

PRZEGLĄD GÓRNICZY

MIESIĘCZNIK

Nr 3 (638)

Marzec 1951 r.

Tom VII (XXXVI/I)

LIST OTWARTY ŚLĄSKIEGO ODDZIAŁU NOT

Koledzy inżynierowie i technicy!

Stojące przed nami zadania Planu 6-letniego — wielkie, przełomowe, gigantyczne zadania zbudowania fundamentów socjalizmu w Polsce i dobrobytu i kultury najszerszych mas ludzi pracy — wymagają od wszystkich inżynierów i techników polskich szczególnie wyteżonej pracy, twórczej myśli, inicjatywy i poczucia odpowiedzialności na każdym stanowisku i odcińku pracy.

Szybkie tempo rozwoju produkcji, budowy nowych zakładów przemysłowych, tworzenie nowych miast i osiedli, wybudowanie nowej wspaniałej Warszawy — chluby całego narodu — cała nasza twórcza praca, umacniająca światowy front pokoju każe nam wyjść z ciasnych ram zagadnień czysto technicznych i połączyć naszą pracę z dążeniami i walką klasy robotniczej, każe nam ściśle związać naszą pracę z zadaniami stawianymi przez Rząd Polski Ludowej i czołowy oddział klasy robotniczej — Polską Zjednoczoną Partię Robotniczą.

Ogół inżynierów i techników zrozumiał już dobrze rolę współzawodnictwa pracy i ruchu racjonalizatorskiego w rozwoju gospodarki narodowej. Jednakże brak nam dotychczas planowych form udziału we współzawodnictwie pracy. Nasza inteligencja techniczna na ogół włącza się do ruchu zainicjowanego przez przodujących robotników, ale jak dotąd nie stała się sama inicjatorką nowych form współzawodnictwa.

Polska klasa robotnicza nauczyła się już korzystać w szerokim zakresie z bogatej skarbnicy doświadczeń przodującej klasy robotniczej Związku Radzieckiego. Metody czołowych radzieckich przodowników pracy i racjonalizatorów — Bortkiewicza, Kriwonosa, Michajłowa, Czutkicha, Korabielnikowej i wielu innych stosowane są z powodzeniem w przemyśle polskim i przyspieszają nasz zwycięski marsz do socjalizmu.

Nasza inteligencja techniczna ma pełną mczliwość uczenia się na wspaniałych osiągnięciach przodującej nauki i techniki radzieckiej, ale dotychczas zbyt mało uczyniliśmy, by upowszechnić i zastosować praktycznie metody naszych radzieckich towarzyszy pracy. Pamiętajcie zawsze o słowach Prezydenta Bieruta, że „pomoc ZSRR, przykład ZSRR i przyjaźń ZSRR — cto podstawowe źródło naszych zwycięstw“.

Doświadczenia inż. Borkowskiego i robotników Katowickiej Fabryki Maszyn Górniczych, którzy twórczo

zastosowali metodę radzieckiego inżyniera Kowalowa i osiągnęli dzięki niej poważne sukcesy, wskazują drogę wszystkim polskim inżynierom i technikom. Metoda inż. Kowalowa, torująca drogę pełnej współpracy robotników i pracowników technicznych w dążeniu do podniesienia wskaźników produkcyjnych jest dla nas tym cenniejsza, że przynosi w rezultacie poważne obniżenie kosztów własnych — co jest jednym z czynników decydujących na obecnym etapie w realizacji zadań Planu 6-letniego.

Dlatego też my, inżynierowie i technicy śląskiego okręgu przemysłowego zebrani na naradzie, zorganizowanej w Katowicach przez Naczelną Organizację Techniczną i Redakcję „Trybuny Robotniczej“, celem omówienia metody inż. Kowalowa, zwracamy się do wszystkich inżynierów i techników w Polsce z wezwaniem aby w walce o wykonanie zadań Planu 6-letniego:

1. Inicjowali nowe formy współzawodnictwa w walce o podniesienie produkcji i obniżenie kosztów własnych drogą pełnego wykorzystania mechanizmów, racjonalnego projektowania przyspieszenia obiegu środków obrotowych, zwiększenia wskaźników wykorzystania powierzchni produkcyjnej i maszyn itp.

2. Wzięli czynny i zorganizowany udział w ruchu współzawodnictwa pracy i racjonalizacji przez uaktywnienie stowarzyszeń technicznych, rozbudowę poradni technicznej dla racjonalizatorów, okazywanie pomocy przodującym robotnikom.

3. Szerzej korzystali z doświadczeń radzieckiej nauki i techniki i przyswajali sobie przodujące metody pracy inżynierów i techników.

4. Popularyzowali i stosowali w praktyce metodę inż. Kowalowa służącą upowszechnieniu metod pracy przodujących robotników i przekazaniu ich doświadczeń ogółowi pracujących.

5. Stale podnosili swoje kwalifikacje zawodowe i polityczno-ekonomiczne i przejawiali pełną troskę o wzrost młodych kadr ludowej inteligencji technicznej.

Całą naszą wiedzę i doświadczeniem technicznym służyć będziemy masom pracującym w walce o budowę podstaw socjalizmu w Polsce, o trwały pokój na całym świecie.

Katowice, 15. II. 1951 r.

PROBLEM TRWAŁOŚCI LIN STALOWYCH W GÓRNICTWIE

Mgr inż. Jerzy Kowalczyk i mgr inż. Michał Pofelski

Treść: Krótka żywotność lin wyciągowych w ostatnich latach spowodowana jest często nieodpowiednią jakością stali. Niemniej jednak często przyczyną krótkiej żywotności liny jest nieprawidłowość wykonania poszczególnych faz procesu wytwórczego, a w szczególności obróbki termicznej drutów. Dalszym równie częstym powodem przedwczesnego zużycia lin może być niewłaściwy dobór konstrukcji liny do obecnych warunków ruchowych, wady lub zły stan niektórych części urządzenia związanego z pracą liny, błędy popełnione w czasie wymiany lin, zwiększona ilość wyciągów w jednostce czasu i wreszcie nieodpowiednia konserwacja w czasie pracy.

Od kilku lat daje się zaobserwować wyraźny spadek żywotności lin stalowych. Brak jest dokładnych danych cyfrowych, tym niemniej zażytkować można twierdzenie, iż trwałość lin jest obecnie przeciętnie o 30 % niższa od trwałości, której na podstawie wieloletniego doświadczenia, mamy prawo wymagać. Nierzadkie są nawet przypadki gdy trzeba linę odkładać po wykonaniu przez nią zaledwie połowy przewidzianej pracy.

Alarmująca wymowa tego stanu rzeczy staje się jasna jeżeli uprzytomnimy sobie, że od jakości i trwałości lin zależne jest w poważnym miarze zarówno bezpieczeństwo dziesiątków tysięcy ludzi jak i ciągłość wydobycia, a w szczególności planowany wzrost wydobycia w ciągu sześciu lat do cyfry 100 milionów ton rocznie.

Przyczyny spadku trwałości lin nie są ani jednorodne ani łatwe do uchwycenia. Wszelkie próby uproszczenia problemu i sprowadzenia go wyłącznie do sprawy jakości stali mają wręcz ujemne skutki, odwracają bowiem uwagę od wielu niemniej istotnych, możliwych przyczyn krótkiej żywotności lin. Gorsza jakość walcówki stalowej decyduje niewątpliwie o niższej trwałości liny. Trwałość ta jednak zależna jest poza tym od wielu innych czynników, których ujemny wpływ jest tylko spotęgowany wadami materiału wyjściowego. Pewne błędy użytkowania nie mające wielkiego wpływu, jeżeli linę wykonano z materiału doskonałej jakości, stają się znacznie groźniejsze gdy druty linowe wykonano np. ze stali o zbyt wysokiej zawartości siarki i fosforu.

Celem niniejszego artykułu jest przypomnienie, względnie zwrócenie uwagi na wszystko, co może mieć dodatni lub ujemny wpływ na trwałość liny. Składają się na to trzy następujące grupy czynników:

- I. Jakość materiału wyjściowego.
 - II. Wykonawstwo drutu stalowego i liny.
 - III. Użytkowanie lin.
- Zanalizujemy kolejno każdą z tych grup.

I. Jakość materiału wyjściowego

Przyczyny krótkiej żywotności lin znajdują częściowo swój początek w nieodpowiedniej jakości stali użytej do wykonania drutów. Do pro-

dukcyj drutów o ściśle określonych własnościach mechanicznych używa się walcówki stalowej \varnothing 5,5 do 8,0 mm o odpowiednim, optymalnym, równie ściśle określonym składzie chemicznym, szczególnie pod względem zawartości węgla i manganu. Łączna zawartość siarki i fosforu nie powinna przy tym przekraczać 0,05 %, ze względu na szkodliwy wpływ tych zanieczyszczeń na własności mechaniczne drutu. Sam atest hutniczy i uwidoczony w nim skład chemiczny stali, nie ujawnia jednak bardzo istotnej wady materiału, jaką jest jego ewentualna niejednorodność. Analiza chemiczna nie ujawnia pęcherzy gazowych i powietrznych ani wtrąceń niemetalicznych ani również ewentualnego wykonania walcówki z wlewek zbyt skąpo odciętych od głowy i stopy. Nie ujawnia również ewentualnie odwęglenia lub zawinięć powstałych w czasie walcowania. Zwrócić należy przy tym uwagę, że z 10-centymetrowego, wadliwego odcinka rygla 145×145 , wykonuje się 345 m drutu o \varnothing 2,8 mm.

Niektóre z wyżej wymienionych wad walcówki ujawnią się w czasie procesu fabrykacyjnego drutu. Większość z nich jednak, nie zauważona ujawni swój szkodliwy wpływ dopiero w wyniku zmęczenia, któremu podlega lina w czasie pracy i spowoduje, pozornie niczym nieuzasadnione pęknięcia drutów. Nie wchodząc w istotę procesu wytwarzania stali ani walcowania należy podkreślić, że stal na szybowe liny wyciągowe powinna być przedmiotem szczególnej uwagi, a nie może być traktowana jako artykuł masowej produkcji.

II. Wykonawstwo drutu stalowego i liny

Prawidłowość wykonania poszczególnych faz procesu fabrykacyjnego, tak jak i jakość walcówki stalowej, decydują o własnościach mechanicznych drutu i mają w konsekwencji istotny wpływ na trwałość liny.

Trawienie. Kruchość drutu stalowego spowodowana niewłaściwym przebiegiem procesu trawienia ujawni się już w przeciąganiu i możliwość użycia takiego drutu do wyrobu liny jest minimalna.

Patentowanie. Inaczej się przedstawia sprawa z obróbką termiczną. Jeżeli czas przebiegu drutu przez piec grzewczy i ołów był niewłaści-

wy, względnie jeżeli nie zastosowano odpowiednich dla danej stali temperatur, to patentowany drut nie uzyska jednolitej struktury sorbitycznej, lecz strukturę częściowo sorbityczną z pozostałościami ferrytu. Jest to tym bardziej niebezpieczne, że nawet drut gotowy posiada wtedy na ogół wszystkie wymagane własności mechaniczne (o ile oczywiście ilość ferrytu nie jest zbyt wysoka). Druty takie są jednak bardzo wrażliwe na zmęczenie i pękają przedwcześnie w czasie pracy liny. Wymieniona wyżej struktura powstaje przy zbyt niskiej temperaturze pieca lub za szybkim przelocie drutów. Przy zbyt wysokiej temperaturze pieca, szczególnie dla stali o wysokiej zawartości węgla (np. powyżej 0,70 %), spowodować można wewnętrzne naprężenia i mikropeknięcia. Będzie to przyczyną niewytłumaczonych pęknięć drutów, często już w czasie trawienia lub przeciągania, niemniej jednak często dopiero w czasie pracy liny. Celowe wydaje się, wobec powyższego, mikrograficzne badanie półfabrykatu na liny wyciągowe po patentowaniu.

Przeciąganie. Proces przeciągania na zimno ma na celu nie tylko uzyskanie wymaganej średnicy ale i równocześnie ściśle określonych własności mechanicznych drutu gotowego. Niedostateczna, łączna redukcja przekroju drutu po patentowaniu da materiał łamliwy, ponieważ nie uzyska on struktury o wystarczająco i równomiernie wydłużonych kryształach. Zbyt daleko posunięta redukcja przekroju po patentowaniu powoduje zmęczenie stali i związaną z tym niedostateczną wytrzymałość na przeginanie i skręcanie. Badanie mechanicznych własności drutu zwłaszcza wytrzymałości na przeginanie i skręcanie ujawnia niewłaściwy przebieg procesu przeciągania wtedy, gdy odchylenie od właściwego przebiegu jest znaczne. W razie jednak niewielkiego odchylenia, mimo którego drut zachowuje wymagane minimum wytrzymałości na przeginanie i skręcanie, błąd ten ujść może uwadze kontroli i drut zostaje użyty do wyrobu liny. Niedostateczną lub zbyt daleko posuniętą redukcję przekroju ujawnić może dopiero analiza stali i porównanie jej składu chemicznego z końcową wytrzymałością drutu na rozciąganie.

Wykonanie liny. Stosunkowo często spotykaną wadą liny, powstałą w czasie jej fabrykacji, jest luz między splotami i luźne druty w splotach. Powoduje to nierównomierne obciążenie drutów oraz ułatwia działanie korozji na wewnętrzne warstwy. Przyczyna tych wad tkwić może już w nieprawidłowym szpulowaniu drutów. Jeżeli w czasie szpulowania druty nie układają się równolegle, lecz są pokrzyżowane, to w splotarce nie będą one równomiernie napięte i w konsekwencji ułożą się luźno w splotach. Ten sam skutek spowodować mogą hamulce poszczególnej szpul, rozregulowane w czasie biegu maszyny.

Przyczyną luzu między splotami może być nierówne nawinięcie splotu spowodowane nierównym poślizgiem sprzęgła. W czasie składa-

nia liny, splot taki będzie mniej naprężony niż pozostałe i mieć może miejscami tendencje do odstawania. Podobny skutek ma rozregulowanie hamulca jednej ze szpul na maszynie linowej. Innego rodzaju przyczyną luzów między splotami może być niewłaściwy dobór średnicy duszy konopnej. Jeżeli średnica duszy konopnej jest za duża lub jeżeli wykonano ją o skoku zbyt krótkim, czyli jest twarda, sploty nie zamkną się na niej, lecz zostawią między sobą szkodliwy luz.

Niemniej ujemnie na trwałość liny wpłynąć może zastosowanie duszy o średnicy za małej lub duszy za miękkiej. Stalowe sploty nie znajdując koniecznego oparcia zakleszczają się między sobą z możliwością przesunięcia deformujących linę. Inną przyczyną deformacji liny trójkątnosplotowej jest niezgodność skoku drutów w splotach ze skokiem śrubowego skrętu splotu („twist“) oraz skokiem liny. Powstaje to na skutek błęd obliczeniowego lub niedokładnego uregulowania maszyny. Odształcenia te ujawnić się mogą dopiero w czasie pracy liny, ponieważ podczas procesu fabrykacyjnego matryca nada linie chwilowo prawidłowy, lecz nietrwały przekrój.

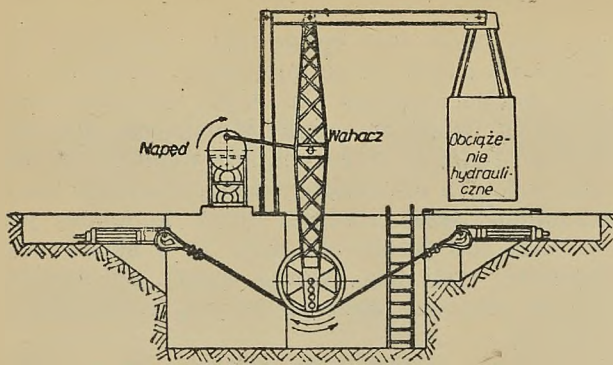
Smarowanie liny. Podkreślić należy, niezadko decydujące o trwałości liny, znaczenie nasycenia tłuszczem duszy konopnej i smarowania liny w czasie fabrykacji. Smar w linie ma nie tylko chronić ją przed korozją lecz również ułatwić wzajemne i nieustanne przesuwanie się drutów. I tak np. lina całkowicie odtłuszczona wytrzymała w czasie badań na przeginanie pod obciążeniem niespełna 40 % ilości przegięć, które wytrzymała, gdy była dobrze nasmarowana. Dusza konopna nasyciona dostatecznie obojętnym tłuszczem stanowi rezerwuuar smaru dla przylegających do niej warstw drutu.

III. Użytkowanie lin

Pośród czynników związanych z użytkowaniem lin a mających ujemny wpływ na ich trwałość wymienić należy:

1. Niewłaściwy dobór konstrukcji liny do warunków ruchowych.
2. Wady lub zły stan niektórych części urządzenia związanego z pracą liny.
3. Błędy w czasie wymiany lub nakładania nowych lin.
4. Wysoka ilość wyciągów w jednostce czasu.
5. Konserwacja lin.
6. Magazynowanie lin w nieodpowiednich warunkach.

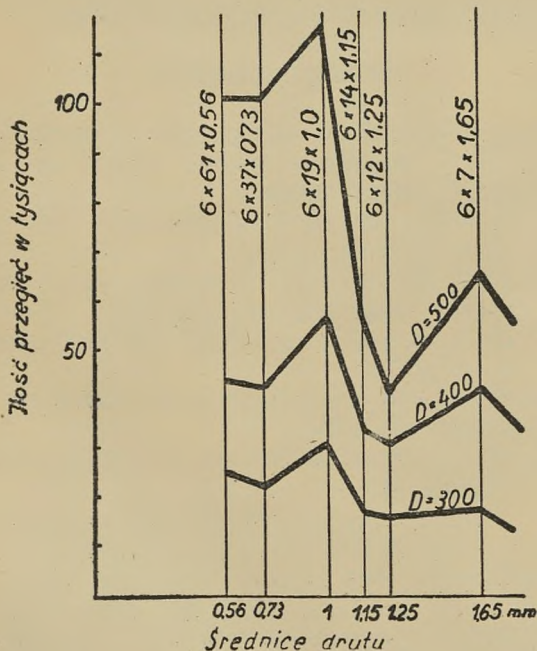
1. Nienaruszalne dotychczas a ustalone kilkadziesiąt lat temu w koncesjach konstrukcje lin nie zawsze są bez zarzutu w świetle najnowszych badań nad trwałością lin. Zanalizujemy w związku z tym wpływ niektórych elementów konstrukcyjnych liny i części urządzenia wyciągowego na trwałość liny. Wpływ ten, będąco obserwowany w praktyce, znalazł swe potwierdzenie w wyniku badań laboratoryjnych, podczas których lina obciążona na przy-



Rys. 1. Schemat maszyny do przeginalnia lin pod obciążeniem według projektu prof. inż. O. Pcpowicza

kład do 1/7 swej wytrzymałości obliczeniowej przeginalna jest wielokrotnie przechodząc przez koło linowe (rys. 1). Ta metoda badania stwarza warunki bardzo zbliżone do normalnych warunków pracy liny, lecz z pominięciem działania korozji. Pomija się tu również wpływ zmiennych naprężeń dodatkowych. Istnieją jednak podstawy do przypuszczenia, że o wytrzymałości liny na przeginalnie pod obciążeniem i wytrzymałości na zmienne naprężenia stanowią te same własności mechaniczne drutów. Lina o dobrej wytrzymałości na przeginalnie pod obciążeniem będzie również odporna na szkodliwy wpływ zmiennych naprężeń.

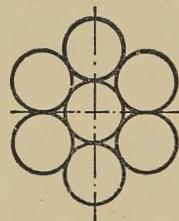
W badaniach wytrzymałości na przeginalnie pod obciążeniem wychodzi się z założenia, że miarą trwałości liny jest ilość przegięć, które wytrzyma ona do chwili zerwania. Na wykresie rys. 2 uwidoczniono wpływ na trwałość liny okrągłosplotowej współzwitej następujących czynników:



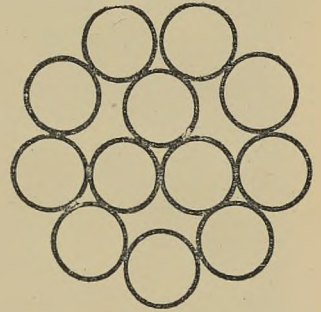
Rys. 2. Wpływ średnicy drutów, konstrukcji splotów i średnicy kół linowych na trwałość liny współzwitej. Liny okrągłosplotowe współzwite $d = 16$ mm, $R_r = 130$ kg/mm², obciążenie = 30 kg/mm²

- średnica drutu użytego do wykonania liny,
- układ drutów w splotach,
- średnica kół linowych.

Dla tej samej średnicy koła linowego np. 500 mm wytrzymałość liny spadła ze 100 000 przegięć w wykonaniu z drutów $\varnothing 0,56$ mm do około 50 000 przegięć w wykonaniu z drutów $\varnothing 1,65$ mm. Oprócz ujemnego wpływu wzrastającej średnicy drutów na trwałość liny badanej na przeginalnie, wykres ten potwierdza zaobserwowaną w praktyce dłuższą żywotność lin o układzie drutów w splotach 1 + 6, a zwłaszcza o splotach 19-drutowych, w stosunku do lin o układzie drutów w splotach 3 + 9 lub 4 + 1) (rys. 3, 4, 5). W jednym przypadku wszystkie 6 drutów pierwszej warstwy znajdują dobre oparcie na drucie rdzeniowym, podczas gdy



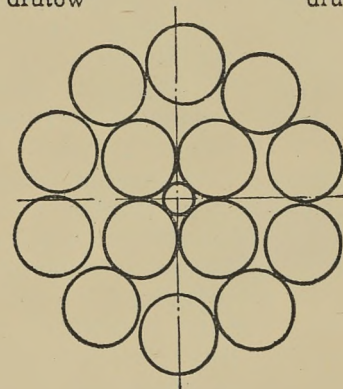
konstrukcja 1+6



konstrukcja 3+9

Rys. 3. Układ drutów w splotach z 7, 19, 37 lub 61 drutów

Rys. 4. Układ drutów w splotach z 12 i 27 drutów



konstrukcja 4+10

Rys. 5. Układ drutów w splotach z 14 i 30 drutów

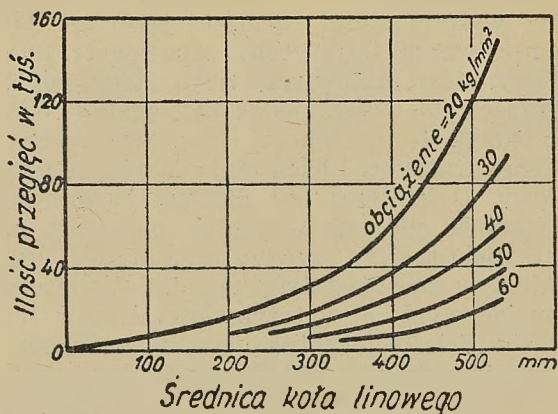
w 2 pozostałych przypadkach, dla 3 i 4 drutów rdzeniowych ułożonych w kształcie trójkąta lub kwadratu, niektóre druty pierwszej warstwy są tylko zakleszczone między sąsiednimi drutami. Nie mając oparcia ulegają one w czasie pracy szkodliwym przesunięciom oraz skrzyżowaniom.

Do sprawy korzystnego wpływu małej średnicy drutów na trwałość liny należy podchodzić ostrożnie, ponieważ wraz ze zmniejszaniem średnicy drutów zmniejszamy również odporność liny na korozję i ścieranie. Stosowane u nas konstrukcje lin okrągłosplotowych powinny jednak w wielu przypadkach ulec rewizji. I tak np. pośród 146 lin wyciągowych okrągłosplotowych w ruchu, 25 % stanowią liny

c niekorzystnym 3- lub 4-drutowym rdzeniu w splotach.

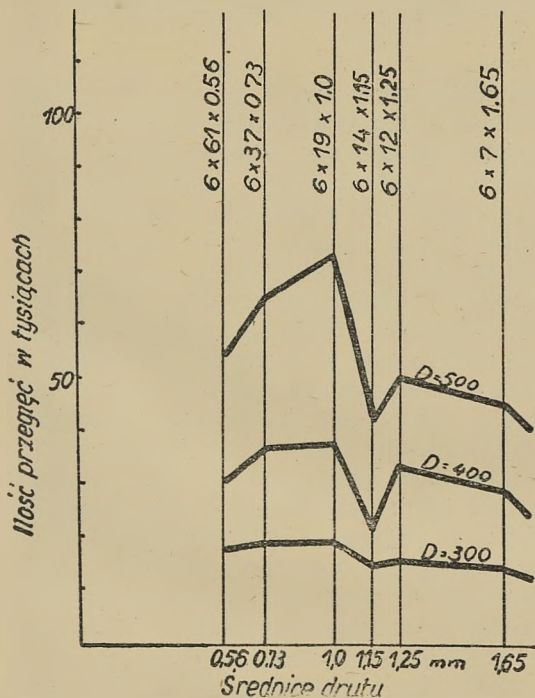
Trwałość lin maleje również wraz z malejącą średnicą kół linowych. Zastosowanie np. koła o \varnothing 300 mm zamiast 500 mm zmniejszyło trwałość badanej liny prawie trzykrotnie (rys. 2). Nie jest więc dziwne, że liny używane do wrębiarek mają żywotność mierzoną na tygodnie.

Badania przeprowadzone na linach przeciwwzitych wykazały również (rys. 6) korzystny wpływ układu drutów 1 + 6 na trwałość liny, a niekorzystny wpływ układu 3 + 9 lub 4 + 10. Zwraca również uwagę niższa o około 30 % trwałość lin przeciwwzitych od współzwitych np. lina współzwita \varnothing 16 mm konstrukcji $6 \times 19 \times 1,0$ wytrzymuje 115 000 przegięć, podczas gdy lina o tej samej konstrukcji splotów lecz przeciwwzita wytrzymuje tylko 75 000 przegięć (rys. 2 i rys. 6). Miejsca styku drutów sąsiednich splotów są długie w linach współzwitych podczas gdy w linach przeciwwzitych, miejsca styku czyli wzajemnego ścierania się



Rys. 7. Wpływ wielkości obciążenia na trwałość liny. Lina przeciwwzita \varnothing 16, konstrukcja $6 \times 19 \times 1,0$, $R_r = 130 \text{ kg/mm}^2$

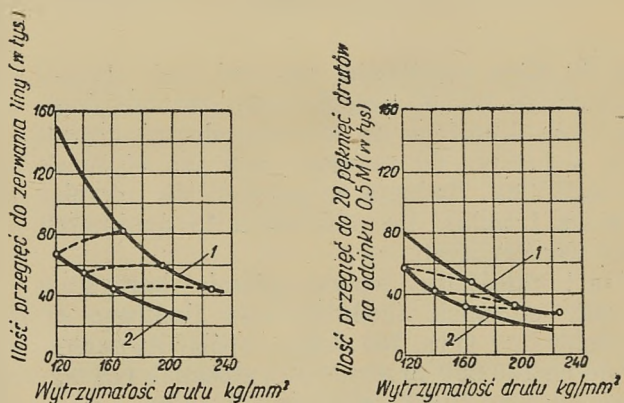
dłuższą żywotność lin przechodzących przez większe koła. I tak np. zginając się na kole \varnothing 400 mm lina wytrzymała 60 000 przegięć, a na kole średnicy 500 mm 120 000 przegięć (przy obciążeniu 20 kg/mm^2) (rys. 7). I tu jednak nie można wyciągać wniosków zbyt dalekoidących, badania te bowiem przeprowadzono na linach wykonanych z drutów stosunkowo miękkich ($R_r = 130 \text{ kg/mm}^2$). Aby jednak wyciągowa lina o określonym przekroju i obciążeniu statycznym, pracowała z dużym zapasem bezpieczeństwa, trzeba użyć do jej wyrobu drutów o wysokiej wytrzymałości na rozciąganie. Druty takie, zwłaszcza powyżej 170 kg/mm^2 mają stosunkowo niską wytrzymałość na przeginięcie i skręcanie. Są one bardziej łamliwe i szybciej ulegają zmęczeniu. Trwałość liny maleje szybko, gdy przy stałym współczynniku bezpieczeństwa wzrasta wytrzymałość drutu na rozciąganie, ponieważ ze wzrostem wytrzymałości na rozciąganie pogarszają się inne bardzo istotne własności mechaniczne drutów (rys. 8). Lina wykonana z drutów o wytrzymałości 160 kg/mm^2 zerwała się po 90 000 przegięć, a z drutów o wytrzymałości 180 kg/mm^2 zerwała się już po 70 000 przegięć. Wynika z tego, że zwiększanie zapasu bezpieczeństwa lin wyciągowych przez zwiększanie wytrzymałości drutów jest tylko pozornym wzrostem bezpieczeństwa. Zbyt wysoki współ-



Rys. 6. Wpływ średnicy drutów, konstrukcji splotów i średnicy kół linowych na trwałość liny przeciwwzitej. Liny okrągłosplotowe przeciwwzite. $d = 16 \text{ mm}$, $R_r = 130 \text{ kg/mm}^2$, obciążenie $= 30 \text{ kg/mm}^2$

drutów są krótkie a przez to głębokie. Powoduje to szybsze ich pęknięcie w linach przeciwwzitych niż współzwitych. Nie można oczywiście wnioskować z tego, że wszystkie liny przeciwwzite należałoby zastąpić współzwitymi ażeby podwyższyć ich trwałość. O tym, że lina musi być w niektórych przypadkach przeciwwzita przesądzają warunki pracy a w szczególności gdy wyciągany ciężar nie posiada prowadzenia lub gdy lina nie jest stale napięta.

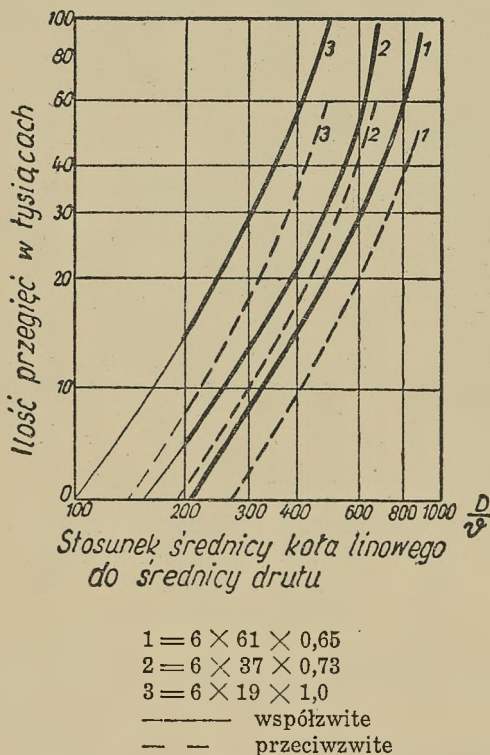
Badania wytrzymałości liny przy różnym stopniu naprężenia na kołach o różnej średnicy (rys. 7) potwierdzają zaobserwowaną w pracy



Rys. 8. Wpływ wytrzymałości drutów na trwałość liny. 1 — współczynnik bezpieczeństwa 7, 2 — współczynnik bezpieczeństwa 5

czynnik bezpieczeństwa uzyskany przez zwiększenie wytrzymałości drutów powyżej 170 kg/mm² stwarza iluzoryczny zapas wytrzymałości liny, który miałby sens tylko wtedy, gdyby lina pracowała wyłącznie na rozciąganie. Wiadomo jednak, że jest inaczej i że prawie wszystkie złomy drutów w linach mają charakter zmęczeniowy. O krótszej lub dłuższej żywotności liny stanowi głównie zmęczenie materiału na skutek wielu tysięcy przegięć oraz drgań. Niezwykle są u nas niestety przypadki stosowania lin wyciągowych o wytrzymałości drutów 180 kg/mm² z dziesięciokrotną pewnością. Wystarczy ten iluzoryczny współczynnik bezpieczeństwa zmniejszyć z 10 na 8,9, by linę można było wykonać z drutów o wytrzymałości 160 kg/mm² oraz pozostałych własnościach mechanicznych o 15 — 20 % korzystniejszych.

Wpływ stosunku średnicy koła linowego do średnicy drutu i średnicy liny uwidocznił się na rys. 9 (w skali logarytmicznej) i na

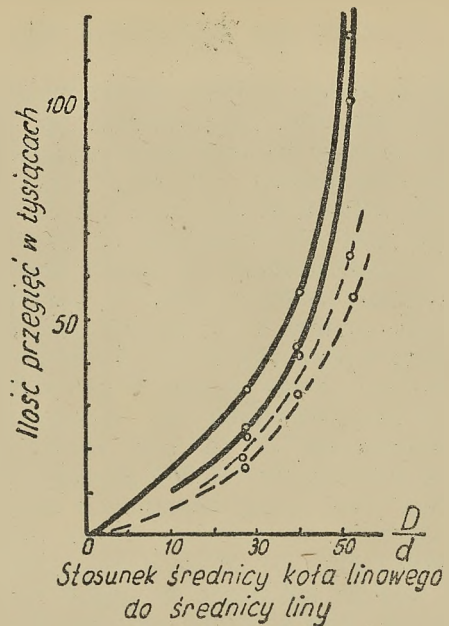


Rys. 9. Wpływ stosunku średnicy koła linowego do średnicy drutu

rys. 10. Lina współzwita konstrukcji 6×19×1,0 wytrzymała 30 000 przegięć gdy stosunek średnicy koła linowego do średnicy drutu wynosił 300, a już 60 000 przegięć, gdy ten stosunek wynosił 400. Badania te potwierdziły również większą trwałość lin o splotach 19 drutowych oraz współzwitych.

Na trwałość liny wpływa również korzystnie wyższy stosunek średnicy koła linowego do średnicy liny (rys. 10). Lina współzwita zerwała się po 120 000 przegięć gdy stosunek ten wynosił 50, a po 30 000 gdy wynosił on 30.

Wpływ jaki wywiera cynkowanie drutów na trwałość liny jest od dawna przedmiotem spo-



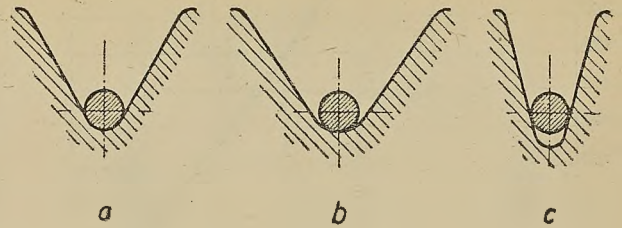
Rys. 10. Liny okrągło-splotowe współzwite $d = 16$ mm, $R_r = 130$ kg/mm², obciążenie 30 kg/mm²

rów i zupełnie sprzecznych opinii. Stosowane w fabrykach drutu cynkowanie na gorąco stanowi co prawda ochronę przeciw korozji zwłaszcza jeżeli warstwa cynku jest dostatecznie gruba (np. około 150 g/mtr² dla \varnothing 2,8 mm), ma ono jednak wysoce ujemny wpływ na własności mechaniczne drutów wykonanych ze stali o wysokiej zawartości węgla np. powyżej 0,65 %. Pogorszenie własności mechanicznych po ocynkowaniu na gorąco daje się również zaobserwować w drutach wykonanych ze stali o niższej zawartości węgla. Są to jednak zmiany nieznaczne. Cynkowanie drutów stalowych o niskiej zawartości węgla daje korzystną ochronę przeciw korozji bez ujemnych skutków dla własności mechanicznych drutu. Cynkowanie natomiast na gorąco, drutów o wysokiej zawartości węgla np. około 0,75 % (liny wyciągowe) powoduje zmniejszenie wytrzymałości drutów na przeginięcie o około 15 %, a wytrzymałości na skręcanie o około 20 %. Gorsza o 15 do 20 % wytrzymałość drutów ocynkowanych na przeginięcie i skręcanie przesądza o tym, że wykonana z nich lina wyciągowa jest mniej odporna na zmęczenie. Użycie liny z drutów ocynkowanych np. \varnothing 1,6 mm, wytrzymałości $R_r = 160$ kg/mm² (stal C = 0,60 %) w mokrym szybiku nie podlega dyskusji i jest korzystne zwłaszcza jeżeli powłoka cynku ma grubość około 120 g/m². Inaczej się sprawa przedstawia gdy chodzi o linę wyciągową wykonaną np. z drutów \varnothing 2,9 mm wytrzymałości 170-180 kg/mm². Cynkowanie drutu należy w tym przypadku traktować jako zło konieczne w szybie bardzo mokrym (słona lub kwaśna woda) i gdy związana z tym korozja jest głównym czynnikiem skracającym żywotność lin. I w tym przypadku jednak należy zastanowić się, czy nie istnieje możliwość obniżenia wymaganej wytrzymałości

drutów na rozciąganie co pozwoliłoby na użycie do ich wykonania stali mniej wrażliwej na szkodliwy wpływ cynkowania na gorąco. Nierzadkie wypadki używania w szybach suchych lub o niskim stopniu wilgotności lin z drutów ocynkowanych dla rzekomego przedłużenia ich żywotności, są nieporozumieniem technicznym. Wystarczającą w tych przypadkach ochronę przed korozją stanowi staranne i regularne smarowanie liny a używając liny z drutów gołych zwiększamy jej odporność na zmęczenie o około 20 %.

2. Stan urządzeń wyciągowych. Częstokroć niedoceniany a jednak poważny wpływ na trwałość liny ma stan urządzeń wyciągowych względnie ich obsługa. Nie można mieć wątpliwości w tej sprawie, jeżeli się wie, że tak często spotykane liczne pęknięcia drutów w zawiesiu lub w pobliżu zawiesia są przeważnie wynikiem zmęczenia materiału na skutek drgań podłużnych i poprzecznych liny oraz różnych dodatkowych naprężeń. Niewłaściwe sterowanie maszyny wyciągowej oraz nadużywanie hamulców względnie przeciwpary lub przeciwpędu, może być jedną z przyczyn skracających żywotność liny. Również zły stan maszyn wyciągowych, szczególnie parowych oraz hamulców, przez nierówny bieg lub nagłe blokowanie powoduje gwałtowne zmiany naprężeń w linie i zmęczenie drutów. Biczowanie liny między tarczą Koepe względnie bębniem i kołem linowym, szczególnie gdy ma ono dużą amplitudę, spowodowane być może rezonansem między siłami pojedynczymi działającymi na tłok maszyny a drganiami własnymi liny, która na tym odcinku zachowuje się jak napięta struna. Jedną z głównych przyczyn dodatkowych naprężeń i drgań liny jest często zły stan prowadników. Nierówny bieg klatek zwłaszcza przy dużych szybkościach i związane z tym szkodliwe nagłe zmiany naprężeń w linie skłoniły przemysł węglowy niektórych krajów do częściowego lub nawet całkowitego zastąpienia prowadników z drzewa, prowadnikami linowymi. Uzyskuje się dzięki temu znacznie równiejszy bieg klatek a przez to lepszą trwałość lin wyciągowych. Jako prowadniki linowe wchodzi w grę oczywiście tylko liny konstrukcji zamkniętej, w których ewentualne pęknięcia drutu nie grozi uszkodzeniem całej liny i zahamowaniem ruchu. Profilowy przekrój drutów warstwy zewnętrznej utrzymuje bowiem pęknięte końce drutu na miejscu. U nas stosowanie prowadników linowych w urządzeniach służących również do jazdy ludzi nie wchodzi w rachubę, ponieważ żaden ze znanych systemów spadochronów przy tego typu prowadnikach nie jest pewny. Celowe wydaje się jednak zbadanie możliwości zastosowania prowadników linowych w urządzeniach służących wyłącznie do wydobycia urobku.

Przyczyną deformacji i przedwczesnego zużycia liny przez nadmierne starcie drutów może być niewłaściwy kształt rowka linowego tzn. zbyt rozwarty lub zakleszczający linę (rys. 11).



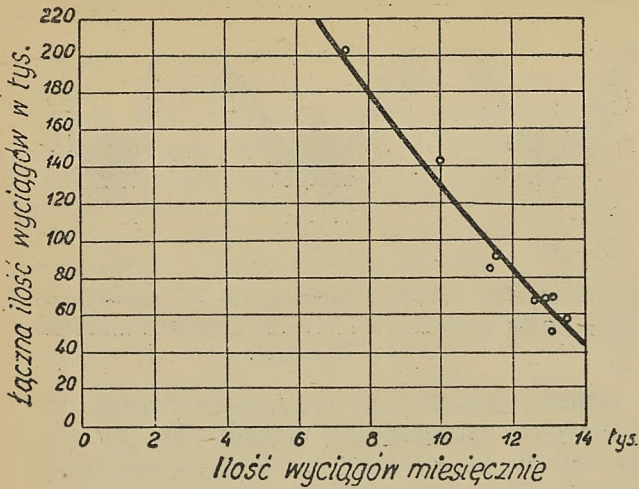
Rys. 11. Profile rowków linowych, a — prawidłowy profil rowka linowego, b i c — nieprawidłowe profile rowków linowych

Istnieją jeszcze inne możliwe przyczyny dodatkowych naprężeń lub uszkodzenia liny jak np. luzy na połączeniach w klatkach względnie skipach, stan powierzchni rowków linowych lub wykładzin itd. Konieczność stałej kontroli i usuwania tych defektów rozumie się sama przez się.

3. Wymiana lub nakładanie nowej liny. Przy nakładaniu nowej liny lub wymianie, błędem często spotykanym a stanowiącym uszkodzenie liny jest odpuszczenie naturalnego skrętu. Nie przywraca tego skrętu ponowne skrócenie liny przed połączeniem zawiesia z klatką. Na skutek elastyczności liny, wpływ momentu skręcającego działającego na poziomie podszybia, będzie malał aż do zupełnego zaniku w górnych przekrojach liny. Rozluźnione druty warstw zewnętrznych stanowią w linach trójkątnospłotowych około 50 % całego przekroju liny. Zostają one obciążone tylko częściowo w przeciwieństwie do drutów warstw wewnętrznych, które są przeciążone. Nie wpływa to oczywiście korzystnie na trwałość liny i stanowi jedną z przyczyn pęknięcia drutów wewnętrznych.

4. Częstość wyciągów. Poważny wpływ na trwałość liny ma nie tylko łączna ilość wykonanych wyciągów ale i czas w jakim te wyciągi zostały wykonane. Zwiększenie ilości wyciągów w jednostce czasu przy nie zmienionych innych warunkach pracy powoduje wyraźny spadek żywotności liny. Przerwa po pewnej ilości sukcesywnych wyciągów przyczynia się do regeneracji drutów stalowych i przedłuża żywotność liny. Brak jest dokładnych danych cyfrowych z ruchu lecz w czasie badań laboratoryjnych stwierdzono (rys. 12), że np. lina przeginana 12 000 razy w miesiącu wytrzymała łącznie 80 000 przegięć. Gdy ilość wykonywanych przegięć zmniejszono do 8 000 miesięcznie, wytrzymałość liny wzrosła do łącznej cyfry 180 000 przegięć. Wynika z tego również wniosek, że dotychczasowa metoda oceny liny na podstawie samej tylko ilości wykonanej przez nią pracy w tkm nie jest zawsze słuszna. Najnowsze badania wprowadzają do oceny pracy liny przeciętną dzienną ilość wykonanych wyciągów.

5. Konserwacja liny w czasie pracy. Konserwacja lin polega głównie na regularnym czyszczeniu i smarowaniu mającym na celu ochronę przed korozją. Dotyczy to również lin z drutów ocynkowanych wbrew mniemaniu, że ocynkowanie uwalnia od konieczności konserwacji



Rys. 12. Wpływ ilości wyciągów w jednostce czasu na trwałość liny

liny w czasie pracy. Oprócz stałego i stopniowego działania korozji w szybach mokrych, zdarzają się przypadki szybkiej i głębokiej korozji nawet w szybach suchych. Powodem tego może być np. przechodzenie przez pewien czas liny wyrównawczej przez wodę w żompiu na skutek podniesienia się jej poziomu.

6. Magazynowanie lin. Konserwacja liny przed jej nałożeniem polega głównie na przechowywaniu jej w odpowiednim pomieszczeniu. Pozostawianie liny na dworze jest niedopuszczalne. Liny stalowe winny być magazynowane w takich warunkach, by nie groziła im ani rdza ani wyciekanie smaru. Jedno i drugie spowodować może zmniejszenie odporności liny na zmęczenie i ścieranie.

Artykuł ten nie wyczerpuje oczywiście całego problemu trwałości lin. Spełni on jednak swoje zadanie jeżeli wzbudzi zainteresowanie i przekonania o obecnej wyjątkowej ważności zagadnienia linowego w przemyśle węglowym.

Literatura

- W. I. Bogolubskij, I. M. Gołubiew, I. I. Amitin: Prowołocznyje Kanaty. 1950.*
M. Bonzel: Le Trefilage de l'acier. 1934.
 Glückauf, 8. 10. 1938.
 Glückauf, 15. 10. 1938.
 Glückauf, nr 43, 1941.
Haton de la Goupillere: Cours d'exploitation des Mines. 1934.
A. Pomp: Stahldraht. 1941.
 Stahl u. Eisen. IX. 1943.
 Wire und Wire Products, 1948.

MŁOTKI ELEKTRYCZNE W GÓRNICTWIE

Mgr inż. Tadeusz Opolski

Treść: Zalety młotków elektrycznych w porównaniu z powietrznymi. Zasady budowy i działania młotków elektrycznych. Przegląd dotychczasowych osiągnięć konstruktorów takich młotków.

Udarowe narzędzia ręczne są przy niektórych pracach górniczych dotychczas nie do zastąpienia, pomimo mechanizacji procesu wybierania, polegającej na zastosowaniu maszyn dużych i wydajnych jak wrębiarki, maszyny zespołowe i ładowarki.

Obok niewątpliwych zalet jak prostota konstrukcji, wytrzymałość i taniaść, narzędzia udarowe pneumatyczne mają zasadniczą wadę. Jest nią niska sprawność energetyczna. Do małej sprawności samego młotka dołączają się poważne straty, wynikające ze znacznej długości sieci rurociągów. Niedogodność narzędzi pneumatycznych stanowią również kosztowne i duże instalacje sprężarkowe. W obecnym stadium rozwoju elektryfikacji kopalń, niska sprawność narzędzi pneumatycznych jest wprost rażąca, zwłaszcza że zaleta bezpieczeństwa napędu powietrznego w kopalniach gazowych i pyłowych traci na znaczeniu wobec postępu konstrukcji ognioszczelnych urządzeń elektrycznych.

Jeśli więc problem narzędzi udarowych elektrycznych byłby równie prosty, jak np. za-

stąpienie wiertarek obrotowych powietrznych wiertarkami elektrycznymi, znaczna część młotków „odbudowy“ i wiertarek udarowych byłaby już zelektryfikowana.

Przy konstrukcji młotków elektrycznych natrafiono na szczególne trudności i do dzisiaj nie udało się nigdzie rozwiązać ich w sposób odpowiadający całkowicie warunkom pracy w kopalni. Wysoki poziom prostoty i niezawodności jaki osiągnęły narzędzia pneumatyczne, stawia przed konstruktorem udarowych narzędzi elektrycznych bardzo duże wymagania, których spełnienie jest trudne. Praca w tym kierunku trwa a dążeniem konstruktorów jest zbudowanie narzędzia lekkiego, trwałego, prostego o wysokiej sprawności i dużej energii uderzenia.

Historia elektrycznych młotków liczy już 70 lat. Od dawna są produkowane seryjnie udarowe narzędzia elektryczne przeznaczone do specjalnych celów (rzeźbiarstwo, kucie bruzd w budownictwie i inne), jednak w górnictwie, gdzie może najwięcej stosuje się młotków

i wiertarek udarowych, zastosowanie narzędzi elektrycznych ogranicza się do prób.

Pozytywne rezultaty osiągnięto dopiero w latach od 1930 do 1940, kiedy to zajęto się tym problemem w ZSRR, rozpisując nawet konkurs na konstrukcję młotka elektrycznego.

Po wojnie podjęto ten problem również w Polsce i praca nad realizacją górniczego młotka elektrycznego jest w toku.

Rozwiązywanie problemu zamiany energii elektrycznej na energię ruchu posuwisto-zwrotnego szło dwiema drogami. Jedną z nich polega na zastosowaniu solenoidu wciągającego lub wyrzucającego rdzeń — bijak, druga na zamianie w silnik obrotowy energii elektrycznej na mechaniczną oraz na zastosowaniu mechanizmu dającego w wyniku ruch posuwisto-zwrotny. Młotki elektryczne podzielić więc można na dwie grupy: I solenoidowe i II elektromechaniczne.

I. Młotki solenoidowe wykonywano w trzech rodzajach:

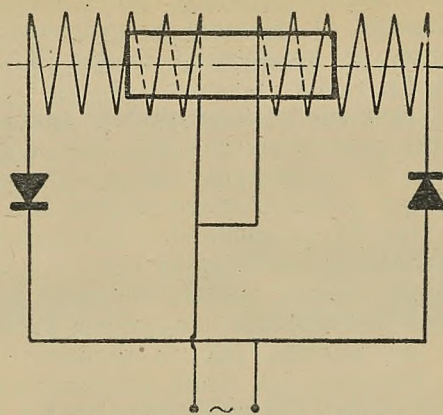
1. z przerywaczem lub z przełącznikiem,
2. synchroniczne,
3. asynchroniczne.

1. Młotki z przełącznikiem zasilane przeważnie prądem stałym, nie dały dobrych rezultatów wskutek palenia się styków, grzania młotka i słabych uderzeń. Należą tu młotki konstrukcji Pokrowskiego, Starikowa, Schiemanna, Thuma. Typem pośrednim pomiędzy młotkami z przełącznikiem i synchronicznymi jest młotek Schülera z synchronicznym obrotowym przełącznikiem. Ma on podobne wady jak poprzednie i nie znalazł szerszego zastosowania.

2. Historię elektrycznych narzędzi udarowych rozpoczyna konstrukcja młotków synchronicznych. W 1879 r. Werner Siemens, skonstruował młotek o trzech solenoidach, z których skrajne zasilane były prądem zmiennym niskiej częstotliwości, środkowy zaś prądem stałym. Grzanie się młotka oraz niewygodność stosowania specjalnych przetwornic prądu zmiennego i stałego, przeszkodziły rozpowszechnieniu tego typu młotka.

Już po dwóch latach Deroele skonstruował podobny trzycewkowy młotek, zasilany jednak z jednej przetwornicy prądem pobieranym z trzech punktów komputatora. W parę lat później Marvin udoskonalił konstrukcję młotka, stosując dwie cewki zasilane z przetwornicy. Przełącznik synchroniczny skierowywał do każdej cewki tylko jedną półkę sinusoidy prądu. Młotek ten miał dość niską sprawność i grzał się znacznie.

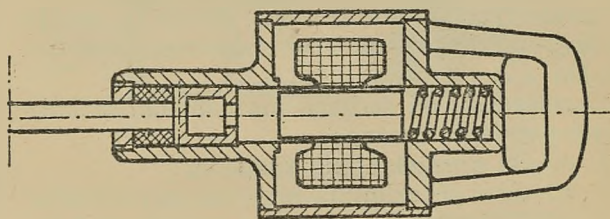
Dalszym krokiem było zastosowanie prostowników do uzyskania rozdziału prądu na dwie cewki. Konstrukcja Syntron o dwu cewkach zasilanych przez dwa prostowniki wykazała 32 % sprawność samego młotka (schemat na rys. 1). Przy większych młotkach tego typu zastosowano chłodzenie wentylatorem zasilanym prądem o częstotliwości 180 okresów/s, co znacznie skomplikowało instalację elektryczną.



Rys. 1. Schemat młotka Syntron

W dalszym ciągu uproszczono młotki synchroniczne do zastosowania jednej cewki zasilanej prądem zmiennym, przy czym układ bijaka i sprężyny był w rezonansie z częstotliwością prądu.

Typ włoski Bewi dawał tyle uderzeń, ile maksimum i minimum miał prąd zmienny, czyli przy częstotliwości 50 okresów/sek 6000 uderzeń na minutę. Typ Moskiewski (rys. 2), w zależności od doboru sprężyny i jej napięcia może dawać ilości uderzeń zgodnie z częstotliwością prądu, lub też będąc jej krotnością. Na przykład przy częstotliwości 50, ilości uderzeń na minutę mogą wynosić 6000, 3000, 1500 i tak dalej. Z powodu znacznej reakcji na rękę i szarpań zrealizowano tylko małe młotki o energii uderzeń 0,3 kgm, $n = 3000$, $\eta = 32\%$.



Rys. 2. Młotek synchroniczny Moskiewski

Główne braki młotków solenoidowych są następujące:

a. Mała sprawność wynika ze strat w żelazie bijaka oraz w uzwojeniach. Straty te powodują szkodliwe nagrzewanie się młotka.

b. Znaczny ciężar młotka w stosunku do mocy (Syntron 116 g W, gdy młotek elektromechaniczny KNSz 3 ma 86 g W).

W celu zmniejszenia strat zastosował inż. Szmagunow nacięcia na bijaku. Dla przeciwdziałania prądom błądzącym wykonuje się na bijaku walcowym jeden rowek głęboki i kilka płytszych. Próby wykazały, że przy 16 nacięciach siła wciągająca solenoidu wzrosła o 7,5 % przy 20 % spadku zapotrzebowania mocy.

Dla zwielokrotnienia siły wciągającej solenoidu zastosował on rdzeń w postaci „tulei przesuwnej”. Tuleja jest z jednej strony przecięta wzdłuż i nacięta rowkami dla zmniejszenia strat. Zastosowanie takiej tulei zwiększa

2,5-krotnie siłę wciągającą, nie zwiększając mocy solenoidu. Ulepszenia te zastosował inż. Szmargunow w konstrukcji młotka KNSz 7. (rys. 3, 4, 5).

Wyniki prób nie są nam niestety znane.

3. Młotki asynchroniczne nie dały dobrych rezultatów. Z nielicznych opracowań należy wyróżnić typ jednofazowego młotka inż. Moskwtina (rys. 6), oraz młotek z bijakiem w postaci nagwintowanego wirnika silnika.

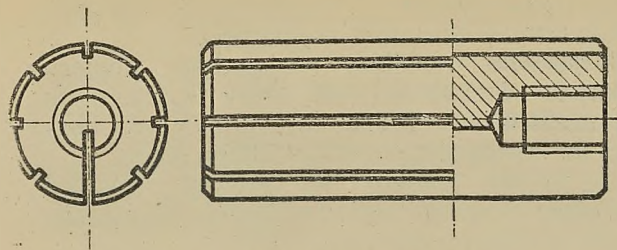
Zasadniczą częścią asynchronicznego młotka Moskwtina jest stojan z uzwojeniem prostopadłym do osi młotka, jak to tłumaczy szkic (rys. 7). Podobnie jak silnik jednofazowy nie ma jednoznacznego kierunku obrotów, tak i kierunek sił działających na rdzeń w młotku Moskwtina jest zależny od początkowego ruchu rdzenia. W wyniku otrzymuje się oscylacyjny ruch bijaka. Pracę tego młotka porównać można do pracy silnika przy ciągłym rozruchu w przeciwnych kierunkach.

Rys. 8 przedstawia młotek będący silnikiem asynchronicznym o stojanie wewnątrz i wirniku z zewnątrz nagwintowanym. Wirnik może się wzdłuż osi przesuwać swobodnie w łożyskach. W czasie obrotu wirnik przesuwa się wskutek oddziaływania gwintu i napina sprężynę. Gdy napięcie sprężyny przewyższy siłę wypychającą, wirnik zostaje odrzucony i uderza w grot pod wpływem siły sprężyny. Po uderzeniu cykl pracy powtarza się. Młotki tego typu nie były produkowane z powodu zbyt dużego nagrzewania się i innych wad.

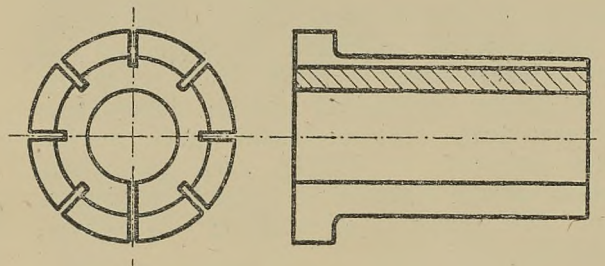
II. Najszersze zastosowanie znalazły młotki *elektromechaniczne*. Działanie ich polega na zamianie ruchu obrotowego silnika (zwykle asynchronicznego) na ruch posuwisto-zwrotny bijaka.

W zależności od rodzaju mechanizmu zmiany ruchu rozróżnić można:

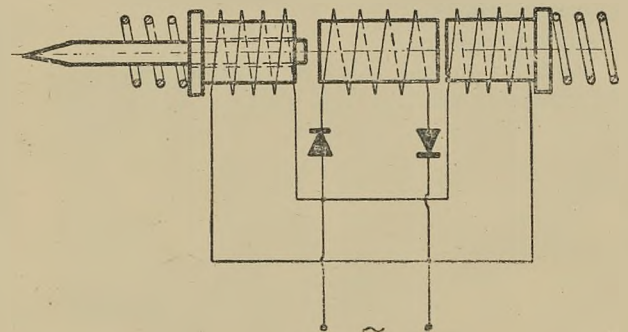
1. młotki z przekładnią śrubową,
2. młotki z przekładnią krzywkowo-palczystą,
3. młotki korbkowe ze sprężynami lub poduszką powietrzną,



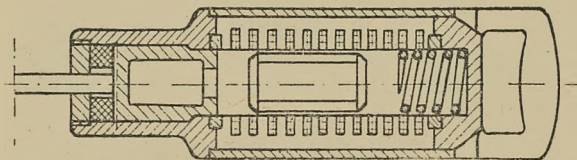
Rys. 3. Bijak młotka KNSz 7



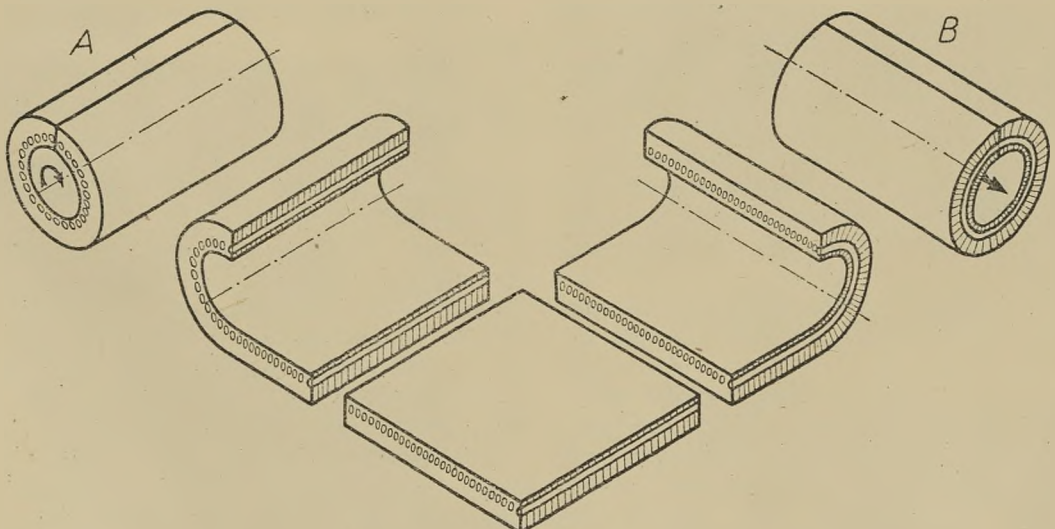
Rys. 4. Tuleja młotka KNSz 7



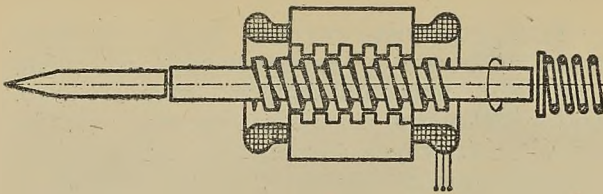
Rys. 5. Schemat młotka KNSz 7



Rys. 6. Młotek asynchroniczny Moskwtina



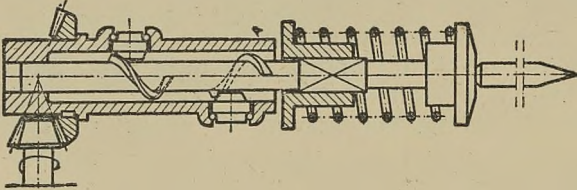
Rys. 7. Schemat zamiany stojana silnika A na solenoid młotka asynchronicznego B



Rys. 8. Schemat młotka asynchronicznego „z gwintem“

4. młotki odśrodkowe z bijakiem wahliwym lub z masami wirującymi.

1. Młotki z przekładnią śrubową (rys. 9, — radziecki typ K4), wskutek szybkiego zużycia części nie mają większego znaczenia.



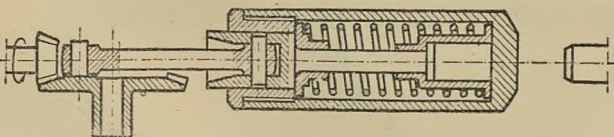
Rys. 9. Przekładnia śrubowa młotka K 3

2. Z tych samych przyczyn również przekładnia palczasta nie daje zadowalających rezultatów. Polega ona na zamianie ruchu palca korbowego na ruch prostolinijny zwrotny bijaka, bez pośrednictwa korbowodu. Odpowiedni charakter ruchu bijaka uzyskuje się przez zastosowanie krzywoliniowego wycięcia w bijaku.

3. Liczne konstrukcje oparto na zasadzie mechanizmu korbowego. Typowymi są: młotek korbowy ze sprężynami KNSz 2, 3 i 6 oraz młotki korbowe z poduszką powietrzną. Również ciekawa jest konstrukcja młotka korbowego z elektromagnesem.

Próba uzyskania rezonansu drgań własnych układu bijaka i sprężyn z częstotliwością ruchów mechanizmu korbowego dała ujemne rezultaty. Sprawność takiego młotka wynosiła tylko 28 %, gdyż rezonans praktycznie nie istniał z powodu zaburzeń spowodowanych uderzeniami, zmianą napięcia sieci i zmianą obciążenia.

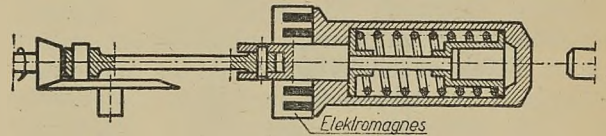
W młotkach typu KNSz nie starano się o rezonans, ale przez dobór mas ruchomych i sprężyn uzyskano amplitudę ruchów bijaka większą od amplitudy korby. Szybkość ruchu roboczego bijaka jest w tym przypadku większa od szybkości końca korbowodu wskutek działania bezwładności bijaka i siły sprężyny (rys. 10).



Rys. 10. Mechanizm korbowy młotków KNSz 2, 3 i 6

W celu zwiększenia siły uderzenia w młotku korbowym ze sprężynami zastosowano elektromagnes przytrzymujący bijak w martwym położeniu. Dopiero po przejściu mechanizmu kor-

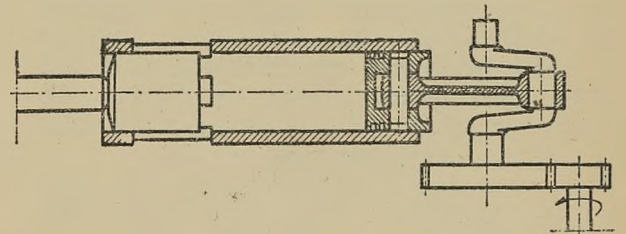
bowego o około 120° poza martwe położenie w przód, bijak odrywał się od elektromagnesu i przyspieszany siłą napiętej sprężyny uderzał w grot. Badanie wykazało pobór mocy 500 W, z czego 22 W pobiera elektromagnes. Energia uderzenia wynosiła 1 kgm, częstotliwość 16 uderzeń na sek, a sprawność 31 % (rys. 11).



Rys. 11. Mechanizm młotka korbowego z elektromagnesem

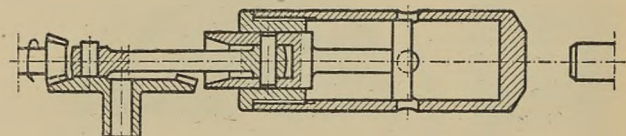
Ciekawe jest, że młotek ten posiadał ujemny odrzut, tzn. wykazywał tendencję posuwania się naprzód. Ze względu jednak na to, że siła elektromagnesu była tego samego rzędu co siła bezwładności bijaka, zaniechano dalszych prób.

W młotkach korbowych z poduszką powietrzną można rozróżnić dwie konstrukcje. W pierwszej z nich przy ruchu bijaka w przód powietrze jest sprężane, przy ruchu powrotnym rozrzedzane i nadwyżka ciśnienia atmosferycznego popycha bijak. Przykładem może być młotek radziecki OEM (rys. 12). Wadą konstrukcji OEM jest to, że położenie bijaka względem otworów powietrznych jest zależne od czynników ruchowych i wskutek tego uderzenia słabną w czasie pracy.



Rys. 12. Mechanizm korbowy młotków ZERT i OEM

Młotki z poduszką powietrzną według drugiej konstrukcji działają zarówno przy ruchu bijaka w przód, jak i przy ruchu wstecz pod wpływem sprężenia powietrza (rys. 13). Praca ich jest lepsza i pewniejsza od pracy młotków poprzednio opisanych.

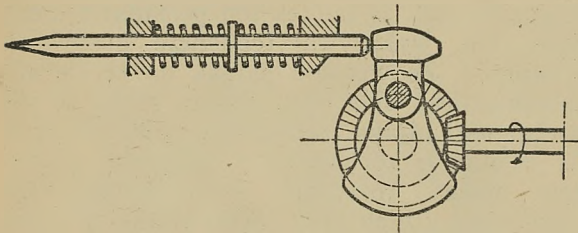


Rys. 13. Mechanizm korbowy z poduszką powietrzną dwustronnie działającą

Należy tu również wspomnieć o młotkach typu MB i OMB (tzw. bezprzekładniowych), w których silnik wprost napędza tłok powietrzny korbą, a obniżenie ilości uderzeń otrzymuje się przez odpowiedni mechanizm sterujący konstrukcji M. Batujewa.

4. Dalszą grupę tworzą młotki odśrodkowe.

Jedynym typem młotków odśrodkowych z wahliwym bijakiem jest młotek radziecki TOM 1 (rys. 14). Badanie tego młotka dało następujące wyniki: pobór mocy 2 kW, ilość uderzeń 900 min, energia jednego uderzenia 1,7 kgm, $\eta = 12,5\%$. Tak niska sprawność jest prawdopodobnie skutkiem niecentrycznych uderzeń, niezgodnych z założonym przebiegiem pracy bijaka. Bijak po odchyleniu do tyłu wykonuje wahania i w momencie następnego uderzenia nie jest ustawiony promieniowo. Ponieważ ruchy bijaka są zależne od zmiennego oporu grotu, nie udało się dotychczas uzyskać poprawnej pracy na tej zasadzie.

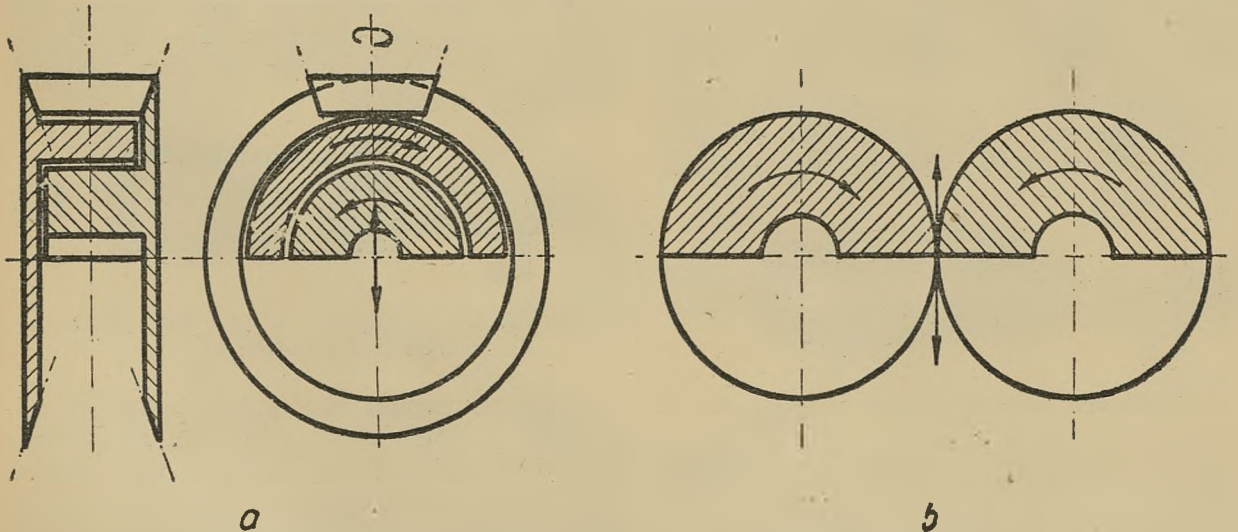


Rys. 14. Schemat młotka z wahliwym bijakiem TOM 1

Bardziej obiecująca jest zasada mas wirujących.

Już w początkach pracy Zakładu Mechanizacji Głównego Instytutu Górnictwa, zajęto się problemem realizacji młotka elektrycznego. W wyniku narad pierwszych pracowników Zakładu dr. Popowicza i inżynierów Radowskiego, Regulskiego oraz Sztwiertni, przyjęto jako podstawę zasadę mas wirujących. W celu zmniejszenia ciężaru młotka oddzielono później od niego silnik, który połączono z młotkiem przy pomocy wałka giętkiego.

W dalszym ciągu wyłoniły się dwie konstrukcje, jedna inż. Radowskiego (rys. 15a), w której umieszczono masy wirujące na parze kół stożkowych napędzanych trzecim kołem stożkowym, oraz konstrukcja druga dr. inż. Popowicza (rys. 15b), w której masy na kołach zębatych czołowych umieszczono obok siebie.



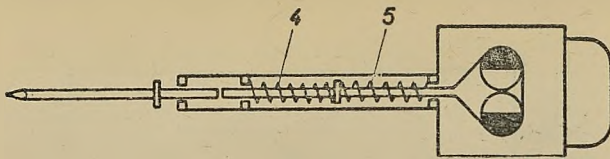
Rys. 15. Zasada działania młotków z masami wirującymi, a — inż. Radowskiego, b — dra inż. Popowicza

Ruch posuwisto-zwrotny bijaka uzyskuje się pod wpływem sił pochodzących od ruchu obrotowego mas położonych mimośrodowo. Przez symetryczne rozmieszczenie mas, wirujących w przeciwnych kierunkach, uzyskuje się zrównoważenie sił składowych prostopadłych do osi młotka. Przy dokładnym wykonaniu mas wirujących otrzymuje się ściśle osiową siłę wypadkową, zmieniającą się według sinusoidy. Przy mechanizmie korbowym lub innym, zastosowanym w młotkach elektromechanicznych, składowe prostopadłe do osi młotka powodują dodatkowe tarcie w prowadzeniach, którego unika się przy masach wirujących.

Skok bijaka poruszanego masami jest zależny od stosunku mas wirujących do masy bijaka oraz od sprężyn i oporu jaki daje grot. Skok ten nie jest jednak sztywnie ograniczony jak w mechanizmie korbowym. W związku z tym działanie sprężyn jest zasadniczo różne od działania ich w młotku korbowym. Sprężyny przenoszą w nim całą energię z układu korbowego na bijak; w młotku z masami wirującymi energia przenosi się z mas przez łożyska na bijak a z niego na grot. Sprężyny mają za zadanie utrzymywać ruch bijaka w pewnych granicach, ściślej zaś sprężyna dociskająca bijak do grotu (rys. 16) 5 ma zadanie niedopuszczać do zbyt dużego cofania się bijaka, a sprężyna przeciwna 4 stanowi rezerwowe zabezpieczenie przed zbyt dalekim ruchem bijaka w przód, w przypadku za małego oporu grotu. Równocześnie 5 gromadzi energię i oddaje ją z powrotem przy ruchu w przód.

Oddzielenie silnika od młotka ma następujące zalety: zmniejsza ciężar narzędzia trzymanego w ręce i izoluje cieplnie oraz ewentualnie elektrycznie młotek od silnika.

Wadą jest pewne skrępowanie robotnika wskutek ograniczonej długości i wytrzymałości wałka giętkiego oraz jego mniejszej giętkości niż giętkość przewodu powietrznego lub elektrycznego.



Rys. 16. Schemat młotka elektrycznego P 10

Obecnie znajduje się w stadium badania dziesiąty projekt młotka elektrycznego a szósty zrealizowany prototyp.

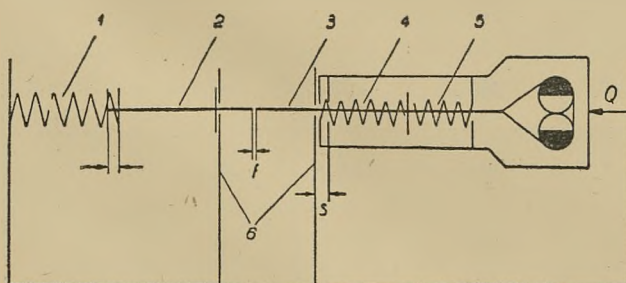
Dane obliczeniowe ostatniego prototypu oparte na wynikach badania poprzedniego młotka są następujące: 23.0 uderzeń/min, energia na bijaku jednego uderzenia 1 kgm, moc około 1,1 kW, sprawność do 40 %. Biorąc pod uwagę, że sprawność silnika z wałkiem giętkim wynosi około 70 %, sprawność samego młotka sięga 60 %. Sprawdzianem wysokiej sprawności jest zupełny brak nagrzewania się badanego młotka.

Pomimo dobrych właściwości energetycznych nie można uznać jeszcze pracy za skończoną, gdyż nie zostało jeszcze całkowicie opanowane zjawisko odrzutu oraz trwałość młotka.

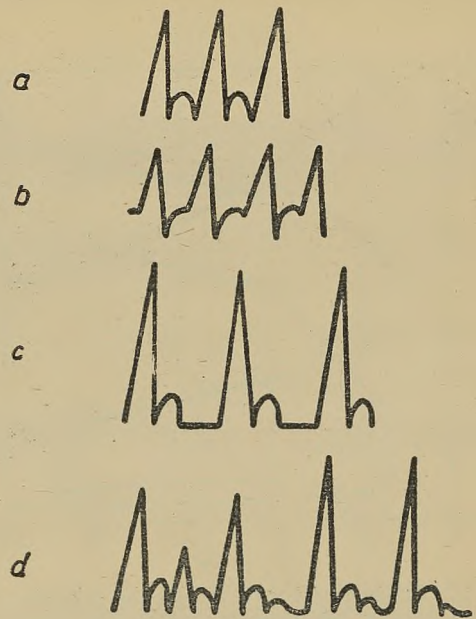
Przy średnio miękkim materiale urabianym, dobrze wyregulowanych sprężynach i właściwym docisku młotek pracuje spokojnie, bije równo, a ręka odczuwa tylko lekkie drgania. Wystarczy jednak małe zaburzenie równowagi, aby wywołać zmianę ruchu, dającą szarpania uniemożliwiające utrzymanie młotka w ręce. Chcąc opanować odrzut młotka przeprowadzono szczegółowe badania odrzutu, energii uderzenia i mocy przy różnych i rozmaicie napiętych sprężynach. Badania te przeprowadzono na aparacie Schlobacha, przeznaczonym do badania młotków pneumatycznych. Pełnego rozwiązania problemu nie uzyskano jeszcze głównie dlatego, że pomiędzy pracą młotka na aparacie a pracą w węglu zachodzą znaczne różnice.

Zdając sobie sprawę z błędów mogących wyniknąć z zastosowania do badania młotka aparatu Schlobacha przy 2300 uderzeniach na minutę, przeprowadzono na nim pomiary, gdyż tylko ten aparat pozwala na szczegółowe śledzenie przebiegu każdego uderzenia i odrzutu.

Na taśmie zapisywany był ruch grotu, czyli ugięcie sprężyny pomiarowej, odrzut kadłuba oraz znaki czasu. Schemat urządzenia pomiarowego podano na rys. 17. Rys. 18 przedstawia kilka wykresów uzyskanych powyższym aparatem.



Rys. 17. Schemat urządzenia pomiarowego Schlobacha



Rys. 18. Wykresy uderzeń młotka elektrycznego: a — normalne uderzenia pojedyncze, b — uderzenia pojedyncze przed powrotem grotu, c — uderzenia podwójne, d — uderzenia podwójne ze słabymi uderzeniami pośrednimi

W czasie badania okazało się, że ilość drgań własnych układu grotu i sprężyny pomiarowej jest nieco za niska i odbicie węzła grotu od młotka aparatu trwa nieco za długo. Zjawisko to widoczne jest na wykresie (rys. 18b).

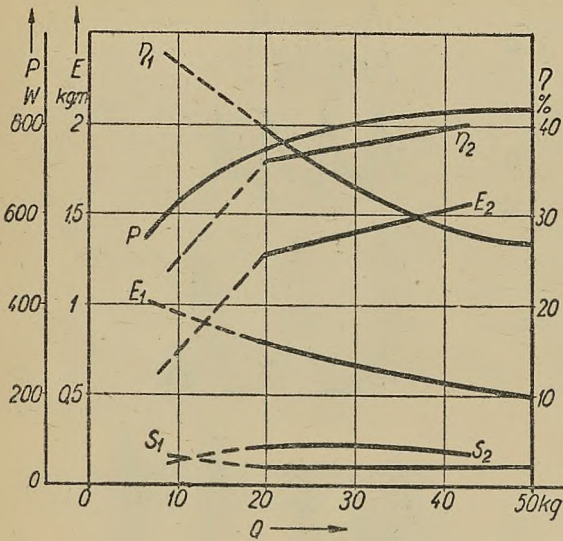
Poza tym w pewnych warunkach część energii zostaje przy ruchu powrotnym udzieiona bijakowi, co powoduje tzw. uderzenia podwójne (rys. 18c) i wielokrotne, przy których sprawność młotka wypada za duża. Wynika to z oscylowania części energii pomiędzy sprężyną pomiarową i sprężynami młotka (rys. 17) 1, 4 i 5.

Pobór mocy P , energia uderzenia E , odrzut S , i sprawność η zmieniają się w zależności od docisku młotka Q i od ustawienia go względem grotu (rys. 17) f . Rys. 19 przedstawia zależność mierzonych wielkości od docisku, rys. zaś 20 od ustawienia młotka f , przy jednym zestawie badanych sprężyn. Wskaźnik 1 odnosi się do uderzeń normalnych „pojedynczych“, wskaźnik 2 do uderzeń „podwójnych“. Zakresy równowagi nietrwałej są przedstawione linią przerywaną.

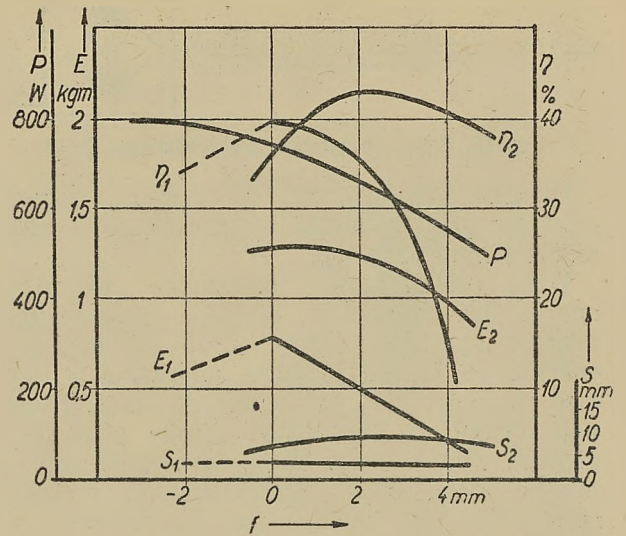
Jak wynika z wykresu, wzrost docisku powoduje wzrost energii i sprawności uderzeń „podwójnych“, a zmniejszenie „pojedynczych“. Przesunięcie momentu uderzenia w obie strony od położenia neutralnego $f = 0$ pogarsza właściwości uderzeń pojedynczych i podwójnych.

Można więc stwierdzić, że poza nieopanowanym dotąd odrzutem, właściwości narzędzi udarowych o masach wirujących są dobre.

Znajduje to dalsze potwierdzenie w próbach z urabiarką, tzw. łupaczem, pracującym na podobnej zasadzie, jak młotki o masach wirujących. Przez zespolenie czterech lub sześciu zestawów udarowych w jednej maszynie i przez



Rys. 19. Zależność energii uderzenia, odrzutu, mocy i sprawności od docisku



Rys. 20. Zależność energii uderzenia, odrzutu, mocy i sprawności od ustawienia młotka

odpowiednie przestawienie względem siebie mas wirujących uzyskuje się zrównoważenie układu, a przez to rozwiązuje się w tym przypadku sprawę odrzutu. Również przy pojedynczym narzędziu udarowym zastąpienie docisku

ręcznego przez docisk mechaniczny może rozwiązać problem odrzutu.

Poniższa tablica przedstawia zestawienie głównych danych, zrealizowanych górniczych młotków elektrycznych.

Tablica

Typ	Konstrukcja	Moc pobrana kW	Energia jednego uderzenia kgm	Ilość uderzeń na min	Sprawność %	Ciężar młotka kg	Uwagi
Syntron	solenoidowy	0,046	0,1		32		model
Siemens-Schuckert	korbowy ze sprężynami	0,476	0,57	1400	28,6	15,6	
KNSz 3	"	0,37 0,4	1,85 1,09	935 887	25	12,8	
KNSz 6	"	0,438	2,15 1,36	930	29	11,9	w użyciu
ZERT 2	korbowy z poduszką powietrzną	0,585	1,38	930	22	11,5	
OEM 1	"	0,615	2,5 1,04	700		13	
MB 1	bezprzekładniowy	0,65 0,99	2,55 2,01	910		14,5	
OMB 4	"	0,47	2,3	675	33	12	
K 4	z przekładnią śrubową	1,2	3,0	960		10,5	
TOM 1	z bijakiem wahliwym	2,0	1,7	900	12,5	24,7	
P 9	z masami wirującymi	1,1	1,0	2800	40	12	

Uwaga: Jeśli są podane dwie liczby w rubryce, liczba pierwsza odnosi się do założonych wielkości, druga zaś do wyników pomiarów.

Tak więc obecny stan rozwoju młotków elektrycznych przedstawia się następująco: Z licznych młotków dopuszczone do ruchu są jedynie młotki KNSz. Sprawność najlepszych młotków niewiele przekracza 30%. W porównaniu jednak do paruprocentowej sprawności młotków powietrznych jest to poprawa poważna, zwłaszcza że należy oczekiwać dalszego postępu w tej dziedzinie.

Kiedy i w jakim stopniu młotki elektryczne będą wypierać z kopalń powietrzne trudno dziś przewidzieć. Warunkiem koniecznym do tego jest poprawienie trwałości, uzyskanie prostoty budowy oraz zwiększenie energii uderzenia bez nadmiernego wzrostu ciężaru młotka.

Literatura

Batujew: Elektriceskije udarnyje perforatory. Mechanizacija Trud. i Tiaż. Rabot. 1947, nr 4.

Batujew: Powyszenie proizwoditelnosti elektromolotkow. Mechan. Trud. i Tiaż. Rabot. 1948, nr 5.

Jackich i inni: Gornyje maszyny. Ugletechizdat. Moskwa 1950.

Popowicz: Problemy młotków elektrycznych. Przegląd Górniczy, 1948, nr 3.

Schiemann: Elektromagnetische Schlagwerkzeuge. ETZ, 1929, H 29.

Szmargunow: Elektriceskije molotki. Masz-giz. Leningrad — Moskwa, 1950.

Sztwiertnia: Próby z młotkami udarowymi. Przegląd Górniczy, 1948, nr 5 — 6.

Terpigorijew i inni. Gornyje maszyny. Ugletechizdat, Moskwa, 1950.

O WARUNKACH SZYBKOŚCIOWEGO PROJEKTOWANIA URZĄDZEŃ I MASZYN

Mgr inż. Janusz Dietrych

Treść: Rozpowszechnienie metod szybkościowych przy organizacji prac w przemyśle budowlanym i górniczym skłania do rozpatrzenia możliwości przeniesienia tych metod do innych dziedzin. Analiza pewnych cech metod szybkościowych wytycza warunki wprowadzenia ich do projektowania i konstruowania. Uwzględnienie podstawowej zasady, że „czas powinien służyć do osiągnięcia jak największej ilości dóbr“ nadaje właściwy kierunek w dążeniu do metod szybkościowych.

Metody szybkościowe, to droga osiągania celów w możliwie najkrótszym czasie. Metody te są coraz częściej stosowane w przemyśle. Prasa dostarcza niemal co dnia opisów szeregu nowych osiągnięć. Fakty te skłaniają do zastanowienia się nad możliwością wprowadzenia metod szybkościowych do projektowania maszyn czy też złożonych urządzeń. Brak projektantów i konstruktorów w ilości dostatecznej dla zaspokojenia potrzeb w tym zakresie na drodze dotychczasowych metod, wskazuje na potrzeby szukania nowych dróg, zmusza do zastanowienia się nad próbą zwiększenia szybkości projektowania.

Zanim przejdziemy do rozważenia postawionego zagadnienia, spróbujmy zaczerpnąć z dotychczasowego doświadczenia pewne wskazania, którymi moglibyśmy się posłużyć w naszym zagadnieniu. Obserwując metody szybkościowych robót w rozmaitych dziedzinach można uchwycić pewne charakterystyczne cechy, które niewątpliwie wiążą się z istotą tych metod. Szczególnie wyraźnie rysuje się to w przemyśle budowlanym, jak również w naszym górnictwie.

Spróbujmy określić cechy metod szybkościowych. Na wstępie wydaje się słuszne podkreślenie ogólnej uwagi co do właściwego rozumienia terminu: „metoda szybkościowa“. Mówiąc o metodzie szybkościowej nie myślimy o zwiększeniu szybkości tempa pracy osiąganego dotychczasową metodą. Zwiększenie tempa stosowanej metody byłoby tylko pewnym usprawnie-

niem, bądź w pewnych przypadkach racjonalizacją metody. Tymczasem metody szybkościowe charakteryzują odmienne cechy od usprawnienia czy pewnego zracjonalizowania znanej metody. Cechą charakterystyczną metody szybkościowej jest to, że kształtuje się ona w zupełnie innych warunkach od tego, co nazywamy metodą zwykłą. Z tego względu różni się ona od metod zwykłych zasadniczo a nie tylko pod względem tempa.

Istotną przyczyną kształtowania się tych dwóch różnych metod są różne założenia gospodarcze, choć nie zawsze zdajemy sobie z tego sprawę. Założeniem gospodarczym ustroju kapitalistycznego była ekonomia środków, mająca na celu doraźny zysk wyrażony w pieniądzu. Powiedzenie „czas to pieniądz“ jest najbardziej trywialnym sloganem charakteryzującym warunki, w jakich kształtowały się metody, którym przeciwstawiamy metody szybkościowe. Wszystko przelicza się w tym ustroju na pieniądze, które są głównym celem działania gospodarczego. Temu sloganowi należy przeciwstawić motyw działania w ustroju socjalistycznym. Można to wyrazić w następujących słowach: „Czas powinien być wykorzystany dla osiągnięcia jak największych ilości wytworów pracy“. Metody szybkościowe kształtowane są nie w świetle doraźnych zysków czy ekonomiki środków, lecz w świetle ekonomiki czasu. Przy opracowywaniu metod szybkościowych głównym celem jest skrócenie czasu cyklu wytwórczego. Należy pamiętać, że metody szybkościowe

we winny stać się jednym ze środków przyspieszenia wykonania możliwie najściślej planów ogólnokrajowych.

Analiza dotychczas znanych metod szybkościowych w przemyśle pozwala na wyróżnienie następujących charakterystycznych cech:

1. Konkretność zamierzeń,
2. Ścisłe określenie sposobów wykorzystania środków będących do dyspozycji,
3. Ścisła organizacja pracy, zmierzająca do wyłączenia przypadkowości w działaniu i zapewniająca współdziałanie zespołowe,
4. Ścisłe przestrzeganie przyjętego planu działania.

Metody szybkościowe, których przykłady znane są dotychczas, nie były opracowywane na zasadzie z góry ustalonych formułek, lecz były wypracowywane w czasie pracy. Wydaje się, że każda dziedzina pracy musi w analogicznych warunkach wypracować swe metody. Być może, że kiedyś po nagromadzeniu wyników bardzo wielu doświadczeń, będzie można mówić o opracowaniu ogólnej teorii metod szybkościowych. Dziś na to za wcześnie; toteż przy rozważaniu możliwości wprowadzenia metod szybkościowych, posłużymy się wyżej wymienionymi cechami znanych metod szybkościowych, nie oznacza to jednak, że uważamy za konieczne oprzeć się na czymś w rodzaju niezmiennych prawideł. Sposobu tego używamy jedynie w przekonaniu, że jeśli wynikające ze wspomnianych cech przesłanki dadzą pozytywną odpowiedź, będzie to warunkiem wystarczającym do twierdzenia, że metody szybkościowe w projektowaniu są metodami dla tej dziedziny pracy również właściwe.

Wydaje się konieczne podkreślenie, że gdy mowa o metodach szybkościowych w projektowaniu, to można mieć na myśli tylko pewne podobieństwo do metod szybkościowych wydobycia węgla czy też budownictwa. W samej istocie mogą między tymi dwoma metodami zachodzić poważne różnice wynikające z różnego charakteru prac.

Konkretność zamierzeń

Niejednokrotnie przystępując do projektowania maszyny górniczej, czy też złożonego urządzenia jak płuczka czy sortownia wydaje nam się, że wiemy do czego dążymy. Niejednokrotnie przystępując do projektu wstępnego uważamy, że znamy założenia techniczne przedmiotu naszego opracowania. Wiedza ta często jest pozorna. Dane techniczne, które mamy zebrane przy przystępowaniu do projektowania często okazują się niedostateczne, czasem wręcz sprzeczne.

Przy dalszych dyskusjach nad projektem okazuje się niekiedy, że przy opracowywaniu danych założeniowych nie uwzględniono istotnych okoliczności, w których ma pracować projektowane urządzenie czy maszyna. Dość powiedzieć, że wielokrotnie projektodawca przystępując do opracowania projektu nigdy nie jest pewien,

jak dalece założenia techniczne ulegną zmianie w czasie opracowania i dyskusji nad projektem.

Przytoczone wyżej fakty stwierdzone ponad wszelką wątpliwość wskazują na to, że obecnej metodzie pracy brak jest zasadniczej ceny, tj. konkretności zamierzeń. Na skutek braku dostatecznych danych technicznych przy przystępowaniu do projektowania praca przedłuża się, rozwiewa, wieje wysiłków i czasu idzie na marne. Wydaje się, że jeśli chcemy mówić o metodzie szybkościowej przy projektowaniu, to należy uczynić wszystko, żeby spełnić warunki konkretności zamierzeń. Trzeba stwierdzić, że marnotrawstwem jest przystępowanie do projektu nawet wstępnego, jeśli warunki techniczne, jakie ma spełniać urządzenie czy maszyna oraz warunki w jakich ma pracować to urządzenie nie są ściśle jednoznacznie i wystarczająco określone. Niewątpliwym powodem braku prawidłowego określenia jest brak metody określania tych warunków. W praktyce naszych ostatnich lat widzimy, że na przykład zbiór danych dostarczanych przez inwestorów ma nieraz przypadkowy, nieusystematyzowany charakter, a przede wszystkim dane te są niepełne i często oparte na fałszywych przesłankach. Jednym z powodów tego jest brak dostatecznej ilości odpowiednio doświadczonych techników i inżynierów na naszych kopalniach i w naszych zjednoczeniach. Wobec takiego stanu rzeczy tym więcej należy się posługiwać szczególnie opracowaną metodą zbierania i przygotowania założeń technicznych jakichkolwiek urządzeń czy maszyn, które mają stać się przedmiotem projektowania. Zasadniczy wniosek, jaki w tym miejscu się nasuwa, brzmi w sposób następujący: *Warunkiem szybkościowego opracowania projektów maszyn i urządzeń jest opracowanie i stosowanie metod uprzedniego określania założeń technicznych w świetle założeń ekonomicznych niezależnie od czynności projektowania.*

Bez uprzedniego i ostatecznego przyjęcia założeń technicznych przystępowanie do projektowania powinno być zaprzestane, bo wtedy dopuszczamy do marnotrawstwa wysiłków i pracy nielicznych specjalistów. Opracowywanie założeń w czasie projektowania choćby wstępnego, to pomieszanie dwóch odrębnych faz pracy oparte na pozorach ułatwienia pracy.

Trzeba sobie zdać sprawę z tego, że różne złożone urządzenia mogą się wcześniej czy później powtarzać w różnym stopniu na naszych kopalniach. Jeśli nam zależy na szybkim dostarczeniu dokumentacji dla dużej ilości obiektów, to nieprawidłową byłaby analiza konkretności zamierzeń na podstawie rozpatrywania jednego obiektu. Konkretność zamierzeń w zakresie projektowania, np. sortowni i płuczek winna polegać na określaniu założeń technicznych urządzeń, które dałyby się podzielić na grupy identycznych bądź podobnych obiektów, które w danym czasie mogą być rozpatrywane. I na tym być może najbardziej polega sens socjalistycznej treści tego zagadnienia

Jednoczesne rozpatrywanie założeń wielu projektów umożliwia technicznie uzasadnione kompromisowe rozwiązanie wielu obiektów w sposób identyczny w całości bądź w części. Możliwość ponownego użycia projektu jest w większym stopniu ograniczona przy indywidualnym opracowaniu projektów, aniżeli w przypadku jednoczesnego opracowania kilku projektów na raz. Przy indywidualnym projektowaniu stwierdza się duże różnice między projektami, które mogłyby być podobne. Przy jednoczesnym analizowaniu wytycznych dla kilku projektów można, przy przyjęciu średnich odchyleń, dobrać jednakowe dane techniczne na drodze kompromisowego rozwiązania. Kompromisowe rozwiązanie jest w wielu przypadkach usprawiedliwione, zwłaszcza wtedy, kiedy ściśle określenie warunków jest trudne ze względu na zmiany w czasie. Zmiany w czasie, zwłaszcza w górnictwie, są bardzo znaczne. W wielu przypadkach dokładne dobieranie cech jakościowych i ilościowych projektowanego obiektu jest tylko złudzeniem. Dlatego w zakresie konkretności zamierzeń wysuwa się następujący wniosek: *Warunkiem szybkościowego opracowania projektów złożonych urządzeń jest rozpatrywanie założeń dla wielu podobnych obiektów jednocześnie, celem uniknięcia zróżnicowania projektów w całości lub części.*

Ścisłe określenie sposobów wykorzystania będących do dyspozycji środków

Istotnymi czynnikami projektowania jest wiedza, doświadczenie i twórcza zdolność projektujących i to są środki natury osobowej. Otóż ze względu na to, że projektowanie na szeroką skalę złożonych urządzeń jest prowadzone u nas stosunkowo od niedawna, bo od kilku lat, nie rozporządzamy wielu specjalistami o wielkiej wiedzy, dużym doświadczeniu i twórczej zdolności. Wielu naszych specjalistów ma wąski zakres wiedzy, nieznaczne doświadczenie i raczej zdolności odtwórcze, polegające na umiejętności powtarzania znanych wzorów. Dlatego nieliczni specjaliści o największych kwalifikacjach nie powinni być stawiani w równym szeregu z pozostałą większością, lecz powinni być tak wykorzystani, żeby zapewnić szybkie i prawidłowe projektowanie wykonywane przez pozostałych. Sposób wykorzystania kwalifikacji większości naszych specjalistów powinien polegać nie na eksperymentowaniu w czasie danego zadania, lecz na posłużeniu się określonymi wytycznymi i wzorami projektowymi. Wytyczne powinny wskazywać, jakie urządzenia mają byćbrane pod uwagę przy projektowaniu dla określonych założeń technicznych dostarczanych projektującemu w skończonej formie. Obok wytycznych powinny być używane w wielu przypadkach wprost wzory projektowe, których ideałem byłby wzór ujednoczonego czy też znormalizowanego urządzenia.

Projekt wstępny z reguły powinien być oparty jak najdokładniej na ujednoczonym wzorze,

pewne uzupełnienia mogłyby być dopuszczalne dopiero w projekcie ostatecznym. *Warunkiem szybkościowego projektowania urządzeń i maszyn jest oparcie opracowania projektów, a zwłaszcza projektów wstępnych na ścisłych wytycznych, na ujednoczonych wzorach rozwiązań projektowych.*

Ścisła organizacja pracy zmierzająca do wyłączenia przypadkowości w działaniu i zapewniająca współdziałanie zespołowe

O szybkościowym projektowaniu nie będzie mogło być mowy, gdy rozdział wykonawstwa projektowego będzie polegał na indywidualnym przydziale zadań poszczególnym projektantom, co niejednokrotnie odbywa się w sposób przypadkowy. Bez powiązania poszczególnych projektantów w pewne zespoły zapewniające współpracę i współoddziaływanie nie osiągniemy szybkościowego projektowania. Klasyczne zasady specjalizacji i podziału pracy w zespole winny być jak najszerszej stosowane. Już sam fakt, zgodnie z poprzednią zasadą, wykonywania projektów na podstawie wytycznych stwarza warunki zespołowości, polegającej na powiązaniu pracy wyżej wykwalifikowanego specjalistów opracowujących wytyczne do projektu z niższej kwalifikowanymi projektantami opracowującymi projekt. Poza tym projekt powinien być możliwie jak najbardziej podzielony na części opracowane przez członków zespołu. Praca członków całego zespołu powinna być określona ściśle co do zakresu i co do czasu. Stąd wyrazem tego porządku powinny być dokładnie i wyczerpująco opracowane harmonogramy pracy zespołu. Harmonogramy należycie opracowane pozwalają na wykrycie wszystkich nieujawnionych możliwości projektowych, zwłaszcza wtedy, kiedy praca członków zespołu jest oparta na obiektywnych normach pracy. Mówiąc o normach pracy trzeba wspomnieć, że należycie opracowana norma ma wpływ na szybkość wykonania projektu. Norma powinna być obiektywna a jej przekraczanie niczym nie ograniczone. Nieobiektywna norma za wysoka i za niska nie zapewnia przyspieszenia wykonania pracy, co zresztą ma znaczenie najzupełniej ogólne, a jeśli wspomina się o tym na tym miejscu to dlatego, że właśnie w normach dotyczących projektowania najczęściej można, jak dotychczas, stwierdzić duże pod tym względem odchylenia.

Niesposób w krótkim rzucie na zagadnienie szybkościowego projektowania rozwinąć ważnego zagadnienia pracy zespołowej. Trzeba się ograniczyć tymczasem do stwierdzenia, że *warunkiem szybkościowego projektowania urządzeń i maszyn jest organizacja pracy zespołowej z podziałem na prace w zakresie przygotowania wytycznych bądź wzorców i na prace w zakresie samego opracowania projektu z jednej strony, a z drugiej strony na zakresy projektowania według specjalności. Praca zespołu powinna być udokumentowana harmonogramem uwzględnia-*

jącym wszystkie możliwe najmniejsze składniki opracowania.

Ścisłe przestrzeganie przyjętego planu działania

Projektowanie jest czynnością złożoną i bez wyraźnego rozłożenia na fazy i składniki, stosunkowo dość trudną do kontroli pod względem stopnia wykonania, zwłaszcza przy najczęściej dotychczas stosowanych metodach projektowania. Nie też dziwnego, że terminowość projektowania najczęściej pozostawia wiele do życzenia. Dokładnie i drobiazgowo opracowany harmonogram pracy opartej na poprzednio omówionych zasadach pozwoli na stałe śledzenie stopnia wykonania projektu w czasie. To śledzenie ma duże znaczenie, bo z jednej strony jest czynnikiem kontroli, z drugiej strony pozwala na interwencyjną pomoc na zagrożonym pod względem czasu odcinku pracy. Jednocześnie kontrolowany harmonogram jest czynnikiem krytyki i w dużym stopniu samokrytyki projektującego, co w pracy stosunkowo płynnej i czasem nieuchwytniej, ma zasadnicze znaczenie.

Jako ostatni warunek szybkościowego projektowania podaje konieczność ustawicznego badania stopnia wykonania projektu przez stałą kontrolę harmonogramu pracy, który powinien być najściślej przestrzegany pod względem wykonania.

Wnioski

Czy wymienione zostały wszystkie warunki szybkościowego projektowania? Niewątpliwie nie. Zresztą, jak na wstępie było powiedziane, nie wydaje się możliwe w obecnej chwili ustalenie z góry wszystkich warunków. Warunki te

zostaną wykute w walce z czasem przy projektowaniu. Podane warunki mogą być obecnie przyjęte jako podstawy metod szybkościowego projektowania. Oczywiście metoda ta powinna być dokładnie wypracowana a pod względem poprawności stale kontrolowana. Wypracowując tę metodę należy pamiętać, że szybkościowe projektowanie nie jest ostatecznym celem, że nie jest samo w sobie celem. Celem jest szybka budowa projektowanych maszyn i urządzeń. Rozpoczęcie opracowania metod szybkościowych w projektowaniu należałoby oprzeć na zastosowaniu się do następujących warunków:

1. Opracować i stosować metody przygotowywania założeń technicznych, wynikających z założeń ekonomicznych. Opracować założenia przed przystąpieniem do projektowania, a więc niezależnie od projektowania.

2. Prowadzić projektowanie kilku podobnych urządzeń jednocześnie, celem ujednoczenia projektów w całości lub części.

3. Projektowanie oprzeć na ścisłych wytycznych, opracowanych przez biura projektowe i konstrukcyjne jako uzupełnienie do założeń technicznych. Wytyczne powinny zawierać jak najwięcej ujednoczonych wzorów rozwiązań projektowych i konstrukcyjnych.

4. Projektowanie prowadzić w ściśle zorganizowanych zespołach z rozdziałem na prace w zakresie przygotowania wytycznych, bądź wzorców i na prace w zakresie opracowania projektów. Prace w zespole projektującym rozdzielać według ścisłych specjalności. Dla prac w zespołach opracować harmonogramy pracy uwzględniające wszystkie składniki opracowane.

5. Zgodność przebiegu pracy z harmonogramami ustawicznie kontrolować i wszelkie zaburzenia w planowanym przebiegu pracy niezwłocznie usuwać.

DALSZE WIADOMOŚCI O KOTWIENIU STROPÓW WYROBISK GÓRNICZYCH *

Mgr inż. Bogdan Neyman

Treść: Ujęto nowe materiały zebrane z czasopism zagranicznych, dotyczące tego samego zagadnienia. W szczególności zostały omówione: metoda kółkowania stropów, w której zamiast kotew stalowych stosuje się drewniane obtaczane kółki. Mechanizacja opisywanego sposobu obudowy oraz bezpieczeństwo pracy.

Kółkowanie stropu

Odmianą obudowy zbliżoną do kotwienia jest kółkowanie stropów, gdzie zamiast stalowych kotew używa się drewnianych kółków. Metodę tę zastosowano na jednej z kopalń za granicą, gdzie okółkowano już około 1,5 km chodników.

* W 1950 r. w numerze wrześniowym Przeglądu Górniczego ukazał się artykuł inż. Bogdana Neymana pt. „Kotwienie stropów wyrobisk górniczych“, w którym została opisana nowa metoda obudowy wyrobisk.

Kopalnia eksploatuje pokład węgla o grubości 2,1 m. W zasadniczym stropie pokładu znajduje się wodonośny piaskowiec, w stropie bezpośrednim zaś uwarstwiony łupek o łącznej miąższości 1,5 do 3 m. Między poszczególnymi warstwami łupku są cienkie wkładki gliny, które pod wpływem wody stropowej pęcznieją i powodują zawały, zwłaszcza na skrzyżowaniach chodników. Ze względu na kwaśną wodę, pojawiającą się w stropie pokładu nie można było zastosować stalowych kotew do zabezpieczenia stropów i wobec tego postanowiono

wypróbować do tego celu obtoczone żerdzie drewniane.

Zasada użycia żerdzi drewnianych jest nieco inna niż stalowych kotew. Kotew stalową za-



Rys. 1

klinowuje się jednym końcem w górotworze a na drugim jej nagwintowanym końcu zakłada się płytę i dociska ją do stropu za pomocą nakrętki. Żerdzie drewniane natomiast są dopasowane mniej więcej do średnicy otworu, są nacięte na obydwóch końcach i na obydwóch końcach klinuje się je cienkimi podłużnymi klinami w ten sposób, aby przylegały ściśle do otworu możliwie na całej jego długości. Aby żerdzie się nie rozłupały nacina się je na obydwóch końcach pod kątem prostym w stosunku do siebie. Długość każdego nacięcia wynosi 38 cm. Na końcu żerdzi pozostawia się odcinek 10 cm nieobtoczony o przekroju kwadratowym, który służy jako uchwyt i za pomocą którego można żerdź wkręcić do otworu. W przyszłości zamierza się tak udoskonalić zakładanie żerdzi, że nie trzeba będzie ich rozklinowywać na obydwóch końcach.

Żerdzie wytacza się o średnicy 67 mm na tokarce do tego celu specjalnie dostosowanej. Wydajność jej wynosi 50 sztuk/godz. Do wytaczania żerdzi najodpowiedniejsze jest twarde drewno np. dąb, jednak w opisywanym przypadku użyto drewna różnego gatunku. Żerdź obtacza się na długości 150 cm a całkowita jej długość wynosi 160 cm.



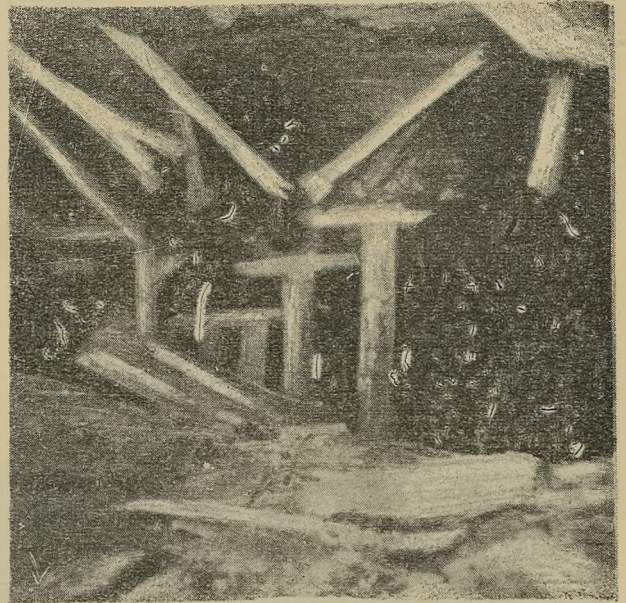
Rys. 2

Celem okolkowania stropu wierci się w stropie otwory o średnicy 73 do 76 mm i długości 1,5 m najczęściej pod kątem 45° na przemian po trzy i dwa w jednym rzędzie. Odstęp między rzędami wynosi około 1,2 m.

Następnie wkłada się ręcznie do otworu żerdź z klinem założonym w nacięciu, podbija się ją siekierą tak długo, aż końce jej nie zaklinują się w otworze, po czym wbija się drugi klin w wystający z otworu koniec żerdzi. Należy zaznaczyć, że w stropie dla wzmocnienia go pozostawia się warstwę węgla o grubości 30 do 40 cm.

Niekiedy na skrzyżowaniach i w słabych miejscach podpina się również drewniane stropnice o przekroju 5 × 25 cm. Deska taka posiada podłużnie wycięte otwory na założenie wbijanych kółków do otworów w stropie.

Metoda kółkowania stropu przyczyniła się podobno do znacznej poprawy warunków stropowych i do uniknięcia zawałów. Celem jednak uzyskania odpowiednich wyników należy strop kółkować natychmiast po jego odsłonięciu.



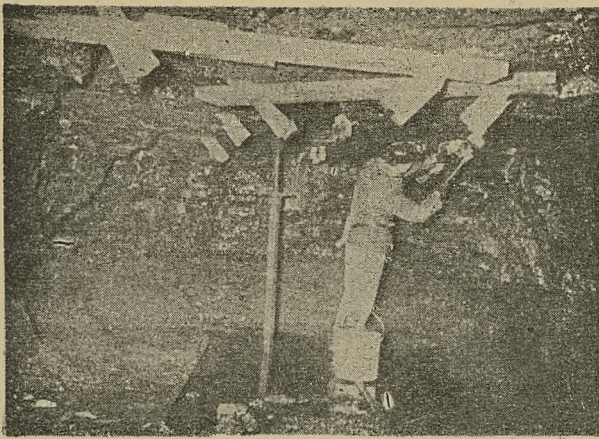
Rys. 3

Koszty drewna wynoszą przy kółkowaniu stropu zaledwie 1/4 kosztów drewna używanego do normalnej obudowy, koszty robocizny zaś 3/5. Zamiast pięcioosobowych drużyn budowaczy przy normalnej obudowie kopalnia stosuje obecnie trzyosobowe drużyny.

Na rys. 1 pokazano normalne kotwienie stropu z drewnianymi podkładkami, na rys. 2 okolkowany strop chodnika. Na rys. 3 widać również okolkowany strop po zestrzeleniu przypiętej uprzednio warstwy węgla. Na rys. 4 pokazano przypięcie stropnic do stropu za pomocą drewnianych kółków.

Maszyny używane do kotwienia stropów

Jak już wspomniano w poprzednim artykule, metoda kotwienia stropów ma ułatwić mechanizację robót górniczych. Sama więc musi być



Rys. 4

zmechanizowana, aby swą powolnością nie opóźniała innych robót eksploatacyjnych. Czynności przy kotwieniu stropu można podzielić na wiercenie otworów, zakładanie i klinowanie kotew oraz podpinanie stropnic względnie podkładek. Wszystkie czynności zostały zmechanizowane i do każdej z nich istnieją osobne maszyny, tak że wszystkie czynności dla założenia jednej kotwy trwają bardzo krótko, podobno 2 do 3 minut.

Wiercenie otworów odbywa się zasadniczo za pomocą wiertarek elektrycznych albo młotków powietrznych udarowych.

Na rys. 5 pokazany jest agregat wiertniczy w pracy, który służy do wiercenia otworów w stropie, do zakładania kotew oraz do przewozu materiału potrzebnego na jedną zmianę dla jednej drużyny budowaczy.

Niestety zastosowanie elektrycznego wiercenia jest ograniczone ze względu na charakter

skał stropowych. Częściej trzeba stosować wiercenie udarowe za pomocą sprężonego powietrza, które jest korzystne i z tego powodu, że można zastosować wodne płukanie otworów. Powietrze sprężone jest również potrzebne przy użyciu kotew z płaskimi klinami, które trzeba wbijać do otworu.

Na rys. 6 pokazany jest agregat wiertniczy na powietrze sprężone składający się z przewoźnej sprężarki oraz z wiertarki udarowej na słupie, która służy także do klinowania kotew oraz do dokręcania nakrętek.

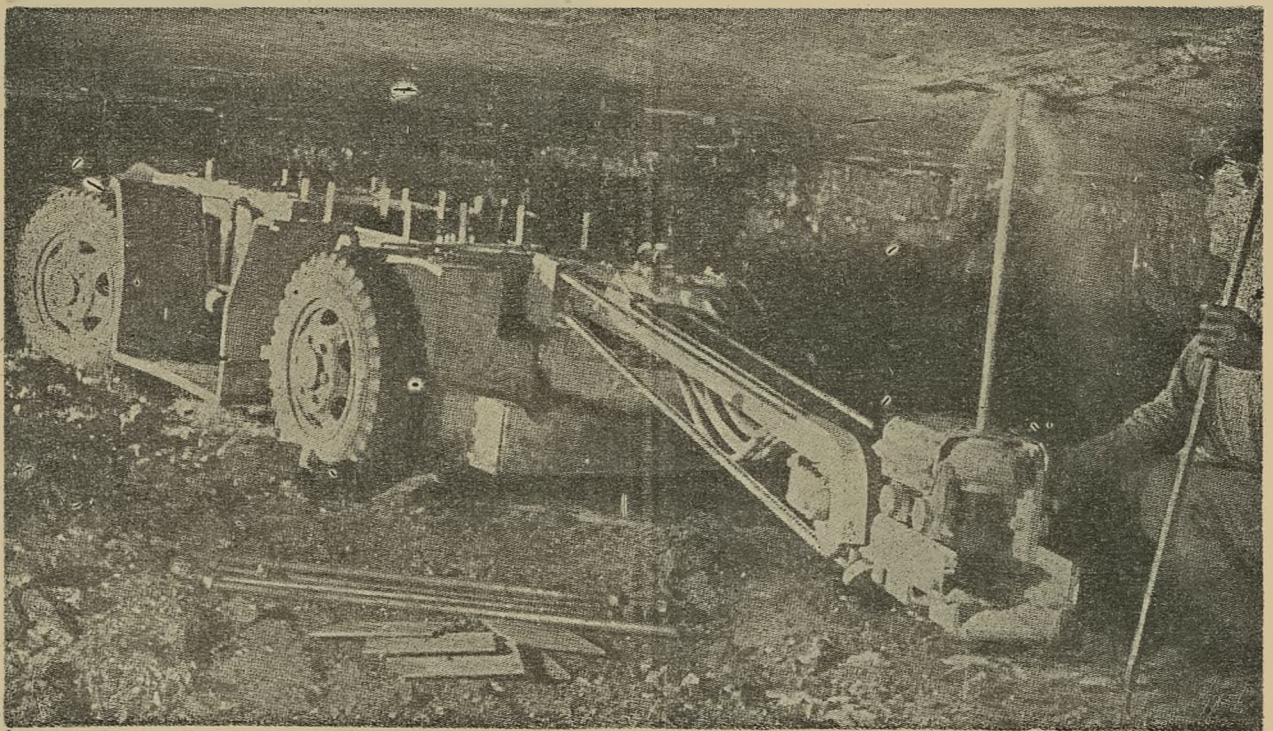
Na rys. 7 widać ten sam agregat złożony do transportu.

Autorzy podkreślają z naciskiem, że tak klinowanie jak i dokręcanie nakrętek musi się odbywać automatycznie w celu zapewnienia jednolitego umocowania kotew w stropie oraz docięnięcia stropnic względnie podkładek z zawsze jednakową siłą do stropu.

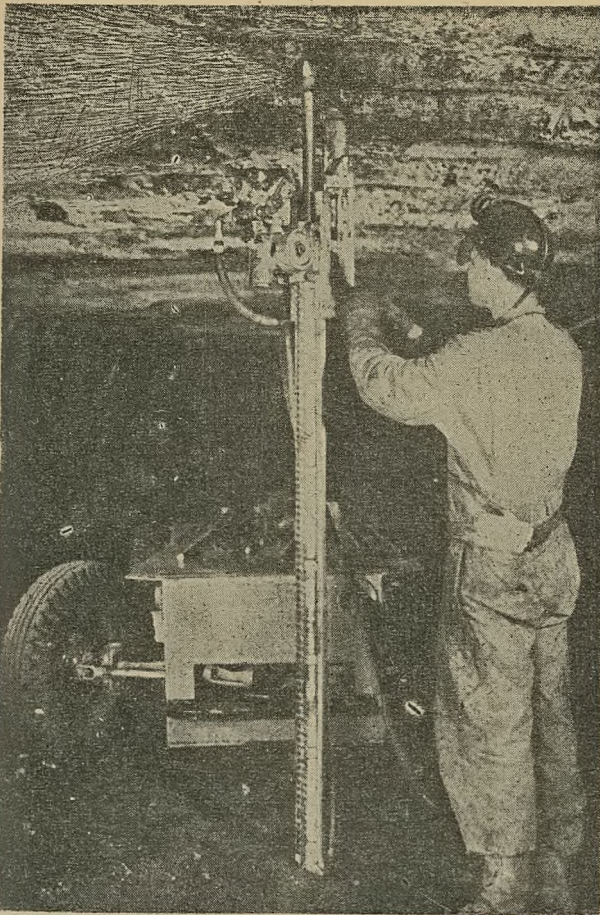
Bezpieczeństwo metody kotwienia stropów

Jak należy ocenić metodę kotwienia stropów pod względem bezpieczeństwa tak przy zakładaniu kotew jak i pracy pod stropem wyrobiska wzmocnionym kotwami? Na ogół uważa się, że metoda kotwienia stropów daje dobre wyniki, zmniejsza ryzyko zawałów oraz podobno ryzyko powstawania wypadków wskutek obrywania się skał.

Należy podkreślić i zdać sobie sprawę, że zdarzały się przy kotwieniu stropu zawały i że kotwy zawodziły i wysuwały się z otworów, czy to wskutek niedbale wykonanej pracy, czy też wskutek nadmiernych obciążeń. Autorzy podają, że na ogół zwiększenie ilości kotew na jednostkę powierzchni stropu zmniejszało ilości zawa-



Rys. 5



Rys. 6

łów, a nawet w niektórych kopalniach usuwało je w zupełności, ale było również kilka wypadków z ludźmi. W literaturze spotkałem wzmiankę o czterech takich wypadkach. W jednym z nich zginęło trzech ludzi, w trzech pozostałych byli ciężko ranni. Autor tej wzmianki przypisuje winę tych wypadków śmiertelnych samej metodzie. Niestety nie znalazłem uzasadnienia, co właściwie zawiodło.

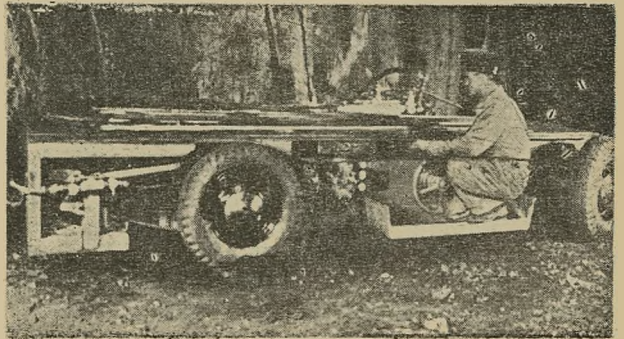
Trzy pozostałe natomiast wypadki zdarzyły się zdaniem tego samego autora z powodu niedbałego wykonania obudowy oraz z powodu niezabezpieczenia samego przodka przed przystąpieniem do jego obudowy.

Autorzy zwracają wyraźnie uwagę, że metoda kotwienia stropów nie znosi praw ciężenia materiałów i że musi być wykonywana z zachowaniem wszelkich środków ostrożności i bardzo pedantycznie. Kotwy powodują jedynie przemieszczenie obciążeń. Strop, który zachowuje się jak belka nad wyrobiskiem, nie może być odsłonięty na przestrzeni szerszej, aniżeli wyliczono dla danego wyrobiska, bo może się zawa-

lić. Przodek musi być obudowany tymczasowo przed przystąpieniem do wiercenia i do zakładania kotew na stałe.

Uważa się, że metoda kotwienia stropów wykonana prawidłowo i pod nadzorem przez wyszkolony personel daje dostateczną gwarancję bezpieczeństwa. Złe zaś wykonana jest gorsza, aniżeli gdyby nie było żadnej obudowy, bo wprowadza ludzi w błąd.

Drugie zagadnienie bezpieczeństwa dotyczy zagadnienia pyłu kamiennego i ryzyka pylicy płuc. Wskutek wiercenia licznych otworów w stropie w chodnikach powstaje duża ilość pyłu kamiennego, który unosi się w powietrzu w prądach, które przewietrzają również inne miejsca pracy. Wskutek tego zagrożeni są nie tylko górnicy, którzy pracują przy kotwieniu stropów, ale także inni, którzy pracują nawet w dość odległych miejscach, lecz w tym samym prądzie powietrza. Z początku nie zwracano dostatecznej uwagi na to niebezpieczeństwo. W miarę jednak, jak coraz bardziej zaczęła się rozpowszechniać metoda kotwienia stropów zaczęto myśleć nad zlikwidowaniem chmur pyłowych. Najpierw zastosowano wiercenie otworów z przepłuczką. Jest ono jednak dość przykre przy wierceniu pionowych otworów w stropie i nie we wszystkich kopalniach można je zastosować. Również wiercenie z przepłuczką nie nadaje się dla wiertarek elektrycznych. Z tych powodów prowadzi się badania nad zastosowaniem piany do płukania otworów oraz do odciażania z otworów pyłu drogą suchą. Stosowanie masek przeciwpylowych nie jest dostatecznym zabezpieczeniem dla pracujących.



Rys. 7

Literatura

Edward Thomas: More from Roof-Bolting. Coal Age, kwiecień, 1950.

Philip B. Bucky: Theory and Principles of Roof Bolting. Mining Congress Journal, czerwiec 1950.

E. H. Stevens: Successful Practices in Alabama. Mining Congress Journal, czerwiec 1950.

PROBLEMY TECHNOLOGICZNE PRZERÓBKİ ŁUPKÓW BITUMICZNYCH

Mgr inż. Kamil Barański

Treść: Techniczne rozwiązanie pieców prażalnych w Szwecji, Unii Południowej Afryki i Stanach Zjednoczonych Ameryki Północnej. Wykorzystanie półkoksłu łupkowego w Szwecji. Wpływ warunków i sposobów prażenia łupków bitumicznych. Procesy technologiczne przeróbki prasmy na produkty naftowe, stosowane w różnych krajach. Celowość zcentralizowania wszystkich badań prowadzonych w kraju nad łupkami bitumicznymi w Polsce.

W poszukiwaniu nowych rezerw naftowych sięgnięto w ostatnich latach w szeregu krajów do ogromnych zapasów produktów naftowych, które znajdują się w wszelkiego rodzaju łupkach bitumicznych. Wyrazem wzmagających się zainteresowań łupkami bitumicznymi jako surowcem energetycznym, jest szereg referatów wygłoszonych w r. 1950 na IV Światowym Kongresie Energetycznym w Londynie. Inwestycje oraz prace badawcze, przeprowadzane w szeregu krajów w celu najbardziej racjonalnej eksploatacji i rentownej przeróbki łupków bitumicznych, dają nam obraz nasświetlający możliwości wyrównania ujemnych bilansów towarowych w dziedzinie paliw płynnych i produktów naftowych w tych krajach, które nie posiadają dostatecznej ilości ropy naftowej do pokrycia własnego zapotrzebowania. Ogólnie wzrastające zużycie produktów naftowych, głównie na skutek szybkiego postępu technicznego w dziedzinie środków lokomocji i mechanizacji rolnictwa oraz zużycie ropy naftowej jako surowca do produkcji chemikaliów i różnych sztucznych tworzyw syntetycznych pobudza wiele krajów, które posiadają łupki bitumiczne, do podjęcia racjonalnej ich eksploatacji.

Na ogół przemysłową eksploatację łupków bitumicznych podejmowały dotychczas kraje ubogie w ropę naftową jak Szwecja, Szkocja, Janonia, Estonia, ZSRR, Unia Południowej Afryki. Niektóre z tych krajów powiązały przeróbkę łupków bitumicznych z rentowną produkcją materiałów budowlanych z popiołu łupkowego lub produkcją siarki jak np. w Szwecji i Estonii; także w obydwu tych krajach zamierzone jest rodniesienie rentowności przeróbki łupków bitumicznych przez odrobidnie wykorzystanie niektórych produktów prażenia łupków do produkcji chemikaliów i sztucznych tworzyw. Kraje bogate w ropę naftową traktowały łupki bitumiczne przed drugą wojną światową jako rezerwe surowcową, do której sięgnęły w czasie wojny i po jej zakończeniu inwestować w przemysł przeróbki łupków bitumicznych. W r. 1942 przeróbka łupków bitumicznych w ZSRR oceniana była na 4 miliony ton rocznie. W Stanach Zjednoczonych Ameryki Północnej, po dokładnym przestudiowaniu metod przeróbczych, stosowanych w światowym przemśle łupków bitumicznych, po przebadaniu około 21 rozwiązań prażenia, począwszy od szkockiego

typu pieca Pumpherton, przez ostatnie rozwiązania zmodyfikowanego pieca typu Bergha stosowanego w Szwecji, opracowano własny typ ciągłego pieca. Stacje doświadczalne V. S. Bureau of Mines przy Uniwersytecie w Wyoming, w Utah i w Colorado po kilku latach pracy dostarczyły materiałów, na podstawie których w roku 1948 uruchomiono eksperymentalną kopalnię i rafinerię w Rifle Colorado.

Kopalnia ta eksploatuje dziennie około 1350 t. Łupki przerabiane w Rifle dają 126 litrów oleju z tony łupku. Na kopalni i doświadczalnej rafinerii w Rifle zgromadzono materiały techniczne dla podjęcia eksploatacji przemysłowej, przy możliwie najniższych kosztach przeróbczych. Ogólnie biorąc, w założeniach przemysłowych przyjęto skalę produkcyjną do 159 0 t oleju łupkowego dziennie, na co trzeba będzie wydobyć 136 000 t łupku dziennie. Zasoby oceniono na 1 090 000 t, co wystarczy dla takiej fabryki na około 20 lat. W oparciu o wyniki prac na aparaturze wzorcowej, dla wyżej podanej wielkości produkcji, obliczone koszty przeróbki przedstawiałyby się następująco: Koszt przeróbki 1 t surowca łupkowego na olej łupkowy wynosiłby 1.43 dolara. Składają się na to koszty: wydobywania 0.65 dolara, samego prażenia 0.38 dolara, przemiału, transportu wewnętrznego i inne koszty 0.4 dolara.

Na koszty rafinowania tony oleju łupkowego przewidziane jest 3.14 dolara, na koszty produkcji tony surowego oleju łupkowego przewiduje się 12.58 dolara. Całkowity koszt produkcji tony ostatecznego produktu, w skład którego wejdzie benzyna o liczbie oktanowej 70, olej opałowy i olej dieslowy wynosić ma 22 dolary. Na uruchomienie produkcji w skali, jaka podano wyżej, planowano około 409 milionów dolarów, w czym na samą aparaturę rafinacji przewidziano 210 milionów dolarów, na instalację prażenia 175 milionów dolarów. Jak widzimy, koszty instalacji prażenia wnoszą 43% ogólnie planowanych kosztów inwestycyjnych. Nie należy się temu dziwić, jeżeli się zważy, że racjonalne technologiczne rozwiązanie instalacji prażenia jest podstawą nie tylko dla uzyskania maksymalnej wydajności oleju łupkowego, ale ma decydujący wpływ na jakość otrzymywanych produktów prażenia. Poza tym z właściwym rozwiązaniem metody prażenia wiąże się podniesienie rentowności przeróbki

przez wykorzystanie powstających w czasie prażenia gazów, półkoku oraz takich produktów ubocznych jak siarka i popiół. Gaz produkowany przy przeróbce łupków bitumicznych zużywany bywa do opalania miast i wsi oraz do produkcji propanu, butanu, propylenu i etylenu, a półkoks otrzymany w piecu prażalnym służy jako paliwo kotłowe. Dla zobrazowania technicznych rozwiązań, jakie zastosowano w różnych krajach na skalę przemysłową do przeróbki łupków bitumicznych, podam poniżej typy pieców i metody prażenia stosowane w niektórych krajach oraz opiszę procesy technologiczne, zastosowane do przeróbki oleju łupkowego.

Laboratoryjna ocena wydajności bitumów z łupku bitumicznego oparta jest na ogół we wszystkich krajach na znormalizowanej metodzie Fischera, w której suchą destylację łupku przeprowadza się w temperaturze 500 C w retortcie o znormalizowanych wymiarach. Metodą tą określa się w łupku zawartość oleju łupkowego, gazu, wody i koksu.

Prażenie łupku bitumicznego

Dla oddzielenia z łupku bitumicznego części mineralnych, stanowiących popiół względnie półkoks, od innych składników zawartych w łupku, a głównie od węglowodorów w stanie płynnym i gazowym, stosuje się najczęściej metodę prażenia łupku w piecach różnego typu. Metoda ekstrakcyjna przyjęła się w ZSRR, gdzie części bitumiczne zawarte w łupku ekstrahuje się pod ciśnieniem. Metoda prażenia łupku bezpośrednio w złożu stosowana może być tam, gdzie jest tania energia elektryczna używana do prażenia i gdzie warunki geologiczne zalegania złoża pozwalają na uniknięcie dużych strat ciepła i umożliwiają stworzenie naturalnego kotła destylacyjnego, jak to ma miejsce w Szwecji, gdzie nad pokładem łupkowym znajduje się warstwa wapienia.

Efekty produkcyjne osiągane przy metodzie prażenia w piecach najczęściej retortowych związane są z wyborem odpowiedniego typu pieca i warunków technologicznych, w jakich prażenie łupku bitumicznego jest przeprowadzane. Wybór odpowiedniego typu pieca prażalnego i warunki w jakich proces prażenia przeprowadza się uzależnione są od celów i założeń produkcyjnych, które postawiono przy podejmowaniu produkcji. Pamiętać należy, że z tego samego surowca łupkowego zależnie od rodzaju przyjętej metody prażenia można otrzymać różne ilości i jakości produktów, które służą do dalszej przeróbki.

Założenia produkcyjne mogą być różne. Celem głównym tych założeń może być otrzymanie z prażenia łupku:

a. jak największej ilości surowca płynnego nadającego się do przeróbki na wysokowartościowe produkty naftowe, a niewielkiej ilości produktów gazowych i aromatycznych,

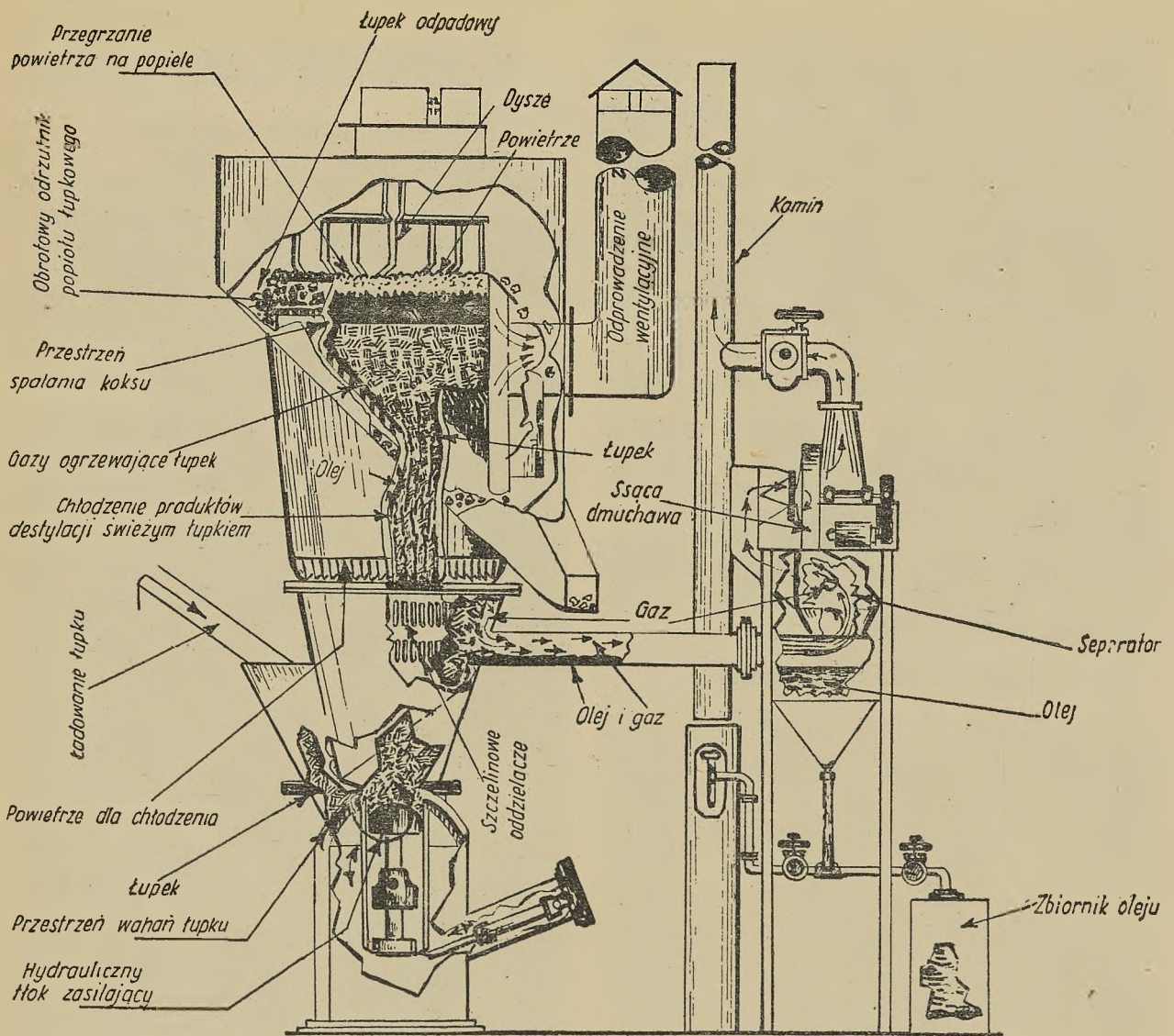
b. głównie benzyn i surowca nadającego się do dalszej przeróbki drogą krakingu na benzyny i mniej wartościowe produkty naftowe,

c. dużej ilości produktów gazowych i produktów płynnych aromatycznych.

Jeżeli przy tym jednym z celów przeróbki łupków jest także otrzymywanie wartościowego popiołu, zmienia się typ pieca, a co za tym idzie i jakość otrzymywanych z prażenia produktów ciekłych i gazowych, gdyż prażenia takie przebiega z reguły z doprowadzeniem powietrza dla otrzymania szlaki łupkowej pozbawionej węgla. Celem założeń produkcyjnych może być także otrzymywanie półkoku.

Założenia produkcyjne decydują więc, czy prażenie łupku będzie się odbywało w piecu z doprowadzeniem powietrza w temperaturach nie wysokich, jak to ma miejsce w piecu niemieckim Hubofen lub w piecu amerykańskim „Continous shale retorting“ (rys. 1), czy piec będzie pracować na zasadach destylacji zachowawczej pod zmniejszonym ciśnieniem dla otrzymania małej ilości produktów gazowych i węglowodorów aromatycznych a dużej ilości węglowodorów alifatycznych i półkoku, czy też suchą destylację przeprowadzać się będzie w temperaturach podwyższonych dla otrzymania większej ilości produktów gazowych i węglowodorów aromatycznych, jak to ma miejsce w piecach gazowniczych i koksowniczych. Można także stosować szeroko rozpowszechnione wytłewanie łupków w temperaturze około 500 C dla otrzymania małej ilości gazu, a dużej ilości ciekłych produktów nadających się do przeróbki na produkty naftowe przy równoczesnej produkcji półkoku, którego zgazowanie jest tak rozwiązane, że komora zgazowania półkoku stanowi część składową pieca prażalnego, a gazy ze spalania półkoku służą do ogrzewania pieca. W czasie wytłewania może być doprowadzana para wodna, jak np. stosowana jest przy prażeniu w retortach szkockich Pumpherton używanych głównie w Szkocji, Francji i Hiszpanii, lub w piecach retortowych Bergha wprowadzonych w Szwecji. Stosowanie pary wodnej ma duży wpływ na jakość produktów otrzymywanych z prażenia zwłaszcza tam, gdzie temperatura w dolnych częściach retorty jest wysoka, a parę doprowadza się od dołu retorty.

W zależności od wyboru typu pieca i warunków prażenia musi się wydobywany łupek poddać odpowiedniemu rozdrobnieniu na łamaczach i segregacji kawałków łupku przez przesiewanie. No. do pieców typu Lurgi można używać ziarna od 1 mm wzwyż; w piecu prażalnym typu Salermo, stosowanym w Unii Południowej Afryki, praży się kawałki mniejsze aniżeli 30 mm; w czterech różnych typach pieców prażalnych używanych w Szwecji stosuje się kawałki o wymiarach jakie wskazuje tablica 1, która podaje stosunek procentowy zawartości różnej wielkości ziarna w rozdrobnionym łupku w zależności od typu pieca, w którym przeprowadza się prażenie.



Rys. 1. Ciągły piec amerykański do prażenia łupków

Jak widzimy z tablicy 1, do pieców typu I. M. i H. G. nie można używać łupku zawierającego ziarna mniejsze od 10 mm, ale można używać ziarna wielkości do 70 mm, natomiast piec Bergha nadaje się dla ziaren drobnych do 50 mm.

Celem ogólnego naświetlenia konstrukcyjnych danych pieców prażalnych i warunków technologicznych dla niektórych metod prażenia, podam poniżej opisy metod prażenia, stosowanych w Szwecji, Unii Południowej Afryki i w USA.

W Szwecji w Kvarntorpie stosowane są cztery metody prażenia łupków bitumicznych. W metodzie Ljungströma prażenie zachodzi wprost w złożu łupku, w trzech pozostałych metodach, a to Industrie Metoder (I. M.), w metodzie Hutmanna Gustawson (H. G.) i metodach Bergha używane są piece.

Przy zastosowaniu metody Ljungströma wierci się w złożu otwory w odległości 2,6 m jeden od drugiego, w otwory zakłada się spirale drutów oporowych i ogrzewa złożo elektrycznością do temperatury ponad 350 C. Produkty destylacji odprowadzane są centralnym otworem.

Tablica 1

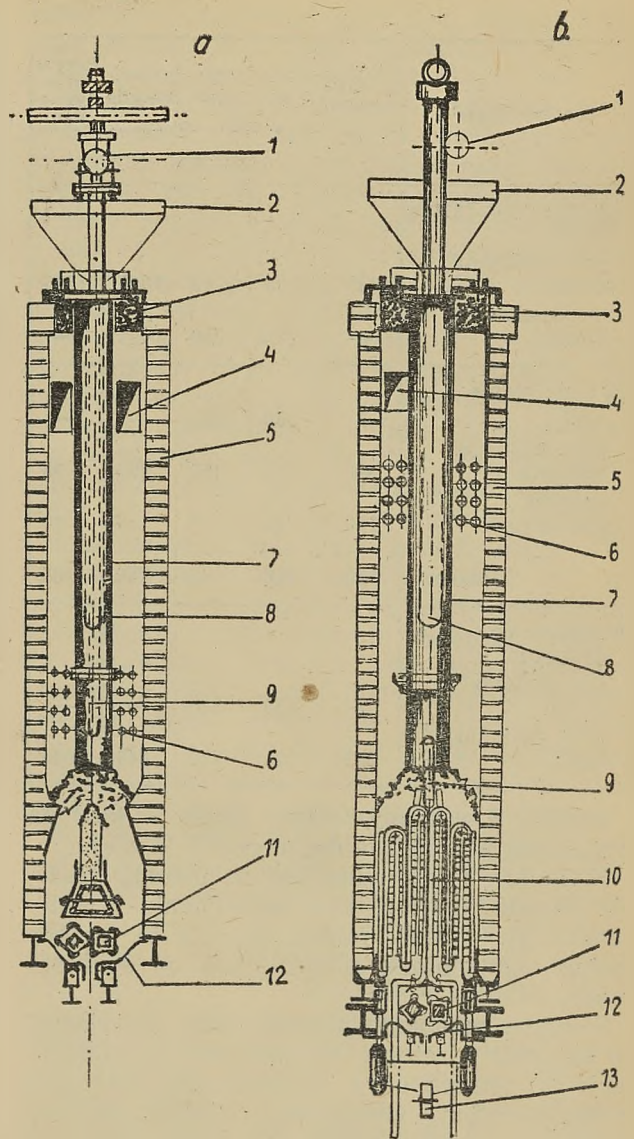
Wielkość ziarn	Piec I. M.	Piec H. G.	Piec oryginalny Bergha	Piec ulepszony Bergha
mm	%			
do 5	0	0	5	15
5 do 10	0	0	20	25
10 „ 20	5	5	40	40
20 „ 30	20	20	35	20
30 „ 40	20	20	—	—
40 „ 50	20	20	—	—
50 „ 60	20	20	—	—
60 „ 70	15	15	—	—

Piec metody I. M. jest piecem tunelowym, do którego wjeżdża wózek z łupkiem. Ciepło do prażenia jest dostarczane przez częściowe wykorzystanie ciepła gazów destylacyjnych ssanych ekshaustorem do kondensacji, poza tym ogrzewanie odbywa się przez cyrkulację gazów spalinyowych w zwojach rur ogrzewniczych, wbudo-

wanych wewnątrz pieca. Gorące gazy spalinowe do ogrzewania pieca tłoczone są przez rury z oddzielnej komory paleniskowej, w której spala się gaz suchy otrzymywany z prażenia łupków różnymi metodami, stosowanymi w tym samym obiekcie fabrycznym. Mała część ciepła znajdującego się w gazach odpadkowych uchodzących z pieca I. M. jest odłuskiwana w urządzeniach La Monta, które jest generatorem pary wodnej. Pozostający po destylacji półkoks jest wyładowywany z wózków w temperaturze około 400 C i użytkowany jest do opalania pieców koksowych, służących do produkcji pary wodnej.

Piec typu H. G., jest zmodyfikowanym typem retortowego pieca szkockiego Pumpherson. Piec ten składa się z 72 retort 9 m wysokich, każda o średnicy 700 mm. Retorty te są umocowane na obydwu końcach. Ogrzewanie retort odbywa się gazem. Palnik gazowy umieszczony jest naokoło dolnej części retorty. Prażenie przeprowadza się z doprowadzeniem pary wodnej w dolnej części retorty. Łupek przechodzi z góry na dół, a gazy destylacyjne ssane w górnej części retorty, przechodzą przez całą warstwę łupku. Osiąga się przez to częściowe wykorzystanie ciepła gazów destylacyjnych do ogrzewania łupku. Ciepło odlotowych gazów spalinowych użytkowane jest do produkcji pary wodnej przegrzanej do około 350 C. Półkoks łupkowy wyrzucany dołem jest gorący i zgazowuje się w oddzielnym urządzeniu, w którym zmontowane są zwoje rur La Monta do produkcji pary wodnej.

Oryginalny piec Bergha (rys. 2) jest zespołem retort pionowych otwartych na obu końcach. Retorty te połączone są w grupy po pięć retort w każdym szybie. Średnica retorty wynosi 2 0 mm, długość 2.2 m. Łupek przechodzi z góry retorty ku dołowi. Retorty są zawieszane w obmurowanych komorach i ogrzewane są otaczającymi je gazami spalinowymi, powstającymi ze spalania półkoksów łupkowych na dole szybu. Koks ten spada z dolnego końca retorty do paleniska umieszczonego na dnie szybu. Dla spalania koksu doprowadzone jest od dołu powietrze. Celem zapobieżenia wzrostowi temperatury nadmiar powietrza do spalania koksu jest tak regulowany, aby zawartość CO₂ w gazach spalinowych wynosiła od 4 do 5 %. Temperatura w kanałach otaczających retorty ma dążność do wznoszenia się ponad pożądaną. Wzrostu jej unika się ze względu na rozkład węglowodorów. Pożądana temperatura wewnątrz retorty wynosi 400 do 500 C. Proces pirolizy bitumów jaki zachodzi podczas prażenia łupku jest nieznacznie egzotermiczny. Temperatura 500 C jest wystarczająca dla całkowitego wyprażenia łupku przez czas około 1 do 2 godzin. Celem regulacji i obniżenia temperatury w sferze wypalania koksu wbudowane są z każdej strony retorty niedaleko ponad ogniskiem spalania koksu elementy chłodzenia. Składały się one pierwotnie z małych niskociśnieniowych kotłów, które wytwarzały parę zużywaną do prażenia. Z powodu



Rys. 2. Piec Bergha. A — typ oryginalny. B — typ zmodyfikowany. 1 — kolektor gazu, 2 — kosz załadowniczy, 3 — izolacja, 4 — kanał odlotowy, 5 — cemurowanie, 6 — przewody węzownicowe wysokoprężnej pary, 7 — retorty, 8 — ssący przewód gazów destylacyjnych, 9 — rozdzielacz pary niskiego ciśnienia, 10 — generator pary, 11 — urządzenie wyładowcze, 12 — prowadnice wyładowcze, 13 — wibrator pneumatyczny

dużej zawartości siarki w koksie łupkowym, gazy spalinowe mają wysoki punkt rosienia i przy użyciu niskociśnieniowej pary, punkt rosienia gazów spalinowych był czasami wyższy, aniżeli temperatura pary, co powodowało kondensowanie się siarki na powierzchni kotła i co za tym idzie wywoływało korozję. Te niskociśnieniowe kotły, zastąpiono później zwojami La Monta pracującymi pod ciśnieniem 25 at. Wysoka temperatura pary zapobiega kondensacji siarki i eliminuje korozję. Temperatura gazów spalinowych opuszczających piec, wynosi około 400 C. Odpadkowe ciepło spalin użytkowane jest do produkcji pary w systemie cyrkulacyjnym La Monta, stanowiącym jedną ze składowych centralnej kotłowni parowej.

Tablica 2

Rodzaj ciepła	Piec L unę- stróna	Piec I. M.	Piec H. G.	Piec Bergha	Piec Bergha zmo- dyfi- kowany
	kca / tonę				
Ogólne wytwarzanie ciepła: przy spalaniu koks	475	11 5	1240	1085	1145
bez spalania koks	—	735	840	—	—
Zużycie ciepła: opał	—	360	300	—	—
para niskiego ciśnienia	—	40	155	235	95
energia elektryczna	150	15	5	10	10
Razem	150	415	460	245	105
Pozostaje do dyspozycji: bez spalania k ksu	—	320	330	—	—
przy spalaniu koks	325	720	780	840	1040

Tablica 2 wskazuje bilans ciepła w kcal na tonę łupku przeciętnie dającego 5,5 % oleju.

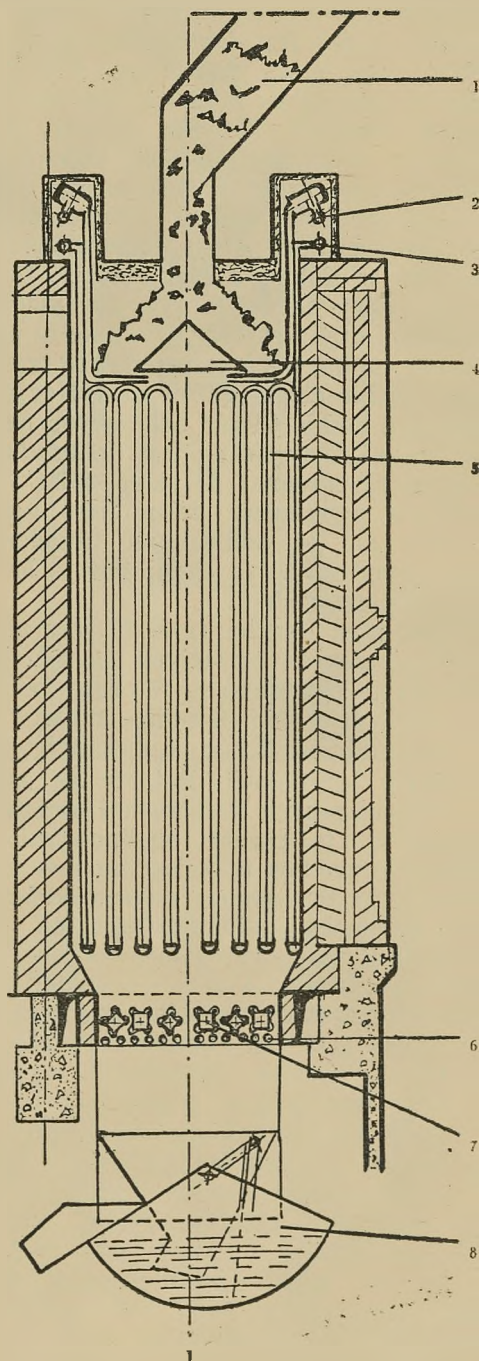
Z tablicy 2 jest widoczne, że metoda prażenia Bergha jest lepsza w porównaniu z metodami I. M. i H. G. mimo, że obie te metody zostały uzupełnione urządzeniem do spalania koks.

W czasie przebiegu prażenia gazy destylacyjne są ssane z retorty na zewnątrz do kondensacji za pomocą rury umieszczonej wewnątrz w środku retorty. Otwór ssący umieszczony jest na tej rurze nieco poniżej środka retorty. Ponieważ retorta jest otwarta z obu stron, jest rzeczą ważną utrzymanie takiego ciśnienia, aby zachować równowagę między zewnętrzną atmosferą i gazami spalania z jednej, a gazami destylacyjnymi z drugiej strony tak, by zapobiec zmieszaniu się tych gazów. Osiąga się to przez wprowadzenie pary niskociśnieniowej bezpośrednio do retorty ponad dolnym jej otworem. Para wchodzi przez rurę osadzoną w środku rury ssącej dla gazów destylacyjnych i tworzy rodzaj zamykającej poduszki. Piec Bergha daje pierwsze rozwiązanie problemu racjonalnego wykorzystania półkoks łupkowego i umożliwia nie tylko całkowitą samowystarczalność pod względem ilości ciepła potrzebnego do prażenia łupku, ale podnosi rentowność przez wykorzystanie energii cieplnej uzyskiwanej w procesie spalania półkoks przez podjęcie produkcji pary wysokoprężnej, użytkowanej do dalszych operacji związanych z przeróbką produktów otrzymywanych z prażenia łupku.

Rentowność procesu przeróbki łupków bitumicznych szwedzkich jest w dużej mierze oparta na wykorzystaniu popiołu łupkowego do celów budowlanych. Popiół ten wykazuje dosko-

nałe własności wiążące podobnie jak popiół z niektórych naszych łupków ubogich w bitumy. Dlatego też ulepszanie konstrukcji pieca do spalania koks, miało między innymi na celu uzyskanie odpowiednio spieczonego i rozgnieczonego popiołu, całkowicie pozbawionego węgla; osiągnięto to przez zbudowanie pieca służącego do wypalania półkoks łupkowego, otrzymywanego w metodzie prażenia I. M. i H. G.

Zasada działania tego urządzenia do wypalania półkoks łupkowego (rys. 3) polega na tym, że półkoks dowożony wózkami ładuje się



Rys. 3. Urządzenie do wypalania półkoks łupkowego. 1 — kosz załadowy, 2 — kolektor rozdzielczy wody, 3 — zbiornik wody i pary, 4 — rozdzielacz, 5 — generator pary, 6 — wloty powietrza, 7 — urządzenie do wyladowania, 8 — zamknięcie wodne z usuwaniem popiołu

od góry do pieca szybowego. Półkoks przesuwa się przez szczelnie obmurowany kanał ku dołowi. W kanale szybu wmontowane są zwoje rur generatora pary systemu La Monta, połączone cyrkulacyjnie z systemem produkującym parę, obsługiwanym przez wszystkie 40 pieców szybowych. Generator pary La Monta spełnia rolę elementów chłodzących obniżających i regulujących do pewnego stopnia temperaturę w czasie spalania półkoku, co ma decydujący wpływ na jakość popiołu. Generatory pary ze wszystkich pracujących szybów produkowały parę nasyconą o ciśnieniu około 30 at. Dla przegrzania pary do około 450 C służyły oddzielne przegrzewacze, co podnosiło koszt produkcji pary. Ostatnie ulepszenia poszły w kierunku zmontowania wprost w szybie do spalania półkoku rur, służących do przegrzewania pary do temperatury 450 C. Poczynione próby wypadły zadowolająco, obecnie osiem z czterdziestu pieców szybowych do spalania półkoku przystosowanych jest do produkcji pary przegrzanej do 450 C. Doświadczenia wykazały, że wydajność cieplna ze spalania półkoku w szybach zaopatrzonych w przegrzewacze jest trochę większa, aniżeli w szybach zaopatrzonych tylko w parowe generatory. Gazy spalinowe opuszczające piec szybowy ogrzewają kocioł parowy, który zużywa częściowo zawarte w nich ciepło i oziębia je do około 275 C. Jeden taki kocioł obsługiwany jest przez osiem pieców szybowych. Wynalony popiół spada na dno szybu. Dno to składa się z wyładunkowych wałków, które przesuwając żużel wywołują zarazem jego rozgniecenie. Odpuszczanie żużla jest regulowane ruchami bebnowego automatycznego wyładownicy, który działa przerywanie. Poniżej wyładownicy znajduje się zamknięcie wodne, które pozwala na utrzymanie w szybie nadciśnienia 100 mm słupa wody.

Zmodyfikowany piec Bergha — metoda prażenia Kwarntorp

Ponieważ zdolność wypalania półkoku w oryginalnym piecu Bergha była wąskim gardłem tej metody prażenia, przystąpiono do zmodyfikowania jego konstrukcji. Teoretyczna kalkulacja bilansu cieplnego wykazała, że przy racjonalnym rozwiązaniu spalania koku i odpowiednim rozmieszczeniu elementów chłodzących absorbujących ciepło, będzie można zapatrzeć retortę w większą ilość ciepła i przez to uzyskać się podniesienie zdolności przerobczej oryginalnego pieca Bergha około trzykrotnie, przy zachowaniu tej samej długości pieca. Przeprowadzone praktyczne eksperymenty na aparaturze wzorcowej, składającej się z czterech szybów pracujących w sposób ciągły potwierdziły rozważania teoretyczne i wykazały powiększenie zdolności przerobczej oryginalnego pieca Bergha dwa i pół razy. Proporcjonalnie do tej zwiększonej przeróbki łupku, wzrost produkcji pary był nieco większy. Ogólny ry-

sunek udoskonalonego typu pieca Bergha zwanego „metoda Kwarntorp“ przedstawia rys. 2b.

Na skutek zmian konstrukcyjnych podwyższona została wysokość części szybowej pieca o około 40 %. W tej części wbudowano powierzchnie chłodzące generatora pary. Jak widzimy na rys. 2b, elementy chłodzące są osadzone w ognisku spalania półkoku. Dla umożliwienia równomiernego pobierania ciepła z ogniska, elementy chłodzące zaopatrzone są w stosowne łopatkowe przewodniki ciepła. Absorbery ciepła są tak urządzone, że umożliwiają otrzymanie o 10 % większej ilości popiołu nadającego się wprost do dalszej przeróbki na materiał budowlany, aniżeli otrzymano w oryginalnym piecu Bergha. W poprzedniej konstrukcji pieca uzyskiwano duży odpad popiołu, gdyż cała szlaka o wielkości powyżej 6 mm usuwana była przy przesiewaniu. Dla zapobieżenia zawieszenia się szlaki na powierzchniach chłodzących, elementy generatora pary drgają w regularnych odstępach. Wibrator powodujący drgania jest typu pneumatycznego i przeznaczony jest jedynie do spowodowania drgań elementów generatora pary. Mechanizm wyładownicy szlaki zachowano w oryginalnym stanie i dlatego musiano podwyższyć wysokość komory spalania półkoku.

W nowym piecu Bergha, zwrócono uwagę na większą ekonomię cieplną i lepsze wykorzystanie ciepła spalin przez przebudowę kanałów dla ciągu spalin i osadzenie elementów przegrzewacza dla pary wysokopięznej, wysoko w kanale piecowym. W konstrukcji nowego pieca zmieniono sposób doprowadzania pary niskiego ciśnienia. Parę wprowadzono od dołu nisko, rury rozdziału pary są osadzone w ognisku spalania półkoku i wykonane są z wysokogatunkowego materiału odpornego na działanie temperatury. Umożliwia to przegrzanie w ognisku spalania półkoku pary niskociśnieniowej do około 500 C, co jest korzystniejsze dla prowadzenia procesu prażenia. Dalsze rozwiązanie doprowadzenia pary odpowiednimi otworami do rozróżnych retort, zapewnia jednakowy rozdział pary i porównanie zużycia pary z systemem oryginalnym Bergha wykazało, że mimo dwu i półkrotnego wzrostu przeróbki przypadającej na szwbo-godzinę, zużycie pary pozostało na poziomie zużycia w oryginalnym piecu Bergha i wyniosło 25 kg pary na godzinę pracy szybu. Sposób doprowadzenia pary niskiego ciśnienia stosowany w oryginalnym typie pieca Bergha sprawiał dużo kłopotu, szczególnie na skutek konieczności częstego czyszczenia rury skącej gazy destylacyjne. W metodzie Kwarntorp, komora dla popiołu jest zamknięta i utrzymywane ciśnienie wyrosi do 10 mm słupa wody, umożliwia to zmniejszenie spadku ciśnienia jakie ma miejsce w górnych częściach pieca i utrzymanie go na poziomie od 1 mm słupa wody do 0.2 mm. Unika się przez to zassania powietrza z zewnątrz.

Jak widzimy z tablicy 2, zmiana konstrukcji oryginalnego pieca Bergha wpłynęła na uzyska-

nie w nowym piecu znacznie korzystniejszego od innych pieców bilansu cieplnego. W metodzie Ljungströma zużywa się do prażenia dużo energii elektrycznej, dlatego w ostatnich czasach zarzucono ją, gdyż prażenie może być dokonane korzystniej energią cieplną uzyskaną z samego łupku, przy umożliwieniu zużycia ciepła odpadkowego z procesu prażenia na produkcję pary wodnej i energii elektrycznej. Metody I. M. i H. G. mają w porównaniu z metodą Kwarntorp stosunkowo niską zdolność przerobczą nawet wtedy, gdy się bierze pod uwagę instalacje spalania półkoku. Ulepszenia wprowadzone w metodzie prażenia Kwarntorp stanowią duży krok naprzód, gdyż umożliwiły produkcję oleju po przystępnych cenach. Metoda Kwarntorp wskazuje rozwiązania konstrukcyjne do spalania małowartościowych surowców opałowych posiadających wysoką zawartość popiołu, gdzie wbudowane w ognisku pieca generatory pary o niedużych wymiarach zabierają główne ilości ciepła, a spalanie gazu ma miejsce w oddzielnej komorze, umieszczonej powyżej albo w przestrzeni przyległej do ogniowej. W Kwarntorpie piece oryginalnego systemu Bergha pracują w zespołach piecowych. Tych zespołów jest 16 w dwóch kompleksach i 24 zespoły w trzecim kompleksie. Jeden zespół składa się z 14 szybów, w każdym z szybów jest 5 retort. Zespół pieców ma około 5 m długości, 4 m szerokości i 4 m wysokości. Jeden z 16 zespołów piecowych przerobiono według systemu Kwarntorp i uruchomiono pod koniec 1949 r. Zespół ten może przerobić 1000 ton łupku dziennie, dając dziennej produkcji surowego oleju 36 ton, 3,5 ton benzyny i 60 000 m³ surowego gazu zawierającego siarkę. Praca w dużych kompleksach piecowych jest bardziej ekonomiczna aniżeli w małych i dlatego w przyszłości przewidziano budowę kompleksów piecowych o 24 — 32 zespołach. Przeróbka łupków bitumicznych w Szwecji ze skały eksperymentalnej przeszła na skalę przemysłową i zdecydowany jest system prażenia w piecach Bergha ulepszonych według metody Kwarntorp.

Jak już zaznaczyłem powyżej, różne typy pieców były i są stosowane w różnych krajach do prażenia łupków bitumicznych. W miarę zwiększania się skały produkcyjnej odpadły wszystkie piece przystosowane do małych zdolności przerobczych. W Szkocji, kolebce przemysłu przeróbki łupków bitumicznych, po szeregu eksperymentów z prażeniem łupków w pionowych i poziomych retortach, z doprowadzeniem par i bez niej, utrzymały się pionowe ciepłe retorty zwane Pumphirstone pracujące z doprowadzeniem pary. W innych krajach bądź przyjęły się retorty typu szkockiego, bądź też wprowadzono inne typy pieców jak: Otto, Pintscha, Goldmana, Kiwołi, Lurgi, Lecoqa, rotujące rury Dawidsona i inne.

W Unii Południowej Afryki rozporządza się głównie łupkami bohedtorbanitami, których analiza z kopalni Transwaalu wykazuje 38 % popiołu, 29 % stałego węgla, 31,5 % części

lotnych i 1,5 % wilgoci, stosowano początkowo piece Pumphirstone. Z przyczyn natury gospodarczej opracowano typ własnego pieca prażalnego zwany Salerno i piece tego typu są czynne dając z łupku 96 % technicznej wydajności części gazowych i oleistych, oznaczonych w surowcu według metody Fischera.

Ponieważ retorty Salerno muszą być napełnione torbanitem jak najbardziej uwolnionym od domieszek węgla, przeprowadza się na kopalni segregację torbanitu od występującego w nim węgla kamiennego. Przed doprowadzeniem do pieca, torbanit jest kruszony na kawałki mniejsze niż 30 mm, które przy pomocy gwiaździstego zasilacza mającego możliwość pracowania z różną szybkością, dostają się uregulowanymi dawkami do koryt umieszczonych w poziomych retortach. Każda retorta posiada 36 półokrągłych korytek o promieniu 0,2 m i 2,3 m długości. Koryta te tworzą ścianę oddzielającą torbanit od ogrzewających go gazów. Poniżej korytek umieszczony jest piec gazowy, powyżej nich znajduje się zamknięta przestrzeń dla wydestylowujących par. W każdym korycie znajduje się wał obracający się z szybkością 5 obrotów/minutę, na którym osadzonych jest 16 łopatek w kształcie litery T, działających jak mieszadła i skrobacze. W tym typie prażalni najważniejsze jest opatentowane urządzenie pozwalające w piecu na ruch torbanitu z pożądaną szybkością. Pary destylacyjne są odciągane w różnych wyznaczonych punktach retorty, co pozwala na pewnego rodzaju frakcjonowanie na czysty i zanieczyszczony olej. Zużycie energii elektrycznej wynosi 3,86 kWh na tonę łupku, a zużycie ciepła wynosi 472 000 kcal na tonę łupku. Zdolność przenustwa retorty wynosi około 85 ton łupku na dzień. Ponieważ w tego rodzaju zmechanizowanym urządzeniu ważne jest zabezpieczenie go przed uszkodzeniem, zainstalowane są magnetyczne separatory dla oddzielenia kawałków żelaza z pokruszonego łupku wchodzącego do pieca. Proces prażenia przeprowadza się w ten sposób, że łupek gwałtownie ogrzany jest do 375 C i dalej sukcesywnie zwiększa się temperatura do maksimum 520 C. Praktycznie przez cały czas prażenie przeprowadzone jest w tych dwóch stadiach. Gorący wyprażony półkok torbanitowy odprowadza się przez spiralną zamknięcie do koryta, w którym splukiwany jest strumieniem wody do specjalnie przystosowanych pomp piaskowych, które dostarczają go do wyładowniczej rampy. W prażalni zainstalowane są także cztery rury Dawidsona, każda o maksymalnej zdolności przerobczej 26 ton dziennie. Wszystkie pary wywiązujące się podczas prażenia przechodzą przez najgorętszy punkt retorty Dawidsona i są krakowane w ustalonym stopniu. Zużycie energii elektrycznej w obrotowych retortach Dawidsona wynosi 8 kWh na tonę łupku. Jak podano wyżej przy prażeniu w piecach Salerno uzyskuje się olej zanieczyszczony. Ten brudny olej jest oczyszczany w prasach filtracyjnych, przez zastoso-

wanie cegiełek mających zdolność filtrowania. Do opalania retort służą gazy uzyskiwane z procesu prażenia.

W Stanach Zjednoczonych Ameryki Północnej zaopiniowano, że prażenie w retortach szkockich Pumpherstone nie nadają się do przeróbki łupków bardzo bogatych w bitumy. Opracowano tam typ pieca N.T.V. nadający się do przeróbki w sposób ciągły lub periodyczny, dla wszystkich gatunków łupków. Prażenie w tym piecu odbywa się w temperaturze 300 do około 400 C. Otrzymywany z prażenia w tym typie pieca surowiec olejowy służy albo do krakowania, albo jest rafinowany na produkty naftowe.

Do innego rodzaju produkcji z łupków bitumicznych służy piec ciągły opracowany w USA, który wskazuje rys. 1. Piec ten wprowadzony przez Union Oil Company of California Los Angeles przystosowany jest do prażenia łupku w dostępie powietrza dla otrzymywania produktów o charakterze aromatycznym, przy pełnym zgazowaniu powstającego koksu. W metodzie tej nazwanej „Continuous Shale retorting“ stosuje się przeciwbieg łupku i powietrza. Łupek wprowadza się do pieca od dołu do korytka poruszającego się ruchem wahadlowym, skąd przechodzi przez zamknięcie pływowe i własnym ciężarem spada do mechanizmu zasilającego. Mechanizm tłokowo-hydrauliczny przepycha łupek do góry przez szczelinę stożkową do komory rozszerzającej się ku górze. Na zewnątrz pieca znajduje się separator gazu od cieczy wraz z urządzeniem ssącym. Separator i urządzenie ssące połączone są wspólną rurą z częścią stożkową pieca. Na skutek ssania wywołanego dmuchawą, zassane jest powietrze przez szczeliny znajdujące się na szczycie pieca oraz zassane są do separatora gazy i płyny wydostylowujące w środkowej komorze prażenia łupku. Ponieważ świeży łupek zdąża od dołu pieca ku górze, zassane powietrze przechodzi w dół przez całą warstwę przepychanego ku górze łupku. Łupek zimny idący od dołu, przechodzi w dolnej części stożkowej przez gromadzącą się w dole pieca płynne produkty destylacji, ochładza je, ogrzewa się ciepłem destylatów i przepycha je przez szczeliny do rury ssącej w kierunku separatora. Łupek ogrzany częściowo w dolnej części pieca, przesuwany ku szczytowi pieca zagrzewa się ciepłem zdążających w przeciwnym kierunku destylatów. U szczytu pieca, wchodzące do wnętrza pieca powietrze, zagrzewa się ciepłem odchodzącego z pieca popiołu. Popiół odprowadzony jest u szczytu pieca na zewnątrz przez obracającą się automatyczną wyrzutnię. Tuż pod warstwą popiołu znajduje się sfera zgazowania węgla. Gazy spalania wytwarzające się w tej przestrzeni służą do zagrzewania łupku w komorze destylacyjnej i wydestylowania części lotnych z łupku podążającego ku szczytowi pieca. Energia cieplna potrzebna do prowadzenia procesu prażenia dostarczona jest ze spalania koksu, i ze spalania gazów odpad-

kowych odchodzących z separatora. Poza tym duża ilość ciepła jest regenerowana z odchodzącego górą popiołu łupkowego, gdyż popiół wychodzący u szczytu pieca zdąża ku dołowi rurą otaczającą przestrzeń prażenia. Cała wymiana ciepła następuje wewnątrz urządzenia i jakiegokolwiek wymienniki są wyeliminowane. Do wykraplania produktów destylacji zbędna jest woda. Doskonała wymiana ciepła, osiągnięta w urządzeniu pozwala na użycie niewielkiej przestrzeni, w której odbywa się prażenie. Wydajność uzyskanych produktów destylacji wynosi 100 % wydajności oznaczonej standartową metodą. Urządzenie pracujące w sposób ciągły posiada wielką zdolność przepustową w stosunku do swojej wielkości i nie wymaga kosztownego wyposażenia.

Proces opisany powyżej jest jedną z dróg wykorzystania łupku bitumicznego do produkcji węglowodorów aromatycznych. Ilość tworzących się aromatów wzrasta, między innymi, z przedłużeniem czasu kontaktu łupku w piecu prażalnym. Przy odpowiednim prowadzeniu procesu prażenia w piecu opisanym powyżej można otrzymać w produktach destylacji etylen i aromaty. Otrzymano np. z amerykańskich łupków bitumicznych przy tym typie pieca: 18,3 % aromatów, 20,0 % płynów wysokowrzących, 21,6 % etylenu, 31,9 % innych lekkich gazowych produktów.

Podając ten krótki rys na temat prażenia łupków bitumicznych, przejdziemy do omówienia niektórych zagadnień technologicznych, związanych z przeróbką produktów otrzymywanych z prażenia łupków bitumicznych.

Procesy technologiczne przeróbki olejów łupkowych otrzymywanych z prażenia łupków stosowane w różnych krajach, związane są z gatunkiem oleju łupkowego. Klasyfikacja oleju tego jest taka sama jak ropy; olej łupkowy może być parafinowy, asfaltowy lub asfaltowo-parafinowy. Łupki asfaltowe posiada np. Szwecja, Unia Południowej Afryki, Estonia, łupki parafinowe znajdują się np. w Szkocji, USA, Mandżurii, Polsce. W łupkach bitumicznych, prócz składników mineralnych, które po prażeniu pozostają w popiele, występują także w różnych ilościach siarka i azot. W składnikach węglowodorowych, otrzymywanych z wylewania łupków bitumicznych, znajdują się węglowodory aromatyczne głównie fenole i zasady pirydynowe, węglowodory naftenowe i parafinowe oraz dość duża ilość olefin.

Jak już powiedziano wyżej w związku z wyborem metody prażenia, założenia produkcyjne decydują też o wyborze procesu technologicznego dla przeróbki oleju łupkowego.

1. Celem przeróbki oleju z łupku parafinowego i parafino-asfaltowego może być otrzymanie: benzyny, nafty, oleju gazowego, olejów dieslowych i opałowych, parafiny, koksu lub paku oraz produktów ubocznych jak połączenia siarkowe, fenole ksylenowe, zasady pirydynowe; wtedy olej łupkowy poddaje się procesom destylacji i rafinacji chemicznej.

2. Można również produkować z oleju łupkowego: benzynę, olej gazowy, oleje dieslowe, parafinę, asfalt, wysokowartościowe oleje smarowe i ubocznie połączenia siarkowe, pirydynowe i fenole; wtedy stosuje się metody destylacji, rafinacji chemicznej i rozpuszczalnikowej oraz polimeryzację.

3. Chcąc otrzymać głównie benzynę, oleje dieslowe, olej opałowy, koks i produkty uboczne siarkowe, fenolowe i pirydynowe stosuje się procesy destylacji, rafinacji chemicznej i krakingu termicznego frakcjonowanego.

4. Można także przeprowadzać przeróbkę oleju łupkowego na benzynę, koks i oleje smarowe, stosując operację destylacji do koks i hydrogenację destylatów lub dla podniesienia wydajności benzyn stosować można destylację, hydrogenację i kraking termiczny ciężkich olejów otrzymywanych z hydrogenacji destylatów.

5. Prowadzenie przeróbki oleju łupkowego z zastosowaniem destylacji, rafinacji chemicznej i rozpuszczalnikowej, krakingu termicznego i polimeryzacji umożliwia otrzymywanie benzyny, dużej wydajności olejów smarowych, parafiny, asfaltu, oleju dieslowego oraz produkowanie ubocznie różnych chemikaliów.

6. Duże wydajności benzyny i głównie wysokogatunkowych olejów smarowych oraz produkcję koks a ubocznie różne chemikalia można produkować z oleju łupkowego przez zastosowanie krakingu katalitycznego, hydrogenacji i polimeryzacji.

Stosowanie procesu przeróbki wymienionego powyżej pod 1. jest wtedy celowe, gdy względy gospodarcze wymagają uzupełnienia pewnych deficytowych asortymentów mniej wartościowych produktów naftowych i gdy dadzą się wykorzystać istniejące już urządzenia aparaturowe przy rafineriach ropy naftowej. W procesie tym straty są duże, a wartość produktów dużo mniejsza w stosunku do tej wartości, jaką można uzyskać prowadząc przeróbkę według procesów wymienionych w punkcie 2., gdyż traci się wszystkie wysokogatunkowe i wysokowartościowe oleje smarowe oraz asfalt. Proces technologiczny wymieniony pod 3. jest skomplikowany, ponieważ przed krakingiem termicznym należy usunąć siarkę, fenole i pirydyny, gdyż obniżałyby wartość otrzymanej z krakingu benzyny, a przy tym stwarzałyby się trudne do rozwiązania problemy korozji aparatury krakingowej i prowadzenia ruchu aparatury z powodu koksowania. Np. w Szkocji olej łupkowy jest najpierw destylowany, a pozostałość po odebraniu frakcji do 200 C, poddawana jest termicznemu krakingowi w niskich temperaturach i ciśnieniach. Z krakingu tej pozostałości otrzymano 55 % benzyny o niskiej liczbie oktanowej. Przez zastosowanie hydrogenacji, podniesiono wydajność benzyny o liczbie oktanowej 51 do 54 do około 100 %. Pozostałość z krakingu daje olej dieslowy. Łupek przerobiony w Szkocji daje około 15 % wykraplanych benzyn i około 85 % oleju łupkowego. W USA Bureau of Mines kompletuje aparaturę ciągłą

do przeróbki oleju łupkowego drogą krakingu termicznego z frakcjonowaniem. Zdolność przeróbca aparatury, która ma produkować benzynę, olej opałowy i olej dieslowy ma wynosić maksymalnie 48 000 l oleju łupkowego na dobę. Wykroplona benzyna poddawana będzie stabilizacji dla usunięcia butanów i cięższych węglowodorów, a w dalszym ciągu poddawana będzie rafinacji dla usunięcia siarkowodoru, merkaptanów, kwasów i zasad organicznych. Ten typ przeróbki nie daje dużej wydajności lekkich produktów, ponieważ zawartość wodoru w oleju łupkowym jest za mała, w stosunku do ilości węgla.

Benzyna otrzymywana w Ameryce z krakingu termicznego oleju łupkowego jest bardziej parafinowa nasycona, aniżeli otrzymana bezpośrednio z destylacji oleju łupkowego, która ma liczbę oktanową 55—70. Wydajność pożądaných produktów, a to głównie benzyn i olejów smarowych może być podniesiona przez stosowanie metody wymienionej w punkcie 4., tj. przez destylację oleju łupkowego do koks i hydrogenację pod niskim ciśnieniem destylatów z koksowania. Dla otrzymania wodoru do hydrogenacji może być użyta para wodna w wysokiej temperaturze i gazy węglowodorowe, utrzymywane w czasie koksowania oleju łupkowego. Według doświadczeń amerykańskich, wydajność materiału uwodornionego z oleju łupkowego wynosiła 75 do 85 %, o składzie 40 % benzyny i 60 % ciężkich olejów o końcu wrzenia 37 C. Prawdopodobnie instalacja hydrogenacji będzie zainstalowana w Rifle.

Proces hydrogenacji w połączeniu z krakingiem termicznym ciężkich pozostałości opracowany jest we Francji. Metody wymienione powyżej w punkcie 6. pozwalają na utylizację chemiczną niektórych produktów krakingu, umożliwiają zwiększenie wydajności benzyny oraz produkcję wysokowartościowych olejów smarowych; regim ten jest opracowany w USA. Tam też jest opatentowany katalityczny kraking ciągły rozdrobnionego surowca łupkowego zawieszzonego w płynie. Metody przeróbki oleju łupkowego wymienione w punkcie 5. umożliwiają utylizację lekkich produktów otrzymywanych z krakingu ciężkich pozostałości i ekstraktów w kierunku tak syntezy wysokogatunkowych produktów naftowych, jak i syntezy chemikali. Regim ten daje dużą elastyczność w prowadzeniu przeróbki w zależności od zaopatrzenia rynku w produkty naftowe i umożliwia podjęcie rentownych i ważnych gospodarczo produkcji chemicznych.

Łupki bezparafinowe-asfaltowe przerabiane w Unii Południowej Afryki dostarczają oleju, który jest zasadniczo surowcem do otrzymania benzyny i asfaltu. Benzyny są otrzymywane tak z gazu powstającego przy prażeniu łupku, jak i oleju łupkowego. Gaz jest doprowadzany do absorpcji, a stąd po wydestylowaniu i stabilizacji otrzymuje się gaz suchy, który służy do ogrzewania retort, oraz otrzymuje się benzynę stabilizowaną i propan. Z oleju łupkowego wy-

destylowuje się frakcję benzynową wraz z fenolami i zasadami pirydynowymi, resztę poddaje się kringowi w piecu Winklera-Kocha otrzymując benzynę, olej gazowy i asfaltowy.

Analiza oleju łupkowego wykazuje: ciężar właściwy przy $+15\text{ C}$ — 0,908, początek destylacji 60 C , do 160 C — 10% destylatu, do 225 C — 20% destylatu, do 275 C — 30% destylatu, do 300 C — 37% destylatu, 61% pozostałości. Ciężar gatunkowy pozostałości wynosi 0,965, a całego destylatu — 0,822. Zawartość fenoli objętościowo 1,2%, zawartość zasad pirydynowych 1,0%.

Dla podniesienia liczby oktanowej benzyn otrzymanych z oleju łupkowego, miesza się benzynę z alkoholem i benzolem, podnosi się przez to liczbę oktanową paliwa do 72. Użyta do mieszanki benzyna ma ciężar właściwy 0,743; początek wrzenia 46 C , koniec wrzenia 215 C , do 100 C — 26% destylatu, do 160 C — 68% destylatu, liczba oktanowa 57.

Sądzę, że podane wyżej niektóre rozwiązania i kierunki technologiczne dorzucone do niewielu artykułów technicznych i bardzo szczupłych wiadomości w naszej literaturze technicznej z dziedziny przeróbki łupków bitumicznych, posłużą do szerszego zainteresowania się problemem wykorzystania i przeróbki krajowych łupków bitumicznych. Udoskonalenia techniczne metod przeróbki łupków bitumicznych wskazują, że łupki te odpowiednio wykorzystane mogą stać się surowcem dla podjęcia wielu gospodarczo ważnych produkcji, szczególnie w dziedzinie wytwórczości energii cieplnej i produkcji naftowej. Nie należy zapominać, że właśnie obfita ilość nienasyconych węglowodórów zawartych w produktach otrzymanych z prażenia łupku bitumicznego, stwarza duże możliwości wykorzystania łupków dla podjęcia wielu bardzo wartościowych produkcji drogą syntez stosowanych w nowoczesnej chemii przemysłowej.

Przechodząc do krótkiego omówienia zagadnienia łupków bitumicznych w naszym kraju podam, że wszystkie analizy i oceny chemiczne łupków bitumicznych uzyskane dotychczas w naszych laboratoriach powinny być przekontrolowane centralnie przez jeden z badawczych instytutów i za miarodajne powinny być uznane tylko te wyniki, które wykonane są standardową metodą na aparaturze według Fischera, gdyż metoda ta pozwala na właściwą i porównawczą ocenę wydajności bitumów, w stosunku do wydajności łupków eksploatowanych na świecie. Ta centralnie prowadzona ocena chemiczna łupków pozwoli nam stwierdzić, czy rewelacyjne niekiedy wyniki zawartości bitumów w łupkach sięgające ponad 28% poda-

wane przed wojną w sprawozdaniach niektórych instytucji, dadzą się powtórzyć w standardowej metodzie Fischera, a wtedy pozytywne wyniki oceny chemicznej połączone z pozytywną oceną zasobów i warunków zalegania złoża, pozwolą na podjęcie rozważań technologicznych i ekonomicznych nad eksploatacją i przeróbką. Łupki, których przeprowadzone analizy chemiczne uznane jako pewne i właściwe, wykazują wydajności godne głębszego zainteresowania. Należałoby więc podjąć wiercenia poszukiwawcze dla uzyskania próbek, pozwalających na właściwą ocenę chemiczną i przebadanie technologiczne całego złoża. Prowadzone prace nad rozwiązaniem zagadnień technologicznych przeróbki łupków bitumicznych i ich wyniki nie związane z analizą i oceną chemiczną próbek pobranych w różnych miejscach złoża łupkowego, mogą przedstawiać tylko wartość naukową i nie muszą być wykorzystane przemysłowo, o ile po spóźnionych uzupełniających wierceniach poszukiwawczych okaże się, że wielkość ocenionych pozytywnie przebadanych pod względem chemicznym zasobów jest niewystarczająca dla podjęcia przeróbki. Dlatego też jest wskazane szybkie rozpoczęcie u nas wierceń poszukiwawczych za łupkami bitumicznymi na terenach, które okazały się obiecującymi na podstawie wstępnych badań próbek złoża.

Dużo energii i nakładów gospodarczych zużytkowano w Polsce na badania geologiczne, wiercenia poszukiwawcze i chemiczne badania laboratoryjne nad łupkami bitumicznymi, które na podstawie przebadanych próbek okazały się na ogół nie bogate w bituminy. Powinny znaleźć się urządzenia, nakłady gospodarcze i energia dla wykonania wierceń poszukiwawczych za łupkami bitumicznymi w terenach, z których wstępnie pobrane i przeanalizowane próbki każą przypuszczać, że surowiec jest dostatecznie bogaty, aby podjąć rozważania nad jego eksploatacją i przeróbką. W zużyciu produktów naftowych na głowę mieszkańca jesteśmy daleko w tyle: wskaźnik ten jest u nas około siedmiokrotnie niższy niż w ZSRR. W dążeniu do pokrycia gwałtownie wzrastającego zapotrzebowania krajowego musimy podjąć przeróbkę innych posiadanych w kraju surowców, a z tych poza węglem kamiennym i brunatnym wielce obiecujące są łupki bitumiczne i węgle sapropelowe.

Literatura

- Petroleum, nr x, 1944.
- Fourth World. Power Conference, 1950.
- Petroleum Refiner, nr IX, 1949.
- Nafta, nr 6, 1948 i 1950.

LABORATORYJNE OZNACZANIE SAMOZAPALNOŚCI TORFÓW

Dr inż. Józef Dubois i mgr inż. Edward Ciećkiewicz

Treść: Zdolność samozapalności stert torfu wydobytego sposobem frezerowym przedstawia wielkie niebezpieczeństwo dla przemysłu torfowego. Określenie, w jakim stopniu dany torf ulega samozapalności jest ważne ze względu na magazynowanie surowca. Zdolność samozapalności określa się laboratoryjnie według metody Instorfu. Metoda ta dzieli torfy na bezpieczne, średnio bezpieczne i niebezpieczne. Do doświadczeń użyto trzech rodzajów torfu: dwóch wysokich i jednego niskiego. Stwierdzono, że torfy wysokie zaliczyć można do zupełnie bezpiecznych, torf zaś niski do średnio bezpiecznych; jego sterty na polu suszenia winny być często kontrolowane na wzrost temperatury. W pracy ustalono również wpływ dłuższego działania tlenu na półkoks uzyskany z torfu niskiego.

W dążeniu do wprowadzania coraz bardziej udoskonalonych metod eksploatacji torfowisk Związek Radziecki opracował sposób wydobywania torfu najbardziej zmechanizowany, sposób frezerowy. Polega on na tym, że górną warstwę torfowiska zeskrobuje się przy pomocy specjalnych maszyn — frezerów. Doświadczenia zapoczątkowane przez radzieckich uczonych w 1922 r. polegały na ścinaniu warstwy torfu grubości 100 — 175 mm. Frezerowy surowiec wysychał na powierzchni torfowiska, po czym zgarniano go ręcznie i gromadzono w postaci wałków, a w końcu układano w sterty. Kilka lat później opracowano metodę skrobania (frezerowania) torfu o grubości warstewki 5 — 30 mm, czyli wielokrotnie cieńszej niż poprzednia. Torf frezerowy schnie bardzo szybko. W słoneczne i wietrzne dni letnie, wysuszenie takiej warstewki torfu do 40 % zawartości wilgoci odbywa się w ciągu jednego dnia, przy nie sprzyjających warunkach meteorologicznych w ciągu trzech dni. Najbardziej odpowiednia, z punktu widzenia szybkości schnięcia, wielkość cząstek torfu frezerowego wynosi 10 — 25 mm. Po wyschnięciu torf frezerowy zbiera się mechanicznie, początkowo w wałki, następnie w sterty wysokości do 5 m. Jak wynika z powyższych uwag, sposób frezerowy daje możliwość całkowitego zmechanizowania wszystkich procesów, a więc wydobywania torfu ze złoża, przrzućcia go, zgarniania i układania w odpowiednie sterty. Dzięki zmechanizowaniu czynności, koszty eksploatacji torfu tym sposobem znacznie zmalały w porównaniu z wydobywaniem ręcznym, a zdolność eksploatacyjna, dzięki wyeliminowaniu wielkiej ilości robotników, których w sezonie brak zawsze się odczuwało, wybitnie wzrosła. Cienkość warstwy torfu skrobanego wyrównują znakomicie szybkość schnięcia i możliwość przedłużenia czasu eksploatacji w ciągu roku.

Sposób frezerowy znalazł w swej ojczyźnie, Związku Radzieckim, szerokie zastosowanie. Według danych prof. Turczynowicza w r. 1930 wydobyto w Związku Radzieckim sposobem frezerowym 28 % całej wyeksploatowanej ilości torfu, zaś w sześć lat później już przeszło 31 %.

W związku z przechowywaniem torfu frezerowego do czasu zużycia do celów przemysłowych napotkano jednak dość poważne trudności, które nie występowały w przypadku torfu cegiełkowego lub hydrotorfu. Stwierdzono mianowicie zjawisko samozagrzewania i samozapalności torfu złożonego w sterty. Wypowiedzi na ten temat znajdujemy w pracach prof. Turczynowicza, Goriaczkina i innych. Goriaczkin wspomina, że samozapalność torfu stwierdzono również i w przypadku kawałkowego hydrotorfu złożonego w sterty. Zjawisko to zachodziło w tych przypadkach, gdy składowano torf niski, zmieszany z dużą ilością (30 — 60 %) miału torfowego. Przypadki te zdarzały się jednak bardzo rzadko i praktycznie można nie brać ich pod uwagę.

Co jednak nie dzieje się z torfem kawałkowym, zdarza się nader często w stertach torfu skrobanego. Zjawisko samozagrzewania i dalej samozapalności nie jest jednakowe u wszystkich rodzajów torfu. Na skłonność do samozagrzewania w znacznej mierze wpływa jakość torfu i stopień jego rozkładu. Torfy wysokie i niskim stopniu rozkładu z reguły nie ulegają samozagrzewaniu. Jeżeli jednak to zjawisko zachodzi, nie jest ono groźne dla sterty, gdyż temperatura podnosi się najczęściej jedynie do 40 — 45 C. Podniesienie się temperatury w stercie wywiera skutek nawet dodatni, gdyż wpływa na dosuszenie torfu na składzie. Z innych rodzajów torfu według Biegaka i Jerkowej najmniej skłonne do samozagrzewania się są torfy leśne. Najniebezpieczniejsze są torfy turzycowe i turzycowo-leśne.

Przebieg procesu samozagrzewania się i w dalszym samozapalności ma przebieg następujący: Pod wpływem rozwijających się na kawałkach torfu mikroorganizmów przebiegać rozpoczynają egzotermiczne procesy biologiczne. Wywołują je w pierwszej fazie (do temperatury 30 C) przeważnie grzybki i aktinomicety o charakterze aerobowym. Dalsze samozagrzewanie do temperatury 60 — 70 C wywołują aktinomicety i bakterie. Przy zagrzewaniu się torf pokrywa się siatką grzybków pleśniowych. W temperaturach wyższych (60 — 65 C) aeroby zamierają

i rozwijać się zaczynają bakterie termofilne. Wszystkie procesy biologiczne przerywają się w temperaturze 72 — 75 C. Torf w tym czasie ulega fermentacji masłowej i octowej. W związku z bujnie rozwijającą się mikroflorą i dzięki dostatecznej aeracji zaczyna się stopniowo podnosić temperatura torfu w stercie, dochodząc po 35 — 40 dniach do 60 — 65 C. Po osiągnięciu wymienionej wyżej temperatury następuje okres „pulsacji“ w granicach od 5 do 10 C. Okres pulsacji trwa zazwyczaj długo, od trzech do ośmiu miesięcy, i właśnie w tym czasie zachodzi zjawisko samozapalności torfu. W wielu przypadkach po okresie pulsacji następuje obniżanie się temperatury i ostudzenie wnętrza sterty. W innych, w okresie pulsacji zachodzi wzrost temperatury. Powyżej 80 C przy dostatecznym dopływie tlenu powietrza następuje samozapalność torfu i gwałtowny skok temperatury (w czasie od 5 minut do 48 godzin); przy temperaturze 160 — 180 C utworzony półkoks zapala się płomieniem.

Należy wspomnieć, że w ciągu dłuższego czasu okresu pulsacji torf ulega daleko idącym przemianom chemicznym i upodabnia się z wyglądu do czarnego półkoku torfowego. Stąd też umownie nazywa się go półkoksem. Samozapalność torfu przebiega wewnątrz sterty. Zachodzi ona w cienkich kanalikach powstałego półkoku lub też obejmuje znaczne powierzchnie stert, od 50 do 1500 cm². Zjawisko powyższe stanowi poważne niebezpieczeństwo dla torfu frezerowego i przy eksploatacji na skalę przemysłową wyżej wymienionym sposobem trzeba je brać pod uwagę. Zapobiec można samozapaleniu się torfu przez niedopuszczenie w głąb sterty powietrza, pokrywając ją świeżą warstwą torfu. Powyższy sposób nie usuwa jednakże w zupełności niebezpieczeństwa, przedłuża jedynie czas grzania się torfu.

Groźne następstwa pożarów stert torfowych zmusiły badaczy do głębszego zainteresowania się powyższym zjawiskiem, tak niepożądanym w przemyśle opartym na torfie jako paliwie. Zdawać by się mogło, że najprostszym rozwiązaniem sprawy byłoby bezpośrednie zużycie na opał torfu frezerowego, przedtem wysuszonego do 35 — 40 % zawartości wilgoci. W ten sposób uniknęłyby się zjawiska samozagrzewania się i samozapalności stert, wiadomo bowiem, że początkowy okres samozagrzewania się przebiega dość powoli — miesiąc i dłużej. Proste rozumowanie wykazuje jednak, że podobne założenie jest na wskroś mylne. Jak wiadomo, sezon wydobywania torfu sposobem frezerowym w przypadku najlepszym dochodzi do 150 dni w roku. Rozumiemy przez to, że torf w tym czasie eksploatowany wyschnie do stanu powietrzno suchego i będzie mógł być zmagazynowany. Sezon kończy się jednak nieodwołalnie we wrześniu, bez względu na pogodę. Powstaje więc kilkumiesięczna przerwa, podczas której instytucja przemysłowa musi czerpać paliwo z magazynu. Jeśli torf należy do niebezpiecznych i łatwo ulega samozapalności, nie można go zmagazynować

na długie miesiące i co za tym idzie zagwarantować ciągłego ruchu instytucji przemysłowej. Różne środki zapobiegawcze, jak oskazywanie za pomocą chloropikryny lub tlenku etylenu, zakładanie w razie zagrzania się porcji zestalonego CO₂ i inne są kłopotliwe i kosztowne.

Stąd też powstaje konieczność stwierdzenia do której kategorii, z punktu widzenia samozapalności, eksploatowany torf należy. Goriaczkin, opierając się na pracach własnych i Instorfu, dzieli torfy na trzy rodzaje, a mianowicie: kategoria A — bezpieczne, B — średnio bezpieczne i C — niebezpieczne. Torf frezerowy należący do kategorii A albo zupełnie nie ulega samozapalności, albo też w rzadkich przypadkach, nie przekraczających 1 % całkowitej ilości stert. Do torfów kategorii B należą te, które ulegają samozapalności w granicach od 1 do 10 %, zaś do ostatniej kategorii C zalicza się torfy ulegające samozapalności w przypadkach przekraczających 10 % ogólnej ilości stert.

Oznaczenie zdolności samozapalności torfu frezerowego, odpowiadającego jednej z podanych trzech kategorii, opiera się na metodzie opracowanej przez Instorf. Metoda powyższa polega na oznaczaniu temperatury zapłonu półkoku torfowego uzyskanego przez destylację torfu do temperatury 450 C w retorcie aluminiowej Fischera. Stwierdzono doświadczalnie, że torf frezerowy tym łatwiej ulega samozapalności w stertach, im niższą temperaturę zapłonu posiada półkoks otrzymany z danego torfu. Wpływ na samozapalność torfu wywiera prawdopodobnie skład botaniczny oraz katalizatory, znajdujące się w postaci składników mineralnych w masie torfowej. Wpływ zawartości wodorotlenku żelazowego na temperaturę zapłonu półkoku torfowego dokładnie zbadał Stadnikow. Półkoks uzyskany z torfu, do którego dodano uprzednio niewielką ilość wodorotlenku żelazowego, zapalał się na powietrzu w temperaturze pokojowej.

Zapalność półkoku otrzymanego z tego samego torfu przy różnych temperaturach półkoksowania dobitnie ilustruje tablica zaczerpnięta z Bogdanowa (tablica 1).

Podane w niej liczby wskazują, że najwyższą zdolność reakcyjną w stosunku do tlenu posiada półkoks uzyskiwany w 450 C. Metoda Instorfu opiera się więc na oznaczeniu temperatury zapłonu półkoku otrzymanego w 450 C w ściśle określonych warunkach laboratoryjnego postępowania, w strumieniu czystego tlenu.

Jeżeli temperatura zapłonu badanego półkoku leży powyżej 55 C, torf zalicza się do kategorii A, czyli do rodzajów nie ulegających zasadniczo samozapalności. Do kategorii B, czyli do torfów pośrednich z punktu widzenia bezpieczeństwa, należą te, których półkoks zapalał się w granicach temperatur 55 — 37 C. Torfy kategorii C, niebezpieczne, których nie wolno przechowywać przez czas dłuższy w stertach z obawy przed samozapalnością, tworzą półkoks o temperaturze zapłonu poniżej 37 C.

Tablica 1

Temperatura zapłonu pozostałości stałej, która nie uległa początkowemu utlenieniu (według Bogdanowa)

Rodzaj torfu	Torf wyjściowy	Pozostałość stała, uzyskana przez ogrzewanie do °C						
		200	250	300	350	400	450	500
Wysoki (bagno Redkino)	192	—	—	—	120	—	95	132
Niski (bagno Redk.no)	172	133	122	100	100	74	55	70
Niski (bagno Palco)	175	132	101	87,5	—	30	20	30

Metoda Instorfu nie należy do zbyt dokładnych i pomiary dają czasami wyniki niezgodne z rzeczywistym zachowaniem się torfu frezerowego zmagazynowanego w stertach.

Poniżej podajemy opis oznaczenia temperatury zapłonu półkoks torfowego metodą Instorfu. Proces składa się z dwóch czynności: z destylacji miazgi torfowej do temperatury 450 C i z oznaczenia punktu zapłonu uzyskanego półkoks. Wysuszony do stanu powietrznie suchego torf rozdrabnia się w młynku, następnie w moździerz i przesiewa przez sito o średnicy otworów 0,25 mm. Należy baczyć, aby całość pobranej próbki torfu została przesiana przez sito. Zmielonym torfem wypełnia się retortę Fischera, aż do otworu odprowadzającego gazy destylacyjne. Destylację prowadzi się przez godzinę, ogrzewając retortę w ten sposób, aby w ciągu pierwszych trzydziestu minut osiągnąć wewnątrz temperaturę 350 C, zaś w ciągu następnej półgodziny dogrzać do 450 C. Wzrost temperatury notuje się co piętnaście minut. Gazy destylacyjne odprowadza się do kolbki oziębianej wodą, gdzie się skraplają cięższe frakcje, a następnie spala u wylotu rurki. Po osiągnięciu wewnątrz retorty temperatury 450 C usuwamy płomień (lub wyłączamy prąd elektryczny) i retortę oziębiamy możliwie szybko w strumieniu zimnej wody do temperatury 5 — 10 C niższej niż temperatura tlenu, który będzie się wprowadzać do retorty. Następuje oznaczenie temperatury zapłonu półkoks. Polega ono na stopniowym ogrzewaniu retorty z półkoksem i wprowadzaniu do niej strumienia tlenu. Retortę ogrzewa się z szybkością 1 C w ciągu jednej minuty. Tlen wprowadza się z szybkością 5 — 6 litrów na godzinę. Co minutę notuje się temperatury retorty i półkoks. W momencie zapalenia się następuje gwałtowny skok temperatury wewnątrz retorty; temperatura bezpośrednio poprzedzająca skok odpowiada punktowi zapłonu badanego półkoks. Doświadczenie rozpoczynamy od temperatury 20 C ze względu na to, że półkoks torfowy w pewnych przypadkach zapala się w temperaturze pokojowej. Doświadczenie prowadzi się do 30 C, czyli w ciągu 10 minut. Jeśli nie nastąpi zapalenie, przygotowuje się ponownie świeżą próbkę półkoks. Ogrzewa się wtedy retortę z półkoksem do 30 C i od tej chwili zaczyna się wprowadzać tlen, postępując jak wyżej. Jeśli do 40 C (10 minut) również półkoks się nie zapali, znowu przygotowuje się dalszą świeżą próbkę półkoks, ogrzewa się do 40 C

i po osiągnięciu tej temperatury przepuszcza się tlen. Doświadczenia ponawia się aż do uzyskania skoku temperatury, oznaczającego punkt zapłonu półkoks.

Jak z powyższego wynika, oznaczanie temperatury zapłonu jest pracą żmudną i długą, szczególnie jeżeli dotyczy półkoks z torfu wysokiego. Narzuca się pytanie, dlaczego doświadczenie ponawia się co 10 C, przyrządzając stale świeżą porcję półkoks? W książce Bogdanowa znajdujemy uwagi, że w miarę powolnego ogrzewania półkoks torfowego w strumieniu powietrza temperatura zapłonu się podnosi. Opis podobnego zjawiska, w związku z oznaczaniem temperatur zapłonu węgla drzewnych, znajdujemy w pracy prof. Świętosławskiego. Stwierdzono, że zmniejszenie szybkości ogrzewania, a tym samym przedłużenie czasu ogrzewania węgla drzewnego przy jednoczesnym przepuszczeniu strumienia tlenu znacznie podnosi temperaturę zapłonu węgla. Prof. Świętosławski przypuszcza, że na powierzchni węgla znajdują się miejsca bardziej wrażliwe na działanie tlenu. Przy powolnym ogrzewaniu zachodzi stopniowe spalanie się tych właśnie części bez widocznego efektu cieplnego. W razie szybkiego wzrostu temperatury wszystkie te części zapalają się jednocześnie, wywiązując znaczne ilości ciepła i powodując wcześniejsze zapalenie się węgla drzewnego. Podobne rozważania możemy zastosować i do półkoks torfowego.

Część doświadczalna

Do doświadczeń użyto trzech rodzajów torfu: torfu A, B i C.

Torf A, wydobyty z torfowiska wysokiego, sfagnowy, z domieszką korzonków roślin wrzosowatych i niewielką wełnianki, o stopniu rozkładu około 7 % i zawartości popiołu około 5 %.

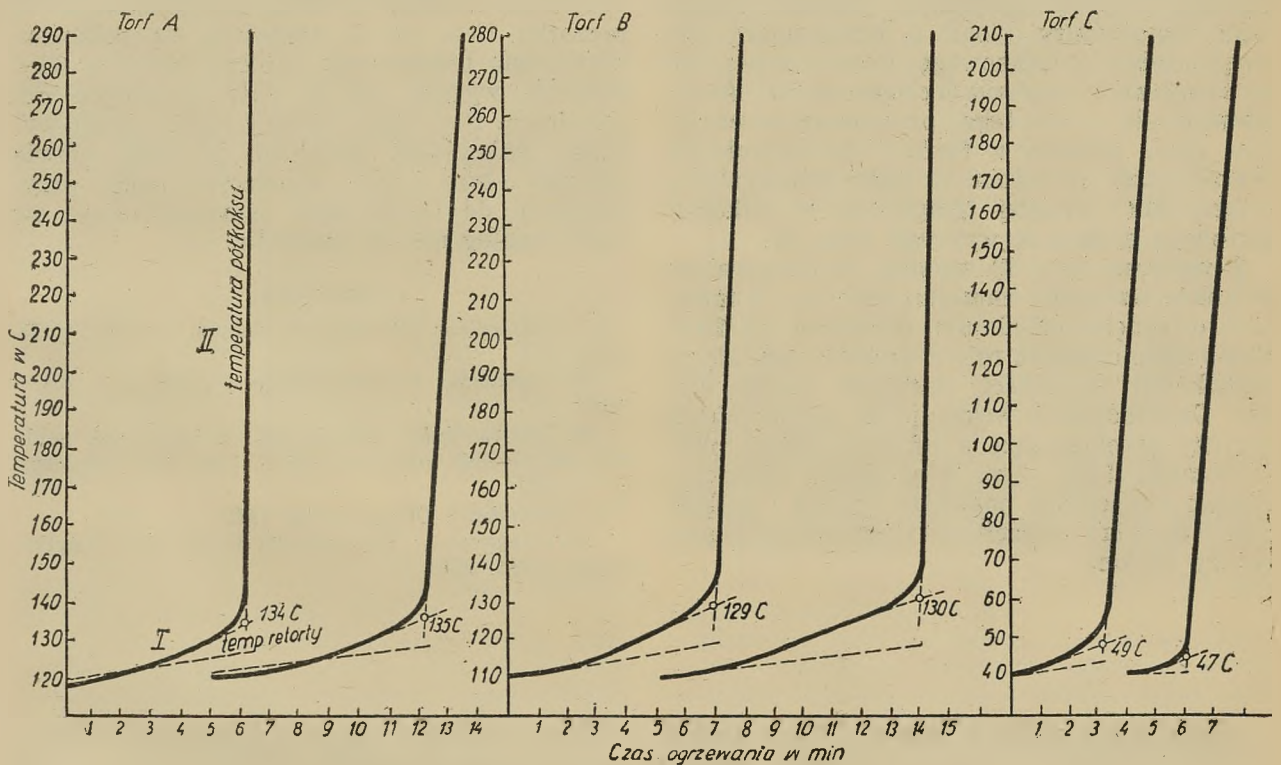
Torf B z torfowiska wysokiego, sfagnowy, z większą niż torf A zawartością wełnianki, o stopniu rozkładu około 18 % i zawartości popiołu około 5 %.

Torf C, z torfowiska niskiego, trzcinowoturzcycowy z domieszką bagnicy i skrzypów, o stopniu rozkładu 40 — 50 % i zawartości popiołu około 11 %.

Stopień rozkładu i zawartości popiołu obliczono na masę torfową bezwodną. Z wymienionymi torfami postępowano według metody Instorfu. Do półkoksowania i oznaczania temperatury zapłonu stosowano małą retortę Fischera. Otrzymane dane liczbowe przenoszono na wy-

kres, na którym linią ciągłą oznaczano wzrost temperatury półkoks, a linią przerywaną retorty. Każde doświadczenie powtarzano dwukrotnie. Temperatury początkowe pomiarów wynosiły: dla torfu niskiego 20 C, a dla wysokiego 50 C.

Wykres rys. 1 ilustruje przebieg oznaczania temperatury zapłonu półkoksów otrzymanych z torfów A, B i C. Wykres temperatury zapłonu składa się z dwóch części, I i II. Część I wskazuje na równomierny wzrost temperatury do chwili zapalenia się półkoks. Po tym momencie następuje gwałtowny skok, który odpowiada drugiej części wykresu. Przecięcie wymienionych dwóch krzywych przyjmujemy za temperaturę zapłonu półkoks. Krzywa kreskowana mówi o wzroście temperatury retorty.



Rys. 1. Oznaczenie temperatur zapłonu półkoks torfowego

Dane z wykresu (rys. 1) ujęto w tabelicę 2.

Z wykresu i tabelicy wnioskujemy, że przy ścisłym zachowaniu warunków eksperymentowania, uzyskuje się wyniki zgodne, różniące się między sobą o 1 do 2 C. Pomiar doświadczalny wskazuje na to, że torfy wysokie (A, B) nie posiadają zdolności do samozapalności w stertach i zaliczyć je należy do kategorii A (według klasyfikacji Instorfu). Torf niski (C) należy

do kategorii pośredniej B, bardziej zbliżony do torfów bezpiecznych. Pomiar wykazuje, że torfy A i B w stanie frezerowym nadają się w zupełności do magazynowania, zaś sterty z torfem C wymagają konieczności badania co pewien czas wzrostu temperatury wewnątrz masy torfowej.

W związku ze spostrzeżeniami prof. Świętosławskiego dla węgla drzewnego i Bogdanowa dla półkoksów torfowych, które początkowo uległy powolnemu utlenieniu, postanowiono poczynić doświadczenia w powyższym kierunku. W tym celu uzyskany w retorcie Fischera półkoks torfowy ogrzewano, poczynając od 20 C, przy stałym dopływie tlenu, z szybkością 1 C na minutę, do temperatury zapłonu.

Doświadczenia te różniły się tym od poprzednich, że półkoks stykał się z tlenem w coraz bardziej wzrastających temperaturach, przez znacznie dłuższy okres czasu niż według metody Instorfu. Pomiar wykonano dla wyżej już wymienionych torfów A, B i C.

W tabelicy 3 podajemy dla porównania temperatury zapłonu uzyskane tymi dwoma sposobami.

Tabela 2

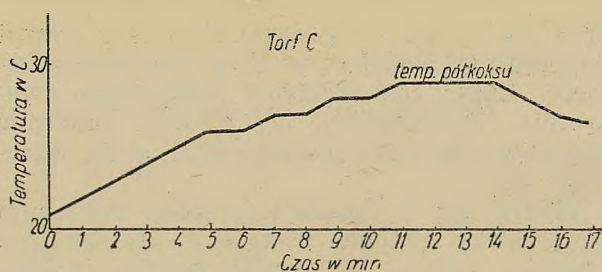
Rodzaj torfu	Temperatura zapłonu półkoks °C		Średnia temperatura zapłonu półkoks °C
	I oznaczenie	II oznaczenie	
A (wysoki)	134	135	135
B (wysoki)	129	130	130
C (niski)	49	47	48

Tabela 3

Torf	Temperatury zapłonu °C		Różnica °C
	wg metody Instorfu	oznaczone obecnie	
A	135	139	4
B	130	136	6
C	48	90	42

Cyfry powyższe wskazują na wzrost temperatury zapłonu w miarę wzrostu czasu zetknięcia się tlenu z badanym półkoksem. Różnice te u torfów wysokich nie są wielkie i nie wpływają na zaliczenie tychże do tej lub innej kategorii. Rzecz się ma inaczej dla torfu niskiego. W tym przypadku różnica między oznaczeniami jest tak wielka (42 C), że zmienia całkowicie zaszerogowanie torfu z grupy zupełnie bezpiecznego do średnio bezpiecznego. Zjawisko powyższe zgodne jest z doświadczeniami prof. Świętosławskiego, który uważa również, że powolne spalanie się miejsc bardziej wrażliwych zachodzi bez widocznego efektu cieplnego. Z wykresu (rys. 1) sądzić jednak należy, że półkoks przed dojściem do punktu zapłonu spala się z widocznym efektem cieplnym. W miarę ogrzewania półkoksu w retorcie Fischera zauważamy coraz bardziej rosnącą rozbieżność pomiędzy wzrostem temperatury bloku a temperaturą wewnątrz miału półkokсового. Różnice te w pobliżu temperatury zapłonu dochodzą do 8 C. Aby upewnić się co do tego, przepuszczano czysty tlen przez półkoks z torfu C (w retorcie Fischera) przez 17 minut w stałej temperaturze retorty 21 C. Zmiany temperatur w półkoksie torfowym podano w wykresie (rys. 2).

Z wykresu (rys. 2) wynika, że temperatura półkoksu wzrastała samorzutnie i po 11 minutach osiągnęła maksimum, dochodząc do 29 C. Przez kilka dalszych minut utrzymywała się na jednakowej wysokości, następnie zaczęła spadać. Doświadczenie wskazuje na egzotermiczne procesy, przebiegające w retorcie podczas przepuszczania tlenu. Tym więc można tłumaczyć różnice temperatur pomiędzy retortą i półkoksem w doświadczeniach nad oznaczeniem temperatury zapłonu.



Rys. 2. Zmiany temperatury półkoksu torfowego sprostowane przepływem tlenu

Wreszcie zbadano wpływ tlenu atmosferycznego na wzrost temperatury zapłonu półkoksu. Do doświadczenia wzięto torf C (niski). Torf półkoksovano jak wyżej, retortę oziębiono wodą i następnie pozostawiono otwartą w temperaturze pokojowej przez 20 godzin. Potem ogrzewano retortę od 20 C, przepuszczając od początku tlen, aż do zapalenia się półkoksu. Otrzymano temperaturę zapłonu 128 C, a więc znacznie wyższą niż w doświadczeniach poprzednich. Powyższe pomiary wskazują na wybitną reakcyjność badanego półkoksu, mówią również o tym, z jaką ostrożnością należy przystępować do badań nad samozapalaniem się torfu według metody Instorfu.

Literatura

- W. Goriaczkin: Technologie добычи i suszki torfa. 1948.
 N. Bogdanow: Polukoksovanie i gazifikacja torfa. 1947.
 W. Świętosławski i M. Chorąży: Z badań nad punktem zapłnienia węgla drzewnych. Przemysł Chemiczny, nr 1, 1928.
 T. Stadnikow: Chimia torfa. 1932.
 S. Turczynowicz: Eksploatacja torfowiska i użytkowanie torfu. 1948.

Sprostowanie omyłki w numerze 2/51 w artykule pt. „Dogodny graficzny sposób przedstawiania reakcyjności paliw stałych“. Na str. 72, kolumna 1, wiersz 18 od góry zamiast „będących“ ma być „będąca“.

KRONIKA

Konkurs na opracowanie pomysłów ulepszeń i wynalazków dotyczących obrywania się skał oraz robót rabowania

Zarząd Główny Stowarzyszenia Inżynierów i Techników Polskiego Przemysłu Węglowego (SITPPW) wspólnie z Zarządem Głównym Związku Zawodowego Górników podają do wiadomości wyniki Konkursu ogłoszonego w dniu 16 listopada 1950 r. na opracowanie pomysłów, ulepszeń oraz wynalazków dotyczących obrywania się skał (temat A) oraz robót rabowania (temat B) a mających na celu podniesienie warunków bezpieczeństwa pracy w kopalniach.

Za prace zgłoszone na temat obrywania się skał I nagrody nie przyznano.

II nagrodę otrzymali: 1. *Inż. Ludwik Orłowski* z kopalni Paweł; 2. *Adam Hasiak* z kopalni Radzionków; 3. *Hubert Wolny* z kopalni Chorzów.

III nagrodę otrzymali: 1. *Inż. Wiktor Pogoda* z kopalni Mortimer; 2. *Jan Szmirek i Franciszek Kościelniak* z kopalni Prezydent; 3. *Witold Bijak* z kopalni Rokitnica; 4. *Andrzej Lipowiecki* z kopalni Silesia; 5. *górnik (nazwisko nieznane)* z kopalni Anna; 6. *Augustyn Kowal* z kopalni Ludwik.

IV nagrodę otrzymali: 1. *Walerian Rybacki* z kopalni Makoszowy; 2. *Władysław Matwin* z kopalni Siemianowice; 3. *Stefan Barglik* — Wyższy Urząd Górniczy; 4. *Edward Kozakiewicz* z kopalni Konin; 5. *Leopold Wels* z kopalni Kleofas; 6. *Władysław Przybyła* z kopalni Rozbark; 7. *Inż. Marian Marzec* z kopalni Wieczorek; 8. *Paweł Płonka* z Chorzowskich Zakładów PW.

Za prace zgłoszone na temat (B) robót rabowania I nagrody nie przyznano.

II nagrodę otrzymali: 1. *Inż. Wiktor Pogoda* z kopalni Mortimer i *inż. Ludwik Orłowski* z kopalni Paweł; 2. *Oswald Barczok* z kopalni Karol.

III nagrodę otrzymali: 1. *Edward Kalinowski i Maksymilian Lukas* z kopalni Knurów; 2. *Inż. Herbert Kanit* z CBKMG; 3. *Sylwester Koleczko* z kopalni Marcel; 4. *Jerzy Wilant* z CBKMG; 5. *Wilhelm Łatać* z Świętochłowic i *Teodor Figiel* z Tych.

IV nagrodę otrzymali: 1. *Paweł Płonka* z Chorzowskich Zakładów PW; 2. *Karol Adamczyk* z Min. Górn. Dep. Techn. Górn.; 3. *Paweł Kania* z kopalni Jaworzno; 4. *Teofil Pelka* z kopalni Wanda-Lech; 5. *Inż. Jan Urban* z Dąbrowy Górniczej; 6. *Wiktor Wieczorek* z kopalni Dymitrow; 7. *Józef Rekus* z kopalni Zabrze-Wschód; 8. *Adam Szewczyk* z kopalni Prezydent; 9. *Paweł Szoltysek* z Centr. Zarz. Bud. Węgl.; 10. *Kazimierz Budziarz* z kopalni Konin.

O terminie uroczystego rozdania nagród pieniężnych i książkowych uczestnicy Konkursu zostaną powiadomieni osobnym pismem.

Rozdanie nagród odbyło się uroczystie dnia 26 lutego br. o godz. 18 w Zarządzie Głównym Związku Zawodowego Górników w Katowicach przy ul. Kościuszki 38.

Prace ciekawsze pod względem technicznym omówione zostaną w jednym z następnych numerów.

Komunikat

Biblioteki Głównego Instytutu Górnictwa w Katowicach, Stawowa 19

Do Biblioteki naszej wpłynęły ostatnio następujące książki:

Poputnikow F.A. i Pokrowskij M.P.: Brykietowanie węgla brunatnego. Brykietowanie burych uglej, Moskwa 1950, Ugletiechizdat, 111 str., 57 rys., 105 tabl.

Książka zawiera dużą ilość materiału charakteryzującego właściwości i badania węgla brunatnego pod względem zdolności do brykietowania jak również metody badania i charakterystykę jakościową brykietów otrzymanych z różnych węgli i przy różnych warunkach brykietowania. Zamieszczono także klasyfikację węgla brunatnego poszczególnych okręgów ZSRR według stopnia zdolności brykietowania.

Książka przeznaczona dla pracowników brykietowni, instytutów badawczych oraz biur projektowych.

Lesz Mieczysław inż.: Mechanizacja górniczych robót przygotowawczych i metody szybkościowe (Szyby — przekopy — chodniki), Katowice 1950, Państwowe Wydawnictwa Techniczne, 99 str., 58 rys.

Omówiono zagadnienia mechanizacji i metod szybkościowych we wszystkich robotach przygotowawczych: przy głębinieniu szybów, pędzeniu przekopów, prowadzeniu chodników węglowych.

Opisano nowoczesne maszyny i urządzenia ze szczególnym uwzględnieniem maszyn radzieckich.

Książka przeznaczona jest do użytku techników i inżynierów ruchowych oraz uczniów szkół górniczych.

Ludkiewicz Adam prof. inż.: Elektrometalurgia stali, Kraków 1950, PZWS, 158 str.

Metalurgia stali jest jednym z najobszerniejszych działów hutnictwa, a niestety nie było w tej dziedzinie żadnej literatury w języku polskim. To też autor chcąc przyjąć z pomocą studium postanowił opracować i wydać cały kurs swoich wykładów prowadzonych na Wydziale Hutniczym Akademii Górniczo-Hutniczej.

Skrypt ten podobnie jak i ujęty w nim przedmiot, stanowi tylko część całości „Metalurgii Stali“, która w przyszłości zgodnie z planem, będzie się ukazywała partiami.

Podręcznik przeznaczony jest dla szkół inżynierskich, a przede wszystkim dla studentów Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie oraz dla liceów hutniczych i innych szkół zawodowych.

Niewiadomski Stanisław prof. inż.: Steżanie rektworów i aparaty wyparne, Warszawa 1950, Państwowe Wydawnictwa Techniczne, 105 str., 32 rys.

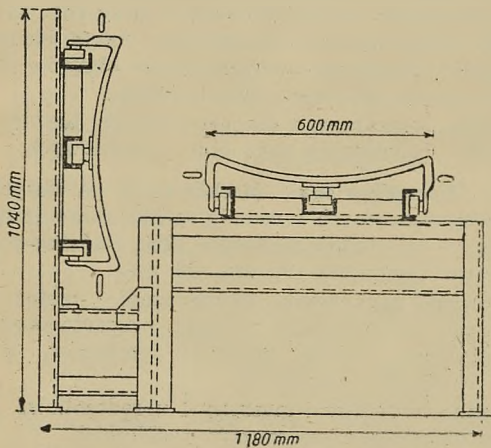
W książce przedstawiono przebieg zjawisk zachodzących przy steżaniu rektworów oraz zamieszczono opisy stosowanych różnych urządzeń wparnych. Przeznaczona jest ona dla inżynierów i techników.

PRZEGLĄD ZAGRANICZNY

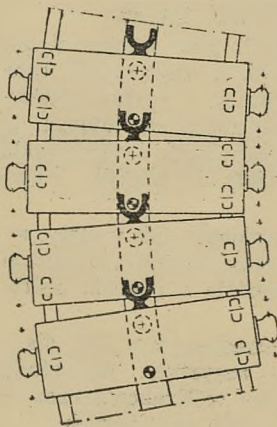
Kręty przenośnik stalowo-członowy

Według P. D. Cabolet: *Das Kurvenband, Bauart Humscheidt-Grebe, auf der Zeche Friedrich der Grosse und seine Verwendbarkeit im Betrieb unter Tage.* Glückauf, t. 86, nr 37, 38, str. 768, 1950.

Dążenie do konstrukcji przenośnika posiadającego zalety przenośnika taśmowego bez konieczności prostoliniowej jego zabudowy, zostało zrealizowane w krętym przenośniku członowym typu Humscheidt-Grebe. Przenośnik składa się z płyt stalowych połączonych ze sobą. Płyty są nieckowato wygięte i wsparte na dwóch krążkach pionowych z jednej strony i jednym z drugiej, na przemian. W środku płyty doczepiany jest krążek kie-



Rys. 1



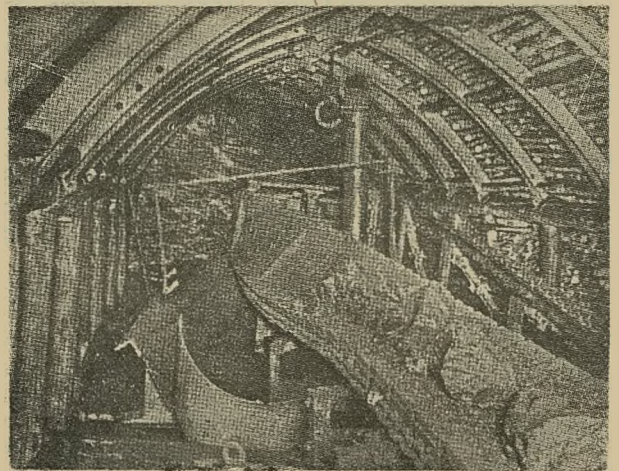
Rys. 2

rowniczy poziomy (rys. 1 i 2). Poszczególne płyty są połączone dwoma łańcuchami ułożonymi po obu stronach przenośnika i przesuwającymi płyty. Do krążka prowadniczego zamocowane są widełki z grubej blachy obejmujące swożel następczej płyty. Połączenie to daje możliwość krzywoliniowego ruchu taśmy członowej przenośnika. Do płyt stalowych od dołu doczepione są kawałki taśmy gumowej osłaniające luki między płytami. Konstrukcja taka umożliwia:

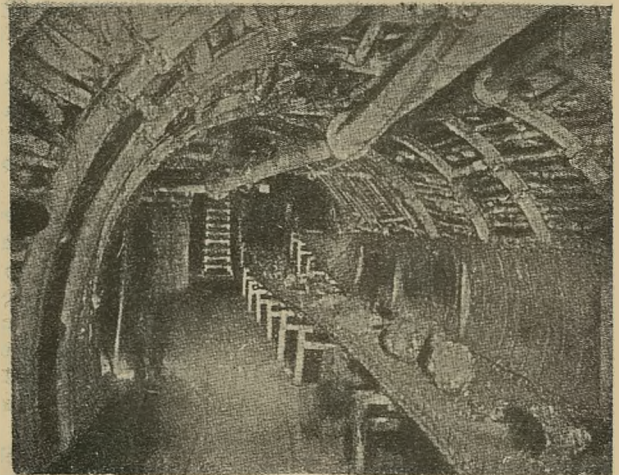
1. Pokonywanie krzywizn o promieniu od 6 m wzwyż.
2. Skręcanie taśmy wzdłuż jej osi podłużnej.

3. Zmianę nachylenia taśmy i jej obrót nackoło osi prostopadłych do kierunku ruchu.
4. Prowadzenie ciągu powrotnego obok ciągu transportującego w dowolnym do niego nachyleniu (rys. 1 podaje ciąg powrotny ułożony pionowo, rys. 2 ciąg powrotny poziomy).

Właściwości te umożliwiają nie tylko zabudowę przenośnika wzdłuż krętych chodników i na drogach silnie nawet pofalowanych, lecz również wyładowywanie w dogodnych pozycjach taśmy (rys. 3, 4 i 5). Przenośnik może transportować po nachyleniach do 30° przy czym dla większych nachyleń daje się poprzeczki stalowe zatrzymujące urobek.



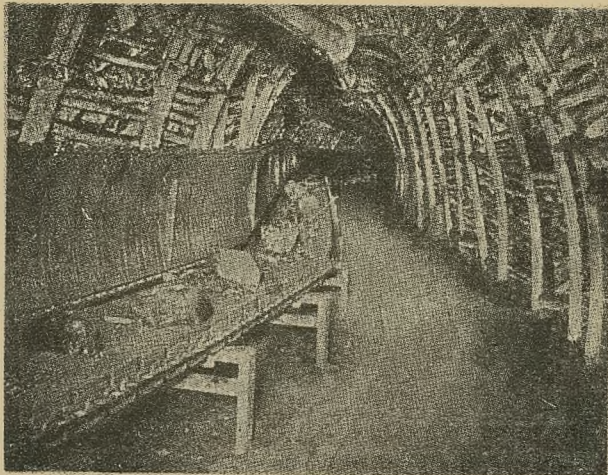
Rys. 3



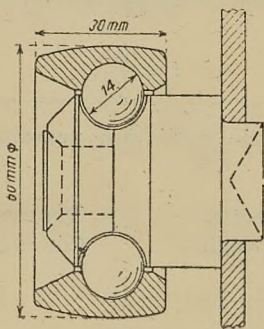
Rys. 4

Budowę krążka nośnego podaje rys. 6. Kulki krążnika umieszczone są w łożyskach z luzem 0,5 mm, co chroni go przed zanieczyszczeniem. Krążki smaruje się raz na zmianę za pomocą urządzenia podanego na rys. 7. Łańcuchy przenośnika składają się z ogniw o grubości 16 mm. Połączenie ogniw łańcucha z płytą przenośnika podaje rys. 8.

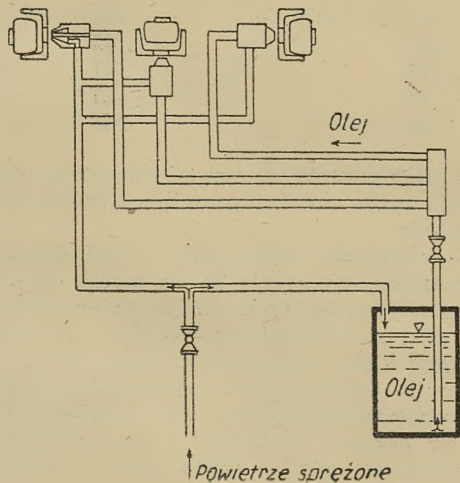
Zapotrzebowanie mocy wynosi 10 kW na każde 200 m poziomego prostego chodnika przy wydajności 200 t/godz. Dla krzywych odcinków, skrętów taśmy itp. przyjmuje się do obliczenia podwójną długość ta-



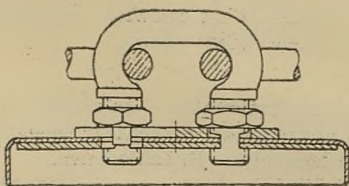
Rys. 5



Rys. 6



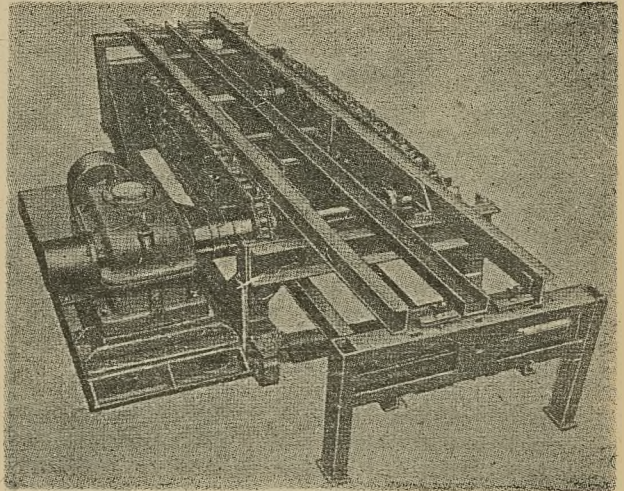
Rys. 7



Rys. 8

kiego odcinka. Długość przenośnika jest praktycznie nieograniczona. Przy większych długościach stosuje się dodatkowe napędy łańcuchów na trasie przenośnika. Napęd taki przedstawia rys. 9. Przenośnik tego typu pracuje od maja 1950 r. w kopalni dla długości tran-

sportu 320 m i posiada 4 napędy po 20 KM z silnikami powietrznymi. Szerokość taśmy wynosi 600 mm a jej wydajność przy prędkości 1 m/sek 150 do 180 t/godz.



Rys. 9

Kręty przenośnik członowy umożliwia zastosowanie odstawy ciągłej na odcinkach transportu dołowego, na których zabudowanie zwyczajnego przenośnika taśmowego gumowego byłoby niemożliwe lub wymagałoby stosowania kilku ciągów z przesypami; w chodnikach o małych wymiarach ciąg powrotny może być prowadzony w chodniku równoległym. Możliwość wyginania taśmy stalowo-członowej w różnych kierunkach pozwala na prowadzenie transportu nad przejazdami wozów itp. Kręte przenośniki wprowadzono także na kopalni Winterslag w Belgii według pomysłu własnego.

Inż. Jan Zyzak

Oznaczanie wytrzymałości węgla w pokładach

Według doc. M. Protodiakonow: *Opređenje kreposti uglja na szachtach. Ugol, nr 9, 20 str., 2 fig., 1950.*

Dla ustalenia prawidłowych norm pracy dla maszyn urabiających, dla oceny i wyboru racjonalnych systemów ich pracy, dla obliczenia i konstruowania nowych maszyn jest konieczne poznanie urabiania węgla.

Pośród górników są szeroko znane współczynniki zwięzłości węgla i skał *f*, zaproponowane przez prof. M. Protodiakonowa. Jednakże dla wyznaczenia tych współczynników według wytrzymałości sześcianów podanych jednoosiowemu naciskowi, potrzeba skomplikowanych urządzeń laboratoryjnych (dla przygotowania sześcianów — obrabiarki dla cięcia kamienia i szlifowania, dla badania sześcianów — prasy hydrauliczne) wskutek czego sposób ten nie jest zupełnie stosowany na kopalniach, a twardość węgla i skał określa się „na oko”, co wielokrotnie doprowadza do poważnych błędów.

Autor postawił sobie za zadanie znalezienie obiektywnych, prostych i szybkich metod oznaczenia współczynników zwięzłości węgla (prof. M. Protodiakonow) bezpośrednio na kopalniach.

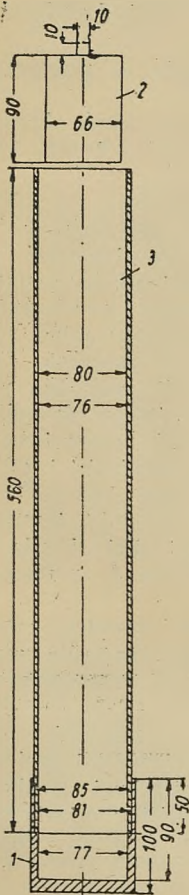
Po przeanalizowaniu licznych i rozmaitych metod badania, autor zatrzymał się na najbardziej racjonalnych: według pracy właściwej, potrzebnej do tłuczenia węgla (metoda podstawowa) i według zużycia nocy wrehowych za okres kwartalny (metoda uzupełniająca).¹

¹ podajemy tutaj tylko metodę podstawową.

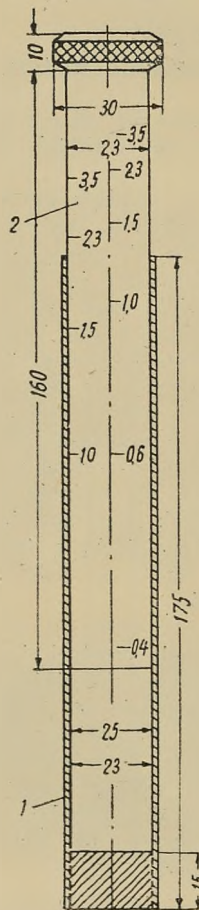
Metody te były sprawdzone przez autora na wielkiej ilości kopalń Zagłębia Kizielowskiego i na szeregu kopalń Zagłębia Donieckiego, wydobywających węgle wszystkich gatunków, od długopłomiennych do antracytów.

Metoda tłuczenia

1. Na całej długości ściany, przy spągu, pod stropem i w pośrodku grubości pokładu, odbija się kilofem po 10 kawałków węgla wielkości pięści i w trzech oddzielnych woreczkach wnosi się na powierzchnię: próby mogą pobierać robotnicy Oddziału Technicznej Kontroli.
2. Każdy kawałek rozbija się młotkiem i z uzyskanego drobnego węgla wybiera się „na oko” 5 porcji o ciężarze 25 do 75 g każda, z kawałeczków nie mniejszych jak 10 mm.
3. Każdą porcję wysypuje się do naczynia 1 (rys. 1) aparatu prof. K. Syskova uproszczonego przez autora i tłucze się ją przez zrzucanie na nią ciężarka 2 o znanym ciężarze ze stałej wysokości (od górnego brzegu rury aparatu 3 określoną ilość razy (5 razy); przy tym zostaje wykonana taka sama praca.
4. Wszystkie pięć porcji potłuczonego węgla zespuuje się do jednego sita, posiadającego otwory 0,5 mm i przesiewa się.
5. Dla pomierzenia ilości miazłu (którego otrzymuje się tym mniej im węgiel jest wytrzymalszy) służy pojemnościomierz (rys. 2); całą ilość miazłu, która przeszła przez sito wysypuje się do rurki 1; miazł utrzasa się przez lekkie stukanie rurką o stół; następnie do rurki 1 wsuwa się tłoczek 2 aż do oparcia się o węgiel i na skali



Rys. 1



Rys. 2

znajdującej się na tłoczku odczytuje się współczynnik zwięzłości f ; dla wszystkich próbek z jednej ławy pokładu oznacza się średnią wartość f .

Metoda ta jest oparta na znanym prawie fizycznym:

$$H = \frac{A}{S},$$

gdzie

H praca właściwa rozkruszenia, kgm/m^2 ;

A wykonana praca, kgm ;

S nowoutworzona powierzchnia kawałków przez ich rozdrobienie, m^2 .

Autor znalazł, że $H \equiv f$, gdzie f — współczynnik zwięzłości według prof. M. Protodiakonowa;

$$S = q \equiv l,$$

gdzie

q nasykowa objętość otrzymanego miazłu, cm^3 ;

l odczyt na skali objętościomierza, mm .

Stąd¹

$$f \equiv \frac{A}{l}.$$

Przy przyjętych wymiarach aparatury i metody doświadczeń:

Dla pięciu naważek:
(dla twardych węgli)

$$f \cong \frac{103}{l}$$

l 1 mm

0,4	—
0,6	— ²
1,0	103
1,5	69
2,3	45
3,5	29

Dla trzech naważek:
(dla miękkich węgli)

$$f \cong \frac{62}{l}$$

l 1 mm

155
103
62
41
27 ³
18 ³

Możliwość posługiwania się naważkami pobieranymi „na oko” była przez autora sprawdzoną doświadczalnie i teoretycznie.

Minimalnie konieczne ilości prób i ilości doświadczeń były ustalone, wychodząc ze zmienności wytrzymałości węgla (współczynnik zmienności $v = 30\%$) w przodku, tak, aby prawdopodobieństwo zaliczenia węgla do jednej klasy wytrzymałości było $\geq 95\%$.

Jak wykazały doświadczenia, wytrzymałość węgla musi być oznaczana koniecznie dla każdej ściany i każdej ławy pokładu oddzielnie⁴ i musi być periodycznie sprawdzana, gdyż w miarę przesuwania się przodka zmienia się wytrzymałość węgla.

Aparatura doświadczalna jest bardzo prosta (składa się tylko z 6 części), lekka (7 kg), tania (pierwotny kosztował tylko 200 rubli) i pewna w pracy. Obsługuje ją i przenosi jeden człowiek. Doświadczenia prędkie i nie chłonece wiele pracy.

¹ Prosta proporcjonalna \sim zależność pomiędzy pracą właściwą skrawania i procentem wychodu miazłu była dawniej ustalona przez B. Lebediewa.

² Skala objętościomierza ma długość tylko 160 mm.

³ Dla uniknięcia niedokładności lepiej posługiwać się pierwszą skalą oznaczeń — 1, mm.

⁴ Przepisek tłumacza: Autor pracował w zasadzie w pokładach cienkich. W zagłębiach polskich, gdzie występują i znacznie grubsze pokłady, uwaga autora o pobieranie prób z każdej ławy pokładu ma szczególne znaczenie.

Na zbadanie wszystkich 30 prób węgla z jednej ściany potrzeba około czterech godzin. A więc jeden pracownik laboratorium chemiczno-węglowego przy treści, może kontrolować miesięcznie wytrzymałość węgla na 50 ścianach, tj. praktycznie na wszystkich zmechanizowanych przodkach w kopalniach tresta.

W wyniku badań oznaczono współczynniki zwięzłości f dla niektórych węgli donieckich i kizielowskich (tablica 1).

Maksymalny współczynnik zmienności wytrzymałości węgla nie przewyższał $v \leq 30\%$, w granicach jednej ławy w jednym przodku.

Wytrzymałość oddzielnych próbek różniła się (w 95 przypadkach na 100) od średniej wytrzymałości ławy nie więcej niż $0 \pm 2v = 60\%$.

Średnia wartość wytrzymałości dowolnych dziesięciu próbek odchylała się od średniej wartości wytrzymałości bardzo wielkiej ilości próbek z tejże ławy o

$$\pm \frac{2v}{\sqrt{10}} = \pm \frac{2 \cdot 30}{\sqrt{10}} = \pm 19\%$$

Dlatego ten stosunek górnej i dolnej granicy każdej klasy wytrzymałości powinien wynosić

$$r = \frac{100 + 19}{100 - 19} \approx 1,5.$$

Jak wiadomo, dla węgla o średniej wytrzymałości, $f \approx 1,2$ według skali prof. M. Protodiakonowa. Dla węgla o innych klasach wytrzymałości, odróżniających się od siebie wartościami 1,5-krotnymi $f = 0,33 - 0,51 - 0,71 - 1,20 - 1,83 - 2,81 - 4,81$.

Zaokrąglając do dziesiętnych części, autor dochodzi do następującej skali wytrzymałości, wspólnej dla węgla kizielowskich i donieckich (tablica 2).

Wyniki i wnioski

1. Dla charakterystyki wytrzymałości węgla jest celowe posługiwanie się współczynnikami zwięzłości f według skali prof. M. Protodiakonowa.
2. Współczynnik zwięzłości f pokładu węgla nie jest wielkością stałą i jest inny dla różnych

Tablica 1

Trest	Kopalnia	Ściana	Marka	Ława		
				górna	środkowa	dolna
Zagłębie Donieckie, pokład K8						
Stalinugol	nr 5 Trudowska	5	D	1,1-1,7	0,4-0,6	1,2 (3,1)
"	nr 1 im. Czelu-kinciew	8 oddział	G	1,1-1,5	1,0-1,2	0,7-1,1
Kujbyszewugol	nr 12 im. F. Kona	4 zachodnia	PG/S	0,5-0,7	0,5-0,7	0,5-0,7 (1,2)
Makiejewugol	im. Kaganowicza	4 południowa	K	0,4	0,4	0,5
Zagłębie Donieckie, pokład h ₁₀						
Budienowugol	nr 9 Kapitałnaja	4 wschodnia	K(AS)	0,6-0,9	0,3	0,7-0,9 (2,3)
"	„Krasnaja Zwiezda“	5 północna	PS	0,3-0,5	0,3-0,5	0,4
Makiejewugol	nr 7	3 wschodnia	I	0,5-0,7	0,4-0,6	0,5-0,7 (3,2)
Zujewantracyt	nr 35 - 35 bis	1 zachodnia	P/A	0,6-0,8	0,8 (4,9)	0,8-1,0 (2,6)
Czistiakowantracyt	nr 21 im. Budiennogo	23	A	2,2	1,9-2,3	1,8-2,2
Zagłębie Kizielowskie, pokład II						
Kizielugol	im. Wołodarskiego	21	-	2,2-2,9	2,2-2,5	1,0-1,7
"	"	22	-	2,0-3,1	2,0-3,1	1,0-1,6
"	"	262	-	2,1-2,8	2,1-2,8	0,8-1,3
"	"	271	-	1,9-3,0	1,9-3,0	-
"	nr 6 Kapitałnaja	123	-	2,4-3,1	2,4-3,1	1,0-1,2
Andriejewugol	im. 1 Maja	2 bis	-	3,0-4,1	1,5-2,4	1,8-2,9
Kospaszugol	nr 24 bis	66	-	3,4-4,4	-	-
"	nr 33 Kapitałnaja	kombinowana	-	2,3-3,2	1,7-2,3	0,5-0,8 2,0-2,4
Zagłębie Kizielowskie, pokład III						
Kizielugol	im. Wołodarskiego	32	-	2,2-2,6	1,2-1,8	1,3-2,0
"	"	371	-	1,8-2,5	2,1-2,6	1,5-2,2
Zagłębie Kizielowskie, pokład I						
Kizielugol	im. Wołodarskiego	stare roboty	-	-	3,2-3,8	-
"	nr 6 Kapitałnaja	213	-	-	2,7-2,9	-

Uwaga: w nawiasach podane współczynniki zwięzłości f dla przerostów pirytu i skał płonnych.

Tablica 2

Klasa	f	f średn.
I	$< 0,4$	0,3
II	0,4—0,6	0,5
III	0,6—1,0	0,8
IV	1,0—1,5	1,2
V	1,5—2,3	1,8
VI	2,3—3,5	2,8
VII	$> 3,5$	4,3

kopalń i ścian. W jednym i tym samym przodku oddzielne ławy mogą jaskrawo różnić się co do wytrzymałości. Nawet w granicach jednej ławy pokładu na ścianie, współczynnik zwięzłości f waha się według współczynnika zmienności $v=30\%$. W miarę postępu przodka wytrzymałość ław może zmieniać się.

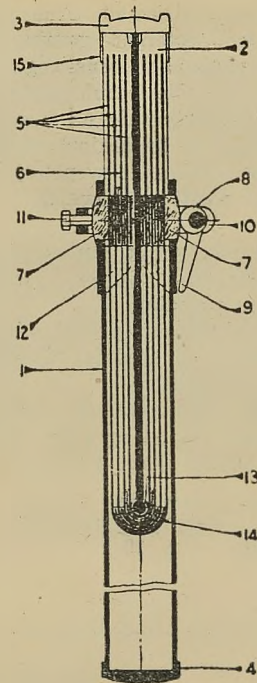
3. Współczynnik zwięzłości f w przodku nie może być oznaczony raz na zawsze. Autor proponuje zorganizowanie na kopalniach regularnego, co miesięcznego sprawdzania wartości f w trzech ławach pokładu na każdej ścianie. W tym celu należy w laboratorium węglowo-chemicznym trestu wyznaczyć jednego pracownika i zaopatrzyć go w wyżej opisaną najprostszą aparaturę dla tłuczenia węgla, która może być z łatwością wykonana w każdym warsztacie kopalnianym.
4. Jako metodę uzupełniającą oznaczenie współczynnika zwięzłości f dla ławy pokładu, w którym wykonuje się wręb, autor proponuje wykorzystanie danych o zużyciu noży wrębowych za kwartał, do czego trzeba tylko niewiele uporządkować istniejącą na kopalniach statystykę wydawania noży wrębowych według ich typów i ścian.
5. Z powodu znacznych odchyłek współczynników zwięzłości f w przodku, wszystkie węgle Donieckiego i Kizielowskiego basenu mogą być uszeregowane nie na więcej niż siedem klas wytrzymałości. W tym przypadku współczynnik zwięzłości f węgla na każdej ścianie nie będzie wychodzić poza granice jednej klasy wytrzymałości przeciętnie w ciągu około sześciu miesięcy.

Inż. St. K.

Stojak wstępny z lekkiego metalu

Według Schlägel und Eisen, nr 9, 1950, s. 149, str. 3.

Na jednej z kopalń okręgu Dortmund stosuje się próbnie stojaki taśmowe w ilości 200 sztuk na ścianie, w pokładzie o grubości 1,2 do 1,3 m o nachyleniu 10^0 przy złych warunkach stropowych i wybieraniu z podszkłą pasami. Stojak (rys.) składa się z dwóch części aluminiowych. Część górna wewnętrzna 2 jest zbudowana z 8 wstępów przesuwających się w części zewnętrznej 1. Wstęgi 5, doczepione są do dolnej części blachy rozdzielającej 13. Górna część jest zamknięta nakrywą cynową 3. Zamek 10 składa się z urządzenia dociskowego 8, działającego na płyty 7 i ze śruby dociskowej 11. Pomiędzy wstęgami znajdują się płyty stalowe 6 przenoszące siłę dociskową. Zaletą stojaka jest duża liczba (aż 18) powierzchni tarcia, co daje znaczną redukcję tarcia na jednostkę powierzchni. Łącznie ze stojakami stosuje się stropnice o długości 1,4 m z profilu G90 stawianymi w odstępach co 0,9 m. Zabudowa stojaków jest ułatwiona prostotą, z jaką osiąga się ustalanie go w dowolnej pozycji przez docisk ramie-



nia 8. Przy rabowaniu zwolnienie nacisku odbywa się stopniowo, co często chroni przed zawalem w czasie usuwania stojaka. Stojak wytrzymuje nacisk 25 t zsuwając się o 12 mm. Działanie jego jest zbliżone do działania stojaków hydraulicznych. Przy zabudowie stojaków wstępnych stosuje się specjalne podnośniki grzechotkowe. Ciężar stojaka o długości 1,4 m wynosi tylko 34 kg.

Inż. Jan Zyzak

Problemy mechanicznej przeróbki węgla w Wielkiej Brytanii

Według A. Grounds: *Some factors and problems in coal preparation. Trans. Inst. Min. Engrs., t. 110, nr 1, październik 1950.*

Podczas ostatniej wojny światowej olbrzymie zapotrzebowanie na węgiel usunęło na dalszy plan problem przeróbki mechanicznej. Od r. 1945 problem ten jednak przybierał na ważności, a dziś zainteresowanie się nim jest silniejsze niż kiedykolwiek.

Nacjonalizacja przemysłu węglowego w Wielkiej Brytanii pociągnęła za sobą powołanie do życia rejonowych komórek przeróbki mechanicznej. Inżynierowie przeróbkarze zaczęli organizować periodyczne zjazdy i konferencje, na których dyskutowano szereg bieżących zagadnień, wymieniano doświadczenia, a co ważniejsze rozpoczęto walkę z ignorancją w dziedzinie przeróbki. Szereg zakładów przerobczych prowadzono od lat bez znajomości podstawowych zasad nauki, a ich kierownictwo nigdy nie pomyślało o możliwości zwiększenia sprawności zakładu, zmniejszenia kosztów ruchu, czy też o zastąpieniu przestarzałych, niedokładnie pracujących urządzeń kontrolnych i sterujących, nowoczesnymi automatami.

Od 1 stycznia 1947 r. rozpoczęto akcję komisyjnego badania zakładów przerobczych. W wyniku jej ogłoszono w r. 1949 ilościową statystykę.

Na ogólną liczbę 681 zakładów przerobczych o wydajności 54 733 t/godz wyodrębniono: 392 płuczki Pauma, 46 kaskadyn, 22 płuczki z cieczą ciężką, 52 inne urządzenia wzbogacania mokrego.

Łącznie istnieje 519 zakładów mokrego wzbogacania, 119 suchego i 43 zakłady flotacyjne.

Interesujące są sumaryczne wydajności: zakłady mokre mają możliwości przerobcze 46 835 t/godz, zakłady suche 7415 t/godz, zakłady flotacyjne 483 t/godz.

Zaznaczyć należy, że ilość zakładów przerobczych jest obecnie niższa, chociaż od 1.1.1947 r. uruchomiono 38 nowych zakładów.

Polega to na niewłaściwości ujęcia statystycznego, gdyż uprzednio dwa systemy Bauma umieszczone w jednym budynku liczono jako dwa zakłady, podczas gdy obecnie liczy się je jako jeden, jeżeli obydwa służą do wzbogacania węgla w tej samej kopalni.

Sytuacja obecna

Badania zakładów przerobczych wykazały, że najpopularniejszą formą płuczki są osadzarki Bauma. Stanowią one 58 % ogólnej liczby zakładów. Uzasadnione to jest łatwością płukania węgla brytyjskich do czasu wybuchu ostatniej wojny światowej, oraz dostateczną ilością ludzi do wzbogacania ręcznego sortymentów powyżej 75 mm.

Płuczka Bauma jest idealnym urządzeniem dla łatwych do płukania węgla i może wzbogacać sortymenty nawet do 200 mm z dużą dokładnością i przy niskich kosztach ruchu.

Obecnie jednak w eksploatacji są przeważnie płuczki gorsze, o bardziej skomplikowanym składzie, zawierające dużo przerostów, stanowiących frakcję 1,35 do 1,60. Dla takich węgla płuczka Bauma nie jest już tym idealnym urządzeniem do wzbogacania. Jej maksymalna sprawność kończy się dla ciężarów właściwych około 1,60. W takim przypadku wzbogacony węgiel zawierać musi duże ilości przerostów, szczególnie wśród sortymentów grubszych, co wywołuje niezadowolenie nabywców. Dla węgla przerośniętych tego gatunku nie opłaca się obecnie stosowanie wzbogacania ręcznego w sortymentach dopuszczających możliwości zawierania przerostów. W takim przypadku najkorzystniejszą metodą jest wzbogacanie węgla ponad 50 mm w cieczach ciężkich, a resztę należy płukać w osadzarkach Bauma lub kaskadynie.

Płuczki z cieczą ciężką można ustawić na rozdział produktu przy dwu ciężarach gatunkowych, np. 1,35 i 1,60, otrzymując czysty węgiel wpływający przy ciężarze właściwym 1,35, wolny od przerostów szczególnie w ziarnie grubszym oraz przerosty o ciężarze właściwym 1,35 do 1,60, które oddzielają się od węgla i kamienia z prawie-teoretyczną dokładnością.

Przerosty te po skruszeniu mogą być użyte jako opał dla kotłowni lub w przypadku ich warstwowej struktury wzbogacane jeszcze raz w osadzarkach razem z węglem surowym. Uzyskuje się wtedy węgiel uwolniony przez skruszenie od kamienia.

Przed wojną w przeróbce znane były trzy metody wzbogacania w cieczach ciężkich, a mianowicie: Chance, Barvoys i Tromp. Obecnie wprowadzono szereg dalszych jak metodę holenderską, Ridley-Scholes, separator Link Belt i Stżek Cyanamide.

Dla przypomnienia podajemy krótko na czym polegają te nowe metody. W metodzie holenderskiej używa się płuczki płytkiej z zawiesziną z odpadów flotacji pianowej. Ridley-Scholes stosuje zawieszinę magnetytu w wodzie, a różni się od metody Trompa tym, że prąd mieszaniny jest tak uregulowany, że nie może mieć miejsca osadzenie się magnetytu w płuczce i uzyskuje się ostro rozgraniczone dwie frakcje. Chcąc więc uzyskać koncentrat, produkt przejściowy i odpady należy użyć dwu płuczek.

Węgiel czysty odbiera się z pierwszej, a przerosty i kamień przenosi się taśmowym przenośnikiem zanurzonym w zawieszinie do płuczki drugiej o ciężarze gatunkowym wyższym, gdzie następuje rozdział.

Separator Link Belt posiada bęben na osi poziomej częściowo zanurzony w mieszaninie magnetytu z wodą. Wzdłuż osi bębna doprowadza się nadawę, czysty węgiel odpływa, a kamień opada na dno, skąd na skutek ruchu obrotowego bębna zostaje przeniesiony kątownikami umocowanymi do bębna aż do punktu najwyższego i tam spada do zsypani, gdzie jest splukany czystą wodą i odwadniany.

Stżek Cyanamide, który dopuszcza jakoby wzbogacenie ziarna do wielkości 0,5 mm, jest zwykłym stożkiem z zawiesziną magnetytu w wodzie, w którym węgiel czysty jest usuwany przez obwodową krawędź stożka, podczas gdy odpady opadają na dno i stamtąd zostają przeniesione do urządzeń odwadniających i sit zraszających za pomocą sprężonego powietrza. System ten daje dobre wyniki w wzbogacaniu węgla o wielkości ziarna do 75 mm.

Kierunki rozwojowe

Jeśli pominie się węgiel łatwy do wzbogacania, to stwierdzić należy, że obecnie istnieje tendencja do budowania płuczek na cieczy ciężkiej dla sortymentów grubych do 25 lub 50 mm, połączonych z osadzarkami Bauma lub kaskadyną dla sortymentów drobnych. Szlamy węglowe, o ile są dostatecznie czyste flokulują się krochmałem kaustycznym lub innymi środkami jak Tragacan, Dryfloc, Powdafloc, następnie odwadnia na filtrach próżniowych tarczowych lub bębnowych. Odwodniony węgiel mięsza się z płukanymi drobnymi sortymentami lub używa się do opału kotłowy.

W przypadku, gdy szlamy są bardzo zanieczyszczone wzbogaca się je flotacją pianową, a dalej postępuje się jak ze szlamiem flokulowanym. Stwierdzono obecnie, że w systemach gdzie stosuje się cieczy ciężkie, ma miejsce wzbogacanie z prawie teoretyczną dokładnością. Należy to bezwzględnie wziąć pod uwagę rozważając korzyści osiągnięte przy mechanicznym i ręcznym wzbogacaniu. Opierając się na szeregu dokonanych prób przekonano się, że poddając ręcznie oczyszczony węgiel powtórnemu wzbogacaniu w cieczy ciężkiej stwierdza się w nim wiele przerostów i odpadów, a straty węgla w odpadach są również duże.

Na przykład z 768 t węgla surowego, przez ręczne wzbogacanie odrzucono 137 t jako przerosty, a 147 t jako kamień. Poddając ilości odrzucone przy wzbogacaniu w cieczy ciężkiej, otrzymano 76 t węgla o ciężarze właściwym 1,4. Przy drugiej próbie z 469 t węgla surowego przekonano się, że po wzbogacaniu ręcznym odrzucono do odpadów 32 t dobrego węgla.

W węglu „czystym“ po wzbogacaniu ręcznym stwierdzono, że w cieczach ciężkich oddzielano jeszcze nawet kawały o wadze 15 kg i ciężarze właściwym ponad 2,0. W pierwszej próbie 3 % odpadów pozostawiono w czystym węglu, w drugiej 4,6 %. Należy z tych wyników wyciągnąć odpowiednie wnioski przy wyborze typu płuczki, którą ma się budować.

Wielkość płuczki

Podkreślić należy, że wielkość płuczki wzrosła z biegiem czasu. W 1946 r. przeciętna wydajność zakładu przerobczego w Wielkiej Brytanii wynosiła około 81 t/godz. Obecnie cyfra ta uległa poważnemu wzrostowi. Zbudowano obecnie płuczki na 600 t/godz, a w budowie lub projektowaniu jest jedna płuczka na 800 t/godz, jedna na 485 t/godz, dwie na 400 t/godz, jedna na 350 t/godz, jedna na 300 t/godz, jedna na 220 t/godz, cztery na 200 t/godz i dwie na 175 t/godz.

Istnieje więc tendencja do zwiększenia wydajności. Pójdzie się prawdopodobnie jeszcze dalej, gdyż w Ameryce wybudowano ostatnio dwie płuczki na 2400 t/godz, a zakłady na 600 t/godz są tam dosyć często spotykane.

Wszystkie te duże zakłady oraz większość średnich to płuczki na ciecz ciężkie.

Zawartość kamienia w węglu surowym jest problemem bardzo ważnym. W węglach brytyjskich ilość kamienia dochodzi do 40 %, często wynosi 20 % nadawy. W tym ostatnim przypadku płuczka 400 t/godz pracując 250 dni w roku po 10 godzin odrzuci na zwały 200 000 t kamienia. Nie biorąc już pod uwagę miejsca na ten zwal, zdać sobie należy sprawę jak duże koszty pociąga za sobą proces wzbogacania tak nieczystego węgla.

Istnieją w związku z tym dwa poglądy: pierwszy stwierdza, że nonsensem jest budować zakład przerobczy po to, by wzbogacać tak niedbale urobiony węgiel, podczas gdy drugi podkreśla, że dół kopalni nie jest miejscem dla wzbogacania, szczególnie przy mechanicznym ładowaniu. Ładować co i ile się da, a płuczka jest po to by usuwać odpady. Trudno jest od razu osądzić, który pogląd jest słuszny. W Wielkiej Brytanii raczej pierwszy ma swych zwolenników, podczas gdy w Ameryce popiera się pogląd drugi, szczególnie w Stanach Południowych.

Jakiegokolwiek zresztą będzie rozważanie problemu częściowego wzbogacania na dole, faktem jest, że węgiel surowy będzie zawierał nie tylko pewną ilość kamienia, ale także sporo brudnego miazgu i pyłu, który jest najbardziej trudnym materiałem do wzbogacania.

Podkreślano już niejednokrotnie, że problemy wzbogacania stały się znacznie poważniejsze od czasu wprowadzenia wręboładowarek. Przykładowo wręboładowarka Meco-Moore daje około 1/3 urobionego węgla w formie sortymentu poniżej 25 mm. Jeśli wręb dolny idzie po spagu, a często wrębnik zaczepta o kamień, to miał będzie silnie zanieczyszczony. Wyobraźmy sobie jakie wyniki będą przy użyciu kombajnów chodnikowych! Ilość miazgu rośnie poza tym dzięki wydatniejszemu użyciu materiałów wybuchowych oraz wielokrotnemu przeładowywaniu węgla przy odstawie przenośnikowej i wyciągu skipami. W węglach twardych stwierdzono w sortymencie powyżej 100 mm spadek ilościowy węgla grubego z 39,5 % na 28,8 %.

Wzrost sortymentu poniżej 25 mm wynosił z 30,2 % na 44,8 %. Wprowadzając na jedną z kopalń wręboładowarki Meco-Moore zauważono, że przed ich uruchomieniem na 100 t czystego węgla ilość szlamu z filtrów wynosiła 4,5 t. Po uruchomieniu 5 wręboładowarek ilość szlamu wzrosła na 7 t. Jeśli rozważy się te cyfry, to musi się dojść do wniosku, że na kopalni powstał poważny problem szlamu i że urządzenia do oczyszczania wody mogłyby się okazać niewystarczające. Ujmując to w liczby dojdzie się do wyniku, że płuczka na 200 t/godz zamiast 13,7 t/godz daje aż 19,8 t/godz szlamu. Jasne jest więc, że osadniki, filtry czy zakład flotacyjny nie potrafią przerobić tych dodatkowych 6,1 t/godz jeżeli nie zostały zaprojektowane z dostateczną rezerwą, ze względu na przyszłą mechanizację.

Na innej kopalni 10 wręboładowarek zwiększyło ilość miazgu 0 do 12 mm z 13,5 % do 24,5 %, przy zmniejszeniu wychodu sortymentu ponad 100 mm z 43,3 % na 27,4 %. Zmiany te muszą mieć swój wpływ na kształtowanie się cen i rynku węglowego.

Ogólnie można na pewno powiedzieć, że tak typ, projekt jak i koszt zakładu przerobczego oraz koszty wzbogacania są silnie uzależnione od metod górniczych, w związku z czym roboty górnicze muszą być możliwie najtańsze, tym bardziej że przeciętna cena rynkowa będzie niższa przez zmniejszenie się ilości grubych sortymentów.

Kruszenie węgla

Przypadkowe kruszenie węgla ma również swe poważne znaczenie. Związane jest z typem podnośnika,

przenośnika, zbiornika, zsypu, ich ustawienia oraz warunków pracy. Przeprowadzono szereg obserwacji, które dały następujące wyniki:

Pierwsze stadium degradacji sortymentu ma miejsce między przodkiem a powierzchnią i może być znaczne, jeżeli w grę wchodzi duża ilość punktów przeładunkowych. Drugie stadium występuje na powierzchni, szczególnie podczas klasyfikacji wstępnej, na taśmach do ręcznego wzbogacania, na przenośnikach i podnośnikach, w płuczce, na sortowni i podczas ładowania do wagonów. Celem przeprowadzenia dokładnych badań wybrano trzy serie węgla jedną z kawałków około 200 mm, drugą 125 mm, trzecią 75 mm. Serie te pomalowano i oznaczono numerami a następnie przepuszczono przez zakład przerobczy. W kolejnych stadiach odbierano kawałki i ważono celem stwierdzenia degradacji. Oczywiście bez wielu prób tego rodzaju można dojść do błędnych wniosków. Mimo tego wyniki osiągnięte są bardzo ciekawe. Największe kruszenie ma miejsce na wywrocie, w zbiorniku i przenośniku nadawy.

Drugie miejsce zajmują przesiewacze wibracyjne na sortowni i załadowanie do wagonów, trzecie klasyfikacja płuczek, d. zasilaniem zakładu przerobczego wózkami i wywrotami czy taśmą.

Wyniki tych prób dadzą podstawę do wyboru urządzeń i metod pracy powodujących najmniejsze kruszenie.

W Szkocji przeprowadzono również szereg prób, które dały pewien pogląd, jeśli chodzi o kruszenie się węgla twardych i miękkich. Wzięto tu pod uwagę procentową utratę na wadze poszczególnych kawałków i procentową ich ilość, jeśli chodzi o oba rodzaje węgla po przejściu przez zakład przerobczy:

Utrata na wadze %	Ilość w węglu twardym	Ilość w węglu miękkim
	%	
Kawałki całe	44	20
0 — 1	40	40
1 — 2	6	20
2 — 5	8	10
5 — 10	2	8
10 — 15	—	—
15 — 20	—	2

Wskazane jest wybranie pewnego określonego znormalizowanego sposobu określenia kruszenia za pomocą prób laboratoryjnych w rodzaju próby spadkowej i bębnowej dla koksu. Tym sposobem można będzie określić przypuszczalną wielkość kruszenia w poszczególnych stadiach przeróbki i określić równocześnie przewidywane wychody sortymentów handlowych.

Wzbogacanie bardzo drobnych sortymentów

Wzbogacanie drobnych sortymentów jest najbardziej kosztowną formą przeróbki mechanicznej, tak jeśli chodzi o koszt zakładu jak i koszty ruchu.

Najbardziej popularną metodą wzbogacania jest flotacja pianowa szczególnie dla węgla koksujących. Dla węgla gorszych metoda ta jest bardziej kosztowna, chociażby ze względu na czterokrotnie wyższy rozchód reagentów. Wprowadzono obecnie szereg ulepszeń. Zamiast

aparatów z aeracją mechaniczną zastosowano aerację pneumatyczną, co potania znacznie koszty energii. Równocześnie bada się inne metody pozwalające na obniżenie kosztów.

Miejsza się np. węgle chude z koksującymi celem obniżenia rozchodu reagentów, lecz wtedy stwierdzono zwiększenie się wilgoci w koncentracji. Pociąga to za sobą wprowadzenie suszarek termicznych, jak to ma miejsce w Holandii.

Wnioski końcowe

Artykuł niniejszy ma na celu zwrócenie uwagi na pracę i badania przeprowadzone przeważnie przez inżynierów przeróbcarzy na zakładach, przy pomocy Instytutów naukowych. Podkreślono tu przede wszystkim pewne momenty w robotach górniczych, które mają wpływ na projektowanie i wydajność zakładów przeróbczych.

Należy koniecznie przeprowadzać dużo więcej doświadczeń tak naukowych jak przemysłowych, lecz godnym podkreślenia jest fakt, że zainteresowanie problemami przeróbczymi jest większe niż dotąd i że zaczęto wreszcie przeprowadzać systematyczne badania podstawowych problemów i ich zastosowanie w praktyce przeróbczej.

Inż. Zygmunt Butler

Światowa produkcja soli jadalnej 1947 r.

Według Minerals Year Book, r. 1939, 1947.

Sól jest jednym z najbardziej rozpowszechnionych w przyrodzie minerałów. Produkuje się ją w dwóch postaciach:

1. *Urobku twardego*, jako tzw. sól kamienną, która po zmieleniu stanowi już gotowy produkt sprzedażny. Sól kamienna bywa dwojakiego rodzaju: a. biała o zawartości 97—98% NaCl; b. szara o zawartości 95—97% NaCl, tzn. o większej ilości zanieczyszczeń mechanicznych, które nadają jej wygląd szary.
2. *Solanki*, która podlega dalszej przeróbce na sodę, chlor, sól kuchenną oraz inne związki chemiczne.

Tablica 1 podaje pełny wykaz krajów produkujących sól jadalną oraz ich produkcję w latach 1938 i 1947.

Tablica 1

Kraj	1938	1947	
	t	t	%
Azja	6 607 156	5 751 534	14,3
Aden	282 510	197 672	
Burma	39 319	56 000	
Cejlon	36 490	23 321	
Chiny	3 000 000	2 300 000	5,7
Cypr	3 000	15 622	
Filipiny	50 000	50 000	
Indie brytyjskie	1 564 374	2 200 000	5,5
„ holenderskie	90 909	12 000	
„ portugalskie	29 527	13 267	
Indochiny	193 050	150 000	
Irak	7 907	15 000	
Japonia	750 000	170 000	
Korea	138 070	131 000	
Palestyna	8 509	25 000	
Syria	10 000	34 000	
Thailand	156 268	80 000	
Turecja	247 293	278 742	
Afryka	816 241	1 286 313	3,2
Algier	74 630	82 055	
Egipt	284 949	600 000	1,5
Erytrea	?	140 000	
Etiopia	10 000	10 000	
Francuska Afryka Zachodnia	51	55 000	
Kenia	3 250	14 058	
Kongo belgijskie	1 013	900	
Libia	30 000	?	
Mauritius	1 500	1 500	
Marokko franc.	909	37 238	
Nigeria	400	400	
Południowo-zach. Afryka	5 072	7 939	
Portugalska Afryka wschod.	6 448	100	
Portugalska Afryka zachod.	25 000	38 783	
Somali brytyjskie	353	?	
„ francuskie	85 000	48 000	
Sudan	37 532	40 000	
Tanganika	9 678	10 837	
Tunis	129 287	65 000	
Uganda	3 169	7 003	
Unia południowo-afrykańska	106 000	125 000	
Wyspy kanaryjskie	2 000	2 500	
Ameryka	9 326 378	16 993 531	42,1
Argentyna	264 150	384 000	
Brazylia	859 222	600 000	1,5
Chile	27 772	60 000	
Costa-Rica	4 740	6 252	
Ekwador	13 800	24 943	
Guatemala	10 465	12 000	
Honduras	?	726	
Kanada	398 013	663 616	1,6
Zachodnie Indie	100 391	136 910	
Kolumbia	203 032	121 247	
Meksyk	107 701	122 235	
Nikaragua	?	7 503	
Panama	3 332	4 412	
Peru	38 451	57 000	
Salwador	?	16 483	
USA	7 272 651	14 640 410	36,8
Wenezuela	22 658	35 794	
Australia	79 863	157 563	0,4
Razem	32 211 726	40 309 000	100,00

Kraj	1938	1947	
	t	t	%
Europa	15 988 964	15 745 032	39,2
Anglia	2 680 032	3 500 000	8,7
Austria	94 362	188 112	
Bulgaria	76 500	80 000	
Czechosłowacja	174 000	175 000	
Francja	1 610 276	1 700 000	4,2
Grecja	102 057	51 000	
Holandia	164 266	243 000	
Jugosławia	52 634	50 000	
Malta	1 523	2 000	
Niemcy	3 280 310	2 500 000	6,2
Polska	612 000	561 000	1,4
Portugalia	6 096	5 000	
Rumunia	351 759	314 485	
ZSRR wraz z częścią azjatycką	4 500 000	4 500 000	11,2
Szwajcaria	84 049	95 435	
Włochy	1 499 075	1 000 000	2,5
Hiszpania	700 000	780 000	1,9

Największym producentem światowym soli jadalnej są Stany Zjednoczone Ameryki Północnej, gdzie

w 1947 r. było czynnych 73 zakłady, należące do 49 towarzystw.

Produkcja w r. 1947

Tablica 2

		Short ton ¹	%	
Sól w postaci urobku twardego (dry salt)		3 754 353	23,2	
w tym: sól luźna	3 685 190			
	brykiety 69 163			
Sól w postaci solanki		12 384 021	76,8	
z której: a. zużyto jako solankę				9 225 303 = 57,2%
b. wyprodukowano				
	warzonki panwiowej			526 041
	„ próżniowej			1 790 346 = 19,6%
	soli morskiej brykietów			581 932 260 399
Razem		16 138 374	100,0	

¹ 1 short ton = 907 kg.

Tablica 3

W celu zaznajomienia czytelników ze stanem przemysłu solnego największego producenta świata, podamy krótką charakterystykę tego przemysłu w 1947 r.

Podział form produkcji, zależny od warunków złożowych oraz rodzaju dalszego przetwórstwa, przedstawia tablica 2.

Około $\frac{3}{4}$ soli pochodzi ze złóż solnych, zaś $\frac{1}{4}$ z pozostałych źródeł, jak jeziora słone, morze itd.

W Niemczech i Francji przypada około 80% produkcji na sól twardą, w Anglii zaś ponad 93% stanowi solanka.

W ogólnej produkcji soli 1947 r. zajęły kolejne miejsca stany podane w tablicy 3.

Z analizy amerykańskiego przemysłu solnego można wyciągnąć następujące wnioski:

- Większość produkcji uzyskiwana jest w formie solanki, która następnie jest przerabiana na sodę, chlor, chlorany, środki bielące oraz sól kuchenną.

Stan	Short ton	%
Michigan	4 531 761	28,0
Ohio	2 975 676	18,0
New York	2 923 023	18,0
Louisiana	1 955 382	12,0
Kansas	904 398	6,0
California	768 397	5,0
West Virginia	279 300	2,0
Utah	113 285	1,0
Puerto Rico	13 344	
New Mexico	12 066	
Inne stany	470 181	3,0
	16 138 374	100,0

Zużycie soli 1947 r. (short ton)

Tablica 4

	Warzonka	Sól kamienna	Solanka	Razem
Chlor, chlorany	368 430	711 439	1 661 943	2 741 812
Soda	—	—	7 467 138	7 467 138
Farbiarstwo	59 683	67 100	—	126 783
Mydlarstwo	43 445	16 733	—	60 178
Inne chemikalia	96 958	510 747	—	607 705
Przemysł tekstylny	33 518	117 724	—	151 242
Konserwacja skór i jelit	95 438	155 370	—	250 808
Przemysł konserwowy	368 670	408 019	—	776 689
„ rybny	40 267	22 726	—	62 993
„ mleczarski	108 323	5 236	—	113 559
„ konserwowy	150 482	16 694	—	167 176
Pozostałe przemysły spożywcze	231 408	24 271	—	255 679
Chłodnictwo	40 730	196 242	—	236 972
Sól hodowlana	528 481	295 375	—	733 856
Komunikacja	6 942	466 762	—	473 704
Sól stołowa i kuchenna	478 647	173 411	—	652 058
Oczyszczanie wody	220 330	231 812	—	452 142
Rolnictwo	14 785	9 198	—	23 983
Metalurgia	22 094	65 027	—	87 121
Różne inne	250 087	350 467	96 222	696 776
Razem	3 158 718	3 754 353	9 225 303	16 138 374

Należy tu wspomnieć, iż w 1928 r. wybudowano specjalny zakład, w którym wytwarza się sztucznie duże kryształy soli o wadze do 12 kg, które znajdują zastosowanie w przemyśle optycznym.

2. Sól domową, tj. stołową i kuchenną, produkuje się wyłącznie z zapewnieniem jej stałej sypkości.
3. W 1947 r. wniesiono projekt ustawy o przymusowym jodowaniu soli stołowej, ustalając ilość jodku potasu na 80—160 części na 1 milion części NaCl.

Równocześnie dokonuje się stabilizacji zawartości KJ w soli, bo nie stabilizowany ulatnia się.

4. W 1940 r. dokonano standaryzacji handlowych gatunków soli oraz ich opakowań, wytyczając w ten sposób normy handlowe dla rynku wewnętrznego, które przyjęte zostały na rynku zagranicznym.

Tu godzi się nadmienić o wprowadzeniu dla soli stołowej dwóch opakowań kartonowych, okrągłego i sześciobocznego, o zawartości 0,73 kg.

5. Eksport soli jest bardzo mały. Wynosił on w 1947 r. zaledwie 188 307 short ton, z czego 84 % eksportowano do Kanady. Z krajów europejskich importują nieznaczne ilości soli Belgia, Czechosłowacja, Szwecja i Jugosławia.

Rozważania powyższe mogą dać pewne wytyczne dla kierunku rozwoju polskiego przemysłu solnego.

Inż. Eugeniusz Kowalski

Odkrywkowa eksploatacja złóż soli potasowych

Według A. G. Ionow: Razrabotka kalijnych miastorożeń odkrytym sposobem. Gornyj Żurnal, nr 11, 1949.

W ZSRR postawione zostało zagadnienie odkrywkowej eksploatacji soli potasowych, która może znacznie podnieść produkcję sztucznych nawozów. Dotychczas znany jest tylko jeden przypadek odkrywkowego wydobywania soli kamiennej (Sol-Ileck). Na ogół ten sposób eksploatacji soli nie był stosowany ze względu na niesprzyjające warunki hydrogeologiczne.

Złóża potasowe Zachodniej Ukrainy odznaczają się dobrymi warunkami hydrogeologicznymi oraz korzystnym stosunkiem nadkładu do soli, wynoszącym średnio 1:1,5. Ponieważ zostały stwierdzone duże zapasy soli zalegające na niektórych odcinkach w niewielkiej głębokości, zaprojektowano na nich eksploatację odkrywkową zakładając pozostawienie ławy solnej o grubości 10 m, oddzielającej spód odkrywki od najwyższego horyzontu eksploatowanego sposobem podziemnym.

Według obliczeń grubość ta zupełnie wystarcza dla zabezpieczenia niżej leżących pokładów od dostępu wody, która z natury rzeczy gromadząc się w pewnej ilości na spodzie odkrywki będzie działać ługująco na sól. Straty na rozpuszczalność soli nie przekroczą przy tym 2 do 3 %.

Głębokość odkrywki ma dojść w końcowej fazie wydobywania do 90 m, w tym samym zaś czasie ma być zakończone podziemne wydobycie z horyzontu oddzielonego od odkrywki ochronną ławą soli.

Przeprowadzone badania próbek pobranych z warstw nadkładu i soli wykazały, że nawet w stanie wilgotnym wytrzymałość ich jest dostateczna, aby nie groziło obsuwanie się ścian odkrywki pod wpływem opadów atmosferycznych.

Odprowadzanie, zbieranie i wypompowanie wody przewidziane jest za pomocą systemu drenażu stosowanego na odkrywkach węgla brunatnego.

Ciekawą inowacją, wynikającą z jednoczesnej eksploatacji złóż odkrywkowo i za pomocą robót podziemnych jest propozycja częściowego użycia zbieranego nadkładu na podszadanie podziemnych wyrobisk.

Słuszność założeń odkrywkowej eksploatacji soli potasowych w wymienionych rejonach poparta jest dwoma względami:

1. Proponowane do odkrywkowego wydobywania ilości soli potasowych ze względu na małą głębokość zalegania nie były dotychczas brane pod uwagę przy planowaniu wydobywania sposobem podziemnym. Możliwość zatem eksploatacji odkrywkowej znacznie powiększa przemysłowe zasoby tych cennych surowców.

2. Ekonomia wydobywania odkrywkowego przy odpowiedniej organizacji i mechanizacji robót potwierdza się kosztem własnym wydobywania tego surowca. Według przybliżonych obliczeń koszt wydobywania tym sposobem odkrywkowym będzie 1,5 do 2 razy niższy niż przy wydobywaniu podziemnym.

Inż. J. B.

KRAJOWA PRASA I LITERATURA FACHOWA

Przegląd Techniczny, nr 12, 1950.

Inż. Władysław Gluziński: Automatyzacja transportu ciągłego na dole kopalń węgla.

Celem uzyskania w Przemśle Węglowym wzrostu wydajności przewidzianej Planem 6-letnim dąży się ustawicznie do zmechanizowania i zautomatyzowania szeregu urządzeń dołowych, między innymi także transportu oddziałowego.

Transport urobionego węgla w oddziałach odbywa się przy pomocy różnego rodzaju przenośników jak rynnny wstrząsane, przenośniki zgrzeblowe i przenośniki o taśmach gumowych. Najszerzej stosowane są obecnie przenośniki taśmowe o napędzie elektrycznym. Ich wydajność waha się od 80 do 120 t/godz przy szerokości taśmy od 600 do 800 m i szybkości od 1,0 do 1,3 m/sek. Średnia długość ciągów tych przenośników wynosi od 200 do 250 m. Moc silników napędzających poszczególne napędy wynosi od 20 do 40 kW zależnie od długości nachylenia trasy i szerokości taśmy. Autor przedstawia na rysunku przekrój oddziału górniczego o wybiieraniu ścianowym, z zaznaczeniem stosowanego w takich oddziałach typowego układu przenośników i systemu zasilania napędów elektrycznych z rozdzielni głównej poprzez rozdzielnie pomocnicze. Obsługa takiego zespołu transportowego wymaga ośmiu ludzi z których czterech ma za zadanie utrzymanie trasy (dwóch dla ciągu głównego i po jednym dla przenośników poprzecznych), trzech pilnuje napędu przy przesykach, jeden obsługuje wysyp do wozów na załadowni.

Zastosowanie automatykacji i centralnego sterowania ruchem taśm, przy średniej ilości taśm daje możliwość przerzucenia do 50 % obsługi na odcinku ważniejsze w cyklu produkcyjnym.

W naszym górnictwie są znane i częściowo stosowane następujące sposoby centralnego sterowania przenośnikami taśmowymi:

1. Indywidualne zasilanie i sterowanie poszczególnych napędów z centralnej rozdzielni:
 - a. z wyłącznikami samoczynnymi w rozdzielni,
 - b. z wyłącznikami samoczynnymi przy silnikach.
2. Załączanie poszczególnych silników przez wyłączniki odśrodkowe.
3. Zastosowanie kabla przelotowego z żyłami sterowniczymi i automatyczne załączanie poszczególnych silników:
 - a. za pomocą przekaźników czasowych,
 - b. za pomocą przekaźnika magnetycznego, reagującego na spadek napięcia.

Sposób 1a i będący jego ulepszeniem sposób 1b używane w naszym górnictwie w niektórych kopalniach

wymagają stosowania dużej ilości kabli zasilających, sterowniczych i sygnalizacyjnych. Powoduje to nieprzejrzystość układu i jego niepewność w ruchu. Obate sposoby wymagają sterowania napięciem roboczym, co dla urządzeń dołowych ze względów na bezpieczeństwo nie jest pożądane nawet dla odbiorników o charakterze stałym.

Sposób 2 znany z literatury angielskiej polega na mechanicznym przekazywaniu przez ruchomą taśmę impulsów dla uruchomienia wyłącznika następnej taśmy. Powiązanie poszczególnych taśm w ten sposób uniemożliwia jednak uruchamianie z centralnego punktu niektórych tylko taśm oraz nie daje możliwości zmiany kierunku obrotów silnika.

Sposób 3a wymaga zastosowania czułego przekaźnika czasowego, nieodpowiedniego dla ciężkich warunków dołowych i mogącego sprawić poważne trudności eksploatacyjne.

Sposób 3b znany z literatury radzieckiej jest najbardziej przejrzysty, wymaga jednak opracowania nowego wyłącznika ze specjalnym przekaźnikiem magnetycznym, co wobec braku odpowiedniej dokumentacji technicznej jest obecnie trudne do zrealizowania.

Konieczność szybkiego wprowadzenia w jak najszerszym zakresie centralnego sterowania w transporcie oddziałowym skłoniła do opracowania centralnego systemu sterowania przenośnikami, opartego na typie produkowanego w kraju wyłącznika, z wprowadzeniem odpowiednich zmian i uzupełnień. Wykorzystany został w tym celu suchy wyłącznik samoczynny w obudowie ognioszczelnej, produkowany dla wrębiarek.

Rozwiązanie to, które autor szczegółowo omawia i ilustruje rysunkami, zostało zrealizowane po uzupełnieniu samoczynnego wyłącznika przelotową główną skrzynką szynową, skrzynką dla obwodów sterowniczych oraz odpowiednimi przełącznikami i spinaczami. Urządzenie wykazuje w ten sposób następujące zalety:

1. Możliwość zdalnego sterowania ruchomymi maszynami górnictwymi przy użyciu praktycznych kabli pięćżyłowych.
2. Stałą kontrolę uziemienia oraz możliwość zastosowania urządzeń, zabezpieczających przed zaistnieniem niebezpiecznego napięcia dotyku na obudowach maszyn i aparatów.
3. Zastosowanie przelotowego kabla głównego oraz przelotowych kabli sterujących i sygnalizacyjnych.
4. Uniwersalność wyłącznika pozwalającą na użycie go do zasilania wszelkich maszyn górnictwowych do urabiania, ładowania i transportu.

Redaguje Komitet Redakcyjny powołany przez Departament Techniki Ministerstwa Górnictwa

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

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

Format A4

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

Nakład 3500 egz.

Warunki prenumeraty: Kwartalnie zł 36. Cena zeszytu 12 zł.

Nr zamówienia 548 z dnia 8. II. 1951 r. — Druk zakończono dnia 8. III. 1951 r.

Drukarnia Robotnicza Spółdzielnia Wydawnicza „Prasa“, Katowice, ul. Sobieskiego nr 11.

R-2-11557