PRZEGLĄD GÓRNICZO-HUTNICZY

ORGAN STOWARZYSZENIA POLSKICH INŻYNIERÓW GÓRNICZYCH I HUTNICZYCH.

№ 1 (444) Styczeń r. 1930. Tom XXII.

DO CZYTELNIKÓW!

Przegląd Górniczo-Hutniczy, który wychodził przez dwadzieścia jeden lat jako organ Rady Zjazdu Przemysłowców Górniczych i Hutniczych w Dąbrowie Górniczej a później w Sosnowcu, staje się z numerem dzisiejszym organem Stowarzyszenia Polskich Inżynierów Górniczych i Hutniczych. Stowarzyszenie to istniało w czasach zaborów pod innemi nazwami i w innych formach organizacyjnych w różnych dzielnicach, a łączyło ogół inżynierów górniczych i hutniczych Polaków, pracujących w polskich zagłębiach węglowych, solnych i naftowych. Wyrazem łączności tych oddzielnych ugrupowań były ogólnopolskie Zjazdy Górników i Hutników, zorganizowane w latach przedwojennych we Lwowie i Krakowie.

Ze zjednoczeniem ziem polskich i odzyskaniem niepodległości nadszedł czas zmienienia form organizacyjnych. Stowarzyszenie, zorganizowane na nowych podstawach, otrzymało możność dalszego rozwoju, niekrępowane już ani ustawodawstwem, ani stosunkami w poszczególnych zaborach. Impulsem do dalszego rozwoju było znaczne zwiększenie się liczby członków przez powrót do kraju wielu inżynierów Polaków, zatrudnionych poprzednio w środowiskach obcych, przez otwarcie Akademji Górniczej w Krakowie, wreszcie przez odzyskanie części Zagłębia Śląskiego. Akcja skonsolidowania dobiega końca. W tych warunkach dążeniem Zarządu Głównego było uzyskanie własnego organu, który byłby wyrazem naszych dążeń i zamierzeń, któryby obrazował naszą pracę naukową i zawodową i przyczyniał się do rozwoju górnictwa i hutnictwa.

Oddając ten pierwszy numer naszego pisma w ręce Wasze, Koledzy, apelujemy jednocześnie do Was o jego żywe poparcie przez współpracę i życzliwy doń stosunek, bez czego przy największych wysiłkach i zabiegach jednostek pożądanego rezultatu osiągnąć się nie da. Od Waszej więc pomocy i ustosunkowania się zależeć będzie w pierwszym rzędzie poziom i wartość pisma.

Komitet Wykonawczy do spraw Przeglądu Górniczo-Hutniczego Głównego Zarządu Stow. Polskich Inżynierów Górniczych i Hutniczych :

inż. *E. Górkiewicz*
inż. *J. Buzek*
inż. *S. Czarnocki*
inż. *B. Krupiński*
inż. *B. Malinowski*

Dr. ZYGMUNT ROZEN
prof. Akademji Górn. w Krakowie.

Kilka słów o petrografji węgla.

Skały osadowe w przeciwieństwie do magmowych i metamorficznych, zarówno w pierwszych okresach rozwoju petrografji, jak i później już po zastosowaniu tak potężnego środka badawczego, jakim okazał się mikroskop poleryzacyjny, dziwnie mało pociągały badaczy.

Nawet w klasycznych podręcznikach petrografji niezmiernie mało poświęcano miejsca tym skałom, a niektóre działy, jak np. sole naturalne, węgiel i ropa, zupełnie pomijano, pozostawiając ich omówienie tak, jak gdyby to były fizycznie i chemicznie jednorodne indywidua mineralne — podręcznikom mineralogji.

Dopiero w ostatnich lat dziesiątkach, szczególnie po klasycznych badaniach *Van t'Hoffa* nad osadami, powstałemi z roztworów oceanicznych, łącznie z rozwojem chemji fizycznej, jakoteż po badaniach *L. Cayaux* nad osadami mechanicznemi, łącznie z rozwojem chemji koloidalnej, powstał ożywiony ruch naukowy i w tej zaniedbanej dziedzinie, a jednocześnie rozwój metod metalograficznych i chalkograficznych, stosowanych do badania ciał nieprzezroczystych, ułatwiły w znacznym stopniu i badanie węgla zarówno w świetle przechodzącem, jak i odbitem.

Obserwacje te w połączeniu z badaniami chemicznemi i mikrochemicznemi wykazały, jak bardzo nieścisłe były nasze dotychczasowe pojęcia o naturze fizycznej i chemicznej węgla i że zaliczenie węgla do minerałów byłoby dzisiaj takim samym nonsensem, jak gdybyśmy za minerały uważali granit, gnejs, piaskowiec, margiel lub wydobywany z kopalń kainit lub karnalit, czy wreszcie zwykłą sól kamienną.

Węgiel bowiem, w ogólnem tego słowa znaczeniu, obejmującem obok torfu węgiel brunatny, kamienny i antracyt — to utwór skalny, złożony z różnych składników, t j. minerałów organicznego pochodzenia, posiadających rozmaite własności fizyczne i chemiczne, dające się ściśle odróżnić szczególniej w tak rozpowszechnionych węglach warstwowych i którym nadano nazwy: durytu, witrytu, fuzytu i spornego dziś klarytu.[1])

Stosunki ilościowe tych składników istotnych, ich wielkość i kształt tudzież ich wzajemne ułożenie przestrzenne czyli struktura i tekstura węgla mogą decydować zarówno o jego stanowisku w systematyce, jak i o jego wartości technicznej.

Dziś badania węgla posuwają się szybko naprzód, tak że poszczególnym jego składnikom poświęca się już osobne monografje, jak np. monografja o fuzycie (p. spis literatury) i większe prace o witrycie. Badania te muszą przedewszystkiem doprowadzić do jakichś ustalonych podstaw systematyki węgla, gdyż dotychczas istnieje w tym kierunku duża dowolność. Dominuje co prawda podział genetyczny Potonié'go, dzielący węgle na: s a p r o p e l o w e, t. j. powstałe z glinnego szlamu roślinnego na dnie wód stojących, dalej h u m u s o w e, powstałe na lądzie z substancji humusowych roślin wyższych, lądowych i bagiennych, przeobrażonych w torfowiskach, i wreszcie: l i p t o b i o l i t y, powstałe z roślin trzeciorzędowych, bogatych w substancje żywiczne i woskowe, obejmujące wszelkie węgle brunatne. Obok tego jednakże mamy też i podział stratygraficzny, uwzględniający przedewszystkiem wiek geologiczny, podział technologiczny, oparty na własnościach fizycznych i chemicznych według zachowania się węgla przy koksowaniu, zawartości gazu, stosunku węgla do wodoru, sposobu spalania się, dalej podział oparty na cechach zewnętrznych, t. j. na węgiel połyskujący, matowy i t. d., w którym przy uwzględnieniu także struktury, mieścić się może matowy lub połyskujący, włóknisty węgiel brunatny. Poza tem jeszcze istnieje podział chemiczny, oparty na ilości b i t u m i n ó w, rozpuszczalnych w benzolu lub w pirydynie, na ilości k w a s ó w h u m i n o w y c h, r o z p u s z c z a l n y c h w roztworach alkalicznych, s u b s t a n c y j h u m i n o w y c h, n i e r o z p u s z c z a l n y c h w tych odczynnikach, i ze składników n i e o r g a n i c z n y c h, pochodzących z substancyj roślinnych i tworzących główny składnik popiołu węglowego. Wreszcie mamy i podziały k o m b i n o w a n e, jak węgiel tłusty o długim płomieniu, węgiel chudy o krótkim płomieniu, węgiel tłusty o krótkim płomieniu etc.

Pomimo to, na Międzynarodowym Kongresie geologicznym w r. 1913 w Toronto, poświęconym głównie sprawie węgla i jego zapasów na kuli ziemskiej, w braku właśnie ogólnie uznanego, naukowego podziału musiano w celu wzajemnego zrozumienia się przyjąć normy sztuczne, mianowicie: jakość płomienia, ilość składników lotnych, zdolność koksowania, wartość kaloryczna, skład chemiczny (C, H, O + N) ponadto barwę, rysę, przełam i ilość wilgoci.

Z badaniami, zmierzającemi do ustalenia systematyki węgla w jego najrozmaitszych odmianach, łączą się również i inne ważne zagadnienia, do niedawna stosunkowo mało

[1]) Charakterystyczne cechy rozpoznawcze tych składników, czytelnik znajdzie w pracy p. Jana Zerndta (p niżej str. 5).

uwzględniane przez ścisłą naukę. Już bowiem samo niebezpieczeństwo, grożące człowiekowi przy wydobyciu węgla, częste katastrofy podziemne, pochłaniające więcej ofiar ludzkich, niż niejedna choroba, a spowodowane już nie przez jakieś techniczne niedomagania i niedopatrzenia lub nieprzewidziane nieszczęśliwe przypadki, ale ściśle związane z samą naturą substancyj węglowych, z jej własnościami fizycznemi i chemicznemi, powodującemi wybuchy gazów, samozapalność węgla, zapalność pyłu węglowego i pożary węglowe, byłyby dostatecznym powodem, by nauka tej sprawie większą poświęcała uwagę.

Dopiero w ostatnich czasach, dzięki zrozumieniu tych spraw przez sfery przemysłowe i dzięki usiłowaniom ludzi nauki, powstały specjalne instytuty węglowe badawcze, przedewszystkiem w państwach w węgiel zasobnych, w których rozpoczęła się intensywna praca, uwzględniająca nietylko wszelkie możliwości korzystnego zużytkowywania węgla, ale i inne zagadnienia, związane z jego eksploatacją w kopalni.

Taki instytut mamy też i w Polsce, jako specjalny oddział węglowy przy Państwowym Instytucie Badawczym w Warszawie.

Chcąc odpowiedzieć na pytanie, jakie zadania w tej dziedzinie pracy przypadają petrografji, musimy podkreślić, że badania petrograficzne powinny poprzedzać wszelkie inne zagadnienia. Rola petrografji rozpoczyna się bowiem już wtedy, kiedy przy pracach poszukiwawczych ma śledzić jakość węgla, dalej przy wyznaczaniu rozciągłości złoża zapomocą wierceń, przy obliczaniu zapasów, przy pracach przygotowawczych w kopalni i kiedy następnie już ma dawać wskazówki co do zagadnień, odnoszących się do jego przeróbki mechanicznej, koksowania, destylacji i przeróbki chemicznej.

Podczas wierceń poszukiwawczych petrografja zapomocą badań mikroskopowych umożliwia identyfikację odległych od siebie punktów tego samego złoża, zwłaszcza wielopokładowego i w terenach tektonicznie zaburzonych, przegradzanych uskokami. Mogłoby się zdawać, że to samo zadanie mogłaby rozwiązać paleontologja lub analiza chemiczna. Otóż tak nie jest. Paleontologja bowiem zajmuje się — przynajmniej dotychczas — przedewszystkiem roślinnością zawartą w łupkach węglowych, a zatem w spągu i stropie węgla. Dlatego też może tylko korzystać ze złóż już odsłoniętych i dostępnych, gdyż w samym rdzeniu, pochodzącym z wiercenia, resztki roślinne, razem z przeważnie kruchymi łupkami, są zwykle tak zmiażdżone, iż określanie ich nasuwa wyjątkowe trudności. Natomiast — drobne zarodniki roślinne (spory), zawarte zwykle w znacznej ilości w samym węglu, zwłaszcza w durycie, dzięki odporności kutyny, chroniącej je przeciw karbonizacji, zachowały się tak doskonale, iż dają się ściśle określać pod mikroskopem i skutkiem swojej zmienności w różnych poziomach strategraficznych mogą służyć jako charakterystyczne wskazówki przy oznaczaniu poszczególnych pokładów. Wydzielanie tych spor z węgla wymaga nieraz metod zarówno fizycznych jak i chemicznych stosowanych w petrografji i stąd też siłą rzeczy, spory wchodzą również w zakres badań petrograficznych węgla.

Niemniejsze usługi oddają w tym względzie petrograficzne badania t. zw. przerostów, czyli płonnych warstw międzyległych, t.j. iłów, łupków, piaskowców, kwarcytów, czasem dolomitów lub konglomeratów etc.

Również analiza chemiczna, dająca ryczałtowy, ogólny obraz stosunków procentowych pierwiastków, wchodzących w skład węgla, nie może stwierdzić ani jakości ani przestrzennego rozmieszczenia poszczególnych składników w różnych poziomach lub pokładach.

Chcąc mówić o innych zagadnieniach petrografji węgla, musimy wpierw podkreślić niektóre własności fizyczne i chemiczne wymienionych składników węgla, t. j. durytu, fuzytu, witrytu (i klarytu) Między innemi składniki te różnią się między sobą zarówno co do zdolności utleniania się jak i temperatury zapalności. Witryt (i klaryt) ma większe powinowactwo do tlenu niż duryt i dlatego też łatwiej zapala się, niż duryt, fuzyt natomiast odznacza się wyjątkowo dużą zdolnością absorbcyjną.

Stąd też wnioskować można, że różne rodzaje węgla będą posiadały różną tendencję do zapalania się i że najgroźniejszą jest w nich obecność fuzytu tem bardziej, że będąc subtelnie włóknisty i bardzo kruchy składnik ten może wytworzyć na małej przestrzeni olbrzymią powierzchnię absorbcyjną, pochłaniającą wielkie ilości tlenu z powietrza.

Dalej wiemy, że witryt (i klaryt) daje więcej gazu przy destylacji niż duryt, fuzyt zaś całkowicie opiera się berginizacji t. j. procesowi Bergiusa uwodorowania węgla.

Również doświadczenie uczy nas, że obecność fuzytu zmniejsza wartość węgla, stosowanego do koksowania. Fuzyt bowiem — pomimo swojej wysokiej wartości kalorycznej — zawiera dużo popiołu i często także pirytu. W wyższej temperaturze nie wzdyma się i nie spieka lecz rozpada się na proszek. Natomiast witryt (i klaryt) tudzież duryt zawierają mniej popiołu i dają dobry koks, nadający się do hut i wysokich pieców. Nadto ilości popiołu w witrycie (i klarycie) są mniej więcej stałe — w durycie niewielkie tylko okazują odchylenia, u fuzytu zaś ilości te są bardzo zmienne.

Stąd widać, że jakość węgla zależy od stosunków procentowych wymienionych składników i że przez odpowiedni dobór mieszanin węgli, pochodzących z różnych punktów lub przez usunięcie niepożądanych składników możnaby uzyskać produkt, odpowiadający wymaganym celom.

To też jednem z głównych zadań petrografji węgla jest określanie tych stosunków w poszczególnych złożach, zarówno w kierunku pionowym jak i poziomym, t. j. tak w poszcze-

gólnych pokładach, jak i w możliwie licznych punktach tych samych pokładów i w poszczególnych poziomach.

Również z doświadczenia wiemy, że obecność węglanów w węglu, np. kalcytu, obniża jego wartość kaloryczną i utrudnia jego koksowanie. Nie czynią tego ani kwarzec, ani krzemiany. Szkodliwą jest również obecność siarki. Otóż mikroskop może dać odpowiedź na to, czy w analizie chemicznej wykazany tlenek wapnia związany jest jako węglan czy jako krzemian i zarazem, czy ten węglan występuje tylko przypadkowo wśród drobnych szczelin, czy jest drobno rozsiany wśród węgla, wreszcie, czy siarka wykazana w analizie pochodzi z szczelinowego pirytu czy markazytu, czy też zawarta jest w jakim składniku węgla jako drobnorozsiany, niedostrzegalny nieuzbrojonem okiem piryt lub markazyt, dalej czy siarka jest z węglem organicznie związana, czy wreszcie tylko występuje jako nieszkodliwy gips. Tego nie może wykazać sama analiza chemiczna. To też nowocześni badacze węgla zgodni są w tem, iż bardzo ogólny obraz, jaki daje sama analiza chemiczna, nie daje żadnych wskazówek natury praktycznej, szczególniej co do zdolności koksowania, berginizacji i jakości produktów destylacji. Natomiast podkreślają ważność badań petrograficznych przypisując im wyższość nad badaniami czysto chemicznemi. Znane są bowiem węgle rozmaitego pochodzenia, wykazujące niemal te same zawartości procentowe węgla, wodoru i tlenu, natomiast posiadające wręcz odmienne stosunki składników zasadniczych, a zatem wręcz odmienne własności fizyczne i chemiczne. Jak niepewnem jest wyciąganie wniosków na podstawie samej analizy chemicznej, wynika np. z zachowania się pokładów węgla w terenach bardziej tektonicznie zaburzonych. Pokłady np. zawierające węgle tłuste tracą znaczną zawartość gazów w osiach antyklinalnych i przechodzą w węgle chude. Oczywiście na podstawie samej analizy bez badania własności petrograficznych, zależnie od miejsca, w którem założono wiercenie, określenie jakości węgla byłoby przypadkowe, mikroskop zaś na podstawie analogicznej struktury i tekstury i analogicznych stosunków procentowych składników węgla wykazać może identyczność partji siodłowej i łękowej.

Niemniej ważną jest, przedewszystkiem z punktu widzenia bezpieczeństwa kopalni i pracującej tam załogi sprawa pyłu węglowego. Różny ciężar właściwy pojedynczych składników węgla, ich niejednakowa kruchość i rozmaite kształty powstałych z nich ziaren, powodują dłuższą lub krótszą możność utrzymania się ich w powietrzu. Stąd wniosek, że pył węglowy, składem swoim mineralogicznym nie może odpowiadać stosunkom składników, zawartych w samym węglu. Lekki, subtelnie włóknisty i wybitną kruchością odznaczający się fuzyt, dłużej utrzymać się może w stanie rozpylonym w powietrzu, niż cięższy od niego i na ziarenka o nierównym przełamie rozpadający się duryt lub witryt. W zależności więc od stosunków ilościowych składników węgla, ilości fuzytu w pyle, mogą być bardzo znaczne. Jest to tem niebezpieczniejsze, że fuzyt, jak widzieliśmy, wskutek swej bardzo subtelnej porowatości, pochłaniać może ogromne ilości gazów, powstających w związku z procesem ciągłego przeobrażania się węgla, który, jak wiemy, ciągle zmierza do stanu równowagi i osiąga ją dopiero, kiedy zawartość pierwiastka C w węglu dochodzi do 100%, t. j. kiedy przejdzie całkowicie w grafit, a jeszcze nie znajduje się w tym stanie równowagi nawet w tak bogatym w substancję C antracycie, zawierającym około 95% C.

Do dalszych ważnych zadań petrografji węgla zaliczamy badania substancyj płonnych, towarzyszących węglowi, t. j. iłów węglowych z uwzględnieniem ich ogniotrwałości i sposobów ich mechanicznej przeróbki, dalej jakości popiołu węglowego, węglanów i krzemianów, kwarcytów i piasku, pirytu i markazytu i wreszcie sferosyderytów węglowych.

Do czysto teoretycznych zagadnień zaliczam zagadnienie genezy węgla, stosunku celulozy do ligniny, dalej sprawę przeobrażania się węgla, jego sposobów wietrzenia, sprawę zmienności węgla, związanej z głębokością złoża, sprawę otoczaków węglowych, wreszcie sprawę wzajemnego stosunku różnych pokładów do siebie, różnych złóż tego samego zagłębia i wreszcie polskiego zagłębia do zagłębi obcych.

Zadania petrografji węgla są zatem bardzo różnorodne i dlatego też sądzę, że podobnie jak w zagłębiach naftowych niezbędną stała się współpraca geologów specjalistów, tak też i kopalnie węgla z czasem będą musiały korzystać z współpracy petrografów-chemików. Prócz wymienionych już zadań petrografa, wśród których należy podkreślić mikroskopowe określanie własności węgla w różnych częściach tego samego poziomu kopalni, w różnych poziomach tego samego pokładu i wreszcie w różnych wielkościach okruchów, otrzymywanych przez przesiewanie (sortowanie), miałyby mu przypaść do badania wszelkie sprawy, wymagające już to spokojnej i żmudnej pracy doświadczalnej w laboratorjum, już to specjalnego chemicznego przygotowania.

Można to usunąć ponieważ inżynierowie kopalniani w ruchu nie oddają się pracom nad badaniami chemicznych czy petrograficznych własności węgla.

Ponadto obserwacje zbierane przez takich specjalistów na różnych placówkach zagłębia mogłyby stać się niezwykle cennym materjałem naukowym o znaczeniu zarówno teoretycznem jak i praktycznem.

Oczywiście do takich badań potrzebne jest specjalne przygotowanie tego petrografa-

chemika i stosowanie specjalnych środków badawczych.

Dzięki pomieszczeniu, które Zakład Mineralogji i Petrografji uzyskał w nowym gmachu Akademji Górniczej, czyli dzięki umożliwionym warunkom pracy, możemy zagadnieniu petrografji węgla szczególną poświęcić uwagę i zaczynamy badania od najbliżej nas leżącego zagłębia Krakowskiego. Pierwszym wynikiem tych badań jest praca p. Jana Zerndta (p. niżej).

Dla informacji czytelnika, któryby bliżej chciał zająć się zagadnieniami natury petrograficznej podaję, iż niezbędne są do tych badań następujące środki:

1) mikroskop metalograficzny do badania płytek polerowanych w świetle odbitem wraz z urządzeniem do fotografowania,

2) mikroskop polaryzacyjny do badania płytek cienkich w świetle przechodzącem,

3) urządzenie do szlifowania i polerowania,

4) przyrządy do oznaczania ciężaru właściwego, twardości i połysku węgla,

5) urządzenie do przeprowadzania prób koksowania,

wreszcie przydać się może urządzenie roentgenowskie do ujawnienia w węglu substancyj mineralnych i odróżniania rozmaicie w promieniach X zachowujących się rodzajów węgla.

Nadto potrzebne są o d c z y n n i k i do szlifowania, polerowania, fotografowania, do reakcji chemicznych i mikrochemicznych, w szczególności do rozpoznawania celulozy, kutyny, ligniny, żywicy etc.

Z dzieł naukowych, wprowadzających nas w tę dziedzinę zagadnień, w których zarazem znajdziemy wskazówki co do prac specjalnych, wymienić należy jako niezbędne:

1) *Robert Potonié:* „Einführung in die allgemeine Kohlenpetrographie 1924.

2) *Erich Stach:* „Kohlen petrographisches Praktikum 1928.

3) *Dr. O. Stutzer:* „Kohle" (Allgemeine Kohlengeologie) 1914.

4) *Hugo Strache & Richard Lant:* „Kohlenchemie" 1924

5) *Th Lange:* „Zur Kohlenpetrographie Oberschlesiens". Zeits. der Oberschl. Berg- u. Hüttenmän. Vereins, Katowice 1926 i następne.

„Fusit. Vorkommen, Entstehung und praktische Bedeutung der Faserkohle. 1929". Praca zbiorowa kilkunastu autorów, traktujących głównie o genezie fuzytu. W jednym artykule obszernym Th. Lange mówi o wartości technicznej a André *Duparque* w artykule ogłoszonym po francusku, mówi o strukturze i pochodzeniu fuzytu.

Z polskiej literatury wymienić należy pracę Stanisława Karczewskiego p. t.: „O budowie mikroskopowej węgla kamiennego z Dąbrowy Górniczej". Pamiętnik fizjograficzny, Tom XIX. Warszawa 1907. Dział II, str. 1-24.

JAN ZERNDT
Kraków.

Petrograficzne badania węgla z pokładu „Izabela" w Trzebini.

Niedawno zostały zapoczątkowane w Zakładzie Mineralogji Akademji Górniczej w Krakowie badania petrograficzne węgla.

Jako pierwszy etap tych badań została obrana kopalnia węgla „Zbyszek" w Trzebini. Poza względami praktycznemi, jak bliskość kopalni od Krakowa, wpłynęła na wybór tego objektu badań okoliczność, że kopalnia ta jest położona na pograniczu Polskiego Zagłębia Węglowego.

Pokłady tej kopalni są słabo zaburzone. Warstwy zapadają przeciętnie pod kątem około 6^0 ku południowi, uskoki są nieliczne i nieznaczne (do $\frac{1}{2}$ *m*).

Odsłonięte są na razie dwa pokłady górne, a więc umożliwione jest zbadanie poziomów, należących do najmłodszych pokładów Zagłębia.[1])

Główną uwagę poświęcono pokładowi II „Izabela", w nim bowiem prowadzi się obecnie prace wydobywcze.

Materjał do badań zebrałem osobiście, w sposób podobny do polecanego przez *E. Stacha*[1])

W przecince 4-ej, między 3-cim a 4-tym chodnikiem od upadowej w zachodniej części kopalni został wycięty słup o przekroju 20 *cm* × 15 *cm* poprzez całą warstwę pokładową od łupku spągowego aż do łupku stropowego, w ogólnej miąższości 7 *m* 20 *cm*. Na miejscu pomierzono odległości pomiędzy poszczególnemi elementami pokładu węgla, określając zwłaszcza odległości pomiędzy charakterystycznemi tworami, jak łupek „krupica"[2]), soczewki „żelaźniaku",[3]) a to celem umożliwienia kontroli przy późniejszych badaniach w pracowni. Następnie c a ł k o w i t a próba została wyjęta częściami z pokładu i umieszczona w odpowiednio sporządzonych skrzyniach, dokładnie poznaczonych.

---

[1]) *K. Wójcik.* Monografja węglowego zagłębia Krakowskiego. Cz. II. Budowa geologiczna. 1909.

[1]) *E. Stach.* Kohlenpetrographisches Praktikum, r. 1928.

[2]) „Krupicą" nazywają górnicy węgiel łupkowaty łatwo kruszący się

[3]) „Żelaźniak" — opiszę przy innej sposobności.

Korzystam tutaj ze sposobności, ażeby na tej drodze podziękować kierownictwu kopalni „Zbyszek“ w osobach p. kierownika *K. Tobiczyka* oraz p. *A. Sałustowicza* za niezmiernie życzliwą pomoc przy celowem zbieraniu próbek i spełnieniu wszelkich co do tych prac życzeń.

W pracowni przystąpiono przedewszystkiem do robienia szlifów polerowanych do badań mikroskopowych w świetle odbitem metodą *E. Stacha*.[1]) Przytem okazała się potrzeba wzmocnienia spoistości preparowanych próbek, do czego zastosowano gotowanie w balsamie kanadyjskim z zupełnie zadawalniającym wynikiem. Jako środka do polerowania używano wyłącznie glinki (Al_2O_3) Nr. 1, 2 i 3 rozrobionej w wodzie.

Z wybranych charakterystycznych miejsc oznaczonego przekroju uzyskano w ten sposób 35 preparatów wypolerowanych i nadających się do badania w świetle odbitem.

Wygląd zewnętrzny węgla.

Już w kopalni można było zauważyć, że węgiel pokładu „Izabela“ jest mniejwięcej równomiernie warstwowany a uwarstwienie to jest spowodowane głównie przez naprzemian legle ułożone warstewki p i r y t u (węgiel matowy) i w i t r y t u (węgiel błyszczący). Trzeci składnik f u z y t (węgiel włóknisty) odgrywa tu podrzędniejszą rolę.

Po wymierzeniu miąższości warstewek poszczególnych składników okazało się, że najwięcej mamy tu d u r y t u (60%—70%), w i t r y t u (20%—30%), f u z y t u (10%—15%). Należy więc węgiel ten uważać za w ę g i e l p r ą ż k o w a n y (Streifenkohle) według terminologji *T. Langego*.[2])

Z innych składników dość licznych jest p i r y t. Przytem należy nadmienić, że w badanym przekroju natrafiono na żyłę pirytu, około 1 *cm* grubości, która przecinała pobieraną próbkę w kierunku prawie że prostopadłym do uwarstwienia.

K a l c y t występuje w badanym przekroju w drobnych żyłkach, tworząc niekiedy wykształcone kryształki o pokroju romboedrycznym.

Pokład „Izabela“ posiada w badanym przekroju 6 wkładek łupku ilastego Największa z nich znajduje się w stropowej części pokładu i osiąga 45 *cm* miąższości. Inne warstewki posiadają od $^1/_2$ *cm* do 5 *cm* grubości i znajdują się na wysokości 30 *cm*, 1,50 *m*, 2,13 *m*, 3,15 *m*, 5,80 *m*, 6,70 *m* i 6,80 *m* od spągu pokładu.

Zarówno w i t r y t jak i d u r y t występują w drobnych warstewkach, przeciętnie około 1 *cm* grubości. W nielicznych tylko miejscach duryt przekracza 5 *cm* miąższości, ale i wtedy zawiera wąziutkie wkładki witrytu poniżej 1 *cm* grubości. F u z y t nigdy nie przekracza 1 *cm* miąższości, a zwykle jest znacznie cieńszy. Rozmieszczenie jego jest nieregularne, soczewkowate, tak, że nie tworzy warstewek na większej przestrzeni. Wydobywane podczas brania próbek słupki węgla pękały prawie wyłącznie wzdłuż warstewek fuzytu. Na takich powierzchniach widać, że fuzyt jest rozmieszczony smugami szerokości do 3 *cm* i tejże mniejwięcej rozciągłości. Odnosi się wrażenie, że powstał on z drzewa, na co wskazuje też okoliczność, że kruszy się igiełkowato. Połysk posiada jedwabisty, niekiedy o odcieniu stalowo-szarym; barwa proszku wybitnie czarna.

Budowa mikroskopowa.

Już badanie popiołu, otrzymanego ze spalenia cienkich warstewek węgla wykazuje, że węgiel nasz ma często zachowaną budowę roślinną, jak to widać na fot. 1, 2 i 3, tabl. 1. Szczególnie znamiennemi są dobrze zachowane komórki na fot. 2.

Badania w świetle odbitem (metodą metalograficzną) powierzchni polerowanych przekonują nas, że struktura roślinna jest w badanym węglu nader często zachowana.

Szczególnie charakterystyczną jest struktura f u z y t u z doskonale zachowaną budową roślinną, jak to widać np. na fot. Nr. 7 i 8.

Przy tych badaniach okazuje się też, że fuzyt jest częstszy, aniżeliby to wynikało z badań makroskopowych, jednakże znajduje się także w drobniejszych ilościach zawarty pomiędzy innemi składnikami, zwłaszcza w durycie.

W i t r y t wyróżnia się pod mikroskopem w świetle odbitem silnym blaskiem i najbardziej zbitą budową, tak że przeważnie uważa się go, iż jest pozbawiony struktury. W naszym przypadku prawie w każdym preparacie udało się zauważyć mniej lub więcej wyraźne ślady struktury. Zaznaczyć jednak należy, że rozpoznanie struktury witrytu jest zwykle bardzo żmudne z powodu małych kontrastów pomiędzy ściankami komórek, a ich zawartością. Wyobrażenie o strukturze witrytu dają fotografje Nr. 5 i 6. Jak widać z tych fotografji, materjału do utworzenia witrytu dostarczyły też skórki roślinne. Strukturę witrytu uwidocznili niedawno *Evans, Slater i Wheeler*[1]), lecz metodą trawienia.

D u r y t posiada jako najcharakterystyczniejszy element spory, *R. Potonié*[2]) zaznacza, że

[1]) *E. Stach.* Der Kohlenreliefschliff, ein neues Hilfsmittel für die angewandte Kohlenpetrographie. Mitteil. d. Abt. f. Gesteins-, Erz-, Kohle-, u. Salzuntersuchungen H. 2 d. Preuss Geol. Landesanstalt. 1927.

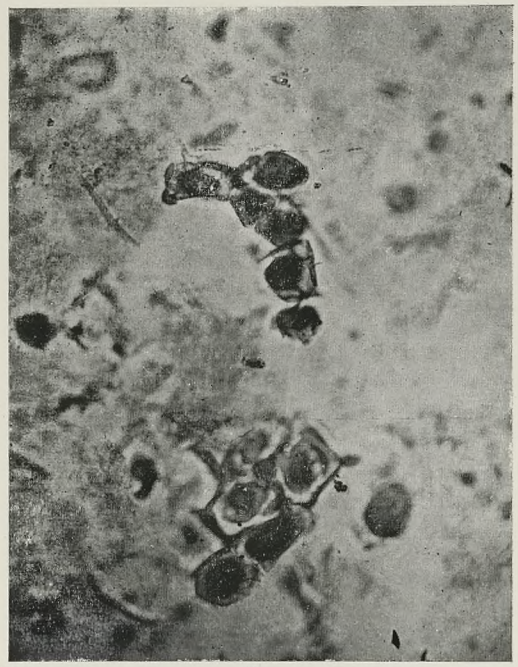
[2]) T. *Lange.* Die makroskopischen Kennzeichen der Kohlenartein in oberschlesischen Flözen. „Kohle und Erz“, r. 1928, str. 459.

[1]) *Evans, Slater and Wheeler.* On vitrain. Fuel. 1929. Według referatu Hoffmanna w „Glückauf“ r. 1929, str. 474.

[2]) *R. Potonié.* Einführungenin die Allgemeine Kohlenpetrographie.



1



2



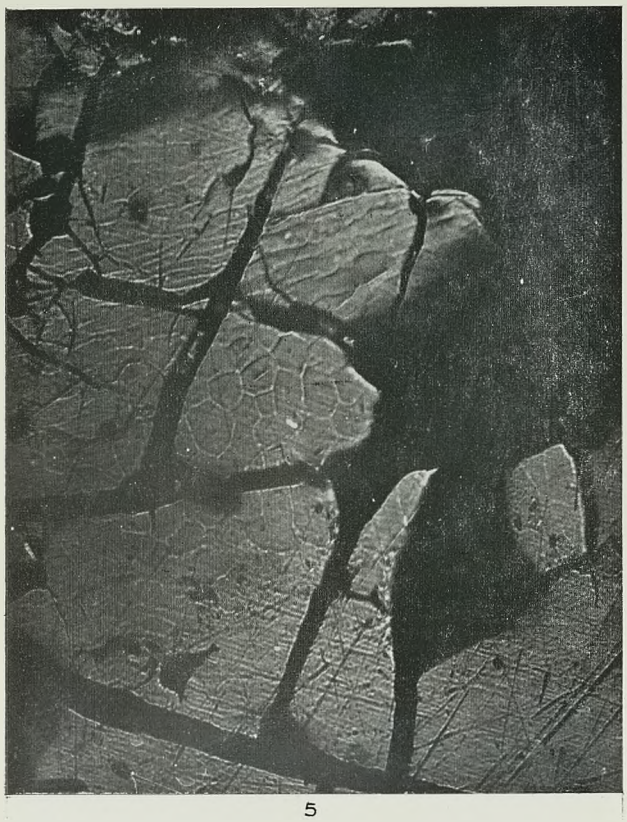
3



4

Fot. 1, 2 i 3. Popiół otrzymany po spaleniu skrawków węgla bogatego w duryt. Fot. 1 i 3 pow. 30 ×, fot. 2 pow. 90 ×.

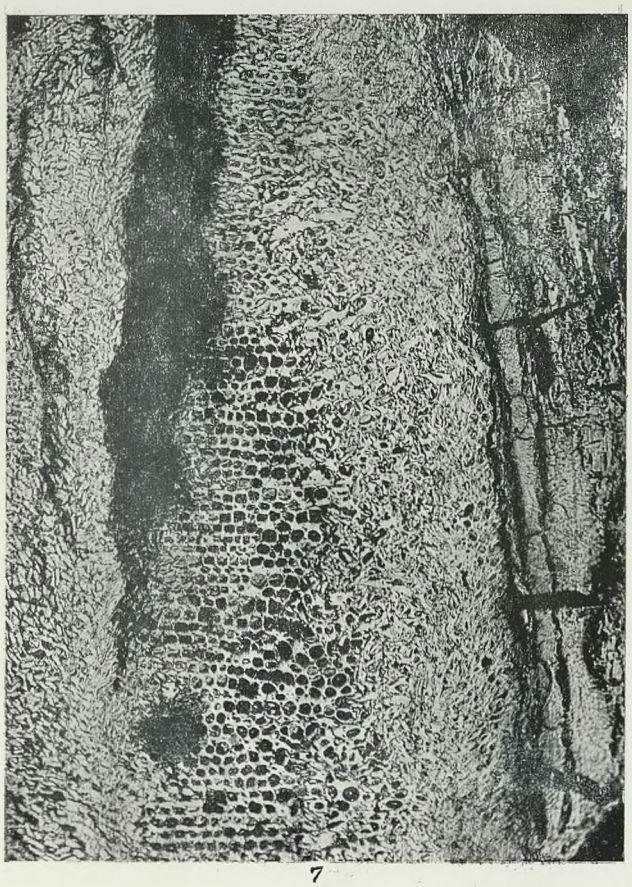
Fot. 4. Witryt z pirytem, rozmieszczonym równolegle do uwarstwienia węgla, pow. 30 ×.



5



6

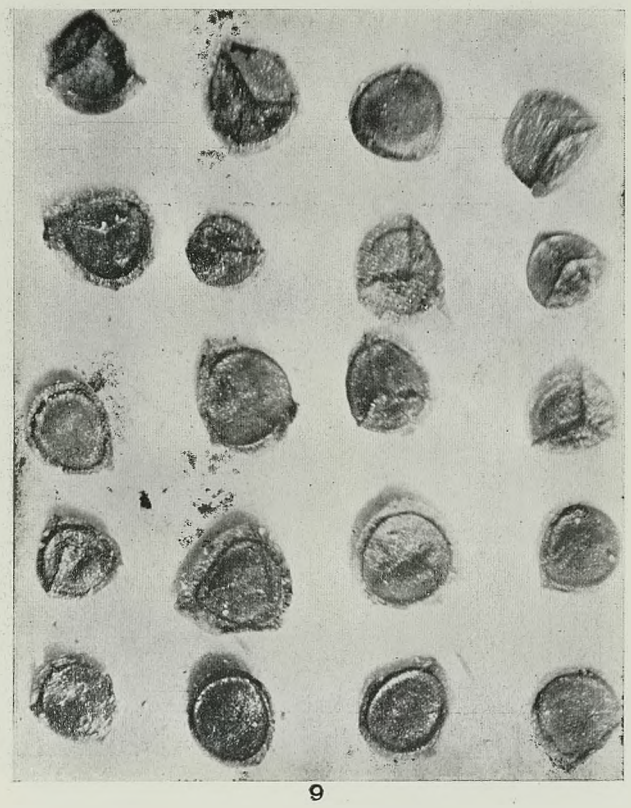


7

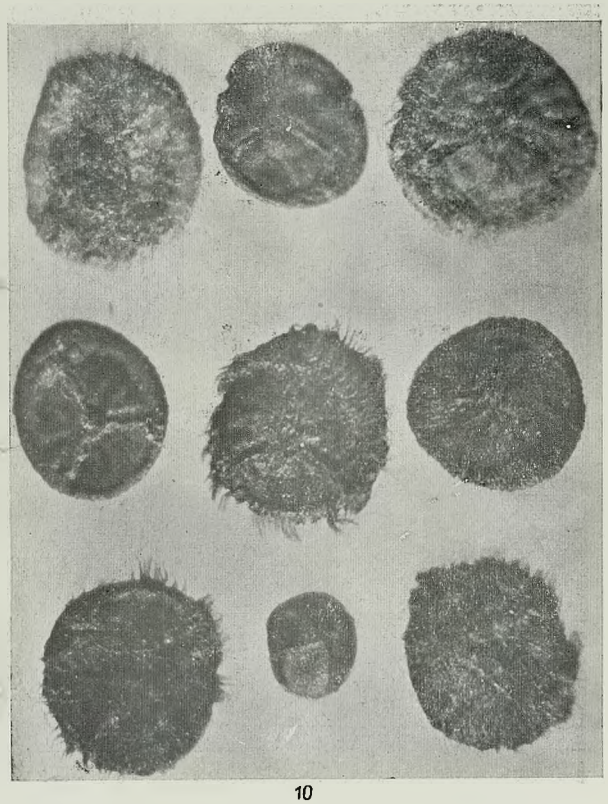


8

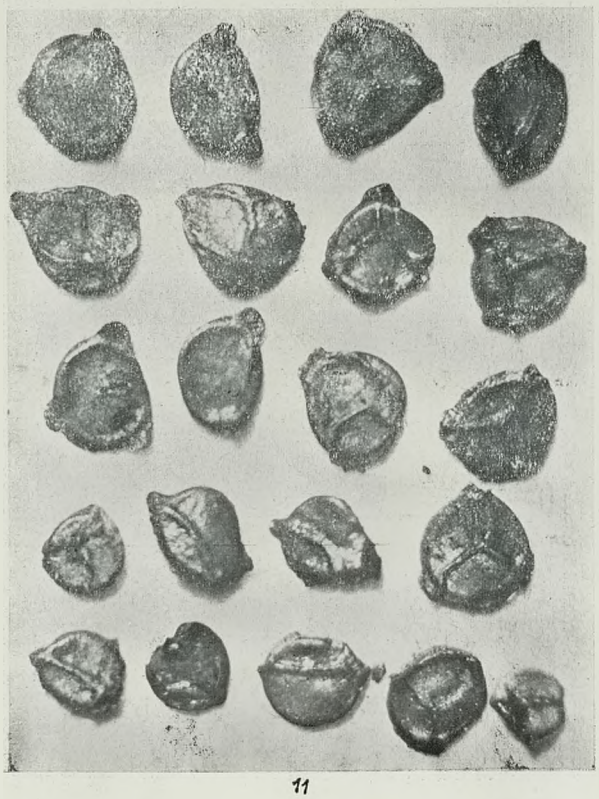
Fot. 5 i 6. Witryt charakterystyczny (spękania) ze strukturą roślinną, pow. 100 ×.
Fot. 7 i 8. Fuzyt z dobrze zachowaną strukturą roślinną, pow. 70 × i 75 ×.



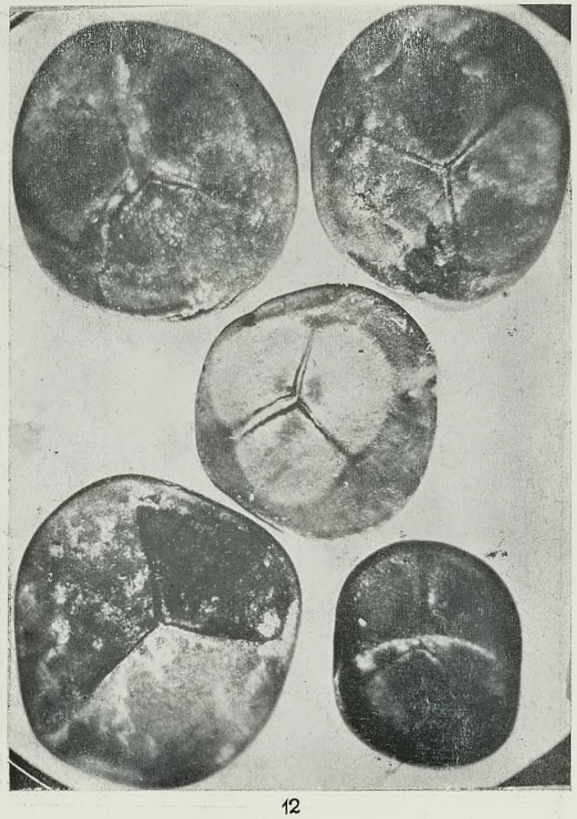
9



10

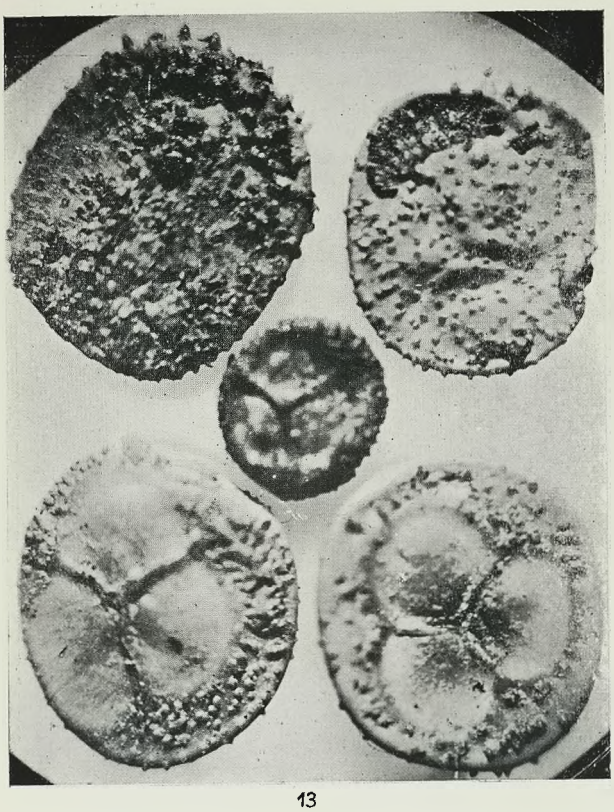


11



12

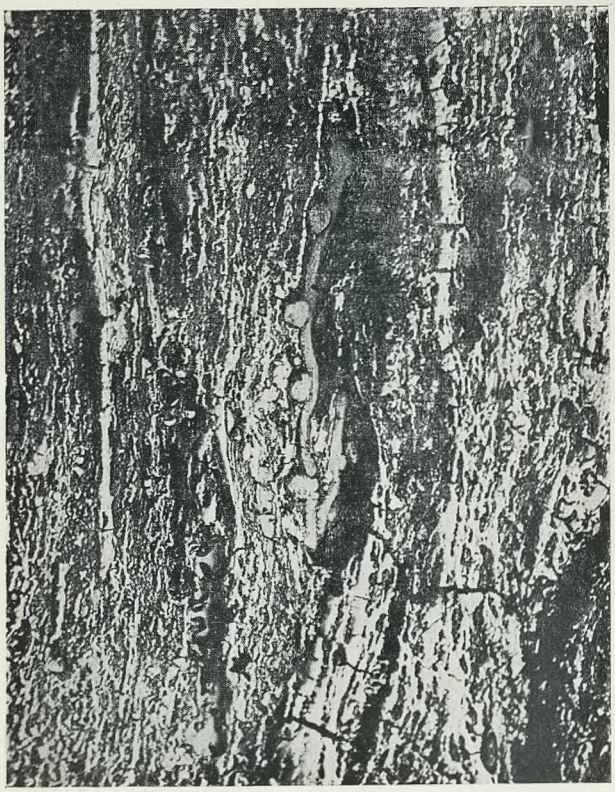
Fot. 9. „Spory 0,5 *mm*“, pow. 16 ×.
Fot. 10. „Spory 0,6 *mm*“, pow. 34 ×.
Fot. 11. „Spory 0,7 *mm*“, pow. 16 ×.
Fot. 12. „Spory 1,9 *mm*“, pow. 18 ×.



13



14

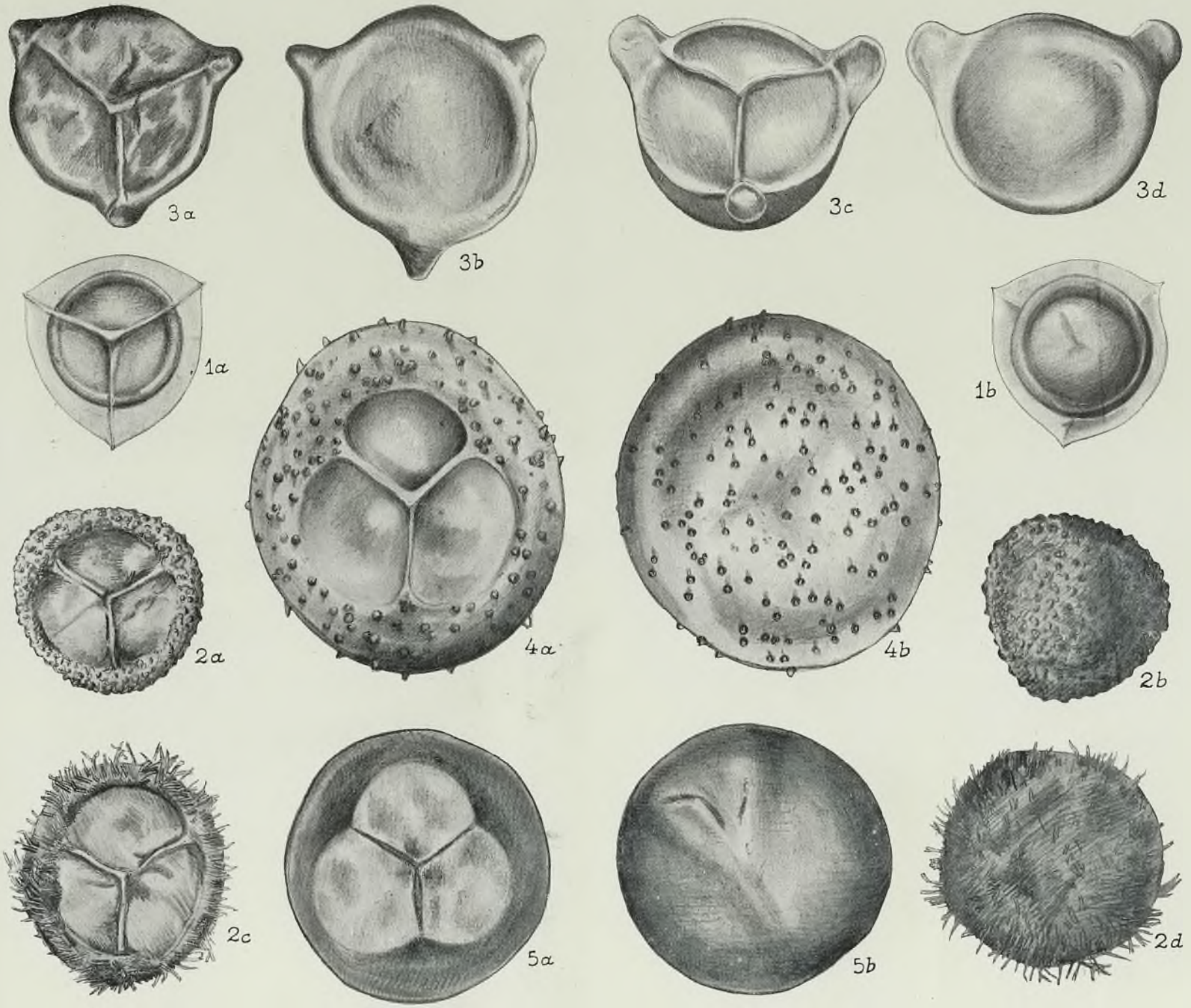


15



16

Fot. 13. „Spory 2,1 *mm*“, pow. 18 ×.
Fot. 14. Mikrofotografja węgla w świetle odbitem. Pośrodku widać sporę 2,1 *mm* w przekroju, pow. 80 ×.
Fot. 15. Mikrofotografja węgla w świetle odbitem: spora 2,1 *mm* w przekroju, pow. 43 ×.
Fot. 16. Spora w przekroju, pow. 42 ×.



Spory 1, 2, 3 pow. 50 ×, spory 4 i 5 pow. 25 ×; *a* lub *c* oznacza górną powierzchnię spory, *b* i *d* dolną.

Rys. 1. Spora 0,5 *mm* o egzosporze listewkowatym.
Rys. 2. Spora 0,6 *mm* o egzosporze cienkokolczastym.
Rys. 3. Spora 0,7 *mm* o egzosporze uszkowatym.
Rys. 4. Spora 2,1 *mm* o egzosporze kolczastym.
Rys. 5. Spora 1,9 *mm* o egzosporze gładkim.

w zagłębiu „Górnośląskiem" są one bardzo liczne. Uwidoczniły to już badania *St. Karczewskiego*[1]) a w ostatnim czasie także *T. Langego.*[2])

Badany przez nas węgiel posiada bardzo liczne spory i to zarówno makrospory jak i mikrospory. Te ostatnie są znacznie liczniejsze i wypełniają miejscami tak szczelnie duryt, że ten ostatni składa się prawie wyłącznie z mikrosporów. W innych miejscach badanego przekroju mikrospory są znacznie rzadziej rozmieszczone w durycie i wtedy on upodabnia się do witrytu.

Ponieważ spory mogą mieć znaczenie przy stratygrafji a więc mogą też posłużyć do identyfikacji pokładów węgla jak na to wskazują liczni autorowie (np. *R. Potonié, E. Stach, H. Gothan, H. Bode, T. Lange)* warto się z niemi zapoznać nieco dokładniej. Na razie zostały poznane dokładniej duże spory.

Makrospory.

Dotychczas makrosporami z węgla karbońskiego zajmował się najwięcej *T. Lange,*[3]) a zwłaszcza jeżeli chodzi o Polskie Zagłębie Węglowe; na razie jedynie prace tego autora wchodzą w rachubę. *Lange* zalicza (prowizorycznie) do makrospór okaży powyżej 0,1 *mm*, do mikrospór wszystkie mniejsze. Tegoż podziału będziemy się i my trzymali, aż do czasu ustalenia właściwego ich rodzaju. Pomiędzy makrosporami *Lange* wyróżnia spory o wymiarach 0,1—0,3 *mm*; 0,3—0,8 *mm* i 0,8—1,4 *mm*. Największa z zauważonych przez Langego spora miała 1,4 *mm* średnicy. Nadto wyróżnia on t. zw. spory α nie posiadające urządzeń do unoszenia się w powietrzu oraz spory β, zaopatrzone w takie urządzenia.

Lange zaznacza, że badał makrospory prawie wyłącznie w szlifach, gdyż całkowitych makrospór nie udało mu się wyodrębnić.

W naszym przypadku udało się wydzielić nieuszkodzone makrospory i to w setkach okazów, tak że można je dokładnie opisać.[4])

Dotychczas zdołałem wyróżnić 5 gatunków makrospór.

1. Spora 0,5 *mm* o egzosporze listewkowatym posiada poza charakterystycznemi listewkami kształtu Y jeszcze listewkę równikową bardzo cienką, a wysokości około 60 μ. Średnica tych spór (bez listewek) waha się w granicach od 0,3 *mm* do 0,7 *mm*; najliczniejsze mają 0,5 *mm* średnicy.[1]) Uwidocznione są one na fot. Nr. 9 oraz rysunkach[2]) 1 a (górna strona), 1 b (dolna połowa).

2. Bardzo charakterystyczne są spory 0,6 *mm* o egzosporze wąskokolczastym. Dolna ich część (rys. 2 b) jest pokryta licznemi wypustkami długiemi do 100 μ a szerokiemi u podstawy około 15 μ. Wypustki te są jaśniej zabarwione aniżeli pozostała część spory i na końcach przeświecają. Skutkiem tego są trudne do uwidocznienia na fotografji (fot. 10). Górna powierzchnia spór jest pozbawiona tych wyrostków, natomiast posiada trzy zbiegające się pośrodku listewki.

Wszystkie okazy fotografji 10 należą do tego gatunku spór, tak samo rysunki 2 c i 2 d, chociaż zamiast kolczastych wypustków widać górki. Okazuje się, że kolczaste wypustki ulegają łatwo złamaniu i wtedy spora przybiera wygląd jakby innego gatunku.

3. Spora 0,7 *mm* o egzosporze uszatym jest bardzo częstą w naszej próbie. Uwidacznia ją fotografja 11 oraz rysunki 3 a, b, c, d. Jakkolwiek przy pobieżnem wejrzeniu na fotografję może się wydać, że są to spory różne, te jednak przy bliższem ich obejrzeniu (np. zapomocą lupy binokularnej) z obu stron widać, że należą one bezsprzecznie do jednego gatunku, a są tylko w różnych kierunkach spłaszczone.

Po rekonstrukcji tych spór otrzymujemy obraz następujący. Ogólny kształt spory był kulisty. W obwodzie równikowym znajduje się listewka μ szeroka i takiejże mniej więcej wysokości. Od niej odgałęziają się z trzech równo oddalonych miejsc listewki, zbiegające się na wierzchołku. W miejscach zetknięcia się listewek utworzyły się uszkowate zgrubienia.

Wymiary tych spór wahają się w granicach od 0,5 *mm* do 0,9 *mm*; najczęściej mają 0,7 *mm* średnicy.[3])

4. Spory 2,1 *mm* o egzosporze kolczastym mają wypustki stożkowate o nasadzie około 72 μ średnicy, a wysokości do 60 μ. Są to spory, osiągające ponad 2 *mm* średnicy. Największa, owalnie wydłużona mierzyła 2,6 *mm*. Są to największe ze znanych mi spór. Uwidaczniają je fot. 13 oraz rys. 4 a i b. Spora ta jest łatwą do rozpoznania także w preparatach polerowanych, jak to widać np. na fot. 14 w przekroju poziomym uwarstwienia węgla, fot. 15 w przekroju pionowym.

5. Spora 1,9 *mm* o egzosporze gładkim została stwierdzona we wschodniej części pokładu Izabela na kopalni Zbyszek. Poza listewkami kształtu Y nie posiada ona wypustków. Średnica tych spór wynosi naj-

---

[1]) *St. Karczewski.* O budowie mikroskopowej węgla kamiennego z Dąbrowy Górniczej. Pamiętnik Fizjograficzny t. XIX, r. 1907.

[2]) T *Lange.* Zur Kohlenpetrographie Oberschlesiens. Zeitschr. d. Oberschl. Berg. und Hüttenm Vereins, rocznik 65, r. 1926, str. 280 i 668

T. Lange. Die Bedeutung des Sporen f. die Stratigraphie des Karbons tenże rocznik 66, r. 1927, str. 340.

[3]) Patrz strona 6.

[4]) Opis metody wydobywania makrospór oraz dokładniejszy ich opis znajdzie czytelnik w pracy autora „O dużych oporach pokł. Izabela, kop. Zbyszek". Rocznik Pol. Tow. Geol. r. 1929.

[1]) Przy pomiarach pomagał *M. Koza.*

[2]) Rysunki wykonał *Z. Suchodolski.*

[3]) Podobną sporę uwidocznił konturowo *H. Bode* w pracy: Uber das Verhältnis der Ubbenbürener Magerkohle zur Gasflammenkohle des Ruhrgebiets Neues Jahrb. f. Miner. etc. Beilageband IX. Abt. B. r. 1928, str. 179.

częściej 1,9 *mm*, a wymiary ich wahają się w granicach od 1,1 *mm* do 2,36 *mm*.

Jeżeli chodzi o występowanie spór w obrębie pokładu „Izabela", to okazuje się, że w zacgodniej części kopalni Zbyszek występują wyżej opisane spory z wyjątkiem „spory 1—9", we wschodniej części kopalni wszystkie gatunki spór, z wyjątkiem „spory 2—1".

Jak widzimy, makrospory mają tak charakterystyczne cechy, że łatwo je będzie z identyfikować. Wobec tego kwestja identyfikacji pokładów da się, być może, sprowadzić do kwestji zbadania makrospór z poszczególnych pokładów węgla.

Za zachęcenie do podjęcia się badań petrograficznych polskiego węgla, jakoteż za ułatwienia przy wykonaniu pracy niniejszej składam podziękowanis Panu Profesorowi Doktorowi Zygmuntowi Rozenowi z Zakładu Mineralogji i Petrografji Akademji Górniczej w Krakowie.

BOLESŁAW KRUPIŃSKI
inżynier górniczy
Niwka.

Pożar na kopalni „Mortimer"
w czerwcu r. 1929.

I. Opis kopalni „Mortimer".

Rzut oka na plan kopalni „Mortimer" pozwala z łatwością zorjentować się w całokształcie jej podziemia.

Kopalnia posiada bogatą historję, lecz nieskomplikowaną tektonikę: ma przeto ogólną konstrukcję prostą, lecz zagmatwane szczegóły. Skoro szczegóły pominiemy, będziemy mieli dwa szyby: Mortimer I i Mortimer II, przebite do głębokości 303 *m*. Tam gdzie szyby spotykają pokład Reden (poz. + 76) istniał poziom wydobywalny — zwany poziomem „200". Z tego poziomu na rozciągłości około 3 *km* wyeksploatowano na sposób śląski pokład Reden aż do jego wychodów już do r. 1898, pozostawiając następnym pokoleniom w spadku znaczną ilość tam izolacyjnych, wymagających nieustannej obserwacji.

Poziom „200" łączy się z powierzchnią pochylnią Leśną.

Obecny poziom wydobywalny, założony na poziomie morza, natrafia na uskok podłużny, który dzieli kopalnię na pola wschodnie i zachodnie. Pola wschodnie udostępnia przecznica, one są przedmiotem eksploatacji, gdyż pola zachodnie do głębokości — 25 skutkiem wojny zostały zatopione.

Poziom „300" stanowi główną arterję kopalni. Na nim koncentruje się ruch załogi, przewóz urobku, doprowadzenie do robót energji sprężonego powietrza i po nim idzie rurociąg zamulaniowy, doprowadzony od szybu Mortimer I do uskoku podłużnego.

Pole wschodnie przy grubości pokładu Reden od 12 *m* do 14 *m* i upadzie od 17° do 33° ma pochyłą wysokość około 200 *m* i jest podzielone szeregiem pochylń. Eksploatacja pola rozpoczęła się w r. 1908, a więc zna ono metody wydobycia przedwojenne, wojenne i powojenne, które za małemi wyjątkami, dotyczącemi północnego skrawka na t. zw. Pochylni VI ej, gdzie wzięto na zawał warstwę pod piętrem, oparły się na płynnej podsadzce. Stosowano tu różne systemy odbudowy na podsadzkę: pochyłe i poziome, a często w tem samem miejscu jedne i drugie.

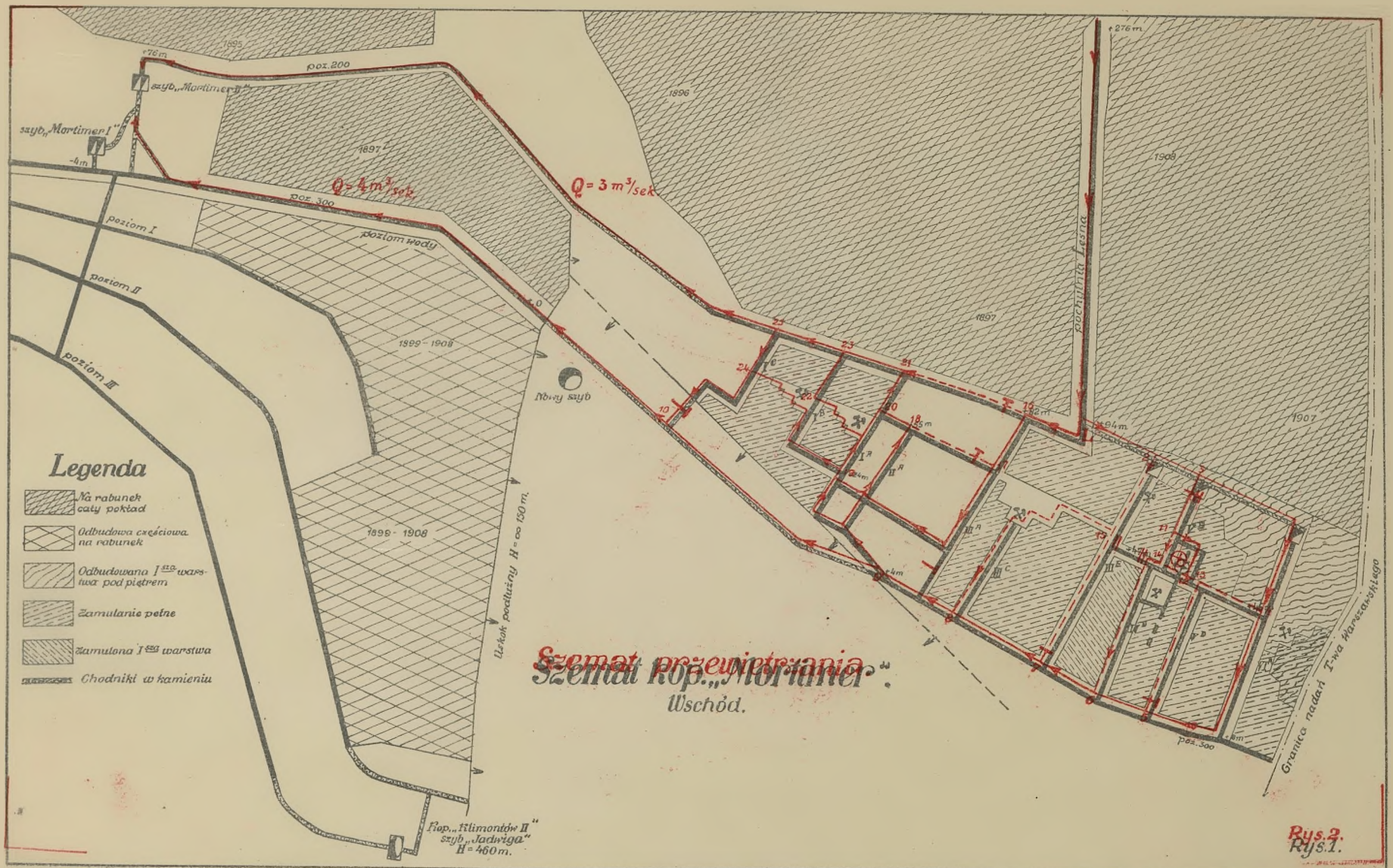
W obecnym stanie rzeczy zagadnienie odbudowy sprowadza się do racjonalnej likwidacji filarów oporowych przy licznych pochylniach, poczynając od granicy wschodniej nadań; takie właśnie roboty koncentrują się na pochylniach: VI^A, $V^{\cdot\cdot}$, $IV^{\cdot}$, III^E, III^C i t. d.

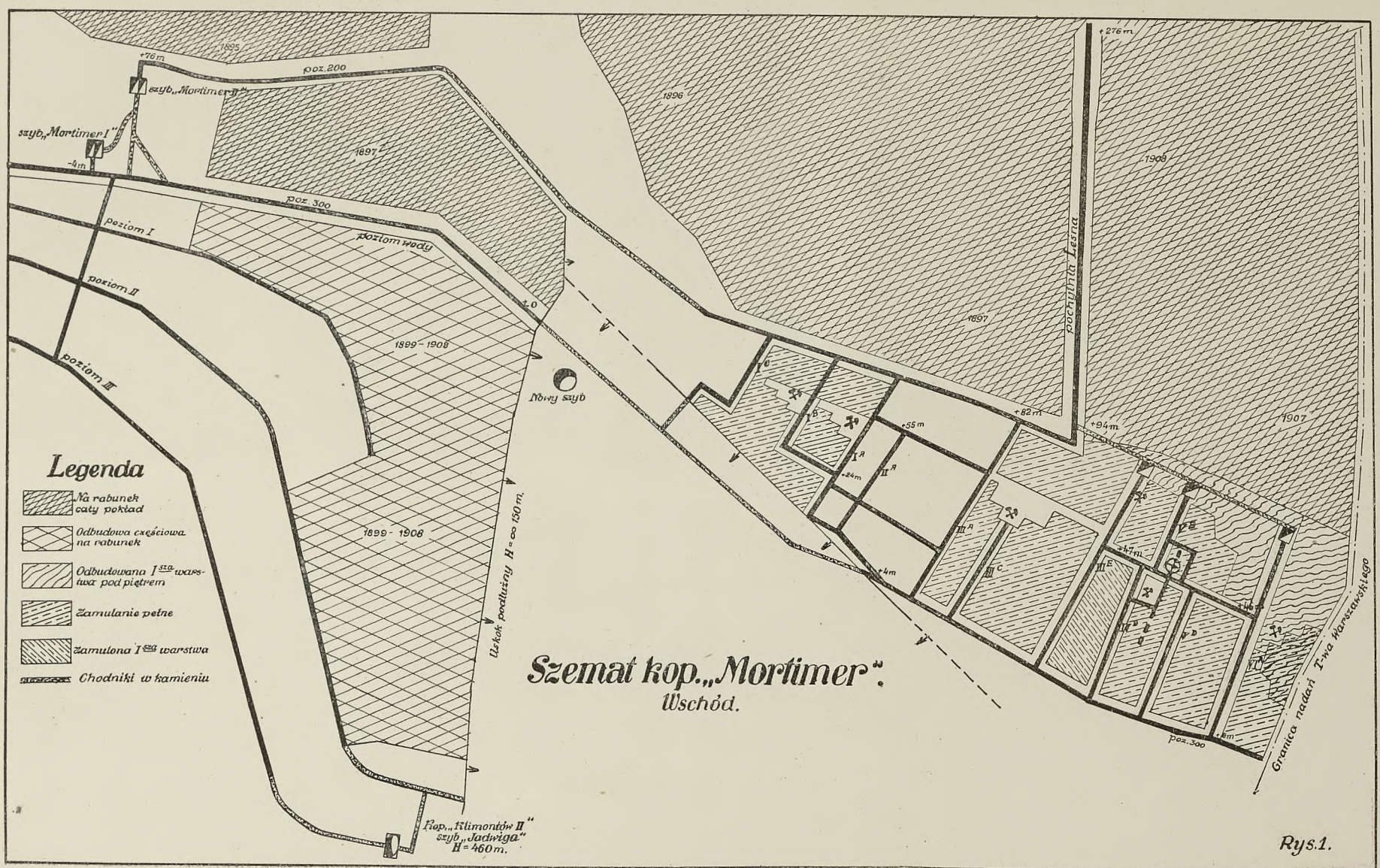
Muszę zaznaczyć, iż wybieranie filarów oporowych nie jest wogóle rzeczą łatwą, trudności wzrastają wprost proporcjonalnie do grubości pokładu, bo jeżeli odbudowa jednej warstwy, np. wysokości 3,5 *m* trwa tygodnie, to odbudowa kilku warstw (14 : 3,5 = 4) rozkłada się na miesiące, a całej pochylni przeciąga się na lata.

W dodatku dołączają się trudności zamulania. Pole wschodnie obsługuje instalacja zamulaniowa na pochylni Leśnej. która czerpie materjał z piętrowego piaskowca Redenu. Materjał zawiera znaczny odsetek gliny. Podsadzka ma wielką płynność, ściśliwość i daje nadmierną ilość szlamu, co wszystko razem biorąc, komplikuje gospodarkę wodną i utrudnia koncentrację robót tak pożądaną przy wybieraniu filarów oporowych.

II. Ogólne warunki przewietrzania kopalni „Mortimer".

Przewietrzanie kopalni Mortimer odbywa się drogą naturalną, prądem schodzącym. Jest wykorzystana ciepłota szybu Mortimer I, ogrzewanego przeciętnie do 22° rurociągami parowemi, dostarczającemi parę dla pomp. Powietrze do kopalni schodzi pochylnią Leśną w ilości od 6 do 7 m^3/sek, u stóp której dzieli się na dwa strumienie zachodni i wschodni. Strumień wschodni skierowuje się do robót


Legenda
Na rabunek cały pokład
Odbudowa częściowa na rabunek
Odbudowana I-sza warstwa pod piętrem
Zamulanie pełne
Zamulona I-sza warstwa
Chodniki w kamieniu
Szemat kop.„Mortimer".
Wschód.
Szemat przewietrzania
Q = 4 m³/sek
Q = 3 m³/sek
poz. 200
poz. 300
poziom I
poziom II
poziom III
poziom wody
szyb „Mortimer II"
szyb „Mortimer I"
Nowy szyb
Urwok pocztuliny H = oo 150 m.
pocztylina Lesna
Granica nadań T-wa Warszawskiego
1895
1896
1897
1898 - 1908
1899 - 1908
1907
1908
Kop. „Klimontów II" szyb „Jadwiga" H = 460 m.
Rys. 2.
Rys. 1.


Legenda
Na rabunek cały pokład
Odbudowa częściowa na rabunek
Odbudowana I sza warstwa pod piętrem
Zamulanie pełne
Zamulona I ga warstwa
Chodniki w kamieniu
poz. 200
poz. 300
poziom I
poziom II
poziom III
poziom wody
szyb „Mortimer II"
szyb „Mortimer I"
Nowy szyb
1895
1896
1897
1899 - 1908
1907
1908
1697
pochylnia Lesna
Uskok podłużny H = ∞ 150 m.
Kop. „Klimontów II"
szyb „Jadwiga"
H = 460 m.
Granica nadań T-wa Warszawskiego
Szemat kop. „Mortimer".
Wschód.
Rys. 1.

chodnikiem w kamieniu nad pokładem. Drogi przewietrzania są pokazane na rys. 2.

60% powietrza płynie poz. 300, t. j. około 4 m^3/sek i 40% poz. 200, t. j. około 3 m^3/sek. Prócz tego do szybu Mortimer I wchodzi około 5 m^3 z szybu Mortimer II (na rysunkach nie pokazane).

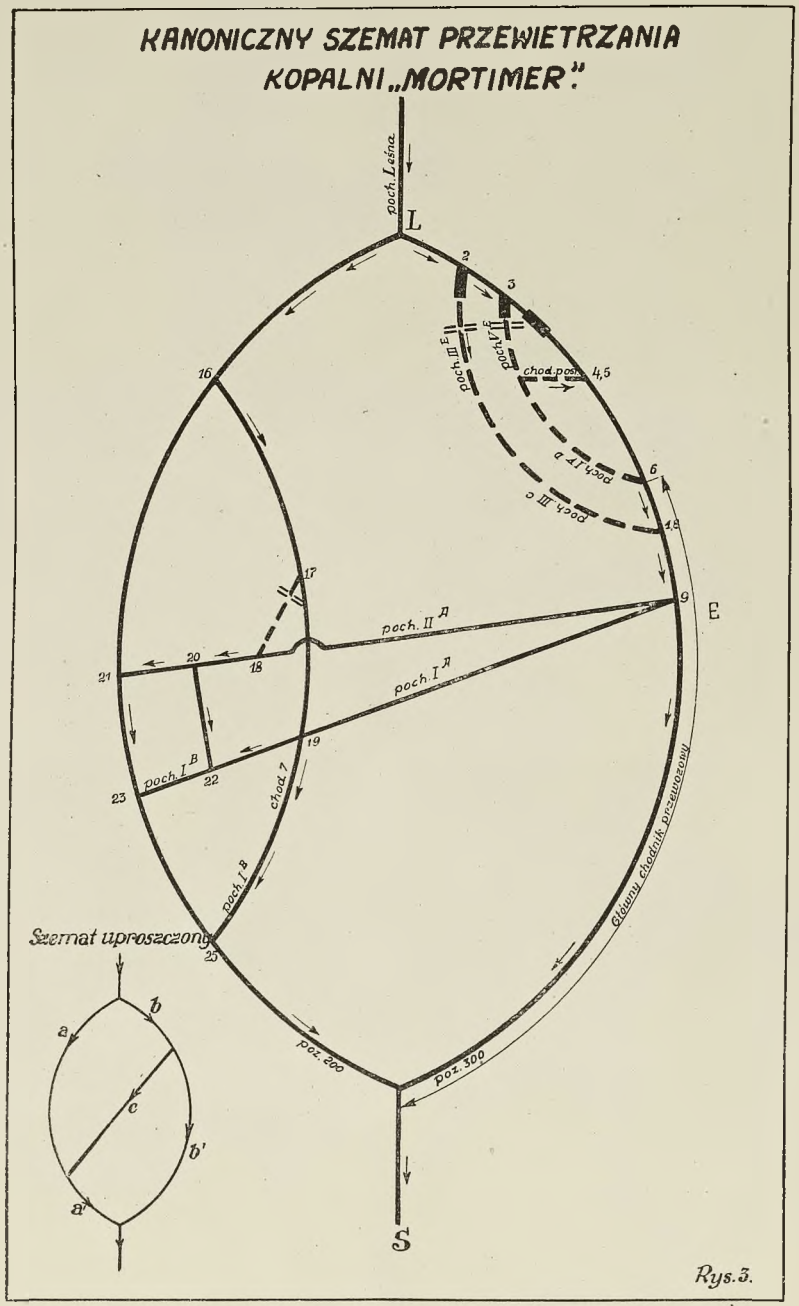
Kanoniczny szemat przewietrzania (rys. 3) wykazuje naogół znaczną prostotę systemu.

Szemat ten po uproszczeniu przechodzi w system prosty przekątny, dla którego opory w miurgach wynoszą:

$$a = 221$$
$$b = 108$$
$$a' = 96$$
$$b' = 49$$

Łatwo sprawdzić na zasadzie wzoru Czeczotta dla prądów przekątnych, iż bocznica przekątna jest bierną:

$$\left.\begin{aligned} \frac{a}{b} &= \frac{221}{108} \sim 2 \\ \frac{a'}{b'} &= \frac{96}{49} \sim 2 \end{aligned}\right\} \quad \frac{a}{b} = \frac{a'}{b'}$$



Rys. 3.

lecz różnica temperatur, a więc dodatkowa depresja cieplna sprawia, że prąd w tej bocznicy ma kierunek ku górze. Z tych względów poz. 200 w razie ognia na wschodzie nie może być bezpieczny.

Przyjrzymy się stereograficznemu szematowi przewietrzania pola wschodniego (rys. 4).

Prąd schodzący Leśną dzieli się na prąd zachodni: poz. 200 — poch. III^A i t. d., i prąd wschodni, który w szybikach I, III i IV rozczepia się na 3 bocznice.

1) Szybik I — poch. III^E — poch. III^C
2) Szybik III — poch. V^E — poch. IV^D
3) Szybik IV — poch. VI^A

z których bocznica 1) i 2) są zaopatrzone w tamy regulacyjne.

Dalej istnieją połączenia potamowane nieszczelnie lub podmulone nieszczelnie, które nie są brane pod uwagę przy przewietrzaniu kopalni:

4) Chodnik pośredni — poch. III^C
5) Szybik II—V—VII lub VIII—IX
6) Połączenia bocznic 4-ej i 5-ej
7) Szybik VI—V — poch. III^E
8) Połączenie bocznic 5-ej i 7-ej.

Szemat kanoniczny przewietrzania pola wschodniego przedstawiony jest na rys. 5.

Bez szczegółowej analizy oporów można twierdzić, że ogień wywoła znaczną gmatwaninę prądów, o ile nie zostanie opanowany w pierwszej chwili.

Racjonalna przebudowa gospodarki przewietrzania, nastąpi po pogłębieniu specjalnego szybu wentylacyjnego w pobliżu uskoku podłużnego (rys. 1).

III. Charakter i miejsce pożaru.

Jak wynika z szematu kanonicznego (rys. 3) cały przewóz kopalni i ruch załogi odbywa się w prądzie bocznicy wschodniej LES. Zaburzenia więc w tej bocznicy powodują zaburzenia w ruchu kopalni.

Obserwacja zjawisk pożarowych nastręcza przypuszczenie, które potwierdza się pracami D-ra Budryka, że zadymienie kopalni i odwracanie się prądów, jak jedno tak i drugie niebezpieczne w swoich skutkach — nie jest wcale przywilejem bocznic przekątnych, gdyż każda bocznica jest odwracalna, byleby tylko warunki ułożyły się odpowiednio. Motorem odwracającym prądy są zmiany termiczne, t. j. różnica temperatur, która stwarza wtórną depresję cieplną.

Naumyślnie używam terminu motor gdyż ogień jest źródłem termicznym, zdolnym do wykonywania pewnej pracy. Praca ta polega na przetransportowaniu pewnej ilości powietrza w pewnym czasie.

Im wyższą temperaturę ma ogień lub im większą ilość ciepła wydziela, tem sprawność jego w kierunku poruszania mas powietrza będzie większa. Możemy więc mówić o „dzielności" ognia tak, jak np. mówimy o dzielności motoru spalinowego.

Jeżeli opór bocznicy lub systemu, w którym powstaje pożar, będzie dostatecznie mały, to nastąpić może moment, w którym niezależnie od pierwotnego kierunku depresji bocznicy lub kopalni całe powietrze skieruje się na ogień.

Rozróżniamy dwa wypadki:

1) Ogień następuje w zamkniętej przestrzeni, t. j. o jednem dojściu. Wtedy przez dojście to dopływa powietrze dołem i tą samą drogą tylko górą i w przeciwnym kierunku uchodzą produkty spalinowe—jest to prąd wsteczny. Jeżeli w takim prądzie będziemy stawiali tamę, zauważymy, iż skoro deski będziemy bili od dołu, dym będzie coraz cieńszą warstwą unosił się ku górze pod piętrem wyrobiska. Jeżeli zaś deski zaczniemy bić od góry ku dołowi, dym coraz grubszą warstwą będzie utrzymywał się w stropie chodnika.

2) Ogień następuje w przestrzeni otwartej, t. j. może mieć oddzielnie wejścia powietrza i oddzielne ujście gazów. Przy zgodnej depresji ognia i kopalni kierunek produktów spalinowych będzie zupełnie wyraźny, t. j. ku górze; przy niezgodnych depresjach kierunek ten zależy od temperatury ognia i ilości ciepła; na początku przy niskiej temperaturze będzie on zgodny z depresją kopalni, przy podniesieniu temperatury powstanie prąd wsteczny ku górze, przy dalszem podniesieniu temperatury odwróci się cały prąd powietrza do ognia i produkty spalinowe skierują się drogą naturalną ku górze.

Kopalnie Towarzystwa Sosnowieckiego znają dwa typy ogni:

Ogień w węglu żywym i ogień w węglu martwym.

Martwym węglem nazywamy ten, który obleciał z bocznych lub górnych płaszczyzn wyrobiska i tworzy w wyrobisku spiętrzone, mniej lub więcej rozluźnione zwały—stare wyrobiska, opuszczone chodniki, filary po piasku i t. p.

Jeżeli dostatecznie silny strumień powietrza chłodzi zwał — węgiel martwy istnieje bez widocznych zmian latami.

Przy niedostatecznym dopływie powietrza rozpoczyna się proces samozapalania się, który ujawnia się w postaci wychodzących dymów. W dymach przeważa CO_2. Gdy ogień dość się rozpali, następuje rozkład

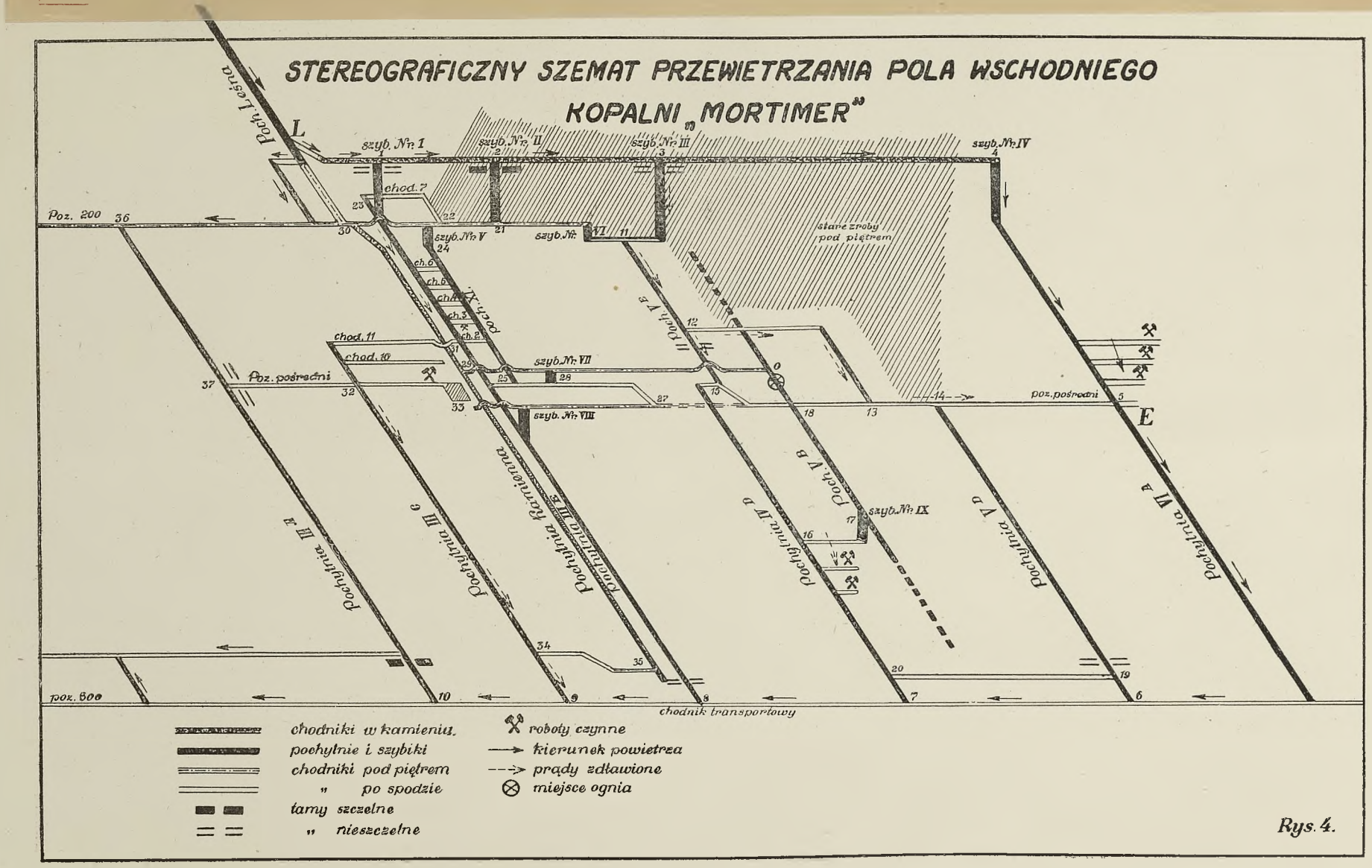
$$CO_2 + C \longrightarrow 2\ CO$$

nad żarzącym się węglem. W produktach spalinowych pojawia się tlenek. Można twierdzić, iż obecność CO dowodzi wysokiej temperatury i żarzącego się węgla.

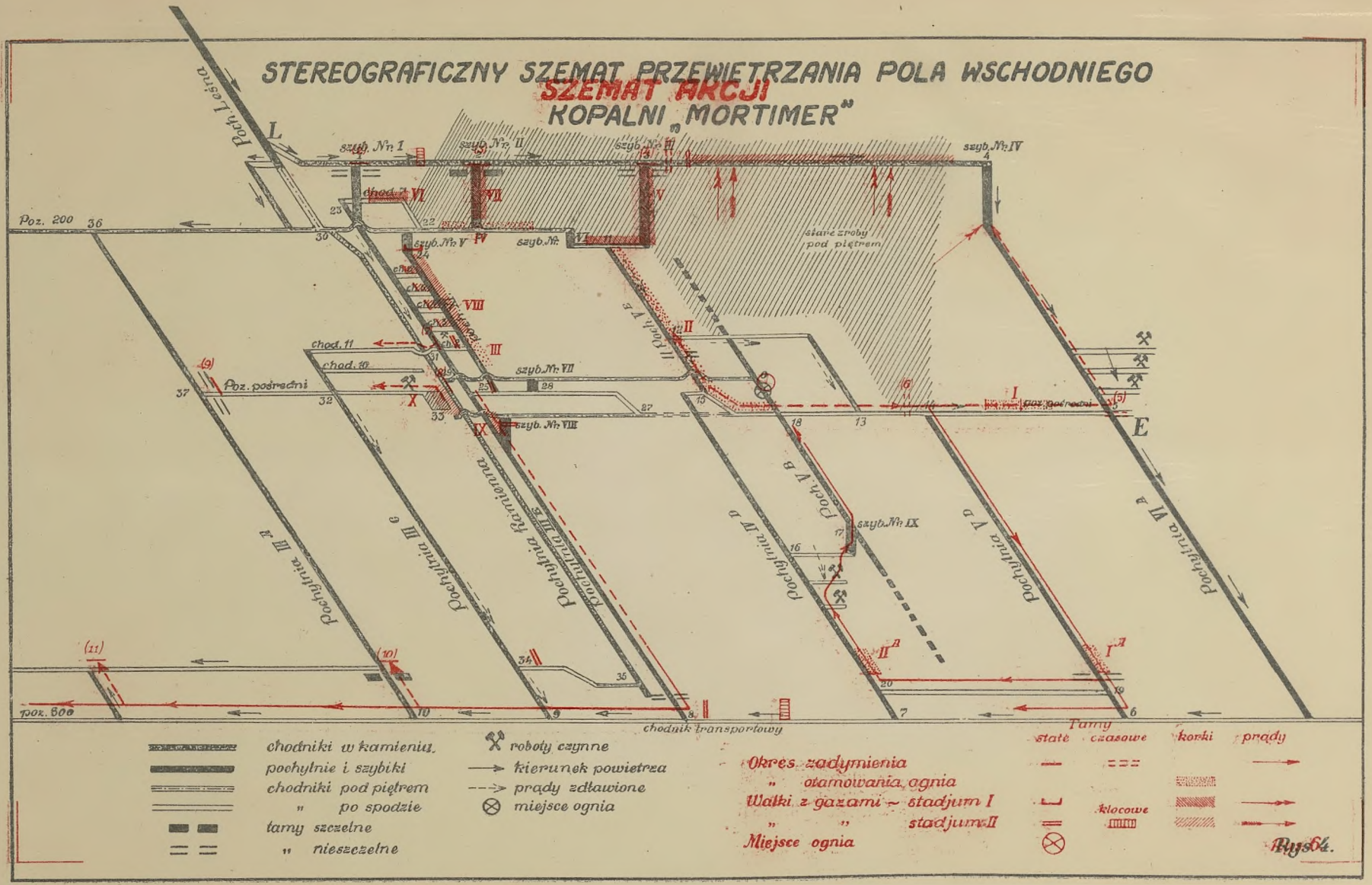
Ogień w węglu martwym rodzi się powoli, a proces ten jest sygnalizowany dymem.

Przypadkowa obecność w węglu martwym drzewa jest czynnikiem sprzyjającym samozapalaniu się węgla, gdyż drzewo ma niższą temperaturę zapalania jak węgiel.

Węglem żywym nazywam węgiel w caliźnie, którą rozcięto chodnikami lub w której prowadzi się eksploatację.


STEREOGRAFICZNY SZEMAT PRZEWIETRZANIA POLA WSCHODNIEGO
KOPALNI „MORTIMER"
Poch. Leszczyna
szyb. № 1
szyb. № II
szyb. № III
szyb. № IV
chod. ?
Poz. 200
szyb. № V
szyb. № VI
stare zroby pod piętrem
chod. 11
chod. 10
Poz. pośredni
szyb. № VII
szyb. № VIII
poz. pośredni
szyb. № IX
Pochylnia III a
Pochylnia III c
Pochylnia III
Pochylnia V a
Pochylnia V c
Pochylnia V
Pochylnia VI a
poz. 800
chodnik transportowy
chodniki w kamieniu
pochylnie i szybiki
chodniki pod piętrem
„ po spodzie
tamy szczelne
„ nieszczelne
roboty czynne
kierunek powietrza
prądy zdławione
miejsce ognia

Rys. 4.


STEREOGRAFICZNY SZEMAT PRZEWIETRZANIA POLA WSCHODNIEGO
SZEMAT AKCJI
KOPALNI „MORTIMER"
Poch. Lśnia
szyb. Nr 1
szyb. Nr II
szyb. Nr III
szyb. Nr IV
szyb. Nr V
szyb. Nr VI
szyb. Nr VII
szyb. Nr VIII
szyb. Nr IX
stare zroby pod piętrem
Poz. 200
Poz. poprzeczni
Poz. 600
chod. 11
chod. 10
chodnik transportowy
Pochylnia III a
Pochylnia III e
Pochylnia III
Pochylnia IV
Pochylnia V B
Pochylnia V D
Pochylnia VI a
chodniki w kamieniu
pochylnie i szybiki
chodniki pod piętrem
" po spodzie
tamy szczelne
" nieszczelne
roboty czynne
kierunek powietrza
prądy zdławione
miejsce ognia
Tamy
stałe
czasowe
korki
prądy
Okres zadymienia
" otamowania ognia
Walki z gazami – stadjum I
" " stadjum II
Miejsce ognia
klocowe

Rys. 64.

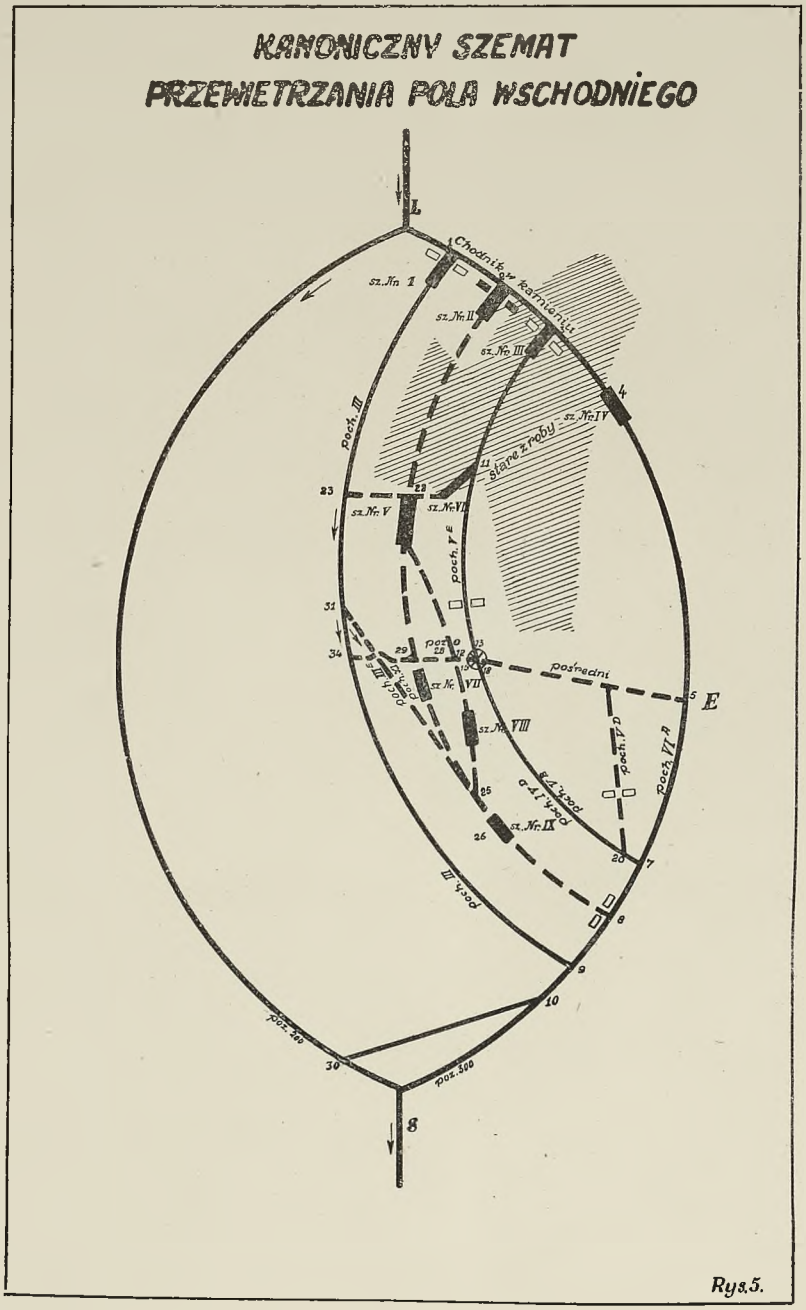
KANONICZNY SZEMAT
PRZEWIETRZANAKCJILA WSCHODNIEGO



Rys. 2.

Reakcja górotworu powoduje ruchy w złożu węgla, tworzą się szczeliny wypełnione startym przy ruchu pyłem węglowym, idealnej drobności. Pył z pionowych szczelin wysypuje się, przez nie wchodzi powietrze natrafiając na pył szczelin poziomych. Pył skwapliwie gniazdo, które można wyczuć w odległości paru metrów w głębi calizny.

Najracjonalniejszym środkiem zaradczym jest dokopanie się do ognia i wybranie gniazda zazwyczaj bardzo małego. Jeżeli ten moment będzie stracony, ogień wydostaje się na



Rys. 5.

łączy się z tlenem i niezależnie czy reakcja ma przebieg

$$C + O \longrightarrow CO + E \text{ czy}$$
$$C + O_2 \longrightarrow CO_2 + \text{ok. } 3\ E$$

(gdzie E oznacza ilość ciepła), wydziela się ciepło, podnosi się temperatura i następuje samozapalenie się węgla. Przez spalenie się pyłu oczyszczają się szczeliny, w których gromadzą się produkty spalinowe. Ogień tworzy zewnątrz calizny w postaci żywego płomienia i obejmuje gwałtownie znaczną przestrzeń.

Mamy więc ognie:

pod względem położenia: otwarte i zamknięte,
pod względem powstania: martwe—powolne i żywe—raptowne,
pod względem depresji: zgodne i niezgodne z depresją kopalni.

W czerwcu r 1929 na kopalni Mortimer wybuchł ogień otwarty, w węglu martwym, w

warunkach depresji niezgodnej. Mianowicie na pochylni V^B powyżej chodnika pośredniego tam, gdzie ta pochylnia łączy się ze starym osadnikiem (rys. 4).

IV. Zadymienie kopalni.

Dnia 1 czerwca o godzinie 19-ej zauważono dym za tamą na pochylni III^E i zaraz potem powyżej tamy na pochylni V^E i na chodniku pośrednim pomiędzy pochylniami V^B i V'.

Najwidoczniej, iż przedtem już odwrócił się prąd na pochylni IV', gdyż na tej pochylni czynne były dwa filary i nie zauważono dymu.

Nadmienić muszę, iż dozorca, który pierwszy zauważył zadymienie, cofając się z pochylni III^E, zostawił na tej pochylni tamę nie zamkniętą, rzecz prosta, iż dym przedostał się tą drogą na poziom 300. W godzinę potem chcąc dojść do ognia postawiono tamę prowizoryczną na chodniku kamiennym (1) za szybikiem III i skierowano cały prąd do ognia. Operacja ta ogień rozogniła i zadymiła chodnik pośredni prądem wstecznym poch. VI^A do szybu IV, a dymów z poch V^E nie usunęła.

Wtedy zburzono tamę (1), uszczelniono tamy (2), (3), (4) i postawiono tamę (5) na poch. VI^A, próbując dojść do ognia od strony wschodniej. Wysoka temperatura dymów nie pozwala posunąć się dalej, jak do pochylni V' i postawić prowizoryczną tamę z płótna (6) za tą pochylnią na chodniku pośrednim.

Można uważać, że z tą chwilą zadymienie poz. 300 było kompletne, a zatem i kopalnia unieruchomiona.

V. Akcja przeciwpożarowa.

1°. Izolowanie ognia.

Już dnia 2 czerwca wyjazdowy — wyciągowy szyb był niedostępny. Poz. 200 z wyłuszczonych powyżej względów również był niepewny. Chroniąc go przed zadymieniem, ustawiono tamy (9), (10) i (11). Komunikacja z dołem odbywa się przez pochylnię Leśną, nie posiadającą urządzeń zjazdowych. Jest to droga trudna i długa. Przez tę pochylnię odbywa się transport desek, rur i t. p.

Począwszy od dnia 3 czerwca kontrolę jakości zadymienia prowadzi się przez analizę powietrza wychodzącego szybem Mortimer I. Analiza określa zawartość w powietrzu wychodzącem z kopalni tlenku i dwutlenku węgla.

Wykaz analiz i zarazem stan barometryczny i średnie temperatury na powierzchni są pokazane na rys. 8.

Rzeczywisty stan zagazowania poz. 300 jest trzechkrotnie większy, gdyż w ogólnej ilości 12 m^3/sek powietrza wychodzącego szybem Mortimer I z poziomu 300 wychodzi 4 m^3/sek, t. j. $^1/_3$, zatem zawartość tlenku węgla w prądach pola zaognionego będzie 3 razy wyższa jak wykazuje analiza.

Ponieważ przy zawartości 2 mg. CO w litrze powietrza, co odpowiada 0,15% zatrucie śmiertelne człowieka, oddychającego takiem powietrzem następuje po upływie od $\frac{1}{2}$ godz. do 1 godz., musimy uważać, iż w dniu 3 czerwca atmosfera poz. 300 za bezwzględnie niebezpieczną. W dniu tym analiza wykazuje 0,10% CO, co oznacza na poziomie 300 — 0,3% CO.

W tych warunkach nic innego nie pozostawało, jak zdecydować się na izolowanie ognia na znacznej przestrzeni od samego źródła w tych punktach, do których dostęp jest możliwy. Plan ten wykonuje się od 3 do 7 czerwca przez zbudowanie tam i korków zamulaniowych (rys. 6).

Więc najpierw powstaje korek I na chodniku pośrednim, a ponieważ podsadzka ucieka poch V' – powstaje korek I^A na tej pochylni.

Dalej korek II na poch. V^E i równocześnie korek II^A na poch. IV'.

Najwidoczniej, iż zamulanie sięga siedliska ognia, gdyż woda na poch IV' odchodzi bardzo gorąca. Temperatura wody, a w przerwach zamulania duszna para nie pozwalają skontrolować poch. IV' powyżej chodnika, który łączy się z pochylnią V^B.

Na wykresie analiz zwraca uwagę wzrost tlenku i dwutlenku węgla.

Zatem tworzy się korek III na poch. XI-ej i podmula się chodnik pod piętrem (t zw VIII warstwa) między szybikiem V-ym i VI-ym korek IV.

Na wykresie analiz zawartość CO_2 spada do 0,2% — CO zanika zupełnie.

Akcja izolowania ognia jest skończona.

Na rys. 7 — kanonicznym szemacie akcji widzimy siedlisko ognia otoczone szeregiem tam.

Było to 8-go czerwca. Poziom 300 zostaje odważnie zrewidowany przez jednego z inżynierów. Myślimy o uruchomieniu kopalni.

2° Walka z gazami.

Noc z 8-go na 9-go czerwca rozsiewa złudne nadzieje. Kontrola szybiku Nr. II ujawnia silne gazy. Jest to pierwsze ostrzeżenie, że ogień żyje i nie został ugaszony i forma jego jest bardziej niebezpieczna, gdyż ujawnia się w postaci bezbarwnych gazów.

Główny wypływ gazów rozpoczął się dnia 9-go czerwca, a gazy przedarły się przez stare zroby na poch. VI^A, szybik IV, szczeliny chodnika w kamieniu, który przebiega nad staremi zrobami, wreszcie przez tamy szybików I, II i III i stąd na pochylnię Leśną.

Jesteśmy zdecydowanie wyrzuceni na powierzchnię.

10-ty czerwca, jest względny spokój.

Dostosowujemy nasze uzbrojenie do nowego rodzaju walki:

Załoga zostaje zaopatrzona w lampy bezpieczeństwa i wzmacniamy drużynę ratunkową.

Jakaż jest geneza tej wielkiej ilości gazów?

Korki okalające ogień odcinają go od depresji kopalni, gazy szukające ujścia skierowują się drogą naturalną ku górze przez stare zroby, z któremi łączy się chodnik pod piętrem (VIII warstwa) i szczeliny w piętrowym piaskowcu, mając skutek podwyższonej temperatury tak znaczną prężność, iż z sykiem wydostają się na zewnątrz i odpryskują wapno rapowanych tam.

Obfitość gazów można przypisać wodzie zamulania.

Powyżej 1000° mamy reakcję

$$C + HO_2 \longrightarrow CO + H_2 \text{ (gaz wodny)}$$

Poniżej 1000° mamy reakcję

$$2\,C + 2\,H_2O \longrightarrow CO_2 + 2\,H_2,$$

lecz jak wiadomo reakcja łączna

$$CO + H_2O \rightleftarrows CO_2 + 2\,H$$

jest odwracalna i stwierdza ona, iż para wodna, tlenek, dwutlenek i wodor tworzą równowagę przy każdej temperaturze.

Skoro więc prowadzimy walkę z ogniem zapomocą zamulania, musimy być przygotowani na wzmożoną ilość tlenku węgla. Wielokrotnie obserwowałem, iż rozpoczęte mulenie na ogień w okresie przejściowym stwarza bardzo uciążliwe warunki dalszej akcji z powodu wielkiej obfitości tlenku węgla.

Pobrana próba za tamą na szybiku I wykazuje

$$CO_2 \longrightarrow 4{,}4\%$$

$$CO \longrightarrow 2{,}0\%$$

11-go czerwca rozpoczynamy walkę z gazami.

Domulamy szybik III, tworząc korek V-ty, następnie tworzymy korek VI-ty, wreszcie mulimy na chodnik pod piętrem (VIII warstwa) przez szybik II.

Dnia 12 czerwca szybik zostaje zamulony.

Sytuacja radykalnie poprawia się. Droga przez VI pochylnię i poz. 300 do szybu jest wolna. Znów czynimy przygotowania do uruchomienia kopalni.

Pewne wątpliwości nastręcza pochylnia XI, która przez szybik V łączy się z krytycznym chodnikiem pod piętrem (8 warstwa), i filar na poz. pośrednim z poch. III^C.

Nie mamy innego sposobu, jak zamulić poch. XI wraz z chodnikami.

Dnia 14 czerwca rozpoczyna się nowy atak gazowy na chodnik w kamieniu przez szczeliny w spodzie tego chodnika i przecinki (na rysunku nie pokazane) łączące chodnik ze staremi zrobami, przebijane w swoim czasie dla zamulania starych zrobów.

Próbujemy zaszlamować spód chodnika kamiennego — dnia 16 czerwca, lecz nie chcemy tracić tej głównej arterji powietrznej i zatrzymujemy się na częściowem podmuleniu chodnika.

Od tej chwili tracimy kontakt przez poch. VI z poz. 300 Kontrola poz. 300 odbywa się tylko przez ilość powietrza przepływającego a mierzonego za szybikiem II.

Pomiary wykazują stopniowo

$$3\ m^3/sek,\ 2{,}5\ m^3/sek,\ 1\ m^3/sek$$

i dnia 18 czerwca prąd zanika zupełnie.

Przypuszczamy, iż poz. 300 przy muleniu korka VIII przez nieszczelność zawarć na poch. XI został zamulony.

Dnia 18 czerwca rozkopujemy przypadkowy korek IX na poch. III^E i rozkopujemy poz. 300 pod poch III^E.

Na poz. 300 stawiamy tamę prowizoryczną i zamykamy chodnik w kamieniu za szybikiem I

Odnieśliśmy pyrrusowe zwycięstwo — to o cośmy walczyli przez 18 dni, zostaje narazie prowizorycznie odcięte. Zrobiliśmy to, co w komunikatach wojennych nazywa się skróceniem frontu.

Linją graniczną pozostaje poch. III^E, wewnątrz której istnieje punkt słaby na filarze poch. III^C. Przy muleniu tego filaru woda przemywa połączenie z pochylnią w kamieniu i samą pochylnię i z niej uderza gaz w szybiku VIII, VII i na chodniku 34—35 — dnia 21 czerwca.

Tamy w szybikach VIII, VII i na chodniku 34—35 wreszcie tamy klocowe na chodniku w kamieniu i poz. 300 zakańczają akcję izolowania wschodniego pola w dniu 27-go czerwca.

Kierunek prądów w okresie wojny gazowej jest pokazany na rys. 7.

VI. Rola drużyn ratunkowych.

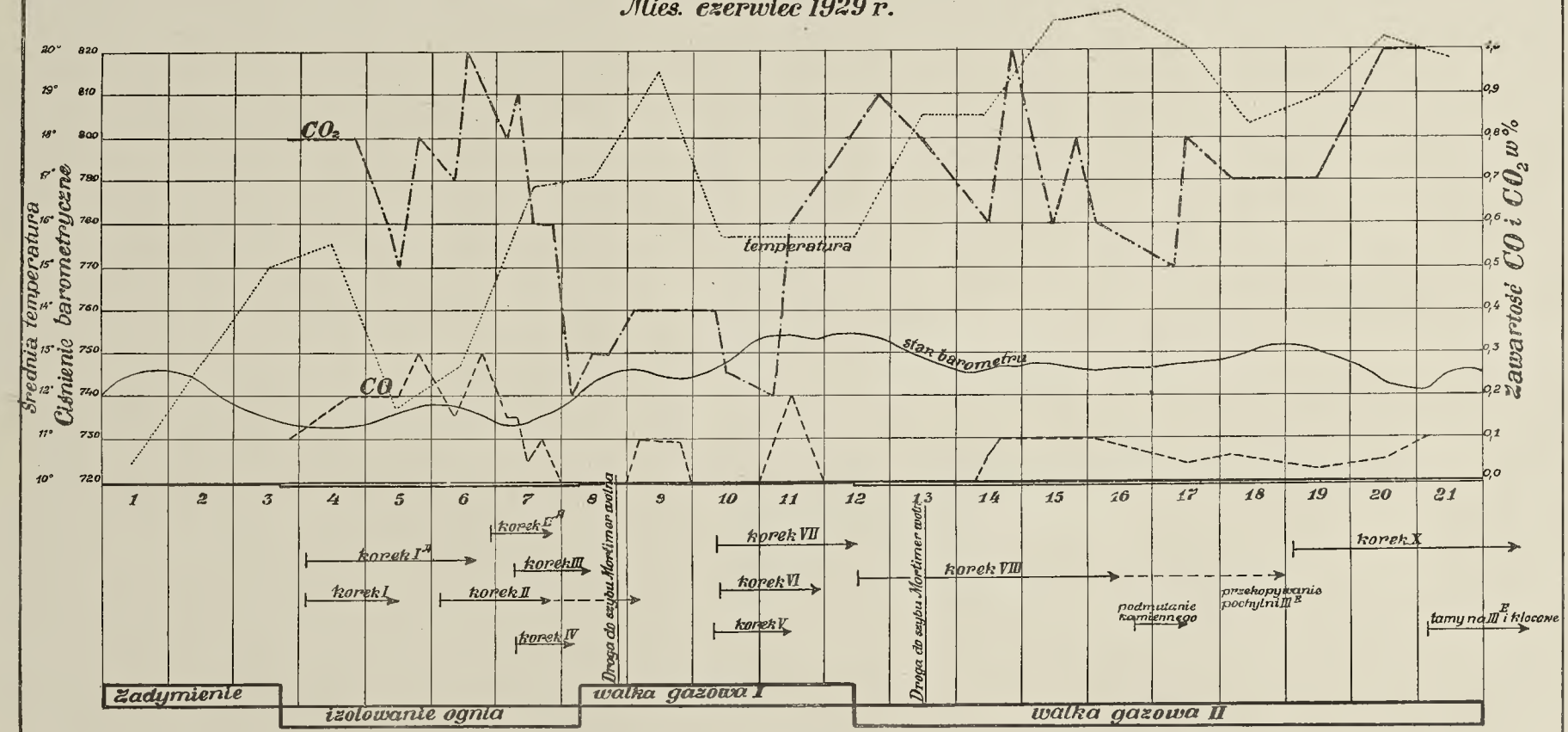
Rolę drużyn ratunkowych można określić jako czynną i bierną.

Więc biernie drużyna dodaje otuchy brygadzie biorącej udział w akcji — czynnie zostaje użytą do kontroli zachodniej części pola i przy budowie tam, np. w szybiku VII, VIII i tamy klocowej na poziomie 300. Tama ta ma całą historję. Zrozumie ją górnik w dwóch zdaniach, jeżeli mu powiemy, iż tama jest położona 60 *m* od prądu świeżego powietrza, mierzy 15 m^2 i była budowana przez 12 godzin. Jako miara intensywności używania drużyn niech posłuży fakt użycia przez okres akcji 255 sztuk patronów potasu. Drużyny nasze są zaopatrzone w aparaty Draegera model r. 1924. Pomijam zalety, o których wszyscy wiedzą. Wadą aparatów jest pomimo wszystko ograniczony zasięg widzenia — przepuszczanie gazu przy zadzieraniu głowy do góry, co ma miejsce np. przy pełzaniu, znaczne nagrzewanie się powietrza regenerowanego już po upływie 30 minut użycia aparatu. Nagrzewanie to jest tak silne, że po 40 mi-

Rys. 8.

Wykres analiz powietrza wychodzącego z szybu „Mortimer I."

Mies. czerwiec 1929 r.



nutach aparat staje się prawdziwą torturą, ratownik chcąc sobie ulżyć poczyna manipulować przy masce i po paru chwilach ulega działaniu gazów.

Osobną pozycję stanowią aparaty Keniga. Mają one ograniczony zasięg działania. Po przekroczeniu 40 *m* dźwiganie aparatu jest uciążliwe, przytem węże stale czepiają się o spód wyrobisk. Przerwy w pompowaniu powietrza przy zmianie obsługi przy pompce detonują ratowników, niemniej detonuje szybkie pompowanie, które nieuchronnie następuje przy znacznem oddaleniu się ratowników od pompki.

Koniecznym warunkiem sprawnego działania drużyn ratunkowych są odpowiednie kwalifikacje kierownika drużyny przy każdej akcji.

VII. Zakończenie.

Kto zna pożar na kopalni Reden w r. 1923, jeżeli nazwie Redenowską pochylnię IV — pochylnią V^E na Mortimerze, pochylnię III —poch. VI^A i wreszcie chodnik VI – poz. pośrednim — spostrzeże, zdaniem moim, kompletną analogję pomiędzy wypadkiem na kopalni Reden z pożarem na kopalni Mortimer. W pierwszym okresie akcja ma również podobny przebieg

Próby wtłoczenia całego powietrza na ogień przez budowę tamy regulacyjnej w prądzie głównym, tu i tam mają jednaki skutek: powstają prądy wsteczne ku górze. Różnica jest tylko ta, że na Mortimerze zburzono wczas tamę regulacyjną przed dalszą akcją i uniknięto katastrofy, na Redenie tama ta była świadkiem czy też współwinowajcą katastrofy.

W tem miejscu pozwalam sobie zwrócić uwagę, iż wyjaśnienie katastrofy na Redenie li tylko odwróceniem się prądów wskutek istnienia prądów przekątnych może nastręczać zdaniem moim pewne wątpliwości, raczej należałoby szukać przyczyny katastrofy w zmianie stosunku oporów w prądach schodzących.

Praktycznym wnioskiem z pożaru na kopalni Mortimer byłoby stwierdzenie konieczności głębszych studji nad depresją cieplną, co o ile mi wiadomo, dotąd było przedmiotem pracy tylko d-ra Budryka nad wyjaśnieniem stosunku zamułki jako mieszaniny wody i piasku do ognia i wreszcie jaknajprędsze obmyślenie aparatu górniczego, podkreślam górniczego, dla prędkiego i łatwego stwierdzenia zawartości CO w atmosferze kopalnianej, gdyż do obecnej chwili takim najczęściej używanym aparatem są nasze drogi krwionośne; jest to aparat wysoce precyzyjny, lecz i wysoce niebezpieczny.

Inż. MIKOŁAJ CZYŻEWSKI
Kraków, Akad. Górn.

Rozwiązanie zadań, związanych ze spalaniem paliwa, potrzebnych dla kontrolowania i projektowania pieców hutniczych.

(Dokończenie, p. Nr. 23 24, str. 612, r. 1929).

Zadanie 41. Obliczyć ilość powietrza, doprowadzonego na 1 *kg* węgla, dla otrzymania gazu półgeneratorowego. Dane z zadania 40.

Dla spalania C na CO_2 zużyto tlenu . . . . . 0,50144 m^3
„ „ C „ CO „ „ $\frac{0,69146}{2}$ = . 0,34573 „
„ „ S „ SO_2 „ „ . . . . . 0,00180 „
O_p = 0,84897 m^3

$$P = 0,84897 \cdot 4,762 = 4,04\ m^3$$

Sprawdzenie. W zadaniu 40 obliczyliśmy, że w gazie, otrzymanym z 1 *kg* węgla, azotu w powietrzu znajduje się 3,18726. Powietrza trzeba doprowadzić:

$$P_c = N_c + O_c = 3,18726 + 0,84897 = 4,04\ m^3$$

Zadanie 42. Obliczyć temperaturę gazu półgeneratorowego. Dane z zadania 40 i 41. Straty cieplne generatora wynoszą: 40% od ciepła wywiązanego w generatorze.

Przy przegazowaniu 1 *kg* węgla wydziela się ciepła:

C spala się na CO_2 = 0,50144 . 4357[1]) = 2184,7
C „ „ „ CO = 0,69146 . 1313[1]) = 907,8
C „ „ „ SO_2 = 0,0018 . 3116[1]) = 5,6
3098,1 Kal

Na odparowanie wilgoci w ilości
0,1944 . 586 = — 114
wydziela się ciepła 2984,1 Kal.

[1]) Ciepło spalania przy wytworzeniu 1 m^3 (CO_2, CO, SO_2).

Przy założeniu, że straty cieplne wynoszą 40% — do gazu przejdzie

$$2984 \cdot 0{,}60 = 1790{,}4 \text{ Kal.}$$

Ilość poszczególnych składników, otrzymanych z jednego *kg* węgla, jest nam wiadoma (zadanie 40). Obliczamy temperaturę gazu sposobem interpolacji. Przeliczamy gaz na azot:

$$G = 4{,}9 + 0{,}5\ (CO_2) + 0{,}24 = \text{ok. } 5{,}7$$

$$C_o^t \cdot t = \frac{1790{,}4}{5{,}7} = \text{ok. } 350 \text{ Kal./}m^3$$

Pojemność cieplna azotu — 350 Kal./m^3 (Tabl. V) odpowiada temperaturze około 1100°C. Od tej temperatury zaczynamy obliczenie.

Gaz ogrzany do temperatury 1100°C zawiera ciepła Kal.		Gaz ogrzany do temperatury 1000°C zawiera ciepła Kal.	
CO — 0,69146 . 368 =	254,4	0,69146 . 332 =	229,5
CO_2 — 0,50144 . 618 =	309,8	0,50144 . 546 =	273,7
H_2 — 0,308 . 368 =	113,3	0,308 . 332 =	102,2
H_2O — 0,2419 . 553 =	133,7	0,2419 . 490 =	118,5
SO_2 — 0,0018 . 618 =	1,1	0,0018 . 546 =	1,0
N_2 — 3,19496 . 368 =	1175,7	3,19496 . 332 =	1060,7
Σ =	1988,0 Kal.	Σ =	1785,6 Kal.

$$\begin{array}{r} 1988 \\ -\ 1785{,}6 \\ \hline 202{,}4 \text{ Kal.} \end{array} \qquad \begin{array}{r} 1790{,}4 \\ -\ 1785{,}6 \\ \hline 4{,}8 \text{ Kal.} \end{array} \qquad t = 1000 + \frac{4{,}8 \quad 100}{202{,}4} = 1002^\circ\text{C}$$

Zadanie 43. Obliczyć ilość powietrza wtórnego dla spalania gazu półgeneratorowego, otrzymanego z 1 *kg* węgla.

Dane: Temperatura płomienia powinna wynosić 1200°C. Efekt pirometryczny pieca przyjmujemy 0,80. Z 1 *kg* węgla otrzymujemy gazu 4,939 m^3 (zadanie 40).

Chemiczny skład gazu: CO — 14%, H_2 — — 6,24%, CO_2 — 10,15%, SO_2 — 0,03%, H_2O — — 4,9%, N_2 — 64,68% (zadanie 40).

Początkowa temperatura spalania równa się:

$$\frac{1200}{0.80} = 1500^\circ\text{C}$$

Wartość opałowa gazu:

$$W_d = 14 \cdot 30{,}4 + 6{,}24 \cdot 26 = 587{,}8 \text{ Kal.}$$

Gaz otrzymany z 1 *kg* węgla i ogrzany do temperatury 1002°C (zadanie 42) zawiera 1790,4 Kal. Jeden m^3 gazu zawiera ciepła:

$$\frac{1790{,}4}{4{,}939} = 363 \text{ Kal.}$$

Całkowita ilość ciepła, którą posiada gaz jest:

$$587{,}8 + 363 = 950{,}8 \text{ Kal.}$$

Chemiczny skład gazu m^3	Ilość O_2 dla spalania gazu m^3	Ilość spalin m^3
CO—0,14	CO na CO_2 $\frac{0{,}14}{2}$ = 0,07	$CO_2 = 0{,}14\ (CO) + 0{,}1015\ (CO_2) = 0{,}2415$
H_2—0,0624		
CO_2—0,1015	H_2 na H_2O $\frac{0{,}0624}{2}$ = 0,0324	$H_2O = 0{,}0624\ (H_2) + 0{,}049\ (H_2) = 0{,}1114$
SO_2—0,0003		$SO_2 = \ldots\ldots\ldots = 0{,}0003$
H_2O —0,0490		
N_2—0,6468		$N_2 = 0{,}6468 + 0{,}3852\ (N_t) = 1{,}0320$
Σ=1,0000	$O_t = 0{,}1024$	$\Sigma = 1{,}3852\ m^3$

$$N_t = 0{,}1024 \cdot 3{,}762 = 0{,}3852$$

$$P_t = \ldots\ldots = 0{,}4876\ m^3$$

Spaliny, ogrzane do temperatury 1500°C zawierają ciepła:

CO_2 — 0,2415 } 0,2418 . 924 = 227,77 Kal.
SO_2 — 0,0003 }
H_2 — . . . 0,1114 . 833 = 92,79 „
N_2 — . . . 1,0320 . 517 = 533,54 „
Σ = 854,1 Kal.

Gaz ma ciepła 950,8 Kal.

Nadmiaru powietrza trzeba doprowadzić tyle, ażeby ciepłem w ilości

$$(950{,}8 - 854{,}1) = 96{,}7 \text{ Kal.}$$

ogrzać go od 0°C do temperatury 1500°C. Pojemność cieplna 1 m^3 powietrza przy temperaturze 1500°C równa się 517 Kal. (Tabl. V).

$$P_n = \frac{96{,}7}{517} = 0{,}187\ m^3$$

$$P_c = P_n + P_t = 0{,}187 + 0{,}4876 = \underline{0{,}6746\ m^3}$$

$$K = \frac{P_c}{P_t} = \frac{0{,}6746}{0{,}4876} = \underline{1{,}38}$$

(38% nadmiar powietrza).

VIII. Sprawdzenie analizy gazu generatorowego.

Zadanie 44.[1]) Sprawdzić prawidłowość analizy względnie obliczenia gazu generatorowego, otrzymanego z zadania 38 sprawdzeniem stosunków $\frac{H}{C}$ w gazie i w węglu kamiennym.

Chemiczny skład gazu %	Ilość poszczególnych pierwiastków w 100 m^3 gazu			
	C m^3	H_2 m^3	O_2 m^3	N_2 m^3
CO — 28,98	28,98	—	14,49	—
CH_4 — 1,91	1,91	3.82	—	—
H_2 — 10,28	—	10,28	—	—
CO_2 — 2,95	2,95	—	2,95	—
SO_2 — 0,03	—	—	0,03	—
N_2 — 55,85	—	—	—	55,85
	33,84	14,10	17,47	55,85

Z jednego kilograma węgla otrzymujemy atotu — 0,0077 m^3 (Zad. 38). Do 100 m^3 gazu przejdzie azotu z węgla:

$$\frac{0{,}0077}{3{,}5248^2)} \cdot 100 = 0{,}21\ m^3$$

Azotu z powietrza doprowadzono:

$$55{,}85 - 0{,}21 = 55{,}64\ m^3$$

Tlenu z powietrza doprowadzono:

$$55{,}64 : 3{,}762 = 14{,}79\ m^3$$

Tlenu w gazie mamy — 17,47, czyli z rozkładu pary wodnej otrzymano O_2

$$17{,}47 - 14{,}79 = 2{,}68\ m^3$$

Wodoru z rozkładu pary wodnej otrzymano:

$$2{,}68 \cdot 2 = 5{,}36\ m^3$$

Z węgla do gazu przeszło wodoru:

$$14{,}10 - 5{,}36 = 8{,}74\ m^3$$

Stosunek H do C w gazie równa się:

$$\frac{H}{C} = \frac{8{,}74}{33{,}84} = \underline{0{,}26}$$

Stosunek H do C w węglu (Zad. 38)

$$\frac{0{,}308}{1{,}1929} = \underline{0{,}26}$$

Gaz obliczono prawidłowo.

Zadanie 45. Sprawdzić prawidłowość analizy gazu generatorowego, względnie obliczenie gazu, na podstawie analizy spalin.

Skład spalin: CO_2 — 15,18%, N_2 — 80,90%, O_2 — 3,92%.

Określamy procentową zawartość CO_2 w spalinach przy założeniu, że gaz spala się z teoretyczną ilością powietrza.

[1]) Według prof. W. Grum-Grzymajło.
[2]) Ilość gazu otrzymanego z 1 *kg* węgla.

Chemiczny skład gazu[1]) m^3	Ilośc O_2 potrzebna do spalania 1 m^3 gazu m^3	Ilość otrzymanych spalin suchych m^3
CO — 0,2640	$\frac{0,2649}{2} = 0,13245\ m^3$	$CO_2 = 0,2649\ (CO) + 0,0212\ (CH_4) + 0,0308\ (CO_2) = 0,3169$
CH_4 — 0,0212	$0,0212 \cdot 2 = 0,04240\ m^3$	
H_2 — 0,1182	$\frac{0,1182}{2} = 0,05910\ m^3$	
CO_2 — 0,0308		
N_2 — 0,5009		$N_2 = 0,88012 + 0,5009 = 1,38102$
H_2O — 0,0640		
	$O_t = 0,23395\ m^3$	$\Sigma = 1,69792\ m^3$

$N_t = 0,23395 \cdot 3,762 = 0,88012\ m^3$

Procentowa zawartość CO_2 w spalinach:

$$\frac{0,3169 \cdot 100}{1,69792} = \underline{18,66\%}$$

W spalinach mamy 3,92 O_2. Żeby doprowadzić tą ilość tlenu (O_n) trzeba było doprowadzić powietrza (P_n):

$$P_n = 3,92 \cdot 4,762 = 18,667\ m^3$$

Otrzymaliśmy, że 100 m^3 spalin zawierają 18,667 m^3 nadmiaru powietrza. O ileby się spalanie odbywało bez nadmiaru powietrza, to 15,18 m^3 CO_2 (% zawartość CO_2 w spalinach) znajdowałoby się nie w 100 m^3 spalin, lecz w ilości mniejszej i rownej:

$$100 - 18,667 = 81,333\ m^3$$

a zatem procentowa zawartość CO_2 w spalinach przy spalaniu z teoretyczną ilością powietrza, powinnaby wynosić

$$\frac{15,18 \cdot 100}{81,333} = \underline{18,66\%}$$

Otrzymaliśmy jednakowe wyniki (18,66), co wskazuje, że analiza gazu została przeprowadzona prawidłowo.

IX. Obliczenie gazów mieszanych.

Zadanie 46 Obliczyć, w jakim stosunku powinna być wytworzona mieszanka gazu wielkopiecowego z gazem koksowym, żeby otrzymać wartość opałową gazu mieszanego równą 1300 Kal.

Chemiczny skład procentowy	CO_2	CO	CH_4	CnHm	H_2	O_2	N_2
1. Gaz koksowy	3	11	30	0,8	51	0,4	3,8
2. Gaz wielkopiecowy	11,4	21,7	—	—	2,8	0,2	63,9

Wartość opałowa gazu koksowego $W_{d\,1}$

$$W_{d\,1} = 11 \cdot 30,4 + 30 \cdot 85,7 + 0,8 \cdot 142,4 + 51 \cdot 26 = 4345,32\ \text{Kal.}$$

Wartość opałowa gazu wielkopiecowego $W_{d\,2}$

$$W_{d\,2} = 21,7 \cdot 30,4 + 2,8 \cdot 26 \ldots\ldots\ldots = 732,48\ \text{Kal.}$$

Ilość gazu koksowego w 1 m^3 mieszanki oznaczamy przez Y, ilość gazu wielkopiecowego — przez X.

Wartość opałowa mieszanki będzie się równała:

$$W_g = 1300 = 4345,32\ Y + 732,48\ X$$

$$X = 1 - Y$$

$$1300 = 4345,32\ Y - 732,48\ Y + 732,48$$

$$Y = \frac{567,52}{3612,84} = 0,157; \quad X = 1 - 0,157 = 0,843$$

Mieszanka powinna być wyprowadzona w stosunku ilości gazu koksowego (Y) do gazu wielkopiecowego (X):

$$\frac{Y}{X} = \frac{0,157}{0,843} = \text{ok.}\ \frac{1}{5}$$

Wartość opałowa mieszanki będzie się równała:

$$W_d = \frac{4345,32 \cdot 1 + 732,48 \cdot 5}{6} = \text{ok.}\ \underline{1335\ \text{Kal.}}$$

[1]) S i SO_2 nie uwzględniliśmy, ponieważ zwykle przy analizach gazu generatorowego zawartość S i SO_2 nie określa się.

Zadanie 47. Obliczyć procentowy skład mieszanki gazu wielkopiecowego z gazem koksowym, które są zmieszane w stosunku 6,5 : 1 (Chemiczny skład gazów: zadanie 46). 100 m^3 mieszanki zawiera:

$$\frac{100 \cdot 1}{6,5+1} = 13,3\ m^3 \text{ gazu koksowego.}$$

$$\frac{100 \cdot 6,5}{6,5+1} = 86,7\ m^3 \text{ gazu wielkopiecowego.}$$

Ilość poszczególnych składników w 13,3 m^3 gazu koksowego m^3		Ilość poszczególnych składników w 86,7 m^3 gazu wielkopiecowego m^3	Ilość poszczególnych składników w 100 m^3 mieszanki lub procent.
CO_2 — 0,03 . 13,3 = 0,399	+	CO_2 = 0,114 . 86,7 = 9,883	CO_2 — 10,282%
CO — 0,11 . 13,3 = 1,463	+	CO = 0,217 . 86,7 = 18,814	CO — 20,277%
CH_4 — 0,30 . 13,3 = 3,990		—	CH_4 — 3,990%
H_2 — 0,51 . 13,3 = 6,783	+	H_2 = 0,028 . 86,7 = 2,428	H_2 — 9,211%
CnHm — 0,008 . 13,3 = 0,106		—	CnHm — 0,106%
O_2 — 0,004 . 13,3 = 0,053	+	O_2 = 0,002 . 86,7 = 0,173	O_2 — 0,226%
N_2 — 0,038 . 13,3 = 0,505	+	N_2 = 0,639 86,7 = 55,401	N_2 — 55,906%
			Σ = 99,998%

Zadanie 48. W jakim stosunku powinno się wytworzyć mieszankę gazu koksowego i gazu wielkopiecowego, żeby otrzymać gaz mieszany, teoretyczna temperatura spalania którego równałaby się 1500°C. Spalanie odbywa się z 25% nadmiarem powietrza ($k = 1,25$).

Chemiczny skład procentowy	CO_2	CO	CH_4	CnHm	H_2	O_2	N_2	%
Gaz koksowy	3	11	30	0,8	51	0,4	3,8	100
Gaz wielkopiecowy . . .	11,4	21,7	—	—	2,8	0,2	63,9	100

Zakładamy, że 1 m^3 mieszanki składa się z Y m^3 gazu koksowego i X m^3 gazu wielkopiecowego:

$$1 = X + Y \quad \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots \quad 1)$$

Wartość opałowa 1 m^3 mieszanki gazu będzie się równała:

Ciepło spalania Y m^3 gazu koksowego:

$$11 \cdot Y \cdot 30,4 + 30 \cdot Y \cdot 85,7 + 0,8 \cdot Y \cdot 142,4 + 51 \cdot Y \cdot 26 = 4345,32 \cdot Y \text{ Kal.}$$

Ciepło spalania X m^3 gazu wielkopiecowego:

$$21,7 \cdot X \cdot 30,4 + 2,8 \cdot X \cdot 26 = \ldots\ldots\ldots = 732,48 \cdot X \text{ Kal.}$$

Wartość opałowa mieszanki

$$W_d = 4345,32 \cdot Y + 732,48 \cdot X \quad \ldots\ldots\ldots \quad 2)$$

Określenie ilości spalin przy spalaniu 1 m^3 mieszanki:

Ilość poszczególnych składników w 1 m^3 mieszanki m^3	Ilość O_2 potrzebnego do spalania 1 m^3 mieszanki m^3
CO_2 — 0,03 . Y + 0,114 . X	—
CO — 0,11 . Y + 0,217 . X	0,055 . Y + 0,1085 . X
CH_4 — 0,30 . Y	0,60 . Y
CnHm — 0,008 . Y[1])	0,024 . Y[1])
H_2 — 0,51 — Y + 0,028 . X	0,255 . Y + 0,014 . X
O_2 — 0,004 . Y + 0,002 . X	—
N_2 — 0,038 . Y + 0,639 X	—
	Razem = 0,934 . Y + 0,1225 . X
	O w gazie: — 0,004 . Y — 0,002 . X
	O_t = 0,930 . Y + 0,1205 . X

[1]) Przy obliczeniach przyjmujemy, że ciężkie węglowodory składają się tylko z C_2H_4. W praktyce poleca się określać ilość tlenu potrzebnego dla spalania CnHm przy analizie gazów.

$$N_t = (0{,}93 \cdot Y + 0{,}1205 \cdot X) \cdot 3{,}762 = 3{,}49 \cdot Y + 0.4533 \cdot X$$

$$N_c = N_t \cdot 1{,}25 = \quad 4{,}36 \cdot Y + 0{,}5666 \cdot X$$

$$O_n = O_t \cdot 0{,}25 = \quad 0{,}23 \cdot Y + 0{,}0301 \cdot X$$

$$N_c + O_n = 4{,}59 \cdot Y + 0{,}5967 \cdot X$$

Ilość spalin, otrzymanych przy spalaniu 1 m^3 mieszanki.

CO_2 z	(CO_2)	$0{,}03 \cdot Y + 0{,}114 \cdot X$
„ z	(CO)	$0{,}11 \cdot Y + 0{,}217 \cdot X$
„ z	(CH_4)	$0{,}30 \cdot Y$
„ z	$(CnHm)$	$0{,}016 \cdot Y$

$$CO_2 \quad \ldots \quad 0{,}456 \cdot Y + 0{,}331 \cdot X$$

H_2O z	CH_4	$0{,}60 \cdot Y$
	$(CnHm)$	$0{,}016 \cdot Y$
	(H_2)	$0{,}51 \cdot Y + 0{,}028 \cdot X$

$$H_2O \quad \ldots \quad 1{,}126 \cdot Y + 0{,}028 \cdot X$$

$$N_s\ ^{1}) + O_s \quad \ldots \quad 4{,}628 \cdot Y + 1{,}2357 \cdot X$$

Spaliny ogrzane do temperatury 1500°C, powinny zawierać ciepła:

$$CO_2 \quad -(0{,}456 \cdot Y + 0{,}331 \cdot X) \cdot 942 = 429{,}55 \cdot Y + 311{,}8 \cdot X \text{ Kal.}$$

$$H_2O \quad -(1{,}126 \cdot Y + 0{,}028 \cdot X) \cdot 833 = 937{,}96 \cdot Y + 23{,}3 \cdot X \text{ „}$$

$$N_s + O_s -(4{,}628 \cdot Y + 1{,}235 \cdot X) \cdot 517 = 2392{,}67 \cdot Y + 638{,}5 \cdot X \text{ „}$$

$$Q = 3760{,}18 \cdot Y + 973{,}6 \cdot X \text{ Kal.} \quad \ldots \quad (3)$$

Otrzymaliśmy 3 równania (1, 2, 3) z trzema niewiadomemi, z których możemy określić X i Y

$$W_d = Q = 4345{,}32 \cdot Y + 732{,}48 \cdot X = 3760{,}18 \cdot Y + 973{,}6 \cdot X$$

$$585{,}14 \cdot Y = 241{,}12 \cdot X$$

$$585{,}14 \cdot (1 - X) = 241{,}12 \cdot X = 585{,}14 - 585{,}14 \cdot X$$

$$\frac{585{,}14}{826{,}26} = 0{,}7$$

$$Y = 1 - 0{,}7 = 0{,}3$$

Dla otrzymania temperatury spalania 1500°C gaz wielkopiecowy powinien być zmieszany z gazem koksowym w stosunku: 7 : 3.

Sprawdzenie:

Chemiczny skład mieszanki będzie następujący:

Ilość poszczególnych składników w 10 m^3 mieszanki, wytworzonej z 3 m^3 gazu koksowego i 7 m^3 gazu wielkopiecowego		Procentowy skład mieszanki	
CO_2	$-0{,}03 \cdot 3 + 0{,}114 \cdot 7 = 0{,}888\ m^3$	CO_2	$-8{,}88\%$
CO	$-0{,}11 \cdot 3 + 0{,}217 \cdot 7 = 1{,}849$ „	CO	$-18{,}49$ „
CH_4	$-0{,}30 \cdot 3 = 0{,}900$ „	CH_2	$-9{,}00$ „
$CnHm$	$-0{,}008 \cdot 3 = 0{,}024$ „	$CnHm$	$-0{,}24$ „
H_2	$-0{,}51 \cdot 3 + 0{,}028 \cdot 7 = 1{,}726$ „	H_2	$-17{,}26$ „
O_2	$-0{,}004 \cdot 3 + 0{,}002 \cdot 7 = 0{,}026$ „	O_2	$-0{,}26$ „
N_2	$-0{,}038 \cdot 3 + 0{,}639 \cdot 7 = 4{,}587$ „	N_2	$-45{,}87$ „
	Razem $10{,}000\ m^3$		$100{,}00\%$

[1]) N_2 z gazu . . $0{,}038 \cdot Y + 0{,}639 \cdot X$
N_c z powietrza $4{,}360 \cdot Y + 0{,}5666 \cdot X$
O_n z powietrza $0{,}230 \cdot Y + 0{,}0301 \cdot X$
Razem $4{,}628 \cdot Y + 1{,}2357 \cdot X$

Wartość opałowa mieszanki gazów wielkopiecowego i koksowego, zestawionej w stosunku 7 : 3 równa się:

$$W_d = 18{,}49 \cdot 30{,}40 + 9 \cdot 85{,}7 + 0{,}24 \cdot 142{,}4 + 17{,}26 \cdot 26 = 1816 \text{ Kal.}$$

Ilość tlenu dla spalania mieszanki:

$$O_t = 0{,}931 \cdot Y + 0{,}1205 \cdot X = 0{,}93 \cdot 3 + 0{,}1205 \cdot 7 = 3{,}64\ m^3.$$

Tyle tlenu trzeba byłoby zużyć przy spalaniu 10 m^3 mieszanki

$$(X = 7;\ Y = 3).$$

Dla spalania 1 m^3 mieszanki tlenu zużyto:

$$3{,}64 : 10 = 0{,}364\ m^3.$$

Przy spalaniu doprowadzono nadmiaru tlenu:

$$O_n = 0{,}364 \cdot 0{,}25 = 0{,}091\ m^3.$$

Do spalin doprowadzono azotu z powietrza:

$$N_c = O_t \cdot \frac{79}{21} \cdot k = 1{,}71\ m^3$$

Ilość spalin, otrzymanych przy spalaniu 1 m^3 naszej mieszanki:

Ilość CO_2			Ilość H_2O		
CO_2 ze spalania	CO	— 0,1849 m^3	H_2O ze spalania	CH_4	— 0,1800 m^3
„ „ „	CH_4	— 0,0900 „	„ „ „	CnHm	— 0,0048 „
„ „ „	CnHm	— 0,0048 „	„ „ „	H_2	— 0,1726 „
„ z gazu		— 0,0888 „			
	CO_2	= 0,3685 m^3		H_2O	= 0,3574 m^3

Ilość azotu i tlenu:

$$N_s = N_c + N_g = 1{,}71 + 0.4587 = 2{,}1687\ m^3$$
$$O_n = \ldots\ldots\ldots = 0{,}0910\ m^3$$
$$\text{Razem } 2{,}2597\ m^3$$

Teraz określimy teoretyczną temperaturę spalania naszej mieszanki o wartości opałowej 1816 Kal.

Obliczenia sprawdzimy dla temperatury 1500°C. (Ponieważ, według założenia, taką temperaturę powinniśmy otrzymać przy spalaniu mieszanki). Ilość ciepła w spalinach, ogrzanych do temperatury 1500°C

$$CO_2 \quad -0{,}3685 \cdot 942 = 347 \text{ Kal.}$$
$$H_2O \quad -0{,}3574 \cdot 833 = 298 \text{ „}$$
$$N_2+O_2 \quad -2{,}2597 \cdot 517 = 1168 \text{ „}$$
$$Q = 1813 \text{ Kal.}$$

Jak widzimy, otrzymaliśmy ilość ciepła prawie równą wartości opałowej naszej mieszanki.

Z tego możemy wnioskować, że stosunek (7 : 3) gazów został obliczony prawidłowo.

Zadanie 49. Obliczyć, jaka powinna być wartość opałowa (W_d) mieszanki gazu, składającej się z gazu wielkopiecowego i koksowego, żeby otrzymać teoretyczną temperaturę spalania 1800°C.

Powietrze jest ogrzane do temperatury 900°C. Spalanie odbywa się z 25% nadmiarem powietrza. Chemiczny skład gazu z zadania 48.

Wartość opałowa mieszanki równa się (zad. 48, równ. 1):

$$W_d = 4345{,}32 \cdot Y + 732{,}48 \cdot X$$

Dla spalania mieszanki z teoretyczną ilością powietrza, trzeba zużyć tlenu (zad. 48):

$$O_t = 0{,}93 \cdot Y + 0{,}1205 \cdot X\ (m^3)$$

$$P_c = (0{,}93 \cdot Y + 0{,}1205 \cdot X) \cdot 4{,}762 \cdot 1{,}25 = 5{,}536 \cdot Y + 0{,}717 \cdot X\ (m^3)$$

Powietrze, ogrzane do temperatury 900°C zawiera ciepła:

$$Q_p = (5'536 \cdot Y + 0{,}717 \cdot X) \cdot 296 = 1638{,}7 \cdot Y + 212{,}2 \cdot X$$

Całkowita ilość ciepła, doprowadzonego do paleniska, będzie się równała:

$$W_d + Q_p = 4345{,}32 \cdot Y + 732{,}48 \cdot X + 1638{,}7 \cdot Y + 212{,}2 \cdot X = 5984{,}02 \cdot Y + 944{,}68 \cdot X$$

Ilość spalin, otrzymanych przy spalaniu 1 m^3 mieszanki:

CO_2 z (CO_2)	0,03	$\cdot Y + 0{,}114 \cdot X$
„ z (CO)	0,11	$\cdot Y + 0{,}217 \cdot X$
„ z (CH_4)	0,30	$\cdot Y$
„ z (CnHm)	0,016	$\cdot Y$
CO_2		$0{,}456 \cdot Y + 0{,}331 \cdot X$

$$H_2O \text{ z } \begin{cases} (CH_4) & 0{,}60 \cdot Y \\ (CnHm) & 0{,}016 \cdot Y \\ (H_2) & 0{,}51 \cdot Y + 0{,}028 \cdot X \end{cases}$$

H_2O	$1{,}126 \cdot Y + 0{,}028 \cdot X$
N_s | O_s |	$4{,}628 \cdot Y + 1{,}2357 \cdot X$

Spaliny, ogrzane do temperatury 1800°C, powinny zawierać ciepła:

$$\begin{aligned} CO_2 &\quad -(0{,}456 \cdot Y + 0{,}331 \cdot X) \cdot 1220 = 556{,}3 \cdot Y + 403{,}8 \cdot X \\ H_2O &\quad -(1{,}126 \cdot Y + 0{,}028 \cdot X) \cdot 1069 = 1203{,}7 \cdot Y + 29{,}9 \cdot X \\ N_s + O_s &\quad -(4{,}628 \cdot Y + 1{,}2357 \cdot X) \cdot 635 = 2938{,}7 \cdot Y + 784{,}7 \cdot X \\ & \qquad\qquad\qquad\qquad Q_s = 4698{,}7 \cdot Y + 1218{,}4 \cdot X \end{aligned}$$

$$W_d + Q_p = Q_s = 5984{,}02 \cdot Y + 944{,}68 \cdot X = 4698{,}7 \cdot Y + 1218{,}4 \cdot X$$

$$1285{,}32 \cdot Y = 273{,}72 \cdot X$$

$$1285{,}32 \cdot (1 - X) = 273{,}72 \cdot X$$

$$1285{,}32 = 1559{,}04 \cdot X$$

$$X = \frac{1285{,}32}{1559{,}04} = \text{ok. } 0{,}89; \qquad Y = \text{ok. } 0{,}18$$

Mieszanka powinna być wytworzona w stosunku:

$$\frac{X}{Y} = \frac{0{,}82}{0{,}18} = \frac{5}{1}$$

Sprawdzenie:

Chemiczny skład mieszanki będzie następujący:

Ilość poszczególnych składników w 6 m^3 mieszanki, wytworzonej z 1 m^3 gazu koksowego i 5 m^3 gazu wielkopiecowego	Procentowy sklad mieszanki %
CO_2 — 0,03 . 1 + 0,114 . 5 = 0,600 m^3	CO_2 — 10
CO — 0,11 . 1 + 0,217 . 5 = 1,195 „	CO — 19,9
CH_4 — 0,30 . 1 = 0,300 „	CH_4 — 5,0
CnHm — 0,008 . 1 = 0,008 „	CnHm — 0,13
H_2 — 0,51 . 1 + 0,028 . 5 = 0,650 „	H_2 — 10,83
O_2 — 0,004 . 1 + 0,002 . 5 = 0,014 „	O_2 — 0,23
N_2 — 0,038 . 1 + 0,639 . 5 = 3,233 „	N_2 — 53,89
Razem 6,000 m^3	99,98%

Wartość opałowa mieszanki, wytworzonej w stosunku 5 do 1, będzie się równała:

$$W_d = 19{,}9 \cdot 30{,}4 + 5 \cdot 85{,}7 + 0{,}13 \cdot 142{,}4 + 10{,}83 \cdot 26 = 1337 \text{ Kal.}$$

Dla spalania 1 m^3 naszej mieszanki z 25% nadmiarem powietrza potrzeba zużyć tlenu:

Dla spalania	CO	— 0,199 : 2 =	0,0995 m^3
„ „	CH_4	— 0,05 . 2 =	0,1000 „
„ „	CnHm	— 0,0013 . 3 =	0,0039 „
„ „	H_2	— 0,1083 : 2 =	0,0541 „
		Razem	0,2575 m^3
Tlenu w gazie		—	0,0023 „
		O_t =	0,2552 m^3

$$O_c = 0{,}2552 \cdot 1{,}25 = 0{,}319 \ m^3$$

Ilość powietrza, potrzebnego do spalania, będzie się równała:

$$P_c = O_c \frac{100}{21} = 1{,}52 \ m^3$$

Powietrze, ogrzane do temperatury 900°C, zawiera ciepła Q_p:

$$Q_p = 1{,}52 \cdot 296 = 449 \text{ Kal.}$$

$$O_p + W_d = 1337 + 449 = \underline{1786} \text{ Kal.}$$

Spaliny, ogrzane do temperatury 1800°C, zawierają ciepła:

CO_2	— 0,351 . 1220 =	428
H_2O	— 0,210 . 1069 =	224
O_2 | N_2 |	— 1,7334 . 635 =	1100
	=	1752 Kal.

Widzimy, że dla ogrzania spalin do temperatury 1800°C, trzeba zużyć ciepła prawie tyle, ile zawiera wartość opałowa gazu i ciepło ogrzanego powietrza.

Zadanie 50. Spalenie mieszanki gazu koksowego z gazem wielkopiecowym odbywa się z 25% nadmiarem powietrza. Mieszanka i powietrze są ogrzane do temperatury 1000°C.

Obliczyć, w jakim stosunku ma być wytworzona mieszanka, o ile teoretyczna temperatura spalania równa się 2100°C.

Chemiczny skład gazów (zadanie 48).

Ilość tlenu dla spalania 1 m^3 mieszanki, wytworzonej w stosunku

$$\frac{X}{Y} = \frac{\text{gaz wielkopiecowy}}{\text{gaz koksowy}}$$

Ilość poszczególnych składnikow w 1 m^3 mieszanki $(X + Y = 1)$ m^3	Ilość O_2, potrzebna dla spalania 1 m^3 mieszanki m^3
CO_2 — 0,03 . Y + 0,114 . X	—
CO — 0,11 . Y + 0,217 . X	0,055 . Y + 0,1085 . X
CH_4 — 0,30 . Y	0,60 . Y
CnHm— 0,008 . Y	0,024 . Y
H_2 — 0,51 . Y + 0,028 . X	0,255 . Y + 0,014 . X
O_2 — 0,004 . Y + 0,002 . X	—
N_2 — 0,038 . Y + 0,639 . X	—
	O_2 = 0,934 . Y + 0,1225 . X

O_2 w gazie — 0,004 . Y — 0,002 . X

O_t = 0,93 . Y + 0,1205 . X

P_c = (0,93 . Y + 0,1205 . X) . 4,762 1,25 = 5,536 . Y + 0,717 . X m^3

N_t = (0,93 . Y + 0,1205 . X) . 3,762 = 3,49 . Y + 0,4533 . X

$N_c = N_t \cdot 1{,}25$ = 4,36 . Y + 0,566 . X

$O_n = O_t \cdot 0{,}25$ = 0,23 . Y + 0,030 . X

$N_c + O_n$ = 4,59 . Y + 0,596 . X

Ilość otrzymanych spalin w 1 m^3

CO_2 — 0,456 . Y + 0,331 . X

H_2O — 1,126 . Y + 0,028 . X

N_2, O_2 — 4,628 . Y + 1,2557 . X

Ciepło mieszanki: Wartość opałowa mieszanki oraz ciepło ogrzania gazu i powietrza.

Wartość opałowa mieszanki (zadanie 48) W_d = 4345,32 . Y + 732,48 . X

Ciepło powietrza, ogrzanego do 1000°C $P_c \cdot 332$ = 1837,9 . Y + 238 . X

Ciepło ogrzanego gazu (mieszanki):

CO_2 (0,03 . Y + 0,114 . X) . 546 . . . . . = 16,4 . Y + 62,2 . X

CO, H_2, O_2, N_2 (0,652 . Y + 0,886 . X) . 332 . . . . . = 216,5 . Y + 294,2 . X

CH_4 0,3 . Y . 704 . . . . . = 211,2 . Y

CnHm 0,008 . Y . 759 . . . . . = 6,1 . Y

Razem Q = 6633,42 . Y + 1326,88 . X

Spaliny, ogrzane do temperatury 2100°C zawierają ciepłą:

CO_2 — (0,456 . Y + 0,331 . X) . 1527 = 696,3 . Y + 505,4 . X

H_2O — (1,126 . Y + 0,028 . X) . 1329 = 1465.4 . Y + 37,2 . X

$N_2 + O_2$ — (4,628 . Y + 1,235 . X) . 758 = 3508,0 . Y + 936,2 . X

Q = 5669,7 . Y + 1478,8 . X

6633,42 . Y + 1326,88 . X = 5669,7 . Y + 1478,8 . X; 963,72 . Y = 151,92 . X

151,92 (1 — Y) = 963,72 . Y

$$Y = \frac{151,92}{1115,64} = 0,13\ m^3; \qquad X = 1 - 0,13 = 0,87\ m^3.$$

Mieszanka gazu koksowego i gazu wielkopiecowego powinna być zestawiona w stosunku:

$$\frac{X}{Y} = \frac{0,87}{0,13} = \text{ok } \frac{6}{1}$$

Zadanie 51. Obliczyć w jakim stosunku powinna być zestawiona mieszanka z gazów wielkopiecowego i koksowego, żeby otrzymać teoretyczną temperaturę spalania 1600°C. W spalinach powinno być 4% CO. Powietrze ogrzane do temperatury 400°C.

Chemiczny skład gazu w %	CO	H_2	CH_4	CO_2	N_2
Wielkopiecowego . . .	28	2	—	11	59
Koksowego	10	53	30	3	4

Ilość gazu wielkopiecowego w 1 m^3 mieszanki oznaczamy przez X, a ilość gazu koksowego — przez Y. Ilość CO w spalinach, otrzymanych przy spalaniu 1 m^3 mieszanki, oznaczamy przez Z.

Chemiczny skład mieszanki m^3	Ilość tlenu dla spalania 1 m^3 mieszanki m^3	Ilość otrzymanych spalin m^3
		CO . . . . . Z
$CO - 0,28X + 0,10Y$	$0,14X + 0,05Y - 0,5Z$	CO_2 z CO $-0,28X + 0,10Y - Z$ CO_2 z CH_4 — $0,30Y$ CO_2 z gazu $-0,11X + 0,03Y$ $\Sigma = 0,39X + 0,43Y - Z$
$H_2 - 0,02X + 0,53Y$	$0,01X + 0,265Y$	
$CH_4 - 0,30Y$	$0,60Y$	H_2O z H_2 $-0,02X + 0,53Y$ H_2O z CH_4 — $0.60Y$ $0,02X + 1,13Y$
$CO_2 - 0,11X + 0,03Y$	—	
$N_2 - 0,59X + 0,04Y$	—	N_2 z gazu $-0,59X + 0,04Y$ N_2 z powietrza $-0,5643X + 3,442Y - 1,881Z$ $1,1543X + 3,482Y - 1.881Z$

$$O_c = 0,15X + 0,915Y - 0,5Z \qquad V^*) = 1,5643X + 5,042Y - 1,881Z \quad . \quad . \quad 1)$$

$$N_c = (0,15X + 0,915Y - 0,5Z) \cdot 3,762 = 0,5643X + 3,442Y - 1,881Z$$

$$P_c = O_c + N_c = 0,7143X + 4,357Y - 2,381Z$$

$$W_d = (0,28X + 0,10Y - Z)\ 3040 + (0,02X + 0,53Y)\ 2600 + 0,30Y \cdot 8570 = 903,2X + 4253Y - 3040Z$$

Przez ogrzanie powietrza do temperatury 400°C doprowadzono ciepła:

$(0,7143X + 4,357Y - 2,381Z) \cdot 126^1) = \ldots = 90X + 549Y - 300Z$

Ciepło chemiczne gazu oraz ciepło ogrzania pow. $Q = 993,2X + 4802Y - 3340Z \quad . \quad . \quad . \quad 2)$

Spaliny, ogrzane do temperatury 1600°C zawierają ciepła:

$CO_2 - (0,39 \cdot X + 0,43 \cdot Y - Z) \cdot 1032 = 402,4 \cdot X + 443,7 \cdot Y - 1032 \cdot Z$

$CO - \ldots Z \cdot 556 = \ldots 556 \cdot Z$

$H_2O - (0,02 \cdot X + 1,13 \cdot Y) \cdot 909 \ldots = 18,1 \cdot X + 1027,1 \cdot Y$

$N_2 - (1,154 \cdot X + 3,482 \cdot Y - 1,881 \cdot Z)\ 556 = 641,8 \cdot X + 1936 \cdot Y - 1046 \cdot Z$

$$Q = 1062,3 \cdot X + 3406,8 \cdot Y - 2634 \cdot Z \quad . \quad . \quad 3)$$

[1]) Pojemność cieplna powietrza przy temperaturze 400°C

*) Ilość spalin otrzymanych przy spalaniu 1 m^3 mieszanki.

W spalinach *(V)*, otrzymanych przy spalaniu 1 m^3 mieszanki, znajduje się Z m^3 CO, co odpowiada 4%.

A zatem $$V = \frac{100 \cdot Z}{4} = 25 \cdot Z \cdot m^3 \quad \ldots\ldots\ldots\ldots 4)$$

Podstawiając w równanie 1 zamiast V wielkość $25 \cdot Z$ otrzymujemy:

$$25 \cdot Z = 1{,}5643 \cdot X + 5{,}042 \cdot Y - 1{,}881 \cdot Z$$

$$Z = \frac{1{,}5643 \cdot X + 5{,}042 \cdot Y}{26{,}881} = 0{,}0581 \cdot X + 0{,}1812 \cdot Y$$

Ilość ciepła, otrzymanego z równania 3, powinna być równa ilości ciepła, otrzymanego z równania 2

$$Q = 1062{,}3 \cdot X + 3406{,}8 \cdot Y - 2634 \cdot Z = 993{,}2 \cdot X + 4802 \cdot Y - 3340 \cdot Z \text{ czyli}$$

$$69{,}1 \cdot X - 1395{,}2 \cdot Y = -706 \cdot Z = -706 \cdot (0{,}0581 \cdot X + 0{,}1812 \cdot Y) = -41 \cdot X - 127{,}9\ Y$$

$$110{,}1 \cdot X = 1267{,}3 \cdot Y$$

Mieszanka powinna być wytworzona w stosunku:

$$\frac{X}{Y} = \frac{1267{,}3}{110{,}1} = \text{ok. } \frac{11}{1}$$

Ilość powietrza potrzebna dla spalania 1 m^3 mieszanki.

Przedewszystkiem obliczamy ilość CO, znajdującego się w spalinach, przy spalaniu mieszanki, która składa się z 11 m^3 gazu wielkopiecowego i 1 m^3 gazu koksowego.

$$CO = 0{,}0581 \cdot 11 + 0{,}1812 \cdot 1 = 0{,}82\ m^3$$

Ilość powietrza, potrzebnego dla spalania 12 m^3 mieszanki:

$$P_c = 0{,}7143 \cdot 11 + 4{,}357 \cdot 1 - 2{,}381 \cdot 0{,}82 = 10{,}26\ m^3.$$

Ilość otrzymanych spalin oraz ich skład procentowy:

Ilość spalin, otrzymanych przy spalaniu 12 m^3 mieszanki	m^3	Proc. skład spalin %
CO_2 — 0,39 . 11 + 0,43 . 1 — 0,82 (CO) . . =	3,920	18,81
CO — 0,82 (CO) = ... =	0,820	3,96
H_2O — 0,02 . 11 + 1,13 . 1 = ... =	1,350	6,52
N — 1,1543 . 11 + 3,482 . 1 — 1,881 . 0,82 =	14,637	70,70
	20,727 m^3	99,99

Tablica I.

Wartość opałowa dolna p/g danych średnich przy stałem ciśnieniu (0°C i 760 *mm* sł. Hg).

Rodzaj paliwa	Spala się na	Ciepło spalania w dużych ciepłostkach		
		dla 1 *kg* drobiny	dla 1 m^3	dla 1 *kg*
C	CO_2	97600	—	8133
C	CO	29400	—	2450
CO	CO_2	68200	3045	2435
H_2	H_2O	58200	2598	29100
CH_4	$CO_2 + 2\ H_2O$	192000	8571	12000
C_2H_4	$2\ CO_2 + 2\ H_2O$	319000	14241	11391
C_6H_6 (benzol)	$6\ CO_2 + 3\ H_2O$	758400	—	9723
S	SO_2	69800	—	2181
SH_2	$SO_2 + H_2O$	123500	5513	3632

Tablica II.

Wartość opałowa górna p/g danych średnich przy stałem ciśnieniu (0°C i 760 *mm* sł. Hg).

Rodzaj paliwa	Spala się na	Ciepło spalania w dużych ciepłostkach		
		dla 1 *kg* drobiny	dla 1 m^3	dla 1 *kg*
H_2	H_2O	68748	3069	34324
CH_4	$CO_2 + 2\ H_2O$	213096	9513	13318
C_2H_4	$2\ CO_2 + 2\ H_2O$	340096	15182	12148
C_6H_6	$6\ CO_2 + 3\ H_2O$	790044	—	10128
SH_2	$SO_2 + H_2O$	134048	59842	3942

Tablica III.

Średnie ciepło właściwe gazów dla temperatur od 0° do t^0 przy stałem ciśnieniu.

Gaz	Ciężar drobinowy	Ciepło właściwe dla 1 mola	Ciepło właściwe dla 1 $n.^3$	Ciepło właściwe dla 1 *kg*	Gaz
O_2	32	$6{,}83 + 0{,}0006\ t$	$0{,}305 + 0{,}000027\ t$	$0{,}213 + 0{,}000019\ t$	O_2
N_2	28,02			$0{,}244 + 0{,}000021\ t$	N_2
H_2	2,016			$3{,}387 + 0{,}000300\ t$	H_2
CO	28			$0{,}244 + 0{,}000021\ t$	CO
Powietrze	28,97			$0{,}236 + 0{,}000021\ t$	Powietrze
Az	28,16			$0{,}242 + 0{,}000021\ t$	Az powietrza
CO_2	44	$8{,}52 + 0{,}0037\ t$	$0{,}380 + 0{,}000165\ t$	$0{,}194 + 0{,}000084\ t$	CO_2
SO_2	64,06			$0{,}133 + 0{,}000058\ t$	SO_2
H_2O	18,016	$8{,}08 + 0{,}0029\ t$	$0{,}361 + 0{,}000129\ t$	$0{,}449 + 0{,}000161\ t$	H_2O
CH_4	16,032	$9{,}78 + 0{,}0060\ t$	$0{,}436 + 0{,}000268\ t$	$0{,}610 + 0{,}000374\ t$	CH_4
C_2H_4	28,032	$10{,}21 + 0{,}0068\ t$	$0{,}456 + 0{,}000304\ t$	$0{,}364 + 0{,}000243\ t$	C_2H_4

Tablica IV.

Pojemność cieplna dla 1 kg. drobiny gazów — $m\,(c_p)\,{}_0^t\,.\,t.$

Liczby skrócone	Przy stałem ciśnieniu				Duże ciepłostki	
Temperatura t °C	CO_2 (SO_2)	H_2O	O_2, H_2, N_2, CO (i powietrze)	CH_4	C_2H_4	Praca zewnętrzna 0,002 t Kal.
0	—	—	—	—	—	—
100	890	840	690	1 040	1 090	200
200	1 850	1 730	1 390	2 200	2 310	400
300	2 890	2 690	2 100	3 470	3 690	600
400	4 000	3 700	2 830	4 870	5 170	800
500	5 180	4 770	3 560	6 390	6 810	1 000
600	6 440	5 890	4 310	8 030	8 570	1 200
700	7 780	7 080	5 070	9 780	10 500	1 400
800	9 180	8 320	5 850	11 700	12 500	1 600
900	10 670	9 620	6 630	13 700	14 700	1 800
1 000	12 220	10 980	7 430	15 800	17 000	2 000
1 100	13 850	12 400	8 240	18 000	19 500	2 200
1 200	15 550	13 880	9 060	20 400	22 000	2 400
1 300	17 300	15 400	9 900	22 800	24 800	2 600
1 400	19 200	17 000	10 700	25 500	27 600	2 800
1 500	21 100	18 650	11 600	28 200	30 600	3 000
1 600	23 100	20 400	12 500			3 200
1 700	25 200	22 100	13 300			3 400
1 800	27 300	24 000	14 200			3 600
1 900	29 500	25 800	15 100			3 800
2 000	31 800	27 800	16 100			4 000
2 100	34 200	29 800	17 000			4 200
2 200	36 600	31 800	17 900			4 400
2 300	39 200	33 900	18 900			4 600
2 400	41 800	36 100	19 800			4 800
2 500	44 400	38 300	20 800			5 000
2 600	47 200	40 600	21 800			5 200
2 700	50 000	43 000	22 800			5 400
2 800	52 900	45 400	23 800			5 600
2 900	55 800	47 800	24 850			5 800
3 000	58 900	50 400	25 900			6 000

Tablica V.

Pojemność cieplna dla 1 m^3 gazów — $(C_p)_0^t \cdot t$ przy stałem ciśnieniu.

Duże cieplostki

Temperatura t °C	CO_2 (SO_2)	H_2O	O_2, H_2, N_2, CO (i powietrze)	CH_4	C_2H_4	Praca zewnętrzna 0,09 t Kal.
0	—	—	—	—	—	—
100	39,7	37,4	30,8	46,3	48,6	9
200	82,6	77,4	62,0	98,0	103	18
300	129	120	93,8	155	164	27
400	178	165	126	218	231	36
500	231	213	159	285	304	45
600	287	263	192	358	383	54
700	347	316	226	437	468	63
800	410	371	261	521	559	72
900	476	429	296	610	656	81
1 000	546	490	332	704	759	90
1 100	618	553	368	804	869	99
1 200	694	619	405	910	984	108
1 300	774	688	442	1 020	1 106	117
1 400	856	759	479	1 136	1 233	126
1 500	942	833	517	1 257	1 367	135
1 600	1 032	909	556			144
1 700	1 124	988	595			153
1 800	1 220	1 069	635			162
1 900	1 319	1 153	676			171
2 000	1 422	1 240	717			180
2 100	1 527	1 329	758			189
2 200	1 636	1 421	800			198
2 300	1 748	1 515	843			207
2 400	1 864	1 612	886			216
2 500	1 983	1 711	930			225
2 600	2 106	1 813	974			234
2 700	2 230	1 917	1 019			243
2 800	2 360	2 024	1 064			252
2 900	2 491	2 135	1 109			261
3 000	2 828	2 247	1 156			270

Tablica VI.

Pojemność cieplna dla 1 *kg* gazów — $(c_p)_0^t . t$ przy stałem ciśnieniu.

Duże ciepłostki.

Temperatura t °C	CO_2	SO_2	H_2O	O_2	N_2, CO	Powietrze	Az	H_2	CH_4	C_2H_4
0	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
100	20,2	13,9	46,5	21,5	24,6	23,8	24,5	342	64,7	38,9
200	42,1	29,0	96,2	43,4	49,6	48,0	49,4	690	137	82,6
300	65,7	45,1	149	65,7	75,0	72,6	74,6	1 040	216	131
400	90,8	62,4	205	88,4	101	97,6	100,4	1 400	304	184
500	118	81,0	265	111,5	127	123	126	1 770	399	243
600	146	101	327	135	154	149	153	2 140	500	306
700	177	121	393	158	181	175	180	2 520	610	374
800	209	143	462	172	209	202	208	2 900	727	446
900	242	167	534	207	237	229	236	3 290	852	524
1 000	278	191	610	232	265	256	264	3 690	984	607
1 100	315	216	688	257	294	284	293	4 090	1 124	694
1 200	353	242	770	283	323	313	322	4 490	1 271	786
1 300	394	270	855	309	353	342	351	4 900	1 425	884
1 400	436	299	944	336	383	371	381	5 320	1 587	985
1 500	480	329	1 035	362	414	400	411	5 750	1 757	1 092
1 600	525	360	1 130	389	445	430	442	6 180		
1 700	572	393	1 227	417	476	460	474	6 620		
1 800	621	426	1 328	445	508	491	506	7 060		
1 900	671	461	1 434	473	541	522	538	7 510		
2 000	724	497	1 541	502	574	554	570	7 960		
2 100	777	534	1 652	531	607	586	603	8 420		
2 200	833	572	1 766	560	640	618	636	8 890		
2 300	890	611	1 883	590	674	651	670	9 360		
2 400	949	652	2 004	620	709	685	705	9 840		
2 500	1 010	693	2 128	650	744	719	740	10 330		
2 600	1 071	736	2 254	681	779	753	775	10 820		
2 700	1 136	780	2 385	713	815	788	810	11 310		
2 800	1 201	825	2 518	745	851	823	846	11 810		
2 900	1 268	871	2 655	777	887	858	882	12 320		
3 000	1 338	919	2 795	809	924	893	919	12 840		

Tablica VII.

Ciężar 1 m^3 i objętość 1 *kg* gazów przy 0°C i 760 Hg.

Rodzaj gazu	Ciężar dronowy m_0	Ciężar 1 m^3 $\frac{m_0}{22,4}$ *kg*	Objętość 1 *kg* . $\frac{22,4}{m_0}$ m^3
O_2 . . .	32	1,429	0,7
N_2 . . .	28	1,25	0,8
H_2 . . .	2	0,089	11,2
CO. . .	28	1,25	0,8
CO_2 . .	44	1,964	0,509
SO_2 . .	64	2,857	0,35
H_2O . .	18	0,804	1,244
CH_4 . .	16	0,714	1,4
C_2H_4 . .	28	1,25	0,8
Powietrze	28,97	1,293	0,773
Az . . .	28,16	1,257	0,795

Tablica VIII.

Ilość tlenu i produktów spalania dla 1 *kg* paliwa 0° C i 760 *mm* Sł. Hg.

Paliwo	Spala się na	Ilość O_2 w *kg*	Ilość produktów spalania w *kg*					Ilość O_2 w m^3	Ilość produktów w m^3				
			CO_2	H_2O	CO	SO_2	Σ		CO_2	H_2O	CO	SO_2	Σ
C	CO	1,333	—	—	2,333	—	2,333	0,933	—	—	1,866	—	1,866
C	CO_2	2,666	3,666	—	—	—	3,666	1,866	1,866	—	—	—	1,866
CO	CO_2	0,571	1,571	—	—	—	—	0,4	0,8	—	—	—	0,8
H_2	H_2O	8	—	9	—	—	9	5,6	—	11,2	—	—	11,2
CH_4	$CO_2 + 2\ H_2O$	4	2,75	2,25	—	—	5	2,8	1,4	2,8	—	—	4,2
C_2H_4	$2\ CO_2 + 2\ H_2O$	3,428	3.143	1,285	—	—	4,428	2,4	1,6	1,6	—	—	3,2
C_6H_6	$6\ CO_2 + 3\ H_2O$	3,077	—	—	—	—	—	2,154	1,723	0,862	—	—	2,585
S	SO_2	1	—	—	—	2	2	0,7	—	—	—	0,7	0,7
H_2S	$H_2O + SO_2$	1,411	—	—	—	—	—	0,988	—	0,6586	—	0,6586	1,3174

Tablica IX.

Tablica stopnia dysocjacji CO_2 przy różnych temperaturach i ciśnieniach cząsteczkowych.
X — stopień dysocjacji w %. P — ciśnienie cząsteczkowe.

2727°C		2227°C		1927°C		1727°C		1527°C	
X	P	X	P	X	P	X	P	X	P
80	0,0379	50	0,0012	30	0,0028	20	0,0006	5	0,0005
75	0,0705	45	0,0201	20	0,0119	10	0,0055	3	0,0022
70	0,1226	40	0,0334	15	0,0311	8	0,0110	2	0,0075
60	0,334	35	0,0572	12	0,0642	7	0,0167	0,546	1,0000
55	0,5373	30	0,0932	10	0,1150	6	0,0270		
50	0,8655	27	0,1519	9	0,1604	5	0,0474		
48,5	1,0000	25	0,2002	8	0.2323	4	0,0941		
		23	0,2686	7	0,3526	3	0,2319		
		21	0,3681	6	0,5693	2,75	0,2954		
		20	0,4351	5,5	0,7453	2,5	0,3946		
		19	0,5178	5	1,0000				
		18	0,6213			2	0,7949		
		15.6	1,000			1,84	1,0000		

Tablica X.

Tablica stopnia dysocjacji pary wodnej przy różnych temperaturach i ciśnieniach.
X — stopień dysocjacji w %. P — ciśnienie cząsteczkowe.

2727°C		2227°C		1927°C		1727°C	
X	P	X	P	X	P	X	P
50	0,0041	30	0,008	10	0,0015	2	0,0156
40	0,0111	20	0,0036	9	0,0021	1	0,1271
35	0,0190	15	0,0094	8	0,0031	0,546	1,000
25	0,0664	12	0,0195	7	0,0047		
20	0,1443	10	0,0346	5	0,0134		
19	0,1717	9	0,0483	2	0,2187		
18	0,2060	8	0,0699	1,5	0,5226		
17	0,8495	7	0,1037	1,4	0,6407		
16	0,3050	5,5	0,2243	1,3	0,8053		
15	0,3773	5	0,3010	1,21	1,000		
14	0,4728	4,5	0,4162				
13	0,6015	4	0,5839				
12	0,7789	3,75	0,7280				
11,1	1,000	3,5	0,8989				
		3,38	1,000				

Spis zadań.

1) Obliczenie wartości opałowej węgla kamiennego.
2) Obliczenie wartości opałowej węgla kamiennego.
3) Obliczenie wartości opałowej gazu generatorowego.
4) Obliczenie ilości powietrza, potrzebnego dla teoretycznego spalania węgla kamiennego.
5) Obliczenie ilości powietrza, potrzebnego dla spalania gazu generatorowego.
6) Obliczenie ilości powietrza, potrzebnego dla spalania węgla z nadmiarem powietrza.
7) Obliczenie ilości powietrza, potrzebnego dla spalania gazu koksowego z nadmiarem powietrza.
8) Obliczenie procentowego składu spalin, oraz ilości spalin przy spalaniu węgla kamiennego
9) Obliczenie procentowego składu spalin, oraz ilości spalin przy spalaniu gazu koksowego.
10) Obliczenie ciężaru 1 m^3 spalin.
11) Obliczenie objętości spalin przy pewnej temperaturze.
12) Obliczenie ilości wilgoci w spalinach.
13) Obliczenie nadmiaru powietrza w spalinach węgla kamiennego, na podstawie analizy spalin.
16) Obliczenie nadmiaru powietrza przy spalaniu gazu koksowego.
17) Obliczenie nadmiaru powietrza przy spalaniu gazu koksowego.
18) Obliczenie nadmiaru powietrza przy spalaniu gazu generatorowego.
19) Obliczenie nadmiaru powietrza przy spalaniu gazu wielkopiecowego, zakładając, że w spalinach powinno być 5% CO.
20) Obliczenie nadmiaru powietrza przy spalaniu gazu generatorowego, zakładając, że w spalinach powinno być 13% CO_2.
21) Obliczenie kontrakcji przy spalaniu gazu generatorowego.
22) Obliczenie kontrakcji przy spalaniu gazu generatorowego.
23) Obliczenie ilości ciepła, potrzebnego dla ogrzania powietrza.
24) Obliczenie ilości ciepła, potrzebnego dla ogrzania powietrza.
25) Obliczenie ilości ciepła, potrzebnego dla ogrzania gazu generatorowego.
26) Obliczenie ilości ciepła, potrzebnego dla ogrzania powietrza i gazu generatorowego.
27) Obliczenie temperatury spalin.
28) Obliczenie początkowej temperatury spalania węgla kamiennego.
29) Obliczenie nadmiaru powietrza przy spalaniu węgla kamiennego. Początkowa temperatura spalania równa się 1300°C.
30) Obliczenie początkowej temperatury spalania gazu generatorowego.
31) Obliczenie nadmiaru powietrza przy spalaniu ogrzanego gazu generatorowego. Początkowa temperatura spalania równa się 1300°C.
32) Obliczenie nadmiaru powietrza przy spalaniu gazu generatorowego. Początkowa temperatura spalania równa się 2200°C. Gaz i powietrze są ogrzane do temperatury 1000°C.
33) Obliczenie temperatury ogrzania gazu i powietrza. Temperatura płomienia odpowiada 1700°C. Spalanie odbywa się z 20% nadmiarem powietrza.
34) Obliczenie początkowej temperatury spalania gazu generatorowego, uwzględniając spadek temperatury wobec dysocjacji CO_2 i H_2O.
35) Obliczenie ilości gazu generatorowego, otrzymanego z 1 *kg* węgla.
36) Obliczenie ilości powietrza, potrzebnego dla przegazowywania 1 *kg* węgla.
37) Obliczenie ilości pary dmuchu na 1 *kg* węgla.
38) Obliczenie gazu generatorowego sposobem inż. Adama Ludkiewicza.
39) Obliczenie gazu generatorowego półwodnego sposobem prof. W. Grum-Grzymajło.
40) Obliczenie ilości i chemicznego składu gazu półgeneratorowego, otrzymanego z węgla kamiennego
41) Obliczenie ilości powietrza, potrzebnego dla otrzymania gazu półgeneratorowego.
42) Obliczenie temperatury gazu półgeneratorowego.
43) Obliczenie ilości powietrza, potrzebnego dla spalania gazu półgeneratorowego.
44) Sprawdzenie prawidłowości analizy gazu generatorowego.
45) Sprawdzenie prawidłowości analizy gazu generatorowego.
46) Obliczenie w jakim stosunku powinna być zestawiona mieszanka gazu wielkopiecowego z gazem koksowym, żeby otrzymać wartość opałową mieszanki, równą 1300 Kal.
47) Obliczenie procentowego składu mieszanki gazu wielkopiecowego z gazem koksowym, zestawionej w stosunku 6,5 : 1.
48) Obliczenie, w jakim stosunku powinna być zestawiona mieszanka gazu wielkopiecowego z gazem koksowym, żeby otrzymać gaz mieszany, teoretyczna temperatura spalania którego równałaby się 1500°C.
49) Obliczenie, w jakim stosunku powinna być zestawiona mieszanka gazu wielkopiecowego z gazem koksowym. Teoretyczna temperatura spalania mieszanki powinna odpowiadać 1800°C. Powietrze jest ogrzane do temperatury 900°C Spalanie odbywa się 25% nadmiarem powietrza.
50) Obliczenie, w jakim stosunku powinna być zestawiona mieszanka gazu wielko-

piecowego z gazem koksowym. Mieszanka i powietrze są ogrzane do temperatury 1000°C Teoretyczna temperatura spalania mieszanki powinna odpowiadać 2100°C. Spalanie odbywa się z 25% nadmiarem powietrza.

51) Obliczenie, w jakim stosunku powinna być zestawiona mieszanka gazu wielkopiecowego z gazem koksowym, żeby otrzymać teoretyczną temperaturę spalania 1600°C. W spalinach powinno być 4% CO. Powietrze powinno być ogrzane do temperatury 400°C.

Dr. MICHAŁ ALBERG.

Światowe położenie przemysłu cynkowego.*)

Opublikowanie danych statystycznych za rok 1928 umożliwia przegląd retrospektywny kryterji w wymienionym czasokresie. Przegląd ten wydaje nam się konieczny zwłaszcza w dobie obecnej. Katastrofalny wprost spadek cen metali półszlachetnych, a zwłaszcza cynku — jest objawem gospodarczym wielkiego znaczenia nietylko dla krajów europejskich produkujacych metal, ale również dla krajów zamorskich producentów rudy cynkowej.

Aby dotrzeć do przyczyn zmian obserwowanych obecnie na rynku cynkowym, musimy przeprowadzić analizę całokształtu gospodarki tym metalem półszlachetnym i jego rudami, i to całokształtu gospodarki światowej.

Polska jako trzeci z rzędu największy producent cynku na świecie, odgrywa naturalnie ważną rolę w światowej gospodarce tego metalu. Cynk jako produkt w znacznych ilościach eksportowany, stanowi poważną pozycję naszego bilansu handlowego Spadek cen cynku jest ważnym dla nas objawem gospodarczym, i to zarówno z punktu widzenia gospodarki państwowej, jak i prywatnej. Z jednej strony spadek cen cynku pociąga za sobą zmniejszenie jednej z najważniejszych pozycji naszego bilansu handlowego, z drugiej zaś strony wpływa na rentowność przedsiębiorstw, zainteresowanych w wytwórczości tego metalu.

Nie jesteśmy rynkiem izolowanym, otoczonym chińskim murem celnym, jak Stany Zjednoczone. Wszystko to, co w życiu gospodarczem świata, a w pierwszym rzędzie Europy, powoduje znaczne zmiany, odbija się na naszej gospodarce krajowej. Wgłębieniu się więc w objawy i przyczyny doniosłych zjawisk gospodarczych, jak np. znacznego spadku ceny, musimy poświęcić naszą szczególną uwagę.

Zacznijmy od badań w związku z ustosunkowaniem się produkcji rud do produkcji metalu z tem, że rozpatrywać będziemy to ustosunkowanie się dla każdej części świata odrębnie

Europa według danych statystycznych, które obecnie posiadamy, wyprodukowała około . . . . . 700 000 ton
metalu w r. 1928, cała zaś produkcja metalu w rudzie w Europie w tym samym czasokresie wynosiła tylko około . . . . . 345 000 ton
Wynika z tego, że wszystkie kraje europejskie w roku 1928 przerobiły około . . . . . 355 000 ton
cynku z rud importowanych, zamorskich.

Rozumie się samo przez się, że ilość rud importowanych wynosi znacznie więcej, niż 355 000 ton rocznie; prawdopodobnie około 700 000 ton, albowiem ruda zawiera przeciętnie około 50% metalu. Dla uproszczenia jednakże tych i dalszych wywodów operujemy cyframi, odnoszącemi się do zawartości metalu w rudzie. Europa importowała taką ilość rudy, z której huty europejskie wyrobić mogły około 355 000 ton metalu. Wynika z tego, że kontynent europejski nie jest samowystarczalny pod względem zaopatrzenia w rudy cynkowe i że skazany jest na zaopatrzenie się we lwią część rud z krajów zamorskich. Cały więc przemysł europejski jest w znacznej mierze przemysłem przeróbczym.

Rozpatrzmy teraz całokształt ustosunkowania się produkcji rudy do produkcji metalu w innych częściach świata.

Australja wyprodukowała w r. 1928 rudy, nadającej się do wyrobu około . 185 000 ton
cynku, zaś samego metalu w hutach australijskich produkowano około . . . . . 50 000 ton
Wynika z tego, że Australja w r. 1928 dysponowała ilością około . 135 000 ton
rud na cele eksportowe.

Azja w wymienionym czasokresie wyprodukowała około . 20 000 ton
metalu, a około . . . . . 70 000 ton
rudy, czyli wyprodukowała taką ilość rudy, z której wydobyć można było około . . . . . 50 000 ton
metalu.

Z państw amerykańskich Meksyk wyprodukował również w tym samym czasokresie tylko około . . . . 11 000 ton

*) Opracowane na podstawie danych statystycznych Minerais et Metaux, Metallgesellschaft i Górnośląskiego Związku Przemysłowców Górniczo Hutniczych.

metalu, a ilość rudy, nadającej się do produkcji około . . . . . 161 000 ton
cynku. Eksportował więc Meksyk około . . . . . 150 000 ton
metalu w rudzie.

Reasumując powyższe zestawienia, stwierdzamy, że podczas gdy Europa importowała w r. 1928 łącznie rud, nadających się do wyrobu ilości około . . . 355 000 ton cynku,

Meksyk ok. 150 000 ton
Australja ok. 135 000 ton
Azja ok. . 50 000 ton
in. kraje ok. 20 000 ton

czyli razem też około . 355 000 ton metalu, które nasz kontynent przerabiał.

Powyższe cyfry wykazują czysto teoretyczne ustosunkowanie się rynków produkujących do rynków konsumujących rudę cynkową. Ustalenie zupełnie ścisłych cyfr jest niemożliwością, i to z wielu względów: po pierwsze, dokładne ustalenie zawartości metalu w tak wielkiej ilości różnorodnych rud pozostaje wyliczeniem czysto teoretycznem i nader trudnem, po drugie zaś obliczenia statystyczne w różnych krajach nie są osnute na tych samych podstawach i przeto cyfrowe wyniki nie dadzą zawsze ścisłej podstawy porównawczej. Wymienione powyżej 355 000 ton stanowią mniej więcej tę ilość metalu w rudzie, którą Europa w r. 1928 importowała, a ilości importowane z poszczególnych stron zamorskich odpowiadają mniej więcej ilościom wymienionym.

Przejdziemy teraz do przeglądu stosunków w poszczególnych państwach, a przegląd ten zacznijmy od Stanów Zjednoczonych Ameryki Północnej, największego producenta w świecie zarówno rud jak i cynku. Stany Zjednoczone znajdują się w tem szczęśliwem położeniu, że nie są skazane wogóle na rudy importowane. Dotychczas produkują dosyć rud na pokrycie własnego zapotrzebowania i nawet są w stanie eksportować pewną część swej wytwórczości surowcowej. Ustosunkowanie się wytwórczości rudy do metalu w Stanach Zjednoczonych przedstawia się jak następuje.

Wydobyto rud nadających się do produkcji około . . . . . 624 000 ton
metalu, wyprodukowano metalu około . . . . . 547 000 ton
czyli wydobyto rud ponad własne zapotrzebowanie około . . . . 77 000 ton

Salda, wynikające z różnicy między produkcją rud a produkcją metalu nie są też ścisłemi ilościami, które w całości miały być eksportowane. Każdy bowiem producent rudy może posiadać mniejsze lub większe zapasy. Również huty — teoretycznie rzecz biorąc — nie tylko mogą, ale powinny zawsze mieć znaczniejsze zapasy rud na składzie, aby w razie trudności transportowych lub innych nieprzewidzianych wypadków nie znaleźć się w sytuacji krytycznej.

Ważny moment, który w tym związku zasługuje na szczególne nadmienienie, jest fakt, że nie cały metal znajdujący się w rudzie zostaje wydobyty. Część metalu traci się podczas procesu metalurgicznego i ilość ta zależną jest od jakości rudy, doświadczeń fachowych w każdym poszczególnym zakładzie, również jak i od szeregu innych przyczyn. Porównanie produkcji metalu z produkcją rud o zawartości danego metalu musi więc być czynione z uwzględnieniem powyższych zastrzeżeń.

Poza przywilejem więcej niż dostatecznego pokrycia zapotrzebowania w surowiec, posiada przemysł amerykański jeszcze inny, mianowicie możność umieszczenia nieomal że całej swej wytwórczości metalu w kraju. Eksport cynku nie zalicza się w Stanach Zjednoczonych do korzystnych interesów. Pod osłoną wysokich stawek celnych uzyskują tamtejsi producenci kilkadziesiąt % ponad ceny europejskie, a eksport, jeżeli ma miejsce, jest czystym dumpingiem

Eksport Stanów Zjednoczonych w roku sprawozdawczym wynosił według zestawienia Minerais et Metaux około . . . 31 950 ton,
podczas gdy w roku 1927 wynosił około . . . . . 41 370 ton,
czyli zmniejszył się o niecałe . . 10 000 ton.

Zarówno produkcja metalu, jak i wewnętrzne zapotrzebowanie wzrosło dosyć znacznie, a mianowicie:

W r. 1927 produkcja 537 500 ton,
konsumcja . . . . 479 100 ton,
W r. 1928 produkcja 546 700 ton,
konsumcja . . . . 519 500 ton.

Około połowa eksportu Stanów Zjednoczonych idzie do Anglji, a reszta rozprasza się w drobnych ilościach po różnych krajach. Eksport w roku 1928 wynosił około 5,7% całej produkcji Stanów Zjednoczonych, przez co odgrywa stosunkowo nieznaczną rolę w cynkowej gospodarce Stanów Zjednoczonych Znaczenie eksportu dla producentów amerykańskich zmniejsza się stale, co dostatecznie odzwierciadlają następujące dane.

Podczas gdy w r. 1924 eksport wynosił przeszło . . . . . 65 000 ton,
w r. 1925 przeszło . . . . . 71 000 ton,
to w roku zeszłym (1928) wynosił już niecałe . . . . . 32 000 ton.

Jest to spadek nietylko absolutny, ale również i relatywny, albowiem produkcja w międzyczasie wzrosła. Wynika to z ustosunkowania procentowego eksportu do produkcji.

W r. 1924 eksportowały Stany Zjednoczone około 13,8%
swej produkcji, w r. 1925 około . . . 13,5%
a w r. 1928 tylko około . . . . . 5,7%.

Drugim z rzędu największym producentem świata jest Belgja. Belgja niema wogóle żadnej własnej produkcji rud cynkowych, natomiast bardzo rozwinięty przemysł hutniczy, skazany w zupełności na zaopatrzenie się w rudy z krajów zamorskich. W r. 1927 oraz

1928 Belgja wyprodukowała przeszło 200 000 ton rocznie, podczas gdy nasza wytwórczość w r. 1928 wynosiła około 162 000 ton. Belgja w porównaniu z Polską jest w sytuacji o tyle korzystniejszej, że sama jest bardzo poważnym konsumentem cynku, ponieważ około połowę swej wytwórczości dostarcza różnym belgijskim przemysłom przetwórczym. Rudy więc cynkowe, sprowadzane do Belgji, przerabiane są na metal, który do połowy jest w kraju skonsumowany, do połowy zaś eksportowany. Około połowa eksportu belgijskiego odbywa się w postaci wyrobów walcowanych, t. j. blach cynkowych, a druga połowa w postaci cynku surowego i rafinowanego.

Poza Stanami Zjednoczonemi—Polska jest pod względem zaopatrzenia w rudę najwięcej uprzywilejowanym producentem. Na ogólną ilość rud przerobionych w r. 1928, wynoszącą około 376 000 ton, Polska przerobiła własnych rud przeszło 253 000 ton. Reszta zaś składała się z rud importowanych, czyli około 31% całej ilości przerobionej składała się z rud importowanych.

Głównym dostawcą rud były Niemcy. Aby uwypuklić znaczenie importu rud niemieckich do Polski, wystarczy porównać stosunek całości przywiezionych rud z przywozem niemieckim: i tak na 122 680 ton zagranicznych rud cynkowych, sprowadzanych do kraju w r. 1928, z Niemiec sprowadziliśmy 104 912 ton. Możność zaopatrzenia się w rudę z kopalń położonych w pobliżu naszej granicy zaliczać należy do nader sprzyjających warunków, z których korzysta nasz przemysł krajowy. Wiemy, że w Niemczech projektowane są nowe huty celem zużywania na miejscu w kraju, t. j. w Rzeszy Niemieckiej rud krajowych. Jeżeli plany te zostaną rzeczywiście zrealizowane, to ubędzie nam bardzo poważny dostawca rud, a huty nasze zmuszone będą te ilości, które dotychczas sprowadzały — dosłownie mówiąc — „z tamtej strony granicy", sprowadzać ze stron zamorskich.

Czy i jak dalece brak rud niemieckich wpłynie na strukturę naszego przemysłu cynkowego, trudno przewidzieć. Jeżeli za kilka lat, po ewent. realizacji planów przemysłowców niemieckich, rudy zamorskie będą tak obficie oferowane jak dziś, to prawdopodobnie znaczniejszych zmian spodziewać się nie potrzebujemy.

Ważnym, a może decydującym momentem będą koszta przewozu lądowego, t. j. z Gdańska lub Gdyni do hut śląskich.

W każdym razie Belgja byłaby w sytuacji od nas znacznie korzystniejszej, gdybyśmy zmuszeni byli opierać przetwórczość na coraz to większym imporcie rud zamorskich. Koszta przewozu lądowego, które stanowiłyby u nas przy rudach zamorskich bardzo poważne pozycje, odpadają w Belgji.

Bliskość wielkiego rynku angielskiego, absorbującego rocznie znaczne ilości cynku i dyktującego cenę w Europie, stanowi dla Belgji korzyść gospodarczą pierwszorzędnej wagi. Możność ulokowania na własnym rynku wewnętrznym około połowy swej produkcji, stanowi dalszą korzyść gospodarczą, która daje uprzywilejowaną strukturę belgijskiemu przemysłowi cynkowemu. Dysponowanie u nas własną rudą w około 70% naszego zapotrzebowania nie równoważy przywilejów, wynikających z geograficznego położenia przemysłu belgijskiego, zwłaszcza dziś, po znacznem podrożeniu naszych kosztów przewozu. Wyczerpanie naszych rudonośnych złóż i wzrastająca zależność od rud importowanych stawia nas wobec konkurentów belgów w sytuację stale trudniejszą.

Całokształt naszej krajowej gospodarki cynkowej w ostatnich trzech latach wykazują następujące dane statystyczne:

	1926	1927	1928
	t o n y		
Polska produkcja cynku . . .	123 700	150 300	161 800
Eksport metalu .	109 056	120 075	124 934
„ blach .	8 346	12 025	11 850
Suma eksportu .	117 402	132 100	136 784
Zużycie własne około	6 298	18 200	25 016

Stale wzrastająca produkcja, stale wzrastający eksport i znaczny rozrost własnego zapotrzebowania, oto doniosłe zjawiska gospodarcze, uzwierciadlone w powyższych cyfrach. Dane dotyczące zapotrzebowania własnego nie są ścisłe: obliczyliśmy je, potrącając eksport od ogólnej produkcji metalu. W każdym razie na podstawie naszych doświadczeń oszacować możemy obecnie zapotrzebowanie wewnętrzne na około 12 000 — 14 000 ton metalu na cele galwanizacyjne i inne, a ok. 11 000 — 12 000 ton na wyrób blachy cynkowej.

Eksport nasz był skierowywany w pierwszym rzędzie do naszych najbliższych sąsiadów i wynosił w roku

	1926	1927	1928
	t o n y		
do Niemiec . . .	42 887	39 590	76 110
do Rosji	3 257	17 378	14 875
do Czechosłowacji .	10 153	13 101	13 335
do Austrji	2 969	3 000	3 545
do Anglji	37 033	5 993	7 305
do Szwecji. . . .	3 903	3 631	4 220
do wszystkich innych krajów	8 854	37 382	5 544
Ogółem .	109 056	120 075	124 934

Zmniejszenie naszego wywozu do Anglji uważamy za objaw nader sprzyjający. Ilości sprzedawane w Anglji po tamtejszych cenach giełdowych obciążone są bardzo znacznym kosztem transportu do rynku zbytu wielko-brytyjskiego, a tem samem są niekorzystne dla przedsiębiorstw. Zmniejszenie wywozu do Anglji możliwem było dzięki zwiększeniu pojemności rynku niemieckiego w pierwszym rzędzie, a poza tem rynku rosyjskiego.

Niemcy, czwarty z rzędu najpoważniejszy producent cynku na świecie, są jednocześnie bardzo poważnym producentem rud i największym na kontynencie europejskim konsumentem metalu, nawet większym od Anglji. Tłumaczy się to tem, że wielki przemysł przeróbczy Niemiec konsumuje wielkie ilości cynku dla wyrobu blach cynkowych, przedmiotów mosiężnych, dla galwanizacji blach żelaznych i t. d. Niemiecki i polski przemysł cynkowy są ze sobą ściśle związane, albowiem z jednej strony Niemcy dostarczają nam rud cynkowych, my zaś eksportujemy do Niemiec, jak stwierdziliśmy poprzednio, lwią część naszej produkcji metalowej. Poza tem współpracujemy z niemieckimi producentami w zbyciu blach cynkowych. Około 61% całego naszego eksportu w roku zeszłym skierowaliśmy do Niemiec, a Niemcy na ogólną ilość sprowadzonego do Rzeszy metalu około . . . . 143 000 ton importowały z Polski około . . 76 000 ton, czyli przeszło 53% swego przywozu pokryli w Polsce.

Francja — zarówno poważny konsument, jak i producent metalu, dysponuje bardzo nieznaczną własną produkcją rud. Nie będziemy wywodów naszych obciążali dalszemi cyframi, ponieważ porównawcze zestawienie światowej produkcji cynku dostatecznie uwypukla znaczenie każdego z krajów.

Rozwój produkcji światowej z uwzględnieniem dzisiejszych granic politycznych daje obraz następujący:

	1913	1926	1927	1928	w porównaniu do r. 1913 (= 100%) 1913	1928	1927	1928
	w 1000 tonach metr.				w procentach		w procentach	
Belgja	204,2	188,8	201,6	209,3	20,4	14,8	98,7	102,5
Polska	192,3	123,7	150,4	161,7	19,2	11,4	78,2	84,1
Niemcy	111,7	68,3	84,1	98,1	11,2	6,9	75,3	87,8
Francja	64,1	74,6	82,6	96,8	6,4	6,8	128,9	151,0
Anglja	59,1	18,3	50,4	56,3	5,9	4,0	85,3	95,3
Holandja	24,3	24,8	26,2	26,9	2,4	1,9	107,8	110,7
Hiszpanja . . .	6,9	16,1	16,5	13,5	0,7	1,0	239,1	195,7
Czechosłowacja .	2,4	3,2	3,7	8,1	0,3	0,6	154,2	337,5
Włochy	—	7,6	7,4	11,1	—	0,8	—	—
Norwegja . . .	9,3	5,4	5,5	4,0	0,9	0,3	59,1	43,0
Szwecja . . .	2,1	4,8	4,6	5,1	0,2	0,4	219,0	242,9
Jugosławja . . .	—	2,4	3,1	6,8	—	0,5	—	—
Rosja	—	2,0	2,0	2,2	—	0,1	—	—
Austrja	4,3	—	—	—	0,4	—	—	—
Europa . . .	680,7	540,0	638,1	699,9	68,0	49,5	93,7	102,8
Azja (Japonja) .	1,5	19,0	19,2	21,3	0,2	1,5	1280,0	1420,0
Afryka . . .	—	—	—	9,7	—	0,7	—	—
Stany Zjednocz.	314,5	561,0	537,5	546,7	31,4	38,7	170,9	173,8
Kanada	—	61,3	66,7	74,2	—	5,2	—	—
Meksyk	—	5,9	6,4	11,2	—	0,8	—	—
Ameryka . .	314,5	628,2	610,6	632,1	31,4	44,7	194,1	201,0
Australja . .	4,4	48,1	49,9	50,4	0,4	3,6	1134,1	1145,5
Produkcja światowa .	1001,1	1235,3	1317,8	1413,4	100,0	100,0	131,6	141,2

Z cyfr tych wynika, że Stany Zjednoczone, Belgja i Francja przekroczyły swoje parytety z roku 1914, podczas gdy my wyprodukowaliśmy w zeszłym roku zaledwie 84,1% naszej produkcji przedwojennej, a Niemcy 87,8%. Wzrost produkcji w Szwecji, Hiszpanji i Czechosłowacji jest prawie że bez znaczenia z punktu widzenia produkcji europejskiej ze względu na bardzo małe rozmiary wytwórczości tych krajów.

Znamienną cechą obecnego położenia przemysłu cynkowego pozostaje nadmierne wydobycie rud. Nie ulega żadnej wątpliwości, że ilość wydobywanych rud stale wzrasta. W r. 1924 wydobyto ilości rud odpowiadające przedwojennej produkcji r. 1913, a od tego czasu produkcja wzrasta stale, pociągając za sobą stałą zwyżkę światowej produkcji cynku.

Przedwojenna produkcja cynku wynosiła około 1 miljona ton (r. 1913) Tę samą cyfrę wykazuje produkcja r. 1925, a od tego czasu wzrasta corocznie mniej więcej o 100 000 ton, osiągając w r. 1928 przeszło 1 400 000 ton. Ta stale zwiększająca się produkcja znajduje zbyt

po stale niższych cenach. Wprawdzie r. 1925 był pod względem cen wyjątkowo korzystnym czasokresem, patrząc jednakże na rozwój notowań od r. 1920 — stwierdzamy znaczny spadek, a mianowicie:

Przeciętna notacja roczna wynosiła:

w r. 1920 = 45 . 4 . 5 2/3
w r. 1921 = 26 . 4 . — 1/4
w r. 1922 = 29 . 14 . 1 11/12
w r. 1923 = 32 . 18 . 6
w r. 1924 = 33 . 12 . — 1/4
w r. 1925 = 36 . 3 . 4 3/8
w r. 1926 = 34 . 2 . 8 1/4
w r. 1927 = 28 . 9 . 10 31/32
w r. 1928 = 25 . 5 . 4 11/16

Produkcja metalu była zbywana po stale niższych cenach.

Podczas gdy do m. sierpnia ub. r. cynk utrzymywał się mniej więcej nieco ponad poziomem cen roku zeszłego, kurs załamał się w końcu sierpnia ub. r. i w październiku ub. r. cena przeciętna wynosiła nieco ponad 23.—.—. Początek listopada wykazuje dalsze stopniowe załamywanie się kursu i podczas gdy te słowa piszemy, kurs za towar do natychmiastowej dostawy wynosi około 20 1/2.

Regulatorem cen cynku, jak również innych metali w Europie jest metalowa giełda londyńska Wszystkie te ilości, które są przedmiotem handlu w Europie, sprzedawane są prawie wyłącznie po cenach giełdy londyńskiej. Jest to o tyle usprawiedliwione, że Anglja ma stosunkowo najmniejszą produkcję hutniczą, prawie żadnej produkcji rud, a konsumuje bardzo znaczne ilości metalu. Podczas gdy produkcja hutnicza Anglji wynosiła w roku zeszłym około . . . . . 56 000 ton,
konsumcja wynosiła około . . 181 000 ton,
czyli sprowadziła Anglja około . 125 000 ton
metali z różnych krajów dla własnej potrzeby. Anglja jest też tym rynkiem zbytu, na którym producenci wszystkich części świata sprzedają wszystkie te ilości, na które nie mają zbytu ani w kraju własnym, ani w krajach sąsiednich.

Jeżeli więc w Londynie cena stale spada, to tłumaczy się to stale zwiększoną podażą.

Tę stale zwiększającą się podaż uwypukla najwymowniej zestawienie niesprzedanych zapasów, ciążących na rynku europejskim. Z około 26 000 ton w styczniu ub. r. wzrosły one we wrześniu ub. r. do przeszło 38 000 ton. Jeżeli uwzględnimy, że w tym samym czasokresie europejska produkcja wynosiła przeciętnie miesięcznie 53 500 ton i że wahania produkcji miesięcznej były nieznaczne, to dojdziemy do wniosku, że produkcja, utrzymywana na dzisiejszym poziomie coraz trudniej znajduje zbyt na rynku europejskim.

Na londyńskiej giełdzie metalowej koncentruje się ten towar belgijskich, amerykańskich, polskich i innych producentów, który nie znalazł geograficznie korzystniej położonego rynku zbytu. Poza towarem dominjów jak: Kanady i Australji, który dla Wielkiej Brytanji jest wyrobem poniekąd „krajowym", import amerykański (U. S. A.) uzasadniony zostaje tylko dostawą specjalnych gatunków lub dumpingem. Ponieważ w Europie wyrabiamy dostateczną ilość cynku najlepszego gatunku, tak zwanego elektrolitycznego (największy zakład europejski znajduje się w Polsce), import wyrobów amerykańskich wydaje nam się zbytecznym. Obciążenie giełdy londyńskiej towarem dumpingowym amerykańskim nie wydaje nam się jedynym powodem baisse'y. W każdym razie uwolnienie giełdy londyńskiej od stale wahającej się ilości zaoferowanego cynku amerykańskiego byłoby bez wątpienia ulgą. Stany Zjednoczone eksportowały do Anglji w r. 1925 około 45 000 ton, w r. 1926 ok. 18 400 ton, w r. 1927 ok. 22 800 ton, a w r. 1928 napewno znacznie mniej niż w r. 1927 (odnośnych dokładnych danych nie posiadamy) a pomimo to w r. 1925 cena przeciętna w Londynie wynosiła . . . . . = 36. 3. 4, a cena przeciętna r. 1928 wynosiła = 25. 5. 4.

Nie możemy się zgodzić z ogólnie głoszonym poglądem, że wielka podaż amerykańskiego towaru powoduje beissę. Przy podaży towaru amerykańskiego w dwójnasób większej, notacja była o przeszło 50% wyższą od dzisiejszej.

Obciążenie giełdy londyńskiej podażą amerykańską (U. S. A.) nie jest więc równoznaczne z pogorszeniem kursów, a odciążenie nie powoduje koniecznie poprawę.

Obroty giełdy londyńskiej wahają się dziennie od 250 do 1 000 ton. We wrześniu ub. r. obrót giełdy londyńskiej w metalu wynosił 12 050 ton, w październiku p. r. 13 900 ton. Roczny obrót giełdy londyńskiej szacować można na około 150 000 ton, roczne zapotrzebowanie zaś Anglji na około 180 000 ton. Notacje, wynikające z handlu wymienionej ilości około 150 000 ton na giełdzie londyńskiej, miarodajne są dla handlu wszystkich innych krajów (z wyjątkiem Stanów Zjadnoczonych), których obrót wynosi rocznie około 750 000 ton, czyli ilość towaru sprzedanego według notacji londyńskiej jest 4 razy większą od tych ilości, które rzeczywiście w Londynie stanowią objekt transakcji giełdowych.

Zupełnie odmienne warunki obserwujemy na największym w świecie rynku cynkowym, t. j. w Stanach Zjednoczonych. Stany Zjednoczone są jednocześnie największym w świecie producenrem rud, największym producentem metalu i najważniejszym konsumentem. W czasokresie sprawozdawczym wyprodukowały Stany Zjednoczone około 547 000 ton, a zużycie własne wynosiło przeszło 519 000 ton cynku. Stany Zjednoczone chronione są wysokim murem celnym i mogą w zupełności wykorzystywać ochronę celną.

Podczas gdy Londyn notował w listopadzie 1929 r. około = 21.—.— za tonę, amerykańska giełda metalowa w St. Louis notuje

w centach za lb. równowartość około = 31.—.— za tonę.

W Stanach Zjednoczonych ustosunkowanie produkcji do spożycia jest może ściślejsze niż w Europie, produkcja metalu równoważy się mniej więcej z produkcją rud, a znaczna rozciągłość rynku i wielki rozwój przemysłu przetwórczego pozwalają na prowadzenie racjonalnej polityki sprzedaży.

Te ilości towaru pochodzenia amerykańskiego, które bywają sprzedawane w Europie, są dosyć zmienne. Przy dzisiejszych stale spadających cenach eksport tego towaru do Anglji staje się coraz mniej rentownym, i zbliża się naszem zdaniem chwila, w której dalsze plasowanie tego towaru na rynku angielskim zostanie w zupełności zaniechane.

Dla wszystkich tych przedsiębiorstw zamorskich, które się trudnią wyłącznie wydobywaniem rud, spadek cen do dzisiejszego poziomu jest prawdziwą katastrofą, która stawia pod znakiem zapytania możność dalszej pracy. Przy cenie około 20 dol., i trzymając się utartych formułek w handlu rudą, kalkuluje się towar ten loco huta w Europie na około 4—6 dol. za tonę, w zależności od zawartości metalu w rudzie. Cena ta jest obciążona kosztami transportu z miejsca wydobycia do portu zamorskiego, kosztami przeładowywania w porcie z wagonów na statek, poza tem kosztami transportu z portu zamorskiego do portu europejskiego, w porcie europejskim kosztami przeładowywania ze statku do wagonów towarowych, a później kosztami transportu do huty w Europie Jeżeli wszystkie te koszta odliczone będą od ceny uzyskanej za rudę, to wówczas bardzo znikome wynagrodzenie pozostanie właścicielom kopalń na pokrycie kosztów wydobywania.

Wynika więc z powyższych wywodów, że zniżka cen cynku przyczyni się automatycznie do zmniejszenia rentowności kopalnictwa rud i przyczyni się najprawdopodobniej automatycznie również do zmniejszenia wytwórczości rud. Małe kopalnie, dysponujące przestarzałem urządzeniem technicznem, pierwsze padną ofiarą spadku cen

Reasumując powyższe nasze wywody, dochodzimy do wniosku, że dzisiejsza sytuacja na europejskim rynku cynkowym spowodowana jest nadprodukcją rud i niekorzystnem ustosunkowaniem produkcji metalu do jego zapotrzebowania. Wyraźnym tego dowodem jest stały wzrost zapasów.

Drugi wniosek, do którego poza tem dochodzimy, jest prawdopodobne zmniejszenie produkcji rud z powodu stale zmniejszającej się rentowności kopalń tych przedsiębiorstw, które na eksport rud do daleko położonych krajow są skazane. Zmniejszenie produkcji rud, a poza tem zmniejszenie produkcji hutniczej i lepsze ustosunkowanie się podaży do popytu może się przyczynić do uregulowania stosunków na europejskim rynku cynkowym. W tym też kierunku dążą czynniki miarodajne koncernów cynkowych przez zmniejszenie wytwórczości tego metalu półszlachetnego.

Sprawozdania gospodarcze.

Stan przemysłu węglowego w Państwie Polskiem w grudniu r. 1929.

Konjunktura dla polskiego przemysłu węglowego w grudniu kształtowała się nadal pomyślnie. Wprawdzie ogólne wydobycie węgla kamiennego wykazało spadek o 2,87%, co pozostaje w związku z mniejszą o dwa ilością dni roboczych (23 wobec 25), jednak przeciętne dzienne wydobycie znacznie wzrosło

Ogólny zbyt węgla kamiennego uległ zmniejszeniu się, głównie z powodu zmniejszenia się zbytu wewnątrz kraju oraz eksportu. Spadek zbytu krajowego w miesiącu sprawozdawczym został spowodowany zmniejszonym zapotrzebowaniem sortymentów na opał domowy wskutek łagodnej zimy, również i zbyt sortymentów przemysłowych doznał dalszej zniżki wskntek ogólnego spadku konjunktury oraz ograniczenia ruchu w różnych gałęziach przemysłu.

Spadek eksportu węgla kamiennego dotyczył głównie panstw sukcesyjnych, natomiast wywóz do krajów północnych zwiększył się pomimo trudności transportowych spowodowanych silnemi burzami na Bałtyku.

Zapasy węgla na zwałach kopalnianych nieznacznie się zwiększyły.

Stan przemysłu koksiarskiego wykazał w miesiącu sprawozdawczym znaczną poprawę, zarówno co do produkcji, jak również i ogólnego zbytu.

Sytnacja w przemyśle brykieciarskim uległa znacznej poprawie, przy wzrastającej produkcji miało miejsce zwiększenie się zbytu krajowego.

Liczbowo stan przemysłu węglowego w grudniu w poszczególnych rejonach węglowych i w całem państwie, w stosunku do poprzedniego miesiąca, ilustruje następujące zestawienie (w tys. ton):

Rejony węglowe	Wydobycie	Zbyt w kraju	Eksport	Zapasy na zwałach[1])
	w t o n a c h			
Śląski	2 976	1 636	1 005	725
Dąbrowski	774	446	227	315
Krakowski	250	202	2	67
Razem .	4 000	2 284	1 234	1 107
Listopad[2]) r. 1929 .	4 115	2 390	1 273	1 054
± w stosunku do listopada r. 1928 .	— 115	— 106	— 39	+ 53

Z danych zestawienia tego wynika, że wydobycie węgla kamiennego w grudniu wynosiło 4 000 tys. ton, a zatem spadło o 115 tys. ton, natomiast przeciętne dzienne wydobycie (przy 23 dniach roboczych) zwiększyło się o 9 tys. ton i wynosiło około 174 tys. ton.

Ogólny zbyt węgla kamiennego w grudniu wynosił 3 518 tys. ton, co stanowi spadek o 145 tys. ton, przyczem na zbyt krajowy przypada 2 284 tys. ton, t. j. o 106 tys. ton mniej, na eksport 1 234 tys. ton, a zatem o 39 tys. ton, t. j. o 3,06% mniej w porównaniu z miesiącem poprzednim.

Zapasy węgla na zwałach kopalnianych zwiększyły się o 53 tys. ton wynosząc 1 107 tys. tyn.

Zaopatrzenie kopalń w węglarki nie napotykało na większe trudności, brak węglarek wynosił około 1,3%,

Wpływ gotówki z tranzakcji na sortymenty opałowe przedstawiał się naogół pomyślnie, natomiast przy płatnościach za sortymenty przemysłowe pozostawiał wiele do życzenia.

Eksport węgla do poszczególnych krajów w grudniu ilustruje zestawienie następujące:

Kraje	1928	1929 listopad	1929 grudzień[3])
	w tysiącach ton		
I. Do państw północnych			
do Szwecji . . .	220	205	223
do Norwegji . .	46	45	58
do Danji . . .	150	165	170
do Finlandji . .	42	39	14
na Łotwę . . .	30	44	76
na Litwę . . .	4	6	9
do Estonji . . .	2	2	—
do Kłajpedy . .	5	8	5
S_1 Razem .	499	514	555
II. Do państw sukcesyjnych			
do Austrji . . .	274	308	268
na Węgry . .	60	82	56
do Czechosłowacji	78	82	76
S_2 Razem .	412	472	400
III. Do innych krajów			
do Rumunji . .	17	11	9
do Szwajcarji . .	12	13	14
do Jugosławji . .	13	10	10
do Italji	36	60	56
do Francji . . .	47	76	84
do Holandji . .	5	12	9
do Belgji . . .	3	—	1
do Algieru . . .	—	—	3
do Niemiec . .	—	1	—
do Anglji . . .	—	—	—
do Rosji . . .	—	—	—
do Islandji . . .	—	—	4
do Brazylji . . .	5	4	—
S_3 Razem .	138	187	190
IV. Do Gdańska .	27	40	31
V. Węgiel okrętowy	37	60	58
Ogółem .	1 113	1 273	1 234
Przeładowano w portach:			
w Gdańsku . .	425	473	446
w Gdyni . . .	154	232	228
w innych . . .	—	—	—
Razem .	579	705	674

Z danych zestawienia tego wynika, że w grudniu wyeksportowano na rynki północne 555 tys. ton, t. j. o 41 tys. ton więcej, do państw sukcesyjnych 400 tys, ton, t. j. o 72 tys. ton mniej, do innych krajów łącznie z węglem okrętowym 248 tys. ton, a zatem o 1 tys. ton więcej, do Gdańska 31 tys, ton, czyli o 9 tys. ton mniej niż w miesiącu poprzednim.

Udział rejonów Śląskiego i Dąbrowskiego, oraz procentowy udział poszczególnych rynków w ogólnym eksporcie w grudniu przedstawia się następująco:

[1]) Obliczono przy uwzględnieniu węgla zużytego na cele własne kopalń, na deputaty robotnicze i urzędnicze oraz węgla skreślonego przy sprawdzeniu zapasów.
[2]) Liczby poprawione.
[3]) Według danych tymczasowych.

Rynki	Rejony					
	Śląski		Dąbrowski		Krakowski	
	1000 ton	%	1000 ton	%	1000 ton	%
Na rynki północne	465	46,27	89	39,21	554	44,97
Do państw sukcesyjnych . .	340	33,83	59	25,99	399	32,39
„ innych krajów	114	11,34	76	33,48	190	15,42
„ W. M. Gdańka	30	2 99	1	0,44	31	2,51
Węgiel okrętowy	56	5,57	2	0,88	58	4,71
Razem .	1 005	100,00	227	100,00	1 232[1])	100,00

Przeciętna dzienna wysyłka węgla kamiennego zagranicę wynosiła w grudniu przy 23 dniach roboczych około 53,5 tys. ton, a zatem o około 2,5 tys. ton więcej niż w listopadzie.

Wysyłka ta wynosiła ze Śląska około 43,5 tys. ton, a zatem o 2,5 tys. ton więcej, a z rejonu Dąbrowskiego około 10 tys. ton, t. j. utrzymała się na poziomie zeszłego miesiąca.

Przeładunek węgla w portach w miesiącu sprawozdawczym zmniejszył się o 31 tys. ton i wynosił 674 tys. ton, przyczem w Gdańsku zmniejszył się o 27 tys. ton, wynosząc 446 tys. ton, w Gdyni wynosił 228 tys. ton, a zatem zmniejszył się o 4 tys. ton w porównaniu z miesiącem poprzednim

Liczba robotników zapisanych w końcu miesiąca w kopalniach węgla kamiennego całego Państwa wzrosła do 134 831 osób, a zatem o 1 190 osób.

Liczbę robotników w poszczególnych rejonach węglowych w grudniu w porównaniu z listopadem, ilustruje następujące zestawienie:

	Listopad	Grudzień	Wzrost względni spadek w stosunku do października
Śląski . .	93 991	94 481	+ 490
Dąbrowski	29 854	30 560	+ 706
Krakowski	9 796	9 790	— 6
Razem .	133 641	134 831	+ 1 190

Ilość zarejestrowanych bezrobotnych w całem górnictwie na dzień 29 grudnia wynosiła 2 800 osób.

Przeciętne wydobycie węgla na jedną robotniko-dniówkę w kopalniach węgla kamiennego w całem Państwie w grudniu wyniosło 1 277 *kg*, a zatem zwiększyło się w stosunku do listopada o 21 *kg*.

Płace robotnicze w miesiącu sprawozdawczym nie zmieniły się.

Ceny węgla w kraju loco kopalnia pozostały bez zmian, również nie uległy zmianie ceny węgla do krajów konwencyjnych. Ceny węgla fob Gdańsk—Gdynia, pomimo że importerzy skandynawscy okazują pewną rezerwę w udzielaniu zleceń, utrzymały się na poziomie poprzedniego miesiąca, wynosząc dla grubych gatunków węgla górnośląskiego do 17/3 sh, a dla węgla dąbrowskiego do 16 sh. za tonę.

Frachty morskie kształtowały się w miesiącu sprawozdawczym zwyżkowo.

Produkcja koksu w grudniu w porównaniu z listopadem zwiększyła się o 9 tys. ton, wynosząc 176 tys. ton przy zbycie ogólnym 151 tys. ton. W grudniu w koksiarniach zatrudnionych było 3 003 robotników.

Produkcja brykietów w grudniu wynosiła 37 tys. ton, t. j. w porównaniu z listopadem zwiększyła się o 5 tys. ton, również zwiększył się ogólny zbyt brykietów wynosząc 37 tys. ton, t. j. zwiększył się o 7 tys. ton. W grudniu zatrudnionych było w brykieciarniach 278 robotników.

Węgla brunatnego w miesiącu sprawozdawczym wydobyto 5 tys ton, t. j. o 1 tys. ton mniej niż w listopadzie, również nieznacznie zmniejszył się ogólny zbyt węgla brunatnego. Załoga robotnicza w kopalniach węgla brunatnego wynosiła 299 robotników.

Stan hutnictwa i kopalnictwa rud w grudniu r. 1929.

Żelazo i stal.

Wydobycie rudy żelaznej w tonach:

	Okręgi						
	Częstochowski	Radomski	Dąbr. Sosnow.	Krakowski	Tarnogórski	Ogółem w Polsce	Liczba robotników
w listopadzie r. 1929	43 979*)	9 282	538	565	832	55 195*)	5 934
w grudniu „	40 525	9 040	576	455	1 023	51 619	5 677

[1]) Prócz tego z rejonu krakowskiego wywieziono zagranicę około 2 tys. ton.
*) Liczby poprawione (p. Przegląd Górniczo-Hutniczy Nr. 23—24 r. 1929, str. 629).

Z powyższego zestawienia widać, że wydobycie rudy żelaznej w grudniu zmniejszyło się w porównaniu z listopadem o 3 576 ton, czyli o 6,5%.

Liczba robotników, zatrudnionych na kopalniach rudy żelaznej zmniejszyła się w grudniu w porównaniu z listopadem o 257, czyli o 4,3%,

Konjunktura ogólna w kopalnictwie rudy żelaznej pozostała bez zmiany. Ceny sprzedażne ną rudę żelazną utrzymują się bez zmian, chociaż napływ zamówień na rudę żelazną w listopadzie uległ zmniejszeniu.

Pomimo, że 12 grudnia r. ub. na konferencji w Ministerstwie Prac i Opieki Społecznej w Warszawie, żądania robotników Częstochowskiego Okręgu Górniczego o podwyżkę zostały odrzucone, nastrój wśród robotników był spokojny.

Przywóz rudy żelaznej w grudniu wyniósł 70 973 tony, podczas gdy w listopadzie r. ub. przywieziono do Polski 75 005 ton. Od początku roku przywóz rudy żelaznej osiągnął 739 766 ton. W r. 1928 przywieziono do Polski rudy żelaznej 556 987 ton. Przywóz rudy manganowej wyniósł w drudniu 3 910 ton wobec 4 367 ton, przywiezionych w listopadzie r. ub. Od początku roku przywieziono rudy manganowej 56 001 ton, podczas gdy w r. 1928 przywieziono 41 381 ton.

Porównywując liczby dotyczące lat 1929 i 1928 widzimy, że wydobycie rudy żelaznej w r. 1929 zmniejszyło się w zestawieniu z r. 1928 o 40 014 ton czyli o 5,7%, natomiast przywóz rudy żelaznej (łącznie z rudami żelazosiarkowemi, wypałkami pirytu i żużlami, zawierającemi żelazo) zwiększył się o 182 779 ton czyli o 32,8%.

Huty żelazne.

Wytwórczość hut żelaznych w tonach przedstawia się następująco:

	Surówka	Stal zlewna	Wytwory walcown.	Liczba robotnik.
a) w woj. Kieleckiem:				
w listopadzie r. 1929 . .	17 548*)	33 314	25 907*)	18 398*)
w grudniu „ . .	17 569	27 374	20 528	16 296
Razem I—XII. . . .	228 703	466 207	329 299	—
b) w woj. Krakowskiem:				
w listopadzie r. 1929 . .	—	1 099	836	198
w grudniu „ . .	—	1 113	708	196
Razem I—XII. . . .	—	11 841	10 876	—
c) w woj. Śląskiem:				
w listopadzie r. 1929 . .	41 447	70 484*)	48 979*)	31 879
w grudniu „ . .	29 710	55 694	41 915	31 600
Razem I—XII. . . .	476 992	898 505	620 695	—
d) Ogółem w Polsce:				
w listopadzie r. 1929 .	58 995*)	104 897*)	75 722*)	50 475*)
w grudniu „ . .	47 279	84 181	63 051	48 092
Razem I—XII. . . .	705 695	1 376 553	960 770	—

Z powyższego widać, że wytwórczość wszystkich działów hutnictwa żelaznego uległa znacznemu zmniejszeniu się w grudniu w porównaniu z listopadem r. ub. W szczególności produkcja surówki spadła w grudniu o 11 716 ton, t. j. o 20%. W przeliczeniu na dniówkę (na wielkich piecach w listopadzie było 30 dni roboczych, w grudniu zaś 31) spadek ten wynosi 22,5%.

W ciągu całego roku 1929 w porównaniu z 1928 roku wytwórczość surówki wzrosła z 683.951 ton do 705 695 ton czyli o 21.744 ton, co stanowi 3,2%.

Wytwórczość stali zmniejszyła się w grudniu o 20.716 ton, t j. o 19,8%. W przeliczeniu na dniówkę (24 dni roboczych w grudniu wobec 25 dni w listopadzie) spadek stanowi 16,4%. W ciągu całego roku 1929 w porównaniu z rokiem 1928 wytwórczość stali spadła z 1.438.206 t. na 1.376,553 ton, t.j. o 61.653 ton czyli o 4,3%.

Wytwórczość wyrobów walcowanych zmiejszyła się w grudniu o 12.671 ton czyli o 16,7%. W przeliczeniu na dniowkę spadek wynosi 13,3%. W ciągu całego roku 1929 w porównaniu z rokiem 1928 produkcja wyrobów walcowanych zmniejszyła się z 1.048.351 ton na 960 770 ton, t. j. o 87.581 ton czyli o 8,3%.

Liczba robotników zmniejszyła się w grudniu o 2.383 czyli o 4,7%. W ciągu całego roku 1929 w porównaniu z r. 1928 przeciętna

*) Liczby poprawione (p. Przegląd Górniczo-Hutniczy Nr. 23—24, r. 1929, str. 629).

liczba robotników wzrosła z 50.700 do 51.968, t.j. o 1.268 czyli o 2,5%.

Ogólna ilość zamówien, przydzielonych w grudniu przez Syndykat Polskich Hut Żelaznych, jak widać z poniższego zestawienia (w tonach) nie uległa niemal żadnej zmianie w porównaniu z listopadem:

	Listopad r. 1929	Grudzień r. 1929
I. Zamówienia rządowe	2 330	5 424
II. Zamówienia prywatne:		
a) dla handlu	17 523	10 325
b) dla przemysłu	6 357	10 661
c) dla własnych hut	642	70
Razem prywatne .	24 522	21 056
Ogółem .	26 852	26 480

Ogólny spadek zamówień w grudniu w porównaniu z listopadem wyniósł 372 ton czyli 1,4%. Zamówienia rządowe wzrosły o 3.094 ton czyli o 160%, prywatne zaś spadły o 3,466 ton, t.j. o 14,1%. W ciągu całego roku 1929 ogólna ilość zamówień Syndykatu Polskich Hut Żelaznych spadła z 712.599 ton w r. 1928 na 508.304 ton, t.j. o 204,295 ton czyli o 28,7%.

Przywóz z zagranicy starego żelastwa wyniósł w grudniu 12.142 ton, t. j. zwiększył się w porównaniu w listopadem o 736 ton czyli o 6,5%. W ciągu całego roku 1929 w porównaniu z rokiem 1928 ilość starego żelastwa, przywiezionego z zagranicy, spadła z 531.523 ton na 516.440 ton, t j. o 15.083 ton czyli o 2,9%.

Przywów i wywóz głównych przedmiotów przemysłu żel.-hutniczego przedstawiał się w sposób następujący:

Wyszczególnienie		listopad 1929	grudzień 1929	I—XII 1929
Surówka	wywóz	397	462	4 672
	przywóz	781	427	7 591
Szyny, żelazo i stal wszelka	wywóz	10 866	21 079	107 560
	przywóz	4 379	5 462	51 270
Blacha żelazna i stalowa	wywóz	5 886	9 394	49 543
	przywóz	1 389	1 437	13 804
Rury	wywóz	5 441	5 408	66 837
	przywóz	131	102	2 609
Ogółem ton	wywóz	22 590	36 343	228 612
	przywóz	6 680	7 428	75 274
Wartość w tys. złotych	wywóz	10 256	14 582	110 120
	przywóz	3 446	3 186	36 618

Z powyższego zestawienia widać, że wywóz w grudniu w porównaniu z listopadem zwiększył się o 13 753 tony czyli o 61%, wartość zaś jego wzrosła o 4 326 tys. zł. czyli o 42,2%. W ciągu całego roku 1929 w porównaniu z rokiem 1928 wywóz głównych przedmiotów hutnictwa żelaznego wzrósł o 71 271 ton czyli o 45,3%, wartość zaś jego zwiększyła się o 31 883 tys. zł. czyli o 40,7%.

Przywóz w grudniu w porównaniu z listopadem zwiększył się o 748 ton czyli o 11,2%, wartość zaś jego spadła o 260 tys. zł. czyli o 7,5%. W ciągu całego roku 1929 w porównaniu z rokiem 1928 przywóz wyrobów żelazno-hutniczych zwiększył się o 35 371 ton, t. j. o 88,6%, lecz wartość jego wzrosła zaledwie o 7 846 tys. zł, t. j. o 27,3%.

Tak znaczny wzrost obrotów handlu zagranicznego w roku 1929, oprócz faktycznego zwiększenia się wywozu zwykłego, tłumaczy się także częściowo tem, że dopiero od tego roku obrót uszlachetniający został uwzględniony w sprawozdaniach Głównego Urzędu Statystycznego. Niewspółmierność wzrostu tonażu przywozu i jego wartości wynika z przewagi obrotu uszlachetniającego czynnego nad biernym, t. j w przywozie uszlachetniającym przeważają surowce i półfabrykaty, a w wywozie zaś wyroby gotowe. Żadnych przerw w pracy nie było.

Niepomyślny stan przemysłu żelazno-hutniczego uległ w grudniu dalszemu pogorszeniu. Większość hut żelaznych zmuszona jest wskutek skurczenia się pojemności rynku wewnętrznego do zamykania poszczególnych oddziałów (wielki piec w hucie „Laura“, stalownia w hucie „Zawiercie“ i t. d.) wprowadzania świętówek i zwalniania robotników Wyjątek stanowią jedynie huty, należące do zespołu „Katowickie T-wo Akc. dla Górnictwa i Hutnictwa“ i „Górnośląkie Zjednoczone Huty Królewska i Laura“, które otrzymały znaczne zamówienia na żelazo handlowe i blachę do Rosji Sowieckiej i dzięki temu mogą utrzymać swoją produkcję na poziomie dotychczasowym.

Cynk i ołów.

Wydobycie masy rudnej cynkowej i ołowianej przedstawia się jak następuje (w tonach):

	W województwach				
	Kieleckiem	Krakowskiem	Śląskiem	Ogółem w Polsce	Liczba robotn.
w listopadzie r. 1929 . .	6 239	8 235	74 712*)	89 186*)	7 123*)
w grudniu „ . .	5 562	7 853	73 217	86 632	7 003
Razem I—XII r. 1929 .	76 246	99 581	956 777	1 132 604	—

Produkcja tlenku cynku przedstawia się następująco (w tonach):

w listopadzie r. 1929 . . 2 910*)
w grudniu „ . . 3 397
Razem I—XII r. 1929 . . 59 499

Wydobycie masy rudnej cynkowej i ołowianej zmniejszyło się w grudniu w porównaniu z listopadem o 2 554 tony czyli o 2,9%.

Ogólne dzienne wydobycie wyniosło w tonach (przy 23 dniach roboczych w grudniu):

Dzienna wydajność pracy na jednego robotnika dla całej załogi wynosiła w tonach:

w listopadzie r. 1929 — 0,54
w grudniu „ — 0,54

W okręgu górniczym Dąbrowskim na kopalni „Ulisses“ Zarząd T-wa Franko-Polskiego zwolnił z dniem 28 grudnia r. 1929-go 45 robotników w związku z likwidacją kolejki podjazdowej w Bukownie. W tymże okręgu z dniem 15 grudnia r. 1929 zostały wstrzymane roboty na kopalni „Bory“, znajdującej się obecnie pod kierownictwem zarządu kopalni „Bolesław“.

Kopalnie rudy cynkowej i ołowianej pracowały normalnie. Nastrój wśród robotników był spokojny i przerw w pracy nie było.

Przywieziono do Polski z zagranicy rudy cynkowej i ołowianej:

	listopad 1929	grudzień 1929	I—XII 1929
Ruda cynkowa . .	15 327	15 868	196 734
Ruda ołowiana . .	2 247	1 635	24 972

W zestawieniu z rokiem 1928 wydobycie masy rudnej cynkowej i ołowianej wzrosło w 1928 roku o 31.559 ton czyli o 2,9%, również wzrósł i przywóz rud zarówno cynkowych jak i ołowianych, mianowicie: cynkowych o 5.620 ton czyli o 3% i ołowianych o 8.652 tony czyli o 53%.

Huty cynkowe i ołowiane.

Wytwórczość hut cynkowych przedstawia się następująco (w tonach):

	Woj. Kieleckie		Woj. Krakowskie		Woj. Śląskie		Ogółem w Polsce		Liczba
	cynk sur.	bl. cynk.	cynk sur.	bl. cynk.	cynk sur.	bl. cynk.	cynk sur.	bl. cynk.	robotnik.
w listopadzie r. 1929	513	—	1 171	176	11 761*)	1 491*)	13 445*)	1 667*)	11 516*)
w grudniu „	352	—	1 223	198	12 184	1 529	13 759	1 727	11 910
Razem I—XII . . .	6 103	—	15 655	2 541	146 272	16 278	169 030	18 819	—

Z powyższego wynika, że wytwórczość cynku surowego zwiększyła się w grudniu w porównaniu z listopadem o 314 ton czyli o 2,4%. Produkcja blachy cynkowej wzrosła o 60 ton czyli o 3,6%. W przeliczeniu na dniówkę daje to wzrost 6,5% dla cynku i 7,5% dla blachy cynkowej. Liczba robotników zmniejszyła się o 606 czyli o 5,3%. W ciągu całego roku 1929 w porównaniu z rokiem 1928 wytwórczość cynku surowego wzrosła o 7.264 ton, t. j. o 4,5%, a blachy cynkowej o 1.459 ton czyli o 8,4%. Przeciętna liczba robotników zmniejszyła się w roku 1929 w porównaniu z r. 1928 o 554 czyli o 4,5%.

Wytwórczość hut ołowiu była następująca (w tonach):

	Ołów surowy	Liczba robotn.
w listopadzie r. 1929	3 293*)	759
w grudniu „	3 146	766
Razem I—XII . . .	35 572	—

Jak widać z powyższego, wytwórczość ołowiu zmniejszyła się w grudniu w porównaniu z listopadem o 147 ton czyli o 4,5%. W przeliczeniu na dniówkę daje to spadek o 0,7%. Liczba robotników zwiększyła się o 6, co stanowi 0,9%. W ciągu całego 1929 roku w po-

*) Liczby poprawione (p. Przegląd Górniczo-Hutniczy, Nr. 23—24, r. 1929, str. 630).

równaniu z r. 1928 produkcja ołowiu spadła o 801 ton czyli o 2,2%, liczba zaś robotników zmniejszyła się o 21, t.j. o 2,8%.

Wywóz zagranicę cynku i ołowiu przedstawia się w tonach następująco:

	Listopad 1929	Grudzień 1929	I—XII 1929
Cynk i pył cynkowy	13 428	12 267	140 366
Blacha cynkowa	1 229	1 370	14 189
Ołów	1 086	1 032	15 456
Ogółem ton	15 743	14 669	170 011
Wartość w tys. zł.	16 078	14 679	186 304

W powyższej tabelki widać, że wywóz wytworów hutnictwa cynku i ołowiu zmniejszył się w grudniu w porównaniu z listopadem o 1.074 ton czyli o 6,8%, wartość zaś jego spadła o 8,7%. W ciągu całego roku 1929 w porównaniu z rokiem 1928 wywóz wzrósł o 12.787 ton czyli o 8%, wartość zaś jego zwiększyła się o 14.270 tys. zł., t.j. o 8,3%.

W grudniu wszystkie huty cynku i ołowiu pracowały normalnie.

Huta cynku „Paulina", położona w Zagórzu pod Dąbrową Górniczą i należąca do T-wa Akc. Sosnowieckich Zakładów Górniczo-Hutniczych, została z dniem 21 grudnia ostatecznie zamknięta i pracownicy zwolnieni. Zamknięcie huty „Paulina" zostało wywołane katastrofalnym spadkiem ceny cynku na rynku światowym; cena ta osiągnęła w końcu 1929 roku poziom Ł 20 za 1 tonę, nienotowany od 20-tu lat.

Stan przemysłu naftowego w miesiącu grudniu r. 1929.

W sytuacji przemysłu naftowego większych zmian nie było. Produkcja ropy obniżyła się w dalszym ciągu, lecz nieznacznie, a wydobycie w okręgu górniczym stanisławowskim wykazało nawet wzrost.

Ruch przeróbczy w rafinerjach wykazał osłabienie w porównaniu z listopadem i październikiem, konsumcja produktów naftowych w kraju (zwłaszcza nafty) utrzymała się ilościowo na bardzo wysokim poziomie, przewyższającym znacznie miesiące poprzednie. W eksporcie, z wyjątkiem benzyny, dał się zauważyć pewien spadek.

Osłabienie ruchu przeróbczego i wzrost konsumcji krajowej spowodowały dalszy spadek zapasów produktów naftowych w rafinerjach.

Wydobycie ropy w grudniu r. 1929, wynosiło według danych tymczasowych w tonach:

Okręg górniczy	Produkcja ropy brutto w tonach	
	Grudzień 1929	Listopad 1929
Jasło	6 250	6 405*)
Drohobycz	44 775	45 138*)
Stanisławów	4 085	4 004*)
Razem .	55 110	55 547*)

Przeciętne dzienne wydobycie ropy w Borysławiu wynosiło zatem w grudniu około 1.222 ton (w listopadzie 1.272), w grudniu 1928 — 1.365 ton).

Dzienny spadek produkcji ropy w Borysławiu w porównaniu z listopadem wynosi zatem około 50 ton. Spowodowane to zostało przez obniżenie się wydajności otworów, którego nie mogło wyrównać kilka zaledwie nowych dowierceń o nieznacznej wydajności. Częściowo wpłynął oczywiście na obniżenie się produkcji także okres świąteczny. Te same przyczyny spowodowały obniżenie produkcji ropy marek specjalnych w okręgu drohobyckim i jasielskim.

Z dowierceń otworów można wymienić następujące:

1) w dniu 14.XII w otworze „Kołłątaj" w Mraźnicy po podwierceniu zaledwie o 0,5 *m* do głębokości 1 482 *m*, dotychczasowa produkcja wynosząca 20 ton ropy dziennie, wzrosła do 30 ton.

2) w otworze Nr. 1, kop. „Rella" w Mraźnicy dowiercono w dniu 18.XII w głębokości 1664 *m*, produkcję w wysokości 15 ton na dobę, która ustaliła się na 12 ton

Płace robotników w przemyśle naftowym za grudzień pozostały na wysokości miesiąca poprzedniego.

*) Liczby poprawione (p. Przegląd Górniczo-Hutniczy, Nr. 23—24, r. 1929, str. 632).

Stosunki między pracodawcami a robotnikami były w grudniu zupełnie normalne, żadnych większych zatargów nie notowano.

Znaczniejszych redukcji robotników stałych w grudniu nie przeprowadzano.

Według raportu Państwowego Urzędu Pośrednictwa Pracy w Drohobyczu znajdowało się z końcem grudnia na terenie tegoż Urzędu ogółem 4.972 bezrobotnyh w zagłębiu borysławskiem (o 106 więcej).

Ilość robotników na kopalniach ropy naftowej wynosiła w końcu grudnia:

okręg Jasło	2.495	robotników
„ Drohobycz . .	7.382	„
„ Stanisławów . .	1.139	„
	11 016	robotników

(dane tymczasowe) podczas gdy w końcu listopada było zatrudnionych 11.139 robotników.

W sprawie rozwoju ruchu wiertniczego zaznacza się co następuje:

Zgłoszono w okręgu drohobyckim 1 nową kopalnię (w Rypnem), na istniejących kopalniach w tymże okręgu zgłoszono 4 nowe otwory (w tem 3 w Tustanowicach, 1 w Strzelbicach), uruchomiono 7 nowych otworów) w tem 3 w Mraźnicy, i po jednym w Tustanowicach, Schodnicy, Rypnem i Daszawie). Ponadto uruchomiono w okręgu drohobyckim 6 starych czasowo wstrzymanych otworów (w tem 5 w zagł. borysławskiem, 1 w Schodnicy). W montowaniu znajdowało się 10 otworów (w tem 5 w Mraźnicy, 1 w Tustanowicach).

Ruch wiertniczy w zagłębiu borysławskiem ogranicza się wyłącznie do południowej części Mraźnicy i w mniejszym stopniu do północnej części Tustanowic. W południowej części Mraźnicy podjęto w grudniu wiercenie 3 nowych otworów, oraz przygotowano się do uruchomienia 5 dalszych otworów. Produkcja w otworach dowierconych w tej części Mraźnicy utrzymuje się naogół na tym samym poziomie nie wykazując spadku i dalszych objawów zawodnienia. W szczególności otwór Nr. 3, na kop. „Sosnkowski" produkuje samoczynnie około 25 ton czystej ropy dziennie i 50 m^3/min. gazu; otwór na kop. „Kołłątaj" również około 25 ton czystej ropy; otwór Nr 1, kop. „Petain" 12 ton czystej ropy.

Na dowierceniu są tu otwory Nr. 1 kop. „Gustaw" i Nr. 4 kop. „Bitumen", które weszły ostatnio w piaskowce borysławskie i osiągnęły produkcję po kilka ton dziennie i przeszło po 10 m^3/min. gazu

Otwór „Minister Kwiatkowski" kop. „Pioner" osiągnął głębokość 380 *m* w warstwach nasuniętych.

Poszukiwawcze wiercenia poza zagłębiem borysławskiem (Berehy, Monasterzec, Orów, Tarnawa i inne) pozostały dotąd bez rezultatu.

W okręgu jasielskim ożywienie ruchu wiertniczego zaobserwowane w ostatnich miesiącach trwało w dalszym ciągu, jednak nie wydało jeszcze pozytywnych rezultatów.

Zapasy ropy marki borysławskiej w towarzystwach magazynowych i na kopalniach okręgu górn. drohobyckiego wynosiły w dniu 31.XII 3.601 ton, czyli w porównaniu z zapasem w końcu listopada (4.026 ton) zmniejszyły się o 425 ton.

Zapas ropy w okręgu stanisławowskim wynosił w końcu grudnia 2.078 ton, czyli powiększył się w porównaniu z listopadem o 128 ton.

Cena ropy na rynku obniżyła się w stosunku do listopada i ustabilizowała się na wysokości 215—220 S za cysternę 10-tonową ropy marki Borysław.

Cena ropy bruttowej zakupywanej przez „Polmin" została ustalona za grudzień w wysokości tej samej, jak i w listopadzie (złotych 1 902.—) za cysternę tejże ropy (borysławskiej).

Ceny produktów naftowych w kraju pozostały bez żadnym zmian.

Przemysł gazów ziemnych przedstawiał się następująco:

	Grudzień 1929	Listop. 1929
Wydobycie gazów ziemnych w tys. m^3 .	brak danych	40 077
Ilość przerobionego gazu w tys. m^3 . .	23 501	23 273
Wydobycie gazoliny w tonach . . .	3 226	3 108
Zbyt gazoliny w kraju w tonach . .	3 017	2 062
Eksport gazoliny w tonach	12	11
Ilość robotników w gazoliniarniach . .	239	238

W grudniu było czynnych 20 zakładów gazolinowych (14 w Borysławiu i Tustanowicach, po 2 w Schodnicy i Bitkowie i po 1 w Drohobyczu i Rypnem).

Ze 100 m^3 gazu wyrabiano w grudniu przeciętnie 13,7 *kg* gazoliny (w listopadzie 13,3 *kg*). W grudniu wyeksportowano zaledwie 12 ton gazoliny (do Francji).

Przeciętna cena gazu ziemnego, na podstawie faktycznie uskutecznionych dostaw w zagłębiu borysławskiem została ustalona w wysokości zł. 5,25 za 100 m^3 (w listopadzie złotych 5,10).

W produkcji gazu ziemnego w grudniu nie zaszły żadne ważniejsze zmiany. Nową produkcję w zagł. borysławskiem uzyskano w otworze Nr, 1, kop. „Gustaw" w Mraźnicy w wysokości 6 m^3/min. i w otworze Nr. IV kop. „Bitumen" w Mraźnicy. Natomiast obniżyła się produkcja gazów w kilku otworach w Mraźni-

cy (kop. „Standard", „Fanto-Horodyszcze", „Sosnkowski").

Cena gazoliny wynosiła około 720—740 S za cysternę 10-tonową.

Produkcja wosku ziemnego w grudniu wyniosła ogółem 60.670 *kg* (na kopalni w Borysławiu). Zwiększenie się produkcji pochodzi z obliczenia przy sporządzaniu rocznego bilansu magazynowego, faktycznie produkcja utrzymała się na wysokości poprzedniej.

Czynne były 3 kopalnie wosku, przyczem, ruch kopalni pod nazwą „Dobra Nadzieja" E. Griffla w Dźwiniaczu, polegał jedynie na pogłębianiu szybów.

Ceny wosku nie uległy zmianie a konjunktura na rynkach światowych była słaba, ze względu na ograniczenie zakupów wskutek zamknięć bilansowych w końcu roku.

Płace robotników pozostały bez zmiany, zatargów z robotnikami nie było.

Zapas wosku na kopalniach wynosił w dniu 31 grudnia 58 tonn, ilość robotników w tym dniu była 375.

Ekspedycja w grudniu wynosiła 39 ton, w tem 18 ton do Niemiec, 10 ton do Ameryki, 10 ton do Czechosłowacji.

Stan przemysłu rafineryjnego w grudniu przedstawia następujące zestawienie (dane tymczasowe w tonach).

	Grudzień 1929	Listopad 1929
Przeróbka ropy	51 460	56 632*)
Wytwórczość produktów naftowych	47 500	51 491*)
Rozchód „ „ w kraju	43 124	41 695*)
Eksport „ „	18 080	22 023*)
Zapas produktów naftowych w końcu miesiąca	196 664	208 322*)
Ilość robotników	4 460	4 409*)

Przeróbka ropy obniżyła się w stosunku do miesiąca poprzedniego i była znacznie mniejsza niż przeciętna przeróbka miesięczna w 1928 r. (miesięcznie 60.450 ton).

Państwowa Fabryka Olejów Mineralnych w Drohobyczu przerobiła w grudniu 8.338 ton (w listopadzie 8.255 ton).

Stan przemysłu rafineryjnego w grudniu przedstawia szczegółowo tabelka następująca: (dane tymczasowe w tonnach):

	Benzyna	Nafta	Olej gazowy i opał	Olej smar.	Parafina	Razem
Wytwórczość	9 443	14 168	9 837	10 690	3 220	47 500
Wysyłka krajowa	7 950	20 020	6 176	5 810	955	43 124
Eksport	4 227	3 497	4 222	2 231	2 793	18 080
Zapasy do 31. XII	16 049	23 688	22 280	34 915	3 632	196 664

Konsumcja krajowa produktów naftowych wzrosła znacznie tak w stosunku do miesiąca poprzedniego (41 695 ton), jak i do przeciętnych danych miesięcznych r. 1928 (31.017 ton).

Eksport produktów naftowych obniżył się i wyniósł 18.080 ton, a więc był znacznie mniejszy niż przeciętny eksport miesięczny w 1928 r. (21.710 ton).

Eksport produktów naftowych według krajów odbiorców przedstawiał się w grudniu następująco (w tonach):

	Austrja	Czechy	Gdańsk	Niemcy	Węgry	Szwajcarja	Inne	Razem grudz.	Razem listopad
Benzyna	12	3 212	803	—	—	13	187	4 227	3 458
Nafta	—	2 568	103	31	—	422	373	3 497	4 606
Olej gazowy	1 002	179	1 006	—	125	964	946	4 222	5 925
Oleje smarowe	166	709	966	46	62	11	271	2 231	3 113
Parafina i świece	306	50	903	718	71	170	575	2 793	3 362
Inne produkty	110	101	33	805	—	—	61	1 110	1 559
Razem w grudniu 1929	1 596	6 819	3 814	1 600	258	1 580	2 413	18 080	—
Razem w listopad. „	2 815	6 475	5 388	2 401	547	1 619	2 778	—	22 023

*) Liczby poprawione (p. Przegląd Górniczo-Hutniczy Nr. 23—24, r. 1929, str. 633).

Wstrząs na kopalni Juljusz

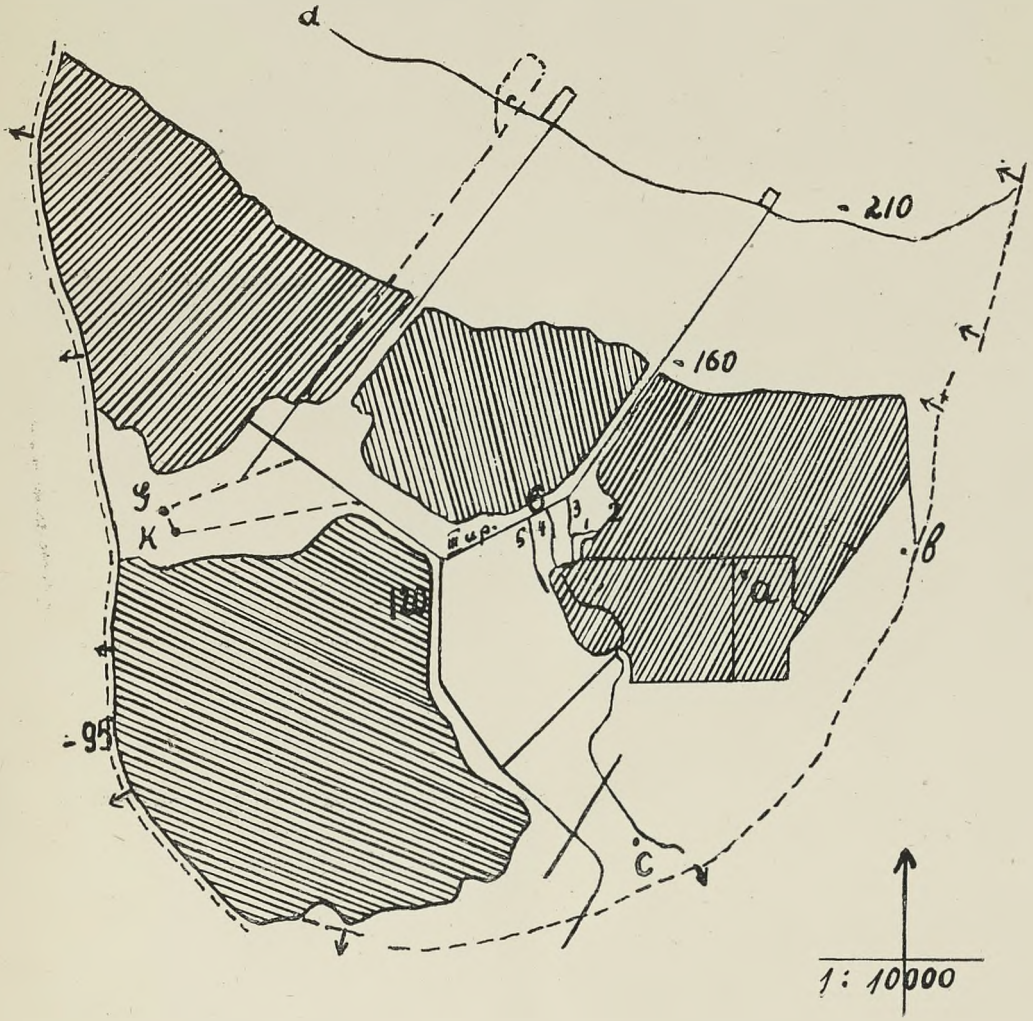
Większe zainteresowanie w kołach zawodowych wywołał w swoim czasie wstrząs podziemny na terenie kopalni „Juljusz“ (20/XII-29 r.), który spowodował tragiczną śmierć 5 górników na filarze i dał się odczuć na większej przestrzeni naokoło kopalni: zauważono go w Niemcach (3,5 *km* na półn.-wschód), Klimontowie (2 *km* na półn.-zachód) i w Grabocinie (6 *km*).

Pod ziemią strefa uszkodzeń nie była znaczną — przeważnie w wystającej caliznie na III upadowej (punkty 1, 2, 3, 4, 5, 6 na planie). W strefie tej zanotowano zjawiska następujące: uderzenie idące zgóry i przeciągłe wstrząs (wielkie tąpnięcie“) bez większego huku. Towarzyszył temu straszliwy pęd powietrza, który poprzewracał ludzi i podniósł gęste kłęby pyłu, zaciemniające zupełnie światło elektryczne. Uderzenie i wiatr szły ze strony zrobów i zawalonego filaru (2). W innych punktach kopalni zanotowano:

W punkcie *a*: „straszliwy przeciągły ryk i wstrząs, jakby odgłos dalekiego wybuchu, groźne zgrzytanie i turkot w kamieniu piętra pokładu; łomotanie w piętrze trwało jeszcze ze 3 minuty po pierwszem uderzeniu, przytem był silny pęd powietrza po chodniku“.

W punkcie *b*: „głuchy odgłos dalekiego załamania się skał, jakby zgrzyt lub stęknięcie, bez silniejszego huku; lampy karbidowe zgasły u wszystkich na pochylni od wiatru; wstrząsu węgla nie było, nic się nie zawaliło i nie nacisnęło“.

W punkcie *c*: „usłyszeliśmy tąpnięcie jak jedno przeciągłe uderzenie idące zdaleka, niezwykle wielkiej siły, lampy zgasiło od wiatru i wstrząsu“.



W punkcie *d*: „usłyszałem odległe tąpnięcie i wstrząs, który jakgdyby podniósł mię do góry i opuścił; lampy karbidowe chwilowo zupełnie przygasły a potem stopniowo się rozpaliły“.

Dla zorjentowania się przytaczamy warunki eksploatacji.

Grubość pokładu 10 *m*, upad 6°, w piętrze 50 *m* mocnego piaskowca, dalej piaskow-

ce i łupki; stosunek piaskowca 40% w ogólnej masie nadkładu. Głębokość — 400 *m*. odbudowa warstwami poziomemi, poprzecznemi zabierkami 7 — 12 *m* szerokiemi, 2,5 — 3,0 *m* wysokiemi, idącemi od chodnika warstwowego, położonego prawie na spodku pokładu Spodek naogół spokojny, wypiera jednak przy większych ciśnieniach. Piętro mocne; tąpnięcia małe bywają przy wybieraniu filarów w klinie przy spodku pokładu. Pozatem są częste wstrząsy i olbrzymie ciśnienia na granicach odbudowy pól. Kopalnia zawsze miała podsadzkę płynną, filary podsadzają się z rur, znajdujących się na tym samym poziomie niwelacyjnym. Ilość piasku zużytego w roku 1929 = 0,8 m^3 na 1 tonę wydobycia. Ilość drzewa zużytego dla odbudowy w tymże okresie — 1,9 m^3 na 100 ton wydobycia.

Zniszczenia w strefie III upadowej były następujące:

1. Chodnik pomocniczy odstawowy 45 *m* długi, idący od spodku po węglu a dalej po piasku dolnej warstwy, jednak blisko spodku, został zgnieciony i zawalony weglem. Tor wyciśnięty do góry na 1,2 *m*, budynek w 50% połamany, dwa wozy w chodniku przewrócone na bok, rury podsadzkowe na długości 20 *m* w końcu wyrzucone na środek, rury wentylacyjne zgniecione i porozrywane. Trzech ludzi, znajdujących się w tym chodniku wyszło bez szwanku. Największe uszkodzenie chodnika było w części jego przy filarze.

2. Zabierka filarowa, dopiero co rozpoczęta w końcu tego chodnika obok pola zamulonego, miała 4,5 × 5,5 m^2 przy 2,5 *m* wysokości, zabudowana normalnie kapami (1 *m* kapa od kapy) z 3 stemplami pod każdą kapą. Zabierka okazała się szczelnie zasypaną węglem razem z 5 górnikami. Stemple ze strony prawej (od piasku) stoją pochylone w kierunku, który pokazuje iż uderzenie szło od strony calizny węgla. Jeden ze stempli środkowych stoi wgnieciony na 1 *m* w skorupę węgla (0,57 *m* grubą, która znalazła się w spodku filaru nad piaskiem dolnej warstwy; grubość warstwy piasku 2 — 2,5 *m*. Pozostały budynek połamany i zmieszany z węglem, który składa się z dużych kawałów i druzgotu Naładowany wózek pośrodku filaru z podrzuconą lewą połową (od strony calizny). Do zabierki obruszyła się warstwa węgla 3,5 — 4,0 *m* gruba będąca pomiędzy zabierką a piaskowcem piętra. Piaskowiec pozostaje mocny i nienaruszony. W węglu wyraźne szczeliny pionowe wskutek rozgniecenia calizny, od której po wypadku w czasie ratowania wielokrotnie biło i naciskało. Górnicy byli tak zaskoczeni zawaleniem się, iż jeden z nich naprzykł. pozostał w pozycji stojącej z papierosem w ręku.

3. Chodnik IV warstwy (po spodku) — na długości 15 *m* od upadowej połamane wzsystkie kapy, tor podniesiony na 1 *m*, dalej na długości 20 *m* całkiem zarabowany.

4. Chodnik VII warstwy (blisko spodku) — na dł. 7 *m* od upadowej połamane kapy i stemple, dalej na 20 *m* całkiem zarabowany

5. Chodnik VIII warstwy (blisko spodku) — na dł. 30 *m* od upadowej częściowo zasypany węglem, lecz budynek nieuszkodzony.

6. Upadowa III (w caliźnie węgla w 1,5—2 *m* od spodku) — na odcinku 100 *m* większa część kap złamanych, spodek wyciśnięty na 0,35 *m* do góry, od ściany południowej (od calizny) wyrzuciło węgiel i zawaliło tor.

Poza tem stwierdzono tylko nieznaczne uszkodzenie budynku w szybie wyciągowym.

Z powyższego należałoby wnioskować, że miało miejsce jedno z wielkich (rzadkich) pęknięć likwidacyjnych pola, przyczem olbrzymie ciśnienie rozgniotło blok węgla na III upadowej; przytem bokowe uderzenie rozbiło i obaliło zwyczajny budynek górniczy, nie obliczony na wstrząsy i bokowe uderzenia; część budynku została w dodatku wgniecioną przez rozbity węgiel do spodku.

J. Zawadzki.

Usterki, zdarzające się przy spawaniu elektrycznem ogniw łańcucha.

Na jednej z kopalń Górnego Śląska zdarzył się wypadek, spowodowany zerwaniem się wózków na pochylni wskutek pęknięcia ogniw łańcucha.

Ogniwo było spawane elektrycznie i pęknięcie nastąpiło w miejscu spawania; jeden koniec ogniwa pozostał w pozycji niezmienionej, natomiasą drugi został odgięty.

Badania metalograficzne ogniwa łańcuchowego wykazały:

„Nadesłane do zbadania ogniwo składa się z dwuch części spojonych między sobą elektrycznie.

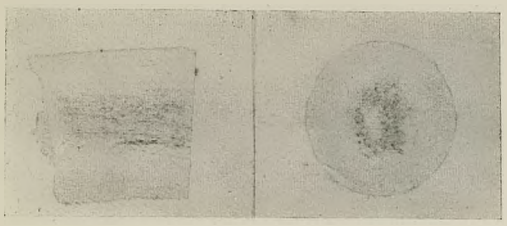
Odbitka według Baumanna (fot. 1) wskazuje, że środkowa część materjału ogniwa zawiera znaczne likwaty siarki i fosforu.

Przy badaniu pod mikroskopem widać, że spawane miejsce zawiera dużą ilość tlenków, co wskazuje na to, że spawanie było przeprowadzane nieumiejętnie. Na fot. 2 jest pokazana część szwu w przodkowej części przekroju; spalona część materjału z tlenkami jest zupełnie dobrze widoczna. Większa część

szwu była miejscem rozerwania, co wskazuje, że materjał był tu kruchy i mało wytrzymały.

Obok szwu materjał jest mocno przegrzany, co widać na fot. 3 W znacznej odległości od miejsca spawania posiada materjał normalną budowę drobnoziarnistą, pokazaną na fot. 4.

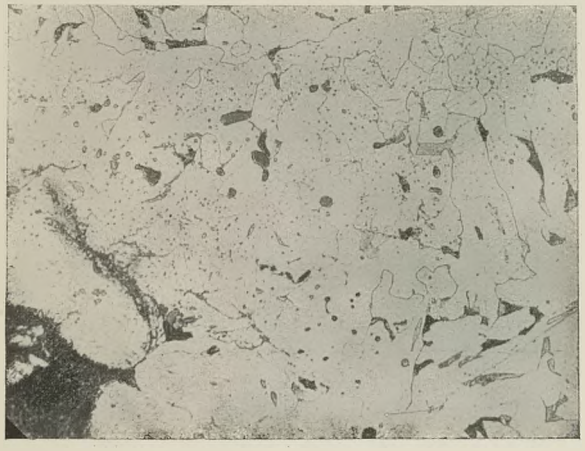
Wszystko to wskazuje, że materjał na ogniwa jest dosyć dobry, natomiast spawanie jest zupełnie złe, gdyż materjał w szwie został odwęglony i spalony, a po obu stronach szwu przegrzany".



Fot. 1.
Odbitka wedł. Baumann'a.
Likwaty siarki i fosforu.

Z tego wynika, jak ważną jest sprawą dobre i prawidłowe spawanie, tembardziej, że o dobrych, wykwalifikowanych spawaczy jest dosyć trudno.

Dla zwiększenia bezpieczeństwa pracy łączników, ogniw i łańcuchów kopalnianych,



Fot. 2, pow. 200 ×
Ogniwo łańcucha, średn. 20 *mm*.
Miejsce spawane.
Zanieczyszczenie materjału tlenkami wskutek złego spawania.

należałoby poza specjalnie starannem ich wykonaniem i oględzinami poddawać próbie obciążenia ciężarem, wywołującym w nich natężenie, leżące cokolwiek poniżej granicy elastyczności.

Na niektórych kopalniach zastosowano różne sposoby próbowania na wytrzymałość przed użyciem, a mianowicie na jednej z kopalń G. Śl. w naprężony łańcuch uderzają drewnianym okrąglakiem o średn. około 160



Fot. 3, pow. 100 ×.
Ogniwo łańcucha, średn. 20 *mm*.
Budowa spawanego końca.
Struktura Widmanstätten'a.
Materjał przegrzany.

mm i oglądają, czy które z ogniw nie pękło. Badanie łańcucha np. przy kolejce łańcuchowej w ruchu jest związane z trudnościami i na jednej z kopalń zagł Krakowskiego prze-



Fot. 4, pow. 100 ×.
Ogniwo łańcucha, średn. 20 *mm*.
Budowa materjału.
Normalna drobnoziarnista struktura.

prowadzają raz na miesiąc badanie w ten sposób, że miejsca spawane w łańcuchu podgrzewa się płomieniem tlenowodorowym lub tp. a następnie bada się, czy nie znać jakich pęknięć na ogniwie. *B.*

Przegląd czasopism technicznych

A. Geologja, mineralogja, petrografja, chemja.

15 międzynarodowy kongres geologów w Pretorji (Afryka Południ.) prof. Dr. P. Krusch przy współ. Dr. Schriel'a i Dr. Reich'a. Zeit. Berg-Hütt. u. Sal. Wes. r. 1929 Band 77-5 — zeszyt, str. B. 253 313. Sprawozdanie kongresu i opis wycieczek z uwzględnieniem geologicznej budowy zwiedzanych okolic Afryki Południowej.

„Przyczynek do studjów nad karbonizacją węgla" — praca zgłoszona na Kongresie w Tokio. E. Audibert, Revue de l'industrie minerale 1. I. 30 r. Nr. 217.

„Nowe spostrzeżenia nad stosunkami paleontologicznemi najwyższych warstw Ostrawskich w porównaniu do warstw siodłowych Górnego Śląska", prof. W Gothan i Radca Górn. W. Gropp. Z. Oberschl. B. u. H. V., Nr. 1 1930 r , str. 7—14.

W sprawie określenia górnej granicy warstw Ostrawskich natknięto się na wątpliwości na podstawie stwierdzenia obecności „Goniatites" w najwyższym poziomie warstw Ostrawskich. Ponieważ warstwy te nie posiadają zupełnie pewnej pozycji w profilu węglowym zagłębia zachodniego, okazało się rzeczą wielkiego znaczenia, że przez studja nad danemi z 5-ciu otworów w „Preussag*)" warstwy Ostrawskie mogły być dokładnie zbadane co do znajdującej się w nich skamieniałości. Badania te doprowadziły do wniosku, że charakterystyczna flora warstw Ostrawskich rozciąga się aż do spągu pokładu *„Pochhammer"*; zarazem, jak to już wcześniej twierdził *Gothan*, flora ta jest zupełnie odmienna od flory warstw powyżej *„Pochhammera"*. Możliwą rzeczą jest, iż należy dopuścić istnienie luki w warstwach spągu *„Pochhammera"*. Identyfikowanie górnych warstw Ostrawskich z górną partją chudego węgla jedynie na zasadzie znalezienia „Goniatites" na poziomie Gaebler'a należy odrzucić; warstwy Ostrawskie należą na podstawie ich flory do partji pod węglem chudym i warstwami płonnemi Westfalji.

„Zagadnienia zwęglania z punktu widzenia teorji molekularnej".

Doman Wieluch Z. Oberschl. B.-u. H. V. Nr. 1, styczeń 1930 r , str. 2—6.

W pracy tej autor wypowiada się przeciw pewnym wnioskom, wyprowadzanym z porównań elementarnych analiz produktów zwęglania, a dotąd nie kwestjonowanym; wskazuje on, że dopiero na zasadzie wyników odpowiedniego rachunkowego opracowania danych z analiz można ustalić pozytywne wnioski o przebiegu procesów molekularnych, a przedewszystkiem zwęglania; stosuje on jako rzecz nową matematyczną teorję układów równań linjowych do zagadnień molekularnych. Wyniki, otrzymane w stosunku do przebiegających bez przeszkód procesów nawęglania, zostają zużytkowane dla dokładnego opisania tych procesów i wyjaśnienia ich z punktu widzenia teorji molekularnej; wnioski potwierdzone są następnie materjałem ze spostrzeżeń.

Gruntowne przedyskutowanie doświadczeń *Bergiusa* nad sztucznem zwęglaniem z punktu widzenia teorji molekularnej służy jako dalsze stwierdzenie teorji autora; podaje on również formuły budowy, odpowiadające produktom zwęglania *Bergiusa*.

*) Preuss-Bergwerks und Hütten A-G.

B. Górnictwo.

Ogólne. Gospodarka, organizacja i t. d.

Prawo górnicze Wielkiej Brytanji. Gilbert Stone. Colliery Guard. Nr. 3604, styczeń 24, 1930, str. 315.

Energja dla kopalni i powierzchni. Phillips B. Tartt „Mining World" Nr. 1, styczeń 1930, str. 6. Autor rozpatruje zagadnienie gospodarki energetycznej na kopalniach, zajmując się specjalnie kosztami pary, ropy i gazu.

Angielski przemysł węglowy w r. 1929. Colliery Guard. Nr. 3601, 3 stycz. 1930, str. 21 i 47, oraz 3602, 10 stycz. 1930, str. 135. Artykuł przedstawia stan przemysłu węglowego w poszczególnych zagłębiach angielskich ze szczególnem uwzględnieniem ilości wydobycia, wydajności, zatrudnienia i płac robotniczych, zbytu wewnętrznego i eksportu, oraz uzyskanych cen sprzedażnych. Artykuł podkreśla również znaczenie wspólnych organizacji producentów węgla, i ich wpływ na uzyskiwane ceny sprzedażne. Ogólnie rzecz biorąc, artykuł stwierdza postęp w rozwoju angielskiego przemysłu węglowego w roku 1929, przyczem, niezależnie od ogólnego położenia, postęp ten jest wynikiem własnych wysiłków przemysłu.

Numerowanie i szkicowanie przodków kopalnianych Alfred Kwieciński „Engineering & Mining Journal" Nr. 22, listop 1929 str. 848.

Autor opisuje system numeracji przodków i oznaczania innych ważnych punktów kopalni, opierający się o podział całego pola kopalnianego na kolejno numerowane kwadraty. Pozatem podaje autor sposoby kontrolowania przodków przy pomocy szkiców, prowadzonych według omówionych w artykule zasad. Oba systemy stosuje się już od dłuższego czasu na dwóch kopalniach polskich.

Rozwój i stan światowej gospodarki węglowej. Dr. H. Meis, Essen Glückauf, 1930 r. Nr. 4, str. 113. Artykuł informacyjny ze względu na konferencję węglową w Genewie.

„Małe maszyny robocze w ruchu kopalń niemieckiego górnictwa węglowego", prof. Dr. niż. Grumbrecht. Z. Oberschl. B.-u. H. V., Nr. 1, 1930 r., str. 14—19.

W ciągu ostatnich lat górnictwo węglowe w Niemczech zostało zmechanizowane w szerokim zakresie; udało się tam również udoskonalić sposób pracy i zakres działania małych mechanizmów pomocniczych.

Jednak jeszcze i obecnie w większości wypadków stopień wykorzystania tych maszyn co do czasu ich użytecznego działania jest wybitnie niekorzystnym, tak że często nie opłaca się zaprowadzać instalacji elektrycznych, które są bardziej ekonomiczne co do wykorzystania siły.

Jeżeli w ostatnich czasach można stwierdzić silniejsze przenikanie elektryczności do kopalń, to jednak często powstają takie układy stosunków, przy których bardziej wskazanym jest napęd powietrzem sprężonym.

Autor rozpatruje następujące działy mechanizmów pomocniczych:

A. Siła napędowa;
B. Maszyny do odbudowy;
C. Maszyny do ładowania i gospodarki podsadzkowej;
D. Maszyny do odstawy pochylniami, szybikami i chodnikami.
E. Maszyny do przewietrzania i odwadniania poszczególnych części kopalni.

Opis kopalń.

Kopalnictwo łupku w Niemczech. „Engineering & Mining Journal", Nr. 26, grud. 1929 r., str. 998.

Złoża soli potasowych na Uralu, N. P. Kotchetkoff, „Engineering & Mining Journal" Nr. 22, listop. 1929, str. 842.

Odbudowa.

Podtrzymywanie piętra przez podsadzkę częściową. Dr. Inż. H. Winkhaus, Osterfeld. „Glückauf", Nr. 1 i 2, styczeń 1930 r., str. 1 i str 41. Autor zastosował na jednej z kopalń Zagłębia Ruhr praktykowane w Anglji częściowe podsadzanie wyrobisk przy odbudowie cienkiego pokładu długiemi ścianami na rynny potrząsalne. Porównuje on wpływ całkowitej i częściowej podsadzki na piętro wyrobisk. Podsadzka częściowa polega na układaniu pasów podsadzkowych (suchych murów z kamieni) w wyrobisku w odległościach praktycznie ustalonych zależnie od jakości skały w piętrze. Pod piętrem łupkowem odległości murów (pasów) są mniejsze, pod twardem piaskowcowem przeciwnie znacznie większe. Dla zabezpieczenia przodka używa się przenośnych kozłów z drzewa kantowego, albo przenośnych stempli żelaznych i stempli zwyczajnych, które są wyrabowywane w miarę posuwania się przodka. Głównym celem stosowania podsadzki częściowej jest opanowanie ruchów piętra i wykorzystanie wywołanych częściowemi zawałami ciśnień do ułatwienia urobku węgla; celem ubocznym — oszczędność w robociźnie podsadzania. Odpowiedniem rozmieszczeniem pasów podsadzkowych autor uzyskał w przodkach naprężenia, pozwalające urabiać węgiel bez pomocy używanych do tej pory maszyn. Artykuł interesujący dla kopalń, odbudowujących cienkie pokłady.

Odbudowa złóż rudy bez obudowy. C. F. Jackson, „Mining World" Nr. 1, styczeń 1930, str. 31.

Roboty uprzystępniające i odbudowa na kopalni Mount Isa. Chas. A. Mitke „Engineering & Mining Journal", Nr. 25, grudzień 1929, str. 954. Opis systemów odbudowy na wymienionej kopalni ołowiu-srebra-cynku.

Organizacja przodka o produkcji 500 ton. M. Viand. Revue de l'industrie minerale 15.1.30 r. Nr. 218. Opis organizacji robót na ścianie długiej, zastosowanej na kopalni Duhamel (Zagłębie Sarre) w pokładzie 2 m. miąższości. Ścianę obsługuje jedna kolumna rynien; rynny są wykorzystywane dla transportu podsadzki, jak i dla transportu urobku w taki sposób, iż na pierwszej zmianie idzie urobek z górnej części ściany, na zmianie drugiej następuje rozdział kolumny rynien — górna partja służy dla podsadzki, dolna dla węgla, nocna zmiana wykorzystuje całą kolumnę dla podsadzenia dolnej części ściany. Produkcja ściany — 500 ton na dobę. Ściana zatrudnia 122 ludzi na dobę.

Przewóz urobku i ludzi.

Możliwości zastosowania i opłacalność transportu taśmowego w górnictwie węglowem. Prof. Dr. Inż. H. Folkerts i Dr. Inż. K. Bechtold, Aachen. (Sprawozdanie katedry maszyn górniczych politechniki w Aachen). „Glückauf" 1930 r., Nr. 3 i 4, str. 85 i 125. Artykuł omawia szczegółowo wydajności transporterów taśmowych, zapotrzebowania energji, koszta urządzeń. Porównanie z transportem zwykłym pochylnianym, linową dostawą, poziomemi rynnami i lokomotywami wypada pod względem kosztów na niekorzyść transporterów taśmowych. Transportery taśmowe opłacają się jednak w niektórych wypadkach przez zmiejszenie obsługi, oszczędność w rozbudowie chodników oraz przez łatwość podniesienia wydobycia. Autorzy wymieniają kilka przykładów opłacalności taśm, z których najważniejszy jest: Nowocześnie urządzone kopalnie przygotowują specjalnie rozległe pola odbudowy zwykle w płasko falistym terenie w ten sposób, że po długim chodniku podstawowym transportuje się węgiel taśmami do wielkiego zbiornika w kamieniu 20 do 40 *m* głębokiego, znajdującego się możliwie w środku tego pola odbudowy. Węgiel na taśmy dostarczają rynny. Węgiel ze zbiornika sypią do wozów, zabieranych przez lokomotywę do szybu.

Znaczne korzyści elektryfikacji odstawy na kopalniach miedzi w Utah Gail Martin, „Mining World", Nr. 1, styczeń 1930, str. 9.

Wybór stosownej elektrycznej lokomotywy ślizgowej dla odstawy w kopalniach rudy. H. I. Altshuler „Engineering & Mining Journal", Nr. 26, grudz. 1929, str. 992.

Drezyny jako nowy środek lokomocji w kopalniach. Notatka redakcji „Engineering & Mining Journal" Nr. 22, listop. 1929, str. 856.

Na amerykańskich kopalniach o długich przekopach oszczędza personel nadzorczy wiele czasu przebywając drogę od szybu w pole i z powrotem na drezynach o ręcznym lub nożnym napędzie, wyrobu firmy Light Inspection Tire Works, Hagarstown. Ind.

Technika transportu materjałów zasługuje na większą uwagę. C. H. Mcl. Burns. „Engineering & Mining Journal", Nr. 24, grudz 1929, str. 918. Ogólne zasady porównywania ekonomji rozmaitych urządzeń.

Wentylacja, oświetlenie, pożary kopalniane.

Nomogram wentylacyjny. Sydney C. Mifflen, „Mining World", Nr. 1, styczeń 1930, str. 27.

Przeróbka mechaniczna.

Przeróbka mechaniczna miału węglowego. Wyciąg z referatu Mr. Arthur'a Grounds'a, Colliery Guard. Nr. 3604, stycz. 24 1930, str 318.

Urządzenie najprostszych sortowni dla węgli kamiennych. Prof. H. Czeczott (Wydanie pośmiertne) „Technik", Nr. 3, 1.II.30 r., str. 65—78.

Autor w bardzo przystępnej formie podaje najważniejsze zagadnienia z przeróbki mechanicznej, wzbogacanie węgli zapomocą sposobów opartych wyłącznie na zorganizowaniu robót górniczych i na zastosowaniu najprostszych urządzeń sortowniczych, wykonanych na samej kopalni. Opisuje konstrukcje tych urządzeń i podaje obliczenia oparte na najprostszym rachunku, oraz przytacza cały szereg danych wziętych z praktyki.

Pył węglowy i gazy kopalniane.

Względna zapalność pyłu węglowego. „Colliery Guard." No. 3602, 10 stycz. 1930, str. 131, Nr. 3603, 17 stycz. 1930, str. 224 i Nr. 3604, 24 stycz. 1930, str. 338*).

Artykuł omawia wyniki pracy A. L. Godbert'a i R. V. Wheeler'a, ogłoszonej przez Urząd Badań Bezpieczeństwa Kopalń „(Safety in Mines Research Board, Paper Nr. 56) Opracowano mianowicie laboratoryjną metodę mierzenia zapalności pyłu węglowego, polegającą na określeniu ilości pyłu nieczynnego, potrzebnego w mieszaninie z pyłem węglowym, aby niedopuścić do zapalenia się tegoż pyłu. Oprócz opisu metod badania i ich wyników, zgodnych z badaniami w dużej sztolni doświadczalnej w Buxton, zajmują się również autorzy wyjaśnieniem związku, jaki istnieje między chemicznym składem pyłu węglowego a jego zapalnością. Związek bowiem, jaki istnieje między zapalnością pyłu węglowego a zawartością części lotnych i pierwiastka węgla, nie jest tak ścisłym, jak to dotychczas przyjmowano.

Lepszym wskaźnikiem zapalności danego pyłu jest jego „względna zdolność reakcji", mierzona ilością absorbowanego tlenu w pewnych określonych warunkach badania. Metoda ta wyjaśnia wiele niezrozumiałych dotychczas faktów.

Zdolność reakcji z tlenem jest zależną od stopnia t.zw. „ulmifikacji", czyli od ilości składników „ulmin" w danym pyle węglowym. W miarę wzrostu ilości składników „ulmin", zmiejsza się odpowiednio zdolność reakcji z tlenem (od torfu do antracytu . Jednakże i inne składniki (nie „ulmin") nie są całkowicie nieczynne, zwłaszcza przy nieco wyższej temperaturze. Gazy zawarte we węglu ale nie związane chemicznie, mają na ogół mały wpływ na zapalność, jednakże „pył zwietrzały", zawierający luźnie złączony tlen z substancją węglową, jest raczej więcej zapalnym, aniżeli pył świeży.

C. Hutnictwo i metalurgja.

Znaczenie i stan procesów elektrolitycznych w hutnictwie teraźniejszem. Dr. Inż. Georg Eger. Z. Oberschl. B.-u. H V , Nr. 1, 1930 r., str. 19—26.

Cel i istota procesów elektrolitycznych dla otrzymywania metali. Znaczenie równoważników jako podstawa dla obliczania urządzeń oraz bieg otrzymania najważniejszych danych. Dwie grupy procesów: rafinowanie (anody rozpuszczalne) i praca z nierozpuszczalnemi anodami. Zjawiska przy obu procesach oraz forma otrzymywanych metali. Elektroliza miedzi, srebra, złota, cynku, cyny, ołowiu. Wskazówki co do otrzymywania elektrolitycznie antymonu, bizmutu, niklu, manganu i chromu. Rafinerja żelaza przy użyciu rozpuszczalnych anod z żelaza zlewnego (w Niemczech). Widoki na otrzymywanie blach żelaznych za pomocą elektrolizy. Otrzymywanie lekkich metali za pomocą elektrolizy stopów płynnych. Surowce dla glinu i dalsza ich przeróbka. Wskazówki na otrzymywanie sodu, potasu, wapnia, magnezu i berylu. Stan otrzymywania berylu i widoki na zastosowanie go w technice.

D. Inne.

Doświadczenia z zastosowaniem podgrzewacza powietrza systemu Ljungström przy palenisku ruchomym. Inż. W. Schultes, Essen. „Glückauf" 1930 r., Nr. 1, str, 11. *Usuwanie lotnych popiołów z dymów kominowych w nowoczesnych zakładach cieplnych. Inż. E. Heitmann, Hannower.* „Glückauf" 1930, Nr. 2, str. 47. *Chemiczne przemiany metanu. Dr. Inż Sander, Berlin.* „Glückauf" 1930 str 89.

Górniczy „Nystagmus". A. Freeland Fergus. „Colliery Guard. Nr. 3602, 10 stycz. 1930, str. 123 i Nr. 3603, 17 stycz. 1930, str. 217.

Zastosowanie techniczne berylu „Engineering & Mining Journal" Nr. 25, grudz. 1929, str 963.

*) W najbliższym numerze postaramy się podać obszerniejsze streszczenie tego tak aktualnego artykułu.

Przegląd gospodarczych czasopism, wydawnictw i t. p.

„Bulletin de la federation internationale de la presse technique et professionelle".

W zeszycie 2 za styczeń r. 1930 podano dokładne sprawozdanie z V Międzynarodowego Kongresu Prasy Technicznej i Zawodowej, który odbył się w dniu 16. 24. IX. r. 1929 w Barcelonie, Madrycie i Sevilli. Podano również przy końcu spis referatów wygłoszonych w czasie kongresu, listę członków, delegatów poszczególnych Państw oraz skład władz za poszczególne lata. Biuletyn jest drukowany w 6 językach: francuskim, hiszpańskim, niemieckim, włoskim, angielskim i polskim. Polska bierze dość wybitny udział w pracach Międzynarodowej Federacji Prasy Technicznej i Zawodowej i od kilku lat delegaci jej współpracują w komitecie wykonawczym.

„Przegląd Gospodarczy".

W zeszycie 2 r. 1930 podano m in. artykuły inż. Kazimierza Ortweina — „Państwowa polityka wywozowa", inż. Leopolda Szefera — „Dodatnie i ujemne strony traktatu handlowego z Niemcami".

„Pomorze i Gdynia".

W zeszycie 2 z dnia 20. 1. r. 1930 zamieszczono dalszy ciąg artykułu p. Krupskiego p. t. Polityka morska i rozbudowa portu w Gdyni. Autor omawia podstawowe tezy polskiej polityki morskiej, jak kwestję rozbudowy floty handlowej i budowy portu w Gdyni i m. in. dochodzi do wniosku, że kwestja eksploatacji portu i zupełnego wykorzystania jego zdolności przepustowej, staje się zagadnieniem głównie „kolejowem", gdyż rozbudowa sieci kolejowej pozostaje znacznie w tyle za rozbudową nadbrzeży.

„Statystyka Pracy".

Wyszedł z druku rocznik IX, zeszyt 1 *Statystyki Pracy r. 1930*, obejmujący na 86 stronach działy następujące: *Rynek pracy:* Stan zatrudnienia. Bezrobocie i państwowe pośrednictwo pracy. *Wychodźctwo:* Warunki pracy i płace według umów zbiorowych; płace zagranicą w niemieckich kopalniach węgla. *Zatargi pracy:* Strajki i lokauty w r. 1928 i w II kwartale r. 1929; *Ubezpieczenia społeczne.* Ponadto zawiera Statystyka Pracy trzy referaty: *J. Derengowskiego* o pracy w Niemczech, *L. Landau'a* o ankiecie Międzynarodowego Biura Pracy o pracy w górnictwie węglowem z r. 1927 i *J. Ettingerówny* o zarobkach w niemieckim przemyśle metalowym.

Wynienione wyżej ogólne działy zawierają szczegółowy, bogaty materjał liczbowy, dotyczący wszystkich zagadnień w zakresie pracy i płacy w Polsce.

VIII. Rocznik Polskiego Związku Przemysłowców Metalowych.

Polski Związek Przemysłowców Metalowych, skupiający w swych szeregach kilkaset fabryk polskiego przemysłu metalowego, będący oficjalną reprezentacją tej gałęzi produkcji krajowej, prowadzi żywą i bardzo staranną akcję wydawniczą.

Obok szeregu wydawnictw sporadycznych; ukazują się perjodycznie następujące pisma: tygodnik „Przemysł Metalowy" jako organ Polskiego Związku Przemysłowców Metalowych, miesięcznik „Maszyny Rolnicze" — organ Grupy fabryk maszyn i narzędzi rolniczych przy Polskim Związku Przemysłowców Metalowych oraz „Rocznik Polskiego Związku Przemysłowców Metalowych".

Każdy z Roczników Związku, które ukazują się stale od r. 1922, zawiera szczegółowe wiadomości o polskim przemyśle metalowym.

Rocznik VIII Polskiego Związku Przemysłowców Metalowych, który przed kilku dniami opuścił prasę drukarską, wyszedł w znacznie zwiększonym zakresie w celu uczczenia dziesięciolecia odzyskania niepodległości Polski. Rocznik ten zawiera obok obfitego materjału informacyjnego, monograficznego i statystycznego polskiego przemysłu metalowego, jeszcze szereg fachowych artykułów, poświęconych historji i znaczeniu poszczególnych działów tego przemysłu, opracowanych przez wybitnych specjalistów. Rocznik stanowi duży tom in 4-o i liczy ogółem 440 stron, w tem obficie ilustrowany dział monograficzny, charakteryzujący obrazowo wytwórczość metalowo-maszynową polską.

Dzięki staranemu opracowaniu i wszechstronności zawartego materjału, Rocznik VIII Polskiego Związku Przemysłowców Metalowych jest niezbędnem źródłem dla każdego, kto pragnąłby zorjentować się w stanie tej gałęzi polskiej wytwórczości.

Życie Stowarzyszeniowe.

Stowarzyszenie Polskich Inżynierów Górniczych i Hutniczych.

Zebrania Głównego Zarządu odbyły się w dniach 16 listopada r. 1929 w Krakowie i 20 stycznia r. 1930 w Katowicech przy udziale 13 wzgl 15 osób. Z ważniejszych spraw omawianych na tych zebraniach podajemy następujące:

Zarząd postanowił wziąć udział przez oficjalną reprezentację i zgłoszenie referatów w Międzynarodowym Kongresie Górnictwa, Hutnictwa i Geologji stosowanej, który odbędzie się w czerwcu r. b. w Liége w Belgji; do Komisji organizacyjnej wybrano kolegów: inż. B. Krupińskiego jako przewodniczącego, inż. F. Frycza, inż. E. Górkiewicza, inż. W. Wilamowskiego i inż. K. Doborzyńskiego — jako przewodniczącego Podkomisji kwalifikującej referaty; do tej podkomisji wybrano kolegów: dr. inż W. Budryka, inż J, Buzka i inż. B. Malinowskiego. Komisja rozesłała do członków Stowarzyszenia odpowiedni okólnik, wzywający do zgłaszania referatów.

Na Zjazd Delegatów Polskich Związku Zrzeszeń Technicznych, który odbył się w d. 24 listopada r. 1929, wydelegowano kolegów: inż. A. Kamieńskiego, inż. E. Górkiewicza, inż. St. Czarnockiego i inż. Bolechowskiego. Na wniosek naszych delegatów, w myśl uchwały Głównego Zarządu, Polski Związek Zrzeszeń Techn. powołał komisję do wydania opinji w sprawie założenia trzeciej Politechniki w Polsce. Do Komisji tej Zarząd Główny wydelegował kolegów: inż. E. Górkiewicza i inż. St. Czarnockiego.

Zarząd Główny zajmował się zmianą statutu Stowarzyszenia. Projekt szczegółowy nowego statutu został opracowany przez Koło Krakowskie i był przedstawiony zebraniu delegatów Stowarzyszenia, które odbyło się w dniu 14 grudnia r. 1929 przy udziale 23 osób. Zebranie delegatów odesłało tę sprawę do Komisji statutowej, do której zostali powołani następujący koledzy: inż. J. Buzek jako przewodniczący, inż. Stefański, inż. B. Malinowski i inż W. Zechenter, przy zarezerwowaniu jednego miejsca w Komisji dla Koła Warszawskiego.

Zebranie Delegatów powzięło uchwałę urządzenia w maju lub czerwcu r. b. Zjazdu Górników i Hutników w Krakowie Zjazd ten byłby pierwszem walnem zebraniem członków całego Stowarzyszenia według nowego statutu i składałby się wobec tego z części organizacyjnej (Walne Zebranie) i z części naukowej (Sekcja Górnicza i Sekcja Hutnicza). W programie byłyby również wycieczki naukowe. W związku z projektowanym zjazdem Zarząd Główny apeluje do członków Stowarzyszenia o przygotowanie referatów.

Długotrwałe zabiegi i starania Zarządu Głównego w sprawie przejęcia Przeglądu Górniczo-Hutniczego zostały uwieńczone pomyślnym skutkiem. Dla spraw związanych z wydawnictwem Przeglądu Górniczo-Hutniczego jako organu Stowarzyszenia, Zarząd Główny wyłonił Komitet Administracyjny, do którego należą koledzy: inż. E. Górkiewicz jako przewodniczący, inż. J. Buzek, inż. St. Czarnocki, inż. B. Krupiński i inż. B. Malinowski.

W dniu 13 stycznia r. b. w salach Resursy w Dąbrowie Górniczej odbył się Bal Reprezentacyjny Stowarzyszenia, urządzony staraniem Koła Dąbrowskiego, w którym wzięli liczny udział nie tylko członkowie Stowarzyszenia i ich rodziny, lecz również osoby z poza polskiego świata górniczo-hutniczego.

Sekretarjat Stowarzyszenia rozesłał legitymacje członkowskie na rok 1930 dla wszystkich członków Stowarzyszenia.

Drobne wiadomości.

Zakłady Zjedn. Hut Królewska i Laura rozszerzyły sieć napowietrzną 40 000 V. Celem wzmocnienia istniejącej linji od szybu Ficinus w Siemianowicach zbudowano nową linję, którą ze względu na późniejsze rozbudowy i przyłączenia wykonano jako linję dwutorową. Obecne uzupełnienie umożliwia takie połączenia, które zezwalają na ruch oddzielny starej lub nowej linji oraz na pracę równoległą tych linji. Od istniejącej linji wysokiego napięcia szyb Ficinus — kop hr. Laura odgałęziono nową linję celem zasilania rozdzielni szybu Bańgów. W pobliżu wsi Bańgowa wybudowano nowe odgałęzienie do kop. Rozalja celem zaopatrzenia tamtejszych państwowych zakładów wodociągowych w energję elektryczną. Ogólna długość nowo założonych przewodów wysokiego napięcia wynosi około 7 *km.*

STATYSTYKA.

Dane Departamentu Górniczo-Hutniczego M. P. i H.

Wydobycie węgla w Polsce w grudniu r. 1929

(w tonach).

Okręgi górnicze i nazwa kopalni	r. 1929 Listopad	r. 1929 Od początku roku do końca grudnia
WĘGIEL KAMIENNY.		
Okręg górniczy Katowicki		
Giesche	166 397	2 016 011
Kleofas	79 625	972 046
Zjedn Brade	60 475	714 339
Böer	49 180	591 639
Zjedn. Aleksander	57 926	639 618
Emanuel	35 553	428 960
Książe	31 312	317 698
Szyby Piast	32 570	330 155
Wujek	114 442	1 346 472
Maks	89 379	1 013 740
Hohenlohe—Fanny	17 043	202 279
Jerzy	—	—
Mysłowice	99 763	1 197 432
Ferdynand	82 857	934 261
Karol [1])	1 616	16 421
Richter	90 761	1 043 705
Huta Laura	53 780	702 676
Waleska	19 685	233 621
Silesia	18 983	217 171
Polska [1])	4 000	49 912
Elżbieta [1])	2 234	15 189
Ligendza [1])	—	8 315
Leopoldyna [1])	492	4 876
Ogółem	1 108 073	12996536
% wydobycia r. 1913	103,52	101,18
Okręg górniczy Król. Huty		
Król: św. Jacek	102 838	1 219 120
Król: św. Barbara	44 797	546 557
Król: Wyzwolenie	31 852	323 139
Król: Piast	—	—
Gotthard	75 831	805 829
Paweł	49 266	575 906
Lithandra	47 002	574 967
Wolfgang—hr. Franciszek [2])	101 202	1 009 719
Pokój	66 700	822 600
Niemcy	70 128	840 244
Śląsk	68 440	827 064
Hillebrand	64 674	761 788
Hugo	44 510	562 274
Hr. Artur [3])	6 472	6 472
Wawel	103 528	1 161 873
Matylda—Zachód	34 277	413 009
Matylda—Wschód	33 342	381 940
Laura hr.	42 440	524 695
Eminencja	40 948	498 011
Ogółem	1 028 247	11855207
% wydobycia r. 1913	98,13	94,28
Okręg górniczy Rybnicki		
Anna	91 212	1 139 838
Ema	73 680	822 100
Rômer	66 773	758 288
Charlotta	70 086	836 921
Bielszowice	59 297	682 100
Knurów	55 739	611 603
Blücher	70 011	779 278
Donnersmarck	50 009	559 164
Dębieńsko	78 708	797 349
Hoym	51 431	617 324
Ogółem	666 946	7 603 965
% wydobycia r. 1913	158,28	150,38
Okręg górn. Tarnowskie Góry		
Radzionków	63 502	714 786
Florentyna	56 190	659 750
Andaluzja	52 824	613 479
Ogółem	172 516	1 988 015
% wydobycia r. 1913	121,27	116,45

[1]) Kopalnia płytka.

[2]) Do 1 stycznia r. 1929 należała do Wschodnio-Górnośląskich Zakładów Przemysłowych Mikołaja hr. Ballestrema, na skutek jednak przeprowadzonej fuzji z dniem 1 stycznia r. 1929 została wcielona do Sp. Akc. „Huta Pokoju" w Katowicach.

[3]) Uruchomiona przejściowo.

Okręgi górnicze i nazwa kopalń	r. 1929 Listopad	r. 1929 Od początku roku do końca grudnia
Okręg górniczy Dąbrowski		
A. Kopalnie głębokie.		
Niwka	34 996	394 394
Modrzejów	25 934	328 537
Mortimer	12 764	167 748
Klimontów I.	28 070	271 141
Klimontów II	2 763	28 255
Juljusz	48 100	596 000
Kazimierz	80 071	629 371
Koszelew-Paryż	88 245	1 005 532
Reden	30 417	352 661
Flora	30 175	376 492
Jakób	18 810	198 511
Razem	400 345	4 348 692
B. Kopalnie płytkie.		
Halina	6 050	77 589
Orion	—	49 501
Stanisław	4 920	55 518
Maksymiljan	3 007	47 139
Karol	3 275	43 204
Wiesława	2 086	26 135
Baśka II	509	5 716
Porąbka	1 741	18 485
Józefa	924	8 775
Ksawery	260	2 493
Victoria	79	1 883
Przedsiębiorstwo górnicze St. Tepery i Jana Kułaka — Gołonóg	—	471
Maksymiljan II	2 161	10 079
Podreden (dawn. Marjan)	572	2 747
Helena	—	12
Razem	25 584	349 747
Z kopalń głębokich	400 345	4 348 692
Z kopalń płytkich	25 584	349 747
Ogółem	425 929	4 698 439
% wydobycia r. 1913	163,64	150,43

Okręgi górnicze i nazwa kopalń	r. 1929 Listopad	r. 1929 Od początku roku do końca grudniu
Okręg górniczy Sosnowiecki		
Saturn	69 853	764 128
Jowisz	68 455	693 328
Mars	10 207	113 452
Czeladź	75 726	874 572
Hrabia Renard	57 265	718 442
Grodziec II	40 809	579 923
Milowice	41 838	427 841
Grodziec I	6 546	72 612
Rudokoks[1])	332	3 031
Andrzej III[1])	110	1 360
Ogółem	371 141	4 248 689
% wydobycia r. 1913	120,51	114,96
Okręg górniczy Krakowski		
Piłsudski	58 160	654 976
Kościuszko	28 182	324 083
Jan Kanty	15 581	181 100
Artur	44 499	493 765
Krystyna	—	21 393
Państwowa kopalnia węgla (dawn. Andrzej)	49 960	577 584
Sobieski	20 123	220 207
Janina	23 422	260 122
Zbyszek	9 773	114 232
Ogółem	249 700	2 844 462
% wydobycia r. 1913	152,04	144,33
WĘGIEL BRUNATNY.		
Okręg górniczy Częstochowski.		
Gustaw	3 306	43 082
Zygmunt	1 152	22 043
Stanisław	731	9 196
Razem	5 189	74 321
% wydobycia r. 1913	40,15	47,92

[1]) Kopalnia płytka.

Właściciel: **Rada Zjazdu przemysłowców górniczych** — dzierżawca: **Stow. Pol. Inż. Górn. i Hutn.**
Redaktor: inż. **Stanisław Kossuth.** Admin.: inż. **Stanisław Zieliński.**

W drukarni Edmunda Mirka i S-ki.