

KOMITET WYDAWNICZY PODRĘCZNIKÓW AKADEMICKICH
PRZY MINISTERSTWIE W. R. i O. P.

HENRYK CZECZOTT

PROFESOR AKADEMII GÓRNICZEJ W KRAKOWIE, B. PROFESOR INSTYTUTU GÓRNICZEGO
W PETERSBURGU, INŻYNIER GÓRNICZY.

SZACOWANIE ZŁÓŻ



1931

NAKŁADEM KOMITETU WYDAWNICZEGO PODRĘCZNIKÓW AKADEMICKICH
SKŁAD GŁÓWNY W KASIE IM. MIANOWSKIEGO
WARSZAWA, PAŁAC STASZICA

Przedmowa od Redakcji

Niniejsze dzieło ś. p. prof. Henryka Czeczotta, wydane pod tytułem »Szacowanie Złóż«, napisane było w języku rosyjskim w r. 1922 i przygotowane do druku przez autora w r. 1927. Wówczas również ś. p. prof. Czeczott wykończył do druku wszystkie rysunki.

Na treść tego dzieła składa się systematyczny wykład techniki pobierania prób na złożach kopalin użytecznych różnego typu i zmniejszania tych prób oraz krytyczne rozpatrzenie różnych istniejących sposobów brania prób; podaje ono wszystkie prawidła natury praktycznej, ustalone w technice pobierania prób i poparte przykładami z obszernej własnej praktyki autora; wynikiem jego własnych doświadczeń są rozdziały specjalne o próbach generalnych (§§ 22 — 25 i 35 — 39), opracowane zupełnie oryginalnie, w istniejącej bowiem literaturze można znaleźć tylko ogólne wskazówki.

Umiejętne pobranie prób jest pierwszą czynnością inżyniera górniczego i geologa, konieczną do następnego oszacowania złoża, a również do opracowania ruchu sortowni (zakładu przeróbczego), t. j. najbardziej racjonalnej metody przeróbki mechanicznej surowca. Treść dzieła obejmuje więc niezbędny wstęp do wiedzy

o technicznej przeróbce i wzbogacaniu surowców mineralnych, co daje podstawę do ekonomicznej organizacji całego przedsiębiorstwa kopalnianego. Dla projektowania systemu urządzeń sortowniczych konieczne są jeszcze doświadczenia nad materiałem prób, pobranych metodycznie z każdego złoża; takie doświadczenia muszą być wykonywane w specjalnych zakładach, pozwalających na zastosowanie dla każdego surowca najodpowiedniejszego sposobu sortowania i przeróbki. Autor zamierzał rozszerzyć treść swego dzieła przez dodanie rozdziałów o sposobach badań doświadczalnych nad surowcami, co zaznaczył w tytule swej pracy w języku rosyjskim: »Branie prób i ich badanie« (»Oprobowanie i Ispytanie«). Autor nie mógł już wyzyskać zakładu doświadczalnego, stworzonego przez siebie przy Instytucie Górniczym w Petersburgu, i nie było mu danem doczekać się podobnego zakładu w Krakowie; rozdziały o metodach doświadczalnych nie były napisane i prawdopodobnie dla tej przyczyny autor zwlekał z ogłoszeniem tej zupełnie przygotowanej do druku pracy. W polskim przekładzie przyjęto tytuł bardziej odpowiadający treści dzieła: »Szacowanie Złóż« i dodano rozdział o złożu ołowiu w Siewierzu, jako jeden z przykładów oszacowania złoża, zaczerpnięty z praktyki autora.

Prace, poświęcone metodom szacowania złóż, istnieją wyłącznie w języku angielskim, jak np. znane dzieła Rickarda i Hoovera, obecnego prezydenta Stanów Zjednoczonych Amer. Półn.; liczniejsze są luźne artykuły w różnych językach, rozrzucone po specjalnych czasopismach technicznych. W języku polskim niema prac

z tej dziedziny. Mając na względzie postęp naszego górnictwa w różnych jego gałęziach, uważamy za konieczne dać do rąk studentów Akademii Górniczej w Krakowie, inżynierów górniczych i geologów dzieło, któreby odpowiadało wymogom dzisiejszej praktyki górniczej.

Dzieło niniejsze wydane jest kosztem *Ministerstwa Wyznań Religijnych i Oświecenia Publicznego*. Komitet Wydawniczy Dzieł ś. p. prof. Henryka Czeczotta uważa za swój obowiązek złożyć na tem miejscu Ministerstwu w osobach jego kierowników podziękowanie za tak wydatne poparcie naszej wiedzy górniczej.

Przekładu z rosyjskiego oryginału na język polski dokonał Władysław Zawadzki, b. asystent ś. p. prof. Czeczotta; przy redagowaniu dzieła i przy korekcie brali żywy udział i okazali wielką pomoc naukową pp. dr. Czesław Kuźniar, prof. dr. Witold Budryk, prof. inż. górn. Stefan Czarnocki i prof. Jan Samsonowicz. Wszystkim tym osobom Komitet Wydawniczy składa serdeczne podziękowanie.

W IMIENIU KOMITETU WYDAWNICZEGO I REDAKCYJNEGO

(—) *Karol Bohdanowicz*

BRANIE PRÓB I ICH BADANIE

WYKŁADY WYGŁOSZONE W PETERSBURSKIM INSTYTUCIE GÓRNICZYM
W 1921-22 R.

POD REDAKCJĄ
PROF. DR. W. BUDRYKA I PROF. DR. CZ. KUŹNIARA

PRZEŁOŻYŁ Z JĘZYKA ROSYJSKIEGO WŁADYSŁAW ZAWADZKI,
STUDENT AKADEMII GÓRNICZEJ W KRAKOWIE.

*Poświęcam niniejszą pracę nierozłącznej towarzyszce
i głównej pomocnicy we wszystkich moich ekspedycjach
poszukiwawczych, mej żonie Hannie*

AUTOR

Przedmowa

Na treść książki niniejszej złożyły się wykłady, wygłoszone przez autora w 1921 i 1922 r. na wydziale Geologiczno-Poszukiwawczym i Górniczym Instytutu Górniczego w Petersburgu. Zawierają one szereg praktycznych reguł, któremi się posługiwać należy przy braniu prób w kopalniach i złożach kopalin użytecznych w najrozmaitszych warunkach. Czynności te posiadają niezmierną doniosłość dla szacowania złóż i rozstrzygania zagadnień wzbogacania rudy.

Kurs dzieli się na dwie części: 1) branie prób i 2) ich badanie. W części 1-ej będą wyłożone metody brania prób, ich pomniejszania (technika brania prób), w 2-ej zaś — sposoby badania wziętych prób dla celów technicznych, w szczególności zaś dla celów wstępnej przeróbki i wzbogacania. Część ta byłaby zatem podręcznikiem dla studentów do badań laboratoryjnych. Niestety, ułożenie 2-ej części było uwarunkowane poprzedniem kompletnem urządzeniem odpowiedniej pracowni (laboratorjum) w Instytucie Górniczym, nie mogło więc być wykończzone w niniejszej pracy w swej ostatecznej formie. Pragnąc uniknąć zwłoki w wydaniu książki, zdecydowałem się oddać do druku część 1-szą, praktyczną, dotyczącą przeważnie brania prób. Nie bacząc na to, zachowano tytuł »Branie prób i ich badanie«, ponieważ kwestję badania prób poruszono przy braniu t. zw. prób generalnych, w tym bowiem przypadku badanie w swej początkowej fazie zbiega się z wzięciem próby i jej pomniejszeniem.

W wykładach dążyłem ile możności do unikania skomplikowanych działań matematycznych, starając się posługiwać metodą

elementarną. Wyjątkiem jest krótki rozdział o obliczaniu zasobów, przeznaczony głównie dla studentów wydziału górniczego, gdyż studenci wydziału poszukiwawczego znają tę kwestję z innych kursów, wykładanych w Instytucie (Miernictwo górnicze, Geologia terenowa, Poszukiwania złóż i t. d.). Pragnąłem podać tylko niezbędne wiadomości, aby sprawy obliczania zasobów w ogólnych zarysach mogły być samodzielnie rozwiązywane w tych przypadkach, gdy przy ewentualnej ekspertyzie wypadnie stanąć wobec zagadnień o racjonalnej wydajności zakładu przeróbki mechanicznej i kopalni.

Bodźcem do przyśpieszenia wydania niniejszego dzieła był zupełny brak w naszej literaturze dzieł, poruszających stronę praktyczną brania prób, któreby jednocześnie podkreślały niezmierną doniosłość poważnego traktowania i wielkiej uwagi w stosunku do nieskomplikowanych, elementarnych reguł, które należy przestrzegać podczas brania prób. Trudności polegają właśnie na elementarności tych reguł, co powoduje zaniedbywanie ich w praktyce. A przecież błędy, popełnione podczas brania prób, bardzo łatwo mogą dać w wyniku zupełnie nieprawidłową ocenę złoża, jak również i nieprawidłową diagnozę problemu wzbogacania, co w konsekwencjach może być zgubne dla całego przedsięwzięcia.

Zagranicą kwestjom brania prób już dawno poświęcono należytą uwagę: tak w Ameryce, jak i w Anglii nie tylko w literaturze bieżącej (pismach) można spotkać obfity materiał, lecz istnieją również całe dzieła, poświęcone tym zagadnieniom (Rickard, Hoover). Wskazówki i odnośne dane są również umieszczane w kalendarzach technicznych dla inżynierów górniczych.

Obszerna ta (głównie angielska), literatura jednakże nie omawia jednej sprawy, mianowicie *brania próby generalnej*. Jest ona szczególnie ważna dla specjalistów w dziedzinie wzbogacania (i metalurgów) przy rozwiązywaniu problemów, połączonych z założeniem nowego racjonalnego zakładu (sortowni) dla rudy o skomplikowanym składzie. Może ona również zainteresować ekspertów w przypadku szacowania złoża o skomplikowanym składzie, jeśli wniosków ostatecznych nie da się wyciągnąć bez

przeprowadzenia analitycznych prób wzbogacenia, wykonanych na wziętej »próbie generalnej«.

O ile mi wiadomo, ani w naszej, ani w zagranicznej literaturze, prócz wskazówek najbardziej ogólnikowych, niema żadnego innego materiału, tycaącego się zagadnienia próby generalnej. Dlatego uważałem za stosowne i nader ważne poświęcić temu zagadnieniu szczególną uwagę. Odpowiednie rozdziały, traktujące tak o braniu prób, jak również o ich pomniejszaniu, są w ten sposób w zupełności oryginalnemi i opierają się na osobistem doświadczeniu autora, któremu w praktyce wypadło niejednokrotnie organizować wzięcie próby generalnej (na Dimitrijewskim złożu rud złotoносnych, zawierających turmalin, na Szurabskiej kopalni węgla w obwodzie Fergańskim w Turkiestanie, na Pyszminsko-Kluczewskiej kopalni miedzi na Uralu, na złożu rud wolframowych w Bajewce na Uralu, na Kalmius-Obietocznej kopalni węgla w zagłębiu donieckiem, oraz na kopalniach Bobrik i Pobiedinka w zagłębiu moskiewskiem).

Przy wykładaniu tej części specjalną uwagę poświęciłem układaniu schematów brania i pomniejszania prób, jako jednemu ze sposobów organizacji robót, związanych z braniem prób i ściśłem wykonaniem wszystkich czynności według uprzednio przemyślanego planu, przy równoległem prowadzeniu dziennika podług formularza, ponieważ bez tego warunku przy wielkiej ilości manipulacyj i otrzymywanych frakcyj prób, byłoby bardzo łatwo stracić nie przewodnią i zawikłać się w niezbędnych czynnościach, a wystarczy wykonać tylko jeden błąd lub przeoczenie, aby rezultaty pracy, wymagającej tak wiele czasu, wysiłku i napięcia uwagi, straciły wszelką wartość. W ten sposób metoda schematycznego ujmowania wszystkich niezbędnych czynności posiada bardzo ważne znaczenie praktyczne, którego doniosłość autor jest w stanie należycie ocenić na podstawie własnego doświadczenia. Tę właśnie ważną praktyczną umiejętność operowania regułami i wskazówkami starałem się przelać na moich słuchaczy i czytelników. O ile udało mi się osiągnąć wytknięty cel, niech osądzi krytyka.

Henryk Czeczott

Część I-sza.

BRANIE PRÓB.

Wstęp.

Zakres kursu »Branie prób i ich badanie«. Niniejszy kurs obejmuje naukę o sposobach brania prób minerałów użytecznych ze złóż lub też z większych skupień materiałów surowych, nagromadzonych w zwalach, zbiornikach, wagonach i t. p. Nie należy utożsamiać brania prób z probierstwem. To ostatnie obejmuje szybkie techniczne sposoby analizy chemicznej wziętych »prób«, przychem słowo »próba« (w probierstwie) ma trzy znaczenia: 1) Materiał podlegający zbadaniu, umieszczony w dowolnem naczyniu, słoiku, skrzyni i t. p.; tak np. mówi się »próba węgla«, »rudy ołowianej« i t. p. 2) Proces określenia części składowych materiału; mówi się np. »próba na ołów«, »próba na cynk« i w tem znaczeniu »próba« określa oznaczanie zapomocą metod probierczych zawartości w tej próbie pewnego pierwiastka. 3) Wreszcie pod słowem »próba« rozumieją w probierstwie sam wynik badania: tak np. mówią »próba złota 782« i t. d. W dziełach o probierstwie częstokroć są podawane sposoby brania z ogólnej masy użytecznego ciała kopalnego pewnej części tej masy, któraby zachowała cechy całości. Czynności tej nadają znaczenie »przygotowania« próby. Jest ona właśnie jedną z części niniejszej pracy. Będą tu podane *sposoby brania prób* z wielkich skupień, które będą służyć do rozmaitych celów. W wyniku czynności brania próby otrzymaniy »próbę«, będącą w probierstwie materiałem wyjściowym.

Może się nasunąć pytanie, czy istnieje konieczność wyodrębniania tych wstępnych dla probierstwa czynności, rozwijania ich do granic samodzielnego kursu, skoro podręczniki probierstwa podają wiadomości o tych czynnościach? Konieczność ta jest uzasadniona tem, że 1) wstępne dla probierstwa czynności będą tu traktowane jako cel odrębny; 2) że wzięcie próby posiada o wiele szersze znaczenie, aniżeli wyłącznie i tylko dla określenia składu chemicznego i 3) że próby mogą być brane ze skupień najbardziej różnorodnych pod względem formy, ilości, własności wewnętrznych i sposobu występowania w sposób różny, zależnie od celu, dla którego będziemy brali próbę.

Terminologia angielska dla podkreślenia różnic tych pojęć używa słowa »*sampling*« na określenie czynności brania prób w powyżej podanem znaczeniu i słowa »*essaying*« na określenie właściwych zabiegów probierczych. Próba jako materiał, podlegający zbadaniu, nazywa się »*sample*«, próba jako określenie zawartości pewnego pierwiastka — »*essay*«. Nakoniec badania wziętych prób o innym nie probierczym charakterze nazywa się »*testing*«, a rezultat badań — »*test*«. W języku polskim i rosyjskim nie znajdujemy narazie odpowiednich krótkich wyrazów dla pojęć *sample* i *essay* i określamy obydwa pojęcia słowem »próba«. Być może, że odzwierciadla się w tem zbyt małe znaczenie, jakie dotychczas przywiązywano do czynności, określonych u anglików wyrazem *sampling*, w szczególności zaś w stosunku do złóż użytecznych ciał kopalnych. Właśnie dlatego uważamy za stosowne i aktualne przedłożyć sferom zainteresowanym kurs niniejszy, po raz pierwszy wyodrębniony w samodzielny dział wiedzy na fakultetach górniczym i poszukiwawczym Instytutu Górniczego w Petersburgu w r. 1921, dając mu nazwę »Branie prób i ich badanie«, co odpowiada wyrazom angielskim »*sampling and testing*«.

Znaczenie brania prób i ich badania. W praktyce inżyniera górniczego mogą zajść dwa przypadki, w których będzie on zmuszony do wzięcia prób ze złóż kopalin użytecznych lub wielkich skupień sztucznych. Mianowicie:

- 1) podczas poszukiwań dla określenia i oszacowania złoża w szerokim słowa tego znaczeniu,

- 2) podczas rozwiązywania zagadnień technicznych, dotyczących wogóle przeróbki i wykorzystania materiału użytecznego wszelkiego rodzaju a w szczególności *przeróbki mechanicznej*, względnie *wzbogacania* ciał kopalnych.

Analiza chemiczna lub probiercza jest tylko przypadkiem szczególnym w szeregu różnorodnych czynności, dążących do wspólnego celu, nie zaś celem zasadniczym. Próby nie są brane wyłącznie do analizy chemicznej, lecz również na to, aby według rezultatu analizy można było wyświetlić powyższe dwie grupy pytań.

Ujmując jeszcze szerzej, można obie grupy zagadnień połączyć w zdaniu — *oszacowanie złoża* w najszerszym tego słowa znaczeniu, ponieważ określenie li tylko ilości i jakości użytecznego ciała kopalnego w danym złożu, bez uwzględnienia technicznych możliwości jego wyzyskania, nie posiada żadnej doniosłości praktycznej.

Pomimo to będziemy rozróżniali powyższe dwie grupy zagadnień, 1) ponieważ zbadanie jakościowych i ilościowych właściwości złoża wykonuje się przed technicznym jego zbadaniem i 2) ponieważ często każda z wymienionych grup zagadnień jest rozwiązywana przez odpowiednich fachowców w zakresie ich specjalności. Coprawda, może zajść przypadek pokrywania się pewnej części zainteresowań; np. gdy specjalistę poszukiwacza mogą i muszą interesować zagadnienia 2-ej grupy w celu wysnucia wstępnych wniosków o znaczeniu użytecznym złoża, to te same zagadnienia w bodaj jeszcze większym stopniu będą interesowały specjalistów — techników, których może zupełnie nie obchodzić kwestja właściwych poszukiwań, a w szczególności specjalistów przeróbki mechanicznej, gdy skomplikowany skład rudy uniemożliwia bezpośrednie jej zużytkowanie i gdy im wypadnie rozwiązać problem racjonalnych metod przeróbki danej rudy w celu założenia racjonalnego zakładu przerobczego.

W ogólnym kursie przeróbki mechanicznej podkreślono, że prawie każda ruda, każda jej odmiana stanowi problem indywidualny i zależnie od warunków rynkowych i lokalnych cele wzbogacania mogą być różne. Z tego względu prawie nie istnieją dwa identyczne zakłady, a wszelkie projektowania zakładu przerobczego muszą być oparte na uprzednim *badaniu prób*. Dla tych właśnie badań,

ściśle technicznych, jest niezbędne branie prób. W przypadkach bardziej złożonych od wyniku tych badań, wykonywanych w ścisły i najpoważniejszy sposób, zależy ostateczny wniosek o przemysłowej wartości złoża. Dlatego też *badanie prób* z punktu widzenia przeróbki mechanicznej i wzbogacenia, bardzo często jest niezbędnym uzupełnieniem właściwych prac poszukiwawczych, mających na celu przemysłową ocenę złoża; dodać trzeba wszelako, że wskutek swego skomplikowanego charakteru wymagają one specjalnego przygotowania, specjalnej wiedzy. Na tej podstawie niniejszy kurs obejmuje 2 zakresy czynności; 1) branie prób i 2) ich badanie.

POJĘCIA ZASADNICZE.

W kursach o poszukiwaniach geologicznych podaje się, że w procesie odnalezienia i określenia wszystkich elementów dowolnego złoża rozróżnia się trzy fazy: 1) roboty geologiczno-poszukiwawcze, 2) roboty poszukiwawcze wstępne, 3) roboty poszukiwawczo-badawcze (poszukiwania szczegółowe). W szczególnych przypadkach niektóre z tych faz mogą zanikać lub też niepostrzeżenie przechodzić jedna w drugą. Zgodnie z powyższem będziemy rozróżniali:

1. Branie prób podczas *robót geologiczno-poszukiwawczych*,
2. » » » *poszukiwań wstępnych*,
3. » » » *robót poszukiwawczo-badawczych*

i wzięcie *próby generalnej* z analogicznymi, zależnymi od okoliczności, opuszczeniami poszczególnych faz.

Odpowiednio do charakteru prób badania są wykonywane rozmaicie; zwykle:

4. *Badania wstępne* prób przeprowadza się, mając do rozporządzenia próby, wzięte na robotach geologiczno-poszukiwawczych i poszukiwawczych wstępnych;
5. *Badania systematyczne*, przeprowadza się nad generalną próbą, wyłącznie na robotach poszukiwawczo-badawczych lub też na kopalni czynnej dla ułożenia racjonalnego schematu przeróbki, gdy eksploatowane złożo ma stwierdzoną pewność geologiczno-ekonomiczną.

Do kategorii przypadków specjalnych brania prób, interesujących przeważnie fachowców wzbogacania, należy:

6. *Branie prób kontrolnych* z produktów surowych i materiałów wzbogaconych w zakładach czynnych, posiadające specjalne znaczenie w prowizorycznych lub próbnych zakładach, jako ostatni etap badań — t. zw. zakładu przeróbczego.

Warunkiem zasadniczym, któremu winna czynić zadość dowolna próba, jest ten, aby posiadała ona wszystkie te własności, które cechują użyteczne ciało kopalne w masie, z której została próba wzięta i których wyświetlenie mają na celu dalsze badania. Samo się przez się rozumie, że, ogólnie biorąc, badania mogą mieć na celu określenie różnych właściwości ciała kopalnego. Jeśli dla jakichkolwiek powodów okaże się trudnem zachowanie wszystkich właściwości ciała, sposoby brania prób muszą być takie, aby przynajmniej pewne określone cechy były zachowane. Ponieważ jednak wszelkie badania można przeprowadzać nad określoną, mniej lub więcej nieznaczną ilością ciała, która jest znikomo małą częścią całości skupienia ciała kopalnego, wylania się kwestja sposobu zabezpieczenia tożsamości próby i materiału wyjściowego pod względem posiadanych własności. W większości przypadków tożsamość tę zabezpiecza 1) określona metoda brania prób ze skupienia i 2) zachowanie *określonego stosunku* pomiędzy ilością i jakością materiału z którego ma być wzięta próba i ilością materiału wziętego w postaci próby. Naturalnie, w pewnych przypadkach ilość wziętej próby przewyższać będzie znacznie ilość niezbędną do zbadania. Wówczas wypadnie wziąć próbę z próby, powodując się temi samemi względami, co przy pierwszym braniu próby, i traktować pierwszą otrzymaną próbę jako nowe skupienie ciała kopalnego, z którego należy wziąć próbę. Jeśli ponownie nie będzie osiągnięta wymagana (lub dopuszczalna) ilość, to operację powtarzamy aż do czasu, gdy po »n« analogicznych operacjach otrzymamy wystarczającą do badań ilość materiału w próbce. Szereg takich operacji nazywa się *pomniejszaniem próby*. W ten sposób branie prób z wszelkich skupień (mniej lub więcej znacznych) będzie się składało z dwóch momentów:

- 1) *wzięcia próby*,

2) *pomniejszenia próby*

i dopiero po dokonaniu tych dwu czynności można przystąpić do ostatniego aktu:

3) *badania próby.*

Podział kursu. Zgodnie z powyższym kurs zostanie rozplanowany następująco:

Rozdział I. *Branie prób*, w którego skład wejdzie:

A. Branie prób na robotach geologiczno-poszukiwawczych;

B. Branie prób na poszukiwaniach wstępnych;

C. Branie prób na robotach poszukiwawczo-badawczych i próby generalne.

Rozdział II. *Pomniejszanie prób.*

» III. Analiza ruchu zakładów przeróbczych.

» IV. Badania wstępne przeróbki mechanicznej.

» V. Systematyczne próby wzbogacania.

W planie tym analiza ruchu zakładów przeróbczych jest umieszczona bezpośrednio po rozdziale o »Pomniejszaniu prób«. Choćby bowiem taka analiza stanowi etap końcowy wszystkich łącznie rozpatrywanych w naszym kursie czynności, będąc sprawdzeniem rezultatów badań w wybudowanym zakładzie, to jednak pod względem swej istoty jest to szczególny rodzaj brania i pomniejszania prób z przebiegającego w zakładzie strumienia materiału, który jest wykonywany w jednym i tym samym czasie.

ROZDZIAŁ I.

BRANIE PRÓB.

§ 1. RODZAJE PRÓB.

Próby zwykle są brane w trzech celach;

1) Celem określenia charakteru mineralogicznego i petrograficznego występujących ciał kopalnych, 2) celem określenia składu chemicznego i 3) celem technicznego zbadania przeróbki względnie użyteczności. Odpowiednio do tego rozróżniamy 3 rodzaje prób:

- 1) Próby mineralogiczne,
- 2) Próby chemiczne,
- 3) Próby techniczne.

W próbach mineralogicznych badacza interesuje mineralny i petrograficzny skład ciała kopalnego. Geolog, badając próby, dąży do wyjaśnienia nie tylko rodzaju występujących minerałów, lecz łącznie ze wszelkimi innymi danymi, nagromadzonemi podczas badań geologicznych złoża, również i genezy złoża, mając na celu wysnucie stąd wniosków co do wartości złoża. Technika-specjalistę przeróbki mechanicznej interesują w próbach mineralogicznych inne rzeczy. Dąży on do poznania, z czym będzie miał w przyszłości do czynienia. Niezbędnem jest poznanie minerałów, składających się na użyteczną część rudy, składu surowego materiału, jakie minerały stanowią część płonną i jakie cechy różnią użyteczną i płonną część rudy, które z cech można wyzyskać w celu rozdzielania dwu grup minerałów, zatem — ciężar właściwy, układ krystalograficzny, łupliwość pozwalająca przewidzieć możliwy kształt poszczególnych ziarn po rozdrobieniu rudy, formy agregatów tych lub innych minerałów, twardość i kruchość, celem wnioskowania o możliwych stratach w pyłach i szlamach i wpływie tych lub innych operacji n. p. możliwości rozwinięcia procesu szlamowego, dalej — własności magnetyczne, przewodnictwo elektryczne, zwilżalność, wielkość ziarn i charakter wprysnięcia, pozwalające sądzić o ewentualnym stopniu rozdrabiania, obecność domieszek, mogących posiadać szkodliwy wpływ i wymagających szczególnego *zwrócenia uwagi* celem ich usunięcia, względne ilościowe stosunki w rozmieszczeniu minerałów i możliwe wahania w ich rozmieszczeniu i występowaniu i t. d.

Wspólną cechą zainteresowań tak geologa, jak i specjalisty przeróbki mechanicznej będzie to, że obchodzą ich w tych próbach własności *jakościowe*, ilościowe zaś szacują się mniej lub więcej względnie. Rzecz jasna, że takie próby mogą dać tylko dane jakościowe, do oceny bowiem wystarczy mieć w posiadaniu oddzielne kawałki — typy rudy, — ściślej — *okazy jej*, próby te natomiast nie mogą w żadnym przypadku zachować istniejących w złożu stosunków ilościowych. Takie okazy należy brać nie tylko z rud, lecz

i ze wszystkich innych skał, tworzących złoża. Dla geologa jest to niezbędne, ponieważ tylko na podstawie wszystkich danych łącznie będzie on w stanie wyświecić kwestję genezy złoża. Dla specjalisty przeróbki mechanicznej szczególnie interesującymi będą przyległe skały płonne, jako ewentualne domieszki w rudzie surowej. We wszystkich jednak przypadkach, do celów, które mamy na względzie przy badaniu prób mineralogicznych, rzecz jasna, mogą służyć wyłącznie oddzielne »okazy«. Nie pozwalają one nam urobić sobie ścisłych poglądów ani na chemiczny skład rudy w pojęciu ilościowym, za wyjątkiem składu poszczególnych minerałów ani tem bardziej nie dają pojęcia o właściwościach technicznych rudy.

Uzupełnieniem takich prób mineralogicznych będą ścisłe szkice budowy złoża z miejsca wzięcia okazów, z zaznaczeniem, z jakiej mianowicie części wzięto dany okaz, przyczem pomierzenie oddzielnych elementów złoża (przeważnie miąższości), będzie jedynym wskaźnikiem stosunków ilościowych. W szczegółowych badaniach próby mineralogiczne winny być brane ze wszystkich napotkanych odmian rudy.

Próby chemiczne służą do określenia składu chemicznego ciała kopalnego przy pomocy ścisłych metod analizy chemicznej lub probierstwa. Rzecz jasna, że skład chemiczny próby powinien ściśle odpowiadać średniemu składowi rudy. Oprócz tego chemiczna próba powinna być doskonale jednorodną, ażeby dowolna jej część posiadała ten sam skład. Te własności będzie posiadać próba jeśli: 1) jest ona wzięta według pewnych reguł ze złoża lub skupienia w ten sposób, że trafią do niej wszystkie różnorodne części ciała kopalnego i to w takiej proporcji, w jakiej te części są reprezentowane w złożu (skupieniu) i 2) jeśli będzie ona w stanic subtelnego rozdrobienia i starannie wymieszana do stanu zupełnie jednorodnej mieszaniny.

Próby chemiczne dostarczają geologowi wyjściowe dane do ilościowego oszacowania użytecznej części odkrytego (badanego) złoża; inżynierowi specjaliście przeróbki mechanicznej dają one możność sądzenia o konieczności wzbogacania i o wymaganym stopniu tego wzbogacania przy uwzględnieniu wszelkich okoliczności technicznych i ekonomicznych.

Rzecz jasna, że próby chemiczne nie mogą się nadawać do oceny kwestyj, wyjaśnianych próbami mineralogicznymi, są one jednak niezbędnym uzupełnieniem tych ostatnich, ponieważ, wychodząc ze składu chemicznego i znając mineralogiczną budowę rudy, jesteśmy w możności zupełnie ściśle określić ilościowe stosunki występujących mineralów. W jeszcze mniejszym stopniu próby chemiczne można użytkować do badania zagadnień technicznych, za wyjątkiem przypadku, kiedy wszelką przeróbkę musi poprzedzać całkowite rozdrobienie całej ilości rudy. Jednakże i w tym przypadku możliwe są do zbadania wyłącznie kwestje wzbogacania, ale nie rozdrabiania, to znaczy — problem nie może być rozwiązany w zupełności.

Próby techniczne służą do zbadania sposobów użytkowania użytecznego ciała kopalnego, jeśli znajduje ono zastosowanie w stanie surowym, lub też sposobów *przeróbki*, jeśli w stanie surowym zastosowania ono nie ma. Oczywiście, tego rodzaju badania muszą być przeprowadzone na takim materiale, który będziemy otrzymywali w kopalni przy odbudowie, to znaczy na materiale *surowym*. Pod tym względem ważnem jest, aby próba nie tylko odpowiadała średniemu chemicznemu i mineralogicznemu składowi rudy, lecz aby również pod względem wielkości materiału składowego oraz stosunku występowania w niej kawałków i ziarn różnej wielkości ściśle odpowiadała jakości materiału surowego. Ta ostatnia okoliczność ma istotne znaczenie w badaniach możliwości bezpośredniego zużycia, np. paliwa mineralnego. Szczególnego zaś znaczenia nabiera ona w badaniach mechanicznej (i chemicznej) przeróbki.

Całkowite obliczenie przeróbki mechanicznej we wszystkich jej operacjach, sortowania, rozdrabiania i wzbogacania, jest oparte na *charakterystyce* materiału surowego.¹⁾

Próby techniczne, zawierające materiał w postaci rozmaitych ziarn, w całej swej masie odpowiadające określonemu składowi, ogólnie rzecz biorąc, zawierają kawałki wszystkich typów rudy i domieszek,

¹⁾ Przez charakterystykę materiału luźnego nazywamy graficzne przedstawienie obecności w nim ziarn różnej wielkości; na osi odciętych odkładamy średnice ziarn, a na osi rzędnych procentowe ilości materiału tych średnic. Ob. kurs ogólny wzbogacania tegoż autora, część II.

występujących w danym złożu. To znaczy, że będą one zawierały wszelkie mineralogiczne próby, czyli okazy, mogące interesować specjalistę wzbogacenia, ponieważ z innym materiałem nie będzie przecież miał on do czynienia. Zatem z tych prób można wybrać odpowiednie okazy do zbadania tych rzeczy, które są zwykle badane na mineralogicznych próbach, z tym warunkiem, że, gdy minie potrzeba, okazy te będą z powrotem wcielane do ogólnej mieszanki. Lecz zdarza się, że uskutecznić tego nie można, albowiem podczas badania mineralogicznego próba może być pokruszona, jak również ważnem jest zachować okazy mineralogiczne dla rozmaitych informacji w przyszłości, dlatego też próba techniczna nie wyklucza wzięcia i przechowania prób mineralogicznych. Geologa próba techniczna w żadnym razie nie może zadowolić pod względem mineralogicznym, chociaż jest bardzo cenną do wyprawowania wniosków o przemysłowej wartości złoża, opartych na rezultatach badań. Do tej próby bowiem mogą nie trafić skały, bardziej odległe od złoża, które jednak pod względem geologicznym mogą posiadać doniosłe znaczenie.

Co się tyczy znaczenia chemicznego prób technicznych, to chociaż te próby w swej istocie powinny odpowiadać rzeczywistemu składowi rudy, nie są one do tych celów odpowiednie. Ponieważ wyróżniającą i konieczną cechą próby technicznej jest zachowanie w niej charakterystyki materiału surowego, więc w przypadkach znacznej przewagi materiału grubego, jak zobaczymy poniżej, tożsamość własności chemicznych może być zapewniona li tylko pod warunkiem wzięcia do próby bardzo znacznej ilości materiału, co staje się z kolei niedogodne do jakiegokolwiek badań chemicznych. Dlatego też, gdy między ilością materiału w próbie i grubością tworzących ją kawałków nie może być zachowany odpowiedni stosunek z powodów praktycznych, to analizy otrzymanych podczas badań produktów mogą posiadać wartość tylko względną, jak również tylko względną wartość będzie posiadać skład wyjściowego materiału, wziętego do badania, określony na podstawie analizy i ilości otrzymujących się produktów drogą rachunkową. Z tego wynika konieczność brania we wszystkich przypadkach równoległe do próby technicznej, również i kontrolnej próby chemicznej, ponieważ

skład próby technicznej w warunkach, w których może być ona wzięta, ogólnie rzecz biorąc, nie odpowiada składowi rzeczywistemu. a zatem wyniki końcowe badań muszą być korygowane na podstawie analizy próby chemicznej oraz odnośnych analiz produktów próbnego wzbogacania.

W ten sposób podczas każdego brania prób ze złoża lub sztucznego nagromadzenia użytecznego ciała kopalnego, tak dla celów poszukiwawczych, jako też i dla ściśle technicznych należy brać próby wszystkich trzech rodzajów: mineralogiczne, chemiczne i techniczne.

Niezależnie od tego zasadniczego podziału prób według rodzajów badań, które nad nimi zostaną przeprowadzone, rozróżniamy również według celu tych badań *»próby z robót poszukiwawczych«* i *»próby techniczne«*. Pierwsze zwykle są to próby chemiczne lub mineralogiczne; drugie — mają to samo znaczenie, które nadaliśmy im powyżej. Próby z robót poszukiwawczych charakteryzuje ta okoliczność, że na podstawie mineralogicznego i chemicznego składu stwierdza się obecność użytecznego ciała kopalnego, warunki jego występowania i granice złoża w przypadkach, gdy te kwestje nie dają się ustalić według oznak zewnętrznych.

§ 2. BRANIE PRÓB NA ROBOTACH GEOLOGICZNO-POSZUKIWAWCZYCH.

Charakter robót geologiczno-poszukiwawczych ogólnie nie pozwala na wzięcie innych prób poza mineralogicznymi, niekiedy chemicznymi; próby techniczne przy tych robotach można pobrać rzadko kiedy. W większości przypadków robotami tego rodzaju odsłaniane są skały i kopaliny użyteczne, bardzo często będące w stanie silnie zmienionym dzięki wpływom atmosferycznym (wietrzenie), przytem tylko pewne części złoża, a więc np. jego spąg, strop i t. d., podczas gdy pozostałe części złoża są zakryte przez różne utwory osadowe i glebę. Rzecz jasna, że z odsłonień naturalnych (odkrywek), w dodatku częściowych, można uzyskać tylko *okazy* czyli próby mineralogiczne. Próby te technikowi o niczem jeszcze nie mówią poza tem, że będzie on wiedział, z jakim użytecznem cia-

łem kopalnem będzie miał do czynienia w przyszłości, jeśli złoże okaże się przemysłowo interesującym. Natomiast bardzo wiele mówią one geolodzy. Próby te również nie mogą posiadać charakteru prób chemicznych w przemysłowym znaczeniu tego słowa, ponieważ oznaczenia ilościowe analizy chemicznej w tym wypadku mogą posiadać tylko charakter jakościowy, pozwalający geologowi na podstawie względnej obecności składników dać charakterystykę petrograficzną skał i z tego wyciągnąć odpowiednie wnioski. Oczywiście, niektóre skały posiadają skład nadzwyczaj jednostajny, n. p. wapienie, piaskowce, kwarcyty, droбноziarniste skały wybuchowe, skały metamorficzne i t. p., co może być ustalone na drodze badania okazów, wziętych z różnych miejsc tego samego odsłonięcia lub też z różnych odsłonień tej samej warstwy. Skład chemiczny poszczególnych okazów może wówczas w znacznym stopniu odpowiadać przeciętnemu składowi chemicznemu całej masy. Jednakowoż w tym ostatnim przypadku skład ten dla technika będzie raczej odpowiadać składowi idealnego produktu końcowego, który można będzie uzyskać na drodze odpowiedniej przeróbki, lub też — odwrotnie — zupełnie niemożliwego do osiągnięcia, albowiem zbadanie poszczególnych odsłonień, ogólnie biorąc, nie usuwa trudności w wyprowadzeniu wniosków o warunkach odbudowy lub domieszkach skał, otaczających złoże, czy też wtrąceń, które nieuchronnie będą trafiały do materiału surowego podczas odbudowy złoża. Niezależnie od tego, skład często podlega różnym wahaniom i wówczas do wyprowadzenia wniosków o średnim rozmieszczeniu poszczególnych ciał w złożu nie może być, oczywiście, mowy o tem, aby wystarczyły choćby najliczniej zebrane okazy. Mogą one zaledwie wykazać wahania składu, ale i w tym przypadku niema żadnej pewności, że granice zmienności są uchwycone przez zebrane okazy. Tak np. w wapieniach mogą być wtrącenia barytu i dolomitu w postaci warstewek czy też soczewek, w dolomitach stosunek CaO do MgO może się wahać w znacznych granicach. Do najmniej przekonujących należą okazy *węgla kamiennego*. Oczywiście w tym przypadku okazy, posiadają ogromną wartość dla wyrobienia sądu o własnościach czystej masy węgla, z tem jednak zastrzeżeniem, że masa, z której pochodzi okaz, nie będzie bardzo zwiędnięta.

W żadnym natomiast przypadku okazy nie pozwalają na wnioski o przeciętnym składzie całej masy, ponieważ, z jednej strony, skład poszczególnych warstw pokładu węgla może się znacznie różnić, z drugiej zaś — skład pokładów waha się zwykle tak w kierunku upadu, jak i rozciągłości.

Co się tyczy *złóż rud*, to mogą być one z punktu widzenia brania prób i sądzenia o składzie podzielone na 2 kategorie: rudy jednolite i wprysnięte. Pierwsze oprócz tego mogą być podzielone na grube i cienkie pod względem miąższości. Tak np. grube masy jednolitych rud przedstawiają niektóre złoża magnetytu; następnie pokładowe złoża (o różnej miąższości) hematytu, limonitu, piroluzytu, cienkimi masami jednolitych rud są np. żyły o całkowitem wypełnieniu szczelin minerałem kruszcowym np. bogate żyły galeny typu żył freiberskich, gdzie często żyły składają się całkowicie tylko z *PbS*. Częściej jednakże złoża żylne mają charakter wprysnąć kruszczu w skałę płonnej np. łupki miedziowe, konglomeraty i migdałowce, zawierające miedź rodzimą, konglomeraty, zawierające złoto, i cały szereg innych złóż. Naturalnie tylko w typach jednolitych złóż zebrane na robotach geologiczno-poszukiwawczych próby mineralogiczne mogą posiadać jednocześnie znaczenie prób przemysłowych, chemicznych, a czasem nawet i technicznych. Trudniej uzgodnić różnorodne cele brania prób w złożach pokładowych i prawie niemożliwym jest osiągnięcie tego w rudach wprysniętych. Szczególne trudności pod tym względem następczą rudy rzadkich i szlachetnych metali: wolframu, cyny, złota, platyny, wreszcie złoża okruchowe tychże metali. Minerały te zarówno w złożach pierwotnych, jak i okruchowych zawarte są w niezmiernie małych absolutnych ilościach i rozmieszczone nader nierównomiernie.

Próby chemiczne i techniczne mają tę wspólną cechę, że powinny odzwierciedlać odpowiednie własności użytecznych ciał kopalnych w ich ogólnej masie, dawać średnie własności, zarówno pod względem jakościowym, jak i ilościowym. Dlatego też sposoby brania tych prób do pewnego momentu są analogiczne. Powinny one objąć wszystkie odmiany składu danego złoża, niezależnie od tego, czy będzie ono złożem pokładowym, żylnym lub gniazdowym. W związku

z tem, naturalnie, sposoby wzięcia prób komplikują się, a ilość materiału w nich zwiększa się tem bardziej, im bardziej jest skomplikowany typ danego złoża i im bardziej urozmaicony jest jego skład i sposób występowania części użytecznej.

Określone typy złóż wykazują pewną prawidłowość zmiany składu, mniejszą lub większą, zależnie od kierunku. Złoża magmatyczne, będące często w kontakcie z pewnemi skałami, wykazują zmianę składu w kierunku do kontaktu. Pokładowe i żyłne złoża wykazują bardziej ostre zmiany w kierunku miąższości, szczególnie żyły, posiadające często budowę wstęgową i składające się z zupełnie różnych rud w zalbandach (bokach) i części środkowej. Odwrotnie w kierunku zgodnym z płaszczyzną warstwowania lub kierunkiem szczeliny żyły zmiany te są mniej ostre, stopniowe na mniej lub więcej znacznej przestrzeni. Przytem w pokładach po rozciągłości daje się zauważyć znaczna stałość składu, jak np. w pokładach węgla kamiennego. W żyłach w związku ze zmianą miąższości, krzyżowaniem się żył i specjalnemi warunkami, powodującemi słupowe ułożenie minerałów (złoto), stałość składu wzdłuż rozciągłości jest mniejsza. Wraz z głębokością skład i charakter kopaliny użytecznej zmienia się dzięki 3 przyczynom: 1) ograniczeniu wpływu czynników atmosferycznych i cyrkulacji wód gruntowych, warunkujących obecność w złożach rud strefy oksydacyjnej (u góry), cementacyjnej i pierwotnej z niezmienioną rudą, między któremi przejścia są zazwyczaj łagodne, lecz których skrajne człony wykazują wielkie różnice między sobą; 2) zależnie od sposobu powstawania złoża już w strefie pierwotnych rud można zaobserwować stopniowo zastępowanie jednych minerałów przez drugie, np. PbS i $CuFeS_2$ zostają niekiedy zastąpione w głębi przez ZnS i 3) z powodu zwiększenia się ciśnienia górotworu, co się przejawia w zmianach struktury i charakterystyki materiału luźnego (urobku).

Co się tyczy złóż okruchowych i najbardziej typowych ich przedstawicieli — okruchowych złóż złota, napotykamy często bardzo ostre zmiany zawartości złota w 3 kierunkach, wprawdzie z przejściami łagodnemi. W kierunku pionowym grube nadkłady torfowe stopniowo przekształcają się w warstwy złotonośne, których najgłębsza część, najbardziej wzbogacona, wżera się w skałę podłoża

w której się tworzą bogate kieszenie i worki. W kierunku poprzecznym łóżyska można zauważyć jeden lub kilka strumieni bogatych (»brózd«), mniej lub więcej szerokich. Z biegiem łóżyska zauważamy naogół zubożenie okruchowego złoże wskutek przewagi złota bardzo drobnego blaszkowatego aż do pyłowego, nagromadzenia lokalne w ujściach łóżysk dopływowych i t. d. Również można spostrzec prawidłowe, chociaż bardzo kapryśne wahanie charakteru materiału, z którego się składa złoże: żwiru, piasku, gliny i t. d.

Z tego wynika, że skoro próba ma odzwierciedlać średnie własności ciała kopalnego, musi tworzyć ona *nieprzerwany* słup, wycięty w kierunku zmian największych. Praktycznie jest to wykonalne przy ograniczonej rozciągłości złoże w danym kierunku, np. w kierunku miąższości, jeśli zaś w innych kierunkach skład byłby stały, co stwierdzić można zapomocą robót geologiczno-poszukiwawczych, to słup taki, obejmujący miąższość pokładu czy też żyły, może w przybliżeniu dać prawidłowe pojęcie o średnim składzie całego złoże. Jeżeli kierunek, w którym zachodzą te zmiany w pokładach o wielkiej miąższości, rozpościera się na wielkie odległości po szerzeniu i upadzie pokładów, słup taki, oczywiście, musi się rozpaść na cały szereg części składowych, branych w pewnych odstępach tem mniejszych, im gwałtowniejsze są zmiany.

Tylko w nielicznych, rzecz jasna, przypadkach podobne słupy można otrzymać z odkrywek (naturalnych odsłonieć). Zwykle wypada tworzyć odsłonięcia sztuczne zapomocą robót górniczych w postaci rowów, szurfów, otworów świdrowych, szybów, sztolni i chodników.

Roboty tego rodzaju są wykonywane już w celu poszukiwawczym, t. zn. w celu określenia kształtów złoże i przy sposobności, oczywiście, w celu wzięcia prób, ponieważ są one często koniecznem uzupełnieniem robót ściśle poszukiwawczych, w przypadku np. gdy z oznak zewnętrznych nie możemy wyrobić sobie sądu, czy mamy do czynienia jeszcze z rudą, czy już ze skałą płonną (rudy złota, wolframowe i in.). Z chwilą przystąpienia do robót górniczych w procesie odszukania i określenia form użytecznego ciała kopalnego można znieść granicę, dzielącą roboty geologiczno-poszuki-

wawcze od poszukiwawczych, mianowicie ich pierwszego okresu, robót poszukiwawczych wstępnych. Boć przecież takie rozgraniczenie jest dość sztuczne, ponieważ już podczas robót geologiczno-poszukiwawczych często przystępujemy do pędzenia najprostszych wyrobisk górniczych, gdy z oznak, uzyskanych przy badaniu geologicznem terenu, otrzymujemy wyraźne wskazówki o obecności złoża, np. w okruchach złóż okruchowych, zmieszanych z materiałem napływowym, lub też w druzgocie skalnym, który pokrywa wychodnie złoża. W tych przypadkach wykonuje się niegłębokie szurfy i rowy w celu odszukania odsłonięć pierwotnego złoża, z zachowaniem zasad, wykładanych w nauce o poszukiwaniach. Również skały źle odsłonięte, gdy część ich, zwłaszcza w kierunku przypuszczalnych największych zmian składu, jest pokryta przez utwory gleby, już podczas robót geologiczno - poszukiwawczych dobrze jest odkryć rowem poprzecznym, szurfem lub sztolnią. Wyrobiska te w sprzyjających warunkach mogą dostatecznie wyświetlić charakter i rodzaj złoża i w ten sposób mieścić w sobie zadania poszukiwań wstępnych. W przypadkach bardziej skomplikowanych stwierdzają one tylko obecność złoża, dają cenny materiał geologiczny i mineralogiczny do oceny jego przemysłowej wartości i decydują o ewentualnych dalszych, właściwych robotach poszukiwawczych, które już w swej początkowej fazie mogą wymagać bardziej skomplikowanej organizacji i pędzenia głębszych wyrobisk, których nie będzie w stanie wykonać zespół, zorganizowany dla prac geologiczno-poszukiwawczych.

W niektórych przypadkach zespół ten, wyruszając na poszukiwania określonego kopalnego ciała, którego sposoby zalegania zgóry są znane z nauki o złożach, przytem do miejscowości, w której należy się spodziewać obecności złóż na podstawie uprzednio sporządzonej mapy geologicznej, lub też na podstawie oznak znanych miejscowej ludności, zaopatruje się w niezbędne instrumenty i robotników, jeżeli złoża nie mogą być odkryte inaczej, jak zapomocą pewnych robót górniczych. Naprzykład, przy poszukiwaniu rud złota w miejscowości, gdzie wychodnie są pokryte eluwjalnym druzgotem, a oznaką obecności żył jest kwarcowe ochrowate usypisko, do odkrycia wychodni należy przekopać rowy i szurfy, do których

wykonania niezbędny jest komplet kilofów, łomów, czasem ręcznych świdrów i zapas dynamitu, a czasem i budulec. Przy poszukiwaniu złota okruchowego, często złoża nie może być wykryte inaczej, jak przez szurfowanie, połączone z odwadnianiem. Zespół poszukujący powinien mieć nie tylko komplet narzędzi górniczych, lecz i lekkie przenośne pompy ręczne, a w okolicach bezleśnych— również i budulec; w przypadku złóż okruchowych, występujących głębiej, poszukujący musi mieć przenośny instrument *Wojśława* do wiercenia otworów świdrowych lub bardziej doskonale typy, jak *Empire* i nawet *Keystone'a*. W ostatnim przytoczonym przypadku roboty geologiczno-poszukiwawcze i poszukiwawcze niczem się nie różnią pod względem górniczym. Różna jest tylko ich ilość i rozmieszczenie, zależnie od celu, do którego się dąży: wykrycia złoża, wstępnego określenia położenia i rozciągłości jego, czy też szczegółowego określenia granic złoża okruchowego i rozmieszczenia w niem złota w celu ułożenia kosztorysu eksploatacyjnego. Sposoby rozmieszczenia szurfów i otworów świdrowych we wszystkich fazach poszukiwań zależą tak od fazy, jak i od kształtów złoża, wyjaśniających się stopniowo podczas poszukiwań. Kwestją tą szczegółowo zajmuje się nauka o poszukiwaniach złóż, nie będziemy więc dłużej zastanawiać się nad nią. Jeśli zaś w celu wyjaśnienia warunków występowania złoża i otrzymania chemicznej lub technicznej próby na poszukiwaniach wypadnie pędzić wyrobiska górnicze, to mają one zupełnie ten sam charakter pod względem wyglądu ogólnego i rozmieszczenia odsłoneń rudy w przodku, tak w przypadku robót geologiczno-poszukiwawczych, jak i poszukiwawczych wstępnych i szczegółowych. Różne są tylko kombinacje i rozwój wyrobisk. Na tej podstawie w wykładach o sposobach brania prób z przodka wyrobiska górniczego będziemy łączyli wszystkie przypadki brania prób, wskazując tylko na odpowiednie różnice.

Dla metodyczności wykładu będziemy jednakże uważać, że sposoby te charakteryzują wogóle *roboty poszukiwawcze*, prowadząc sztuczną granicę między robotami geologiczno - poszukiwawczemi a poszukiwawczemi i określając te ostatnie takim momentem, który ma charakter przejścia do wyrobisk górniczych. Będziemy je-

dnak rozróżniali roboty poszukiwawcze wstępne od szczegółowych (robót poszukiwawczo-badawczych), ponieważ sposób wzięcia prób podczas tych ostatnich jest istotnie różny, dzięki możliwościom, które się następują przy robotach poszukiwawczo-badawczych.

ROZDZIAŁ II.

BRANIE PRÓB NA ROBOTACH POSZUKIWAWCZYCH WSTĘPNYCH.

§ 3. ZŁOŻA POKŁADOWE I ŻYŁNE.

a) Próby w kierunku miąższości w przodku wyrobiska.

Niezależnie od rodzaju robót poszukiwawczych zawsze stwierdzany zostaje istotny element złoża—jego *miąższość*. Z tego też względu w wyrobiskach poszukiwawczych zawsze będziemy w stanie zna-

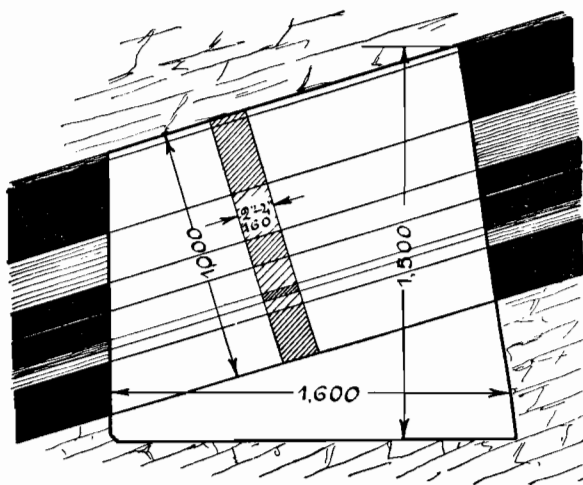


Fig. 1.

leżć kompletne odślonięcie złoża w kierunku największych zmian jego składu, jeśli tylko złoże nie jest sztokowem (pochodzenia magmatycznego). Przypuszczając, że w tym kierunku, t. zn. w kie-

runku miąższości, są najbardziej ostre zmiany składu, — niech to będzie pokład węgla kamiennego, czy też żyła rudy — należy wziąć *nieprzerwany słupek ciała kopalnego w kierunku całkowitej jego miąższości, od stropu do spągu pokładu* (od wiszącego do leżącego boku żyły). W złożach pokładowych (węgiel kamienny) słupek ten może być względnie wąski: 2" — 4" szerokości i 2" głębokości; wycina się go przy pomocy kilofa (fig. 1).

W złożach żylnych można stosować tę samą metodę, lepiej jednak, ze względu na mniejszą równomierność mineralizacji, ścinać warstwę z całej powierzchni odsłoniętej w przodku części żyły na głębokość 2", posługując się żelazkiem (szpicakiem). Jeśli przytem żyła ma zupełnie wyraźne boki wiszący i leżący, warstwę należy

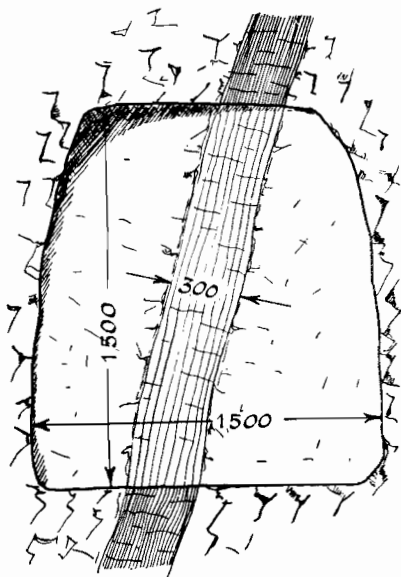


Fig. 2.

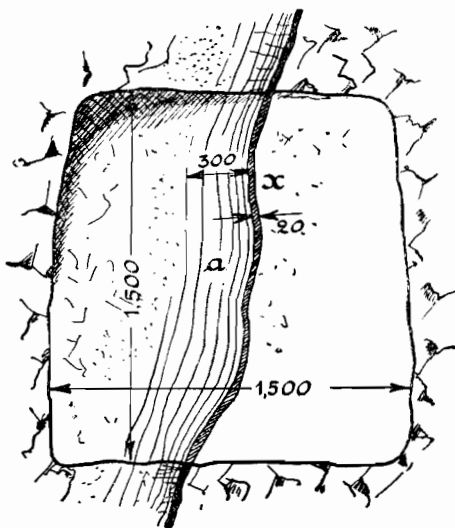


Fig. 3.

zdjąć tylko z samej żyły (fig. 2). Jeśli impregnacja minerałami kruszczowemi rozciąga się poza żyłą na zmienione, lecz wyraźne pasy w skale płonnej, przy bardzo cienkich żyłach (np. wolframitu), wówczas warstwa ścinana do otrzymywanej próby powinna obejmować

i całą zmienioną skalę »a« włącznie z żyłą »x« (fig. 3). Jeśli w tych samych warunkach żyła jest o tyle gruba, że da się ścinać z niej warstwę niezależną to do uzyskania próby należy wyciąć oddzielnie materiał z powierzchni żyły »x« i z powierzchni zmienionych skał »a« i »b« (fig. 4). Wreszcie jeśli impregnacja skał bocznych

jest duża lub jeśli żyła ma skomplikowane rozgałęzienia, warstwę do próby trzeba wziąć z całej powierzchni przodka (fig. 5).

We wszystkich przypadkach brania próby w przodku powinien on mieć świeżą powierzchnię. Z tego powodu w wyrobiskach, które przez pewien czas nie były czynne, należy przy pomocy

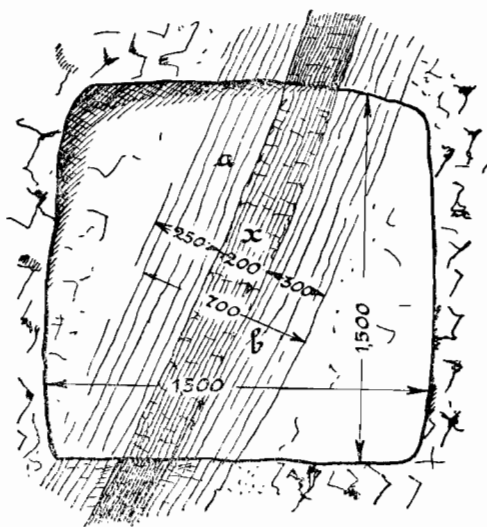


Fig. 4.

kilofa zebrać całą powierzchnię przodka aż do uzyskania zupełnie świeżej skały, ponieważ niektóre minerały (np. markasyt) bardzo szybko utleniają się przy zetknięciu z powietrzem. Trzeba również zwracać uwagę, aby powierzchnia przodka była o ile możliwości równą, bez występow i zagłębień. Wszystkie nierówności należy wygla-

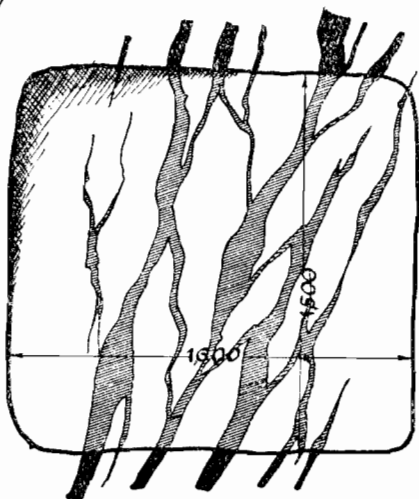


Fig. 5.

dzić kilofem, ponieważ w przeciwnym razie zawsze ryzykujemy otrzymać warstwę niejednostajnej grubości, a co za tem idzie, nieproporcjonalne ilości różnych części żyły lub pokładu w próbie.

Przy bardzo grubych pokładach i żyłach, gdy całkowita miąższość nie może być uchwycona przez przodek o normalnych wymiarach, próba bierze się ze ścian bocznych ortów lub chodników, pędzonych specjalnie w celu określenia miąższości ciała kopalnego i charakteru skał bocznych, czasem zaś również specjalnie w celu wzięcia prób. W złożach pokładowych należy przytem wyciąć brózdę (pas), składająca z kilku części, ale w kierunku miąższości. Trzeba tu pilnie baczyć, aby każda następna część brózdki rozpoczynała się ściśle na tej samej warstwie, na której była zatrzymana część poprzednia (fig. 6).

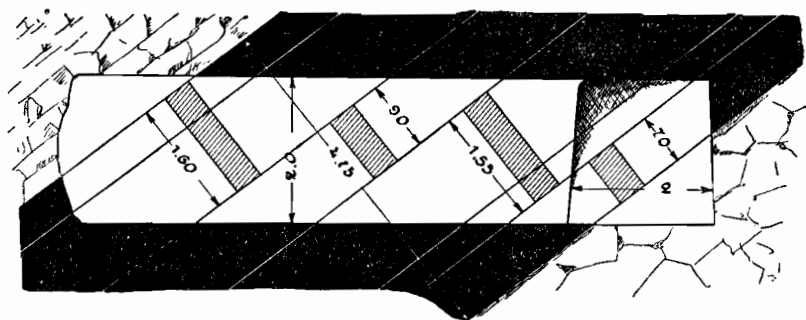


Fig. 6.

Poszczególne części brózdki przechowywać lepiej oddzielnie, ponieważ umożliwia to uchwycenie zmienności składu w kierunku miąższości. Można również wziąć próbę, wycinając w orcie pas poziomy, biegnący od spągu do stropu pokładu, lecz sposób ten ma swe ujemne strony, ponieważ otrzymujemy niepotrzebnie zbyt wielką ilość materiału w próbie i, co ważniejsze, przy zmiennym upadzie brózdka chwytą nieproporcjonalne ilości materiału z różnych warstw pokładu (fig. 7, str. 22).

Oprócz tego przy ukośnem położeniu brózdki w stosunku do uwarstwienia pokładu, trudno jest zachować jednostajną szerokość

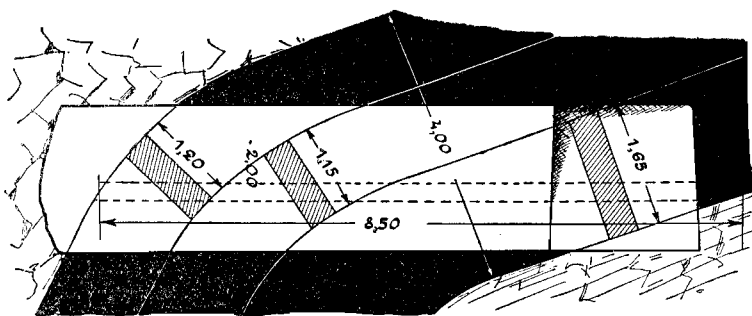


Fig. 7.

wrębu brózda bowiem wypada nierówna i proporcjonalność wszystkich części pokładu w próbie nie jest zachowana (fig. 8).

Wobec tego, jeśli z niektórych względów należy otrzymać w próbie większą ilość materiału, lepiej jest wyciąć szerszą brózdę (szerszy pas), zachowując prostopadłość jej do płaszczyzn uwarstwienia.

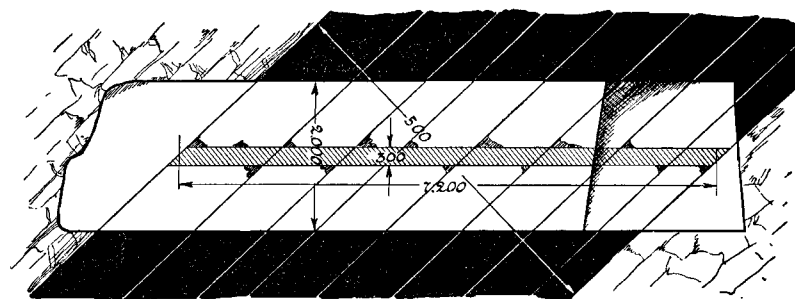


Fig. 8.

Te same trudności może nastęrczyć wyraźny cios lub kliważ. Wówczas kierunek brózd obiera się tak, aby można było wygodnie zachować jednostajną jej szerokość (fig. 9, str. 23).

W ten sam sposób należy postępować przy braniu prób z żył o bardzo wielkiej miąższości; trudniej tu rozróżnić prawidłowe płaszczyzny, a również miąższość podlega większym wahaniom. Lepiej dlatego brać próby z całej powierzchni ortu, zdejmując war-

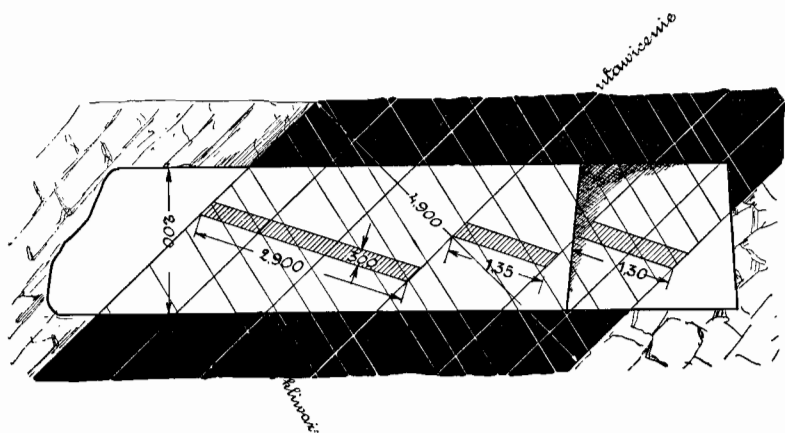


Fig. 9.

stwę jednostajnej grubości od spagu do stropu, nie bacząc na to, że sposób ten jest połączony ze stratą czasu i otrzymaniem zbyt wielkich ilości materiału w próbie (fig. 10). Zresztą gdy mineralizacja jest równomierna, można się ograniczyć do wycięcia węższej brzoźdy wzdłuż ortu.

Ilość otrzymywanego w próbie materiału, rzecz jasna, jest uzależniona od wielkości przodka, miąższości żyły, grubości zdejmowanej warstwy i szerokości wycinanego pasa (brzoźdy). Nie powinna ona w żadnym jednak przypadku być mniejszą od 10 kg.

Wzięte w ten sposób próby, oczywiście, dadzą nam średnie własności wzdłuż miąższości użytecznego ciała kopalnego w złożu. Je-

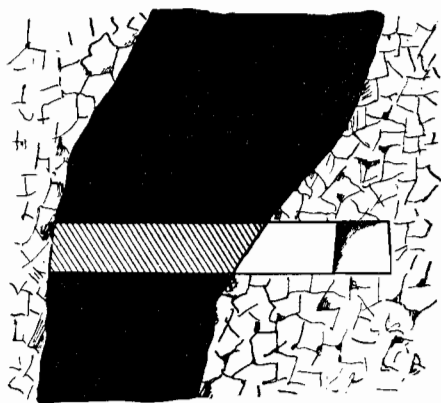


Fig. 10

śli poszczególne części jego są istotnie różne co do składu, jeśli mogą mieć różne techniczne zastosowanie i dadzą się otrzymać osobno przy odpowiedniej odbudowie, to należy próby w kierunku miąższości podzielić na odpowiednie części. Może to posiadać rów-

niez znaczenie przy określeniu granic przemysłowej części złoża, gdy pewna jego część ma wpływ wyraźnie ujemny na jakość materiału surowego i jeśli część ta może być odbudowana oddzielnie. Często natomiast do wyrobienia sadu o wpływie tej lub owej części pokładu, czy też żyły, na skład ogólny wystarczą okazy mineralogiczne, wzięte z każdej części składowej pokładu, jako uzupełnienie prób o charakterze powyższym.

Ścisłe szkice przodka są bezwzględnie koniecznem uzupełnieniem każdego brania prób w poprzek miąższości złoża.

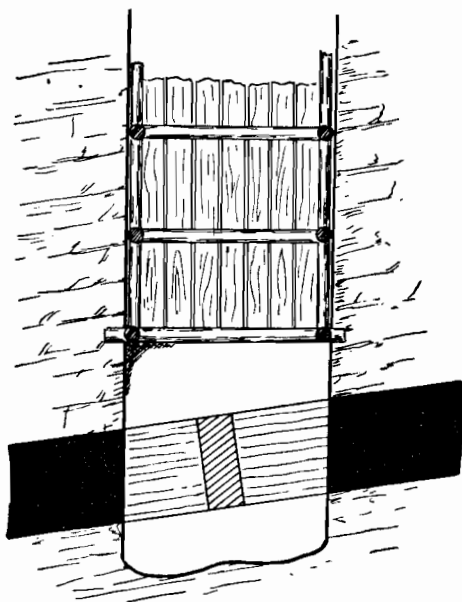


Fig. 11.

Branie prób w wyrobiskach szybowych. Branie prób w wyrobiskach szybowych wykonuje się na podstawie tych samych zasad, gdy przecinane pokłady wzgl. żyły są cienkie (Fig. 11). Jeśli wyrobisko przecina grubsze złoża, to powstają wielkie niedogodności, ponieważ niemożliwe jest wzięcie próby w kierunku całej miąższości jednocześnie, wyrobisko bowiem w przypadku ogólnym musi być zabudowane.

Przy stopniowem zaś wycinaniu brózdy w ścianie bocznej wyrobiska w miarę postępu robót,

nie można zagwarantować, że każdorazowo wycinana brózda posiadać będzie tę samą szerokość i głębokość, jak również, że się będzie rozpoczynać ściśle na tej samej warstwie, na której była zakończona poprzednia. Zdjęcie zaś obudowy na czas brania próby po ukończeniu wyrobiska jest ze względu na zbyt skomplikowany budynek utrudnione i niebezpieczne. Jedynie w skałach

mocnych, w których wyrobisko może być prowadzone bez obudowy, prawidłowe wzięcie próby w kierunku całkowitej miąższości pokładu jest możliwe po ukończeniu wyrobiska, za jednym razem. Wogóle zaś lepiej jest wystrzegać się brania prób w wyrobiskach pionowych i oddawać pierwszeństwo sposobom brania prób w ortach, chociażby były one bardzo długie w przypadkach małego upadu. Natomiast jeśli występowanie pokładu jest poziome,

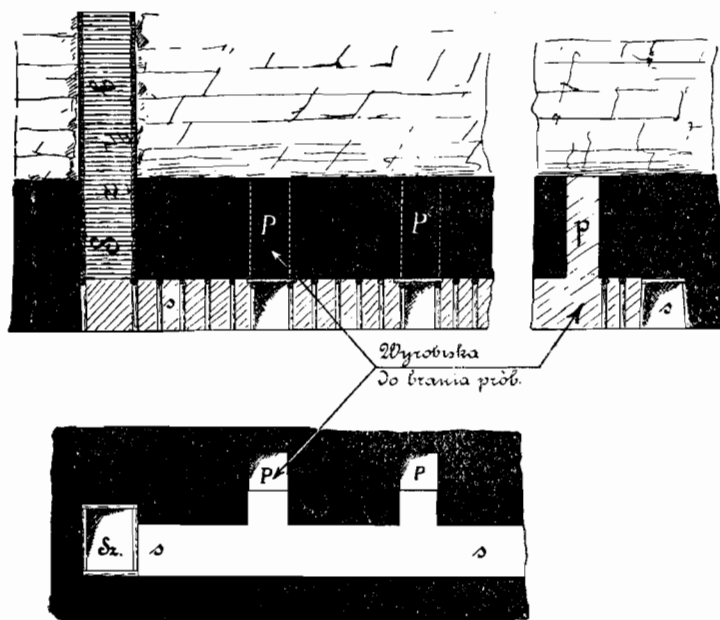


Fig. 12.

względnie zbliżone do poziomego, nie możemy otrzymać prawidłowej próby w żaden inny sposób, jak w wyróbisku pionowym. W tym jednak przypadku lepiej specjalnie do wzięcia prób pędzić wąskie wyrobiska z dołu do góry, mogące pozostawać bez obudowy, które po wyzyskaniu mogą być zarzucone jako niepotrzebne (Fig. 12).

Jeśli natomiast takie specjalne wyrobiska nie dadzą się wykonać, jak to ma miejsce przy poszukiwaniach na złożach okruchowych,

to wypadnie z przodka szybiku brać warstwę za warstwą w pewnych odstępach względnie bez żadnych odstępów, co szczegółowiej zostanie omówione w dalszych wykładach przy omawianiu sposobów brania prób w złożach okruchowych. W zwykłych zaś złożach pokładowych i żylnych w większości przypadków istnieje możliwość uniknięcia brania prób w wyrobiskach szybowych.

§ 4. ZŁOŻA SZTOKOWE I BRANIE PRÓB W KIERUNKU ROZCIĄGŁOŚCI I UPADU W ZŁOŻACH POKŁADOWYCH I ŻYLNICH.

Złoża sztokowe ze względu na sposób brania prób mogą być uważane za rodzaj grubych złóż pokładowych. Mogą być naturalnie i takie, w których pojęcie miąższości ztraca się. Lecz w tym przypadku ztraca się również pojęcie zmian składu w kierunku miąższości i może być mowa o zmianach w nieokreślonych przypadkowych kierunkach, które w swym charakterze zbliżają się do zmian w kierunku rozciągłości lub upadu w złożach o miąższości określonej.

Określenie zmian składu *w kierunku rozciągłości lub upadu* (a zatem i w dowolnym kierunku w złożach sztokowych) sprowadza się do wielokrotnego wzięcia próby w określonych odstępach w wyrobiskach chodnikowych (lub rowach przy robotach na powierzchni).

W chodnikach i rowach, biegnących w kierunku rozciągłości i mających w przodku swym obnażenie wpoprzek rozciągłości, próby należy brać w sposób już podany: 1) *w równych* odstępach wzajemnych, jeśli złożo zachowuje swe cechy charakterystyczne w sposób mniej więcej stały (miąższość, skała, typ mineralizacji, wielkość i równomierność wprysnięć) oraz 2) w odstępach *nierównych* gdy pod tym względem w żyłach zachodzą wielkie zmiany (rozgałęzienia, pojawienie się mineralizacji w załbandach, zmiany składu materiału wypełniającego, zmiany we wprysnięciach, pojawienia się pewnych minerałów i t. d.). Odstępy pomiędzy miejscami brania prób w tym przypadku nie powinny jednakże przekraczać pewnej wielkości.

Przy pokładach węgla kamiennego odstęp między punktami brania prób mogą być względnie bardzo duże, 20 — 50 m.

W żyłach próby są brane o wiele gęściej: przy stałym charakterze w odstępach 5 *m*, przy nierównomiernym składzie w odstępach nie większych, niż 2-metrowych. W Transwaalu na kopalniach złota próby są brane co 5'. W wyrobiskach pochyłych, mających na celu zbadanie złoży po upadzie na głębokość, odstepy między miejscami brania próby powinny się zmniejszać: w pokładach węgla kamiennego — do 10 *m*, w żyłach — do 2 i 1 metra, zależnie od charakteru żył.

Przy braniu prób w jakichkolwiek wyrobiskach, zwłaszcza w pochyłych, trzeba uważać, aby uniemożliwić trafiać do wody materiału wycinanego do próby, ponieważ naturalna wilgoć skalna próby jest istotnym elementem, podlegającym oznaczeniu przy badaniu prób, zwłaszcza technicznych. Dlatego też w starych porzuconych, tak poziomych jak i pochyłych wyrobiskach, gdzie zawsze jest możliwe nagromadzenie się wody, należy uprzednio wyrobisko odwodnić.

§ 5. ZŁOŻA GNIAZDOWE.

W wypadku złoży o charakterze gniazda, odbudowywanego z powierzchni, branie prób polega na zdjęciu szeregu prostopadle przecinających się pasów o szerokości 12" i głębokości 3". Ilość pasów i ich wzajemne odstepy zależą od wymiarów gniazda i jego charakteru. Tak np. do wzięcia prób ze złoży wolframitu w obwodzie Zabajkalskim na Syberji opracowano instrukcję, według której odległość między pasami nie powinna być przekraczać 2 arszynów (1,42 *m*), a największa odległość od granic gniazda — 1 arszyna. Instrukcję tę otrzymał zespół poszukiwaczy Komitetu Geologicznego w 1917 r., złoże zaś miało charakter gniazda, składającego się z nagromadzenia różnej wielkości żyłek o bardzo zmiennej miąższości.

W miarę postępu wybierania gniazda z powierzchni, w przypadku, gdy wyrobisko co do kształtu i charakteru pędzenia zbliża się do szybowego, branie próby powtarza się co pewien odstęp w głąb w sposób opisany. Jeśli zaś wyrobisko zaczyna przybierać kształt nieprawidłowego rowu z płaszczyzną przodka, zbliżającą się do położenia pionowego, to i metody brania prób w przodku powinny

się zbliżać do metod, stosowanych w prawidłowych poziomych wyrobiskach. Niezależnie od brania prób z gniazd próby muszą być również wzięte z przestrzeni, rozdzielających poszczególne gniazda. Przekopywane w tym celu rowy muszą przebiegać w kierunku poprzecznym do dominującego kierunku żyłek. We wszystkich przypadkach w złożach gniazdowych przy braniu prób całkowity napotkany materiał musi do nich trafić, bez rozdzielania na część żylną i płonną.

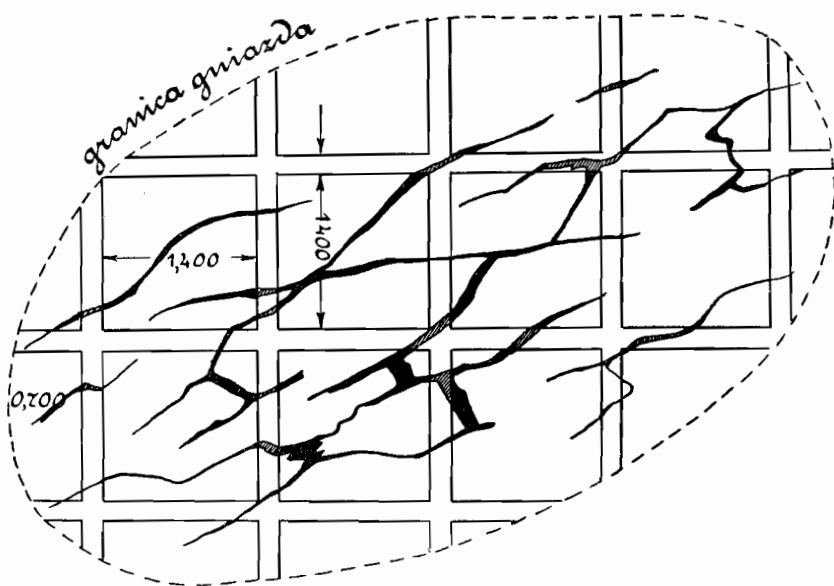


Fig. 13.

Wzięcie próby z powierzchni w złożu gniazdowym wolframitu.

Przy odbudowie gniazda przy pomocy robót podziemnych metoda brania prób jest ta sama, co w wyrobiskach poziomych w złożach o prostszej budowie, z tą jednak różnicą, że odstęp między punktami brania prób zmniejszają się i podlegają częstszym wahaniom zależnie od charakteru złoża.

Wogóle bardzo trudno podać bardziej konkretne reguły do brania prób ze złóż nieprawidłowych. Wypada w każdym szczególnym

przypadku zastosować się do istniejących warunków, powodując się rozważaniami ogólnymi sztuki brania prób. Główna zasada polega na tem, aby przez branie prób w różnych miejscach uchwycić charakter ogólny i wszystkie odmiany rudy, przytem w proporcji, odpowiadającej ich występowaniu. Oczywiście, że w złożach o budowie skomplikowanej próba nigdy nie będzie odzwierciadlała ściśle średniego charakteru rudy. Dotyczy to nie tylko złóż o skomplikowanej budowie, lecz również złóż prostych, jeśli sposobom brania prób i wyborowi miejsc na próby poświęcić zbyt mało uwagi. Można wówczas otrzymać wielkie rozbieżności. Tem niemniej sumienne branie prób w wielu przypadkach daje wyniki bliskie rzeczywistości i wobec tego, mimo elementarności i prostoty podanych reguł, ściśle ich przestrzeganie jest w swej istocie niezbędne. Tymczasem w praktyce często można spotkać pod tym względem błędy, co w konsekwencji prowadzi do tego, że branie prób nie ziszcza pokładanych w niem nadziei.

§ 6. BRANIE PRÓB W PIERWOTNYCH ZŁOŻACH ZŁOTA.

Pewną odrębność przedstawiają *złoża złota* dzięki nadzwyczaj nierównomiernemu rozmieszczeniu metalu w złożu i niezmiennie nikłej bezwzględnej zawartości metalu w rudzie. Wpływa to z jednej strony bezpośrednio na sposoby brania prób, z drugiej zaś — samo branie prób nabiera specjalnego charakteru, ogromnie ważnego dla wytyczenia kierunku robót poszukiwawczych. Próby takie otrzymują charakter »poszukiwawczych«. W swej istocie odpowiadają one próbom chemicznym innych przypadków, które są zwykle wytyczniami do skierowania robót poszukiwawczych i obliczenia zapasów. W przypadku rud złota charakter poszukiwawczy brania prób nabiera często znaczenia dominującego.

W złożach żylnych, najbardziej typowych przedstawicielach pierwotnych rud złota, złoto może być rozmieszczone nie w całej miąższości żyły, lecz często tylko w zalbandach, lub też zmienionych skałach bocznych, podczas gdy właściwa żyła może okazać się płoną. Jest to szczególnie częsty objaw w strefie utlenionej (oksydacyjnej), gdzie złoto może występować wyłącznie w miękkich gli-

niastych zalbandach, będąc rezultatem cementacji wzdłuż płaszczyzn najmniejszego oporu dla cyrkulacji wód gruntowych. Nierównomierność rozmieszczenia złota w rudach pierwotnych zależy od procesu tworzenia się złoża. Miejsca skupienia się złota nie są związane z pewną częścią żyły i mogą się przemieszczać z wiszącego na leżący bok, koncentrować się w części środkowej (wewnątrz), lub ostatecznie zniknąć zupełnie, wykazując albo prawidłowe słupowe rozmieszczenie, albo nie podlegając żadnej regularności, w postaci gniazd i skupień krzewiastych (zwłaszcza w strefach oksydacji i cementacji). Doniosłość brania prób jako jedyne-

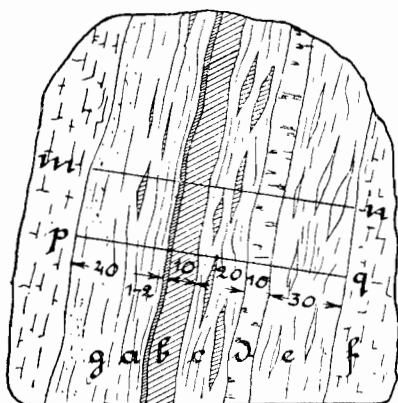


Fig. 14.

go sposobu określenia granic bryły kruszcowej, podlegającej eksploatacji, stanie się jasną, gdy dodamy, że w najbardziej nawet pewnych pod względem geologicznym złożach pierwotnych, złoto (poza niektórymi złożami pirytów złotonośnych) jest niedostrzegalne dla oka nieuzbrojonego. Większe ziarnka, widoczne gołym okiem, spotykane w górnych strefach złoża, wcale jeszcze nie świadczą o obecności złota niedostrzegalnego. Bardzo często bywa odwrotnie:

złoto dostrzegalne jest jedywym przejawem tego szlachetnego metalu w rudzie. Doniosłe znaczenie brania prób nabiera jeszcze większej wagi w złożach, złożonych z wprysnięć, lub gdy grupa cienkich złotonośnych żyłek przenika masę łupków krystalicznych, przyczem postać zespołu tych żyłek nie jest ograniczona żadnymi prawidłowymi powierzchniami, czy też różnicami litologicznymi.

W takich przypadkach z jednej strony stwarza się konieczność brania prób z różnych części żyły i przodka, jak również i z powierzchni całego przodka, a z drugiej strony konieczność brania prób niemal co każdy metr bieżący wyrobiska. Fig. 14 przedsta-

wia żyłę, w której można wyodrębnić: 1) miękki gliniasty zalband, intensywnie przez ochrę zabarwiony *a* — grubości 1 — 2 *cm*; 2) warstwę spękanego kwarcu, również na żółto lub brunatno zabarwionego na szczelinach *b* — grubości 10 *cm*; 3) warstwę kwarcu z wtrącaną skałą boczną *c* — 20 *cm*; 4) warstwę białego kwarcu, mniej lub więcej zbitego z wtrąceniami drobnych kryształów niezmienionego pirytu *d* — grubości 10 *cm*; 5) warstwę skały bocznej, poprzecinanej żyłkami kwarcu *e* — 30 *cm*, która stopniowo przechodzi w skałę boczną płonną *f*; 6) od strony wiszącego boku żyły — warstwę zmienionej skały bocznej *g* — 40 *cm*.

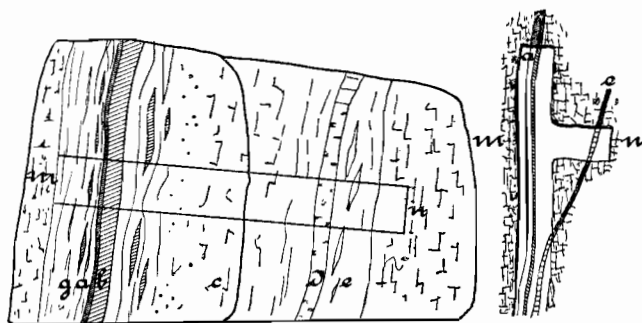


Fig. 15.

Próby powinny być wzięte z każdej warstwy oddzielnie, jak również próba ogólna — przez wszystkie warstwy, przyczem ta ostatnia może być wycięta w części węższej żyły — między liniami *mn* i *pq*. Takie cząstkowe próby mogą wykazać, że właściwie złotośniami są warstwa *g* i zalbandy *a* i *b*, podczas gdy pozostała część żyły jest płonna. Jednak rozmieszczenie mineralizacji może się zmieniać, co może być ustalone wyłącznie tylko przez częste branie prób.

W przypadku, gdyby warstwy *ab* i *de* zaczęły się oddalać od siebie, chodnik, na podstawie wziętych prób, trzeba skierować za warstwami *ab*. Żeby zaś nie zgubić żyły *de* i możliwych zmian zawartości w niej złota, wypadnie z chodnika wzdłuż żyły *ab* przebiegać co pewne odstępy orty, przyczem w ścianach ich należy brać

próby przez całą grubość masy dzielącej, w kierunku miąższości, wycinając brózdę *mn* (fig. 15, str. 31), jeśli tylko ta masa nie staje się wyraźnie skałą płonną.

Gdy zapomocą całego szeregu wziętych prób zostanie uchwycony związek pomiędzy rozmieszczeniem złota a niektórymi cechami zewnętrznymi skały żyłnej można, rzecz jasna, bez żadnego błędu często powodować się temi cechami przy wyznaczaniu kierunku robót poszukiwawczych i górniczych. Natomiast kierować się wyłącznie okiem lub cechami zewnętrznymi w problemach, dotyczących się oszacowania złoża, w żadnym przypadku nie można. Do liczby takich cech należy również tak zwana próba czerpakowa, która, ogólnie rzecz biorąc, może posiadać li tylko jakościowe znaczenie.

§ 7. PRÓBA CZERPAKOWA.

Jest to prymitywne oznaczenie zawartości złota w rudzie. Ma ona szerokie zastosowanie na robotach poszukiwawczych, wykonanie zaś jej jest właściwie jednym z najprostszych rodzajów badania prób, które są wykonywane w celu oznaczenia ilościowego bardzo nieznacznych zawartości minerałów ciężkich wogóle, a złota i platyny w szczególności. Wielka niedokładność tej próby nie pozwala zaliczyć jej do metod laboratoryjnych badania prób; jest ona metodą wyłącznie terenową, pozwalającą na uogólniające wnioski tylko w przypadkach szczególnych. W praktyce natomiast często próba czerpakowa jest stosowana jako wyłączny rodzaj oznaczenia zawartości złota. Te jednak nadmierne uogólnienia i przypisywanie próbom czerpakowym zbyt wielkiego znaczenia mogą stać się przyczyną daleko posuniętych błędów. Niemniej jednak umiejętność wykonywania prób czerpakowych i zdolność do krytycznej oceny jej wyników, jest potężnym środkiem w rękę doświadczonego poszukiwacza. Właściwie próba czerpakowa jest już badaniem próby, nie zaś jej braniem w pojęciu, którego się trzymamy w niniejszym dziele; jednak okoliczność, że ma ona charakter terenowy i jest wykonywana w miejscu prowadzenia robót poszukiwawczych niemal natychmiast po wzięciu próby i staje się jak gdyby prze-

wodnią »igłą magnetyczną« poszukiwacza, zmusza nas do udzielenia jej specjalnej uwagi na tem miejscu.

W ten czy inny sposób wziętą próbę cząstkową czy całkowitą rozdrabia się do otrzymania materiału o średnicy 2—1 mm do 0 mm. Rozdrabianie może być wykonane w zwykłym moździerzu z żelaza lanego, ręcznie stępem lekkim lub bardziej ciężkim, zawieszonym na wahadłowej dźwigni, lub ostatecznie, na solidnie zorganizowanych poszukiwaniach, w specjalnych młynach, opisanych w rozdziale o badaniu prób. Zmieloną próbę przemywa się w czerpaku syberyjskim, mającym postać zwykłego czerpaka z ręczką o pojemności 5-10

funtów (2,5—5 kg) zmielonej rudy. (Fig. 16). Ponieważ próba zwykle zawiera więcej materiału, niż może zmieścić czerpak, przemywa się ją partjami, a w ostateczności trzeba ją pomniejszyć, zachowując prawidłą, wyłożone w następnym rozdziale. Lecz co

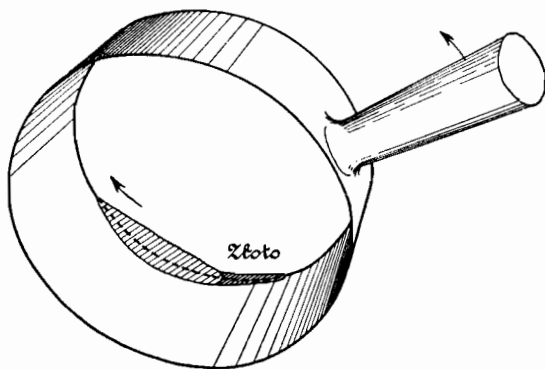


Fig. 16. Czerpak Syberyjski.

się tyczy złota, trzeba mieć na względzie, że pomniejszając i mieszając w warunkach robót terenowych, prawie niepodobna osiągnąć równomierne rozmieszczenie złota w próbie i, co za tem idzie, podczas pomniejszania zawsze ryzykujemy otrzymać rezultaty niewłaściwe. Z tego względu w próbie czerpakowej lepiej jest przemyć całą ilość wziętej rudy, dzieląc ją na porcje, jeśli jednocześnie nie można przemyć całej próby.

Operacja przemywania polega na tem, że zważoną ilość zmielonej rudy wysypuje się do czerpaka i wlewa się doń wody, poczem operator poddaje zawartość wstrząśnieniom w płaszczyźnie poziomej (kołowym). Jeśli w rudzie są domieszki gliniaste, to się je ręcznie rozgniatą, przytem trzeba uważać, aby na rękach nie pozo-

stawiała glina i zmywać ją z rąk czystą wodą do tego samego czerpaka. Ilość wody musi być taka, aby masa, osiągnąwszy charakter płynnego piasku, mogła się swobodnie przemieszczać w czerpaku od nadawanego mu ruchu kołowego, przeplatane go lekkimi uderzeniami w płaszczyźnie prostopadłej. Manipulacja tego rodzaju powoduje stopniowe opadanie najdrobniejszych ziarn, w tej liczbie i ziarn złota, na dno, ponieważ ziarna drobne będą się przesiewały między ziarnami większymi. Po jakimś czasie można zauważyć, że na wierzchu pozostały tylko najgrubsze ziarnka. Teraz można mieć pewność, że wszystkie ciężkie, zwykle najdrobniejsze ziarnka, zgrupowały się w dolnych warstwach czerpaka. Wówczas, zacierpując większą ilość wody ze zbiornika, nad którym przemywa się próbę, przez nagłe nachylenie czerpaka bez obawy można zmyć górne, pływne warstwy próby, nie ryzykujemy bowiem zmyć złota, skoncentrowanego w warstwach dolnych. Powtarzając kilka razy tę operację, wkrótce otrzymamy w czerpaku niewielką pozostałość, składającą się z drobnego piasku i szlichów minerałów ciężkich wraz ze złotem. Jeśli teraz pochylić czerpak, minerały będą unoszone przez wodę zależnie od ich masy, lub ciężaru gatunkowego. Gdy w czerpaku pozostanie taka ilość ziarn, że po przechyleniu jego zajmą te ziarna wąski pasek w żłobku, utworzonym przez denko i ściankę, można zauważyć podczas obracania czerpaka, że za ciekłą masą, porywającą za sobą piasek, pozostaje wąski pasek najbardziej ciężkich minerałów i błyszczącego złota, skupionego w samym wierzchołku ostrego kąta. Aby następnie przemyć mieszaninę ciężkich szlichów ze złotem od pozostałego piasku, wymagane są bardzo ostrożne poruszenia i rutyna, którą uzyskuje się po długiej praktyce. Przy nieznacznej ilości minerałów w pozostałości otrzymuje się prawie czyste złoto, zawsze jednak z domieszką piasku; wagowa ilość piasku jest jednak procentowo tak nieznaczna, że waga wysuszona pozostałości może być przyjęta całkowicie jako waga złota. Przy znacznej ilości szlichów złoto otrzymuje się w mieszaninie z innymi minerałami i ocena zawartości jego dokonuje się na oko. Jeśli szlichy są w przeważnej części złożone z magnetytu, to mogą być one odciągnięte stalowym magnesem. Przy pewnej wprawie doświadczeni poszukiwacze oznaczają na oko zawartość złota ze ści-

słością do 1/2 zolotnika (to znaczy ze ścisłością 1.3 g na tonnę rudy). Jeżeli w pozostałości po przemyciu dostrzega się oddzielne większe czastki złota, są one wybierane zapomocą pincety, osobno ważone i przyjęte do wiadomości, lecz w obliczeniu średniej zawartości zupełnie nie są brane pod uwagę. (Czerpak i praca z nim jest prototypem precyzyjnych maszyn, używanych w zakładach przerobczych rudy złota do wzbogacania drobnych szlichów — produktów mokrej klasyfikacji).

Z przytoczonego opisu próby czerpakowej wynika, że pozwala ona na oznaczenie tylko ilości *wolnego złota*, a raczej części jego, ponieważ część złota w postaci najdelikatniejszego pyłu może być splókana w stanie zawieszonym mimo stosowanych środków zapobiegawczych, część zaś może pozostać w zrostach z większymi ziarnami kwarcu; przemycanie zaś próby, zmielonej do postaci mączki, jest trudne do wykonania, ponieważ w takiej masie nie całe złoto będzie się skupiało na dnie i część jego może być splókana wraz z piaskiem, gdyż główną przyczyną łatwego skupiania się złota na dnie czerpaka są jego względnie mniejsze wymiary w porównaniu do ziarn kwarcu. Zatem, aby rezultaty próby czerpakowej odpowiadały rzeczywistości pod względem zawartości, koniecznem jest: 1) aby złoto było w stanie wolnym, 2) aby w swej masie nie było ono zbyt drobne, 3) aby występowało w skale wzdłuż szczelinek, które będą powierzchniami łatwego oddzielania się skały przy jej rozdrabnianiu tak, iżby do uwolnienia całego złota nie trzeba było zbyt drobno mleć próby, 4) wreszcie wymagana jest rutyna, aby nie stracić tego złota, które zostaje przemycie w czerpaku. Z powyższego wynika, że próba czerpakowa, ściśle biorąc, może posiadać jedynie znaczenie jakościowe i że w żadnym przypadku nie wyłącza konieczności dokładnej analizy probierczej. Do wykonania analizy probierczej w warunkach pracy terenowej istnieją specjalne piece przenośne i komplety instrumentów. Jednak analiza ta wymaga zawsze więcej czasu i zupełnie specjalnej wiedzy. Natomiast próby czerpakowe umie brać każdy »staratiel«¹⁾ oraz miejscowi ro-

¹⁾ Termin używany na Uralu i w Syberji. Oznacza drobnego przedsiębiorcę, prawnie eksploatującego nadanie w sposób prymitywny.

botnicy kopalniani i w wykonaniu są one szybkie. Dlatego też w przypadkach, kiedy trzeba wykonać większą ilość oznaczeń, co ma miejsce przy b. nierównomiernem rozmieszczeniu złota, próby te są nie do zastąpienia zwłaszcza, jeżeli zapomocą badań kontrolnych ustalony zostanie stosunek między rzeczywistą zawartością złota a zawartością na podstawie próby czerpakowej. W wyjątkowo sprzyjających warunkach, jak na przykład w Obwodzie Semipałatinskim na Syberji (Kolbińskie Góry), próby czerpakowe wykazują właśnie tę ilość złota, która może być ułowiona na młynach chilijskich i nawet ją przewyższa. Ale w tej miejscowości złoto występuje w wyjątkowo sprzyjających warunkach dla amalgamacji. Pomimo to uogólnianie wniosków na podstawie próby czerpakowej jest ryzykowne nawet i w tej okolicy.

Autor niniejszej pracy miał możność osobiście stwierdzić obecność znacznej zawartości złota zapomocą analizy probierczej tam, gdzie doświadczony przemysłowiec uzyskiwał zaledwie ślady w próbie czerpakowej. Samosię przez się rozumie, że przy masowem braniu prób powinna być zorganizowana systematyczna kontrola. Każdą próbę, wziętą w przodku, umieszcza się w woreczku z kartką lub deszczułką (etykieta), na której wyszczególnia się numer i miejsce wzięcia próby. Punkty, w których wzięto próby, są znaczone na planie, rezultaty zaś prób notowane pod odpowiednimi numerami w specjalnym dzienniku prób.

W ten sam sposób bierze się próbę na rodzimą platynę oraz na minerały ciężkie, które występują w nieznacznych ilościach w skale żyłnej, np. wolframit, szelit, kasyteryt, miedź rodzima i t. d.

§ 8. BRANIE PRÓB Z OKRUCHOWYCH ZŁÓŻ ZŁOTA I PLATYNY.

Próba czerpakowa w zastosowaniu do złota w złożach żylnych została zapożyczona z praktyki brania prób w okruchowych złożach złota, gdzie do dnia dzisiejszego jest ona prymitywnym sposobem przemycania złota, którym się posługują »staratieli«, »chiszczniki«¹⁾

¹⁾ Termin używany na Uralu i w Syberji. »Chiszcznik«, w tłumaczeniu dosłownem — drapieźnik, różni się od »staratiela« tem, że nie posiada praw do eksploatacji.

i pionierzy — poszukiwacze. Lecz w tej formie, jak to podano w niniejszej pracy, bywa ona stosowana do bardzo łatwo przemysłowych, prawie pozbawionych gliny piasków rzecznych. Złoto okruczowe często jest zawarte w gliniastych »miasnikowatych«¹⁾ utworach, i wymaga do rozluźnienia bardzo starannego przecierania i zupełnego rozmycia części gliniastych, co bardzo dogodnie może być wykonane w płaskich misach o pochłych brzegach, naczyniach, mających i w dobie obecnej bardzo szerokie zastosowanie w Ameryce Północnej i Meksyku, tak zwanych »Batea« (Fig. 17). W Rosji analogiczne przyrządy, wycięte z drzewa, można jeszcze spotkać w użyciu u »chiszczników« w najbardziej zapadłych kątach tajgi. Zwykle mają one owalną formę, na końcu dłuższej osi owalu płaskie ręczki do przenoszenia. Inne kraje mają rozmaite modyfikacje analogicznych przyrządów (Fig. 18) str. 38, batea afrykańska, (Fig. 19) rogowa poruńa z Ameryki Południowej. Batea i czerpak są w użyciu tylko na robotach eksploracyjnych. Przy przejściu do robót poszukiwawczych, połączonych z szurfowaniem lub wierceniem otworów świ-

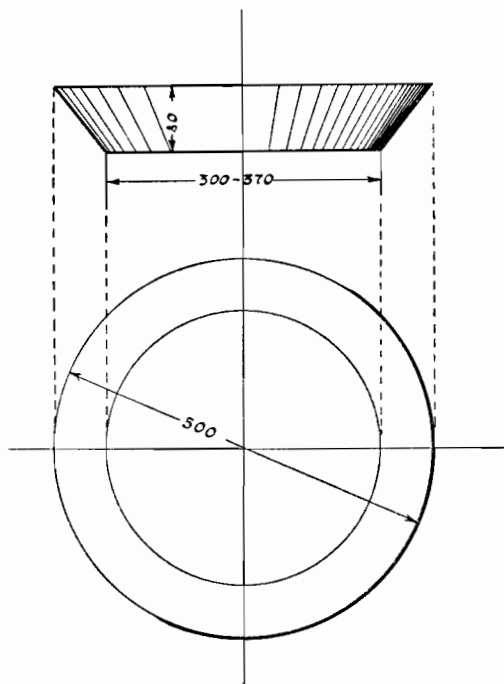


Fig. 17. Batea północno-amerykańska.

¹⁾ Miejsowa nazwa syberyjska, wzięta z podobieństwa barwy utworu do koloru mięsa.

drowych, jak również na robotach, nie mających charakteru eksploacyjnego u drobnych przedsiębiorców — »staratiel'ów, do przemycania złota używa się przyrządów bardziej doskonałych: rocker u Amerykanów i waszgerd w Rosji, będący dla »staratiel'i «głównym przyrządem

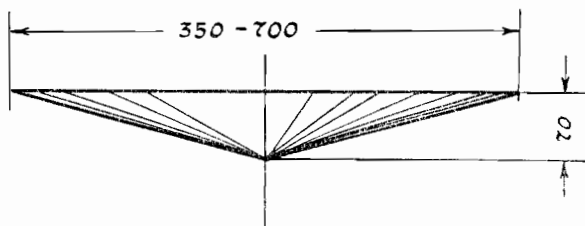


Fig. 18. Batea Afrykańska.

przemywającym, na poważnych zaś poszukiwaniach — przyrządem do badania prób, który zastępuje przestarzałą batea i prymitywny czerpak.

Waszgerd w postaci najprostszej jest to krótki żłób o długości 2—3 m i 0.5—0.75 m szerokości z brzegami podniesionymi na 30 cm. Upad nieznaczny, 1 — 2" na 1'. Wewnątrz posiada poprzeczne przegródki, dające

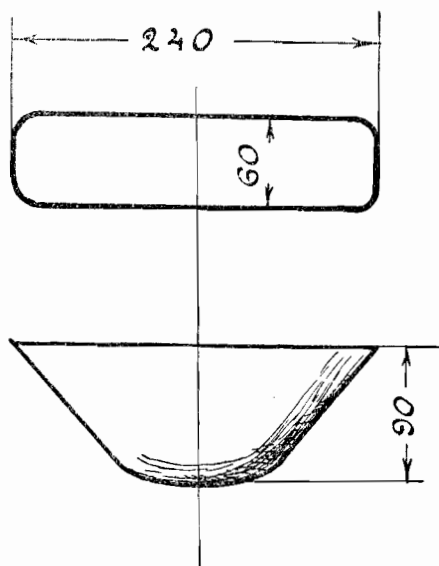


Fig. 19. Poruńa południowo-amerykańska.

się ustawić w dowolnym miejscu na powierzchni waszgerdu (Fig. 20). W części górnej, głowicy, w bardziej doskonałych typach mieści się sito z dziurkowanej blachy żelaznej $\sim 53 \times 80$ cm, na które się załadowuje materiał przemycany. Tu wykonywuje się pierwsze przecieranie gliny za pomocą gracki drewnianej przy polewaniu wodą oraz oddzielenie większych otoczków.

Materiał drobny przechodzi przez sito na powierzchnię waszgerdu. Woda porywa i unosi lżejsze oraz większe

kawalki skały płonnej, podczas gdy minerały ciężkie i złoto, przy odpowiednio dobranem pochyleniu i umiarkowanem polewaniu wodą, pozostają w miejscu. Przypadkowo unoszony przez wodę

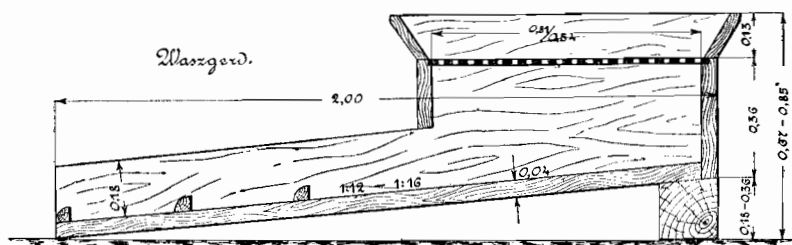


Fig. 20. Waszgerd.

cenny materiał zatrzymuje się na progach, skąd może być ponownie przeniesiony do głowicy przyrządu dla powtórnego przemycia. W miarę przemycania ilość materiału na waszgerdzie stopniowo

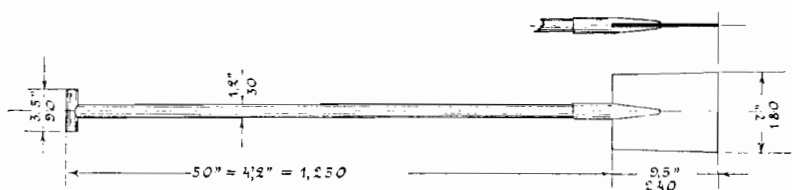


Fig. 21. Lopata do przecierania na sicie.

się zmniejsza, jednocześnie z tem przecieranie jego powinno być ostrożniejsze. Na Fig. 24—25 przedstawione są rozmaite narzędzia, służące do tego celu.

W ten sposób na waszgerdzie pozostaje w końcu przemycania

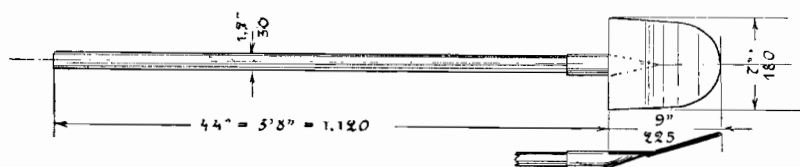


Fig. 22. Lopata do wyrzucania przemitych otoczek z sita.

mieszanina szlichów ze złotem, które następnie zostajązmyte i pozostaje samo złoto. W obecności bardzo drobnego złota należy dodać niewielką ilość rtęci i utworzony amalgamat, jeżeli nie jest zbyt ruch-

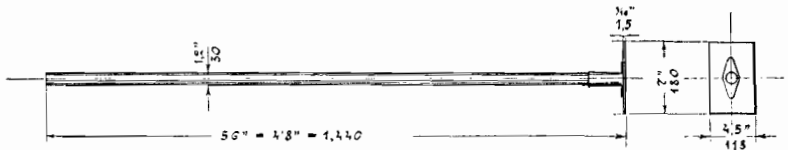


Fig. 23. Gracka o długiej rękojeści do przecierania na powierzchni waszgerdu.

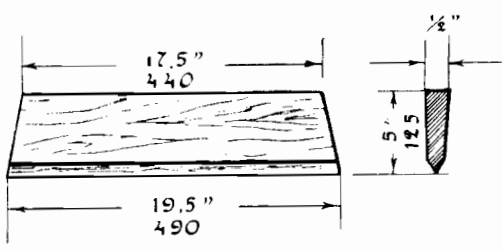


Fig. 24. Deszczulka do przemywania (kaliber największy)

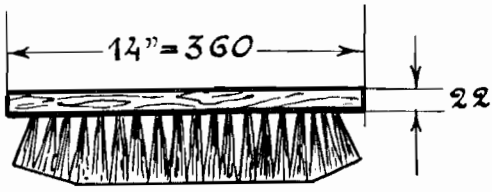


Fig. 25. Szczotka do przemywania.

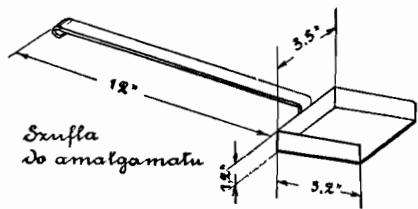


Fig. 26. Szufelka do amalgamatu.

liwy, poddać płókanu na waszgerdzie dla oddzielenia od szlichów. Do zdejmowania amalgamatu używa się specjalnych szufli i łyżek, przedstawionych na Fig. 26 i 27.

Na jedną zmianę można przeplókać na waszgerdzie 300 pudów piasku, czyli 0.3 sążnia³ (około 4.9 tonn).

Amerykański rocker tem się różni od rosyjskiego waszgerdu, że przyrząd spoczywa na poprzecznych płozach na kształt kołyski (Fig. 28). Podczas przemywania są mu ręcznie udzielane szybkie poprzeczne wahania.

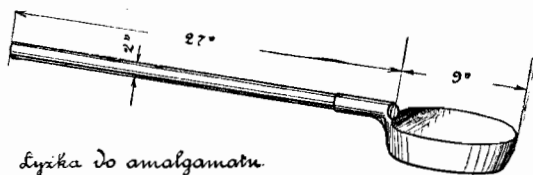
Zwykle oprócz tego znajduje się kilka pł-

szczyzn umieszczonych jedna pod drugą i mających nachylenie w przeciwne strony. Na ich powierzchni układa się kokosowe maty, czasem pod metalową siatką. We włóknach mat zatrzymują się szlichy i złoto.

Wahania rockera sprzyjają zmywaniu z płaszczyzn drobnych otoczków. Po ukończeniu przemycania szlichy, zatrzymane na matach,

zmywa się do czerpaka lub batei i przemycwa się dalej jak zwykłą próbę czerpakową. Maty kokosowe, względnie zwykłe żołnierskie sukno, są stosowane również i na waszgerdzie, gdzie umieszcza się je w dolnej części żłobu; zatrzymane na matach szlichy spłókuje się do górnej części żłobu.

Waszgerd i rocker, jako przyrządy do przemycania, są aparatami o znacznej doskonałości, pod warunkiem umiejętności i rutyny przy



Łyżka do amalgamatu.

Fig. 27. Łyżka do amalgamatu.

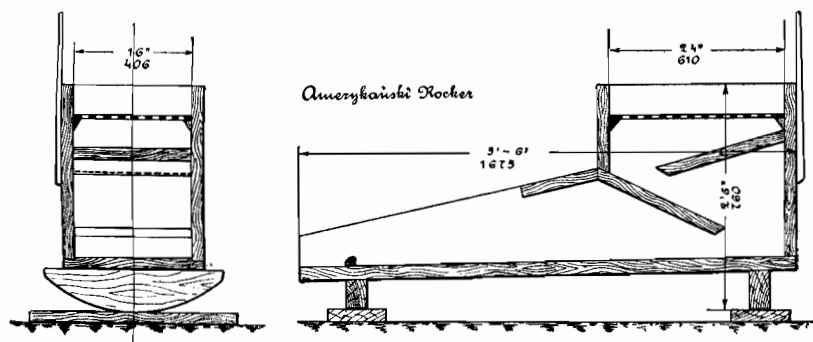


Fig. 28. Amerykański rocker.

pracy na nich. Mają one w małej skali wszystkie elementy wielkich zakładów, przemycających złoto, i różnią się od nich tylko nieznaczną wydajnością. W przebiegu przemycania prób można obserwować wszystkie stadja procesu przez który przechodzą piaski na wielkich maszynach przemycających złoto: 1) przecieranie na si-

cie, 2) osadzanie na żłobach szarego szlichu i redukcja jego do postaci czarnego szlichu i 3) ostateczne redukowanie czarnych szlichów na czyste złoto lub też redukcja szlichów, co i w zakładach przerobczych złota w ostatnim stadium jest wykonywane na takim samym waszgerdzie. Zupełnie te same trzy stadja można dostrzec w procesie przemylwania w nieckach, czerpakach i bateach, gdzie są one wykonywane ręcznie: rozgniatanie gliny rękami i jednocześnie wybieranie dużych otoczków, osadzanie szlichów przy poprzecznych ruchach wahadłowych czerpaka i pomniejszanie ich zmywaniem przez brzeg i, na koniec, redukcja szlichów w ostatnich momentach operacji. O ile ten sposób przemylwania nadaje się tylko w szczególnych przypadkach w zastosowaniu do złota żyłnego, o tyleż jest on wogóle możliwy, niezbędny i bodaj że jedyny w zastosowaniu do złota okruchowego, szczególnie zaś przy użyciu przyrządów doskonalszych — waszgerdu i rockera, ponieważ 1) w sposób doskonały są odtwarzane operacje przemysłowego przemylwania złota w zakładach i rezultaty odpowiadają ściśle rezultatom przemylwania przemysłowego, 2) złoto okruchowe w większości przypadków występuje w dużych względnie ziarnach, wyłącznie jako rodzime (wyjątki są bardzo rzadkie) i straty przy przemylwaniu na waszgerdzie, spowodowane unoszeniem, nie są większe od otrzymywanych w zakładach. Co się zaś tyczy t. zw. złota pyłowego w złożach okruchowych, to w stosunku do niego nie zostały zaniechane próby ulawiania na drodze chemicznej. Ale, jak dotychczas, nie było ono nigdy obiektem poważnej eksploatacji, a nawet i sama obecność jego nie wszędzie została stwierdzona, — jest ono zatem przypadkiem szczególnym, wymagającym rozstrzygnięcia problemów tak wykrycia, jak i ulawiania jego. Na tej podstawie, ogólnie rzecz biorąc, określanie złotonośności złoża okruchowego przez badanie prób na waszgerdzie jest i w dobie obecnej jedynym sposobem badania, najzupełniej zadowalającym. Te same metody mogą być uzyskane i do oznaczeń zawartości innych mineralów ciężkich w złożach okruchowych: szelitu, wolframitu, kasyterytu, monacytu i in.

Główna trudność badania prób na waszgerdzie polega na tem, że złoża okruchowe są to złoża względnie biedne, co wymaga przemylwania znaczniejszych ilości piasków do uzyskania takich ilości

metal, któreby można było zebrać i zważyć. Podczas gdy przemysłowa zawartość w złożach złota żyłnego w większości przypadków określa się na »złotniki w 100 pudach« (złotnik — rosyjska miara wagi, wynosząca około 4.2 g; 100 pudów = około 1.64 tonny), do eksploatacji złóż okruchowych wystarczają zawartości zaledwie kilka »doli« (dola $\frac{1}{96}$ część złotnika = około 0.044 g). Okoliczność ta narzuca specjalną staranność, z którą powinny być wykonywane oznaczenia zawartości, albowiem błąd 1 — $\frac{1}{2}$ doli stanowi już znaczny odsetek ilości ogólnej.

§ 9. BRANIE PRÓB ZE ZŁÓŻ OKRUCHOWYCH NA ROBOTACH POSZUKI-WAWCZYCH ZAPOMOCĄ SZURFÓW I ORTÓW.

Przy poszukiwaniach na złożach złota okruchowego przedewszystkiem wypada brać próby w *szurfach*. Zgodnie z ogólną regułą, w szurfie powinna być wzięta do próby cała warstwa piasków — od stropu do spagu. Trudności, napotykanne przy tem, są dwóch rodzajów. Po pierwsze, niema możliwości wziąć próby w jednym i tym samym czasie ponieważ, za wyjątkiem głębiania szurfu w wiecznie zmarzłym gruncie, każdy szurf musi w miarę pogłębiania być zawsze zabezpieczany obudową. Prawie zawsze trzeba używać obudowy całkowitej z wieńców, przylegających do siebie, której rozbieranie bez ryzyka zasypania szurfu jest niemożliwe. Po drugie, branie prób ma na celu określenie granicy warstwy złotonośnej i jej części przemysłowej, ponieważ żadnej litologicznej granicy pomiędzy płon-nemi torfami i pokładem złotonośnym najczęściej nie spostrzegamy. Dołącza się tu jeszcze zupełnie niedostrzegalne przejście pokładu w skałę macierzystą, jeśli ta ostatnia przedstawia skałę zwietrzałą.

W przypadku skały litej (»rebrowika« w słownictwie złotego kopalnictwa w Rosji) n. p. podłoża wapiennego, całe bogactwo złoża okruchowego może być zawarte w »kieszeniach« i »workach«, spotykanych zazwyczaj przy takim podłożu. Przemywać wobec tego wypada cały wyjęty z szurfu materiał, warstwę za warstwą.

Gdyby charakter okruchowego złoża był znany z istniejących już wyrobisk, względnie z wykonanych już szurfów, to czasem warstwy górne aż do pewnej głębokości mogą być odrzucone bez przemylwania. Natomiast przy głębianiu pierwszych szurfów w nieznanym

terenie chyba jedynie górna część gleby nie bywa badaną, ale już pierwsze warstwy piasku powinny być przemywane. Lecz wobec małego prawdopodobieństwa, że złoto będzie się rozpoczynać od samej góry, z początku można przemywać warstwy z pewnymi przerwami aż do chwili, gdy przemywana warstwa wykaże obecność złota. Należy powrócić wówczas do ostatniej przemytej warstwy płonnej i przemyć całą opuszczoną serję, a w dalszym ciągu nie opuszczać już żadnej warstwy, aby to jednak było wykonalne, trzeba próby, wyjęte z każdej następnej warstwy, składać osobno i zaznaczać na etykietach ich porządek, względnie głębokości.

Konieczność kolejnego przemywania każdej poziomej warstwy oddzielnie w celu ścisłego określenia zmian zawartości na głębokość zmusza do specjalnej troski o właściwy sposób głębiania szurfu. Nie może on być głębiony byle jak, z uwzględnieniem tylko wygody w samym pogłębianiu, lecz przodek szurfu powinien się obniżać równomiernie, na całej swej powierzchni na jednakową głębokość.

Na Uralu i na Syberji w wielu miejscach (np. na lenskich kopalniach złota) przyjęto nadawać szurfom poszukiwawczym wymiary 3×3 arszyny (około 2×2 m), kolejno zaś pogłębiane warstwy mają $\frac{1}{4}$ arsz. (około 18 cm grubości). W tych warunkach każda warstwa ma $\frac{1}{12}$ sążnia³, przyjmując zaś, że 1 sąż.³ waży 1200 pudów (19,2 tonny), uważamy, że każda warstwa zawiera 100 pudów. Przemycie takiej jednej warstwy daje bezpośrednio zawartość w 100 pudach, lub po pomnożeniu przez 12 w 1 sąż.³. Znaczne wymiary szurfów sprzyjają otrzymywaniu bardziej prawidłowych rezultatów oznaczenia zawartości, lecz są niedogodne pod względem odbudowy i wymagają poza tem dłuższego przeciągu czasu do całkowitego pogłębiania. Dlatego też często (przy głębszych szurfach), otrzymują one wymiary mniejsze. Tak np. na Szuwałowskich kopalniach złota na Uralu szurfom nadają $1\frac{1}{2} \times 1$ arsz. (około $1\frac{1}{2} \times 1$ m), warstwom zaś — większą grubość — $\frac{1}{2}$ arsz. (około 35 cm). W tych warunkach objętość każdej próby wynosi: $0,5 \times 0,5 \times \frac{1}{6} = 0,0416$ sąż.³, a waga: $0,0416 \times 1200 = 49,92 = 50$ pudów. Przez pomnożenie wyniku przemywania przez 2 otrzymujemy zawartość złota w 100 pudach, a przez 24 — zawartość w 1 sąż.³.

Kiedy szurf dochodzi do skały podłoża, trzeba zwrócić specjalną

uwagę na to, aby ilość materiału, wziętego z ostatniej warstwy, była ściśle zmierzona, zwykle objętościowo. Co się tyczy samej skały podłoża piasków, to jeśli może być ona urabiana zapomocą kilofa, należy wybrać ją takimi samymi warstwami poziomymi aż do litej skały. Przy mocnym »wyróbisku«¹⁾ lub w podłożu powinno być wykonywane staranne oczyszczanie przodka, całkowity zaś otrzymywany przytem materiał oddzielnie przemity.

W szurfie o obfitym dopływie wody powstaje przy braniu prób trudność, spowodowana koniecznością urządzenia żompła dla kosza pompy odwadniającej. Żompel tworzy się przez wybieranie łopatą określonej grubości warstwy, począwszy od ściany. W utworzone w ten sposób pierwsze zagłębienie zanurza się kosz pompy (Fig. 29.) W szurfach o większym dopływie wody odrazu wybiera się warstwę grubszą, np. $\frac{1}{2}$ arszynową (Fig. 30), lub też wybiera się z początku wzdłuż jednej ze ścian głęboki żompel o prawidłowym kształcie, do przemywania zaś zdejmują się warstwy z pozostałej części przodka po $\frac{1}{4}$ arsz. grubości, przyczem trzeba uważać, żeby każda z warstw posiadała tę samą powierzchnię (Fig. 31).

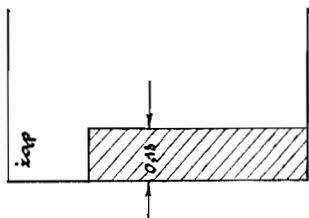


Fig. 29.

Poszukiwania na złożach okruchowych zapomocą *ortów* ogólnie nie mogą być zalecane, ponieważ orty nie biegną w kierunku największych zmian zawartości oraz mogą łatwo nie obejmować całkowitej miąższości pokładu. Nakoniec bez potrzeby przebiegają one zbyt wielkie odległości, wzdłuż których zmiany zawartości są powolne. Tem niemniej przy poszukiwaniach na tarasowych i zboczowych złożach okruchowych często stosują pędzenie ortów, ponieważ sposób ten jest najbardziej dogodny z punktu widzenia pędzenia wyróbisk górniczych.

Jedynie w przypadku, gdy warstwa złotonośna okaże się bardzo cienką tak, że strop ortu weina się w skałę płonną w stropie po-

¹⁾ Miejskowa nazwa mocnej skały, na której leży złożo.

Przyp. tłum.

kładu, można bezpiecznie pod względem wyników brać prób polecac poszukiwania zapomocą ortów. Próby są wówczas pobierane

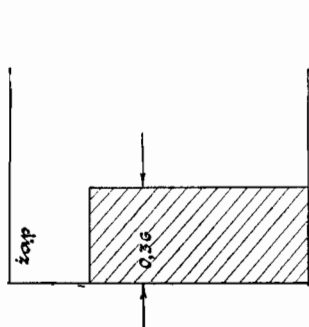


Fig. 30.

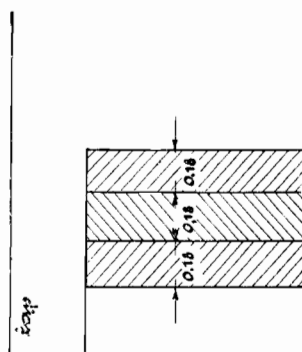


Fig. 31.

w pewnych odstępach przez całą powierzchnię przodka, jednakże lepiej je podzielić na poziome frakcje w celu uchwycenia przemysłowych granic pokładu (Fig. 32). Próby jednak w tym

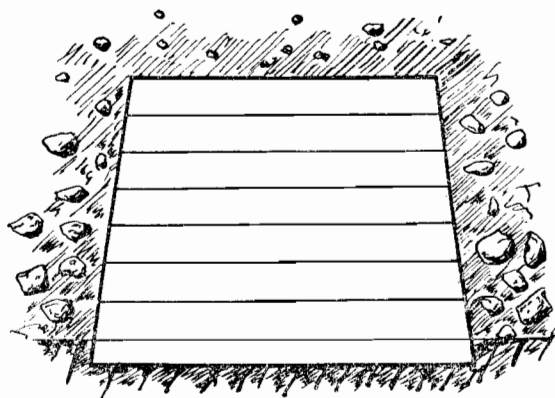


Fig. 32.

przypadku są małe pod względem ilości materiału, co w konsekwencjach może dać mniej ścisłe oznaczenie zawartości.

Wogóle poszukiwania zapomocą ortów bywają stosowane na robotach

poszukiwawczych szczegółowych, gdy miąższość pokładu stwierdzono uprzedniem szurfowaniem i gdy roboty mają na celu określenie granic poziomego rozmieszczenia złota.

§ 10. BRANIE PRÓB ZE ZŁÓŻ OKRUCHOWYCH PRZY POSZUKIWANIACH ZAPOMOCĄ OTWORÓW ŚWIDROWYCH.

Poszukiwania zapomocą otworów świdrowych na okruchowych złożach w Ameryce, poczynawszy od 1906 r. weszły w powszechne użycie, a ostatniemi czasy również i w Rosji współzawodniczą ze sposobem szurfowania. Na kopalniach złota nad Leną podczas operacyj w 1919 roku było czynnych 29 przyrządów wiertniczych Keystone'a, które wywierciły 613 otworów ogólnej głębokości 5626 sążni (około 12000 m).

Jak wiadomo, przewaga wiercenia zapomocą przyrządu Keystone'a przy poszukiwaniach na złożach okruchowych wogóle polega na szybkości wiercenia otworów i wygodnem przenoszeniu przyrządu od otworu do otworu przy używaniu przyrządów samoporuszających się, zmontowanych na kołach. W porównaniu z szurfowaniem przewaga wierceń wzrasta w przypadkach, gdy złoża okruchowe występuje głęboko, gdy jest obfity dopływ wody, lub też w scementowanych i wiecznie zmarzłych gruntach. Główna wada wierceń polega na tem, że prawidłowe próby są trudne do wzięcia i że trudnem jest ściśle zmierzenie wydobywanego materiału.

Wiercenie przyrządem Keystone'a jest to wiercenie udarowe, otwór jest rurowany i oczyszczany zapomocą łyżki. Przedewszystkiem bardzo trudno zatrzymywać wiercenie w odstępach równych. Dlatego podczas brania prób, gdy zgodnie z zasadami ogólnemi, trzeba wziąć próby z całej grubości przewierconego pokładu, otrzymują się przy pomiarach głębokości kolumny różne pod względem długości przewierconej, a co za tem idzie, różne ilości materiału, co w wielkiej mierze utrudnia obliczanie zawartości przy masowych przemysłach. Po drugie ilość materiału, wydobywanego łyżką, może nie odpowiadać zagłębianiu się dłuta, ponieważ łyżka może wyciągać w większej lub mniejszej mierze materiał z przestrzeni otaczającej rury, zależnie od położenia buta względem dna otworu, które, ogólnie biorąc, nigdy sobie nie odpowiadają. Po ukończeniu wiercenia i przed oczyszczeniem otworu rury powinny być nie tylko opuszczone na dno, lecz nawet wcisnięte nieco głębiej. I nie bacząc na to, łyżka może wciągnąć materiał, znajdujący się poniżej krawędzi rur oraz z przestrzeni dookoła nich,

nie mówiąc już o przypadkach, gdy większe otoczaki mogą nie pozwolić na opuszczenie rur. Takie wciąganie szczególnie zdarza się przy łyżkowaniu z próżnią (*vacuum*), stosowanym tam, gdzie jest obecność grubszych ziarn złota, które do łyżek zwykłych mogą nie trafić dzięki swemu ciężarowi i pozostać na dnie otworu. Z tego również powodu i rzeczywista zawartość złota może nie odpowiadać zawartości, określonej na drodze przemysławania prób, wydobytych łyżką. Przy łyżkach z próżnią złoto może trafiać do próby zzewnątrz; przy łyżkach zwykłych ono może nie być ułowione w całości i skupiać się na dnie otworu. Zatem są możliwe przypadki zarówno zubożenia prób, jak również i ich wzbogacenia. Jednakże częściej, rzecz można prawie zawsze, wskutek wciągania i rozmywania utworów gliniastych otrzymywane próby są znacznie wzbogacone. Dodać jeszcze należy, że zawartości, oznaczone na podstawie ilości materiału wydobytego, mniejszych w porównaniu z otrzymanymi przy szurfowaniu, mogą również budzić wątpliwości. Również nieprawidłowe rezultaty można otrzymać przy braniu prób w wiecznie zmarzłym gruncie, ponieważ tego rodzaju skała mniej się rozluźnia, niż skała odtopniała podczas przemysławania. Tyczy się to, rzecz jasna, również prób otrzymywanych z szurfów w wiecznie zmarzłym gruncie, względnie wykonanych według sposobu zamrażania. W szurfach jednak, wskutek większej powierzchni przodka, następuje prędsze odtopnienie skały, dlatego też i błędy, powodowane przez przytoczone przyczyny, powinny być mniej znaczne.

Ekonomiczność w porównaniu z szurfowaniem, jak również możliwość zastosowania w przypadkach, w których szurfowanie jest fizycznie niewykonalne, spowodowały, że wiercenia przyrządami Keystone'a rozpowszechniły się wśród poszukiwaczy-przemysłowców. Trudności zaś, wynikające przy braniu prób w wierceniach, są omijane dzięki wprowadzeniu różnych współczynników, ustalonych empirycznie, na podstawie długoletniej praktyki, jak również z zestawienia wyników prób i rezultatów odbudowy złoża.

Lévat (w *L'Industrie Aurifère* Paris 1905) uważa, że właściwa zawartość wynosi 20 — 30% zawartości, otrzymywanej na podstawie przemysławania prób z otworów wiertniczych, przyczem odsetek mniejszy odpowiada przypadkom, gdy złoto występuje w większych

ziarnach albo w pobliżu skały macierzystej, większy zaś odsetek odpowiada przypadkom równomiernego rozmieszczenia drobnego złota w złożu. Rezultaty te są otrzymane z praktyki wierceń we francuskiej Gujanie. *D'Arcy Weatherbe (Dredging for Gold in California 1907)*, wskazuje, że w Kalifornji podczas poszukiwań na polach, nadających się do odbudowy ekskawatorami, zwykle z zawartości, oznaczanej na podstawie otworów świdrowych, odejmuje się 40%, czyli przyjmuje się współczynnik 0,6. Tak wielka wartość współczynnika w porównaniu z proponowanym przez *Lévat* może się tłumaczyć rodzajem złota, niezwykle drobnego, które występuje w okruchowych złożach Oroville, Suba, Feather, Folsom i w innych znakomitych kalifornijskich systemach rzecznych. Wogóle w Kalifornji przyjęto pomniejszać zawartość, jeśli wypada ona z oznaczeń zbyt wielka (25 doli — 1 zołotnika na 100 pudów = 4,1 g do 4,26 g na 1,64 tonny) oraz powiększać ją przy oznaczeniach bardzo ubogich (0,35 — 2 doli na 100 pudów = 0,0155 g — 0,089 g na 1,64 tonny). Przy robotach ekskawatorowych, gdy są eksploatowane niezwykle ubogie złoża okruchowe, błędy w oznaczeniu zawartości mogą mieć bardzo wielki wpływ na rentowność całego przedsiębiorstwa. Dlatego też niektórzy praktycy kalifornijscy nie przywiązują żadnego znaczenia do poszukiwań zapomocą wierceń, za wyjątkiem stwierdzenia faktu obecności złota, czyli nadają im charakter robót eksploracyjnych, nie zaś poszukiwawczych.

Z drugiej strony w Folsom (Kalifornja), gdzie były wykonane niezwykle staranne brania prób i pomiary w robotach ekskawatorowych, uważa się, że roboty te wydobywają 90% złota, wykazanego przez poszukiwania. *D'Arcy* przytacza cały szereg liczb, z których wynika, że współczynnik, korygujący wyniki brania prób, w Kalifornji waha się w granicach 0,48—2,30, średnio zaś dla Folsom — 0,90; dla Oroville 0,75. Niezależnie od sposobów poszukiwania i brania prób, *D'Arcy* podnosi, że znaczniejsze błędy w oznaczeniach zawartości w złożach okruchowych w porównaniu z kopalniami, eksploatującemi pierwotne złoża, wynikają również i z tego, że w przypadku pierwszym braniu prób poddaje się 1 : 200000 — 1 : 1000000 części całego złoża, podczas gdy w kopalniach stosunek zwykły wynosi 1 : 5000 — 1 : 10000.

C. C. Longridge (Hydraulic placers 1907) twierdzi, że jeśli objętość wydobytego materiału obliczać według średnicy zewnętrznej rur, współczynnik powinien wynosić 0,25 i następnie przytacza t. zw. współczynnik Radford'a — 0,27. Współczynniki te są bliskie do liczb Lévata.

Postlethwaite podaje wzór:

$$V = \frac{100 \cdot C}{D}$$

gdzie V — zawartość czystego złota w centach na jard sześcienny (10 cent / 1 jard³ = 0,16 g 1,64 tonn), która może być wydobyta ekskawatorami; C — zawartość oznaczona na podstawie prób chemicznie czystego złota (w centach / 1 jard³) i D — głębokość otworu świdrowego w stopach. Jeżeli wyrazić D w sążniach i C w dolach na 1 sążeń sześcienny, to

$$V = \frac{700 \cdot 4,3 \cdot C}{D} = \frac{3000 \cdot C}{D}$$

Na kopalniach złota nad Leną przyjmują współczynnik 0,5 — 0,6. W poszczególnych przypadkach waha się on w granicach 0,35 — 0,9. Dane te otrzymano na podstawie 25 otworów świdrowych. Lecz przy tak bogatych zawartościach, jakie cechują lenské złoża okruchove, posługiwanie się nawet bardziej niskimi współczynnikami nie może posiadać ryzykownego znaczenia dla oceny przemysłowej, podczas gdy przy zawartościach, wynoszących dole / 100 pud., ściśle oznaczenia współczynników są bezwzględnie konieczne. W tych przypadkach można polecić w każdej linii otworów świdrowych pogłębić 1 — 2 kontrolne szurfy i ustalić współczynniki osobno dla każdej linii na drodze bezpośredniego porównania wyników przemysłowania prób z kontrolnych szurfów i szeregu otworów świdrowych.

Metodę tę poleca *Parker*, autor bardzo ciekawego kalendarza technicznego: »Prospectors and Miners Manuel«, gdzie radzi poszukiwaczom nie zwracać uwagi na rozmaite współczynniki, lecz określać je za każdym razem na drodze kontrolnego szurfowania.

Parker w swoim podręczniku dla techników-poszukiwaczy, mając na względzie masowe branie prób w poszukiwaniach na złożach okruchowych przy pomocy otworów świdrowych, dąży do dania reguły do szybkiego określania zawartości chemicznie czystego złota w dolarach. Opiera się on przytem na zwykłe stosowanych w Pół-

nocnej Ameryce przyrządach Keystone'a ze średnicami rur: wewnętrzna $5\frac{7}{8}''$ i zewnętrzna $6\frac{1}{2}''$, znanych pod nazwą rur 6-cio calowych, z zewnętrzną średnicą weinającego się buta $7\frac{1}{2}''$. (Na lenskich kopalniach złota są w użyciu rury $7\frac{3}{4}''$ średnicy wewnętrznej, $8\frac{1}{4}''$ zewnętrznej i $10''$ weinającego się buta).

Dla rur o podanych przez Parker'a wymiarach 100 stóp bieżących odpowiada 1 jardowi sześciennemu wydobytego materiału. Do obliczania zawartości w dolarach proponuje on posługiwać się ułożonym przez niego wykresem w prostokątnym układzie współrzędnych, który się składa z pęku prostych, wychodzących z początku układu. Każda prosta pęku odpowiada określonej głębokości od 1 — 29' (pęk składa się z 29 prostych). Na osi rzędnych odkłada się w miligramach wagę chemicznie czystego złota, oznaczonego na drodze analizy probierczej złota, które było otrzymane z przemycia próby, na osi zaś odciętych — wartość złota w dolarach na 1 jard³.

W ten sposób, jeśli przy przemycaniu materiału z 4 stopowej kolumny otworu otrzymano 5,4 mg złota 837-ej próby, to do określenia wartości metalu w 1 jardzie³ trzeba na osi rzędnych znaleźć punkt, odpowiadający ilości $5,4 \times 0,837 = 4,5$ mg chemicznie czystego złota i prostą pochyłą, odpowiadającą wysokości kolumny 4', i następnie, idąc wzdłuż pionowej, odczytać bezpośrednio na osi odciętych \$ 0,0747, czyli 7,47 cent.

Aby przejść do miar rosyjskich, należy pamiętać, że

$$10 \text{ cent} / 1 \text{ jard}^3 = 43 \text{ doli} / \text{sąż.}^3$$

$$= 3,5 \text{ doli} / 100 \text{ pud.} (= 0,155 \text{ g} / 1,64 \text{ tonny}).$$

Zatem po pomnożeniu tych liczb przez 0,747, otrzymamy 32 doli/1 sąż.³, lub 2,6 doli/100 pud. (= 0,115 g/1,64 tonn).

Jeśli wziąć 10"-we rury, używane na lenskich kopalniach, to ponieważ objętości kolumn otworu wiertniczego o pewnej wysokości są proporcjonalne do kwadratów średnic, obliczoną zawartość należy pomniejszyć tyleż razy, czyli $\left(\frac{10}{7,5}\right)^2 = 1,78$ razy. W układzie poprzednim otrzymamy:

32 : 1,78 = 19,7 doli na 1 sąż.³ lub 2,6 : 1,78 = 1,46 doli na 100 pudów, a przechodząc bezpośrednio do wykresu Parkera

$$10 \text{ cent} / 1 \text{ jard}^3 \text{ odpowiada } / 24,2 \text{ doli/sąż.}^3$$

$$(1,97 \text{ doli} / 100 \text{ pud.} / = 0,09 \text{ g} / 1,64 \text{ t}).$$

§ 11. BRANIE PRÓB W OTWORACH ŚWIDROWYCH WOGÓLE.

Poszukiwania wszelkich użytecznych ciał kopalnych często są wykonywane zapomocą wierceń. Takie poszukiwania mają na celu przeważnie określenie położenia bryły kruszcowej. W tych przypadkach do próby bierze się zwykle całkowitą ilość otrzymanego z otworu materiału. Jednakże próby z otworów świdrowych mogą posiadać wartość tylko w tych rodzajach wiercenia, w których się otrzymuje nienaruszone rdzenie, to zn. w rozmaitych rodzajach wiercenia diamentowego i wiercenia zapomocą koronek stalowych. Tem niemniej i te próby mogą tylko w szczególnych przypadkach posiadać charakter prób chemicznych lub technicznych, przy jednorodnym składzie rudy i równo zalegających złożach pokładowych. Ogólnie jednak mają one jedynie charakter prób mineralnych i przeważnie są próbami eksploracyjnymi. Rzeczywiście, nawet w złożach pokładowych węgla kamiennego próba taka może dać rezultaty

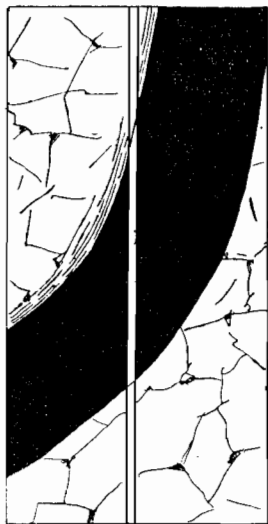


Fig. 33.

niewłaściwe, jeżeli otwór świdrowy przechodzi w miejscu przegięcia się pokładu, ponieważ wówczas części składowe pokładu trafiają do próby w stosunkach, nie charakteryzujących pokładu (Fig. 33). Jeżeli otwór świdrowy przechodzi przez uskok, może on wówczas nie uchwycić całkowitej miąższości pokładu (Fig. 34), lub też dwukrotnie przebić pewną część tego samego pokładu przy nasunięciu (Fig. 35), względnie — ostatecznie połączyć dwa różne pokłady w jedną całość w próbie (Fig. 36), co w obszarach intensywnie zdyslokowanych, jak np. w Zagłębiu Dąbrowskim, wcale nie jest przypadkiem rzadkim.

Co się tyczy rdzeni, otrzymywanych przy wierceniu w złożach rud, to jasnem

jest, że otwór świdrowy może przejść zupełnie przypadkowo przez części złoża bogate, szczególnie przy rudach wprysnię-

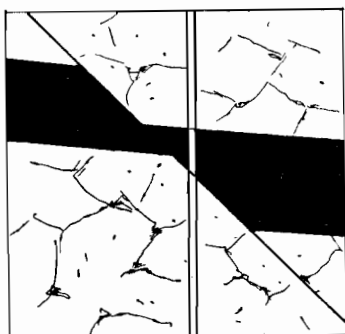


Fig. 34.

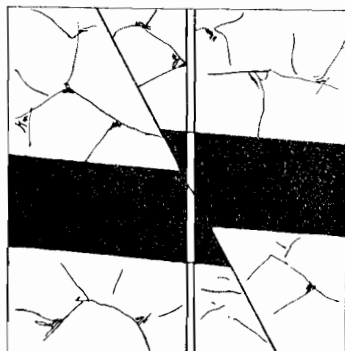


Fig. 35.

tych. W ten sposób, dzięki swym wyjątkowo wąskim zakresom, rdzenie nie mogą służyć jako zadawalające próby chemiczne i posiadają jedynie ważne znaczenie geologiczno - poszukiwawcze. Tylko w niezmiennych co do składu złożach wapienia, soli kamiennej, czasem magnetytu i t. d. można z otworów świdrowych otrzymać prawidłowe próby chemiczne.

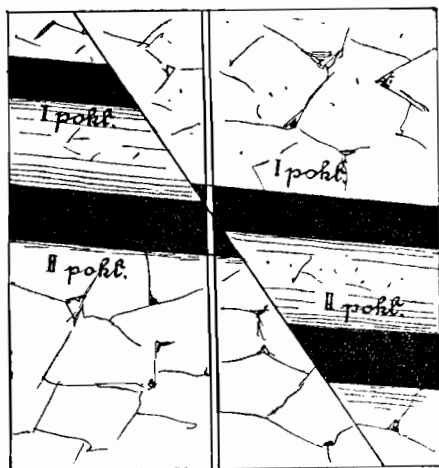


Fig. 36.

§ 12. WYKORZYSTANIE DANYCH, UZYSKANYCH Z BRANIA PRÓR NA ROBOTACH POSZUKIWAWCZYCH WSTĘPNYCH.

Dotychczas była mowa tylko o sposobach brania prób w różnych typach złóż i rozmaitych wyrobiskach na robotach poszukiwawczych

wstępnych oraz o znaczeniu, które mogą posiadać w ten lub inny sposób pobrane próby; nie wyprowadzaliśmy jednak żadnych wniosków, do których wiodły te próby. Wogóle nie wchodzi to w zakres naszego kursu i jest tematem rozważań specjalnego kursu »O poszukiwaniach«. Jednakże nie możemy całkowicie pominać tych kwestyj, ponieważ dotyczą one również zagadnień wzbogacenia.

Cel bezpośredni wzięcia próby definiuje termin »próbą chemiczną«, to znaczy — oznaczenie zawartości pewnego jednego lub kilku poszukiwanych pierwiastków na drodze chemiczno - analitycznej. Cele inne — są to te wnioski, do których prowadzą dane analizy chemicznej. W tem pojęciu cel brania próby jest podwójny: po pierwsze branie prób *wpływa na kierunek* robót poszukiwawczych; szczególnie dotyczy to przypadków, kiedy z cech zewnętrznych nie można ustalić granic złoża, np. w złożach złota, srebra, platyny, miedzi rodzimej i drobno-wprysniętych rud metali wartościowych. Po drugie — biorąc próby, *gromadzimy* dane do przyszłych wniosków na końcu poszukiwań o stosunkach ilościowych i jakościowych, panujących w danem złożu. Zadania te wprowadzie nie wymagają brania prób w ślad za postępem robót, możnaby je odłożyć na czas późniejszy i wziąć wszystkie w jednym i tym samym czasie, jednak próby, wzięte w świeżym przodku, zawsze gwarantują większą ścisłość, niż próby, wycinane ze ścian, stropu czy spagu, nie mówiąc już o tem, że wyrobiska z biegiem czasu mogą być obudowane, zdejmowanie zaś obudowy może być i trudne i niebezpieczne. Zatem materiał musi być zbierany w *miarę postępu wyrobisk*, natychmiast po przejściu wymaganego odstępu od miejsca ostatniej próby. Branie prób na poszukiwaniach najwygodniej jest łączyć z momentem uzupełniania pomiarów wyrobisk i zarysowaniem na planie przebytej części wyrobiska. Miejsca wziętych prób znaczą się na planie, w specjalnym zaś dzienniku — szkice przekrojów przez miejsca prób. Opierając się na miąższości żył w miejscach wyciętych prób, odstępach pomiędzy próbami i ich składzie chemicznym, jeżeli roboty poszukiwawcze określają pewną objętość, można już w miarę postępu robót stopniowo obliczać odkrywane zapasy. Częściej jednak takie obliczenia mogą być dokonane dopiero wówczas, gdy kształty złoża zo-

staną ustalone, te zaś dane, które możemy otrzymać na robotach poszukiwawczych wstępnych, są do tego celu niewystarczające. Wyjatek stanowią złoża proste o mniej lub więcej stałym składzie, jak np. pokłady węgla kamiennego. Na robotach poszukiwawczych wstępnych uzyskujemy jedynie *wstępny materiał*. Jednakże podobnie jak wszystkie wyrobiska z robót poszukiwawczych wstępnych mogą wejść do ogólnego kompleksu idących następnie wyrobisk robót poszukiwawczych szczegółowych, tak też wzięte w ciągu robót poszukiwawczych wstępnych próby muszą być przechowywane do zużytkowania przy poszukiwaniach szczegółowych.

Z innej strony, nadając próbom charakter *prób technicznych*, trzeba pamiętać, że na robotach poszukiwawczych wstępnych ich charakter techniczny jest również tylko wstępnym, nie zupełnym, ponieważ roboty poszukiwawcze wstępne nie mogą dać pojęcia o ogólnej charakterystyce materiału surowego. Na podstawie prób technicznych z okresu poszukiwań wstępnych można zaledwie wyrobić sobie pojęcie na drodze odpowiedniego badania prób o najbardziej odpowiednich sposobach przeróbki mechanicznej danego użytecznego ciała kopalnego. Można ułożyć idealny wykres wzbogacania według metod Blanc'a i Henry'ego wyrobić pojęcie o możliwych granicach wzbogacania i połączonych z nimi stratach w odpadach, względnie stopniu ekstrakcji użytecznej części ciała kopalnego. Dane te, rzecz jasna, mogą być wykorzystane do obliczeń przemysłowych ilości możliwej do uzyskania minerału użytecznego, jeżeli jednocześnie roboty poszukiwawcze dają choćby w przybliżeniu wyobrażenie o ilości rudy w złożu. Lecz do tego, żeby otrzymać najbardziej prawdopodobne i idealne dane o przeróbce mechanicznej i ekstrakcji metalu, niezbędnem jest, aby badanie wzbogacania było dokonane na próbie, obejmującej możliwie całą udostępnioną przez poszukiwania część złoża. Z tego wynika, że badania nie powinny być przeprowadzane na jednej, względnie każdej próbie, lecz wszystkie otrzymane próby należy *zmieszać*. Zatem próba techniczna na robotach poszukiwawczych wstępnych otrzymuje się przez zmieszanie wszystkich wziętych podczas poszukiwań prób. Naturalnie, jeżeli z jakichkolwiek względów jest niepożądane oczekiwanie na zakończenie całego okresu

robót poszukiwawczych, to próby w miarę ich otrzymywania można łączyć w grupy, opierając się zaś na istniejących stosunkach ilościowych, otrzymane krzywe badań prób interpolować. Jeśli żyła wzdłuż szerzenia czy też upadu zmienia swój skład, lub gdy w samej żyły można wyróżnić oddzielne części o ostrych różnicach co do budowy i składu, które według przypuszczeń będą wymagały różnych systemów przeróbki, to poszczególne próby miesza się w grupy według odpowiadających sobie obszarów. Jeśli próby były brane w równych odstępach przez całą miąższość złoży, to automatycznie otrzymywane są mieszaniny proporcjonalne. Jeśli zaś odstęp między próbami nie były równe, to łączenie prób w mieszaninę musi być wykonane w odpowiedniej proporcji.

Z tej okoliczności, że próby chemiczne nie są mieszane, techniczne zaś są mieszane, nie wynika, że każdą próbę trzeba zawsze brać dwukrotnie. Ponieważ do analizy chemicznej są wymagane nieznaczne ilości materiału, które otrzymujemy przez pomniejszanie prób, to do ogólnej technicznej próby mogą być zużyte pozostałości po pomniejszaniu prób chemicznych i one właśnie są mieszane. Rozdrabianie, któremu podlega próba chemiczna w celu umożliwienia pomniejszania i otrzymania z niej nieznacznej ilości materiału, lecz o składzie równomiernym, jest również konieczne do wstępnego badania próby według metody Henry. Ponieważ takie badania nie będą się opierały na ogólnej charakterystyce rudy, rozdrabianie jej może być wykonane *w jednym stadjum* do stanu piasku.

Bardziej ściśle oznaczenia techniczne powinny być oparte na ogólnej charakterystyce, mogą zatem być wykonane nie wcześniej, aż roboty poszukiwawcze osiągną charakter poszukiwań szczegółowych (robót poszukiwawczo-badawczych). Również i te dane, które są niezbędne poszukiwaczom do bardziej ścisłych obliczeń zasobów i przemysłowego oszacowania złoży, są otrzymywane też na robotach poszukiwawczo-badawczych. Roboty te w swym dalszym rozwoju mogą bezpośrednio przejść w roboty odbudowy. W ten sposób przechodzimy do problemu brania prób i znaczenia tych prób na robotach poszukiwawczo-badawczych.

ROZDZIAŁ III.

BRANIE PRÓB NA ROBOTACH POSZUKIWAWCZO-BADAWCZYCH
(POSZUKIWANIACH SZCZEGÓŁOWYCH).§ 13. CELE POSZUKIWAŃ SZCZEGÓŁOWYCH I CHARAKTER BRANIA PRÓB NA
ROBOTACII POSZUKIWAWCZO-BADAWCZYCH.

Za poszukiwawczo-badawcze będziemy uważali takie roboty, które się prowadzą, skoro poszukiwania wstępne we wszystkich swych danych wskazują na możliwość eksploatacji złoża. Znaczy to, że dane złoże posiada określoną *ciągłość*, prześledzoną na wychodniach i przy pomocy kilku poszukiwawczych wyrobisk, cechują go według wszelkich zasad wiedzy geologicznej oznaki *stałości* i posiada ono taki *skład*, który na podstawie badania wstępnych technicznych prób pozwala wnioskować, że uzyskanie produktów o charakterze przemysłowym ze złoża jest możliwe i że będą one posiadały rynkową wartość przy dopuszczalnych stratach w odpadach podczas wzbogacania. Dane te są tego rodzaju, że pozwalają na pierwsze przybliżone oszacowanie złoża pod względem ilości zasobów oraz możliwych zysków podczas jego eksploatacji. Rzecz jasna, że określenie tych momentów jest dość subiektywne i leży całkowicie na odpowiedzialności inżyniera, prowadzącego roboty poszukiwawcze, na którego doświadczeniu należy całkowicie polegać.

Roboty poszukiwawczo-badawcze mają na celu bardziej ściśle określenie rzeczywistych zasobów rudy i *przemysłowej ilości metalu*, zawartej w tych zasobach, który będzie głównym obiektem wydobycia. Łączy się to 1) tak ze ściśłem określeniem kształtów złoża, 2) jak i z określeniem metod masowej przeróbki.

Określenie kształtów i wymiarów złoża posiada znaczenie podwójne: tylko na podstawie elementów geometrycznych złoża jest możliwe ściśle obliczenie zasobów i określenie racjonalnych metod *utworzenia dostępu i odbudowy* złoża, a co za tem idzie i kosztów wydobycia.

Określenie metod przeróbki daje ściśle wskazówki co do *ekstrakcji metalu* i wprowadza korektę do uprzednich obliczeń zapasów metalu oraz daje pojęcie o kosztach przeróbki.

Ekonomiczne zaś warunki wydobycia i przeróbki w zestawieniu z ilością przemysłowych zapasów metalu dają możliwość określenia dopuszczalnej i racjonalnej skali przedsiębiorstwa, t. j. jego *wydajności*.

Określenie wszystkich tych problemów prowadzi eksperta — do ostatecznego *przemysłowego oszacowania złoża* i oznaczenia niezbędnego *kapitału*, który winien i może być włożony w przedsiębiorstwo nie tylko bez ryzyka, lecz z zabezpieczeniem pewnej rentowności w przypadku, gdy nowo zbadane złożo pragną eksploatować właściciele nudań, względnie oznaczenia *ceny sprzedaży*, gdy złożo ma być sprzedane.

Technik specjalista wzbogacania, zaproszony jako ekspert w kwestiach przeróbki mechanicznej rudy do pomocy ekspertowi specjalście w szacowaniu złóż, powinien dać wskazówki, w jaki sposób należy wziąć techniczną próbę do przeprowadzenia badań, mających na celu wyświeślenie powyższych problemów. Naturalnie, będą go zajmowały również i kwestje zasobów rudy i jej średniego składu z punktu widzenia ustalenia *wydajności zakładów*, bezpośrednio jednak nie zajmie się on obliczaniem zasobów, mając możliwość zużycowania danych, otrzymanych przez specjalistę w szacowaniu złóż, którego te właśnie kwestje obchodzą przedewszystkiem.

Tem niemniej kwestje obliczania zasobów oraz średniego składu rudy na podstawie szeregu danych, uzyskanych przy pomocy prób chemicznych, powinny być podane do wiadomości inżyniera — specjalisty w dziedzinie wzbogacania, ponieważ problemy ustalenia sposobów wzbogacania oraz budowę zakładu, obliczonego na optymalną wydajność, rozstrzyga się nie tylko przez poszukiwania.

Podobnie, zupełnie niezależnie od nowozbadanych złóż, branie prób może być zorganizowane na poszukiwaniach, które prowadzi się bez brania prób, względnie w już czynnych kopalniach w rozmaitym celu: 1) oszacowania tej kopalni w celu jej *kupna* lub *sprzedaży*, do czego będzie zaproszony ekspert, który w bardziej złożonych przypadkach zasięgnie rady co do problemów przeróbki u eksperta — specjalisty w zagadnieniach wzbogacania lub też 2) rozstrzygnięcia problemu *wzbogacania*, w związku z zmianą średniego składu rudy, zmianą rynkowej konjunktury, dzięki której wzbogacanie prze-

staje być rentownym, zaostreniem wymagań w stosunku do otrzymywanych produktów ze strony rynku lub też, ostatecznie, w związku z dążeniem do zwiększenia dochodowości przedsiębiorstwa. W tych przypadkach powołuje się specjalistę w sprawach wzbogacania, któremu wypadnie stanąć wobec zagadnień o dopuszczalnej wydajności i średnim składzie rudy, a co za tem idzie — i wobec problemu obliczenia zasobów. Naturalnie w przypadkach bardziej skomplikowanych uda się on po radę do geologów. Lecz w złożach całkowicie zbadanych kwestja sprowadza się do rozwiązywania zadań geometrycznych i arytmetycznych, w których będzie się orjentował każdy inżynier bez pomocy geologów.

Wreszcie na dobrze zorganizowanych kopalniach, zaopatrzonych w dobrze wyposażony zakład, są prowadzone bez przerwy — *roboty poszukiwawczo-badawcze*. Tak prowadzone poszukiwania mają liczne zadania i posiadają ogromne znaczenie na skomplikowanych złożach rud; nie powinny one być niedoceniane również i w pokładowych złożach węgla kamiennych.

UWAGA: Liczne złoża o całkowicie zabezpieczonych zasobach mają tak skomplikowaną budowę, że w żaden sposób nie mogą być wyświetlone we wszystkich swych stale zmieniających się szczegółach w okresie poszukiwań wstępnych. Naprzykład, żyłne złoża *PbS* i *ZnS* we Freibergu lub Harcu składają się ze splotu setek żył na ogromnej przestrzeni, jak również i w obrębie każdej kopalni; podobnie złoża żyłne kopalni Anaconda w stanie Montana, Bogosłowski okręg złóż miedzi, Wierch-Isietski na Uralu i inne. Tu też należy zaliczyć porozbijane uskokami grupy pokładów węgla kamiennego, jak to ma miejsce w Zagłębiu węglowem Śląskiem i Dąbrowskiem, gdzie, jak np. na kopalni »Saturn«, grupa kilku grubych i cienkich pokładów jest pocięta uskokami, wzdłuż których dokonały się najrozmaitsze przemieszczenia pokładów, zupełnie niweczące regularność ułożenia, cechującą pokłady węgla kamiennego. Również do tych trudnych warunków należy wliczyć partje łagodnie zapadających lub też prawie nie posiadających upadu pokładów węgla kamiennego o falistym ułożeniu, których warstwie tworzą najrozmaitsze figury zamknięte. W takich pokładach ze stratygrafji warstw wyższych czasem zupełnie nie można sądzić o ułożeniu warstw niższych, ponieważ pod nieckami górnych pokładów znajdują się kopuły dolnych i naodwrot.

Dlatego też, dla umożliwienia nieprzerwanego biegu robót odbudowy nie tylko stale powinny być prowadzone przed nimi roboty przygotowawcze, lecz zawsze przed kierownictwem robót stoją kwestje utworzenia zawczasu *dostępu* do nowych części złoża, którego sposoby wypadają odmiennie dla każdej nowej części złoża. Wynikają kwestje, polegające nietylko na tem, jak utworzyć

dostęp do tej lub innej części żyły czy pokładu, lecz również, — w jaki sposób należy pokierować robotami odbudowy, jaki musi być *bieg robót górniczych* i ile można będzie założyć przodków. Ponieważ jednak wydajność kopalni nie powinna spadać, na różnych zaś poziomach może być różna ilość żył, względnie żyły mogą posiadać różną miąższość, powstaje więc problem niemal comiesięcznego *rozplanowywania* przodków.

W kopalniach rud metalicznych, oprócz geometrycznych elementów złoża, na prawidłowe rozwiązanie wymienionych kwestyj ma jeszcze wpływ rozmieszczenie mineralizacji. Jeśli ruda jest złożoną i wymaga przy przeróbce specjalnej pieczy, regulacja zaś zakładu jest skomplikowana, koniecznem jest, aby zakład miał dostawę rudy o stałym składzie. Dlatego też zmiany w rozmieszczeniu mineralizacji wywierają wpływ ogromnie ważny na możliwe rozplanowanie przodków górniczych przy zachowaniu stałej wydajności kopalni. Lecz charakter mineralizacji również może się zmieniać: wprysnięcia grube mogą przechodzić w drobne, jeden rodzaj rudy zmienia się na inny, stopniowo lub też nagle. Trzeba zawczasu prześledzić wszystkie te zmiany i jeśli niemożliwem będzie przez odpowiednią organizację robót górniczych utrzymywać normalny skład rudy w określonych granicach, to wypadnie robić odpowiednie zmiany w regulacji przyrzędów w zakładzie w schematach operacyjnych i nawet przedsięwziąć przebudowę zakładu, aż do zupełnej zamiany starego na nowy. Wszystko to powinno być tak wykonane, żeby nie wywołać zaburzeń w normalnym biegu eksploatacji złoża i żeby wydajność nie spadła.

Corocznie wreszcie układane są *kosztorysy eksploatacyjne*, które tylko wówczas są wykonalne, jeśli uprzednio został opracowany projekt robót (ich biegu i organizacji) na cały rok. Ta okoliczność nabiera szczególnej wagi w przypadkach, gdy przy zmiennym charakterze mineralizacji i zawartości użytecznego metalu, jest niemożliwem, dzięki skomplikowanemu charakterowi złoża, zabezpieczyć niezmienny wychód metalu. Jeśli przytem zawartość metalu w rudzie nie wywiera poważnego wpływu na przeróbkę rudy według ustalonego schematu, jak to ma miejsce w kopalniach złota okruchowego lub w złożach żylnych, zawierających wolne, łatwo amalgamujące się złoto, to wszystkie »kaprysy« złoża mają wpływ jedynie na operacje finansowe przedsiębiorstwa. Dlatego też układanie kosztorysów i obliczenia osiągalnego (możliwego) otrzymania metalu, powinny być oznaczane na cały rok naprzód.

Wszystkie te codzienne kwestje w życiu kopalni są rozwiązywane przez *roboty poszukiwawcze*, związane z nierozłącznie idącym w ślad braniem prób. Pierwsze roboty poszukiwawczo-badawcze są właśnie czołowemi dla pierwszej operacji eksploatacyjnej, następnie zaś przekształcają się one bezpośrednio w czołowe poszukiwania eksploatacyjne, które już bez przerwy trwają podczas całego życia kopalni. Takie poszukiwania, mające na celu wszystkie wymienione zadania, dążąc, że tak powiemy, do oczyszczenia drogi i wskazania trasy kopalnianej kolasie, mogą napotkać poważne przeszkody, które muszą jednak być pokonane, jak np. napotkanie szczelin, ścinających złoża; wówczas należy

określić ich charakter: uskok, przesunięcie, — i odnaleźć złożo poza szczeliną; następnie — wyklinowanie się żyły, zubożenie jej i t. d. Poszukiwania czołowe w takich przypadkach otrzymują stanowczo charakter wewnętrznych wstępnych robót poszukiwawczych. Rzecz jasna, materiały geologiczne w najszerszym zakresie powinny być do rozporządzenia kierowników robót poszukiwawczych. Zadania robót poszukiwawczych będą niezmiernie ułatwione, jeśli stale podczas pędzenia wszystkich wyrobisk w kopalni, tak poszukiwawczych, jak też i — przygotowawczych, będzie systematycznie zbierany całkowity napotykaný materiał geologiczny w postaci prób — okazów, oraz będą prowadzone systematyczne brania prób w sposób omówiony powyżej. Jednocześnie, mając w kopalni mnóstwo odsłonięć w najrozmaitszych przodkach, rozmaicie rozmieszczonych w przestrzeni, można wykonywać bardzo ściśle konstrukcje geometryczne, które oddadzą wprost nieocenione usługi podczas odszukiwania pozauskokowych części złoża, określania elementów dyzlokacyjnych i tym podobnych kwestyj, jednakże tylko wówczas, jeśli wszystkim wyrobiskom w ogólności, a wyrobiskom poszukiwawczym w szczególności, towarzyszą dokładne pomiary markszajderskie. Stąd wynika specjalnie zaszczytna rola, którą otrzymuje należycie postawione miernictwo na kopalniach.

Zdjęcia miernicze, dokonane przy pomocy ścisłych instrumentów w skomplikowanych kopalniach rud i węgla kamiennego, kierują robotami poszukiwawczymi i tworzą wraz z wydziałem poszukiwawczym jeden organ — jeśli można się tak wyrazić — ster okrętu kopalnianego. Kierownik robót poszukiwawczych na takich kopalniach powinien być miernikiem, względnie markszajder — być geologiem i kierować robotami poszukiwawczymi na czynnej kopalni. Naturalnie, organ wykonawczy geologiczno-mierniczego wydziału na kopalni winien się składać z dwóch pododdziałów: mierniczego i właściwego poszukiwawczego z których, zależnie od okoliczności, jeden lub drugi otrzymuje rozwój dominujący, względnie jednakowy. Dla dobra sprawy jednak oba pododdziały podlegać winny jednemu odpowiedzialnemu kierownikowi.

W praktyce, narazie, organizacja taka jest spotykana bynajmniej nie wszędzie i nie zawsze. Na wielkich kopalniach antracytowych w Ameryce Północnej oddział mierniczy rozwija się do granic wielkiej samodzielnej instytucji i do właściwego postawienia miernictwa przywiązują tu wielką wagę, przyczem pracami poszukiwawczymi kieruje tu markszajder. Na Górnym Śląsku, gdzie kopalnie węgla cechuje nadzwyczaj skomplikowany układ tektoniki i stratygrafji, spotykamy organizację analogiczną. Tu zwykle całkowite techniczne kierownictwo kopalni spoczywa w ręku triumwiratu: inżyniera górniczego, kierującego robotami górniczymi, inżyniera mechanika i miernika, przyczem ten ostatni kieruje robotami poszukiwawczymi. Na kopalni Anaconda w stanie Montana, wydział geologiczny i mierniczy pracują w najściślejszym kontakcie. W Bogosłowskim okręgu na Uralu geologiczno-poszukiwawczy wydział rozwinął się do stanu samodzielnej instytucji, posiadającej własne muzeum imienia E. S. Fiodorowa, któremu podlega wydział mierniczy. Instytucja ta

nie tylko obsługuje kopalnie czynne, lecz kieruje również wszelkiego rodzaju pracami poszukiwawczymi w całym okręgu.

Wydział przeróbki mechanicznej na kopalniach o skomplikowanym składzie rudy jest nadzwyczajnie zainteresowany w pracach wydziału poszukiwawczego, przyczem kierownika zakładu ineresuje zarówno skład rudy w nowoodkrywanych częściach złoża, jak również i ilości rud różnego typu, które będą dostarczane zakładowi.

W niektórych przypadkach jest to kwestja tak dalece poważna, że branie prób z rud w robotach poszukiwawczych i robotach przygotowawczych jest prowadzone niemal jedynie w celu umożliwienia śledzenia ewentualnych zmian w składzie rudy, ponieważ inne cechy złoża nie nasuwają ewentualnego niebezpieczeństwa jakiegokolwiek powikłań w biegu robót górniczych. W tym przypadku braniem prób kieruje zakład przeróbki mechanicznej i dla niego są przedsiębrane niezbędne oznaczenia zawartości metalu w rudzie.

Szczególnie wysoko są postawione roboty poszukiwawcze bieżące na niektórych wielkich kopalniach złota w Transvaalu. Wydział poszukiwawczy pracuje w najściślejszej łączności z wydziałem mierniczym i tworzy wraz z nim jeden organ administracyjno-techniczny o trzech oddziałach: mierniczym, brania prób i probierczym. Oddział mierniczy ma do rozporządzenia duży zespół mierniczych, zdjęcia zaś są wykonywane tylko przy pomocy teodolitów. Oddział poszukiwawczy rozporządza zespołem górników wraz ze specjalnym sztygarem na czele, którzy są używani wyłącznie do robót poszukiwawczych na kopalni. Duży komplet instrumentów wiertniczych wraz z odpowiednim zespołem robotników i wykwalifikowanych wiertaczy podlega również temu oddziałowi. Oddział brania i badania prób ma na składzie wielki zapas woreczków, etykietek, plomb, komplety instrumentów do brania prób i wszelkie inne niezbędne materiały, jak również rozporządza zespołem robotników, zatrudnionych wyłącznie przy braniu prób. Laboratorium składa się z oddziału pomniejszania prób, wyposażonego w komplet niezbędnych przyrządów do mielenia i pomniejszania prób, wzorowo wyposażonej pracowni probierczej, która obsługuje wszystkie potrzeby

kopalni i fabryki, zespół zaś specjalistów — probierzy zajęty jest wyłącznie badaniem prób, wziętych na kopalni.

Pokłady złepieńców Witwatersrandu mimo, że się odznaczają stałością form, są często poprzecinane żyłami skał wylewnych, które wymagają stałej i natężonej uwagi. Z innej strony, pokłady złotonosnego konglomeratu składają się z mnóstwa wyraźnych oddzielnych ławic, porozdzielanych wkładkami o różnej grubości. Poszczególne ławice w różnym stopniu są złotonosne. Z każdej z nich bierze się osobną próbę. Próby są pobierane absolutnie ze wszystkich wyrobisk: poszukiwawczych, przygotowawczych i eksploatacyjnych. Wyniki brania prób są znaczone przez wydział mierniczy na specjalnych planach rozmieszczenia złota w złożu. Na podstawie tych danych wydział górniczy łącznie z kierownictwem zakładu po wspólnej rozprawie określa bieg robót górniczych, któryby odpowiadał i zakładowi i kopalni.

W ten sposób przy poszukiwaniach szczegółowych wszelkiego rodzaju wypada:

- 1) Brać próby chemiczne (mające cele poszukiwawcze, kosztorysowe, szacunkowe i techniczne).
- 2) Obliczać na podstawie tych prób i określonych kształtów złoża zasoby metalu w rudzie (użytecznego ciała kopalnego) w celu:
 - a) Oszacowania złoża lub kopalni.
 - b) Ułożenia kosztorysów eksploatacyjnych.
 - c) Oznaczenia optymalnej wydajności kopalni.
 - d) Oznaczenia wydajności, lub regulacji czynnego zakładu przeróbki mechanicznej.
- 3) Brać techniczne próby dla określenia optymalnego stopnia wzbogacania i dopuszczalnych strat, jak również określenia racjonalnego systemu przeróbki i zaprojektowania zakładu, opartego na *charakterystyce* rudy surowej. Ostatni cel wymaga już wzięcia tak zwanej *próby generalnej*.

Czynności 1) i 2) bywają zwykle prowadzone bez przerwy na kopalniach czynnych; czynność 3) natomiast tylko raz jeden przy projektowaniu nowego zakładu lub też przy przebudowie i ulepszaniu go. Czynność 3) również może być prowadzona nieprzerwanie, lecz wówczas otrzymuje ona specjalny charakter, o czym bardziej

szczegółowo będzie mowa w rozdziale o analizie ruchu zakładu przeróbki mechanicznej.

§ 14. PRÓBY CHEMICZNE NA ROBOTACH POSZUKIWAWCZO-BADAWCZYCH.

Sposób brania prób chemicznych na tych robotach w ogólności nie różni się od brania ich na poszukiwaniach wstępnych. Różne są tylko okoliczności, towarzyszące braniu prób w niektórych przypadkach. Mamy tu na myśli przypadki szacowania złóż i kopalń, dokonywane w celu ich zakupienia lub sprzedania.

1. Tu należy być szczególnie *ostrożnym* pod tym względem, aby próby były wzięte *prawidłowo*, to zn. po pierwsze z zachowaniem wszystkich tu wyłożonych reguł i, po drugie, z wyeliminowaniem możliwych *nadużyć* ze strony osób zainteresowanych. Tyczy się to również, rzecz jasna, tak robót geologiczno-poszukiwawczych, jak i robót poszukiwawczych wstępnych, gdy na podstawie danych tych robót bywają nabywane lub odstępowane nadania i wyłączności górnicze, na których będą jeszcze w przyszłości prowadzone szczegółowe prace poszukiwawcze. Ale w tych przypadkach ilość prób bywa względnie niewielka, dzięki czemu łatwiej jest dbać o prawidłowe ich branie. Ryzyko też jest mniej znaczne, ponieważ i kapitał, który się wkłada w początkowym stadium rozwoju przedsiębiorstwa, jest nieznaczny. Jeśli jednak chodzi o oszacowanie szczegółowo przeprowadzonych poszukiwań lub czynnych kopalń, mających wielkie odkryte zasoby, które wymagają wkładu dużych kapitałów, to tem większa ostrożność musi być brana pod uwagę przy braniu prób, tembardziej, że przy masowym braniu prób łatwiej popełnić błędy i łatwiej wywieść w pole niedoświadczonego eksperta. Nadużycia, praktykowane przytem, wchodzą w dziedzinę ściśle moralną i dlatego właściwie nie mogą być obiektem studjów w kursie technicznym. Mimo to nie można choćby pobieżnie nie zaznaczyć, że szczególnie początkujących w szacowaniu złóż jest niezmiernie łatwo oszukać i że ekspert stale musi być na baczności, nie ufać nikomu z otoczenia, posiadać do własnego rozporządzenia zupełnie zaufanych pomocników i neutralnych robotników. Istnieje cała literatura i mnóstwo opowiadań o najbardziej bezczelnych oszustwach, które poszukiwacz winien znać, na których jednak nie

będziemy się długo zatrzymywali. Częściowo takie pożyteczne wskazówki o sposobach oszukiwanych oraz rady, jak się uchronić od wprowadzenia w błąd, można znaleźć w świetnym zbiorze artykułów o braniu prób i szacowaniu kopalń Rickard'a (*The Sampling and Estimation of Ore in Mine*. New York 1907). Przytoczymy tu najczęściej spotykane i najbardziej niezdarne sposoby oszukiwania przy próbie czerpakowej na złoto, podczas której operator pali fajkę lub papierosa nadzianego złotem przy przemycaniu próby i jakoby niechcący, zrzuca popiół do czerpaka; używanie dynamitu, nadziewanego złotem w przodkach i t. d., sposoby tak dalece oklepane, że chyba tylko cienuni syberyjscy chłopcy praktykują je jeszcze w nadziei oszukania niedoświadczonych młodzików (*salting*). Czasem podstępny są bardziej pomysłowe i chytne, w rodzaju zupełnego zabudowania pozbawionych rudy wyrobisk, których nie pozwalają odkryć pod pretekstem bardzo słabych skał, dalej — замуrowania wejść do płonnych wyrobisk, specjalnie zaś idących wgłąb, tak że absolutnie nie można się domysleć ich istnienia; prowadzenia wyrobisk odbudowy, które mają świadczyć o rzekomo wybranych bogatych miejscach i t. d.

Jako jedno z zasadniczych prawideł, które służą do zabezpieczenia się przed oszustwem w kopalni, jest osobiste zwiedzenie wszystkich bez wyjątku wyrobisk i najbardziej skrupulatne obejrzenie szczegółów obudowy, ścian i spagu, nie zwracanie żadnej uwagi na dowodzenia niejescowych funkcjonariuszy o możliwości przedostania się do tego lub owego wyrobiska, brak zaufania nawet do planów, które przecież mogą być również sfalszowane.

2. Podczas poszukiwań wstępnych i szczegółowych w celu oszacowania nowego złoża, zawsze istnieje możliwość wzięcia próby bezpośrednio w przodku. Jest to najbardziej dogodny przypadek, ponieważ powierzchnię przodka stosunkowo łatwo można nadać postać równej płaszczyzny, na której już bez trudności da się wyciąć prawidłową bródę. Te same warunki istnieją również i na czołowych poszukiwaniach na kopalni.

Natomiast przy braniu prób *w czynnej kopalni*, w której poprzednio nie były przeprowadzone żadne brania prób, wypada je wyciąć już w istniejących, gotowych wyrobiskach, które stoją oddawna,

są zabudowane i przybierają dzięki obsuwaniu się skał formy nieprawidłowe. W tym przypadku próbę można jedynie wyciąć w ścianach wyrobisk lub też w stropie, zależnie od tego, czy żyła zapada stromo czy łagodnie. Jeśli żyła zapada łagodnie, to dogodniej brać próby ze ścian (fig. 37), ponieważ ściany boczne częściej mają równą powierzchnię i lepiej ją zachowują. Jednakże jest wskazywane, aby w miejscu

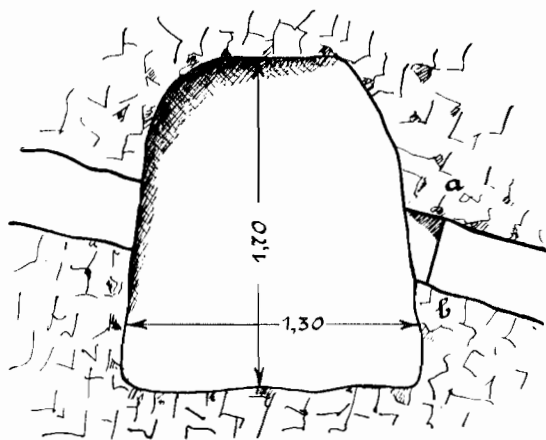


Fig. 37.

zabrania próby utworzyć ścianę prostopadłą do żyły (*ab*).

W żyłach stromo zapadających wypadnie wycinać próby ze stropu. Lecz może on posiadać swoistą formę (fig. 38) i wówczas bardzo łatwo można wyciąć nieprawidłową próbę wzdłuż zarysu sklepienia; w tym przypadku

próba w żadnym razie nie może uchodzić za średnią. Aby otrzymać prawidłową próbę, należy przybrać strop wewnątrz żyły, aż otrzymamy płaszczyznę, prostopadłą do uwarstwienia lub żyły (fig. 38b).

Wreszcie w niektórych przypadkach trzeba będzie wziąć próbę ze spągu, jeśli nad chodnikiem żyła jest wybrana bezpośrednio, bez pozostawienia calizny (fig. 39). Jest to najbardziej niedogodny przypadek, albowiem proch i szlam, zbierające się w spągu chodnika, bardzo utrudniają prawidłowe wzięcie próby, obecność zaś rowu odpływowego z wielką ilością wody czasami wręcz uniemożliwia wzięcie próby w spągu. Wypada wówczas stosować sztuczne sposoby odprowadzania wody przy pomocy urządzenia ścieku z drzewa, którego brzegi uszczelnia się gliną w celu zupełnego osuszenia miejsca, gdzie będzie wzięta próba¹⁾.

¹⁾ Obacz artykuł Ernesta Levy'ego str. 125. Rickard. The sampling and estimation of ore in Mine.

Wogóle należy o ile możliwości unikać prób w spagu.

3. Odstępy między miejscami brania prób są ustalane na podstawie tych samych rozważań, które podano w rozdziale o poszukiwaniach wstępnych. Zaznaczymy jedynie, że w celu uproszczenia dalszych obliczeń, najdogodniej brać próby w równych odstępach. Jednakowoż jeżeli miąższość podlega raptownym zmianom, to obli-

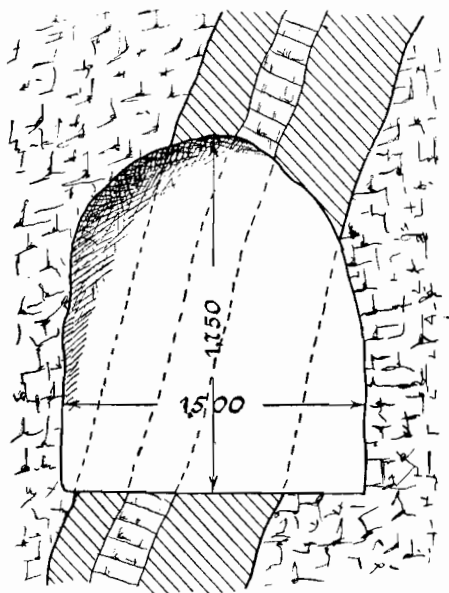


Fig. 38a.

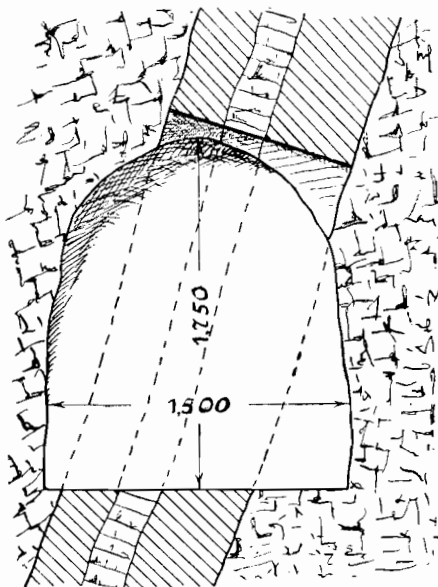


Fig. 38b.

czenia średniej zawartości przy równych odstępach mogą doprowadzić do rezultatów mylnych. W tych przypadkach trzeba dążyć do wzięcia prób we wszystkich punktach zmiany miąższości żyły.

4. Przy braniu prób w czynnej kopalni wypada mieć do czynienia z zorganizowaniem masowego brania prób. Podczas poszukiwań bieżących próby są brane w miarę postępu wyrobisk, a więc, ogólnie biorąc, stosunkowo rzadko, chociaż przy wielkiej ilości robót górniczych ilość codziennie wycinanych prób może być bardzo wielka. Są to cechy charakterystyczne bieżących robót poszukiwaw-

czych na kopalniach. Przy masowej organizacji brania prób w jednym i tym samym czasie, dla oszacowania już istniejącej kopalni, wypada specjalnie natężyć uwagę, aby próby były brane prawidłowo, ponieważ branie prób jest nie tylko ciężką pracą fizyczną, ale i pracą, wymagającą stałego napięcia uwagi, aby wycinane brzozy posiadały stałą szerokość i głębokość, oraz aby obejmowały

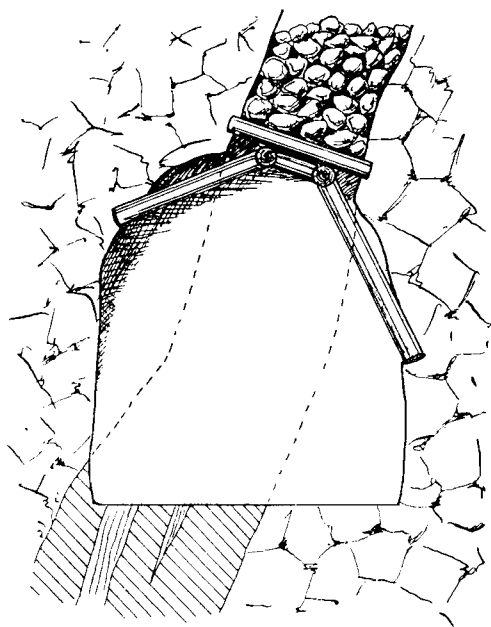


Fig. 39.

równomiernie tak miękkie, jak i twarde części żyły. Tymczasem podczas masowego brania prób, dzięki wielkiemu natężeniu fizycznemu, uwaga robotników tępieje i próby mogą wypaść nieprawidłowo. Wobec tego: 1) wszelkie branie prób powinno się wykonywać w obecności zaufanego pomocnika kierownika, który powinien stale śledzić za prawidłowym biegiem pracy wycinających brzozy robotników; 2) wycinanie brzozy powinno być tak zorganizowane, aby przy brzozy było jednocześnie dwóch robotni-

ków, z których jeden wycina, drugi zbiera do skrzynki wyciętą skalę; robotnicy powinni się zmieniać w pracy; 3) nie należy zatrzymywać przy wycinaniu brzozy tych samych robotników w ciągu całej zmiany, lecz albo zwalniać ich po upływie pół-zmiany (4 godzin), albo też przenosić ich do pracy przy rozdrabnianiu i pomniejszaniu już wyciętych prób; 4) niezmiernie ważne znaczenie ma odpowiedni dobór narzędzi do wycinania brzozy. (Dotyczy to, naturalnie, wszystkich przypadków brania prób, lecz ma szczególnie doniosłe znaczenie przy masowym ich braniu, kiedy powinny być użyte

wszystkie środki, gwarantujące prawidłowe próby; należy bowiem pamiętać o tem, że wycinają je ludzie żywi nie maszyny, a co za tem idzie — zdolni pod wpływem chwilowego przemęczenia fizycznego, czy też umysłowego nie wykonać niektórych, pozornie błahych i zbędnych ostrożności). Tak, *nie należy używać do brania prób ostro zakończonych kilofów oraz młotków geologicznych* (typu amerykańskiego o zaostrzonym końcu), ponieważ narzędzia te bez wiedzy i woli trzymającego za trzonek weinają się ostrzem przeważnie w bardziej miękkie części żyły i w próbie otrzymuje się względną przewagę drobnicy, która może być bogatszą od części grubszej, zatem

otrzymamy próby wzbogacone. Przy bardzo twardych skałach pod żadnym warunkiem nie wolno stosować robót strzelniczych do

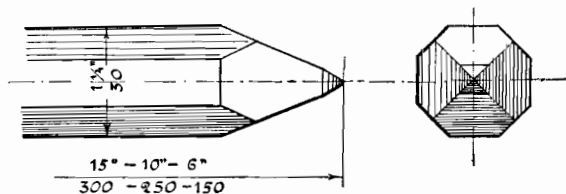


Fig. 40.

odrywania twardszych kawałków, ponieważ przytem staje się niemożliwe otrzymanie brzozy o stałej głębokości, nie mówiąc już o tem, że może być podsunęty dynamit, nadziewany złotem, czy innemi minerałami. *Najlepszym narzędziem jest krótki stalowy szpicak* (fig. 40) *i ręczny młotek (perlik)* wagi m. w. 2 kg (4 funtów), a wyjątkowo — dwuręczny wagi 4 — 5 kg (8 — 10 funtów). Rickard podaje zanotowaną przez siebie pewnego razu sprawność robotników, którzy spełnili swe zadanie nadzwyczaj uczciwie i skrupulatnie: 6-ciu ludzi, z których na zmianę 3 wycinało brzozy, 3 zaś zbierało materiał do skrzynek, w ciągu jednej zmiany wykonali 3 brzozy 36" ogólnej długości, 6" szerokości i 2" głębokości, przyczem stępiono 35 szpicaków 10-cio calowych.

5. Należy wspomnieć o pewnym absolutnie niewłaściwym sposobie brania prób, który jednak można dość często zaobserwować w praktyce. Amerykanie nazywają go »Grab sampling«. Polega on na tem, że z przodka lub nawet z odstrzelonego i leżącego w przodku urobku bierze się na *chybił-trafił* z różnych miejsc kilka garści lub kawałków materiału, który po zmieszaniu uważa się

za próbę. Podstawą tego sposobu jest przypuszczenie, że przy braniu próby w zwykły sposób można umyślnie wytyczyć brózdę przez bogatsze części żyły, gdy podczas brania próby z oczami zamkniętymi, bez uprzedzeń, otrzyma się próbę bardziej prawidłową. Oprócz tego zwolennicy tego sposobu brania prób podnoszą, że dobry praktyk, to znaczy osoba obznajomiona z daną kopalnią, zna doskonale («wyczuwa») jakość rudy i wszystkie jej odmiany i może zupełnie trafnie, z najzupełniej wystarczającą ścisłością, wziąć w przodku typowe okazy w należytej proporcji, co prowadzi, rzecz jasna, do skrócenia tak cennego w codziennej praktyce na kopalni czasu, i że według tej metody zawiadowca kopalni ma możliwość podczas codziennych lustracji robót brać zupełnie zadowalające, niezbyt wielkie próby, które się łatwo zmieszczą w kieszeni jego kurtki i są zabezpieczone przed nieuczciwą zamianą. Jestem skłonny wraz z Rickard'em uważać tego rodzaju branie prób za wręcz niedopuszczalne, podlegające zakazowi. Branie prób przy pomocy brózd opiera się na naukowych podstawach o średniej próbie, przeciwstawiają zaś jej próbę z zamkniętymi oczami. Przypadkowość próby ma się łagodzić tem, że ją bierze miejscowy «praktyk». Tymczasem ocena powinna się dokonywać przez osobę neutralną, miejscowi zaś funkcjonariusze powinni być wogóle usunięci. Opieranie się na tem, że takie próby mogą być brane przez zawiadowcę, jest najmniej przekonujące, brak tu bowiem poważnego traktowania sprawy: zawiadowca wcale nie powinien brać prób. Otrzymują się tylko pozory brania prób, i, co za tem idzie, zupełnie nieużyteczna strata czasu zawiadowcy. Branie prób (na poszukiwaniach czołowych) powinno być, jak to wykazano powyżej, systematycznie zorganizowaną pracą, podpadającą pod kompetencje wydziału mierniczego lub też poszukiwawczego.

6. Systematyczne branie prób, wykonywane w przytoczonym porządku, t. zn. przy pomocy prawidłowych brózd, wycinanych w określonych odstępach we wszystkich odsłonięciach złoża wzdłuż całkowitej jego miąższości, ogólnie biorąc da się wykonać, o ile złożo posiada wyraźnie zaznaczony strop i spąg, między którymi może być obrany prawidłowy kierunek miąższości. Lecz często złoża rud mają kształty bardzo nieprawidłowe, nawet gdy są one

utworami żylnymi lub też złożami pokładowymi, nie mówiąc już o złożach gniazdowych. Naprzykład, kopalnia Miednorudianska w Niżnim Tagilu tworzy tak dalece nieprawidłowe, co do kształtu, wypełnienie szczelin, składające się z różnorodnych rud pierwotnych i utlenionych, że jest wątpliwe, czy w tem złożu dałoby się łatwo zastosować systematyczne branie prób. W takich przypadkach pozostaje polegać wyłącznie na doświadczeniu eksperta, który jednak przez racjonalne wybieranie miejsc do wzięcia prób i sposobów ich brania zdoła ująć wszystkie typy rud w ich średniej kombinacji i otrzyma mniej lub więcej właściwe próby.

G. Bancroft w cytowanym zbiorze artykułów *Rickard'a* opowiada o tak doświadczonych ekspertach, którzy zupełnie bez brania prób, jedynie na podstawie znajomości typów spotykanych rud i zaledwie kilku analiz, dochodzili do zupełnie słusznych wniosków, które zostały stwierdzone z biegiem czasu przez wyniki robót odbudowy.

Niezależnie od tego, przy systematycznym braniu prób mogą powstać trudności, wynikające z jakości samego złoża, nie pozwalającej na otrzymanie prawidłowej próby w brózdzie. Naprzykład w Colorado niektóre pierwotne złoża złota są pokładowe i składają się z materiału okruchowego, scementowanego częściowo przez złotonośny pirit, częściowo zaś — przez luźny materiał gliniasty. W takich przypadkach ogromnie trudno wyciąć brózdę prawidłowej formy, nawet używając szpicaka i młotka, ponieważ okruschy skalne i otoczaki nie dają się ścinać wzdłuż określonych płaszczyzn, lecz niektóre z nich będą wystawały z brózd, inne natomiast wypadną z niej, tworząc wgłębienia, w wyniku zaś ostatecznym stosunki ilościowe materiału w próbie nie odpowiadają swym składem rzeczywistości i otrzymana próba będzie wzbogacona dzięki skupianiu się w niej masy cementującej (fig. 41).

Jedynie prawidłową próbą w tym przypadku będzie próba generalna, wzięta przez cały przodek wyrobiska w ilości kilku wózków. Trudno brać wielką ilość takich prób, ponadto takie próby można wziąć jedynie w świeżych przodkach. Zamiast analizy, próby takie przepuszcza się przez zakład i poznaje się bezpośrednio przemysłową ekstrakcję (wyciąg) metalu. Próby takie nazywają »Carloadlot«. W zakładzie jednak powstają nowe trudności. Wyniki prze-

puszczania jednej wielkiej próby, przez zakład, nie skonstruowany specjalnie dla danego typu rudy, przypominają swym charakterem na wielką skalę przeprowadzony »grab-sampling«.

W przypadkach prostszych jednak próby takie są dopuszczalne. Tak na przykład na robotach poszukiwawczo-badawczych na rudach złotonośnych zwykle montuje się niewielki *zakład próbny* z jednym młynem chilijskim, kompletem stępów lub nawet arastrą¹⁾,

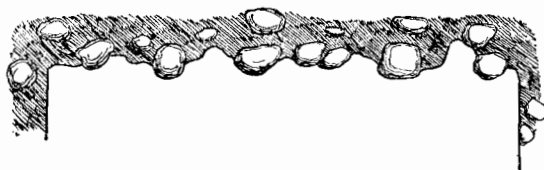


Fig. 41.

który może dać wystarczające wskazówki co do zmian, jakienastępnie trzeba będzie wprowadzić dla przystosowania zakładu do eksploatacji. Przy

udanych poszukiwaniach i trafnie zaprojektowanym zakładzie próbnym, może on, jak również i kopalnia, w swym dalszym rozwoju, dzięki dobudowywaniu nowych sekcji, bezpośrednio przekształcić się na przemysłowy zakład eksploatacyjny. Zakład próbny często miewa zbyt małą wydajność i nawet nie może przepuścić całej ilości rudy, która jest otrzymywana z wyrobisk poszukiwawczych. Przepuszcza się zatem przez niego w pewnych określonych odstępach po kilka wózków rudy z przodków w takim stanie, w jakim jest ona otrzymywana przy urabianiu, z zastosowaniem uprzedniego sortowania lub też bez niego. W zakładzie przytem określa się ekstrakcję, co zastępuje wycinanie brózd, jak również i analizę rudy surowej; analizie poddają się tylko odpady w celu sądzenia o stratach. Takie próbne ustawienia chilijskich młynów na prowadzonych na wielką skalę poszukiwaniach mogą otrzymać charakter *próbnych* zakładów i przepuszczać całą wydobywaną ilość rudy pod tym jednak warunkiem, że będzie ściśle wiadomo, z jakiego przodka i jakiego miejsca pochodzi mielona ruda. Z tego konsekwentnie wynika, że rudę, otrzymywaną z każdego metra bieżącego wszyst-

¹⁾ Urządzenie prymitywne do przecierania rudy złota. Ob. — »Przeróbkę mechaniczną użytecznych ciał kopalnych« prof. H. Czeczotta, t. I, 1930, str. 169.

kich chodników, należy przechowywać w osobnych miejscach znacząc ją odpowiednim numerem, numery zaś zaznaczać na planach. W ten sposób osiągamy nieprzerwane branie prób przez całkowitą masę rudy. Dogodność takiego brania prób polega na tem, że otrzymuje się już w ciągu poszukiwań względnie znaczna ilość produktów końcowych, które w przypadku np. złota, łatwo mogą być spieniężone i w ten sposób w części, jeśli nie w całości, pokryć kosztu poszukiwań. Taki zakład próbny może być zbudowany z uwzględnieniem możności wykonywania w pewnych granicach badań przeróbki mechanicznej rudy, w każdym zaś przypadku może on dostarczyć w tym kierunku bardzo cennych wskazówek. Jednak taki zakład nigdy nie pozwoli odtworzyć w pełni wszystkich możliwych operacyj przeróbki i ustalić racjonalny jej system, jak to łatwo i prędko można wykonać na stacji doświadczalnej, wyposażonej we wszystkie niezbędne do tego celu środki. Główne zatem znaczenie zakładu próbnego, który po raz pierwszy przeraabia daną rudę na robotach poszukiwawczych, polega na nadaniu robotom charakteru przemysłowego, oraz na tem, że systematyczne branie prób zostaje zastąpione przez przepuszczanie rudy przez zakład. Analogiczne zakłady bywają budowane również i na poszukiwaniach rud siarczkowych. Lecz niewielkie zakłady koncentracyjne w jeszcze mniejszym stopniu są miarodajne pod względem badania racjonalnych sposobów przeróbki, niż niewielkie zakłady uławiające złoto; chyba że będą one wyposażone w stale czynne automatyczne przyrządy pomniejszające, umożliwiające nieprzerwane branie prób z całkowitej wydobywanej z kopalni masy rudy.

Metoda przeprowadzania prób w niewielkich zakładach stosuje się tylko w początkowych poszukiwaniach szczegółowych w ciągu mniej lub więcej długiego okresu czasu. Nie może ona być stosowana w przypadkach szacowania kopalń, gdy próby powinny być brane z istniejących wyrobisk, ponieważ ilość materiału w każdej takiej próbie jest bardzo nieznaczna, choćby ich wspólna ilość była bardzo wielką, a prócz tego całe badanie kopalni trwa nie więcej nad 1 — 2 miesiące.

Czasami ta sama metoda bywa możliwa do zastosowania przy po-

szukiwaniach czołowych na wielkich kopalniach, posiadających duży zakład przeróbczy, w którym może być wyodrębniona specjalna »sekcja poszukiwawcza«, składająca się np. z jednego kompletu stępów lub młyna chiliskiego w zakładach uławiających złoto, wraz z przynależnymi żłobami, przy rudach zaś siarczkowych może być specjalny komplet automatycznych przyrządów pomniejszających, służących wyłącznie dla rudy, otrzymywanej z poszukiwań czołowych. Pozostająca po pomniejszaniu i wzięciu prób reszta dołącza się do ogólnej masy rudy. Należy przytem tylko: 1) śledzić za postępem przodków i za tem, aby wózki były znaczone odpowiednimi numerami 2) przepuszczać przez odpowiednią sekcję zakładu od razu całą ilość materiału próby, oznaczonej odpowiednim numerem. Do tego trzeba mieć pewną ilość niewielkich zbiorników, obliczoną na określoną ilość przodków poszukiwań czołowych; zbiorniki muszą mieć możność doprowadzania materiału do poszczególnych sekcji zakładu; nadzorują nad tem specjali robotnicy pod kierownictwem osoby odpowiedzialnej.

Jak się zdaje, organizacja takiego brania prób jest najbardziej racjonalną. Wymaga ona jednak wybudowania w zakładzie specjalnej sekcji, jest zatem możliwą tylko przy wielkich wydajnościach.

§ 15. OKREŚLENIE ZASOBÓW NA PODSTAWIE DANYCH Z BRANIA PRÓB.

Jeśli na pewnej długości chodnika było wzięte »n« prób w równych odstępach, przyczem $\alpha, \beta, \gamma \dots \mu$ są to oznaczone w analizie zawartości metalu, $a, b, c, \dots m$ — odpowiadające im miąższości, to średnią zawartość wzdłuż całego chodnika oblicza się zwykle z wzoru:

$$N = \frac{\alpha \cdot a + \beta \cdot b + \gamma \cdot c + \dots + \mu \cdot m}{a + b + c \dots + m} \quad . \quad . \quad . \quad (1)$$

Jeżeli miąższości są równe, czyli $a = b = c \dots = m$, to

$$N = \frac{\alpha + \beta + \gamma + \dots + \mu}{n} = \frac{\Sigma \alpha}{n} \quad . \quad . \quad . \quad (2)$$

Często według tego wzoru oblicza się średnią zawartość bez

uwzględnienia zmian miąższości. O ile jest to dopuszczalne przy względnie stałej miąższości żyły, o tyle przy rozmaitych rozdęciach

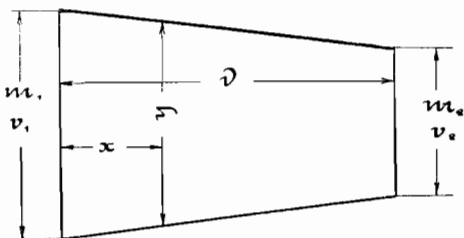


Fig. 42.

i zwężeniach jej otrzymamy rezultaty niewłaściwe. Nawet wzór (1) przy wielkich wahaniamiąższości i zawartości staje się nieścisły i wypada stosować obliczenia bardziej ściśle.

Wyobraźmy sobie, że mamy żyłę, której miąższość stopniowo maleje od m_1 do m_2 , jednocześnie zawartość zmienia się od V_1 do V_2 (fig. 42). Zakładając, że zmiana zawartości na przestrzeni d jest ciągłą, mamy na dowolnej odległości X od przekroju m , w przekroju Y :

$$V = \frac{x}{d} (V_2 - V_1) + V_1 \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (3)$$

oraz

$$\frac{d}{m_1 + m_2} = \frac{d - x}{y - m_2}$$

stąd otrzymujemy

$$Y = (d - x) \cdot (m_1 - m_2) \frac{1}{d} + m_2 = \frac{x(m_2 - m_1)}{d} + m_1 \quad . \quad . \quad . \quad (4)$$

Średnia zawartość V jest

$$V = \int_0^d \frac{v \cdot y \cdot dx}{A} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (5)$$

gdzie A jest polem trapezu

$$A = (m_1 + m_2) \cdot \frac{d}{2} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (6)$$

Po podstawieniu w (5) wyrazów (3), (4) i (6) otrzymujemy:

$$\begin{aligned} V &= \frac{2}{(m_1 + m_2) d} \int_0^d \left[\frac{x}{d} (v_2 - v_1) + v_1 \right] \left[\frac{x}{d} (m_2 - m_1) + m_1 \right] dx = \\ &= \frac{2}{(m_1 + m_2) d} \int_0^d \left[\frac{x^2}{d^2} (v_1 m_1 + v_2 m_2) + \left(\frac{x}{d} - \frac{x^2}{d^2} \right) (m_2 v_1 + \right. \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
& + m_1 v_2) + \left(1 - \frac{2x}{d}\right) m_1 v_1 \Big] dx = \frac{2}{3} \frac{m_1 v_1 + m_2 v_2}{m_1 + m_2} + \\
& + \frac{1}{3} \frac{m_2 v_1 + m_1 v_2}{m_1 + m_2} = \frac{m_1 v_1 + m_2 v_2}{m_1 + m_2} + \\
& + \frac{1}{3} \left[\frac{m_2 v_1 + m_1 v_2 - m_1 v_1 - m_2 v_2}{m_1 + m_2} \right] = \frac{m_1 v_1 + m_2 v_2}{m_1 + m_2} + \\
& + \frac{1}{3} \frac{(m_2 - m_1) v_1 - (m_2 - m_1) v_2}{m_1 + m_2}
\end{aligned}$$

i ostatecznie

$$V = \frac{m_1 v_1 + m_2 v_2}{m_1 + m_2} + \frac{1}{3} \frac{(m_2 - m_1)(v_1 - v_2)}{m_1 + m_2} \quad . \quad . \quad . \quad (7)$$

Jeżeli $m_2 = m_1$, lub też $v_2 = v_1$, to człon drugi równania (7) jest równy zeru. Jeżeli zatem, różnice miąższości lub też zawartości są nieznaczące, to człon drugi równania można opuścić i uważać, że

$$V = \frac{m_1 v_1 + m_2 v_2}{m_1 + m_2} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (8)$$

Niech np. $m_1 = 1$ m, $m_2 = 0.5$ m, $v_1 = 6$ zolotn. 100 pud., $v_2 = 3$ zol. 100 pud.

Wówczas

$$\begin{aligned}
\frac{m_1 v_1 + m_2 v_2}{m_1 + m_2} &= \frac{1 \times 6 + 0,5 \times 3}{1 + 0,5} = 5 \\
\frac{1}{3} \frac{(m_2 - m_1)(v_1 - v_2)}{m_1 + m_2} &= \frac{1}{3} \frac{(0,5 - 1)(6 - 3)}{1 + 0,5} = -\frac{0,5 \times 3}{3 \times 1,5} = -0,33 \\
V &= 5 - 0,33 = 4,67
\end{aligned}$$

Przyjmując $V = 5$ popelniamy błąd $\frac{5}{4,67} = 1,06$; czyli +6%.

Biorąc pod uwagę, że koszty własne wydobycia i przeróbki mogą być pokryte przez 3 zolotn., możemy popelnić przy obliczaniu zysków błąd $\frac{2}{1,67} = 1.20$ czyli +20%. Błąd ten będzie wzrastał, o ile

małeć będzie różnica między wartością rudy a kosztami własnymi. Dlatego obliczanie zasobów według wzoru (8) jest dopuszczalne wogóle przy zawartościach bogatych. W ubogich natomiast złożach trzeba uwzględniać i drugi człon równania, obliczenie zaś wykonywać, posługując się wzorem (7).

Przy bardziej gwałtownych zmianach miąższości i zawartości należy posługiwać się wzorem (7). Naprzykład:

$$\text{niech } m_1 = 6 \text{ m} \quad m_2 = 0,2 \text{ m}$$

$$\rho_1 = 3 \text{ zoł.} \quad \rho_2 = 5 \text{ zoł.}$$

$$\frac{m_1 \rho_1 + m_2 \rho_2}{m_1 + m_2} = \frac{6 \cdot 3 + 0,2 \cdot 5}{6 + 0,2} = \frac{19}{6,2} = 3,07$$

$$\frac{1}{3} \frac{(m_2 - m_1)(\rho_1 - \rho_2)}{m_1 + m_2} = \frac{(6 - 0,2)(3 - 5)}{3(6 + 0,2)} = \frac{-5,8 \cdot 2}{3 \cdot 6,2} = -0,625$$

$$V = 3,07 - 0,62 = 2,45$$

Błąd bezwzględny $\frac{3,07}{2,45} = 1,26$, czyli + 26%, błąd zaś względny, jeżeli koszty własne są pokryte przez 2,5 zołotn.

$$\frac{0,57}{0,25} = 11,4\%$$

Jeżeli $m_2 = 0$ i $\rho_2 = 0$ (peryferje soczewek), to

$$\frac{m_1 \rho_1 + m_2 \rho_2}{m_1 + m_2} = V_1$$

$$\text{i} \quad \frac{1}{3} \cdot \frac{(m_2 - m_1)(\rho_1 - \rho_2)}{m_1 + m_2} = -\frac{1}{3} \rho_1$$

$$\text{zatem} \quad V = \rho_1 - \frac{1}{3} \rho_1 = \frac{2}{3} \rho_1$$

Zupełnie analogicznie, gdy $m_1 = 0$ $V_1 = 0$

$$V = \frac{2}{3} \rho_2$$

Naprzykład, jeśli $\rho_1 = 6$ zoł. to $V = 4$ zoł.

Zatem na wyklinowujących się częściach żył należy przyjmować $\frac{2}{3}$ zawartości najbliższej próby.

Przypuśćmy teraz, że żyła w szeregu spęczeń i zwężeń rozpada się na wiele trapezów. Oznaczamy przez $m_0, m_1, \dots, m_n$ miąższości żyły kolejno w miejscach zwężeń i pęczeń, przez $v_0, v_1, \dots, v_n$ odpowiednie zawartości, przez $d_0, d_1, \dots, d_n$ odstępów wzajemne prób (wysokości trapezów) oraz przez $A_0, A_1, \dots, A_n$ — powierzchnie trapezów (Fig. 43).

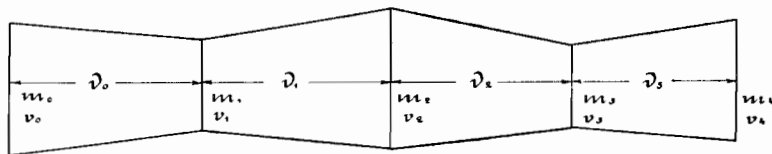


Fig. 43.

Pomijając drugi człon wyrazu (7) na średnią zawartość, możemy napisać:

$$\begin{aligned}
 A_0 &= (m_0 + m_1) \frac{d_0}{2}; & V_0 &= \frac{m_0 v_0 + m_1 v_1}{m_0 + m_1} \\
 A_1 &= (m_1 + m_2) \frac{d_1}{2}; & V_1 &= \frac{m_1 v_1 + m_2 v_2}{m_1 + m_2} \\
 A_2 &= (m_2 + m_3) \frac{d_2}{2}; & V_2 &= \frac{m_2 v_2 + m_3 v_3}{m_2 + m_3} \\
 A_3 &= (m_3 + m_4) \frac{d_3}{2}; & V_3 &= \frac{m_3 v_3 + m_4 v_4}{m_3 + m_4}
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
 V &= \frac{\Sigma V_n \cdot A_n}{\Sigma A_n} = \\
 &= \frac{(m_0 v_0 + m_1 v_1) \frac{d_0}{2} + (m_1 v_1 + m_2 v_2) \frac{d_1}{2} + (m_2 v_2 + m_3 v_3) \frac{d_2}{2}}{\frac{m_0 d_0}{2} + \frac{m_1 (d_0 + d_1)}{2} + \frac{m_2 (d_1 + d_2)}{2} + \frac{m_3 (d_2 + d_3)}{2} +} \\
 &\quad + \frac{(m_3 v_3 + m_4 v_4) \frac{d_3}{2}}{2} + \\
 &\quad + \frac{m_4 d_3}{2} =
 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned}
&= \frac{\nu_0 \left\{ \frac{m_0 d_0}{2} \right\} + \nu_1 \left\{ \frac{m_1 (d_0 + d_1)}{2} \right\} + \nu_2 \left\{ \frac{m_2 (d_1 + d_2)}{2} \right\}}{\left\{ \frac{m_0 d_2}{2} \right\} + \left\{ \frac{m_1 (d_0 + d_1)}{2} \right\} + \left\{ \frac{m_2 (d_1 + d_2)}{2} \right\}} + \\
&\quad + \frac{\nu_3 \left\{ \frac{m_3 (d_2 + d_3)}{2} \right\} + \nu_4 \left\{ \frac{m_4 d_3}{2} \right\}}{\left\{ \frac{m_3 (d_2 + d_3)}{2} \right\} + \left\{ \frac{m_4 d_3}{2} \right\}} \dots \dots \dots (9)
\end{aligned}$$

Wyrazy w nawiasach są to pola prostokątów, zbudowanych na każdym z przekrojów m , których wysokości są odpowiednio równe po-

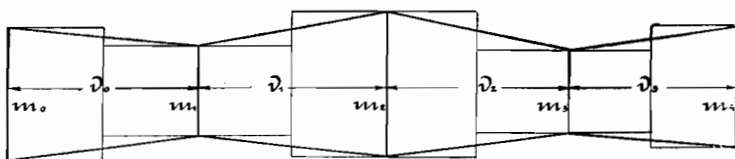


Fig. 44.

lowie sumy odstępów między sąsiednimi przekrojami, cały zatem wyraz wyobraża średnią geometryczną zawartość przy zamianie pól trapezów na odpowiednio równe prostokąty (Fig. 44).

Jeśli wszystkie odstęp między próbami są równe to:

$$V = \frac{\nu_0 \frac{m_0}{2} + \nu_1 m_1 + \nu_2 m_2 + \nu_3 m_3 + \nu_4 \frac{m_4}{2}}{\frac{m_0}{2} + m_1 + m_2 + m_3 + \frac{m_4}{2}} \dots \dots (10)$$

Przy obliczaniu średniej zawartości na podstawie bardzo wielkiej ilości prób można bez znacniejszego błędu uważać, że

$$V = \frac{\nu_0 m_0 + \nu_1 m_1 + \dots + \nu_n m_n}{m_0 + m_1 + \dots m_n} \dots \dots (11),$$

ale przy nieznacznej długości w porównaniu z miąższością skrajne wyrazy trzeba w liczniku i mianowniku podzielić przez 2.

Przy wyprowadzaniu wzorów (9) i (10) pomijaliśmy drugi człon wzoru (7). Błąd popełniony przy takim uproszczeniu jest nieznaczny

w przypadku, jeśli następujące kolejno po sobie trapezy naprzemian zwężają się i rozszerzają w kierunkach przeciwnych, ponieważ wówczas człony drugie wyrazu (7) będą wchodziły do ogólnej sumy z naprzemian różnemi znakami, co w wyniku ostatecznym da błąd nieznaczny. Jeśli natomiast mamy do czynienia ze złożem stopniowo rozszerzającym się do bardzo wielkiej maźszości, ściętej na końcu np. uskokiem, to przy podziale na pola złożę to rozpadnie się na szereg rozszerzających się w tym samym kierunku trapezów i w ogólnej sumie 2-gie człony będą się sumowały stale z tym samym znakiem, co w wyniku da wielkość, której pominąć nie wolno. Jeśli przytem złożę jest względnie niebogie i są powody do przypuszczeń, że różnice między wartością rudy a kosztami własnymi są nieznaczne, to zawartość V_n dla każdego pola koniecznie obliczać trzeba według całkowitego wzoru (7), a średnią wartość według wzoru:

$$V = \frac{\Sigma A \cdot v}{\Sigma A} \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad . \quad (12)$$

Weźmy pod uwagę np. (Fig. 45).

$m_0 = 0$	$v_0 = 0$	$d_0 = 2$
$m_1 = 1,6$	$v_1 = 2$	$d_1 = 1,8$
$m_2 = 4,8$	$v_2 = 3,6$	$d_2 = 2$
$m_3 = 4,4$	$v_3 = 6$	$d_3 = 1,6$
$m_4 = 6,4$	$v_4 = 4$	$d_4 = 1$
$m_5 = 6,4$	$v_5 = 4$	$d_5 = 1,8$
$m_6 = 4,0$	$v_6 = 3$	$d_6 = 1,9$
$m_7 = 0$	$v_7 = 0$	

$$V_0 = \frac{2}{3} \cdot 2 = 1,33$$

$$V_1 = \frac{1,6 \cdot 2 + 4,8 \cdot 3,6}{6,4} + \frac{1}{3} \frac{3,2(-1,6)}{6,4} = 3,2 - 0,27 = 2,93.$$

$$V_2 = \frac{4,8 \cdot 3,6 + 4,4 \cdot 6}{9,2} + \frac{1}{3} \frac{(-0,4)(-2,4)}{9,2} = 4,72 + 0,033 = 4,75$$

$$\Gamma_3 = \frac{4,4.6 + 6,4.4}{10,8} + \frac{1}{3} \frac{2(-2)}{10,8} = 4,7 - 0,12 = 4,58$$

$$V_1 = 4$$

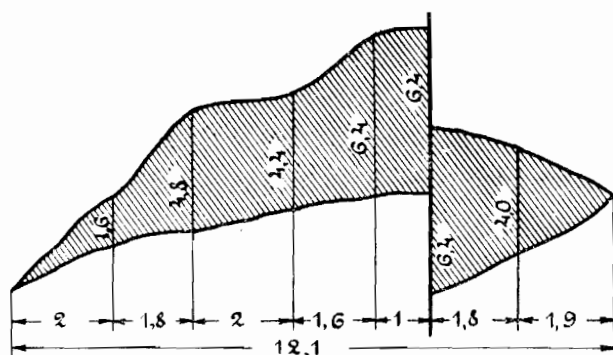


Fig. 45.

$$V_5 = \frac{6,4 \cdot 4 + 4 \cdot 3}{10 \cdot 4} + \frac{1}{3} \frac{(-2,4) \cdot 1}{10 \cdot 4} = 3,6 - 0,07 = 3,53$$

$$r_0 = 2;$$

$$A_0 = \frac{1,6 \cdot 2}{2} = 1,6 \quad A_3 = \frac{10,8 \cdot 1,6}{2} = 8,6$$

$$A_1 = \frac{6,4 \cdot 1,8}{2} = 5,8 \quad A_4 = 6,4$$

$$A_2 = \frac{9,2 \cdot 2}{2} = 9,2, \quad A_3 = \frac{10,4 \cdot 1,8}{2} = 9,3$$

$$A_6 = \frac{4.1,9}{2} = 3,8$$

wedlung (9)

$$V = \frac{1,33 \cdot 1,6 + 2,93 \cdot 5,4 + 4,75 \cdot 9,2 + 4,58 \cdot 8,6 + 4,6 \cdot 4 + 3,53 \cdot 9,3 + 2 \cdot 3,8}{1,6 + 5,4 + 9,2 + 8,6 + 6,4 + 9,3 + 3,8} = \frac{166,8}{44,3} = 3,76$$

$$V = \left[1,6 \cdot 2 \cdot \frac{2}{2} + (1,6 \cdot 2 + 4,8 \cdot 3,6) \frac{1,8}{2} + (4,8 \cdot 3,6 + 4,4 \cdot 6) \frac{2}{2} + \right. \\ \left. (4,4 \cdot 6 + 6,4 \cdot 4) \frac{1,6}{2} + (6,4 \cdot 4 + 6,4 \cdot 4) \frac{1}{2} + (6,4 \cdot 4 + 4,3) \frac{1,8}{2} + \right. \\ \left. 4,3 \cdot \frac{1,9}{2} \right] : \left[1,6 + 5,4 + 9,2 + 8,6 + 6,4 + 9,3 + 3,8 \right] = \\ = (3,2 + 18,5 + 43,6 + 41,5 + 25,6 + 33,6 + 11,4) : 44,3 = \frac{177}{44,3} = 4,00$$

Błąd obliczenia według (9) w porównaniu z (12)

$$\frac{4,00}{3,76} = 1,06; \text{ czyli } +6\%$$

Jeżeli zaś koszty własne wydobywania pokrywają się przez 2,5 zł., to błąd przy obliczeniu zysków będzie wynosił

$$\frac{1,50}{1,26} = 1,19; \text{ czyli } +19\%$$

co nie jest, rzecz jasna, obojętne.

Tę samą metodę można w dalszym ciągu stosować przy przejściu do obliczeń zawartości w określonej objętości bryły kruszcowej, mieszczącej się pomiędzy dwoma poziomami. Powierzchnie górnej i dolnej podstawy bryły kruszcowej można łatwo wymierzyć, dzieląc je na figury elementarne, w przypadku żył — na trapezy, w przypadku zaś sztoków o nieprawidłowych kształtach — na trójkąty (Fig. 46 i Fig. 47). Zresztą powierzchnia każdej podstawy jest określana podczas obliczeń średniej zawartości wzdłuż danego poziomu.

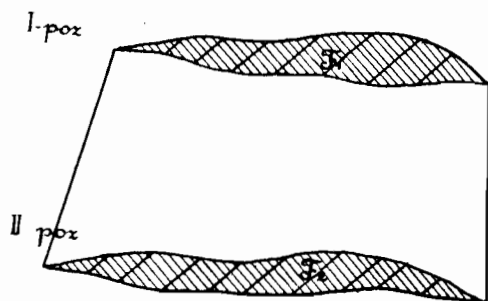


Fig. 46.

Oznaczając pola podstawy górnej i dolnej przez F_1 i F_2 oraz średnią zawartość w nich, określoną według podanych już zasad, odpowiednio przez V_1 i V_2 , znajdziemy średnią zawartość w objętości rudy, zawartej między F_1 i F_2 :

$$V = \frac{F_1 V_1 + F_2 V_2}{F_1 + F_2} \quad (13)$$

Przy znacznych różnicach powierzchni lub zawartości, można analogicznie do (7) przyjąć

$$V = \frac{F_1 V_1 + F_2 V_2}{F_1 + F_2} + \frac{1}{3} \frac{(F_2 - F_1)(V_1 - V_2)}{F_1 + F_2} \quad . \quad . \quad (14)$$

Ponieważ odległość między dwoma poziomami znacznie przerasta odstęp między dwoma punktami wzięcia prób w chodniku, więc tylko w tym przypadku jest sens obliczać według wzoru (14), jeżeli istnieje pewność, że przejście od przekroju F_1 do F_2 dokonuje się stopniowo. Jeśli natomiast nie wiemy, w jaki sposób dokonuje się to przejście, to wystarczy obliczyć tylko pierwszy człon wzoru, według (13).

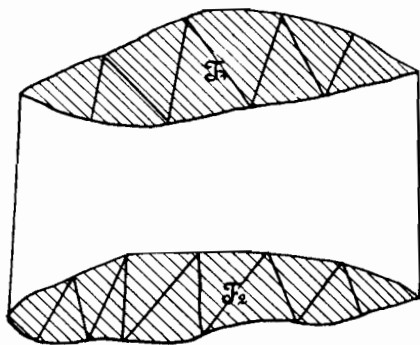


Fig. 47.

Przy obliczaniu średniej zawartości w żył, która jest odkryta na kilku poziomach, trzeba się posługiwać wzorem analogicznym do (10), lecz nie (11), ponieważ w większości przypadków poziomów bywa niewiele. Naprzykład, przy trzech poziomach na wzajemnie równych odległościach:

$$V = \frac{F_1}{2} V_1 + F_2 V_2 + \frac{F_3}{2} V_3 \quad . \quad . \quad . \quad (15)$$

lub też przy nierównych odległościach (Fig. 48) analogicznie do (9)

$$\begin{aligned} V &= \frac{V_1 \frac{F_1 H_1}{2} + V_2 \frac{F_2 (H_1 + H_2)}{2} + V_3 \frac{F_3 H_2}{2}}{\frac{F_1 H_1}{2} + \frac{F_2 (H_1 + H_2)}{2} + \frac{F_3 H_2}{2}} = \\ &= \frac{V_1 F_1 H_1 + V_2 F_2 (H_1 + H_2) + V_3 F_3 H_2}{F_1 H_1 + F_2 (H_1 + H_2) + F_3 H_2} \quad . \quad . \quad . \quad (16) \end{aligned}$$

Co się tyczy objętości bryły kruszcowej, to jeśli są znane powierzchnie podstawy górnej i dolnej F_1 i F_2 , powierzchnia przekroju

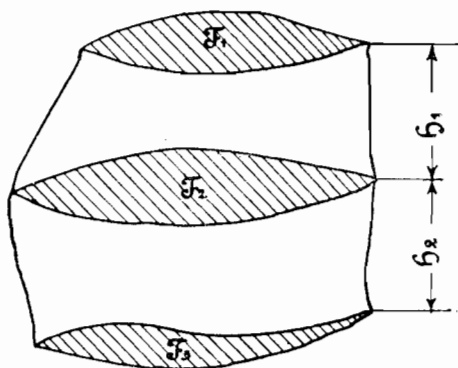


Fig. 48.

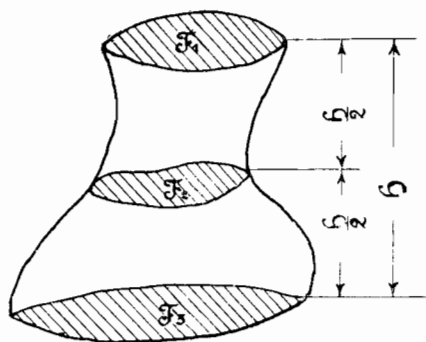


Fig. 49.

środkowego F' oraz odległość H pomiędzy dwiema podstawami, to według Augustin'a Mather'a:

$$V = \frac{F_1 + 4F + F_2}{6} \cdot H \quad (17)$$

(wzór pryzmoidu Fig. 49). Zresztą objętość ta może być obliczona i w inny dowolny sposób.

Przy obliczaniu zasobów kopalni, w której są poprowadzone tylko chodniki piętrowe, wcale niepołączone ze sobą lub też połączone nie więcej jak jedną — dwiema przecinkami, rzecz jasna, otrzymane rezultaty nie mogą mieć pretensji do wielkiej ścisłości, nawet jeżeli próby w chodnikach były wzięte nadzwyczaj ściśle i w niewielkich wzajemnych odstępach. Jest to skutkiem tego, że chodniki piętrowe bywają pędzone we względnie wielkich odległościach od siebie, mamy więc bardzo słabe wyobrażenie zarówno o formie złoża w przerwie między temi chodnikami, jak również i o zawartościach w tej przerwie, chyba że we wszystkich poziomach daje się zaobserwować w tym kierunku wyjątkowa stałość elementów złoża. W ostatnim przypadku naturalnie mamy wystarczające podstawy do przypuszczenia, że ten sam charakter złoża zachowuje

się również i w przerwach między piętrami, obliczone zatem zasoby będą zbliżone do rzeczywistości. Jeśli jednak w sąsiednich poziomach spostrzegamy wielkie różnice w formie złoża, to może być to powodem znacznych wahań. Tak np. jeśli żyła ma wygląd jak na fig. 50, to objętość i ilość metalu, obliczone według wzoru pryzmoidu, będą mniejsze, niż w rzeczywistości (linia kreskowana). Mogą też być naturalnie przypadki nieprawidłowego obliczenia i przy pozornej niezmienności elementów.

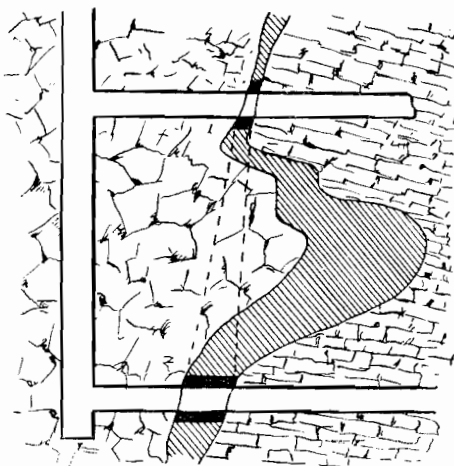


Fig. 50.

Tak w warunkach, przedstawionych na fig. 51, dane, obliczone według wzoru pryzmoidu, będą przesadzone. Wobec powyższego podczas poszukiwań konieczne trzeba łączyć

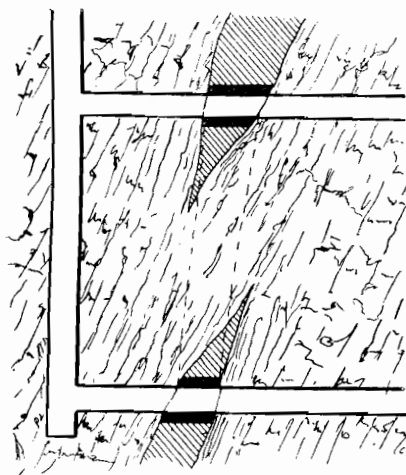


Fig. 51.

piętrowe chodniki *przecinkami* w odstępach niemniejszych od wysokości piętra oraz przeprowadzać systematyczne branie prób w przecinkach i chodnikach piętrowych w sposób zwykły. Jest to tembardziej ważne, że wzdłuż upadu żyły skład jej może podlegać bardziej znacznym zmianom, niż w kierunku rozciągłości (fig. 52).

W takich przypadkach mamy możliwość zmierzyć obje-

tość i obliczyć średnią zawartość w każdej poszczególnej części z wielką ścisłością.

Niech fig. 53 wyobraża część żyły, ograniczoną u góry i u dołu chodnikami piętrowymi, z boków zaś przecinkami. Zatem kształt powierzchni obnażeń tej bryły ze wszystkich czterech stron jest znany. Niech F_1 i F_2 są to pola podstawy górnej i dolnej, f_1 i f_2 zaś pola powierzchni bocznych w przecinkach.

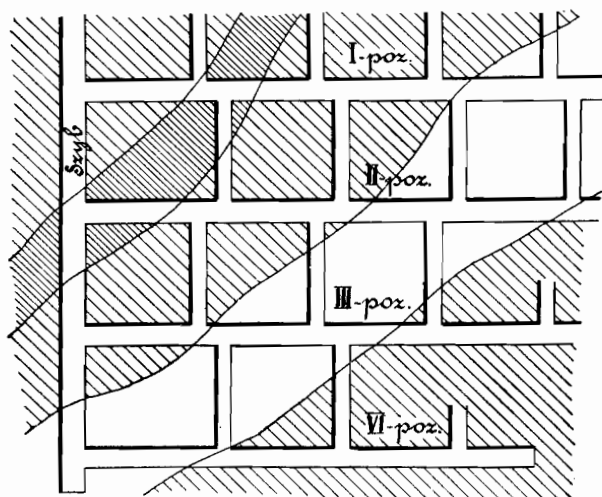


Fig. 52.

L — długość wzdłuż chodnika piętrowego

H — wysokość pięter

M_1 i M_2 — miąższości żyły w środkach piętrowych chodników

m_1 i m_2 — ditto w przecinkach.

Wówczas pole środkowe pomiędzy chodnikami piętrowymi

$$F' = (m_1 + m_2) \frac{L}{2}$$

analogiczne zaś pola między przecinkami

$$f' = (M_1 + M_2) \frac{H}{2}$$

Po określeniu wielkości pól środkowych F' i f' , obliczamy *objętość* według wzoru przyzmoïdu (17):

$$I_1 = H(F_1 + 4F' + F_2)$$

$$I_2 = \frac{l}{6} L (f_1 + 4f' + f_2)$$

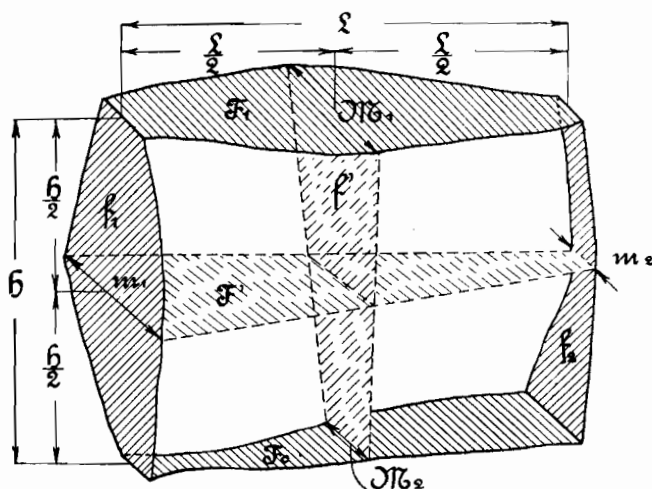


Fig. 53.

i przyjmujemy, że

$$I = \frac{1}{2} (I_1 + I_2).$$

Co się tyczy średniej zawartości metalu w danej objętości, określa się ona z wystarczającą ścisłością w sposób następujący. Bierzemy w każdym z boków bryły parzystą ilość prób, np. 4 lub 2 (Fig. 54) we wzajemnie równych odstępach, przytem tak je umieszczamy, żeby odległości prób skrajnych od wierzchołków kwadratu były równe połowie odstępów między próbami. Wszystkich prób mamy $4 \times 2n$. Każda para prób

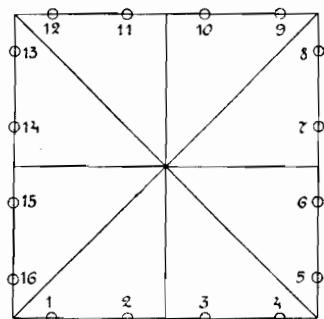


Fig. 54.

określa zawartość w jednym z $2n$ trójkątów, na które został podzielony nasz czworobok. Przyjmujemy, że średnia zawartość w trójkącie:

$$v = \frac{m_1 v_1 + m_2 v_2}{m_1 + m_2}$$

przypuścimy przytem, że otrzymamy błąd

$$\varepsilon = \pm \frac{m_1 v_1 - m_2 v_2}{m_1 + m_2}$$

Wówczas średnia zawartość w bryle według metody najmniejszych kwadratów będzie:

$$V = \frac{\sum (m_1 v_1 + m_2 v_2)}{\sum (m_1 + m_2)} \pm \sqrt{\frac{\sum (m_1 v_1 - m_2 v_2)^2}{\sum (m_1 + m_2)^2}}$$

lub też uwzględniając tylko znak $(-)$

$$\left. \begin{aligned} V &= \frac{\sum (m_1 v_1 + m_2 v_2)}{\sum (m_1 + m_2)} - \sqrt{\frac{\sum (m_1 v_1 - m_2 v_2)^2}{\sum (m_1 + m_2)^2}} \\ &= \frac{\sum m_1 v_1}{\sum m} - \sqrt{\frac{\sum (m_1 v_1 - m_2 v_2)^2}{\sum m}} \end{aligned} \right\} \dots \dots (18)$$

§ 16. OBLICZENIE ZASOBÓW ZŁOTA (I PLATYNY) W ZŁOŻACH OKRUCHOWYCH.

Przy określaniu zasobów złota w złożach okruchowych można stosować tę samą metodę obliczeń, to znaczy wzdłuż linii poszukiwawczych szurfów (jak wzdłuż chodników piętrowych) i następnie od linii do linii (jak wzdłuż poziomów). Są jednak i inne metody,

którymi dogodnie można się posługiwać w przypadkach, gdy szurfy poszukiwawcze są rozrzucone na danej przestrzeni nierównomiernie i w nieprawidłowych rzędach.

1. *Sposób trójkątów.* Całe pole dzielimy szurfami poszukiwawczymi

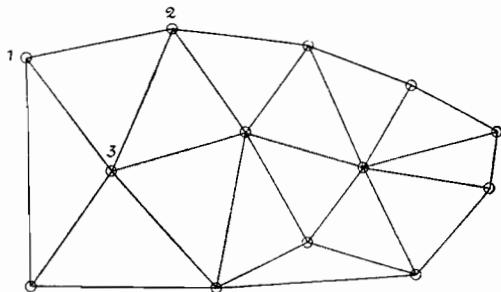


Fig. 55.

(otworami świdrowymi) na trójkąty, baczając, aby w jednym punkcie schodziła się nie za wielka ilość linii (fig. 55). Przyjmujemy, że średnia zawartość w trójkącie 1, 2, 3.

$$V_{\Delta 123} = \frac{h_1 v_1 + h_2 v_2 + h_3 v_3}{h_1 + h_2 + h_3}$$

gdzie h — głębokość szurfu,

v — zawartość (w całym szurfie). Jeżeli h jest to miąższość pokładu złotonośnego, to v — zawartość tylko w tym pokładzie.

Przy stałej miąższości warstwy złotonośnych piasków, średnia zawartość w całym polu:

$$V = \frac{\sum \Delta v_{\Delta}}{\sum \Delta} \quad (19)$$

gdzie Δ są to pola trójkątów, które otrzymujemy z planu.

Jeżeli miąższość podlega znacznym wahaniom, to

$$V = \frac{\sum \Delta h \cdot v_{\Delta}}{\sum \Delta h} \quad (20)$$

gdzie $h = (h_1 + h_2 + h_3) \cdot \frac{1}{3}$.

2. *Sposób A. K. Boldyrewa.* (Teoria podszczeotow zapasow metallu w razszurfowanej rozsypki. Gornyj Żurnal 1914. Nr. 7, 8 str. 56—63). Boldyrew rozróżnia zawartość objętościową i powierzchniową. *Zawartość objętościowa* V_i — jest to ilość metalu, przypadająca na jednostkę objętości; *zawartość powierzchniowa* — V_s — ilość metalu, przypadająca w danym punkcie na jednostkę pola. Między zawartością powierzchniową i objętościową zachodzi następujący związek:

$$V_s = \frac{V_i}{h} \quad (21)$$

Równomierne rozmieszczenie szurfów, według Boldyrewa, będzie takie, przy którym na jednostkę powierzchni przypada ta sama ilość szurfów lub też — przy którym na każdy szurf przypada jednakowe pole.

Przy prawidłowem poszukiwaniu linjami w równych odległościach, oraz przy rozmieszczeniu szurfów w liniach na jednakowych od-

średnia zawartość powierzchniowa

$$V_s = \frac{\Sigma \omega \cdot \rho_s}{\Sigma \omega} \quad (23)$$

przyczem pola ω mogą być obliczone na podstawie elementów wieloboków, względnie zmierzone planimetrem.

Ogólny zasób złota:

$$Q = V_s \cdot \Sigma \omega = \Sigma \omega \rho_s \quad (24)$$

W rozmaitych szczególnych przypadkach są możliwe *uproszczenia*.

A) Przy systematycznym szurfowaniu w liniach, przebiegających w poprzek łóżyska, pola szurfów jednej linii są odgraniczone od pól drugiej zapomocą linii łamanej (fig. 57), która tem więcej zbliża się do postaci prostej, im większy odstęp dzieli jedną linię od drugiej. Jeżeli odległość między liniami jest większa od odstępów między szurfami $1\frac{1}{2}$ — 2 razy i więcej, łamaną linię podziału można zastąpić przez linię prostą, połowiącą kąt, utworzony przez dwie sąsiednie linie szurfów; te proste dzielą całe pole na części, przypadające na każdą linię (fig. 58 CD).

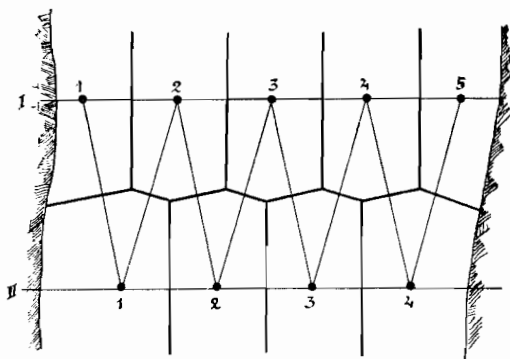


Fig. 57.

B) Jeżeli linie są do siebie ściśle równoległe, to proste, połowiące kąty przekształcają się na połowiące wspólną normalną sąsiadujących linii. Pola zaś, przypadające na każdy z szurfów, przekształcają się na prostokąty, za wyjątkiem pól szurfów skrajnych, które przekształcają się na prostokąty na oko (fig. 58 AB).

Obliczając zasoby pola, można nie wykonywać podziału jego pomiędzy poszczególne szurfy, tylko powierzchnię przypadającą na daną linię, pomnożyć przez średnią zawartość powierzchniową tej linii. Rzeczywiście:

$$QMN = \omega_1 v_1 + \omega_2 v_2 + \dots + \omega_n v_n = d (l_1 v_1 + l_2 v_2 + \dots + l_n v_n) = \dots \dots \dots (25)$$

$$= \frac{d \cdot L (l_1 v_1 + l_2 v_2 + \dots + l_n v_n)}{L} \dots \dots \dots (26)$$

$$= \Omega \frac{\Sigma l \cdot v}{L} = \Omega V_{SL} \dots \dots \dots (27)$$

Jednak mimo prostoty, cechującej wzór (27), obliczenie faktycznie wypada prowadzić według wzoru (26), a jest ono trudniejsze,

niż według (25), ponieważ zawiera dodatkowe dzielenie przez L i planimetryczny pomiar pola Ω . Zatem, obliczenia należy wykonywać według wzoru (25). Uproszczenie polega na rozprostowaniu linii AB , przez co zostaje wprowadzona pewna niedokładność.

C) Jeżeli linie szurfów nie są równoległe, to i linie położące również nie będą równoległe, lecz tworzą boki trapezu. Wówczas d we wzorze (25) należy zastąpić przez

$$d = \frac{d_1 + d_2}{2};$$

Wprowadzamy w ten sposób nową niedokładność. Polega ona na tem, że nadajemy większą wagę powierzchniom obok szurfów w wąskiej części trapezu i mniejszą w szerokiej.

W każdym poszczególnym przypadku należy ustalić, czy można posługiwać się takim uproszczeniem, czy też wykonać obliczenia według metody ścisłej, co zależy od odległości linii na przeciwnych końcach.

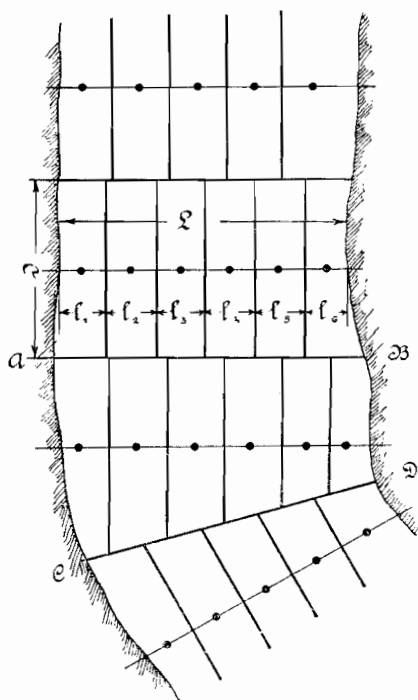


Fig. 58.

Fig. 59.

zawartością wzdłuż linii oraz $\frac{\Sigma F_2 \rho_2 - \Sigma F_1 \rho_1}{\Sigma F_2 - \Sigma F_1}$ średnią zawartością między dwoma dowolnie wybranymi szurfami na linii.

Zatem, biorąc iloraz różnicy dwóch rzędnych krzywej *B* i krzywej *A* między dwoma dowolnie obranymi punktami na linii, znajdziemy średnią zawartość na obranem polu. Z wykresu Potterau, mamy zatem możność łatwo odczytywać średnią zawartość, którą uzyskamy podczas odbudowy pasa o dowolnej szerokości i w dowolnem miejscu. Te oznaczenia wykonuje się nadzwyczaj prędko przy pomocy suwaka logarytmicznego. Wystarczy zmierzyć odpowiednie różnice rzędnych i wziąć ich iloraz. Zadanie odwrotne rozwiązuje się na drodze prób kolejnych, co nie sprawia wielkich trudności wobec szybkości działań na suwaku. W ten sposób z łatwością określamy te pola, które podczas odbudowy dadzą określoną zawartość. Tak np. w przytoczonym przykładzie, jeżeli z wstępnych obliczeń ekonomicznych wypada, że minimalna zawartość nie może być niższą od 4,5 doli, to drogą kolejnych prób nie trudno znaleźć, że ta zawartość będzie osiągnięta przy odbudowie pasów *CD* i *EF*, podczas gdy przy całkowitem wydobyciu złoża otrzymana zawartość będzie niższą od przemysłowej granicy, mianowicie 3,9, odbudowa więc przyniosłaby stratę. Metoda Potterau i Lévat'a daje zatem możność wyodrębnienia w złożu okruszkiem przemysłowego pola o danej średniej zawartości. Łącząc na planie wszystkie takie pola na każdej linii, znajdziemy powierzchnię, podlegającą odbudowie, poczem już nie trudno obliczyć zasoby zawarte na tej powierzchni.

Jeżeli takie konstrukcje wykonać dla różnych zawartości: 5,4, 3,2 i t. d., to łącząc na planie odpowiednie punkty, otrzymamy szereg krzywych, zakreślających różnej wielkości powierzchnie, przy których odbudowie będą otrzymane różne zawartości, lecz i różne zasoby; tem większe, im niższe zawartości uwzględnia odbudowa (fig. 60). Linje te nie są linjami równej zawartości, lecz *linjami równej zyskowności*. Pottereau, określając zawartość złota przez jego cenę we frankach, nazywa te linje *izofrankami*.

Ta sama metoda może być zastosowana do wyodrębnienia pól przemysłowych w dowolnej bryle kruszcowej, jeśli są znane koszty

wydobycia i przeróbki. Krzywa *AA* na fig. 59 w tym przypadku będzie wyobrażała linie pól w przekroju żyły na danym piętrze, krzywa *BB* — linie ogólnej zawartości na tem samym piętrze.

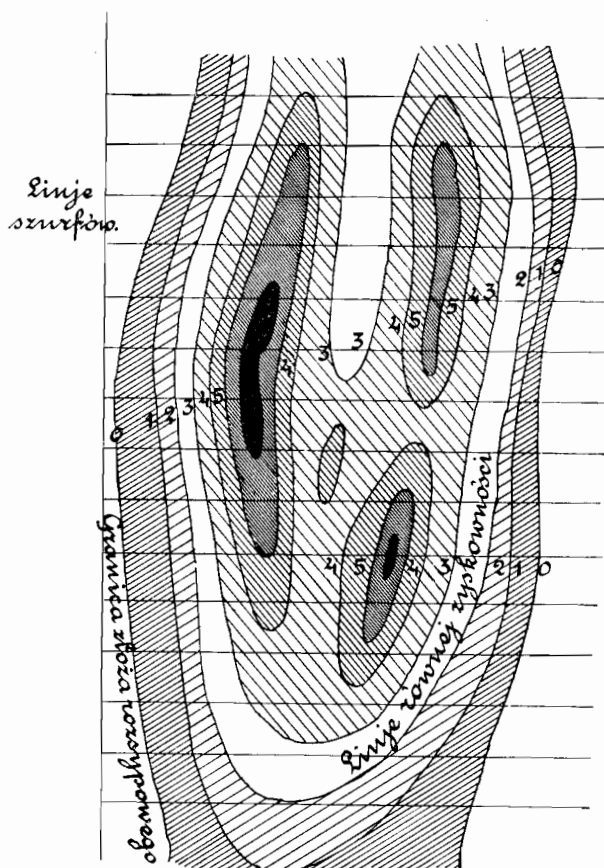


Fig. 60.

Iloraz dowolnie wziętych rzędnych przedstawia średnią zawartość na obranem polu żyły. Wyodrębniając na każdym piętrze pola żyły o określonej średniej zawartości i łącząc je liniami w płaszczyźnie żyły, otrzymamy obraz nie rozmieszczenia metalu, lecz możliwej zyskowności (fig. 61) i, zależnie od względów natury eko-

nomicznej, przyjmujemy tę lub ową granicę przemysłowej części żyły, a w ślad za tem, ustalamy zasoby, racjonalną *wydajność* i t. d.

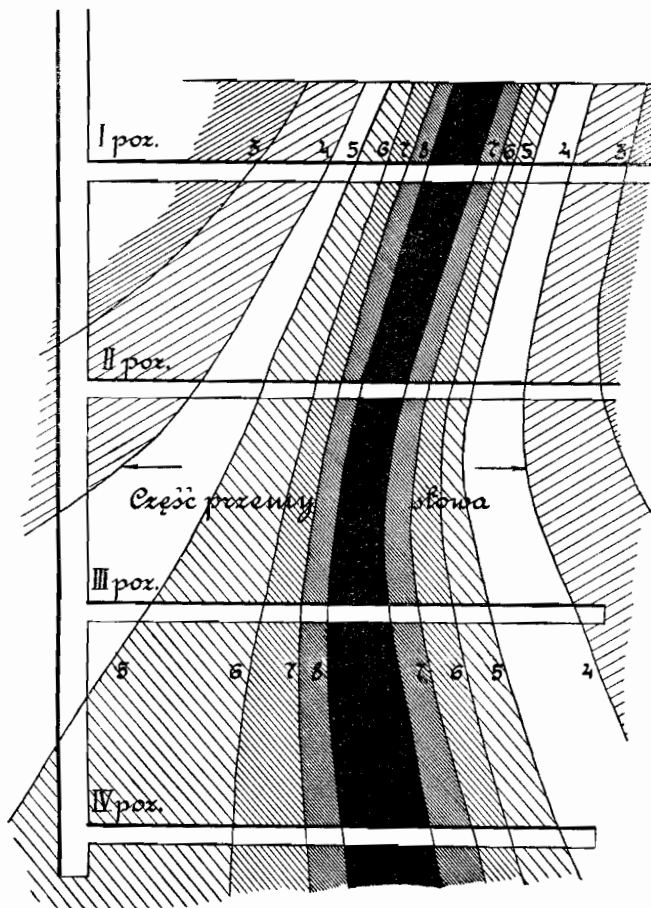


Fig. 61.

§ 18. KWESTJA WYSOKICH ZAWARTOŚCI W PRÓBACH.

Przy obliczeniach zasobów i średniej zawartości na podstawie danych z prób chemicznych wynikają kwestje, jak należy postępować, gdy która z prób wykazuje nienormalnie wielką zawartość.

W tym przypadku, jeśli to jest możliwe, należy w tem samem miejscu wziąć próbę po raz wtóry, i jeżeli następnie analiza wykaze znowu wysoką zawartość, przyjmuje się ona jako rzeczywista. Jednakże trudno przypuszczać, aby zawartość wzrastała stopniowo do tej wysokiej wartości od prób najbliższych, wykazujących zawartość normalną, jak to się przyjmuje przy obliczeniach według podanych uprzednio wzorów. Wobec tego trzeba wziąć próby uzupełniające w środku między tą bogatą próbą a najbliższymi normalnymi z obu stron. Jeżeli te próby nie wykażą znacznego wzrostu zawartości, bierzemy nowe próby w przerwie między niemi a próbą bogatą. Jeśli i te próby wykażą normalną zawartość, nie bacząc na prawidłowe oznaczenie zawartości w nienormalnej bogatej próbie, zawartość ta nie powinna wcale być brana pod uwagę.

Na tym gruncie przy szacowaniu sprzedawanych kopalń mogą powstać nieporozumienia. Właściciele sprzedawanej kopalni zwykle twierdzą, że jeśli nie brać pod uwagę tych bogatych prób, to nie należy również uwzględniać i zupełnie płonnych. Co się tyczy zupełnie płonnych prób w szeregu innych, wykazujących normalną zawartość, byłoby naturalne zastosować do ich oceny to samo kryterjum, to znaczy, nie ufając takiej próbie, wziąć ją po raz wtóry. Jednak jeżeli powtórne wzięcie jej da znowu ujemny wynik, to znaczenie takiej próby w ogólnem obliczeniu średniej zawartości nie jest równoznaczne ze znaczeniem nienormalnie bogatej próby i nie brać jej pod uwagę nie wolno. Po pierwsze, nieobecność metalu np. Au lub Ag w PbS w pewnem polu żyły w żadnym przypadku nie może być traktowana jako rzecz wyjątkowa i odwrotnie—napotkanie gniazda lub też wąskiego słupa, niezmiernie bogatego w szlachetny metal, jest w każdym przypadku zjawiskiem niezwykłym. Po drugie, jeśli mamy szereg prób, wykazujących zawartość normalną w granicach 3—6 złotn/100 pud., i wśród nich znajdują się tak próby płonne, jak i bardzo bogate — 20—30 złotn/pud., to obecność bogatych zawsze w znacznie większym stopniu podnosi średnią zawartość, niż obniżają ją próby płonne.

Rzeczywiście, jeżeli np. w żyłę o stałej miąższości szereg prób wykazuje zawartości:

3; 3,5; 5,2; 7,5; 6; 28; 3; 4; 0; 0; 2 i 4,

to ogólna średnia zawartość

$$V = \frac{64}{13} = 4,9;$$

odrzucając próbę 28 i zastępując ją przez średnią arytmetyczną z dwóch sąsiednich prób 4,5, otrzymamy:

$$V_1 = \frac{40,5}{13} = 3,1;$$

odrzucając prócz tego 2 próby płonne, otrzymamy:

$$V_2 = \frac{40,5}{11} = 3,6;$$

Zatem wpływ jednej bogatej próby wyraża się stosunkiem:

$$\frac{V}{V_1} = \frac{4,9}{3,1} = 1,60;$$

wpływ zaś 2 płonnych — stosunkiem:

$$\frac{V_1}{V_2} = \frac{3,1}{3,6} = 0,86;$$

Na tej podstawie przy przemycaniu na waszgerdzie prób, uzyskanych z poszukiwawczych szurfów na okruchowych złożach złota, jest przyjęte wybieranie większych bryłek złota powyżej 12 — 24 doli, które następnie oddzielnie się waży, lecz które w obliczeniach ogólnych nie są brane pod uwagę. W ten sposób należy również postępować przy braniu prób złota ze złóż żylnych w próbie czerpakowej.

§ 19. STRATY UŻYTECZNEGO CIAŁA KOPALNEGO, PRZYJMOWANE PRZY OBLICZANIU ZASOBÓW.

Gdy już ustalono średnią zawartość i obliczono zasoby metalu w określonej części złoża, trzeba dla przemysłowej oceny odjąć od obliczonej ilości zasobów następujące straty:

1) *Straty ciała kopalnego przy eksploatacji.* Zależą one od przyjętego systemu odbudowy i sposobu urabiania, jak również od mocy skał boczných. Straty te mogą się wahać w szerokich granicach od kilku % przy wąskich żyłach w mocnych skałach, do 40%

przy złożach, posiadających wielką miąższość, w słabych skałach bocznych, na przykład przy odbudowie na zawał lub systemem komorowym. Normalna odbudowa komorowa złóż kruszczowych, mających wielką miąższość przy twardych skałach bocznych, nie daje więcej jak 20% strat.

2) *Straty w caliznie, pozostawianej dla utrzymywania chodników* przewozowych, wentylacyjnych i odwadniających, zależne są od systemu odbudowy i sposobu utworzenia dostępu do złoża za pomocą szybu pionowego czy też pochyłego w złożu.

3) *Straty w caliznie, pozostawianej dla utrzymania powierzchni i zabezpieczenia kopalni przed przerwaniem się wody z powierzchni, z innych kopalń i t. d.*

4) *Straty podczas przeróbki mechanicznej* są odejmowane z pozostającej części rudy, która będzie wydana na powierzchnię, zależne od sposobu wzbogacania, łącznie z warunkami ekonomicznymi i wymaganiami rynku. Te straty przy mokrym sposobie wzbogacania wynoszą 15—33%, czasem 50—60%, przy flotacji 8—25%.

5) *Straty przy procesach metalurgicznych* do 10—15%. Łącznie straty dają tyle, że ogólny wyciąg metalu osiągnie 40—60%.

Niezależnie od tego przy szacowaniu kopalń, na podstawie rezultatów brania prób, należy mieć na względzie, że oznaczone na podstawie prób zawartości metalu zawsze są wyższe od rzeczywistej ekstrakcji w zakładach przeróbczych i hutach o 10—12%, co zostało stwierdzone licznymi spostrzeżeniami w Ameryce, Afryce i Australji. Tłómaczy się to przede wszystkim tem, że w kopalniach z rudą siarczkową, pomimo stosowania wszelkich środków ostrożności, zawsze otrzymuje się próby *wzbogacone*, ponieważ siarczki metaliczne są kruche; z drugiej strony, przy robotach wydobywczych utrzymywanie tej szerokości wyrobisk, która była określona podczas brania prób, sprawia pewne trudności, gdyż nawet w przypadku zupełnie wyraźnych załbandów nie sposób uchronić się przed trafiaaniem do rudy kawałków skały bocznej; w kopalniach, stosujących suchą podsadzkę, część rudy miesza się z nią; wreszcie, w złożach impregnacyjnych, gdzie granice złoża stale się określa na drodze brania prób, znaczne przekroczenie zamierzonych granic wyjmowanej bryły jest zupełnie zrozumiałe. W ten

sposób za ogólną regułę powinno być przyjęte *zmniejszanie zasobów, obliczonych na podstawie systematycznego brania prób, o 10—12%*. Przy braniu prób na złożach okruchowych współczynnik ten powinien być jeszcze większy i, tak to widzieliśmy, w niektórych przypadkach (przy poszukiwaniach zapomocą otworów świdrowych) należy pomniejszać obliczone zasoby nawet o 75%.

§ 20. OZNACZENIA WAGOWE.

Aby określić zasoby w jednostkach wagowych, trzeba znać wagę jednostki sześcienniej rudy danego złoża. Najlepiej można wykonać takie oznaczenie przez wyjęcie pewnej objętości rudy i zważenie następnego otrzymanego materiału. Sposób ten, pozornie najbardziej prawidłowy, okazuje się bardzo trudny w wykonaniu, ponieważ zależnie od charakteru mineralizacji złoża, w różnych miejscach tego samego złoża mogą być otrzymane różne wartości dla wagi rudy. Oprócz tego również i ściśle określenie objętości wyrobiska następcza wielkie trudności. Najbardziej prawidłowe wyniki oznaczeń tego sposobu otrzymujemy w skałach miękkich.

Przy twardych rodzajach rudy wagę ich oblicza się ze średniego składu, który otrzymujemy przez branie prób, opierając się na ciężarach gatunkowych głównych składników rudy, z poprawką na spękanie, porowatość i wilgotność, co w pewnych przypadkach może dać różnicę do 25%.

Przytaczamy za Hoover'em tablicę wag rozmaitych skał i mineralów w angielskich funtach na 1 ang. stopę³ oraz objętości tonny (2000 funtów) w stopach³, z przeliczeniem jej na system metryczny.

Według tej tablicy objętość 1 tonny rudy kwarcowej, zawierającej 4% pirytu (FeS_2) będzie:

$$\begin{array}{r} 0,96 \times 12,07 = 11,58 \\ 0,04 \times 6,40 = 0,25 \\ \hline 11,83 \text{ stopy}^3 \text{ w tonnie,} \end{array}$$

po uwzględnieniu zaś szczelinowatości:

$$11,83 \times 0,87 = 10,3 \text{ st.}^3/\text{tonnie.}$$

TABLICA WAGI MINERALÓW I SKAL WEDŁUG HOOVER'A.

(PRINCIPLES OF MINING VALUATION, ORGANISATION AND ADMINISTRATION
STR. 15, NEW YORK 1909)

S k a ł y	Według Hoover'a		W systemie metryczn.	
	Waga 1 stop. ³ w funtach	Objętość w stop. 1 tonny = 2000 funt.	W 1 metrze ³ tonn	W 1 tonnie metrów ³
Antymon	417,50	4,79	6,78	0,148
Antymonit Sb_2S_3	285,00	7,01	4,62	0,216
Arsenopiryt $FeAsS$	371,87	5,37	6,04	0,166
Baryt $BaSO_4$	278,12	7,19	4,52	0,222
Wapń				
Fluoryt CaF_2	198,75	10,06	3,25	0,308
Gips $CaSO_4 \cdot 2H_2O$	145,62	13,73	2,37	0,422
Kalcyt $CaCO_3$	169,37	11,80	2,76	0,362
Miedź	552,50	3,62	8,97	0,123
Chalkopiryt $CuFeS_2$	262,50	7,61	4,25	0,136
Bornit Cu_3FeS_3	247,50	8,04	4,00	0,250
Malachit $CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$	321,87	6,21	5,22	0,192
Azuryt $2(CuCO_3)Cu(OH)_2$	237,50	8,42	3,86	0,259
Chryzokola $H_2CuSiO_4 \cdot H_2O$	132,50	15,09	2,15	0,465
Żelazo	450,00	4,44	7,31	0,137
Magnetyt Fe_3O_4	315,62	6,33	5,12	0,196
Hematyt Fe_2O_3	306,25	6,53	4,97	0,202
Limonit $2Fe_2O_3 \cdot 3H_2O$	237,50	8,42	3,86	0,259
Piryt FeS_2	312,50	6,40	5,10	0,196
Syderyt $FeCO_3$	240,62	8,31	3,90	0,256
Ołów	710,62	2,81	11,55	0,087
Galena PbS	468,75	4,27	7,62	0,131
Cerusyt $PbCO_3$	406,87	4,81	6,60	0,152
Piroluzyt MnO_2	268,75	6,18	4,37	0,229
Rodonit $MnSiO_3$	221,25	9,04	3,59	0,278
Magnezyt $MgCO_3$	187,50	10,66	3,05	0,328
Dolomit $CaMg(CO_3)_2$	178,12	11,23	2,89	0,346
Kware SiO_2	165,62	12,07	2,69	0,372
Rtęć	849,75	2,35	13,80	0,073
Cynober HgS	531,25	3,76	12,15	0,082
Siarka	127,12	15,74	2,06	0,485
Cyna	459,00	4,35	7,45	0,134
Kasyteryt SnO_2	418,75	4,77	6,80	0,147
Cynk	437,50	4,57	7,10	0,141
Blenda ZnS	253,12	7,90	4,12	0,273
Smitsonit $ZnCO_3$	273,12	7,32	4,43	0,226
Hemimorfit $Zn_2SiO_4 \cdot H_2O$	215,62	9,28	3,50	0,286
Andezyt	165,62	12,07	2,69	0,372
Granit	162,62	12,30	2,64	0,379
Diabaz	181,25	11,03	2,94	0,340
Dioryt	171,87	11,63	2,79	0,359
Lupki (ilaste)	165,62	12,07	2,69	0,372
Piaskowce	162,50	12,30	2,65	0,378
Riolit	156,25	12,80	2,54	0,394

§ 21. OZNACZENIE KATEGORII ZASOBÓW.

Przy obliczaniu zasobów w danym złożu nie we wszystkich jego częściach zasoby te są określane z tą samą wiarygodnością, co zależy od ilości posiadanych obnażeń. Z tego punktu widzenia zwykle całość obliczonych zasobów dzielimy na 3 kategorie:

- | | |
|----------------------|----------------|
| I Zasoby rzeczywiste | — Ore in sight |
| II » prawdopodobne | — Probable ore |
| III » przypuszczalne | — Possible ore |

Jako *zasoby rzeczywiste* określamy takie, które są zawarte w polu złoża, obnażonym przez chodniki (wyrobiska) z 4-ch stron (fig. 63, pole a).

Jako *zasoby prawdopodobne* — takie, które są obnażone z 3-ch lub 2-ch stron (fig. 62, pole b).

Jako *zasoby przypuszczalne* — takie, które są obnażone tylko z 1-ej strony fig. 62, pole c).

Objętość zasobów pierwszych dwóch kategorii może być obli-

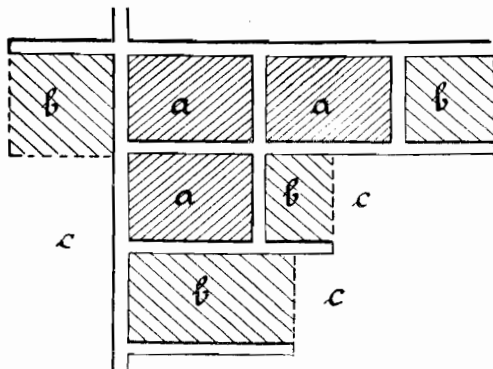


Fig. 62.

czona z większą lub mniejszą ścisłością. Dla kategorii 3-ej objętość ta wogóle nie może być obliczona i ocenia się ją na podstawie wszelkich danych, jakie może dostarczyć geologia.

W kwestjach, dotyczących budowy zakładu przeróbki mechanicznej, do obliczenia ich wydajności mogą być brane pod uwagę wyłącznie zasoby rzeczywiste i z pewnego rodzaju zastrzeżeniami — zasoby prawdopodobne.

Zasoby przypuszczalne mają znaczenie tylko w kwestjach ogólnego oszacowania złoża.

W ostatnich czasach w literaturze angielskiej przytoczoną nomenklaturę poddano ostrej krytyce, przedewszystkiem dlatego, że

termin »Ore in sight« bezwzględnej pewności też nie posiada, ponieważ zalicznie od wymiarów pola, które jest obnażone z 4-ch stron, przeniesienie własności rudy, oznaczonych w chodnikach, ograniczających caliznę na całą masę tej calizny, może być bardzo ryzykowne. Tymczasem terminu »Ore in sight«, »widocznej rudy«, strona zainteresowana (sprzedający) zwykle nadużywa i wprowadza w błąd niewtajemniczonych w sprawę kapitalistów (kupującego), ponieważ są oni pewni, opierając się na etymologicznem znaczeniu słowa, że »zasoby widoczne« są bezwarunkowo niezawodne i sądzą, że nie zawierają one najmniejszego ryzyka. W tej kwestji istnieje obszerna literatura, w której różni autorowie silili się albo dać lepsze określenie kategorji zasobów, albo bardziej odpowiednie terminy. Tak lub inaczej termin »Ore in sight« jest zachwiany i nowsi autorowie stają się go unikać, lecz nie wprowadzono w zamiast żadnej ugruntowanej terminologii. Mówią »Positive Ore«, »Ore developed«, t. zn. rudy odkryte, »Ore blocked out« — rudy przygotowane do odbudowy. Zamiast »Probable Ore« mówią »Ore developing« t. j. rudy, będące w odkrywaniu lub w przygotowaniu. Zamiast »Possible Ore« — »Ore expectant«, t. zn. zasoby spodziewane i t. d. W oczekiwaniu na ustalenie trwalej nowej terminologii będziemy narazie trzymali się starej, to znaczy będziemy rozróżniali zasoby: rzeczywiste, prawdopodobne i przypuszczalne, tembardziej, że terminy te w naszej literaturze nie wywołują sprzeciwów.

ROZDZIAŁ IV.

BRANIE PRÓB GENERALNYCH.

§ 22. WZIĘCIE PRÓBY GENERALNEJ.

Próby generalne bywają brane wyłącznie w celach technicznych. Nie należy ich mylić z próbami, które bywają przemysłowe w zakładach próbnych lub też specjalnych sekcjach wielkiego zakładu przeróbki mechanicznej na kopalniach czynnych, co zastępuje systematyczne branie prób na szczegółowych robotach poszukiwawczych i czołowych poszukiwaniach w kopalni. W paragrafie niniej-

szym będziemy mieć na uwadze jedynie cele techniczne, kiedy zadaniem próby jest ustalenie metod przeróbki na stacji doświadczalnej i kiedy próba ta bierze się w jednym i tym samym czasie w całej kopalni. Lecz, rzecz jasna, wyniki badań systematycznych mogą interesować również i kierownika poszukiwań, jeżeli dzięki skomplikowanemu składowi rudy, badania zwykle nie pozwalają zorientować się jaki będzie stopień ekstrakcji metalu.

Wzięcie próby generalnej może być przeprowadzone zarówno podczas robót poszukiwawczo-badawczych, jak również na czynnych kopalniach, które mają zbudować zakład przeróbczy.

Próba generalna powinna dać taką ilość materiału, któraby wystarczyła do przeprowadzenia systematycznych prób wzbogacania (przeróbki) na stacji doświadczalnej, lub czasem w próbnym zakładzie w przyrządach typu przemysłowego, to znaczy, nie mniej niż 3 — 5 tonn dla stacji doświadczalnej lub kilku wagonów dla zakładów próbnych. Zresztą doświadczenia, wykonywane w zakładach próbnych (z nielicznymi wyjątkami), są zwykle połączone z próbną eksploatacją, kiedy całkowita ilość wydobywanej rudy traktuje się jako próba i właściwy akt brania prób znika lub przekształca się w eksploatację. W wywodach dalszych będziemy mieli na względzie otrzymywanie prób do badań na stacji doświadczalnej.

Próba taka składem i charakterem tworzącego ją materiału powinna ściśle odpowiadać temu materiałowi »surowemu«, który będzie otrzymywany podczas odbudowy złoża. Mamy tu głównie na myśli zachowanie w próbie charakterystyki materiału surowego pod względem wielkości ziarn, ilości materiału i składu według klas, przytem w stosunku do składu, zwykle zadawałają się względny charakterem próby, ponieważ zachowanie w niej jednocześnie rzeczywistego składu i rzeczywistej charakterystyki, ogólnie biorąc, jest rzeczą bardzo trudną; zresztą korekta składu może być otrzymana z kontrolnych prób chemicznych. Główne zatem zadanie przy braniu próby generalnej polega na *zachowaniu charakterystyki*.

Zupełnie zrozumiałe, że charakterystykę prawdziwą można otrzymać jedynie na kopalni czynnej, przy normalnym rozwoju robót górniczych i normalnym stosunku robót przygotowawczych do robót wydobywczych, ponieważ mamy tu możliwość wziąć próbę nie

tyle z kopalni (złoża), co z wydobywanej masy, co jest właśnie wymagane przy próbie generalnej. Tymczasem na robotach poszukiwawczo-badawczych nie mamy wydobywanej masy i, co za tem idzie, próba generalna przybiera charakter hipotetyczny, ponieważ nie może ona być bezpośrednio odniesiona do tego materiału, który będzie w przyszłości wydobywany i mimo woli sprawa sprowadza się do zwykłego brania prób na kopalni.

W tym celu są organizowane roboty specjalne, które, nie będąc eksploatacyjnymi, lecz naśladującymi eksploatację, powinny dać materiał o ile możliwości zbliżony do tego, który będziemy otrzymywali podczas odbudowy złoża. Tu z wielu przyczyn wkraczamy, rzecz jasna, w dziedzinę hipotez. Po pierwsze, mimo najwyższego nawet rozwoju szczegółowych robót poszukiwawczych, wszystkie razem wzięte wyrobiska, wykonywane podczas poszukiwań, nie stanowią jeszcze kopalni, odtworzyć zatem w miniaturze przyszłą eksploatację jest bardzo trudno. Po drugie, robotami poszukiwawczo-badawczymi złoża nigdy nie będzie odkryte w tym stopniu i na takiej głębokości, aby roboty, naśladujące eksploatację, mogły uchwycić wszystkie możliwe w przyszłości typy materiału surowego. I wreszcie ustalenie niezbędnego stosunku między robotami przygotowawczymi i robotami odbudowy jest zupełnie niemożliwe. Specjalnie tyczy się to tych przypadków, gdy złoża składa się z prawidłowych pokładów (węgiel kamienny), na których bardzo dokładne roboty poszukiwawczo-badawcze mogą być w przeważającej części wykonane przy pomocy otworów świdrowych. I odwrotnie, w złożach bardziej skomplikowanych otrzymanie próby generalnej jest połączone z warunkami o wiele pomysłniejszymi, ponieważ tego rodzaju złoża wymagają większego rozwoju wyrobisk górniczych w okresie poszukiwań, t. zn. posiadają o wiele więcej miejsc, w których może być zorganizowana próbna odbudowa.

W każdym razie istota wzięcia próby generalnej na poszukiwaniach polega na zorganizowaniu *próbnej eksploatacji* i na otrzymaniu z wyrobisk o charakterze eksploatacyjnym, specjalnie w tym celu zakładanych, znacznej ilości materiału. Przez nadanie tym wyrobiskom charakteru normalnych typów robót eksploatacyjnych dążymy do otrzymania w wydobytym materiale rzeczywistej cha-

rakterystyki i rzeczywistego składu rudy wraz ze wszystkimi możliwymi domieszkami. Przytem podczas pędzenia takich wyrobisk, jeśli one istotnie odtwarzają przyszłe warunki eksploatacji, ruda podlega sortowaniu co do składu lub też wielkości w samym przodku na drodze stopniowego urabiania, względnie systematycznego załadowania wózków tak, aby na powierzchni otrzymać oddzielnie taką ilość i takich rodzajów rudy, które można będzie otrzymać w przyszłości podczas rzeczywistej odbudowy złoża.

Rzecz jasna, że taka próbna eksploatacja powinna trwać dość długo dopóty, aż zostanie uzyskany średni skład w produkcji, i musi ona również objąć różne pola i różne żyły (pokłady). W wyniku ostatecznym otrzymanej bardzo znaczną próbę, wielokrotnie przewyższającą tę ilość rudy, która może być poddana badaniom. Z uzyskanej zatem masy wypadnie wziąć nową próbę, traktując pierwszą jako materiał wyjściowy, t. zn. wykonać *pomniejszenie próby* już *w miejscu wykonywania robót*. Pomniejszanie będzie oczywiście, wykonywane w ten sam sposób, jak przy próbach z poszukiwań szczegółowych lub kopalń czynnych, ponieważ, rzecz jasna, skoro materiał został wydobyty na powierzchnię z próbnej czy też rzeczywistej eksploatacji, to jego pomniejszanie, mające na celu zebranie materiału w mniejszej ilości, ale z zachowaniem wszystkich cech materiału surowego, zupełnie nie zależy od tego, w jaki sposób ten luźny materiał był otrzymany w wyrobiskach. Różnica będzie polegała na ilościach materiału, z którymi będziemy mieli do czynienia.

Jednakże na poszukiwaniach szczegółowych podczas próbnej eksploatacji pomimo najusilniejszych starań o nadanie robotom normalnego charakteru eksploatacyjnego, nigdy nie osiągniemy rzeczywistej charakterystyki w wydobytym materiale, charakterystyki, któraby odpowiadała normalnym warunkom eksploatacji, ponieważ normalnym warunkom eksploatacji powinien towarzyszyć normalny rozwój robót górniczych. Tymczasem, jak to wiadomo, jednym z istotnych czynników decydujących o charakterystyce materiału surowego, jest stosunek między robotami przygotowawczymi a robotami odbudowy. Stan kopalni w okresie robót poszukiwawczych nie odznacza się normalnym rozwojem wyrobisk, nie

mamy więc, oczywiście, możliwości na poszukiwaniach badawczych otrzymać normalny stosunek robót przygotowawczych do robót odbudowy. Wobec tego nie dąży się nawet do osiągnięcia tego stosunku. Natomiast aby w każdym razie zbliżyć się do warunków normalnych, podczas próbnej eksploatacji nie odtwarzamy ściśle obrazu przyszłej odbudowy złoża, lecz uruchamiamy najbardziej powszechne typy wyrobisk przygotowawczych i wydobywczych, materiał zaś, otrzymywany z każdego takiego przodka, pomniejszamy i badamy pod względem charakterystyki zosobna. Opierając się zaś na projekcie przypuszczalnej odbudowy, który już może być wykonany na podstawie szczegółowych robót poszukiwawczych, charakterystykę rzeczywistą i skład rudy otrzymujemy na drodze interpolacji poszczególnych prób. Typy wyrobisk również określamy na podstawie tego samego projektu. Jeżeli przytem złoże jest względnie jednorodne co do składu, to wystarcza uruchomienie w najdogodniejszych miejscach po jednym typowym wyrobisku. Jeżeli złoże składa się z kilku żył lub pokładów o różnym składzie i jeśli skład jednej i tej samej żyły zmienia się w różnych jej częściach, to typy wyrobisk eksploatacyjnych powinny obejmować wszystkie te charakterystyczne części. W ten sposób z chodników przewozowych, przecinek biegnących po wzniesieniu, i wyrobisk poziomych, ukończone z wyrobisk odbudowy, zakładanych w rozmaitych miejscach, różniących się pod względem swej miąższości, struktury i składu, otrzymujemy oddzielne próby, nienaruszone lub też uprzednio przesortowane w przodku. We wszystkich przypadkach rzeczywiste rezultaty otrzymamy na drodze interpolacji wyników poszczególnych prób, przytem będziemy w stanie wprowadzać warjanty do tych kombinacji stosownie do warjantów projektu odbudowy, przystosowującego się do różnych warunków. Ostatecznie, obrawszy warjant najbardziej odpowiedni, będziemy w stanie z pomniejszonych prób utworzyć mieszaninę sztuczną; da nam ona próbę tego materiału, który zdecydowaliśmy się otrzymywać podczas przyszłej eksploatacji złoża przez odpowiednią organizację robót górniczych.

Niech, na przykład, Fig. 62. przedstawia sieć wyrobisk szczegółowych robót poszukiwawczych na złożu $Cu Fe S_2$ i ZnS . Na pod-

stawie danych dochodzimy do wniosku, że mamy do czynienia z obiektem godnym odbudowy, który się składa z jednej grubej

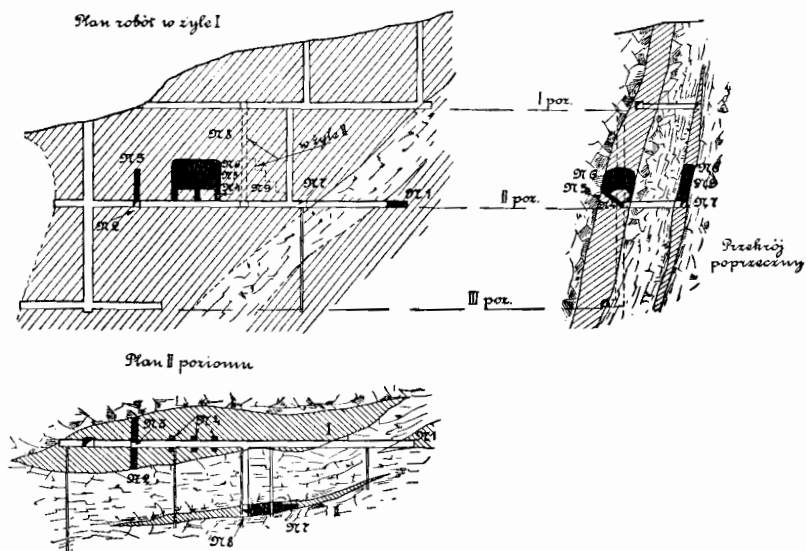


Fig. 62.

i jednej cienkiej żyły. Żyłę pierwszą zamierzono odbudowywać systemem komorowym, drugą zaś — systemem ścianowym schodowo-

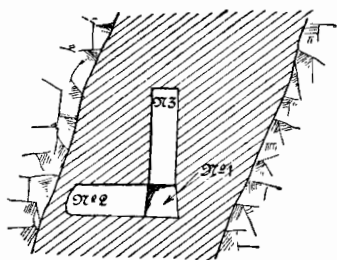


Fig. 63.

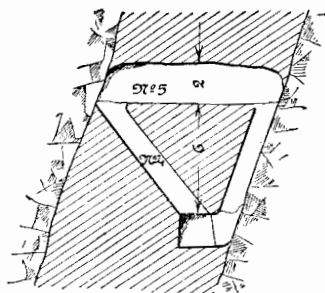


Fig. 64.

stropowym. W żył 2 można wyodrębnić w przodku rudę bogatą w Zn i ubogą w ten metal, ale zato bogatszą w miedź.

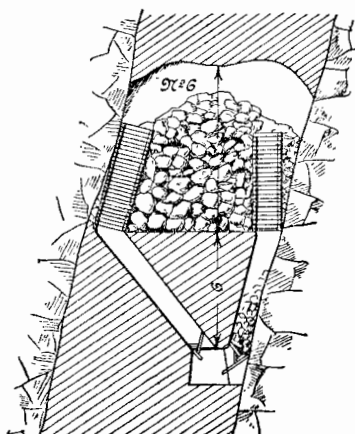


Fig. 65.

Wyrobykami typowymi dla I-ej żyły będą:

1) Chodnik po rozciągłości — podstawowy — Nr. 1 (Fig. 63).

2) Ort wpoprzek rozciągłości — Nr. 2 (Fig. 63).

3) Przebitka pionowa — Nr. 3 (Fig. 63).

4) Zsypy — Nr. 4 (Fig. 64).

5) Przygotowanie komory — Nr. 5 (Fig. 64).

6) Odbudowa komory — Nr. 6 (Fig. 65).

Dla żyły II-ej:

1) Chodnik po rozciągłości — Nr. 7 (Fig. 66).

2) Wznosząca się przebitka — Nr. 8 (Fig. 67).

3) Schodowo - stropowe wyrobisko z sortowaniem materiału w przodku — Nr. 9 (Fig. 67).

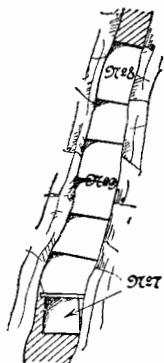


Fig. 66.

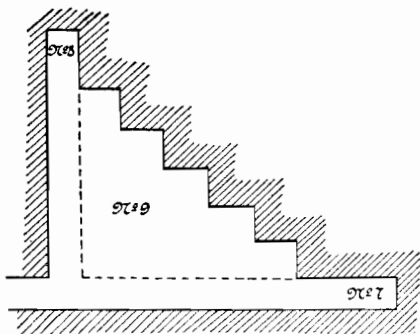


Fig. 67.

Jeżeli skład rudy każdej żyły jest jednostajny, to powinniśmy w każdej z nich uruchomić po jednym z wyszczególnionych typowych wyrobisk, przyczem Nr. 4, 5 i 6 w I-ej żyły są pędzone kolejno jedno za drugim.

§ 23. WZIĘCIE PRÓBY GENERALNEJ PODCZAS POSZUKIWAŃ SZCZEGÓŁOWYCH NA DIMITRIJEWSKIM ZŁOŻU ZŁOTONOŚNYCH RUD TURMALINOWYCH W OKRĘGU NERCZYŃSKIM (PRZYKŁAD).

W praktyce trudności wzięcia próby generalnej wynikają często z tego, że roboty poszukiwawcze, które w sposób niewystarczający wyświetliły złożę, pośpiesznie są uznane za poszukiwania szczegółowe i w celu uniknięcia dalszych wydatków na poszukiwania, robione są ekspertom propozycje ułożenia szczegółowych projektów wzbogacenia rud. Tak np. znane Dimitrijewskoje złożę rud złotonośnych turmalinowych w Okręgu Nerczyńskim składa się z dość skomplikowanego spłotu wielu żył (Ob., Fig. 68), których wyświetlenie wymagało złożonej organizacji. I rzeczywiście, przez wykopanie licznych poprzecznych rowów inżynier górniczy B. K. Bóbr uchwycił dość szczegółowo konfigurację wychodni oraz liczbę i miąższość żył. Liczne szurfy i wyrobiska podziemne prześledziły główne żyły również i na pewną głębokość. Wzięto przytem ponad sześćset prób. I mimo to roboty te, prowadzone przez dwa sezony, nie wyświetliły wystarczająco złoża. Chociaż zasięg złoża na podstawie różnicy wzniesień terenu ustalono na 30 sążni (około 64 *m*) roboty górnicze nie zagłębiły się ponad 15 sążni (około 32 *m*) i w swej istocie nie wyszły z okresu robót poszukiwawczych wstępnych. Nie bacząc na to, zarząd kopalni uważał poszukiwania za wystarczające do oparcia na nich kalkulacyj przemysłowych i upierał się przy sporządzeniu szczegółowego projektu wzbogacenia rudy. W takich warunkach wzięcie próby generalnej nastroczało specjalne trudności. Nie mówiąc już o niewystarczającym zbadaniu złoża przez wyrobiska podziemne, trudności potęgowały się jeszcze wskutek wielkiej ilości żył i różnorodności ich pod względem cech zewnętrznych.

W tych warunkach ze wszystkich żył złoża można było *na razie* wyodrębnić dwie żyły o względnie stałej miąższości i bardziej stałej rozciągłości, które najwidoczniej w pierwszym okresie życia kopalni powinnyby posiadać największe znaczenie przemysłowe. Były to żyła *A* o miąższości średnio 0.66 sążni (około 1,40 *m*) i żyła γ miąższości 0,4 sążnia ($\sim 0,85$ *m*). Pierwsza zawierała połowę całkowitego stwierdzonego zapasu złota, według obliczeń inżyniera

K. Bobra, druga — $\frac{1}{4}$. Oprócz tego, ze względu na miąższość te dwie żyły przedstawiały dwa najbardziej zwykłe typy w złożu. Wszystkie inne żyły miały odchylenia w tę lub inną stronę lub zmiany w jakości siarczków ($FeAsS$) i stanowiły jedynie przypadki szczególne, można się było zatem spodziewać, że nie okażą one znacznego wpływu na próbę generalną wziętą w żyłach A i γ , tembardziej, że wobec większej stałości tych dwóch żył, roboty górnicze przede wszystkim i przez czas dłuższy będą w nich głównie ześrodkowane.

Przypuszczając, że najbardziej prawdopodobnym sposobem odbudowy żył przy tak wielkim upadzie (60° i 80°) będzie system ścianowy schodowo-stropowy, uważano, że wystarczy w każdej żyłe uruchomić typ podłużnego chodnika piętrowego i typ schodowo-stropowego wyrobiska, czyli wziąć 4 próby. Niewątpliwie, wobec zbyt małej ilości podziemnych robót górniczych i nieznacznej ich głębokości, próby te nie objęłyby ani całości złoża, ani też nie byłyby, być może, pozbawione wpływu bliskiej powierzchni na skalę żylną pod względem jej twardości i zawartości. Nie ulega również wątpliwości, że nie uwzględniłyby one różnych możliwości warunków eksploatacji, np. możliwości przejścia do robót perforatorowych, co bezwarunkowo byłoby zmieniło skład próby generalnej. Tem niemniej jednak otrzymane dane mogłyby służyć jako niezawodne punkty wyjścia, bez których wszelkie projektowanie względnie złożonego zakładu, jak w danym przypadku, jest zawsze bardzo problematyczne. Mając charakterystykę dla określonych warunków, mamy zawsze możność robić umotywowane przypuszczenia o jej zmianach w tym czy innym kierunku dla warunków odmiennych. Jednak w podobnych okolicznościach, gdy próba generalna, nie bacząc na jej nazwę, nie może objąć całości złoża, zbyt wielka ścisłość w jej otrzymaniu traci sens i wobec tego ilości rudy, wzięte ze złoża, mogą być niezbyt wielkie. W danym przypadku uważaliśmy, że wystarczy w każdej żyłe wykonać:

- 1) 3 sąźnie podłużnego wyrobiska (Fig. 69a),
- 2) 2 sąźnie wznoszącej się wcinki (Fig. 69b),
- 3) 3 kwadratowe sąźnie schodów (Fig. 69c),

przytem rudy z wznoszącej się wcinki postanowiono nie włączać

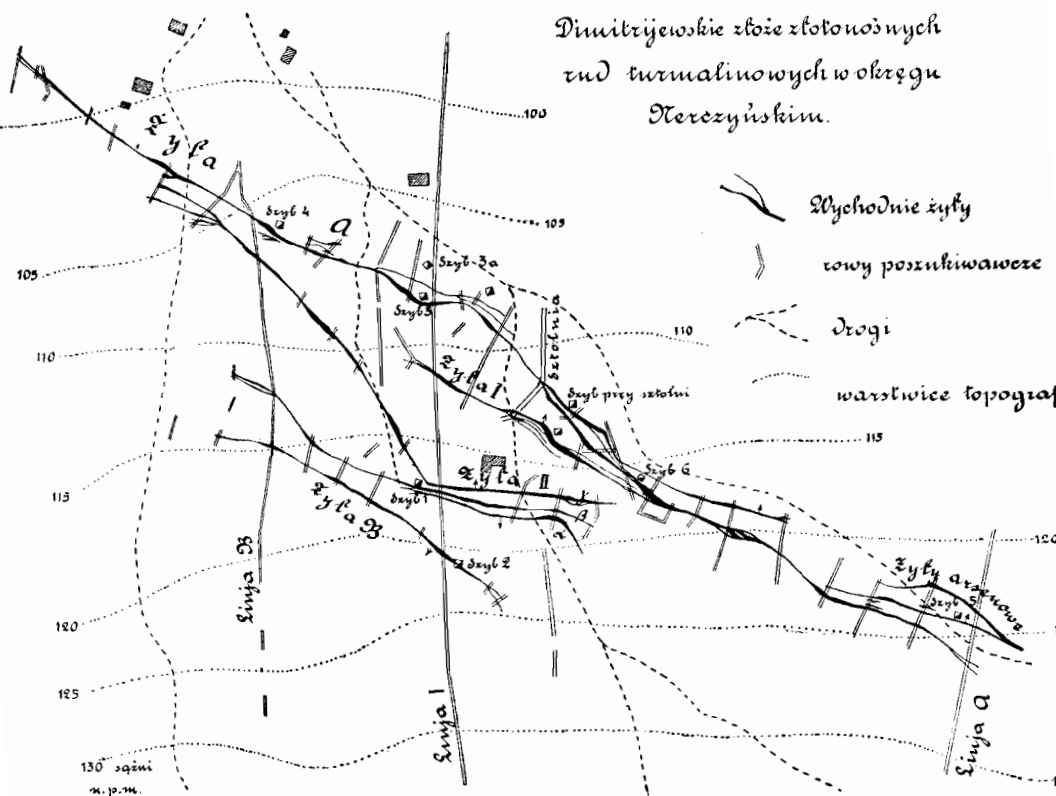


Fig. 68. Dimitrijewskie złoża rud złotoносnych tormalinowych w Okręgu Nerczyńskim.

do próby, ponieważ wcinki pędzono tylko po to, aby uzyskać 2 obnażone powierzchnie do odbudowy schodów.

Te wyrobiska należało bezwarunkowo przeprowadzić w obszarze rud pierwotnych, czyli z najgłębszych szybików. Pod tym względem do robót w żyłę A najdogodniejszym był szybik Nr. 9 o głębokości

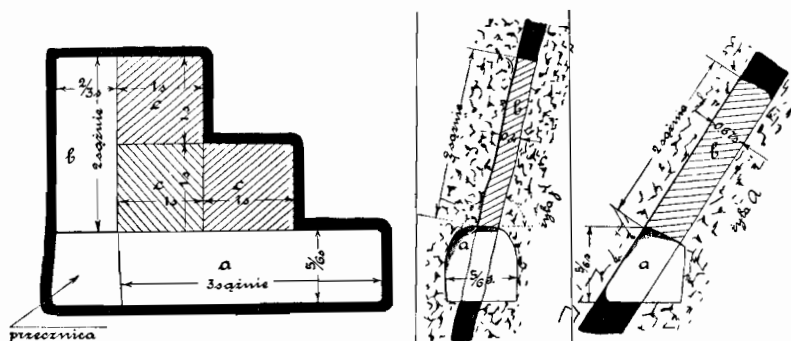


Fig 69.

9,5 sążnia (21 m) (Fig. 70), który trzeba było tylko z żyłą połączyć krótką przecznica o długości 2 sążni. W żyłę γ najdogodniej było pędzić wyrobiska z szybiku Nr. 1 na głębokości 11,5 sążnia (23 m). (Fig. 71).

Z powyższych robót spodziewano się otrzymać następujące ilości rudy:

- 1) Z podłużnego chodnika w żyłę A:

$$\frac{2}{3} \times \frac{5}{6} \times 3 \times 2000 = 3340 \text{ pud.}$$

- 2) Ze wznoszącej się wcinki w żyłę A:

$$\frac{2}{3} \times \frac{2}{3} \times 2 \times 2000 = 1780 \text{ pud.}$$

- 3) Z występów w żyłę A:

$$3 \times \frac{2}{3} \times 2000 = 4000 \text{ pud.}$$

$$\text{Razem z żyły A} \quad . \quad . \quad 7340 \text{ pud.}$$

Z podłużnego chodnika w żyłę γ :

$$0,4 \times \frac{5}{6} \times 3 \times 2000 = 2000 \text{ pud.}$$

- 5) Ze wznoszącej się wcinki w żyłę γ :

$$0,4 \times \frac{2}{3} \times 3 \times 2000 = 1600 \text{ pud.}$$

6) Z występów w żyłę γ :

$$3 \times 0,4 \times 2000 = 2400 \text{ pud.}$$

Razem z żyły γ . . 4400 pud. 3380 pud.

Łącznie w obu żyłach: 11740 p. + 3380 p., całkowitej zaś ilości materiału — około 15000 p., w tem próby 12000 pudów (około 195 tonn). Ilość tę następnie trzeba było pomniejszyć do 600 pudów,

Szyb № 1

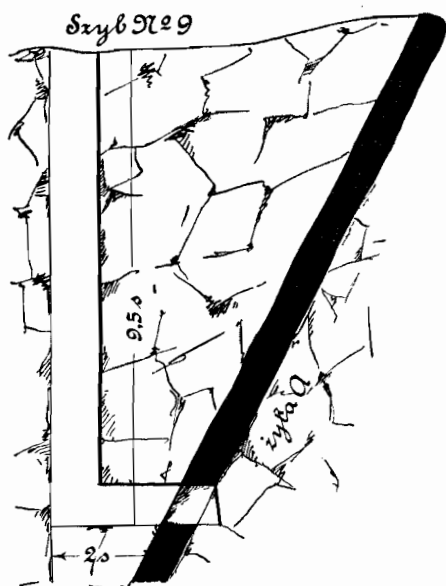


Fig. 70.

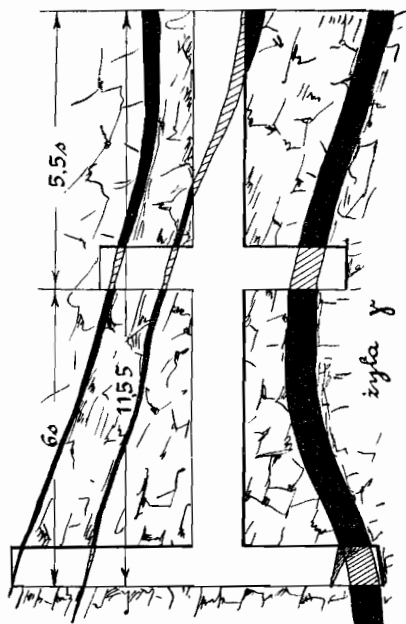


Fig. 71.

z których 540 pozostawało na miejscu dla przeróbki w miejscowym zakładzie próbnym, 60 zaś pudów należało wysłać jako próbę generalną do badań na stacji doświadczalnej Instytutu Górniczego w Petersburgu.

Mimo, że zadanie, które trzeba było rozstrzygnąć, polegało na opracowaniu racjonalnego projektu zakładu przeróbczego, wobec omówionych powyżej okoliczności, jak również i osobistych naszych

poglądów na wykonane roboty poszukiwawcze, jako niewystarczająco szczegółowe, opierając się na otrzymanych danych badania próby, przedłożyliśmy, obok projektów ostatecznego zakładu, również i projekt zakładu próbnego, któryby mógł przemleć całą ilość rudy, otrzymywanej z zaprojektowanych jednocześnie przez nas szczegółowych robót poszukiwawczych, jako eksploatacji próbnej. Nie mieliśmy bowiem wewnętrznego przekonania, że proponowany system wzbogacania okaże się celowy tembardziej, że jak się pokazało, zawartość w próbie generalnej była o wiele niższa od oznaczonej przez poszukiwania. Próby z poszukiwań nie były brane według wyłożonych w niniejszem dziele prawideł i chociaż obejmowały one w każdym miejscu całą miąższość żyły, to jednak brzoźdy wycinane były przy pomocy kilofa i nie miały form prawidłowych. Tymczasem ruda bogata w FeS^2 , który zawierał całkowitą ilość złota, mogła łatwo się wzbogacić w próbach. Według poszukiwań średnia zawartość miała wynosić 4,5 zołotn., tymczasem próba generalna wykazała tylko 2,3 zołotn. w 100 pudach.

§ 24. WZIĘCIE PRÓBY GENERALNEJ NA SZURABSKIEJ KOPALNI WĘGLA KAMIENNEGO (ŚWIATOPEŁK - MIRSKIEGO) W OBWODZIE FERGAŃSKIM (PRZYKŁAD).

Następujący przykład przedstawia bardziej ugruntowany przypadek wzięcia próby generalnej w wystarczająco zbadanem złożu węgla kamiennego na Szurabskiej kopalni w obwodzie Fergańskim w Turkestanie. Grupę grubych pokładów, poroździelanych nieznacznemi przerostami, zapadającą pod kątem $30 - 35^0$, zbadano zapomocą dwóch pochyłych szybów o pochyłej głębokości 60 — 80 sążni. Rozciągłość na znacznej przestrzeni była stwierdzona na wychodniach, bieg zaś pokładów na znaczną głębokość stwierdzono otworami świdrowemi. Zapomocą szybów pochyłych prowadzono próbną eksploatację na 5-ciu poziomach (ob. plan robót Fig. 72). Przekrój przez warstwy w odbudowanych polach kopalni uwidacznia Fig. 73. W roku 1913 wydobyć na kopalni wstrzymano, ponieważ dalsza eksploatacja wymagała wkładu znacznych kapitałów na urządzenie kopalni. Sfinansowanie przedsiębiorstwa było uzależnione od możli-

wości wzbogacania i brykietowania mialu i w tym celu wypadło wziąć próbę generalną.

Zadanie polegało na otrzymaniu 13000 pudów (około 200 tonn) węgla w próbie pomniejszonej, którą miano wysłać zagranicę, do

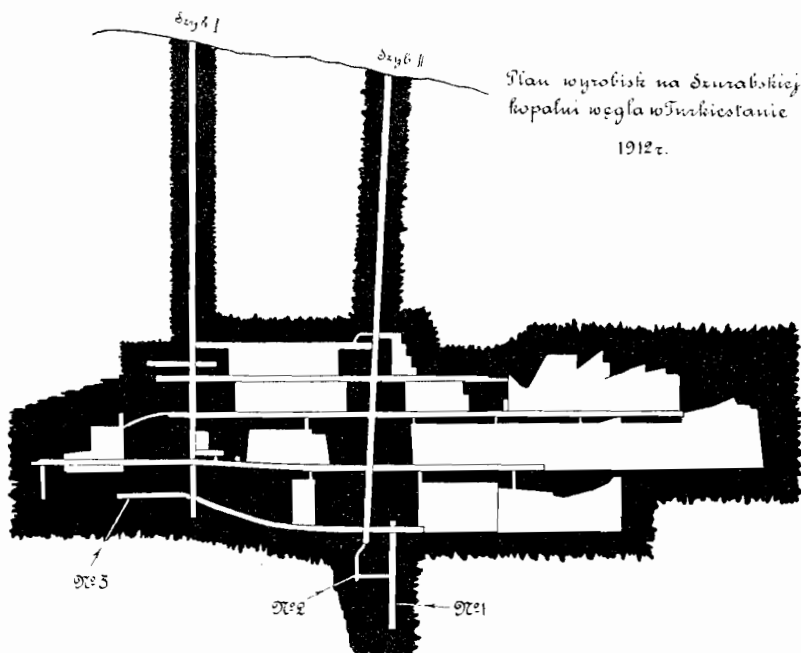


Fig. 72. Plan wyrobisk na Szurabskiej kopalni węgla w Turkiestanie 1912 r.

Holandji, do stacji doświadczalnej brykietowej. Projekt robót górniczych wykonał inżynier górniczy I. M. Subbotin. Projekt ten przewidywał wspólną odbudowę grupy 3 górnych pokładów bez podszadzenia powstających wyrobisk skałą płonną.

Zamierzano otrzymać do próby z typowych robót przygotowawczych — 4000 pudów: z typowych robót odbudowy w 3-ech górnych pokładach — 8000 pud. i z IV-go pokładu — 1000 p. W tym celu zaproponowano wykonanie następujących robót górniczych w ciągu 2 miesięcy, od 20-go lipca do 20-go września.

Nr. 1. Szyb pochyły z chodnika podstawowego V-go poziomu wdół

po upadzie, w odległości 3 sążni (6,5 m) na zachód od szybu Nr. II. Szyb ten ma się pędzić po spagu I-go pokładu, szerokość wyrobiska — 3 arszyny (2,10 m), wysokość = miąższości pokładu $2\frac{1}{2}$ arsz. $\frac{1}{4}$ (1,80 m) (Ob. plan). Typ — szerokie wyrobisko po upadzie. Przypuszczalny postęp miesięczny przodka — 6 sążni (= 13 m) i w ciągu 2 miesięcy — 12 sążni. Licząc 520 pudów (8,5 tonny) węgla na sążeń bieżący, wydobydzie się z tego wyrobiska 6240 pudów (102 tonny) węgla.

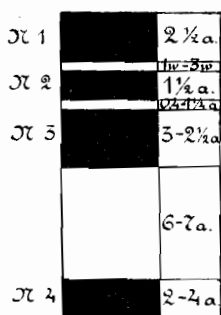


Fig. 73.

Nr. 2. Chodnik równoległy do wyrobiska Nr. 1 (dla przejścia ludzi lub wentylacyjny) w przedłużeniu szybu Nr. II po spagu pokładu Nr. I. szerokość $1\frac{1}{2}$ arsz. (= 1,10 m), wysokość $2\frac{1}{2}$ arsz. (= 1,60 m) (o ile możliwości, bez obudowy). Chodnik ten łączy się przecinkami z szybem co 7 sążni (= 15 m). Typ — wąskie wyrobisko po upadzie. Preliminowany postęp miesięczny przodka — 9 sążni (19 m), w 2 miesiącach 18 sążni (= 38 m) à 245 pud. na 1 sąż. bież. = 4410 pudów (= 72.25 tonn).

Nr. 3. Chodnik podstawowy po spagu pokładu Nr. III na wschód od szybu Nr. I. Chodnik ten rozpoczyna się od wdzierki w spąg V-go chodnika między szybami Nr. II i I w kierunku ostatniego, dla utworzenia poziomej drogi do spagu III-go pokładu (V-ty chodnik po spagu I-go pokładu, szyb Nr. I na spagu II-go pokładu), poczem biegnie po rozciągłości III-go pokładu. Szerokość — 3 arsz. (= 2.10 m), wysokość = miąższość III-go pokładu — $2\frac{1}{2}$ arsz. (= 1.80 m). Typ — szerokie wyrobisko po rozciągłości. Miesięczny postęp 9 sążni (= 19 m), za 2 miesiące 18 sążni (= 38 m) à 520 pud. z sążnia bieżącego = 9360 pud. (= 153 tonny).

Nr. 4. Przecinka z IV chodnika na III-ci o długości 10 sążni (= 21,3 m) na wschód od szybu Nr. I po spagu pokładu II; szerokość $1\frac{1}{2}$ arsz. (= 10 m) wysokość $2\frac{1}{2}$ (= 1,60 m). Długość ogólna 10 sąż. (= 21,3 m). Po ukończeniu ten sam Nr. pędzi przecinkę z IV-go wschodniego chodnika (w samym jego przodku) nadół po upadzie do poziomu V-go wschodniego chodnika (podstawowego) po spagu

II-go pokładu. Długość ogólna 8 sążni ($= 17\text{ m}$). Razem z 18 sążni à 245 pudów na sąż. bież. $= 4400$ pudów ($= 72$ tonny).

Łącznie z robót przygotowawczych otrzyma się 24000 pudów (około 394 tonny) węgla. Próbę tę pomniejsza się do 4000 pudów ($= 65,5$ tonny). Obejmuje ona mieszaninę węgla ze wszystkich trzech pokładów i wszystkich typów chodników: szerokich, wąskich, pochylonych i poziomych.

Nr. 5. *Roboty odbudowy* będą wykonane z IV-go wschodniego chodnika szerokości 9 sążni (19 m) na wschód od przecinki Nr. 4 po ukończeniu tej ostatniej. Odbudowywać się będzie całkowita miąższość pokładów Nr. I, II i III, wynoszącą w tem miejscu $5\frac{1}{2}$ arsz. ($3,9\text{ m}$) węgla z zamiarem otrzymania 48000 pud. (ok. 787 tonn) węgla. Ta ilość węgla będzie uzyskana z powierzchni $9 \times 5 = 45$ sążni kwadratowych, przy dziennem wydobyciu 80 wózków, lub 40 wózków na zmianę w ciągu 25 dni, do czego trzeba mieć 5—6 górników w każdej zmianie.

System wykonania robót odbudowy był następujący: (Fig. 74—80)

1-szy okres. Wdół po upadzie na 1 sąż. i wgórę po wzniesieniu 2 sążnie w pokładzie II-im, obudowa wyrobisk tymczasowa (Fig. 74).

2-gi okres. Odbudowuje się przerost między pokładem II-im i III-im, a następnie w stropie — przerost między II-im i I-im, przyczem skalę z przerostu układa się w wyrobisku dolnem (Fig. 75).

3-ci okres. Odbudowuje się na całej obnażonej przestrzeni górny (I-szy) pokład, aż do jego stropu i ustawia się nową tymczasową obudowę (Fig. 76).

4-ty okres. Odbudowa dolnego III-go pokładu aż do jego spagu tak, aby jego przodek miał pewien odstęp od przodka dolnego przerostu i górnego pokładu. Ustawia się pierwsze dwa ogniwa obudowy ostatecznej (Fig. 77).

5-ty okres. Ciąg dalszy wydobywania I-go i II-go pokładu jednym przodkiem, przyczem skalę z przerostu wybiera się i umieszcza w tem samem dolnem wyrobisku (Fig. 78).

6-ty okres. Wślad za przodkiem dwóch górnych pokładów idzie z kolci odbudowa dolnego przerostu i dolnego pokładu rozstawionemi przodkami, przyczem obudowa tymczasowa stopniowo jest zamieniana na obudowę stałą, otrzymywaną zaś skalę układa się

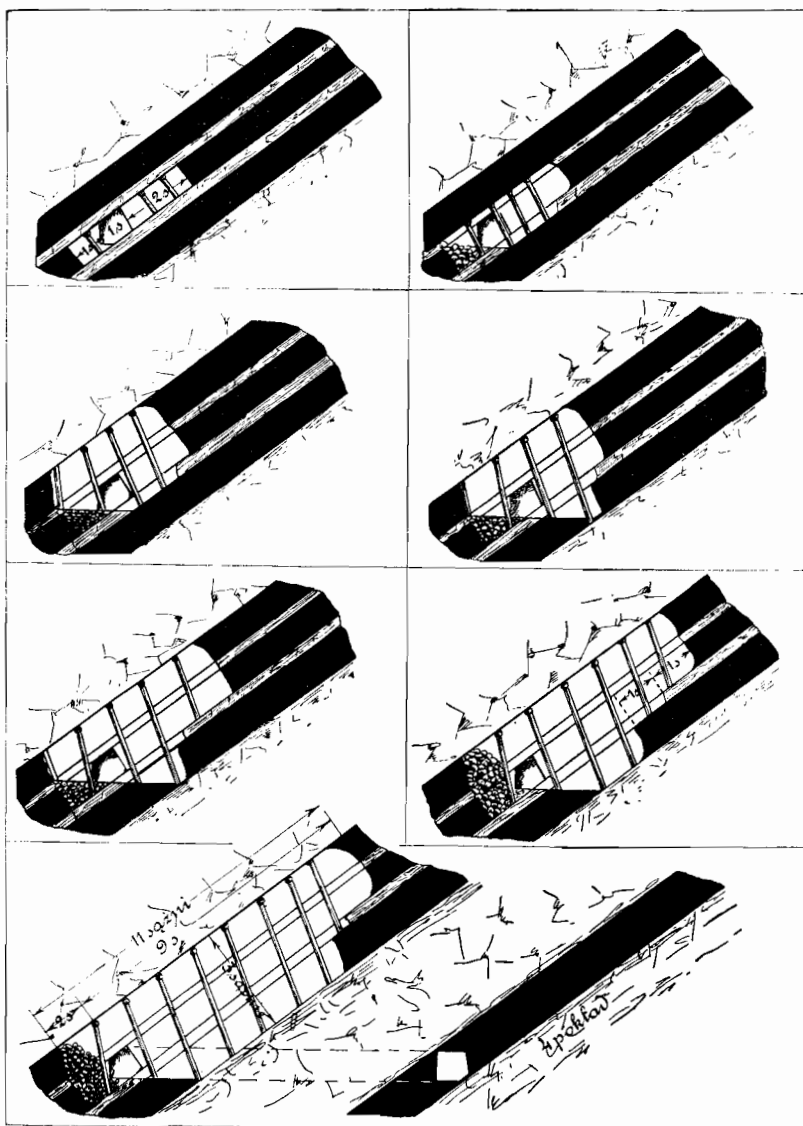


Fig. 74, 75, 76, 77, 78, 79 i 80.

w tem samym miejscu aż do otrzymania pochyłości 60°-ej. Nadmiar skały wywozi się i wrzuca do starych wyrobisk (Fig. 79). Robota trwa w ten sposób aż do obnażenia stropu na 9 sążni (= 19,10 m) (Fig. 80).

Nr. 6. Chodnik w IV-yim pokładzie na wschód od chodnika na IV-yim poziomie. Otrzyma się 40 wózków czyli — 1000 pudów (= 16,4 tonny) węgla.

Łącznie otrzyma się węgla:

1) z robót przygotowawczych I, II i III pokł. —	24.000 p.
2) z robót odbudowy I, II i III pokł. —	48.000 »
3) z IV pokładu —	1.000 »
Razem	73.000 p.

(około 1195 tonn), które odpowiednio pomniejsza się do 4000, 8000 i 1000 p. razem 13.000 pud. (= 213 tonn).

Podczas załadowania na dole wykonuje się wstępne sortowanie— oddziela się węgiel gruby, który się ładuje oddzielnie i wydaje na powierzchnię w postaci samodzielnej próby.

Całkowita ilość grubego węgla, według kalkulacyj wstępnych, powinna była wynosić 20%, to zn. 1440 pudów (= 23,6 tonny), czyli 720 wózków po 20 pudów. Ilość ta składa się z 600 wózków, otrzymywanych z robót odbudowy, i 120 wózków z robót przygotowawczych. Jeżeli z robót przygotowawczych nie będziemy mogli uzyskać 120 wózków grubego węgla, to wypadnie uzupełnić je do liczby 720 wózków w robotach odbudowy. Zatem próba generalna powinna się składać z 5 części.

- 1) Pospółki z robót przygotowawczych.
- 2) Grubego węgla z robót przygotowawczych.
- 3) Pospółki z robót odbudowy.
- 4) Grubego węgla z robót odbudowy.
- 5) Pospółki z chodnika w IV pokładzie.

Z otrzymanych prób 1—4 na drodze interpolacji można uzyskać dowolne ustosunkowanie robót przygotowawczych i robót odbudowy.

Równolegle z wzięciem próby generalnej, do oceny własności części składowych pokładu, wzięto również i okazy mineralogiczne:

- 1) Z pod stropu III pokładu w chodnikach między szymbami I i III.
- 2) Z pod stropu III pokładu w przodku, .
- 3) w środku } w IV wschodnim chodniku w I i II pokł.
- 4) przy spagu }
- 5) z pod stropu } w III pokładzie w chodniku na IV pokł.
- 6) ze środka }
- 7) przy spagu }
- 8) z pod stropu } IV pokładu
- 9) ze środka }
- 10) przy spagu }

Oprócz tego wzięto 35 prób z różnych miejsc, które następnie ułożono w pokoju w cieniu i umieszczano w szklanych naczyniach w czasie otrzymywania prób przemysłowych z tem, aby zachowały one wilgotność taką, jaka panuje w kopalni.

§ 25. WZIĘCIE GENERALNEJ PRÓBY NA KOPALNIACH CZYNNYCH.

Przy braniu próby generalnej na kopalniach czynnych żadnej specjalnej organizacji robót górniczych, ogólnie biorąc, nie potrzeba. Eksploatacja bieżąca jest tu wzięciem próby. Całkowita ilość węgla, otrzymana w ciągu pewnego okresu czasu jest próbą generalną, całe zatem zadanie polega na pomniejszeniu tej ilości materiału, co będzie tematem rozdziału następnego.

Na tem miejscu zaznaczymy jedynie, że im dłuższy jest okres czasu, w ciągu którego jest brana próba, tem ściślejsze są rezultaty. Lecz aby uniknąć pomniejszania zbyt wielkich ilości wydobywanego węgla, można branie prób dostosować do pewnych okresów z pewnemi przerwami między braniem poszczególnych prób.

Jednak zupełnie prawidłową próbę możemy otrzymać tylko w tym przypadku, jeżeli w okresie brania prób organizacja robót na kopalni była normalna. Ponieważ pod tym względem zawsze można mieć wątpliwości, więc uprzednio trzeba się zapoznać ze stanem robót górniczych, zanotować ilość robót przygotowawczych i robót odbudowy w różnych pokładach (żyłach), czynnych w danym czasie wogóle i w dniu brania prób w szczególności. Oprócz tego, aby

mieć możność krytycznej oceny otrzymanych rezultatów, trzeba zanotować wszelkie okoliczności, które mogłyby wpłynąć na charakter wziętych prób.

Branie prób musi zatem poprzedzać dokładne zapoznanie się z planem robót górniczych, ich przebiegiem i organizacją, urabianiem urobku w rozmaitych wyrobiskach, organizacją sortowania w przodku itd. i w przypadku, jeżeli z kopalni wychodzi materiał sortowany, brać jako próbę każdy z osobna rodzaj materiału.

Podobne zapoznanie się ze stanem robót górniczych, poza dostarczeniem danych do krytycznej oceny prób, wykaże również, czy można uważać otrzymywany na powierzchni materiał surowy za próbę typową dla danej kopalni. Jeżeli w danym czasie istnieje zupełnie przypadkowy stosunek między robotami przygotowawczymi a robotami odbudowy, jak również między robotami w różnych pokładach z jakiegokolwiek względów: technicznych, ekonomicznych, organizacyjnych lub sezonowych, to należy próbę podzielić i urobki, otrzymywane z robót przygotowawczych i odbudowy, jak również—pochodzące z różnych pokładów, zbierać i pomniejszać z osobna. Może to być, rzecz jasna, wykonalne jedynie w tym przypadku, jeżeli kopalnia prowadzi ścisłą ewidencję wszystkich wykonywanych robót i każdy wychodzący z dolu wózek ma etykietkę, na której jest zanotowany numer roboty i miejsce, w którym jest ona wykonywana. Jeżeli taka ewidencja na kopalni wogóle nie jest prowadzona (np. przy placach robotników za jednostki bieżące) to koniecznem jest porozumienie się z administracją kopalni i wprowadzenie takiej ewidencji na okres trwania prób. Drugi, trudniejszy w wykonaniu sposób polega na czasowej organizacji robót górniczych (w pojęciu względnem), dostosowanej do uważanych za normalne warunków na kopalni.

Ponieważ są to rzeczy nadzwyczaj trudne w wykonaniu, częściej zatem wypada poprzestać na zapoznaniu się ze stanem robót górniczych i na notowaniu robót, wykonywanych podczas brania prób. Te dane będą współczynnikami dla prób, a na przypadek rozbieżności rezultatów badania prób, będą one dokumentami, usprawiedliwiającymi wykonawcę badań. Poleca się przytem sporządzić akt przy udziale technicznej administracji kopalni, któryby stwierdził,

że administracja знаła warunki, podyktowane przez eksperta, lecz ze względów bądź to technicznych, bądź też organizacyjnych nie mogła ich w danym czasie wykonać.

Posiadanie takiego aktu i notatek o stanie robót górniczych może w zupełności zdjąć odpowiedzialność z eksperta w przypadku, jeśliby przedłożony projekt zakładu przeróbki mechanicznej, oparty na wynikach badań nad wziętą w tych warunkach próbą generalną, okazał się nieodpowiednim. Uważamy za konieczne specjalnie zwrócić uwagę na wymienioną okoliczność, ponieważ wzięcie próby generalnej bywa zwykle połączone ze znacznymi kosztami, więc zarządy kopalń opierając się na fakcie, że była wzięta próba generalna, wymagają zwykle od eksperta wskazówek nieomylnych, a wszelkie późniejsze niepowodzenia chętnie kładą na karb eksperta, uważając, że spełniły same wszelkie podyktowane warunki, co w wielu przypadkach nie odpowiada rzeczywistości.

Jak widać z tego, cośmy wyłożyli powyżej, z braniem prób generalnych łączy się ściśle ich pomniejszanie, ponieważ próby generalne zwykle są otrzymywane w ilościach olbrzymich (kilkadziesiąt tysięcy pudów) i często, jak to ma miejsce na kopalniach czynnych, całe branie prób sprowadza się wyłącznie do pomniejszenia wydawanej przez kopalnię masy urobku. Przedtem jednak, nim będzie mowa o pomniejszaniu próby generalnej, wypadnie nam w rozdziale następnym zastanowić się nad ogólnymi zasadami pomniejszania. Pomniejszanie prób generalnych będzie następnie rozważone jako przypadek szczególny zastosowania reguł ogólnych, co będzie ciągiem dalszym niniejszego paragrafu.

Część II-ga.

POMNIEJSZANIE PRÓB.

ROZDZIAŁ V.

Pomniejszanie prób chemicznych oraz pomniejszanie prób technicznych na wstępnych robotach poszukiwawczych.

§ 26. ZASADY POMNIEJSZANIA.

Będziemy rozróżniali pomniejszanie, któremu towarzyszy rozdrabianie i pomniejszanie bez rozdrabiania. Sposób pierwszy stosuje się do prób chemicznych przy wszelkich okolicznościach oraz do prób technicznych, lecz tylko na wstępnych robotach poszukiwawczych; będzie on tematem rozważań niniejszego rozdziału. Sposób drugi stosuje się do prób generalnych, kiedy koniecznem jest zachowanie w próbie wielkości tworzących ją kawałków i ziarn materiału; będzie on rozważony w rozdziale następnym.

Pomniejszenie prób w swej istocie jest wzięciem próby, powtórzonem kilkakrotnie, aż do otrzymania próby ostatecznej w takiej ilości, która będzie wystarczającą do badań.

Gdyby próby, które otrzymujemy w złożu lub na kopalni, były zupełnie jednorodne pod względem składu, pomniejszanie próby sprowadzałoby się do zwykłego wzięcia z dowolnej części próby potrzebnej ilości materiału. Jednakowoż próba składa się z oddzielnych kawałków różnej wielkości i różnego składu, które tworzą niejednorodną mieszaninę. Zadanie pierwsze, które zatem ma wykonać biorący próbę, polega na nadaniu próbie w całej jej masie

składu równomiernego. Ogólnie osiąga się to na drodze *zmieszania*. Ale w przypadku bardzo niejednorodnego składu poszczególnych kawałków różnej wielkości, jak to zwykle ma miejsce, do pomocy staje również *rozdrabianie*.

Próby do analizy chemicznej powinny być w nadzwyczaj wysokim stopniu zmielone — do 0,2 mm. Próby techniczne do badań według metody Henry i Blanc'a są rozdrabiane do 3 — 5 mm. Jednakże nie ma konieczności rozdrabiania całej próby aż do stanu, który jest wymagany do badań. Cel pierwszy rozdrabiania polega na otrzymaniu jednorodnej mieszaniny, któraby umożliwiła wzięcie z tej mieszaniny pewnej jej części, identycznej z całością pod względem własności materiału. Gdyby to było możliwe do osiągnięcia przy mniejszym stopniu rozdrabiania, moglibyśmy, po osiągnięciu tego stopnia, odrzucić pewną część próby na drodze jej pomniejszenia i, co za tem idzie, zmniejszyć tę ilość materiału, którą w dalszym ciągu wypadnie rozdrabiać.

Rzecz jasna, że mając materiał w ziarnach jednorodnych pewnej wielkości, zawsze będziemy w stanie, biorąc dowolną jego ilość i mieszając ją, otrzymać jednorodną mieszaninę. Przez mieszaninę jednorodną rozumiemy taką mieszaninę, z której można wziąć zupełnie dowolną jej część, identyczną z całością pod względem składu. Jeżeli zaś materiał, tworzący mieszaninę, składa się z oddzielnych niejednorodnych ziarn o różnym składzie, to wzięte z tej mieszaniny oddzielne ziarna nie uczynią zadość postawionym warunkom, wypadnie więc wziąć kilka ziarn, wogóle garść ich tak, ażeby trafiły do próby ziarna wszystkich typów, przytem w tych samych stosunkach (w tej samej proporcji), w których znajdowały się one w mieszaninie pierwotnej.

Oczywiście, dla każdej mieszaniny powinna istnieć pewna najmniejsza graniczna ilość materiału, która przy danej wielkości ziarn i danym charakterze mineralizacji będzie jeszcze zachowywała skład identyczny z masą wyjściową. Ilość ta będzie tem większa,

- 1) im grubsze są ziarna (kawałki),
- 2) im mniej jednorodny jest skład masy pierwotnej,
- 3) im większy jest odsetek zawartości w rudzie najbardziej

poszukiwanego metalu przy nierównomiernem jego rozmieszczeniu,

4) im bardziej wartościowa jest użyteczna część rudy.

W każdym jednak przypadku dla tego samego materiału ilość ta ma wartość określoną, zależną jedynie od grubości ziarna

$$q = k \cdot f(d),$$

gdzie k — współczynnik zależny od jakości materiału.

Zatem nadając średnicom ziarn d różne wartości $d_1, d_2, d_3 \dots d_n$, odpowiednio będziemy otrzymywali:

$$q_1 = k \cdot f(d_1)$$

$$q_2 = k \cdot f(d_2)$$

$$q_n = k f(d_n),$$

przyczem związek między q i d jest prosty, t. zn. jeśli d otrzymuje wartości coraz mniejsze, to i q również przybiera coraz mniejsze wartości.

Stąd wynika, że jeśli początkowa ilość rudy jest

$$Q > q = k f(d),$$

gdzie d — średnica największych ziarn w próbie, to mamy możliwość przygotować z tego materiału mieszaninę jednorodną i oddzielić z niej ilość q , która będzie posiadała skład identyczny z pozostałą masą.

Jeżeli

$$d > d_n,$$

gdzie d_n jest to wielkość ziarna ostatecznej próby, to próbę, po-braną uprzednio w ilości $q = k f(d)$, należy zmięć.

Jeżeli stosunek $\frac{d}{d_n}$ — ogólny stopień rozdrabiania — jest zbyt wielki, to proces rozdrabiania bywa dzielony na kilka stadjów, tak, aby

$$\frac{d}{d_1} \times \frac{d_1}{d_2} \times \frac{d_2}{d_3} \times \dots \times \frac{d_{n-1}}{d_n} = \frac{d}{d_n},$$

gdzie $d_1, d_2, d_3 \dots d_n$ są to średnice największych ziarn w miesza-ninie, która się otrzymuje w kolejnych stadjach, stosunki zaś

$$\frac{d}{d_1}, \frac{d_1}{d_2}, \frac{d_2}{d_3}, \dots, \frac{d_{n-1}}{d_n}$$

są to stopnie rozdrabiania w każdym stadjum.

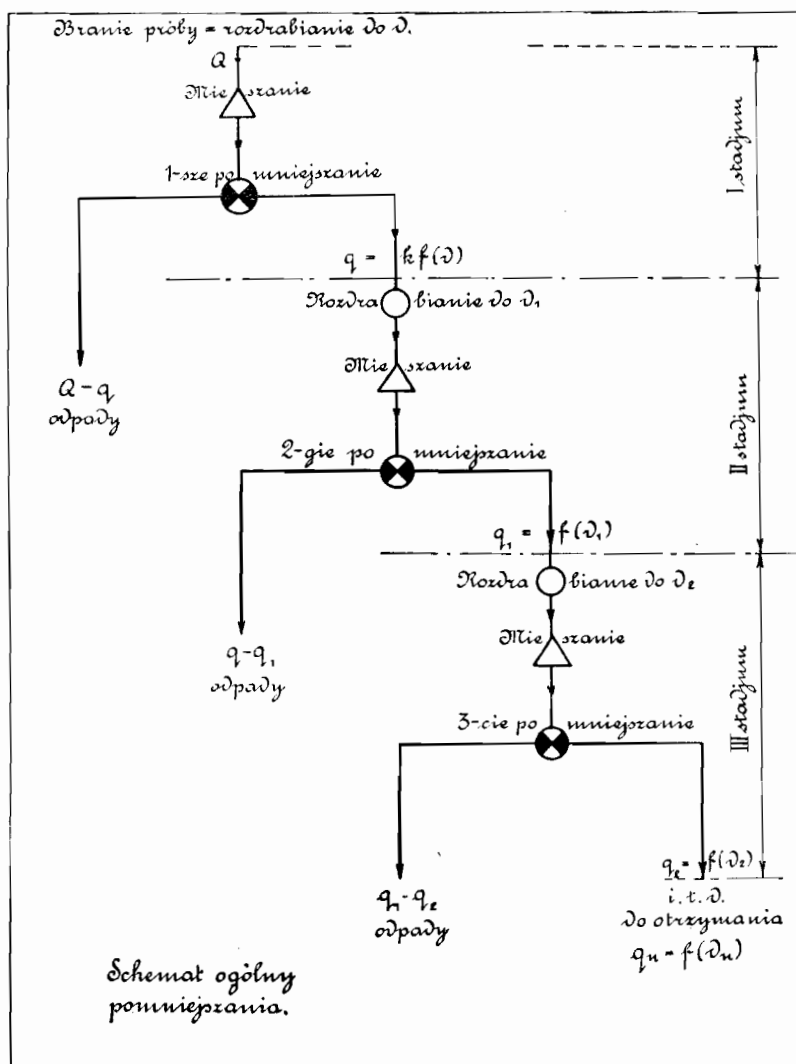


Fig. 81. Schemat ogólny pomniejszania.

Oczywiście operacja rozdrabiania i otrzymywania jednorodnej mieszaniny będzie coraz szybszą, jeżeli wychodząc z założenia, że każdemu następnemu stadjum rozdrabiania będzie odpowiadała

nowa, coraz to mniejsza ilość materiału $q_n = f(d_n)$, będziemy po każdym stadjum rozdrabniania mieszały materiał aż do otrzymania mieszaniny jednorodnej i brali z niej odpowiednią ilość materiału q do dalszego rozdrabniania, czyli będziemy wykonywali pomniejszanie. Jeżeli proces brania prób w złożu będziemy uważali za rozdrabnianie całizny, które poprzedza I-sze mieszanie (jeśli $Q > q$), to możemy stwierdzić, że cały proces pomniejszania rozpada się na kilka stadjów, każde zaś stadjum składa się z trzech następujących po sobie operacyj:

- 1) Rozdrabniania.
- 2) Mieszania.
- 3) Pomniejszania (właściwego).

W ten sposób schemat pomniejszania będzie miał następujący wygląd: (Fig. 81).

§ 27. ZWIĄZEK MIĘDZY q I d^1).

Został ustalony na drodze eksperymentalnej i ma postać paraboli

$$q = k d^2$$

We wzorze tym d — jest wyrażone w *mm*, q — w pudach (16,38 *kg*), k zaś określa się z przytoczonej poniżej tablicy Brunton'a, dzielącej wszystkie użyteczne ciała kopalne według stopnia trudności brania prób na 6 kategorii:

Kategoria	Charakter rudy	Granice k	Wartość średnia k
I	a) Rudy bardzo ubogie b) Mineralizacja nadzwyczaj równomierna	$0,01 - 0,025$ $k' = 0,164 - 0,410$	$0,015$ $k' = 0,246^2)$
II	a) Rudy ubogie b) Mniej lub więcej równomierna mineralizacja c) Drobnie równomierne wyprysnięcia	$0,025 - 0,090$ $k' = 0,410 - 1,474$	$0,045$ $0,737$

¹⁾ Ob. »Ore Dressing« Richards'a, Vol. II., (1908), p. 850: Am. Inst. Min. Eng., Vol. XXV., (1895), p. 826. D. W. Brunton.

²⁾ Wzór $q = k d^2$ w rękopisie podany jest w odniesieniu do pudów i *mm*. Przy przejściu na miary metryczne będzie miał postać $q = 16,38 k d^2$. Stąd współczynnik k' będzie $= 16,38 k$.

Kategoria	Charakter rudy	Granice k	Wartość średnia k
III	a) Średnio bogate rudy b) Średnie i drobne wyprysnięcia	0,090 — 0,18 $k' = 1,474 — 2,948$	0,11 1,802
IV	a) Średnie rudy b) Równomierne średnie i grube wyprysnięcia	0,18 — 0,36 $k' = 2,948 — 5,897$	0,24 3,931
V	a) Rudy bogate b) Nierównomierna mineralizacja c) Grube nierównomierne wyprysnięcia	0,36 — 0,90 $k' = 5,897 — 14,742$	0,55 10,319
VI	a) Rudy bardzo bogate b) Nadzwyczaj nierównomierna mineralizacja c) Wyprysnięcia sporadyczne z ograniczonymi miejscowymi wzbogaceniami	0,90 — 1,50 $k' = 14,742 — 24,570$	1,35 22,113

Ta tablica dla średnich wartości k może być przedstawiona w postaci wykresu (Fig. 82), na którym każdej kategorii odpowiada pewna parabola.

W podanych granicach współczynnik k może być naturalnie oceniany subiektywnie. Lecz raz ustalone k musi być stałym w całym szeregu prób (doświadczeń) danej serii.

Dla rudy wolframowej typu złoza z pod Bajewki, posiadającej grube nierównomierne wprysnięcia, chociaż i nie bogatej (1—2% W), ale zawierającej metal cenny, rekomendowaliśmy przyjąć współczynnik 0,55 (V kategoria), pod warunkiem jednak ręcznego wybierania brył czystego wolframu po stadium grubego rozdrabniania i przemywania w czepaku lub na waszgerdzie po stadium drobnego rozdrabniania. Mieliliśmy na względzie uniknięcie zbyt wielkich prób, które niewątpliwie byłyby otrzymane, gdyby ruda była zaliczona do VI kategorii, jako zawierająca sporadyczne wzbogacenia wolframu.

Rudy złota, zawierające wolne złoto, również trzeba zaliczać do V. grupy. Rudy złota, pochodzące z pasa cementacyjnego, zawierające widoczne gołym okiem złoto lub też skupienia gniazdowe

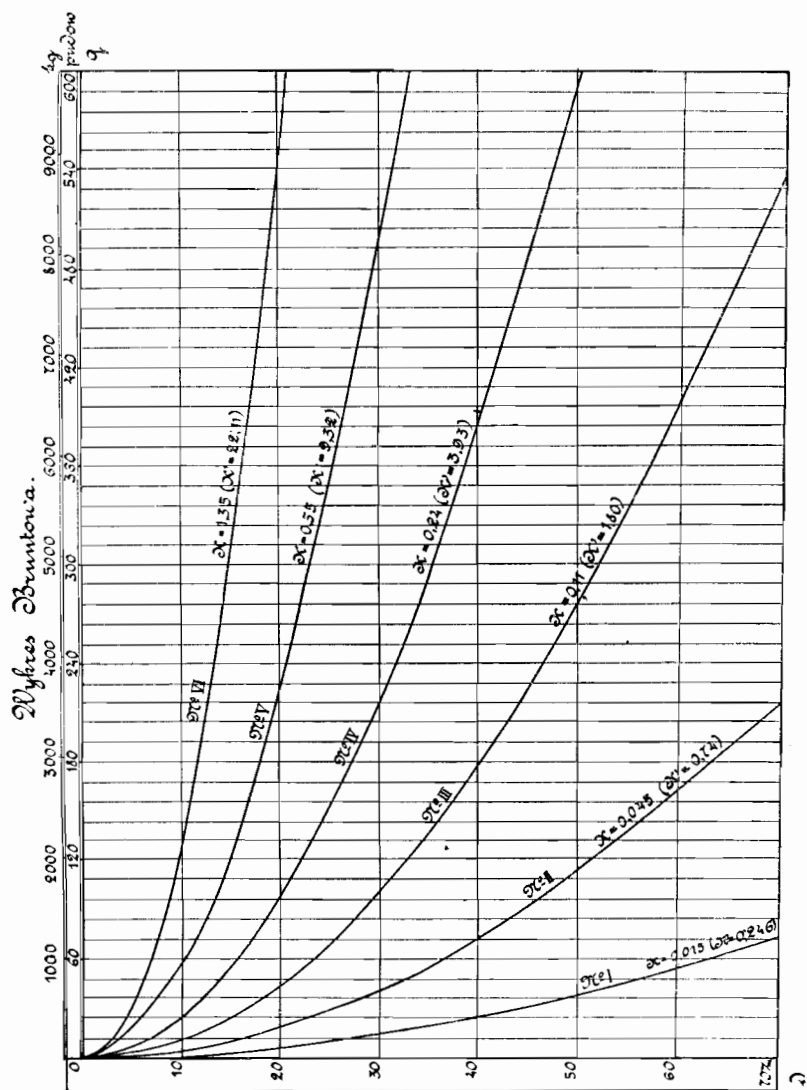


Fig. 82. Wykres Brunton'a.

uetalu — do VI grupy. Rudy złota, zawierające złoto w piritach, zależnie od charakteru wprysnięć piritów, zwykle bardzo drobnych, możnaby zaliczać nie wyżej jak do II-iej grupy, jednak wskutek możliwego nierównomiernego rozmieszczenia złota w piritach, lepiej je zaliczyć do III-iej, IV-iej, lub nawet V-cj grupy.

Rudy siarczkowe, zawierające $CuFeS_2$, zwykle są wliczane do III grupy.

Rudy PbS typu Freiberskiego o grubem i średnim wprysnięciu — do IV grupy, typu Sadońskiego (Kaukaz) i złoża »Elborus«, posiadające średnie i drobne wprysnięcia — do III grupy. Masywne jednorodnie rudy magnetytu (Fe_3O_4) przy analizie na siarkę, FeS_2 i $CuFeS_2$, jako bardzo ubogie w te składniki, zwykle drobno i równomiernie wprysnięte, bywają zaliczane do I grupy. Jeżeli jednak ruda jest badana na zawartość Fe , względnie w przypadku obecności przerostów skały płonnej, gnejsu, chlorytu i in., to przechodzi ona odrazu do IV lub V kategorii.

Węgłe kamienne, badane na zawartość popiołu, mogą być zaliczone do II-iej grupy, natomiast węgle, bogate w nierównomierne wtrącenia pirytu w postaci konkretyj, należą do III-iej lub IV-iej grupy.

§ 28. ROZDRABIANIE PRÓB.

Stopień rozdrabiania w każdym stadjum d_n określa się przez warunki rozdrabiania. Przy ręcznym kruszeniu zapomocą młotków w początkowych stadjach stopień rozdrabiania bierze się 2 — 3. Przy ręcznym tłuczeniu w móżdżerzu stopień rozdrabiania może być przyjmowany znacznie większy — do 25. Przy rozdrabianiu maszynowem w gniotownikach Blake'a i na walcach 2 — 5, wstępach i młynach kulowych 10 — 25.

Większe ilości prób przy rozdrabianiu maszynowem są mielone z zastosowaniem przesiewania pomocniczego. Przy nieznacznych ilościach materiału można dla uproszczenia operacji opuścić sortowanie pomocnicze, ponieważ w przypadku chemicznego charakteru prób zbyt drobne zmielenie rudy niema znaczenia z drugiej zaś strony mielenie sprzyja dokładniejszemu pomieszanemu materiału już podczas rozdrabiania i przedszemu osiągnięciu mieszaniny jednorodnej.

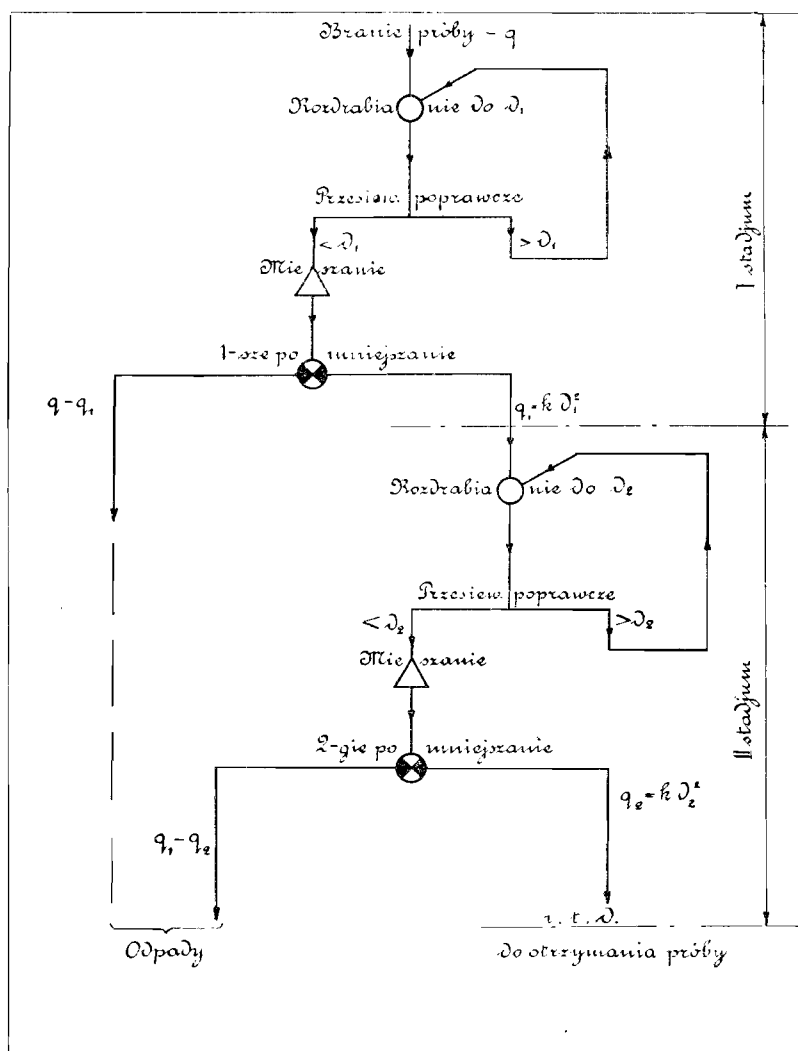


Fig. 83.

Natomiast przy pomniejszaniu prób technicznych, które będą badane według metody Henry i Blanc'a, zbyt drobne zmielenie może wywrzeć szkodliwy wpływ na wyniki badań, planowe zatem roz-

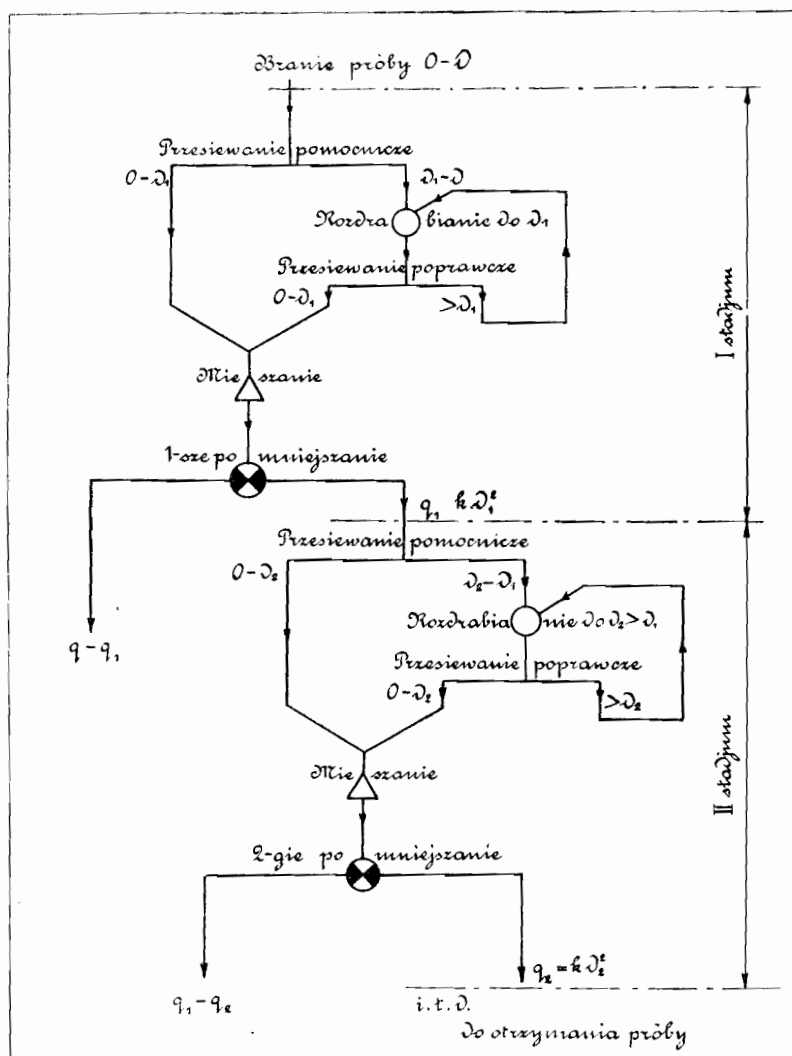


Fig. 84.

drabianie z przestrzeganiem wszystkich zasad — nie kruszyć nie zbytecznego — jest bezwarunkowo niezbędne. Poleca się również stosować sortowanie pomocnicze przy rozdrabianiu ręcznym nieza-

leżnie od charakteru i ilości prób, a to w celu zmniejszenia wyczerpującej pracy, jaką jest rozdrabianie ręczne.

We wszystkich przypadkach konieczne trzeba stosować poprawcze sortowanie po każdym rozdrabianiu, ponieważ w przeciwnym razie trudniej jest osiągnąć równomierną mieszaninę i zachować należyty stosunek pomiędzy q i d . Lecz wobec tego, że przy organizacji pomniejszania prób nigdy nie urządza się mechanicznego połączenia między przyrządami, korzysta się zaś z przyrządów oddzielnie ustawionych, między którymi materiał przenosi się ręcznie, więc sortowanie poprawcze nigdy nie jest jednocześnie pomocniczem.

Zatem przy nieznacznej ilości materiału w próbie *chemicznej* schemat pomniejszania z odkrytymi operacjami rozdrabiania może być przedstawiony tak, jak to wyobraża Fig. 83, str. 133.

Przy maszynowym rozdrabianiu wielkich ilości materiału *prób technicznych* oraz przy ręcznym rozdrabianiu wszelkich prób, schemat pomniejszania ma wygląd Fig. 84, str. 134.

§ 29. STOPIEŃ ROZDRABIANIA I STOPIEŃ POMNIEJSZANIA W JEDNEM STADJUM.

Przy obiorze stopnia rozdrabiania w dowolnem stadjum

$$\varepsilon = \frac{d_n}{d_{n+1}}$$

oprócz względów zwykłych trzeba również zważać na dogodny stopień pomniejszania

$$s = \frac{q_n}{q_{m+1}}$$

Przy pracach terenowych i laboratoryjnych zwykle są stosowane sposoby ręczne odbierania części q_{n+1} z próby poprzedniej q_n , lub też proste nieruchome (stacjonarne) przyrządy pomniejszające (ob. dalej), w których dana ilość materiału q_n rozdziela się na 2 części równe, tak, że

$$q_n = 2q_{n+1}$$

przez powtórzenie m -krotne tej samej operacji, to znaczy przez rozczłonkowanie całej operacji pomniejszania w danem stadjum na

m następujących po sobie ujęć, może być osiągnięty znaczny stopień pomniejszania, przyczem oczywiście:

$$s = \frac{q_n}{q_{n+1}} = 2^m.$$

Ponieważ

$$q_n = k(d_n)^2,$$

$$\text{to: } \varepsilon = \frac{d_n}{d_{n+1}} = \sqrt{\frac{q_n}{q_{n+1}}} = \sqrt{s} = \sqrt{2^m} = 2^{\frac{m}{2}} \quad . \quad . \quad . \quad (1)$$

$$s = 2^m = \varepsilon^2$$

oraz

$$m = \frac{2 \lg \varepsilon}{\lg 2} = \frac{\lg s}{\lg 2} = \frac{2}{0,301} \lg \varepsilon = 6,65 \lg \varepsilon \quad . \quad . \quad . \quad (2)$$

Ze wzoru (1) znajdujemy:

jeżeli $m = 2$,	$\varepsilon = 2^{\frac{2}{2}} = 2$,	$s = \varepsilon^2 = 4$
$m = 3$,	$\varepsilon = 2^{\frac{3}{2}} = 2,828$,	$s = \varepsilon^2 = 8$
$m = 4$,	$\varepsilon = 2^{\frac{4}{2}} = 4$,	$s = \varepsilon^2 = 16$
$m = 6$,	$\varepsilon = 2^{\frac{6}{2}} = 8$,	$s = \varepsilon^2 = 64$
$m = 8$,	$\varepsilon = 2^{\frac{8}{2}} = 16$,	$s = \varepsilon^2 = 256$
$m = 10$,	$\varepsilon = 2^{\frac{10}{2}} = 32$,	$s = \varepsilon^2 = 1024$
$m = 12$,	$\varepsilon = 2^{\frac{12}{2}} = 64$,	$s = \varepsilon^2 = 4096$
$m = 14$,	$\varepsilon = 2^{\frac{14}{2}} = 128$,	$s = \varepsilon^2 = 16384$

i tak dalej.

Wzór (2) służy odwrotnie do znajdowania m , gdy założymy ε .
 Naprzykład, jeżeli $\varepsilon = 9$, to

$$m = 6,65 \lg 9 = 6,65 \cdot 0,95 = 6,3;$$

m powinno być rzecz jasna, liczbą całkowitą, zatem 6.

Ponieważ najmniejszy praktycznie dogodny i możliwy stopień rozdrabiania jest 2, to według powyższego m — minimum = 2; i $s = 2^2 = 4$. Zatem w każdym stadjum stosuje się nie mniej, niż 2 ujęcia pomniejszania.

§ 30. OGÓLNA IŁOŚĆ STADJÓW I UJĘĆ POMNIEJSZANIA.

Ogólna ilość stadjów i ujęć pomniejszania zależy od ilości wyjściowej i ostatecznej materiału w próbie oraz od grubości jej ka-

walków (ziarn). Ale i naodwrot ilość wyjściowa materiału w próbie jest uzależniona od ilości i jakości materiału w próbie ostatecznej, jak również i od procesu pomniejszania.

Ilość początkowa materiału w chemicznej próbie w warunkach brania prób zależy od miąższości złoża, szerokości i głębokości brzozy i może być w pewnym stopniu regulowana; zwykle nie bywa mniejszą od 10 funtów ($= \sim 4,1 \text{ kg}$) i nie większą od 80 funtów ($= \sim 32,8 \text{ kg}$). Ilość ostateczna próby chemicznej — około 1 ~ 2 funtów ($= 0,41 \sim 0,82 \text{ kg}$) przy stopniu rozdrobienia do $\sim 0,25 \text{ mm}$ (60 — 80 otworów na cal w sicie).

Może być ona uzależniona od środków rozdrabiania, będących do dyspozycji w miejscu wykonywania robót oraz od warunków przesyłania.

Ilość początkowa technicznej próby zależy od ilości zmieszanych prób chemicznych. Z drugiej strony jest ona w znacznym stopniu uzależniona od ilości materiału w końcowej próbie. Zwykle do wstępnych badań wymaga się około 20 pudów (330 kg).

Ogólna liczba stadjów i ujęć pomniejszania w stadjach, to zn. schemat całej operacji pomniejszania i ilości początkowych i końcowych produktów, jak powiedzieliśmy, wzajemnie siebie określają. Układanie schematu operacji pomniejszania najlepiej wyjaśnić na przykładach.

§ 31. UKŁADANIE SCHEMATU POMNIEJSZANIA.

Przykład I-szy. Należy pomniejszyć próbę chemiczną rudy wolframowej, otrzymaną w kawałkach $0,25 \text{ mm}$.

a) Jaki powinien być graniczny stopień rozdrabiania przy końcowej ilości materiału w próbie 1 funt ($= \frac{1}{40}$ puda $= 0,41 \text{ kg}$)?

Z wzoru ogólnego mamy:

$$q = k d^2,$$

przyjmując $k = 0,55$ — (V-ta grupa Bruntona), znajdujemy:

$$d = \sqrt{\frac{q}{k}} = \sqrt{\frac{0,025}{0,55}} = 0,21 \text{ mm} = 0,2 \text{ mm}.$$

Przesiewanie poprawcze powinno być wykonane na sicie o 60—80 otworów w calu.

b) Jaka powinna być ilość materiału w początkowej próbie przy $d = 25 \text{ mm}$, która nie może być już pomniejszana bez rozdrabiania?

$$q = 0,55 \cdot 25^2 = 343 \text{ puda} (= \sim 5625 \text{ kg})$$

Dla próby chemicznej jest to za wielka ilość materiału. Nawet jeżelibyśmy przyjęli $k = 0,015$ (1-sza kategoria), to i w tym przypadku otrzymalibyśmy:

$$q = 0,015 \cdot 25^2 = 9,5 \text{ puda} (= \sim 155,5 \text{ kg}).$$

Zatem próby chemiczne, w których ilości materiału nie przekraczają 2 pudów ($= \sim 32,8 \text{ kg}$), zawsze powinny być *rozdrabiane* bezpośrednio po ich wzięciu.

c) W ilu ujęciach powinno być wykonane pomniejszanie?

Ogólny stopień rozdrabiania:

$$\varepsilon = \frac{25}{0,2} = 125.$$

Stąd:

$$m = 6,65 \lg 125 = 13,8 = \sim 14$$

oraz ilość początkowa

$$\frac{q}{q^n} = 2^m$$

$$q = 1 \cdot 2^{14} = 128 \text{ funtów} (= \sim 52,5 \text{ kg})$$

Ogólny stopień rozdrabiania:

$$125 = 25 \times 5$$

może być osiągnięty w dwóch stadiach, z zastosowaniem w pierwszym stadium ręcznego tłuczenia do 1 mm (nad sitem o 15 otworach w $1''$) i miłkiego rozdrabiania w stadium drugim, przy odpowiednich stopniach rozdrabiania 25 i 5.

Wówczas w 1-m stopniu pomniejszanie można doprowadzić do otrzymania

$$q = 0,55 \cdot 1^2 = 0,55 \text{ puda} = \sim 21 \text{ funtów} (= \sim 8,6 \text{ kg}).$$

Ale w takim razie można się ograniczyć do najmniejszej początkowej ilości materiału w próbie — 20 funtów ($= \sim 8,2 \text{ kg}$), przy czym 1-sze stadium rozdrabiania przekształca się w pierwsze ujęcie, ponieważ po zmieleniu próby do 1 mm będziemy mieli zaledwie graniczną ilość materiału, nie pozwalającą na pomniejszanie.

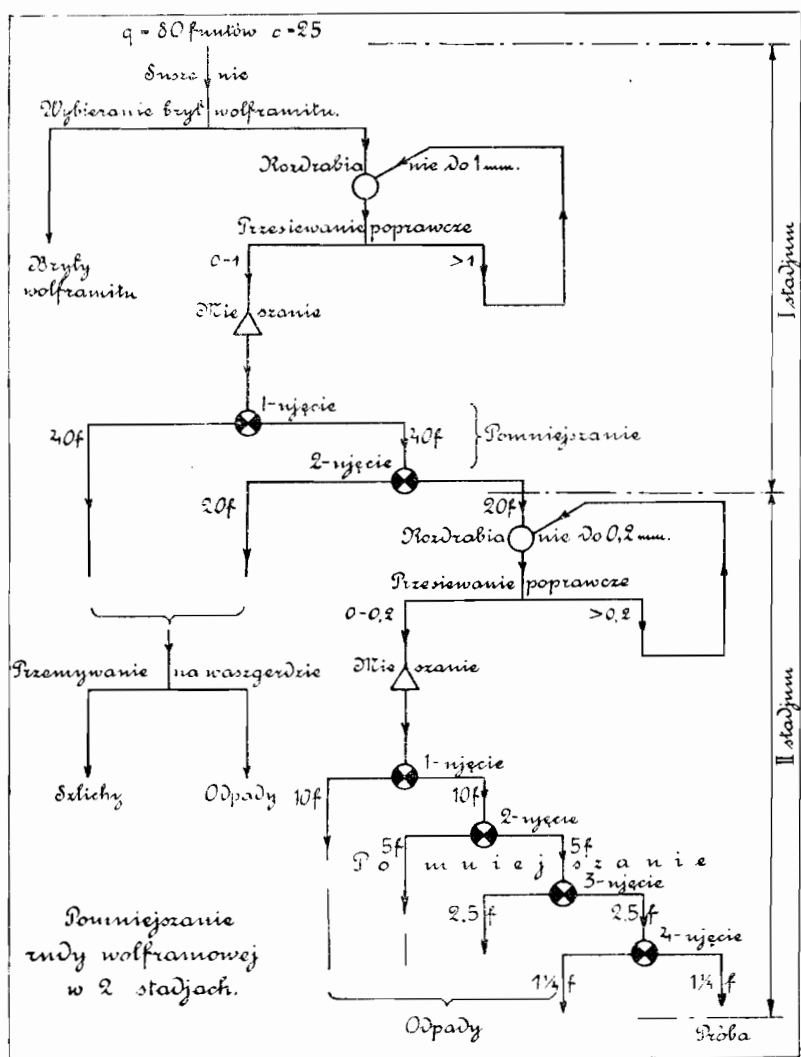


Fig. 85. Pomniejszanie prób rudy wolframowej w 2 stadjach.

Stąd wynika, że przy pomniejszaniu w 2-ch stadjach początkowe ilości materiału w próbie powinny być wielokrotnościami 20, to znaczy 40, 80, 160 i t. d. funtów.

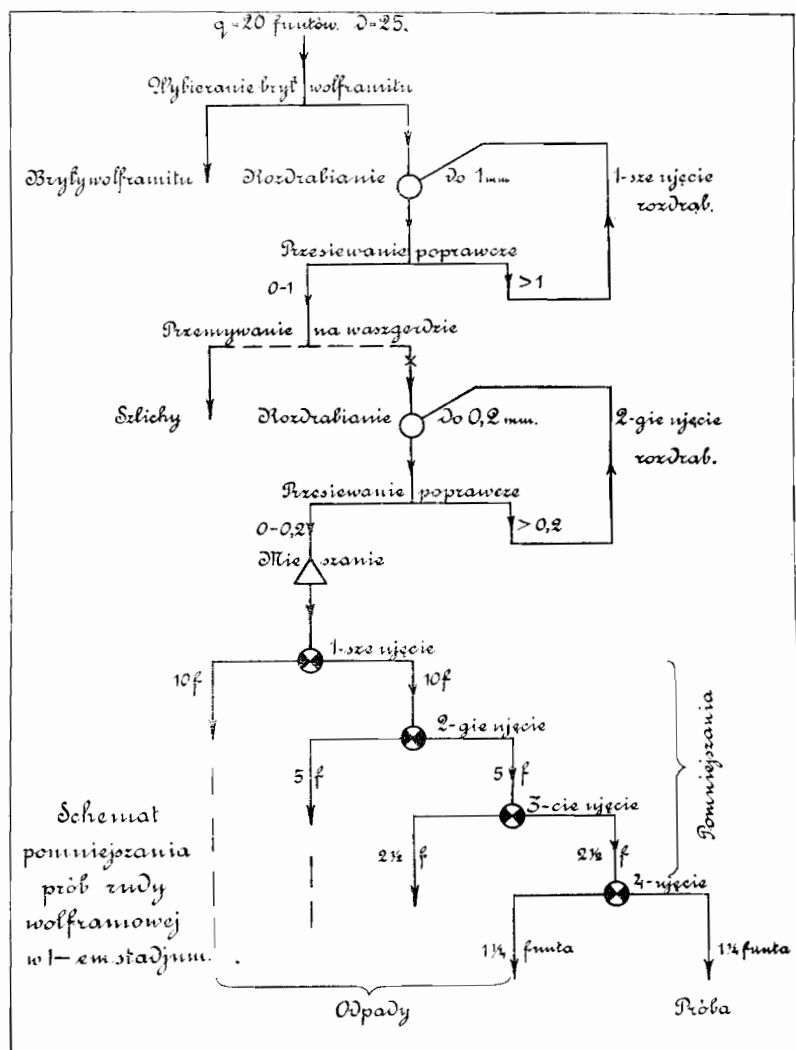


Fig. 86. Schemat pomniejszania prób rudy wolframowej w I-m stadium.

W drugim stadium ogólny stopień rozdrabiania 5, czemu odpowiada:

$$m = 6,65 \lg 5 = 4,65 \approx 4 \text{ ujęcia}$$

przy 5-ciu ujęciach otrzymamy już ilość materiału, nie odpowiadającą danemu stopniowi rozdrabiania. Zatem, otrzymamy w następujących po sobie ujęciach pomniejszania ilości:

$$10 : 5 : 2,5 : 1,25 \text{ funta,}$$

ogólny zaś schemat pomniejszania będzie miał następujący wygląd (fig. 85 i 86), str. 139, 140:

Do schematu tego zostało włączone wybieranie brył wolframitu przed rozdrabianiem (po uprzednim suszeniu rudy) zgodnie z przyjętym oznaczeniem dla $k = 0,55$. Te bryły bez pomniejszania są ważone i wysyłane w postaci uzupełnienia do próby ostatecznej. Podobnie pozostałość po pomniejszaniu w I stadium przemysła się na waszgerdzie, ilość zaś grubych szlichów jest notowana. Ta ostatnia ilość przy ocenie zawartości w ostatecznej próbie może być od niej odjęta.

W tym schemacie linią kreskowaną oznaczono operację przemysła na waszgerdzie w przypadku, jeśli będzie to uznane za konieczne. Ponieważ przemysła nie może być przeprowadzane na pozostałości po pomniejszaniu (którego tu niema), więc materiał po przemysciu przed rozdrabianiem w 2-m ujęciu poddaje się suszeniu.

W ten sposób minimum początkowego materiału w próbie wynosi 20 funtów (8,2 kg). Jeżeli żyła ma 10 cm miąższości, wysokość zaś przodka = 2 m, to przy głębokości brzozy 5 cm do otrzymania żądanych 20 funtów materiału wystarczy brzoza:

$$1 \cdot 0,5 \cdot \Delta = 8 \text{ kg}$$

$$x = \frac{8}{0,5 \cdot \Delta} = \frac{8}{0,5 \cdot 2,65} = 6 \text{ dcm} = 0,6 \text{ m.}$$

Pomniejszanie w tym przypadku będzie wykonywane według schematu Fig. 86. Lepiej jednak próbę wolframitu brać z całej powierzchni przodka. Otrzymamy wówczas

$$q = 20 \cdot 1 \cdot 0,5 \cdot \Delta = 20 \cdot 2,65 = 26,5 \text{ kg} = 64 \text{ funty.}$$

Jeżeli przyjmą $q = 80$ funtów, to określamy głębokość brzozy:

$$n = \frac{80}{20 \cdot 1 \cdot \Delta} = 0,758 \text{ cm} = 3''$$

i właściwym schematem pomniejszania będzie schemat Fig. 85.

Przykład 2. Próba techniczna z tej samej rudy otrzymuje się na drodze zmieszania oddzielnych prób chemicznych.

Próba ostateczna powinna posiadać 20 pudów ($= 32,8 \text{ kg}$); grubość ziarn — nie mniejsza od 5 mm.

Ponieważ

$$q_n = 0,55 \cdot 5^2 = 13,8 < 20 \text{ pudów,}$$

więc wystarczy wykonać rozdrabianie do

$$dn = \sqrt{\frac{q}{k}} = \sqrt{\frac{20}{0,55}} = 6 \text{ mm.}$$

Jeżeli grubość kawałków w próbie początkowej $= 50 \text{ mm}$, to graniczna początkowa ilość materiału:

$$q = 0,55 \cdot 50^2 = 1380 \text{ pud. } (= 22,6 \text{ tonny})$$

Ogólny stopień rozdrabiania:

$$\varepsilon = 50 : 6 = 8,3 = 3,3 \times 2,5$$

osiąga się w 2 stadjach przy rozdrabianiu do 15 i 6 mm.

W stadjum 1-em będzie ujęć pomniejszania:

$$m = 6,65 \cdot \lg 3,3 = 6,65 \cdot 0,52 = 3,4 = 3$$

w 2-giem:

$$m = 6,25 \lg 2,5 = 6,65 \cdot 0,38 = 2,5 = 2.$$

Ogólny schemat rozdrabiania wyobraża Fig. 87.

W tym schemacie w stadjum 2-em wypadło wykonać o jedno ujęcie pomniejszania więcej, ponieważ w stadjum poprzednim wykonano 3 ujęcia zamiast obliczonych 3,5, wskutek czego stadjum 2-ie otrzymuje materiału więcej, niż wynosi ilość graniczna.

Jeżeli wyjściowa ilość materiału w próbie przekracza 1380 pudów nie mniej niż dwukrotnie, to operacja rozpoczyna się od pomniejszania, aż do otrzymania ilości odpowiadającej — granicznej. Jeżeli ilość ta jest mniejsza, to albo w I-m stadjum odpowiednio wypadnie zmniejszyć ilość ujęć pomniejszania, albo stadjum to przekształca się w pierwsze ujęcie rozdrabiania, i pomniejszania nie wykonuje się wcale, o ile jest materiału $\leq 2,055 \cdot 15^2 = 248$ pudów.

Przykład 3. Podczas poszukiwań pobrano 1680 prób chemicznych po 4 pudy każda. Ułożyć schemat pomniejszania, opierając się na

$$q = 0,55 \cdot d^2$$

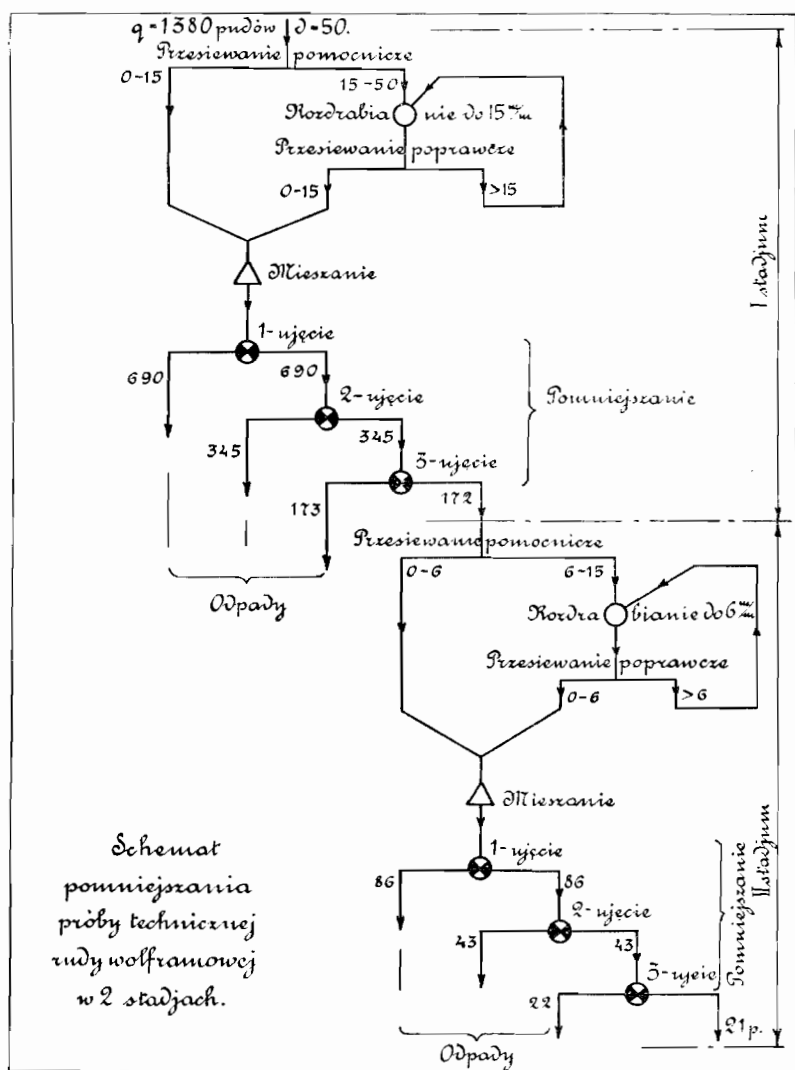


Fig. 87. Schemat pomniejszania próby technicznej rudy wolframowej w 2-ch stadjach.

pod warunkiem wybierania brył rudy i wykorzystania odpadów prób chemicznych do utworzenia próby technicznej. Ilość materiału w pró-

bach chemicznych — 1 funt (0,41 kg). Ilość materiału w próbie technicznej — 20 pudów. (328 kg). Wielkość kawałków próby początkowej — $d = 50 \text{ mm}$.

Każdą próbę wypadnie oczywiście od razu rozdrabiać, albowiem przy $d = 50 \text{ mm}$

$$q = 0,55 \cdot 50^3 = 1380 \text{ pudów},$$

tyczasem waga tych prób = 4 pudy.

Średnica ziarn w ostatecznej próbie chemicznej.

$$d_n = \sqrt[3]{\frac{1}{40 \cdot 0,55}} = 2 \text{ mm}$$

w technicznej zaś:

$$d'_n = \frac{20}{0,55} = 6 \text{ mm}.$$

Ale ponieważ przy $q_0 = 4$ pudy.
graniczne

$$d = \sqrt[3]{\frac{4}{0,55}} = 2,7 \text{ mm},$$

to próba techniczna, którą otrzymujemy z pozostałości po pomniejszaniu prób chemicznych, może posiadać graniczną średnicę ziarn, odpowiadającą pomniejszaniu 4 pudowej próby na połowę to zn. przy $q = 2$ pudy

$$d'_n = \sqrt[3]{\frac{2}{0,55}} = \sim 2 \text{ mm}.$$

Zatem w 1-em stadium rozdrabiania trzeba posunąć się do 2 mm przy stopniu pomniejszania $50 : 2 = 25$. Wobec znacznej ilości prób zastosujemy rozdrabianie maszynowe i dzielimy je na 2 ujęcia z tem, żeby próba techniczna, której grubość ziarn wypadła względnie bardzo mała, zawierała o ile możności najmniej pyłu. Stopień rozdrabiania każdego ujęcia przyjmiemy jako równy 5. Każdemu ujęciu towarzyszy przesiewanie pomocnicze, wybieranie brył kruszczu i przesiewanie poprawcze. Ilość ujęć pomniejszania w 1-m stadium — jedno.

W stadium 1-em do zmielenia prób chemicznych stosujemy drobne mienienie maszynowe przy stopniu rozdrabiania $2 : 0,2 = 10$. Odpowiednio do tego weźmiemy:

$$m = 6,65 \lg 10 = \sim 6 \text{ ujęć pomniejszania}.$$

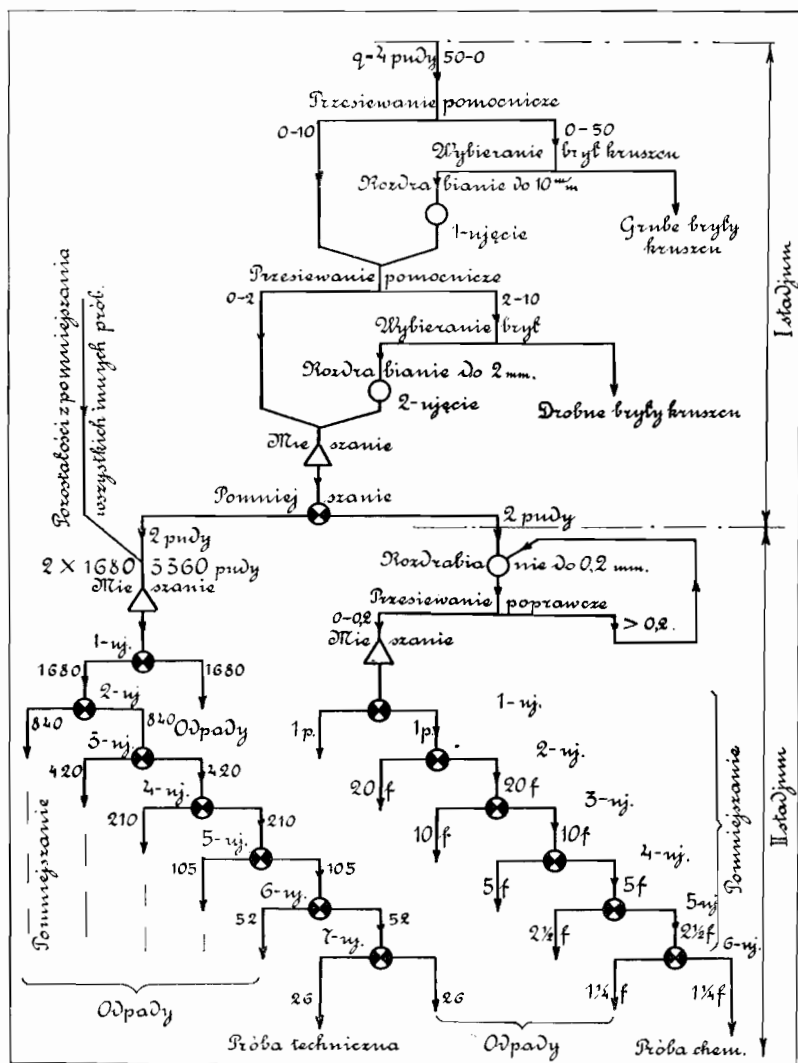


Fig. 88.

Zatem mamy schemat, przedstawiony na Fig. 88.

Przykład 4. Zamiast rudy wolframowej mamy — piritową o drob-

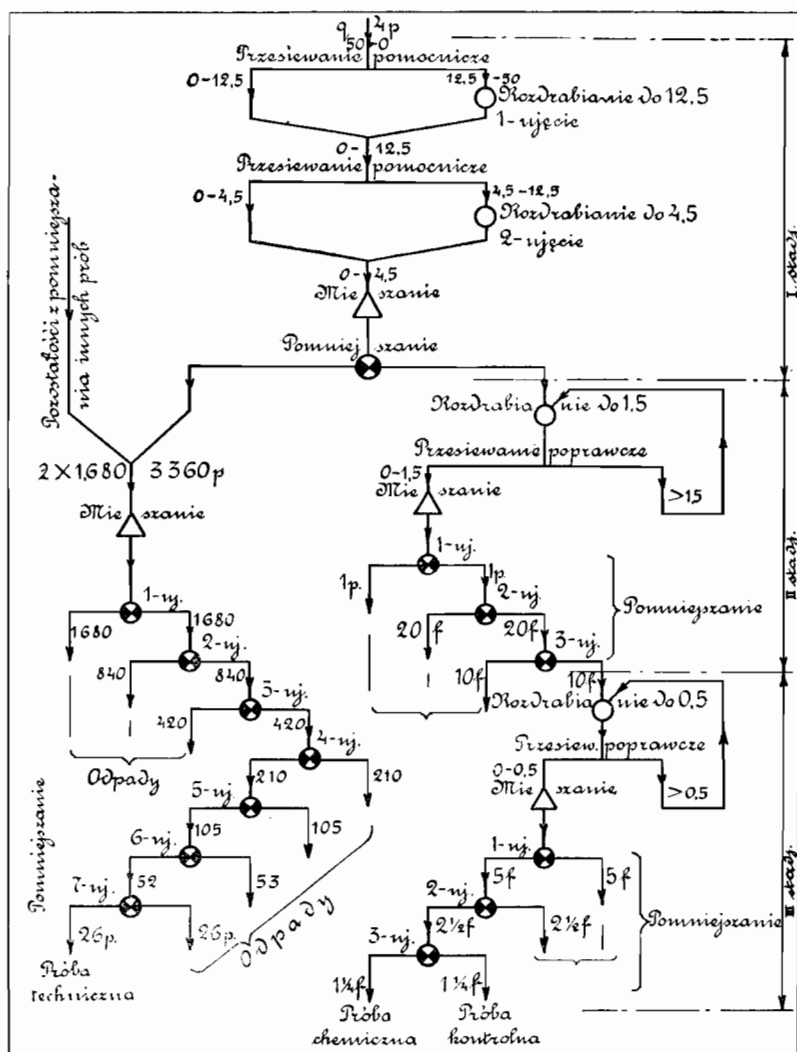


Fig. 89.

nych równomiernych wprysnięciach, która należy do III kategorii Brunton'a.

$$q = 0,1 d^2$$

Ułożyć schemat pomniejszania w tych samych warunkach, co w poprzednim zadaniu. Przykład ten ma zilustrować wpływ jakości rudy na schemat pomniejszania.

Średnica ziarn ostatecznej chemicznej próby:

$$d_n = \sqrt{\frac{0,025}{0,1}} = 0,5 \text{ mm}$$

technicznej zaś:

$$d'_n = \sqrt{\frac{20}{0,1}} = 14 \text{ mm}$$

Lecz przy $q = \frac{4}{2} = 2$

$$d'_n = \sqrt{\frac{2}{0,1}} = 4,5 \text{ mm}$$

Stopień rozdrabiania w 1-em stadium

$$50 : 4,5 = 11 = 4 \times 2,75$$

osiąga się w 2-ech ujęciach: do 12,5 mm i do 4,5 mm z zastosowaniem przesiewania pomocniczego.

Rozdrabianie prób chemicznych z 4,5 mm do 0,5 mm — przy $\varepsilon = 9$ osiąga się w 2-ech stadjach: do 1,5 mm i do 0,5 mm przy stopniu rozdrabiania 3. Odpowiednio ilość ujęć pomniejszania w każdym stadjum:

$$m = 6,65 \lg 3 = 6,65 \cdot 0,477 = \sim 3,15 = 3.$$

Schemat wyobraża Fig. 89.

§ 32. ROZDRABIANIE.

Podczas wycinania prób w brózdach zwykle otrzymuje się kawałki nie przekraczające 1 — 2". Próby bardzo wilgotne przed rozdrabianiem konieczne trzeba podsuszyć na powietrzu lub na parowych kotłach tak, żeby zawartość wilgoci wynosiła $\pm 15\%$; straty na wadze są notowane.

Jeżeli ilość materiału w próbie jest nieznaczna, co ma miejsce przy próbach, mających cele wyłącznie chemiczne (próby poszukiwawcze), pierwsze stadjum rozdrabiania zwykle wykonuje się ręcznie w moździerzu (tłuczenie) do 1 mm. Jeżeli wymagane jest otrzy-

manie próby technicznej z pozostałości po pomniejszaniu, to rozdrabianie ręczne wykonuje się *młotkami*, ponieważ sposób ten daje mniejszy stopień rozdrabiania, niezbędny w danym przypadku.

Przy masowem braniu prób rozdrabianie ręczne zastępuje się maszynowem, do czego są używane niewielkie poszukiwawcze *moździerze* (tłuczki) i *młyny kulkowe*, gdy próby mają wyłącznie charakter chemiczny, to znaczy, pozwalają

Fig. 90. Laboratoryjny gniotownik typu Blake (z katalogu F-my Sturtevant)

ją na wielki stopień rozdrabiania, lub też komplet laboratoryjnych gniotowników *Blake'a* (3"×6" Fig. 90), walców (10"×12" Fig. 91) oraz młynów tarzowych (Fig. 92) lub stożkowych (dla ostatnich stadjów Fig. 93), — jeśli wymagane jest rozdrabianie stopniowe.

Mielenie prób chemicznych dla otrzymania produktu końcowego wykonuje się czasami w kruszarkach ręcznych lub na pły-

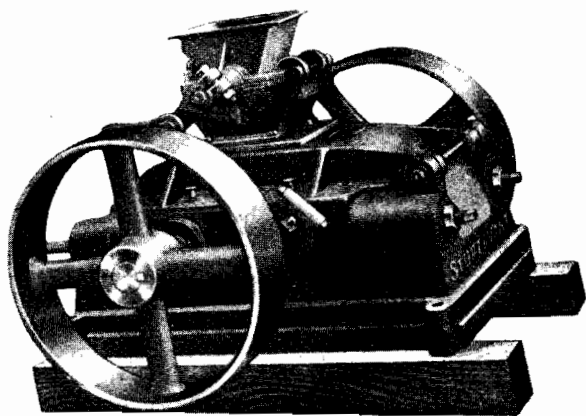
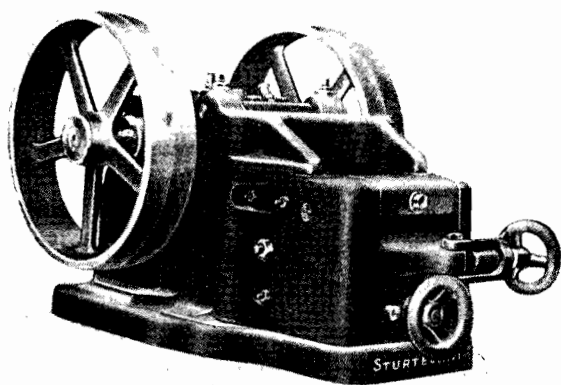


Fig. 91. Laboratoryjne walce (z katalogu F-my Sturtevant).

cie z żelaza lanc-go zapomocą masywnego buta (młota), umocowanego na rękojeści (Fig. 94).

Przyrządy ostatnio wymienione nie są w użyciu na robotach w polu i służą prawie wyłącznie do rozdrabniania niewielkich ilości materiału w laboratoriach.

§ 33. MIESZANIE.

Jednym ze sposobów mieszania, mających najszersze zastosowanie, jest sposób według metody *pierścienia i stożka*. Mieszanie wykonuje się na pomoście ze ściśle dopasowanych na stykach desek o gładkiej zheblowanej powierzchni, względnie na blachach żelaznych. Materiał rozkłada się w kształcie pierścienia »Λ« o przekroju stożkowym (Fig. 95) i następnie przerzuca się łopatą lub szufelką na środek, biorąc materiał w niewielkich porcjach

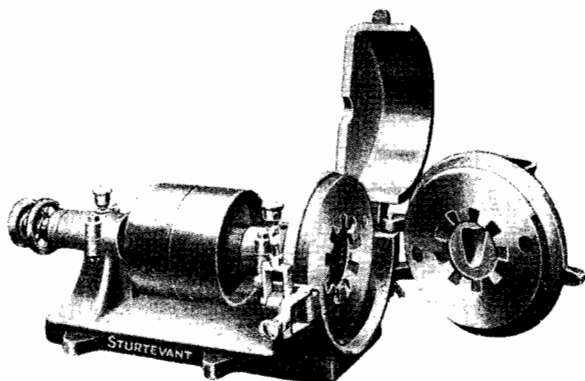


Fig. 92. Laboratoryny młyn tarczowy (z katalogu F-my Sturtevant).

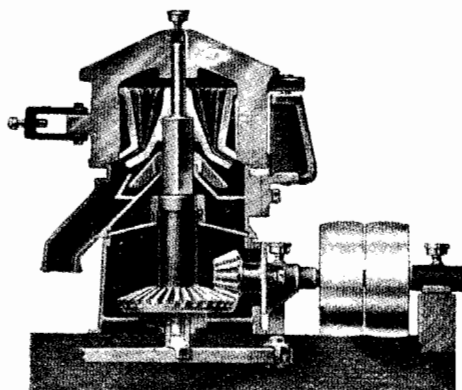


Fig. 93. Laboratoryny młyn stożkowy (F-my Sturtevant).

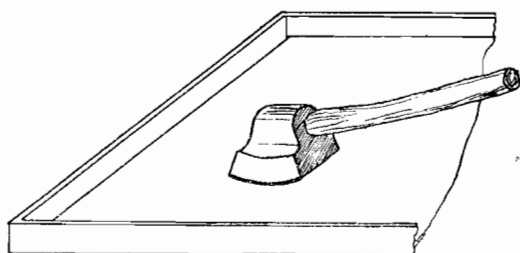


Fig. 94.

ze strony wewnętrznej pierścienia i obchodząc go po peryferji tak długo, aż cały materiał z pierścienia zostanie przesypywany na stożek »B«.

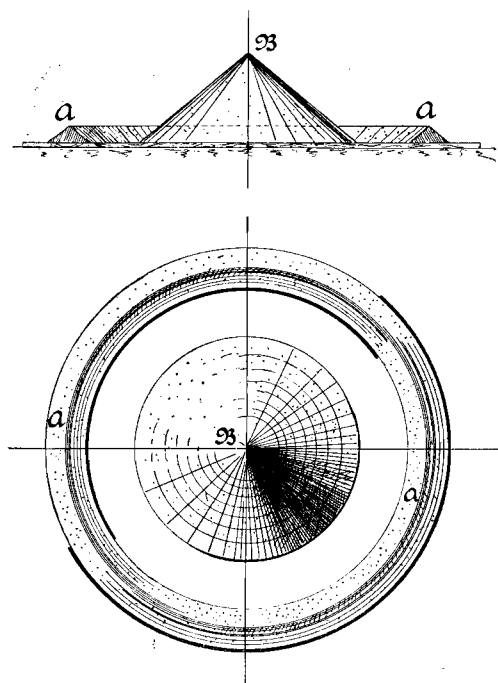


Fig. 95.

ostatni otrzyma kształt płaskiej tarczy. Następnie z tarczy tej materiał znowu zostaje przesypywany na pierścień i mieszanie powtarza się w opisany już sposób. Cały proces powtarza się kilka (3—4) razy, tem więcej razy im mniej równomierny jest skład próby.

Według sposobu pierścienia i stożka niedogodnie jest mieszać materiał, posiadający ponad 80 pudów (~ 1300 kg). Tak wielkie ilości miesza się podczas procesu ich pomniejszania, o czem będzie mowa niżej. (Ob. próby generalne).

Mimo wielkiego rozpowszechnienia tego sposobu, nie daje on bardzo równomiernego mieszania. Powstaje to wskutek tego, że podczas sypania stożka obserwujemy zjawisko klasyfikacji: ziarna

Usypywanie stożka jest środkowe, tak aby z każdej łopaty (szufelki) materiał spadał na wierzchołek stożka i zsypywał się nadół równomiernie wzdłuż wszystkich tworzących stożka. Po usypaniu stożka, gdy już zostanie zużyty cały materiał z pierścienia, stożek się rozkręca przy pomocy ostrej deszczułki lub ostrza łopaty, zagłębionej w wierzchołek stożka, przyczem płaszczyzna deszczułki (łopaty) stale musi się znajdować w przekroju osiowym stożka (Fig. 96). Deszczułkę obraca się dokoła osi stożka przy stałym zagłębieniu w materiał, aż ten

większe staczają się po pochyłości stożka prędzej od ziarn mniejszych, ziarna ciężkie wyprzedzają ziarna lżejsze, zajmując podstawę stożka, podczas gdy u wierzchołka skupia się drobnica. Tem niemniej dla materiału względnie grubego w kawałkach 1" — 1/4" — metod bardziej ścisłych, którymby nie towarzyszyło rozdrabianie nie mamy, co ma specjalne znaczenie dla prób technicznych. Dla prób chemicznych można stosować mechaniczne mieszadła w postaci obracających się cylindrów.

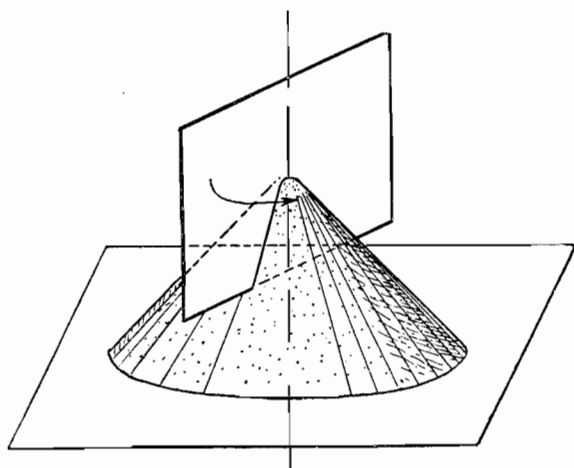


Fig. 96.

Dla materiału bardziej drobnego i w ilościach nieznacznych (nie więcej ponad 10 funtów = ~ 4 kg) dogodniej jest stosować mieszanie na kawałku ceraty (lub linoeum). Biorąc ceratę za przeciwległe rogi (po przekątnej) i podejmując oraz opuszczając je naprzemian, zmusza się próbę do przesypywania się, czem się w rezultacie osiąga się w wielkim stopniu doskonałe zmieszanie materiału.

§ 34. POMNIEJSZANIE.

Sposobem najbardziej rozpowszechnionym, nie wymagającym żadnych urządzeń jest *kwartowanie*. Pomniejszaną próbę rozkręca się na pomoście do postaci płaskiej tarczy o nieznacznej jednostajnej grubości. Przy podanym powyżej sposobie mieszania według metody pierścienia i stożka, tarcza taka otrzymuje się po ostatnim rozkręceniu stożka. Tarczy nadaje się prawidłową postać koła i następnie dzieli się ją na 4 sektory przy pomocy dwóch wzajemnie prosto-

padłych brózd w kierunku średnic — (Fig. 97). Sektory przeciwległe łączy się razem.

W ten sposób otrzymuje się 2 porcje rudy, z których każda zawiera połowę poprzedniej masy co do wagi. Jedną porcję odrzuca się, druga zaś jest próbą pomniejszoną. Operacja taka stanowi jedno ujęcie pomniejszania. Jeżeli wymagane jest wielokrotne pomniejszanie, to z tą porcją, która stanowi próbę, powtarza się tę samą operację kilka razy, aż otrzymamy graniczną ilość materiału, która będzie odpowiadała danemu stopniowi rozdrabniania.

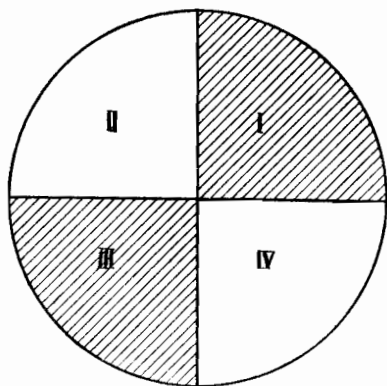


Fig. 97.

Łączenie przeciwległych sektorów ma oczywiście na celu otrzymanie bardziej równomiernej mieszaniny i jest jakby dalszym ciągiem mieszania. Niektórzy wykonują mieszanie według metody pierścienia i stożka po każdym ujęciu pomniejszania. Jeżeli zostało wykonane skrupulatne wielokrotne powtórzone mieszanie na początku, to następne mieszanie między poszczególnymi ujęciami pomniejszania można polecić jedynie w przypadku nadzwyczaj

nierównomiernego składu rudy (VI-ej grupy Brunton'a), jak np. rudy złota, w których mogą się trafiać większe ziarnka złota.

Stacjonarne przyrządy pomniejszające pozwalają na otrzymanie w pomniejszonej próbce składu bardziej zbliżonego do składu materiału wyjściowego. Konstrukcja ich zależy od grubości ziarn, lecz zasady są jednakowe.

Dla materiału grubego 10 — 25 mm używa się szeregu wąskich skrzyń, ustawionych obok siebie dłuższymi bokami. Skrzyń musi być ilość parzysta, 6 — 10 (Fig. 98). Skrzynie załadowuje się przy pomocy łopaty, której szerokość jest równa wspólnej szerokości zestawionych skrzyń, przyczem podczas załadowywania ostrze łopaty powinno być trzymane prostopadłe do ich wspólnej długości; należy się starać o równomierne załadowywanie skrzyń na całej

szerokości. Następnie rudę z nieparzystych skrzyń odrzuca się, z parzystych zaś otrzymuje się pomniejszoną próbę, w której ilość materiału będzie, rzecz jasna, dwa razy mniejsza od ilości początkowej we wziętej próbie. Identyczność składu będzie tem bardziej zapewniona, im większa jest ilość skrzyń.

Wspólna szerokość skrzyń, w celu uniknięcia nierównomierności

załadowania, nie może być większa od szerokości łopaty, którą załadujemy materiał, zatem maximum może wynosić 300 mm.

Przy szerokości więc skrzyń 50 mm ilość ich będzie 6, przy 30 mm — 10 itd. Jeżeli średnica ziarna d , to szerokość skrzyń — $2d$; w ten więc sposób skrzynie o szerokości 50 mm służą do pomniejszania rudy w ziarnach 25 mm-owych; 30-mmowe do ziarn 15 mm-owych itd.

Dla produktów bardziej drobnych używa się przyrządu pomniejszającego Jones'a. Składa się on z szeregu wąskich blaszanych skrzynek ($s = 20$ mm), tworzących jedną skrzynię. Skrzynki składowe mają pochyle denka (50°), skierowane w strony przeciwne, i mają u dołu otwory wylotowe, wychodzące nazewnątrz. Skrzynia cała utrzymuje się na 4-ch nóżkach (Fig. 99).

Uzupełnieniem przyrządu są 3 skrzynki (E, Fig. 99) o prostokątnym przekroju, których długość równa się długości skrzyni przyrządu. Podstawiając 2 skrzynki E z boków przyrządu pod otwory wylotowe i sypiąc do skrzyni Jones'a z trzeciej, przy możliwie równomiernem wsypywaniu do wszystkich przedziałków przyrządu na całej jego długości, otrzymamy oczywiście, próbę podzieloną na 2 części równe. Odrzucając jedną z części, tę samą operację powtarzamy z częścią drugą, co będzie 2-em ujęciem pomniejszania. Po drugiej operacji w każdej ze skrzynek E otrzymamy $\frac{1}{4}$ część początkowej ilości materiału, po trzech operacjach — $\frac{1}{8}$ itd.

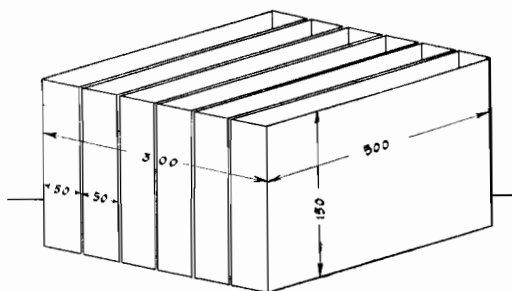


Fig. 98.

Dla najłżejszego materiału i nieznacznych jego ilości są w użyciu (zwykle już w laboratorjach) *widelki pomniejszające*. Przyrząd składa się z widelkowatych łopatek, posiadających obrzeża (Fig. 100).

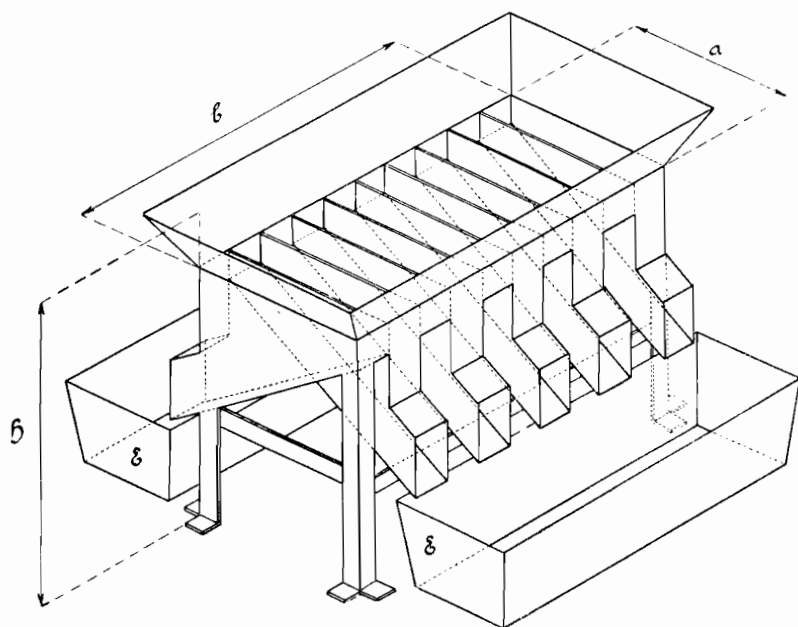


Fig. 99. Przyrząd pomniejszający Jones's.

W użyciu są różne kalibry tych wideltek. Uzupełnieniem są płaskie rynienki F, mające

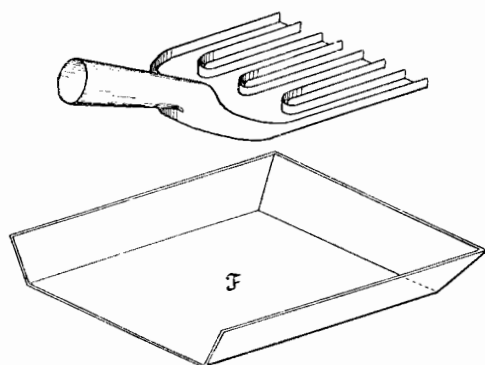


Fig. 100.

rynienki F, mające obrzeża z 3 stron. Widelki umieszcza się w rynience, tak ażeby rękojeść ich mieściła się z 4-ej, pozbawionej obrzeża strony. Następnie z innej rynienki sypie się materiał do wideltek, prowadząc ją wzdłuż całej długości wideltek. Część materiału wpada w prze-

strzenie wycięć w widelkach i leży na rynience, część zaś na widelkach. Następnie widelki podejmujemy, a to, co na nich pozostaje, jest uważane za próbę pomniejszoną. Odpady stanowi ta część materiału, która przejdzie pomiędzy widelkami. Sposób ten nie pozwala na dokładne podzielenie próby na dwie części, praca zaś na tym przyrządzie wymaga rutyny. Jednak dla nieznacznych ilości materiału widelki są bardzo dogodne.

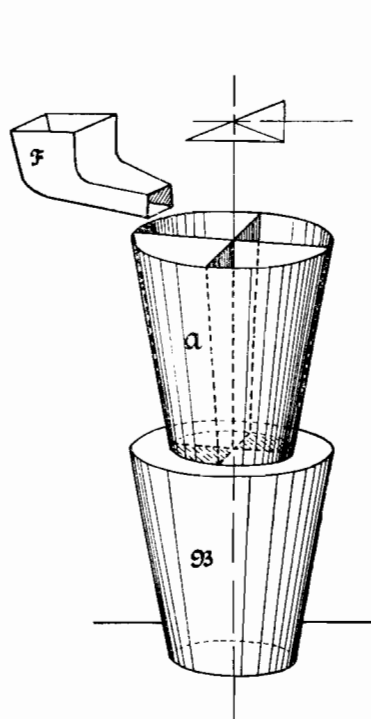


Fig. 101a.

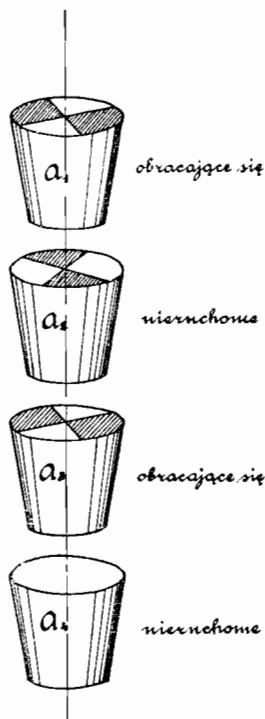


Fig. 101b.

Przy wielkich ilościach materiału, który musi być pomniejszony, na stacjach doświadczalnych, wyposażonych odpowiednio w komplet przyrządów rozdrabniających, używa się różnego rodzaju *mechanicznych przyrządów pomniejszających*, między którymi najbardziej rozpowszechniony jest przyrząd Brown'a (Fig. 101a). Składa

się on z naczynia A, obracającego się dokola osi pionowej i mającego kształt wiaderka, rozdzielonego dwiema osiowymi przegródkami na 4 części. Dwie naprzeciwległe części mają dno, dwie zaś pozostałe są pozbawione. Materiał sypie się z podawacza F. Wskutek szybkiego obracania się naczynia A, połowa materiału skupia się w przedziałach jego, posiadających denka, połowa zaś przelatuje przez przedziały, nie posiadające dna i zbiera się w przedstawionym naczyniu B. Przepuszczając materiał z naczynia B powtórnie przez przyrząd, wykonamy 2-ie ujęcie pomniejszania do $\frac{1}{4}$ itd. Czasem przedziały z denkami naczynia A są wyposażone w denka pochyle z zasuwkami do wypuszczania zbierającego się tam materiału.

Niektóre przyrządy są złożone z szeregu obracających się i nieruchomych naczyń, unieszczonych nad sobą. Naczynia również są podzielone przegródkami na przedziały bez denek i z denkami. (Fig. 101b). Przyrządy takie pozwalają na znaczniejsze stopnie pomniejszania 1:4, 1:8, 1:16 — w procesie nieprzerwanym. Ale ponieważ ilość ujęć pomniejszania może być, zależnie od ogólnego schematu pomniejszania, zmienną, więc stacjonarne przyrządy i pojedyncze obracające się naczynia Brown'a są lepiej dostosowane do wykonania pomniejszania według dowolnego schematu.

ROZDZIAŁ VI.

POMNIEJSZANIE PRÓB GENERALNYCH.

§ 35. ZASADY OGÓLNE POMNIEJSZANIA PRÓB GENERALNYCH.

Pomniejszanie prób generalnych charakteryzuje się tą okolicznością, że wszelkie rozdrabianie prób podczas pomniejszania jest niedopuszczalne. Przy kruchych użytecznych ciałach kopalnych (węgle kamienne) również i rodzaj pomniejszania powinien być o ile możności taki, ażeby nie kruszyć zbyt wiele materiału. Z drugiej strony wobec tego, że próba wzięta w warunkach robót eksploatacyjnych zawiera materiał w kawałkach, dochodzących do 300 mm i więcej, ogólna ilość materiału w próbie powinna być ogromnie

wielka. Nawet w przypadku węgla kamiennych, które pod względem zawartości popiołu mogą być zaliczone do I-ej grupy Brunton'a, otrzymalibyśmy najmniejszą ilość materiału, z którego możliwe jest otrzymanie mieszaniny jednorodnej:

$$q = 0,015 \cdot 300^2 = 1350 \text{ pudów } (= \sim 22 \text{ tonn})$$

t. j. wagony. Jeśliby węgle były piritowe, z nierównomiernem rozmieszczeniem piritu w pokładach, to według IV grupy Brunton'a

$$q = 0,24 \cdot 300^2 = 22.500 \text{ pudów } (= \sim 370 \text{ tonn})$$

czyli 30 wagonów — prawie cały pociąg! Takie ilości nie tylko niedogodnie jest przewozić, lecz niepodobna badać ani na stacjach doświadczalnych, ani też w próbnich zakładach.

Wobec tego część ogólnego programu badań zostaje wykonana na miejscu brania prób.

Cel pierwszy badania generalnej próby — to określenie charakterystyki materiału surowego. Osiągamy to przy pomocy przesiewania na istniejących urządzeniach sortowniczych, które mogą być specjalnie dostosowane do tego celu, albo też na specjalnych ustawionych przesiewach mechanicznych, ręcznych lub stacjonarnych.

Cel 2-gi badań — to wyjaśnienie możliwości wzbogacania i stosunku różnych klas materiału do różnych sposobów wzbogacania. Dzięki klasyfikacji otrzymujemy szereg produktów o stopniowo malejących średnicach kawałków (ziarn). Każda klasa niższa, posiadająca materiał drobniejszy, ma warunki bardziej sprzyjające do utworzenia mieszaniny jednorodnej. Klasa najgrubsza (n. p. węgla kawałkowego — »grubego«) jest w mniej sprzyjających pod tym względem warunkach, niż mieszanina nieklasyfikowana, ponieważ ilość materiału w mieszaninie jednorodnej zależy wyłącznie od wielkości ziarn największych. Zatem trzeba będzie mieć tego materiału tyleż, co i pospółki do czego, rzecz jasna, trzeba większego wydobywania o tyle, żeby otrzymać żądany wychód węgla grubego. Każdej następnej klasy trzeba, oczywiście, pod względem ilości materiału coraz mniej. Tak np. przyjmując $k = 0,065$ i dzieląc materiał surowy na klasy: 300 — 100, 100 — 50, 50 — 30, 30 — 10 i 10 — 0, otrzymamy:

$$\text{dla I klasy: } q = 0,065 \cdot 300^2 = 5850 \text{ pudów} = 100 \text{ tonn}$$

$$\text{» II » } q = 0,055 \cdot 100^2 = 660 \text{ » } = 10 \text{ »}$$

dla III klasy $q = 0,065 \cdot 50^2 = 152$ pudów $= 2,5$ tonn

» IV » $q = 0,065 \cdot 30^2 = 58$ » $= 1$ »

» V » $q = 0,065 \cdot 10^2 = 6,5$ » $= 1$ cetnar

Jedynie klasy III, IV i V razem 3,6 tonny można przesłać do laboratorium (na stację doświadczalną), podczas gdy dla klas I i II jest to niepodobiestwo. Nawet klasa III nie jest dogodna, ponieważ w laboratorium może ona być rozdzielona, wówczas zaś produkty rozdzielone przekroczą już dozwolony stosunek pomiędzy ich składem i ilością materiału w nich. Biorąc pod uwagę tę okoliczność, wypadnie conajmniej podwoić te ilości to zn. wziąć

III klasy — 5 tonn

IV » — 2 »

V » — 0,2 »

Razem . 7,2 tonny $= 442$ pudy.

Jest to prawie graniczna ilość do prac na stacji doświadczalnej, przytem wyniki badania klasy III mogą jednak być podawane w wątpliwość. Badania zaś I i II klasy absolutnie nie są możliwe do wykonania w laboratorium i powinny być wykonane na miejscu. Na szczęście wzbogacenie klas grubszych przeprowadza się zwykle według metod prostszych, łatwo wykonalnych na miejscu. I odwrotnie, klasy niższe, wymagające sposobów mechanicznych przy rozmaitych regulacjach procesu, lepiej jest badać na stacji doświadczalnej, co jest dogodne do wykonania, ponieważ można mieć do dyspozycji mniejsze ilości materiału w próbach pomniejszonych tych klas.

Przy węglach kamiennych gatunki grubsze, czasem do orzechów włącznie, są sortowane tylko ręcznie, co w zupełności da się wykonać na kopalni i przytem na miejscu zostaje oznaczona ilość wybieranego kamienia.

Przy rudach, jeżeli klasy grube są sortowane ręcznie, to jest to również łatwo wykonalne na kopalni. Jeżeli otrzymane przytem produkty przejściowe ulegają dalszej przeróbce w drugim stadium, to się je rozdrabia. Ale w stanie rozdrobionym można je będzie już pomniejszyć i przesłać do laboratorium.

Pomniejszanie prób generalnych zatem charakteryzuje się tem, 1) że nie ulega mu cała masa kopaliny użytecznej, natomiast łączy

się z niem badanie próby, wykonywane częstokroć na kopalni, 2) że pomniejszanie obejmuje klasy niższe i rozdrobiony materiał produktów przejściowych, otrzymanych przy sortowaniu klas wyższych. Badanie produktów przejściowych, jako najtrudniejszych do wzbogacania, wykonuje się na stacji doświadczalnej. W takich warunkach klasy wyższe wcale nie są wysyłane. Zatem wystarczy wybrać z tych klas jedynie wszelakie mineralogiczne okazy — próby, niezbędne do wniosków ogólnych w laboratorium. Do sądzenia zaś o składzie prób są brane próby chemiczne z produktów wzbogacania klas grubszych, jak zwykle z zastosowaniem rozdrabiania co, rzecz jasna, może być wykonane po ukończeniu ich badania, gdy techniczne próby tych klas nie są już potrzebne.

Największe trudności nastroczają klasy średnie, mogące wymagać bardziej doskonałych sposobów wzbogacania, ale jednocześnie zawierające ilości materiału, które stoją na granicy możliwości przesyłania, lub też wykluczają możliwość dalszego pomniejszania produktów ich podziału w laboratorium. Wobec tego w stosunku do klas średnich, mimowoli często wypadnie odbiegać od kardynalnych zasad pomniejszania i przeprowadzać je poniżej dopuszczalnych w teorii granic. Stąd wynika konieczność otrzymywania kontrolnych prób chemicznych na kopalni dla wprowadzenia korekty do rezultatów analizy produktów wzbogacania, które, ogólnie biorąc, nie mogą być ścisłe i mają jedynie znaczenie względne.

Co się tyczy klas niższych, to mogą one zawsze być otrzymane w ilościach dogodnych do przesyłania i właściwie branie z nich prób chemicznych na kopalni jest zbędne. Również i określenie górnej części charakterystyki (poniżej 10 — 15 mm), której ścisły przebieg poznać trzeba, bo to może posiadać znaczenie istotne, zwykle bywa przenoszone do laboratorium, tembardziej, że na kopalni może nie być odpowiedniego kompletu sit w bardziej wąskich granicach drobnych kalibrów, podczas gdy dolna część charakterystyki, odpowiadająca klasom grubszy, zwykle bywa oznaczana w znacznych odstępach między odpowiedniami średnicami ziarn (kawalków), co się da łatwo wykonać na miejscu.

Jednakże przyjęte jest mimo, że nie jest konieczne, branie również prób chemicznych klas niższych na kopalni.

Z poprzedniego wynika, że przystępując do pomniejszania generalnej próby, należy już mieć gotowy pewien mniej lub więcej określony plan przeróbki, do czego w warunkach brania próby generalnej zawsze mamy wystarczające dane bądź to z wstępnych badań próby technicznej, którą otrzymano na wstępnych poszukiwaniach, bądź też na podstawie pewnych własności użytecznego ciała kopalnego, będącego w stanie eksploatacji, lub też nakoniec na podstawie pracy istniejącego na kopalni zakładu, który ulepszyć, rozszerzyć, poprawić, dostosować do nowych warunków lub ostatecznie zamienić na zupełnie nowy zakład ma na celu przeprowadzenie systematycznych badań próby generalnej.

Są to właśnie zasady ogólne pomniejszania prób generalnych, które nie obejmują jej w całości, lecz które w zastosowaniu do jej części powinny być wykonywane zgodnie z podstawowymi zasadami z pewnemi odstępstwami w przypadkach szczególnych. Chociaż, jak to widać, w procesie ogólnym wszystkich czynności, którym poddajemy próbę na kopalni, właściwe pomniejszanie stanowi tylko część badań, tem niemniej łącznie wszystkie badania i pomniejszania, wykonywane na miejscu wydobywania, zwykle określa się jako *pomniejszanie próby generalnej*.

Pomniejszanie próby generalnej pojęte tak, jak to zostało określone powyżej jest czynnością dość skomplikowaną i do planowego wykonania jej niezbędne jest, przed przystąpieniem do pomniejszania, ułożenie schematu wszystkich przyszłych operacji.

Schemat pomniejszania i rozwinięcie jego we wszystkich szczegółach wykonuje się na podstawie ogólnych prawideł według zasad wzbogacania i pomniejszania, co najlepiej może być wyjaśnione na przykładach.

§ 36. PRZYKŁAD 1. POMNIEJSZANIE PRÓBY GENERALNEJ NA PYSZMINSKO-KLUCZEWSKIEJ KOPALNI MIEDZI.

(Według instrukcji, ułożonej przez autora w 1917 r.). Na pyszminsko-kluczewskiej kopalni miedzi w pobliżu Jekaterynburga, grupa żył, składających się $CuFeS_2$ i FeS_2 , zawierających miedź i przecinających przeważnie łupki chlorytowe, odbudowuje się przy pomocy 3 szybów: Aleksandrowskiego, Iwanowskiego i Nr. 909. Mi-

neralizacja — nie bardzo równomierna, wprysnięcia różnorodne. Na kopalni stosuje się sortowanie ręczne z przesiewaniem na przesiewaczach nieruchomych, przytem są przygotowywane 3 gatunki:

- I. Ruda gruba 60 *mm* — do wielkich gładów
- II. Ruda średnia 60 — 20 *mm*
- III. Drobnica 20 — 0 *mm*.

Gatunek ostatni, zawierający 4,5 — 5% *Cu*, traktuje się jako produkt gotowy i jest skierowywany na hutę do topienia w piecach regeneratywnych. Gatunek I jest sortowany ręcznie, przyczem otrzymywano:

- Ia — ruda (bogata)
- Ib — ruda wątpliwa, zawierająca 1,2% *Cu*, którą składano na hałdę w oczekiwaniu na przyszłe bardziej doskonałe sortowanie i
- Ic — skała płonna (w ilości 20%) o zawartości 0,25% *Cu*.

Gatunek I a kruszy się młotami na kawałki nie przekraczające 150 *mm*, i sortuje się powtórnie ręcznie, przytem otrzymuje się:

Ia' — bogata ruda kawałkowa (60 — 150 *mm*) w ilości 21% o zawartości 6 — 7% *Cu*;

Ib' — ruda wątpliwa, dołączana do takiego samego gatunku otrzymanego uprzednio, które łącznie stanowią 7,5% ogólnej masy;

Ic' — pozostałość po wybraniu 2 poprzednich gatunków, w kawałkach 60 — 150 *mm*. Gatunek ten dołącza się do II-go gatunku średniego 20 — 60 *mm*, który otrzymano przy pierwszym przesiewaniu i razem z nim, w ilości 30% ogólnej masy, poddaje się suchej klasyfikacji na 5 klas:

- Klasa 1 — 150 — 50 *mm*
 » 2 — 50 — 30 »
 » 3 — 30 — 10 »
 » 4 — 10 — 5 »
 » 5 — 5 — 0 »

Klasa 1-sza wzbogaca się ręcznie na taśmach i daje:

- a) 3% rudy kawałkowej o zawart. 5,5% *Cu*
- b) 3% » wątpliwej » » 1% *Cu*
- c) 12% skały płonnej » » 0,45% *Cu*.

Klasy 2-ga i 3-cia są płókanie i dają:

a) 6% rudy średniej o zawart. 2,43% *Cu* i

b) 1,5% rudy wątpliwej o zawart. 1—1% *Cu*.

Klasa 4-ta uważa się za dostatecznie bogatą — ma zawartość 3,8% *Cu*.

Klasa 5-ta też jest produktem gotowym o zawartości 5% *Cu*. (Ob. schemat przeróbki Fig. 102).

Zatem łącznie wszystkich gatunków otrzymano:

	d mm	γ	% <i>Cu</i>	
56,04% wzbogaconej rudy:	Ia — 150 — 60	20,72%	6,69	} Śr. zaw. $\beta = 5,1\%$
	III 20 — 0	21,58%	4,47	
	Ia 150 — 50	2,97%	5,50	
	2, 3, a 50 — 12	6,28%	2,43	
	4 12 — 5	2,39%	3,82	
	5 5 — 0	2,12%	5,60	} $\mu = 1,2\%$
11,22% wątpliwej rudy	Ib ₁ b' 60	7,20%	1,2	
	Ib 50 — 150	2,98%	1	
	2,3b 12 — 50	1,04%	0,92	
32,74% skały płonnej	Ic 60	20,35%	0,25	} $\vartheta = 0,32\%$
	Ic 50 — 160	11,38%	0,44	
Stopień ekstrakcji w koncentratkach	— 92,2%			
» » w wątpliwej rudzie	— 4,4%			
» » w skałe płonnej	— 3,4%			

Sortowanie to uważa się za bardzo niezadowolające, nie bacząc na wysoki stopień wzbogacania 5,1% *Cu*, przy średniej zawartości w rudzie surowej 3% *Cu* jest on zbyt mały, w szczególności zaś praca maszyn płóczkowych jest zgoła niezadowolniająca: koncentraty ich mają niższą zawartość, niż ruda surowa. Niezależnie od tego cały proces ręcznego sortowania i przesiewania w I stadium wykonywany jest na otwartem powietrzu niedokładnie na stacjonarnych sitach, wskutek czego podział na gatunki otrzymuje się bardzo nieściśły.

Zadanie polegało na zaprojektowaniu nowego racjonalnego zakładu, posiadającego udoskonalone sortowanie i najnowsze metody mokrego procesu w połączeniu z flotacją. Oprócz tego należało zdecydować, czy rudę, otrzymywaną z szybu Aleksandrowskiego, bo-

gata w FeS_2 i zawierającą 2% Cu , należy połączyć z rudą z innych szybów bogatszą w $CuFeS_2$, zatem i w miedź, czy też wykonywać

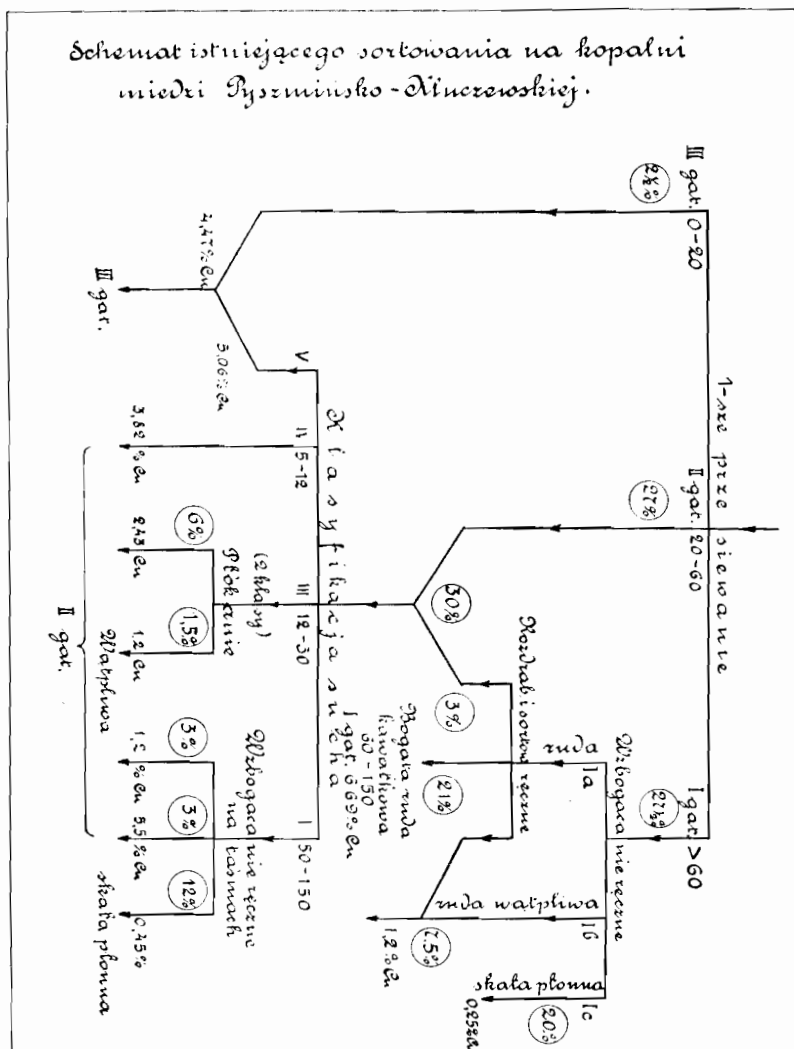


Fig. 102. Schemat istniejącego sortowania na kopalni miedzi pyszmínsko-kluczewskiej.

wzbogacanie wszystkich rud oddzielnie, czy też wreszcie wykonywać suche wzbogacanie na każdym szybie samodzielnie, wzbogacanie zaś rudy średniej — w centralnym zakładzie przeróbki. Jednocześnie należało możliwie ograniczyć roboty ręczne, czyli wypadało zastąpić rozdrabnianie ręczne — maszynowem, ograniczyć ręczne sortowanie rudy do jednego stadjum, wymienić stacjonarne (proste nieruchome) przesiewacze na mechaniczne, ręczne zaś sortowanie rudy na zwalach — na pracę przy stołach. Zgodnie z tem i na podstawie doświadczenia, które dał istniejący na kopalni zakład, był opracowany schemat wzbogacania, wyobrażony na Fig. 103.

Według tego schematu zamierzano otrzymać 24% rudy kawałkowej i 5% rudy średniej, razem 29% wierzakietowej rudy o średniej zawartości 6% *Cu* (w kawałkach 150—9), 9% rudy drobnej (regeneratywnej) z procesu mokrego o średniej zawartości 8% *Cu* (w ziarnach 9 *mm*) i 6% miału kruszecowego z procesu flotacyjnego o zawartości 12% *Cu*, razem 54% koncentratów o średniej zawartości 5,9—6%, co odpowiadałoby 96% ekstrakcji *Cu*, przytem odpady zamierzano otrzymać z zawartością 0,24% *Cu* (Fig. 103).

Aby wykonać, zgodnie z proponowanym schematem, badania systematyczne i otrzymać niezawodne dane do zaprojektowania zakładu, oznaczyć wszystkie szczegóły rozwoju schematu jakościowego i obliczyć dane do schematu ilościowego, niezbędne do obliczenia przyrządów, — wypadało wziąć próbę generalną i ją pomniejszyć.

Kopalnia była w pełnym ruchu, organizacja robót na kopalni mogła być uważana za mniej lub więcej ustaloną, chociaż nie zupełnie prawidłową. Z tego powodu, ograniczając się do ewidencji wykonywanych robót, postanowiono jedynie nie mieszać prób, pochodzących z różnych szybów, oraz wykonywać oddzielnie pomniejszanie materiału z szybu Aleksandrowskiego i Nr. 909, różniących się jakością rudy.

Jako próbę można było przyjąć całkowitą ilość wychodzącej z szybu rudy, z następującymi ograniczeniami:

- 1) Jeżeli równocześnie jest wydobywana skała z chodników jawnie nierudonośnych, to materiał ten odrzuca się na stronę i przy braniu próby w rachubę się nie bierze.
- 2) Jeżeli w chodnikach poszukiwawczych, pędzonych wzdłuż

odbudowanych żył, będzie napotkana w tym samym okresie żyła nowa, to ruda, z niej pochodząca, również nie powinna być brana pod uwagę.

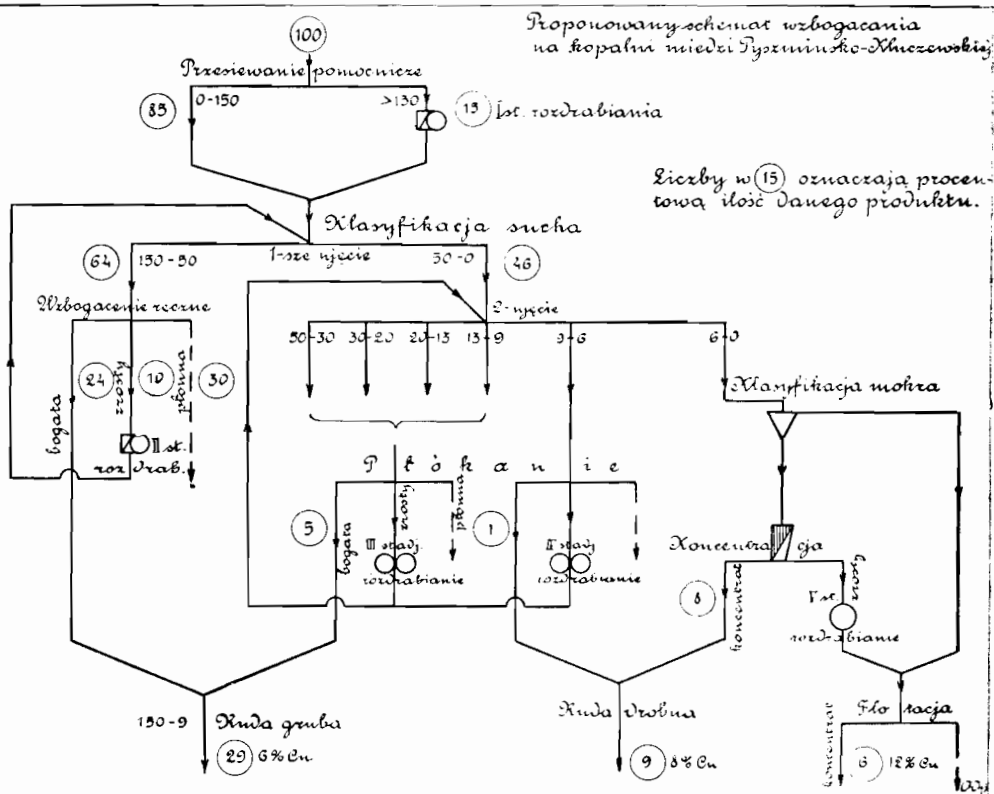


Fig. 103. Proponowany schemat wzbogacania na kopalni miedzi pyszminko-kluczewskiej.

Ogólną ilość materiału do badań bierze się z wydobywanej masy przez pomniejszanie jej, zatem przy określeniu minimalnej ilości materiału. Jeśli bowiem próba ma odpowiadać wydobywanej masie rudy pod względem własności, powinna być zastosowana zasada ogólna, uzależniająca ilość materiału od wielkości ziarn i jakości rudy.

Według jakości ruda kopalni pyszmisko-kluczewskiej była zaliczona przez nas do V kategorii, k zaś przyjęto $= 0,5$. Jeżeli uważać, że bryły powyżej 150 mm stanowią stosunkowo nieznaczny odsetek, to graniczna ilość materiału w próbie powinna wynosić:

$$q = 0,5 \cdot 150^2 = 11250 \text{ pud. } (= \sim 185 \text{ tonn}).$$

Uważaliśmy za możliwe zaproponować wzięcie z każdego szybu po 10.000 pudów ($= \sim 164$ tonny) przytem, ażeby próba obejmowała o ile możności większy okres czasu, uzyskać tę ilość przez wyładowywanie na specjalną kupę co piątego wózka, wychodzącego z szybu. W ten sposób wzięcie próby z kopalni było wykonywane na drodze pomniejszania wózkami wydobywanej masy z ilości 50.000 pudów z każdego szybu, razem ze 100.000 pudów wydobytej rudy ($= \sim 1640$ tonn).

Do ogólnego cyklu robót pomniejszania było włączone otrzymanie dolnej części charakterystyki rudy surowej do 20 mm w interwałach 150, 50 i 20 mm, oraz ręczne wzbogacanie gatunków grubszych powyżej 50 mm, zgodnie z proponowanym schematem wzbogacania. Część pozostałą schematu należało zbadać w laboratorium na próbach pomniejszonych. Dlatego to schemat organizacji przesiewania i ręcznego wzbogacania był przyjęty w postaci następującej: (Fig. 104).

1. *Przesiewanie pierwsze* — na rusztach. Odstępy między sztabami 150 mm. Otrzymują się 2 gatunki: drobniejszy (0 — 150) idzie do operacji (2) i grubszy (150 — bryły) do operacji (3).

2. *Przesiewanie drugie*. Materiał drobniejszy (0 — 150 mm) z pod rusztu idzie do 2-go przesiewania na podwójnym przesiewaczu złożonym o otworach 50 i 20 mm. Otrzymuje się 3 gatunki:

a) Drobnica — 0 — 20 mm

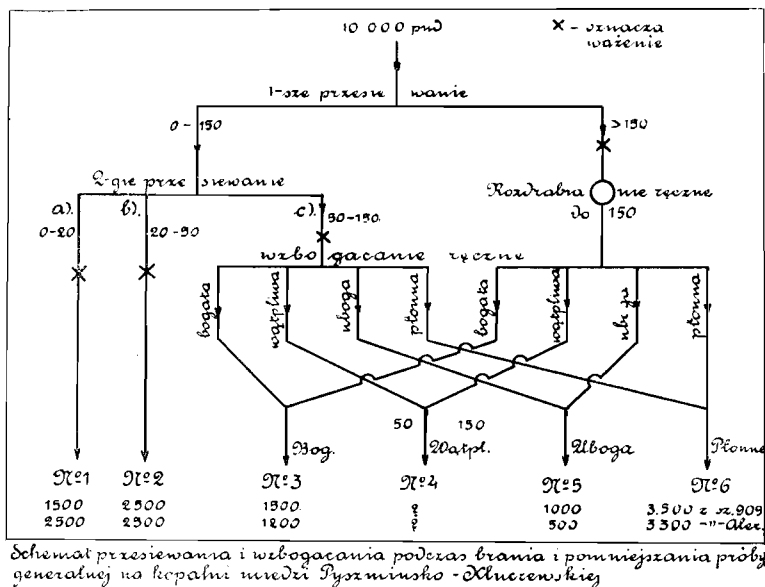
b) Ruda średnia 20 — 50 mm

i c) Ruda gruba 50 — 150 mm

i określa się wychód wagowy każdego gatunku. Gatunki a) i b) stanowią produkty gotowe Nr. 1 i Nr. 2. Gatunek c) kieruje się do operacji (4).

Uwaga. Ponieważ 2-gie przesiewanie mogło być wykonane tylko na przesiewaczach nieruchomych do bardziej ścisłego rozdzielania na gatunki niezbędnem było zastosowanie *przesiewania popraw-*

czego gatunków b) i c), mianowicie gatunek b) (20 — 50 mm), przesiał powtórnie przez sito 20 przetrzucając materiał łopatami i potrząsając sito i gatunek c) (50 — 150 mm) przesiał 2 razy: z początku przez sito 50, materiał zaś, który przeszedł przez to sito, jeszcze raz przez sito 20. Otrzymywane przy tym poprawczem przesiewaniu dodatkowe ilości gatunków 0 — 20 mm i 20 mm dołącza



4. *Ręczne sortowanie rudy.* Produkty rozdrabniania (3) i gruby gatunek (c) z drugiego przesiewania, nie będąc między sobą mie-

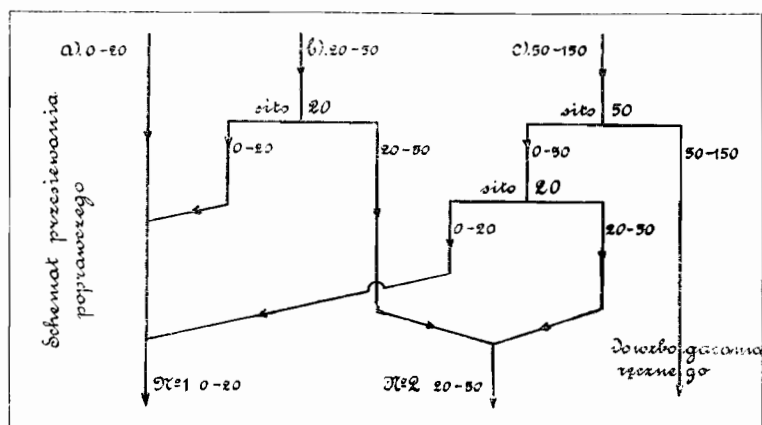


Fig. 105. Schemat przesiewania poprawczego.

szane ulegają w 2-ch równoległych analogicznych operacjach ręcznemu sortowaniu, przyczem z ogólnej masy wybiera się:

- bogata ruda kawałkowa — w kawałkach nie mniejszych, niż 50 mm — produkt Nr. 3;
- uboga ruda kawałkowa (»wątpliwa«) — w kawałkach nie mniejszych, niż 50 mm — produkt Nr. 5;
- skała płonna w kawałkach nie mniejszych, niż 50 mm — produkt Nr. 6;
- d) na placu pozostaje »niewyraźna ruda«, lub »ruda mieszana«, którą trudno byłoby zaliczyć do którejkolwiek z kategorii poprzednich — produkt Nr. 4.

Do rudy, którą otrzymano przez rozdrabnianie (3) i Nr. 4, dołącza się całą drobnicę — poniżej 5 mm, która się wytworzyła w procesie rozdrabniania. Ta właśnie okoliczność zmusza wykonywać oddzielnie ręczne sortowanie dwóch analogicznych produktów. Oprócz tego sortowanie oddzielne wykaże rozmieszczenie kruszcu według klas materiału surowego.

Wszystkie produkty rozdziału są ważone i produkty analogiczne łączone razem.

Uwaga. Chociaż przy bardziej starannem sortowaniu można zupełnie wyeliminować produkt Nr. 4 (ruda niewyraźna), pozostawiając w nim jedynie drobnicę poniżej 50 mm, jednak poleca się do produktów Nr. 3, 5 i 6 wybierać tylko kawałki, niewątpliwie należące do kategorii »bogatej kawałkowej«, »ubogiej kawałkowej« i »skały płonnej«, tak, aby % Cu w rudzie z szybu Nr. 909 w tych gatunkach tworzył napewno 5%, 1% i 0,3%. Cel ten będzie osiągnięty, jeżeli sortowanie da gatunki w ilościach, ustalonych przez dane z sortowania, odbywającego się na kopalni, to zn. dla szybu Nr. 909 proporcjonalnie do 7:25:8:20 i dla Aleksandrowskiego 4:25:2:14, choćby się zdawało, że z produktu Nr. 4 można jeszcze wybrać zupełnie napewno kawałki, należące do określonych gatunków. Nie prowadząc w tym przypadku sortowania do samego końca, należy zaznaczyć ten stan rzeczy w dzienniku sortowania i następnie rozdzielić dodatkowo pozostałość dlatego, aby wiedzieć, kosztem jakich frakcyj odbyło się powiększenie odpowiednich gatunków w porównaniu z ustalonymi w praktyce ilościami.

Na podstawie doświadczenia z odbywającego się w zakładzie sortowania określa się domniemane ilości każdego gatunku w celu bezpośredniego porównania otrzymywanych wyników. Na schemacie Fig. 104 u dołu są podane dwa szeregi liczb: górny dla szybu 909, dolny — dla Aleksandrowskiego.

Są to ilości pudów każdego gatunku — maximum (w nieobecności »rudy niewyraźnej«). Tak np. dla szybu Nr. 909 przypuszczalnie otrzyma się:

Nr. 1.	1500	pudów w ziarnach	0 — 20	mm
Nr. 2.	2500	»	20 — 50	»
Nr. 3.	1500	»	50 — 150	»
Nr. 4.				
Nr. 5.	1000	»	50 — 150	»
Nr. 6.	3500	»	50 — 150	»

Po otrzymaniu tych gatunków, powstaje kwestja *pomniejszania* ich.

Ponieważ $q = 0,4 d^2$
to przy $d = 150$: $q = 0,5 \cdot 150^2 = 11250$ pud.

to przy $d = 50$; $q = 0,5 \cdot 50^2 = 1250$ pud.

» » $d = 20$; $q = 0,5 \cdot 20^2 = 200$ »

Stąd wynika, że produktów Nr. 3, 4, 5 i 6 nie można pomniejszać bez rozdrabiania. Produkt zaś Nr. 2 można pomniejszyć dwa razy, lecz do dalszego pomniejszania niezbędne jest już rozdrabianie. Produkt Nr. 1 można pomniejszać prawie w 3-ch njęciach.

Zgodnie z projektem schematu przeróbki (Ob. Fig. 104), produkty Nr. 3 i Nr. 6 są uważane za produkty końcowe, wobec czego nie jest wymagane ich pomniejszanie do dalszych badań tych produktów. Są potrzebne z nich tylko próby chemiczne, zmielone do możliwych lub wymaganych granic.

Produkty Nr. 4 i 5 ulegają przeróbce w 2-em stadium przy rozdrabianiu do 50 mm, lecz i w tym przypadku ich ilości mogą się okazać zbyt małemi do pomniejszania. Ale one ulegają dalszym badaniom.

Produkty Nr. 2 i 1 podlegają badaniom na stacji doświadczalnej na mokre wzbogacanie i flotację. Jednakże graniczne możliwe do przesłania ich ilości: 1250 pud. ($\approx \sim 20,5$ tonny) i 200 pudów ($\approx \sim 3,28$ tonny), są zbyt wielkie. Zatem ani jeden z otrzymanych produktów nie czyni zadość warunkom możliwości pomniejszania. Wobec tego ich pomniejszanie powinno być wykonane z konieczności z odstępstwem od podstawowych zasad pomniejszania, ale ale w tym razie niezbędne są próby kontrolne do analizy chemicznej. Chociaż produkty Nr. 3 i Nr. 6 mogą nie być przesyłane jako próby techniczne, tem niemniej jednak nie jest wykluczona możliwość otrzymania z nich w laboratorium nowych, bardziej zadawalających produktów. Dlatego też wszystkie gatunki są traktowane jednakowo to zn. z każdego gatunku należy wziąć próbę techniczną bez zachowania podstawowej zasady, oraz próby chemiczne z zachowaniem wszystkich reguł pomniejszania.

Ilość materiału w chemicznych próbach jest określona przez grubość ziarn, które może zależeć od istniejących na kopalni środków rozdrabiania. W danym przypadku na kopalni nie było żadnych przyrządów do rozdrabiania i wypadło zadowolnić się mieleniem ręcznem. Sądząc, że rozdrabianie ręczne względnie wielkich mas nie może być na kopalni uskutecznione poniżej 5 mm, znajdziemy

na podstawie znanego wzoru, że ilość rudy, która powinna być wysłana jako próba chemiczna z każdego gatunku $q = 0,5 \cdot 5^2 = 12,5$ pudów, która może być pomniejszona do pudów 10-ciu ($\sim 164 \text{ kg}$).

Ilość materiału w próbach technicznych jest ograniczona przez warunki badań. Przyjmujemy po 25 pudów ($\sim 410 \text{ kg}$) w każdej próbie.

Rozdrabianie prób chemicznych przy robocie ręcznej należy wykonywać po uprzednim przesianiu rudy na odpowiednim sicie, dostosowaniem do żadanego stopnia rozdrabiania, jak również z przesiewaniem poprawczem na tem samym sicie. Pozostająca na sicie podczas przesiewania poprawczego część rudy jest znowu rozdrabiana tak długo, aż na sicie będzie pozostawać tak nieznaczna ilość (w większości przypadków — płaskich ziarn), że może być ona bezpośrednio dołączona do produktu rozdrobionego. Po rozdrabianiu produkty o grubości nie większej od 20 mm są *mieszane* według metody pierścienia i stożka i pomniejszane przez *kwartowanie*.

Gdyby obowiązujące prawidła pomniejszania zastosować przy otrzymywaniu prób chemicznych z produktów Nr. 3 i Nr. 6, to produkty te, jako zbyt małe co do ilości materiału, wypadłoby w całej masie rozdrabiać. Jednak zrobić tego nie można i niezbędne jest pozostawienie części ich w postaci nierozdrobionej dla prób technicznych. Wobec tego z początku wykonuje się pomniejszanie tych prób bez rozdrabiania, aż do otrzymania 25 pudów ($= \sim 410 \text{ kg}$) w próbie technicznej; następnie pozostający po pomniejszaniu materiał łączy się i rozdrabia dla umożliwienia pomniejszenia prób chemicznych.

Z produktami Nr. 1 i 2 można postąpić inaczej: z początku pomniejszyć do możliwych granic, wziąć jedną część jako próbę techniczną, którą w dalszym ciągu pomniejsza się bez rozdrabiania, drugą zaś część pozostawić dla próby chemicznej i pomniejszać ją po rozdrabianiu. Ilość stadjów rozdrabiania i ujęć pomniejszania prób chemicznych określa się na podstawie prawideł ogólnych (§§ 28, 29 i 30).

Próby techniczne, jak to było powiedziane, pomniejszają się bez rozdrabiania (i bez mieszania) według metody kwartowania, która wystarczająco zabezpiecza równomierność mieszaniny wobec tego,

że równomierność doskonała przy danych ilościach materiału nie może być zabezpieczona przez metodę pierścienia i stożka. Jeżeli się wymaga, ażeby masa pomniejszona zawierała 25 pudów, to masa wyjściowa musi zawierać: 50, — 100, — 200, — 400, — 800, — 1600, — 3200 itd. pudów. Jeżeli ilość pudów w masie wyjściowej nie odpowiada żadnej z tych liczb, to pierwsze pomniejszanie wykonuje się przy pomocy łopat. Przesypując daną kupę rudy na 2 nowe zapomocą łopat, daje się naprzemian do obu kup niejednakową ilość łopat (lecz zawsze jednakową do tej samej kupy), zależnie od ilości rudy w wyjściowej kupie. Np., jeżeli potrzeba utworzyć kupę, mającą 1600 pudów, do dalszego prawidłowego już pomniejszania do 25 pudów według metody kwartowania, to:

Gdy wyjściowa kupa zawiera	N a l e ż y d a w a ć	
	do odpadów	do dalszego pomniejszania
2400 pudów	1 łopatę	2 łopaty
2000 »	1 »	4 »
1800 »	1 »	8 »
4809 »	2 »	1 » itd.

Nieznaczne odchylenia przy innych ilościach można wyrównywać na oko.

Stosując podane tu zasady do spodziewanych ilości materiału w produktach Nr. 1 — 6, możemy ułożyć następujące schematy pomniejszania, które posłużą za podstawę do organizacji robót (Fig. 106 — 110).

Każdą próbę zapakuje się do drewnianych skrzyń, wyłożonych wewnątrz blachą ocynkowaną, tak, aby wilgoć zewnętrzna nie mogła się przedostać do wnętrza. Skrzynie zaopatruje się nazewnątrz w odpowiednie znakowania, wewnątrz zaś umieszcza się deszczułkę z wypalonymi temi samemi znakami.

Pomniejszanie i mieszanie powinno się odbywać pod dachem. Wszystkie operacje są notowane w specjalnie prowadzonym dzienniku.

Jeżeli podczas przesiewania próby generalnej będą otrzymane inne ilości produktów, niż podane na schematach, to prowadzący

poniższe, powodując się ogłoszonymi tu zasadami, łatwo może ustalić, jakie należy zrobić zmiany w schematach.

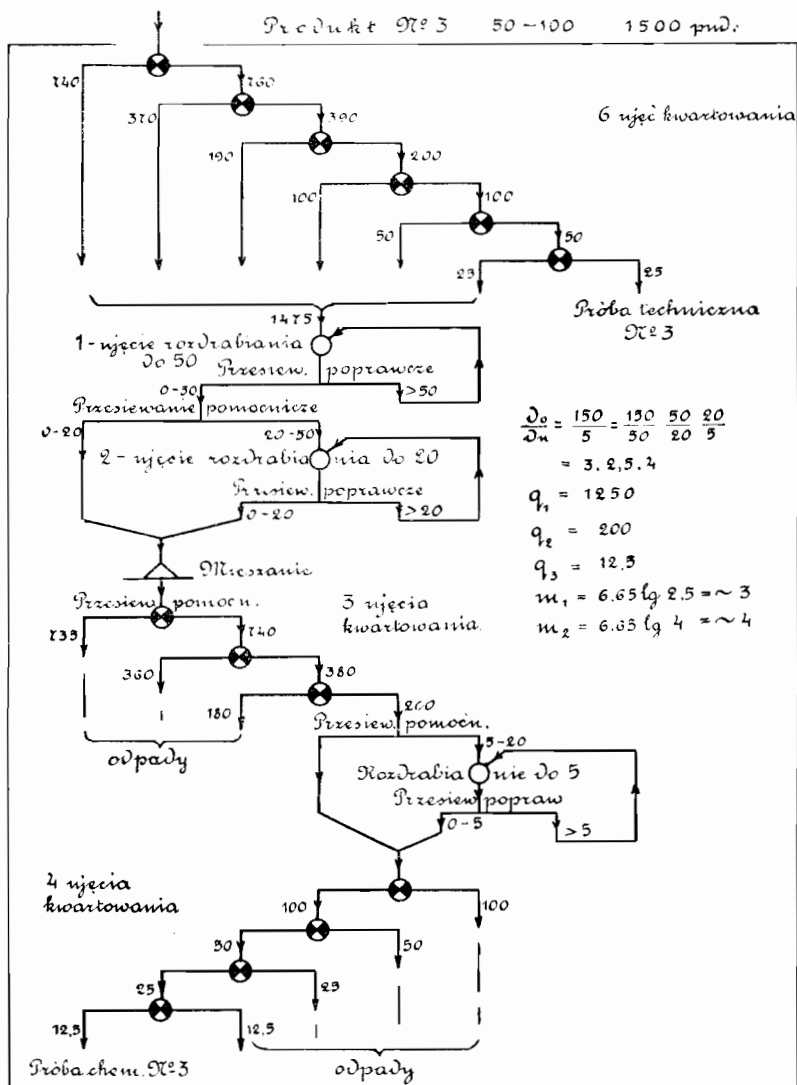


Fig. 106.

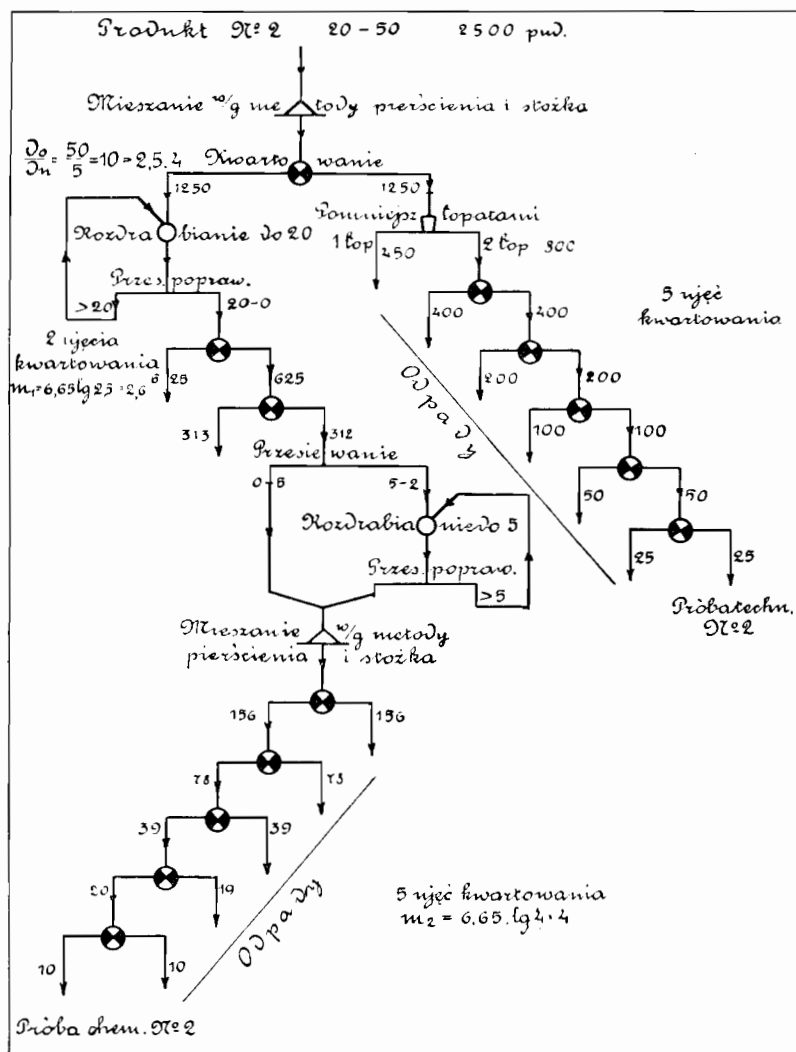


Fig. 107.

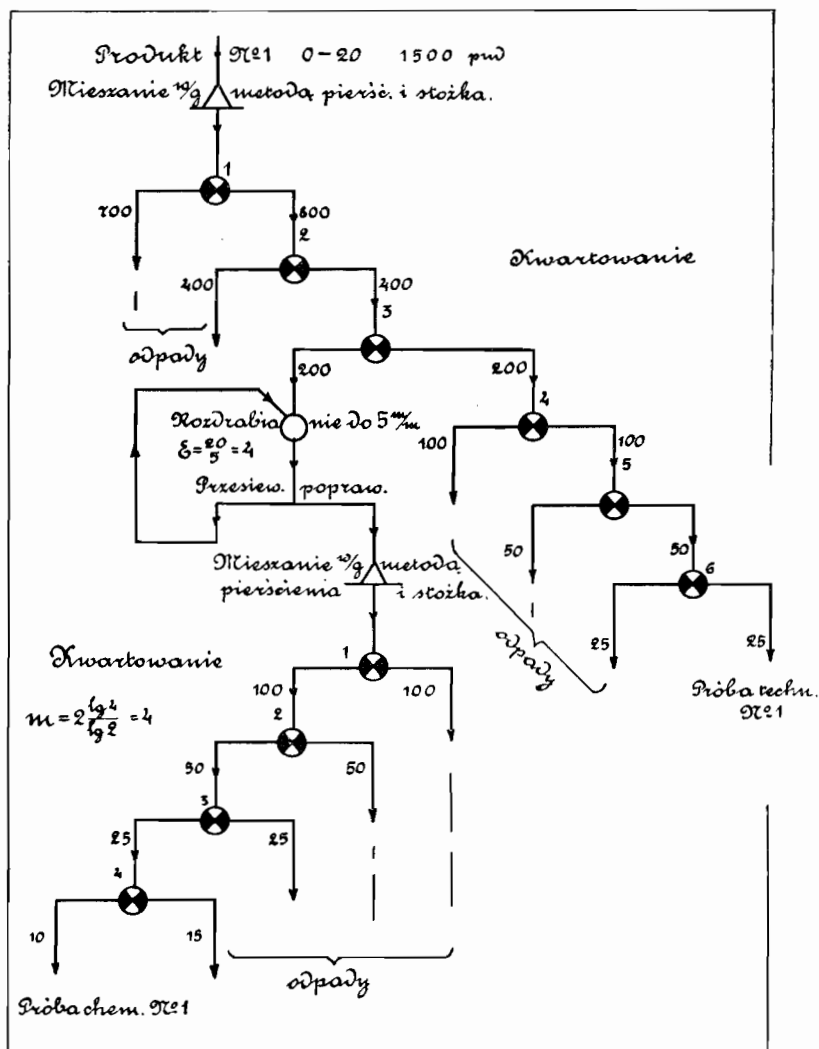


Fig. 108.

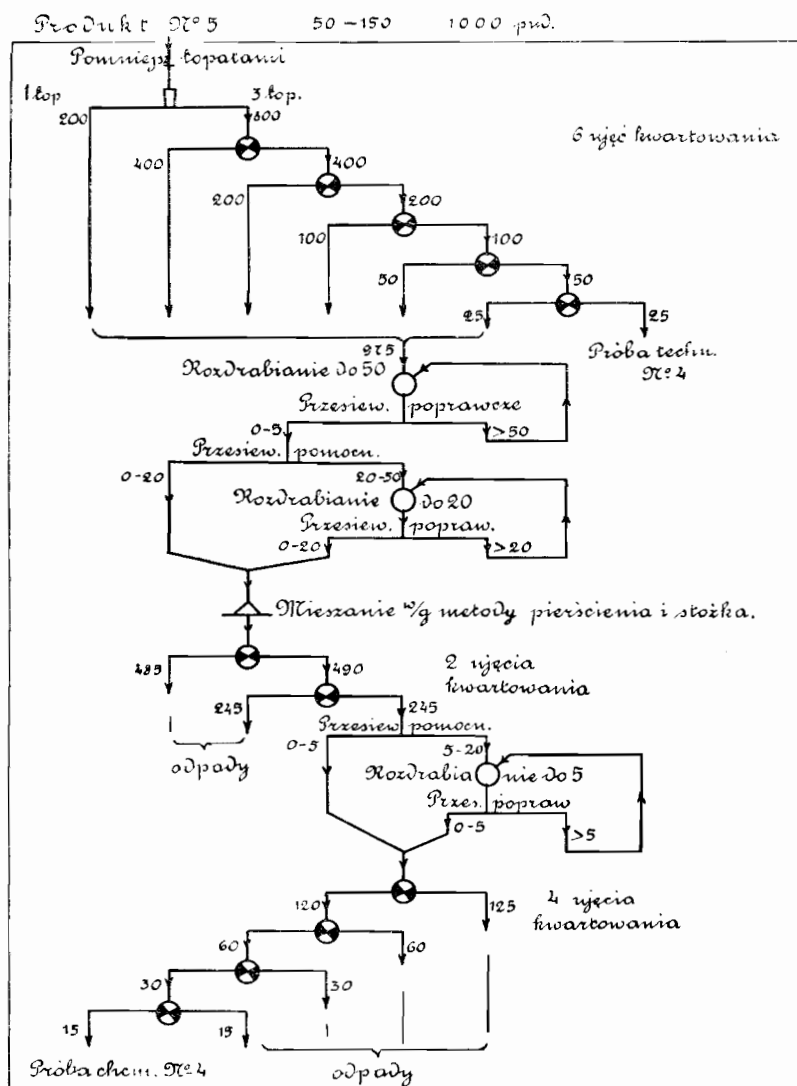


Fig. 109.

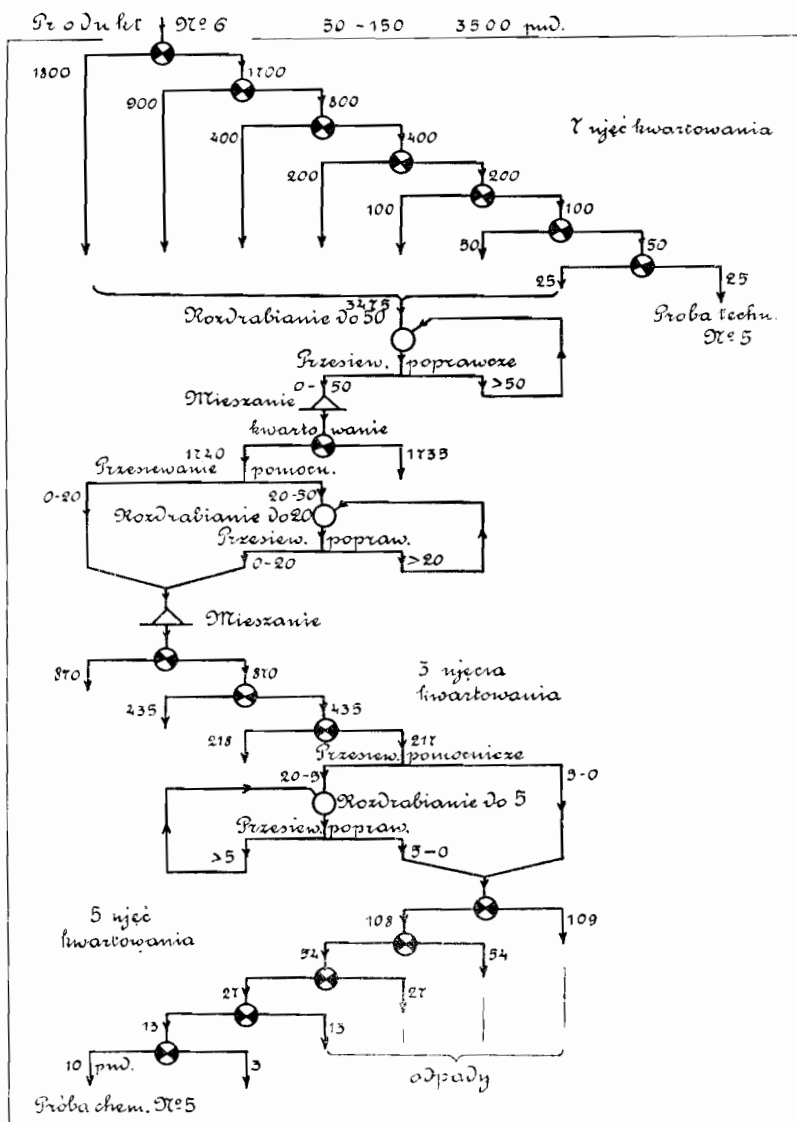


Fig. 110.

§ 37. PRZYKŁAD 2. POMNIEJSZANIE GENERALNEJ PRÓBY NA KALMIUS-OBIETOCZNEJ KOPALNI WĘGLA.

(Według instrukcji, ułożonej przez autora w r. 1917).

Zadanie polegało na opracowaniu projektu suchego ręcznego i mechanicznego sortowania w nowych kopalniach na pokładach:

- 1) Kalmius I, odbudowywanym z szybu Nr. 20.
- 2) Kalmius II odbudowywanym z szybu Nr. 20.
- 3) Smolaninowskim odbudowywanym z szybu głównego.

Na podstawie zbadania własności pokładów, ruchu istniejących przy szybie Nr. 20 sortowni, oraz istniejących wymagań rynku, został ułożony następujący schemat zakładu sortowniczego (Fig. 111).

Według tego schematu przewidywano otrzymanie:

- 1) Węgla grubego (kawalkowego) ($> 100\text{ mm}$), sortowanego ręcznie na stolach, którego część po wybraniu łupku, ulega grubemu rozdrabnianiu na kruszarce iglicowej do $100 - 0\text{ mm}$ i dołącza się do takiej samej mieszaniny z 1-go przesiewania. Wślad zatem materiał ten zostaje w suchej klasyfikacji podzielony na 7 klas: $100 - 50$, $50 - 30$, $30 - 20$, $20 - 12$, $12 - 8$, $8 - 5$ i $5 - 0$. 6 górnych klas podlega suchemu mechanicznemu sortowaniu na spiralnych separatorach Pardee w 2-ch ujęciach. Otrzymać się ma po zmieszaniu.
- 2) II-go gatunku: pospółka $100 - 20$ z pierwszych klas,
- 3) III-go gatunku: koksowy miał $20 - 0$ ze zmieszania wszystkich pozostałych klas.
- 4) IV gatunku — mieszanina warstwowego nieczystego węgla $100 - 5\text{ mm}$,
- 5) V gatunku — odpady.

System przyrządów jest osłonięty pokrywami i połączony zapomocą przewodów rurowych z ekshaustorem systemu odpylającego, który wessany pył dołącza następnie do miału koksowego.

Do ułożenia ścisłego projektu niezbędnem było określenie charakterystyki materiału surowego, rozmieszczenia domieszek według klas, charakteru domieszek pod względem możliwości zastosowania metod suchego wzbogacania oraz przeprowadzenie badania wzbog-

gacania kostki i orzecha na separatorach spiralnych z oznaczeniem elementów tych przyrządów dla różnych klas na drodze prób.

Przez odpowiednie przystosowanie istniejącej przy szybie Nr. 20 sortowni postanowiono przenieść na kopalnię doświadczenia (próby) nad przesiewaniem oraz ręczne sortowanie węgla. Z pospółki wę-

Projekt suchego mechanicznego sortowania na kopalni Kalminus-Obietocznej.

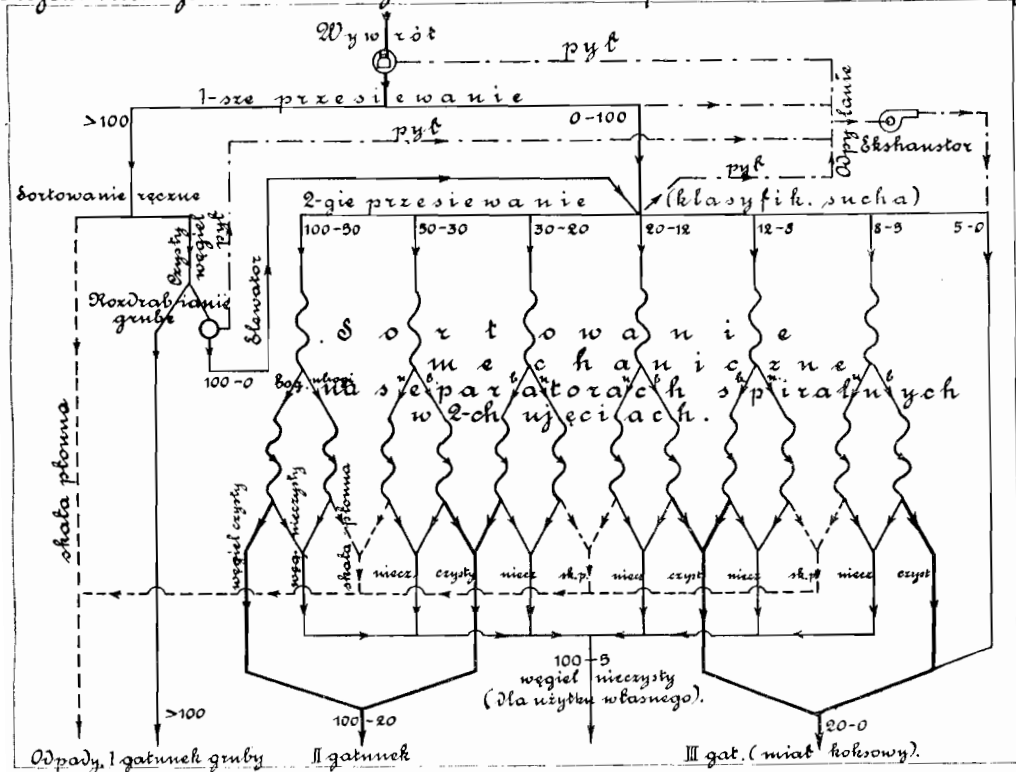


Fig. 111. Projekt suchego mechanicznego sortowania na kopalni Kalminus-Obietocznej.

gła postanowiono wziąć próby i zbadać je na suche wzbogacanie na separatorach spiralnych w laboratorium. Zaproponowany schemat prób przesiewania i sortowania jest przedstawiony na Fig. 112. Podkreślone liczby w tym schemacie wyobrażają oczekiwane roz-

dzielenie się materiału w pudach. Szczegóły schematu, będąc związane z zasadniczym schematem, zależą od obecnych na kopalni urządzeń i możliwości dostosowania tych urządzeń do celów doświadczalnych.

Zgodnie z tym schematem, 1-sze przesiewanie ma być wykonane na poziomym przesiewaczu rusztowym, umieszczonym na poziomie ziemi nad jamą węglową. Materiał, pozostający na przesiewaczu, ulega ręcznemu sortowaniu z wydzielaniem:

- 1) Czystego kawałkowego węgla — I A
- 2) Węgla warstwowanego — I B
- 3) Skały płonnej — I C
- i 4) Przerostów.

Przerosty ulegają ręcznemu rozdrabnianiu, poczem z nich są wybierane:

- 1) Węgiel czysty, dołączamy do I A, tworząc produkt Nr. 1
- 2) Węgiel warstwowy, dołączamy do I B, tworząc produkt Nr. 2

i 3) Skała płonna, dołączamy do I C;

Skała płonna I C również sortuje się ręcznie i z niej otrzymujemy:

- 1) Płyty I C₁ — produkt Nr. 3a,
- 2) Kawałki o równych powierzchniach I C₂ — prod. Nr. 3b.
- 3) Kawałki nierówne I C₃ — produkt Nr. 3c.

Materiał, który przejdzie przez przesiewacz rusztowy do dołu węglowego, jest wyciągany elewATOREM i skierowuje się na podłużny płaski przesiewacz o 2-ch sitach, położonych jedno nad drugim, na których otrzymuje się 3 gatunki:

- 1) kostka (II gatunek) — 100 — 30 mm
- 2) orzech (III ») — 30 — 10 »
- i 3) miał (IV ») — 10 — 0 »

Z tych gatunków kostka idzie na taśmę, na której ręcznie oddziela się:

- 1) Czysty węgiel — II A — produkt Nr. 4.
- 2) Węgiel warstwowy II B — produkt Nr. 5.
- i 3) Skała płonna II C, z której się wybiera:
II C₁ — Płyty — produkt Nr. 6a.

Przyjmujemy po 6000 pudów z każdego pokładu. Ilość tę otrzymujemy, biorąc do próby z pokładu Kalmius I na szybie Nr. 20 co drugi wózek w przeciągu 3—4 dni, ponieważ wydobyte dzienne stanowi 120 wózków; $(60 \text{ wózków} \times 30 \text{ pudów} \times 3—4 \text{ dni}) = 5400—7200 \text{ pud}$. Z pokładu Kalmius II, przy dziennem wydobyciu 80 wózków, branie próby będzie ciągnęło się przez 5 dni. Nakoniec z pokładu Smolaninowskiego, który ma wydajność większą — 200 wózków na dobę, bierze się do próby co 4-ty wózek, branie zaś próby trwa 3 doby. Przypuszczamy, że ta ilość podzieli się mniej więcej następująco:

W kawałkach $> 100 \text{ mm}$ — 600 pudów		$\left\{ \begin{array}{l} \text{I A} — 500 \text{ pud.} \\ \text{I B} — 50 \text{ „} \\ \text{I C} — 50 \text{ „} \end{array} \right.$	
W kawałkach $100 — 0 \text{ mm}$ — 5200 pudów	$100 — 30$	$— 1800 \text{ p.}$	$\left\{ \begin{array}{l} \text{II A} — 1200 \\ \text{II B} — 150 \\ \text{II C} — 450 \end{array} \right.$
	$30 — 10$	$— 1500 \text{ p.}$	
	$10 — 0$	$— 2100 \text{ „}$	

Minimalne ilości prób powinny wynosić dla I klasy $200 — 100 \text{ mm}$ $q = 0,65 \cdot 200^2 = 2600 \text{ pudów}$, dla II klasy $100 — 30 \text{ mm}$ $q = 0,65 \cdot 100^2 = 650 \text{ pudów}$, dla III klasy $30 — 10 \text{ mm}$ $q = 0,065 \cdot 30^2 = 60 \text{ pudów}$, dla IV klasy $10 — 0 \text{ mm}$ $q = 0,065 \cdot 10^2 = 6,5 \text{ pudów}$.

Jako ilość materiału w próbie technicznej jednego gatunku przyjmujemy 1 tonnę. Tylko III i IV gatunek czynią zadość warunkom prawidłowego pomniejszania przy zachowaniu początkowej grubości ziarna. Natomiast gatunki I i II nie mogą być otrzymane przez prawidłowe pomniejszanie w ilościach żądanych. W ten sposób branie prób chemicznych z III-go i IV-go gatunków nie jest konieczne. Jednakże, wobec możliwości podzielenia III gatunku w laboratorium na kilka klas i produktów, które spadną poniżej granicy wymaganych ilości materiału w próbie, trzeba również i z tego produktu wziąć próbę chemiczną. Co się tyczy gatunku IV-go, to wobec tego, że wzbogacanie jego wogóle może być uznane za niemożliwe, można uważać go za produkt gotowy, co powoduje, że branie próby technicznej staje się zbędne. To samo można powiedzieć o produktach wyższych gatunków, których próby wzbogacania

kończą się na kopalni. Gatunek II może wzbudzać wątpliwości. Jeżeli zastosować do niego w projekcie ostatecznym ręczne sortowanie, to próby wzbogacania jego na kopalni będą ostatecznymi. Ale można zastosować do niego i wzbogacanie mechaniczne. Jednak pod względem wzbogacania mechanicznego największe trudności następcząją klasy drobne, jeżeli zaś próby mechanicznego wzbogacania tych klas dadzą wyniki dodatnie, to tembardziej wzbogacanie takie będzie właściwe w zastosowaniu do klas wyższych, których badanie w laboratorium będzie zatem zbyteczne tembardziej, że na podstawie wyników badań laboratoryjnych nad nowym sposobem mechanicznego wzbogacania w Zagłębiu Donieckiem wypadnie w każdym razie z początku wybudować sekcję próbną w zakładzie przeróbczym, na którym też uzyska się możność uregulowania elementów separatorów. Jeżeli zaś próby wzbogacania na spiralnych separatorach wypadną dla klas niższych niezadawalająco, to urządzenie tych separatorów wyłącznie dla klas wyższych, dogodnie dających się wzbogacać ręcznie, nie będzie celowe. W ten sposób można zrezygnować z wzięcia technicznej próby z II gatunku i ograniczyć się jedynie do pomniejszania III gatunku. Z gatunków innych, poza III-m, weźmiemy po 5 pudów ($\approx 32 \text{ kg}$) typowych węgla w charakterze mineralogicznych prób — okazów, które posłużą również do pewnych badań o charakterze wstępnym.

Co się tyczy prób chemicznych, to ponieważ na kopalni mamy możność wykonać rozdrabianie do 1 mm , będziemy mogli wziąć do nich

$$q = 0,065 \cdot 1^2 = 2,5 \text{ funty } (\approx 1,23 \text{ kg})$$

z każdego gatunku.

Zatem, z każdego pokładu należy wziąć po 60 pudów ($\approx 0,985$ tonny) do próby technicznej z III gatunku i po 5 pudów z produktów innych, t. j. 35 pudów; razem — 100 pudów, z 3-ch zaś pokładów 300 pudów (lub $1\frac{1}{2}$ wagona) oraz po 2 funty prób chemicznych z 8-miu produktów, t. j. 16 funtów dla każdego z pokładów — 48 funtów ze wszystkich 3-ch pokładów.

Na podstawie tych wywodów były ułożone następujące schematy pomniejszania dla różnych produktów (Fig. 113 — 118). Przyjęto

tu przy rozładowywaniu zbiorników dla gatunków II — IV pomniejszanie wózkami, które wykonuje się zgodnie z tą samą zasadą, co i pomniejszanie łopatami i znajduje zastosowanie w celu wyrównywania frakcyj pomniejszania.

Podczas prób sortowania na kopalni wystrzegać się należy kruszenia kawalkowego węgla na przesiewaczu rusztowym. Trzeba więc wykonać te przesiewania przy pomocy ostrożnego przegartywania materiału, leżącego na ruszcie, unikając rozbijania, łupania i przeciskania grubych kawalków węgla, które nie przechodzą między sztabami rusztu. Również duże kawalki płaskie, które mogłyby przejść pomiędzy sztabami rusztu, gdyby były ustawione na krawędz, należy wybierać i nie pozwalać, aby się przesiewały do jamy. Materiał, pozostający na ruszcie, należy wybierać rękami i sortować następnie na platformie z desek.

Przezorność druga polega na tem, aby w rzędzie elewatora, jego skrzynkach na taśmie oraz w zbiornikach nie pozostawał węgiel z poprzedniej roboty. Dlatego przed puszczeniem w ruch sortowni należy obejrzeć wszystkie przyrządy, oczyścić do sucha jamę, przyrządy i zbiorniki; gdyby był stały dopływ wody do węglowej jamy, zapobiec temu. W zbiornikach należy urządzić żłoby śrubowe, aby węgiel mógł się staczać, nie krusząc się.

Rozdrabianie węgla wykonuje się ręcznie przy pomocy młotów, do rozdrabiania grubego stosując uderzenia lekkie i uderzenia cięższe do bardziej drobnego. Dla najbardziej drobnego stosuje się przecieranie węgla na płytach.

Przesiewania pomocnicze i poprawcze wykonuje się na sitach stacjonarnych.

Pomniejszanie powinno być wykonywane pod dachem.

Powyższe przykłady z praktyki rud i węgla wyczerpują sposoby pomniejszania prób generalnych. Dla odmiennych danych i warunków, opierając się na przytoczonych przykładach, nie trudno będzie ułożyć schemat pomniejszania i plan organizacji robót, kierując się wyłożonemi zasadami.

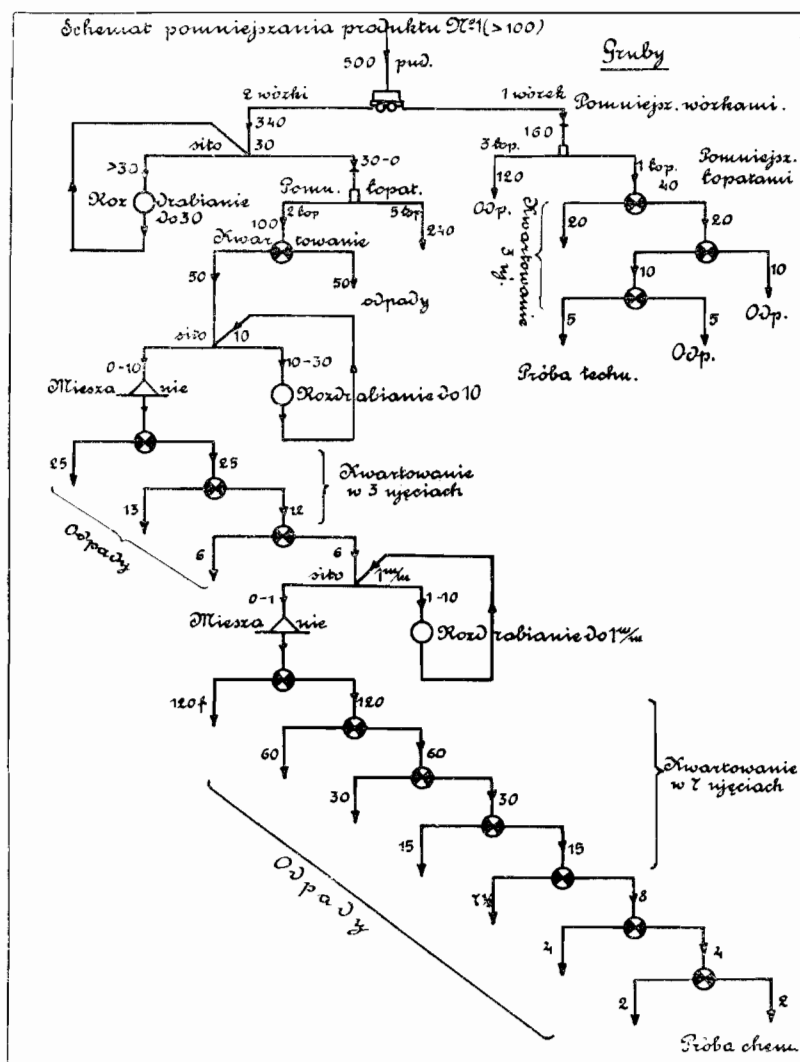


Fig. 113. Schemat pomniejszania produktu Nr. 1.

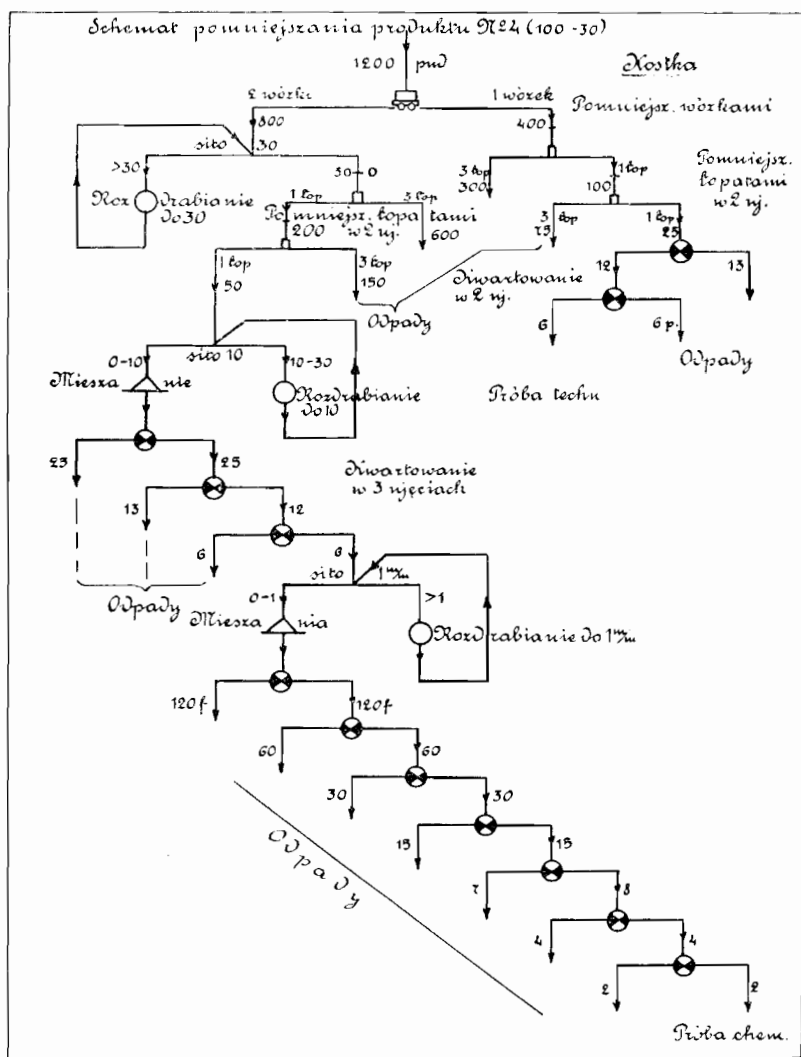
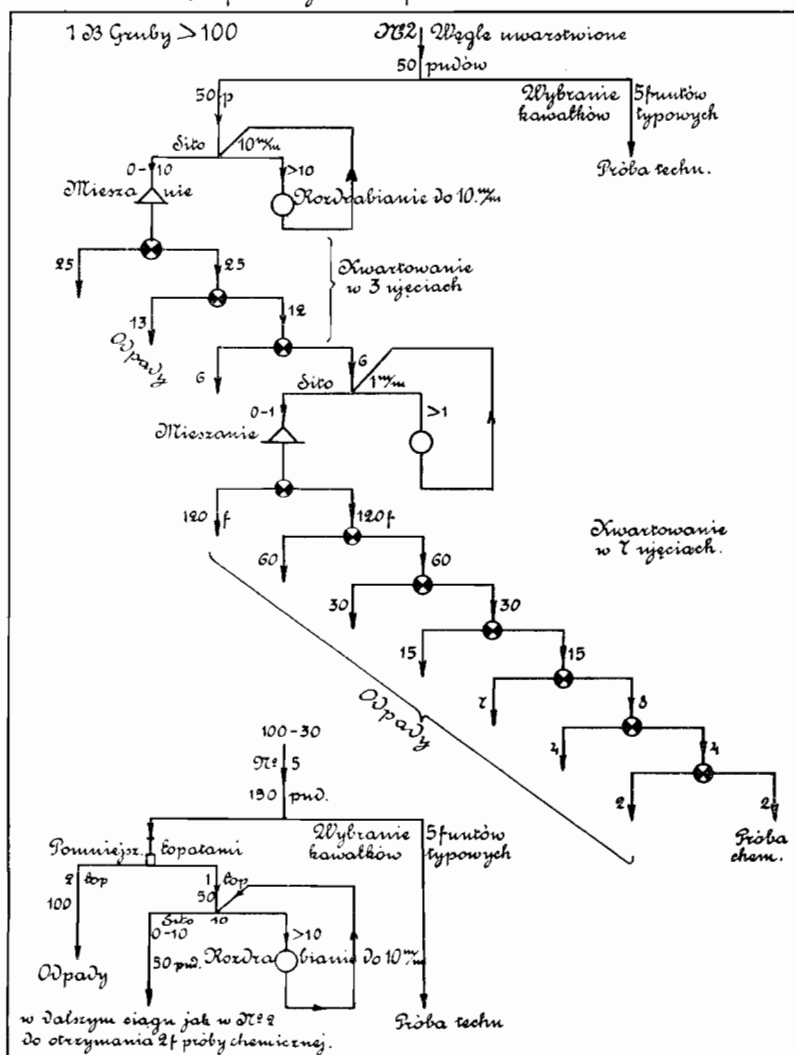


Fig. 114. Schemat pomniejszania produktu Nr. 4 (100 — 30).

Schemat pomniejszania produktów №2 i №5.



362 | 24 kg uwarstwione
50 | pułków

Wybranie 5 punktów typowych
↓
Próba techn.

Muerto

Przebieg do 10. VII

kwartowanie
w 3 ujęciach

Mieszko

Xwartowanie
w T yjciach.

Орпаву

Fröba
chem.

Pomniej,

Wybranie kawałków	5 funtów typowych
----------------------	----------------------

Οδραδν

Pracownik do 10^{mg}

Proba techn...

w dalszym ciągu jak w Nr 2
do otrzymania 2f próby chemicznej.

Schemat pomniejszania produktów №3 i №6.

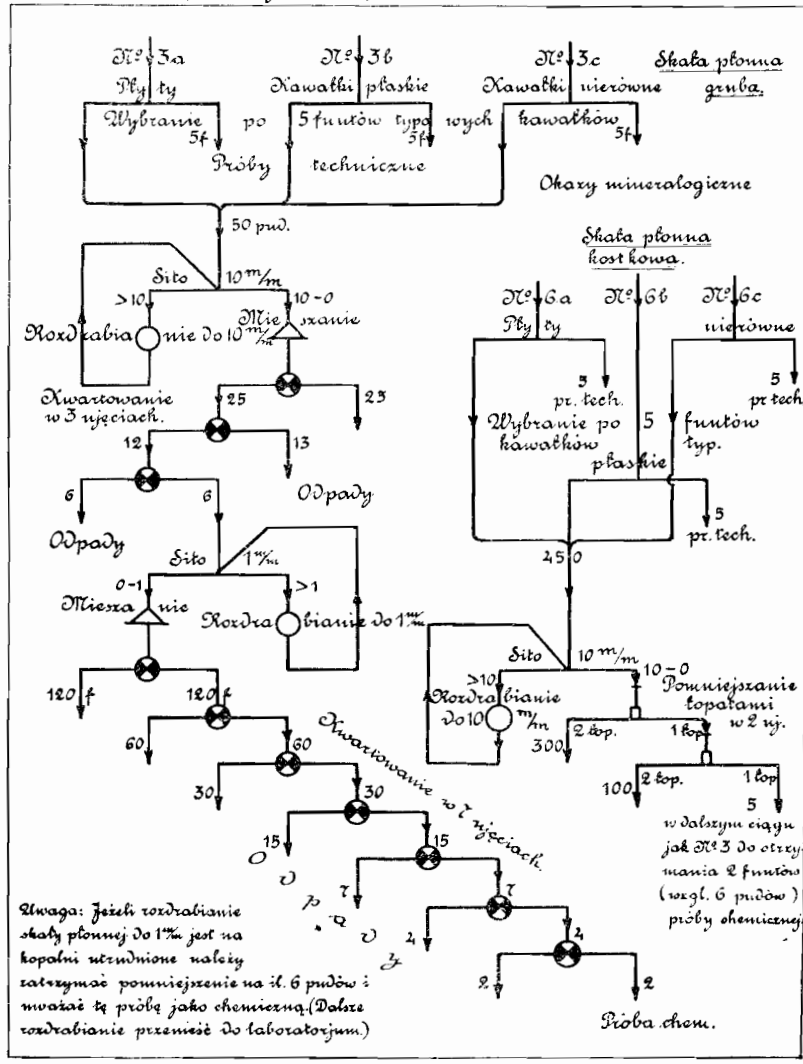


Fig. 116. Schemat pomniejszania produktów Nr. 3 i Nr. 6.

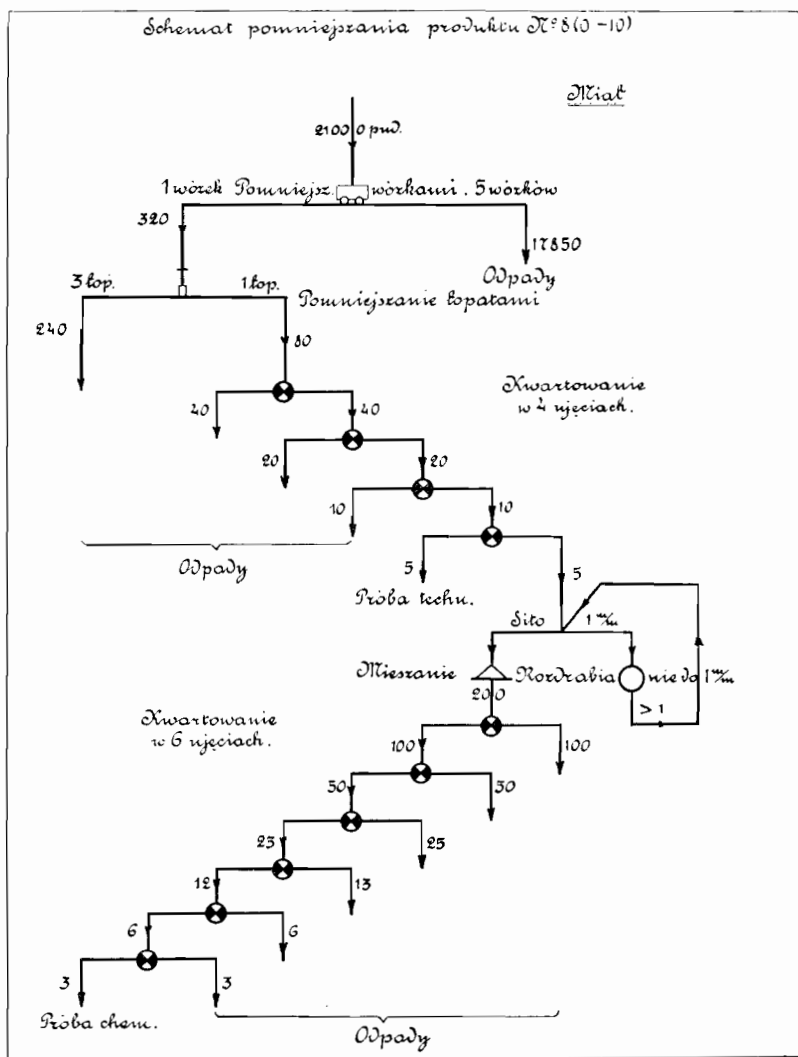


Fig. 118. Schemat pomniejszania produktu Nr. 8 (0 — 10).

§ 38. ZNACZENIE SCHEMATÓW POMNIEJSZANIA I PROWADZENIE DZIENNIKA.

Jak z poprzedniego wynika, pomniejszanie jakiejkolwiek próby w ogólności, a generalnej w szczególności, składa się z mnóstwa następujących po sobie operacyj, których ściśle wykonanie w oznaczonym porządku warunkuje prawidłowość całego procesu brania prób. Ażeby wykonanie wszystkich operacyj pochłonęło minimum czasu i ażeby szło rzeczywiście w żądanym porządku, zawczasu powinny być ułożone schematy pomniejszania dla wszystkich produktów, jak to podaliśmy powyżej na przykładach, chociażby te schematy były podobne do siebie, różniąc się czasem jedynie w oznaczeniach liczbowych. Schematy takie stanowią *organizację robót*. Z nich łatwo można odczytać, ile należy przeprowadzić poszczególnych manipulacyj, oznaczyć ilość potrzebnych robotników i niezbędny czas, wreszcie — kontrolować wykonanie robót. Ostatnia rzecz jest szczególnie istotną przy wielkiej ilości oddzielnych prób, ze względu na podobieństwo manipulacyj i — jeżeli cała operacja trwa przez kilka dni — ważnem jest nie pomylić się w następujących po sobie pracach po chwilowych przerwach. W tym celu są układane specjalne dzienniki, w których zgóry są wypisane na podstawie schematów w porządku wszystkie operacje, tak, jak się powinny one wykonywać. W dalszym ciągu przytoczony został wzór takiego dziennika, przyczem za przykład wzięto schemat Fig. 117. W schemacie tym oznaczono liczbami porządkowymi (w ○) następujące po sobie operacje. Produkty, otrzymywane w każdej operacji, mają numerację odrębną (liczby w □). Odpowiednio do tego oznaczenia w I-ej kolumnie dziennika zaznacza się Nr. operacji. W II-ej — Nr. produktu będącego w robocie w tej operacji. W III-ciej opisuje się samą operację, to zn. co należy uczynić z produktem, zanotowanym w kolumnie 2-ej. W 4-ej oznacza się jeden po drugim numery produktów otrzymanych. W kolumnie 5, 6 i 7 notuje się wagę: brutto, tara i netto produktów otrzymywanych; wypełnia się te kolumny tylko wówczas, gdy waga danych produktów ma znaczenie (np. przy próbach z sortowaniem). W kolumnie 8-ej notuje się, dokąd dany produkt ma być przeznaczony i do jakiej następnej operacji produkt się skierowuje (Nr. operacji). W 9-ej

i 10-ej notuje się czas, początek i koniec operacji. Wreszcie w kolumnie ostatniej przeprowadzający operację codziennie wpisuje datę wraz ze swym podpisem. Pozostawia się jeszcze jedną kolumnę na uwagi. Jeżeli każdy produkt, nawet istniejący przejściowo, otrzymuje odpowiednią etykietkę z numerem i jeżeli prowadzi się ściśle

WZÓR DZIENNIKA BRANIA PRÓB.

Nr. operacji	Nr. produktu	Opis operacji	Nr. Nr. otrzymane prod.	W a g a			Skierować do operac.	C z a s		Data i podpis	U w a g i
				brutto	tara	netto		po-czątek	ko-niec		
1	0	Pomniejszanie wózkami 3 wózki 1 wózek	1 2			1140 360	odpady 2	<i>h</i> 8 ra- no		11/IV 192... Jan W... ski	
2	2	Pomniejszanie łopatami 2 łopaty 1 łopata	3 4			240 120	odpady 3				
3	4	Kwartowanie 1 ujęcie	5 6			60 60	4 <i>Próba techn.</i>				
4	5	Sito 10 mm	7 8				6 5		<i>h</i> 4 wiecz.		0 — 10 > 10
5	8	Rozdrabianie do 10 mm nad sitem 10 mm	9				4				
6	7	Mieszanie w/g metody pierścienia i stożka	10				7				
7	10	Kwartowanie 1 ujęcie	11 12			30 30	odpady 8				
			i t. d.								

notowanie wszystkich operacji, to omyłki, nieuniknione przy robotach, prowadzonych bez notatek, mogą być w zupełności wyeliminowane. Dziennik, ułożony ściśle na podstawie schematu, zabezpiecza w ten sposób prędkie i nieomyłne wykonanie bardzo licznych

czynności w należyтым porządku bez konieczności trzymania w pamięci często dość skomplikowanego schematu; daje on również możność oddawania pracy z rąk do rąk innej osobie przy pracy na kilka zmian bez żadnych opóźnień i przerw, przyczem prowadzący operację, rozpoczynając swą pracę, odczytuje z dziennika na czem stała poprzednia zmiana i co należy wykonać w ciągu dalszym, nie zagłębiając się w to, co zostało poprzednio wykonanem.

Z dziennika tego wynika, że wykonana praca kończy się na 4-tej operacji.

§ 39. SPOSÓB PRZEDSTAWIANIA NA WYKRESIE REZULTATÓW PRÓBY GENERALNEJ.

W wyniku próbnego przesiewania i wzięcia prób chemicznych z każdej klasy otrzymujemy możność zbudowania charakterystyki rudy surowej i rozmieszczenia części składowych rudy w poszczególnych klasach. Charakterystyka materiału według wielkości kawałków może być zbudowana w znany sposób, skoro mamy wychód każdej klasy, jeżeli na osi odciętych będziemy odkładali średnice kawałków (ziarn), na osi zaś rzędnych %-we ilości materiału (Fig. 119 i 120). Zawartość pewnego pierwiastka uwidacznia się na wykresie przez poprowadzenie poziomej prostej między rzędnymi, zawierającemi daną klasę na wysokości proporcjonalnej do zawartości w dowolnej skali. Biorąc iloczyn tych zawartości przez % wychodu w danej klasie, znajdujemy bezwzględną ilość danego pierwiastka w pewnej klasie, przez dodawanie zaś następujących po sobie takich iloczynów otrzymujemy charakterystykę pierwiastka. W analizie wystarczy ustalić tylko niektóre pierwiastki, podczas gdy inne części składowe mogą być oznaczone na drodze obliczeń. Tak np. w rudzie, składającej się z $CuFeS_2$ i FeS_2 , wystarczy znać zawartość Cu i S . Według Cu znajdujemy wówczas połączone z nią ilości Fe i S w $CuFeS_2$, z różnicy zaś S w analizie i $CuFeS_2$ — ilość Fe w FeS_2 , zatem znajdziemy ilości $CuFeS_2$ i FeS_2 . Pozostała ilość materiału przyjmujemy za skalę płonną. (Fig. 119). W węglu określa się ilość popiołu i S . Jeżeli niema gipsu i cała ilość S należy do FeS_2 , to z ilości S oblicza się ilość Fe , która jest w związku

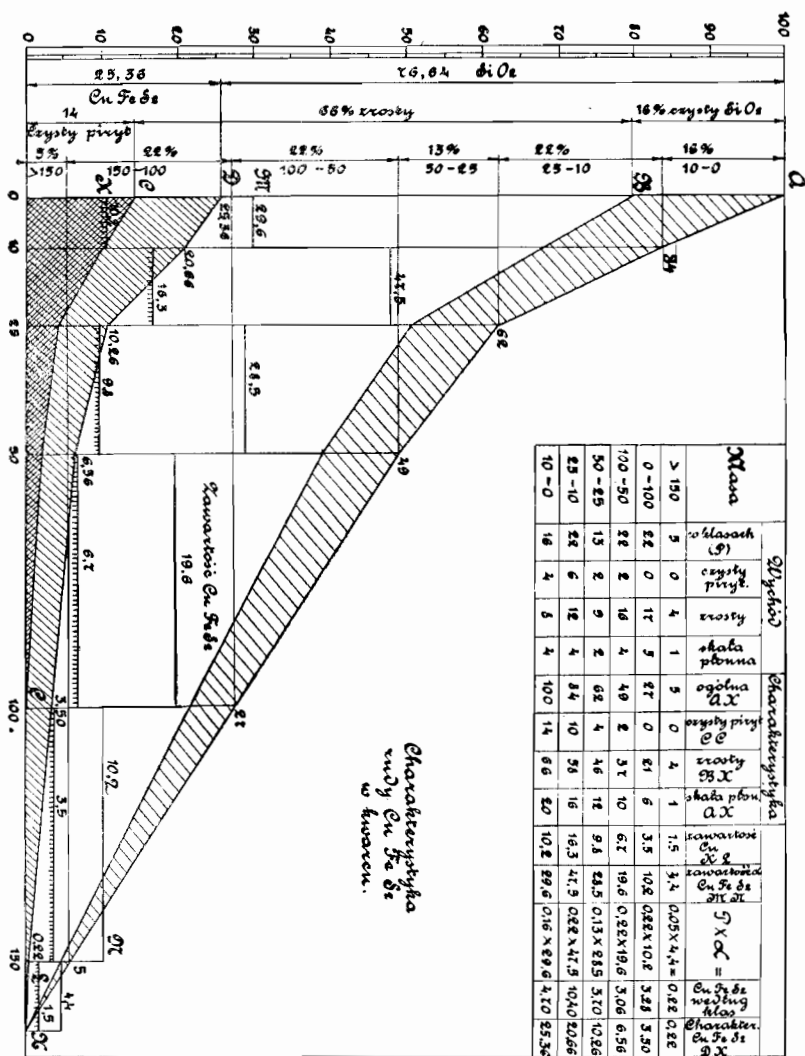


Fig. 119. Charakterystyka rudy $CuFeS_2$ w kwarcu.

z S , różnica zaś tej ilości i ogólnej ilości popiołu da nam zawartość skały płonnej.

Jeżeli podczas pomniejszania na drodze najprostszych metod wzbogacania uda się ustalić ilość swobodnych ziarn rudy, skały płonnej i przerostów, to wyniki te mogą być również uwidocznione na charakterystyce. (Ob. Fig. 119 i 120).

ROZDZIAŁ VII.

ANALIZA RUCHU ZAKŁADU PRZERÓBKİ MECHANICZNEJ. (BRANIE I POMNIEJSZANIE PRÓB W ZAKŁADACH PRZERÓBKİ MECHANICZNEJ).

§ 40. PODSTAWY OGÓLNE ANALIZY.

Analiza ruchu fabryki polega na rejestracji a) jakości i b) ilości materiału surowego oraz otrzymujących się gotowych (końcowych) produktów i wszystkich półproduktów.

Celem tej analizy jest:

- 1) sprawdzenie obliczeń kalkulacyjnych i uregulowanie zakładów nowo uruchomionych;
- 2) stały nadzór nad prawidłowym biegiem pracy zakładu i ujawnienie nieprawidłowości w ruchu;
- 3) wyjaśnienie przyczyn niezadowolającej pracy zakładu,
- 4) w zakładach typu poszukiwawczego zastępuje ona branie globalnych prób z kopalni.

Obecnie we wszystkich dobrze postawionych zakładach zawsze jest zorganizowana taka analiza ruchu.

Kontrola jakości produktów sprowadza się do brania prób, kontrola zaś ilości — do mierzenia produktów na objętość lub wagę. Może ona być wykonywana perjodycznie lub też w sposób ciągły. Sposób pierwszy, bardziej prosty, polega na wzięciu prób ze wszystkich produktów gotowych i przejściowych w jednym i tym samym czasie i bywa stosowany zwykle przez ekspertów przy badaniu ruchu zakładu, na którym nie istnieje ciągle branie prób. Polega ona na zwykłym podstawianiu naczyń (wiader) we wszystkie te miejsca, gdzie są otrzymywane jakiekolwiek produkty i napełnianiu ich w ciągu pewnego czasu jednocześnie. Operacja ta powtarza się w ciągu doby kilka razy w równych odstępach czasu.

Oczywiście, otrzymuje się przytem proporcjonalne ilości materiału. Takie napełnianie naczyń jest braniem prób. Należy tu zwracać uwagę na to, ażeby ilość zebranego materiału dla klasy najgrubszej odpowiadała warunkowi: $q = k d^2$. Ponieważ dla zorientowania się w stosunkach ilościowych należy zbierać materiał w ciągu tego samego czasu, przeto ilości prób są orjentowane na produkt najgrubszy. Będzie to w każdym przypadku materiał surowy, lub klasa pierwsza pod względem grubości, jeżeli klasyfikacja obejmuje cały materiał surowy bez oddzielania z niego jakichkolwiek gotowych produktów. Właściwie, jeżeli są wzięte próby ze wszystkich produktów, na które zostaje podzielony materiał surowy, to ilość i skład jego określa się przez sumowanie ilości wziętych produktów i z ich analiz, pod warunkiem, że branie prób obejmowało również wszystkie wody szlamowe, które unoszą materiał. Pomimo najbardziej starannego brania prób nie można uwzględnić wszystkich strat w pyłach i szlamach. Ze względu na to należy również dążyć do brania prób także z materiału, wchodzącego do zakładu, o ile nie stoi na przeszkodzie zbyt wielka średnica jego kawałków i sposób załadowania.

Najdogodniejszym w wykonaniu jest to w tych przypadkach, gdy cała ruda przed jej pierwszym rozdzieleniem ulega rozdrabnianiu. Jeżeli zaś materiał surowy natychmiast po wyładowaniu z wózków, ulega rozdzieleniu (na przesiewaczach), wówczas branie prób ze strumienia materiału surowego staje się już bardzo utrudnione zwłaszcza, jeżeli wchodzi on strumieniem ciągłym w wózkach kopalnianych.

Trudność polega na tem, że branie prób w jednym i tym samym czasie w różnych miejscach fabryki nie daje w rzeczywistości obrazu ścisłego, ponieważ materiał wymaga pewnego czasu do przejścia przez cały zakład, zatem, biorąc próbę w jednym i tym samym czasie, powinniśmy przypuszczać, że średni skład rudy w zakładzie nie ulega zmianom, co nie zawsze odpowiada rzeczywistości. Ściśle rzecz biorąc, należałoby przez zakład przepuścić określoną ilość rudy i wziąć próby ze wszystkich otrzymywanych produktów. Ale w tym przypadku nie mamy możliwości wzięcia prób z produktów przejściowych. Do osiągnięcia tego należałoby wstrzymać prawi-

dłowy bieg zakładu, przepuszczając kolejno materiał przez wszystkie stadja. Po każdym stadjum zakład należałoby zatrzymać i za każdym razem brać próby z otrzymywanych produktów, ma to miejsce na stacjach doświadczalnych. Lecz w zakładach czynnych taki sposób łączy się z wielu niedogodnościami i w praktyce czasem jest niewykonalny, wobec czego zwykle stosuje się branie prób w jednym i tym samym czasie.

Jeżeli ogólny strumień przebiega przez pośredni lub regulujący zbiornik, to szybkość strumienia przed i za zbiornikiem może być różna i wówczas obydwie części strumienia są poddawane braniu prób niezależnie, według zasady brania prób w jednym i tym samym czasie, materiał zaś, zbierający się w zbiorniku, poddaje się dwa razy braniu prób: przy wejściu do tego zbiornika jako produkt końcowy górnej części strumienia, oraz przy wyjściu — jako produkt początkowy dolnej części strumienia.

Wzięte w podany sposób próby są traktowane przy pomniejszaniu jak zwykłe próby chemiczne.

Do *nieprzerwanego* brania prób podany sposób nie jest dogodny i zazwyczaj jakościowe branie prób zastępuje się przez *automatyczne* branie prób zapomocą mechanizmów, przyczem osiąga się jednocześnie automatyczne pomniejszanie wziętych prób. Do stałej kontroli wagowej posługują się temi samemi środkami, które są stosowane dla kontroli handlowej przedsiębiorstwa, to jest różnego rodzaju wagami, czynnemi perjodycznie lub bez przerwy, rejestrującemi automatycznie ciężar przechodzącego przez nie materiału, przyczem zwykle pomiary są ograniczane tylko do materiału surowego i produktów gotowych, posiadających wartość rynkową.

Mechaniczne branie i pomniejszanie prób, dzięki swemu skomplikowanemu charakterowi, nie może być stosowane do wszystkich produktów, które się otrzymuje w fabryce w każdym stadjum. Z tego powodu stosuje się go tylko w ważniejszych punktach strumienia oraz w punktach najbardziej trudnych z tem wyrachowaniem, aby mogło ono wykryć wady pracy zakładu, co w każdym razie w zakładach uregulowanych i prawidłowo zaprojektowanych zachodzi względnie rzadko. Gdy wadliwości ruchu zostaną dostrzeżone, a przyczyny ich nie będą jasne, nie trudno będzie zorgani-

zować branie prób we wszystkich punktach w sposób powyżej opisany.

Najważniejszymi danymi do nadzoru nad ruchem zakładu są skład materiału surowego (α) i gotowych końcowych produktów. (β). Wówczas, znając stosunki ilościowe t. j. wychód produktów gotowych, zawsze można wyrobić sobie pojęcie o stopniu ekstrakcji i wszystkich stratach w odpadach, jak również o ich składzie ogólnym ze wzorów;

$$\begin{aligned}\varepsilon &= \gamma \frac{\beta}{\alpha} \\ \eta &= 1 - \varepsilon \\ \vartheta &= \frac{\eta \cdot \alpha}{1 - \gamma} = \frac{\alpha - \gamma p}{1 - \gamma};\end{aligned}$$

Poleca się również posiadać dane o składzie czystych odpadów. Wówczas, obliczając ekstrakcję metalu w każdym z otrzymanych produktów oddzielnie, otrzymamy wyobrażenie o stratach we wszystkich szlamach i pyłe, które nie mogą być ułowione.

Najtrudniejszym jest branie prób z materiału surowego, jako produktu najbardziej nierównomiernego i najgrubszego, podczas gdy produkty końcowe, koncentraty, w procesie ich otrzymywania wytwarzają dość jednorodną mieszaninę, zwłaszcza zaś koncentraty drobne ze stołów. Branie prób z tych ostatnich może być często przeprowadzone nawet bez mieszania przez zwykłe zaczerpnięcie łyżką z różnych miejsc naczynia, w którym się one zbierają. Dla produktu początkowego natomiast należy stosować przyrządy.

§ 41. AUTMATYCZNE PRZYRZĄDY POMNIEJSZAJĄCE.

Aparaty do brania prób z ciągłego strumienia materiału (samplers) nazywamy *automatycznymi przyrządami pomniejszającymi*, ponieważ one podczas brania próby jednocześnie ją pomniejszają.

Rozróżniamy przyrządy pomniejszające stacjonarne i mechaniczne.

1. *Stacjonarny* czyli *rurowy przyrząd pomniejszający* składa się z rury z żelaza lanego T (Fig. 121), utworzonej z sekcij S. Każda z sekcij rury posiada lejek a, skierowujący rudę przechodzącą

przezeń, na blachę pionową — rozdzielającą — b, która dzieli rudę na 2 części równe, przyczem jedna z tych części po pochyłości c, będącej dalszym ciągiem blachy b, wchodzi przez otwór boczny 0 do rury t, druga zaś część rudy trafia do następnego lejka a'. Z lejka a' ruda ponownie trafia na następną blachę dzielącą b', gdzie znowu dokonuje się podział na 2 części, tak, że w ten sposób $\frac{1}{4}$ część pierwotnego strumienia rudy uchodzi przez drugi otwór boczny 0' ze strony przeciwnej i t. d.

Sekcyj S może być kilka i zależnie od ich ilości, w sekcji ostatniej z lejka a może być otrzymana ruda w pomniejszeniu do $\frac{1}{4}$, $\frac{1}{8}$, $\frac{1}{16}$, $\frac{1}{32}$, i nawet $\frac{1}{64}$ części ilości początkowej.

Przyrządy pomniejszające rurowe wykonuje się jako pojedyncze dla gatunków grubszych i jako podwójne dla średnich i drobnych. (Fig. 122).

Rury pojedynczych przyrządów mają 12" w średnicy i są wyrobiane ze stali. Pomniejszają one nie więcej, niż do $\frac{1}{16}$ części pierwotnej ilości materiału. Rury przyrządów podwójnych mają 6—8" w średnicy. Długość jednej sekcji 16".

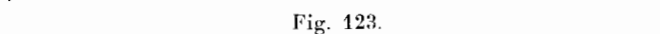
Odrzucone części rudy łączą się w jednej lub 2-ch rurach, które prowadzą materiał z powrotem do strumienia ogólnego.

Przewaga stacjonarnych przyrządów rurowych pomniejszających nad innymi (mechanicznymi) polega na prostej konstrukcji i braku części ruchomych. Wadą jest znaczna wysokość, uzależniająca możliwość stosowania tych przyrządów od obecności wystarczającej wysokości, którą rozporządzamy w zakładzie do ustawienia przyrządu.

Bardziej istotną wadą ich jest ta okoliczność, że ruda, przesypująca się do rury w pochyłym żłobie, ma dążność do koncentracji, wobec czego spadający strumień posiada budowę nierównomierną, której przyrząd nie jest w stanie zmienić, co powoduje, że próba otrzymuje niezupełnie identyczny skład z materiałem, wchodzącym do przyrządu. Wady tej nie posiadają

Mechaniczne przyrządy pomniejszające.

Działanie ich polega na tem, że pod spadający strumień materiału wprowadza się w pewnych odstępach czasu naczynie o określonej pojemności, które odprowadza wziętą część rudy i automa-



Aparat Vezin'a.

Składowe

który stale przebiega materiał surowy. Za każdym razem, kiedy ramię krzyża lejka F wchodzi do lejka E w strumień spadającego materiału, pewna część strumienia, trafiając do lejka F, wychodzi przez skrzynkę a na bok w charakterze próby. W przerwach pomiędzy momentami, gdy jedno z ramion krzyża wchodzi do lejka E, strumień sypie się po swej naturalnej drodze przez lej E i wychodzi przez otwór b. Wielkość powierzchni otworu lejka krzyżowego warunkuje % - wą ilość próby. Najbardziej używane są 5-cio i 10-cio %-we przyrządy pomniejszające, chociaż, rzecz jasna, mogą być skonstruowane przyrządy, biorące dowolny % materiału. Tak np. na Fig. 124 przedstawiony

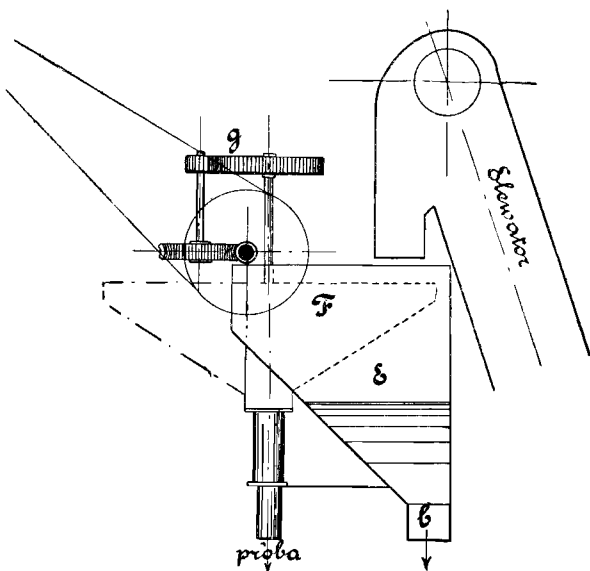


Fig. 124.

jest wolno obracający się (przy pomocy przenośni podwójnej g) przyrząd pomniejszający o jednym promieniowym ramieniu ruchomego lejka, który pomniejsza strumień materiału w stosunku 1 : 100.

Firma Colorado Iron Work Co wytwarza krzyżowe przyrządy pomniejszające Vezin'a dwóch kalibrów:

48" (średnica F) do materiału o wielkości ziarn do $2\frac{1}{2}$ " i 36"—do materiału $1\frac{1}{2}$ ".

Łyżkowy przyrząd pomniejszający tem się różni od poprzedniego, że lejek F jest zastąpiony przez łyżkę określonej pojemności, która się obraca na długiej rekojeści dookoła osi pionowej (Fig. 125 przyrząd pomniejszający podwójny). Aparat nie jest zaopatrzony w lej do przyjmowania strumienia głównego, ustawia się nieza-

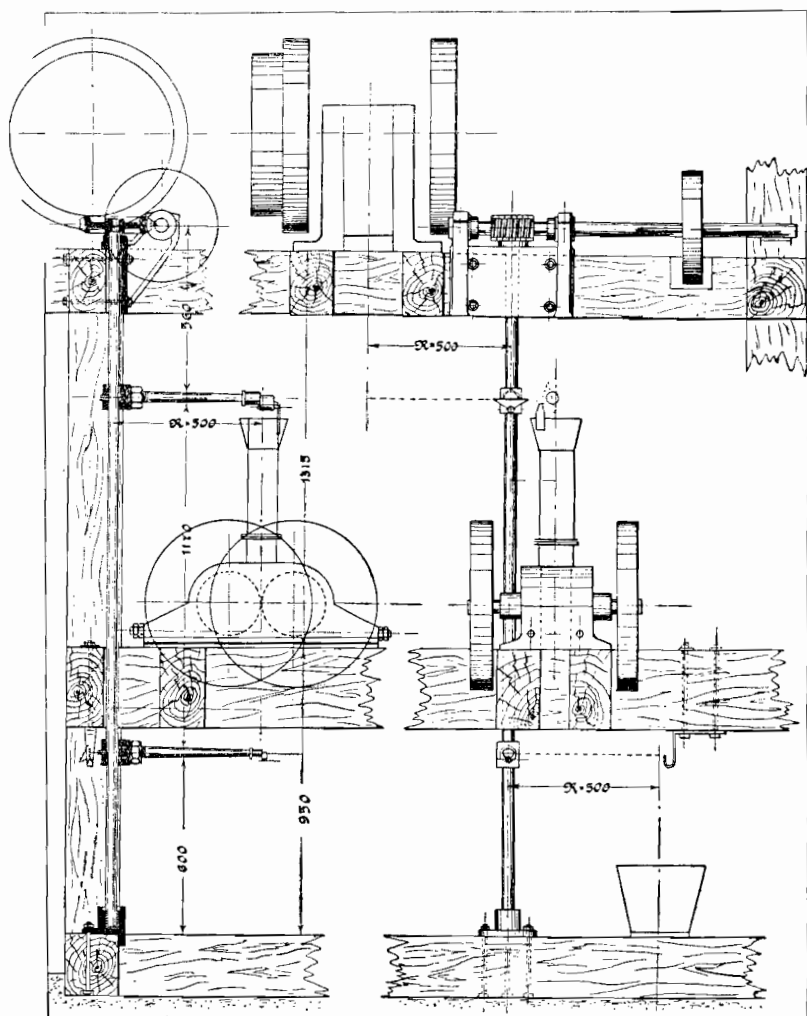


Fig. 125.

leżnie i może być przystosowany łatwo do brania prób z pionowo zsypującego się strumienia np. pod jedną z rozdrabiarek. Łyżka (szczegóły na Fig. 126 i 127) umocowuje się na jednym lub dwóch

szczony na śrubie w charakterze naśrubka. Umieszczone na ośkach naczynie przecina wpoprzek strumień materiału (Fig. 128).

Dochodząc do końca swej drogi, łyżka automatycznie zmienia kierunek ruchu, zahaczając za występ a lub b, przesuwając wałki śruby i łączy kolejno z kołem zębatym w — stożkowe koła zębate g lub h. Napełnienie łyżki dokonuje się w dwóch ujęciach podczas każdego przesuwania się jej pod rynną transportową, wyładowanie — na jednym końcu zapomocą występu i listwy kierującej k, umieszczonej na łyżce.

Walcowy przyrząd pomniejszający (wynałazek autora) łączy w sobie rolę walcowego podawacza, który służy do wyładowywania zbiorników i montuje się bezpośrednio pod otworem wypusto-

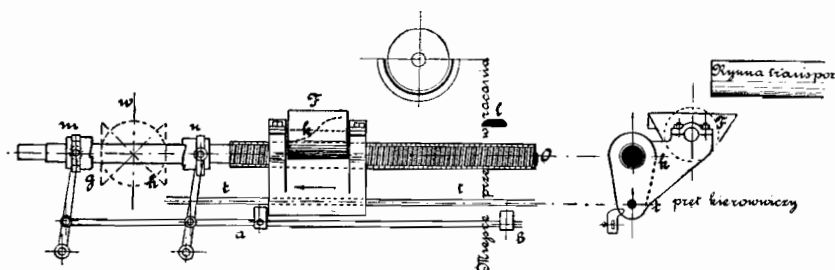


Fig. 128.

wym (Fig. 129 i 130). Różni się tem od zwykłego podawacza, że w jednym miejscu wzdłuż tworzącej walca posiada szczelinę, której szerokość można regulować przy pomocy tarczy. Za każdym razem, gdy podczas obracania się walca szczelina znajdzie się pod wyłotem zbiornika, pewna ilość materiału, zależnie od szerokości szczeliny, wchodzi do wnętrza walca. Po dokonaniu obrotu mniej więcej o 270° , zawartość walca wyładowuje się przez tę samą szczelinę na rynnę, odprowadzającą próbę do miejsca przeznaczenia. Dla ułatwienia wysypywania do tylnej krawędzi szczeliny wewnątrz walca jest umocowana przegródka promieniowa. Przyrządy tego typu dobrze jest umieszczać pod zbiornikami na materiał, które dostarczają go stepom lub młynom Chilijskim w zakładach przerabiających rudę złota. Szereg zbiorników z materiałem może posiadać

wspólny przyrząd pomniejszający w postaci długiej, rury z której materiał wyładowuje się przez jeden z jej końców (denko). Wówczas do przetransportowania materiału wewnątrz rury daje się śrubową przegrodkę (śruba Archimedes), ażeby zaś materiał nie wylał się ze szczeliny, gdy znajduje się ona w położeniu dolnem, cały cylinder umieszcza się w rynnie półokrągłej.

Wspomniemy jeszcze o przyrządzie pomniejszającym, który służy do wzięcia prób z *materiału szlamowego* (Fig. 131). Łyżka *e* z od-

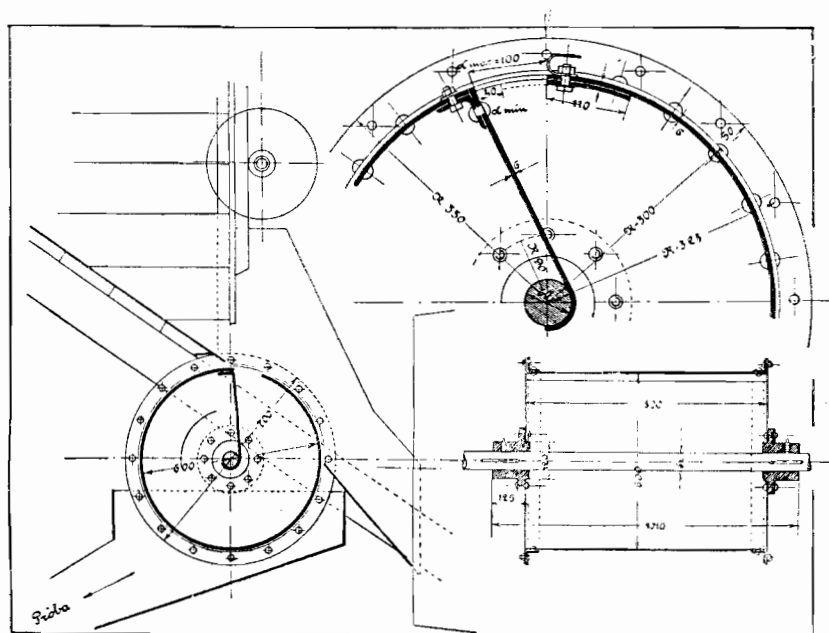


Fig. 129 i 130.

prowadzającym wylotem *m* na długiej sztabie umocowana jest do skrzyni *a* i może się obracać dookoła osi *O*, przecinając strumień szlamów, biegnący z rynny *A* do rynny *B*. Łyżka przechodzi pod strumieniem w pewnych odstępach czasu, przyczem, rzecz jasna, podczas tego część szlamu trafia do niej i odprowadza się do zbiornika *C*. Przerzucanie łyżki jest automatyczne i dokonuje się w sposób następujący: z rury *f* ciecze strumień wody do skrzynki *a*, która

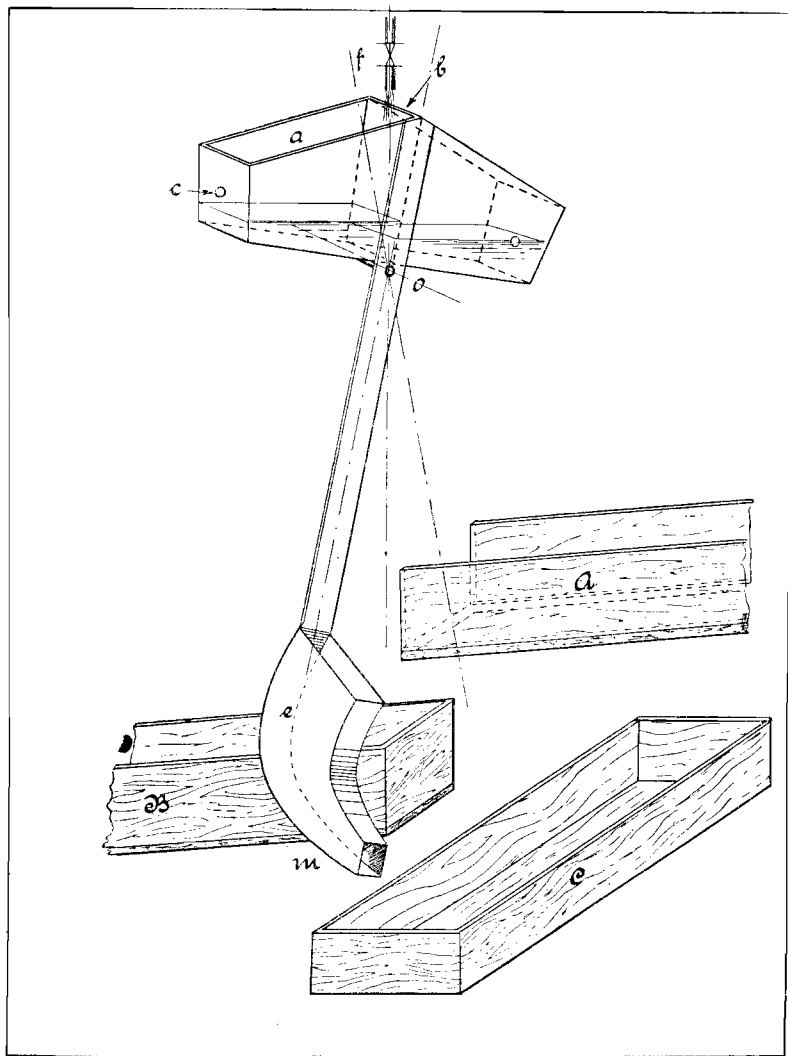


Fig. 131.

posiada przegródkę b. Gdy łyżka jest w swem skrajnem lewym położeniu, woda z rury f napęlnia lewy przedział skrzyni a. Wobec tego środek ciężkości całego systemu stopniowo przesuwa się w lewo, aż nastąpi przerzucenie łyżki na stronę prawą.

Wówczas woda poczyną wypełniać prawy przedział skrzyni a z lewego zaś — woda wycieka otworem c w ścianie bocznej skrzyni do jakiegokolwiek odprowadzającego złołu. Regulując szybkość strumienia wody zapomocą kurka f, można osiągnąć dowolny stopień pomniejszania wypływającego szlamu.

Oprócz wymienionych, najbardziej znanych przyrządów pomniejszających, istnieją jeszcze aparaty Boulde'a, Cazin'a, Snyder'a i innych. Wszystkie one są oparte na tych samych zasadach, różniąc się tylko w szczegółach konstrukcyjnych.

Wszystkie mechaniczne przyrządy pomniejszające pracują w jednym ujęciu i odrazu pomniejszają materiał w dowolnie obranym stosunku. Lecz powtarzając pomniejszanie w sposób ciągły, przez dłuższy okres czasu, biorą one próby z całego przechodzącego strumienia materiału w postaci jak gdyby odcinków z tego strumienia w określonych równych odstępach, co byłoby równoważne z braniem prób ze skupienia materiału w określonych, równomiernie rozmieszczonych punktach. Szybkość obracania się (ruchu) we wszystkich typach mechanicznych przyrządów pomniejszających nie ma wpływu na ilość wziętej ogólnej próby, jedynie ze wzrostem szybkości skrócone są odstępy czasu, czyli zwiększoną jest ilość wziętych w jednostkę czasu prób przy odpowiedniem zmniejszeniu ilości materiału w tych jednocześnie wziętych próbach, co w wyniku ostatecznym prowadzi do tej samej ilości materiału w ogólnej próbie. W przyrządach łyżkowych natomiast istnieje pewna szybkość minimalna, przy której łyżka wypełnia się całkowicie i przy dalszem zmniejszaniu prędkości ruchu ilość wziętej próby się nie zmienia, zmniejsza się zaś ilość ogólna wziętego przez łyżkę materiału. Każdy aparat posiada swą szybkość normalną, która u aparatów łyżkowych określa się właśnie warunkiem zupełnego napęlnienia łyżki przy każdym zwrocie.

Próby, które bierze się w fabryce przy pomocy przyrządów automatycznych, mają zawsze charakter chemiczny, zatem powinny

one być mielone. Rozdrabianie to, jak zwykle, wykonuje się w stadjach i łączy się z kolejnem pomniejszaniem. Całkowita operacja pomniejszania powinna się wykonywać kolejno przez przyrządy pomniejszające i rozdrabiarki, które tworzą łańcuch samodzielny, dołączony do ogólnego łańcucha aparatów. Te dwa łańcuchy łączy się ponownie w strumieniu ogólnym, dzięki temu, że materiał, tworzący odpady przyrządów pomniejszających, skierowuje się z powrotem w jedno, względnie różne miejsca strumienia łańcucha aparatów zakładu, zależnie od grubości ziarna tych odpadów. Rozdrabianie prób przy pomniejszaniu mechanicznem wykonuje się zwykle bez pomocniczego i poprawczego przesiewania w celu nie komplikowania całości łańcucha aparatów pomniejszających.

Jako produkt końcowego pomniejszania otrzymuje się próbę chemiczną w stanie drobno zmielonym w ilości, wystarczającej do przesłania do laboratorium do analizy, zwykle 1—10 funtów ($\sim 0,41 \sim 4,1$ kg). Próba taka odpowiada określonemu okresowi czasu: dobie, zmianie, kilku godzinom, i zbiera się do naczynia, które w okresie swego napełnienia umieszczone jest w szklanej szafie zamkniętej i zaplombowanej.

§ 42. PROJEKTOWANIE MECHANICZNEGO POMNIEJSZANIA.

Podczas projektowania mechanicznego pomniejszania wypada rozwiązywać kwestje następujące:

- 1) Jaką ilość materiału w próbie chce się otrzymać.
- 2) Jaki powinien być ogólny stopień rozdrabiania.
- 3) Jaki powinien być ogólny stopień pomniejszania.
- 4) W ilu stadjach powinno być wykonane pomniejszanie.
- 5) Jaki powinien być stopień pomniejszania w każdym stadjum.
- 6) W jakich odstępach czasu należy brać próby.
- 7) Na jaką wydajność należy obliczyć rozdrabiarki.

1. Najmniejsza ilość materiału w końcowej próbie zależy, oczywiście, od stopnia rozdrobienia lub też odwrotnie stopień rozdrabiania jest uzależniony od ilości materiału w próbie, którą należy otrzymać.

Przypuśćmy, na przykład, że mamy rudę wolframową. Jeżeli na kopalni są wybierane z urobku bryły wolframitu, to współczynnik

k we wzorze Brunton'a może być wzięty 0,55. Lepiej jednak wybieranie ich wykonywać na taśmach do ręcznego sortowania w zakładzie, a w takim razie należy dla k obrać wartość 1,35. Jeżeli średnica ziarn w próbie końcowej, idącej do analizy, jest $d=0,2\text{ mm}$, to

$$q = 1,35 \cdot 0,2^2 = 0,05 \text{ puda} = 2 \text{ funty} (= 0,81 \text{ kg}).$$

Jeżeli z założenia q powinno być równe 10 funtom (4,1 kg), wówczas

$$d = \sqrt{\frac{0,25}{0,35}} = \sim 0,43 \text{ mm}$$

2. *Ogólny stopień rozdrabiania* zależy od wielkości ziarn materiału, który będzie pomniejszany, co znowu zależy od miejsca, w które włączymy łańcuch aparatów pomniejszających do łańcucha ogólnego zakładu. Oczywiście dogodniej jest włączać ten łańcuch tam, gdzie ziarna rudy otrzymują wymiar najmniejszy przed pierwszym podziałem strumienia ogólnego na strumienie składowe, w których ilości produktów w procesach dalszych operacji ulegają pomniejszaniu. Jeżeli zatem przed pierwszym sortowaniem ręcznym lub pierwszą klasyfikacją ma miejsce rozdrabianie całej masy rudy w jednym lub kilku ujęciach, to najdogodniej łańcuch pomniejszający włączyć w miejscu wyjścia strumienia głównego z ostatniej rozdrabiarki, należącej do 1-go stadjum rozdrabiania, o ile łączy się ze strumieniem rozdrabiarki materiał uprzednio oddzielony przy przesiewaniu pomocniczym. Odstępstwo od tego ogólnego prawidła może być spowodowane względami konstrukcyjnymi i mechanicznymi. Zwykle przy układaniu projektu rozmieszczenia przyrządów pomniejszających mamy gotowy projekt zakładu i ocena krytyczna miejsc, w których będą brane próby, nie nasuwa już trudności. Chociaż, rzecz jasna, jeśli mamy na względzie stosowanie w zakładzie automatycznego przyrządu pomniejszającego, to okoliczność ta może wpłynąć na ogólne rozmieszczenie aparatów.

Przypuśćmy, że w danym przypadku brania prób w zakładzie, przerabiającym rudę wolframową, włączenie łańcucha przyrządów pomniejszających może być uskutecznione po pierwszym rozdrabianiu, które daje średnicę ziarn rudy 50 mm. Zatem ogólny stopień rozdrabiania

$$\varepsilon = \frac{50}{0,2} = 250.$$

3. Stąd wynika *ogólny stopień pomniejszania*

$$s = \varepsilon^2 = 62500;$$

4. *Ilość stadjów*, niezbędna do osiągnięcia takiego stopnia pomniejszania zależy od możliwej ilości stadjów rozdrabiania, co z kolei zależy od dopuszczalnego stopnia rozdrabiania w każdym stadjum, mianowicie:

$$250 = 5 \times 5 \times 10$$

t. j. w trzech stadjach, przy stopniu rozdrabiania w pierwszych dwóch stadjach = 5 i w trzecim stadjum = 10. Zatem, jeżeli materiał początkowy posiadał średnicę ziarn 50 mm, to

w 1-m stadjum rozdrabia się do 10 mm

» 2-m » » » 2 »

i » 3-m » » » 0,2 mm

5. Odpowiednio do tego *stopień pomniejszania*

w 1-m stadjum $\varepsilon_1 = 5^2 = 25$

» 2-m » $\varepsilon_2 = 5^2 = 25$

i » 3-m » $\varepsilon_3 = 10^2 = 100$

Ogólny stopień $\varepsilon = \varepsilon_1 \times \varepsilon_2 \times \varepsilon_3 = 25 \times 25 \times 100 = 62500$.

Zatem w 1-em i 2-em stadjum automatyczny przyrząd pomniejszający powinien oddzielić 4% ze strumienia wchodzącego, w ostatnim zaś 1%.

6. W jakich *odstępach czasu* nagromadzała się taka ilość materiału w próbie? Moglibyśmy postawić za warunek określony czas, np. 12 godzin, jednak, aby próba odpowiadała swym składem składowi materiału surowego, trzeba, aby była ona otrzymana conajmniej z pomniejszania

$$q = 1,35 \times 50^2 = 3339 \text{ pudów} = 55 \text{ tonn.}$$

Przy tej ilości materiału początkowego próba pomniejszona będzie miała:

$$\frac{3339 \times 40}{62500} = 2 \text{ funty } (= 0,82 \text{ kg}).$$

Lecz 55 tonn odpowiada takiej ilości rudy w kawałkach 50 — 0 mm, która, będąc graniczną, rozdrabia się do 10 — 0 mm przed pomniej-

szaniem, sama zaś ta ilość (55 tonn) otrzymuje się przez odebranie ze strumienia materiału surowego na drodze brania prób przy pomocy takich samych mechanicznych przyrządów, które się stosują do dalszego pomniejszania. To początkowe pomniejszanie nie jest objęte przez powyższe 3 stadja pomniejszania i jest *właściwem wzięciem próby* lub, ponieważ wykonuje się ono według tych samych zasad, może być nazwane *początkowem* względnie *zerowem* pomniejszaniem. Jaki jest stopień pomniejszania tego początkowego brania próby, zależy oczywiście od wielkości ziarn materiału surowego, to zn. jeżeli ruda wchodzi do zakładu w kawałkach do 200 mm, to stopień rozdrabniania w pierwszej rozdrabiarce łańcucha fabryki: $200:50=4$, stopień pomniejszania: $4^2=16$. Innymi słowy, próba, wynosząca 55 tonn, powinna odpowiadać wydajności zakładu

$$55 \times 16 = 880 \text{ tonn}$$

i ogólny schemat pomniejszania będzie miał wygląd następujący (Fig. 132).

Z poprzedniego wynika, że jeżeli chcemy otrzymać 2 funty (0,81 kg) materiału w próbie przy $d=0,2 \text{ mm}$ w ciągu 24 godzin to wydajność dzienna zakładu powinna wynosić 880 tonn. Jeżeli wydajność jest mniejszą, to w tym samym okresie czasu nie otrzymamy próby prawidłowej. Jeżeli np. wydajność jest równą 300 tonn, to prawidłową próbę jesteśmy w stanie otrzymać dopiero po upływie 3 dób.

Co się tyczy *wydajności* kruszarek, to może być ona obliczona łatwo na podstawie podanego schematu. Jeżeli przytem według schematu wypadnie, że wydajność niektórych kruszarek (w ostatnich stadjach) powinna być mniejszą, niż dopuszczalna dla przyrządu kalibru najmniejszego (typu laboratoryjnego z napędem mechanicznym), to przed kruszarką powinien być ustawiony zbiornik na materiał. Nagromadzony w nim materiał przepuszcza się przez kruszarkę, gdy ilość jego będzie odpowiadała wydajności tego przyrządu. Pojemność misek przyrządów łyżkowych pomniejszających oblicza się na wydajność rzeczywistą każdej rozdrabiarki w okresie jej pracy. W ten sposób jedynie w wielkich zakładach codziennie można otrzymać prawidłową próbę. W zakładach o niewielkiej wydajności taka

próba jest tem łatwiejsza do otrzymania w przeciągu krótszego czasu, im jest drobniejsze ziarno materiału surowego i im jest mniejszy współczynnik k we wzorze Brunton'a. Jeżeliby, na przykład, w poprzednim przykładzie mogło być zorganizowane wybieranie brył rudy wolframu w przodku, to moglibyśmy opierając się na wzorze

$$q = 0,55 \times 50^2 = 1375 \text{ pud.} = \sim 23 \text{ tonny}$$

przyjmując zaś $d = 200 \text{ mm}$

$$\varepsilon = \frac{200}{50} = 4$$

i

$$s = \varepsilon^2 = 16$$

oraz $Q = 23 \times 16 = 360 \text{ tonn}$,

czyli przy wydajności dziennej 360 tonn, jedna doba wystarczałaby do wzięcia jednej próby. Jeśli oprócz tego moglibyśmy przyjąć, że maksymalna wielkość kawałków wynosi 150 mm , to mielibyśmy:

$$\varepsilon = \frac{150}{50} = 3$$

$$s = \varepsilon^2 = 9$$

i

$$Q = 23 \cdot 9 = \sim 200 \text{ tonn.}$$

Gdybyśmy pozatem mogli przyjąć, że maksymalna wielkość kawałków wynosi 150 mm , to przy średnicy ziarn po pierwszym rozdrabnianiu $d_1 = 30 \text{ mm}$, mielibyśmy:

$$q = 0,55 \times 30^2 = 500 \text{ pudów} = 8,3 \text{ tonny}$$

i ponieważ

$$\varepsilon = \frac{150}{30} = 5$$

oraz

$$s = \varepsilon^2 = 25,$$

to przy wydajności $Q = 25 \times 8,3 \text{ tonny} = 200 \text{ tonn}$ na dobę, moglibyśmy otrzymywać próbę prawie co 12 godzin.

Przy $Q = 50 \text{ tonn}$ na dobę próba może być otrzymywana co 4 doby

§ 43. PRZYKŁADY URZĄDZEŃ POMNIEJSZAJĄCYCH.

Na Fig. 133 przedstawione jest urządzenie pomniejszające dla rudy wolframowej w próbnym zakładzie przeróbczym w Bajewce na Uralu, zaprojektowane przez autora. Branie prób wykonuje się

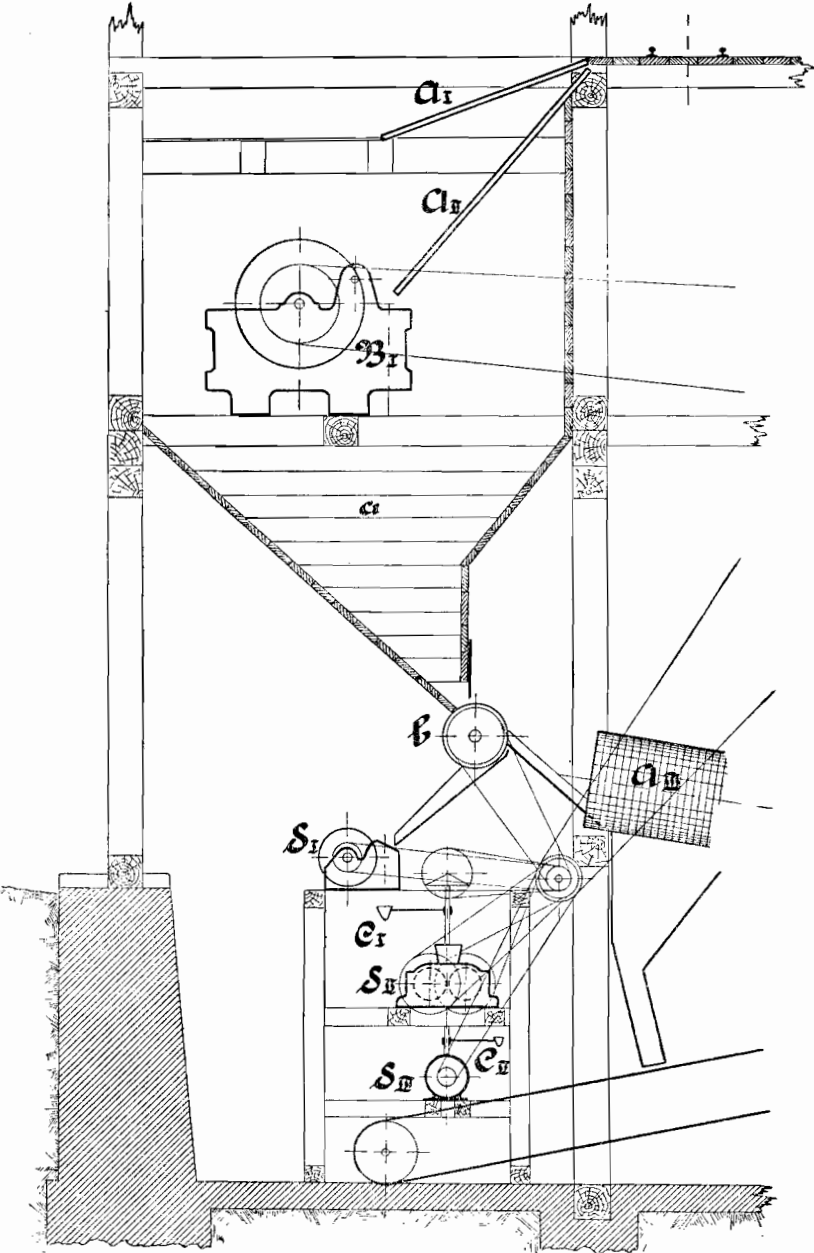


Fig. 133.

zapomocą walcowego przyrządu pomniejszającego (jednocześnie podawacza b) pomniejszanie zaś — w 2 stadjach, zapomocą łyżkowych przyrządów pomniejszających C_1 i C_2 , umieszczonych na wspólnej osi. Podawacz walcowy umieszczony jest pod zbiornikiem na materiał, który przyjmuje rozdrobioną w gniotowniku Blake rudę (od 0—50 mm) w łańcuchu zakładu. Zbiornik ten dostarcza materiał na taśmy do sortowania ręcznego. Do łańcucha przyrządów pomniejszających włączony jest gniotownik Blake S_1 i walce S_2 . Materiał, uzyskany w ostatnim stadjum, ręcznie przenosi się do młyna tarczowego S_3 i w całości miele się już bez pomniejszania. Wszystkie odpady po pomniejszaniu trafiają na taśmę transportową, która je dołącza do łańcucha ogólnego. Wszystkie przyrządy otrzymują napęd ze wspólnego głównego wału, przyczem pierwszy przyrząd walcowy posiada napęd pasowy na 4 różne prędkości, regulujące szybkość podawania materiału do ogólnego łańcucha aparatów w zakładzie; nie ma to wpływu na ilość materiału we wziętej próbie.

Na kopalni Anaconda Mining Co w stanie Montana, na której zakład przerabia 8800—do 10000 tonn na dobę, łańcuch pomniejszający obliczony jest na 1800 tonn, to zn. 18% ogólnej masy rudy. Taka wydajność łańcucha pomniejszającego odpowiada całej samodzielnej fabryce, składającej się z 2 sekcji, umieszczonych na 6-ciu piętrach. (Fig. 134). Do pomniejszania wchodzi co 5-ty wagon kolejowy, w których ruda z kopalni transportuje się do zakładu. Samo pomniejszanie wykonuje się w 4-ch ujęciach zapomocą łyżkowych przyrządów pomniejszających. Do rozdrabiania służą duże aparaty: 2 gniotowniki Blake i 2 walce. Próba gromadzi się w ilości 3,2 funta na 1 tonnę rudy, t. j. przy ogólnym stopniu pomniejszania 700, przy stosunkowo niewielkim stopniu rozdrabiania. Próbę załadowują do wózków kolejki linowej i transportują do laboratorium, gdzie ulega ona ostatecznemu rozdrabianiu. Wszystkie odpady przy pomniejszaniu są wyciągane przez elewator na 6-te piętro, załadowywane do wagonów kolejowych i skierowywane do zakładu przeróbczego.

OSZACOWANIE ZŁOŻA RUDY OŁOWIANEJ KOPALNI „WIKTOR EMANUEL” W SIEWIERZU.

EKSPERTYZA WYKONANA PRZEZ
Profesora HENRYKA CZECZOTTA
W ROKU 1928.

Tekst i rysunki opracował WŁADYSŁAW ZAWADZKI,
STUDENT AKADEMII GÓRNICZEJ W KRAKOWIE
pod kierownictwem prof. STEFANA CZARNOCKIEGO.

OSZACOWANIE ZŁOŻA RUDY OŁOWIANEJ KOPALNI »WIKTOR EMANUEL« W SIEWIERZU.

W początku 1928 r. administracja kop. »Wiktor Emanuel« zwróciła się do Ministerstwa Przemysłu i Handlu z prośbą o urzędowe oszacowanie eksploatowanego przez tę kopalnię złoża rudy ołowianej celem ułatwienia otrzymania kredytów na przeprowadzenie koniecznych inwestycji. Kopalnię zwiedził delegat Ministerstwa, inż. Wacław Oziębłowski który, zapoznawszy się z kopalnią i jej urządzeniami, w obszernym i rzeczowym sprawozdaniu wykazał, że wobec skomplikowanej sprawy oszacowanie powinna przeprowadzić komisja szacująca z udziałem ekspertów z dziedziny geologii, górnictwa i przeróbki mechanicznej. Sprawą zainteresowało się również Ministerstwo Spraw Wojskowych, delegując swego przedstawiciela do komisji. Departament Górniczo-Hutniczy Min. Przem. i Handlu starał się pozyskać do Komisji ś. p. Profesora Henryka Czechotta i, uzyskawszy jego zasadniczą zgodę, zaproponował Mu przez swego przedstawiciela objęcie przewodnictwa Komisji¹⁾. Będąc przewodniczącym Komisji Szacującej, ś. p. Profesor był faktycznym kierownikiem wszystkich jej prac tak w dziedzinie organizacyjnej, jak i ściśle teoretycznej.

Zadanie Komisji polegało na:

- 1) Określeniu średniej zawartości ołowiu w rudzie złoża.
- 2) Określeniu rzeczywistych i prawdopodobnych zasobów rudy (i metalu) w złożu.

¹⁾ Skład osobowy Komisji: 1) Przewodniczący i ekspert z dziedziny górnictwa i przeróbki mechanicznej — Prof. H. Czechot, 2) ekspert-geolog. — Dr. Cz. Kuźniar, 3) delegat Min. Przemysłu i Handlu — Inż. Wacław Oziębłowski, 4) delegat Min. S. Wojsk. — Inż. Szymański.

3) Orzeczeniu o celowości zastosowania flotacji do wzbogacania rudy.

4) Orzeczeniu o żywotności przedsiębiorstwa.

Dnia 26.III.1928. Prof. H. Czeczott na posiedzeniu Komisji przedłożył program prac mających za cel zebranie materiałów dla oceny złoża, który przewidywał:

- a) wzięcie prób z kopalni,
- b) wzięcie prób z płóczki,
- c) w zależności od wyników, które dadzą próby wzięte z płóczki, wzięcie próby dla zbadania, jakie rezultaty mogłaby dać flotacja.

Oprócz tego program prac przewidywał zdjęcia miernicze wyrobisk kopalni i sporządzenie planów w skali 1:500 i 1:250, co umożliwiłoby ściślejsze ujęcie szczegółów i oznaczenie miejsc, które będą wyznaczone przez Komisję dla brania prób. Do sporządzenia planów oraz do prac, związanych z braniem prób, został na wniosek Prof. H. Czeczotta zaangażowany jeden ze studentów Akademii Górniczej w Krakowie, posiadający odpowiednią praktykę¹⁾.

Prace w kopalni były rozpoczęte w dniu 17 kwietnia 1928 r.

STUDJA GEOLOGICZNE.

Złoże rudy ołowiu kop. »Wiktor Emanuel« występuje wśród dolomitów diploporowych należących do piętra wapienia muszlowego. Jak stwierdziły roboty górnicze kopalni oraz szybiki poszukiwawcze i otwory wiertnicze, impregnacje rudami ołowiu pojawiają się dość często w różnych poziomach dolomitów, ale tylko dwa poziomy są stałymi pod względem kruszoności na znaczniejszych przestrzeniach i tworzą złoża zdadne do eksploatacji. Stanowią one impregnację galeny (PbS) i cerusytu ($PbCO_3$) w dolomicie, przebiegającą zgodnie z warstwowaniem z nielicznymi i drobnymi odchyleniami od typu pokładu dzięki przenikaniu impregnacji w strop lub spąg warstw kruszczonych. Dają się wyróżnić dwa wyraźne pokłady kruszoności: górny o miąższości około 1.60 m i dolny — około 1.77 m, przedzielone niezupełnie płonnym przerostem o miąższości około 1.20 m.

¹⁾ Władysław Zawadzki, asystent Katedry Górnictwa I i Przeróbki Mechanicznej.

Kopalnia posiada 2 nadania górnicze »Wasył« i »Emil«, na których terenie zostały wykonane przed przybyciem Komisji ogółem następujące roboty górnicze i poszukiwawcze (Tabl. I):

- 1) Szyb Nr. I — pogłębiany do $\sim 36\text{ m}$, przebijający oba pokłady kruszconośne: pokł. I na głębokości 5.05 m i pokł. II na głębokości 8.83 m . Poniżej tych pokładów szyb ani poprowadzone od niego roboty chodnikowe nie napotkały znaczniejszych skupień rudy.
- 2) Szyb Nr. II — na głębokości 20 m natrafił na słabe impregnacje w kształcie niewielkich gwiazd, jednak roboty chodnikowe na tym poziomie przebiegały całkowicie w niemal płonnym dolomicie. Przy dalszem pogłębianiu szyb natrafił na znaczny dopływ wody, która wynosiła dość duże ziarna czystej galeny.
- 3) Szyb Nr. III, głębokość $\sim 18\text{ m}$. Na głębokości $\sim 13\text{ m}$ trafił na ślady rudy, ale poprowadzone w bok roboty chodnikowe, zresztą niewielkie, przebiegały w skale płonnej.
- 4) Szyb Nr. IV, głębiany do 8 m , gdzie napotkał wyrobiska »starych robót«. Chodnik, poprowadzony na odległ. 20 m od szybu ku północnemu wschodowi, tylko w obrębie »starych robót«, przebiegał przez dolomity impregnowane, w dalszej swej części (począwszy od $\sim 6\text{ m}$ od szybu) biegł w skale płonnej.
- 5) Szyb Nr. V, głębokość $\sim 22\text{ m}$, przebiega niemal całkowicie w skale płonnej.
- 6) 3 otwory świdrowe: Nr. 1, Nr. 2, i Nr. 3.
- 7) Wyrobiska chodnikowe z szybu Nr. I. »Pochylnie« wzgl. »Upadowe« tych wyrobisk w pokładzie górnym biegną na $\sim 70\text{ m}$ od szybu ku północnemu zachodowi i w kierunku poprzecznym na $\sim 130\text{ m}$. We wschodniej swej części przebiły się one do »starych robót«.

W dolnym pokładzie »Upadowa« biegnie również ku północnemu zachodowi, lecz nieco dalej, niż w pokł. górnym — na odległość $\sim 100\text{ m}$ od szybu. Ma ona również system chodników »po rozciągłości«, naogół podobny do systemu górnego poziomu.

Summaryczna długość chodników na obu poziomach dochodzi do 1500 *m* bieżących. Chodniki te zbadały w obu pokładach obszary, wynoszące mniej więcej 100×100 *m*, są więc zbyt gęste, jak na roboty poszukiwań szczegółowych. W dolnym pokładzie noszą one charakter robót przygotowawczych do odbudowy i pole jest tu faktycznie do eksploatacji przygotowane.

Poza szybem Nr. I kopalnia ma drugie ujęcie na powierzchnię przez sztolnię o długości ~ 100 *m*, łączącą się z zachodnią częścią wyrobisk dolnego poziomu.

Poziomy są ze sobą połączone 5-ma szybikami, równomiernie rozrzuconemi po całej zbadanej przestrzeni.

Chodniki nie wymagają obudowy i nie są zabudowane. Przekrój poprzeczny 2×2 *m* ze sklepieniem zaokrąglonem. W miejscach bogatszych szerokość ich dochodzi do 3,5 i więcej metrów.

Jak zaznaczyliśmy, tylko będące w odbudowie pokłady są stałemi na znaczniejszych przestrzeniach. Wychodnie tych poziomów zostały stwierdzone na przestrzeni około 900 *m* (ob. Tabl. I). Wzdłuż wychodni oba poziomy były ongiś eksploatowane robotami ogniowymi z płytkich szybików - dukli. Obecność tych poziomów stwierdzają roboty szybu Nr. I oraz »stare roboty«, położone ku północnemu wschodowi i północnemu zachodowi od robót szybu Nr. I. Oprócz tego impregnacje stwierdzono w otworze Nr. 3, gdzie mają one miąższość 0,6 *m*.

Roboty z szybu Nr. I i otwory wiertnicze stwierdziły, że poniżej dolomitów diploporowych, w t. zw. dolomitach kruszconośnych, występujących na obszarze kopalni napotyka się słabsze impregnacje ołowianki i blendy cynkowej.

Zubożenie poziomów eksploatowanych w szybie Nr. I w kierunku ku wschodowi, ku otworowi wiertniczemu Nr. 2 i ku zachodowi przypisać należy zmianie petrograficznego charakteru dolomitów.

Na całej prawie przestrzeni obu nadań »Wasył« i »Emil« na powierzchni występują wspomniane dolomity diploporowe. Zapadają one naogół, abstrahując od drobnych falowań, ku północnemu wschodowi pod kątem, wynoszącym zaledwie kilka stopni.

W partjach południowych, przylegających do gruntów Tuliszowa, pod pokrywą piaskową pojawiają się dolomity kruszczone, stanowiące, podłoże dolomitów diploporowych.

W partjach północno-zachodnich i północnych obu nadań pokrycie piaskami dyluwjalnymi jest niekiedy bardzo grube, bo wynosi miejscami przeszło 20 m.

OBLICZENIE SCHEMATU POMNIEJSZANIA PRÓB CHEMICZNYCH.

Wstępne zapoznanie się z jakością rudy podczas oględzin wyrobisk górniczych kopalni, jak również wyniki osiągane na płótcze kopalnianej, pozwoliły zaliczyć rudę do kategorii »rud biednych o mniejwięcej równomiernej impregnacji«, czyli do II kategorii rud według podziału Brunton'a.

Odległość pomiędzy punktami brania prób oznaczono na 10 m. W wyznaczonych przez Komisję punktach ściany wyrobisk ulegały wyrównaniu, tak, by miejsce, w którym będzie brana próba, miało postać pionowego pasa (b. łagodny upad pokładów pominięto) o szerokości 30 ~ 45 cm i obejmowało całkowitą miąższość pokładu. Jeżeli impregnacja obejmowała strop, względnie spąg pokładu, wykonywano wdzierkę za rudą, aż do osiągnięcia skały jawnie płonnej. W wyrównanem miejscu z powierzchni ściany wyrobiska zdzierano warstwę rudy, zmienionej przez wpływy atmosferyczne, aż do obnażenia zupełnie świeżej skały. Zdzierana warstwa wynosiła około 5 cm grubości. Oprócz tego w stropie chodnika należało usunąć jego zaokrąglenie, aby przyszła bródza, z której materiał szedł do próby, nie wyginała się wzdłuż sklepienia chodnika, zachowując od stropu do spagu kierunek pionowy (Rys. 135. Tabl. I.). Wspomniane roboty wykonywano ręcznie, kilofem, głębsze zaś wdzierki, jakoteż wyrównywanie sklepienia chodnika — często przy pomocy materiałów wybuchowych.

W tak przygotowanym miejscu, w środku wyrównanego pasa wyznaczano szerokość bródzy. Najlepszy sposób wyznaczania polegał na zawieszeniu na brzegach bródzy pionu i okopczeniu ściany lampą górniczą wzdłuż tego pionu (Fig. 136. Tabl. II.).

Jako współczynnik »k« we wzorze:

$$q = kd^2 \text{ pudów}$$

przyjęto $k = 0,05$ (a w kilogr. $k' = 0,82$). Grubość ziarna wychodzącej z dołu próby wynosiła około 25 mm.

Przy tej średnicy ziarn najmniejsza ilość materiału w próbie wynosiłaby:

$$q = 0.82 \times 25^2 = 512 \text{ kg.}$$

Jest to ilość zbyt wielka, nie dająca się prawidłowo mieszać i nie-dogodna w operacjach. Aby wyeliminować te trudności, schemat Prof. Czeczota za punkt wyjścia miał założenie, że próba chemiczna powinna zawierać nie mniej, niż 1 kg wagi. Tej ilości materiału odpowiada średnica ziarn:

$$d = \sqrt{\frac{q}{k}} = \sqrt{\frac{1}{0,82}} = 1,1 \approx 1 \text{ mm}$$

z czego wynika, że stopień rozdrabniania:

$$\epsilon = 25 : 1 = 25 = 5 \times 5.$$

Rozdrabnianie należy zatem wykonywać w 2-ch ujęciach

w 1-m od 25 do 5 mm

i » 2-m » 5 » 1 »

Średnicy ziarn 5 mm, którą otrzymujemy w pierwszym ujęciu rozdrabniania, odpowiada graniczna ilość materiału w próbie

$$q = 0,82 \times 5^2 = 20 \text{ kg.}$$

Stąd wynika, że wycinane z brózd próby mogą być przyjęte jako parzyste wielokrotności 20 kg, a więc 40, 80, 160, itp. z tem jednak zastrzeżeniem, że bezpośrednio po wycięciu, przed wszelkimi innemi operacjami, próba musi być rozdrobiona. Ustalono, że należy dążyć do otrzymania prób 40 kilogramowych, jeśli zaś to z jakiegokolwiek względów stanie się niemożliwem (bardzo wielka miąższość pokładów w pewnym punkcie, próby szybkowe z hałdy,) dążyć do otrzymania prób, wynoszących parzystą wielokrotność 40 kg. W granicach od 40 do 80 kg wszystkie próby miały być traktowane jako 40 kilogramowe.

Jeśli miąższość pokładu w danym punkcie wynosi h cm, wówczas, przyjmując głębokość brózd 5 cm, ciężar gatunkowy rudy okrągło 3, otrzymujemy szerokość brózd:

$$b = \frac{40 \cdot 1000}{5 \cdot 3 h} \text{ cm.}$$

Bezpośrednio po wycięciu próba ulegała rozdrabnianiu do 5 mm, co umożliwiło jej pomniejszenie do 20 kg, odpowiadających granicznej ilości materiału w próbie dla $d = 5 \text{ mm}$. Pomniejszona próba rozdrabiała się następnie do 1 mm przy stopniu rozdrabiania $\varepsilon = 5:1 = 5$.

Stąd ilość ujęć pomniejszania

$$m = 6,65 \lg \varepsilon = 6,65 \lg 5 = 4,65 = 4$$

(przy 5-ciu ujęciach otrzymalibyśmy ilość materiału mniejszą od granicznej dla $d = 1 \text{ mm}$.,

W ten sposób zostały ustalone wszystkie elementy schematu pomniejszania prób. W myśl zasady »nie kruszyć nic zbytecznego« przed 1-em rozdrabianiem (w I stadjum) zastosowano przesiewanie pomocnicze, po rozdrabianiu zaś, prowadzonym z otrzymywaniem około 15% nadziarna, — przesiewanie poprawcze. To samo zastosowano w II stadjum.

Po rozdrabianiu, przed każdorazowym pomniejszaniem cała próba była dokładnie mieszana — w stadjum I-em według metody pierścienia i stożka, w II-em — na ceracie.

Dane te wystarczają do ułożenia schematu pomniejszania, który przedstawia fig. 137.

Podczas pomniejszania prób zakład przeróbczy kopalni był nieczynny i oddany do dyspozycji Komisji. Z jego urządzeń wykorzystano 2 pary walców do mielenia rudy od 25 — 5 mm i od 5 — 1 mm. Przesiewania pomocnicze i poprawcze w obu stadjach wykonywały się na płaskich wahadłowych sitach, ustawionych pochyło na prowizorycznem rusztowaniu pod walcami. Sita poruszano ręcznie; podawanie materiału próby między przyrządami — również ręczne.

Proces mieszania według metody pierścienia i stożka w szczegółach różnił się od opisanego w »Braniu i badaniu prób« (str. 141). Odmienne było mianowicie, przesypywanie pierścienia na stożek. Wykonywało się ono w ten sposób, że robotnicy przecinali pierścień szufelkami całkowicie w 2-ch punktach, leżących na jednej średnicy, poczem każdy robotnik brał do szufli materiał ze swego

półpierscienia i, posuwając się według wskazówki zegara, stale skracał półpierscień aż do zupełnego (i jednoczesnego) wyczerpania materiału u obu robotników. (Fig. 138. Tabl. III.).

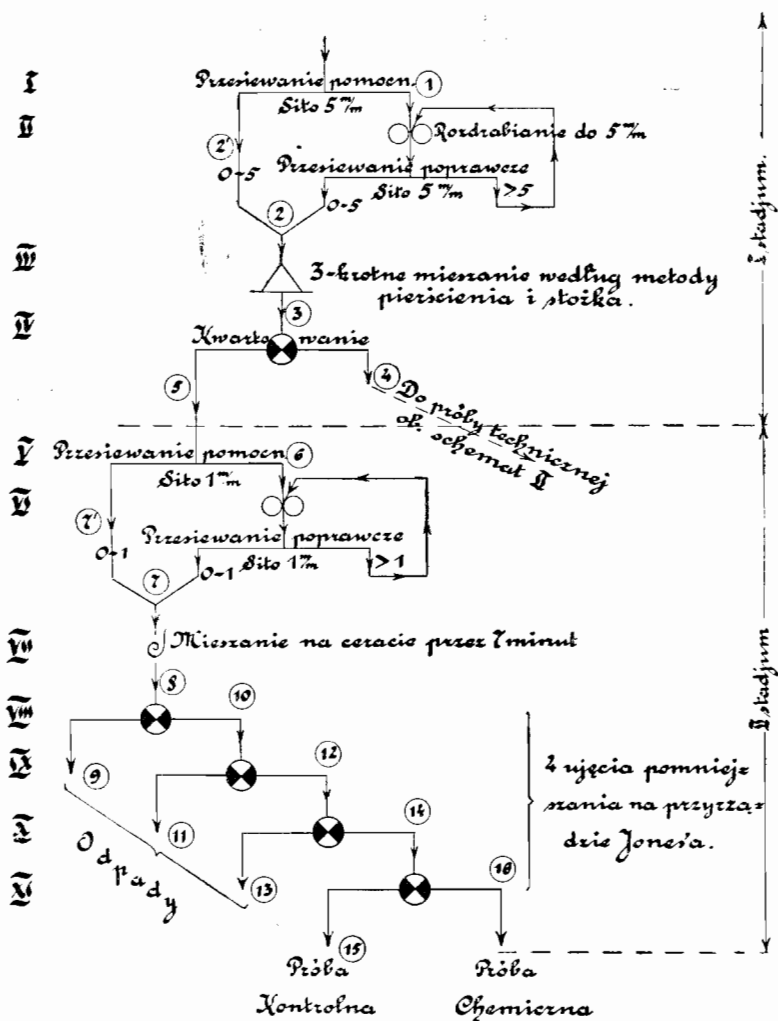
Rozkręcanie stożka zastosowano mechaniczne. Skonstruowany we własnym zakresie przyrząd rozkręcający miał postać ławy, w której środku obracała się pionowa oś »O« z umocowaną na dolnym końcu deszczułką »a«, rozkręcającą stożek. (Fig. 139. Tabl. IV.). Wzdłuż całej długości osi »O« przebiega klin żelazny, luźno chodzący w gnieździe koła napędzającego. Oś »O« może swobodnie przesuwac się w kierunku pionowym. Napęd osi stanowią 2 koła z drzewa, połączone linką »m« i »n« o przekładni 1 : 3. Regulacja nacisku deszczułki na powierzchnię rozkręcanego materiału — ręczna zapomocą linki, przerzuconej przez blok »b«.

Rozkręcanie mechaniczne, blisko dwa razy szybsze od ręcznego, ma i inne zalety. Jak to wiemy z spostrzeżeń Profesora H. Czechtotta, podczas sypania stożka zachodzi na jego powierzchni klasyfikacja materiału (Fig. 140. Tabl. V.), przyczem ziarna grubsze staczają się po powierzchni stożka na jego podstawę, podczas gdy drobnica pozostaje u szczytu stożka (ob. str. 150 »Pomniejszanie prób«). W pierwszym momencie rozkręcania obejmuje ono jedynie szczyt stożka, opada więc po powierzchni jego tylko drobnica, która utworzy płaszczyznę, pokrywającą ziarna grube. Gdy rozkręcanie posunie się dalej, deszczułka będzie zdzierała wszystkie warstwy stożka, przesuwając materiał na boki.

W rozkręconym stożku, kiedy osiągnie on postać płaskiej tarczy, łatwo dadzą się wyróżnić 4 koncentryczne pasy:

- 1) centralny, posiadający materiał nieklasyfikowany o stosunku ziarn grubych do drobnicy takim, jaki panuje w próbie. Pas ten powstaje na początku sypania stożka;
- 2) pas o ziarnach wyraźnie grubszych, który powstaje dzięki zachodzącej przy sypaniu stożka klasyfikacji;
- 3) pas drobnicy, powstający z ześrodkowanego na szczycie stożka materiału, który się przesypuje na pas 2) w pierwszym okresie rozkręcania, wreszcie;
- 4) pas o takim samym stosunku ziarn grubych do drobnicy jak pod 1). Jest on produktem zdzierania przez deszczułkę po-

Schemat I



Schemat pomniejszania prób chemicznych.

PRÓBA NR.... WAGA NETTO 43, 14 KG.

Nr. Nr. operacyj	Nr. Nr. produktów	Co należy wykonać	Nr. Nr. otrzyman. produktów	Waga w kg.			Dokład produkt należy skierować	Czas trwania operacji	Kierujący robotą	U w a g i
				Brutto	Tara	Netto				
I	0	Przesiewanie na sicie 5 m/m	2'	—	—	—	Rozdrab. do 5m/m	16 ⁴⁹ 16 ⁵⁹	10'	K. G.
II	1	Rozdrab. do 5 m/m i przesiew na sicie 5 m/m	1	—	—	32,44	Przesiewanie na sicie 5 m/m			
			2''	—	—	—		16 ⁵⁹		
			1'	11,13	2,83	8,30	„	~17 ¹⁰	11'	K. G.
II'	1'	„	2'''	—	—	—		17 ¹⁰		K. G.
			1''	5,67	2,83	2,84	„			
II''	1''	„	2''	—	—	—	Dołączyć do prod. Nr. 2		41'	
			1''	3,18	1,73	1,45		~17 ²¹		K. G.
			2	—	—	43,04				
III	2	3 krotne mieszanie w/g metody stożka i pierścienia	3	—	—	—	Kwartować	17 ³⁸ ~18 ⁰⁷	29'	K. G.
IV	3	Kwartowanie	4	22,94	1,73	21,21	Do próby technicz. Przesiać przez sito 1m/m	18 ⁰⁷ ~18 ¹⁶	9'	K. G.
			5	24,40	2,83	21,57				
V	5	Przesiew przez sito 1m/m	7'	—	—	—		18 ¹⁶		
			6	16,46	2,83	13,63	Rozdrab. do 1m/m Przesiew przez sito 1m/m	~18 ²¹	5'	K. G.
VI	6	Rozdrab. do 1 m/m Przesiew przez sito 1m/m	7''	—	—	—		18 ²¹		
			6'	5,81	2,83	2,98	„	~18 ²⁵	4'	K. G.

Prod. Nr. 2 =
= Nr. 2' + Nr.
2'' + Nr. 2''' +
+ Nr. 2'' +
+ Nr. 1''''

Strata = 0,1 kg.
= 0,23% pro-
duktu Nr. 0

17²¹—17³⁸ przer-
wa, nakładanie
pasa

Strata 0,36
kg. = 0,83%
prod. Nr. 0
Błąd kwart-
owania =
= 0,4%

Nr. Nr. operacyj	Nr. Nr. produktów	Co należy wykonać	Nr. Nr. otrzyman. produktów	Waga w kg			Dokąd należy skierować	Czas trwania operacji	Kierujący robotą	U w a g i	
				Brutto	Tara	Netto					
VI'	6'	Rozdrab. do 1 m/m Przesiew przez sito 1 m/m	7''' 6''	— 3,57	— 2,83	— 0,70	Dołączyć do produktu Nr. 7 Mieszanie na ceracie przez 7 min.	~18 ²⁵ ~18 ³⁴	9'	K.G.	Prod. Nr. 7 = Nr. 7' + + Nr. 7'' + + Nr. 7''' + + Nr. 6'' Strata w prod. Nr. 7 = 0,14 kg = 0,65% prod. Nr. 5
VII	7	Mieszanie na ceracie przez 7 min.	8	22,56	1,16	21,40	1-sze uj. pomniejsz. na aparacie Jones'a	~18 ³⁴ ~18 ⁴⁰	6'	K.G.	Strata — 0,03 kg = 0,14% pr. Nr. 7
VIII	8	1-sze uj. pomniejsz. na aparacie Jones'a	9	12,38	1,73	10,65	Odpady 2-ie uj. pomniejsz. na aparacie Jones'a	18 ⁴⁰ ~18 ⁴⁸	8'	K. Guzowski	} Błąd po-działu = 0,3%
			10	13,59	2,83	10,76					
IX	10	2-gie uj. pomniejsz. na aparacie Jones'a	11 12	8,24 6,43	2,83 1,10	5,41 5,33	Odpady 3-ie uj. pomniejsz				
X	12	3-cie uj. pomniejsz. na aparacie Jones'a	13 14	3,78 3,75	1,10 1,10	2,68 2,65	Odpady 4-e uj. pomniejsz				
XI	14	4-e uj. pomniejsz. na aparacie Jones'a	15	2,37	1,10	1,27	Próba kontrolna Próba chemiczna			Skończono 16-V-1928.	} Błąd po-działu = 2,2%
			14	2,49	1,10	1,39					

przednich 3 pasów w okresie drugim rozkręcania (w okresie trzecim tworzy się z tarczy pierścien, fig. 141. Tabl. VI.).

Jeżeli część płonna złoża jest mniej krucha, niż ruda, jak to ma miejsce przy PbS w SiO_2 lub PbS w dolomicie, pas 2) będzie ubogi, pas zaś 3) wzbogacony.

Przyczyny te powodują, że jedynie przecięcie tarczy przez sam środek da podczas kwartowania materiał identyczny w obu rozdzielonych częściach próby. Przy rozkręcaniu ręcznym środek tarczy nie może być wyraźny, jak również nie może ułożenie warstw ubogich i wzbogaconych w tarczy posiadać kołowej symetrii, ponieważ oś obrotu deszczulki, trzymanej w rękę przez robotnika, przemieszcza się w przestrzeni. Rozkręcanie ławą tej wady nie posiada, ponadto sama tarcza ma stałą grubość, co ułatwia również i rozdzielenie próby na części równe podczas kwartowania.

We wszystkich operacjach pomniejszania zwrócono szczególną uwagę na możliwe wyeliminowanie strat w materiale oraz błędów i niedokładności. Próby, wychodzące z dołu w stanie niemal mokrym, były suszone na kotle do stanu, niepozwalającego jeszcze na tworzenie się pyłu podczas poszczególnych operacji; walce, przyrządy, naczynia, w których materiał był przenoszony i przechowywany, oraz rynny, prowadzące z walców do sita, były starannie oczyszczane z przystającego materiału. Dzięki tej pedantyczności został osiągnięty pewien stopień doskonałości przy pomniejszaniu prób, jak to można stwierdzić z przytoczonej poniżej stronicy z dziennika brania prób.

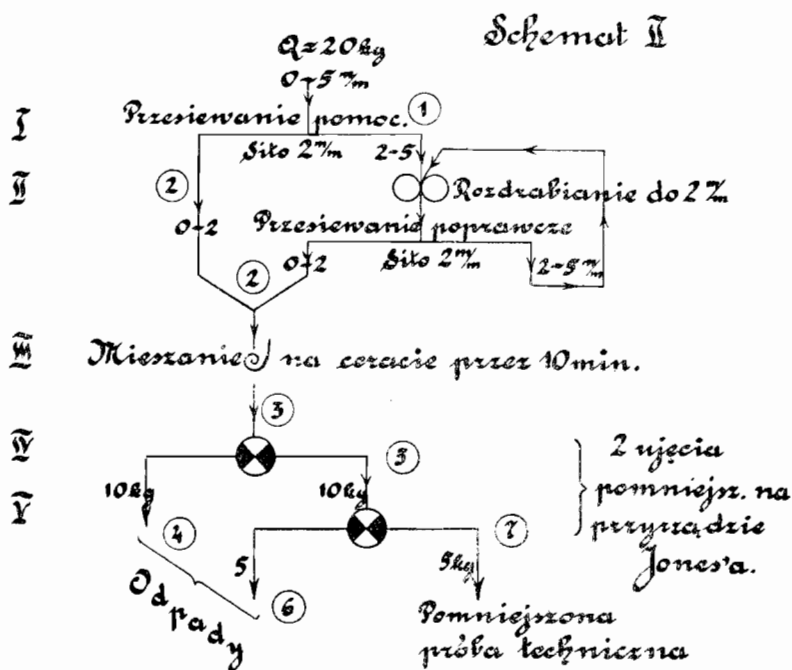
Uwaga: 1) Podany czas w rubryce 9-ej wzięty został z innej karty dziennika, ponieważ normalnie nie wszystkie otrzymywane produkty bywają ważone (wazy się tylko: próba przed pomniejszaniem oraz produkty Nr. 3, Nr. 15 i Nr. 16).

2) Normalnie w dzienniku nie figurują operacje II', II'' i VI'. Są one połączone w jedną, przyczem otrzymywane w tych operacjach nadziarna kierowane są do mieleńia, jak to pokazano na schemacie (fig. 137).

Straty wagowe, jak to widać, są bardzo małe i w znacznej części mogło je spowodować wysychanie materiału w poszczególnych operacjach.

PRÓBY TECHNICZNE.

Powstają one ze zmieszania pozostawionych po operacji IV-ej produktów Nr. 4 (ob. schemat prób chemicznych) z całego poziomu.



Schemat przygotowania materiału do prób technicznych

Uwaga: W schematach I i II liczby rzymskie z lewej strony oznaczają №№ operacji, liczby w kółkach №№ otrzymywanych w tych operacjach produktów.

Fig. 143.

Produkty te mają materiał w ziarnach 5 - o m/m. Wobec tego, że impregnacja rudy jest drobna, ten stopień zmielenia nie daje takiego stopnia rozluźnienia, przy którym możnaby podczas wzbogacania otrzymywać ziarna czystej galeny i cerusytu. Na podstawie badania okazów mineralogicznych ustalono, że największe ziarna czystego PbS i $PbCO_3$ nie przekraczają zwykle 2 m/m-owej średnicy, do tej zatem średnicy należało zemleć produkty Nr. 4. Rozdrabianie do $d=2$ m/m pozwala na dalsze pomniejszanie, ponieważ dla $d=2$ m/m graniczna ilość materiału w próbie wynosi:

$$q = 0,82 \times 2^2 = 3,28 \text{ kg},$$

produkt zaś Nr. 4 zawiera 20 kg. Ponieważ stopień rozdrabiania

$$\varepsilon = 5 : 2 = 2,5$$

ilość ujęć pomniejszania będzie:

$$m = 6,65 \lg \varepsilon = 6,65 \lg 2,5 = 6,65 \times 0,38 = 2,5 = 2.$$

Zachowując zasady poprzedniego schematu, ułożono schemat przygotowania prób technicznych, przedstawiony na fig. 143.

Badanie prób technicznych miało ustalić nie tylko warunki racjonalnego wzbogacania i możliwej ekstrakcji metalu (metoda Henry i Blanc'a) lecz również i optymalne warunki eksploatacji złoża wogóle. Sposób odbudowy mógł polegać 1) na wybieraniu każdego pokładu z osobna, względnie 2) na wybieraniu naraz obu pokładów wraz z przerostem, który, jako to wykazała analiza wziętych w nim prób, nie jest zupełnie płonny. Rzecz jasna, oba sposoby odbudowy górniczej, dając różny średni skład rudy surowej, wymagałyby odmiennych systemów przeróbki. Próby techniczne zatem powinny były być tak połączone, aby można było z ich badania wyciągnąć wnioski o średnim składzie rudy w obu omówionych przypadkach. Zasadniczymi jednak były próby z każdego z pokładów oddzielnie, ponieważ przez interpolację wyników badania można było sądzić o wszystkich ewentualnych odmianach odbudowy górniczej. Po zmieszaniu zatem produktów Nr. 7 schematu II., z każdego pokładu wzięte były po dwie próby: jedna z materiału o średnicy ziarn 2 — 1 m/m (materiał »A«), druga z materiału 1 — 0 mm (materiał »B«). Pokłady ze sobą mieszane nie były. Powstały więc próby T_{AI} i T_{AH} próby techniczne z materiału $d=2-1$ m/m z I

i II pokładu) oraz próby T_{BI} i T_{BII} (to samo z materiału »B« 1—0 m/m). Każda z tych prób powinna była ważyć 6 kg — ilość wystarczająca do przeprowadzenia badań laboratoryjnych. Oprócz tego wzięte były próby mieszane z materiału obu pokładów tak w ziarnach 2—1 m/m, jak i 1—0 m/m. (Próby $T_{AI, II}$ i $T_{BI, II}$) po 12 kg wagi każda. Ponadto dla zbadania możliwości zastosowania flotacji do wzbogacania została wzięta próba, posiadająca materiał z obu pokładów i obu klas (próba F_1 — 1-sza flotacyjna) à 24 kg. W tej próbie stosunki materiału $A_I : B_I$ i $A_{II} : B_{II}$ zachowano te same, jakie panowały w materiale nieklasyfikowanym¹⁾.

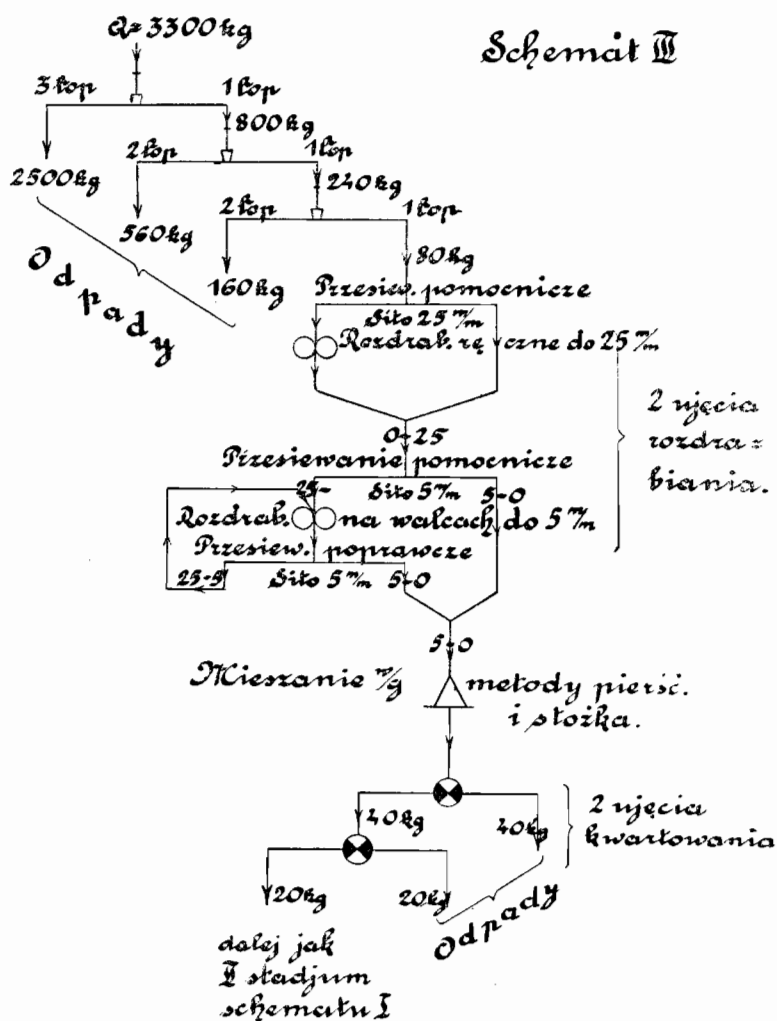
Z pierwszego pokładu zostały wzięte do mieszaniny 43 próby po 5 kg każda. Oddzielna mieszanina dla drugiego pokładu była utworzona z 41 prób tej samej wagi. Do mieszaniny I poziomu nie weszły próby Nr. 140 i Nr. 139; pierwsza z nich położona jest na powierzchni, na wychodniach pokładu I, druga — u wylotu sztolni. Obie miały znaczenie orientacyjne. Z tych samych powodów nie wzięto do mieszaniny próby Nr. 40 z II-go pokładu. Ponadto weszły do mieszaniny I pokładu frakcje »A« prób szybikowych, do II poziomu — frakcje »C« tychże²⁾.

Po zmieszaniu według metody pierścienia i stożka materiał obu mieszanin został rozdzielony na klasy »A« i »B« na sicie 1 m/m. Pomniejszanie klas odbywało się według całkowitego schematu pomniejszania prób rudy siewierskiej (Tabl. II).

Aby móc ocenić wpływ przerostu na średni skład rudy, zostały wzięte próby, podobne do prób technicznych wyżej opisanych, lecz z udziałem przerostu. Do mieszaniny weszły tylko próby szybikowe Nr. 12, Nr. 26, Nr. 34, Nr. 37 i Nr. 116. Ponieważ próba Nr. 109 w I poziomie leży bezpośrednio obok próby szybikowej Nr. 12, zaniechano wzięcie frakcji »A« tej próby, którą zastąpiła próba Nr. 109. Powstanie prób technicznych $T_{AI, II, P}$, $T_{BI, II, P}$ i F_2 (flotacyjna 2-ga), oparte na tych samych zasadach, co poprzednie próby techniczne, najlepiej prześledzić na całkowitym schemacie pomniejszania prób rudy siewierskiej (Tabl. II).

¹⁾ Badanie tej próby miano powierzyć firmie Humboldt.

²⁾ Normalna próba szybikowa posiada 3 frakcje: »A« w pokładzie I-m, »B« w przeroście i »C« w pokładzie II-m.



Schemat pomniejszania próby
z szurfu № I

Fig. 145.

Kopalnia »Wiktor Emanuel« nie była założona na złożu dziewiczym. Przed laty złożo to było eksploatowane i do dnia dzisiejszego pozostały wspaniale zachowane komory po ogniowej odbudowie złoża (Fig. 144. Tabl. VIII.). Te roboty, zwane przez miejscową ludność »Szwedzkimi«, objęły wychodnie złoża, nieznacznie tylko posuwając się pod powierzchnię. Z wielkiem prawdopodobieństwem można twierdzić, że w wypalonych ogniem komorach odbierano jedynie drobnicę, kawałki zaś powyżej 30 — 40 m/m średnicy bądź pozostawiano w komorze, bądź też wydawano na powierzchnię na hałdę. Świadczą o tem zwały rudy w kawałkach od 3 m/m wzwyż w komorach podziemnych, jak również wielka hałda na powierzchni, posiadająca około 100.000 tonn rudy według obliczeń Prof. H. Czezcotta. W celu określenia zawartości ołowiu w materiale hałdy zostały pogłębione 4 szurfy. Cały materiał z szurfu był uważany za próbę. Szurfy miały wymiary poprzeczne $1 \times 1 m$. Ponieważ ilość materiału w takiej próbie wynosiła, zależnie od głębokości szurfu, do kilku tonn, schematy pomniejszania tych prób były nieco odmienne i każda próba miała swój własny schemat, zależny od ilości materiału. Dla przykładu przytoczymy schemat pomniejszania próby z szurfu Nr. 1. (Fig. 145). Szurf ten miał wymiary $1 m \times 1 m \times 2,75 m$. Licząc ciężar gat. rudy 3 oraz stopień rozluźowania materiału 0,4, otrzymamy, że spodziewana ilość materiału wynosiła: $1 \times 1 \times 2,75 \times 3 \times 0,4 = 3,3$ tonny. Próbę taką nie mamy możliwości prawidłowo wymieszać zwykłemi środkami, toteż wydobyty materiał, zsypywany z szurfu na stożek, odrazu pomniejszono łopatami w 3-ch ujęciach, zastępnie zaś w 2-ch ujęciach zmielono do średnicy $d = 5 m/m$. Dalsze pomniejszanie prowadzono według opisanego już schematu I dla prób chemicznych.

Próby szurfowe łączono również w próbach technicznych, analogicznych do prób technicznych pokładów, w celu sądzenia o wpływie rudy z hałdy na średni skład rudy surowej. Powstały więc próby techniczne T_{AH} (w ziarnach 2 — 1 m/m), T_{BH} (w ziarnach 1 — 0 m/m) i próba mieszana T_{ABH} o stosunku $A : B = 1 : 4$. (Wogóle mieszanie w próbach technicznych materiału A i B powinno zachowywać stosunki wagowe, które otrzymujemy po rozklasyfikowaniu materiału na sicie 1 m/m).

Szurfy były wyznaczone przez eksperta — geologa, Dr. Cz. Kuźniara.

Badanie techniczne wziętych na kopalni prób miało wykonać Laboratorium Przeróbki Mechanicznej Akademii Górniczej w Krakowie. Niestety, z przyczyn niezależnych od Prof. H. Cieczotta, laboratorium to nie było odpowiednio wyposażone do wykonania zadania i badanie nie było kompletnem. Jednakże wyniki płókania na przyrządzie Henry, klasyfikacja zwykła i skrępowana materiału prób wykazały możliwość korzystnego wzbogacania drogą moką piasków, wskutek czego najwłaściwszym sposobem wzbogacania byłby sposób kombinowany:

- a) mokry dla ziarn o średnicy powyżej 0,25 *m/m*
- i b) flotacja dla ziarn poniżej 0,25 *m/m* średnicy.

WYNIKI ANALIZY PRÓB CHEMICZNYCH.

Analizę prób chemicznych wykonało Laboratorium Badawcze Akademii Górniczej pod kierownictwem Prof. Dr. Drozdowskiego. Oznaczeniu podlegał ołów we wszystkich próbach, natomiast siarka w siarczках i srebro tylko w próbach, wybranych przez Profesora H. Cieczotta, równomiernie pokrywających obszar złoża w obrębie wyrobisk kopalni. Próby kontrolne, pozostawione do dyspozycji administracji kopalni, były badane w laboratorium chemicznym jednej z poważnych hut cynkowych na Górnym Śląsku, przyczem wyniki badań z obu źródeł były zupełnie zgodne.

W laboratorium Prof. Drozdowskiego oznaczano ołów metodą molibdenową według Alexandra, srebro — metodą Ballinga oraz siarkę siarczkową. Nadesłane przez Prof. Drozdowskiego rezultaty były następujące:

LABORATORJUM BADAWCZE
AKADEMII GÓRNICZEJ
W KRAKOWIE

ZESTAWIENIE

wyników analizy próbek rudy ołowianej, nadesłanej przez P. Prof.
Inż. Czeczotta.

Próbki w torebkach papierowych zapakowane w drewniane skrzynki
i opatrzone Nr. Nr. porządkowymi na skrzynkach, z takimiż Nr. Nr.
na kartkach znajdujących się wewnątrz torb.

POZIOM II (dolny).

Nr. Nr. prób	% Pb oznaczenia		% Ag oznaczenia		% S w siarczках		Nr. Nr. prób	% Pb oznaczenia		% Ag oznaczenia		% S w siarczках	
	1:	2:	1:	2:	1:	2:		1:	2:	1:	2:	1:	2:
1	5,81	5,65	0		0,174	0,163	25	3,32		0,0011		0,090	0,0
2	5,23	5,46					26A	6,11					
3	7,53	7,24					27B	3,78		} SZYBIKOWA			
4	6,55	6,66	0		0,138	0,133	26C	5,63					
5	10,02	10,15					27	5,30					
6	5,30	5,26					28	3,84	3,78	0		0,105	
7	6,26	6,04					29	9,31					
8	6,28	6,23					30	5,48	5,16				
9	6,07						31	ślady [4 oznaczenia]	ślady				
10	3,76						32	6,11					
11	5,98						33	9,30					
12B	3,62		} SZYBIKOWA				34A	7,36		} SZYBIKOWA			
12C	8,81	8,87					34B	ślady [3 oznaczenia]	ślady				
13	4,67		0		0,113	0,113	34C	10,28					
14	5,40						35	6,68					
15	3,54						36	9,02		0,0004	0,0004	0,343	0,3
16	3,98		0		0,049	0,041	37A	ślady	ślady	} SZYBIKOWA			
17	5,62	5,84					37B	2,06					
18	4,73						37C	10,63					
19	3,45		0		0,067		38	11,52	11,57				
20	1,63	1,69					39	8,07		0		0,312	
21	3,23						40	5,48	5,70	0		0,119	
22	4,65		0,0011	0,0011	0,093	0,094	41	6,60					
23	6,68												
24	1,42	1,24											

POZIOM I (górny).

101	3,87		0,0017		0,094		104	5,58			
102	7,45						105	4,73			
103	10,17	10,25					106	6,45			

POZIOM I (górnny).

Nr. Nr. prób	% Pb oznaczenia		% Ag oznaczenia		% S w siarczках		Nr. Nr. prób	% Pb oznaczenia		% Ag oznaczenia		% S w siarczках	
	1:	2:	1:	2:	1:	2:		1:	2:	1:	2:	1:	2:
107	13,74	13,82					124	5,94					
108	6,86						125	5,22	0			0,191	
109	7,93		0,0024		0,202		126	4,27					
110	8,82						127	4,57	0		0	0,162	0,163
111	8,40		0		0,162		128	6,25					
112A	5,93						129	3,71					
112B	5,43						130	5,35					
113	3,92						131A	5,18					
114	7,46		0		0,180		131B	4,88					
115	9,97						132	2,06					
116A	4,84		} S Z Y B I K O W A				133	4,66	0,0010			0,165	
116B	4,57						134	9,56					
116C	8,36						135	5,83					
117	11,08		0		0,295		136	9,20	0,0011			0,187	
118	6,11						137	10,025					
119	9,52						138	2,26	2,09				
120	10,65						139	8,34	0	0,0002		0,217	
121	5,55						140	9,04					
122	6,72		0		0,219		141	9,62					
123	9,83												

PRÓBY Z SZYBU NR. II.

201	4,80				202	6,55			
-----	------	--	--	--	-----	------	--	--	--

PRÓBY Z HAŁDY.

1H	5,51			3H	3,65		
2H	5,19			4H	7,63		

W Krakowie, dnia 5 lipca 1928 r.

LABORATORJUM BADAWCZE
AKADEMJI GÓRNICZEJ
W KRAKOWIE

Kierownik Laboratorium
(—) Prof. Drozdowski

Uwaga: Próby szybikowe obejmują bez przerw pokład I, przerost i pokład II. Próba z przerostu rozpoczyna się dokładnie na warstwie spagowej próby z I pokładu i kończy się dokładnie na warstwie stropowej II pokładu.

Zwróćmy tu uwagę na fakt, że z 5 prób, wziętych z przerostu, tylko jedna (Nr. 37B) wykazała ślady ołowiu, podczas gdy pozostałe wykazują zawartość tylko nieco mniejszą od przeciętnych prób z pokładów. Próby z haldy wykazały, że jej materiał powinien być traktowany jako ruda, nie różniąc się zbyt wiele pod względem zawartości ołowiu od rudy surowej z kopalni.

OBLICZENIE ZASOBÓW RZECZYWISTYCH.

Według metody prof. Böldyrewa (patrz str. 89) cały obszar w obrębie wyrobisk kopalni został podzielony na obszary poszczególnych prób (podział geometryczny Böldyrewa). W tym celu w środku linii, łączących sąsiadujące próby, poprowadzono prostopadłe, które, przecinając się wzajemnie, tworzą szereg wieloboków, wewnątrz których każdy punkt obszaru leży bliżej próby objętej wielobokiem, aniżeli wszelkiej innej.

Obszary te zmierzono planimetrem (Amslera), poczem średnią miąższość danego pokładu oraz średnią zawartość w nim ołowiu obliczono ze wzorów:

$$h_{sr} = \frac{\Sigma \omega \cdot h}{\Sigma \omega};$$

$$\alpha_{sr} = \frac{\Sigma h \cdot \omega \cdot \alpha}{\Sigma \omega \cdot h_{sr}};$$

gdzie: ω — powierzchnie obszarów wieloboków;

α — zawartość ołowiu w próbach, określona przez analizę chemiczną;

h — miąższość pokładu w punkcie danej próby;

h_{sr} — średnia miąższość całego pokładu.

Obliczenia są podane w następujących tablicach.

OBLICZENIE ŚREDNIEJ ZAWARTOŚCI OŁOWIU I ŚREDNIEJ MIĄŻSZOŚCI
POKŁADU II (DOLNEGO) (OB. TABL. III ROZMIESZCZ. Pb W POKŁ. II).

Nr. próby	α ¹⁾ zawartość Pb w %	h miąższość pokładu w m	ω ²⁾ obszar zmierzony planime- trem w cm^2	$h \cdot \omega$	$\frac{\alpha \cdot h \cdot \omega}{100}$
1	5,71	1,74	44,8	77,9	4,54
2	5,35	1,62	34,8	56,4	3,05
3	7,39	1,55	32,0	49,6	3,56
4	6,60	1,95	36,4	71,1	4,78
5	10,08	1,94	37,1	72,3	7,27
6	5,28	1,65	35,6	58,8	3,12
7	6,15	1,60	30,0	48,0	2,95
8	6,25	1,93	22,2	42,8	2,67
9	6,07	1,73	25,1	43,4	2,64
10	3,76	1,97	26,1	51,4	1,93
11	5,98	2,00	13,5	27,0	1,61
12C	8,84	2,00	41,6	83,2	7,35
13	4,67	1,75	24,1	42,2	1,97
14	5,40	1,62	13,1	21,2	1,14
15	3,54	1,95	27,6	53,8	1,90
16	3,98	1,69	42,2	71,3	2,84
17	5,72	1,41	23,1	32,6	1,85
18	4,73	1,61	18,3	29,5	1,39
19	3,45	1,57	24,4	38,3	1,32
20	1,66	1,76	37,8	46,5	1,23
21	3,23	1,675	35,0	58,6	1,89
22	4,65	1,87	34,4	64,3	2,89
23	6,68	1,68	19,7	34,6	2,31
24	1,33	1,76	47,4	83,5	1,11
25	3,32	1,50	25,3	38,0	1,26
26C	5,63	1,62	20,9	33,9	1,91
27	5,30	1,82	29,8	54,2	2,87
28	3,81	1,94	27,6	53,6	2,10
29	9,81	2,08	26,0	54,2	5,32
30	5,32	1,79	19,3	34,5	1,83
31	ślady	1,85	37,9	70,1	0,00
32	6,11	1,50	41,6	62,4	3,81
33	9,30	1,51	41,5	62,8	5,83
34C	10,28	1,35	26,1	35,2	3,62
35	6,03	1,95	26,2	51,2	3,08
36	9,02	1,51	22,4	23,8	2,14
37C	10,63	2,31	33,9	78,3	8,32
38	11,54	1,62	41,5	67,2	7,75
39	8,07	1,37	39,0	53,4	4,31
41	6,60	1,79	25,5	45,7	3,06
116C	8,36	1,69	11,4	19,3	1,61
Razem . .			1222,2	2096,1	126,09

¹⁾ W przypadkach 2-ch oznaczeń wzięto średnią.

²⁾ Obszary wieloboków w obliczeniach są podane w cm^2 , poczem rezultat został pomnożony przez mnożną planimetryczną.

Z powyższego wynika że:

średnia miąższość:

$$h_{sr} = \frac{2096,1}{1222,2} = 1,715 \text{ m},$$

średnia zawartość:

$$\alpha_{sr} = \frac{126,09}{20,961} = 6,15\% \text{ Pb}$$

Objętość w m^3 (mnożna planimetru $k = 6,25$).

1. Na obszarze zmierzonym planimetrem:

$$Q_1 = 2096,1 \times 6,25 = 13.101 \text{ m}^3$$

2. Na obszarze pod pokładem

$$\text{drugim: } Q_2 = 123,3^1) \times 6,25 \times 1,715 = 1.322 \text{ m}^3$$

$$\text{Razem} \quad . \quad . \quad 14.423 \text{ m}^3$$

Od tej liczby należy odjąć objętość chodników:

$$q = 214,00^1) \times 6,25 \times 1,715 = 2.293 \text{ m}^3$$

$$\text{Pozostaje} \quad . \quad . \quad 12.131 \text{ m}^3$$

Ciężar 1 m^3 rudy, po uwzględnieniu zawartości ołowiu w dołomicie, przyjmując stosunek galeny do cerusytu jako równy 15%, przyjmujemy jako 3,22 tonny.

Zatem, pokład dolny zawiera rudy:

$$T_1 = 12.131 \times 3,22 = 39.000 \text{ tonn},$$

w tem licząc $\alpha = 6,15\% \text{ Pb}$, zawiera się metalicznego ołowiu:

$$P_1 = \frac{39.000 \times 6,15}{100} = 2.400 \text{ tonn}$$

¹⁾ Zmierzono planimetrem.

OBLICZENIE ŚREDNIEJ ZAWARTOŚCI OŁOWIU I ŚREDNIEJ MIĄŻSZOŚCI
POKLADU I-GO (GÓRNEGO) (TABL. IV).

Nr. próby	α zawartość <i>Pb</i> w %	<i>h</i> miąższość pokładu w m	ω obszar zmierzony planime- trem w cm ²	<i>h</i> · ω	$\frac{\alpha \cdot h \cdot \omega}{100}$
101	3,87	1,58	28,0	44,3	1,71
102	7,45	1,37	35,5	48,7	3,62
103	10,21	1,30	20,9	27,2	2,78
104	5,58	1,40	14,4	20,2	1,13
105	4,73	1,86	16,6	30,8	4,12
106	6,45	1,69	12,7	21,5	1,39
107	13,78	1,84	12,9	23,8	3,28
108	6,86	1,73	28,3	43,0	3,36
109	7,93	1,65	34,3	56,6	4,48
110	8,82	1,62	36,1	58,5	5,16
111	8,40	1,67	24,7	41,2	3,46
112	5,70	1,72	16,5	27,4	1,56
113	3,92	1,62	29,1	50,0	1,96
114	7,46	0,95	21,4	19,2	1,43
115	9,97	1,95	15,9	31,0	3,09
116A	4,84	1,83	13,4	24,5	1,18
117	11,08	1,73	13,4	23,2	2,57
118	6,11	1,29	27,2	35,1	2,14
119	9,52	1,52	27,2	41,3	3,94
26A	6,11	1,50	37,9	56,8	3,46
120	10,65	1,75	18,4	32,2	3,43
121	5,55	1,40	19,0	26,6	1,47
122	6,72	1,67	15,5	25,9	1,74
123	9,82	1,43	15,4	22,0	2,16
124	5,94	1,67	22,2	37,2	2,21
125	5,22	1,60	24,8	39,7	2,07
126	4,27	1,70	27,6	47,0	2,01
37A	ślady	1,64	19,3	31,7	0,00
127	4,57	2,10	28,2	59,2	2,70
128	6,25	1,25	20,0	25,0	1,56
129	3,71	1,80	10,0	18,0	0,67
130	5,35	1,97	16,2	22,0	1,17
131	5,03	0,98	16,8	16,5	0,88
132	2,06	1,50	22,2	23,3	0,48
133	4,66	1,50	19,1	28,7	1,33
134	9,56	1,87	20,1	37,6	3,60
135	5,83	1,45	25,2	36,6	2,13
136	9,20	2,12	21,5	45,5	4,18
137	10,05	2,00	15,6	31,2	3,14
138	2,17	1,98	16,5	32,7	0,72
141	9,22	1,85	14,1	27,0	2,49
34A	7,36	2,60	26,3	68,4	5,03
Razem . .			880,4	1464,3	100,97

Średnia miąższość pokładu:

$$h_{sr} = \frac{1464,3}{880,4} = 1,66 \text{ m.}$$

Średnia zawartość:

$$\alpha_{sr} = \frac{100,97}{14,643} = 6,90\% \text{ Pb}$$

Objętość obszaru:

Zmierzona (mnożna planim. $k=6,25$)

$$Q_1 = 1464,3 \times 6,25 = 9.150 \text{ m}^3$$

Dodaje się objętość nad pokładem dolnym:

$$Q_2 = 438,3^1) \times 6,25 \times 1,66 = 4.555 \text{ m}^3$$

$$\text{Razem} \quad . \quad . \quad 13.705 \text{ m}^3$$

Odejmuje się objętość chodników:

$$q = 137,6^1) \times 6,25 \times 1,66 = 1.431 \text{ m}^3$$

$$\text{Pozostaje} \quad . \quad 12.274 \text{ m}^3$$

Przyjmując, jak poprzednio, ciężar 1 m^3 rudy $3,22 \text{ t}$, otrzymamy zasoby rudy:

$$T = 12.274 \times 3,22 = 39.500 \text{ tonn.}$$

W tem metalicznego ołowiu, licząc $\alpha = 6,90\%$

$$P = \frac{39.500 \times 6,9}{100} = 2.720 \text{ tonn.}$$

OBLICZENIE ŚREDNIEJ ZAWARTOŚCI OŁOWIU I ŚREDNIEJ MIĄŻSZOŚCI PRZEROSTU (TABL. V).

Nr. próby	α zawartość Pb w %	h miąższość w m	ω obszar zmierzony planime- trem w cm^2	$h \omega$	$\frac{\alpha \cdot h \cdot \omega}{100}$
34B	ślady	1,35	212,0	286	0,00
37B	2,06	1,15	291,0	335	6,90
26B	3,78	1,48	295,8	438	16,50
116B	4,57	0,73	239,1	174	7,96
12B	3,62	0,70	290,2	203	7,34
139	8,34	2,05	34,2	70	5,83
		Razem . .	1262,3	1506	44,53

¹⁾ Zmierzono planimetrem.

Średnia miąższość przerostu:

$$h_{sr} = \frac{1506}{1262,3} = 1,19 \text{ m}.$$

Średnia zawartość

$$\alpha_{sr} = \frac{44,53}{15,06} = 2,97\% \text{ Pb}$$

Objętość:

$$Q = 1506 \times 6,25 = 9.000 \text{ m}^3$$

Zapasy rudy:

$$T = 1506 \times 6,25 \times 3 = 27.000 \text{ tonn},$$

licząc ciężar 1 m^3 przerostu równy 3 tonnom.

Zasoby ołowiu metalicznego przy $\alpha_{sr} = 2,97\% \text{ Pb}$:

$$P = \frac{27.000 \cdot 2,97}{100} = 800 \text{ tonn}.$$

OBLICZENIE ZAWARTOŚCI SREBRA I CERUSYTU W POKŁADZIE DOLNYM
(TABL. V).

Nr. próby	Zawartość <i>Ag</i> w <i>g</i> na tonnę rudy	$n = \frac{\text{Pb galena}}{\text{Pb cały}}$ w %	<i>h</i>	ω	<i>h</i> . ω	<i>Ag</i> . <i>h</i> . ω	$\frac{n \cdot h \cdot \omega}{100}$
1	—	19,0	1,74	174,4	304	—	58,1
4	4,5	13,2	1,95	140,4	274	1231	36,2
13	—	15,6	1,75	142,2	249	—	38,8
16	3,5	7,3	1,69	168,1	284	995	20,7
19	3,5	12,5	1,57	140,0	220	769	27,5
22	11,0	12,9	1,87	75,5	141	1551	18,2
25	5,5	17,9	1,50	68,1	102	562	18,4
28	—	17,8	1,94	98,2	190	—	33,8
36	4	24,4	1,51	141,0	213	852	52,0
39	—	24,9	1,37	47,9	66	—	16,5
Razem . .				2043	5960	320,2	

Średnia ilość *Pb* w połączeniu *PbS*:

$$n = \frac{320,2}{2043} = 15,70\% \text{ PbS}.$$

Średnia zawartość srebra:

$$Ag = \frac{5960}{2043} = 2,91 \text{ g/tonnę rudy}.$$

Zawartość srebra w całym II pokładzie:

$$P_{Ag} = 39.000 \times 2,91 = 113.000 \text{ g} = 113 \text{ kg}.$$

OBLICZENIE ZAWARTOŚCI SREBRA I CERUSYTU W POKŁADZIE GÓRNYM
(TABL. V).

Nr. próby	Zawartość Ag w g na tonnę rudy	$n = \frac{Pb \text{ galena}}{Pb \text{ cały}}$ w %	h	ω	$h \cdot \omega$	$Ag \cdot h \cdot \omega$	$\frac{n \cdot h \cdot \omega}{100}$
101	17	15,8	1,58	109,5	173	2942	27,4
111	—	12,4	1,67	88,0	147	—	18,2
114	—	15,4	0,95	81,8	78	—	12,1
117	—	17,1	1,73	115,5	200	—	34,2
119	24	13,7	1,52	88,6	135	2700	18,5
122	—	21,0	1,67	104,3	175	—	36,8
125	—	23,6	1,60	52,8	85	—	20,1
127	—	23,0	2,10	114,5	241	—	55,4
133	10	22,8	1,55	72,7	113	1120	25,8
136	11	13,1	2,12	96,0	204	2133	26,9
Razem . .				1551		8895	275,4

Średnia zawartość Pb w połączeniu PbS :

$$n = \frac{275,4}{1551} = 17,70\% PbS.$$

Średnia zawartość srebra:

$$Ag = \frac{8895}{1551} = 5,75 \text{ g/tonnę rudy}.$$

Zawartość srebra w całym I pokładzie:

$$P_{Ag} = \frac{39.500 \times 2,75}{1000} = 227 \text{ kg}.$$

Przeciętnie w 2-ch pokładach:

$$\text{Ołowiu: } Pb = \frac{6,15 + 6,80}{2} = 6,52\%.$$

Z tego w połączeniu PbS :

$$n = \frac{15,7 + 17,7}{2} = 16,7\%$$

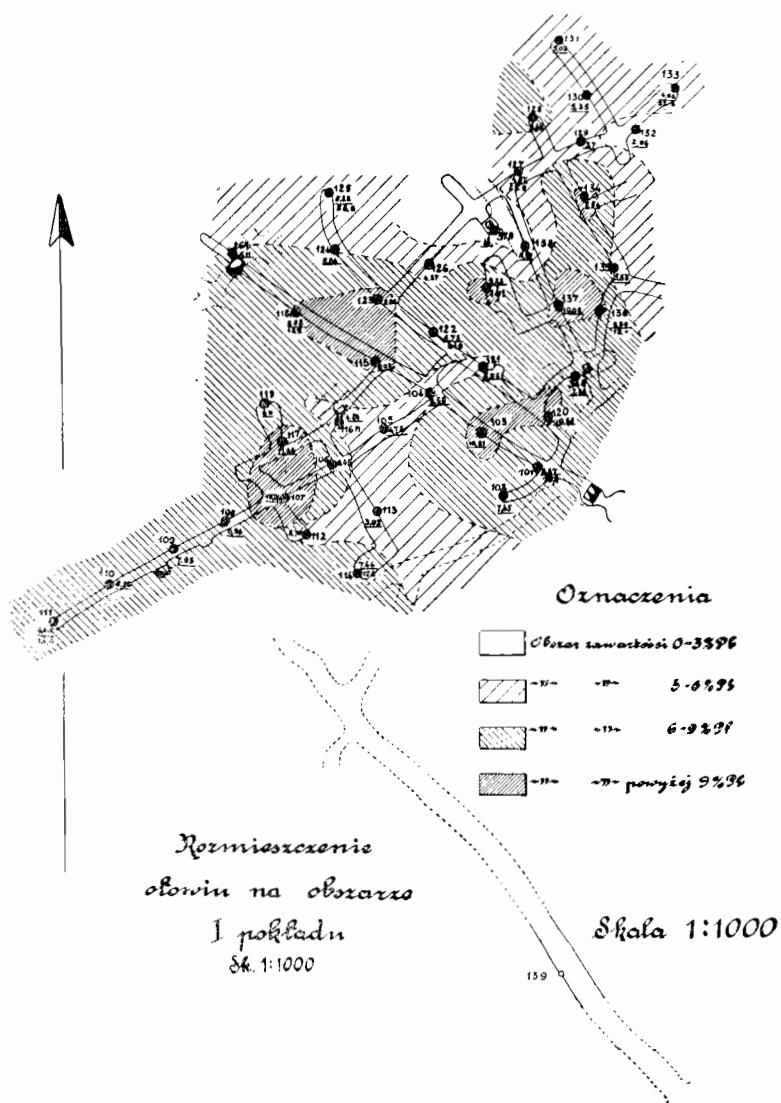


Fig. 146.

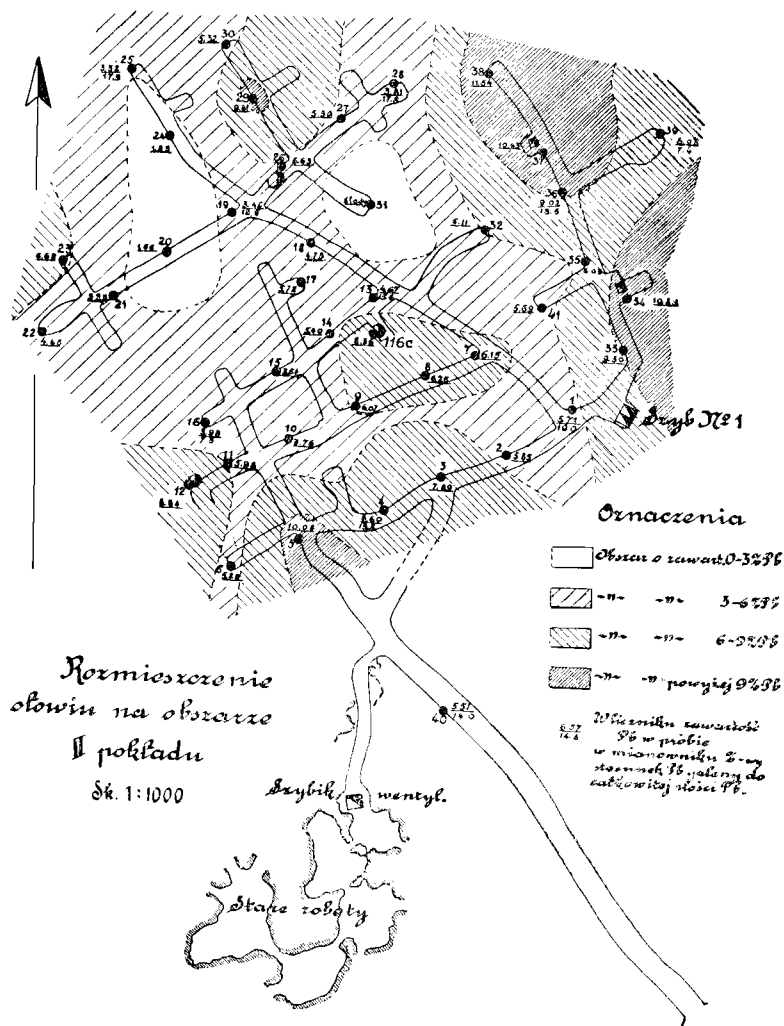


Fig. 147.

$$PbS = \frac{6,52 \times 16,7}{100} \times \frac{239^1)}{207} = 1,25\%$$

Srebra:

$$Ag = \frac{2,91 + 5,75}{2} = 4,33 \text{ g/tonnę rudy.}$$

Licząc, że srebro całe jest zawarte w galenie, otrzymamy

Zawartość Ag w PbS :

$$\frac{4,33}{0,0125} = 347 \text{ g.}$$

ZESTAWIENIE OGÓLNE.

	<i>h</i>	Ilość rudy w ton- nach	Ołowiu			Srebra	
			tonn	w %	Zawar- tość <i>Pb</i>	Zawar- tość w g	<i>Kg</i>
Pokład górny. . .	1,66	39.500	2.750	46	6,90	6,25	247
Przerost . . .	1,19	27.000	800	14	2,97	—	—
Pokład dolny. . .	1,715	39.000	2.400	40	6,15	2,95	115
Razem . . .	4,565	105.500	5.950	100	5,64	3,43	362

Figury 146 i 147 wykazują rozmieszczenie ołowiu w pokładach za pomocą linii, odgraniczających obszary o zawartości ołowiu od 0—3%, od 3—6%, od 6—9% i powyżej 9%. Sądząc z ich przebiegu, możemy wywnioskować, że rozmieszczenie ołowiu jest dość nierównomierne, niemniej jednak charakter ogólny przebiegu tych linii nie wykazuje zubożenia, względnie wzbogacenia się złoża w określonym kierunku.

Można przypuścić, że zbadany obszar stanowi typ złoża, który da się rozpowszechnić także na cały zapas prawdopodobny.

Z określonej nader dokładnie średniej zawartości ołowiu 5,64% odrzucamy 10% na nieuniknione błędy, polegające na wzbogacaniu się prób w czasie ich brania; zaokrąglając, przyjmujemy 5% *Pb* jako zawartość w rudzie surowej. Tę samą zawartość stosujemy również dla wszystkich zasobów prawdopodobnych oraz zasobów, zawartych w haldzie.

¹⁾ 239 — ciężar drobinowy galeny, 207 — ciężar atomowy ołowiu.

OBLICZENIE ZASOBÓW PRAWDOPODOBNYCH.

(Ob. plan nadania Tabl. I).

Dla obliczenia zasobów, które zaliczyć można do kategorii zasobów prawdopodobnych, przyjęto za podstawę dane następujące:

Ku południowi obszar, którego zasoby można zaliczyć do kategorii prawdopodobnych, jest ograniczony wychodniami poziomów kruszczośnych na powierzchnię dzienną. Krańcowe punkty ku zachodowi i wschodowi, gdzie można było jeszcze stwierdzić istnienie wychodni poziomów kruszczośnych zdolnych do eksploatacji (eksploatowanych ongiś duklami — t. zw. »szwedzkie roboty«), uznano za krańcowe punkty obszaru o zasobach prawdopodobnych. Ponieważ na północy stwierdzono istnienie tych samych poziomów w otworze wiertniczym Nr. 3, gdzie mają one miąższość zredukowaną do 0,5 m, przeto za granicę zachodnią i wschodnią obszaru z zasobami prawdopodobnymi uznano proste, łączące krańcowe punkty wychodni poziomów kruszczośnych z otworem wiertniczym Nr. 3.

Za granicę północną obszaru, na którym rudy pod względem miąższości pokładów zachowują ten sam charakter występowania, co i złoża odbudowane z szybu Nr. I (I-szy obszar na załączonym planie Tabl. I), uznano linię, łączącą krańcowy punkt zachodni, gdzie stwierdzono wychodnie poziomów rudonośnych na powierzchni, z najbardziej ku północy wysuniętymi starymi szybami obszaru »Za rowy«.

Dla obszaru, leżącego dalej ku północy na planie, przyjęto, że pokład dolny zmniejsza swą miąższość z 1,715 m, jaką ma w robotach koło szybu Nr. I, do 0,5 m, jaką posiada w otworze wiertniczym Nr. 3, pokład zaś górny zmniejsza swą miąższość z 1,66 m, jaką ma w robotach koło szybu Nr. I, do zera, ponieważ w otworze wiertniczym Nr. 2 już go nie napotkano.

Obszar III na planie stanowi 1/3 obszaru, położonego między obszarami I i II i otworem wiertniczym Nr. 3. Wobec słabego stanu zbadania tego obszaru, przyjęto zgodnie z teorią prawdopodobieństwa, 1/3 jego powierzchni jako obszar, mający najwięcej szans posiadania złoża rudy o własnościach podanych powyżej.

Dla obszarów I i III, na których rudy najprawdopodobniej zachowują ten sam charakter, co i w kopalni, przyjęto:

grubość pokładu dolnego	1,715 <i>m</i>
» przerostu	1,19 »
» pokładu górnego	1,66 »
Razem . .	4,565 <i>m</i>

Średnia zawartość ołowiu w złożu wynosi:
5,64% *Pb* minus 10% tej ilości = 5% *Pb* w rudzie surowej.

Dla obszaru II przyjęto:
grubość pokładu dolnego:

$$\frac{1,715 + 0,6}{2} = 1,25 \text{ } m$$

» pokładu górnego:

$$\frac{1,66}{3} = 0,55 \text{ } m$$

» przerostu:

$$\frac{1,19}{3} = 0,4 \text{ } m$$

Razem grubość całej warstwy: 2,2 *m*

Średnią zawartość przyjęto taką samą, jak dla poprzednich obszarów, t. zn. 5% *Pb* w rudzie surowej.

Przy tych założeniach obliczono (odliczając obszar kopalni i starych hałd):

	Rudy surowej	Zawarta w niej ilość <i>Pb</i>
Pole I	2.122.000 tonn	106.600 tonn
» II	1.041.000 »	52.000 »
» III	1.675.000 »	83.700 »
Razem . .	4.838.000 tonn	242.300 tonn

Pozatem obliczono zawartość starych hałd na obszarze, oznaczonym jako »stare hałdy« na załączonym planie (Tabl. I).

Dla hałd przyjęto średnią miąższość 0,7 *m*, wynikającą z głębokości kilku szybków, które pogłębiono w materiale hałdy, oraz średnią zawartość — 5% *Pb*. W ten sposób otrzymano jako zasoby hałdy liczbę 94.500 tonn rudy surowej, zawierającej 4.725 tonn ołowiu.

Prócz tego należy zaznaczyć, że na obszarze, leżącym ku wschodowi i północy od obszaru, dla którego obliczano zasoby prawdopodobne, występowanie rud, zdolnych do odbudowy, należy uznać za możliwe. Występują bowiem na tym obszarze te same skały, które na terenie kopalni i sąsiednich zawierają poziomy rudonośne.

Brak jednak danych, którychby mogły dostarczyć jedynie odpowiednio poprowadzone roboty poszukiwawcze, nie pozwala w sprawie ich rudonośności powiedzieć nic określonego.

Teren, na którym możliwe jest występowanie rud, zdolnych do odbudowy, obejmuje, według obecnych wiadomości, obszar w przybliżeniu 3-krotnie większy, niż obszar, dla którego wykonano obliczenie zasobów prawdopodobnych.

OBLICZENIE RENTOWNOŚCI.

Cenę sprzedażną 1 tonny koncentratu obliczamy ze wzoru.

$$s = \frac{(\alpha - 5) K_p}{100} + 0,9 P \cdot K_a - \text{£ } 3$$

gdzie:

α — zawartość ołowiu w % w koncentratkach;

P — » srebra;

K_p — kurs *Pb* na giełdzie londyńskiej;

K_a — » *Ag* » » warszawskiej.

Wobec nieznaczącej ilości srebra w rudzie prowizorycznie w obliczeniach opuszczamy jego wartość, posługując się wzorem:

$$s = \frac{(\alpha - 5)}{100} \cdot K_p - \text{£ } 3$$

a w złotych

$$s = \frac{(\alpha - 5)}{100} \cdot 45 K_p - 135$$

przyjmując $\text{£ } 1 = 45$ złotych. Dla każdego danego kursu K_p wzór ten będzie miał 2 zmienne: s i α , i może być sprowadzony do postaci:

$$s = m \alpha + n.$$

W układzie prostokątnych współrzędnych zależność więc ceny s od

zawartości metalu w koncentraty α ma postać prostej, przyczem każdemu kursowi K_p odpowiadać będzie własna prosta. (Ob. »Obo-gaszczeniye poleznych iskopajemych« Prof. H. Czeczotta, część VII, str. 199, 1927, wyd. ros.).

Na wykresie (Tabl. VI) ceny te dla różnych kursów w zależności od zawartości metalu w koncentraty zostały przedstawione jako proste.

$$\begin{aligned} s &= 11,70 \beta - 54,9 \quad \text{dla } K_p = \text{£ } 26^1) \\ &= 10,80 \beta - 52,65 \quad \text{» » » » } 24 \\ &= 9,90 \beta - 48,15 \quad \text{» » » » } 22 \\ &= 9,05 \beta - 43,65 \quad \text{» » » » } 20 \\ &= 8,10 \beta - 40,15 \quad \text{» » » » } 18 \\ &= 7,20 \beta - 34,65 \quad \text{» » » » } 16 \\ &= 6,30 \beta - 30,15 \quad \text{» » » » } 14 \end{aligned}$$

W celu przerechowania tych cen na 1 tonnę rudy surowej, należy znać zależność wychodu » γ « od stopnia koncentracji » β «, co powinna była dać analiza techniczna prób²⁾.

Przeprowadzone badania prób technicznych w laboratorium Przeróbki Mechanicznej Akademii Górniczej w Krakowie, z powodu niewystarczającego wyposażenia laboratorium, mogły dać jedynie wyniki jakościowe, nie zaś ilościowe. Wobec tego w dalszych kalkulacjach zmuszeni jesteśmy opierać się na innych przypadkach analogicznych.

Jako przykład porównawczy może służyć kopalnia »Gute Hoffnung« Call/Eifel, gdzie jest stosowany kombinowany system wzbogacania: mokry i flotacja. Ruda tej kopalni ma bardzo zbliżony skład do rudy siewierskiej, mianowicie:

Średnia zawartość wynosiła 4,5% do 6% Pb ;

W rudzie było około 30% PbS i około 70% $PbCO_3$. Osiągnięto wyniki:

¹⁾ We wzorze na cenę koncentratu s przez α w przemyśle oznacza się zawartość Pb w koncentraty, które fabryka wysyła na rynek. Tę samą wielkość w wykresach Henry przyjęto oznaczać przez β , wobec tego w dalszym ciągu będziemy się trzymali tego oznaczenia.

²⁾ Ob. »Przeróbkę Mechaniczną« Prof. H. Czeczotta, Kraków, 1930-31.

zawartość w koncentratkach $\beta = 45\%$; ekstrakcja Pb — gwarantowana 72% do 75%, faktyczna 85% do 87%¹⁾).

Możemy więc przyjąć, że nasza ruda, bardzo podobna w swym składzie, przy tej samej zawartości ołowiu $\alpha = 5\%$ Pb w rudzie surowej, jeżeli będzie wzbogacana do $\beta = 45\%$, da ekstrakcję $\varepsilon = 80\%$.

Stąd wychód:

$$\gamma = \varepsilon \frac{\alpha}{\beta} = 0,8 \frac{5}{45} = 0,09.$$

Oznaczając przez ϑ zawartość Pb w odpadach, otrzymamy ze wzoru

$$\gamma = \frac{\alpha - \vartheta}{\beta - \vartheta}$$

$$\vartheta = \frac{\alpha - \gamma \beta}{1 - \gamma} = \frac{5 - 0,09 \cdot 45}{0,91} = 1,04\%.$$

(Stosujemy tu oznaczenia, przyjęte w »Przeróbce Mechanicznej«.

α — oznacza zawartość w rudzie surowej Pb w %

β — » » w koncentratkach » » »

ϑ — » » w odpadach » » »

γ — wychód koncentratów

i ε — ekstrakcję).

Na zasadzie powyższych wywodów mamy dla rudy siewierskiej:

$$\alpha = 5\% \text{ } Pb$$

$$\beta = 45\% \text{ »}$$

$$\vartheta = 1,04\% \text{ »}$$

$$\gamma = 0,09$$

$$\varepsilon = 0,80$$

do których należy dotaczyć

$$\vartheta_{\min} = 0$$

$$\beta_{\max} = 87\%$$

(zakładając, że koncentrat składa się z mieszaniny czystych ziarn PbS i czystych ziarn $PbCO_3$ w stosunku 15:85).

Dane te pozwalają wykreślić *prawdopodobny* przebieg krzywych Henry.

Na podstawie krzywej β możemy łatwo przeliczyć ceny koncentratów w odniesieniu do tonny rudy surowej:

¹⁾ Z broszury reklamowej F-my »Ekof«: Moderne Flotations-Anlagen für Erze.

$$s = s_p \cdot \gamma;$$

Wyliczając te ceny dla różnych β w granicach od 20% do 80% co każde 5% i dla różnych kursów, otrzymujemy, łącząc znalezione w ten sposób punkty, krzywe paraboliczne.

Jak to widać na wykresie z przebiegu tych krzywych przy wszelkich kursach K_p , przeciętnie najzyskowniejsza stopa wzbogacania wynosi

$$\beta = 58\% Pb$$

przytem będą otrzymane:

$$\gamma = 0,065$$

$$\vartheta = 1,60\% Pb$$

$$\varepsilon = 0,75.$$

Wyniki te uważamy za normalne, należne i możliwe do osiągnięcia.

KOSZTA WŁASNE.

Koszta własne zależą od wydajności; ich rozpiętość może być bardzo szeroka: od 8 do 22 złotych na tonnę rudy surowej. Opierając się na danych z praktyki oraz możliwej wydajności 300 tonn dziennie, licząc się również ze wzrostem robocizny, cen i materiałów w przeciągu okresu amortyzacyjnego, musimy przyjąć przeciętne koszta własne na 12 złotych na tonnę rudy surowej, wobec podanej przez dyrekcję kopalni dzisiejszych kosztów własnych — 8 złotych.

ZYSK NA TONNIE.

Zysk na tonnie zależy od kursu.

Przy najwyższym kursie £ 26 — wynosi 11,30 zł.

» najniższym » £ 14 — » 0,50 »

» średnim » £ 20 — » 5,90 »

Jeżeli przyjąć pod uwagę *srebro*, to przy wyżej podanym stopniu wzbogacania 58% *Pb* koncentraty mogą zawierać 287 g *Ag*, co nieco podnosi zyski. Nie możemy wszakże dokładnie ustalić tego zysku z powodu możliwych wahań kursu K_a — i w dalszych kalkulacjach będziemy się opierać na średnim zysku na 1 tonnie rudy surowej 5 złotych.

WYDAJNOŚĆ.

Wydajność zależy od zasobów. Zostały one obliczone następująco:

I kategoria: *zasoby przygotowane*:

a) w kopalni — 105.500 t. á 5% — 5.250 tonn *Pb*

b) na hałdzie — 94.000 » » — 4.700 » »

Razem . 199.500 t. á 5% — 9.950 tonn *Pb*

II kategoria: *zasoby prawdopodobne*:

a) w obszarze I — 2.122.000 tonn

b) » II — 1.041.000 »

c) » III — 1.675.000 »

Razem . . 4.838.000 tonn

Zapasy obu kategorii 5.037.500 »

Zaokrąglając, przyjmujemy 5.000.000 tonn, które zawierają 250.000 tonn *Pb*.

Z tej ilości należy potrącić straty, nie dające się uniknąć przy eksploatacji. Należy poważnie liczyć się z tem, że rudy nie należą do bogatych, że kurs nie będzie się znacznie podnosił i skutkiem tego powinna być zastosowana możliwie najtańsza odbudowa. W danych warunkach geologicznych, przy niegłębokim zaleganiu złoża i względnie znacznej miąższości 4,5 m, najwłaściwszy sposób eksploatacji, wymagający najmniejszej obudowy, jest sposób z zostawieniem filarów szachownicowych, wskutek czego straty eksploatacji będą wynosiły 20%.

W zasobach powyższych zatem należy liczyć okragło:

4.000.000 tonn rudy

i 200.000 » *Pb*.

Zasoby te mogą być wyeksploatowane

1) w 50 lat — po 80.000 tonn rocznie

lub 2) w 25 » — po 160.000 » »

przyczem wydajność dzienna powinna wynosić, licząc 265 dni roboczych

w 1) przypadku 300 tonn

w 2) » 600 »

W obu przypadkach okres amortyzacyjny powinien być przyjęty na 25 lat. Jak się zdaje, wydajność 600 tonn dziennie byłaby wygórowaną, przyjmiemy zatem jako racjonalną wydajność

300 tonn dziennie
i 80.000 » rocznie.

Wtedy zysk roczny wynosić będzie:

$$80.000 \times 5 = 400.000 \text{ zł.}$$

Jednakże, z powodu naogół ubogiej rudy może być wskazaniem rozwijanie wydajności do możliwie największych granic, a to celem zmniejszenia kosztów własnych eksploatacji. Można przypuszczać, że przy wydajności do 600 tonn dziennie koszty własne mogą być oszacowane stosunkowo niżej, np. na 11 złotych, i zysk na tonnie rudy możnaby rachować na 6 złotych. Wówczas zysk roczny wyniesie:

$$160.000 \times 6 = 960.000 \text{ złotych.}$$

WARTOŚĆ AKTUALNA ZŁOŻA.

Wobec względnie równomiernej zawartości *Pb* w złożu, stwierdzonej w bardzo odległych od siebie punktach terenu, jednolitego pokładowego charakteru złoża, bardzo nieznacznej jego głębokości, a zatem łatwych warunków eksploatacji, ryzyko przedsiębiorstwa jest bardzo nieznaczne i wskutek tego dywidenda, jako premjowa za ryzyko może być przyjęta 16%, co w 25-letni okres amortyzacyjny równa się $(0,16 \times 25)$ 4-krotnemu zwiększeniu kapitału zakładowego; liczbę 4, ogólnie oznaczając ją literą »*m*«, nazywamy stopą zyskowności. Zatem $m = 4$.

Oznaczamy:

K — kapitał zakładowy

s — cena sprzedażna koncentratu na tonnę rudy surowej

a — koszt własne eksploatacji

d — koszt amortyzacji

n — ilość lat eksploatacji

T — wydajność roczna.

Wówczas:

$[s - (a + d)] \cdot T$ — zysk roczny

i $[s - (a + d)] \cdot T \cdot n$ — całkowity zysk za cały okres amortyzacji.

Jeżeli m — stopa zyskowności, to

$$[s - (a + d)] \cdot n \cdot T = m \cdot K;$$

stąd:

$$d = (s - a) - \frac{m}{n} \cdot \frac{K}{T};$$

lecz:

$$d = \frac{K}{T} \cdot \frac{r(1+r)^n}{(1+r)^n - 1}$$

więc:

$$\frac{K}{T} \cdot \frac{r(1+r)^n}{(1+r)^n - 1} = (s - a) - \frac{m}{n} \cdot \frac{K}{T}$$

zatem:

$$K = \frac{(s - a) \cdot T}{\frac{r(1+r)^n}{(1+r)^n - 1} + \frac{m}{n}};$$

Jeżeli:

$$\begin{aligned} s &= 17 \\ a &= 12 \\ T &= 80.000 \\ r &= 0,05 \\ n &= 25 \\ m &= 4 \end{aligned}$$

to:

$$K = \frac{(17 - 12) \cdot 80.000}{\frac{0,05 \cdot 1,05^{25}}{1,05^{25} - 1} + \frac{4}{25}} = 1.730.000 \text{ zł.}$$

Wartość aktualna złoŜa moŜe być zatem oszacowana na 1.730.000 złotych.

Jeżeli

$$\begin{aligned} s &= 17 \\ a &= 11 \\ T &= 160.000, \end{aligned}$$

wówczas

$$K = \frac{(17 - 11) \cdot 160.000}{\frac{0,05 \cdot 1,05^{25}}{1,05^{25} - 1} + \frac{4}{25}} = 4.150.000 \text{ złotych}$$

włącznie ze wszystkimi inwestycjami.

W obu przypadkach sumy obliczone są zupełnie wystarczające dla wybudowania zakładu oraz urządzenia kopalni o odpowiedniej wydajności.

Do tego należy dodać, że obliczenie rentowności zostało wykonane z nadzwyczajną ostrożnością, np. zawartość srebra nie została zupełnie przyjęta pod uwagę, a to ze względu na to, że, jak wykazują analizy, jest ona nader nierównomierna i dlatego też wprowadzona średnia zawartość srebra nie może być miarodajną dla obliczeń. Niemniej nie ulega wątpliwości, że ruda zawiera srebro i pod względem tej zawartości jest bogatsza, aniżeli rudy górnośląskie.

DANE STATYSTYCZNE.

Na zakończenie przytoczymy w streszczeniu przebieg prac Komisji oraz ważniejsze dane, dotyczące czasu trwania poszczególnych czynności przy braniu prób.

Komisja zbierała się na kopalni mniej więcej co tydzień na posiedzenia. Posiedzenia były protokółowane, protokoły zawierały wyszczególnienie prac już wykonanych, a oprócz tego układano pisemną instrukcję dla kierującego pracą studenta Akad. Górni., obejmującą program na najbliższy okres czasu.

Praca była zorganizowana przez Prof. Cieczotta w ten sposób, aby w granicach możliwości skrócić czas trwania ekspertyzy, bez narażenia jednak w niczem dokładności w wykonaniu zadania.

Poszczególne czynności składowe były uruchamiane równolegle do siebie. Tak więc, podczas pomiarów markszejderskich uruchomiono wyrównywanie ścian w miejscach, wyznaczonych przez Komisję, w miarę zaś postępu tej pracy, w miejscach wyrównanych wycinano brzozy, następnie uruchomiono (po dostosowaniu urządzeń płóćki) równolegle do brania prób na dole pomniejszanie prób chemicznych, i t. d. Wykonanie schematu ogólnego i otrzymanie prób technicznych zakończyło pracę na kopalni.

Część geologiczna, obejmująca badania złożeń w wyrobiskach górniczych i na wychodniach warstw oraz studjum terenu w obrębie nadań kopalni i okolicy, była wykonana niezależnie od prac technicznych przez Cz. Kuźniara.

Wszystkie czynności, dotyczące się pracy na dole oraz pomniejszania prób, były chronometrowane. Poniżej przytaczamy w zestawieniu wynik chronometrażu.

Czynność	Załoga robot. w miejscu pracy		Chronometraż		Wykonano		Na 1 próbę przypadku			U w a g i
	Górników	Pomocników	Ilość zanotowanych prób	Czas wykonania pracy w godz. robocz.	Metrów bieżąc. brzozy	Litrów materjału w próbach	Godz. robocz.	Metr. bieżąc.	Litrów materj.	
Wyrównywanie ścian	1	—	77	430	131,24	—	5 ^h 36'	1,7	—	*) Łączenie produktów w próbach techn. wykonano w ciągu 5 dni.
Wycinanie brzozy	2	—	84	834	141,09	1396,1	9 ^h 54'	1,68	16,62	
Pomniejszanie prób chemicznych (w/g sch. I).	1	1	101	534	—	—	5 ^h 18'	—	—	
Przygotowanie prób technicznych (w/g sch. II)	1	1	100	122	—	—	1 ^h 13'	—	—	
Otrzymanie prób*) technicznych (sch. ogólny)	2	—	—	—	—	—	—	—	—	
Razem godz. roboczych . . .					22 ^h 01'					

Uwaga: Liczba 22^h01' obejmuje tylko czas pracy netto. Nie został natomiast włączony tu czas trwania pomiarów markszejderskich, czas zużyty na otrzymanie prób technicznych i wszelkie drobne straty czasu podczas pracy.

W warunkach siewierskich wyrównanie jednej ściany wymagane było od jednego górnika w ciągu mniej więcej 3/4 dniówki, po czym przenoszono go do poprawiania niedokładnie wyrównanej ściany.

Jedną brzozę wycinało 2 górników, zmieniających się w pracy wycinania i zbierania do skrzynki wyciętego materiału, w ciągu jednej dniówki.

Pomniejszanie prób chemicznych prowadzone było dla 2 prób równolegle. Każda próba miała swoją parę robotników, którzy przeprowadzali pomniejszanie od początku do końca. Dziennie pomniejszano 8 prób.

Komisja wykonała zadanie w ciągu 87 dni¹⁾. Do wyłącznego swego rozporządzenia miała ona 2 studentów Akad. Gór. z Krakowa i około 15 robotników z jednym dozorcą z załogi kopalni (liczba robotników w miarę potrzeby była zwiększana, wzgl. zmniejszana).

Zasadą pracy było wykonywanie wszystkich czynności dokładnie, z zachowaniem wszystkich reguł »Brania prób i ich badania« Prof. Czeczotta, możliwie szybko, lecz bez pośpiechu.

¹⁾ Od dnia 17.IV. do dnia 15.VII.1928 r., w tem 3 dni świętowano.

SPIS RZECZY.

	Str.
Od redakcji	V
Branie prób i ich badanie	
Przedmowa	XIII

C Z Ę Ś Ć I.

Branie prób

Wstęp	1
Pojęcia zasadnicze	4
Rozdział I. Branie prób	
§ 1. Rodzaje prób	6
§ 2. Branie prób na robotach geologiczno-poszukiwawczych . . .	11
Rozdział II. Branie prób na robotach poszukiwawczych wstępnych	
§ 3. Złoża pokładowe i żyłne	18
§ 4. Złoża sztokowe i branie prób w kierunku rozciągłości i upadu w złożach pokładowych i żylnych	26
§ 5. Złoża gniazdowe	27
§ 6. Branie prób w pierwotnych złożach złota	29
§ 7. Próba czerpakowa	32
§ 8. Branie prób z okruchowych złóż złota i platyny	36
§ 9. Branie prób ze złóż okruchowych na robotach poszukiwawczych zapomocą szurfów i ortów	43
§ 10. Branie prób ze złóż okruchowych przy poszukiwaniach zapomocą otworów świdrowych	47
§ 11. Branie prób w otworach świdrowych wogóle	52
§ 12. Wykorzystanie danych, uzyskanych z brania prób na robotach poszukiwawczych wstępnych	53
Rozdział III. Branie prób na robotach poszukiwawczych badawczych	
§ 13. Cele poszukiwań szczegółowych i charakter brania prób na robotach poszukiwawczo-badawczych	57

§ 14. Próby chemiczne na robotach poszukiwawczo-badawczych . . .	64
§ 15. Określenie zasobów na podstawie danych z brania prób . . .	74
§ 16. Obliczenie zasobów złota (i platyny) w złożach okruszowych . . .	88
§ 17. Graficzna metoda Pottreau i Léva'ta przedstawienia bogactwa złoża okruszowego	93
§ 18. Kwestja wysokich zawartości w próbach	97
§ 19. Straty użytecznego ciała kopalnego, przyjmowane przy obli- czaniu zasobów	99
§ 20. Oznaczenia wagowe	101
§ 21. Oznaczenie kategorii zasobów	103
Rozdział IV. Branie prób generalnych	
§ 22. Wzięcie próby generalnej	104
§ 23. Wzięcie próby generalnej podczas poszukiwań szczegółowych na Dimitrijewskim złożu złotośośnych rud turmalinowych w okręgu Nereczyńskim. (Przykład)	111
§ 24. Wzięcie próby generalnej na Szurabskiej kopalni węgla ka- miennego (Światopełk-Mirskiej) w obwodzie Fergańskim. (Przy- kład)	116
§ 25. Wzięcie próby generalnej na kopalniach czynnych	122

C Z Ę Ś Ć II.

Pomniejszanie prób

Rozdział V. Pomniejszanie prób chemicznych oraz prób technicznych na wstępnych robo- tach poszukiwawczych	
§ 26. Zasady pomniejszania	125
§ 27. Związek między q i d	129
§ 28. Rozdrabianie prób	132
§ 29. Stopień rozdrabiania i stopień pomniejszania w jednym stadjum	135
§ 30. Ogólna ilość stadjów i ujęć pomniejszania	136
§ 31. Układanie schematu pomniejszania	137
§ 32. Rozdrabianie	147
§ 33. Mieszanie	149
§ 34. Pomniejszanie	151
Rozdział VI. Pomniejszanie prób generalnych	
§ 35. Zasady ogólne pomniejszania prób generalnych	156
§ 36. Przykład I. Pomniejszanie próby generalnej na Pyszmisko- Kluczewskiej kopalni miedzi	160
§ 37. Przykład II. Pomniejszanie próby generalnej na Kalmius-Obie- toecznej kopalni węgla	178
§ 38. Znaczenie schematów pomniejszania i prowadzenie dziennika	191
§ 39. Sposób przedstawiania na wykresie rezultatów wzięcia próby generalnej	193

Rozdział VII. Analiza ruchu zakładu przeróbki mechanicznej. (Branie i pomniejszanie prób w zakładach przeróbki mechanicznej)	
§ 40. Podstawy ogólne analizy	195
§ 41. Automatyczne przyrządy pomniejszające	199
§ 42. Projektowanie mechanicznego pomniejszania	210
§ 43. Przykłady urządzeń pomniejszających	215
Oszacowanie złoża rudy ołowianej kopalni „Wiktor Emanuel“ w Siewierzu	
Studja geologiczne	222
Obliczenie schematu pomniejszania prób chemicznych	225
Próby techniczne	232
Wyniki analizy prób chemicznych	238
Obliczenie zasobów rzeczywistych	241
1. Obliczenie średniej zawartości ołowiu i średniej miąższości pokładu II-go (dolnego)	242
2. Obliczenie średniej zawartości ołowiu i średniej miąższości pokładu I-go (górnego)	244
3. Obliczenie średniej zawartości ołowiu i średniej miąższości przerostu	245
4. Obliczenie zawartości srebra i cerusytu w pokładzie dolnym	246
5. Obliczenie zawartości srebra i cerusytu w pokładzie górnym	247
6. Zestawienie ogólne	250
Obliczenie zasobów prawdopodobnych	251
Obliczenie rentowności	253
Wartość aktualna złoża	258
Dane statystyczne	260
Spis rzeczy	263
Omyłki druku	266

OMYŁKI DRUKU

Str.	Wiersz	Zamiast	Winno być
41	2 od dołu	który	które
44	7 od dołu	(około $1\frac{1}{2} \times 1$ m)	(około $1 \times 0,7$ m)
45	5 od góry	»wyróbisku	»rebrowiku«
45	9, 10 i 19 „	żompel, żompla	żap, żapia
51	4 od dołu	= 19,7 doli	= 18,0 doli
75	13 od góry	V_1 do V_2	v_1 do v_2
75	16 „ „	$(V_2 - V_1) + V_1$	$(v_2 - v_1) + v_1$
75	18 „ „	$\frac{d}{m_1 + m_2}$	$\frac{d}{m_1 - m_2}$
76	10 od dołu	6 złotych. 100 pud.	6 złotych./100 pud.
76	9 „ „	3 zł. 100 pud.	3 złotych./100 pud.
77	8 „ „	= V_1	= v_1
77	5 „ „	$m_1 = OV_1 = O$	$m_1 = O; v_1 = O$
78	2 „ „	$\frac{m_3(d_2 + d_3)}{2}$	$\frac{m_3(d_2 + d_3)}{2} +$
78	1 „ „	$\frac{m_4 d_3}{2}$	$+ \frac{m_4 d_3}{2}$
78	1 i 2 „ „	Wzór stanowi całość; znak + na końcu 2-ego wiersza i początku 1-ego skreślić.	
79	1 i 2 od góry	jak wyżej	
79	8 od dołu	V_0 (w liczniku)	v_0
81	3 „ „	według (9)	według (12)
82	nad wierszem 1 od góry dodać: według (9)		
87	3 od góry	$I_1 = H (...)$	$I_1 = \frac{1}{6} H (...)$
87	4 „ „	$I_2 = \frac{l}{6} L (...)$	$I_2 = \frac{1}{6} L (...)$
89	4 „ „	$V_{\Delta 1 2 3}$	$V_{\Delta 1 2 3}$
89	14 „ „	$(h_1 + h_2 + 2_3)^{1/3}$	$(h_1 + h_2 + h_3) \frac{1}{3}$
89	12 od dołu	V_i	V_i

Str.	Wiersz	Zamiast	Winno być
89	7 od dołu	$V_s = \frac{V_i}{h}$	$V_s = \frac{V_i}{h}$
90	19 od góry	(12)	(22)
92	1 „ „	Q_{MN}	Q_{MN}
92	13 „ „	rozprostowaniu	wyprostowaniu
93	8 „ „	Σ_d (w liczniku)	Σd
93	4 od dołu	F_h	F_n
98	6 „ „	20—30 złotych./pud	20—30 złotych./100 pud.
98	1 „ „	5,2	5; 2;
100	17 od góry	8 — 25%	8 — 15%
102	16 „ „	Chalkopiryt 0,136	Chalkopiryt 0,236
102	Dane liczbowe dla bornitu i malachitu należy zmienić miejscami.		
102	10 od dołu	Blenda 0,273	Blenda 0,243
114	1 od dołu	$\times 3$	$\times 2$
115	3 od góry	Liczbę 3380 należy skreślić	
116	16 od dołu	(Światopełk-Mirskiego)	(Światopełk-Mirskiej)
118	4 „ „	(= 10 m)	(= 1,10 m)
121	17 „ „	1440 pudów (=23,6 tonny)	14.400 pud. (= 236 tonn)
122	2 od góry	I i III	I i II
129	W tablicy Brunton'a:		
		rudy wypryśnięte	rudy wpryśnięte
132	14 od dołu	d_n	$\frac{d_n}{d_{n+1}}$
135	9 „ „	$\frac{q_m}{q_{m+1}}$	$\frac{q_n}{q_{n+1}}$
136	między 3 i 4 od góry wstawić: gdzie m — ilość ujęć pomniejszania w jednym stadjum.		
136	11, 12, 13 od góry	ułamki przy liczbie 2 oznaczają potęgi tej liczby.	
137	9 od dołu	0,25 mm	$O - 25 \text{ mm}$
138	16 „ „	$\frac{q}{qn}$	$\frac{q}{q_n}$
141	8 od dołu	= 0,6 m	= 0,6 m. b.
141	4 „ „	20 . 2,65	10 . 2,65
142	8 od góry	dn	d_n
144	9 „ „	= 2 mm	= 0,2 mm
144	11 „ „	= $\frac{20}{0,55}$	= $\sqrt{\frac{20}{0,55}}$
144	4 od dołu	1-em	2-em
151	10 „ „	czem się	czem
156	4 od góry	są pozbawione	są go pozbawione
157	6 „ „	t. j. wagony	t. j. 2 wagony
157	1 od dołu	0,055 . 100 ² = 660	0,065 . 100 ² = 650

Str.	Wiersz	Zamiast	Winno być
161	4 od góry	gruba 60 mm	gruba od 60 mm
162	3 „ „	1 — 1% Cu	1 — 2% Cu
162	16 i 19 od góry	60	> 60
162	18 „ „	0,92	0,9 — 2
162	20 „ „	50 — 160 0,44	50 — 150 0,45
162	12 od dołu	po słowie »stopień« dodać: ekstrakcji — 92%, ponieważ ogólny stopień wzbogacania	
164	15 od góry	9 mm	< 9 mm
167	6 „ „	0 — 20 mm i 20 mm	0 — 20 mm i 20 — 50 mm
167	9 od dołu	(Ob. Fig.)	(Ob. fig. 105)
167	1 „ „	następnie operacji (4)	następnie do operacji (4)
169	2 od dołu	0,4	0,5
178	9 od góry	istniejących	istniejącej
178	19 „ „	5 — 0.6	5 — 0. Sześć
184	15 „ „	w rzędzie elewatora	w żapiu elewatora
199	11 od góry	$\alpha - \gamma p$ (w liczniku)	$\alpha - \gamma \beta$
211	7 „ „	0,35 (w mianowniku)	1,35
227	10 „ „	d = 1 mm.,	d = 1 mm).
227	5 od dołu	(str. 141)	(str. 149)
228	11 od góry	»m« i »n« o przekładni	»m« i »n«, o przekładni
232	19 „ „	poniżej	powyżej
237	10 „ „	w kawałkach od 3 m/m	w kawałkach od 3 cm
238	2 od dołu	siarkę siarczkową	siarkę siarczków

Uwaga: Fig. 142, Tabl. VII odnosi się do str. 231.



Fig. 135. Wycięta brózda. Usunięte zaokrąglenie stropu.



Fig. 136. Wyznaczona bródka.

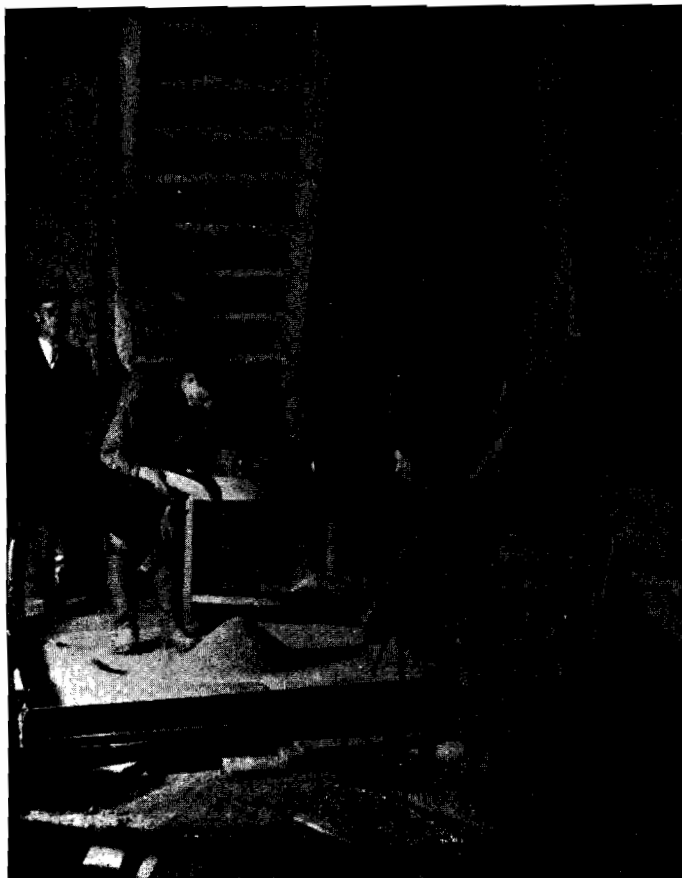


Fig. 138. Sypanie stożka.

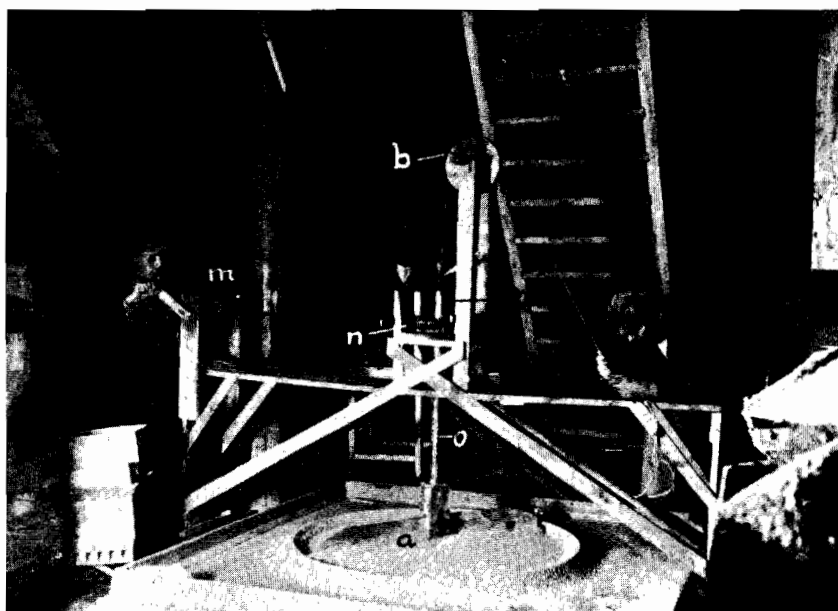


Fig. 139. Ława do rozkręcania stożka.



Fig. 140. Klasyfikacja materiału na powierzchni stożka.

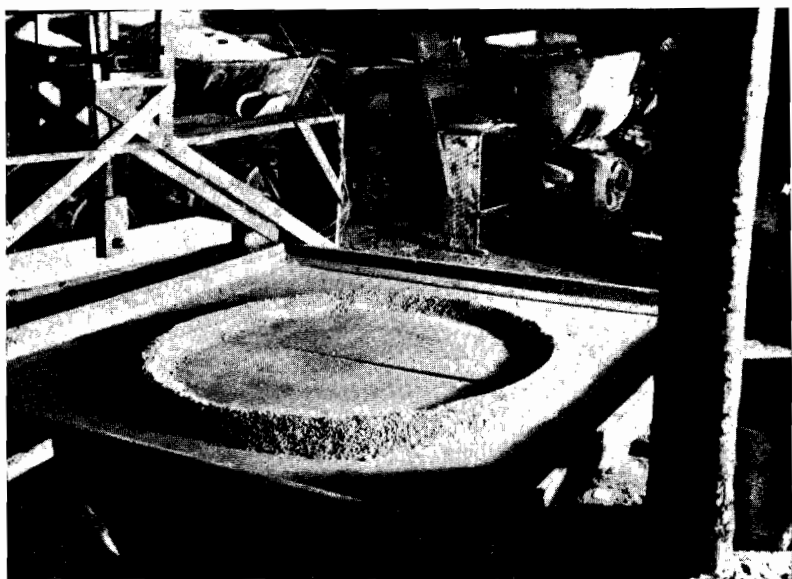


Fig. 141. Pierścień.

II. CZECZOTT. SZACOWANIE ZŁÓŻ.



Fig. 142. Pomniejszanie na przyrządzie Jones'a.

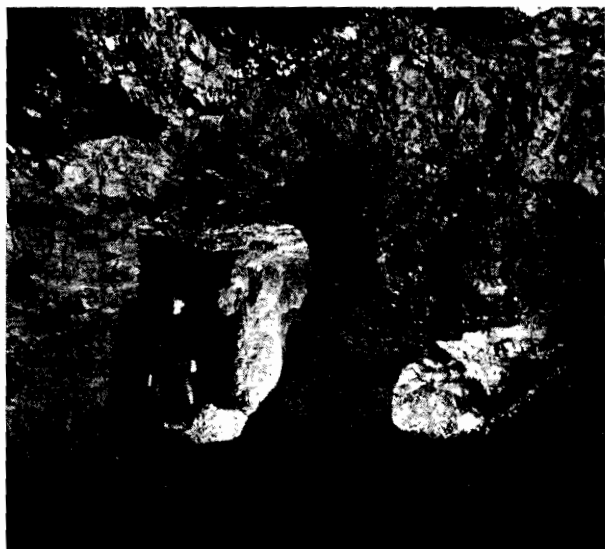


Fig. 144. Stare roboty.

H. CZECZOTT. SZACOWANIE ZŁÓŻ.