

S 89

TERMIN ZWROTU

26.2.71

PRZERÓBKA MECHANICZNA
UŻYTECZNYCH CIAŁ KOPALNYCH

TOM IV

HENRYK CZECZOTT

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

PRZERÓBKA MECHANICZNA UŻYTECZNYCH CIAŁ KOPALNYCH

CZEŚĆ II-GA

TOM IV

SCHEMATY OPERACYJ. WARUNKI RENTOWNOŚCI WZBO-
GACANIA. ZWIĄZEK ROBÓT KOPALNIANYCH Z SYSTEMEM
PRZERÓBKII.

K R A K Ó W

NAKŁADEM KOMITETU WYDAWNICZEGO DZIEL ŚP. PROF. HENRYKA CZECZOTTA
1937.



II 22602

II. 4620



N2B 4058

BIBLIOTEKA GŁÓWNA AGH



1000164059

OD KOMITETU WYDAWNICZEGO.

Niniejszy tom IV-ty dzieła śp. Prof. Henryka Cieczotta „Przeróbka Mechaniczna Użytecznych Ciał Kopalnych“ mógł być wydany jedynie dzięki przyznaniu poważnych zasiłków przez Departament Górniczo-Hutniczy Ministerstwa Przemysłu i Handlu z funduszu społeczno-górniczego oraz Przemysł Węglowy za pośrednictwem Unji Przemysłu Górniczo-Hutniczego.

W imieniu Komitetu Wydawniczego:

*Karol Bohdanowicz, Aleksander Ciszewski, Stanisław Rażniewski,
Henryk Wojewódzki.*

CZEŚĆ II-GA

SYSTEMY PRZERÓBK I

- I. SCHEMATY OPERACYJ.
- II. WARUNKI RENTOWNOŚCI WZBOGACANIA.
- III. ZWIĄZEK ROBÓT KOPALNIANYCH Z SYSTEMEM PRZERÓBK I

PRZEDMOWA DO TOMU CZWARTEGO.

Tom IV niniejszego dzieła zawiera część II Przeróbki p. t. „Systemy przeróbki mechanicznej“. W dziele rosyjskiem część ta ujęta jest w zesz. VII tomu IV¹⁾).

Tom ten w języku polskim został uzupełniony wykładami autora na Akademii Górniczej w Krakowie. (Wykłady przeróbki mechanicznej na Akademii Górniczej w Krakowie. Dokończenie: 1) Teoria ogólna wzbogacania. 2) Warunki zyskowności wzbogacania. Str. 55. Rękopis z 1924 r.).

Poza tem dodano do niniejszego dzieła:

- 1) Str. 78—93. § 10 „Wpływ flotacji na ogólne urządzenie zakładu przeróbczego oraz zasady układania schematów“. Rozdział ten stanowi ciąg dalszy i zakończenie pozostałej w rękopisach autora oddzielnej pracy o flotacji p. t. „Technika flotacji“ str. 15 rękopis w jęz. ros. z 1922 r. i w jęz. pol. z 1924 r. Początek tej pracy umieszczono w t. II na str. 146—158.
- 2) Str. 139—146. § 10 „Gospodarcze znaczenie flotacji“, rozdział napisany przez p. Inż. D. Korola. Rozdział ten włączono do niniejszego dzieła, jako dodatek do działu o flotacji.
- 3) Str. 179—187. Dwa indeksy do tomów I—IV.

Zmiany te i uzupełnienia spowodowały, że tom IV dzieła w języku polskim został w porównaniu do tegoż dzieła w jęz. rosyjskim powiększony, a dotyczy to przedewszystkiem działu flotacji.

Egzemplarz rosyjski tego tomu zesz. VII posiada str. 153, rys. 117, polski zaś str. 177 i rys. 132.

Tomem tym zakańczamy część II Przeróbki, a łącznie z tym i czterotomową pracę autora, za podstawę której było wzięte czterotomowe dzieło autora ogłoszone drukiem w jęz. rosyjskim.

Redakcja.

¹⁾ „Обогащение полезных ископаемых“ t. IV, zesz. VII. Leningrad r. 1929. Część II „Системы обработки“ str. 120—273.

SPIS RZECZY.

Od Komitetu Wydawniczego	Str. V
Przedmowa do tomu czwartego	IX
Spis rzeczy	XI

CZĘŚĆ II.

Systemy przeróbki mechanicznej

Rozdział I. Schematy operacyj	1
§ 1. Określenia	1
§ 2. Typy schematów operacyj	5
<i>Znaczenie schematów operacyj dla projektowania</i>	5
<i>Schemat jakościowy operacyj</i>	5
<i>Schemat ilościowy operacyj</i>	6
<i>Schemat szlamowy czyli schemat gospodarki wodnej</i>	7
§ 3. Układanie schematu jakościowego	8
<i>Doświadczenia wstępne</i>	8
<i>Zasady przeróbki</i>	9
<i>Reguły układania schematów</i>	12
<i>Badania systematyczne</i>	25
§ 4. Układanie schematu ilościowego	26
<i>Wpływ schematu ilościowego na jakościowy</i>	26
<i>Określenia ilościowe w operacjach przesiewania</i>	27
<i>Charakterystyka t. j. krzywa składu ziarnowego materiału</i>	27
<i>Przykład</i>	31
<i>Określenia ilościowe przy operacjach klasyfikacji mokrej</i>	35
<i>Przykład</i>	35
<i>Określenia ilościowe przy operacjach wzbogacania</i>	40
<i>Określenia podług charakterystyki złożonej</i>	40
§ 5. Układanie schematu ilościowego na podstawie prób bezpośrednich (sposobem Henry i Blanc'a)	43
<i>Kształt krzywych wzbogacalności w zależności od właściwości ciała kopalnego</i>	54
§ 6. Ilościowe określenia na podstawie krzywych wzbogacalności przy wzbogacaniu w kilku stadjach	57
§ 7. Układanie złożonego wykresu krzywych wzbogacalności (Henry) dla wzbogacania stadjami	64
§ 8. Wykreślanie krzywych wzbogacalności (Henry) dla rud wielometalowych i kopalin o składzie złożonym	67
§ 9. Absolutny i techniczny współczynnik wzbogacania	70

	Str.
§ 10. Wpływ flotacji na ogólne urządzenie zakładu przeróbczego oraz zasady układania schematów	78
Rozdział II. Warunki zyskowności wzbogacania	94
§ 1. Zasady ogólne	94
<i>Straty użytecznego ciała kopalnego przy wzbogacaniu</i>	94
<i>Korzyści wzbogacania</i>	95
§ 2. Rynkowe ceny rud	97
§ 3. Koszty własne produktu surowego	102
<i>Zasady ogólne</i>	102
<i>Koszty eksploatacji</i>	103
<i>Koszty ogólne</i>	105
<i>Inwestycje</i>	107
<i>Ogólny wzór kosztów własnych</i>	112
§ 4. Wydajność najkorzystniejsza	113
§ 5. Warunki zyskowności przedsiębiorstwa w wypadku, kiedy produkty wydobywania nie mają zbytu w postaci surowca	115
§ 6. Koszty własne przeróbki	117
<i>Wzór ogólny kosztów własnych przeróbki</i>	117
<i>Koszty eksploatacji</i>	118
<i>Amortyzacja</i>	123
<i>Przykłady kosztów ogólnych przeróbki</i>	123
§ 7. Rozwiązanie ekonomicznych zadań przeróbki w wypadku, gdy surowce nie mają zbytu	123
<i>Wzory ogólne</i>	123
<i>Przeróbka w jednym stadium</i>	126
<i>Wypadek wzbogacania w kilku stadjach</i>	129
§ 8. Warunki zyskowności zastosowania przeróbki w wypadku, kiedy produkty surowe mają zbytu na rynku	131
<i>Wzory ogólne</i>	131
§ 9. Najkorzystniejszy współczynnik wzbogacania	133
<i>Zasady ogólne</i>	133
<i>Przykład</i>	135
<i>Okoliczności, mające wpływ na wysokość najkorzystniejszego współczynnika wzbogacania</i>	136
§ 10. Gospodarcze znaczenie flotacji	139
<i>Flotacja rud</i>	139
<i>Flotacja węgla</i>	143
<i>Wpływ flotacji na hutnictwo</i>	145
Rozdział III. Związek pomiędzy robotami kopalnianymi, a systemem przeróbki	147
§ 1. Zasady ogólne	147
§ 2. Przystosowanie robót kopalnianych do warunków przeróbki w kopalniach rud	148
<i>Urabianie rudy</i>	148

	Str.
<i>Sortowanie ręczne w przodku</i>	149
<i>Skład rudy</i>	149
§ 3. Wypadki przystosowania operacyj przeróbki do robót kopalnianych	154
§ 4. Przystosowanie robót kopalnianych do warunków przeróbki mechanicznej na kopalniach węgla kamiennego	160
§ 5. Równoczesna odbudowa pokładów węgla o różnym składzie	172
Indeks rzeczowy	179
Indeks nazwisk i firm	185

CZĘŚĆ DRUGA.

SYSTEMY PRZERÓBKİ MECHANICZNEJ.

ROZDZIAŁ I.

Schematy operacyj.

§ 1. Określenia.

Zespół przyrządów wykonawczych i pomocniczych, służących do wstępnej przeróbki mechanicznej minerałów użytecznych, wraz z pędniami, nadającymi im ruch od silników, oraz z siecią rurociągów wodnych i powietrznych, mieszczący się pod wspólnym dachem lub w szeregu budynków — stanowi zakład przeróbki mechanicznej minerałów użytecznych. W zależności od zadania i celu przeróbki zakłady te noszą nazwy: sortowni, kruszarni, płóczek, suszarni, brykietowni, koksowni i t. p. Jeśli chodzi o przeróbkę piasków złotonośnych lub rud złota, zakłady odnośne noszą nazwę zakładów przemawających (płóczek złota), amalgamacyjnych, chłorynacyjnych, cyjanizacyjnych (chemicznych).

Nadając terminowi „przeróbka“ pojęcie szersze, ogólne, o czym wspomniano już we wstępie do części I, będziemy nazywali wszystkie zakłady, służące do przeróbki, zakładami przeróbczymi.

Zakłady te nieraz stanowią bardzo złożony zespół najrozmaitszych przyrządów i maszyn, które zajmują olbrzymie piętrowe gmachy, np. zakład do przeróbki otoczkowych rud żelaznych na górze Błagodat' obliczony jest na wydajność 1.000 tonn surowca na dobę, a płóczki złota w Transvaalu przerabiają od 2 do 3 tysięcy tonn na dobę. Wydajność magnetycznego zakładu przeróbczego w Kirkenes (Sydvaranger) w Norwegii wynosi 6.000 tonn; płóczki zaś Washoe Concentrator, Anaconda Cop. Ming. Co w stanie Montana dla rud miedzianych — 8.800 tonn. Wreszcie olbrzymi zakład do przeróbki rud złota Alaska Gastineau w południowo-wschodniej Alasce daje 24.000 tonn na dobę. Również kolosalne zakłady istnieją na Jeziorze Górnem; przerabiają one rudy, zawierające miedź rodzimą. Podobne co do wymiarów i wydajności są także sortownie antracytu w Pensylwanji i w innych miejscowościach Ameryki, oraz w innych krajach. W dzisiejszej Rosji prze-

ważna ilość zakładów przeróbczych ma wydajność od 100 do 500 tonn na dobę; pomimo to zakłady te stanowią już poważne konstrukcje.

Widok zewnętrzny zakładów, czyli habitus budynku odpowiada wewnętrznemu rozkładowi maszyn i przyrządów. Bardzo charakterystyczny jest dla sortowni układ schodowy lub stopniowy poszczególnych części gmachu, zazwyczaj wzniesionego na zboczu pagórka, co daje możność wykorzystania siły ciężkości dla transportu materiałów sortowanych (Mercure-Mine, Utah, rys. 161, t. III).

Jeśli budynek zakładu znajduje się na równinie to rudę częstokroć dostarcza się zapomocą elewatora na najwyższy punkt budynku, skąd samoczynnie dostaje się do przyrządów. W tym wypadku budynek ma profil niesymetryczny: tylna część jego jest wyższa, a dach obniża się ku przodowi stopniami (zakład przeróbczy na górze Błagodat', zakład Nowa Helena na Górnym Śląsku, rys. 162, t. III; lub Troicka płóczka złota na Uralu, rys. 163, t. III). Częstokroć sortownia częścią tylną dotyka bezpośrednio budynku nadszybia, tworząc z wieżą szybową jedną całość (sortownia węgla w Illinois, rys. 155, t. III). Zresztą budynek zakładu przeróbczego może być i innego dowolnego typu.

Ponieważ zakłady tego rodzaju są skomplikowane, przy rozkładzie przyrządów należy dążyć do najdogodniejszego ich rozmieszczenia, tak aby

1) dostęp do wszystkich przyrządów był wygodny w celu ich regulowania i obserwowania pracy;

2) pędnie i ruchome części maszyn nie groziły niebezpieczeństwem robotnikom;

3) wszystkie części ruchome i pędnie były widoczne, by łatwo spostrzec usterki w ich działaniu;

4) naprawa poszczególnych maszyn, zwłaszcza najcięższych mogła być wygodnie wykonana;

5) wszystkie ubikacje zakładu były dość jasne;

6) aby przy zachowaniu powyższych warunków wykorzystanie danej przestrzeni było najoszczędniejsze, t. j. maszyny winne być zestawione możliwie kompaktnie, lecz nie za ciasno.

Czyniąc zadość wszystkim powyższym warunkom, otrzymujemy nieraz zespół przyrządów, który na pierwszy rzut oka nie odpowiada naturalnej kolejności wykonywanych operacji: maszyny sortownicze mogą tworzyć łańcuch przyrządów, że tak powiemy „zwinięty“, nie zaś „wyciągnięty“. Zupełnie zrozumiałe, że zwinąć łańcuch przyrządów można w różny sposób i od tego, w jaki sposób ten łańcuch jest „zwinięty“, zależy ogólny kształt budynku zakładu. A zatem przez „zwijanie“ lub „wyciąganie“ łańcucha przyrządów można nietylko pomyślnie zadosyć uczynić wymienionym sześciu warunkom, lecz stosować się równocześnie do warunków miejscowych w załadowywaniu i wyładowywaniu przyrządów.

Niezależnie od sposobu „zwijania“ łańcucha, powinien on pozostać

jednolity i stanowić nieprzerwany ciąg, gdyż cel przeróbki jest niezmienny, a tylko zadanie można rozwiązać różnymi sposobami.

Różne rozwiązania tego samego zadania dają nie tylko rozmaity układ łańcucha przyrządów wykonawczych, lecz i rozmaity skład ogniw w ich szeregu. Tak w zależności od układu, włączamy do poszczególnych ogniw te lub inne przyrządy pomocnicze: transportowe, regulujące, sumujące, rozdzielające i t. d. Wreszcie w zależności od wydajności zakładu cały układ jest oczywiście mniej lub więcej skomplikowany. Poza tem różne operacje mogą być wykonywane różnorako w przyrządach rozmaitych typów. Lecz we wszystkich wypadkach kolejność operacji głównych jest niezmienna, niezależnie od tego, w jaki sposób będą one wykonywane.

Stąd wniosek, że projektowanie zakładu przerobczego winno poprzedzać dokładne określenie zadania zasadniczego, jakie ma on wykonywać, czyli kolejności operacji, sposobów ich łączenia i podziału, niezależnie od sposobów wykonywania tych lub owych operacji, od wydajności zakładu oraz od ogólnego rozmieszczenia przyrządów.

Sposób połączenia poszczególnych operacji nosi nazwę systemu przeróbki (sortowania). Jeżeli mamy już określony system, wówczas w zależności od niego rozmieszczamy w pewnym porządku poszczególne przyrządy wykonawcze w ten sposób, ażeby przy rozwiązywaniu tego zadania różnymi sposobami sam system pozostawał bez zmiany.

System więc przeróbki jest obrazem ogólnego przebiegu operacji sortowniczych, czyli procesu przeróbki (sortowania). Proces ten może być nieraz bardzo skomplikowany, więc dla lepszego zbadania systemu przeróbki stosuje się metodę graficzną, w której zapomocą sieci linii rozgałęziających i łączących się, oznaczamy drogi przechodzenia materiałów surowych, produktów przejściowych i końcowych (oraz materiałów pomocniczych jak: wody, roztworów, odczynników, pary, domieszek np. węgla, paku i t. d.) od jednej operacji do drugiej przez poszczególne stadia. Taki graficzny obraz systemu przeróbki nazywa się schematem przeróbki (sortowania). Schemat przeróbki, przedstawiając jej proces, zawiera wszystkie operacje główne, lecz nie wskazuje przebiegu operacji poszczególnych (oprócz podziału ich na stadia i ujęcia). Schemat ten więc może być nazwany schematem operacji (Flow sheet, Stammbaum).

Należy odróżniać terminy operacja i proces. Pierwszy oznacza pewien zespół działań, niezbędnych do wykonania określonego zadania, drugi — bieg danej czynności, zależny od warunków i sposobu jej wykonania. Każda „operacja” ma swój „proces” i można mówić o „procesie operacji”, — lecz nie o „operacji procesu”. Każda operacja może mieć kilka procesów, czyli może być wykonana w rozmaity sposób. Można również powiedzieć, że „operacja składa się z kilku procesów”, rozumiejąc pod tym wyrazem pewną jednorodną część przebiegu operacji. W ten sposób przeróbka mechaniczna jakiegokolwiek rudy w całości jest operacją, a w stosunku do niej rozdrabianie, przesiewanie, wzbogacanie, odwadnianie, suszenie, cegielkowanie — stanowią różne momenty procesu tej ogólnej operacji lub mogą być poszczególnymi procesami, gdyż możemy powiedzieć, że przeróbka

mechaniczna polega na rozdrabianiu, przesiewaniu, wzbogacaniu i t. d. Badając jednak oddzielnie każdy z tych procesów, należy uważać je za „operacje“, ponieważ stanowią one pewien zespół działań, niezbędnych do wykonania rozdrabiania, przesiewania, wzbogacania i t. p. To też mówimy „operacja rozdrabiania“, „operacja przesiewania“, „operacja wzbogacania“. Mówiąc zaś „proces rozdrabiania“, „proces przesiewania“, „proces wzbogacania“ i t. p., mamy na myśli samo wykonanie tych operacji, proces których w tym wypadku może się odbywać rozmaicie. Na przykład, proces rozdrabiania może być suchy lub mokry, z uprzednim przesiewaniem lub bez tegoż, z „nadziarnem“ lub nie, z podziałem na kilka stadjów lub bez podziału, z zastosowaniem gniecenia, rozłupywania, rozrywania, rozcierania i t. d. Również proces sortowania może być suchy lub mokry, prosty lub podzielony na stadja; proces wzbogacania może być mokry, powietrzny, flotacyjny, elektromagnetyczny, z uprzednią klasyfikacją lub nie i t. d. Mówimy przeto o schemacie operacji, lecz nie o schemacie procesów. W całości zaś schemat operacji jest procesem przeróbki, rozpatrywanej jako jedna operacja.

Należy rozróżniać schemat operacji od schematu sieci przyrządów. Widzieliśmy, że pewien system przeróbki może być wykonany w rozmaity sposób: poszczególne operacje mogą być wykonane w rozmaitych przyrządach i różnie, zależnie od wydajności jedna i ta sama operacja może się odbywać w jednym przyrządzie lub w kilku; wreszcie w zależności od rozmieszczenia głównych przyrządów, dołączamy do sieci rozmaite przyrządy pomocnicze: podnośniki (elewatory), przenośniki (transportery), zbiorniki i t. d. Schemat sieci przyrządów jest to sposób graficzny przedstawienia ruchu materiałów od jednych przyrządów do drugih zapomocą takich samych linii rozgałęziających się i łączących się, jednak w punktach węzłowych są przedstawione zapomocą odpowiednich oznaczeń wszystkie przyrządy wykonawcze i pomocnicze. Taki schemat ułatwia orjentowanie się w bardzo nieraz skomplikowanym ugrupowaniu przyrządów w zakładzie przeróbczym. Różnica pomiędzy schematem operacji i schematem sieci przyrządów polega na tem, że pierwszy jest symbolicznym obrazem wyłącznie operacji głównych, niezależnie od sposobów ich wykonywania i niezależnie od wydajności, zaś drugi jest rzeczywistym obrazem połączenia rozmaitych przyrządów, uwzględniającym jednocześnie wydajność zakładu, a więc i ilość przyrządów jednakowych. Schemat operacji jest zadaniem, schemat sieci przyrządów stanowi rozwiązanie tegoż zadania lub ucieleśnienie schematu operacji. Ponieważ zaś zadanie może być rozwiązane różnemi sposobami, więc tem samem jednemu schematowi operacji może odpowiadać kilka rozmaitych schematów sieci przyrządów.

Opracowanie schematu operacji poprzedza projektowanie zakładu przeróbczego, zaś schemat sieci przyrządów układa się na zakończenie projektu i służy jako klucz do rozpatrzenia skomplikowanego zespołu przyrządów — stanowiąc niejako „rzut“ całego zakładu na płaszczyznę. Niekiedy na schematach sieci przyrządów oznacza się jako grupy odrębne — przyrządy, umieszczone na jednym piętrze lub pewnej kondygnacji, usiłując naśladować w schemacie rozlokowanie rzeczywiste.

Ułożenie schematu w ten sposób, ażeby stanowił on jasny i przejrzysty obraz rozmieszczenia, jednocześnie uwytatniając schemat operacyj, jest do pewnego stopnia sztuką, wymagającą wprawy. W części trzeciej pracy niniejszej przy opisie poszczególnych zakładów, damy charakterystyczne schematy operacyj i schematy sieci przyrządów, mogące służyć jako wzory przy sporządzaniu w innych wypadkach.

§ 2. Typy schematów operacyj.

Znaczenie schematów operacyj dla projektowania. Oprócz zobrazowania całości procesu, jaki zachodzi w złożonym zespole przyrządów zakładu przeróbczego, schematy mają jeszcze pewne specjalne znaczenie przy projektowaniu. Przystępując do projektu, musimy dla osiągnięcia zamierzonego celu znać ciąg operacyj, jakie mają być wykonane i w jakim porządku mają następować, biorąc pod uwagę właściwości surowców z jednej strony, a produktów ostatecznych z drugiej. Schemat operacyj jest właśnie odpowiedzią na te pytania i stanowi zadanie do opracowania następnie budowlanego i mechanicznego projektu zakładu przeróbczego. Każdy więc projekt rozpoczyna się od ułożenia schematu operacyj.

Dla sporządzenia projektu zakładu przeróbczego musimy wiedzieć:

1) Jakie zachodzą operacje, w jakiej kolejności i co następuje w każdej operacji z osobna, t. j. jakie otrzymujemy produkty: grubość ziarna i skład (mineralogiczny lub chemiczny).

2) Ile materiału kierujemy do każdej operacji i ile otrzymujemy każdego poszczególnego produktu.

Innymi słowy potrzebne są dane jakościowe i ilościowe. Dane te grupuje się i odnotowuje na schematach operacyj. Stosownie do dwóch kategorii danych rozróżniamy schematy 1) jakościowe i 2) ilościowe.

Schemat jakościowy operacyj pokazuje wyłącznie drogi, przebywane przez produkty przeróbki i inne materiały od jednej operacji do drugiej, z oznaczeniem wyłącznie jakości otrzymywanych produktów przejściowych i ostatecznych. Drogi te oznaczamy przez linie, umówione dla oznaczenia różnych materiałów: surowców kopalnych, produktów gotowych — koncentratów, produktów przejściowych, odpadów, szlamów, wody i t. d., np. przez linie ciągłe różnej grubości, kropkowane, kreskowane lub różnokolorowe. Czasami różnych kolorów używa się dla rozgraniczenia różnych operacyj. Na odpowiednich liniach, oznaczających utworzenie się nowych produktów oznacza się grubość ziarna zwykle dwiema liczbami, odpowiadającymi otworom sit w przesiewaczach i określającymi wymiary najgrubszego i najdrobniejszego ziarna, np. w milimetrach: 100 — 20, 20 — 5, lub w calach: $2\frac{1}{2}$ " — 1", 1 " — $\frac{3}{16}$ ".

wzbogacanej substancji, i jest zabarwiona dla przejrzystości jakimś umówionym kolorem. Schemat, sporządzony w ten sposób, daje pogładowe oznaczenie wychodu metalu czy minerału w różnych stadiach wzbogacania, co umożliwia badanie celowości tej lub owej operacji.

Schemat ilościowy zawiera wszystkie składniki schematu jakościowego i może go zastąpić, o ile na każdej wstędze są oznaczone grubość ziarna i skład chemiczny lub mineralogiczny, t. j. liczby, charakteryzujące ten produkt jakościowo. Lecz sporządzenie schematu ilościowego może być dokonane dopiero po wykonaniu schematu jakościowego.

Schemat ilościowy zazwyczaj wykazuje ilości materiałów suchych, przyjmując wilgotność we wszystkich produktach równą 0, nie uwzględnia więc ruchu wody, czem się właściwie różni od schematu jakościowego, w którym ruch wody zwykle bywa pokazany. Jeśli cała operacja przeróbki jest sucha (np. sortowanie węgla), to ilości wilgoci nie uwzględnia się wcale, przyjmując, że jest ona równomierna we wszystkich produktach przeróbki i schemat ilościowy zawiera dokładne dane o przerabianych ilościach. Jeśli zaś przeróbka odbywa się na mokro i w dodatku nie we wszystkich jej stadiach, to zawartość wody w poszczególnych produktach, a więc i poszczególnych wstęgach schematu ulega wielkim wahaniom. Dlatego schemat ilościowy wcale nie ujmuje wody i odnosi się do teoretycznych ilości materiałów zupełnie suchych. W celu otrzymania dokładnych danych ilościowych, uwzględniających ruch wody, sporządza się:

Schemat szlamowy czyli **schemat gospodarki wodnej**, uzupełniający schemat ilościowy. Schemat szlamowy układa się podług zasad schematu ilościowego, czyli w postaci wstęg, odpowiadających swą szerokością ilości przepływających płynów, lecz zazwyczaj zawiera objętościowe ilości mętów, czyli cieczy i stałych cząstek w litrach na minutę. Można w tym schemacie, jak w ilościowym, wykazać ilości czystej wody i cząstek stałych, dzieląc wstęgi liniami podłużnymi i w ten sposób uwidocznienie ustosunkowanie się części stałych do wody. Schemat wodny nie pokrywa się z dwoma poprzednimi, bo nie zawiera wszystkich operacji przeróbki, lecz tylko pewne jej ujęcia i stadia. Lecz w wypadku, gdy ilościowy schemat materiałów nie uwzględnia wilgotności, wnoszonej przez materiały surowe, wilgotność ta winna być uwzględniona w ogólnym bilansie wodnym i wówczas schemat wodny obejmie cały proces przeróbki. Mógłby on wówczas pokrywać się całkowicie ze schematem ilościowym i nawet go zastąpić. Jednak taki schemat traci na przejrzystości, gdyż ilości suchych materiałów zaznaczają się w nim mniej wyraźnie. Zazwyczaj więc schematy ilościowy i wodny układa się oddzielnie.

Oprócz omówionych 3 typów schematów w niektórych wypadkach posługują się jeszcze:

Schematem powietrznym, przedstawiającym ilości powietrza, cyrkulującego w rurach przy wzbogacaniu powietrzem, suszeniu i odkurzaniu.

Schemat cieplny jest obrazem bilansu ciepła, używanego do suszenia, prażenia, koksowania i t. d.

Schematu gazowego używa się przy operacjach wytwarzania i zużycia gazu i t. p. Wszystkie te schematy układa się w ten sam sposób, jak schemat ilościowy.

Wszystkie te schematy są odmianami schematów operacyjnych, ponieważ nie zależą one od przyrządów wykonawczych i ich wydajności i nie mają nic wspólnego z systemem zakładu, raczej odwrotnie, schematy są punktem wyjścia dla sporządzenia szczegółowych projektów.

To też zatrzymamy się nieco dłużej na zasadach sporządzania schematów — jako zadań dla projektowania zakładów przeróbki, a mianowicie na schematach jakościowych i ilościowych.

§ 3. Układanie schematu jakościowego.

Schemat jakościowy układa się na podstawie:

- 1) doświadczeń wstępnych,
- 2) zasad przeróbki mechanicznej,
- 3) reguł układania schematów,
- 4) doświadczeń systematycznych.

1. Doświadczenia wstępne (Vorversuche) mają na celu ustalenie możliwości i najodpowiedniejszego sposobu wzbogacania (przeróbki). Lecz nie każda przeróbka wymaga doświadczeń wstępnych. Tak np. suche sortowanie węgla na sitach i rozdrabnianie soli kamiennej, odwadnianie sortymentów grubszych, suszenie, mieszanie — nie wymagają doświadczeń wstępnych. Natomiast przy wszelkich zadaniach, dotyczących wzbogacania, brykietowania, aglomeracji, nie można pominąć uprzednich badań wstępnych, z wyjątkiem może wypadków przeróbki typowych rud (PbS w SiO_2), których sposoby wzbogacania są znane i praktykowane w tem samym zagłębiu. Lecz nawet i w tych wypadkach obecność niektórych domieszek, różny sposób wprysknięcia, struktura i t. p. mogą mieć wpływ na schemat, zatem konieczne są doświadczenia wstępne. W każdym razie jeśli nie badania przeróbcze, to analizy chemiczne, mineralogiczne i petrograficzne są niezbędnym warunkiem przy układaniu schematu w celu dokładnego zorientowania się co do własności materiału surowego. Doświadczenia wstępne przeprowadza się zazwyczaj z nieznacznymi ilościami rud, o składzie możliwie zbliżonym do przeciętnego (typowego) dla danego materiału surowego, w ilości kilkudziesięciu kilogramów.

Określenie możliwego sposobu przeróbki ma znaczenie dla ustalenia ilości i jakości otrzymywanych produktów w różnych momentach

procesu. Tak np. wzbogacanie mokre może dać trzy produkty: koncentraty, produkt przejściowy i odpady; wzbogacanie flotacyjne daje dwa produkty: koncentrat i produkt przejściowy lub produkt przejściowy i odpady; wzbogacanie węgla podług kształtu daje również nie więcej niż dwa produkty i t. d. Następnie zapomocą prób wstępnych może być ustalona skala rozdrobienia i dostateczny stopień rozluzowania, otrzymujemy więc dane, decydujące o niezbędnej ilości stadjów przeróbki. Wreszcie mamy pojęcie o kruchości materiału, jego skłonności do wytwarzania pyłu i szlamu, a więc stąd wytyczne co do możliwości zastosowania sposobu szlamowego, odpylania i t. d. W związku zaś z wartością i bogactwem rudy wnioskujemy o możliwości ograniczenia ilości szlamów i zastosowania wyłącznie suchej lub też przeciwnie wyłącznie mokrej przeróbki i t. d.

Wszystkie tego rodzaju doświadczenia przeprowadza się w niewielkich przyrządach laboratoryjnych¹⁾.

2. Zasady przeróbki. Jak już mówiliśmy w części pierwszej niniejszego dzieła (tom I, rozdział II, § 3), cały proces przeróbki składa się z dwóch głównych operacji: rozdrabiania i wzbogacania. Dla zachowania zasady: „nie kruszyć nic zbytecznego“:

1) operację rozdrabiania dzieli się na kilka stadjów, następujących kolejno jedno po drugim;

2) w każdym stadjum rozdrabiania jest poprzedzane przez pomocnicze przesiewanie (suche, mokre) dla oddzielenia od materiału, mającego ulec rozdrobieniu ziarn gotowych, odpowiadających swą wielkością stopniowi rozdrabiania danego stadjum;

3) po każdym stadjum rozdrabiania następuje wzbogacanie, t. j. oddzielenie ziarn dwóch rodzajów: koncentratu i odpadów; natomiast pozostałość, t. zn. produkty przejściowe (pośrednie), kieruje się do następnego stadjum;

4) w tem następnem stadjum cykl operacji powtarza się aż do otrzymania w ostatnim stadjum dwóch produktów: koncentratu i odpadów.

Każde więc stadjum ogólnego procesu przeróbki składa się z trzech operacji: przesiewania, rozdrabiania i wzbogacania. Operacje te nazywamy zasadniczymi. Ten ogólny proces przeróbki może być przedstawiony zapomocą schematu na rys. 1. Rysunek ten przedstawia schemat przeróbki rud miedzianych w 6 stadjach:

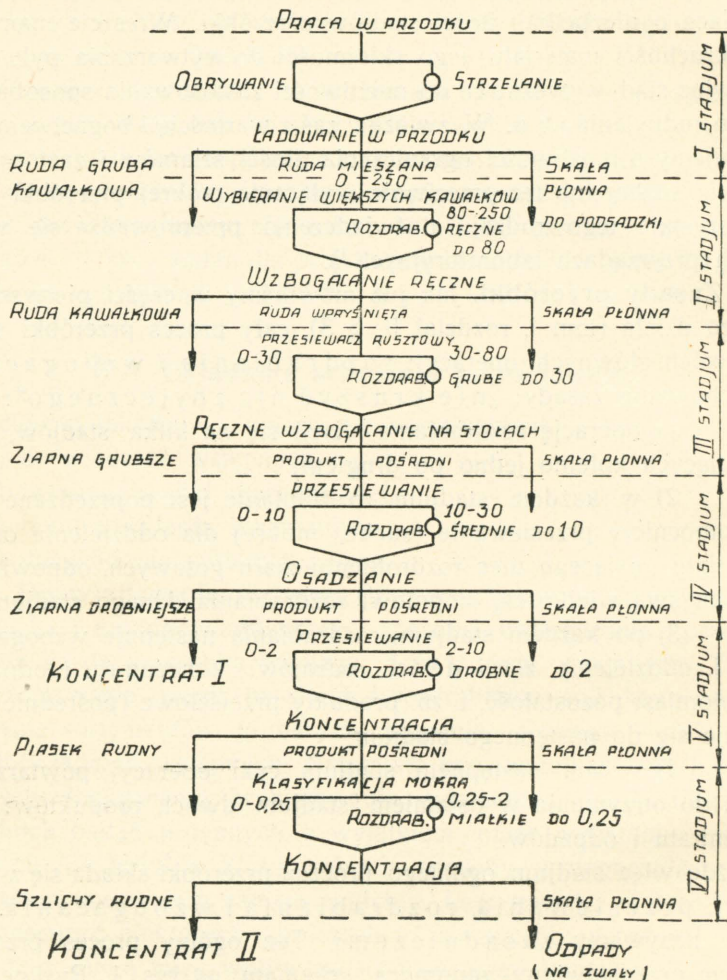
Stadjum I — praca w przodku. Produkty jej to: ruda gruba (idąca bezpośrednio do huty), skała płonna (pozostaje w przodku jako podsadzka) i produkt przejściowy — mieszanina rudy ze skałą płonną, idąca do następnego stadjum. Rudę otrzymujemy w kawałkach do 250 mm.

Stadjum II obejmuje pracę w hali sortowniczej: rozdrabianie ręczne do 80 mm i przesiewanie na sitach nieruchomych. Produktami

¹⁾ Opis przyrządów oraz sposoby brania prób podane są w dziele autora p. t. „Szacowanie złóż“. Warszawa. 1931.

są: ruda kawałkowa gruba, odpady płonne i ruda z wprysnięciami. Ostatnia idzie do zakładu wzbogacania.

Stadium III — przesiewanie na rusztach, rozdrabianie grube maszynowe do 30 mm i wzbogacanie ręczne na stołach do przebierania. Otrzymujemy: rudę kawałkową średnią, odpady płonne i produkt przejściowy.



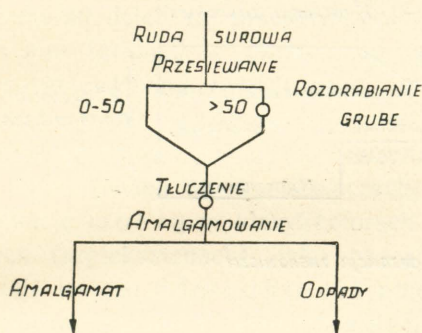
Rys. 1. Ogólny schemat procesu przeróbki rud.

Stadium IV — przesiewanie na sitach, rozdrabianie średnie w walcach rozdrabiających do 10 mm i wzbogacanie w maszynach płóczkowych. Otrzymujemy: rudę drobną, odpady płonne i produkt przejściowy.

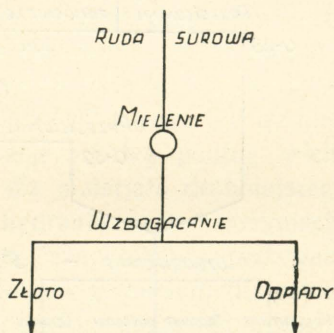
Stadium V — przesiewanie drobne na sitach, rozdrabianie drobne w stępach do 2 mm, koncentracja na stołach koncentracyjnych. Produktami są: piasek rudny, odpady i produkt przejściowy.

Wreszcie stadjum VI — oddzielanie iłu od piasku w klasyfikatorach hydraulicznych, mielenie piasku w młynach rurowych — koncentracja iłów na stołach okrągłych. Produktami są: koncentrat rudny i szlam płonny.

Ponieważ grube gatunki rud miedzianych topi się w piecach „waterjacket“, a drobne w piecach rekuperacyjno-regeneracyjnych, więc wszystkie produkty gotowe, otrzymane w różnych stadiach przeróbki, łączy się w 2 gatunki: gruby ze stadiów 1, 2, 3 i 4 — jest to tak zwana ruda waterjacket'owa i drobny — produkty stadiów 5 i 6 — ruda regeneracyjna (szlichy). Skała płonna, otrzymywana we wszystkich stadiach, idzie na wspólny zwal i stanowi jeden produkt — odpady.



Rys. 2.



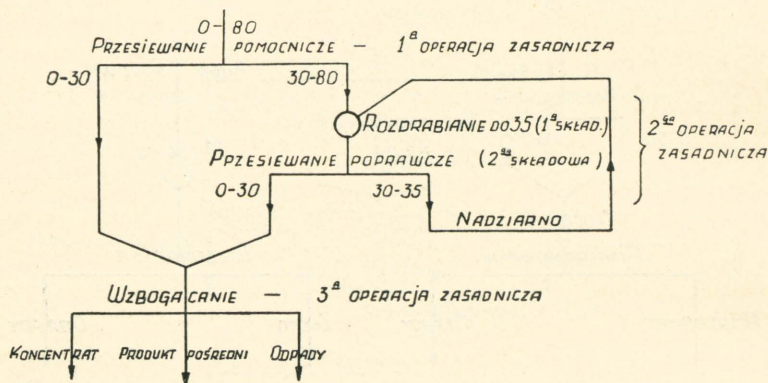
Rys. 3.

Schemat przeróbki rud złota.

Schemat powyższy przedstawia najogólniejszą postać procesu przeróbki. Skala czyli stopień rozdrobienia w każdym stadjum jest zupełnie względny i w zależności od charakteru wprysnięcia ilość stadiów może być większa lub mniejsza. Tak np. w wypadku rud bardzo cennych, dajmy na to chalkopirytu, zawierającego złoto, wprysnięte nader rozmaicie, ostatnie dwa stadja mogą być podzielone na kilka stadiów, rozdrabiających kolejno rudy do 5; 2; 0,5; 0,25 i 0,1 mm (dla uniknięcia strat w szlamach i możliwego ograniczenia ilości tych ostatnich). Odwrotnie, jeśli rudy są nadzwyczaj drobno wprysnięte, to ziarna ich mogą być uwolnione jedynie przez bardzo drobne zmielenie i wówczas ilość stadiów zmniejsza się, a nawet ogranicza się do jednego, np. przy przeróbce rud złota (rys. 2). Przy podobnem uproszczeniu schematu wobec stosunkowo nieznacznej zawartości w materiale surowym ziarn, odpowiadających końcowej skali zmielenia, można zaniechać operacji wstępnego przesiewania (klasyfikacji) dla oddzielenia produktu gotowego od materiału surowego, gdyż nie daje to realnej korzyści i cały schemat przybiera wówczas najprostszą postać (rys. 3).

Wszystkie podobne okoliczności określające stopień rozczłonkowania ogólnego schematu, rys. 1, wyjaśniamy na podstawie zbadania rudy i prób wstępnych.

Reguły układania schematów. Schemat, przedstawiony na rys. 1, jako najbardziej ogólnikowy, nie zawiera w sobie rozwinięcia procesów poszczególnych operacji. W najprostszych wypadkach operacje te nie ulegają rozczłonkowaniu i wówczas schemat odpowiada rzeczywistości. Często jednak poszczególne jego operacje składają się z całego szeregu innych operacji, z których jedna ma charakter operacji głównej, inne zaś odgrywają w stosunku do pierwszej rolę pomocniczą lub uzupełniającą. Te poszczególne operacje mogą być przedstawione na



Rys. 4. Rozwinięty schemat rozdrabniania III stadij z rys. 1.

schemacie ogólnym. Taką zamianę jednej operacji w schemacie ogólnym na szereg operacji składowych będziemy nazywać rozwinięciem operacji. Rozwinąć operację w schemacie — to znaczy zastąpić ją przez jej operacje składowe. Naprzykład:

1. Operacja rozdrabniania w każdym stadij przeróbki może się składać z dwóch następujących:

- 1) z właściwej operacji rozdrabniania,
- 2) z operacji przesiewania uzupełniającego.

Celowość i znaczenie uzupełniającego odsiewania nadziarna wyjaśniliśmy już w części pierwszej (t. I. str. 127). Głównym jego celem jest zmniejszenie ilości pyłu i uniknięcie strat w szlamach, jak również osiągnięcie możliwie jednostajnego rozdrabniania.

Średnica otworów sita uzupełniającego równa się średnicy otworów sit przy przesiewaniu, poprzedzającym rozdrabnianie. Materiał z pod sita uzupełniającego miesza się z materiałem, przesianym przez sito pomocnicze (z produktem dalszym). Nadziarno, pozostałe na sicie, idzie z powrotem do kruszarki, dopóki nie zostanie tak rozdrobione, że przejdzie przez sito uzupełniające. Na schemacie otrzymujemy strumień

zamknięty z pewną stałą ilością materiału, jednak wciąż wzmacniającą się. Rozwinięty schemat każdego stadjum operacji ogólnej przybiera postać jak na rys. 4.

2. Rozwinięcie operacji wzbogacania. Materiał, rozdrobiony w jakimkolwiek stadjum, jest mieszaniną ziarn od najgrubszych, odpowiadających stopniowi rozdrabiania w danym stadjum, do najdrobniejszych — niemal do zera. Przeto w stadjach początkowych i środkowych mamy mieszaninę, zawierającą kawałki rudy i drobny piasek, nawet ił. Lecz wzbogacanie rudy kawałkowej i mialu, jak wiemy, odbywa się w różny sposób. Tak, przy sposobie mokrym, opartym na różnicy ciężarów gatunkowych, do rudy kawałkowej stosuje się osadzanie w maszynach płóczkowych, zaś do mialu — koncentrację na stołach płóczkowych; obie te operacje są zasadniczo różne. To też cały materiał dzieli się przede wszystkim na dwie grupy: np. > 5 mm i < 5 mm (granicę tę określa się na podstawie badań wstępnych). Wzbogacanie każdej z tych grup, w zależności od wyników badań wstępnych, może wymagać uprzedniej klasyfikacji lub też nie. Dla materiału grubszego stosuje się klasyfikację suchą podług wielkości ziarn, wykonywaną na przesiewaczach; dla materiału drobniejszego — klasyfikację mokrą w klasyfikatorach hydraulicznych i skrzyniach śpiżastych (szpickastenach). Jako operacja, uzupełniająca wzbogacanie, pozostaje jeszcze odwodnienie produktów gotowych: dla gatunków grubszych odwadnianie wykonywa się na gęstych sitach, dla drobnych — zapomocą filtrowania lub osadzania w specjalnych zbiornikach. Przeto mokry proces wzbogacania w każdym stadjum może być rozczłonkowany na 4 kolejne operacje składowe:

1. podział materiału na rudę kawałkową i piasek,
2. klasyfikację (suchą lub mokrą),
3. wzbogacanie właściwe (osadzanie i koncentrację),
4. odwadnianie (na sitach, filtrach lub w zbiornikach).

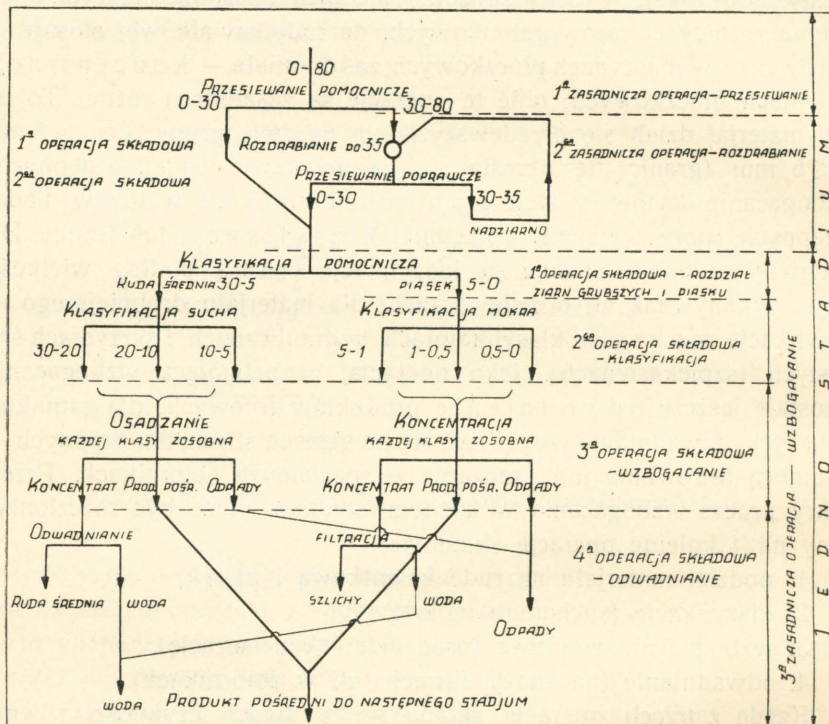
Każda z trzech operacji składa się z dwóch czynności równoległych, wykonywanych niezależnie dla rudy kawałkowej i piasku. Schemat rozwinięty dla jednego stadjum przedstawia rys. 5.

W schemacie rozwiniętym niektóre operacje składowe mogą być identyczne. Np. 1-sza zasadnicza operacja — sortowanie pomocnicze na przesiewaczach z otworami 30 mm na 2 produkty > 30 i $30 - 0$, i 2-ga operacja składowa drugiej zasadniczej — przesiewanie uzupełniające (poprawcze) na takimże przesiewaczu, dająca podobne produkty, są zupełnie identyczne. W takich wypadkach obie operacje mogą być połączone w jedną, co nazywamy zespoleniem operacji.

Schemat operacji zespolonych wygląda w sposób podany na rys. 6. Podług tego schematu dla przesiewania uzupełniającego (poprawczego) wszystkich rozdrobiony materiał kierowany jest powtórnie do

pierwszej zasadniczej operacji przesiewania, przyczem ziarna, rozdrobione niewystarczająco, dostają się napowrót do kruszarki.

Operacja rozdrabniania mieści się w obiegu zamkniętym, przez który przepływa niezmienna, lecz stale wznawiana (dopełniana) ilość materiału. Produkt, rozdrobiony do wielkości należytej, łączy się z miałem, zawartym w materiale surowym przed przesiewaniem i w ten sposób powstaje produkt mieszany — jako gatunek dolny pierwszej operacji zasadniczej sortowania. (W schemacie na rys. 4 operacja rozdrabniania jest połączona z operacją rozdrabniania zasadniczego i uzu-



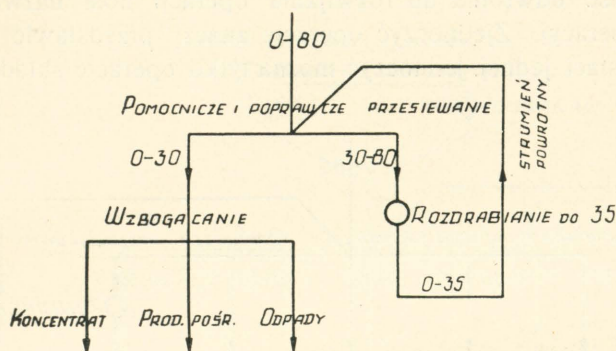
Rys. 5. Rozwinięcie 2-ej i 3-ciej operacji zasadniczej III stadjum z rys. 1.

pełniającego, która w postaci zupełnie rozwiniętej winna być pokazana jako operacja niezależna po przesiewaniu uzupełniającem).

Na rys. 5 można połączyć 3 operacje sortowania: pierwszą zasadniczą, drugą uzupełniającą (poprawczą) i pierwszą składową trzeciej operacji zasadniczej (rys. 7), a także i drugą składową trzeciej zasadniczej — klasyfikację suchą (rys. 8).

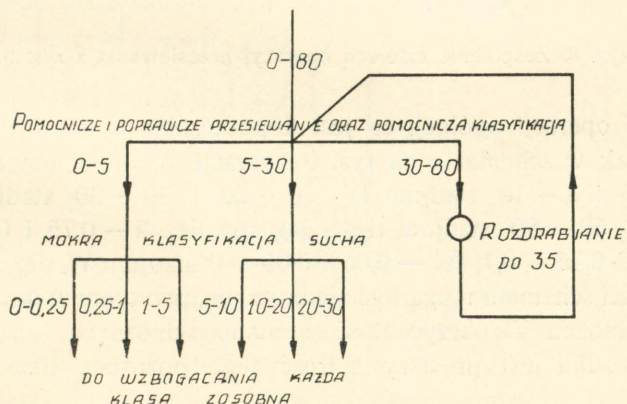
Zespolenie operacji może mieć miejsce nie tylko w granicach jednego stadjum, lecz również w kilku stadjach, jeśli w nich powtarzają się identyczne czynności. Rozwijając operacje wzbogacania, zespalać przytem jednocześnie w każdym stadjum wszystkie operacje identyczne podług powyższej zasady, zobaczymy, że w każdym stadjum

będą się powtarzać analogiczne operacje przesiewania i wzbogacania. Tak więc operacja przesiewania, mieszcząc w sobie klasyfikację suchą w II, III i IV stadjum, różni się tylko o dwie klasy wyższe, odpadające w każdym stadjum następnem. W stadjum II materiał klasyfikuje się na 7 klas: 80 — 50 — 30 — 20 — 10 — 5 — 2 — 0; w III — na 5 klas: 30 — 20 — 10 — 5 — 2 — 0 i w IV na 3 klasy: 10 — 5 — 2 — 0.



Rys. 6. Zespolenie przesiewania pomocniczego i poprawczego z rys. 4.

W ten sposób klasyfikacja III stadjum zawiera klasyfikację IV stadjum, a klasyfikacja II zawiera klasyfikacje III i IV. Oprócz tego, ponieważ sposoby wzbogacania identycznych klas nie zależą od stadjum, w którym te klasy otrzymujemy, więc i operacje wzbogacania klas



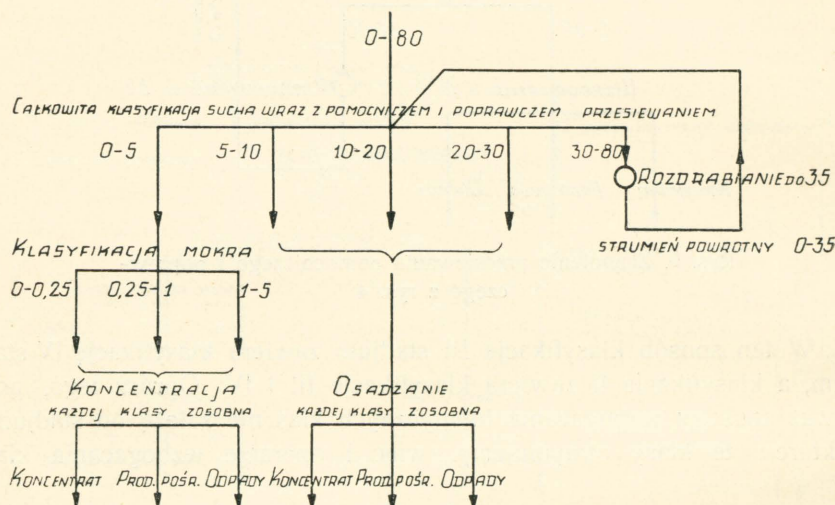
Rys. 7. Zespolenie trzech operacji przesiewania z rys. 5.

identycznych w rozmaitych stadjach mogą być również zespolone ze sobą. Zresztą zostają one drogą naturalną zespolone przez złączenie klasyfikacji suchych. Również operacje klasyfikacji mokrej we wszystkich stadjach, za wyjątkiem ostatniego, są zupełnie identyczne i polegają na podziale materiału np. na 2 — 0,75 — 0,25 — 0,1 — 0,05 — 0. Tylko

w ostatnim stadium mamy 3 klasy: 0,25 — 0,1 — 0,05 — 0, otrzymywane przy klasyfikacjach w poprzednich stadiach.

Podobnie identyczne są operacje koncentracji odpowiednich klas w rozmaitych stadiach, a wobec tego mogą być również zespolone. Ostateczny pełny schemat w rozwiniętej postaci z zespoleniem identycznych operacji przedstawia rys. 9.

Czynność odwrotna do rozwijania operacji nosi nazwę jednoczenia operacji. Zjednoczyć operacje znaczy przedstawić kilka operacji w postaci jednej. Zjednoczyć można tylko operacje składowe jednej

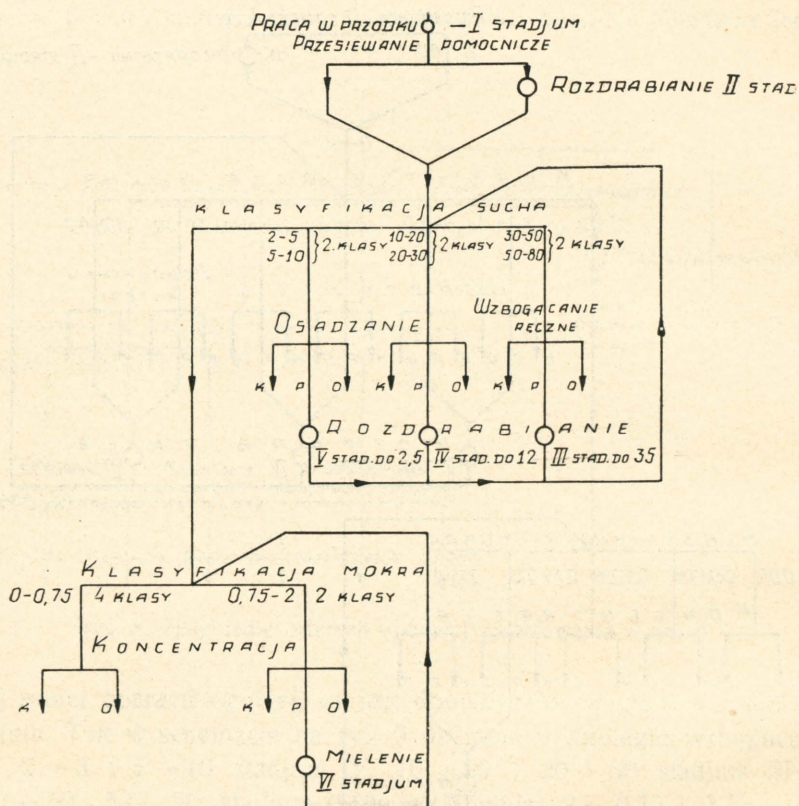


Rys. 8. Zespolenie czterech operacji przesiewania z rys. 5.

i tej samej operacji ogólnej, co jest dopuszczalne w granicach jednego stadium. Tak w schemacie na rys. 9 operacje równoległe wzbogacania klas 2 — 5 i 5 — 10 stadium IV, 10 — 20 i 20 — 30 stadium III-go, i 30 — 50, 50 — 80 stadium II-go, jak również 2 — 0,75 i 0,75 — 0,25 stadium V, i 0,25 — 0,1, 0,1 — 0,05 i 0,05 — 0 stadium VI, bez szkody dla przejrzystości schematu mogą być zjednoczone, przyczem w odpowiednich miejscach można zaznaczyć ilość i miano odnośnych klas. Schemat w tym wypadku jest prostszy, a treść jego pozostaje bez zmiany — (rys. 10).

W dwóch ostatnich schematach znajdujemy dwie pozorne niezgodności z schematem zasadniczym (rys. 1), przez którego przekształcenie zostały ułożone te schematy: 1) zmieniona jest w nich jakoby kolejność operacji zasadniczych: operacja rozdrabiania pozornie jakgdyby stadium kończyła, ponadto operacja rozdrabiania następuje tu po operacji wzbogacania, zamiast ją poprzedzać i 2) szeregowie połączenie stadiów przekształciło się w równoległe. Jeśli jednak będziemy

nie operacji przesiewania i rozdrabiania rozdzielonych wzbogacaniem, powstaje wskutek zachodzenia na siebie dwóch sąsiednich stadjów i połączenia przesiewania pomocniczego każdego następnego stadjum z klasyfikacją przygotowawczą do płókania w stadjum poprzednim. Jednocześnie ta sama operacja zawiera w sobie także przesiewanie uzupełniające we wszystkich stadjach, ponieważ jeśli rozdrabiania III, IV i V będą się odbywać z utworzeniem nadziarna, czyli, że produkty otrzy-



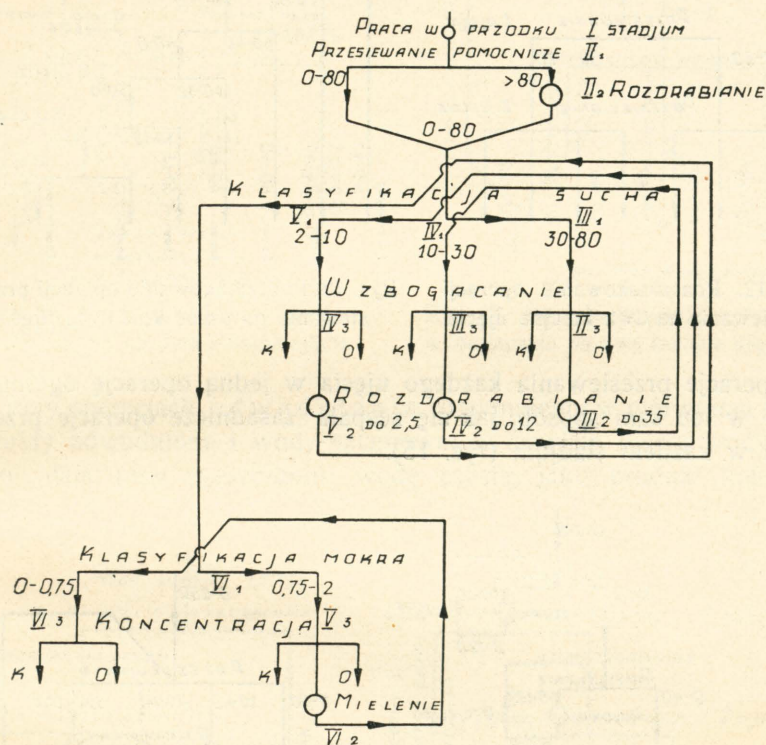
Rys. 10. Schemat rozwinęty z zespoleniem operacji identycznych i ze zjednoczonymi operacjami równoległymi w każdym stadjum.

mywane będą np. 0 — 35, 0 — 12, 0 — 2,5, zamiast 0 — 30, 0 — 10, 0 — 2, to wówczas nadziarna 30 — 35, 10 — 12, 2 — 2,5, trafiając do ogólnego procesu przesiewania III, IV i V, mają możliwość dostania się znowu do odpowiednich przyrządów rozdrabiających. W ten sposób zasadniczy schemat rys. 1 może być przekształcony w schemat rys. 10 przez rozwinięcie, zespolenie i jednoczenie operacji.

Dalszy rozwój schematu można uskutecznić przez rozcłótkowanie operacji poszczególnych na części składowe, czyli fazy, połączone ze sobą szeregowo lub równolegle.

Rozczłonkowanie szeregowe ma miejsce wówczas, gdy za jednym razem nie można otrzymać wszystkich lub niektórych produktów w postaci gotowej do operacji następnej lub dla zbytu.

Jeśli np. produkt rozdrobiony mamy rozklasyfikować na kilka klas w granicach: 120 — 90 — 80 — 40 — 30 — 15 — 2 — 0 (na 7 klas), to z niektórych powodów bywa wygodniej operację tę rozczłonkować na 2 ujęcia: w ujęciu 1-szem rozdzielić materiał na 2 grupy



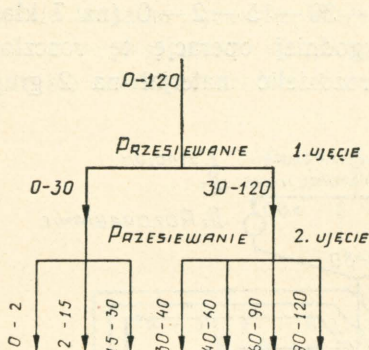
Rys. 11. Schemat kierunku strumienia najgrubszych ziarn.

Uwaga. Cyfry rzymskie przy operacjach oznaczają odnośne stadia. Cyfry arabskie obok rzymskich — kolejność operacji zasadniczej w jednym stadium w/g schematu ogólnego rys. 1.

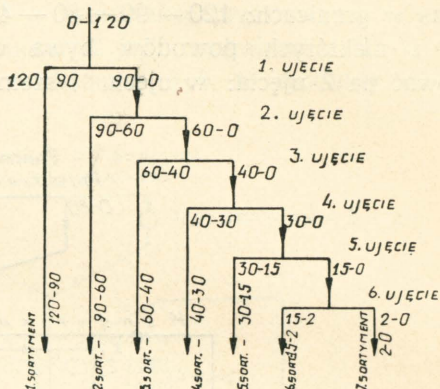
120 — 30 i 30 — 0; w ujęciu 2-gim każdą grupę rozklasyfikować niezależnie (rys. 12), lub też otrzymywać każdą klasę przez przesiewanie odrębne z wytwarzaniem tylko 2 produktów w każdej fazie przesiewania: gotowej klasy wyższej i mieszaniny pozostałych. Cała operacja wówczas będzie rozczłonkowana na 6 faz kolejnych czyli ujęć przesiewania (rys. 13).

Proces rozdrabiania przy znacznej ogólnej skali rozdrabiania w jednym stadium dzieli się na kilka kolejno następujących ujęć. Każde ujęcie przez rozwinięcie i zespolenie może być poprzedzane przez

uprzednie przesiewanie, łączące w sobie rolę pomocniczą i poprawczą, przyczem otrzymamy strumień zamknięty, przechodzący przez operacje rozdrabiania w każdym ujęciu (rys. 14). Można również zespolić wszyst-

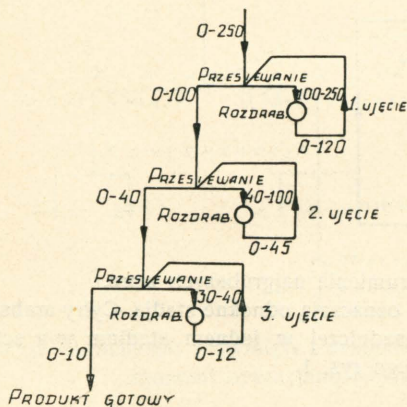


Rys. 12. Rozczłonkowanie operacji przesiewania na dwa kolejne ujęcia.

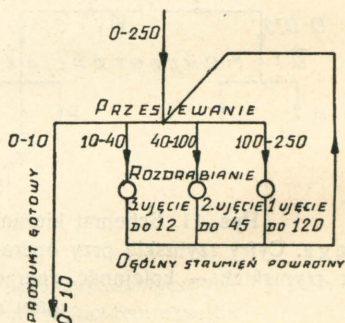


Rys. 13. Rozczłonkowanie operacji przesiewania na sześć kolejnych ujęć.

kie operacje przesiewania każdego ujęcia w jedną operację ogólną zupełnie w ten sam sposób, jak się zespala zasadnicze operacje przesiewania w każdym stadium (rys. 15).



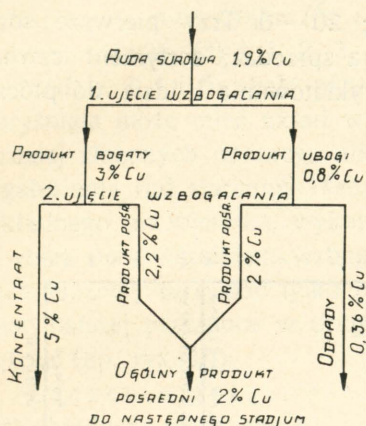
Rys. 14. Rozczłonkowanie operacji rozdrabiania na trzy kolejne ujęcia z rozwinięciem każdego z nich i połączeniem operacji przesiewania pomocniczego i poprawczego.



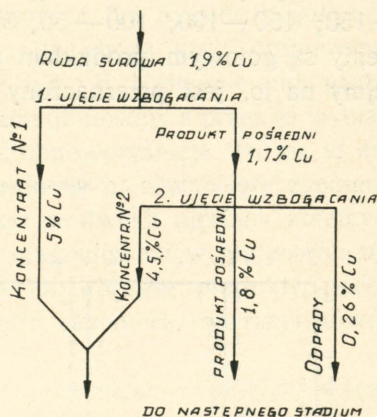
Rys. 15. Rozczłonkowanie operacji rozdrabiania na trzy ujęcia z połączeniem wszystkich operacji przesiewania.

Przy wzbogacaniu rud trudnych do wzbogacania, pierwsze ujęcie polega na otrzymaniu tylko mniej lub więcej bogatych produktów, które są przejściowe, a każdy z nich ulega wzbogacaniu w drugim ujęciu, przyczem otrzymuje się produkty ostateczne (rys. 16). Lub też

w każdym kolejnym ujęciu otrzymujemy 2 produkty: jeden — gotowy, koncentrat lub odpady i drugi przejściowy, idący do następnej fazy wzbogacania (rys. 17 i 18).

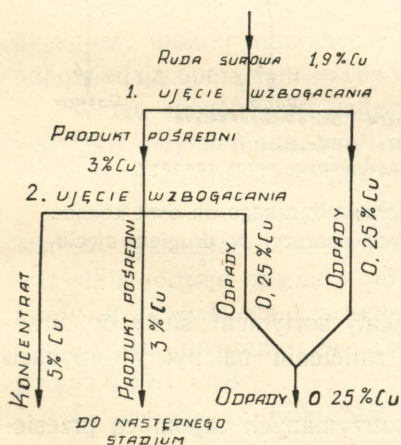


Rys. 16. Rozczłonkowanie operacji wzbogacania na dwa kolejne ujęcia.

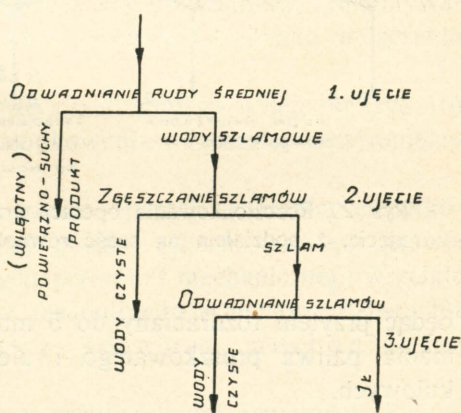


Rys. 17. Rozczłonkowanie operacji wzbogacania na dwa kolejne ujęcia.

Przy operacjach odwadniania otrzymujemy w pierwszym ujęciu produkty odwodnione i wody szlamowe; w drugim ujęciu wody szlamowe dają przy zgęszczaniu: wodę czystą, jako produkt końcowy,



Rys. 18. Rozczłonkowanie operacji wzbogacania na dwa kolejne ujęcia.



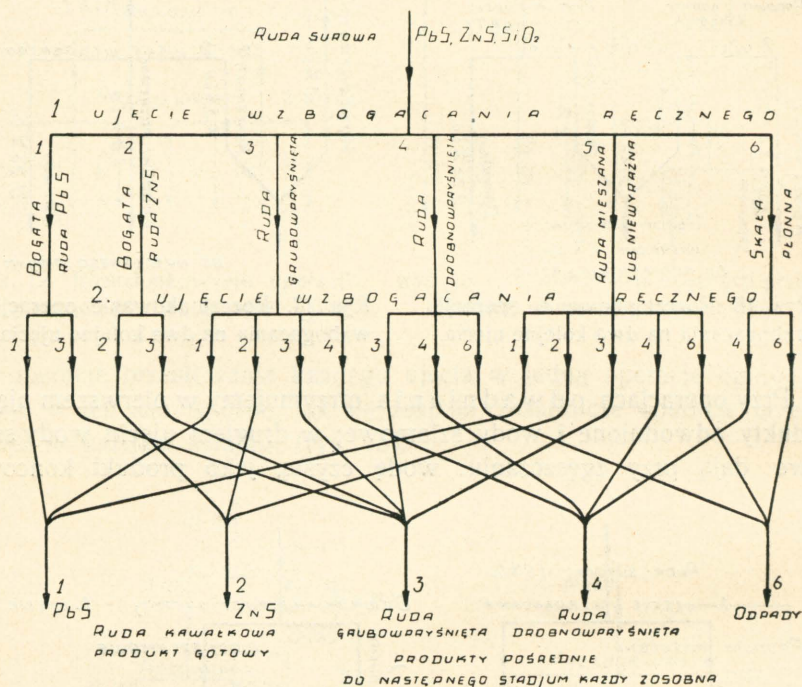
Rys. 19. Rozczłonkowanie operacji odwadniania na trzy kolejne ujęcia.

i gęste szlamy, idące do trzeciego ujęcia na prasy filtrowe, skąd otrzymujemy ilt suchy i czystą wodę, oba jako produkty ostateczne (rys. 19).

Poszczególne fazy kolejno rozczłonkowanych jednakowych operacji nazywamy ujęciami. Stąd ogólnego schematu operacji wzbogacania są poszczególnymi ujęciami ogólnej operacji przeróbki.

Rozczłonkowania równoległe zachodzą w tym wypadku, gdy jakkolwiek operacja daje produkty różnego rodzaju, których dalsza przeróbka odbywa się równoległe, lecz odmiennymi drogami.

Tak przy sortowaniu węgla kamiennego można otrzymać produkty: >150 ; $150-100$; $100-50$; $50-20$; $20-0$. Trzy pierwsze sortymenty są gotowym produktem i idą na sprzedaż; sortyment czwarty, dajmy na to, jest przeznaczony do brykietowania i idzie do płóczki,



Rys. 20. Rozczłonkowanie operacji przebijania ręcznego na dwa kolejne ujęcia, z podziałem na sześć równoległych operacji w drugim ujęciu.

będąc przytem rozdrabniany do 5 mm; piąty sortyment służy do otrzymania paliwa proszkowego i ulega zmieleniu na pył w młynach kulowych.

A więc trzy kategorie produktów, otrzymanych zapomocą przesiewania, ulegają trzem rozmaitym operacjom niezależnym, odbywającym się równoległe. Również pył, odsysany przy wszystkich suchych procesach jest produktem, wymagającym niezależnej przeróbki zapomocą równoległej czynności.

Najwięcej typowym przykładem rozczłonkowania równoległego są wypadki wzbogacania rud. Przy przebijaniu ręcznym rud złożonych PbS , ZnS w SiO_2 otrzymujemy na taśmach 6 rozmaitych gatunków (rys. 20): rudę ołowiu (1), rudę cynku (2), rudę grubowprysniętą (bo-

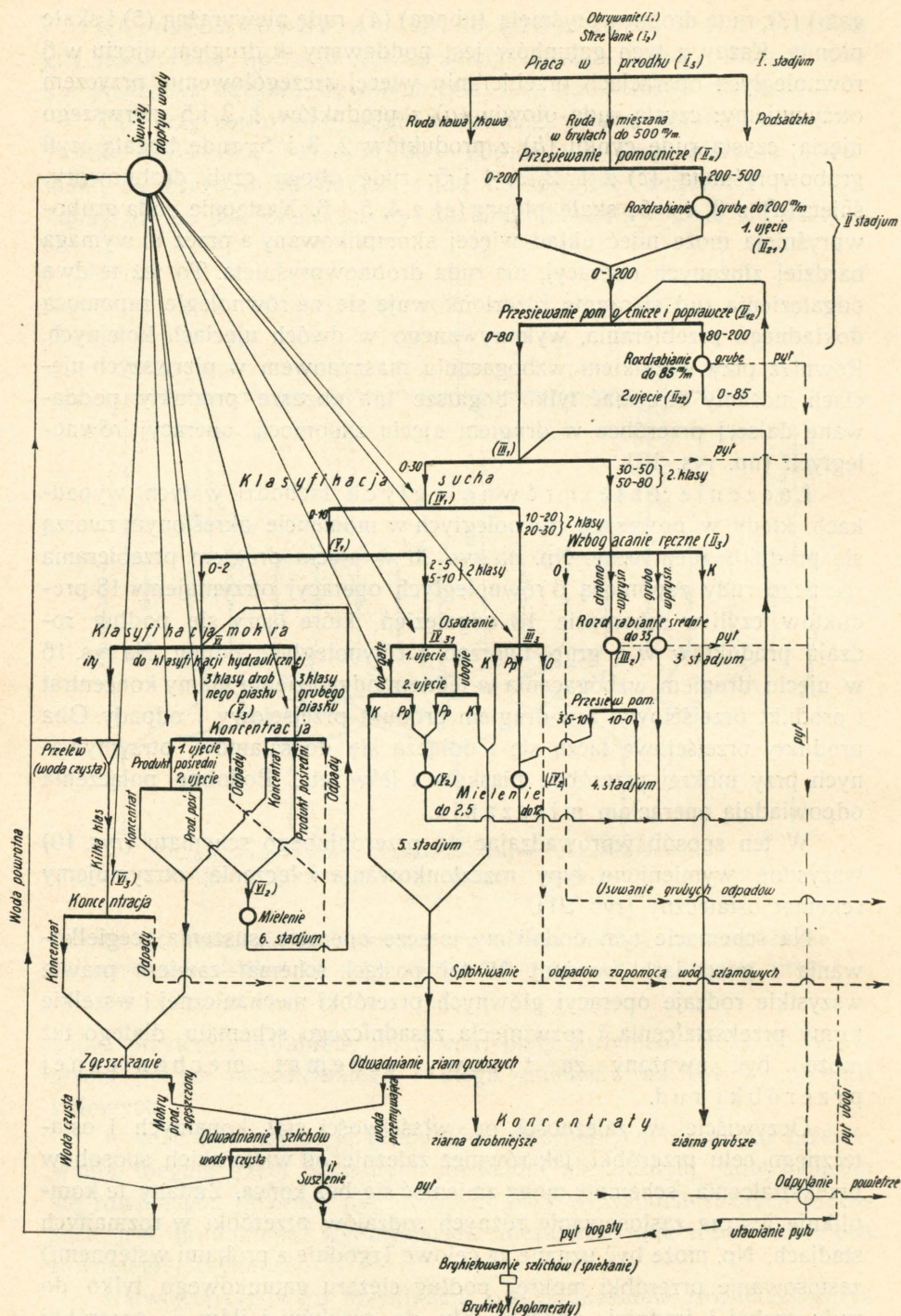
gata) (3), rudę drobnowpryśniętą (ubogą) (4), rudę niewyraźną (5) i skałę płonną. Każdy z tych gatunków jest poddawany w drugim ujęciu w 6 równoległych operacjach przebieganiu więcej szczegółowemu, przyczem otrzymujemy: czystą rudę ołowiu (*a*) z produktów 1, 3 i 5 pierwszego ujęcia; czystą rudę cynku (*b*) z produktów 2, 3 i 5; rudę bogatą czyli grubowpryśniętą (*c*) z 1, 2, 3, 4 i 5; rudę ubogą czyli drobnowpryśniętą (*d*) z 3, 4 i 5; skałę płonną (*e*) z 4, 5 i 6. Następnie ruda grubowpryśnięta może mieć układ więcej skomplikowany a przez to wymaga bardziej złożonych operacji, niż ruda drobnowpryśnięta. To też te dwa odgałęzienia rud starannie rozczłonkowuje się na równoległe zapomocą dokładnego przebiegania, wykonywanego w dwóch ujęciach kolejnych. Również przy wszelkiem wzbogacaniu maszynowem w pierwszych ujęciach możemy otrzymać tylko bogatsze lub uboższe produkty, poddawane dalszej przeróbce w drugim ujęciu zapomocą operacji równoległych (np. rys. 16).

Łączenie gałęzi równoległych zachodzi w tych wypadkach, kiedy w procesach równoległych w momencie określonym tworzą się produkty identyczne. Np. na rys. 20 w ujęciu drugim przebiegania ręcznego rudy zapomocą 6 równoległych operacji otrzymujemy 18 produktów, czyli w schemacie 18 odgałęzień, które łączy się podług rodzaju produktów w 5 grup, tworząc 5 równoległych odnóg. Na rys. 16 w ujęciu drugim wzbogacania w jednym odgałęzieniu mamy koncentrat i produkt przejściowy, a w drugim produkt przejściowy i odpady. Oba produkty przejściowe łączą się i dołącza się do szlamów, otrzymywanych przy mokrej przeróbce piasków i iłów etc. Podobne połączenia odpowiadają operacjom mieszania.

W ten sposób wprowadzając do przerobionego schematu (rys. 10) wszystkie wymienione typy rozczłonkowania i łączenia, otrzymujemy schemat ostateczny (rys. 21).

Na schemacie tym dodaliśmy jeszcze operacje suszenia, cegiełkowania i gospodarki wodnej. W tej postaci schemat zawiera prawie wszystkie rodzaje operacji głównych przeróbki mechanicznej i wszelkie formy przekształcenia i rozwinięcia zasadniczego schematu, dlatego też może być uważany za typowy schemat mechanicznej przeróbki rud.

Oczywiście w zależności od właściwości ciał kopalnych i ostatecznego celu przeróbki, jak również zależnie od wielorakich sposobów przekształcenia, schematy mogą zmieniać się bez końca. Zmiany te komplikuje jeszcze zastosowanie różnych rodzajów przeróbki w rozmaitych stadjach. Np. może być uznane za celowe (zgodnie z próbami wstępnymi) zastosowanie przeróbki mokrej podług ciężaru gatunkowego tylko do rudy grubej i średniej, podczas gdy do piasków i iłów — przeróbki flotacyjnej, wymagającej specjalnego przygotowania.



Rys. 21. Ogólny schemat jakościowy operacji przeróbki rudy wprysniętej.

Chociaż dla rud rozmaitego rodzaju istnieją znane mniej więcej sposoby przeróbki i schematy operacji, to jednak naogół w każdym poszczególnym wypadku schemat może być ustalony jedynie po dokładnem zbadaniu składu i właściwości rudy oraz przeprowadzeniu doświadczeń. Takie same rudy, ale pochodzące z różnych złóż, mogą wymagać odmiennych schematów przeróbki, ponieważ ich właściwości petrograficzne mogą bardzo się różnić. Nawet ruda w danem złożu, nie mówiąc już o zmianach wskutek wietrzenia, może się zmienić co do swej struktury w zależności od głębokości zalegania, charakteru żył i t. p. A więc schematy przeróbki mechanicznej nawet dla jednakowych rud mogą mieć nieskończoną liczbę odmian.

Badania systematyczne. Schemat, ułożony w sposób omówiony wyżej, jest zaledwie pierwszym krokiem do rozwiązywania ogólnego zadania przeróbki. Ażeby otrzymać schemat ostateczny jako podstawę do projektowania zakładu przerobczego, niezbędne jest przynajmniej w wypadkach trudniejszych i bardziej skomplikowanych przeprowadzenie systematycznych badań przeróbki; pierwotny schemat służy właśnie do wykonania badań we wskazanym przezeń kierunku.

Badania te mają na celu:

1. sprawdzenie wyników badań wstępnych w warunkach, zbliżonych do rzeczywistości;
2. opracowanie szczegółowe procesu każdej operacji, jej warunków, oraz uregulowanie maszyn.

Wobec takiego znaczenia badań systematycznych muszą one być wykonane:

- 1) na przyrządach typu przemysłowego, dających możność zmiany warunków procesu przeróbki;
- 2) z ilością materiału, dostateczną dla pełnego obciążenia tych przyrządów;
- 3) z próbą rudy, wziętą z kopalni (złoża) podług określonych reguł, tak, ażeby próba rud możliwie dokładnie odpowiadała własnościom przeciętnym tej mianowicie rudy, która ma być przerabiana w zakładzie przerobczym, nie tylko co do składu chemicznego i mineralogicznego, lecz i co do grubości kawałków i ziarn, czyli z tak zwaną próbą generalną (ogólną).

Sposoby brania prób generalnych w zależności od własności ciał kopalnych, charakteru złoża i rodzaju jego wyrobisk, stanowią treść pracy autora p. t. „Szacowanie złóż“.

Zwykła ilość próby generalnej wynosi od 3 do 5 tonn. Badania tego rodzaju przeprowadzone są na stacjach doświadczalnych, zaopatrzonych w zespół rozmaitych przyrządów wykonawczych typu przemysłowego, które można dowolnie regulować i łączyć w żądanej kolejności. W Ameryce istnieją dla tego celu całe zakłady badawcze.

Badania systematyczne winny wykazać:

- 1) o ile prawidłowo zostało przyjęte w schemacie wstępnym rozczłonkowanie całej operacji na określoną ilość stadjów i czy skala rozdrabiania, wybrana dla każdego stadjum, jest odpowiednia, oraz
- 2) czy nie należy rozwinąć bardziej szczegółowo poszczególnych operacji schematu wstępnego, lub odwrotnie, czy nie jest możliwe ich uproszczenie.

W pierwszym wypadku zmieniamy w schemacie ugrupowanie jego ogniw, lecz jego ogólny kształt pozostaje bez zmiany. W drugim wypadku rozwinięcie poszczególnych operacji będzie polegało na rozczłonkowaniu ich na fazy czyli ujęcia.

Wynikiem należyte postawionych i dokładnie wykonanych systematycznych doświadczeń nad próbą generalną rudy na stacji doświadczalnej będzie racjonalny schemat jakościowy przeróbki.

§ 4. Układanie schematu ilościowego.

Wpływ schematu ilościowego na jakościowy. Schemat ilościowy jest podstawą do obliczenia przyrządów, czyli określenia ich wymiarów i ilości. Jeśli do wykonania pewnej operacji potrzeba kilku przyrządów i do tego różną ich ilość w różnych stadjach, to w miarę zwiększenia lub zmniejszenia ilości osobnych przyrządów uzyskuje się odpowiednią ilość równoległych strumieni, które w dalszych stadjach będą się rozgałęziały lub łączyły. Ponieważ jednak przy tem operacje będą identyczne, to, w myśl zasad jednoczenia, identyczne operacje na schemacie będą przedstawione wspólną jedną linią. Z tego wynika, że używanie kilku przyrządów dla tego samego celu nie wpływa na schemat jakościowy. Innemi słowami, podziału pewnej ilości materiału pomiędzy kilka przyrządów jednakowych nie uważamy za rozczłonkowanie operacji, lecz rozpatrujemy jako jedną operację.

Mogą jednak zachodzić wypadki, kiedy schemat ilościowy wywiera wpływ na jakościowy i ostatni ulega zmianom po ułożeniu pierwszego. Np. w wypadku, gdy na daną operację przypada bardzo nieznaczna ilość materiału, mniejsza od tej, jaka może być załadowana na dany przyrząd o wymiarach normalnych, wtedy przyrząd pracuje nie ekonomicznie, jego współczynnik pracy użytecznej jest zbyt mały, ponadto rezultat jakościowy może być niezadawalniający. Wogóle, im bardziej złożony jest schemat, im z większej ilości strumieni składa się cała sieć, tem lepsze mogą być osiągnięte wyniki jakościowo, jednak pod warunkiem, że wydajność sortowni nie jest niższa od dopuszczalnego minimum przy pełnem obciążeniu wszystkich przyrządów. Jeśli tego nie można osiągnąć, to wypadnie albo: 1) zmienić w schemacie jakościowym cyfry, oznaczające grubość ziarna i skład, otrzymane uprzednio

wyłącznie z punktu widzenia najlepszych wyników jakościowych, albo 2) uprościć schemat, wykluczając niektóre operacje równoległe przez zespolenie niezupełnie identycznych operacji lub też 3) niekiedy zupełnie przerobić cały schemat jakościowy. Zatem im mniejsza jest wydajność sortowni, tem schemat mniej może być rozgałęziony.

W innych wypadkach przy znacznej wydajności i niemożliwości ograniczenia się przy pewnej operacji do jednego przyrządu, jeśli dana operacja w schemacie jakościowym przedstawia się jako zjednoczona, to może być więcej celowe osiągnięcie rozdziału materiału na przyrządy przez rozwinięcie schematu, przez co staje się on bardziej złożonym.

Tak więc dane schematu ilościowego wywierają wpływ na budowę schematu jakościowego lub raczej wprowadzają do niego poprawki. We wszystkich operacjach przeróbki dane co do ilości otrzymywanych produktów dotyczą tych operacji, przy których materiał się rozdziela, mianowicie operacji: 1) przesiewania, 2) klasyfikacji mokrej i 3) wzbogacania.

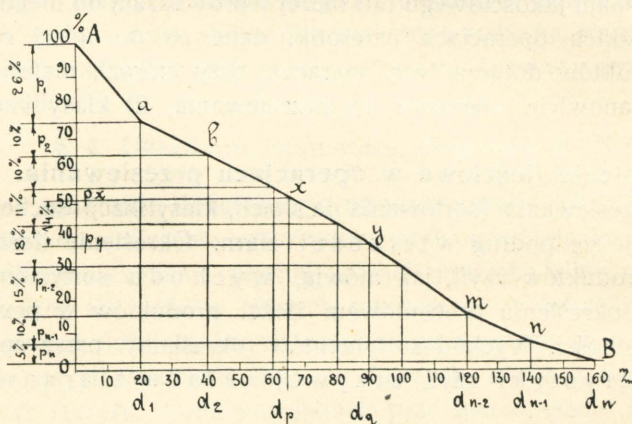
Określenie ilościowe w operacjach przesiewania. Przy operacjach przesiewania (sortowania na sitach, klasyfikacji suchej) materiał luźny dzieli się podług wielkości ziarn. Określenie ilości poszczególnych produktów czyli, jak mówią, wychodu sortymentów (klas) polega na określeniu procentowem ilości produktów w pewnych granicach wielkości. Wychód sortymentów określamy przez sporządzanie charakterystyki czyli krzywej składu ziarnowego materiału.

Charakterystyka jest to wykres, oznaczający %-wą zawartość w luźnej masie materiału różnej wielkości, a znajduje się go przez doświadczalne przesiewanie na sitach różnego kalibru. Charakterystyką można więc oznaczać zarówno materiały surowe, jak i produkty rozdrabniania.

Ażeby zbudować charakterystykę danego materiału, należy go przesiać przez sita, o stopniowo zmniejszających się, w możliwie największych granicach, otworach o średnicach $d_n, d_{n-1}, d_{n-2} \dots d_2, d_1$ i określić wagę każdej klasy $p_n, p_{n-1}, p_{n-2} \dots p_2, p_1$ w stosunku procentowym do ilości ogólnej przesianego materiału. Następnie w układzie współrzędnych prostokątnych (rys. 22) na osi odciętych odkładamy średnice d , a na osi rzędnych — ilości procentowe, przyczem rzędna p , odpowiadająca odciętej d , oznacza ilość, która nie przeszła przez otwory danej średnicy. Rzędna więc, odpowiadająca największej średnicy d_n jest 0. Rzędna odpowiadająca d_{n-1} , jest p_n . Na rzędnej, odpowiadającej d_{n-2} , odkładamy sumę $p_n + p_{n-1}$. Na rzędnej, odpowiadającej d_{n-3} , sumę $p_n + p_{n-1} + p_{n-2}$ i t. d. Wreszcie na rzędnej początkowej — ogólną sumę ilości wszystkich klas: $p_n + p_{n-1} + p_{n-2} + \dots + p_2 + p_1 = 100\%$. Łącząc punkty końcowe, otrzymamy krzywą $Aab \dots mnB$, czyli charaktery-

s t y k ę danego materiału luźnego. Im więcej określimy punktów $a, b, \dots, m, n$, tem dokładniej można wykreślić charakterystykę, lecz dla celów praktycznych wystarczy określenie kilku punktów (4—5) i połączenie ich zapomocą ciągłej linii krzywej.

Każda rzędna charakterystyki określa procentową ilość materiału w ziarnach większych o średnicy, odpowiadającej jej odciętej. Różnica pomiędzy 100 a daną rzędną wskazuje ilość materiału w ziarnach mniejszych od tej średnicy. Różnica pomiędzy dwiema jakimikolwiek rzędnymi odpowiada ilości procentowej materiału w granicach, odpowiadających średnicom oznaczonych na osi odciętych. Chcąc więc określić, ile dana mieszanina zawiera materiału w granicach $d_p - d_q$ (jeśli $d_p > d_q$), należy przeprowadzić rzędne $d_p x$ i $d_q y \parallel OA$ do przecięcia



Rys. 22. Konstrukcja charakterystyki t. j. krzywej składu ziarnowego.

z krzywą i następnie przez punkty przecięcia przeprowadzić odcięte xp_x i yp_y do przecięcia z osią rzędnych; odcinek $p_x p_y$ na osi rzędnych jest odpowiednią ilością procentową.

Charakterystyka, zbliżona do linii prostej (rys. 23) AB , świadczy o równomierniej zawartości ziarn wszystkich wielkości w masie luźnej. W tym wypadku ilości p są proporcjonalne do różnic odpowiednich średnic:

$$p_1 : p_2 : \dots : p_{n-1} : p_n = d_1 : (d_2 - d_1) : \dots : (d_{n-1} - d_{n-2}) : (d_n - d_{n-1}).$$

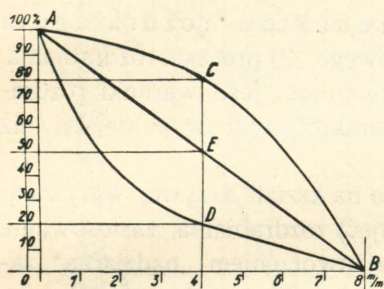
Charakterystyka w punkcie ACB świadczy o przewadze w mieszaninie ziarn grubszych.

Charakterystyka w kłesła ADB — o przewadze ziarn drobniejszych. Tak według rys. 23 ziarn od 8 — 4 mm jest przy charakterystyce:

$$\begin{aligned} ACB &— 80\%, \text{ ziarn } 4-0 &— 20\% \\ AEB &— 50\%, \text{ " " } &— 50\% \\ ADB &— 20\%, \text{ " " } &— 80\% \end{aligned}$$

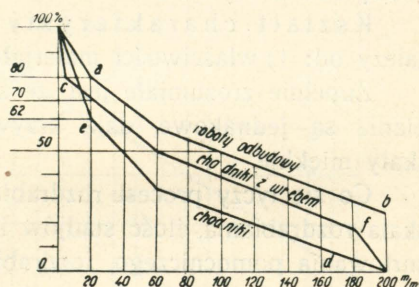
Przy wykreślaniu charakterystyki materiału surowego może być nieznaną granica (górną) największych średnic. Można ją jednak określić mniej lub więcej z wykresu, przeciągając linię mn , łączącą punkty końcowe ostatnich dwóch rzędnych (rys. 22), do przecięcia z osią odciętych w punkcie B , który będzie odpowiadał największej wielkości kawałków w mieszaninie materiału surowego.

Kształt charakterystyki materiału surowego zależy od właściwości minerału, charakteru złoża, systemu odbudowy i sposobu urabiania skał. Skały twarde (granity, piaskowce) mają charakterystykę wypukłą (ACB); skały średniej twardości (zwykłe skały żył kwarcowych) dają charakterystykę zbliżoną do linii prostej AB ; skałom miękkim i kruchym (węgiel kamienny) odpowiada charakterystyka wklęsła



Rys. 23.

Charakterystyki materiału surowego.



Rys. 24.

Charakterystyki materiału surowego.

ADB . Pokłady o stromym upadzie dają krzywą więcej wklęsłą (przy węglu) wskutek nieuniknionego kruszenia się materiału w złobach. Materiał, pochodzący z odbudowy filarów, ma charakterystykę tem więcej wypukłą, im miąższość pokładu jest większa, względnie im wyższe są wyrobiska; odwrotnie materiał z chodników — krzywą wklęsłą i tem więcej wklęsłą im chodnik jest węższy (patrz rys. 24 ab i ed).

Większy lub mniejszy rozwój robót odbudowy w stosunku do robót przygotowawczych również ma wpływ na kształt charakterystyki. Systemy odznaczające się małą ilością robót przygotowawczych, różne odmiany systemów ścianowych dają charakterystykę wypuklejszą, niż systemy o znacznej ilości robót przygotowawczych (filarowy krótkimi filarami). Wreszcie zastosowanie robót strzelniczych przy pędzeniu chodników lub wrębiarek w robotach odbudowy przy znacznym odsetku sortymentów grubych daje jednocześnie znaczną ilość miału (wrębiarki), co się wyraża zapomocą wypukłości dolnej części charakterystyki i wklęsnięcia u jej górnego końca (rys. 24 cf). Podobne zastrzeżenia mogą dać również twarde skały żyłne o miękkich łupinach (salbandach).

Rzecz oczywista, że charakterystyka materiału surowego w danym złożu może zmieniać się w zależności od odbudowy w kopalni tej lub

innej żyły lub pokładu, od przejścia od wierzchnich, zwietrzałych poziomów do głębszych poziomów, od zmian w ustosunkowaniu ilości robót przygotowawczych do odbudowy, wreszcie od przejścia do bardziej wydatnych sposobów odbudowy i bardziej udoskonalonych sposobów urabiania (np. roboty strzelnicze, wrębiarki i t. d.). Niemniej przeto przy ustalonym sposobie odbudowy w pewnej żyłę lub pokładzie węgla tego samego złoża zmiany w kształcie charakterystyki są tak nieznaczne, że, praktycznie biorąc, zachowuje ona stałą postać i tylko ulega zmianom znaczniejszym przy przejściu z jednej żyły lub pokładu do drugiej; właściwości więc złoża (twardość, szczelinowatość, warstwowość, łupliwość, miąższość, charakter mineralizacji, obecność miękkich salbandów i przerostów) mają wpływ decydujący na kształt i krzywiznę charakterystyki.

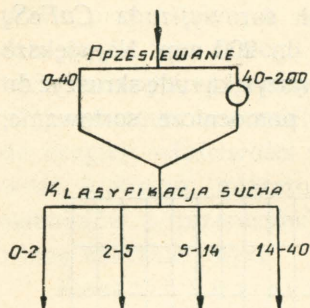
Kształt charakterystyki produktów rozdrabiania zależy od: 1) właściwości materiału surowego, 2) procesu rozdrabiania.

Zupełnie zrozumiałe jest, że skały twardsze, jeśli warunki rozdrabiania są jednakowe, dają krzywe charakterystyki wypuklejsze, niż skały miękkie.

Co się tyczy procesu rozdrabiania, to na kształt krzywej wpływają: skala rozdrabiania, ilość stadjów i faz (ujęć) rozdrabiania, zastosowanie sortowania pomocniczego, rozdrabianie z utworzeniem „nadziarna“, zasada rozdrabiania, jak: kruszenie, uderzenie, rozcieranie; sposób rozdrabiania: obecność wody, gęstość i równomierność załadowania, równomierność zużycia części roboczych kruszarek i t. d. Krzywe o większej wypukłości odpowiadają mniejszemu stopniowi rozdrabiania, większej ilości stadjów i ujęć, rozdrabianiu z sortowaniem pomocniczym i poprawczem i z „nadziarnem“. Gniecenie (miażdżenie) daje krzywą wypuklejszą, niż działanie uderzeń, ostatnia zaś krzywa jest bardziej wypukła od krzywej rozcierania przy wszystkich innych jednakowych warunkach. Krzywe wypukłe świadczą o przewadze ziarn większych przy danej skali rozdrobienia, a więc odpowiadają rozdrobieniu więcej jednostajnemu. Obecność zaostzonych końców górnych krzywych, względnie wypukłych świadczy o silnym, ścierającym, dodatkowym działaniu kruszarki, wskazuje na znaczne wytwarzanie się pyłu wskutek rozcierania i w wypadkach, gdy chodzi o możliwe ograniczenie ilości szlamu, wskazuje na właściwe przyczyny powstawania pyłu, a więc daje możliwość usuwania defektów w procesie rozdrabiania przez właściwe uregulowanie przyrządów.

Przy rozmaitych właściwościach rud dla danego typu kruszarki właściwy jest pewien określony kształt charakterystyki ze zmianą tylko jej składników (współrzędnych). Walce więc rozdrabiające odznaczają się po większej części charakterystyką wypukłą ACB ; kruszarki (łamacze) Blake — prostolinijną AB ; stępy, młyny chilijskie, kulowe i rurowe — wklęsłą ADB (rys. 23). Rysunek 25 przed-

rjału 200 — 40 mm, oddzielonego sitem pomocniczym, idzie do rozdrabiania; reszta 36% materiału 40 — 0 mm przechodzi przez sito i łączy się z materiałem rozdrobionym znowu w 100%. Jeśli rozdrabianie tego materiału odbywa się w kruszarce (łamaczu) Blake, to charakterystyka rozdrobionego materiału 40 — 0 jest mniej więcej linią prostą.



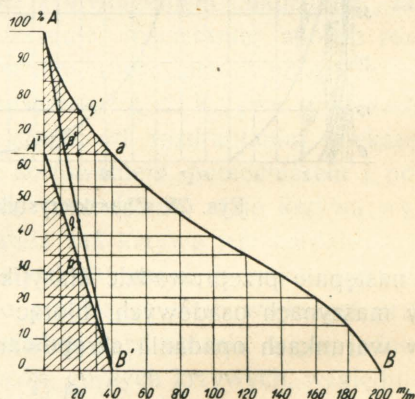
Rys. 26. Schemat operacji dla ilościowych określeń podług rys. 27 i 28.

Niech $A'B'$ będzie charakterystyką tego rozdrobionego materiału; Aa jest charakterystyką materiału, odsianego przy pomocniczym przesiewaniu. Po rozdrobieniu materiał ten jako jednakowej grubości miesza się z rozdrobionym.

Charakterystykę więc mieszaniny otrzymamy, sumując odpowiednie rzędne. Będzie nią krzywa AB' , której odcinki rzędnych pq równają się rzędnym $p'q'$ krzywej Aa .

Wykreślmy tę charakterystykę osobno na nowym rysunku (rys. 28) w większej skali na osi odciętych; oznaczając na osi odciętych zadane średnice klasyfikacji suchej 40 : 14 : 5 : 2, przeprowadźmy $da \parallel OA$ i $ap \parallel BO$, wówczas otrzymamy na osi rzędnych odcinki Op ; pp_1 , p_1p_2 . . . p_3A , proporcjonalne do ilości procentowych klas poszczególnych.

Posiłkując się charakterystyką do określeń ilościowych przy klasyfikacji suchej, wygodniej jest określać skalę klasyfikacji graficznie, mając krzywe prędkości narysowane na wspólnym z charakterystyką wykresie. Podług Richardsa prędkość opadania ziarn w warunkach opadania skrępowanego (Tom II, str. 36) wynosi:



Rys. 27. Wykres dla określenia ilości materiału, idącego do rozdrabiania i konstrukcja charakterystyki mieszaniny.

$$v = k \sqrt{\frac{d(\delta - \Delta)}{\Delta}} = \left(k \sqrt{\frac{\delta - \Delta}{\Delta}} \right) \sqrt{d},$$

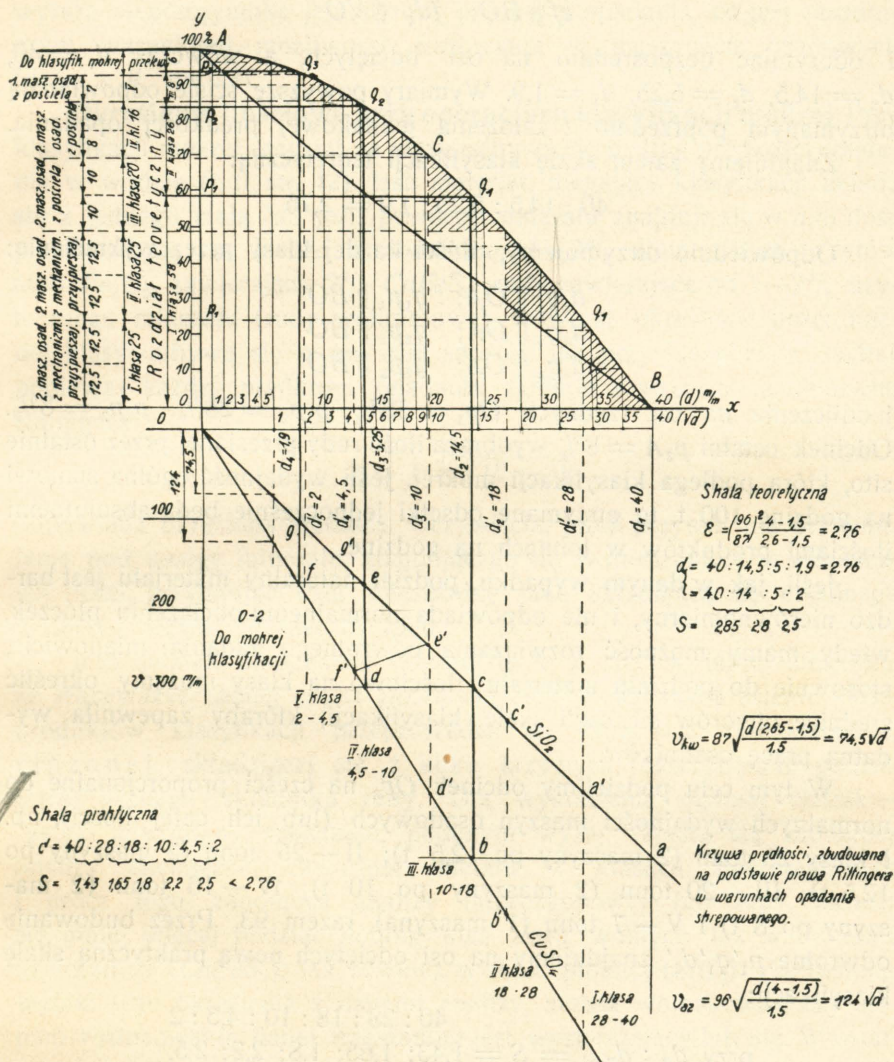
gdzie $\Delta = 1,5$ i k dla pirytu można przyjąć 96,

„ kwarcu „ „ 87,

jeśli d jest wyrażone w mm, a v w mm/sec.

Odkładając na osi odciętych $\sqrt{d}$, a na osi rzędnych wdół prędkości v , otrzymamy krzywe prędkości w postaci linii prostych (t. II,

rys. 21)¹⁾. Odpowiednio przekształcamy również charakterystykę klasyfikowanej mieszaniny, odkładając pierwiastki kwadratowe ze średnic ziarn na osi odciętych, a wówczas otrzymamy ją w postaci krzywej *ACB* (rys. 28).



Rys. 28. Wykres suchej klasyfikacji. Określenie liczby klas, skali klasyfikacji i ilościowego rozdziału materiału na klasy.

$$1) \sqrt{q} = 87 \sqrt{\frac{2,65-1,5}{1,5}} \sqrt{d} = 74,5 \sqrt{d}$$

$$\sqrt{c} = 96 \sqrt{\frac{4-1,5}{1,5}} \quad \sqrt{d} = 124 \sqrt{d}$$

Wybieramy skalę dla $\sqrt{d}$ taką, żeby $\sqrt{40} = 6,3$ = całej długości $0 - d$. Skalę dla v wybieramy taką, by linie prędkości miały wyraźne nachylenie do osi odciętych.

Średnice zaś otworów sit klasyfikacji suchej otrzymamy, wykreślając w sposób znany:

$$ab \parallel BO; \quad bd_2 \parallel VO$$

$$cd \parallel BO; \quad dd_3 \parallel VO$$

$$ef \parallel BO; \quad fd_4 \parallel VO$$

i odczytując bezpośrednio na osi odciętych, a wówczas $d_1 = 40$, $d_2 = 14,5$, $d_3 = 5,25$, $d_4 = 1,9$. Wymiary powyższe ściśle odpowiadają otrzymanym poprzednio z założenia jednakowej prędkości opadania.

Znajdujemy zatem skalę klasyfikacji teoretyczną:

$$40 : 14,5 : 5,25 : 1,9 = 2,76$$

Odpowiednio otrzymujemy, ilości każdej klasy przez wykreślenie:

$$d_2 q_1 \parallel OA; \quad q_1 p_1 \parallel BO$$

$$d_3 q_2 \parallel OA; \quad q_2 p_2 \parallel BO$$

$$d_4 q_3 \parallel OA; \quad q_3 p_3 \parallel BO$$

i odliczenie na osi rzędnych $Op_1 = 58\%$; $p_1 p_2 = 26\%$, $p_2 p_3 = 8\%$. Odcinek ostatni $p_3 A = 8\%$ wyobraża ilość rudy przesianej przez ostatnie sito, która podlega klasyfikacji mokrej. Jeśli wydajność ogólna stanowi na godzinę 100 t, to otrzymane odsetki jednocześnie będą absolutnymi ilościami produktów w tonnach na godzinę.

Jeśli, jak w danym wypadku, podział naturalny materiału jest bardzo nierównomierny, i nie odpowiada normalnemu obciążeniu płóczek, wtedy mamy możliwość rozwiązania odwrotnego zadania: mianowicie, stosownie do podziału materiału ilościowo na klasy możemy określić średnice otworów sit, czyli skalę klasyfikacji, któraby zapewniła wydatną pracę osadników.

W tym celu podzielimy odcinek Op_3 na części proporcjonalne do normalnych wydajności maszyn osadowych (lub ich całej ilości), np. I klasy 25 tonn (2 maszyny po 12,5 t); II — 25 tonn (2 maszyny po 12,5 t); III — 20 tonn (2 maszyny po 10 t); IV — 16 tonn (2 maszyny po 8 t) i V — 7 tonn (1 maszyna), razem 93. Przez budowanie odwrotne $p_1' q_1' d_2'$ znajdujemy na osi odciętych nową praktyczną skalę klasyfikacji:

$$40 : 28 : 18 : 10 : 4,5 : 2$$

$$\text{przy } d_n : d_{n+1} = S = 1,43; 1,65; 1,8; 2,2; 2,5,$$

które są mniejsze od teoretycznej 2,76, zatem stosunek nie przekracza współczynnika jednakowej szybkości opadania 2,76. Warunek więc $S < \epsilon$ jest zachowany.

Sprawdzenia warunku niejednakowej prędkości opadania skrajnych ziarn mieszaniny każdej klasy ($S < \epsilon$) można dokonać graficznie, nie wyliczając stosunku S . W tym celu przedłużamy rzędne qd do przecięcia z krzywymi prędkości w punktach a' , b' , d' , f' . . . i zwracamy uwagę, ażeby w trapezach, odcinanych przez rzędne na krzywych

prędkości, krótkie poprzeczne przekątne nie wznosiły się z lewej strony ponad linią poziomą, przechodzącą przez ich punkt skrajny prawy (np. e' , f'). Przy zachowaniu tych warunków skala klasyfikacji, czyli stosunek średnic kolejnych sit w rzeszotach klasyfikacyjnych nie przewyższa współczynnika jednakowej prędkości opadania, co jest zasadniczym warunkiem możliwości sortowania w maszynach osadowych (patrz t. II, str. 33).

Określenia ilościowe przy operacjach klasyfikacji mokrej. Przy klasyfikacji mokrej rozdział na klasy odbywa się podług prędkości opadania w wodzie (t. II, str. 42). Jeśli materiał, ulegający klasyfikacji, składa się z jednego ciała lub jeśli pewnego minerału znajduje się w nim ilość przeważająca, np. kwarc z dodatkiem 1—2% złotoносnych pirytów albo Fe_2O_3 , zawierający 2% $CuFeS_2$, rudy zawierające od 1—2% użytecznego minerału (rudy wolframowe), wówczas określenie ilości każdej klasy odbywa się w ten sam sposób, jak przy klasyfikacji suchej, ponieważ każdej prędkości opadania zgodnie z wzorem zasadniczym Rittingera

$$v = k \sqrt{d(\delta - 1)}$$

odpowiada określona średnica. Oczywiście, jeżeli przytem nie przyjmujemy pod uwagę minerału, znajdującego się w mieszaninie w nieznanej ilości, przyjmując całą mieszaninę jako składającą się z jednego minerału, robimy nieznaczny błąd.

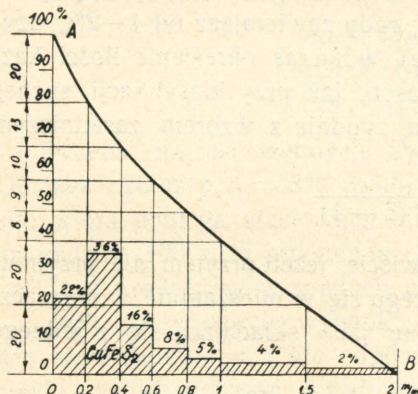
Jeśli jednak mieszanina składa się z 2 ciał w takim stosunku, że lekceważyć żadnej części składowej nie można, to określenie ilości produktów klasyfikacji przeprowadza się zapomocą charakterystyki złożonej, składającej się z kilku krzywych, określających podział ziarn każdego składnika rudy. Dla wykreślenia ogólnej charakterystyki mieszaniny sposobem, podanym wyżej, określa się zapomocą analizy chemicznej zawartość metalu w klasach poszczególnych i prócz tego, zapomocą analizy mikroskopowej lub lupy, określa się mniej więcej podział podług klas ziarn wolnych tak w mineralu użytecznym ($CuFeS_2$), jak również w skale płonnej (SiO_2). Porównując wyniki tego określenia z danymi analizy, można wnioskować, czy stopień rozluźnienia danej mieszaniny jest wystarczający lub nie. W ostatnim wypadku niekiedy można przyjąć, że mieszanina składa się z trzech ciał: czystych ziarn $CuFeS_2$, czystych ziarn SiO_2 i zrostów pierwszego z drugim o pewnym pośrednim ciężarze właściwym, pomiędzy $CuFeS_2$ i SiO_2 . Wykreślanie charakterystyk i określenia ilościowe w tym wypadku przeprowadza się w ten sam sposób, jak dla mieszaniny dwóch ciał.

Przykład. Weźmy prostszy wypadek; przypuśćmy, że nasza mieszanina w granicach 2—0 mm (pozostałość suchej klasyfikacji z przykładu poprzedniego), której charakterystyką jest AB (rys. 29), składa

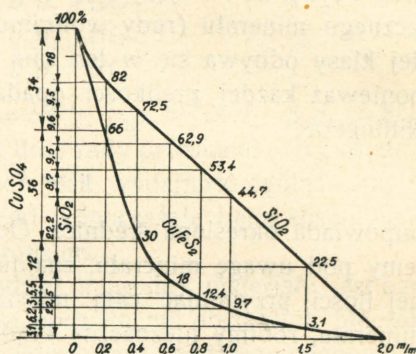
się tylko z 2 minerałów, znajdujących się w stanie zupełnego rozluźnienia. Przesiewając na drobnych sitach 2, 1,5, 1, 0,8, 0,6, 0,4, 0,2 ustalimy charakterystykę ogólną (rys. 29). Zapomocą analizy i zbadania pod lupą poszczególnych klas stwierdzono, że

w klasie:	0 — 0,2	odsetek wolnych ziarn $CuFeS_2$	wynosi	22%
"	0,2 — 0,4	"	"	36%
"	0,4 — 0,6	"	"	16%
"	0,6 — 0,8	"	"	8%
"	0,8 — 1,0	"	"	5%
"	1,0 — 1,5	"	"	4%
"	1,5 — 2,0	"	"	2%

Resztę, dajmy na to, stanowi czysty kwarc (SiO_2). 10.3



Rys. 29. Rozdział zawartości metalu w materiale ziarnowym.



Rys. 30. Charakterystyka złożona materiału, składającego się z 2-ech produktów.

Wyniki analizy zazwyczaj przedstawiamy zapomocą linii poziomych pomiędzy rzędnymi, na wysokości, odpowiadającej odsetkom zawartego chalkopirytu. W ten sam sposób można wyrazić i dane analizy chemicznej.

Jeśli charakterystyka mieszaniny sporządzona jest podług danych:

$$p_1 = 20\%; \quad p_2 = 20\%; \quad p_3 = 8\%; \quad p_4 = 9\%; \quad p_5 = 10\%; \\ p_6 = 13\%; \quad p_7 = 20\%,$$

to podział chalkopirytu i kwarcu na klasy określić nietrudno. Określenia te są uwidocznione na załączonych tablicach (patrz str. 37).

Każda charakterystyka może być zbudowana niezależnie podług danych ostatniej rubryki tablic (rys. 30).

Przejrzyściej jednak obie charakterystyki wykreślić w jednej skali podług danych rubryki trzeciej, odkładając na rzędnych sumy odpowiednich ilości chalkopirytu i kwarcu. Przytem sumaryczne rzędne drugiej krzywej, gdy liczyć je będziemy od osi odciętych, odpowiadają ogólnej charakterystyce mieszaniny, gdy zaś liczyć będziemy od pierwszej krzywej $CuFeS_2$, oznaczają charakterystykę kwarcu SiO_2 (rys. 31).

I L O Ś C I $CuFeS_2$					
K l a s a		W % masy ogólnej		W % ilości $CuFeS_2$	
		Podług klas	Rzędne charakterystyki	Podług klas	Rzędne charakterystyki
I	2,0—1,5	$p_1' = 20 \times 0,02 = 0,4$	0,40	$\frac{p_1' \cdot 100}{13} = 3,1$	3,1
II	1,5—1,0	$p_2' = 20 \times 0,04 = 0,8$	1,20	i t. d. 6,2	9,3
III	1,0—0,8	$p_3' = 8 \times 0,05 = 0,4$	1,60	3,1	12,4
IV	0,8—0,6	$p_4' = 9 \times 0,08 = 0,72$	2,32	5,6	18
V	0,6—0,4	$p_5' = 10 \times 0,16 = 1,6$	3,92	12	30
VI	0,4—0,2	$p_6' = 13 \times 0,36 = 4,68$	8,60	36	66
VII	0,2—0	$p_7' = 20 \times 0,22 = 4,40$	13,00	34	100
		13,0		100	

I L O Ś C I SiO_2					
K l a s a		W % mieszaniny ogólnej		W % ilości SiO_2	
		Podług klas	Rzędne charakterystyki	Podług klas	Rzędne charakterystyki
I	2,0—1,5	$p_1 - p_1' = 19,6$	19,6	$\frac{(p_1 - p_1') \cdot 100}{87} = 22,5$	22,5
II	1,5—1,0	$p_2 - p_2' = 19,2$	38,8	i t. d. 22,2	44,7
III	1,0—0,8	$p_3 - p_3' = 7,6$	46,4	8,7	53,4
IV	0,8—0,6	$p_4 - p_4' = 8,28$	54,68	9,5	62,9
V	0,6—0,4	$p_5 - p_5' = 8,40$	63,08	9,6	72,5
VI	0,4—0,2	$p_6 - p_6' = 8,32$	71,04	9,5	82
VII	0,2—0	$p_7 - p_7' = 15,60$	87	18	100
		87		100	

Lecz pierwszy sposób wykreślenia jest dogodniejszy, jeżeli w skali ogólnej przy nieznacznej zawartości chalkopirytu krzywizna jego charakterystyki (dolnej krzywej) nie jest zbyt wyraźna w szczegółach.

Używając równań Christensena (t. I, str. 71) dla ziarn 2—0: $v = 133,6 \sqrt{d} = 36$ dla SiO_2 i $v = 216 \sqrt{d} = 41$ dla $CuFeS_2$ ¹⁾, od-

¹⁾ Równanie Christensena w postaci ogólnej:

$$v = 158 \sqrt{\frac{P(\delta - 1)}{D^2 \cdot \delta}} - \left(17,6 \sqrt{\frac{P(\delta - 1)}{D^3 \cdot \delta}} + 21 \right)$$

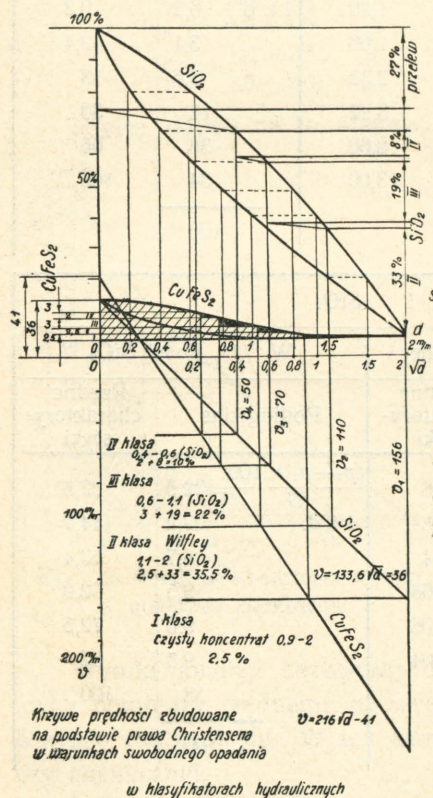
gdzie P — waga ziarna, otrzymana doświadczalnie lub z:

$$P = \frac{\pi \cdot D^3 \delta}{6} \cdot K,$$

$K = 0,1 - 1,22$; większe K odpowiada ziarnom prawidłowego kształtu.

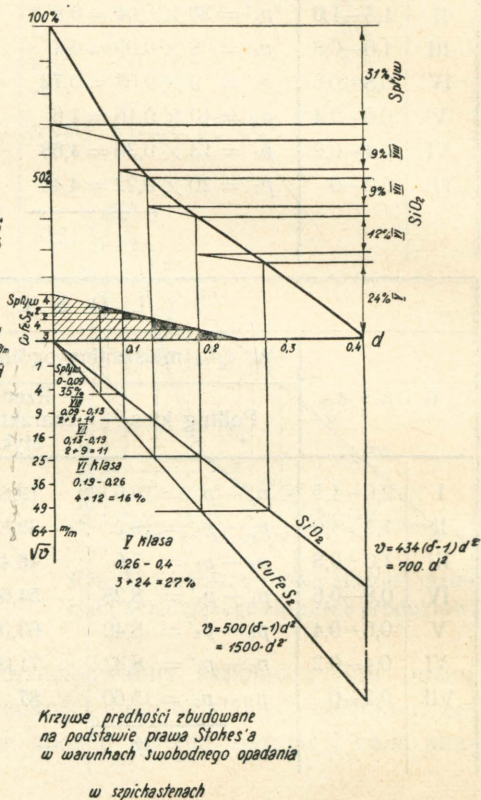
powiadających ziarnom w granicach danej wielkości dla każdej prędkości v w danym przedziale klasyfikatora, znajdujemy odpowiednie d dla SiO_2 i $CuFeS_2$, podług odpowiednich krzywych charakterystyk otrzymamy ich ilości w każdej klasie. Suma tych ilości przedstawia całą ilość klasy.

Określenia powyższe, podobnie jak przy klasyfikacji suchej, łatwo otrzymamy sposobem wykreślnym, jeśli wdół od osi odciętych wykre-



Rys. 31.

Wykres mokrej klasyfikacji. Ilościowe określenia przy klasyfikacji mokrej.



Rys. 32.

ślimy poniżej charakterystyki rzędne krzywych prędkości kwarcu i chalkopirytu w kształcie linii prostych (rys. 31); przeprowadza się je w ten sposób, że wzdłuż osi odciętych odkłada się pierwiastki kwadratowe średnic, charakterystyki zaś odpowiednio zmienia się, ponadto przeprowadza się szereg linii poziomych, odpowiadających prędkościom $v_1, v_2, v_3, \dots, v_n$ w kolejnych przedziałach klasyfikatora przy określonej prędkości:

$$\frac{v_1}{v_2} \leq \sqrt{\frac{\delta_1 - 1}{\delta_2 - 1}} = \sqrt{\varepsilon}$$

(według t. II, str. 43).

Przeprowadziwszy przez punkty przecięcia tych linii z krzywami prędkości rzędne do spotkania z odpowiednimi charakterystykami, odczytamy na osi rzędnych ilości każdego materiału w każdej klasie, a więc i sumy ich, czyli ilości mieszaniny, osiadające w każdym przedziale klasyfikatora. Jednocześnie na osi odciętych odczytamy odnośne średnice ziarn. Tak w danym wypadku mamy:

Klasa	Ilości w %/0 mieszaniny ogólnej			Ilości w %/0 materiału wyjściowego		
	SiO_2	$CuFeS_2$	S u m a	SiO_2	$CuFeS_2$	S u m a
I	—	2,5	2,5	—	0,18	0,18
II	33	2,5	35,5	2,4	0,17	2,57
III	19	3	22,0	1,4	0,20	1,60
IV	8	2	10,0	0,55	0,15	0,70
V	27	3	30,0	1,75	0,20	1,95
	87	13	100	6,1	0,90	7,00
	Ś r e d n i c e		P r z e z n a c z e n i e			
	SiO_2	$CuFeS_2$				
I	—	2,0 — 0,9 mm	Koncentrat czysty			
II	2 — 1,1	0,9 — 0,5 „	Na stół Wilfleya			
III	1,1 — 0,6	0,5 — 0,3 „	„ „ „			
IV	0,6 — 0,4	0,3 — 0,22 „	Na vanner			
V	0,4 — 0	0,22 — 0 „	Do szpikastenów			

Ziarna drobniejsze od 0,4 (przelew z klasyfikacji hydraulicznej) idą do dalszej klasyfikacji, która odbywa się w skrzyniach śpiczastych (szpikastenach). Określenia ilości zwykłej klasyfikacji mokrej wykonuje się w podobny sposób.

Budujemy w ogólnej skali złożoną charakterystykę mieszaniny, składającej się z tych części charakterystyki rysunku 31, które pozostały w przelewie, t. j. dla kwarcu w granicach od 0,4 do 0 i dla chalkopirytu od 0,22 do 0 (rys. 32), przytem dla określenia skali klasyfikacji podług danej grubości ziarn krzywe prędkości budujemy podług równań Stokesa (t. I, str. 71):

$$v = 424 (\delta - 1) \cdot d^2 \text{ dla } SiO_2 \text{ i } v = 500 (\delta - 1) \cdot d^2 \text{ dla } CuFeS_2.$$

Dla wygody średnice na osi odciętych odkładamy w potęgze pierwszej, a prędkości jako pierwiastki kwadratowe. To też charakterystyka pozostaje niezmienna, a krzywe prędkości mają kształt linii prostych,

wychodzących z punktu początkowego 0. Następnie, przyjmując ostateczną skalę klasyfikacji, otrzymujemy graficznie następujące ilości:

Klasa	Ilości w ‰ klasyfikowanej mieszaniny			Ilości w ‰ materiału wyjściowego		
	SiO_2	$CuFeS_2$	S u m a	SiO_2	$CuFeS_2$	S u m a
V	24	3	27	0,516	0,064	0,580
VI	12	4	16	0,258	0,086	0,344
VII	9	2	11	0,194	0,043	0,237
VIII	9	2	11	0,194	0,043	0,237
Przelew	31	4	35	0,666	0,086	0,752
	85	15	100	1,828	0,322	2,150
	Ś r e d n i c e w m m		P r z e z n a c z e n i e			
	SiO_2	$CuFeS_2$				
V	0,4 — 0,26	0,22 — 0,19	Vanner			
VI	0,26 — 0,19	0,19 — 0,13	"			
VII	0,19 — 0,13	0,13 — 0,09	Stół okrągły			
VII	0,13 — 0,09	0,09 — 0,06	" "			
Przelew	0,09 — 0	0,06 — 0	Przelew			

Określenia ilościowe przy operacjach wzbogacania mogą być wykonane 1) podług charakterystyki złożonej 2) na podstawie prób bezpośrednich.

Określenia podług charakterystyki złożonej.

Jeśli wzbogacamy produkty klasyfikacji suchej, to mając złożone charakterystyki, otrzymane jak wyżej, możemy przyjmować bezpośrednio odcinki rzędnych, zawarte pomiędzy krzywymi, za ilości produktów wzbogacania.

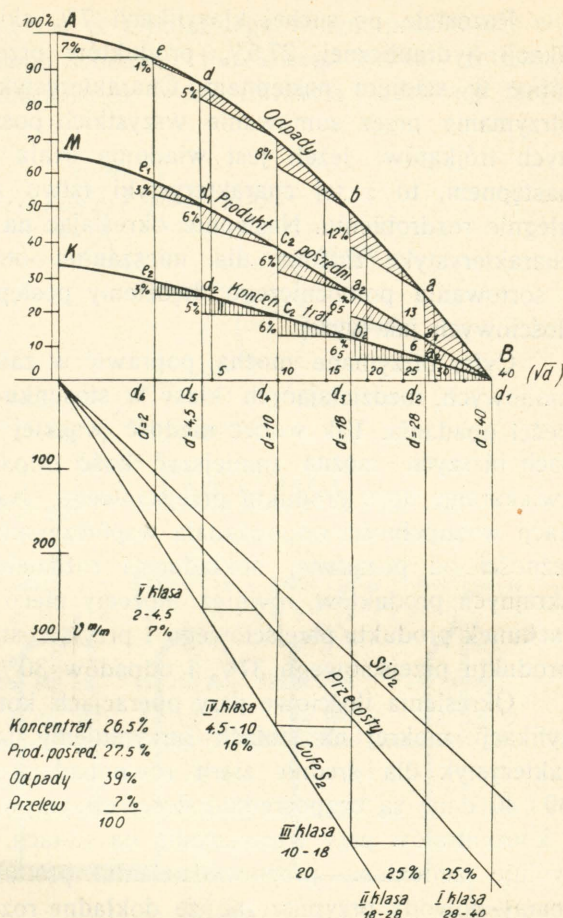
Przypuśćmy, że AB jest charakterystyką mieszaniny (rys. 33), na osi odciętych naniesione są pierwiastki kwadratowe średnic; KB — charakterystyka koncentratu; MB — charakterystyka zrostów (produkt przejściowy), zbudowana na podstawie KB . Wówczas AB w odniesieniu do MB będzie charakterystyką odpadów.

Budując krzywe prędkości opadania dla koncentratu, zrostów i odpadów (podług Rittingera lub Richardsa):

$$v = K \sqrt{d (\delta - 1)}$$

i przyjąwszy pewien przeciętny ciężar właściwy dla zrostów, otrzymamy drogą graficzną skalę klasyfikacji i średnice sit podług najmniej-

szego z trzech współczynników jednakowej prędkości opadania. Jeśli przyjmiemy jako warunek równomierne załadowanie maszyn płóczkowych w zależności od ich wydajności podług klas i wracając do naszego poprzedniego przykładu, ustalimy zgodnie z rys. 28 skalę klasyfikacji 40 : 28 : 18 : 10 : 4,5 : 2, a ilości każdej klasy odpowiednio: 25%, 25%, 20%, 16%, 7%, wtedy przy pomocy wstecznej konstrukcji, omówionej przy określaniach ilościowych dla klasyfikacji suchej, możemy stwierdzić, że w danym wypadku koncentrat i produkt przejściowy będą oddzielać się wystarczająco, skała zaś płonna oddzieli się zupełnie



Rys. 33. Wykres płókania.

tylko w dwóch pierwszych klasach, w innych zaś rozdział nie będzie kompletny. Niemniej jednak można otrzymać zupełnie czyste koncentraty i odpady. Jeśli przyjmiemy, że rozdział trzech produktów ma być zupełny, to otrzymamy ilości wszystkich produktów każdej klasy jako różnicę rzędnych odnośnych średnic podług każdej charakterystyki osobno. Powierzchnie trójkątne, zakreskowane na rys. 33, odpowiadają poszczególnym charakterystykom każdego produktu. Zatem:

Przy wzbogacaniu otrzymano	K l a s y					Ogółem
	I	II	III	IV	V	
Koncentratu	6 ⁰ / ₀	6,5 ⁰ / ₀	6 ⁰ / ₀	5 ⁰ / ₀	3 ⁰ / ₀	26,5 ⁰ / ₀
Produktu przejściowego	6	6,5	6	6	3	27,5
Odpadów	13	12	8	5	1	39
Ogółem . .	25	25	20	16	7	93 ⁰ / ₀

Pozostałe po suchej klasyfikacji 7% skierowywane są do klasyfikacji hydraulicznej. 27,5% produktów przejściowych ulegnie przeróbce w stadium następnym. Charakterystykę ogólną tego materiału otrzymamy przez sumowanie wszystkich poszczególnych zakreskowanych trójkątów. Jeżeli jest wiadoma skala rozdrabiania w stadium następnym, to z tej charakterystyki łatwo znajdziemy, ile materiału ulegnie rozdrobieniu. Następnie, określając na podstawie doświadczenia charakterystykę złożoną dla mieszaniny otrzymanej z rozdrabiania i sortowania pomocniczego, będziemy postępowali nadal dla określić ilościowych jak wyżej.

Cyfry otrzymane można poprawić w zależności od rozkładu linii pionowych, rozdzielających klasy w stosunku do linii prostych prędkości opadania. Tak wobec niedość wąskiej skali klasyfikacji w klasach niższych, można zmniejszyć ilość odpadów, oraz koncentratów, zwiększając ilość produktu przejściowego. Nawet gdyby skala klasyfikacji w zupełności odpowiadała współczynnikowi równopadania, w zależności od pożądanej dokładności rozdzielania, względnie czystości skrajnych produktów, również możemy nieco zmniejszyć ich ilości na rachunek produktu przejściowego i przyjąć ostatecznie koncentratu 20%, produktu przejściowego 37% i odpadów 30%.

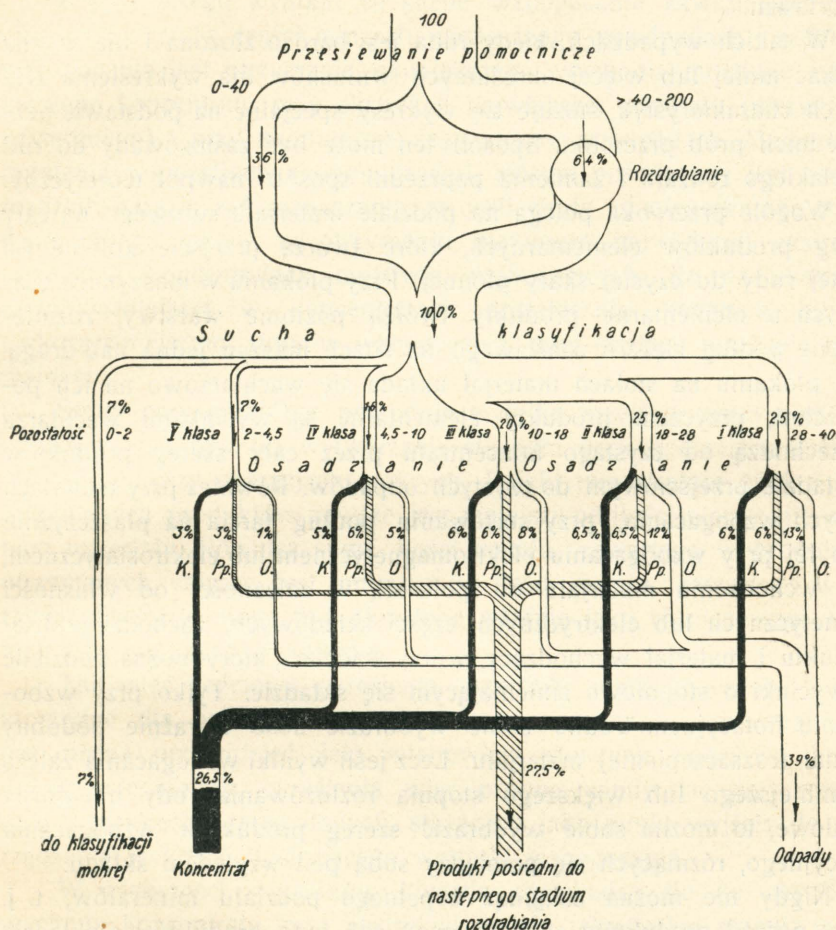
Określenia ilościowe przy operacjach koncentracji produktów klasyfikacji mokrej na stołach otrzymujemy, jako sumę rzędnych charakterystyk dla średnic ziarn równopadających. W tablicach na str. 39 i 40 dane są bezpośrednio ilości otrzymywanych odpadów (kwarcu) i koncentratów przy wzbogacaniu na stołach. Cyfry te mogą być dowolnie zmienione przy wydzielaniu produktu przejściowego, jeśli mamy powody przypuszczać, że dokładne rozdzielanie nie będzie osiągnięte.

Ilości produktów przejściowych płókania i koncentracji, otrzymane zapomocą powyższych wykresów, łączą się zgodnie z schematem jakościowym, tworząc jedną lub dwie mieszaniny i są rozdrabiane. Następnie trzeba otrzymać charakterystykę produktów rozdrobionych i z tą mieszaniną postępuje się jak wyżej, dla określenia ilości produktów, otrzymanych przy rozmaitych operacjach następnego stadium, dopóki nie otrzymamy produktów ostatecznych.

Kiedy zapomocą podobnych wykresów określimy wszystkie dane liczbowe każdego odgałęzienia schematu ilościowego, to schemat ten może być wykreślony, jak wskazano w § 2, zapomocą strumieni (wstęg) odpowiadających co do szerokości określonym ilościom. Rys. 34 przedstawia schemat ilościowy klasyfikacji suchej i płókania dla wyżej rozpatrzonego przykładu na podstawie danych, otrzymanych zapomocą wykresów rys. 28 i 33.

Na zasadzie tego schematu, wiedząc, ile materiału przepływa w każdym strumieniu, możemy dla każdej operacji dobrać odpowiednie ma-

szyny, typ, wymiary, liczbę i t. p. Oprócz tego w tym przykładzie widzieliśmy, jak przy układaniu schematu ilościowego byliśmy zmuszeni odstąpić od schematu jakościowego, w którym skala klasyfikacji teore-



Rys. 34. Schemat ilościowy wzbogacania jednego stadium na podstawie rys. 27, 28 i 33.

tyczna 40 : 14 : 5 : 2 : 0 została zastąpiona przez 40 : 28 : 18 : 10 : 5 : 2 : 0 czyli o 2 klasy więcej.

§ 5. Układanie schematu ilościowego przeróbki na podstawie prób bezpośrednich (sposobem Henry i Blanc'a).

Charakterystyki złożone, jakieśmy widzieli, otrzymujemy na podstawie badania składu poszczególnych klas, otrzymanych na sitach, przy określeniu ogólnej charakterystyki mieszaniny. Dlatego to schematy ilościowe, otrzymywane podług charakterystyk, mają charakter raczej

teoretyczny i są właściwie rozwiązaniem zadania uregulowania przyrządów w ten sposób, ażeby ilości rozmaitych produktów, oznaczone w schemacie, mogły być w rzeczy samej otrzymane przy sprawdzaniu operacji w drodze doświadczeń systematycznych lub bezpośrednio w sortowni.

W takich wypadkach, kiedy ruda jest bardzo złożona i nie można uzyskać mniej lub więcej określonych wniosków dla wykreślenia złożonych charakterystyk, stosuje się wykresy specjalne na podstawie bezpośrednich prób przeróbki. Sposób ten może być zastosowany do rud wszelakiego rodzaju i zamienia poprzedni sposób nawpół teoretyczny.

Wogóle przeróbka polega na podziale materiału surowego na cały szereg produktów elementarnych, które tworzą przejście kolejne od czystej rudy do czystej skały płonnej. Przy płókanii w maszynach osadowych te elementarne produkty tworzą poziome warstwy, rozmieszczone podług ciężaru właściwego na sitach maszyn jedna nad drugą. Przy płókanii na stołach materiał układa się wachlarzowo na ich powierzchni, przyczem produkty elementarne są wycinkami wachlarza i przechodzą od czystego koncentratu przez cały szereg produktów o składzie przejściowym do czystych odpadów. Również przy metodach suchych wzbogacania, przy sortowaniu podług tarcia na płaszczyźnie pochyłej przy wzbogacaniu elektromagnetycznym lub elektrostatycznym, przy wchodzeniu materiału do pola sił, w zależności od własności magnetycznych lub elektrycznych części składowych, zachodzi podział produktu i materiał wychodzący tworzy wachlarz, który można podzielić na wycinki o stopniowo zmieniającym się składzie. Tylko przy wzbogacaniu flotacyjnym trudno sobie wyobrazić dość wyraźnie podobny podział (rozszczipienie) materiału. Lecz jeśli wyniki wzbogacania zależą od mniejszego lub większego stopnia rozluźniania rudy na ziarna składowe, to można sobie wyobrazić szereg produktów wzbogacania flotacyjnego, różniących się pomiędzy sobą pod względem składu.

Nigdy nie można osiągnąć zupełnego podziału minerałów, t. j. ażeby pośród produktów elementarnych nie było produktów o składzie przejściowym. Pomijając już trudności zupełnego oddzielenia ziarn składowych rudy, poszczególne, zupełnie czyste ziarna bywają mechanicznie zatrzymane pomiędzy innymi i trafiają do takich produktów elementarnych, do których teoretycznie należeć nie powinny. Grupując więc produkty elementarne w produkty końcowe zawsze pozostawimy część minerału użytecznego w odpadach i odwrotnie część skały płonnej w koncentracie. Im czystszy chcemy otrzymać koncentrat, tem mniej go otrzymamy i tem więcej minerału przejdzie do odpadów i odwrotnie. Jednym ze sposobów otrzymywania najczystszych produktów i w największej ilości jest tworzenie produktu przejściowego z największej możliwie ilości produktów elementarnych. Przytem włączamy nieraz do niego wszystkie elementarne produkty płonne i kierujemy ten prze-

ściowy produkt do następnego stadium rozdrabiania i wzbogacania. Jednak w wyniku ostatecznym zawsze w ostatnim stadium otrzymujemy tylko 2 produkty: koncentrat i odpady, które nie mogą być zupełnie czyste.

Z powyższego wynika, że każde wzbogacanie zawsze jest połączone ze stratą części minerału użytecznego w odpadach i zadaniem wzbogacania jest otrzymanie największego wychodu możliwie najbogatszego koncentratu przy ekstrakcji największej minerału (pierwiastka użytecznego) i przy najmniejszej jego stracie w odpadach. Mamy tu do czynienia z kwestjami ekonomicznymi, którym poświęcony jest osobny rozdział, narazie zaś zaznaczamy, że jeśli straty są nieuniknione, to zadanie polega nietylko na otrzymaniu maximum największej ekstrakcji metalu w koncentratkach możliwie najbogatszych, ile na ekstrakcji najkorzystniejszej w koncentratkach dostatecznie bogatych, lub na najkorzystniejszym stopniu wzbogacania przy stratach możliwie minimalnych.

Straty przy przeróbce powoduje nietylko przejście części metalu do odpadów, lecz również wytwarzanie się pyłu przy operacjach suchych lub szlamu przy operacjach mokrych. Dzięki tym stratom ogólna ilość otrzymanych produktów zawsze jest mniejsza od ilości pierwotnie wziętego materiału. Również suma ilości metalu, zawartego w produktach otrzymanych, zawsze jest mniejsza od ilości metalu, zawartego w surowcu. Straty te mogą być określone właśnie jako różnica wagi wziętych i otrzymanych produktów.

Tak więc ilościowe określenia przeróbki mają znaczenie pierwszorzędne dla oceny ekonomicznej całej operacji, a ponieważ zgóry nie można przewidzieć, jaki mianowicie stosunek ilościowy będzie najodpowiedniejszy, określenia więc próbne winny dać przy rozmaitych warunkach szereg danych, służących jako punkt wyjścia do sporządzenia wykresu, ilustrującego warunki wzbogacania.

W większości wypadków kwestja sprowadza się do określenia wychodu koncentratu, oraz ekstrakcji metalu, jako funkcji stopnia wzbogacania. Określenia powyższe można otrzymać dla każdego stadium wzbogacania osobno i dla każdej klasy, jak również dla całego procesu przeróbki.

Weźmy najprostszy wypadek — mieszaninę dwóch ciał, rudy i skały płonnej.

Przypuśćmy, żeśmy jakimkolwiek sposobem wzbogacania podzielili cały produkt na n produktów elementarnych, czyli w wypadku płókania na n warstw elementarnych. Niech dq będzie wagą każdego produktu elementarnego, czyli warstwy; $\lambda_1, \lambda_2, \dots, \lambda_n$ — zawartością minerału (pierwiastka) użytecznego w poszczególnych warstwach, określoną zapomocą analizy. Na osi rzędnych (rys. 35) odkładamy kolejno ilości dq , zaczynając od najbogatszej warstwy (a więc od warstw dol-

$$\frac{\int_{\gamma}^{100} \lambda. dq}{100 - \gamma} = \vartheta \quad \text{— wysokość prostokąta, jednakowego z górną częścią powierzchni } B, \text{ zbudowanego na podstawie } (100 - \gamma), \text{ lub też średnia zawartość metalu w } (100 - \gamma) \text{ górnych warstwach elementarnych.}$$

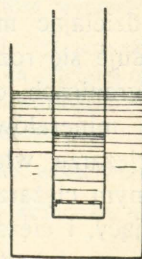
Oczywiście: $\beta > \lambda > \vartheta$

czyli, dzieląc płaszczyznę γ cały słup na 2 warstwy, otrzymamy w dolnej koncentrat z zawartością β i w górnej — odpady z zawartością ϑ .

Podobne określenia możemy otrzymać dla dowolnego poziomu γ , czyli dla dowolnego podziału produktów elementarnych na koncentrat i odpady. Jeśli dla każdego położenia γ odłożymy na odpowiednich odciętych punkty β i ϑ i otrzymane punkty połączymy krzywami, to otrzymamy dwie krzywe: zawartości metalu w koncentracie — krzywa β i zawartości metalu w odpadach — krzywa ϑ , przy rozmaitych wychodach koncentratu — γ .

Punkt górny krzywej ϑ jest identyczny z górnym punktem krzywej λ , ponieważ, jeśli oczywiście otrzymamy koncentratu 100%, zawartość w odpadach odpowiada zawartości górnej warstwy elementarnej. Dolny punkt krzywej ϑ określa średnią zawartość metalu w materiale surowym α , gdyż jeśli ilość koncentratu wynosi 0, to cały surowiec stanowią odpady. Na tejże zasadzie górny punkt krzywej β określa zawartość α w materiale surowym i leży na jednej linii pionowej z dolnym punktem krzywej ϑ , ponieważ 100% koncentratu odpowiada brakowi jakiegokolwiek wzbogacania. Dolny zaś punkt krzywej β jest dolnym punktem krzywej λ , ponieważ, jeśli koncentratu otrzymamy 0%, to zawartość w nim metalu jest zawartością dolnej warstwy elementarnej.

Opisany sposób określenia wyników przeróbki w zależności od wychodu koncentratu opracował pierwszy Henry¹⁾, stosując go po raz pierwszy w r. 1905 przy rozdzielaniu węgla kamiennego podług ciężaru gatunkowego, i dlatego krzywe λ , β i ϑ nazywa się jego imieniem. Tu rozszerzyliśmy ten sposób na wszelkie minerały, przerabiane w ten lub ów sposób. Do podziału materiału podług ciężaru właściwego na warstwy elementarne służy przyrząd laboratoryjny Henry, mający kształt walcowatego naczynia (rys. 36), zaopatrzonego w drobne sito, na które kładzie się badany materiał. Walec z ładunkiem zanurza się do naczynia z wodą i poddaje się go wahaniu ze znaczną prędkością w kierunku pionowym, w najprostszych wypadkach ręcznie, w przyrządach zaś doskonałych zapomocą mechanizmu, pozwalającego na wprawianie walca w dowolną, a stałą ilość wahań na minutę, przy dowolnym skoku, z jednakową lub rozmałą prędkością wznoszenia i opadania; sito walca urządza się w postaci tłoka, który może być przesuwany wewnątrz walca i zatrzymywany w czasie działania przyrządu

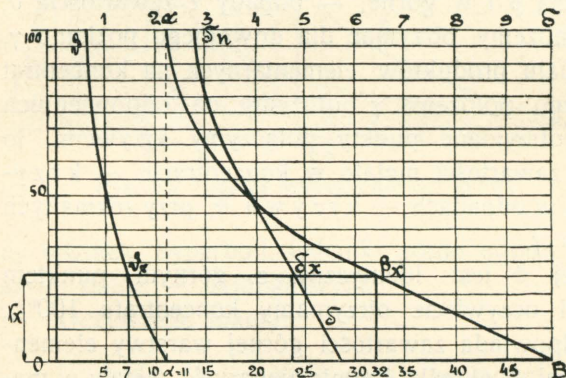


Rys. 36.
Schemat przyrządu Henry.

¹⁾ Henry. Le lavage des charbons. Revue Universelle 1905 Ser. 4, Vol. V, p. 274.

w określonym miejscu. Po skończeniu czynności walec wyjmuje się z naczynia, a tłok z sitem, trzymając walec pionowo, wsuwa się wolno do wnętrza, dzięki czemu cała kolumna materiału, podzielonego na warstwy, wolno się wysuwa przez górny brzeg walca. W miarę wysuwania się kolumny niewielkie jej warstwy ścina się łopatką jako produkty elementarne, waży się i analizuje w celu zbudowania krzywej λ .

Henry odkłada na osi rzędnych najpierw wagę pierwszej warstwy elementarnej, wychodzącej z walca, czyli wierzchniej i następnych pokolei, dlatego jego krzywe są położone odwrotnie. My wolimy wagę warstw elementarnych odkładać na osi rzędnych odpowiednio do ich naturalnego położenia w walcu (przy płokaniu) i stosując ten sposób wykreślenia do wszystkich rodzajów wzbogacania zaw-



Rys. 37. Krzywe wzbogacalności Blan'ca.

szsze będziemy umieszczać w kierunku od góry ku dołowi elementarne produkty o wzrastającej kolejno zawartości użytecznej części ciała kopalnego. Inaczej jest przy węglu, dla którego krzywe zachowują tę samą postać, jeśli warstwy elementarne są oznaczone w porządku wzrastania zawartości popiołu, czyli zgodnie z ich układem naturalnym przy płokaniu. Lecz krzywa ϑ dla węgla kamiennego wskazuje zawartość po-

piołu nie w odpadach, lecz w czystym węglu, zaś krzywa β daje zawartość popiołu w odpadach. To też dla węgla kamiennego i wogóle dla kopalin, w których użyteczna część jest lżejsza, np. łupki bitumiczne z wapniem, będziemy lewą krzywą uważać za β , a prawą za ϑ , oznaczając literą β zawartość określanego pierwiastka w produkcie wzbogaconym, zaś literą ϑ w odpadach, t. j. popiołu w węglu kamiennym, a wapienia lub części stałej w łupku. Zgodnie z powyższem dla węgla kamiennego ilość wzbogaconego produktu γ odliczamy wzdłuż osi rzędnych nie z dołu, lecz z góry.

Przy wzbogacaniu podług ciężaru właściwego krzywe β i ϑ można otrzymać w drodze doświadczałnej sposobem Blan'ca, bezpośrednio rozdzielając mieszaninę w cieczach ciężkich. Dla węgla kamiennego stosuje się roztwory rozmaitego ciężaru właściwego H_2SO_4 lub $ZnCl_2$ w granicach od 1,2—1,8 dla pierwszego i 1,2—1,56 dla drugiego. Do minerałów cięższych używa się roztworów jodku rtęci (HgJ_2) o ciężarze właściwym do 3,2 i innych. W każdym roztworze o określonym ciężarze właściwym otrzymujemy 2 produkty: lżejszy wypływający, i cięższy, który opada. Oba odsączamy od roztworu, suszymy, ważymy i badamy zawartość popiołu (w węglu kamiennym) lub jakiegokolwiek pierwiastka (np. S). Oczywiście w szeregu roztworów otrzymamy mieszaniny grup produktów elementarnych, w których bezpośrednio zapomocą analizy określamy zawartość β w części, która opadła, i ϑ w części, która wypłynęła. Wszystkie wagi mieszanin, które opadły, wyrażone w odsetkach ogólnej próby, odkłada-

my na osi rzędnych od 0 (rys. 37), a wówczas odcinki odnośne oznaczają bezpośrednio wychód produktu cięższego (odpadów przy węglu kamiennym). Naprzeciw odpowiednich punktów na osi rzędnych odkładamy równolegle do osi odciętych zawartości β i ϑ . Łącząc punkty końcowe, otrzymamy bezpośrednio krzywe β i ϑ bez pomocy krzywej λ . Jeśli na tychże odciętych oznaczamy punkty δ , odpowiadające ciężarom właściwym odnośnych rozczynów w dowolnej skali, i połączymy te punkty, to otrzymamy krzywą ciężarów właściwych. Posiłkując się tą krzywą, możemy bezpośrednio z wykresu określić dla każdego wychodu i każdego stopnia wzbogacania niezbędny współczynnik równopadania.

Blanc przeprowadzał swoje doświadczenia z węglem kamiennym w walcach szklanych. Mierzył on grubość warstwy węgla, która opadła, i tej która wypłynęła, i sprowadzał je do jednej skali, odkładał na osi rzędnych i otrzymywał stosunek objętościowy.

Ażeby przejść od stosunku objętościowego do wagowego, należy wykreslić podług krzywej ϑ krzywe przeciętnych ciężarów właściwych części lżejszej i cięższej w taki sposób, jak były wykresłone krzywe β i ϑ w sposobie Henry podług λ . Jeśli

to dv — objętość warstwy elementarnej,
 $\vartheta \cdot dv$ — waga warstwy elementarnej,

$$\int_0^{100} \vartheta \cdot dv \text{ — ogólna waga wszystkich warstw,}$$

a więc:

$$\frac{\int_0^{\gamma} \vartheta \cdot dv}{\gamma} = \vartheta_{\beta} \text{ — przeciętny ciężar właściwy części, która opadła,}$$

$$\frac{\int_{\gamma}^{100} \vartheta \cdot dv}{100 - \gamma} = \vartheta_{\vartheta} \text{ — przeciętny ciężar właściwy części, która wypłynęła,}$$

czyli wysokości prostokątów, zbudowanych na podstawach γ i $(100 - \gamma)$, jednakowych z powierzchniami A i B (rys. 38). Odkładając te wysokości na odciętej odnośnej rzędnej γ i łącząc wszystkie podobne punkty przy rozmaitych wartościach γ , otrzymamy 2 krzywe ϑ_{β} i ϑ_{ϑ} ciężarów właściwych cięższego i lżejszego produktu. Punkt górny krzywej ϑ_{β} i dolny krzywej ϑ_{ϑ} , odpowiadają ciężarowi właściwemu materiału surowego ϑ_{α} i leżą na jednej linii pionowej. Inne punkty krańcowe odpowiednio łączy się z krańcowymi punktami krzywej ϑ .

Oczywiście: $100 \cdot \vartheta_{\alpha}$ — waga ogólna materiału surowego;

$\gamma \cdot \vartheta_{\beta}$ — waga części, która opadła;

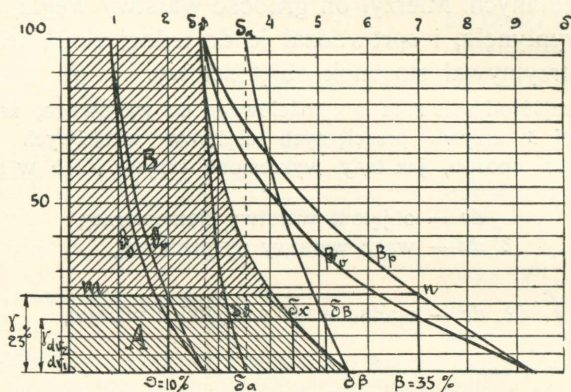
$(100 - \gamma) \vartheta_{\vartheta}$ — waga części, która wypłynęła;

$$\frac{\gamma \cdot \vartheta_{\beta}}{100 \cdot \vartheta_{\alpha}} \cdot 100 = \gamma \cdot \frac{\vartheta_{\beta}}{\vartheta_{\alpha}} = \gamma' \text{ — wagowy wychód (w procentach) części, która opadła;}$$

$$\frac{(100 - \gamma) \frac{\partial \beta}{\partial \alpha}}{100 \cdot \frac{\partial \beta}{\partial \alpha}} \cdot 100 = \left(100 - \gamma\right) \frac{\partial \beta}{\partial \alpha} = (100 - \gamma') - \text{wagowy wychód (w procentach) części, która wypłynęła.}$$

Jeśli więc ∂_v i β_v są to krzywe średnich zawartości, wyrażone objętościowo, to ażeby przejść do stosunku wagowego, należy każde dopełnienie rzędnej krzywej ∂_v do 100 pomnożyć przez $\frac{\partial \beta}{\partial \alpha}$, a każdą rzędną krzywej β_v przez $\frac{\partial \beta}{\partial \alpha}$, przyczem

oba punkty krzywych na określonej rzędnej przesuną się w górę na jednakową odległość, pozostając na jednej linii poziomej, co może być sprawdzianem, lecz punkty początkowe pozostają na miejscach, ponieważ albo rzędne, mnożone przez wskazany stosunek, są równe 0, lub też stosunek ten jest równy 1. Obie krzywe (wagowe) ∂_p i β_p leżą nieco wyżej od krzywych objętościowych ∂_v i β_v , mając wspólne z nimi punkty końcowe.



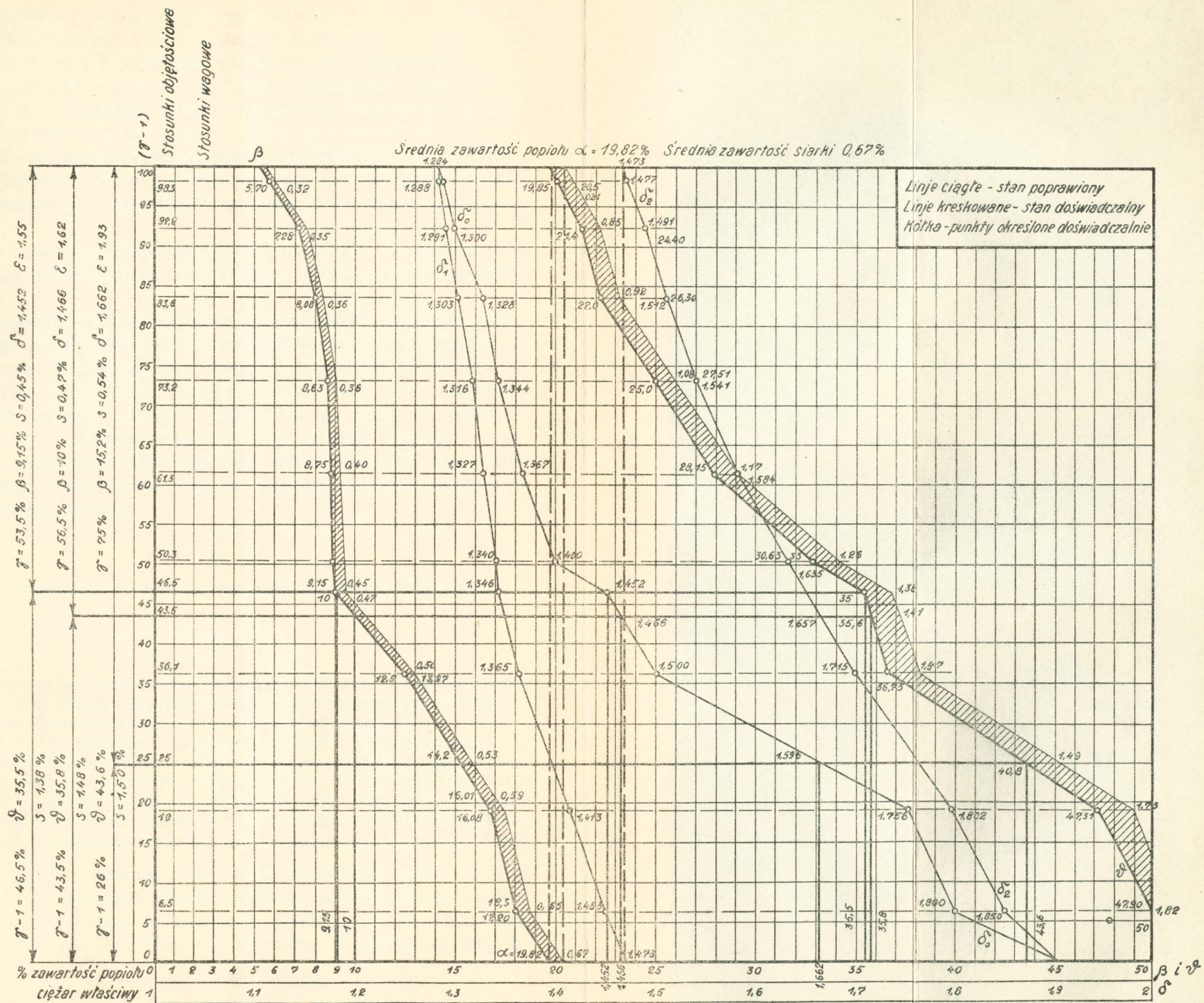
Rys. 38. Przebieg od objętościowych krzywych Blanc'a do wagowych Henry.

Metoda Blanc'a ma zastosowanie w tych wszystkich sposobach wzbogacania, przy których nie można oddzielić produktów elementarnych, lecz otrzymuje się tylko 2 produkty: koncentrat i odpady, stanowiące grupy produktów elementarnych. Tak przy wzbogacaniu flotacyjnym zawsze otrzymujemy wypływający koncentrat i opadające odpady. Zmieniając jakikolwiek czynnik wzbogacania, np. prędkość agitacji, jej czas trwania, ilość olejków, skalę rozdrabniania i t. p., otrzymamy szereg produktów, które służą do wykreślenia krzywych β i ∂ podług sposobu Blanc'a.

Wykreśliwszy tym sposobem wagowe krzywe β i ∂ podług Henry lub Blanc'a przy jakimkolwiek sposobie przeróbki, mamy możliwość rozwiązania trzech następujących zadań:

1. Ile otrzymamy koncentratu przy wzbogacaniu do $\beta_x\%$ pewnej rudy, zawierającej $\alpha\%$ metalu, i jaka przytem będzie zawartość w odpadach ∂_x ?

W tym celu przez punkt m krzywej β (rys. 35), odpowiadający odciętej β_x , prowadzimy prostą mn do osi rzędnych. Odcinek, otrzymany



TABLICA I. — Pokład III. $\alpha = 19,82\%$; $s = 0,67\%$; straty w szlamach $\eta = 6,25\%$; $\alpha = 25\%$; $s = 2,01\%$.

na osi rzędnych $on = \gamma_x$, oznacza poszukiwany wychód koncentratu. Różnica $(100 - \gamma_x)$ jest ilością odpadów. Odcięta punktu przecięcia prostej mn z krzywą ϑ odpowiada zawartości ϑ_x w odpadach.

2. Jaka będzie zawartość w produktach wzbogacenia, w koncentratkach oraz odpadach β_x i ϑ_x przy wychodzie koncentratu γ_k ?

W tym celu przeprowadzamy prostą mn równoległą do osi odciętych w odległości γ_k od niej, a wówczas otrzymamy bezpośrednio jako odcięte punktów jej przecięcia z krzywymi β i ϑ żądane zawartości β_x i ϑ_x .

3. Do jakiego stopnia należy prowadzić wzbogacenie, ażeby w odpadach zawartość metalu nie przewyższała ϑ_x ?

Oznaczywszy na krzywej ϑ punkt, odpowiadający odciętej ϑ_x , przeprowadzamy przezeń prostą mn , równoległą do osi odciętych, do przecięcia z krzywą β . Odcięta tego punktu jest szukaną zawartością β_x w koncentracie. Jednocześnie punkt przecięcia prostej mn z osią rzędnych określi odnośny wychód koncentratu γ_k . Jeśli na wykresie mamy krzywą δ ciężarów właściwych (w sposobie Blanc'a), to we wszystkich powyższych zadaniach mamy możliwość określić skalę klasyfikacji podług współczynnika równopadania najbliższych elementarnych warstw każdego produktu:

$$\varepsilon = \frac{\delta_x - 1}{\delta_n - 1}$$

lub podług przeciętnych ciężarów właściwych z krzywymi δ_β i δ_ϑ

$$\varepsilon = \frac{\delta_\beta - 1}{\delta_\vartheta - 1}$$

Załączona tablica I daje przykład wykreślenia krzywymi β i ϑ podług objętościowego sposobu Blanc'a z przejściem do krzywymi wagowych Henry na tablicy II dla antracytów, dostarczonych do Instytutu „Mechanobr“ przez p. Brinera z Primorskiej oblasti. Krzywe świadczą, że próby są antracytem o wielkiej zawartości popiołu, a przez to trudniejszym do wzbogacenia. Tak przy zawartości popiołu w czystym produkcie 9,15%, wychód jest bardzo nieznaczny, bo 53,5%. Jeśli postawimy jako warunek, że wychód ma wynosić przynajmniej 75%, co możliwe ze względów ekonomicznych, to zawartość popiołu w czystym produkcie będzie zbyt wielka: 15,2% (zawartość w surowcu = 19,82%). Tablice wykazują również zawartość siarki.

Z wykresu 35 widzimy, że dla rudy o zawartości metalu $\alpha\%$ pomiędzy γ , β , ϑ , λ zachodzi pewien określony związek, mianowicie, jeśli jedna z nich jest znana, to pozostałe określają się same przez się. Analitycznie związek ten może być wyrażony w następujący sposób:

przypuśćmy, że A — ogólna ilość materiału surowego,
 x — ilość otrzymanego koncentratu,
 $(A - x)$ — ilość odpadów,

wówczas $A \cdot \alpha$ — ogólna ilość metalu w materiale surowym,
 $x \cdot \beta$ — „ „ „ w koncentracie,
 $(A - x) \vartheta$ — „ „ „ w odpadach;
 pomijając straty w przelewie (lub po potrąceniu tychże z wielkości A),
 mamy:

$$A \cdot \alpha = x \cdot \beta + (A - x) \vartheta$$

skąd:

$$\frac{x}{A} = \frac{\alpha - \vartheta}{\beta - \vartheta}$$

lecz $\frac{x}{A} = \gamma$ wychód koncentratu,

więc

$$\gamma = \frac{\alpha - \vartheta}{\beta - \vartheta} \dots \dots \dots (1)$$

Dla rud $\beta > \alpha > \vartheta$, czyli γ zawsze < 1 , lub w procentach < 100 i > 0 ;
 dla węgla kamiennego $\beta < \alpha < \vartheta$, czyli γ również < 1 i > 0 .

Jeśli do równania (1) dodamy jeszcze:

$$\beta = \frac{\int_0^{\gamma} \lambda \cdot d\gamma}{\gamma} = \varphi(\lambda) \dots \dots \dots (2)$$

$$\vartheta = \frac{\int_1^{\gamma} \lambda \cdot d\gamma}{1 - \gamma} = \psi(\lambda) \dots \dots \dots (3)$$

otrzymamy 3 równania z 4 niewiadomymi. Przy określonej więc wartości jednej z nich, inne trzy otrzymuje się z zespołu 3 równań. Jednak analitycznie rozwiązać tego zadania nie można, ponieważ równania (2) i (3) mają nieokreśloną postać. Jedyny więc sposób to wykreślenie krzywej λ jako funkcji γ i graficzne rozwiązanie. Wzór zaś (1) może służyć do sprawdzania otrzymanych doświadczalnie danych.

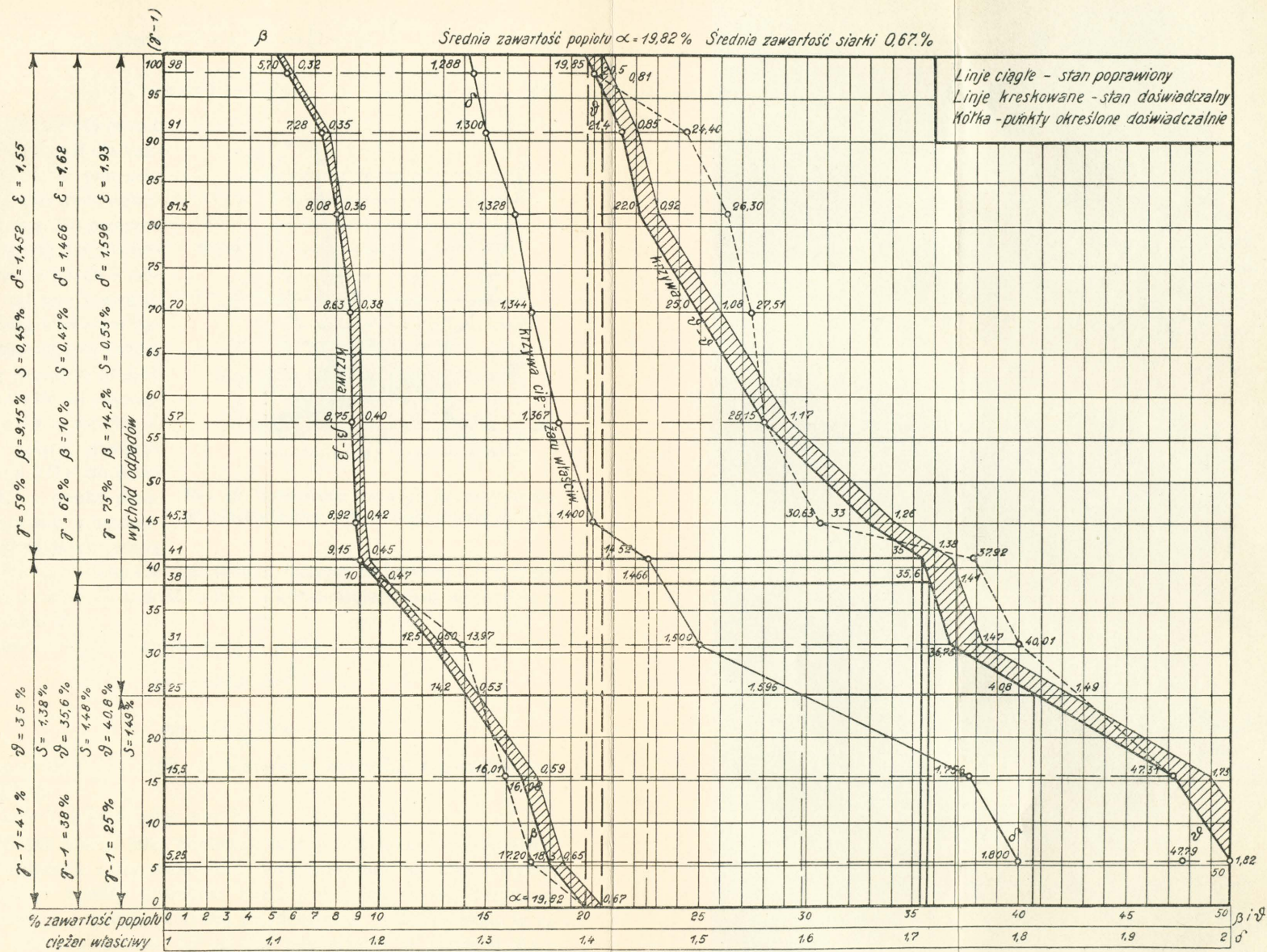
Krzywe więc β i ϑ dają możliwość określenia % koncentratu i odpadów dla każdego stopnia wzbogacania, czyli otrzymania danych dla sporządzenia ilościowego schematu operacji.

W problemach wzbogacania bardzo ważna jest znajomość stopnia ekstrakcji metalu ϵ tak dla oceny sprawności procesu, jak również dla oszacowania złoża, ażeby wiedzieć, jaka część zawartego w niem metalu może być przemysłowo zużytkowana.

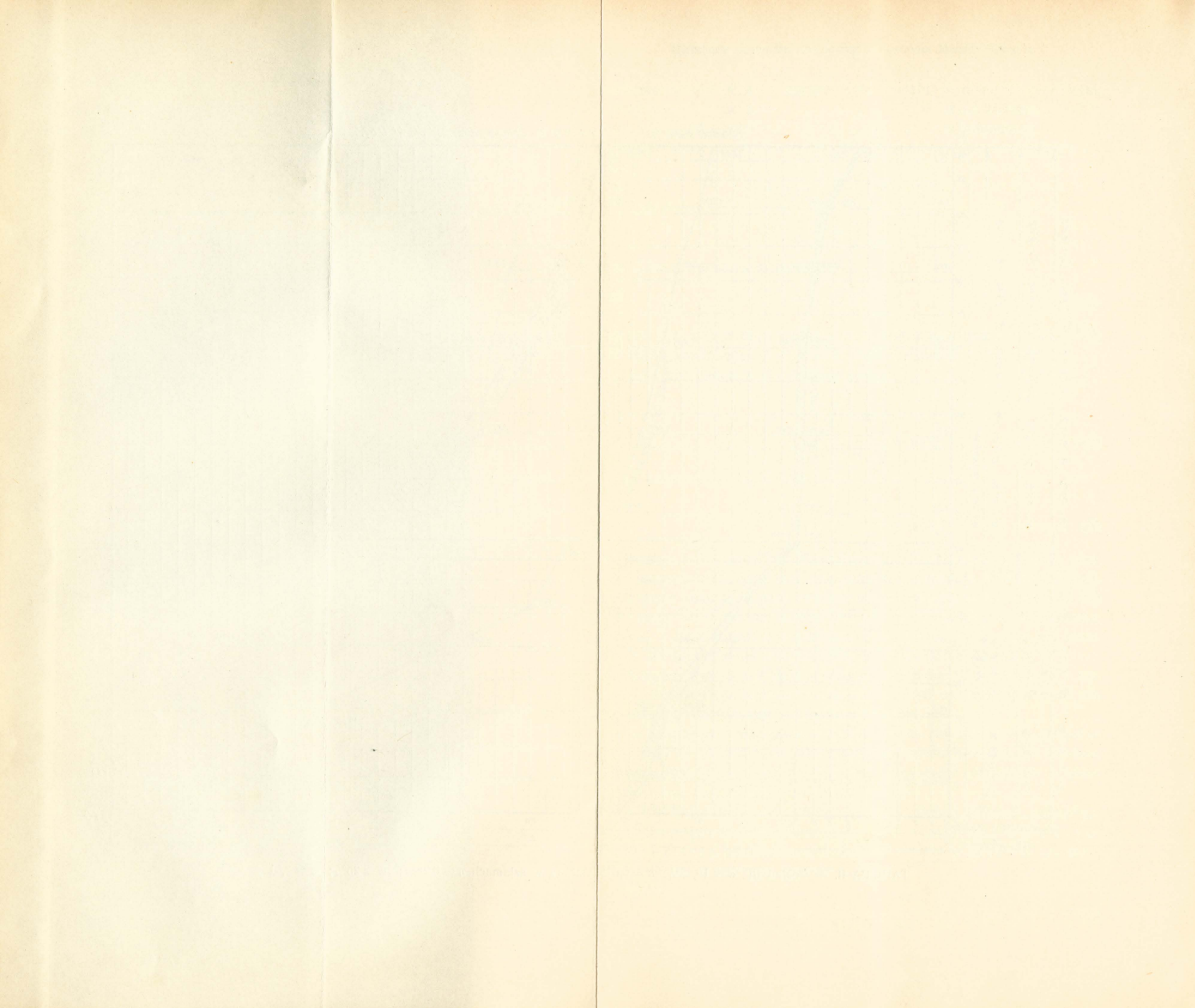
Ekstrakcją ϵ nazywamy stosunek ilości metalu, zawartego w koncentraty do pierwotnej jego ilości w materiale surowym. Podobnie i strata η jest stosunkiem ilości metalu w odpadach do pierwotnej ilości, zawartej w materiale surowym.

Przeto:

$$\epsilon = \frac{x \cdot \beta}{A \cdot \alpha} = \gamma \cdot \frac{\beta}{\alpha} \dots \dots \dots (4)$$



TABLICA II. — Pokład III. $\alpha = 19,82\%$, $s = 0,67\%$; straty w szlamach $\eta = 6,25\%$; $\alpha = 25\%$; $s = 2,01\%$.

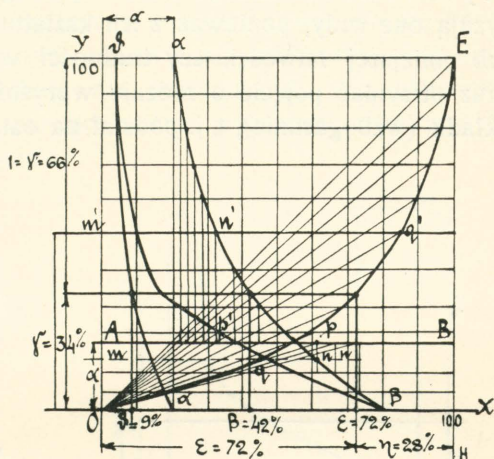


$$\eta = \frac{(A - x) \frac{\beta}{\alpha}}{A \cdot \alpha} = \left(1 - \gamma\right) \frac{\beta}{\alpha} \dots \dots \dots (5)$$

ponieważ $\varepsilon + \eta = 1$, więc $\varepsilon = 1 - \eta = 1 - \left(1 - \gamma\right) \frac{\beta}{\alpha} \dots \dots \dots (6)$

$$\eta = 1 - \varepsilon = 1 - \gamma \cdot \frac{\beta}{\alpha} \dots \dots \dots (7)$$

Na podstawie (4) można wykreślić krzywą E dla każdej wartości γ . W tym celu na wykresie krzywych wzbogacalności (rys. 39) przeprowadzamy prostą AB , równoległą do osi odciętych w odległości α od niej, i wykreślamy żadaną krzywą w następujący sposób. Dla każdej wartości γ przeprowadzamy prostą $mn \parallel OX$ do przecięcia z krzywą β w punkcie n . Przez ten ostatni przeprowadzamy $np \parallel OY$ do przecięcia z AB i punkt przecięcia p łączymy z początkiem współrzędnych prostą pO . Przecina ona prostą mn w punkcie q , leżącym na krzywej ε , przyczem odcinek $mq = \varepsilon$ jest ekstrakcja metalu w koncentratkach przy wychodzie γ i odpowiednim β .



Rys. 39. Wykreślanie krzywej ε ekstrakcji metalu na podstawie krzywych wzbogacalności (Henry).

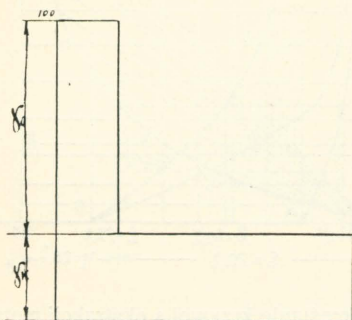
Istotnie:
 $mq = \gamma \cdot \operatorname{tg} \angle pOA$
 lecz
 $\operatorname{tg} \angle pOA = \frac{\beta}{\alpha}$
 a więc
 $mq = \gamma \cdot \frac{\beta}{\alpha} = \varepsilon$.

Przy $\gamma = 0$; $\varepsilon = 0$, czyli, że krzywa ε wychodzi z początku osi współrzędnych.

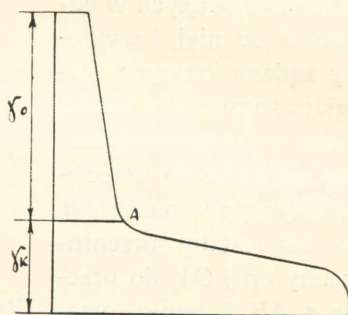
Przy $\gamma = 1$, $\beta = \alpha$, więc $\varepsilon = 1$, a $\angle EOY = 45^\circ$, co jest zupełnie zrozumiałe, ponieważ przy $\gamma = 1$ nie ma wzbogacania i strat w odpadach. Cały materiał surowy przyjmuje się jako koncentrat. Wszystkie punkty pośrednie znajdujemy, jak wyżej, przyczem skale odciętych i rzędnych krzywej są identyczne. Jeśli zaś skale te są odmienne, odległość prostej AB od OX odmierzamy w przyjętej dla γ skali na osi rzędnych (naturalnie kąt EOY nie będzie w tym wypadku 45°). Dopełnienia odciętych krzywej ε do linii $HE \parallel OY$ czyli $(1 - \varepsilon)$ oznaczają straty η . W ten sposób, przeprowadziwszy krzywą ε , mamy możliwość na jednym wykresie graficznie określić wszystkie in-

interesujące nas wielkości podług jednej z nich, np. podług γ określić β , ϑ , λ , ε , η i δ_β , δ_λ , δ . Mając ekstrakcję metalu, mamy możliwość określenia na schemacie ilościowym podziału metalu pomiędzy poszczególne produkty przeróbki.

Kształt krzywych wzbogacalności w zależności od właściwości ciała kopalnego. Henry nazywa swe krzywe charakterystycznymi dla danego ciała kopalnego. W rzeczy samej charakteryzują one rudy, ponieważ z ich kształtu można wnioskować o większej lub mniejszej łatwości, czy trudności wzbogacania danej mieszaniny, oraz otrzymać pojęcie o rodzaju wprysnięcia rudy. Sortowanie podług składu (wzbogacanie), t. j. podział na ostateczne produkty — koncentrat



Rys. 40. Idealny wypadek stanu zupełnego rozluźowania.



Rys. 41. Ruda łatwa do wzbogacania, o naturalnym wychodzie γ_k koncentratu bez produktów pośred.

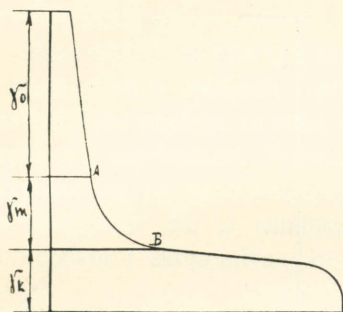
i odpady — przeprowadza się łatwo, jeśli górna część krzywej λ , zaczynając się możliwie najbliżej punktu 100 na górnej odciętej, stromo idzie w dół i po ostrym stosunkowo przełomie łagodnie się pochyla w dolnej części (rys. 41).

W wypadku idealnym winna się ta krzywa składać z dwóch linii prostych, prostopadłej i poziomej (rys. 40), co by odpowiadało pełnemu podziałowi mieszaniny na 2 produkty z określoną zawartością metalu w każdym. W rzeczywistości podobnych warunków nie ma i w najlepszym wypadku krzywa λ tylko się zbliża do idealnej. W wypadku, ilustrowanym na rys. 41, mamy określony punkt zmiany nachylenia krzywej A, co wskazuje na naturalny wychód koncentratu γ_k przy określonych β i ε .

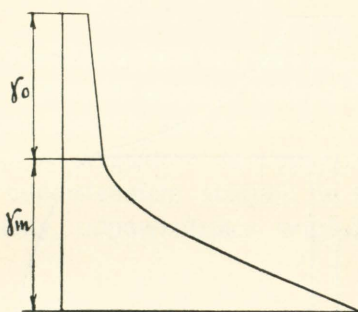
Częściej jednak przejście od górnej do dolnej części krzywej jest łagodne, odznaczające się wyraźnie w pewnej części AB większym zakrzywieniem (rys. 42). Powstawanie podobnej środkowej części krzywej λ wskazuje na niemożliwość dokładnego podziału mieszaniny na 2 produkty. Lecz obecność skrajnych części o jednostajnej krzywiźnie świadczy o możliwości wydzielenia z mieszaniny ubogich odpadów

i bogatych koncentratów γ_o i γ_k , przyczem otrzymamy w pozostałości produkt przejściowy w ilości γ_m .

Wreszcie w najtrudniejszych dla przeróbki wypadkach cała krzywa ma kształt jednostajny bez jasno określonych punktów załamania (rys. 45). Podobne mieszaniny nie posiadają naturalnej zdolności do rozdziału, i otrzymanie z nich koncentratów może być dowolne, uwarunkowane względami natury ogólnotechnicznej lub gospodarczej. Trudności przeróbki wzrastają jednocześnie z wyprostowywaniem się krzywej λ (rys. 43). Krzywe wypukłe odpowiadają przewadze kopaliny użytecznej w mieszaninie i obrazują nie wzbogacanie, lecz usuwanie domieszek (rys. 44). Podobne wnioski można wyciągnąć przy wykreślanu krzywej δ sposobem Blanc'a.



Rys. 42. Niedostateczny stan rozluźniania, powodujący tworzenie się produktu przejściowego γ_m .



Rys. 43. Skała płonna oddziela się wcześniej niż ruda.

Brak wyraźnego zróżniczkowania materiału (jednostajna krzywizna λ) pochodzić może z przyczyn następujących:

1. Z nieznacznej różnicy właściwości, na której opiera się wzbogacanie.

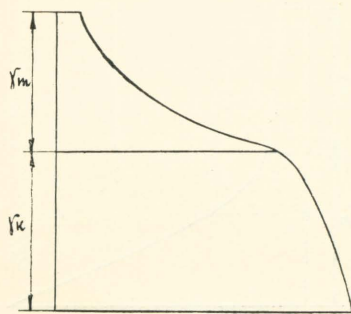
2. Z fizycznych właściwości ziarn, dzięki którym powstaje mechaniczne zatrzymanie niektórych ziarn w mieszaninie z innymi, z którymi wskutek różnicy właściwości nie powinny one się znajdować w tym samym produkcie elementarnym. Np. chropowata powierzchnia ziarn, kryształki pokryte żłobkami, zatrzymują materiał pyłkowy; ziarna dendrytowe rodzimej miedzi, srebra, gąbczaste ziarna żelaziaka chromowego i zwietrzałego magnetytu zatrzymują ziarna składu odmiennego; blaszkowate ziarna miki, włókniste cząstki azbestu zaplątują w swej masie ziarna skał innych: kwarcu, serpentynu i t. p.

3. Pochodzić także może z niewystarczającego przygotowania wstępnego, dzięki czemu ziarna teoretycznie i praktycznie nie mogą być oddzielone i pozostają razem w mieszaninie. Np. przy osadzaniu bez uprzedniej klasyfikacji lub jeśli mieszanina jest klasyfikowana niewystarczająco, ziarna o jednakowej prędkości opadania zawsze pozo-

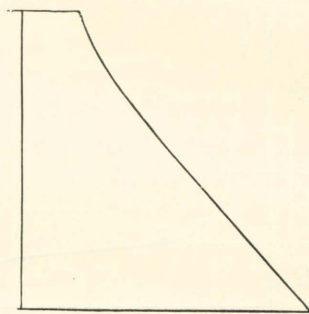
stają obok w jednej poziomej warstwie. Przy koncentracji na stołach mieszaniny, nieklasyfikowanej w klasyfikatorach hydraulicznych, ziarna rudy i skały jednakowej grubości pozostają w jednym wycinku na powierzchni stołu. Podobne zjawiska mogą zachodzić i przy innych rodzajach przeróbki jako skutek niewystarczającego przygotowania.

4. Wreszcie pochodzić może z powstawania znacznej ilości zrostów, posiadających właściwości przejściowe pomiędzy produktami skrajnymi.

Okoliczności, wymienione w punkcie 1 i 2, stanowią dla danego rodzaju przeróbki przeszkodę nieprzewyciężoną i wskazują na to, że dany sposób jest nieodpowiedni. W tym wypadku usiłuje się zastosować jakikolwiek inny sposób, przy którym można wykorzystać dla



Rys. 44. Ruda oddziela się wcześniej niż skała płonna.



Rys. 45. Ruda trudna do wzbogacania.

wzbogacania inne właściwości, dające jaskrawiej wyrażone różnice. Np. mokry sposób wzbogacania mieszaniny ZnS i $FeCO_3$ zastępuje się magnetycznym po uprzednim wyprażeniu rudy. Można przypuszczać, że jeśli przy wystarczającej różnicy właściwości, na których oparte jest wzbogacanie, ostatnie nie daje krzywych wyraźnych dzięki okolicznościom drugorzędnym, to zastosowanie innego sposobu przeróbki, opartego na innych zasadach, sparalizuje szkodliwy wpływ skłonności ziarn do mieszania się. Tak np. mokre wzbogacanie magnetytu w mieszaninie ze skałeniem, pomimo wystarczającej różnicy ciężarów właściwych, może dać wyniki niewystarczające, podczas gdy zastosowanie wzbogacania magnetycznego daje rezultaty dodatnie i odwrotne.

Okoliczności grupy trzeciej mogą być usunięte w zupełności przez odpowiednie przygotowanie.

Wreszcie czwarta grupa okoliczności wskazuje na niewystarczający stopień rozdrobienia. Jeśli krzywa λ w całej swej długości niema żadnych załamań, to rozdrobić należy wszystkie materiały surowy (rys. 45). Jeśli przy pewnym stopniu rozdrobienia krzywa wyprostowuje się w którymkolwiek końcu, wskazuje to, że najpierw oddzielają się wolne ziarna,

np. kwarcu (rys. 43) lub rudy (rys. 44), co daje pojęcie o stosunkowej grubości ziarn składowych części rudy. Przeróbka więc, w myśl zasady „nie kruszyć nic zbytecznego“, winna odbywać się stadjami, przyczem oddzieleniu w nowym stadjum ulega jeden tylko gotowy produkt: kwarc (na rys. 43 w ilości γ_o) lub koncentrat (na rys. 44 w ilości γ_k) od pozostałej masy, jako produktu przejściowego, który idzie do dalszego rozdrabiania. Jeśli krzywa λ w pewnym stadjum wyprostowuje się na obu końcach (rys. 42), to wzbogacanie daje 3 produkty: odpady γ_o , produkt przejściowy γ_m i koncentrat γ_k . Produkt przejściowy idzie do następnego stadjum rozdrabiania i wzbogacania aż do chwili, gdy w ostatnim stadjum krzywa wykaże ostre załamanie (rys. 41), co będzie świadczyć o wystarczającym stopniu rozluźnienia i da możliwość zakończenia przeróbki i otrzymania dwóch ostatecznych produktów — γ_k i γ_o .

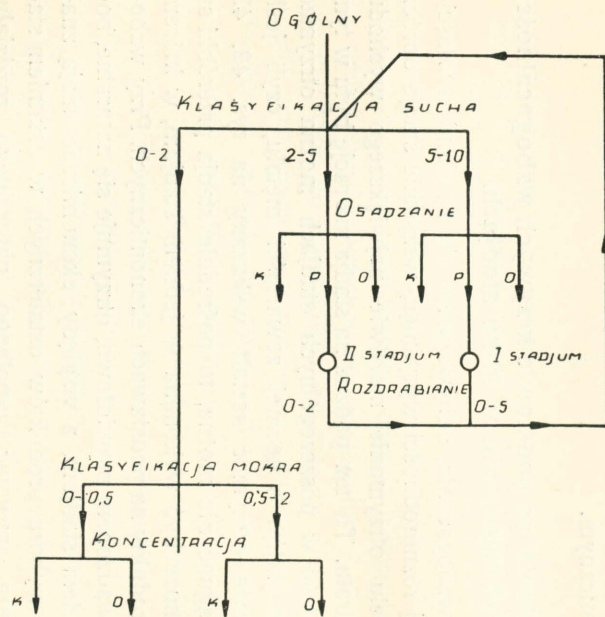
Może się jednak zdarzyć, że podobny kształt przyjmie krzywa λ dopiero po bardzo wielu stadjach i przy nader znacznym stopniu rozdrobienia, co w praktyce pociąga za sobą nader skomplikowane urządzenie sortowni i może się nie opłacić. Wówczas trzeba ze względów ekonomicznych zatrzymać się na pewnym, praktycznie odpowiednim stadjum, w którym otrzymuje się 2 ostateczne produkty, odpowiadające względom technicznemu i ekonomicznemu.

§ 6. Ilościowe określenia na podstawie krzywych wzbogacalności przy wzbogacaniu w kilku stadjach.

Zazwyczaj przy wzbogacaniu, odbywającym się stadjami, a właściwie dla rud o dużej różnorodności wpryśnięć, wszystkie stadja oprócz ostatniego mają na celu otrzymanie możliwie największego wychodu najczystszeo koncentratu. To też podział na stadja ma rację bytu w tym wyłącznie wypadku, jeśli w poszczególnych stadjach można otrzymać naturalny wychód produktów o pewnej zawartości metalu, czyli jeśli w nich krzywa λ może otrzymać kształt, wskazany na rys. 42, 43 lub 44. Jeśli tego osiągnąć nie można, to pośrednie stadja przeróbki są zbędne i przeróbka może być wykonana w jednym stadjum, w którym zostaną wydzielone produkty na podstawach ekonomicznych. Przy wzbogacaniu stadjami, prowadzonym prawidłowo, otrzymuje się naturalne, bogate produkty w każdym stadjum, a względy ekonomiczne mają znaczenie wyłącznie dla wyboru produktów ostatecznych w ostatnim stadjum, jeśli nie można otrzymać zupełnego naturalnego rozdziału. W ostatnim wypadku konieczne jest sporządzenie wykresów dla całego zespołu operacyj wzbogacania we wszystkich stadjach.

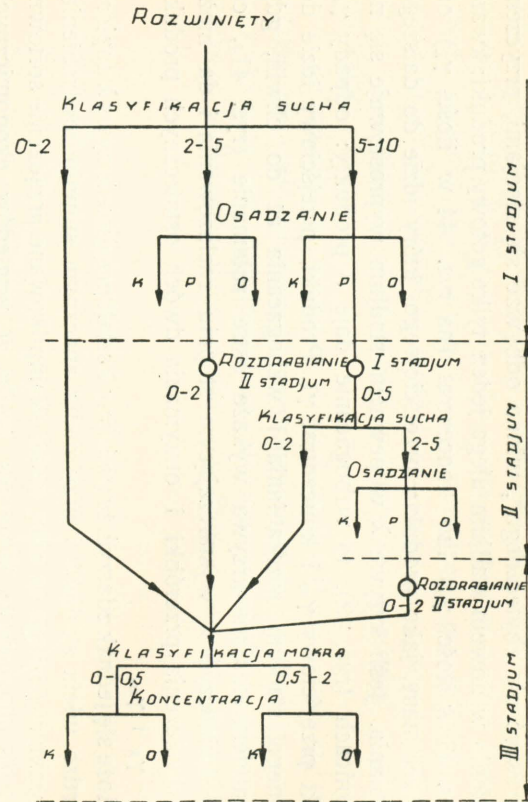
Przypuśmy, że na podstawie prób wstępnych sporządzono jakościowy schemat wzbogacania rudy PbS/SiO_2 , pokazany na rys. 46 lub w postaci rozwiniętej na rys. 47.

Dajmy na to *ADB* (rys. 48) jest charakterystyką materiału suro-



Rys. 46.

Schemat jakościowy wzbogacania do zadania ilościowych określeń podług rysunków 48—53.



Rys. 47.

wego, zaś ACB — charakterystyką P_b , wykreśloną znanym sposobem podług danych analizy (patrz przykład § 4). Z nich mamy:

Tablica 1.

K l a s a		Wychód γ	Zawartość Pb β	Ekstrakcja Pb w każdej klasie $\varepsilon = \gamma \cdot \frac{\beta}{\alpha}$
I	10—5 . .	40 ⁰ / ₀	28 ⁰ / ₀	38 ⁰ / ₀
II	5—2 . .	25	29	24,5
Pozostałość 2—0 . .		35	32	37,5
		100	$\alpha = 29,7$	100

Na rys. 49 i 50 mamy krzywe wzbogacalności I i II klasy 1-go stadjum, przyczem wzdłuż osi rzędnych odłożono odsetki ogólnej ilości materiału surowego (z lewej strony) i danej klasy (z prawej strony), jak również wzdłuż osi odciętych — ekstrakcję w odsetkach ogólnej ilości metalu (cyfry dolne) i w danej klasie (cyfry górne).

Przypuśćmy, że krzywa λ posiada jednostajną krzywiznę, w pierwszym więc stadjum oddzielimy tylko najbogatsze warstwy koncentratu K i najuboższe odpady O w każdej klasie; przypuśćmy, że $\beta = 70\%$ i $\vartheta = 4\%$.

Wówczas podług krzywych β i ϑ znajdziemy bezpośrednio:

Tablica 2.

Produkty	I klasa 10—5 (rys. 48)						II klasa 5—2 (rys. 49)					
	Wychód		Zawartość		Ekstrakcja		Wychód		Zawartość		Ekstrakcja	
		⁰ / ₀		⁰ / ₀		⁰ / ₀		⁰ / ₀		⁰ / ₀		⁰ / ₀
Koncentrat .	$\gamma_{k_{11}}$	2	β_{11}	70	ε_{11}	4,75	$\gamma_{k_{12}}$	2,5	β_{12}	70	ε_{12}	6
Odpady . .	$\gamma_{t_{11}}$	4	ϑ_{11}	4	η_{11}	0,6	$\gamma_{t_{12}}$	5	ϑ_{12}	4	η_{12}	0,75
Prod.przejęc.	$\gamma_{\mu_{11}}$	34	μ_{11}	28,4	ζ_{11}	32,65	$\gamma_{\mu_{12}}$	17,5	μ_{12}	30	ζ_{12}	17,75
		40	α_{11}	28		38		25	α_{12}	29		24,5

Wartości ε η i μ otrzymamy, odliczając w setnych częściach odcinka $YE = OY$ i mnożąc przez odpowiednie rzędne charakterystyki Pb materiału surowego, podane w trzeciej rubryce pierwszej tablicy.

Sprawdzić ε i η można zapomocą obliczenia podług wzorów (4) i (5): $\varepsilon = \gamma_k \cdot \frac{\beta}{\alpha}$ i $\eta = \gamma_t \cdot \frac{\vartheta}{\alpha}$, gdzie α jest zawartością w materiale surowym — 29,7⁰/₀. W rzeczy samej:

$$\varepsilon = 2 \frac{70}{29,7} = \infty 4,75;$$

$$\eta = 4 \frac{4}{29,7} = \infty 0,6;$$

ζ_1 , czyli ekstrakcję *Pb* w produkcie przejściowym znajdujemy z różnicy, poczem zawartość ołowiu w produkcie przejściowym μ określa się z (4):

$$\mu_{11} = \frac{\zeta_{11}}{\gamma_{\mu_{11}}} \cdot \alpha = \frac{32,65}{34} \cdot 29,7 = \infty 28,40\%$$

$$\mu_{12} = \frac{\zeta_{12}}{\gamma_{\mu_{12}}} \cdot \alpha = \frac{17,75}{17,50} \cdot 29,7 = \infty 30\%.$$

Produkty przejściowe ulegają rozdrobieniu: $\gamma_{\mu_{11}}$ do 5—0 i $\gamma_{\mu_{12}}$ do 2—0. Przypuśćmy, że *EF* i *Hg* na rys. 48 są charakterystykami rozdrobienia przy zachowaniu początkowej skali rzędnych tych produktów. Klasyfikując produkt rozdrobienia $\gamma_{\mu_{11}}$ i oznaczając na charakterystyce dane analizy, otrzymamy:

Tablica 3.

K l a s a	Wychód γ	Zawartość α	Ekstrakcja ε
II_2 5—2 .	16%	27%	15%
Pozostałość ₂ 2—0 .	18	31,7	17,65
	$\gamma_{\mu_{11}} = 34$	$\mu_{11} = 28,4$	$\zeta_{11} = 32,65$

Klasa 5—2 ulega drugiemu stadium wzbogacania w przyrządzie Henry. Sporządzamy wykres według rys. 51 i z niego otrzymujemy:

Tablica 4.

P r o d u k t y	Wychód		Zawartość <i>Pb</i>		Ekstrakcja	
Koncentrat	γ_{k_2}	1,5%	β_2	70%	ε_2	3,7%
Odpady	γ_{f_2}	3	ϑ_2	4	η_2	0,45
Produkt przejściowy	γ_{μ_2}	11,5	μ_2	27	ζ_2	10,85
		16		27		15

W tablicy tej ζ_2 znajdujemy z różnicy, μ_2 zapomocą wyliczenia:

$$\mu_2 = \frac{\zeta_2}{\gamma_{\mu_2}} \cdot \alpha = \frac{10,85}{11,5} \cdot 29,7 = 27\%.$$

Produkt przejściowy drugiego stadium rozdrabia się do 2—0. Przypuśćmy, że *KL* jest charakterystyką tego rozdrobienia (rys. 48). Do stadium trzeciego wzbogacania idzie mieszanina o składzie następującym:

Tablica 5.

P r o d u k t y	Ilość γ	Zawartość <i>Pb</i>	Ilość <i>Pb</i> ϵ
1. Pozostałość od klasyfikacji pierwszego stadjum 0—2 (podług tab. 1)	35%	32%	37,5%
2. Rozdrobiony do 0—2 produkt przejściowy II klasy pierwszego stadjum przeróbki $\gamma_{\mu 12}$ (podług tab. 2)	17,5	30	17,75
3. Pozostałość od klasyfikacji drugiego stadjum 0—2 (podług tab. 3)	18	31,7	17,65
4. Produkt przejściowy 2-go stadjum $\gamma_{\mu 2}$ po rozdrobieniu do 0—2 . . . (podług tab. 4)	11,5	27	10,85
Razem	82	30,9	83,75

Charakterystykę tej mieszaniny *MB* (rys. 48) otrzymamy, dodając odpowiednie rzędne poszczególnych charakterystyk *AD*, *qH*, *EG*, *KL*.

Określenia ilościowe produktów mokrej klasyfikacji dla uproszczenia przeprowadzamy podług charakterystyki ogólnej. Określiwszy zawartość *Pb* w klasach, otrzymujemy z charakterystyki:

Tablica 6.

P r o d u k t y	Wychód	Zawartość <i>Pb</i>	Ilość <i>Pb</i> ϵ
III kl. 2 — 0,5	60%	27%	53,50%
IV kl. 0,5 — 0	22	41	30,25
	82	30,7	83,75

Przypuśćmy, że rys. 52 i 53 dają krzywe wzbogacalności III i IV klasy w trzecim stadjum. Jeśli to jest ostatnie stadjum wzbogacania, to musimy ostatecznie wybrać, ile produktów elementarnych w każdej klasie należy zaliczyć do koncentratu, ile zaś do odpadów. Odpowiedni podział produktów może być dokonany wyłącznie na podstawie ekonomicznej, o czym będzie mowa w rozdziale następnym. Tak, gdybyśmy w 3-m stadjum chcieli otrzymać w III klasie 70-procentowy koncentrat, tobyśmy osiągnęli bardzo nieznaczłą ekstrakcję i znaczna część metalu byłaby stracona w odpadach. Z drugiej strony, dążąc do maksymalnej ekstrakcji, otrzymalibyśmy ubogie koncentraty w III stadjum, któreby zubożyły ogólną mieszaninę koncentratów wszystkich trzech stadjów. To też wybieramy pewną zawartość przeciętną, np. $\beta_{33} = 50\%$

przy $\eta = 30\%$. Lecz w klasie IV mamy możliwość pozostawienia poprzedniego $\beta_{34} = 70\%$, ponieważ przytem otrzymamy $\eta = 22\%$. W ten sposób możemy ułożyć tablicę wyników wzbogacania 3-go stadium:

Tablica 7.

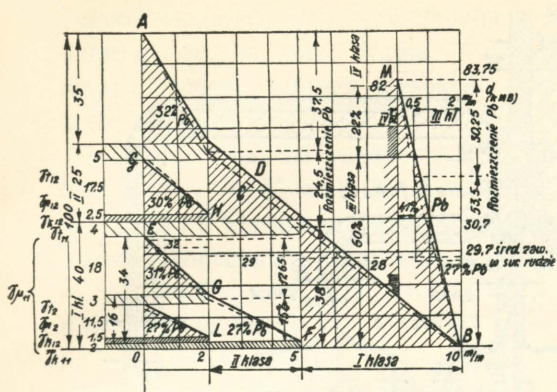
Produkty	III klasa						IV klasa					
	Wychód		Zawartość		Ekstrakcja		Wychód		Zawartość		Ekstrakcja	
		%		%		%		%		%		%
Koncentrat	$\gamma_{k_{88}}$	22,5	β_{88}	50	ε_{88}	37,25	$\gamma_{k_{34}}$	10	β_{34}	70	ε_{34}	23,75
Odpady . .	$\gamma_{t_{38}}$	37,5	ϑ_{38}	13	η_{38}	16,25	$\gamma_{t_{34}}$	12	ϑ_{34}	16	η_{34}	6,50
		60		27		53,50		22		41		30,25

Tak więc, otrzymaliśmy następujące produkty:

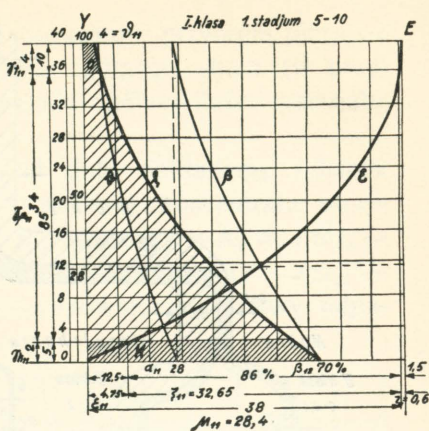
Tablica 8.

Koncentraty						Odpady			
			Wych. γ_k	Za- wart. β	Ekstr. ε		Wych. γ_t	Za- wart. ϑ	Ekstr. η
I stadium	I klasa 5—10 . .	$\gamma_{k_{11}}$	2 ⁰ / ₀	70 ⁰ / ₀	4,75 ⁰ / ₀	$\gamma_{t_{11}}$	4 ⁰ / ₀	4 ⁰ / ₀	0,6 ⁰ / ₀
	II klasa 2—5 . . .	$\gamma_{k_{12}}$	2,5	70	6,00	$\gamma_{t_{12}}$	5	4	0,75
	2 stadium II klasa 2—5	γ_{k_2}	1,5	70	3,70	γ_{t_2}	3	4	0,45
3 stadium	IV klasa 0,5—0 . .	$\gamma_{k_{34}}$	10	70	23,75	$\gamma_{t_{34}}$	12	16	6,5
	Ogółem I gatunku		16	70	38,20				
	III klasa 0,5—2 (II gatunek) . .	$\gamma_{k_{38}}$	22,5	50	37,25	$\gamma_{t_{38}}$	37,5	13	16,25
	Ogółem . .		38,5	58,5	75,45		61,5	12	24,55

Na podstawie danych tablicy 8 możemy sporządzić schemat ilościowy (rys. 54). Gęsto zakreskowane pasy na tym schemacie wykazują podział ilościowy ołowiu pomiędzy poszczególne odgałęzienia, co, przy jednakowej z ogólną wstęgą skali, wyraźnie wykazuje odsetki ołowiu w produktach. Odnośne cyfry oznaczone są na schemacie w kółkach.

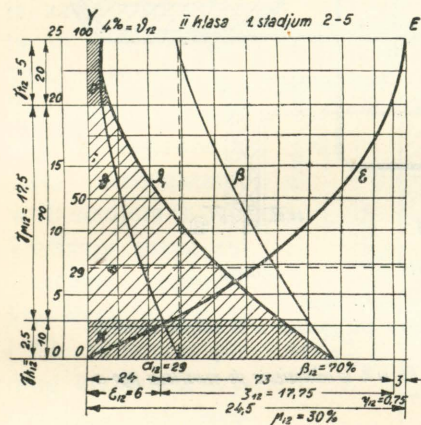


Rys. 48.



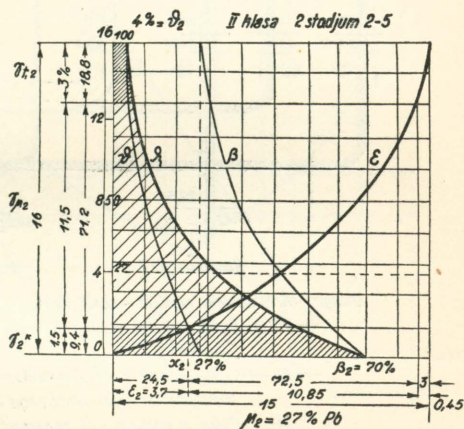
Rys. 49.

I kl. 1 stadj. 5 — 10.



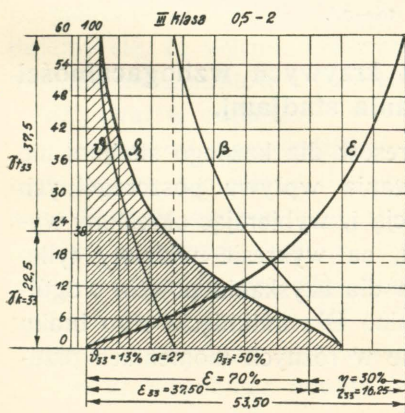
Rys. 50.

II kl. 1 stadj. 2 — 5.



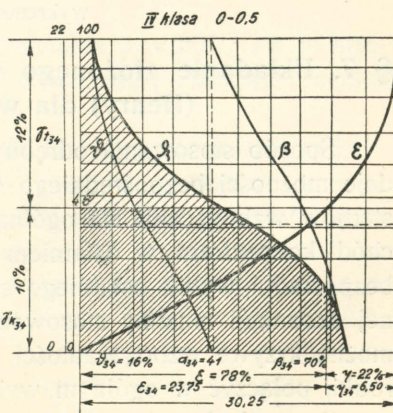
Rys. 51.

II kl. 2 stadj. 2 — 5.



Rys. 52.

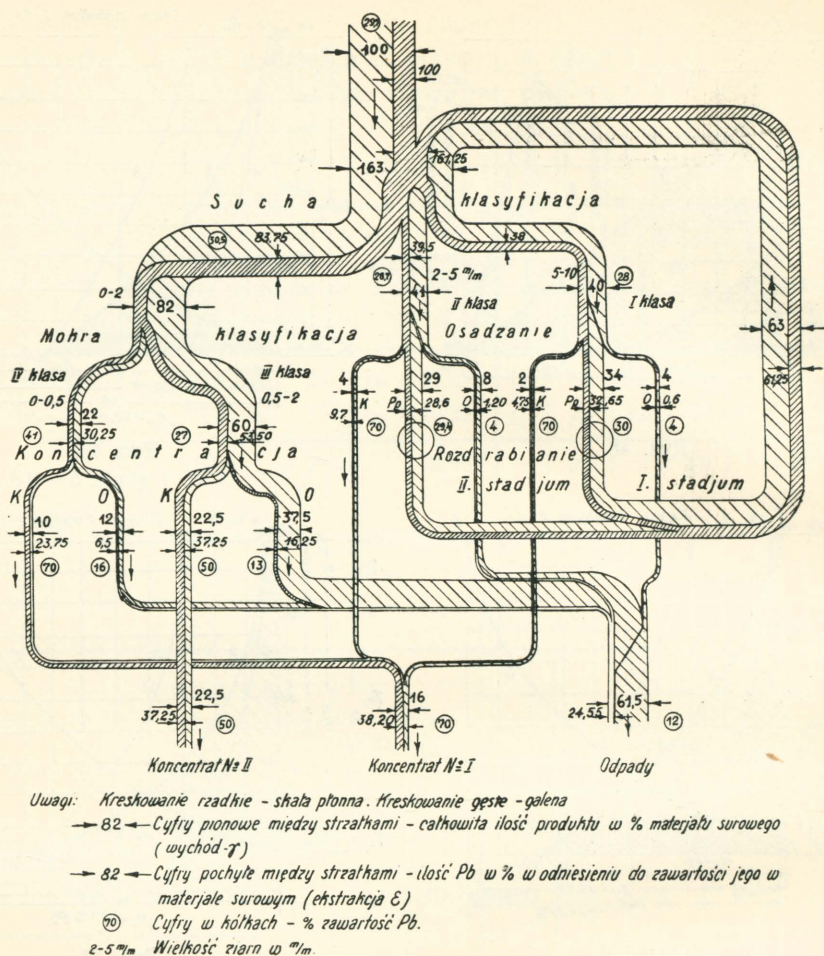
III kl. 0,5 — 2.



Rys. 53.

IV kl. 0 — 0,5.

Wykresy do schematu ilościowego na rys. 54.



Rys. 54. Ilościowy schemat wzbogacania (PbS) do schematu na rys. 46 podług wykresów na rys. 48–53.

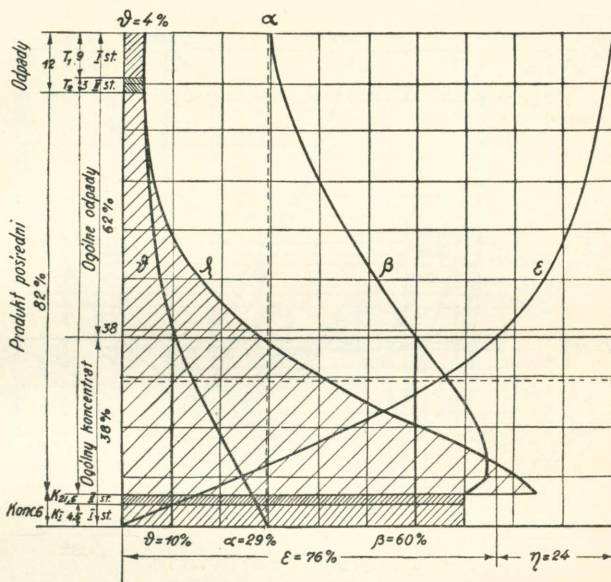
§ 7. Układanie złożonego wykresu krzywych wzbogacalności (Henry) dla wzbogacania stadjami.

Sposób stosowania odrębnych wykresów dla każdego stadjum nie daje możliwości bezpośredniego obserwowania wpływu poszczególnych stadjów wzbogacania na ogólną ekstrakcję i, wybierając określony wychód koncentratu w ostatnim stadjum, na wykresie widzimy tylko bezpośredni wynik ostatniego stadjum, a dla uzyskania pojęcia o ogólnej ekstrakcji musimy stosować obliczenia. Dla uniknięcia tego braku można krzywe wzbogacalności otrzymane w różnych momentach przeróbki, połączyć w ogólnym wykresie.

Sporządzając złożony wykres wzbogacania stadjami, przy założeniu, że w każdym stadjum oprócz ostatniego otrzymujemy koncentraty i odpady tego samego składu, uważamy je za grupę samodzielnych

warstw elementarnych przy fikcyjnym wzbogacaniu, przyczem pierwsze układają się na dole, drugie — zwierzchu ogólnego słupa (w przyrządzie Henry), którego wysokość odpowiada ogólnej ilości materiału, czyli 100.

A więc na osi rzędnych rys. 55 od dołu odkładamy odcinek $(\gamma_{k11} + \gamma_{k12}) = K_1 = 3 + 1,5 = 4,5\%$ — warstwę koncentratu, otrzymaną w I i II klasach pierwszego stadjum. Następnie $\gamma_{k2} = K_2 = 1,5\%$ — warstwę koncentratu, otrzymaną w drugim stadjum. Od góry — $(\gamma_{t11} + \gamma_{t12}) = 9\% = T_1$ i $\gamma_{t2} = 3\% = T_2$ — odpowiednie warstwy odpadów. Krzywa fikcyjna λ w odpowiedniej części idzie równolegle do osi rzędnych odpowiednio do stałej zawartości metalu w koncentratkach 70% i odpadów 4% . Pozostałą część krzywej λ , odpowiadającą wzbogacaniu w III stadjum¹⁾, wykreślamy przez sumowanie rzędnych krzywych z rys. 52 i 53. Wówczas podług krzywej λ wykreślamy, jak zwykle, krzywe: ϑ , β i ϵ .



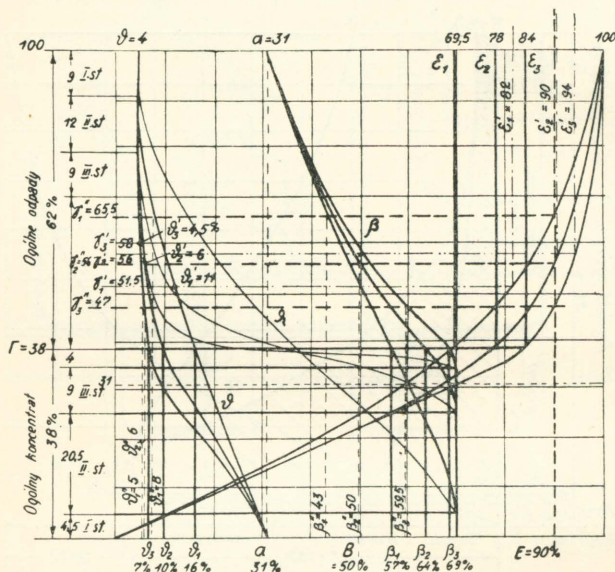
Rys. 55. Ogólne krzywe wzbogalności do schematu na rys. 54.

Z wykresu tego bezpośrednio dowiadujemy się, że wychodowi $\gamma = 38\%$ odpowiada $\beta = 60\%$ Pb w mieszaninie koncentratów i $\vartheta = 10\%$ w odpadach, 76% ekstrakcji metalu i 24% strat w odpadach.

Gdybyśmy wprowadzili dowolną ilość stadjów, oddzielając w każdym bogaty koncentrat i ubogie odpady o stałej zawartości metalu, a po każdym stadjum przeprowadzali próbę przeróbki pozostałej mieszaniny w jednym stadjum, tobyśmy mogli, jak wyżej, umieścić na jednym wykresie wszystkie kombinacje przeróbki w jednym, dwu i t. d. stadjach (patrz rys. 56). W podobnym, złożonym wykresie 1) wszystkie krzywe λ przecinają się w środku; 2) każda krzywa ϑ , wychodząc u dołu ze wspólnego punktu α na osi odciętych, spotyka u góry krzywą λ w punkcie jej przejścia od linii prostej do krzywej i dla każdego

¹⁾ Słuszne w razie połączenia czynności.

następnego stadjum krzywa idzie niżej od poprzedniej; 3) analogicznie każda krzywa β zaczyna się u góry w punkcie wspólnym α , leżącym na jednym pionie z dolnym punktem krzywej ϑ , a u dołu spotyka odpowiedni dolny punkt załamania krzywych λ i każda następna krzywa idzie wyżej od poprzedniej. Co się tyczy krzywych ε , łatwo zrozumieć, że przez dolne warstwy koncentratów idą one we wspólnym kierunku odchodząc od niego w górę dla każdego stadjum w punkcie przecięcia odnośnej linii poziomej, ale wszystkie krzywe schodzą się u góry w odległości 100 wzdłuż osi odciętych, tworząc pęk wypukłych ku



Rys. 56. Wykres złożony krzywych wzbogacalności w trzech stadjach.

przy wzbogacaniu w jednym, dwu, trzech i t. d. stadjach mamy:

zawartość Pb w mieszaninie koncentratów . . .	57%	64%	69%
" " " w odpadach . . .	16%	10%	7%
ogólną ekstrakcję	69,5%	78%	84%

Lub też przy jednakowym stopniu wzbogacania $B = 50\%$, punkty przecięcia z krzywami ϑ , ε i osią rzędnych szeregu linii poziomych, przeprowadzonych przez punkty przecięcia krzywych β z rzędną, odpowiadającą zawartości $B = 50\%$, wskażą, że:

wychód koncentratów będzie	51,5%	56%	58%
zawartość Pb w odpadach	11%	6%	4,5%
ogólna ekstrakcja	82%	90%	94%

Lub na koniec przy jednakowej ekstrakcji — 90 w podobny sposób otrzymamy:

dołowi krzywych, z których każda następna obejmuje poprzednią.

Mając tego rodzaju wykres złożony, możemy łatwo zbadać wpływ każdego stadjum na ostateczny wynik przeróbki. Tak przy jednakowym wychodzie koncentratu $\Gamma = 38\%$ z punktów przecięcia linii prostej, równoległej do osi odciętych, przeprowadzonej w odległości Γ od niej, z krzywami β , ϑ i ε , odczytujemy, że

β_{Pb} , $\beta_{(Zn+Pb)}$ i ϑ_{Pb} , $\vartheta_{(Zn+Pb)}$ dają odpowiednie zawartości Zn w koncentratkach i odpadach.

Co się tyczy krzywej ε , to dla Pb wykreśla się ją w sposób zwykły. Lecz krzywa ε , zbudowana podług $\beta_{(Zn+Pb)}$, dając ogólny współczynnik ekstrakcji metalów, nie da bezpośredniego pojęcia o ekstrakcji Zn zapomocą zwykłego obliczania różnicy, ponieważ odcięte obu krzywych dają odsetki odmiennych wielkości: dla pierwszej za 100 procent przyjmujemy tylko ilość Pb , dla drugiej — sumę ilości Pb i Zn . Lecz znając z krzywych β_{Pb} i $\beta_{(Zn+Pb)}$ procentową zawartość każdego metalu dla każdego γ , możemy każdą odciętą krzywą $\varepsilon_{(Zn+Pb)}$ podzielić w stosunku $\beta_{Pb} : \beta_{(Zn+Pb)}$ i, licząc otrzymane punkty, otrzymać krzywą ε'_{Zn} ekstrakcji Zn w procentach od ogólnej ilości dwóch metali. Ażeby zaś można było odczytać bezpośrednio na wykresie współczynnik ekstrakcji samego Zn , trzeba każdą odciętą krzywą ε'_{Zn} powiększyć w takim stosunku, by jej punkt górny padł na górny punkt krzywej ε_{Pb} w 100. Otrzymamy wtedy krzywą ε_{Zn} . A wówczas możemy otrzymać z jednego wykresu wszystkie interesujące nas dane dla każdego wychodu γ .

Z wykresu widzimy, że stosownie do kształtu powierzchni, zawartej pomiędzy krzywymi λ_{Pb} i $\lambda_{(Pb+Zn)}$, przewaga Zn przypada na warstwy średnie, zupełnie zgodnie ze stosunkiem ciężarów właściwych PbS i ZnS . Oddzielając od ogólnego słupa dowolne grupy warstw elementarnych i czyniąc z nich odrębne produkty, możemy zadośćuczynić zapotrzebowaniom odbiorców lub czynić dowolne oferty. Tak na rys. 57 wyodrębniono 5 następujących produktów:

P r o d u k t y	Wychód γ	Zawart. Pb	Zawart. Zn	Ekstr. Pb	Ekstr. Zn
Odpady	20%	4%	6%	2,5%	9,5%
Ubogi produkt przejściowy .	20	9	21	6,5	19,5
Bogaty koncentrat Zn . . .	20	16	51	14,0	32
Bogaty produkt przejściowy	20	40	39	27	28
Bogaty koncentrat Pb . . .	20	70	13	50	11
Ogółem	100			100	100

Zawartość metalu w produktach skrajnych odczytujemy podług krzywych β i ϑ , średnich — podług krzywych λ , a w tym celu wystarczy przeprowadzić na oko linie pionowe, odcinające pomiędzy odpowiednimi liniami poziomymi prostokąty o jednakowej powierzchni z figurami, zawartymi pomiędzy temi liniami poziomymi i krzywymi λ . Ekstrakcje Pb i Zn otrzymujemy jako różnicę pomiędzy odpowiednimi odciętymi krzywymi ε_{Pb} i ε_{Zn} . Naturalnie sposób ten można zastosować i do rud o składzie bardziej złożonym.

24%, co odpowiada ekstrakcji 86% pirytu. Ponieważ w dolnych warstwach zbiera się prawie czysty piryt, co wyraźnie widać na wykresie z pasu pirytu, rozszerzającego się szybko ku dołowi prawie do zawartości samego pirytu w dolnej warstwie elementarnej, więc można otrzymywać z danego węgla jako uboczny produkt, mający popyt na rynku, koncentrat pirytowy w ilości np. 5%, o zawartości siarki 32% lub pirytu 62%, zawierający 56% pierwotnej zawartości pirytu w węglu (podług krzywej ε_{FeS_2}).

Tak więc charakteryzowanie rozmaitych użytecznych ciał kopalnych zapomocą krzywych wzbogacalności wyjaśnia właściwości danej kopalin z punktu widzenia możliwości otrzymania z niej produktów określonej jakości i w określonych ilościach, przedstawiając jednocześnie, w jakim stopniu składowe części kopalin są nawzajem przerośnięte, i określając ich stosunkową grubość (stopień wprysnięcia). Tak np. gdybyśmy na rys. 58 nie mieli tak wyraźnego rozszerzania się pasa pirytu ku dołowi, jak to ma miejsce na wykresie, byłoby to dowodem nader ścisłego przerastania masy węgla przez piryt, czyli wyjaśniałoby strukturę kopalin i świadczyło o niemożliwości uwolnienia węgla od siarki zwykłymi sposobami. Skutkiem tego mogłoby nastąpić nieuznanie danego pokładu za przemysłowy. Jednocześnie obok tego pokładu mogą się znajdować inne, nawet bardziej bogate w siarkę, lecz tak przerośnięte, że zapomocą wzbogacania można nadać produktowi cechy przemysłowe.

Widzimy stąd, jaką mają wagę wymienione sposoby badania ciał kopalnych w kwestjach przemysłowego oszacowania złóż przy poszukiwaniach wstępnych, jak również i dalszych szczegółowych, nie mówiąc już o projektowaniu zakładu przerobczego.

§ 9. Absolutny i techniczny współczynnik wzbogacania.

W wypadkach kiedy krzywa λ , otrzymana na podstawie prób w przyrządzie Henry lub sporządzona fikcyjnie dla całego procesu podług wyników prób przeróbki w poszczególnych stadiach i klasach, nie ma wyraźnego przegięcia w środkowej części, można dokonać wyboru produktów (w ostatnim stadium, jeśli krzywa jest wykreślona dla całego procesu), wprowadzając pojęcie o absolutnym współczynniku (stopniu) wzbogacania.

Dla każdego wychodu γ można zamienić dolną część A i górną B powierzchni, ograniczonej krzywą λ , na dwa prostokąty o podstawach γ i $(100 - \gamma)$ których wysokości odpowiadają zawartości koncentratów β i odpadów ϑ (patrz rys. 59) przy danym wychodzie γ . Powierzchnie tych prostokątów odpowiadają naturalnie ilościom znajdującego się w koncentratkach i odpadach metalu.

Współczynnik wzbogacania otrzymanych produktów określa się

względem zwiększeniu ilości zebranego w nich metalu w porównaniu do pierwotnej ilości metalu w surowcu, odpowiadającym ilościowo wychodom tych produktów. Graficznie pojęciu temu odpowiada względne zwiększenie się powierzchni prostokątów A i B w porównaniu z ich częścią, ograniczoną z prawej strony rzędną, odpowiadającą odciętej α . Stopień więc wzbogacania określa stosunek:

$$\text{dla koncentratów } S_A = \frac{\gamma \cdot \beta}{\gamma \cdot \alpha} = \frac{\beta}{\alpha} > 1 \dots \dots \dots (1)$$

$$\text{dla odpadów } S_B = \frac{\gamma \cdot \vartheta}{\gamma \cdot \alpha} = \frac{\vartheta}{\alpha} < 1 \dots \dots \dots (2)$$

Stosunek ten zazwyczaj nosi nazwę współczynnika wzbogacania. Oczywiście dla koncentratów jest on > 1 , a dla odpadów < 1 i określa stopień zubożenia.

Ponieważ przy stałym α współczynnik wzbogacania jest proporcjonalny do β , często za współczynnik przyjmujemy — zamiast stosunku (1) jego licznik lub zawartość metalu w produkcie wzbogaconym — β^1 .

Z technicznego punktu widzenia ciekawem jest, czy osiągnięty stopień wzbogacania koncentratów jest najwyższy w granicach możliwości i o ile różni się on od krańcowego, gdyż tylko porównanie daje pojęcie o technicznej doskonałości przeróbki.

Za najwyższy w granicach możliwości współczynnik wzbogacania uważamy ten, który możemy osiągnąć przy absolutnym rozluźowaniu surowca, a przy którym teoretycznie możemy otrzymać dwa zupełnie czyste produkty: koncentrat czystego minerału o zawartości metalu β_t , odpowiadającej jego składowi chemicznemu, i zupełnie płonne odpady o zawartości metalu $\vartheta_t = 0$.

W tym czysto teoretycznym wypadku, w praktyce nie spotykanym, wychód koncentratów γ_t odpowiada zawartości minerału w surowcu i może być określony podług analizy chemicznej rudy i minerału:

$$\gamma_t = \frac{\alpha}{\beta_t} \cdot 100 \dots \dots \dots (3)$$

Np. chemicznemu składowi PbS odpowiada zawartość ołowiu $\beta_t = 86,5\%$. Jeśli więc zawartość w surowcu $\alpha = 15\%$, to wychód teoretyczny koncentratu przy zupełnym rozluźowaniu podług (3):

$$\gamma_t = \frac{\alpha}{\beta_t} \cdot 100 = \frac{15}{86,5} \cdot 100 = 17,35\%.$$

Na rys. 59 odpowiada temu powierzchnia $A' = \gamma_t \cdot \beta_t$, powierzchnia zaś $B' = 0$ znika zupełnie.

Współczynnik wzbogacania najwyższy podług wzoru (1):

$$S_t = \frac{\beta_t}{\alpha}$$

¹⁾ W tem rozumieniu przyjmujemy współczynnik wzbogacania w dalszym ciągu § 9, rozdz. II.

a dla oceny porównawczej stopnia wzbogacania rzeczywiście osiągniętego, służyć może wzór:

$$S = \frac{s}{s_t} = \frac{\beta}{\alpha} : \frac{\beta_t}{\alpha} = \frac{\beta}{\beta_t} \dots \dots (4)$$

Jednak współczynnik S daje pojęcie o stopniu wzbogacania wyłącznie w stosunku do jednostki wagowej koncentratu. Ażeby dokładnie ocenić stopień wzbogacania całej przeróbki, musimy wziąć pod uwagę również wychód koncentratu, zmieniający się w stosunku odwrotnym do stopnia wzbogacania. Bardzo znacznemu stopniowi wzbogacania może odpowiadać tak nieznaczne zwiększenie się absolutne ilości metalu w koncentracie, że współczynnik wzbogacania, określony z wzoru (1), nie może być miernikiem technicznej doskonałości procesu.

Słuszniej przeto jest porównywać wzrost ilości metalu w stosunku do jednostki wagowej nie koncentratu, lecz surowca — czyli wychód metalu. Zupełny wzrost ilości metalu w koncentraty określamy zapomocą zwiększenia powierzchni prostokątów B w porównaniu do części ich, ograniczonej rzędną odciętej α . Miernikiem więc będzie stosunek:

$$K = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\gamma_t(\beta_t - \alpha)} \dots \dots \dots (5)$$

Stosunek ten nazywamy absolutnym współczynnikiem wzbogacania lub też właściwiej — absolutnym współczynnikiem stopnia wzbogacania. Współczynnikiemu temu często nadaje się inną postać.

Wstawiając do wzoru (5) podług (3):

$$\gamma_t = \frac{\alpha}{\beta_t} \cdot 100$$

otrzymamy:

$$K = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\gamma_t(\beta - \alpha)} = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\gamma_t \cdot \beta_t - \gamma_t \cdot \alpha} = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{100\alpha - \gamma_t\alpha} =$$

$$= \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\alpha(100 - \gamma_t)} = \left(\frac{\gamma\beta}{\alpha} - \gamma \right) \frac{1}{(100 - \gamma_t)}$$

ponieważ zaś $\gamma \cdot \frac{\beta}{\alpha} = \varepsilon$, gdzie ε jest współczynnikiem ekstrakcji

(§ 5, str. 52, wzór (4), więc

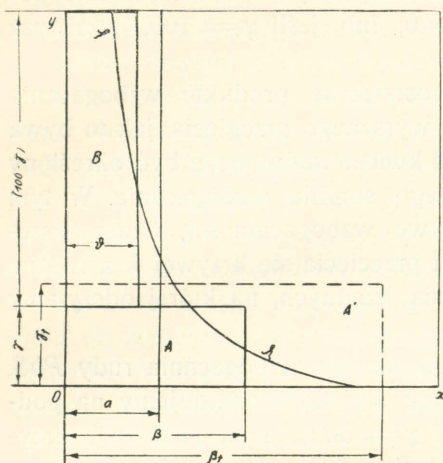
$$K = \frac{\varepsilon - \gamma}{(100 - \gamma_t)} \left. \vphantom{\frac{\varepsilon - \gamma}{(100 - \gamma_t)}} \right\} \dots \dots \dots (6)$$

$$\text{czyli } K = \frac{\varepsilon - \gamma}{\gamma'_t}$$

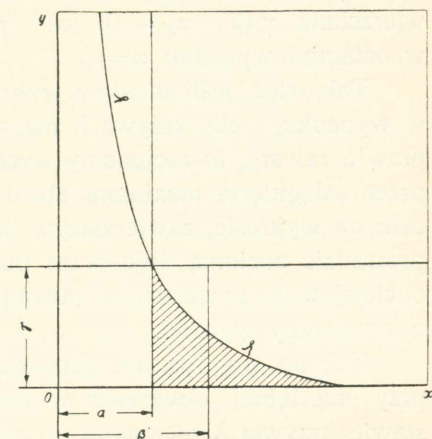
gdzie γ'_t — oznacza teoretyczny wychód odpadów.

Na podstawie wzoru (6) absolutny współczynnik wzbogacania określa się jako stosunek różnicy pomiędzy ekstrakcją i wychodem do wychodu teoretycznego skały płonnej. Okre-

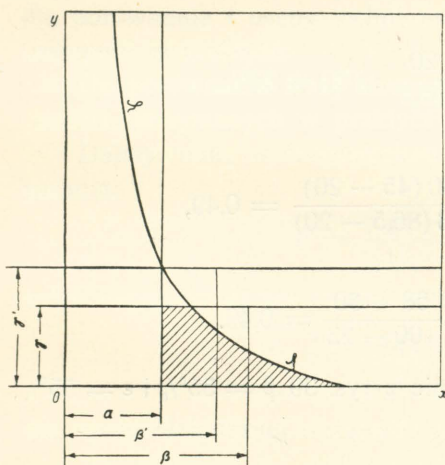
ślenie to samo przez się niejasne, znajduje jednak wytłumaczenie w dokonanych wyżej zmianach wzoru (5), z którego wynika, że jest to wielkość, równająca się absolutnemu współczynnikowi wzbogacania. Czasami wygodniej jest używać wzoru (5) lub (6), jeśli na podstawie



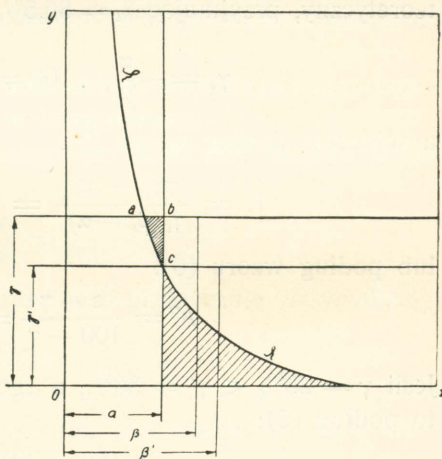
Rys. 59.



Rys. 60.



Rys. 61.



Rys. 62.

sporządzonego całkowitego wykresu wzbogacania dla każdego wychodu γ podług krzywej ε może być określona odpowiednia ekstrakcja.

Nietrudno zauważyć, że przy pewnym położeniu krzywej λ największa wartość współczynnika K odpowiada wychodowi γ' równemu rzędnej krzywej λ przy odciętej α (rys. 60). W rzeczy samej mianownik wartości K we wzorze (5) jest wielkością stałą, licznik zaś zmienną i przy danym γ jest to powierzchnia figury zakreskowanej, ograniczonej krzywą λ , rzędną α i odciętą γ (rys. 60, 61, 62). Oczywiście figura

ta ma największą powierzchnię, kiedy odcięta, odpowiadająca wychodowi γ' , przechodzi przez punkt przecięcia się krzywej λ i rzędnej α (rys. 60). Jeśli $\gamma < \gamma'$, to zmniejszenie się odpowiedniej powierzchni jest samo przez się zrozumiałe (rys. 61). Jeśli zaś $\gamma > \gamma'$, to powierzchnia $\gamma(\beta - \alpha)$ zmniejszy się o powierzchnię trójkąta abc (rys. 62); powierzchnia $\gamma(\beta - \alpha) = 0$, jeśli $\gamma = 0$, lub jeśli $\gamma = 100$, ponieważ w ostatnim wypadku $\alpha = \beta$.

Tak więc, jeśli musimy wybrać ostateczne produkty wzbogacania w wypadku, kiedy krzywa λ nie ma wyraźnego przegięcia, jak to bywa prawie zawsze, to racjonalny wychód koncentratów może być określony przez osiągnięcie maximum absolutnego stopnia wzbogacania. W tym celu na wykresie, zawierającym krzywe wzbogacalności, trzeba przeprowadzić poziomą linię przez punkt przecięcia się krzywej λ z rzędną odciętej α do przecięcia z główną osią rzędnych, na której odczytamy poszukiwany wychód.

Tak np. p/g rys. 39, odnoszącego się do wzbogacania rudy PbS , przy przeciętnej zawartości w surowcu $\alpha = 20\%$ znajdujemy na podstawie krzywej λ racjonalny wychód $\gamma' = 30\%$, a na podstawie krzywych β i ε odpowiednio $\beta' = 45\%$ i $\varepsilon' = 68\%$. Dla określenia absolutnego stopnia wzbogacania trzeba określić podług wzoru (3) wychód teoretyczny, przyjmując $\beta_t = 86,5\%$:

$$\gamma_t = \frac{\alpha}{\beta_t} \cdot 100 = \frac{20}{86,5} \cdot 100 = 23\%,$$

a wówczas podług wzoru (5):

$$K' = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\gamma_t(\beta_t - \alpha)} = \frac{30(45 - 20)}{23(86,5 - 20)} = 0,49,$$

lub podług wzoru (6):

$$K' = \frac{\varepsilon - \gamma}{100 - \gamma_t} = \frac{68 - 30}{100 - 23} = 0,49.$$

Jeśli $\gamma = 20\% < \gamma' = 30\%$, a zgodnie z rys. 39 $\beta = 55\%$ i $\varepsilon = 55\%$, to podług (5):

$$K = \frac{20(55 - 20)}{23(86,5 - 20)} = 0,45 \left. \vphantom{\frac{20(55 - 20)}{23(86,5 - 20)}} \right\} < K'.$$

$$\text{i podług (6): } K = \frac{55 - 20}{100 - 23} = 0,45$$

Jeśli $\gamma = 50\% > \gamma' = 30\%$, a podług rys. 39 $\beta = 34\%$ i $\varepsilon = 84\%$, to podług (5):

$$K = \frac{50(34 - 20)}{23(86,5 - 20)} = 0,44 \left. \vphantom{\frac{50(34 - 20)}{23(86,5 - 20)}} \right\} < K'.$$

$$\text{lub podług (6): } K = \frac{84 - 50}{100 - 23} = 0,44$$

Absolutny współczynnik wzbogacania zawsze jest mniejszy od jedności, ponieważ teoretycznie γ_t i β_t w praktyce nie są osiągalne. Z tego wynika, że wielkość współczynnika z praktycznego punktu widzenia nie wyjaśnia technicznej doskonałości procesu. W tym celu należałoby porównywać wyniki wzbogacania z najlepszymi wynikami, osiąganiem w praktyce, któreby można przyjąć za wzorcowe — standaryzowane.

Takie standaryzowane wzorce porównawcze mają naturalnie charakter subiektywny, nie mniej przeto mogą być uważane za rodzaj zadania, poprzedzającego badaną przeróbkę; warunki tego zadania określają próby laboratoryjne podług krzywych wzbogacalności.

W laboratorium, podobnie jak w sortowni, teoretyczne wielkości γ_t i β_t nie mogą być osiągnięte. Ale zawsze można wykonać próby w warunkach, najbardziej zbliżonych do idealnych. Tak np. próby wzbogacania można wykonać, rozdrabniając całą ilość badanego materiału do stanu możliwie zupełnego rozluźnienia, czego w praktyce przy przeróbce stadjami nie można osiągnąć, a dla węgla kamiennego wzbogacanie zazwyczaj odbywa się bez rozdrabniania uzupełniającego. Oczywiście, w tych warunkach wyniki, otrzymane w laboratorium, na ogół będą lepsze, niż w sortowni. Mając charakter teoretyczny, wyniki laboratoryjne są jednak praktycznie możliwe i mogą być uważane za wzorce dla porównania i oceny technicznej doskonałości procesu, wykonanego następnie w praktyce.

Do porównania służy stosunek absolutnych współczynników wzbogacania, otrzymanych w praktyce i w laboratorium.

Dajmy nato, w laboratorium osiągnięto absolutny stopień wzbogacania:

$$k' = \frac{\gamma'(\beta' - \alpha)}{\gamma_t(\beta_t - \alpha)} = \frac{\varepsilon' - \gamma'}{100 - \gamma_t}$$

który uważamy za wzorcowy. Wówczas, jeśli praktycznie otrzymaliśmy:

$$k = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\gamma_t(\beta_t - \alpha)} = \frac{\varepsilon - \gamma}{100 - \gamma_t}$$

dla oceny technicznej doskonałości wzbogacania mamy:

$$K = \frac{k}{k'} = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\gamma'(\beta' - \alpha)} = \frac{\varepsilon - \gamma}{\varepsilon' - \gamma'} \dots \dots (7)$$

K nosi nazwę technicznego współczynnika (stopnia) wzbogacania. Ten sam sposób może być zastosowany przy porównaniu dwóch zakładów przeróbczych, przyczem ε , γ i ε' , γ' odpowiadają każdemu zakładowi.

Oczywiście, jeśli γ' i β' otrzymano przy próbach w laboratorium, to powinny one odpowiadać warunkom maximum k' . Współczynnik techniczny K będzie oczywiście największy, gdy przy procesach fabrycznych we wszystkich wypadkach wychód produktów będzie odpowiadał

warunkom maximum absolutnego współczynnika K . Techniczny współczynnik K będzie $= 1$ tylko w tym wypadku, gdy zadanie, postawione przez próby laboratoryjne, będzie dokładnie wykonane w zakładzie przeróbczym, a wychód produktów wybrany odpowiednio do maximum k . Przy zmianie wychodu w tę lub ową stronę współczynnik techniczny K będzie się zmniejszał.

Tak, w przytoczonym wyżej przykładzie liczbowym, jeśli krzywe wzbogacalności odpowiadają w zupełności wzorcom laboratoryjnym, to absolutny stopień wzbogacania, z którym trzeba porównywać wyniki, otrzymane w zakładzie przeróbczym, będzie maksymalny przy $\gamma' = 30\%$, $\varepsilon' = 68$. A więc kiedy $\gamma_1 = 20 < 30$, przyczem $\varepsilon_1 = 55$, to:

$$K = \frac{\varepsilon_1 - \gamma_1}{\varepsilon' - \gamma'} = \frac{55 - 20}{68 - 30} = 0,92$$

jeśli zaś $\gamma_2 = 50 < \gamma'$, a $\varepsilon_2 = 84$, to:

$$K = \frac{\varepsilon_2 - \gamma_2}{\varepsilon' - \gamma'} = \frac{84 - 50}{68 - 30} = 0,89.$$

Jeśli krzywa, osiągnięta w praktyce, nie odpowiada idealnej laboratoryjnej, to i przy k maximum techniczny współczynnik K będzie < 1 .

Oczywiście, że ustalenie wzorcowej krzywej λ w laboratorium może być wykonane w warunkach mniej lub więcej idealnych, zbliżających się do warunków teoretycznych lub praktycznych. W pierwszym wypadku można poprzestać na rozdrobieniu całej próby rudy do stanu zupełnego rozluźnienia, praktycznie osiągniętego w laboratorium, w jednym stadium i wykonaniu jednej próby wzbogacania w odpowiednich przyrządach. Uzyskane następnie współczynniki techniczne stopnia wzbogacania będą stosunkowo niewysokie.

W drugim wypadku próba wzbogacania odbywa się w warunkach, więcej zbliżonych do praktycznych, mianowicie z podziałem operacji na stadja i wzbogacaniem z poprzednią klasyfikacją, przyczem operacja rozdrabiania w każdym stadium ogranicza się do odpowiedniego stopnia rozdrobienia. W tym wypadku, naturalnie, uzyskany w praktyce współczynnik techniczny będzie znacznie wyższy, osiągając niekiedy wielkość > 1 , co świadczy o otrzymaniu lepszych wyników w praktyce, niż w laboratorium.

Należy jednak już tutaj zauważyć, że w rzeczywistości wybór stopnia wzbogacania (czyli γ i β) w większości wypadków zależy od czynników ekonomicznych, o czym szczegółowo będziemy mówić w rozdziale następnym. Ten ekonomicznie najkorzystniejszy stopień wzbogacania różni się naogół od najlepszego technicznego, ogranicza go do pewnego stopnia i stanowi dowód wystarczający dla niższych granic K , na których niekiedy wypada poprzestać w praktyce. W tych wypadkach, gdy naturalny dobór wychodów określa stopień wzbogacania, niezależ-

nie od tego istnieje taki wychód, przy którym absolutny współczynnik stopnia wzbogacania ma znaczenie największe, a ocena technicznej doskonałości przeróbki jednak zależy od wysokości największego w granicach możliwości współczynnika technicznego, chociażby najkorzystniejszy ekonomicznie współczynnik był mniejszy.

Chociaż stopień wzbogacania, najkorzystniejszy ekonomicznie, nie jest identyczny z największym stopniem technicznym i absolutnym, jednak naogół im wyższy jest ostatni, tem wyższy i pierwszy. Zobaczymy w dalszym ciągu np., że najkorzystniejszy stopień wzbogacania jest tem większy, im większa jest ilość stadjów wzbogacania. Odpowiada temu również wzrost technicznego i absolutnego stopnia wzbogacania, co jest zupełnie zrozumiałe, bo im więcej stadjów wzbogacania, tem bardziej cały proces zbliża się do idealnego; widzimy to również z wzorów (6) i (7), ponieważ absolutny, jak i techniczny stopień wzbogacania jest proporcjonalny do $(\varepsilon - \gamma)$. Z drugiej strony widzimy z rys. 56, że przy jednakowym wychodzie ekstrakcja ε jest tem większa, im większa jest ilość stadjów wzbogacania. Twierdzenie to jest słuszne również dla największej wartości tych współczynników, które mogą być niejednakowe przy odmiennej ilości stadjów; krzywe λ , przecinając się nawzajem pośrodku wykresu, w pobliżu przecięcia współrzędnych α i γ' , powodują niewątpliwie pewne różnice w znaczeniach γ' , skutkiem czego czynnikiem, decydującym przy określeniu stopnia wzbogacania, jest ekstrakcja ε .

W tem znaczeniu stopień wzbogacania, określony przez wzór (6)

$$k = \frac{\varepsilon - \gamma}{100 - \gamma_t}$$

nie zawiera paradoksu, jaki wypływa z określenia według wzoru (1):

$$s = \frac{\beta}{\alpha}.$$

Rzeczywiście, z ostatniego wzoru wynika niejako, że im większa ekstrakcja, tem mniejszy stopień wzbogacania, ponieważ mniejszemu β odpowiada większe ε . Tymczasem zgodnie z wzorem (6) stopień wzbogacania jest w stosunku wprost proporcjonalnym do ε .

Uważne jednak zbadanie wzoru (6) wykazuje, że zjawisko jest więcej złożone i prosta zależność pomiędzy K i ε zachodzi tylko wtedy, gdy $\gamma < \gamma'$, zaś przy $\gamma > \gamma'$ zależność ta jest odwrotna.

W rzeczy samej widzimy na rys. 39, że krzywa ε zwrócona jest swą wypukłością wdół i w prawo od linii OE . Jeśli więc γ wzrasta od 0 do pewnej wielkości γ' , to ε zwiększa się więcej, niż proporcjonalnie do γ . Następnie w górnej części krzywej, gdzie zbliża się ona do punktu E , przy wzroście γ od pewnej wielkości γ' do 100, ε w dalszym ciągu wzrasta, lecz mniej, niż proporcjonalnie do ε . Ponieważ γ i ε wyrażamy w tych samych jednostkach, więc pierwszemu wypadkowi

odpowiada zwiększenie różnicy ($\epsilon - \gamma$), drugiemu zaś jej zmniejszenie, a więc istnieje pewne γ' , przy którym różnica ($\epsilon - \gamma$) osiąga maximum. Dowiedliśmy już poprzednio, że temu maximum odpowiada wychód, określany rzędną krzywej λ , odpowiadającą odciętej α . Stąd wniosek, że linia, równoległa do osi odciętych, przechodząca przez punkt skrzyżowania krzywej λ i rzędnej α , przecina krzywą ϵ pod kątem 45° , jeśli skale na osiach współrzędnych są jednakowe. Właściwość tę można wykorzystać dla sprawdzenia położenia krzywej ϵ , przedstawionej na wykresie.

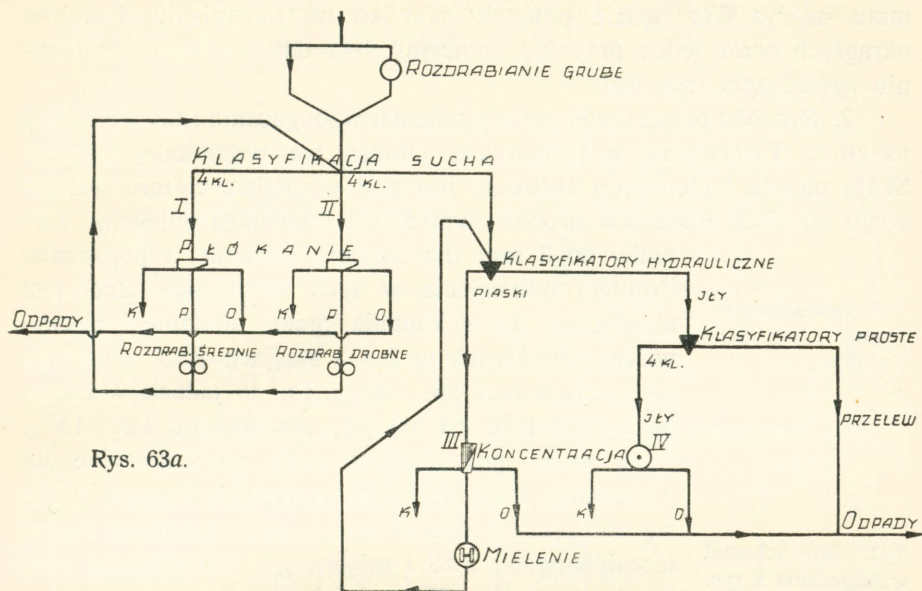
§ 10. Wpływ flotacji na ogólne urządzenie zakładu przerobczego oraz zasady układania schematów¹⁾.

Wpływ flotacji na ogólne urządzenie zakładu przerobczego ujawnia się w uproszczeniu schematu operacyj i schematu sieci przyrządów. Proces flotacyjny albo dopełnia mokry proces, albo zastępuje go całkowicie. W pierwszym przypadku flotacja ma na celu zmniejszenie strat płókania lub wykonanie zadań, które wogóle nie mogą być urzeczywistnione w procesie mokrym wskutek nieznacnej różnicy ciężarów właściwych składowych części rudy. Z drugiej strony zanim flotacja różniczkowa (selekcyjna) nie została w praktyce rozwiązana, proces flotacyjny, jako główny w danym zakładzie przerobczym, był uzupełniany zarówno procesem mokrym, jak elektromagnetycznym lub innymi. We wszystkich przypadkach skombinowanego wzbogacania — flotację, zachodzącą często w kilku ujęciach, zawsze jednak wykonywa się w jednym stadjum, co wnosi już pewne uproszczenie w schemacie ogólnym. Uwzględniając większą wydajność przyrządów flotacyjnych w porównaniu ze zwykłymi stołami płóczkowymi lub innymi separatorami, przerabiającymi analogiczne pod względem wielkości ziarn materiały, przekonamy się, że maszyny flotacyjne, zajmujące mniej miejsca, przyczyniają się do uproszczenia ogólnej konstrukcji odpowiedniej sekcji zakładu. Wreszcie, flotacja nie wymaga naogół uprzedniej klasyfikacji, co znacznie upraszcza schemat operacji i schemat sieci przyrządów. Wyjaśnimy to na następujących przykładach.

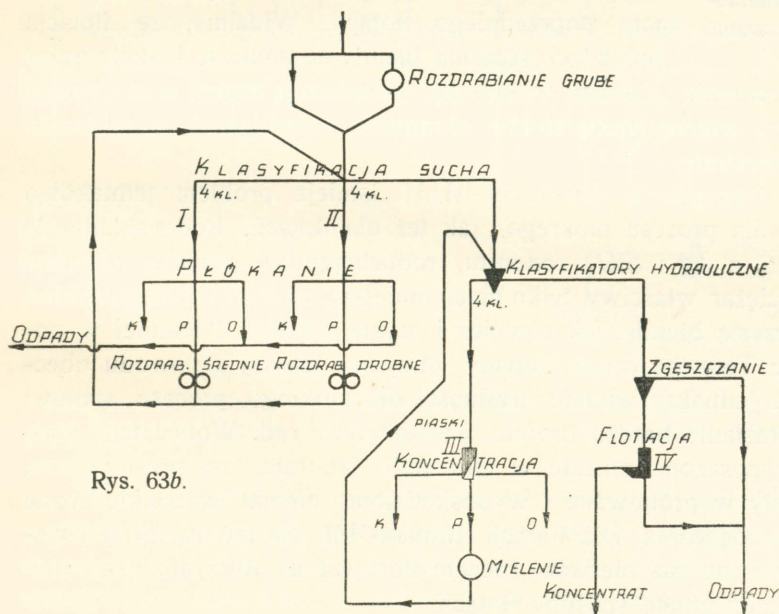
1. Rys. 63a przedstawia normalny schemat wzbogacania sposobem mokrym w 4 stadjach (ze złączeniem klas w każdym stadjum). Na rys. 63b koncentrację 4 klas na okrągłych stołach płóczkowych w IV-em stadjum zastąpiono przez flotację całości tego produktu. Uprzednią klasyfikację w skrzyniach spiczastych zastępuje zgęszczanie w celu otrzymania stosunku wody do części stałych 4:1. Ta okoliczność wpływa na wybór odpowiedniej kruszarki w ostatnim stadjum, mianowicie młyna rurowego (Hardinge) zamiast młyna chilijskiego, gdyż pierwszy nie wymaga dodawania wody i dobrze wykonywa swą pracę nawet przy

¹⁾ § 10 stanowi ciąg dalszy pozostałej w rękopisach pracy autora o flotacji. Początek umieszczono w t. II. str. 146.

stosunku wody do ciał stałych 1:1, podczas gdy młyny chilijskie wymagają dodawania wody do stosunku 10:1. Odpowiednio zmniejsza



Rys. 63a.



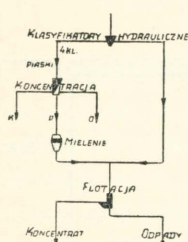
Rys. 63b.

Rys. 63a. Schemat wzbogacania sposobem mokrym w 4 stadjach. Rys. 63b. Ten sam schemat po włączeniu flotacji.

się straty w przelewach przy zgęszczaniu, które można nawet zupełnie wyeliminować, gdyż przez łączenie gęstych produktów, zmielonych w młynie rurowym, z przelewem z ostatniego przedziału klasyfikatora

hydraulicznego, można tak uregulować ilość wody, że mieszanina będzie miała potrzebną do flotacji gęstość. Wówczas uproszczenie schematu na rys. 63a będzie polegało nietylko na zastąpieniu 4 stołów okrągłych przez jeden przyrząd flotacyjny, lecz także na wyeliminowaniu zgęszczania (rys. 64).

2. Rys. 65a przedstawia ogólny schemat wzbogacania rudy PbS/ZnS na złożu Tetiuche w Primorskiej Obłasti we wschodniej Syberji. Skala płonna hadenbergit zbliżona jest pod względem ciężaru właściwego do ZnS . Ruda jest drobno wprysnięta i wymaga mielenia naj-



Rys. 64. Schemat wzbogacania z rys. 63b po wyeliminowaniu zgęszczania.

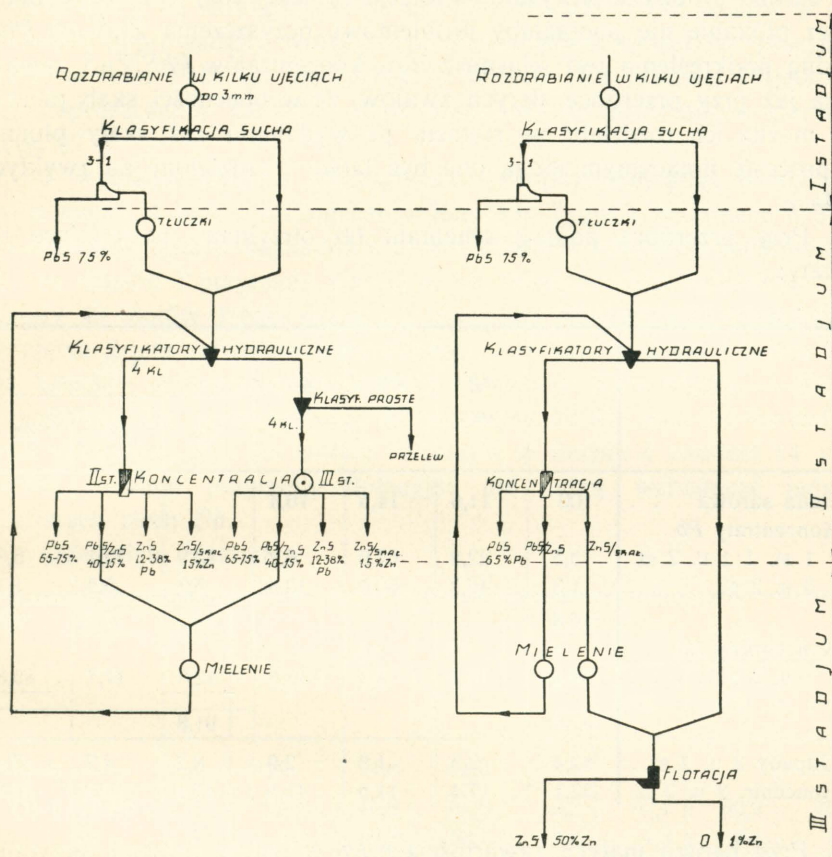
mniej do 3 mm dla zapoczątkowania wzbogacania. Problem oddzielenia w tych warunkach ZnS jest niemożliwy do wykonania przez płókanie i rzeczywiście, jakkolwiek w 2 i 3 stadjach ZnS otrzymuje się o zawartości 38—40% Zn , to jednak w odpadach zawartość Zn nie jest mniejsza od 12—15%. Jeżeli nawet pozostawimy stoły koncentracyjne dla oddzielania PbS , wówczas oczywiście flotacja stanie się niezbędnym uzupełnieniem dla otrzymania dostatecznie bogatej ZnS i możliwego zmniejszenia strat w odpadach. Rys. 65b przedstawia włączenie do schematu poprzedniego flotacji. Widzimy, że flotacja oprócz oczyszczenia blendy od domieszek skały upraszcza jednocześnie schemat, wyłączając klasyfikację mokrą w skrzyniach spiczastych i wielką liczbę stołów okrągłych, zajmujących w zakładzie dużą powierzchnię.

3. W Australji w Broken-Hill istnieje problem jednakowo trudny tak dla procesu mokrego, jak też dla flotacji. Ruda składa się z PbS , ZnS , z Ag i SiO_2 , rodonitu, rodochryzytu i granatu. Ostatnie trzy mają ciężar właściwy tylko nieco mniejszy od ZnS i dlatego trudno otrzymać czystą blendę, jak również i czyste odpady. Niemniej w porównaniu z Tetiuche czyste odpady otrzymać łatwiej z powodu obecności SiO_2 . Jednakże wielkie trudności dla mokrego procesu stanowi ściśle przerastanie bardzo drobno wprysniętych rud. Wobec tego Broken-Hill wyposażone zostało w olbrzymie laboratorium przemysłowe, gdzie zostały wypróbowane i wydoskonalone niemal wszystkie znane sposoby wzbogacania. Dla flotacji Broken-Hill jest laboratorium światowym. Tutaj po raz pierwszy zaczęto stosować na olbrzymią skalę niemal wszystkim znane sposoby flotacji.

Flotację stosowano tam przede wszystkim do przeróbki starych zwalów, a następnie rozszerzono ją do przeróbki świeżo wydobytej rudy, przyczem początkowo miała ona rolę uzupełniającą, przeplatając się z różnemi innemi sposobami.

Rys. 66 przedstawia schemat pierwotny wzbogacania na kopalni Central-Mine.

Wzbogacanie zachodzi w 2 stadiach przez rozdrabnianie w 1-em stadium do 3 mm i 40 mesh w 2-em. To stadium kończy się wzbogacaniem w osadnikach, gdzie otrzymuje się bogate koncentraty *Pb*. Stadium 2-ie dzieli się na 3 ujęcia.



Rys. 65 a.

Rys. 65 b.

Schemat wzbogacania rudy *PbS/ZnS* na złożu Tetiuche we wschodniej Syberji.
Ogólny.

Po włączeniu flotacji.

W 1-em ujęciu po szczegółowej klasyfikacji mokrej piaski wzbogaca się na 24 stołach płóczkowych typu Wilfley (Cardo), a ility na 16 vannerach. W tym ujęciu wydziela się możliwie bogate koncentraty ołowiu. Pozostała masa produktów, zawierająca niemal cały cynk i skałę płoną oraz nieco *Pb*, idzie do 2-iego ujęcia wzbogacania przez flotację, gdzie wydziela się niemal całą skałę płoną, składającą się z *SiO₂*, rodonitu, granatu, które nie mogą być oddzielone od *Zn* sposobem mokrym. Koncentraty flotacji stanowią mieszaninę *ZnS* i *PbS*, w której *ZnS* przeważa. Dla oczyszczenia *ZnS* od *PbS* koncentraty ulegają w 3-em ujęciu wzbogacaniu na 14 vannerach, gdzie otrzymuje się bo-

gate koncentraty *Zn* oraz część koncentratów *Pb*, które się dołącza do koncentratów *Pb*, otrzymanych w 1-em ujęciu (Deleading plant).

Tutaj obserwujemy współdziałanie dwóch procesów. Samym tylko sposobem mokrym, bez flotacji, nie dałoby się oddzielić skały płonnej od bardzo drobnych wprysnięć. Flotacja (kolektywna) bez uzupełnienia przez płókanie nie podolałaby problemowi oczyszczenia *ZnS* od *PbS*. Godną podkreślenia jest własność łożów koncentratów *PbS/ZnS*, zauważona już przy przeróbce starych zwałów, że w obecności skały płonnej nie można ich rozdzielić na stołach, po wydaleniu zaś skały płonnej w procesie flotacyjnym mogą one być łatwo rozdzielone na zwykłych stołach.

Przy przeróbce podług schematu 66 otrzymano następujące rezultaty:

		Ag oz	Pb ‰	Zn ‰	ε ‰		
					Ag	Pb	Zn
Ruda surowa . . .	100	11,6	14,5	16,4			
Koncentraty <i>Pb</i>							
1 st. i 1 u. 2 st.	15,5	32,9	67,6	6,2	43,9	72,1	5,8
3 u. 2 st.	1,3	46,3	60,6	13,8	5,3	5,5	1,1
	16,8				49,2	77,6	6,9
Koncentraty <i>Zn</i>							
3 u. 2 st.	30,8	16,1	8,3	45,8	42,6	17,7	85,8
	47,6				91,8		
Odpady 2 u. 2 st. .	52,4	2,3	1,8	2,9	8,2	4,7	7,3
Koncentr. 2 u. 2 st.	32,1	17,4	11,5	44,5	47,9	23,2	86,9

Przy bardzo małych zawartościach *Pb* w rudzie surowej otrzymuje się w przyrządach flotacyjnych dostatecznie bogate w *Zn* koncentraty. Tak, ze starych zwałów o składzie:

$$Ag\ 5,9\ oz; Pb\ 6,2\ ‰; Zn\ 20\ ‰;$$

otrzymano przy:

$$\gamma = 39\ ‰; \beta = Ag\ 11\ oz; Pb\ 9,8\ ‰; Zn\ 47,3\ ‰.$$

W wielkim zakładzie Zinc Corporation w r. 1908—11 przerabiano na dobę 1.000 t miałkiego materiału ze starych zwałów przy zawartości *Pb*—7‰, *Zn*—16‰, przyczem otrzymano w 1-em stadium flotacji *Zn*—42‰, w 2-em—44‰, następnie na stołach 46‰, koncentraty zaś ołowiu zawierały *Pb*—57‰ i *Zn*—16‰ przy $\gamma_{Zn} = 56\ ‰$; $\gamma_{Pb} = 3\ ‰$ oraz $\varepsilon_{Zn} = 86\ ‰$; $\varepsilon_{Pb} = 62,7\ ‰$.

Jakkolwiek rezultaty, osiągnięte w Broken-Hill przy kombinowaniu

płókania z flotacją, mogą konkurować z wynikami, osiąganymi w Europie w zakładach Humboldt'a, przerabiających rudy PbS/ZnS mokrym sposobem przy daleko pomyślniejszych warunkach ogólnych, niemniej jednak miejscowi technicy nie byli zadowoleni zarówno ze względu na wyniki, jak i na skomplikowany schemat. Nieprzerwane wysiłki w tym kierunku doprowadziły wreszcie przez mnóstwo sposobów przejściowych w roku 1915 do zastosowania flotacji różniczkowej i znakomitego uproszczenia zakładu przez zastosowanie przyrządów Harvey'a (Rys. 67¹⁾).

Z wyglądu schemat jakgdyby się skomplikował, gdyż w stadium 2-em mamy 4 ujęcia wzbogacania. Jednakże 3 ujęcia, wykonane w 3 zespołach przyrządów kaskadowych, nie stanowią schematu zamkniętego. W ten sposób 3 przyrządy Harvey'a, nie mające części ruchomych, zastąpiły 40 stołów 1-ego ujęcia i 2 przyrządy Hoovera z 24 mieszadłami w ujęciu 2-iem schematu poprzedniego. Przytem w 1-em i 2-iem ujęciu kaskady wytwarzają koncentraty Pb (2); w 3-em ujęciu — Zn/Pb z przewagą Zn , wymagającego oczyszczenia od Pb , lecz nie na stołach typu vannerów, lecz na stołach Wilfley'a w liczbie 4 zamiast 14 vannerów, bowiem przyrządy flotacyjne nie mogą wzbogacać jedynie grubszych ziarn Pb .

Osiągnięte rezultaty:

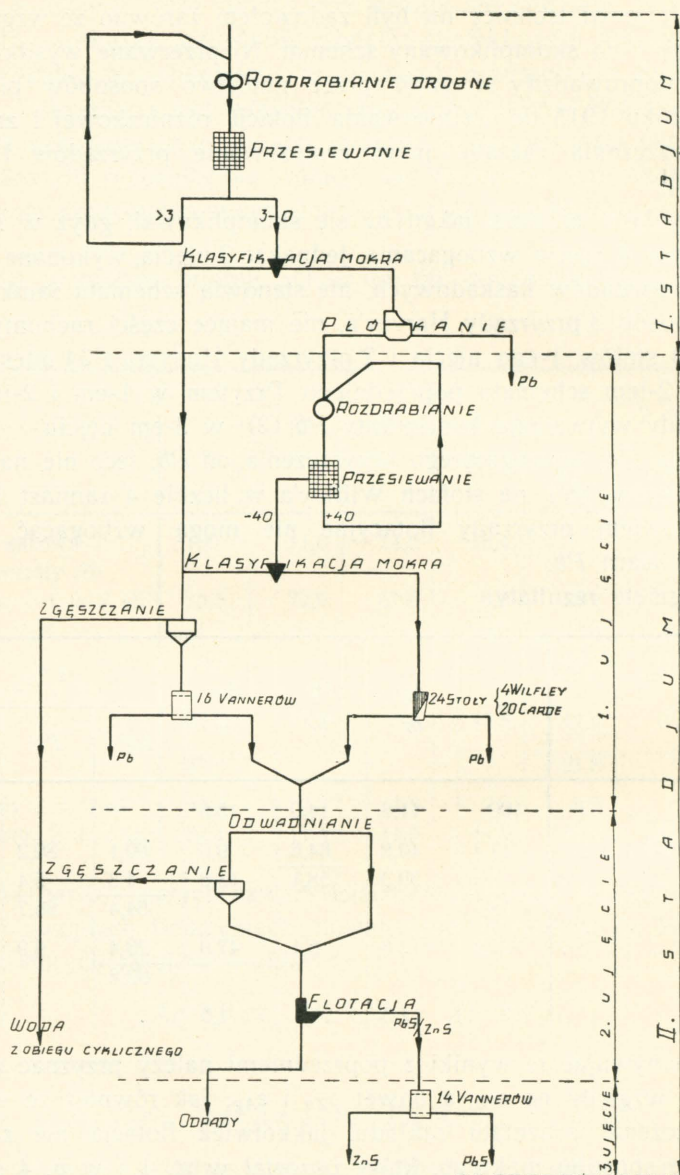
	γ	Ag oz	Pb %	Zn %	ε %		
					Ag	Pb	Zn
Ruda	100	11,8	14,0	15,6			
(1) i (2) Pb	17,4	40,8	64,6	9,0	60,1	80,2	10,0
(3) „	1,3	39,3	58,1	13,8	4,3	5,4	1,1
	18,7				64,4	85,7	11,1
Zn	27,2	12,8	5,1	47,9	29,4	9,9	83,3
					93,8		
Odpady		1,3	1,1	1,5			

Porównyując te wyniki z poprzednimi należy przyznać znaczny postęp ze względu na ε_{Pb} , a nawet β_{Zn} i ε_{Ag} , jak również ze względu na uproszczenie schematu zakładu. Jakkolwiek flotacja nie zastąpiła całkowicie sposobu mokrego, który pozostał w st. 1 i w u. 4 st. 2, to jednak posiada ona już coraz mniejsze znaczenie, schodząc do roli uzupełniającej.

4. Bardziej dostrzegalne uproszczenie schematu osiąga się wówczas, gdy cała ruda jest drobno wprysnięta i jednolita, to znaczy gdy nie wymaga rozdzielania kruszców. Takie są najczęściej rudy Cu .

¹⁾ Patrz t. II, str. 155.

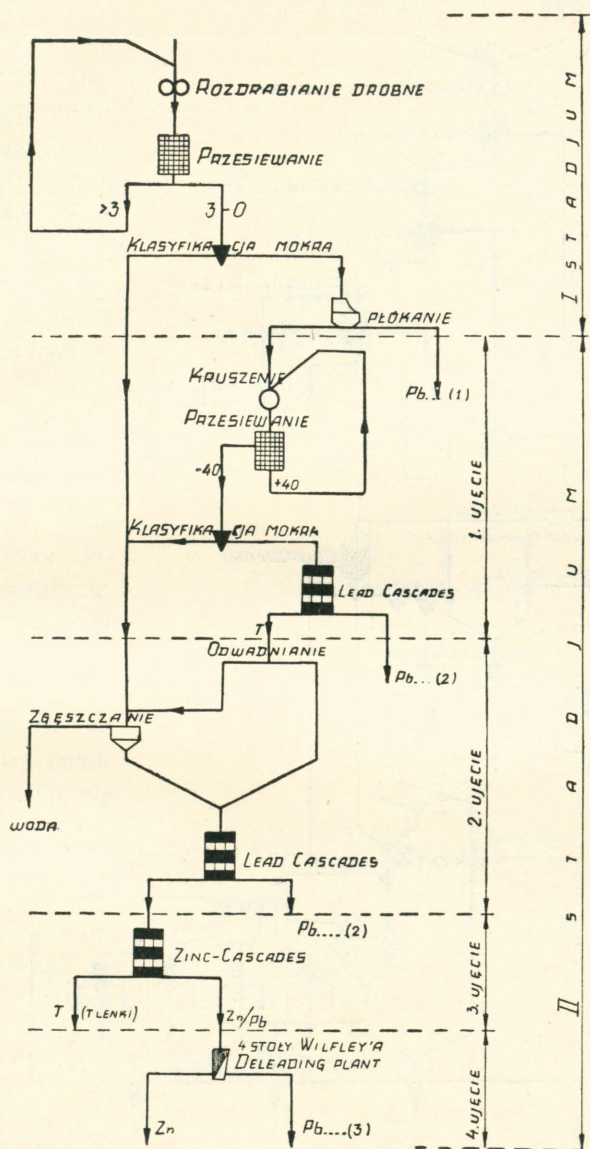
Następujący przykład, podany przez Broadbridge'a może być typowym. Miał on za zadanie na kopalni Braden Copper Co w Chili za-



Rys. 66. Pierwotny schemat wzbogacania na kopalni Central-Mine (Broken-Hill, Australia).

stać mokre wzbogacanie przez flotację, a to ze względu na niezadawalające osiągnięte wyniki, ekstrakcja bowiem wynosiła nie więcej, niż 51% przy zawartości Cu — 1,4% w odpadach.

Rys. 68 przedstawia stary schemat, rys. 69 — nowy, obejmujący tylko dolną zmienioną część.

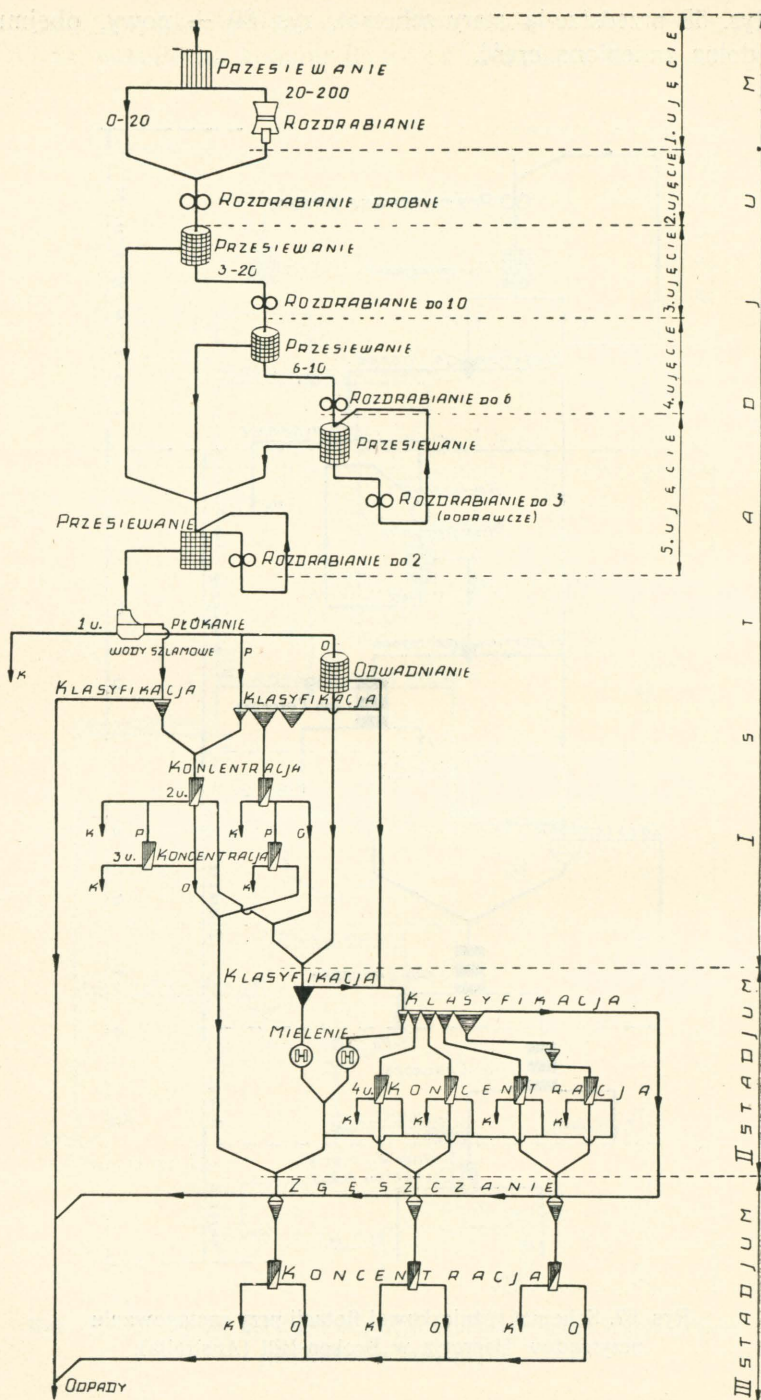


Rys. 67. Schemat różniczkowej flotacji przy zastosowaniu przyrządów Harvey'a w Broken-Hill (Australja).

Osiągnięte rezultaty:

$$\alpha = 1,88; \beta = 17,7; \vartheta = 0,42; \gamma = 8,4; \varepsilon = 79\%.$$

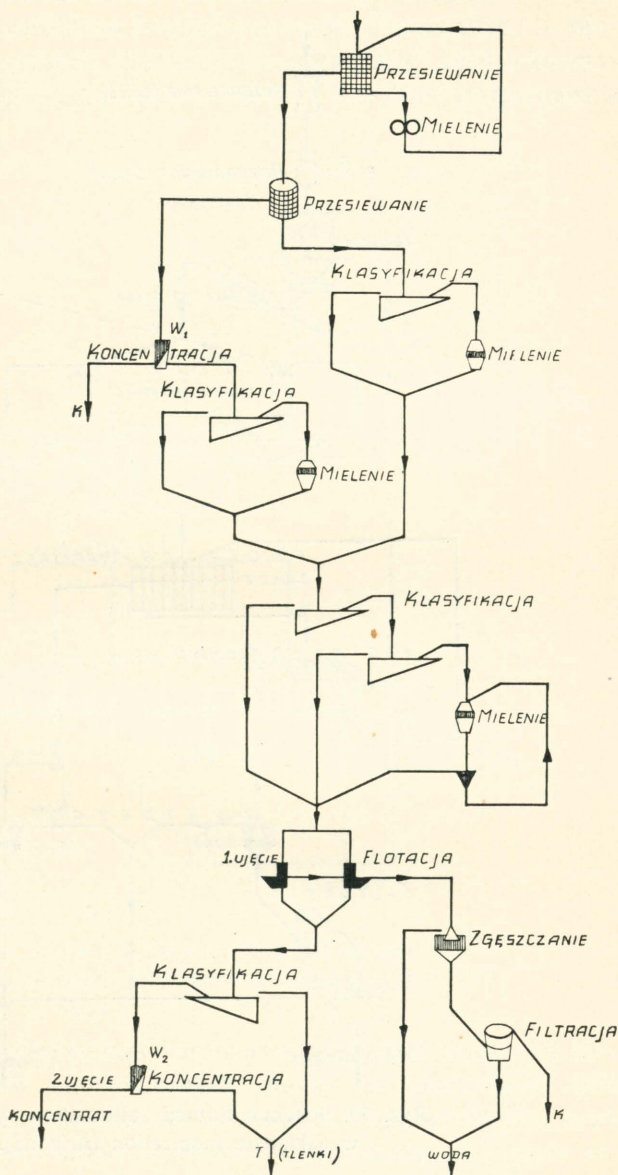
Porównanie 2 schematów odrazu ujawnia, jak złożona sieć przy-



Rys. 68. Stary schemat wzbogacania na kopalni Braden Copper Co w Chili.

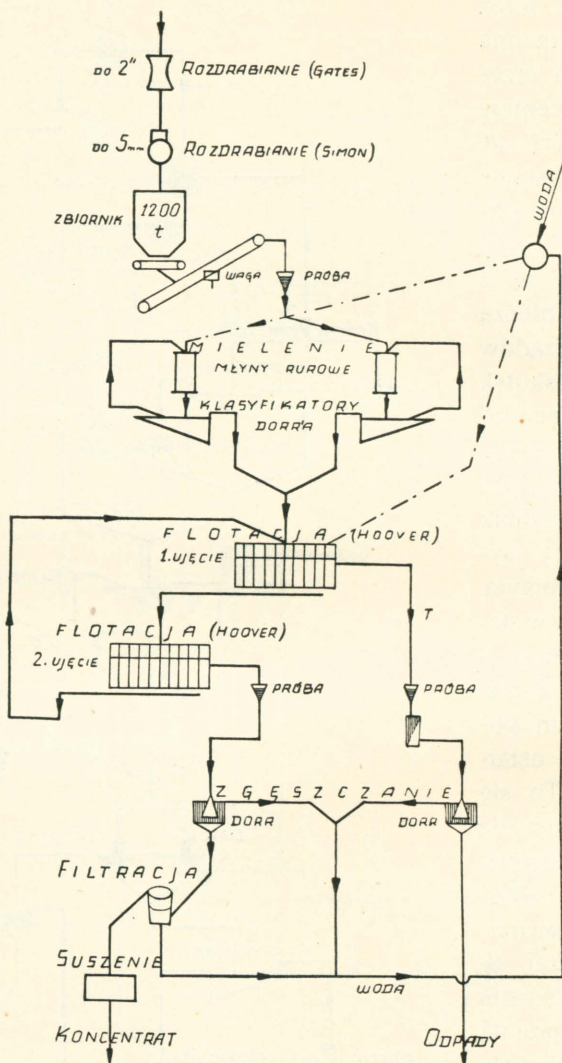
rzędów została zamieniona przez przyrządy flotacyjne. Flotacja jednakże tutaj nie usunęła całkowicie stołów płóczkowych. Na początku zostawiono stoły W_1 (rys. 69) na żądanie huty, gdyż nie mogła ona zgodzić się na przetwarzanie koncentratów znajdujących się całkowicie w stanie pyłu. W drugim stadium mamy stoły płóczkowe W_2 w 2 ujęciu, które płóczą odpady z przyrządów Hoovera, wskutek obecności pewnej ilości rud utlenionych.

W schemacie tym obserwujemy jednak bardzo złożony system rozdrabniania. Powyżej stołów w stadium 1-m mamy 5 ujęć rozdrabniania, z rozdrabnianiem poprawczym w ostatnim ujęciu. To się tłumaczy naturalnie pierwotnym schematem mokrego wzbogacania, które wymagało nadzwyczaj ostrożnego mielenia w celu zmniejszenia strat w szlamach, których tworzenie się jednakże nie zostało usunięte, co wynika zresztą ze złożonego systemu klasyfikacji i odwadniania. Poniżej tych stołów Wilfley'a mamy jeszcze 2 ujęcia z rozczłonkowaniem 1-go (6-go od początku) na 2 operacje równoległe. To rozczłonkowanie uwarunkowane jest większą skalą mielenia, niezbędną dla flotacji, jak



Rys. 69. Dolna zmieniona część schematu rys. 68 przy zamianie mokrego wzbogacania przez flotację.

również nieznacznym stopniem rozluźniania skały w tym miejscu, jakkolwiek wykonuje się je w 5 ujęciach, ale na walcach.

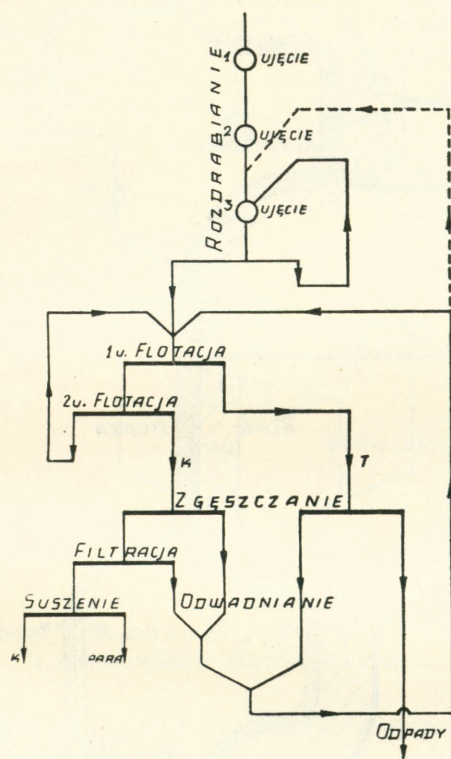


Rys. 70. Schemat flotacji „allflotation system” w zakładzie Inspiration (Arizona).

5. Gdyby wypadało budować nowy zakład dla flotacji przy tymże charakterze rudy, naturalnie schemat rozdrabniania mógłby być bardziej uproszczony.

Przy zwykłym mokrym sposobie wzbogacania schemat rozdrabniania w stadjach z rozczłonkowaniem na ujęcia, jak wiadomo, jest uwarunkowany dwoma okolicznościami: 1) oszczędzaniem pracy (nie

kruszyć nic zbytecznego) i 2) unikaniem strat w szlamach (na skutek naturalnej flotacji powierzchniowej). Przy flotacji ta druga okoliczność nie odgrywa roli. Okoliczność zaś pierwsza zależy wyłącznie od charakteru wprysnięć i warunków wytapiania rudy. Oczywiście, iż przy bardzo miążkiem wprysnięciu ilość ujęć rozdrabniania uwarunkowana jest dopuszczalną skalą rozdrabniania w obranej kruszarce, zastosowanie



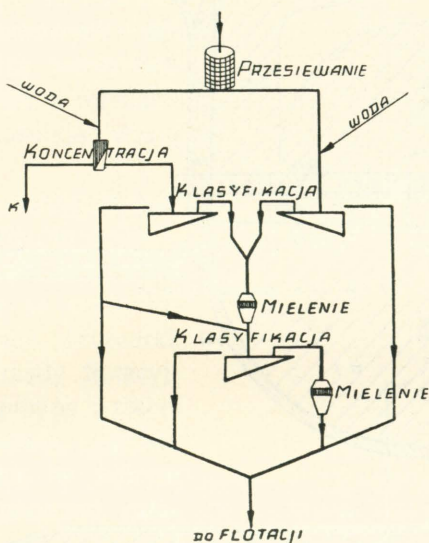
Rys. 71. Schemat flotacji „allflotation system“
w zakładzie Inspiration (Arizona).

zaś pomocniczego i poprawczego sortowania może być wyłącznie uzależnione od warunków ekonomicznych. Nawet w nieobecności tych operacji przeładowanie przyrządów pierwszych ujęć grubego i średniego rozdrabniania może dopomagać do tworzenia się na samym początku dostatecznej ilości miazgi, ułatwiając w ten sposób pracę mieleńca w stadjach ostatnich, przed którym klasyfikacja być może nie tyle jest potrzebna dla zaoszczędzenia pracy, ile dla regulowania ilości wody w młynach rurowych, w których gęstość winna być 1 : 1.

Jeżeli przy takim systemie otrzymuje się znaczne zużycie pracy, to wszakże prosty schemat sieci przyrządów, zmniejszenie ogólnej ilości przyrządów, zmniejszenie potrzebnej powierzchni i objętości budynku

ności od jej bogactwa i wartości. Tem niemniej w nowych budynkach wyraźnie spostrzega się tendencję w kierunku możliwego uproszczenia całego systemu. Schemat rys. 70 i 71 zakładu Inspiration, Arizona (CuS/SiO_2 ; $Q = 400 \text{ t}/24 \text{ godz.}$) może być typowy dla zakładów, zbudowanych podług systemu flotacji „allflotation system” (flotacja całości urobku). Podług schematu 71:

1) wzbogacanie wykonywa się w jednym stadjum i w dwu ujęciach;



Rys. 72 b. Schemat jakościowy wzbogacania w zakładzie Braden (Chili) z zastosowaniem młynów Hardinge'a.

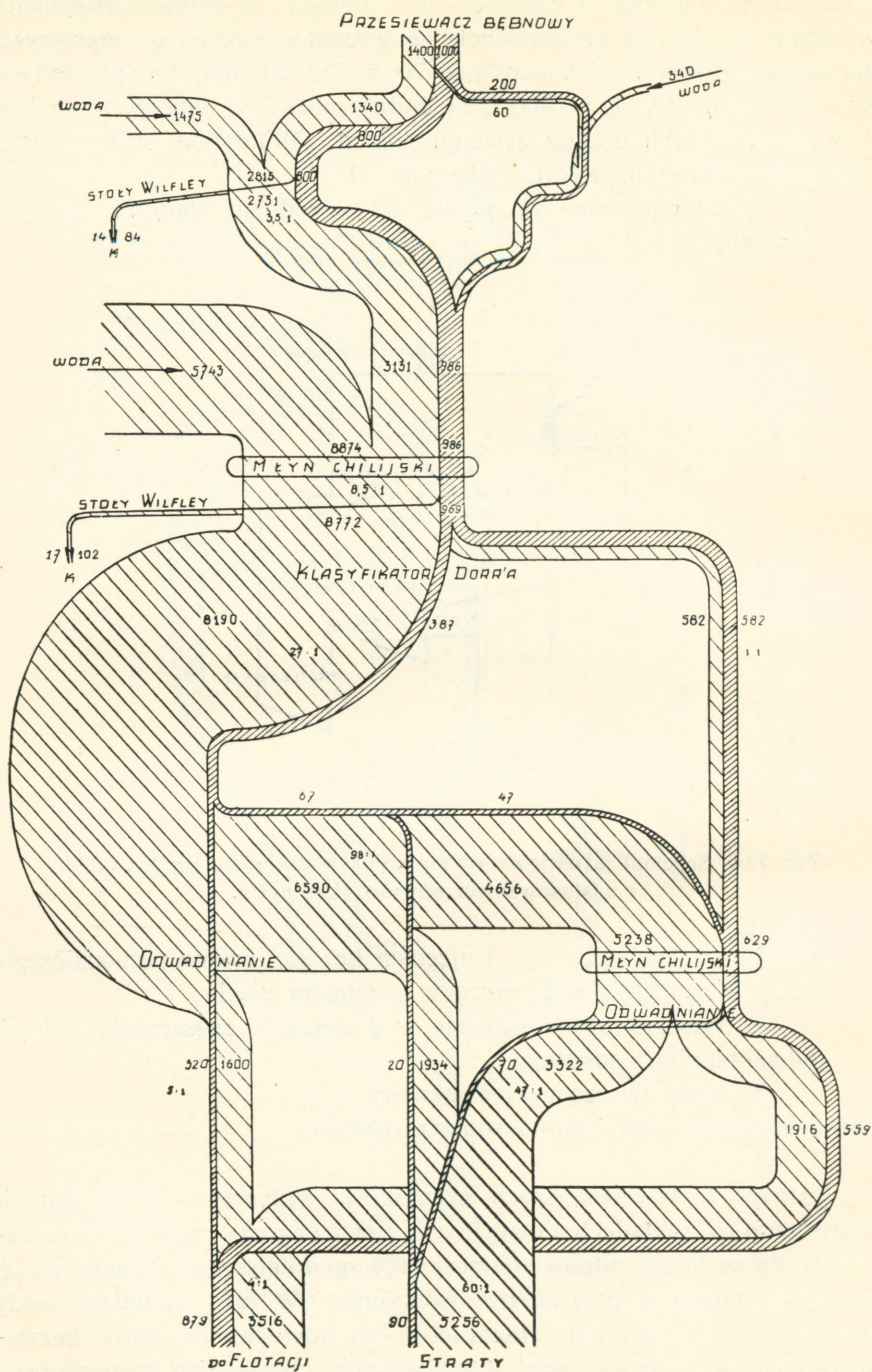
2) rozdrabianie — w 3 ujęciach bez sortowania pomocniczego, lecz z klasyfikacją poprawczą w ostatnim ujęciu;

3) osuszanie dokonywa się w 3 ujęciach: zgęszczania, filtracji (odwadniania) i suszenia;

5) wody tworzą cykl zamknięty.

Coś bardziej prostego trudno sobie wyobrazić.

Jednym z najważniejszych czynników, wpływających na zmniejszenie strat w zakładach flotacyjnych, jest nieprzerwalne krążenie wody w ilości, odpowiadającej najwygodniejszemu stosunkowi jej do części stałych w przyrządzie flotacyjnym. W razie nadmiaru wody niezbędnym jest uprzednie zgęszczenie lub odwodnienie, które bezwarunkowo stanowi źródło strat w przelewach. Okoliczność ta pociąga za sobą 2 bardzo ważne skutki w całym zespole operacji: 1) uwarunkowuje określone regulowanie poszczególnych operacji pod względem ilości wody w każdej i 2) określa warunki zasilania przyrządów.

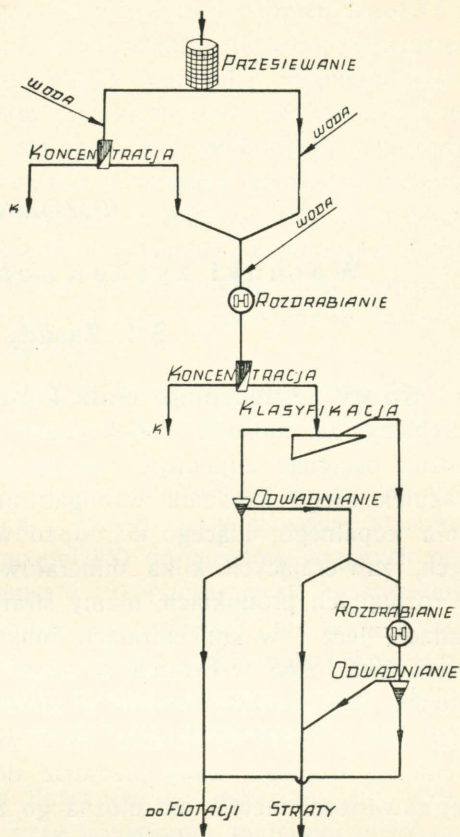


Rys. 73 a. Schemat ilościowy wzbogacania w zakładzie Braden (Chili) z zastosowaniem młynów chilijskich.

Pod względem regulowania ważne jest wybranie takich przyrządów, żeby przy prawidłowym stosunku wody i części stałych w każdym z nich przyrządy flotacyjne otrzymywały mieszaninę z potrzebną ilością wody bez konieczności zgęszczania. Na tej zasadzie młyny kulowe mają bezsprzeczną przewagę nad młynami chilijskimi. Wykresy rys. 72 i 73 ilustrują ruch wód szlamowych w zakładzie Braden przy warjantach z młynami Hardinge i młynami chilijskimi i wyjaśniają wyżej przytoczone.

Co się tyczy zasilania oddzielnych przyrządów, to oczywiście, iżłączone we wspólnym potoku mieszaniny w cyklu zamkniętym, wszystkie kruszarki, klasyfikatory, przyrządy flotacyjne, koncentratory, pompy i zbiorniki wodne stanowią ogniwa wspólnego łańcucha, w którym każdy poprzedni przyrząd załadowuje następny, tworząc jedyny mechanizm, a wskutek tego naruszenie w ruchu jednych przyrządów wywołuje nieprawidłowy ruch wszystkich innych.

Stąd wypływa ważny wniosek, że przyrządy flotacyjne nie stanowią w zakładzie jednostki samodzielnej, lecz najczęściej są złączone ze wszystkimi innymi przyrządami, przez które płynie potok. Taka współzależność stanowi z jednej strony słabą stronę systemu, lecz z drugiej strony, o ile została prawidłowo uskuteczniiona, warunkuje maximum ekstrakcji i minimum kosztów dozoru nad całą siecią przyrządów, gdyż są one kompletnie zmechanizowane.



Rys. 73 b. Schemat jakościowy wzbogacania w zakładzie Braden (Chili) z zastosowaniem młynów chilijskich.

ROZDZIAŁ II.

Warunki zyskowności wzbogacania.

§ 1. Zasady ogólne.

Straty użytecznego ciała kopalnego przy wzbogacaniu. Wi-
dzieliśmy, że, stosując jakiegokolwiek sposoby wzbogacania, nigdy nie
można osiągnąć zupełnego oddzielenia minerału od części płonnej,
wskutek czego każdemu wzbogacaniu towarzyszą straty użytecznego
ciała kopalnego, idącego do odpadów. Przy wzbogacaniu rud złożo-
nych, zawierających kilka minerałów użytecznych, skoncentrowanych
w rozmaitych produktach, mamy straty każdego metalu nie tylko w od-
padach, lecz i w koncentratkach innych metalów. Jeżeli np. ruda za-
wiera ZnS i PbS w kwarcu, to straty Pb i Zn zachodzą nie tylko w od-
padach, lecz ponadto ołowiu w koncentracie cynku i odwrotnie; cho-
ciaż można przy wytapianiu metalów z koncentratów oddzielić jeden
metal od drugiego, który przejdzie do żużli, to jednak przy nieznac-
nej zawartości metalu nie można go z nich z korzyścią otrzymać i dla-
tego huty, nabywając określone koncentraty, nie biorą pod uwagę przy
określaniu ceny koncentratu domieszki drugiego metalu, owszem cza-
sami nawet obniżają ceny.

Oprócz strat w odpadach są jeszcze straty w szlamach, zwłaszcza
jeśli nie wykorzystuje się powtórnie wody; ponadto są straty w po-
staci pyłu i wreszcie przy przechowywaniu i przy niedbałym postępo-
waniu. To też straty minerału użytecznego zachodzą przy każdej ope-
racji wstępnej, nawet nie polegającej na wzbogacaniu. Tak przesiewa-
nie węgla kamiennego jest związane ze stratami z powodu powstawania
znacznej ilości miazgi, czasem bezwartościowego. Przeróbce, polegającej
wyłącznie na rozdrabnianiu (soli kamienniej, rudy żelaznej, węgla), to-
warzyszą straty z powodu powstawania pyłu. Te same straty przynosi
suszenie i cegiełkowanie; odwadnianiu rud oolitowych, błotnych
i aluwialnych towarzyszą straty w szlamach; wzbogacaniu chemicz-
nemu zapomocą ługowania — straty w części rozczynów. Przy praże-
niu i destylowaniu zachodzą również straty zależne od temperatury i t. p.

Straty wszelakiego rodzaju są wogóle tem większe, im wyższy jest sto-

pień wzbogacania $\frac{\beta}{\alpha}$ (w jednostce koncentratu). Przy innych rodzajach przeróbki temu odpowiadają: przy sortowaniu — znaczna ilość sortymentów i czystość sortowania, przy rozdrabnianiu — stopień tegoż i t. d. Co się tyczy strat przy właściwym wzbogacaniu, to, jakśmy widzieli, dla każdej rudy istnieje określony związek pomiędzy stopniem wzbogacania β i ekstrakcją ϵ (lub stratą η), zależny od właściwości rudy i operacji wzbogacania. Związek ten może być stwierdzony na drodze doświadczalnej i oznaczony na wykresie zapomocą krzywych wzbogalności. Z takiego wykresu widzimy, że im większy stopień wzbogacania β , tem większa jest zawartość ϑ w odpadach, a ponieważ jednocześnie zmniejsza się wychód koncentratu i zwiększa ilość odpadów, to tem samem zmniejsza się ekstrakcja przy odpowiednim wzroście strat η w odpadach, co widać z krzywej ϵ .

Korzyści wzbogacania. Niemniej przeto pomimo zachodzących strat wzbogacanie może być korzystne. Korzyść wzbogacania bywa dwojaka;

1) ceny rynkowe produktów wzbogacania są zazwyczaj wyższe, niż produktów surowych i dlatego przy pewnym stosunku ceny sprzedaży rudy wzbogaconej (S) do kosztów własnych produkcji (y) i wychodu koncentratu (γ), ogólny zysk ze sprzedaży pewnej ilości koncentratów może być większy, niż ze sprzedaży całej ilości produktu surowego, z którego otrzymujemy koncentrat (dochodzą tu i te wypadki, gdy produkt surowy wogóle nie ma zbytu lub koszty własne jego wydobycia przewyższają jego cenę rynkową);

2) wskutek zmniejszenia ilości ogólnej materjału przy wzbogacaniu mamy oszczędności przy transporcie mniejszej ilości materjału w porównaniu z produktem surowym.

Korzyści, stąd pochodzące, są bezwarunkowe i są tem większe, im większy jest stopień zmniejszenia¹⁾ (im mniejszy wychód koncentratu) i im większa jest odległość transportu. Z tego punktu widzenia, im wyższy jest stopień wzbogacania, tem większą osiągamy korzyść.

Lecz co się tyczy korzyści, jaką przynosi różnica cen produktów surowych i produktów wzbogacania, to zależy ona od wielu okoliczności i jest względna.

Przedewszystkiem ceny rynkowe mogą być rozmaicie określane. Tak, np. rozmaite sortymenty węgla kamiennego mają różne ceny, lecz ceny na pospółkę i węgiel płókany są przeważnie ustalane niezależnie od zmian zawartości popiołu lub siarki, z określeniem jednak granicy największej ich zawartości. Przy tych warunkach: 1) stopień wzbogacania wyższy niż żądany nie jest korzystny, ponieważ temu to-

¹⁾ Stopniem zmniejszenia nazywamy odwrotność wychodu — $\frac{1}{\gamma}$.

warzyszy zmniejszenie wychodu węgla płókanego, a cena za czystszy węgiel pozostaje bez zmiany; 2) przeróbka może się nie kalkulować, jeśli można osiągnąć żadaną najmniejszą zawartość popiołu (podług wykresu wzbogalności) przy zbyt znacznem zmniejszeniu ilości produktu.

Dla rud (kruszców) ceny rynkowe wogóle zmieniają się w zależności od dwóch czynników zmiennych: zawartości metalu w produkcie — α i od kursu metalu na rynkach światowych. Ruchoma skala cen przy danym kursie jest ograniczona z jednej strony najniższą zawartością metalu, przy której produkt jeszcze może być uważany za rudę przemysłową dla huty, z drugiej zaś strony — naturalnym kresem możliwości wzbogacania.

Korzyści przeróbki określa różnica pomiędzy ceną sprzedaży i kosztami własnymi produktu. Te ostatnie składają się z dwóch części: kosztów wydobywania i kosztów przeróbki, które nie są stałe. Przy danym systemie odbudowy i określonym sposobie przeróbki ogólne koszty wydobywania i przeróbki mogą być niższe zapomocą zwiększenia produkcji. Lecz dla danego złoża o określonych zapasach rud istnieje pewna określona produkcja najkorzystniejsza, przy której koszty własne są najniższe i której przekroczenie pociąga za sobą wzrost wydatków. Również jeśli cały proces przeróbki dzieli się na kilka stadiów i stopień wzbogacania uzależniony jest od ilości poszczególnych operacji, to koszty przeróbki wzrastają naogół razem ze wzrostem stopnia wzbogacania, a korzyści, zależne od różnicy w cenach produktów, są ograniczone przez wzrost kosztów przeróbki. Wreszcie wobec wzrostu strat ze wzrastaniem stopnia wzbogacania i zmniejszeniem wychodu koncentratu, pomimo że cena rynkowa wzrasta, ogólny zysk może wzrastać tylko do pewnej granicy wzbogacania; po jej przekroczeniu będzie on spadał i w ten sposób powstaje pewny najzyskowniejszy stopień.

Przystępując więc do projektowania przeróbki mechanicznej (lub wogóle przeróbki wstępnej), musimy rozwiązać następujące zadania ekonomiczne:

- 1) czy przeróbka jest wogóle niezbędna, czy też zbędna, t. j. czy mogą mieć zbyt produkty górnicze w postaci surowej, czy też, ażeby można je było sprzedać, niezbędna jest jakakolwiek bądź przeróbka wstępna;

- 2) jeśli produkty surowe nie mają zbyt, to do jakiego najniższego stopnia należy je wzbogacić, mając na względzie istniejące warunki sprzedaży;

- 3) czy można zapomocą przeróbki uczynić zadość warunkom, obliczonym na podstawie poprzedniego, i jakie są możliwe granice kosztów przeróbki;

- 4) jeśli produkty mają zbyt, to przy jakich warunkach wprowadzenie przeróbki może być korzystne; wreszcie

5) jeśli warunki zyskowności wprowadzenia przeróbki są określone, to jaki jest najzyskowniejszy stopień wzbogacania.

Zespół rozwiązań wszystkich kwestyj powyższych tworzy warunki zyskowności przeróbki. Punktem wyjścia dla rozwiązania tych kwestji są ceny rynkowe.

§ 2. Rynkowe ceny rud.

Ceny rynkowe wahają się w zależności od zawartości metalu, obecności domieszek obcych i kursu metalów w danej chwili. Ceny te oznacza się zapomocą wzorów, ustalanych przez strony, zawierające umowy; obowiązują one na czas określony, przyczem wzory te niekiedy są dość złożone. Wzory cen sprzedaży wykazują, że ceny są tem wyższe, im wyższa jest zawartość metalu i im wyższy jest kurs tego metalu, i zawierają wszystkie warunki umowy, a więc: rabaty za niewystarczającą ilość metalu, premje za nadwyżkę, skrajną, najniższą wartość, zniżki za domieszki obce, za wytopienie *Au* i *Ag* i ich rafinowanie, zapłaty za ważenie dla sprawdzenia, za analizy i t. d. Niektóre ceny wyraża się rozmaitemi wzorami dla rozmaitych granic zawartości metalu, na przykład:

1) Rudy miedzi mają wzór dla ceny:

$$S = (\alpha - 0,7) K_{Cu} - \alpha \cdot p + \beta k' + (s - 30) k',$$

gdzie α — zawartość *Cu* w rudzie w całych liczbach %,

0,7 — potrącenie pewne na analizę i próby,

K_{Cu} — kurs *Cu* na giełdzie londyńskiej (huta Swansa), w 1912 r. płacono od 62,760 do 78,762 £ za tonnę,

p — koszty rafinowania po oddzieleniu *Au* i *Ag*, podług wzoru $a \left(\frac{1}{\alpha} \right) - b$, od 3 szyl. 6 pens. do 2 szyl. 6 pens. za każdy procent zawartości *Cu*,

β — liczba uncji *Au* w tonnie,

k' — cena złota po potrąceniu kosztów wytapiania, 70 — 76 szylingów,

s — zawartość siarki, opłacana w wypadku nadwyżki 30% (0,20 fr. za każdy %).

Srebro, zawarte w miedzi, opłacane jest podług kursu.

2) Galena. Jeden z najczęściej używanych wzorów (we Francji) dla rud, zawierających galenę:

$$S = (\alpha - 4) K_{Pb} + p K_{Ag} - F,$$

gdzie α — zawartość *Pb* w %,

p — ilość kg *Ag* w tonnie rudy,

K_{Pb} — kurs ołowiu (od 10 — 22 £ za 1 tonnę na giełdzie londyńskiej — w okresie r. 1899 — 1912),

K_{Ag} — kurs srebra (12—16 £ za 1 kg w roku 1903—1912),
 F — koszty wytopienia Ag , zmienne w zależności od zawartości Ag ,

$$F = \alpha \left(\frac{1}{\alpha} \right) - b, \text{ od 80 do 60 franków za 1 tonnę przy } \alpha$$

od 50% do 70%.

Granicą zawartości Pb , przy której za rudę płąć według powyższego wzoru, jest 50%. Ze wzoru tego ponadto wynika, że przy obliczaniu zawartości Pb daje się rabat 4%.

3) Blenda cynkowa bywa szacowana według wzoru (we Francji):

$$S = 0,95 (0,8 \alpha - 1) K_{Zn} - F,$$

gdzie α — zawartość Zn .

Współczynnik 0,8 i składnik 1 uwzględniają straty przy prażeniu; współczynnik 0,95 uwzględnia różnicę pomiędzy tonną angielską a metryczną.

K_{Zn} — kurs Zn na giełdzie londyńskiej, w okresie 1906—1912 od 19 do 28,25 £ za tonnę; przeciętna cena w roku 1912 — 26,42 £ za tonnę;

F — koszty rafinowania około 60 franków za tonnę.

Rudę opłacają przy warunku $\alpha_{min} = 40\%$.

Wzór, niżej podany, może być przykładem więcej złożonych warunków określenia ceny rudy Zn (Francja), zawierającej Ag :

$$S = 0,95 (\alpha - 8) K_{Zn} - (A + B) + \frac{K_{Ag} (P - 0,150)}{2} + 0,025,$$

gdzie K_{Zn} — kurs Zn na giełdzie londyńskiej we frankach,

K_{Ag} — kurs Ag „ „ „ „ „

α — zawartość Zn w %,

P — „ Ag w kilogramach w tonnie,

A — koszty wytopienia,

B — list przewozowy,

0,025 różnica pomiędzy tonną angielską a metryczną.

Podług tego wzoru 8% Zn nie są opłacone, a z ceny ogólnej dają 5% rabatu. Od ilości srebra 150 gr na próbę, opłacają tylko połowę zawartości, odliczając koszty wytopienia.

Wzór ogólny. Wyżej przytoczone wzory mogą być mniej lub więcej złożone, jednak wszystkie wchodzące do nich wielkości zawsze są pierwszej potęgi, a więc mogą być przedstawione na wykresie w postaci linii prostej.

Tak, przyjmując, że zawartość srebra jest stała w tonnie metalu, i wyrażając p jako funkcję liniową α :

$$p = a\alpha + b,$$

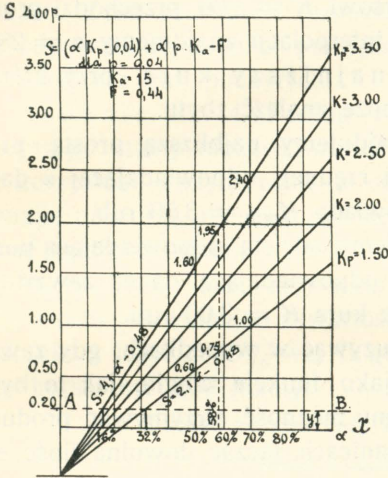
można wzorom cen dać następującą postać:

$$S = m\alpha + n \dots \dots \dots (1)$$

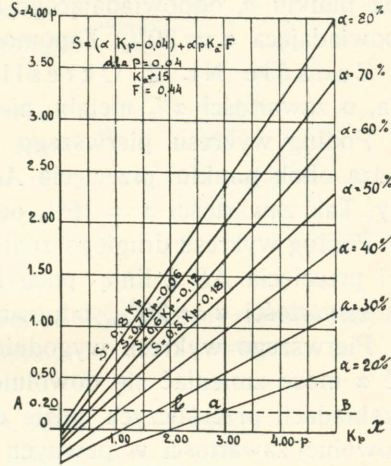
przy danej wysokości kursu Pb przy rozmaitych zawartościach, lub

$$S = m'K + n' \dots \dots \dots (2)$$

dla danej zawartości przy zmiennym kursie (kurs srebra przyjmujemy za stały). Współczynniki m i n są zależne od warunków kontraktu.



Rys. 74.



Rys. 75.

Ceny rynkowe rudy ołowianej.

Z pierwszego wzoru dla rozmaitych K uzyska się szereg linii prostych, pochyłonych pod rozmaitemi kątami ($m = \operatorname{tg} \varphi$) i przecinających oś rzędnych w rozmaitych odległościach od początku (n) (rys. 74). Im większy jest kurs, tem większy odcinek n ¹⁾ i tem większy kąt $\operatorname{arctg} m$. Na osi rzędnych odkłada się ceny, a na osi odciętych — zawartość α .

Podług drugiego wzoru dla rozmaitych α otrzymujemy szereg linii prostych (rys. 75), mających tem większy kąt nachylenia i odcinających na osi rzędnych tem większe odcinki, im wyższa jest zawartość α . Ceny, jak i na rys. 74, odliczamy na osi rzędnych, a kursy — na osi odciętych.

Przeprowadzając na każdym wykresie linie $AB \parallel OX$ w odległości $Y =$ kosztom własnym, możemy dać odpowiedź na pierwszą kwestję i jej różne modyfikacje.

Zadanie Nr. 1. Określić skrajną najniższą, dopuszczalną zawartość α w produktach rynkowych, poniżej której produkty te przy warunkach kontraktu m i n nie mogą mieć zbytu na rynku.

¹⁾ W przykładzie na rys. 74 $n = \text{const}$.

Podług pierwszego wzoru najniższa zawartość wyraża odcięta punktu przecięcia linii AB z linią pochyłą, odpowiadającą danemu kursowi. Tak przy $K_{Zn} = 1,50$ rub., skrajna zawartość $\alpha_1 = 32\%$; przy $K_{Zn} = 3,50$ rub., $\alpha_2 = 16\%$ i t. d. Im wyższy jest kurs, tem niższa jest zawartość skrajna.

Podług wykresu drugiego patrzymy, jakie dwie najbliższe linie przechodzą obok punktu przecięcia prostej AB z odciętą, odpowiadającą danemu kursowi. Tak przez punkt a , odpowiadający danemu kursowi 3,00, przechodzi linia prosta, pochyła, odpowiadająca $\alpha = 20\%$; obok punktu b , odpowiadającego kursowi $K = 2,00$, przechodzi prosta, odpowiadająca $\alpha = 30\%$. Zapomocą interpolacji znajdujemy $\alpha = 28\%$.

Zadanie Nr. 2. Określić najniższy kurs, przy którym ruda, o zawartości $\alpha\%$ metalu, nie może znaleźć zbytu.

Podług wykresu pierwszego znajdujemy najbliższą prostą, przechodzącą obok punktu przecięcia AB i rzędnej, odpowiadającej α danej rudy. Tak zawartości $\alpha = 16\%$ odpowiada $K_{min} = 3,50$ rub.

Podług wykresu drugiego znajdujemy odciętą, odpowiadającą punktowi przecięcia AB z linią pochyłą, odpowiadającą danej zawartości. Tak zawartości $\alpha = 20\%$, odpowiada kurs $K = 3,00$ rub.

Pierwszego wykresu wygodniej używać w wypadkach, gdy zawartość α może zmieniać się dowolnie, jako funkcja ciągła, jak to bywa w zakładach przeróbczych, gdzie mamy możność otrzymywać produkty o dowolnej zawartości w pewnych granicach, łącząc dowolną ilość elementarnych produktów w ostatniem stadium przeróbki, podczas gdy zmiany kursów rzadko mają charakter ciągły.

Wykres drugi jest odpowiedniejszy w tych wypadkach, gdy kopalnia lub zakład przeróbczy daje kilka produktów o przeciętnym składzie zupełnie określonym, podczas gdy kursy, chociaż nie stanowią funkcji ciągłej, to jednak wahania ich nie podlegają żadnemu prawu i mogą być rozmaite. Tak w kopalni, gdzie odbudowuje się kilka żył lub jedną żyłę na rozmaitych poziomach, otrzymuje się surowe produkty o rozmaitym składzie, którym odpowiadają określone linie α . W zakładach przeróbczych, przerabiających stadjami, w rozmaitych stadjach otrzymuje się produkty o rozmaitym składzie, przyczem zawartość w produkcie ostatniego stadium zazwyczaj bywa niższa niż we wszystkich poprzednich.

Jeśli we wzorach (1) i (2) będziemy zmieniać współczynniki m i n i wykreślimy szereg linii, jak na wykresie pierwszym, dla jakiegokolwiek kursu lub według wykresu drugiego, dla jakiejkolwiek określonej zawartości, to będziemy mogli rozwiązać zadania powyższe dla rozmaitych warunków umowy. Tak na wykresie rys. 76 mamy dwie linie proste, zgodnie z warunkami umowy:

$$S = (\alpha K_p - 0,04) + \alpha p K_a - F \quad \text{i}$$

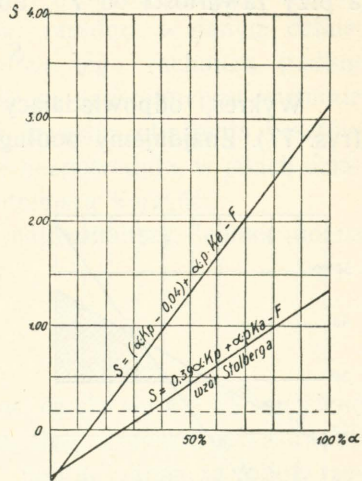
$$S' = 0,39 \alpha \cdot K_p + \alpha \cdot p K_a - F$$

podług pierwszego wykresu, przy określonych kursach łożowiu i srebra. Wykres ten daje możliwość porównania rozmaitych ofert. Tak dla umowy, której odpowiada prosta S , skrajna wartość $\alpha = 20\%$, a dla umowy S' — $\alpha' = 35\%$. Pierwsza więc umowa jest korzystniejsza od drugiej.

Zadanie Nr. 3. Określić zysk lub straty przy sprzedaży rudy o danym składzie przy rozmaitych kursach i warunkach. Zysk oczywiście oznacza odcinek odpowiedniej rzędnej pomiędzy linią AB i jedną z linii pochyłych.

Zadanie Nr. 4. Podług wykresu pierwszego mamy możliwość określić, czy jest korzystniej otrzymywane w sortowni rozmaite produkty mieszać, czy też sprzedawać każdy z osobna.

Przypuśćmy, że sortownia daje 2.000 t rudy ołowianej o zawartości 70% I gatunku i 1.000 t. 45%-wej II gatunku. Przy kursie np. 2,00 mamy:



Rys. 76. Ceny rynkowe rudy ołowianej.

Dochód ze sprzedaży I gat.	2.000	· 1,34	= 2.680
" " " II "	1.000	· 0,48	= 480
O g ó ł e m	3.000		= 3.160

Mieszając oba gatunki, otrzymamy 3.000 t o zawartości:

$$\frac{20 \times 70 + 10 \times 45}{30} = 61,5\%$$

Podług wykresu (rys. 74) widzimy, że 3.000 t po $1,09 = 3.270$. Korzystniej więc mieszać oba gatunki i sprzedawać jeden produkt.

Podobne kwestje powstają zawsze, gdy przeróbka odbywa się stad-
dami: w stadkach pierwszych otrzymujemy koncentraty o wysokiej
zawartości metalu, a w stadum ostatnim przy podziale całego pro-
duktu na 2 gatunki — koncentrat uboższy.

Analogiczne wzory (1) możemy otrzymać również w tym wypadku, gdy koncentraty są przetapiane w hucie miejscowej przy rozrachunkach pomiędzy kopalnią i hutą tego samego przedsiębiorstwa. Tak w Niżnym Tagilu (Ural) w r. 1911 huta miedzi obliczyła na podstawie ówczesnego kursu miedzi, kosztów wytapiania, i określonego zysku za pud gotowej miedzi, że za surowy produkt, dostarczany do huty, można płacić:

przy zawartości Cu w koncentratkach	4%	—	18 kop.
„ „ „ „	5%	—	25 „
„ „ „ „	6%	—	32 „
„ „ „ „	7%	—	39 „
„ „ „ „	8%	—	42 „

co odpowiada, przy zawartości Cu od 4‰ do 7‰, wzorowi:

$$S = 7\alpha - 10 \text{ kop. za pud,}$$

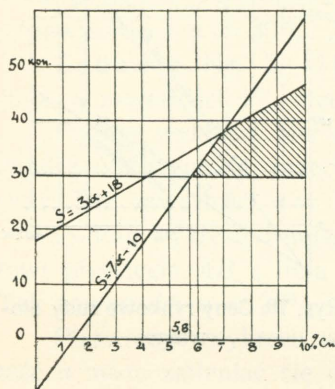
a przy zawartości od 7‰ do 8‰:

$$S = 3\alpha + 18.$$

Wykres, odpowiadający tym wzorom ma kształt linii łamanej (rys. 77). Znajdujemy podług tego wykresu, że skrajna zawartość miedzi przy cenie produktu 29,3 kop. = 5,8‰.

Wypadek, gdy koszty własne produktu przewyższają jego cenę na rynku.

Jeżeli podług wykresu wypada, że cena sprzedażna jest niższa od kosztów własnych, to produkt w tej postaci, w jakiej go mamy (surowy lub wzbogacony), nie znajduje zbytu i trzeba coś przedsięwziąć, aby go można było sprzedać przy danym kursie i warunkach kontraktu. Graficznie wyraża się to w ten sposób, że musimy otrzymać dodatni odcinek pomiędzy linią AB i odpowiednią pochyłą na rzędnej, odpowiadającej danej zawartości w wykresie I, lub na rzędnej, odpowia-



Rys. 77. Ceny koncentratów Cu w hucie niżnietagilskiej.

dającej danemu kursowi w wykresie II. Można to osiągnąć, albo zniżając linię AB , czyli obniżając koszty własne, albo biorąc wyżej leżącą linię pochyłą na wykresie II, co odpowiada zwiększeniu zawartości metalu, lub wybierając bogatsze części żyły do wydobywania, stosując przeróbkę lub wreszcie przesuwając w górę pochyłą linię na III wykresie, co odpowiada zmianie warunków kontraktu. Techniczne więc środki mogą polegać na:

- 1) niższe kosztów własnych i 2) wprowadzeniu przeróbki.

§ 3. Koszty własne produktu surowego.

Zasady ogólne. Koszty własne produktu surowego przemysłu górniczego stanowią funkcje bardzo wielu okoliczności i składają się z mnóstwa poszczególnych składników, stosownie do najwięcej charakterystycznych działów gospodarki kopalnianej. W przedsiębiorstwach, dobrze postawionych, prowadzi się bardzo dokładny rachunek wszystkich wydatków podług działów. Jest on niezbędny dla kontroli wszystkich czynności kopalnianych ze strony gospodarczej i bywa sporządzany co miesiąc. Zazwyczaj w przedsiębiorstwach ustabilizowanych poszcze-

gólne działy i sumy ich mają pewną mniej więcej stałą wysokość. Jeżeli w niektórych miesiącach poszczególne działy i suma ogólna kosztów własnych zaczynają się znacznie wahać, to prowadzenie ich podług działów daje możność zawiadowcy kopalni od razu odkryć powody tych wahań i przedsięwziąć środki zaradcze w danym dziale, ażeby powróciły normalne warunki. Oprócz tego rachunek podług działów pozwala wnioskować, jakie działy są najistotniejsze w sumie ogólnej, a więc jeśli wypadnie rozwiązać kwestję obniżenia kosztów własnych to mamy możność przekonać się bezpośrednio, w jakich działach te przedsiębrane środki dadzą najistotniejszą korzyść.

Podział kosztów na działy może być najrozmaitszy, jednak można zawsze połączyć je w trzy główne grupy:

- 1) koszty eksploatacji,
- 2) koszty ogólne i
- 3) amortyzacja włożonego kapitału.

Koszty eksploatacji, a czasami i ogólne dzielą się na: a) robociznę i b) materiały. Robociznę określa się nie podług sprawozdań kasowych o kwotach rzeczywiście wypłaconych, lecz podług żądań za roboty rzeczywiście wykonane; również rozchód materiałów obliczamy podług zleceń składów materiałowych, nie zaś podług rachunków kasowych.

Pierwsze dwie kategorie stanowią koszty bieżące, czyli takie wydatki, które się powtarzają regularnie w ciągu całego okresu trwania przedsiębiorstwa.

Koszty eksploatacji są to koszty, związane bezpośrednio z eksploatacją złoża — ruchowe czyli techniczne wydatki. Główne działy kosztów eksploatacji są następujące:

Pozycje:	Materiały:			
1) Roboty górnicze:	<table> <tr> <td data-bbox="379 1102 586 1187">a) poszukiwawcze b) przygotowawcze c) odbudowa</td><td data-bbox="686 1116 927 1178">} materiały wybuchowe, świdry i narzędzia</td></tr> </table>	a) poszukiwawcze b) przygotowawcze c) odbudowa	} materiały wybuchowe, świdry i narzędzia	
a) poszukiwawcze b) przygotowawcze c) odbudowa	} materiały wybuchowe, świdry i narzędzia			
2) obudowa:	<table> <tr> <td data-bbox="379 1195 629 1337">a) robót poszukiwawczych b) robót przygotowawczych c) robót odbudowy</td><td data-bbox="686 1248 887 1280">} drzewo kopalniane</td></tr> </table>	a) robót poszukiwawczych b) robót przygotowawczych c) robót odbudowy	} drzewo kopalniane	
a) robót poszukiwawczych b) robót przygotowawczych c) robót odbudowy	} drzewo kopalniane			
3) przewóz podziemny:	<table> <tr> <td data-bbox="379 1345 646 1487" rowspan="2">a) od przodka do głównego chodnika przewozowego b) w chodniku przewozowym do podszybia</td><td data-bbox="686 1345 749 1377">} smary</td></tr> <tr> <td data-bbox="686 1430 910 1487">} żelazo (szyny, haki) drzewo (podkłady)</td></tr> </table>	a) od przodka do głównego chodnika przewozowego b) w chodniku przewozowym do podszybia	} smary	} żelazo (szyny, haki) drzewo (podkłady)
a) od przodka do głównego chodnika przewozowego b) w chodniku przewozowym do podszybia	} smary			
	} żelazo (szyny, haki) drzewo (podkłady)			
4) wyciąg szymbami	} zużycie energii na stacji silnikowej, smary			
5) odwadnianie				

Pozycje:	Materiały:
6) przewietrzanie	to samo i materiały do budowy tam wentylacyjnych
7) dozór	
8) roboty na powierzchni: ładowanie na zwały, do wagonów i t. d.	
9) utrzymanie (remont) wyrobisk.	

Każdy z tych działów można podzielić na mnóstwo poddziałów podług poszczególnych pokładów, żył i poziomów. Podział ten na różnych kopalniach jest rozmaity, co utrudnia często porównanie.

Działy pomocnicze na kopalni: centrala energii, warsztaty ślusarskie, kuźnia, ciesielnia i t. p. mają zazwyczaj własną rachunkowość i roboty, przez nie wykonywane, figurują w odpowiednich pozycjach kosztów eksploatacji. Nie jest to jednak konieczne i często stanowią one samodzielne pozycje kosztów.

Przy ustalonym już ruchu kopalni koszty eksploatacji są mniej więcej proporcjonalne do produkcji, a więc obciążają jednakowo tonnę wydobytej rudy przy wszelkiej produkcji (w pewnych granicach). Zespół kosztów eksploatacji oznaczamy przez a .

Ściśle biorąc, a nie jest wielkością stałą.

Tak koszty robót górniczych zależą od stosunku robót przygotowawczych i wydobywania. Te ostatnie przy znacznej wydajności górników zawsze są tańsze. Naturalnie, przy prawidłowej gospodarce należy dążyć do zachowania jednakowej ilości przodków w ciągu całego okresu eksploatacji kopalni, jeśli wydajność kopalni ma być jednakowa. Często jednak wydajność kopalni zależy od czynników sezonowych. Z jednej strony ilość wolnych robotników w krajach, w znacznym stopniu rolniczych, w lecie wogóle jest niższa, niż w zimie. W tych wypadkach wykorzystuje się miesiące zimowe na przeprowadzenie intensywnych robót przygotowawczych, zaś latem, odwrotnie, mniejszą ilość robotników, jaką się ma do dyspozycji, zatrudnia się przeważnie przy robotach odbudowy.

Z drugiej strony na kopalniach węgla popyt na paliwo wzrasta się w miesiącach zimowych, skutkiem czego robotnicy są zatrudnieni przeważnie przy robotach odbudowy, w lecie zaś przeprowadza się roboty przygotowawcze do kampanii zimowej. W Zagłębiu Donieckim wzmożony popyt na paliwo łączy się ze zwiększonym dopływem robotników w zimie; w tych warunkach łatwo utrzymać stosunek pomiędzy robotami przygotowawczymi, a robotami odbudowy w zimie i lecie. W Zagłębiu Dąbrowskim, gdzie mamy kontyngens zawodowych górników, których ilość w ciągu roku jest naogół stała, waha-

nia popytu wpływają na wzmożenie robót przygotowawczych w lecie i robót odbudowy w zimie. Wogóle jednak przy ustalonym systemie odbudowy ogólna wydajność kopalni zależy w znacznym stopniu od ilości górników, których wydajność jest mniej więcej stała, a więc i koszty robót górniczych są mniej więcej stałe i nie zależą od wydajności kopalni.

Również zużycie materiałów na obudowę jest proporcjonalne do obnażanej powierzchni stropu, koszty więc obudowy są proporcjonalne do wydajności, jeśli nie zachodzą zmiany w wytrzymałości stropu, jego osiadaniu i t. p.

Koszty przewozu podziemnego mogą się zmniejszać ze zwiększeniem wydajności wskutek zastosowania sposobów mechanicznych. Jednak wogóle zużycie energii w urządzeniach mechanicznych jest proporcjonalne do ilości przewożonych ciężarów, a więc i wydajności. To samo można powiedzieć o wyciągu szybami. Przy pracy na jedną maszynę koszty robocizny zmniejszają się przy zwiększaniu wydajności, lecz koszty te są naogół nieznaczące. Z drugiej strony w miarę rozwoju robót górniczych i oddalenia przodków od szybu, a również z przejściem na niższe poziomy koszty przewozu i wyciągu wzrastają.

Koszty odwadniania naogół są proporcjonalne do ilości wody i głębokości pompowania. Ilość wody zwiększa się ze zwiększeniem obnażenia stropu, a więc przy stałej wydajności wraz ze zwiększeniem odbudowywanej powierzchni zwiększa się ogólny dopływ wody, a więc wzrastają koszty odwadniania.

Koszty przewietrzania i dozoru z tych samych powodów z biegiem czasu wzrastają, ale pozycje te są wogół nieznaczące.

Utrzymanie (remont) wyrobisk w kopalniach o skałach słabych może stanowić znaczną pozycję w wydatkach. Pozycja ta jest wogół do pewnego stopnia proporcjonalna do wydajności. Czasami podlega ona wahaniom sezonowym, jeżeli przy stałej ilości robotników w okresie mniej intensywnego ruchu kopalni część robotników jest zatrudniona przy konserwacji starych wyrobisk. Lecz przy stałej wydajności wraz ze zwiększeniem ogólnej długości wszystkich wyrobisk koszty te wzrastają.

Wzajemny stosunek wskazanych pozycji wydatków i ogólna ich wysokość w praktyce wahają się w szerokich granicach, w zależności od rodzaju złoża, obecności uskoków, systemu odbudowy, wreszcie od miejscowych warunków ekonomicznych, sytuacji, rodzaju energii i t. d. Odpowiedzialność za koszty eksploatacji spoczywa całkowicie na personelu techniczno-administracyjnym.

Koszty ogólne stanowią dział wydatków bieżących, nie związanych bezpośrednio z eksploatacją. Techniczna administracja nie jest za nie odpowiedzialna. Do tych wydatków zalicza się utrzymanie ogólnej administracji kopalnianej, utrzymanie mieszkań urzędników i robotni-

ków, oraz zakładów, mających znaczenie socjalne: szpitala, ambulatorjum, szkoły, biblioteki, ogrodów, dróg i t. p., koszty dzierżawy, tanjemy, renty poszkodowanych, podatki różnego rodzaju, wreszcie utrzymanie zarządu towarzystwa, wynagrodzenie dyrektorów zarządu, rozmaite ekspertyzy i t. p., również koszty handlowe, związane ze sprzedażą produktów i t. p. Niektóre z tych wydatków nie są opłacane co miesiąc, lecz np. raz na rok, lub w innych okresach, jednak pozostają one w związku z eksploatacją i mogą być obliczane co miesiąc. Wydatki tej kategorii nazywamy ogólnymi, ponieważ często są one wspólne dla kilku kopalń, mających własne koszty eksploatacji i wówczas dzieli się je proporcjonalnie do wydobywania każdej kopalni. Koszty ogólne nie są tak ściśle zależne od produkcji, jak eksploatacyjne. Niektóre pozycje, naturalnie, są proporcjonalne, np. podatki, olbora. Do pewnego stopnia utrzymanie domów, urządzeń sanitarnych (łazienki, ustępy), ambulatorjów — zależy od ilości robotników, czy produkcji. Przeważna jednak część ich nie zależy od produkcji. Tak zazwyczaj znaczne wydatki na utrzymanie zarządów, wynagrodzenie dyrektorów zarządu i wyższej administracji pozostają bez zmiany w nader szerokich granicach produkcji. Dzierżawa powierzchni, niektóre rodzaje podatków, koszty handlowe i wiele innych wcale nie zależą od produkcji. Na tej podstawie tę część kosztów można uważać za stałą w sumie ogólnej za rok. Nazwijmy ją *C*. Jeśli produkcja roczna wynosi *P*, to na jednostkę koszty ogólne można wyrazić zapomocą $\frac{C}{P}$, czyli, w przeciwieństwie do eksploatacyjnych, koszty ogólne są odwrotnie proporcjonalne do produkcji.

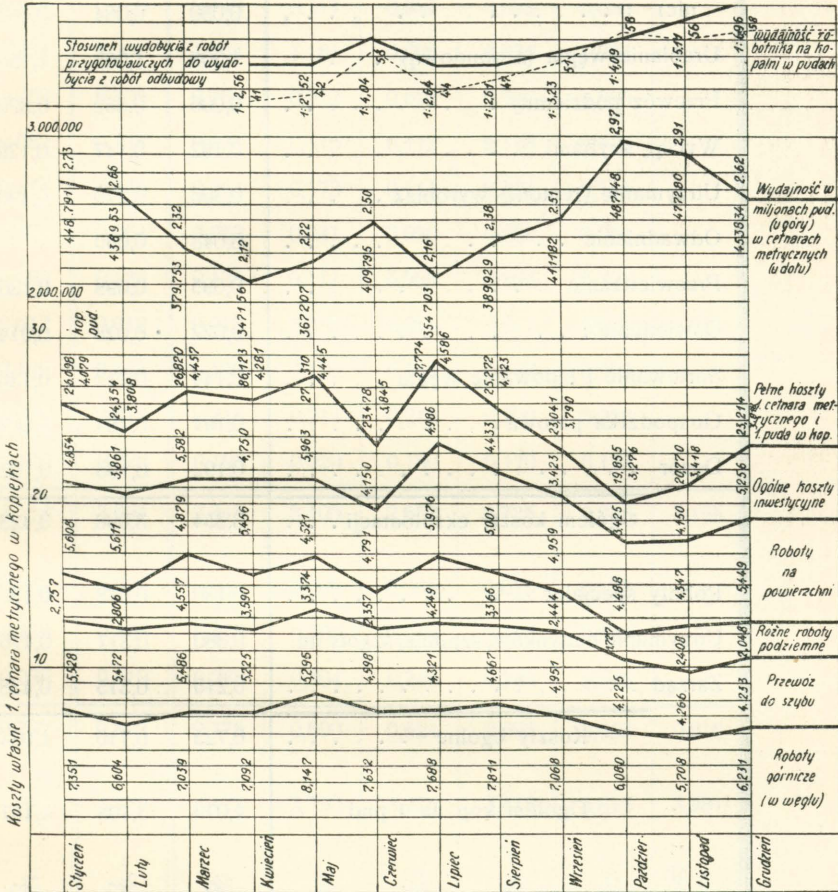
Jako przykład kosztów własnych węgla kamiennego, oraz wahań części składowych tych kosztów w zależności od produkcji dajemy wykres kosztów własnych kopalni „Saturn” w roku 1903 (rys. 78).

Przykład ten przedstawia poglądowo wahania kosztów własnych w zależności od pory roku i w związku z tem od zmian ilości robót odbudowy i przygotowawczych przy stałej mniej więcej ilości robotników. Koszty eksploatacji wykazują mniejsze wahania: $\frac{3,694 - 2,652}{3,165} = 33\%$, niż koszty ogólne: $\frac{1,106 - 0,624}{0,816} = 59,5\%$, czyli prawie 2 razy mniejsze.

Wykres (rys. 79) przedstawia koszty własne wydobywania i mielenia złotej rudy na kopalni „Daubaj” w obłasti semipałatyńskiej w 1915/1916 roku w rublach na 100 pudów. W okresie od października 1915 do października 1916 wahania kosztów robót górniczych wykazują najmniejszą amplitudę 8,12 — 10,68, przeciętnie około 10 rubli, przyczem wahania te w danym okresie nie zależą od produkcji. Wahania dalsze spowodował strajk i zmniejszenie produkcji w drugiej połowie roku sprawozdawczego w związku z ogłoszeniem mobilizacji. Ogólna jednak krzywa kosztów własnych wykazuje wyraźne wahanie w zależności od

produkcji nawet w pierwszej połowie roku, co zwłaszcza można stwierdzić co do kosztów ogólnych.

Inwestycje. Trzecią kategorię wydatków stanowią inwestycje (urządzenie przedsiębiorstwa) i inwentarz. Wydatki te nie są bieżące,



Rys. 78. Koszty własne węgla kamiennego na kopalni „Saturn” w roku 1903.

ponieważ opłaca się je w określonych terminach i wynoszą znaczne kwoty. Nie można ich zaliczyć do wydatków eksploatacji w chwili ich dokonywania, ponieważ w tym wypadku koszty własne produktu ulegałyby znacznym wahaniom w różnych miesiącach. Wobec tego koszty trzeciej kategorii rozkłada się zazwyczaj na dłuższy okres, czasem na cały czas trwania kopalni i do wydatków zalicza się ich część nieznaczną co miesiąc, czy co rok, co nazywamy amortyzacją. Część niezamortyzowana tych wydatków figuruje w aktywach przedsiębiorstwa jako majątek. Ta pozycja aktywów, po odliczeniu na amortyzację, zmniejsza się z roku na rok, czyli się amortyzuje. Wydatki tej kate-

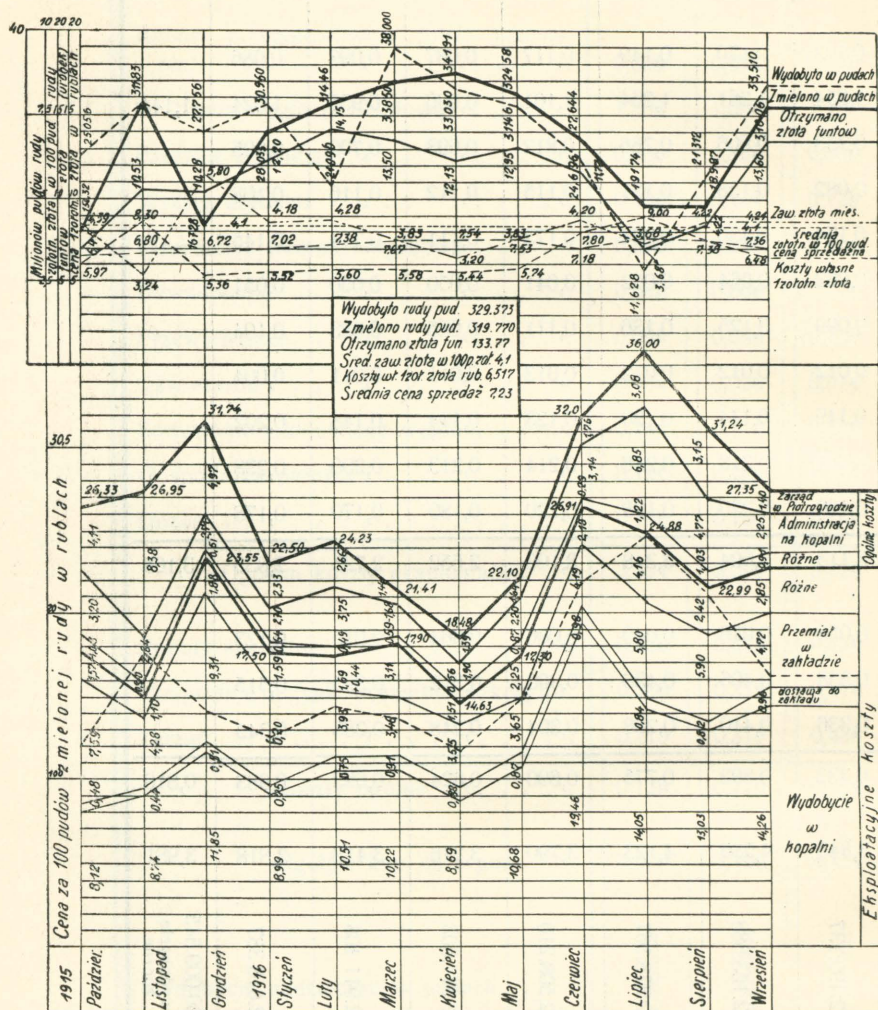
Tablica kosztów własnych

M i e s i ą c e	I	II	III	IV
Roboty przygotowawcze (bicie przecznic)	0,050	0,084	0,082	0,126
Urabianie węgla (z obudową)	1,208	1,063	1,158	1,163
Przewóz podziemny	0,906	0,862	0,899	0,856
Wyciąg szymbami	0,192	0,147	0,129	0,115
Utrzymanie (remont) wyrobisk	0,306	0,270	0,490	0,328
Odwadnianie	0,048	0,060	—	0,074
Przewietrzanie	0,095	0,098	0,120	0,136
Oświetlenie	0,022	0,028	0,014	0,014
Sortowanie i ładowanie węgla	0,144	0,112	0,136	0,140
Gospodarka parowa	0,191	0,184	0,203	0,191
Dozór	0,192	0,190	0,192	0,219
Ogółem koszty eksploatacji . . .	3,354	3,098	3,423	3,362
Roboty specjalne	0,130	0,078	0,120	0,139
Utrzymanie budynków, szpitala, szkoły itd.	0,380	0,317	0,476	0,448
Zarząd	0,215	0,315	0,438	0,332
Koszty ogólne	0,725	0,710	1,034	0,919
Ogółem kop. na 1 pud . . .	4,079	3,108	4,457	4,281
Wydobycie miesięczne w pudach . . .	2.738.625	2.665.413	2.316.493	2.117.651
Wydajność jednego robotnika zatrudnionego na kopalni, w pudach na zmianę	47	45	42	41
Stosunek wydajności robót odbudowy do wydajności robót przygotowawczych	—	—	—	2,56
Ogólna ilość robotników	2569	2549	2408	2267

kopalni węgla „Saturn“.

V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII	
0,193	0,113	0,170	0,149	0,117	0,087	0,093	0,086	1,144
1,338	1,254	1,261	1,264	1,161	0,996	0,935	1,024	
0,847	0,753	0,806	0,766	0,812	0,693	0,700	0,695	
0,091	0,082	0,138	0,131	0,115	0,112	0,116	0,108	
0,252	0,174	0,436	0,264	0,173	0,111	0,214	0,145	
0,051	0,062	0,064	0,052	0,041	0,050	0,050	0,051	
0,109	0,099	0,125	0,136	0,111	0,085	0,088	0,104	
0,011	0,012	0,012	0,012	0,013	0,011	0,011	0,004	
0,132	0,149	0,144	0,130	0,123	0,114	0,148	0,202	
0,111	0,225	0,318	0,246	0,214	0,213	0,200	0,238	
0,204	0,190	0,220	0,198	0,220	0,180	0,170	0,178	
3,339	3,113	3,694	3,348	3,100	2,652	2,725	2,835	3,165
0,130	0,058	0,076	0,049	0,086	0,064	0,015	0,123	
0,640	0,338	0,406	0,438	0,300	0,312	0,395	0,515	
0,336	0,336	0,410	0,288	0,304	0,248	0,283	0,345	
1,106	0,732	0,892	0,775	0,690	0,624	0,693	0,983	0,816
4,445	3,845	4,586	4,123	3,790	3,276	3,418	3,818	3,981
2.219.963	2.499.737	2.163.688	2.378.567	2.508.210	2.971.603	2.911.408	2.618.387	30.009.645 wydobycie roczne
42	53	44	47	51	58	56	58	
2,52	4,04	2,64	2,61	3,23	4,09	5,14	5,96	
2197	2077	2071	2010	1962	1943	2082	2120	

gorji wytwarzają pewne rzeczowe wartości: maszyny kopalniane i budynki, jak i całe przedsiębiorstwo, które egzystują tylko w ciągu pewnego czasokresu i zużywają się stopniowo, a kopalnia po wyczerpaniu zasobów traci swą wartość.



Rys. 79. Koszty własne rudy złota na kopalni „Daubaj“ w 1915/1916 roku.

Termin amortyzacji w każdym poszczególnym wypadku powinien odpowiadać okresowi trwania danej ruchomości. To też wydatki inwestycyjne na urządzenie przedsiębiorstwa należy amortyzować w ciągu całego okresu istnienia kopalni: drewniane budowle w krótszym czasie, niż murowane i żelazne konstrukcje; maszyny — rozmaicie w zależności od ich rodzaju i konstrukcji. W praktyce często trudno określić czas zużycia się poszczególnych maszyn, jak również okres eksploatacji kopalni do wyczerpania zasobów; dlatego też okres amortyzacji w rze-

czy samej jest dość dowolny i bywa określany przez zarząd przedsiębiorstwa na podstawach handlowych. Często się zdarza, że wszystkie ruchomości są już amortyzowane znacznie wcześniej, niż straciły swą rzeczywistą wartość, lub naodwrot nie są jeszcze amortyzowane, chociaż w rzeczy samej wartość już straciły. Jeśli wydatki inwestycyjne nie zostały amortyzowane do wyczerpania zapasów ciał kopalnych, to w razie, jeśli dochody brutto nie pokrywają różnicy nieamortyzowanej, przedsiębiorstwo zamyka swe operacje z deficytem. Dzieje się to w każdym wypadku, gdy zapasy złoża nie były określone dokładnie z powodu braku należycie przeprowadzonych robót poszukiwawczych i okazały się w rzeczy samej znacznie mniejsze, niż przypuszczano.

Do wydatków inwestycyjnych należą: koszty robót badań wstępnych i szczegółowych poszukiwań, koszty organizacji towarzystwa, koszty wyrobisk głównych: szybów, sztolni, przekopów, zaopatrzenie kopalni w maszyny, urządzenia i budynki. W wypadku idealnym wydatki te mają miejsce jednorazowo przy założeniu kopalni i służą dla całego okresu jej istnienia. Jednak podobne wypadki bywają nader rzadkie, zachodzą bowiem wtedy, gdy złoża jest tak wyraźnie określone, że wszelkie okoliczności jego odbudowy mogą być zawczasu przewidziane. Takie są płytkie złoża węgla brunatnego, mające znaczne wychoły, również złoża rud żelaznych, płytkie złoża okruchowe złota, pokłady prawidłowo zalegające węgla kamiennego i t. p. Częściej jednak złoża są tak złożone, że dokładne ich zbadanie wymaga za dużo czasu lub też jest niemożliwe bez przystąpienia do ich odbudowy. W podobnych wypadkach wydatki inwestycyjne powtarzają się wielokrotnie; w miarę jak podczas eksploatacji stwierdza się zwiększenie zapasów, przystępuje się do rozszerzenia przedsiębiorstwa zapomocą nowych inwestycji. Tym sposobem ogólna suma wydatków inwestycyjnych, którą należy amortyzować, zmienia się co pewien okres czasu. Niezależnie co roku zachodzą wydatki na zakup inwentarza, t. j. rozmaitych maszyn, przyrządów i przedmiotów, niezbędnych do eksploatacji. Wydatki na inwentarz różnią się od inwestycyjnych tylko swą wysokością. Wydatki na inwentarz dodaje się do ogólnej sumy amortyzacyjnej, lecz terminy ich amortyzacji mogą być najrozmaitsze.

Jeśli jednak chodzi o kopalnię z określoną wydajnością, to można twierdzić, że suma ogólna wydatków inwestycyjnych jest pewną wielkością stałą K . Suma ta zmienia się wraz z wydajnością, lecz wogóle wydatki inwestycyjne nie są proporcjonalne do wydajności i przy zapasach nieograniczonych zazwyczaj wzrastają wolniej, niż wydajność, wskutek czego amortyzacja na tonnę rudy zmniejsza się przy zwiększeniu wydajności. Jeśli jednak zapasy złoża są ograniczone, to przy zwiększeniu wydajności skraca się okres amortyzacji, a suma ogólna do amortyzacji rocznej skutkiem tego wzrasta. W rezultacie może się okazać zamiast zmniejszenia zwiększenie amortyzacji na tonnę ze wzrostem wydajności.

Ogólny wzór kosztów własnych. Amortyzacja kapitału odbywa się z doliczeniem złożonych $\% \%$ podług prawa spłat terminowych. W praktyce niezawsze się przestrzega tego prawa i amortyzuje się co roku sumy, określane przez zarząd ze względów specjalnych. Przy obliczeniach jednak należy przyjmować, że amortyzacja odbywa się z doliczeniem $\% \%$ złożonych.

Jeśli K — wydatki inwestycyjne,

r — $\% \%$ od kapitału,

μ — okres amortyzacji, zazwyczaj okrągła ilość lat,

d — amortyzacja na 1 tonnę,

P — roczna produkcja,

to amortyzacja na 1 tonnę rocznie:

$$d = \frac{Kr(1+r)^\mu}{[(1+r)^\mu - 1]P}$$

a ogółem koszty własne mają postać:

$$Y = \left[a + \frac{C}{P} \right] + \frac{Kr(1+r)^\mu}{P[(1+r)^\mu - 1]} \quad \dots \quad (3)$$

lub wyrażając wydajność roczną w zależności od ogólnego zapasu rud Q :

$$P = \frac{Q}{\mu}$$

$$Y = \left[a + \frac{\mu C}{Q} \right] + \frac{\mu Kr(1+r)^\mu}{Q[(1+r)^\mu - 1]} \quad \dots \quad (4)$$

Chociaż widzieliśmy, że koszty eksploatacyjne nie są właściwie proporcjonalne do wydajności, a suma kosztów ogólnych jest zmienna, niemniej przeto pierwsze dwa człony wzorów powyższych wyrażają tę myśl, że wszystkie wydatki bieżące można przedstawić jako sumę dwóch składników, z których jeden odpowiada części kosztów proporcjonalnych do wydajności, czyli na jednostkę wagi jest wielkością stałą, drugi zaś stały jest w sumie ogólnej i od wydajności nie zależy, czyli na jednostkę wagi odwrotnie proporcjonalny do wydajności.

Z tego wynika, że chcąc zmniejszyć koszty własne, należy oprócz bezpośredniego wpływu na składowe części a i C zapomocą odpowiedniej organizacji przedsiębiorstwa dążyć do możliwego zwiększenia wydajności; wówczas koszty własne będą się zmieniać w stosunku odwrotnym, jednak nie proporcjonalnie dzięki obecności składnika a , niezależnego od wydajności. Jest więc jasne, że złoża biedne mogą być eksploatowane wyłącznie przy masowym wydobyciu kopaliny.

Jako charakterystyczny przykład podobnego wypadku można uważać kopalnię Treadwell w połudn.-wschodn. Alasce (1913 r.), gdzie

koszty własne wydobywania 100 pudów przy rocznej produkcji 39.205.225 pudów wynosiły:

roboty przygotowawcze	34,2 kop.
roboty odbudowy	182,5 „
przewóz podziemny	41,7 „
wyciąg szybami	35,7 „
odwadnianie	3,0 „
2 rub. 97,1 kop.	

czyli pięć razy taniej, niż w Rosji w zwykłych warunkach, przyczem ruda zawierała zaledwie 2,30 zł. złota na 100 pudów, czyli równowartość 9 rub. 55 kop. Na nowej kopalni Alaska-Gastineau mają zamiar doprowadzić wydajność do 130.000.000 pudów rocznie; zawartość zaś złota szacują niewyżej, niż 92 dole na 100 pudów, czyli w warunkach rosyjskich zawartość zupełnie nieprzemysłowa.

§ 4. Wydajność najkorzystniejsza.

Zmniejszenie kosztów własnych zapomocą środków wskazanych mogłoby trwać nieograniczenie do pewnej granicy (mniej więcej podług prawa hyperboli), gdyby wzór ogólny nie zawierał trzeciego człona — amortyzacji; obecność tego człona stawia kres bliższy temu zmniejszeniu.

W rzeczy samej, przypuszczając nawet, że suma wydatków inwestycyjnych K jest stała, ponieważ przy określonym zapasie rudy Q zwiększeniu wydajności A odpowiada zmniejszenie okresu amortyzacji (jeśli ilość lat eksploatacji dokładnie odpowiada okresowi amortyzacji),

to mnożnik $\frac{(1+r)^\mu}{[(1+r)^\mu - 1]}$ szybko wzrasta od 1, przy $\mu_{max} = \infty$ i $A = 0$,

do $\frac{1+r}{r}$, przy $\mu = 1$ i $A = Q$, jednocześnie jednak iloczyn $\frac{\mu(1+r)^\mu}{(1+r)^\mu - 1}$

zmniejsza się od ∞ do $\frac{1+r}{r}$.

Naprzykład przy $r = 0,05$ zmniejszenie wielkości $\frac{\mu \cdot r \cdot (1+r)^\mu}{(1+r)^\mu - 1}$ można przedstawić zapomocą krzywej (rys. 80).

Jak widać z wykresu, krzywa w górnej swej części zniża się szybko, prawie w postępie geometrycznym, następnie zaś tak wolno, że

$\frac{\mu \cdot r \cdot (1+r)^\mu}{(1+r)^\mu - 1}$ nabiera charakteru wielkości stałej. Ze wzrostem więc wy-

dajności wzrasta poniekąd stały człon kosztów własnych i zniżka kosztów własnych dosięga granic praktycznych, poza którymi nieznaczne nawet oszczędności można osiągnąć w drodze bardzo znacznego wzrostu wydajności.

Przy wydajności A , odpowiadającej Y_{min} , osiągamy największy zysk ze sprzedaży jednostki produktu surowego, jeśli wartość surowca $S > Y_{min}$. Nie jest to jednak jeszcze wydajność najkorzystniejsza. Ta ostatnia jest to taka wydajność, przy której osiągamy największy dochód masowy, czyli kiedy iloczyn $A(S - Y) = E$ będzie maksymalny. Krzywa dochodu masowego przecina oś odciętych w punktach A' i A'' , odpowiadających odciętych punktów przecięcia prostej S i krzywej kosztów własnych; rzędna jej wzrasta nieprzerwanie od A' do A , ponieważ do tej pozycji oba mnożniki iloczynu $A(S - Y) = E$ jednocześnie wzrastają, a nawet nieco dalej na prawo, bo $(S - Y)$ z początku zmniejsza się bardzo wolno, gdy A wzrasta z tą samą prędkością. Tak więc, maximum dochodu masowego odpowiada kosztom własnym Y_r , cokolwiek większym, niż Y_{min} , i leżącym na prawo od ostatnich; kosztom własnym Y_r odpowiada racjonalna wydajność A_r dla eksploatacji danego złoża.

W praktyce dla określenia najkorzystniejszej wydajności określa się zapomocą obliczenia kilka punktów A, B, C, D ogólnej krzywej dla kilku określonych wydajności. Punkty te z wystarczającą dokładnością określają położenie krzywej i dadzą podstawę do opinjowania o wydajności odpowiedniej dla odbudowywanego złoża. Wydajności tej będą odpowiadać najniższe rzędne ogólnej krzywej kosztów własnych.

§ 5. Warunki zyskowności przedsiębiorstwa w wypadku, kiedy produkty wydobywania nie mają zbytu w postaci surowca.

Dopiero po wyczerpującym zbadaniu wszystkich kwestyj, związanych z określeniem racjonalnej wydajności i prawidłowej organizacji całej gospodarki kopalnianej, można odpowiedzieć mniej więcej dokładnie na pytanie, czy można uważać lub nie daną rudę za przemysłową w postaci produktu surowego.

Warunek ten może być wyrażony:

$$\text{lub } \begin{matrix} S = m\alpha + n \\ S = m'K + n' \end{matrix} > \left\{ \left[a + \frac{C}{P_r} \right] + \frac{Kr \cdot (1+r)^\mu}{P_r[(1+r)^\mu - 1]} \right\} + tL \dots \dots (5)$$

gdzie $\mu = \frac{Q}{P_r} = \frac{\text{z a p a s y}}{\text{wydajność racjonalna}} = \text{okres amortyzacji,}$

$$\left. \begin{matrix} t = \text{taryfa przewozowa} \\ L = \text{odległość przewozu} \end{matrix} \right\} tL - \text{opłata za przewóz.}$$

Jeśli żadnym sposobem nie można uczynić zadość wzorowi (5), pozostaje jedynie zwiększenie α . Można tego dopiąć: 1) zapomocą odbudowy tylko bogatszych części złoża lub 2) zapomocą przeróbki.

Pierwszy sposób często bywa stosowany w praktyce. Tak, w ko-

palniach węgla odbudowuje się pokłady czystsze, pozostawiając pokłady o większej zawartości popiołu, w pokładach grubych często pod stropem i u spągu pozostawia się część węgla, aby do urobku nie trafiała skała płonna. Przy odbudowie złóż kruszczowych odbudowuje się najbogatsze części żyły, skupienia i t. p. Naprzykład w kopalni magnetytu „Wysokogorskaja” na Uralu pozostawia się filary, zawierające siarczki, na kopalniach zaś złota bierze się często tylko salbandy i t. d. Lecz pomijając już częściowo rabunkowy charakter podobnego postępowania, zmniejsza ono ogólny zapas rud przemysłowych w złożu, co znowu przy tej wydajności skraca okres amortyzacji, zwiększa więc amortyzację kapitału i zmienia niekorzystnie ilościowe znaczenie we wzorze (5).

Wprowadzanie przeróbki, naodwrot, daje możność zupełnego wykorzystania złoża, zwiększa jego zapasy, zwiększa więc największą możliwą wydajność i zniża koszty własne. Przy przeróbce wzór (5) przybiera nową postać:

$$S' = m\beta + n > \frac{1}{\gamma} \left[\left(a + b + \frac{C}{P} \right) + \left(\frac{K_a + K_b}{P} \right) \cdot \frac{r(1+r)^n}{[(1+r)^n - 1]} \right] + tL \quad (6)$$

W lewej części (5), zgodnie z przyjętymi oznaczeniami, zastępujemy α przez β , ponieważ wzór (6) wyraża obecnie cenę sprzedaży materiału wzbogaconego; do prawej części (6), oznaczającej koszty własne produktu, wprowadzone zostały nowe człony:

b — koszty bieżące przeróbki jednostki wagowej produktu surowego, które można wyrazić również, podobnie jak koszty wydobycia, zapomocą dwuczłonu:

$$b = b_1 + \frac{C_b}{P},$$

gdzie b_1 — część stała kosztów przeróbki, proporcjonalna do jednostki wydajności i od ostatniej niezależna;

$\frac{C_b}{P}$ — część zmienna, niezależna od wydajności, lecz odwrotnie proporcjonalna do jej jednostki, analogiczna do kosztów ogólnych, w danym wypadku uważana za część kosztów eksploatacji;

$\frac{K_b r (1+r)^n}{P [(1+r)^n - 1]} = d_b$ — amortyzacja zakładu przeróbczego i wszystkich kosztów inwestycyjnych, związanych z jego budową (w ogólnej sumie wynoszących K_b).

Ponadto, ponieważ lewa część (6) wyraża cenę sprzedaży koncentratu, to i część prawa, wyrażająca koszty własne, musi być zastoso-

wana nie do produktu surowego, lecz do produktu wzbogaconego i w tym celu sumę członów, zawartą w dużym nawiasie i wyrażającą koszty własne jednostki surowca, mnożymy przez $\left(\frac{1}{\gamma}\right)$ — stopień zmniejszenia, gdzie γ — wychód koncentratów. Koszty przewozu jednostki koncentratu tL pozostają bez zmiany.

Wprowadzając dla uproszczenia:

$$A = \left(a + \frac{C}{P}\right) + \frac{K_a r (1+r)^\mu}{P[(1+r)^\mu - 1]} - \text{koszty własne wydobywania jednostki produktu surowego,}$$

$$B = \left(b_1 + \frac{C_b}{P}\right) + \frac{K_b r (1+r)^\mu}{P[(1+r)^\mu - 1]} - \text{koszty własne przeróbki jednostki produktu surowego,}$$

nadamy wzorowi (6) następującą postać bardziej uproszczoną:

$$S' = m\beta + n \geq \frac{1}{\gamma} (A + B) + tL \dots \dots \dots (7)$$

Wzór (7) wyraża warunki, którym trzeba uczynić zadość, ażeby zapomocą przeróbki otrzymać produkty, tańsze od cen rynkowych, jeśli produkt surowy nie ma zbytu. Do tego wzoru wchodzi B — koszty własne przeróbki jednostki produktu surowego. Przekonajmy się, z czego się one składają i jak się mogą zmieniać.

§ 6. Koszty własne przeróbki.

Wzór ogólny kosztów własnych przeróbki, podobnie, jak wyżej, ma postać:

$$B = \left(b' + \frac{C_b}{P}\right) + \frac{K_b r (1+r)^\mu}{P[(1+r)^\mu - 1]}$$

i jest zupełnie analogiczny do wzoru kosztów własnych wydobywania. Różnica polega na tem, że drugi człon w nawiasie wyraża część kosztów eksploatacji, nie zaś koszty ogólne, ponieważ ostatnich nie wlicza się wogóle do przeróbki, lecz cały koszt przeróbki dodaje się do kosztów produkcji. Ogólna więc suma kosztów własnych pada na całe przedsiębiorstwo i przy wprowadzeniu przeróbki nie mamy prawie żadnych nowych kosztów ogólnych. Wyjątek stanowią przedsiębiorstwa, zajmujące się wyłącznie przeróbką, skupujące od sąsiednich kopalń produkty surowe, stare zwały i t. d. Rozczłonkowanie zaś we wzorze kosztów eksploatacyjnych na 2 człony ma na celu wykazanie, że nie wszystkie koszty przeróbki są proporcjonalne do wydajności, lecz są także takie, które od niej nie zależą. Tak więc wogóle koszty eksploatacji przy przeróbce zmniejszają się ze wzrostem wydajności, lecz nieproporcjonalnie.

Koszty eksploatacji przy przeróbce składają się z następujących pozycji:

- 1) robocizna (obsługa przyrządów),
- 2) energia,
- 3) zużycie części roboczych,
- 4) reperacje,
- 5) materiały,
- 6) dozór.

1. Do pozycji pierwszej zalicza się wynagrodzenie wszystkich robotników, obsługujących przyrządy w zakładzie przerobczym, ładujących rudę z wózków do przyrządów, ładujących wagony do ekspedycji lub wywozu odpadów na zwalę. Czasami zaliczają tu również transport rudy od nadszybia, jeśli kopalnia sąsiaduje z sortownią lub znajduje się w pobliżu. Jeśli kopalnia jest oddalona, to koszty przewozu tworzą pozycję osobną i nie należą do kosztów przeróbki, chociaż winny być brane pod uwagę przy rozwiązywaniu wyżej podanych zadań. Płace robotników, zatrudnionych przy stałych reperacjach w sortowni, również należą do pierwszej pozycji.

2. Pozycję drugą zestawia się podług sprawozdań stacji energetycznej i zawiera ona: paliwo, robociznę i materiały. Jeśli zakład przerobczy posiada własną centralę (lokomobila, silnik gazowy), to wszystkie wydatki — paliwo, wynagrodzenie palaczy i maszynistów, zalicza się do drugiej pozycji. Robi się to w tym wypadku, kiedy maszynista i palacz doglądają również pędni i przyrządów. Koszty energii stanowią bardzo poważną pozycję. Czasami stanowią one do 80% kosztów przeróbki w razie bardzo intensywnego rozdrabniania całej ilości rudy.

3. Pozycja trzecia jest nader charakterystyczna dla operacji przeróbki mechanicznej. Takie przyrządy, jak łamacze (kruszarki) i przesiewacze zużywają się bardzo intensywnie, a zamiana roboczych części tych maszyn stanowi stale wykonywaną reperację, charakterystyczną dla działania poszczególnych maszyn i całego ich zespołu, i stanowi czasami bardzo znaczną część ogólnej sumy wydatków. To też zużycie części roboczych zazwyczaj stanowi samodzielną pozycję, jednak do niej należą również koszty zużytych materiałów.

4. Czwartą pozycję stanowią nieprzewidziane reperacje wszelkich maszyn, powstałe wskutek ogólnego zepsucia lub złamania, wykonywane przez specjalnych robotników oddziału remontu, który ma osobną rachunkowość. Do remontu należy również przygotowanie nowych części maszyn w warsztatach mechanicznych, do którego wchodzi tak robocizna, jak również materiały, co można wykazać w odnośnych rubrykach.

5. Do piątej pozycji zaliczamy wszystkie materiały, które nie weszły do drugiej, trzeciej i czwartej. Poważną tu rolę odgrywają smary,

następnie drzewo i żelazo na drobne reperacje bieżące, materiały do utrzymywania sortowni w czystości i t. p. Przy przeróbce chemicznej samodzielnie podrubrykę mogą stanowić odczynniki: rtęć, cyjanek potasu, wapno, kwasy, olejki i odczynniki przy flotacji i t. p.

6. W szóstej pozycji umieszczamy utrzymanie technicznego dozoru i administracji.

Niezależnie od powyższego podziału na 6 pozycji, koszty eksploatacyjne grupuje się jeszcze dwojako: *a)* podług poszczególnych operacji lub *b)* podług stadiów przeróbki z podziałem na operacje.

W pierwszym sposobie rozróżnia się:

1) przesiewanie (wszystkie stadja razem lub kolejno — 1-sze, 2-gie, 3-cie),

2) rozdrabianie (wszystkie stadja razem lub osobno: grube, średnie, drobne),

3) klasyfikację mokrą,

4) wzbogacanie (z odwadnianiem),

5) przewóz materiałów,

6) ładowanie wozów (czasami załadowanie przyrządów),

7) usuwanie odpadów,

8) dozór, jako koszty ogólne.

W drugim wypadku:

I stadium: przesiewanie na rusztach,
rozdrabianie grube,
wzbogacanie ręczne,

II stadium: klasyfikację suchą,
rozdrabianie średnie,
płókanie,

III stadium: klasyfikację suchą,
rozdrabianie drobne,
płókanie,

IV stadium: klasyfikację mokrą,
mielenie,
koncentrację na stołach,
i t. d.

Oba sposoby podziału kosztów na pozycje dają jasny obraz ekonomicznego znaczenia poszczególnych operacji, jak również ich zespołu. Zwłaszcza cenne jest dla kontroli produkcji drugie ugrupowanie w związku z wynikami przeróbki w każdym stadium. Daje ono możliwość wnioskowania, o ile jest ekonomiczny przyjęty podział operacji na stadja i czy się opłaca wprowadzenie dodatkowych stadiów, jeśli się porówna wyniki z kosztami. Jednak pomimo celowości podobnego podziału wydatków czasami niema możliwości przeprowadzenia go dokładnie wskutek łączenia się poszczególnych operacji w sąsiednich stadiach przeróbki. W tym wypadku można koszty podzielić

na grupy, obejmujące kilka operacji, odpowiadających kilku pozycjom. Można jednak zgrupować je w pewne cykle. Tak przy schemacie operacji na rys. 21, można zgrupować koszty w następujący sposób:

- 1) I stadium: przesiewanie 1-sze i 2-gie,
rozdrabianie grube,
rozdrabianie średnie I-go stadium.
- 2) II—IV stadium: klasyfikacja sucha,
wzbogacanie (sortowanie) ręczne (II stadium)
płókanie III i IV stadium i odwadnianie,
rozdrabianie $\left\{ \begin{array}{l} \text{III stadium} \\ \text{IV stadium.} \end{array} \right.$
- 3) V stadium: rozdrabianie V stadium,
klasyfikacja mokra,
koncentracja V stadium.
- 4) VI stadium: mielenie VI stadium,
koncentracja VI stadium.
- 5) odwadnianie szlamów,
- 6) suszenie,
- 7) cegiełkowanie szlichów.

Rozdzielając wszystkie wymienione pozycje poziomymi rubrykami podług sześciu rubryk pionowych, odpowiednio do 6 zasadniczych grup kosztów: robocizny, energii, zużycia części roboczych, remontu, materiałów i dozoru, i sumując w dwu kierunkach, otrzymamy w rezultacie podział każdej poszczegółnej głównej pozycji podług operacji lub dowolnej operacji podług 6 głównych pozycji, jak również w ostatnich rubrykach poziomej i pionowej ogólną sumę kosztów, podzielną podług dwóch zasad, które w sumie ogólnej winny dać jednakowe kwoty. Pozycje te wyraża się również w ‰ ogólnej wysokości.

Podobny szczegółowy podział ma na celu, podobnie jak w wypadku eksploatacji kopalni, dostarczenie kierownikowi przedsiębiorstwa uzasadnionych materiałów do ogólnej kontroli ekonomicznego działania sortowni we wszystkich szczegółach.

Jako przykład ułożenia wykazu kosztów własnych przeróbki przytaczamy tablicę kosztów własnych według projektu autora dla magnetycznej przeróbki rudy piritowej magnetytu dla góry Błagodat' (Huta Kuszwińska) na Uralu, na 1 pud surowej rudy przy warunkach w roku 1915.

Tablica ta jest ułożona dla rocznej produkcji 3.000.000 pudów przy płacach robotniczych od 90 kop. do 3 rubli i kosztach własnych 1 KM/24 godz. — 50 kop.

W tym przykładzie 6-a główna grupa — dozór — jest dołączona do bieżących kosztów eksploatacji wobec trudności podziału podług

Tablica kosztów własnych przeróbki magnetytu na górze Błagodat'
(projekt w 1915 roku, w kopiejkach na pud).

Pozycja wydatkowa	Robocizna	Energja	Zużycie części rob.	Remont, smary inne materiały	Ogółem	%
I. Załadowanie	0,053	—	—	—	0,053	3,5%
II. Rozdrabianie.						
1. Rozdr. grube I st.	0,026	0,070	0,128	0,014	0,238	16,4
2. " " II "	0,002	0,060	0,055	0,015	0,132	8,7
3. " średn. III " (walce rozdr.)	0,004	0,021	0,021	0,005	0,051	3,4
4. " " IV " " " "	0,008	0,036	0,036	0,006	0,086	5,7
5. " drobn. V " (młyny kulowe)	0,004	0,125	0,025	0,010	0,164	10,8
6. " " VI " (młyny Hardinge'a)	0,008	0,217	0,040	0,020	0,285	18,0
Ogółem	0,052	0,529	0,305	0,070	0,956	63%
III. Sortowanie suche i klasyfikacja mokra.						
1-sze przesiewanie	—	0,009	0,001	—	0,010	—
2-gie przesiewanie (klasyfikacja) w przesiewaczach bębnowych	—	0,012	0,002	0,001	0,015	—
Ogółem	—	0,021	0,003	0,001	0,025	2%
IV. Wzbogacanie.						
Magn. separ. III st.	0,007	0,014	—	—	0,021	—
" " IV "	0,007	0,014	0,001	—	0,022	—
" " V i VI st.	0,019	0,041	0,002	0,001	0,063	—
Ogółem	0,033	0,069	0,003	0,001	0,106	7%
V. Przyrządy pomocnicze.						
1. Elewator	—	0,036	0,003	0,001	0,040	—
2. Taśma transportowa (konweyor)	—	0,002	—	—	0,002	—
3. Pompa Nr. 1	—	0,085	0,004	0,002	0,091	—
4. Pompa Nr. 2	—	0,026	0,003	0,001	0,030	—
5. Odwadnianie szlichów	—	0,002	—	—	0,002	—
6. Pomniejszanie prób	—	0,018	0,002	0,001	0,021	—
Ogółem	—	0,169	0,012	0,005	0,186	12%
VI. Wyładowanie	0,053	—	—	—	0,053	3,5%
VII. Dozór	0,142	—	—	—	0,142	9%
O G Ó Ł E M	0,333	0,788	0,323	0,077	1,521	—
W %/o	22	52	22	4	—	100

operacyj; 4-a i 5-a pozycje są połączone w jedną; wogóle sposoby grupowania kosztów mogą być rozmaite, lecz zawsze w myśl wskazanych zasad.

Obliczenie kosztów przeróbki może być wykonane dokładnie jedynie na podstawie projektu, gdy mamy już ilość przyrządów obsługiwanych, ich wydajność i zużycie energii. Ale gdy sporządzono tylko wstępny schemat jakościowy, a próby wykazały już wyniki, osiągane w każdym poszczególnym stadium, wykreślono nadto krzywe wzbogacalności, określono charakterystyki rozdrabiania, a na podstawie tych danych sporządzono schemat ilościowy, to mamy już wystarczające materiały dla wstępnego określenia bez dokładnych obliczeń ilości niezbędnych przyrządów, oraz zużycia przez nie energii podług norm, podawanych w katalogach firm, budujących przyrządy, lub podług podręczników¹⁾, a więc i do określenia kosztów poszczególnych operacyj, stadjów i kosztów ogólnych, dla rozwiązania wstępnego kwestyj, związanych z przeróbką.

Pozycje poszczególne kosztów przeróbki w zakładzie przeróbczym, dobrze zaprojektowanym i uregulowanym, nigdy nie ulegają takim wahaniom z miesiąca na miesiąc lub sezonowym, jak się to dzieje z kosztami własnymi wydobywania. Jest to zupełnie zrozumiałe: przeróbka jest zmechanizowana, udział robotników doprowadzony do minimum, a ciągłość działania sortowni zabezpieczają rezerwy materiałów. Jedynie w braku takowych każda nieregularność w dostawie rudy z kopalni wpływa na koszty własne przeróbki. Co się tyczy zależności kosztów przeróbki od wydajności, zaprojektowanej dla zakładu przeróbczego, to naogół zniżają się one przy zwiększonej wydajności. Dzieje się to po pierwsze dlatego, że dozór i obsługa maszyn może pozostawać bez zmiany, niezależnie od ich wielkości i ilości. Tak do obsługi łamacza do grubego rozdrabiania wystarczy jeden człowiek, niezależnie od wielkości maszyny. Młyny rurowe w dowolnej ilości mogą być obsługiwane przez jednakową ilość dozorców i t. p. Po drugie, przy małej wydajności zakładu rzadko można uzgodnić wydajność wszystkich maszyn. Kruszarki do grubego rozdrabiania wybiera się podług wielkości największych brył i w sortowniach o małej wydajności zwykle pracują one z zapasem od 300 do 400%. Przy zwiększeniu więc wydajności trzeba rozbudowywać oddział koncentracji, podczas gdy oddział rozdrabiania może pozostać bez zmiany. Tak, dla danego przykładu przeróbki magnetycznej na górze Błagodat' koszty eksploatacji są obli-

¹⁾ Dane, wystarczające dla praktycznych wniosków, a dotyczące najdroższej operacji rozdrabiania i zużycia części roboczych kruszarek, znajdujemy: w Kalendarzu Technicznym dla Przemysłu Żłotego i Platynowego wyd. 1911 r. rozdział VII „Przeróbka” układu autora. Również: Mining Engineers Handbook i Robert H. Richards „Ore Dressing“, 1918, New York: Rob. Peele, Sec. 28 i Sec. 27, 33, 34, 35, (str. 1621—1725).

zione dla rocznej produkcji 3.000.000 pudów — 1,52 kop.; przy 5.400.000 pudów — 1,42 kop., a przy 10.800.000 pudów — 1,36 kop.

Amortyzację sortowni na pud produktu surowego określa się w ten sam sposób, jak amortyzację kosztów ogólnych inwestycyjnych na pud wydobytej rudy. Dlatego też przy stałych zapasach ciał kopalnych w złożu i stałym okresie amortyzacji wzrost wydajności ogranicza pewne minimum kosztów własnych, odpowiadające wydajności najkorzystniejszej dla danego złoża. Lecz równocześnie przy nieograniczonym zapasie i określonym okresie przeróbki amortyzacja zakładu zmniejsza się przy zwiększeniu wydajności, ponieważ kubatura sortowni, ilość maszyn, ich waga wzrastają wolniej, niż żądana wydajność. Tak, dla sortowni Błagodat' przy jednakowym okresie amortyzacji dla produkcji 3, 5,4 i 10,8 milionów pudów amortyzacja jest obliczona 0,66, 0,37 i 0,32 kop. Suma zaś ogólna wynosi 2,18, 1,79 i 1,68 kop. Biorąc pod uwagę stałe zapasy i rozmaite okresy amortyzacji, przekonamy się, że wydajność najkorzystniejsza dla sortowni może nie odpowiadać dla kopalni. Lecz dodając do rzędnych krzywej z rys. 82 kolejno koszty przeróbki i amortyzacji sortowni, łatwo możemy określić najkorzystniejszą wydajność podług otrzymanej krzywej sumarycznej.

Przykłady kosztów ogólnych przeróbki. Niżej podajemy kilka przykładów kosztów przeróbki podług danych amerykańskich (patrz tab. na str. 124 i 125).

§ 7. Rozwiązanie ekonomicznych zadań przeróbki w wypadku, gdy surowce nie mają zbytu.

Wzory ogólne. Korzystając z wzoru (7) można rozwiązać drugie i trzecie zadanie ekonomiczne, przytoczone w § 1 niniejszego rozdziału: do jakiego stopnia należy prowadzić wzbogacanie i jak wysokie są największe dopuszczalne koszty przeróbki.

Wzór:

$$S' = m\beta + n \geq \frac{1}{\gamma} (A + B) + tL \dots \dots (7)$$

zawiera trzy niewiadome: β , γ i B . Jeśli znamy dwie z nich, to trzecią z łatwością znajdziemy. Jednak wszystkie trzy są związane ze sobą w ten sposób, że wystarczy wybrać jedną z nich, ażeby dwie inne otrzymały określone znaczenie. W rzeczy samej widzieliśmy, że β i γ pozostają z sobą w związku, określonym krzywymi wzbogacalności. Każdemu znaczeniu β odpowiada określone γ i odwrotnie, przyczem zachodzi stosunek odwrotny. Z drugiej strony w pewnych granicach można osiągnąć przy jednakowych kosztach różne stopnie wzbogacania, jeśli są one zależne jedynie od ugrupowania elementarnych produktów w ostatniem stadium. Jeśli jednak stopień wzbogacania zależy od ilości stadiów, to każdemu stopniowi wzbogacania odpowiadają określone koszty, tem większe, im wyższy jest ten stopień. Wobec tego posta-

Przykłady kosztów

		Zakład przerobczy (1907 r.)	Charakter rudy	Wydajność
Ameryka	Rudy miedzi	1) Calumet & Hecla (jezioro Górne)	Pokład zlepienia o miąższości 4 m, zawierający miedź rodzimą. Głębok. szybu 4.000'	
		2) Anaconda (Montana, Butte)	Żyła $CuFeS_2 \cdot FeS_2$ z Ag i Au . Głębokość szymbów od 1.800' — 2.800'	67.000.000 pudów rocznie 8.800 tonn/24 godz.
		3) North Butte		
		4) Arizona	Rudy miedzi siarczkowe	
	Rudy ołowiano-cynk.	5) Bunker Hill. Coeur d'Alen district (Idaho)	Galena w żyłach od 8' do 100' miąższości, odbudowa sztolniami	18.000.000 pudów rocznie
		6) San Juan district (Colorado)	Rudy Pb , Zn	3.000 tonn/24 godz.
	Rudy złota	7) Treadwell	Grube składowe złoża rud złota	38.000.000 pudów rocznie
		8) Grass-Valley, California	Kwarcowa żyła złota	
		9) Homestake (S. Dakota)	Grube złoża pokładowe	4.000 tonn/24 godz.
		10) San-Juan district, (Colorado)	Żyły kwarcowe na wysokości 11.300'	
		11) Robinson G. M. C ^o , Transvaal	2 pokłady od 18" do 92" (zlepieniec złotonośny)	263.500 tonn rocznie
Amer-ryka	rudy żel.	12) Hibernia (New Jersey)	Magnetyt (wzbogacanie magnetyczne)	
Polska	węgl. kam.	13) Sortownia antracytu, Pensylwanja	Sortowanie na 14 sortym., wzbog. masz. i ręczne	
		14) Kopalnia węgla „Saturn“	Sortowanie na 7 sortym. i wzbogacanie ręczne	
Rosja	Rudy złota	15) Spółka Akcyjna „Kaczarskie Kop. Złota“ (Ural)	Żyły kwarcu złotonośnego	200 tonn/24 godzin 300 „ 400 „ 500 „ 600 „ 700 „
		16) Rosyjskie Towarz. Przemysłu Złotego	662.530 pud. od 22/III. do 30/IX. 1911 r. Żyły złotonośne	rozdrab. na Blake młyny chilijskie amalgamacja woda różne Razem 100 pudów

własnych przeróbki.

Zawart. w surow. rudzie α	Zawart. w kon- centracie β	Wychód koncen- tratu γ	Ekstrak- cja ϵ	Koszty własne 1 puda surowej rudy w kop.				Koszty własne koncen- tratu
				Wydoby- cie	Prze- wóz do sortowni	Prze- róbka	Ogółem	
2,7% Cu	99,0%	2,1%	0,75	7,28	0,52	1,92	9,72	4 rb 85 k.
3,4% Cu	8,01%	0,35%	0,83	12,6	0,52	7,92	20,91	60 „
.....				15,7	0,70	17,0	33,40	95 „
.....						3,25		
13,32% Pb w 100 pud. rudy 76 zoł. Ag	45,83% 2 f. 56 zoł. Ag	0,26	0,89	6,82	0,25	1,09	8,16	31,4
4—10 Pb 10—21 Zn	72,53 Pb 54,39 Zn	5% PbS 30% ZnS	60,61 Pb	13,06	—	2,26	15,26	
1 1/2 zoł./100 pud. rudy				3,5 13,0	— amalg. cyjaniz.	0,60 1,93 1,22	4,10 16,15	
2 1/2 zoł.				7	—	3,75 3	10	
.....				15,3	0,7 amal. cyjaniz.	4,13 2,15	22,28	
.....				9,20	3,4 amal. cyjaniz.	6,28 2,2 2,2	17	
.....				1,67		0,41	2,28	
.....						0,334		
.....						0,140		
.....				7,40 7,05 5,45 4,76 4,10 3,70	3,80 2,87 2,28 1,87 1,86 1,86	5,20 3,78 3,50 3,05 2,64 2,54	16,40 13,70 11,53 9,68 8,59 8,00	
Robo- cizna	Energja	Części robocze	R e m o n t		Dozór	Ogółem	%	
5,90 27,18 2,05 2,05 2,35	4,40 105,46 — — 3,15	— 31,08 — — —	6,97 6,36 — 0,25 —	6,18 3,08 23,69 — —	4,11 30,43 — — —	27,56 203,59 25,74 2,30 5,50	10,4 77 9,7 0,9 2,0	
39,53 14,9%	113,01 42,5%	31,08 12,0%	13,58 5,1%	32,95 12,4%	34,54 13,1%	264,69 —	— 100	

wione wyżej zadanie nie może być rozwiązane bezpośrednio z wzoru (7), lecz należy po pierwsze w drodze doświadczalnej określić związek pomiędzy β i γ dla danego ciała kopalnego, po drugie zaś zapomocą obliczenia wstępnego lub dokładnego określić dla rozmaitych znaczeń β odnośne wielkości B , poczem wzór (7) służy tylko dla kontroli lub określenia granic tej lub owej wielkości. Rozwiązując wzór (7) odnośnie β , γ i B znajdujemy:

$$\beta \geq \frac{1}{m} \left[\frac{1}{\gamma} (A + B) + tL - n \right] \dots \dots \dots (8)$$

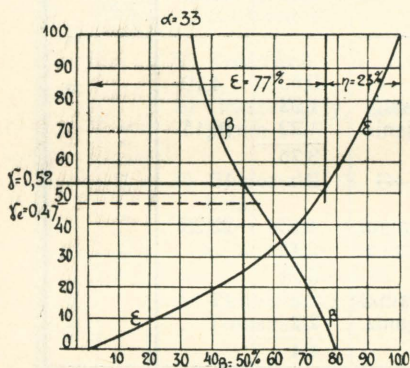
$$\gamma \geq \frac{A + B}{(m\beta + n) - tL} = \frac{A + B}{S' - tL} \dots \dots \dots (9)$$

$$B \leq \gamma [(m\beta + n) - tL] - A = \gamma (S' - tL) - A \dots \dots (10)$$

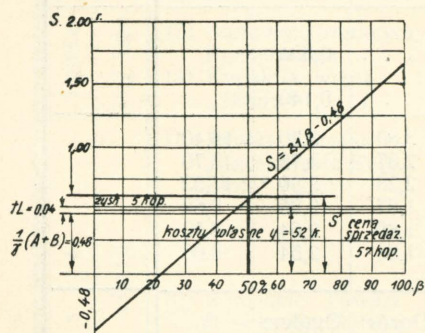
Rozwiązanie postawionych zadań zbadamy w dwóch wypadkach: 1) przeróbka w jednym stadjum i 2) przeróbka w kilku stadjach.

1) **Przeróbka w jednym stadjum.** Przeróbka rudy może mieć jako warunek osiągnięcie określonej zawartości β w koncentracie, poniżej której produktu nie można sprzedać, czyli określoną najniższą granicę dla β , czasem ta granica najniższa nie jest określona, a tylko podług warunków kontraktu produktu surowego sprzedać nie można. Rozpatrzmy każdy wypadek z osobna:

a) Niższa granica β ma określoną wysokość, przyczem na zasadzie ogólnej $\beta > \alpha$. Przeprowadzamy próbę przeróbki w przyrządzie Henry i wykreślamy krzywe (rys. 83). Następnie podług wykresu dla wybranego β znajdujemy γ , jak również ϑ i ϵ . Wkońcu zapomocą wzoru (10) znajdujemy granice kosztów przeróbki. Na podstawie istniejących przykładów przeróbki podobnych rud koszty te mogą a priori być uznane za wystarczające lub nie. Jeśli koszty przeróbki są znane i są niższe



Rys. 83.



Rys. 84.

od granicy, otrzymanej zapomocą obliczenia, to przeróbka jest korzystna. Zysk określamy podług wykresu kosztów własnych rudy, jako różnicę rzędnych β i $y = tL + \frac{1}{\gamma} (A + B)$ przy danym β (rys. 84).

Zadanie to może być rozwiązane również w następujący sposób: Jeśli mamy koszty przeróbki B , to podług (9) określamy najniższą granicę wychodu γ' i porównuje ten ostatni z określonym zapomocą wykresu γ . Jeśli $\gamma > \gamma'$, to przeróbka jest korzystna, w przeciwnym razie nie.

Przykład. Ruda ołowiu, zamówiona na warunkach:

$$S = (\alpha - 4) K_p - (p - 150) K_a - 0,25$$

lub gdy wstawimy niektóre liczbowe znaczenia:

$$S = 2,1 \beta - 0,48,$$

przyczem $\alpha = 35\%$, koszty wydobywania $A = 20$ kop., list przewozowy $tL = 4$. Minimalna wymagana zawartość $Pb = 50\%$.

W postaci surowej ruda zbytu nie ma, ponieważ żądane $\beta > \alpha$. Czy przeróbka jest korzystna?

Z wykresu (rys. 83) znajdujemy, że $\beta = 50\%$ odpowiada wychód $\gamma = 0,52$.

Cena sprzedaży $S' = 2,1 \beta - 0,48 = 2,1 \times 0,50 - 0,48 = 0,57$.

Podług zaś (10): $B \leq 0,52 \cdot (0,57 - 0,04) - 0,20 = 0,086$.

Cena ta znacznie przewyższa przypuszczalne koszty przeróbki, a więc przeróbka jest korzystna. Przypuściwszy, że $B = 0,05$, podług (9) mamy:

$$\gamma' \geq \frac{0,20 + 0,05}{0,57 - 0,04} = \frac{0,25}{0,53} = 0,47.$$

Znaleziony z wykresu $\gamma = 0,52$ przy $\beta = 50\%$ jest znacznie większy, przeto przeróbka jest bezwarunkowo korzystna. Zysk określamy podług wykresu rys. 84 lub zapomocą obliczenia kosztów własnych:

$$y = \frac{1}{\gamma} (A + B) + tL = \frac{1}{0,52} (0,20 + 0,05) + 0,04 = 0,52$$

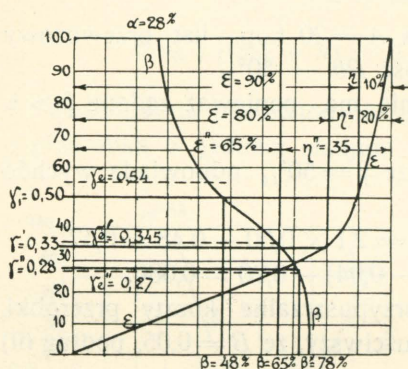
biorąc przytem różnicę:

$$S' - y = 0,57 - 0,52 = 0,05 \text{ na 1 pud.}$$

Przy rocznem wydobywciu 6.000.000 pudów zysk ogólny wynosi 300.000 rubli.

b) Niższa granica β nie ma określonej wielkości. Przypuszczamy, że nabywcy nie określają tej granicy i płacą za każdą zawartość podług wzoru kontraktowego. Wypadek ten można z łatwością sprowadzić do poprzedniego, ponieważ granicę β określa wówczas producent podług wykresu rys. 84, jako taką, przy której zadość czynimy warunkom (7). Jednak bezpośrednio na wykresie znaleźć taki punkt trudno, ponieważ do wzoru (7) wchodzi nowa wielkość γ , związana z β jako nieokreślona funkcja. Trudność polega na wyborze końcowego β .

Jeśli krzywe wzbogacalności mają wyraźne załamanie, co wskazuje na naturalny stopień wzbogacania przy niewielkich stratach, nie przewyższających 25%, to odnośne β możemy wziąć za podstawę obliczeń, jako najłatwiej osiągalne. Następnie z krzywych wzbogacalności znajdujemy γ i określamy, jak wyżej, podług (10) górną granicę dla B lub, jeśli B znane, dla sprawdzenia obliczamy dolną granicę γ — podług (9). Jeśli jednak krzywe wzbogacalności nie wykazują naturalnego wzbogacania, to za punkt wyjścia trzeba wziąć dopuszczalne straty, w praktyce wahające się w granicach od 5 do 25%. Wówczas, przyjmując pewne ϵ , np. 90%, znajdujemy według krzywych wzboga-



Rys. 85.

calności odpowiednie β i γ i określamy B z (10) lub, jeśli B znane, sprawdzamy γ podług (9). Jeśli sprawdzenie podług (9) i (10) wykaże niezyskowość przeróbki, to należy wziąć inne ϵ i powtarzać wszystkie obliczenia, dopóki nie otrzymamy zadowalniającego wyniku.

Przykład. Ruda ołowiu zakontraktowana podług warunku:

$$S = (\alpha - 0,04)K - 0,25$$

$$\text{lub przy } K=2: \quad S = 2\alpha - 0,33.$$

Koszty własne $A=24$ kop., list przewozowy $tL=4$, koszty przeróbki $B=8$ kop. Zawartość w produkcie surowym $\alpha=28\%$.

Wartość produktu surowego na rynku:

$$S = (0,28 - 0,04) 2 - 0,25 = 2 \times 0,28 - 0,33 = 0,23 \text{ rub. czyli } 23 \text{ kop.}$$

Ponieważ koszty własne rudy + list przewozowy $= 24 + 4 = 28$ kop., niezbędne jest wzbogacanie. Przypuśćmy, że rys. 85 przedstawia krzywe wzbogacalności. Przyjmujemy $\epsilon=90\%$, podług wykresu znajdujemy $\beta=48\%$ i $\gamma=50\%$. Następnie wyliczamy B podług (10) i γ podług (9). Podług (10):

$$B \leq \gamma [(m\beta + n) - tL] - A.$$

$$B \leq 0,50 [(2 \times 0,48 - 0,33) - 0,04] - 0,24 = 0,50 (0,63 - 0,04) - 0,24 = 0,295 - 0,24 = 5,5 \text{ kop.}$$

$$\text{i podług (9): } \gamma_e \geq \frac{A+B}{S'-tL} = \frac{0,24+0,08}{0,63-0,04} = \frac{0,32}{0,59} = 0,54.$$

Obydwie granice nie zawierają możliwych oznaczeń B i γ , a więc 90% jest za wysoką ekstrakcją. Przypuśćmy $\epsilon'=80\%$; podług wykresu otrzymamy: $\beta'=65\%$ i $\gamma'=33\%$.

Wówczas podług (10):

$$B' \leq 0,33 [(2 \times 0,65 - 0,33) - 0,04] - 0,24 = 0,33 (0,97 - 0,04) - 0,24 = 0,33 \times 0,93 - 0,24 = 0,06 \text{ co jeszcze nie wystarcza,}$$

a podług (9): $\gamma'_e \geq \frac{0,32}{0,93} = 0,345.$

Bierzemy $\epsilon'' = 65\%$. Znajdujemy $\beta'' = 78\%$ i $\gamma'' = 0,28$; podług (10):

$$B'' \leq 0,28 [(2 \times 0,78 - 0,33) - 0,04] - 0,24 = 0,28 (1,23 - 0,04) - 0,24 = 0,28 \times 1,19 - 0,24 = 0,335 - 0,24 = 9,2 \text{ kop.,}$$

a podług (9): $\gamma''_e \geq \frac{0,32}{1,19} = 0,27.$ Ostatnie cyfry są odpowiednie.

Wzbogacanie więc winno być doprowadzone do 78% *Pb* w koncentracji, a chociaż ekstrakcja wynosi zaledwie 65% , to jednak dopiero w tych warunkach wzbogacanie jest korzystne.

Oczywiście podobny sposób rozwiązania zadania może być zastosowany i w poprzednim wypadku, jeśli przy określonym przez nabywców minimum zawartości metalu w koncentracji doprowadzenie wzbogacania tylko do tego właśnie stopnia wzbogacania okaże się dla kopalni niekorzystnem.

2) Wypadek wzbogacania w kilku stadjach. W ostatnim przykładzie widzieliśmy, że wzbogacanie jest korzystne dopiero po osiągnięciu takiej zawartości metalu, że ekstrakcja wynosi zaledwie 65% . Z państwowego punktu widzenia straty, wynoszące 35% , mogą być uznane za niedopuszczalne. W tym wypadku trzeba zastosować wzbogacanie stadjami. Tak więc kwestję może skomplikować żądanie możliwego ograniczenia strat. Trzeba określić, w ilu stadjach ma być prowadzone wzbogacanie, aby jednocześnie uczynić zadość warunkom ekonomicznym kopalni i oszczędnemu traktowaniu zapasów metalu w złożu. Nie należy jednak zapominać, że każde stadjum zwiększa koszty przeróbki. Można przyjąć, że koszty każdego stadjum:

$$B_1 = b_1 + d_1 + \frac{d_1}{\Sigma d} (D - \Sigma d) (11)$$

gdzie b_1 — koszty eksploatacji danego stadjum (energia na rozdzielanie, przesiewanie, wzbogacanie, obsługę i materiały),

d_1 — amortyzacja maszyn danego stadjum,

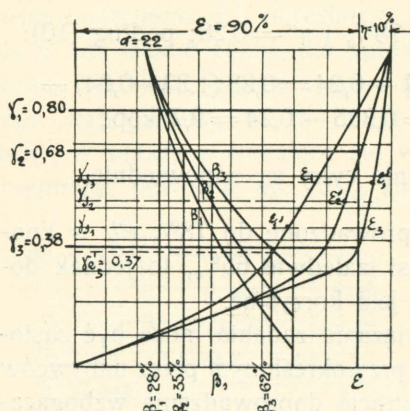
Σd — amortyzacja ogólna wszystkich maszyn we wszystkich stadjach,

D — ogólna amortyzacja całego zakładu przeróbczego.

Mając złożony wykres, zawierający wyniki wzbogacania w stadjach, możemy oba poprzednie zadania rozwiązać w ten sam sposób, dodając określenie ilości stadjów.

a) Przypuśćmy, że β_s jest zawartością w koncentracji, określaną przez odbiorców. Przeprowadzając na wykresie złożonym (rys. 86) rzędną β_s do przecięcia z krzywami β , znajdziemy odnośne wychody,

jako odcinki osi rzędnych, odcinane przez linie poziome, przeprowadzone przez punkty przecięcia tej rzędnej z krzywymi β , przyczem $\gamma_{s1} < \gamma_{s2} < \gamma_{s3}$ (a na przecięciu tych poziomych z krzywymi ε na osi



Rys. 86.

górnej odciętych otrzymamy $\varepsilon_{s1} < \varepsilon_{s2} < \varepsilon_{s3}$). Następnie dla każdego γ określamy podług (10) dopuszczalne koszty przeróbki B , które porównujemy z wynikami obliczeń; lub też, znając B_1 , B_2 i B_3 podług (11), możemy dla każdego stadjum określić graniczne γ , które porównujemy z otrzymanem z wykresu. Oczywiście wybierzemy taką ilość stadjów, przy której wzory (10) i (9) będą jednocześnie rozwiązane.

b) W drugim wypadku, kiedy konsumenci wcale nie ograniczają β , jako punkt wyjścia służy dopusz-

czalne ε . Przeprowadzamy odnośną rzędną ε ; przez punkty jej przecięcia z krzywymi ε przeprowadzamy linie poziome i zapomocą punktów, w których one przecinają krzywe β i oś rzędnych, znajdujemy odpowiednie $\beta_1 < \beta_2 < \beta_3$ i $\gamma_1 > \gamma_2 > \gamma_3$. Sprawdzając podług wzorów (9) i (10), określamy żadaną ilość stadjów przeróbki.

Przykład. Mamy: $S = 2\beta - 0,33$, $A = 24$, $tL = 4$.

$b_1 = 2$	$d_1 = 1$	$D_1 = 3$
$b_2 = 1$	$d_2 = 0,5$	$D_2 = 3,5$
$b_3 = 0,5$	$d_3 = 0,25$	$D_3 = 4,0$

Koszty przeróbki w każdym stadjum:

$$B_1 = b_1 + d_1 + \frac{d_1}{\Sigma d} (D_1 - \Sigma d) = 2 + 1 + 2 = 5;$$

$$B_2 = b_2 + d_2 + \frac{d_2}{\Sigma d} (D_2 - \Sigma d) = 1 + 0,5 + \frac{0,5}{1,75} (3,5 - 1,5) = 2,2;$$

$$B_3 = b_3 + d_3 + \frac{d_3}{\Sigma d} (D_3 - \Sigma d) = 0,5 + 0,25 + \frac{0,25}{1,75} (4,0 - 1,75) = 1.$$

Koszt ogólny przeróbki: $B' = 5$

$$B'' = B_1 + B_2 = 7,2$$

$$B''' = B_1 + B_2 + B_3 = 8,2.$$

Określić, czy możliwe jest wzbogacanie, gdy $\varepsilon = 90\%$.

Podług wykresu znajdujemy:

$$\gamma_1 = 80\%, \quad \beta_1 = 28\%,$$

$$\gamma_2 = 68\%, \quad \beta_2 = 35\%,$$

$$\gamma_3 = 38\%, \quad \beta_3 = 62\%.$$

$$\begin{aligned} \text{Podług wzoru (10)} \quad B' &\leq 0,80 [(2 \times 0,28 - 0,33) - 0,04] - 0,24 = -8 \\ B'' &\leq 0,68 [(2 \times 0,35 - 0,33) - 0,04] - 0,24 = -1,5 \\ B''' &\leq 0,38 [(2 \times 0,62 - 0,33) - 0,04] - 0,24 = +9. \end{aligned}$$

Ponieważ $B''' = 8,2$, więc postawionym warunkom odpowiadają tylko 3 stadj. Do tegoż wniosku przyjdziemy, rozwiązując równanie (9):

$$\left. \begin{aligned} \gamma_1 &\geq \frac{0,24 + 0,05}{(2 \times 0,28 - 0,33) - 0,04} = \frac{0,29}{0,19} \\ \gamma_2 &\geq \frac{0,24 + 0,07}{(2 \times 0,35 - 0,33) - 0,04} = \frac{0,31}{0,33} \\ \gamma_3 &\geq \frac{0,24 + 0,08}{(2 \times 0,62 - 0,33) - 0,04} = \frac{0,32}{0,87} = 0,37 \end{aligned} \right\} \text{ niemożliwe}$$

wynik więc jest nieco mniejszy od znalezionej podług wykresu.

Gdybyśmy nie mogli otrzymać wyników zadowalniających przy trzech stadjach, należałoby wprowadzić stadjum czwarte lub zrezygnować z ekstrakcji 90%. W tym ostatnim wypadku postępowaliśmy, jak wskazano w wypadku 1(b) na podstawie krzywych, właściwych dla 3 stadjów.

§ 8. Warunki zyskowności zastosowania przeróbki w wypadku, kiedy produkty surowe mają zbyt na rynku.

Wzory ogólne. Jeśli S jest wartość jednostki produktu surowego na wagę, a S' – wartość jednostki po wzbogacaniu produktu, to:

$$E = P[S - (A + tL)] \quad \text{— zysk ogólny ze sprzedaży } P \text{ jednostek produktu surowego,}$$

$$E' = P \cdot \gamma \left\{ S' - \left[\frac{1}{\gamma} (A + B) + tL \right] \right\} \quad \text{— zysk ogólny ze sprzedaży } P \cdot \gamma \text{ jednostek wzbogaczonego produktu.}$$

Oczywiście zastosowanie przeróbki będzie korzystne, kiedy $E' \geq E$, czyli jeśli:

$$\gamma \left[S' - \frac{1}{\gamma} (A + B) - tL \right] \geq S - A - tL$$

$$\text{lub} \quad (\gamma S' - S) + (1 - \gamma) \cdot tL \geq B \dots \dots \dots (12).$$

Pierwszy człon z lewej strony ($\gamma S' - S$) wyraża różnicę pomiędzy wartością jednostki produktu surowego, a otrzymanego z niej koncentratu; drugi człon $(1 - \gamma) tL$ – różnicę w kosztach przewozu zmniejszonej ilości produktu na odległość L . Wzór więc (12) wskazuje, że warunki zyskowności zastosowania przeróbki w wypadkach, kiedy surowce mają zbyt na rynku, polegają na tem, aby różnica w cenach sprzedaży + oszczędność na przewozie zmniejszonej ilości rudy nie były mniejsze, niż koszt przeróbki jednostki wagowej produktu surowego.

Z wzoru (12) otrzymujemy:

$$\gamma \geq \frac{S+B-tL}{S'-tL} \dots \dots \dots (13)$$

$$S' \geq \left[S+B-(1-\gamma) \cdot tL \right] \frac{1}{\gamma} \dots \dots \dots (14)$$

$$tL \geq \frac{B-(S'\gamma-S)}{1-\gamma} \dots \dots \dots (15)$$

Znajdujemy na podstawie krzywych wzbogacalności szereg cyfr: β_1 i γ_1 , β_2 i γ_2 i t. d., a określiwszy odpowiednie znaczenie S' z warunków kontraktu, otrzymujemy dopuszczalne koszty przeróbki dla każdego wypadku z wzoru (12). Mając zaś określoną wysokość kosztów przeróbki B , podług wzorów (13), (14) i (15) znajdujemy najniższy, dopuszczalny wychód, dopuszczalną cenę koncentratu i wreszcie największą odległość przewozu.

Przykład: Mamy $\alpha = 35\%$; $A = 20$ kop.; $tL = 2$.

$S = 2\alpha - 0,33 = 2 \times 0,35 - 0,33 = 0,37 > A + tL = 0,22$, czyli ruda ma zbyt w postaci produktu surowego.

Określić, czy zyskowna jest przeróbka, jeśli krzywe wzbogacalności rudy wykazują naturalny stopień wzbogacania przy $\beta = 65\%$ i $\gamma = 0,50$, przyczem $B = 13$ kop.

Znajdujemy:

$$S' = 2 \times 0,65 - 0,33 = 0,97,$$

podług (12) $B \leq (0,50 \times 0,97 - 0,37) + (1 - 0,50) 0,02 = 12,5$ kop.

Przeróbka więc nie jest zyskowna, bo w rzeczy samej kosztuje 13 kop. Lecz gdyby rudę przewożono na odległość 7 razy większą (koszty przewozu $tL = 14$), produkt surowy mógłby być jeszcze z pewnym zyskiem sprzedany, ponieważ

$$S = 37 > A + tL = 20 + 14 = 34,$$

to przy tych samych warunkach przeróbki koszty dopuszczalne przeróbki mogłyby wynosić podług (12):

$$B \leq (0,5 \times 0,97 - 0,37) + (1 - 0,50) 0,14 = 18,5 \text{ kop.},$$

a więc zastosowanie przeróbki byłoby zyskowne. Można to również sprawdzić podług wzoru (15):

$$tL \geq \frac{0,13 - (0,50 \times 0,97 - 0,37)}{1 - 0,50} = 0,03.$$

Zysk na jednostce produktu surowego przy przeróbce wynosi:

$$E' = 0,50 \times 0,97 - (0,20 + 0,13) - 0,14 \times 0,50 = 8,5 \text{ kop.}$$

zaś bez przeróbki:

$$E = 0,37 - (0,20 + 0,14) = 3 \text{ kop.}$$

Wzrost zysku dzięki zastosowaniu przeróbki wynosi 5,5 kop. na 1 pud, czyli prawie 200%. Przy wydajności 2.000.000 pudów rocznie zysk ogólny wynosi 110.000 rubli, podczas gdy bez zastosowania przeróbki — 60.000 rubli.

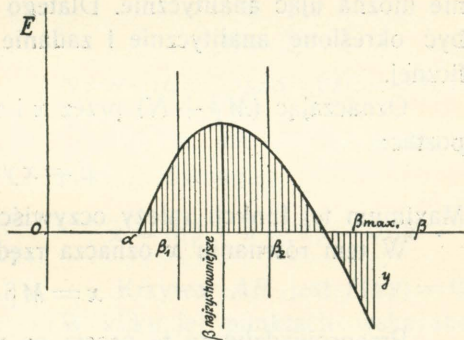
Zapomocą wzoru (14) możemy określić cenę produktów przeróbki, oraz warunki kontraktu, odpowiedniego dla kopalni. W przykładzie powyższym:

$$S' \geq [0,37 + 0,13 - (1 - 0,5) \times 0,14] \frac{1}{0,5} = 0,86.$$

Zysk więc można otrzymać wyłącznie przy takim kursie i takich warunkach kontraktu, przy których za 1 pud koncentratu można otrzymać ponad 86 kop.

§ 9. Najkorzystniejszy współczynnik wzbogacania.

Zasady ogólne. We wszystkich poprzednich zadaniach określiliśmy tylko graniczne warunki, przy których przeróbka bywa korzystna lub nie. Oczywiście, w zależności od osiąganego współczynnika wzbogacania zysk może być mniejszy lub większy, istnieje jednak pewien współczynnik, przy którym zysk jest największy. Powstaje zagadnienie określenia tego najkorzystniejszego współczynnika. Zachodzi to w tych wypadkach, gdy ruda surowa ma zbyt na rynku, oraz gdy w postaci produktu surowego nie można jej sprzedać. W rzeczy samej, jeśli $\beta = \alpha$, to zysk z przeróbki, której nie było, jest 0; wychód koncentratu wówczas równa się 100%. Stosując przeróbkę, stopniowo zwiększamy β , zmniejszając jednocześnie γ , i przy $\beta_{max.}$, $\gamma = 0$. W tym wypadku nie tylko nie mamy żadnego zysku, lecz ustaje wywóz produktów z kopalni, czyli mamy straty, wynoszące sumę kosztów wydobywania i przeróbki. Oczywiście przed osiągnięciem przez współczynnik wzbogacania tej niemożliwej praktycznie wysokości, przejdzie on przez pewną wysokość, przy której zysk z przeróbki wyniesie również 0. Jeśli więc istnieją dwie takie granice współczynnika, pomiędzy którymi przeróbka daje zyski, to krzywa zysku jest wypukła (rys. 87) i ma swoje maksimum. Zachodzi to w wypadku, gdy pierwotna zawartość metalu w rudzie jest przemysłowa, jak również gdy przemysłową zawartość β_1 można osiągnąć zapomocą przeróbki. W tym ostatnim wypadku odpo-



Rys. 87.

wiednia część krzywej zysków może jeszcze mieć maximum (jeśli $\beta_1 < \beta_{najwyż.}$) lub też krzywa już się zniża bez przerwy (jeśli $\beta_2 > \beta_{najwyż.}$). Wówczas ta graniczna zawartość (β_2) jest najkorzystniejsza i wszelkie dalsze wzbogacanie nie jest korzystne.

Z wzoru (7) otrzymamy ogólny wzór zysku na jednostkę wagową koncentratu

$$E = (m\beta + n) - \left[\frac{1}{\gamma} (A + B) + tL \right].$$

Zysk ogólny przy wydobyciu i przeróbce P jednostek będzie:

$$E = P\gamma (m\beta + n) - \left[\frac{1}{\gamma} (A + B) - tL \right] \dots \dots (16)$$

Chodzi więc o określenie maximum funkcji (16). Wzorowi (16) możemy nadać następującą postać:

$$\begin{aligned} E &= M\beta\gamma + N\gamma - R = \\ &= (M\beta + N)\gamma - R \dots \dots \dots (17) \end{aligned}$$

gdzie $M = m$; $N = (n - tL)$; $R = (A + B)$.

We wzorze (17) β stanowi pewną funkcję γ . Zależności tej jednak nie można ująć analitycznie. Dlatego i maximum funkcji (17) nie może być określone analitycznie i zadanie to rozwiązujemy w drodze graficznej.

Oznaczając $(M\beta + N)$ przez x i γ przez y , nadajemy równaniu (17) postać:

$$E = xy - R \dots \dots \dots (18)$$

Maximum tej funkcji zależy oczywiście od iloczynu xy .

W tem równaniu x oznacza rzędne linii prostej:

$$x = M\beta + N \dots \dots \dots (19)$$

Przeprowadziwszy tę prostą na wykresie Henry (rys. 88), przenosimy wszystkie jej rzędne w postaci odciętych na odpowiadające jej odciętym β rzędne γ podług krzywej β i podług otrzymanych punktów wykreślamy krzywą:

$$f(x, y) = 0 \dots \dots \dots (20)$$

w taki sposób, że $ab = a'b'$, $cd = c'd'$, $ef = e'f'$ i t. d. Krzywa $Ab'd'f'B$ jest funkcją (20). Oczywiście, że określenie maximum iloczynu xy polega na znalezieniu największej powierzchni prostokąta, utworzonego przez współrzędne krzywej (20). Jeśli wykres jest sporządzony na papierze milimetrowym, to ów największy prostokąt znajdujemy, obliczając powierzchnię kilku wybranych prostokątów podług kratki. Jeśli, jak na rys. 88, największa powierzchnia odpowiada $y = \gamma = 100$, to przeróbka wogóle daje straty w wypadku, gdy produkt surowy ma zbyt na rynku. Jeśli jednak dopuszczalna najniższa zawartość przemy-

słowa w koncetracie jest większa, niż w produkcie surowym, czyli jeśli ruda ma zbyt przy pewnym $\beta > \alpha$, osiąganem zapomocą przeróbki, to ten współczynnik wzbogacania będzie najzyskowniejszy, ponieważ wszelkie zwiększenie β wywołuje zmniejszenie powierzchni prostokąta. Lecz jeśli krzywa $f(xy) = 0$ ma kształt, jak na rys. 89, przy którym powierzchnia xy wzrasta powyżej granicznego β , to β_n — najkorzystniejsze będzie odpowiadać odciętej punktu przecięcia współrzędnej x krzywej $f(xy) = 0$ z krzywą β . Odnośny wychód koncentratu równa się y krzywej $f(xy) = 0$ lub γ podług krzywej β . Inne dane ϑ i ϵ znajdujemy bezpośrednio z innych krzywych, jeśli one są wykreślone.

Przykład. Wykres na rys. 89 jest rozwiązaniem zadania dla wypadku: $S = 2\beta - 0,33$, $tL = 2$ kop., $\alpha = 20\%$, $A = 9$ kop. i $B = 5$ kop. Wówczas:

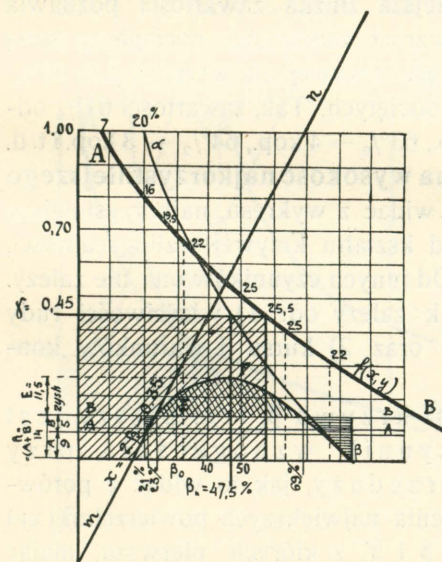
$$M = 2,$$

$$N = n - tL = -0,33 - 0,02 = -0,35$$

Prosta mn jest wykreślona podług równania:

$$x = M\beta + n = 2\beta - 0,35.$$

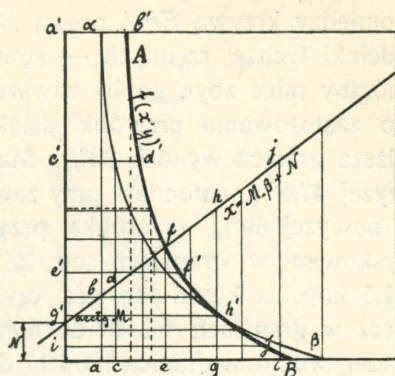
Krzywa AB jest $f(xy) = 0$. W kilku jej punktach wskazane są iloczyny współrzędnych x i y : 16; 19,5; 22; 25; 25,5; 25 i 22. Największemu iloczynowi 25,5 odpowiada $\lambda = 0,45$ i $\beta = 47,5$, czyli 47,5% jest najzyskowniejszym współczynnikiem wzbogacania. Jeśli podług warunków $\beta_{min.} = 50\%$, to ostatnie jest najzyskowniejsze. Lecz jeśli $\beta_{min.} = 30\%$, to wzbogacanie



Rys. 89.

można prowadzić do 47,5%, jednak niedalej.

Ażeby jasno przedstawić wysokość zysków przy rozmaitych współczynnikach wzbogacania, wystarczy na tym samym wykresie na odpowiednich odciętych β przeprowadzić rzędne proporcjonalne do iloczynów



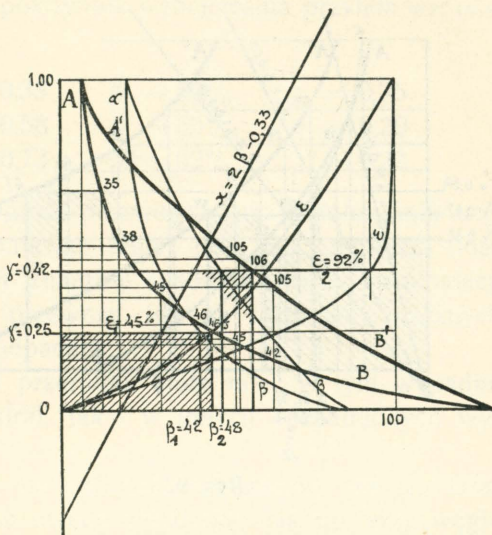
Rys. 88. Wykreślanie najzyskowniejszego stopnia wzbogacania.

współrzędnych krzywej $f(xy)=0$, i końcowe punkty połączyć krzywą $EF\beta$, a następnie przeprowadzić linię $BB\parallel$ do osi OX w odległości $R=(A+B)$ w myśl równania (18). Odcinki dodatnie rzędnych, zawarte pomiędzy krzywą EF i prostą BB , odpowiadają zyskom, ujemne zaś odcinki tychże rzędnych — stratom. Stąd widać, że produkt surowy mógłby mieć zbyt, gdyby zawartość nie była mniejsza, niż 21%, ale po zastosowaniu przeróbki dzięki zwiększeniu kosztów własnych najniższa granica wynosi 23%. Maximum zysków odpowiada określonej wyżej 47,5%, natomiast przy zawartości 69% przeróbka nie daje zysku, a powyżej 69%, przeróbka przynosi straty. Tak więc przeróbka jest zyskowna w granicach od 23 do 69%. Największy zysk wynosi 11,5 kop. na 1 pud surowca, czyli 82% kosztów własnych przy 47,5%. Lecz w granicach od 40 do 50% rzędne krzywej EF zmieniają się nader wolno w granicach od 11 do 11,5 kop. Okoliczność ta jest bardzo wygodna wobec wielkich trudności związanych z dokładnem uregulowaniem maszyn. Przyjmując więc zysk na 1 pudzie 11,25 kop. przy 40 — 50% wzbogacania, otrzymamy ogólny zysk przy rocznej wydajności 10.000.000 pudów surowca — 1.125.000 rub. Przy wzbogaceniu do 60% zysk na 1 pudzie wynosi 6 kop. a zysk ogólny 600.000 rubli. Jeśli 60% jest najniższą zawartością przemysłową, to przeróbka jest problemem bardzo trudnym z punktu widzenia najlepszych wyników ekonomicznych. W rzeczy samej najmniejsza zniżka zawartości pozbawia produkt wartości, zaś nieznaczny wzrost zawartości pociąga za sobą szybki spadek zysku, ponieważ w części krzywej dla wartości $\beta > 60\%$, krzywa zysków ostro spada ku osi odciętych. Tak, zawartości 61% odpowiada zysk 5,2 kop., 62% — 4,7 kop., 63% — 4 kop., 64% — 3 kop. i t. d.

Okoliczności, mające wpływ na wysokość najkorzystniejszego współczynnika wzbogacania. Jak widać z wykresu, najkorzystniejszy współczynnik wzbogacania zależy od kształtu krzywej wzbogacalności, i od położenia prostej $x=M\beta+N$. Od innych czynników ona nie zależy. Najkorzystniejszy więc współczynnik zależy od: 1) właściwości rudy i procesu przeróbki z jednej strony, oraz 2) kursu i warunków kontraktu z drugiej strony.

1. Im więcej wklęsła jest krzywa β , tem niższy jest najkorzystniejszy współczynnik wzbogacania przy jednakowych warunkach sprzedaży, jak to widać z porównania krzywych AB i $A'B'$ i z określenia największych powierzchni (xy) na rys. 90 podług dwóch krzywych β i β' , z których pierwsza, mając z drugą wspólne punkty końcowe, jest więcej wklęsła, niż druga. Biorąc pod uwagę, że zgodnie z rys. 86, druga krzywa β' odpowiada przeróbce przy większej ilości stadjów i przy wyższej ekstrakcji, jak to wynika z wykreślenia odnośnych krzywych ε i ε' , i przy większym wychodzie koncentratu, można wywnioskować, że przeróbka stadjami jest wogóle korzystniejsza tak dla przedsiębiorstwa, jak również dla

państwa. Tak podług rys. 90 przy $S' = 2\beta - 0,33$ i przeróbce w jednym stadjum (krzywa β) najkorzystniejszy współczynnik wzbogacania $\beta_1 = 42\%$ przy ekstrakcji $\varepsilon_1 = 45\%$, a przy przeróbce w kilku stadjach (krzywa β') współczynnik najkorzystniejszy $\beta_2 = 48\%$ przy ekstrakcji $\varepsilon_2 = 92\%$. Lecz dla danego systemu przeróbki i określonej ilości stadjów, jeśli najkorzystniejszy dla przedsiębiorcy współczynnik wzbogacania przewyższa najniższy przemysłowy i nie daje następnie żadnej oszczędności przy przeróbce metalurgicznej, nie powinien być tolerowany z państwowego punktu widzenia, ponieważ można go osiągnąć przy mniejszej ekstrakcji i przy znacznych stratach metalu w odpadach.



Rys. 90.

2. Co się tyczy wpływu warunków sprzedaży na wysokość najkorzystniejszego współczynnika wzbogacania, to w pierwszym

rzędzie ma tu wpływ kurs metalu w danym czasie. Wykreślając krzywe AB i $A'B'$ na rys. 91, odpowiadające różnym kursom przy jednakowych warunkach kontraktu odpowiednio do położenia prostych:

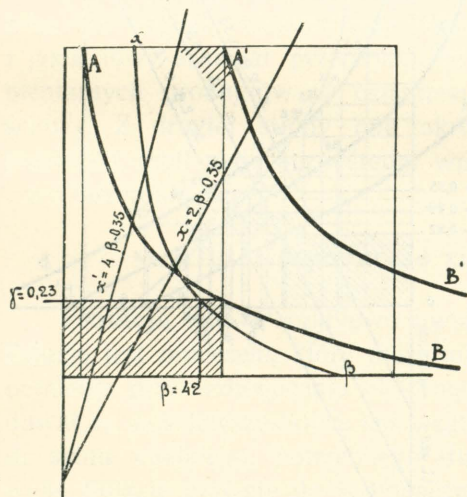
$$x = 2\beta - 0,35$$

przy K 1 rub. 50 kop.

$$x' = 4\beta - 0,35 \text{ przy } K \text{ 3 rub.}$$

widzimy, że przy niskim kursie najzyskowniejszy współczynnik wzbogacania jest wyższy, niż przy wysokim, a więc wysoki kurs ma wpływ dodatni na

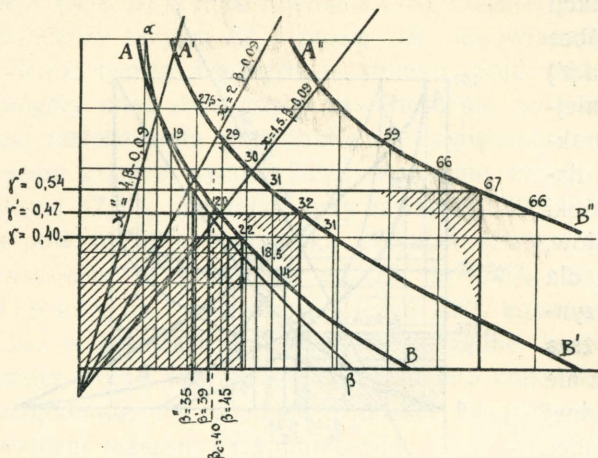
możliwie zupełne wykorzystanie zapasów metalu w złożu, ponieważ niższemu współczynnikowi odpowiada wyższy współczynnik ekstrakcji. Dla rudy, której charakterystyka odpowiada krzywej β (rys. 91), i przy pewnych znaczeniach liczbowych współczynników w równaniach, okre-



Rys. 91.

ślających warunki sprzedaży, mamy przy niskim kursie, np. 1,50 najkorzystniejszy współczynnik wzbogacania 42%, przyczem wychód koncentratu jest 0,25,

a ekstrakcja 45%. Przy kursie zaś wysokim, np. 3, przeróbka wogóle nie jest korzystna, jeśli produkt surowy ma zbyt, przyczem ekstrakcja wynosi 100%. Jeśli najniższa dopuszczalna zawartość z punktu widzenia czynności hutniczych jest wyższa od zawartości w produkcie surowym, to przy wzboga-



Rys. 92.

ceniu do tej wysokości straty dopuszczalne w odpadach mają rację bytu z punktu widzenia przemysłowca, jak również ze stanowiska państwowego.

Rys. 92 ilustruje wypadek 3 warunków kontraktowych, przy których wahania kursu określają każdorazowo najkorzystniejszy współczynnik wzbogacania, lecz i tu, jak w powyższym wypadku, im kurs jest wyższy, tem współczynnik niższy.

Zgodnie z warunkami kontraktowemi:

$$x = 1,5\beta - 0,9$$

$$x' = 2\beta - 0,9$$

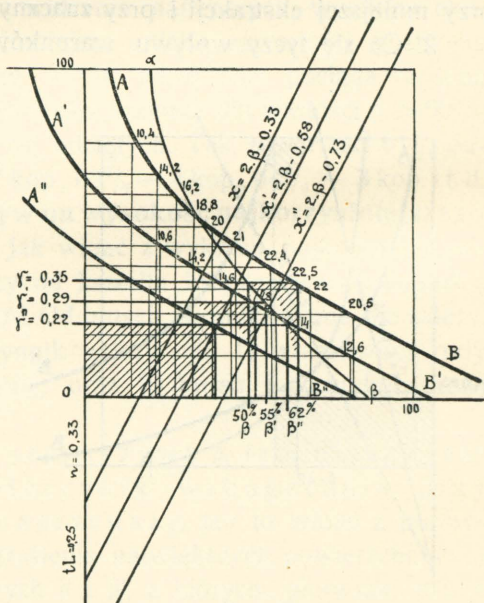
$$x'' = 4\beta - 0,9$$

mamy:

$$\beta = 45\%, \quad \gamma = 0,40$$

$$\beta' = 39\%, \quad \gamma' = 0,47$$

$$\beta'' = 35\%, \quad \gamma'' = 0,54.$$



Rys. 93.

3. Wreszcie rys. 93 daje pojęcie o wpływie kosztów przewozu lub przy taryfie stałej, odległości przewozu.

W równaniu prostej:

$$x = M \cdot \beta + N$$

człon $N = n - tL$. Im więc jest większe tL , tem niżej prosta przecina oś rzędnych i odpowiednio do tego krzywe AB zajmują coraz niższe położenie. Najkorzystniejszy współczynnik wzbogacania przytem wzrasta. Tak przy:

$tL = 0$	$x = 2\beta - 0,33$	$\beta = 50\%$	$\gamma = 0,35$
$tL = 25$	$x' = 2\beta - 0,58$	$\beta' = 55\%$	$\gamma' = 0,29$
$tL = 50$	$x'' = 2\beta - 0,73$	$\beta'' = 62\%$	$\gamma'' = 0,22$

Im większa więc jest odległość przewozu, tem współczynnik najkorzystniejszy jest wyższy, ponieważ lepiej jest mieć mniejszą ilość koncentratu. Ekstrakcja przytem znacznie spada. Korzyści eksploatacji przy znacznych odległościach przewozu idą na rachunek znacznych strat minerału użytecznego w odpadach.

Zwiększenie ilości stadjów przeróbki może mieć w tym wypadku takież wpływ na zmniejszenie strat, jak i w innych rozpatrzonych wypadkach.

W wypadkach, gdy cena na materiał wzbogacony nie jest uzależniona od zawartości tego lub owego składnika, jak np. przy węglu kamiennym, to przeróbka do wyższego stopnia, niż to wymaga kontrakt, nie jest a priori korzystna, ponieważ towarzyszy temu zmniejszenie wychodu produktu bez kompensacji w cenie wzbogaconego produktu.

Z powyższego rozpatrzenia warunków zyskowności przeróbki wynika, że względy ekonomiczne mają wpływ zasadniczy na ilościowy i jakościowy schemat przeróbki. Od nich to zależy ugrupowanie elementarnych produktów w ostatnim stadjum, a więc i stosunek ilościowy. Z drugiej strony one określają ilość niezbędnych stadjów przeróbki, czyli mają bezpośredni wpływ na postać jakościowego schematu przeróbki.

§ 10. Gospodarcze znaczenie flotacji ¹⁾.

Flotacja rud. Początkowo uważano, że sposób wzbogacania przez flotację jest procesem, który może mieć zastosowanie jedynie jako uzupełnienie przy wzbogacaniu elektromagnetycznem lub płókanu. Decydował tu przedewszystkiem ten wzgląd, że obawiano się kruszyć rudę do stanu mialkiego, potrzebnego dla flotacji. Początkowo więc stosowano flotację głównie do wzbogacania produktów przejściowych, szla-

¹⁾ Rozdział niniejszy został napisany przez inż. D. Korola. Rozdział ten jako dodatek do działu o flotacji włączono do niniejszego dzieła. Uwzględniono następujące prace: Chapman, W. R. i Mott R. A. „The cleaning of coal“ (1928); Petersen, W. „Schwimmaufbereitung“ (1936); Truszelewicz, W. J. „Flotacja“ (1935); Mayer-Schranz „Flotation“ (1931); Hock, H. „Kokereiwesen“ (1930); Kurakow i Grankin „Woprosy efektiwnosti planirowanija, projektirowanija i eksploatacji ugleobogatitelnych fabrik“ (1935); Stadnikow, G. „Chimja ugla“ (1932).

mów lub odpadów otrzymywanych z płóczek, przez co starano się zmniejszyć straty metali.

Następnie zaczęto stosować flotację do wzbogacania odpadów nagromadzonych w latach dawniejszych w licznych hałdach. Był to materiał przeważnie drobnoziarnisty, który nie mógł być wzbogacony poprzednio stosowanymi sposobami i dlatego był wyrzucany na hałdy mimo swej wysokiej nieraz zawartości metalu.

Dużą i naturalną dziedzinę, w której flotacja znalazła ogromne zastosowanie, jest wzbogacanie drobnowprysniętych rud o małej zawartości metalu. Przeróbka takich rud — niezależnie od sposobu wzbogacania — jest możliwa dopiero po daleko posuniętem zmieleniu, wobec czego rudy tego typu już z natury swej nadają się dobrze do flotacji, gdyż przy wzbogacaniu tak drobnych materiałów innym sposobem napotyka się na poważne trudności. Liczne więc złoża drobnowprysniętych rud uzyskały dzięki flotacji wartość przemysłową, przez co światowy zapas bardzo ważnych metali ogromnie się zwiększył. Trzeba bowiem mieć na uwadze to, że drobnowprysnięte rudy o małej zawartości metalu występują w przyrodzie w bardzo dużych ilościach. W Ameryce, Afryce, a także i w Europie mamy np. duże złoża rud miedzi o zawartości około 1% *Cu*, częste są również ubogie złoża *Pb* i *Zn*. Także i dla rud złota, które występują przeważnie w postaci nadzwyczaj drobnych zrostów, flotacja jest odpowiednim sposobem wzbogacania zwłaszcza wtedy, gdy zawodzi amalgamacja.

Przez stosowanie flotacji do rud drobnowprysniętych doszło się w końcu do t. zw. „allflotation“, w której całość rudy, nieraz i grubowprysniętej, mielono i flotowano. Wprawdzie koszty mielenia były bardzo duże, jednakże były one z korzyścią pokrywane przez zwiększoną ekstrakcję metali, uproszczenie ogólnego schematu przeróbki i zmniejszone koszty inwestycyjne i ruchowe. Przytoczony w tabeli poniższej przykład¹⁾ podaje korzyści, jakie osiąga się przez stosowanie flotacji, zwłaszcza różniczkowej, do wzbogacania rudy o zawartości 9,6% *Pb* i 7,2% *Zn*.

Sposób wzbogacania	Wychód w %		Koncentrat <i>Pb</i>		Koncentrat <i>Zn</i>	
	<i>Pb</i>	<i>Zn</i>	<i>Pb</i> %	<i>Zn</i> %	<i>Pb</i> %	<i>Zn</i> %
Stoły koncentracyjne	94	—	18	6	—	—
Flotacja samego <i>Pb</i>	91	—	53	—	—	—
Flotacja różniczkowa	91	88	51	5,7	1,5	52

¹⁾ J. M. Callow, Eng. Min. Journ. 121, 542 (1926). C. E. Locke, Eng. Min. Journ. 123, 151 (1927).

Niezależnie od tego istnieją obecnie w Ameryce i Europie liczne zakłady flotacyjne, wzbogacające rudy, których stan przerośnięcia jest taki, że mogłyby one być wzbogacone również i innymi sposobami. W poniższej tabeli podane są dla porównania wyniki wzbogacania, koszty ruchu i t. p. zakładu flotacyjnego w połączeniu z płóczką i zakładem, pracującego na zasadzie „allflotation“. Podane są tu wyniki z zakładów Phelps Dodge Corporation, które w r. 1923 stosowały płókanie i flotację, a w r. 1928 wyłącznie flotację¹⁾.

	Zakład kombino- wany 1923	Allflotation 1928
Zawartość Cu w koncentracie	10,53	18,92
Koszty wzbogacania RM/t	3,46	2,22
Wychód w % ze stołów	47,2	—
„ „ „ z flotacji	46,15	100
Ekstrakcja metalu ze stołów w % . .	25,97	—
„ „ „ z flotacji w %	64,63	90,8
Zużycie odczynników flot. g/t	445	85
Zużycie mocy KWgodz/t	15,21	14,45
Z tego na flotację	3,35	0,91
na mielenie	9,76	10,89
Obsługa	157,8	133,6
Tonny na człowieka i zmianę	21,23	25,41

Inną dziedziną, w której flotacja ma duże zastosowanie jest oczyszczanie koncentratów, otrzymywanych innymi metodami wzbogacania, zwłaszcza mokremi. Wypadek taki zachodzi np. wtedy, gdy koncentrat minerału tlenkowego zanieczyszczony jest niepożądanymi domieszkami minerałów siarczkowych, które z łatwością dadzą się usunąć przez flotację (wzbogacanie kasyterytu).

Gospodarcze i techniczne znaczenie flotacji uwidacznia się najlepiej na ilości flotowanych rud. Ilość rud, wzbogaczanych rocznie metodą flotacyjną można oszacować (1928 r.) na około 120 milionów tonn, z czego na Stany Zjednoczone Am. Półn. przypada około 59 milj. tonn. Rozwój flotacji do roku 1928 przedstawia następujące zestawienie, odnoszące się do Stanów Zjednoczonych Am. Półn.:

Rok	Wzbogacona ruda miliony tonn	Uzyskany koncentrat miliony tonn
1922	26,5	3,1
1923	37,8	2,1
1924	45,1	2,3
1925	45,5	2,8
1926	50,8	3,3
1928	59,0	3,7

¹⁾ Met. u. Erz. 26. 205 (1929).

W Meksyku np. wzbogacono przez flotację w r. 1926 2,1 miliony tonn, a w r. 1928 4,1 miliony tonn, t. zn. 32% wydobytych w tym kraju rud wzbogacono sposobem flotacyjnym.

W Niemczech flotuje się rocznie około 22.000 t galeny i 120.000 t blendy cynkowej.

Całkowite koszty flotacji wynoszą według amerykańskiej literatury przeciętnie 3,10 — 5,50 RM/tonnę nadawy. Koszty te rozpadają się na:

	Koszty RM/t nadawy	% całkowitych kosztów flotacji
Kruszenie i mielenie	1,68—2,52	46—52
Flotacja wraz z odwadnianiem . . .	0,42—0,63	11—14
Odczynniki flotacyjne	0,42—1,26	14—23
Inne wydatki	0,63 1,05	∞ 20
Sumaryczne koszty	3,15—5,46	100

Z zestawienia tego widzimy, że około 50% kosztów przypada na kruszenie i mielenie, natomiast koszty odczynników flotacyjnych są stosunkowo małe i stanowią zaledwie 14—23% ogólnych kosztów wzbogacania.

Koszty wzbogacania zależą od wydajności zakładu flotacyjnego i wynoszą przy wydajności 1000 t/dobę 2,86 RM/t nadawy, przy wydajności 46.000 t/dobę obniżają się na 1,55 RM/t nadawy (Stany Zjedn. Am. Półn. Kopalnie Cu).

Cyfry orientacyjne dla kosztów przeróbki przy rozmaitych sposobach wzbogacania podaje dla stosunków amerykańskich następująca tabela:¹⁾

Sposób wzbogacania	Wydajność na 24 godzin				
	5.000 t RM/t	1.500 t RM/t	500 t RM/t	150 t RM t	50 t RM/t
Flotacja kolektywna	2,10	2,94	3,78	4,20	5,25
„ selekcyjna (2 Konc.)	3,36	4,62	5,46	6,30	7,98
„ „ (3 „)	4,62	6,30	7,35	8,40	10,50
Płókanie	2,10	2,52	3,15	3,78	6,30
Amalgamacja	1,26	2,10	2,52	3,36	4,20
Ługowanie (Au)	2,52	4,20	6,30	8,40	10,50

Koszty maszyn dla zakładu flotacyjnego o wydajności 50 t/dobę wahają się w granicach od 60.000 RM do 100.000 RM. Maszyny dla zakładów większych kosztują:

przy wydajności 100 t/dobę	100.000—180.000 RM
„ „ 200 „	180.000—320.000 „
„ „ 600 „	500.000—800.000 „

¹⁾ Mayer-Schranz, Flotation.

Do tego dochodzą koszty budynku, urządzeń do oświetlenia, ogrzewania, silników i t. p., które wynoszą 50—80%, podanych poprzednio kwot. Koszt montażu wynosi 12—20% kosztów maszyn.

Flotacja węgla. Ważną dziedziną, w której flotacja znalazła zastosowanie jest wzbogacanie szlamów i pyłów węglowych. Flotacja wypełniła dużą lukę w procesie płókania, gdyż wzbogacanie drobnego materiału przez płókanie jest uciążliwe i niedokładne, przy bardzo drobnych zaś ziarnach wogóle niemożliwe. Przy przeróbce węgla sposobem flotacyjnym chodzi o to, by w drobnych produktach płóczek węglowych zmniejszyć zawartość popiołu i częściowo siarki, przez co uzyskuje się pełnowartościowy produkt, który w wypadku węgla koksujących oznacza się ponadto nadzwyczaj dobrymi własnościami koksowniczymi.

Flotacja stosunkowo łatwo rozwinęła się przy wzbogacaniu węgla i w ostatnich latach w samych tylko Niemczech istniało 15 zakładów o wydajności 275 t/godz., które pracują aparatami typu „Mineral Separation”. Aparaty te specjalnie nadają się do węgla i dziś prawie 90% światowej flotacji węgla otrzymuje się z aparatów tego typu. Oprócz Min. Sep.-zakładów było w tym czasie w Niemczech kilka zakładów, zaopatrzonych w maszyny pneumatyczne Ekof, dwa zakłady o aparatach typu Elmore-Diehl i jeden Klein-Bentincka. Ogółem w Europie było czynnych 60 zakładów flotacyjnych dla węgla.

Do flotacji przemysłowej posyłamy głównie szlamy węglowe i pyły o ziarnach 2—0 mm, rzadziej rozdrabiamy specjalnie do flotacji węgiel grubszy lub produkty przejściowe. Celem wzbogacania jest możliwie największe obniżenie zawartości popiołu i siarki, jednakże podkreślić należy, że drogą flotacji możemy z węgla, bogatego w fuzyt, usunąć w znacznym stopniu tę niepożądaną dla koksowania domieszkę, przez co z wyflotowanych węgla uzyskujemy specjalnie dobre koksy. Na podstawie badań takich koksov ustalono następujący wpływ flotacji na jakość koksu:

- 1) Podnosi się jakość koksu, który staje się bardziej twardy i zwięzły, zawiera mniej popiołu (niekiedy niżej 4%) i wykazuje większą wytrzymałość na zgniatanie.
- 2) Koks zajmuje mniejszą objętość w wielkim piecu, dzięki czemu zwiększa się wydajność pieca. Np. przy koksie z węgla flotowanego wytapia się żelaza o 17% więcej, niż przy koksie zwykłym.
- 3) Koks zawiera mniej krzemionkowych substancyj, przez co zmniejsza się rozchód topników.
- 4) Zwięzły koks z węgla flotowanych daje mniej miazły, bo zaledwie 1,5—2%, zamiast 7—8% przy koksie zwykłym.
- 5) Koks z węgla flotowanych daje maksymalny efekt termiczny.
- 6) Uzyskujemy korzyści ekonomiczne przy koksowaniu, węgiel flotowany bowiem zawiera więcej bituminów, daje bardziej bogaty gaz i więcej produktów ubocznych.

Wyniki osiągnięte przy flotacji przemysłowej węgla są bardzo poważne. Dołączenie flotacji szlamu do płóczek powoduje zwiększenie ogólnego wychodu płókanego miazgu np. w zagłębiu Ruhry o 10⁰%, w Saksonii i na Śląsku o 20⁰%, w zagłębiu Wurm o 12—15⁰%, przy czym zawartość popiołu w wyflotowanym produkcie zostaje obniżona do wartości takiej, która leży nawet poniżej zawartości popiołu w sortymentach grubszych danego węgla.

Koszty flotacji są zależne oczywiście od cen prądu, robocizny, wielkości stopnia wykorzystania zakładu. Koszty flotacji we Francji wzgl. Belgii wynoszą 3,2 fr. fr. na tonnę nadawy, lub odpowiednio do 70⁰%-ego wychodu węgla czystego 4,60 fr. fr./tonnę produktu. Koszty te rozkładają się na:

Koszty odczynników flotacyjnych	27,44%
„ energii	18,60%
„ robocizny	12,40%
„ obciążeń socjalnych	1,40%
„ ogólne inne	2,32%
„ konserwacji	4,65%
„ smarów	2,17%
„ amortyzacji urządzeń	31,02%

Dla innego zakładu flotacyjnego we Francji, przerabiającego rocznie 100.000 tonn szlamu węglowego, koszty własne wynoszą 2,65 fr/t nadawy lub 3,78 fr/t produktu.

Amerykanie podają koszty ruchu flotacji węgla na 10—25 cent/t nadawy, a sumaryczne koszty własne na 50—60 cent.

Koszty flotacji mogą się wahać w dość szerokich granicach zależnie od tego, jak łatwo dany węgiel daje się flotować. Widzimy to z zestawienia, odnoszącego się do kilku zakładów flotacyjnych w Niemczech.

Zakład No	K o s z t y n a t o n n ę	
	nadawy suchej RM	produktu suchego RM
1	1,69	2,46
2	1,48	1,97
3	1,81	1,93
4	2,35	4,22
5	2,21	2,94

Dla węgla łatwo flotujących koszty flotacji wynoszą w Niemczech od 0,30—1,00 RM/t nadawy.

Z tych rozważań wynika, że ogólne koszty flotacji szlamów węglowych wahają się w granicach od 1,00 — 2,50 zł/t nadawy, wliczając

w to koszty amortyzacji zakładu. Koszt tonny produktu gotowego jest wyższy zależnie od jego wychodu.

Koszty instalacji zakładu flotacyjnego wynoszą 270.000 fr. fr. t. j. około 119.000 zł przy wydajności 10 t/godz.

Wpływ flotacji na hutnictwo. Koncentraty flotacyjne odznaczają się w porównaniu z produktami, otrzymanymi innymi metodami przeróbczymi, daleko posuniętą drobnoziarnistością, wysoką zawartością metalu, stosunkowo dużą zawartością wilgoci i bardzo częstą skłonnością do tworzenia zbitych grudek. Nic więc dziwnego, że huty, które dotychczas przystosowane były do innego rodzaju koncentratów przeważnie gruboziarnistych, musiały początkowo walczyć z dużymi trudnościami, zanim w końcu dostosowały się w zupełności do wytapiania koncentratów tak odmiennego charakteru. Niekorzystne fizyczne właściwości produktów flotacji wymagały od techniki hutniczej wprowadzenia zasadniczych zmian w sposobie prowadzenia operacji wstępnych t. j. w urządzeniach, służących do transportowania, przeładowania, magazynowania, mieszania i t. p. Naprzykład wielka skłonność do wytwarzania pyłu, jaką cechują się koncentraty flotacyjne, wymagała specjalnych urządzeń do zasilania prażarek i prowadzenia samego procesu prażenia. Często musiano stosować uprzednią aglomerację koncentratów flotacyjnych, straty zaś powstałe przy tworzeniu się pyłu podczas prażenia zmniejszono przez zastosowanie elektrycznych sposobów uławiania pyłu, który zpowrotem kierowano do prażenia.

Specyficzny charakter koncentratów flotacyjnych wywarł również swój wpływ na samą istotę procesu wytapiania. Trzeba bowiem mieć na uwadze, że flotacja dostarcza koncentratów, pozbawionych w dużej mierze skały płonnej i minerałów niepożądanych dla procesu hutniczego, jak np. pirytu, krzemianów i t. p., minerały te bowiem dadzą się drogą flotacji o wiele łatwiej i taniej usunąć, niż metodą hutniczą. Wytapianie bogatych koncentratów flotacyjnych spowodowało zmniejszony wychód żużli, wobec czego wybitnie mógł być zmniejszony poważny nieraz koszt topników, ponadto straty metalu w żużlu automatycznie redukowwały się. Jakie korzyści ekonomiczne można uzyskać przez tego rodzaju zmniejszenie strat metalu, zilustrujemy na przykładzie hut w Salt Lake Valley¹⁾. W żużlu tracono tam rocznie około 50.000 t cynku; po przejściu na wytapianie produktów flotacyjnych straty te zmniejszono do 25.000 t, rocznie więc zaoszczędzono ponad 800.000 dolarów.

Przez stosowanie bogatych koncentratów flotacyjnych wydajność wielkich pieców zwiększyła się dwa, a nawet trzy razy, tak że można było zatrzymać część pieców. Zwiększona wydajność pieców dawała przedsiębiorstwom duże oszczędności w kosztach inwestycyjnych, poza-

¹⁾ A. B. Young, Flot. Pract. 30; C. E. Locke, Eng. Min. Journ. 1928; E. Gayford, Flot. Pract. 11.

tem koszty ruchu wraz z robocizną, a więc i koszty własne, uległy wybitnemu obniżeniu.

Technika hutnicza dla miedzi przeszła na skutek stosowania koncentratów flotacyjnych przeważnie na piece płomiennie, gdyż one umożliwiły wytopianie produktów flotacji nawet bez uprzedniego prażenia. Jeżeli stosowane jest prażenie, to skutecznia się je w piecach typu Wedge lub też w piecach obrotowych. Dla uniknięcia zbyt dużych strat w pyłach prażenie przeprowadza się o ile możliwości przy zmniejszonym podmuchu, ponadto za piecami ustawia się elektryczne urządzenia odpylające. Wyładowanie drobnoziarnistych produktów flotacji z prażarek wymaga też specjalnych urządzeń, zapobiegających stratom w pyle. O ile produkty flotacyjne zawierają bardzo mało pirytu, wtedy najczęściej rezygnuje się z prażenia, posyłając je wprost do pieców płomiennych.

Huty cynkowe i ołowiane musiały też swoje urządzenia przystosować do wytopiania wyłącznie produktów flotacyjnych. W Ameryce i Australji dostosowano się już do tych odmiennych warunków, w Europie zaś zmiany odpowiednie zaprowadziły zwłaszcza te huty, które pracują na rudzie importowanej.

Huty ołowiu, które wytopiają koncentraty flotacyjne wraz z grubszymi produktami uzyskanymi innymi metodami przeróbczymi, zachowały przeważnie swe dawne urządzenia. Huty natomiast, wytopiające tylko koncentraty flotacyjne musiały zastosować uprzednie prażenie na aparatach Dwight-Lloyda przy niejednokrotnem dodawaniu granulowanych żużli.

Podobnie jak i w hutnictwie miedzi, tak też i przy wytopianiu ołowianych koncentratów flotacyjnych wydajność pieców wybitnie zwiększyła się, wobec czego można było część ich unieruchomić. Naprzykład według statystyki amerykańskiej z r. 1916 było czynnych 79 pieców szybowych o pojemności 5,3 milionów tonn. W r. 1928 t. zn. po przejściu na wytopianie koncentratów flotacyjnych czynnych było tylko 48 pieców o pojemności 3,5 milionów tonn, przyczem produkcja wzrosła równocześnie o 40%.

Hutnictwo cynkowe musiało początkowo walczyć z jeszcze większymi trudnościami, niż hutnictwo miedzi i ołowiu. Chodziło tu głównie o prażenie produktów cynkowych i proces dystylacyjny. I tutaj musiano zastosować do prażenia aparaty Dwight'a, w których otrzymuje się porowaty aglomerat, nadający się dobrze do rozdrabiania i następnej dystylacji cynku.

Koncentraty flotacyjne na skutek swej drobnoziarnistości i wysokiej zawartości metalu nadają się też dobrze do celów elektrolizy, wskutek czego ilości metali uzyskiwanych przez elektrolizę w poważnym stopniu wzrosły od czasu zastosowania w przemyśle flotacji, zwłaszcza selekcyjnej.

ROZDZIAŁ III.

Związek pomiędzy robotami kopalnianemi, a systemem przeróbki.

§ 1. Zasady ogólne.

Wracając do wzoru:

$$S = m\beta + n \geq \frac{1}{\gamma} (A + B) + tL$$

widzimy, że zmniejszenie prawej części tej nierówności zależy od sumy $(A + B)$ i przy danych β i γ jest ograniczone przez minimum tej sumy. Wyżej wskazaliśmy sposoby (§§ 3, 4, 6, 7 rozdz. II.), zapomocą których można zniżyć każdy składnik z osobna: A — wpływając na każdą pozycję poszczególną, z których składa się jej całość; B — określając najmniejszą ilość stadjów, niezbędną dla osiągnięcia żądanych β i γ , określanych przez rozmaite warunki (minimum β , przeróbka naturalna, najzyskowniejsze β); wreszcie A i B wspólnie — określając najkorzystniejszą wydajność. Lecz minimum $(A + B)$ niezawsze zależy od minimum składników. Można wyobrazić sobie 2 wypadki tak, żeby

$$(A' + B') < (A + B)$$

przyczem w jednym wypadku

$$A > A', \text{ lecz } B < B'$$

a w drugim

$$A < A', \text{ lecz } B > B'.$$

Dla wyniku ostatecznego wystarczy, by suma $(A + B)$ osiągnęła minimum niezależnie od wielkości absolutnej składników. Zasadą główną, na której trzeba opierać się w celu osiągnięcia najkorzystniejszych wyników, a która często w praktyce pomija się, jest to, że kopalnia i zakład przeróbczy stanowią jedno przedsiębiorstwo, mające wspólny cel, do którego powinna dążyć zarówno kopalnia, jak i zakład przeróbczy, mianowicie: otrzymanie produktów wyższego gatunku przy najmniejszych wspólnych kosztach. Kopalnia i sortownia nie są przedsiębiorstwami samodzielnymi, mającemi cechy konkurencyjne; odwrotnie są one związane wspólnym celem

ostatecznym i stanowią tylko 2 etapy w szeregu operacji, którym są poddawane ciała kopalne od chwili otwarcia złoża do zjawienia się na rynku w postaci gotowych już produktów.

Prawda, mając zakład przeróbczy, można odbudowywać takie żyły i pokłady, względnie ich części, które dzięki niskiej zawartości lub domieszkom w wypadku rud, lub też wysokiej zawartości popiołu lub znacznej ilości warstw łupku ilastego i piryty, gdy mamy do czynienia z węglem, nie mogą być odbudowywane wcale, lub muszą być pozostawione częściowo bez zastosowania przeróbki mechanicznej. Lecz jeśli przeróbka mechaniczna materiału surowego daje możliwość dokładnego wykorzystania złoża, a nawet w niektórych wypadkach stanowi przejście od gospodarki rabunkowej do racjonalnej eksploatacji, to z drugiej strony przy organizacji eksploatacji kopalni nie należy zapominać, że przeróbka mechaniczna jest czynnością skomplikowaną, kosztowną i wymaga nieraz bardzo wytężonej uwagi i dozoru. Inaczej mówiąc, kopalnia nie powinna pozostawiać wyłącznie zakładowi przeróbczemu wykonania całej pracy wzbogacania ciał kopalnych do stanu wymaganego na rynku, lecz winna, o ile to jest możliwe, wziąć udział w wykonaniu tej roboty, przygotowując ciała kopalne do przeróbki w zakładzie tak, ażeby ostatni miał do wykonania tylko tę część operacji, której nie można wykonać na kopalni bez zastosowania rabunkowych sposobów odbudowy. Wymienione względy czasami powodują zastosowanie innej organizacji robót górniczych, inny rozkład przodków w kopalni, a nawet czasami zastosowanie innego systemu odbudowy, niżby to wskazywały wyłącznie zasady górnictwa, w celu zupełnej odbudowy złoża przy najmniejszych kosztach.

W tym wypadku koszty własne wydobywania mogą być wyższe od tych, które byłyby przy odbudowie systematycznej złoża, lecz koszty własne przeróbki mogą jednocześnie tak się zniżyć, że suma $(A + B)$ będzie mniejsza, niż przy najmniejszym znaczeniu A . Wyjaśnimy to na przykładach.

§ 2. Przystosowanie robót kopalnianych do warunków przeróbki w kopalniach rud.

T. Staal

Urabianie rudy można uważać za pierwsze stadium rozdrabiania. Jeśli ruda jest bardzo twarda i stawia opór rozdrabianiu, to zastosowanie silnych środków wybuchowych, tworząc drobniejsze kawałki, ułatwia dalszą robotę przy sortowaniu i rozdrabianiu. Z drugiej jednak strony, jeśli lepszemu rudy jest bardzo kruche, to silny materiał wybuchowy przynosi straty w użytecznej części rudy już w kopalni, co przy wysokiej wartości rud (np. chalkopiryty, zawierające złoto) powoduje znaczne straty w szlamach. Bardzo często minerał, tworzący rudę, zbiera się wzdłuż salbandów żył, tworząc warstwy miększe.

Jeśli przeróbka ma się odbywać na mokro, jako operacja szlamowa (rudy złota), to najodpowiedniej jest czynić wręby w tych miękkich warstwach. Lecz jeśli przeróbka polega na możliwym ograniczeniu ilości iłłów dla uniknięcia strat, które daje przeróbka tych iłłów, to odwrotnie trzeba unikać wiercenia otworów w częściach miękkich, a wiercić je w twardszych częściach żyły. Jeśli niema możliwości wybierania miejsc dla otworów w uboższej lub płonnej części rudy, to należy używać słabszych materiałów wybuchowych, lub wiercić płytsze otwory i dawać słabe naboje.

Tak więc sposób urabiania, nieostrożne zastosowanie zbyt silnych nabojów i silnych materiałów wybuchowych, rozkład otworów w przodku niezależnie od rozkładu części żyły powodują tworzenie się szlamów i, dając straty przy przeróbce, zmniejszają dochodowość przedsiębiorstwa.

Sortowanie ręczne w przodku. Za pierwsze stadium przeróbki przodku uważamy osobne ładowanie brył i reszty wprysniętej rudy. Również i skała płonna, zwłaszcza jeśli odbudowywana żyła jest cienka (rys. 94), winna być ładowana bezwarunkowo osobno. Często również już w przodku można odróżnić rudę grubowprysniętą od drobnowprysniętej, bogatą od ubogiej, bryłkową od miału. Stosując podobne wstępne sortowanie w przodku, ogromnie ułatwiamy zadanie zakładu przerobczego. Ten ostatni otrzymuje znacznie mniejszą ilość produktu surowego i dzięki temu może mieć znacznie mniejsze wymiary. Oprócz tego pierwsze stadia przeróbki są w znacznym stopniu uproszczone, ponieważ materiał jest już uprzednio przesortowany; wszystko to powoduje znaczną niżkę kosztów własnych ostatecznego produktu $\frac{1}{\gamma} (A + B)$,

pomimo że ładowacze otrzymują rozmaite wynagrodzenie za wózki z rudą sortowaną, a więc koszty wydobycia są nieco zwiększone.

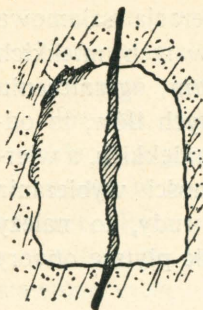
Na szczególną uwagę zasługuje położenie przodków w żyłach o niewyraźnych powierzchniach bocznych, dających się żyłek w skałe bocznej, oraz ich impregnacji. Płaszczyzna przodka winna przypadać z tej strony żyły, z której daje ona te boczne żyłki (rys. 95 i 96). Jeśli to zachodzi z obu stron żyły, to żyła winna przypadać na środek przodka (rys. 97), przyczem poszczególne części powierzchni przodka wybiera się z osobna, a ruda, pochodząca z boków, nosi nazwę ubogiej. Sama zaś żyła daje rudę bogatą. Podobne urabianie przodka częściami ułatwia pracę ładowaczy przy sortowaniu, już częściowo dokonywanem przez górników.

Skład rudy winien być, o ile można, jednostajny tak co do zawartości metalu, jak również co do charakteru rozluźnianego materiału. Stała zawartość ma wielką wagę dla regularnego działania zakładu przerobczego, ponieważ przy każdej zmianie zawartości metalu w produkcie surowym przyrządy przerobcze muszą być specjalnie uregulowane. W niektórych wypadkach, np. przy koncentracji na stołach zmianę

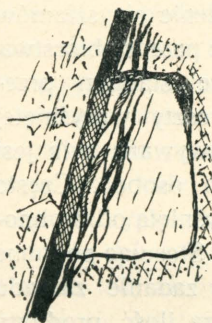
18401.

1)

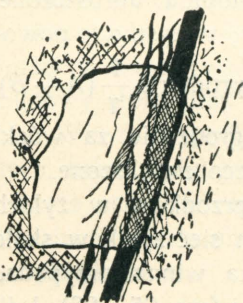
2) kopalin



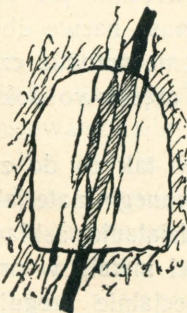
Rys. 94.



Rys. 95.



Rys. 96.



Rys. 97.

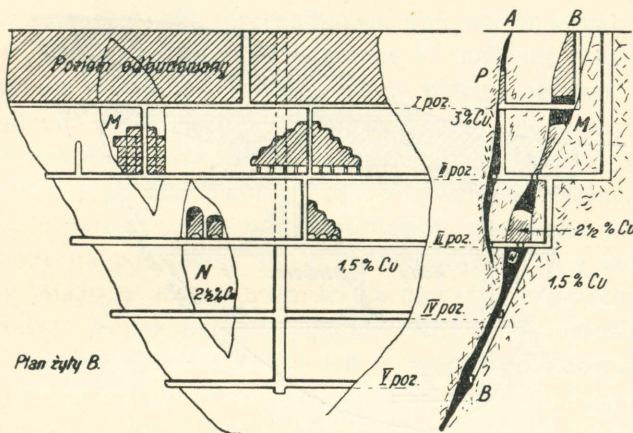
składu można stwierdzić zapomocą badania rozkładu cząstek mineralnych na powierzchni stołu, a dzięki temu można zarządzić niezwłocznie środki zapobiegawcze. Lecz w innych przypadkach: maszynach płóczkowych, separatorach magnetycznych, flotacyjnych i t. p. zmiany w składzie można stwierdzić dopiero przez analizę produktów. W najlepszych zakładach analizy są wykonywane raz na dobę, a więc zmiany składu mogą być stwierdzone w kilka godzin potem, jak zaszły, a więc w międzyczasie produkt mógł już mieć niższą zawartość lub leż mogły zajść straty w odpadach. Regulacja przyrządów przeróbczych jest operacją dość skomplikowaną i wymagającą wielkiego doświadczenia i bacznej uwagi, i częste zmiany w składzie, wymagające ciągłego przystosowania przyrządów, są szkodliwe i niepożądane.

Na kopalniach, dobrze urządzonych specjalna drużyna robotników bierze regularnie próby rud w przodkach przy pędzeniu chodników. Dane z prób tych są podstawą do określenia zapasów i sporządzenia kosztorysów, jak również wykazują zawartość i ilość metalu w rozmaitych miejscach kopalni i rozmaitych polach. Mając te dane, można tak organizować roboty, ażeby skład przeciętny ulegał możliwie małym wahaniom.

Przypuśćmy, mamy dwie równoległe żyły: A, o przeciętnej zawartości 3% Cu, i B — 1½% Cu; żyła A jest stwierdzona tylko do III poziomu, B — zbadana do V poziomu (rys. 98) i wyklinowuje się przypuszczalnie na VI poziomie. Ogólne zapasy rud w obu żyłach mają się do siebie jak 1:4. W tym stosunku dla zachowania stałego składu winno być również wydobycie w każdej żyłce, tak że żyła A będzie odbudowywana jeszcze na II poziomie, podczas gdy żyła B już na IV. Oprócz tego żyła B zawiera bogate zgrubienia w M i N z zawartością do 2½% Cu. Zgrubienia te stanowią 20% ogólnej objętości rudy w żyłce. To też 1/5 przodków winna przypadać na zgrubienia. Okoliczności powyższe powodują pewne od-

stąpienia od systematycznego prowadzenia eksploatacji, wywołane względami dotyczącymi przeróbki.

To samo można powiedzieć i o charakterystyce materiału. Charakterystyka produktu surowego będzie się zmieniać przy zmianie stosunku pomiędzy robotami przygotowawczymi, a robotami odbudowy, również przy przejściu od cieńszych do grubszych części złoża. Zmiany w charakterystyce mogą powodować przeładowanie jednych przyrządów i niedostateczne obciążenie innych. I jedno i drugie szkodzi prawidłowości ich działania, zmieniając współczynnik wzbogacania, wychód koncentratu i ekstrakcję. Przy prawidłowej organizacji systemu odbudowy stosunek pomiędzy robotami przygotowawczymi, a robotami



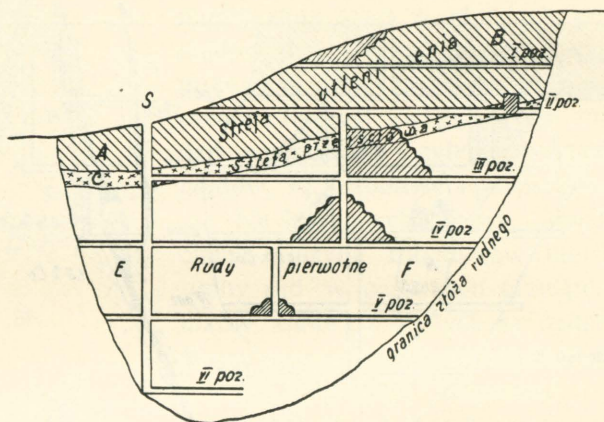
Rys. 98.

odbudowy nie ulega zmianom. Wielki wpływ wywierają zgrubienia i zwężenia żyły. W tym wypadku dla zachowania stałej charakterystyki należy odbudowę zaczynać odrazu na kilku poziomach (jak pokazano kreskowaniem na rys. 98). Rozumie się, że podobny, celowy rozkład przodków można zastosować tylko w razie przeprowadzenia dokładnych robót badawczych, które określają dokładnie warunki zalegania żył.

Jeśli kopalnia zawiera w znacznej ilości rudy rozmaite, wymagające zupełnie odmiennych sposobów przeróbki, to w tym celu przystosowuje się pewne oddziały zakładu przeróbki mechanicznej, lub też urządza się odrębne zakłady. Często jednak wystarcza zastosować odrębną przeróbkę tylko do pewnego stadium, poczem wszystkie lub niektóre produkty łączy się dla przeróbki dalszej. Naturalnie, wówczas przeróbka obu gatunków rud odbywa się w jednym zakładzie. W tych wypadkach należy organizować wydobywanie rud rozmaitych proporcjonalnie do ich zapasów w złożu i przystosować odpowiednio wydajność poszczególnych oddziałów zakładu przeróbki mechanicznej.

Takie wyraźnie odmiennie właściwości w stosunku do przeróbki

posiadają zazwyczaj utlenione i pierwotne rudy tego samego złoża. Jeśli zapomocą robót badawczo-poszukiwawczych stwierdzono istnienie znacznej strefy utlenionej, to odbudowę złoża prowadzi się jakby w dwóch samodzielnych kopalniach. Przypuśćmy, że AB (rys. 99) jest strefą rud utlenionych, a EF — pierwotnych. Jeśli powierzchnia jest zboczem góry, odpowiedniem do eksploatacji górnej części złoża zapomocą sztolni, to rozwiązujemy zadanie, otwierając samodzielny dostęp do górnej części złoża na dwóch poziomach i bijąc szyb S dla odbudowy rud pierwotnych na poziomach III, IV i V. Ilość przodków określamy proporcjonalnie do zasobów w stosunku 1:4. Np. na I poziomie w rudach utlenionych 4 przodki w robotach odkrywkowych; na III poziomie — 4 przodki;



Rys. 99.

12 przodków na IV poziomie; 4 na V — ogółem 20; poziom VI — w stadium przygotowania. Najwięcej trudności mamy z rudą ze strefy pośredniej CD , którą trzeba sortować na dole lub na powierzchni na 2 gatunki. Podobne wypadki często zachodzą przy odbudowie rud złota. Strefy górne utlenione zawierają złoto wolne, podatne do amalgamacji, dolne zawierają złoto w piritach i wymagają sposobów chemicznych.

Na kopalni Mercur Mine (Utah, St. Zjedn.) wydobywa się rudy 3 kategorii: utlenione, pierwotne kwarcowe, zawierające złoto wolne i w piritach, oraz rudy arsenowe, zawierające Au i Ag . Złoto z rud wszelakich gatunków otrzymuje się razem zapomocą cyjanizacji, lecz rudy arsenowe uprzednio praży się, a kwarcowe i utlenione idą do cyjanizacji bez prażenia, lecz razem z prażonemi arsenowemi. Dla uzyskania najlepszych warunków ługowania rozcżynami KCN zapomocą zwykłego filtrowania, na dno naczyń do ługowania ładuje się rudy prażone; jako ziarniste i porowate przesączają one dobrze rozczyny; drugą warstwę stanowią rudy kwarcowe i górną — utlenione. Ostatnie zawierają znaczną ilość wodorotlenku żelaza w postaci ziemistej, co

utrudnia filtrację. Łatwość filtracji, jak wiadomo, zależy od grubości warstwy; gdyby się więc warstwy ułożyły odwrotnie, to znaczna ilość wilgoci pozostawałaby w dolnych gliniastych warstwach, co powodowałoby straty Au , pozostającego z roztworów jako wilgoć. Dla uzyskania stałej ekstrakcji złota ważną rolę odgrywa zachowanie stałego stosunku grubości poszczególnych warstw. Stąd wypływa konieczność zachowania stałego stosunku wydobywania rud każdego gatunku.

Nie należy sądzić, że rudy utlenione i pierwotne znajdują się stale w określonych poziomach. Zasięg rud utlenionych zależy od cyrkulacji wód podziemnych i, jeśli pewna część złoża dzięki uskokom lub szczelinowatości skał sąsiednich łatwiej ulega działaniu wód, to strefa zasięgu rud utlenionych i pierwotnych może być bardzo rozmaita, a nawet na pierwszy rzut oka przypadkowa. Tak np. w kopalni rud miedzianych w Niżnim Tagilu rudy utlenione — malachit i azuryt z ochrą żelazną zajmują określoną część złoża w planie, podczas gdy druga część, oddzielona przez uskoki, składa się z rud pierwotnych magnetytu z drobnowprysniętym pirytem miedziowym. Przy projektowaniu zakładu przerobczego dla tej kopalni przewidywano dwie sekcje: jedną — dla utlenionych, drugą — dla rud pierwotnych; wydajność każdej sekcji była określona na podstawie stosunku wydobywania rud z każdej części złoża, który miano w miarę możliwości zachować w pewnych granicach.

W praktyce jednak mamy wypadki, kiedy strefy utlenione odbudowuje się najpierw, a dopiero po ich wybraniu odbudowuje się rudy pierwotne. Dzieje się tak dlatego, że racjonalny rozkład przodków wymaga dokładnego poprzedniego zbadania całego złoża zapomocą robót poszukiwawczo-badawczych, wymagających dużo czasu i znacznych kosztów. Z drugiej strony rudy utlenione, zwłaszcza gdy się znajdują również w strefie cementacji, są zwykle dość bogate i przy nieznacznych kosztach wydobywania z nieznacznej głębokości, czasem zapomocą robót odkrywkowych, mogą mieć wartość na rynku w postaci produktu surowego, lub po najprostszych tylko operacjach przeróbki. Jeśli jednak są niezbędne więcej skomplikowane urządzenia, a zasięg strefy utlenienia nie jest dokładnie zbadany, to podobna odbudowa wyłącznie rud utlenionych jest możliwa jedynie przy bardzo znacznym ich zaleganiu poziomem; w razie przeciwnym zakład przeróbki mechanicznej, obliczony na rudy utlenione, rychło będzie niezdolny do przeróbki rud pierwotnych.

Naturalnie przy tak zmiennych czynnikach, jak elementy złoża rud (miąższość, skład, charakter rud), jest bardzo trudno, a ze względów technicznych eksploatacji czasem niemożliwie gwarantować dla zakł. przerobczego stałości składu rudy z punktu widzenia zawartości minerałów, jak również grubości materiału. Mając to na uwadze, zakład przerobczy winien być dostosowany do możliwych wahań składu, zawartości i charakterystyki rud. Stąd wniosek, że ostateczna postać jakościowego i ilościowego

wego schematów przeróbki jest wynikiem wszechstronnego zaznajomienia się z właściwościami rud i charakterem złoża, jak również z możliwymi sposobami jego eksploatacji, mając na uwadze to, że ostateczny bilans ekonomiczny przedsiębiorstwa zależy od sumy $(A + B)$. Oczywiście, równoczesna organizacja robót na rozmaitych poziomach i w różnych częściach złoża wymaga znacznego rozwinięcia robót przygotowawczych, ma do zwalczania znaczne trudności przewozu i wyciążu szybami, odwodnienia i przewietrzania kopalni, co powoduje większe koszty wydobywania, niż w tym wypadku, gdy odbudowa idzie prawidłowo i mamy na celu jedynie otrzymać produkt surowy na powierzchni przy najmniejszych kosztach. Jednak jeśli kosztem skomplikowania wydobywania osiągamy znaczną prostotę operacji przeróbki i znaczne zmniejszenie kosztów tej ostatniej, tak że suma $(A + B)$ znacznie się zmniejsza, to względy przeróbcze winny być postawione na pierwszym planie.

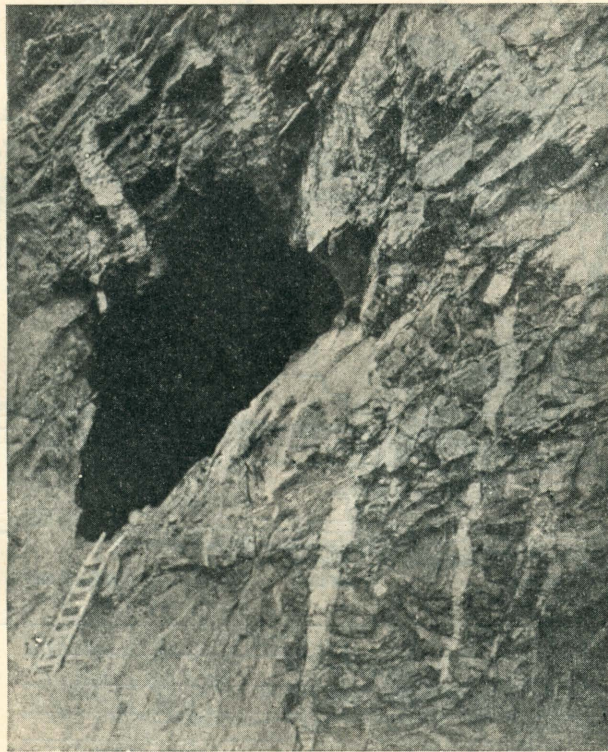
§ 3. Wypadki przystosowania operacyj przeróbki do robót kopalnianych.

Warunki odwrotne mamy w tym wypadku, kiedy ogólną zniżkę sumy $(A + B)$ osiągamy, zmniejszając przeważnie A . Kwestja wydajności ma przytem ważne znaczenie przy opracowaniu określonej organizacji przedsiębiorstwa.

Bardzo charakterystyczny przykład stanowi kopalnia Alaska Gastineau w połudn.-wschodn. Alasce. Złoże składa się ze skupienia cienkich kwarcowych żył złotoносnych, o miąższości od kilku centymetrów do jednego metra, niewielkiej rozciągłości i nieznacznym upadzie, lecz niektóre z nich mają większą rozciągłość. Żyły przecinają masę czarnych łupków metamorficznych wzdłuż płaszczyzn uwarstwienia i ciosowych szczelin (rys. 100). Łupki mają stromy upad z wychodem w łańcuchu gór na wysokości od 2.000 do 3.000 stóp nad poziomem morza i w odległości około 2 km od brzegu morza (rys. 101). Od strony spągu łupki graniczą ze skałami zmetamorfizowanymi, serpentynowymi, w stropie zaś przechodzą nieznacznie w inne skały metamorficzne; żyły kwarcu mają rozciągłość do 200 km.

Ilość żył, ich miąższość i zawartość są bardzo zmienne na tej rozciągłości, częściowo w zależności od zmian petrograficznych w łupkach. Te ostatnie powstały metamorficznie z wapieni formacji węglowej, zawierających węgiel. Są to łupki wapienno-grafitowe czarne i mają wyraźną szczelinowatość, równoległą do uwarstwienia. Miejscami łupki te dzięki powtórnej metamorfizacji są zmienione na drobnoziarnistą mikowatą skałę jaśniejszego koloru lub zawierają jasne plamy złożone z chlorytu, kwarcu i miki. W tych miejscach żyły kwarcu są gęstsze i bogatsze. W czarnych łupkach trafiają się deжки intruzywnych skał

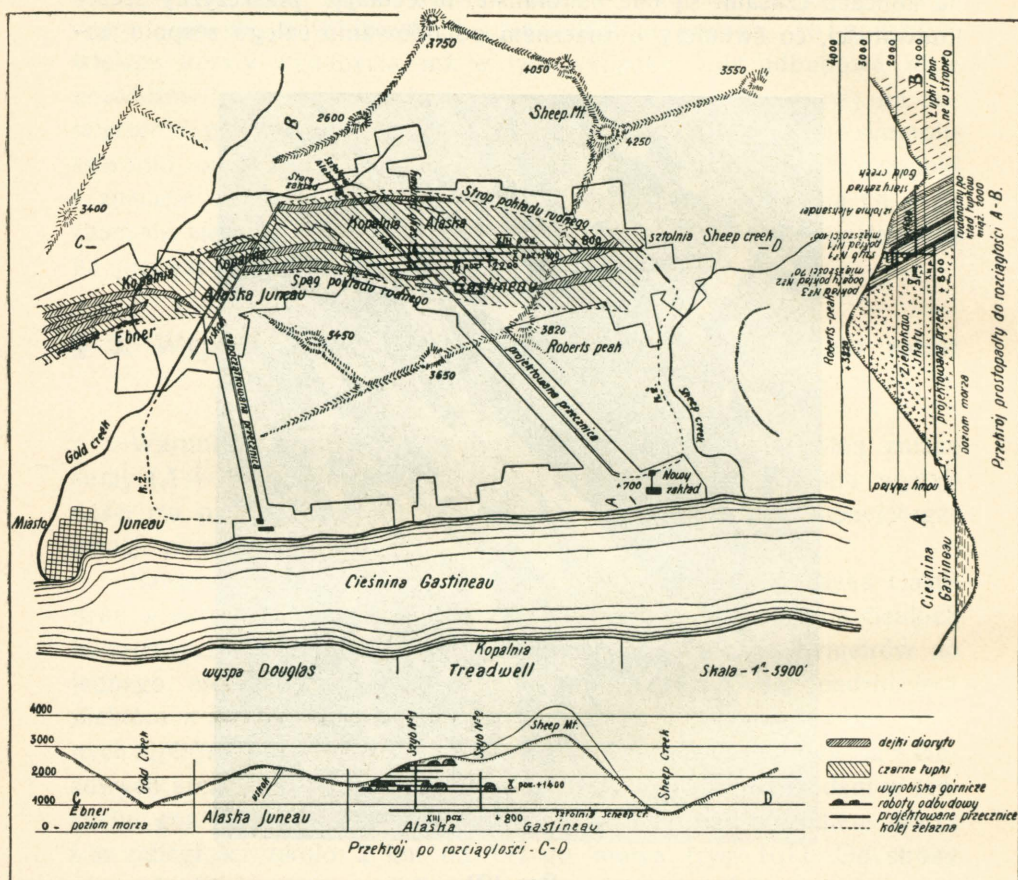
gabro, których dolna metamorfizacja bardzo utrudnia rozpoznanie ich pierwotnej budowy. Miejscami gabbro składa się ze skalenia i hornblendy, pochodzenia wtórnego, i otrzymuje nazwę diorytu, lecz przechodzą one również w mieszaninę kwarcu, kalcytu, miki i chlorytu, co jest wynikiem ostatecznym zmiany ich pierwotnej budowy. Dejki są naogół równoległe do szczelinowatości zawierających je łupków. Tylko na końcach czasami są one ostrofaliste, przecinając płaszczyzny szczelinowatości, co świadczy o znacznym pofałdowaniu całego zespołu, za-



Rys. 100.

maskowaniem przez zjawisko dynamometamorfizmu, jak również o tem, że widzialne płaszczyzny nie są uwarstwowieniem, lecz szczelinowatością. Dioryty mają widoczne uwarstwowienie, są ciemne, z odcieniem brunatnym w miejscach, gdzie są mocno zmienione, i zawierają również żyły kwarcu, zazwyczaj bogatsze, niż w czarnych łupkach. Miąższość dejek diorytu waha się od wielkości nieznacznej do setek stóp. Tak więc w masie ogólnej skał zawierających rudy, są warstwy mniej lub więcej bogate, o miąższości od 70 do 200 stóp. Żyły kwarcu zawierają nieznaczne ilości PbS , ZnS , $FeAsS$, FeS_2 , Fe_7S_8 , Au i Ag z zawartością do 10—15 złotychników złota w 100 pudach kwarcu

i srebra od 10 złotychników do 1 funta. Ilość srebra wzrasta razem z PbS i $FeAsS$. Wzdłuż rozciągłości złoża jest zbadane na 7,5 km. Rudy zawierają złoto przeważnie wolne i łatwo się amalgamują; również łatwo w drodze koncentracji można otrzymać mieszaninę pirytów, bogatych w srebro. Zakłady do przerabiania rudy kwarcowej nie są skomplikowane; ich urządzenie odpowiada schematowi rys. 106. Wobec



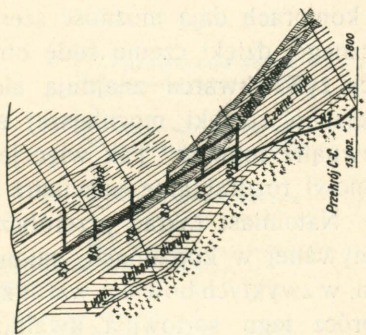
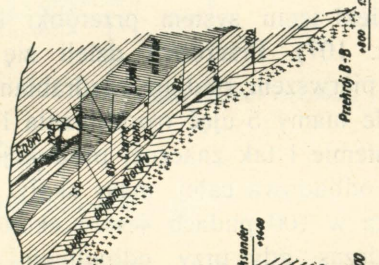
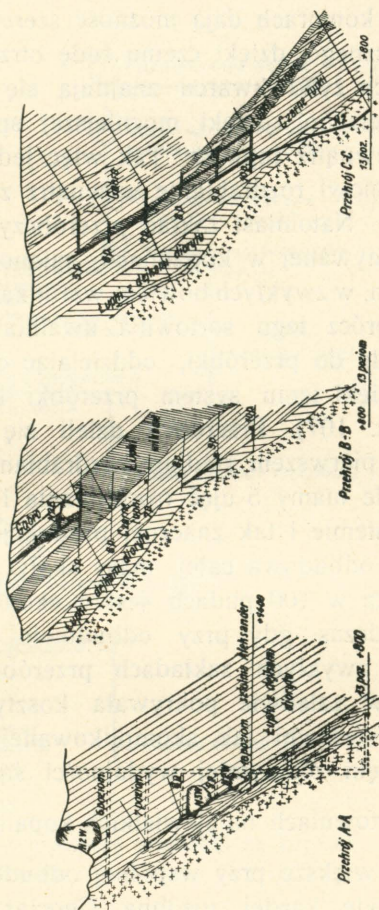
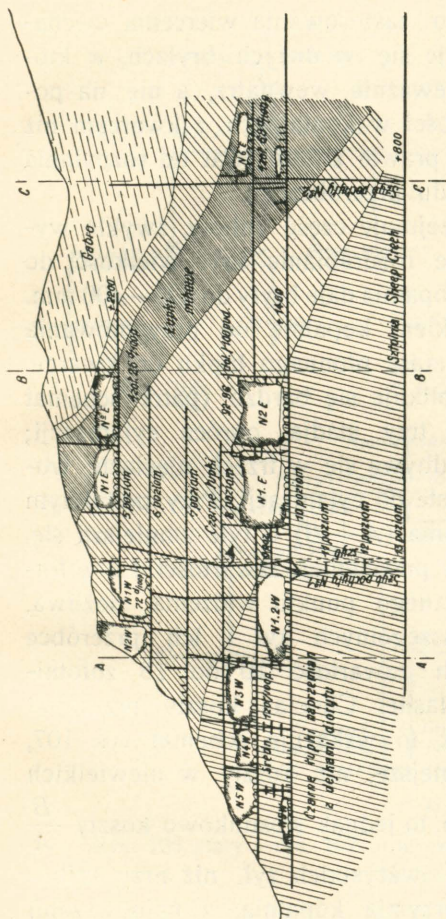
Rys. 101. Plan i przekroje złoża Juneau Gold Belt w okolicy Juneau, Alaska, podług danych 1916 roku.

łatwości amalgamacji złota, oraz koncentracji pirytów, przeróbka kosztuje niedrogo.

Przy nieznacznej miąższości żył i użyciu silnych materiałów wybuchowych otrzymuje się drobną rudę, wskutek czego rozdrabianie odbywa się tylko w 2 stadiach: w łamaczach Blake i tłuczkach, często również tylko w tłuczkach bez uprzedniego rozdrabiania.

Jednak wydobywanie rud z żył chociaż licznych, lecz cienkich i bardzo zmiennych, natrafia na tak znaczne trudności ekonomiczne, że wiele kopalń, pracujących w ten sposób, zaledwie mogło egzystować.

Obecnie wszystkie roboty w poszczególnych żyłach wstrzymano i zastosowano wydobyć określonych warstw łupków krystalicznych razem z zawartymi w nich żyłami złotonośnego kwarcu; miąższość tych warstw dosięga 20—60 m (rys. 102, 103, 104, 105). Przy rozciągłości 7,5 km i pionowej wysokości około 1 km mamy olbrzymie złoża z wielkimi zapasami metalu, co pozwala rozwinąć olbrzymią wydajność.



Rys. 105.

Rys. 104.

Rys. 103.

Plan i przekroje kopalni Alaska Gastineau,

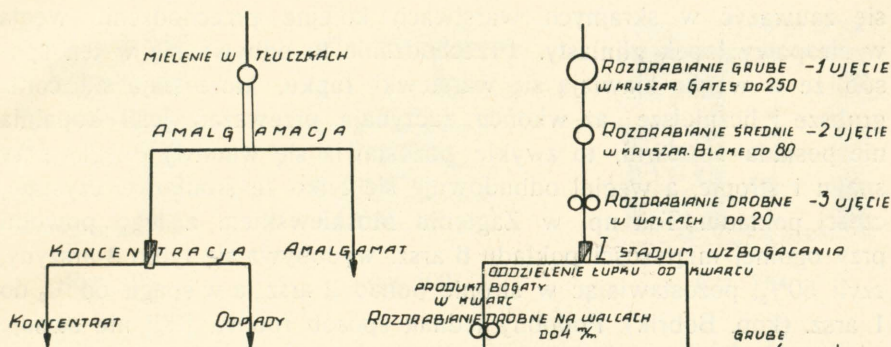
przy nieznacznym koszcie, zwłaszcza, że dostęp do złoża otwiera sztolnia — tunel długości około $2\frac{1}{2}$ km od brzegu morza (rys. 101). Daje to możliwość odbudowy złoża bez wyciągu szybami i bez odwadniania na głębokość pionową do 1 km; system odbudowy jest komorowy, bez podsadzki i obudowy, dzięki czemu, pomimo że przeróbka jest skomplikowana, przedsięwzięcie ma trwałe podstawy ekonomiczne. Ogólna wydajność kopalni 24.000 tonn na dobę, czyli 7.200.000 tonn rudy rocznie. Dla przerobienia tej olbrzymiej ilości zbudowano potężny zakład przerobczy, którego schemat operacji jest dość skomplikowany. Sortowanie

rud w przodku przy olbrzymim wydobywaniu, jak również przy stosowanym systemie odbudowy, jest niemożliwe. System odbudowy — typowo amerykański — komorowy. Komory o wielkich przekrojach poprzecznych mają wysokość od 60 do 120 metrów, przyczem urobek wypełnia komory i w czasie bicia komory tylko 40% rudy wydaje się z komór i z kopalni bez żadnego sortowania. Kopalnia pomaga sortowni, dając bardzo nieznaczne straty w miale i pyle, ponieważ obszerne przodki w komorach dają możliwość szerokiego zastosowania wiercenia mechanicznego, dzięki czemu rudę otrzymuje się w dużych bryłach, w których żyłki kwarcu znajdują się przeważnie wewnątrz, a nie na powierzchni, dzięki mocniejszej spoistości w kontaktach z kwarcem niż wewnątrz łupków. Tak więc jedyne prawie źródło strat od rozpylania stanowi rozdrabianie wewnątrz zakładu przeróbczego.

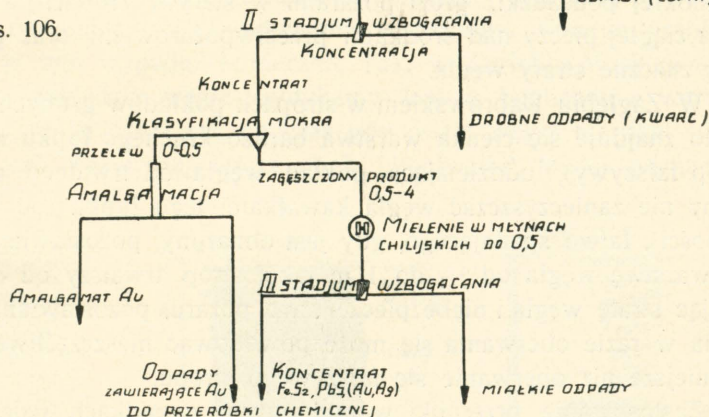
Natomiast zakład przeróbczy przejmuje część roboty, zwykle wykonywanej w kopalniach, mianowicie rozdrabianie brył wielkości do 1 m, w zwykłych bowiem warunkach kopalnia daje bryły do 300—400 mm. Oprócz tego sortownia uwalnia całkiem kopalnię od przygotowania rudy do przeróbki, oddzielając całą masę płonnego łupku od kwarcu. Dzięki temu system przeróbki komplikuje się bardzo (patrz schemat rys. 107). Przeróbka dzieli się na trzy stadia, oprócz cyjanizacji; w pierwszym stadium rozdrabianie odbywa się w trzech ujęciach; wogóle mamy 5 ujęć rozdrabiania i szóste do cyjanizacji. Przy podobnym systemie i tak znacznej produkcji suma $(A + B)$ o tyle zmniejsza się, że odbudowa całej masy skały przy przeciętnej zawartości 1,2 złotnika w 100 pudach jest z ekonomicznego punktu widzenia możliwa, podczas gdy przy odbudowie poszczególnych żył i ich przeróbce w zwykłych zakładach przeróbczych zawartość 10 do 15 złotych ków zaledwie pokrywała koszty własne. Chociaż koszty przeróbki w sortowni tak skomplikowanej, jak to wskazuje schemat rys. 107, dzięki olbrzymiej wydajności są mniejsze, niż koszty w niewielkich sortowniach na niewielkich kopalniach, to jednak stosunkowo koszty $\frac{B}{A}$

są większe przy wspólnej odbudowie wszystkich żył, niż przy odbudowie każdej z osobna. Chociaż olbrzymia kopalnia, z najnowszymi urządzeniami przewozowymi naturalnie jest więcej skomplikowana, niż poszczególne mniejsze kopalnie, to jednak gdyby chodziło o rozwinięcie tej samej wydajności, odbudowując każdą żyłę z osobna, trudności ekonomiczne i techniczne byłyby jeszcze większe; niewątpliwie więc wydobywanie grubej warstwy skał, zawierających rudę, jest znacznym uproszczeniem robót górniczych, podczas gdy na sortowni wprowadzono cały szereg operacji zbędnych przy odbudowie każdej żyły z osobna. Tak więc kopalnia Alaska Gastineau jest jaskrawym przykładem podporządkowania zakładu przeróbczego wymogom kopalni dzięki względom ogólno-ekonomicznym.

Jednak i tu nie widzimy w rozkładzie komór tej kolejności systematycznej, któraby odpowiadała wyłącznie celom odbudowy warstw zawierających rudę; można to objaśnić dążeniem do otrzymania w zakładzie przerobczym rud o stałym składzie przeciętnym (rys. 102). W odbudowanej części kopalni widzimy 3 kolejne warstwy z różną zawartością złoża. W kierunku rozciągłości warstwy te są pochyłe i kie-



Rys. 106.



Rys. 107.

Rys. 106 stary i rys. 107 nowy schemat operacji przeróbki na kopalni Alaska Gastineau.

rują się od górnych poziomów w części zachodniej, do dolnych — we wschodniej. Skrajna wschodnia warstwa cienka składa się z jasnych łupków mikowych, z zawartością 1,26 do 1,61 złotnika. Warstwa średnia, najgrubsza, składa się z łupków czarnych z zawartością od 72 do 96 doli, a skrajna zachodnia — z łupków czarnych z dejkami diorytu z zawartością ponad 1 złotnik. Komory są tak rozłożone na rozmaitych poziomach i w rozmaitych warstwach, ażeby otrzymać 25% z łupku mikowego, 25% z łupków diorytowych i 50% z łupków czarnych tak, ażeby przeciętna zawartość była o ile możliwości stała i wynosiła około 1 złotnik 20 doli.

§ 4. Przystosowanie robót kopalnianych do warunków przeróbki mechanicznej na kopalniach węgla kamiennego.

Kopalnie węgla dają cały szereg bardzo pouczających przykładów.

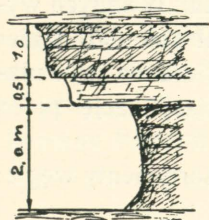
Pokłady węgla często się składają z warstw różniących się zawartością popiołu, składem chemicznym masy organicznej, wartością kaloryczną, obecnością domieszek obcych, oraz strukturą węgla. Często daje się zauważyć w skrajnych warstwach kolejne przechodzenie węgla w stropowy łupek gliniasty. Przechodzenie to odbywa się w ten sposób, że w węglu zjawiają się warstewki łupku, które stają się coraz grubsze i liczniejsze, aż wkońcu zaczynają przeważać. Jeśli kopalnia nie posiada sortowni, to zwykle pozostawia się warstwy węgla przy spągu i stropie, a węgiel odbudowuje się tylko ze środkowej czystszej części pokładu. Tak np. w Zagłębiu Moskiewskim z tego powodu przy ogólnej miąższości pokładu 6 arsz. wydobywa się tylko 3 arszyny, czyli 50%, pozostawiając w stropie ponad 2 arsz., a w spągu od $\frac{1}{2}$ do 1 arsz. (kop. Bobrik). Podobny jednak sposób roboty, jeśli nie stosuje się mokrej podsadzki, grozi pożarami w starych zrobach, a więc wymaga ciągłej pieczy nad środkami przeciwpożarowymi, oraz pociąga za sobą znaczne straty węgla.

W Zagłębiu Dąbrowskim w stropach pokładów grubych (6—7 m) często znajduje się cienka warstwa bardzo kruchego łupku węglowego (strop fałszywy), oddzielająca pokład węgla od trwałego piaskowca. Ażeby nie zanieczyszczać węgla kawałkami tego łupku (od 4 do 8 cali grubości), łatwo spadającego, gdy jest obnażony, pozostawia się w stropie warstwę węgla od $\frac{1}{2}$ do 1 m jako strop trwalszy od łupku. Pomijając stratę węgla i niebezpieczeństwo pożaru, pozostawiana warstwa węgla w razie oberwania się może powodować nieszczęśliwe wypadki, groźniejsze niż oberwanie się fałszywego stropu.

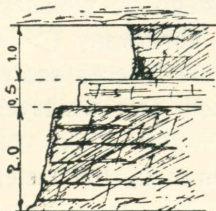
Zastosowanie przeróbki w podobnych wypadkach daje możliwość uniknięcia niebezpieczeństwa, jakim grozi pozostawienie warstw w stropie.

Nie należy jednak obciążać sortowni zbytnią ilością skał płonnych i przy ładowaniu wózków w przodku trzeba zachęcać wszelkimi sposobami zapomocą premjowania, lub kar pieniężnych do odrzucania skał płonnych. Również nie należy urabiać warstw zbyt przerośniętych łupkiem razem z czystym węglem, lecz o ile można brać kolejno składowe części pokładu. Tak, na kopalni Saturn (Zagł. Dąbr.) przy odbudowie pokładu Szczęsny z warstwą łupku o miąższości 0,5—0,9 m, dzielącą pokład na górną część 1 m i dolną 2 m, posuwano przodek w dolnej warstwie, następnie odbijano łupek i wkońcu górną warstwę węgla (rys. 108), lub odwrotnie, zaczynano od górnej warstwy, a kończono na dolnej (rys. 109), jeśli łupek był tak słaby, że nie mógł być obnażony od spodu (1906 rok). Biorąc odrębnie łupek, mamy możliwość dokładniejszego jego oddzielenia i użycia do podsadzki, nie mieszając

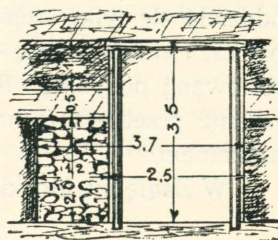
go z węglem (rys. 110). Na kopalni Bobrik (Zagł. Moskiewskie) robią wręb w warstwie gliniastej, a następnie obie warstwy węgla urabiają kilofem (rys. 111). Skałę płonną z wrębu składa się wzdłuż ścian. Jeśli węgiel stopniowo przechodzi w skały stropowe, to należy zważyć dokładnie wszystkie okoliczności, ażeby ściśle określić miąższość wydobywanej części pokładu (rys. 112).



Rys. 108.

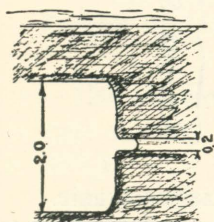


Rys. 109.

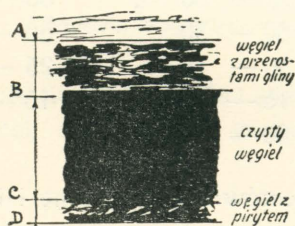


Rys. 110.

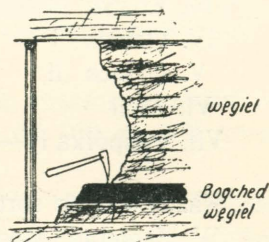
Jeśli pokład składa się z ławic o rozmaitej wartości, to należy dążyć do odrębnego ich załadowania w przodku. Kolejne urabianie ławic jest w tym wypadku konieczne. Tak, w Zagłębiu Moskiewskim czasami w pokładzie węgla spotykamy ławicę bogheadu o wartości kalorycznej ponad 5.000 cal, podczas gdy reszta węgla nie daje więcej niż 3.200 cal. Zazwyczaj leżące obok „bogheadu” ławice odznaczają



Rys. 111.



Rys. 112.



Rys. 113.

się pionową szczelinowatością i kruchością. To też zaczyna się od urabiania większej warstwy węgla, a następnie odbija się kilofem „boghead” (rys. 113). Naturalnie, do bogheadu trafia miał z węgla, łatwo zresztą oddzielany na rusztach przeznaczonych do oddzielenia „bogheadu”, na które wywraca się wózki.

Podobne wypadki spotykamy na Górnym Śląsku i w Zagłębiu Dąbrowskim, np. na kopalni „Paryż”, gdzie w ogólnej masie chudego węgla mamy warstwę koksowego węgla, różniącego się wyglądem zewnętrznym i strukturą, co dawało możliwość łatwego oddzielenia węgla koksowego od reszty węgla przez kolejne urabianie warstw. Oddzielanie koksowego węgla od chudego na taśmach transportowych

w sortowni idzie bez porównania łatwiej, jeśli poprzednio był on oddzielany już przy urabianiu.

Zwłaszcza ciekawy jest przy sortowaniu węgla wychód poszczególnych sortymentów, co ilustruje charakterystyka produktu surowego.

W Zagłębiu Donieckim nie spotykamy wielkiej różnorodności w sortymentach węgla. Węgiel miękki, koksowy, wcale nie bywa sortowany, oddziela się tylko część grubszego do własnego użytku. W innych wypadkach rozróżnia się węgiel sortowany (> 50), miał ($50 - 0$) i niesortowaną pospótkę. Sortowanie więcej szczegółowe ma na celu ułatwienie przebiegania na taśmach sortowniczych lub klasyfikację przed płókaniami.

W Zagłębiu Moskiewskim mają zbyt następujące sortymenty węgla:

I. Kostka	$> 2''$	$> 50 \text{ mm}$
II. Orzech I	$2'' - 1\frac{1}{2}''$	$50 - 35 \text{ ''}$
III. Orzech II	$1\frac{1}{2}'' - \frac{3}{4}''$	$35 - 18 \text{ ''}$
IV. Groszek	$\frac{3}{4}'' - \frac{3}{8}''$	$18 - 10 \text{ ''}$
V. Miał	$< \frac{3}{8}''$	$< 10 - 0 \text{ ''}$

W Zagłębiu Dąbrowskim mamy następujące sortymenty:

I. Gruby	> 150	lub > 120	} Kopalnia Saturn
II. Kostka I	$150 - 100$	$120 - 80$	
III. Kostka II	$100 - 60$	$80 - 50$	
IV. Orzech I	$60 - 30$	$50 - 25$	
V. Orzech II	$30 - 15$	$25 - 15$	
VI. Miał	$15 - 0$	$15 - 0$	
VII. Pospółka IV—VI	$60 - 0$		

Każdy z tych sortymentów ma inną cenę i inne zastosowanie.

W Zagłębiu Moskiewskim I-szy sortyment biorą koleje, IV i V sortyment — cementownie, średnie sortymenty kupują zakłady przemysłowe i osoby prywatne.

W Zagłębiu Dąbrowskim I sortyment zużywają koleje żelazne, II i III miasta i konsumenci prywatni, IV i V cukrownie, VI zużywa się na miejscu.

Przeciętny wychód sortymentów węgla we wszystkich trzech zagłębiach wykazują poniższe charakterystyki (rys. 114, 115, 116).

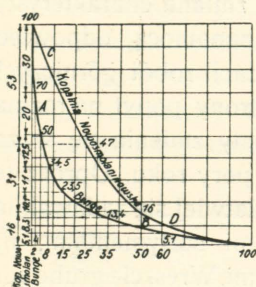
Na rys. 114 mamy typową charakterystykę węgla Zagłębia Donieckiego. Bardzo wklęsła krzywa *AB* odpowiada kopalni Bunge, gdzie odbudowuje się pokłady o znacznym upadzie, co powoduje ten kształt krzywej. Druga krzywa, mniej wklęsła, odpowiada kopalni Nowosmolninskiej Noworosyjskiego T-wa, gdzie pokłady mają upad łagodny.

Na rys. 115 widzimy 2 charakterystyki węgla moskiewskich: *AB* —

przeciętna podług Kirsza, *CD* — otrzymana przez autora na kopalni Po-biedzińskiej w roku 1918. W porównaniu do węgla donieckich charakterystryki te świadczą o większej twardości surowego węgla, co od-powiada ich większej miąższości, oraz poziomemu zaleganiu pokładów. Jednak stromy stosunkowo kierunek krzywej w części środkowej (krzywa przecina oś odciętych w punkcie 120) świadczy o kruchości węgla, dającego mało sortymentów grubych.

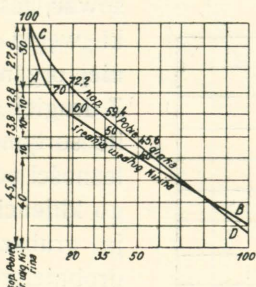
Wreszcie na rys. 116 krzywa *AB* jest przeciętną charakterystyką węgla dąbrowskich, zaś *CD* — kopalni Saturn. Stroma część górna krzywych pochodzi od znacznego rozwinięcia robót przygotowawczych, właściwych dla tamtego zagłębia, gdzie stosuje się system odbudowy długimi filarami. Łagodny spadek reszty krzywej, wypukłej pomiędzy

Charakterystyka węgla



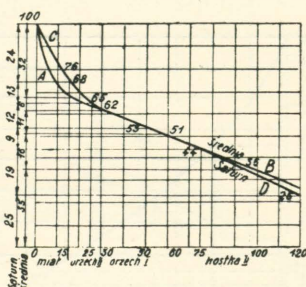
Rys. 114.

Zagłębia Donieckiego.



Rys. 115.

Zagłębia Moskiewskiego.



Rys. 116.

Zagłębia Dąbrowskiego.

75 — 120, charakteryzuje twardość węgla i znaczną miąższość pokładów, co daje znaczny odsetek sortymentów grubych od 100 do 200 (około 33%).

Granice pomiędzy sortymentami nie są ściśle określone. Konsu-menci grubego węgla nie będą mieli za złe, otrzymując węgiel prze-siany przez sito 130 zamiast 120. Konsument orzecha 30 — 15 może być zadowolony z sortymentu 28 — 13 i t. d. Okoliczność ta daje moż-ność regulowania wychodu sortymentów w zależności od zamówień przez zmienianie sit. Jeśli żądają, np. węgla grubego 25%, kostki 40%, orzecha 30% i miazu 5%, to odkładamy na osi rzędnych odcinki *a*, *b*, *c* i *d* (rys. 117) i przeprowadzając linie *mn* i *np*, otrzymujemy na osi odciętych odpowiednie średnice sit i granice sortymentów:

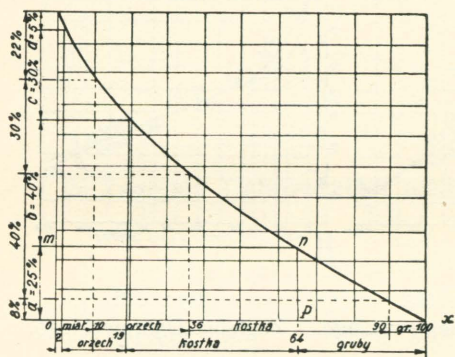
I grubego . . .	> 64
II kostki . . .	64 — 19
III orzecha . . .	19 — 2
IV miazu . . .	2 — 0

Sortymenty I, II i IV nie budzą wątpliwości, sortyment III może nie zadowolić nabywcy dzięki zbyt niskiej granicy dolnej.

Lecz możemy się spotkać z warunkami ostrzejszemi, zwłaszcza co się tyczy dolnej granicy. Tak dla kostki najniższy wymiar może być określony na 25 mm, dla orzecha — 10. Klijent przesiewa kilka prób i jeśli % węgla drobniejszego, niż wskazana granica jest znaczny, może nie przyjąć całej partii węgla. Znaczyłoby to, że kopalnia nie jest w stanie zadość uczynić wszystkim wymaganiom: sprzedawszy orzecha > 10 mm 30%, kopalnia może dostarczyć orzecha 10 — 36 w ilości 30%, kostki 36 — 90 w ilości 40%, ale grubego ponad 90 mm może dostarczyć tylko 8% (patrz charakterystykę rys. 117); miału otrzymujemy 22% i miał pozostaje niewykorzystany, tworząc zwały, często zapalające się i przyczyniające wiele kłopotu.

Jedynym środkiem, który kopalnia może w tym wypadku zasto-

sować, jest zmiana charakterystyki węgla zapomocą odpowiedniej organizacji robót górniczych. Z drugiej strony popyt na rozmaite sortymenty zmienia się w zależności od pory roku. Oprócz tego klienci łatwiej się zadawalniają grubszymi sortymentami, niż drobniejszymi. Wreszcie grube sortymenty są droższe, a w ostateczności z grubych można zawsze otrzymać drobniejsze sortymenty zapomocą rozdrabiania. To też przy organizacji robót górni-



Rys. 117.

czych zawsze trzeba dążyć do otrzymania możliwie największej ilości sortymentów grubszych.

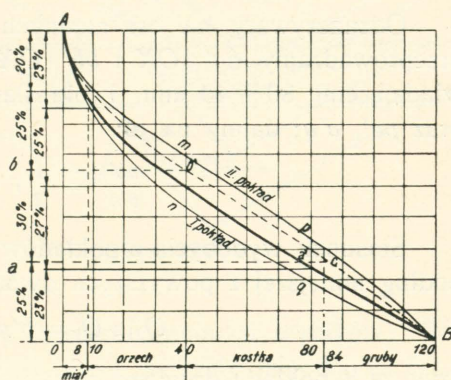
W Zagłębiu Dąbrowskiem na wypadek zwiększenia się zapotrzebowania na sortymenty grubsze, pozostawia się kilka filarów zapasowych lub nawet całe pole odbudowy, które w razie potrzeby daje kilka nowych przodków, i w ten sposób reguluje się wychód węgla grubego, ponieważ odbudowa dostarcza go w większej ilości. Mając to na uwadze, trzeba tak prowadzić roboty, ażeby można było zmieniać dowolnie w pewnych granicach ilość odbudowywanych filarów. Do odbudowy tych zapasowych filarów zwykle zatrudnia się część robotników z robót przygotowawczych. Stąd wynika, że ilość chodników przygotowawczych musi być dostosowana do możliwych wahań popytu na węgiel gruby, jednocześnie jednak rozwój robót przygotowawczych winien odpowiadać robotom odbudowy przy największym rozwoju stałym względnie czasowym tych ostatnich. Ten ostatni warunek ogranicza do pewnego stopnia dowolne regulowanie wychodu sortymentów grubych

zapomocą kombinowania robót przygotowawczych i robót odbudowy. Byłoby to bardzo ułatwione, gdyby na znacznej powierzchni pokładu filary były przygotowane zawczasu. Przygotowanie jednak zbyt wczesne nie jest racjonalne, ponieważ utrzymanie wyrobisk w ciągu dłuższego czasu pociąga za sobą znaczne koszty; lub też wyrobiska się zawalają, gdyż w kopalniach głębokich żadna obudowa nie może temu zapobiec; przedwczesne więc przygotowanie pól jest niebezpieczne, ponieważ powstaje przy tym znaczna ilość miazły i możliwe są pożary w nieodbudowywanej części pokładu. Podobne pożary niejednokrotnie wyrażały się w Zagłębiu Dąbrowskiem.

Jeśli w odbudowie mamy jednocześnie kilka pokładów, o różnych charakterystykach (przy jednakowym składzie), to kwestję stosunkowych ilości rozmaitych sortymentów rozwiązujemy, regulując wydobywanie z poszczególnych pokładów. W warunkach normalnych, gdy wydajność pokładów nie jest ograniczona warunkami handlowymi, jest ona proporcjonalna do miąż-



Rys. 118.



Rys. 119.

szości pokładów, tak aby jednocześnie udostępnione były jednakowe powierzchnie w każdym z pokładów, co daje możliwość koncentrowania robót na jednym poziomie.

Przypuśćmy, że mamy dwa pokłady o małym upadzie; miąższość górnego 2 m i dolnego 1 m (rys. 118). Charakterystyka górnego pokładu więcej wklęsła, niż dolnego (rys. 119), czyli węgiel dolnego pokładu jest twardszy lub też zawiera warstwę dogodną do wrębu, a mocny strop daje możliwość zastosowania wrębiarki w ławach — i węgiel otrzymujemy w dużych bryłach. Pokład zaś górny odznacza się drobną prostopadłą szczelinowatością i ma słaby strop, nie dający możliwości pędzenia szerokich przodków, wskutek czego otrzymujemy węgiel drobniejszy.

Dzielimy odcinki rzędnych, zawarte pomiędzy obu krzywemi, w stosunku 2:1 i łączymy otrzymany szereg punktów odległych o $\frac{1}{3}$ od dolnej krzywej I pokładu, otrzymując w ten sposób ogólną charakterystykę mieszaniny, odpowiadającej normalnym warunkom robót.

Na podstawie tej ogólnej charakterystyki określamy odsetek każdego sortymentu węgla:

I grubego	120 — 80 mm	23%
II kostki	80 — 40 „	27%
III orzecha	40 — 10 „	25%
IV mialu	10 — 0 „	25%
Ogółem . .		100%

Dajmy na to, mamy otrzymać:

I sortymentu	> 80 mm . .	— 25%	} bez oznaczenia granicznej wielkości ziarn.
II „	> 40 mm . .	— 30%	
III „	orzecha . . .	— 25%	
IV „	mialu . . .	— 20%	
Ogółem . . .		100%	

Odznaczywszy na osi rzędnych odległość $a = 25\%$ i $b = 30\%$, przeprowadzamy $aa' \parallel OX$ i $bb' \parallel OX$ do przecięcia z rzędnymi, odpowiadającymi 80 i 40 mm, i określamy stosunek odcinków mb' , $b'n$ oraz pa' , $a'q$; dajmy na to:

$$\frac{mb'}{b'n} = \frac{1}{2}, \quad \frac{pa'}{a'q} = 1.$$

Stosunek wydobywania z pokładów drugiego i pierwszego określamy podług mniejszej z powyższych dwóch cyfr:

$$Q_{II} : Q_I = b'n : b'm = 2$$

czyli że z pokładu drugiego należy wydobywać dwa razy więcej węgla, niż z pierwszego. Wychód dwóch grubszych sortymentów wyniesie żądane 55%, lecz dla otrzymania 25% I sortymentu wypadnie postawić sito 84 zamiast 80 i dawać sortymenty 120 — 84 mm i 84 — 40 mm, co nie będzie przeszkadzać konsumentowi; sortymenty drobne będą: 40 — 8 mm oraz 8 — 0 mm.

Jednak ponieważ miąższość drugiego pokładu jest dwa razy mniejsza, niż pierwszego, więc przodki w tym pokładzie posuwają się naprzód 4 razy szybciej niż w pierwszym. Zmienia to cały charakter robót: po pierwsze główną rolę gra pokład dolny, powtórę ku końcowi odbudowy pokładu dolnego z pokładu górnego wybiorą zaledwie 25% całej ilości węgla. Przy ogólnej więc organizacji przedsiębiorstwa przy obliczeniu okresu eksploatacji i racjonalnej wydajności należy brać pod uwagę znacznie mniejsze zapasy. Oprócz tego, jeśli przy odbudowie dolnego pokładu nie stosuje się mokrej podsadzki, to dla uniknięcia podbudowywania pokładu górnego i jego osiadania w czasie roboty prowadzić roboty można w nim tylko w określonych częściach każdego poziomu, a części wyrobione będą następowały kolejno po częściach pozostawionych, co nadzwyczaj utrudnia organizację ogólną, pomijając już to, że złoża nie będzie należycie wykorzystane. W tych warunkach administracja kopalni ma jedno wyjście, mianowicie pomyśleć o zbycie

nadmiernej ilości węgla z drugiego pokładu, zwłaszcza miału, wprowadzając, np., brykietowanie.

Gdy się posiada wielki zapas węgla na danej koncesji i kilka pokładów, nie sprawia trudności podobna organizacja robót. Dajmy na to kopalnia odbudowuje 5 pokładów węgla, tworzących w granicach koncesji szereg fałdów, przyczem zbocza fałdów mają naprzemian upad ostry i łagodny (rys. 120). Jeśli właściwości węgla wszystkich pokładów są jednakowe, to

naturalnie ze zboczy stromych otrzymamy węgiel drobniejszy, niż z łagodnych, dzięki kruszeniu się w rynach. Przypuśćmy, że skrzydła strome dają charakterystykę *AnqB* (rys. 119), a łagodne — *AmpB*. Na poziomach wyższych (I, II, III) można dać 18 przodków, ponieważ dzięki połałdowaniu przekopy przecinają 5 pokładów 9 razy (czasem zapomocą szybików).

Rozmieszczając po jednej ścianie w każdym skrzydle napotkanej części pokładu, otrzymamy 18 przodków. Dajmy na to miąższość:

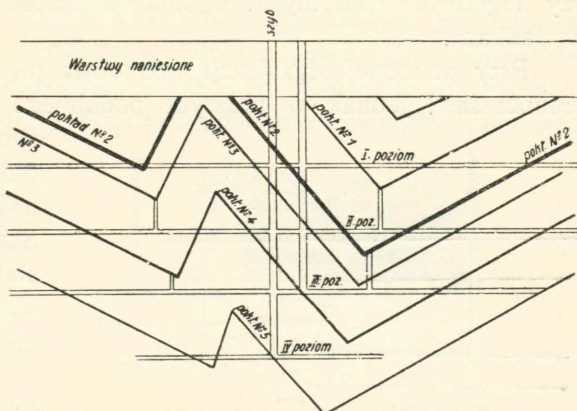
1-go pokładu	1 m
2-go " 	0,8 m
3-go " 	0,7 m
4-go " 	1,2 m
5-go " 	0,9 m

Na I poziomie mamy:

2 przodki o upadzie łagodnym w pokładzie Nr. 1,	miąższość ogólna	$2 \times 1 = 2$ m
4 " " " " Nr. 2,	" "	$4 \times 0,8 = 3,2$ m
2 " " " " Nr. 3,	" "	$2 \times 0,7 = 1,4$ m
Ogółem 8 przodków o upadzie łagodnym		

2 przodki o upadzie stromym w pokładzie Nr. 1,	miąższość ogólna	$2 \times 1 = 2$ m
4 " " " " Nr. 2,	" "	$4 \times 0,8 = 3,2$ m
4 " " " " Nr. 3,	" "	$4 \times 0,7 = 2,8$ m
Ogółem 10 przodków o upadzie stromym		

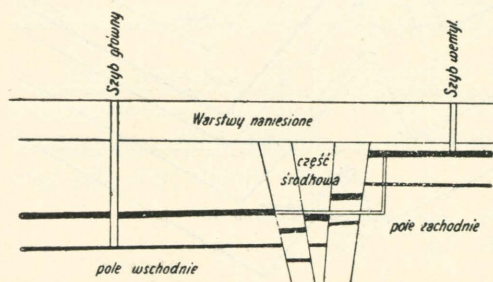
Jeśli będziemy odbudowywać wszystkie pokłady jednocześnie, to stosunek przodków w pokładach o małym i stromym upadzie wynosi 6,6 : 8, a więc ogólna charakterystyka przesunie się bliżej do krzywej



Rys. 120.

AnqB. Przy znacznej ilości przodków niektóre z nich można uważać za zapasowe, służące do regulowania odsetka poszczególnych sortymentów. Jeśli w zależności od popytu czyli od położenia charakterystyki, odpowiadającej zapotrzebowaniu na węgiel gruby, stosunek pomiędzy łagodnymi, a stromymi przodkami ma wynosić 1, to należy wybrać odpowiednią ilość przodków, np. w pokładzie 3-im pędzić tylko 2 przodki z 4-ch stromych i wówczas otrzymamy jednakową ilość węgla ze zboczy łagodnych i stromych: ogólna miąższość wyniesie 6,6 m w obu wypadkach.

Przy podobnej organizacji odbudowa piętra nie będzie skończona jednocześnie. Jednak w praktyce podobnego wypadku idealnego nie



Rys. 121. Kopalnia Saturn.

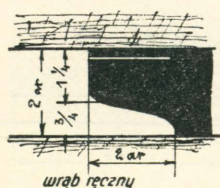
spotykamy, a w kopalniach dużych nie spotyka to trudności nieprzewidywanych. Skądinąd pola zapasowe służą nie tylko do regulowania wychodu, lecz i do ogólnych celów eksploatacji.

Węgiel co do twardości może się zmieniać nawet w tym samym pokładzie. Tak np. części pokła-

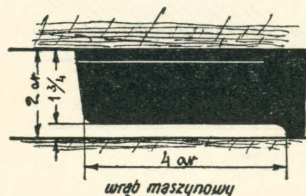
du, leżące w pobliżu wychodów, części, zawarte pomiędzy uskokami, są zwykle więcej zwietrzałe, zgniecione i będą miały odmienne charakterystyki. Na kopalni Saturn zachodnia część, uniesiona w górę przez uskoki, leży bezpośrednio pod warstwami naniesionymi (rys. 121) i zawiera węgiel miękki, częściowo zwietrzały. Część środkowa, leżąca w miejscu silnej deformacji przez uskoki, odznacza się węglem więcej zgniecionym i tylko głębsze pole wschodnie zawiera węgiel twardy ze znacznym odsetkiem sortymentu grubego. Nie chcąc pozostawiać węgla w częściach środkowej i zachodniej, nie można było ześrodkować robót wyłącznie w tych częściach, nawet wbrew zasadzie koncentracji robót, to też roboty rozłożono we wszystkich częściach odpowiednio do dopuszczalnego wychodu sortymentów grubych.

Jeśli nie można osiągnąć pożądanego wychodu sortymentów grubych zapomocą kombinowania wydobywania z rozmaitych pokładów lub z różnych części jednego pokładu, lub też z robót przygotowawczych i robót odbudowy, to należy zmienić sposób przechodzenia wyrobisk, a nawet system odbudowy. Tak np. urabianie wrębem ręcznym lub w cienkich pokładach maszynowym jest zasadniczym środkiem zwiększenia ilości sortymentu grubego. Robota maszynowa (zapomocą wrębówek żłobiących) daje węższe i głębsze wręby, niż ręczna, przy której szerokość wrębu musi być taka, ażeby w nim mógł się zmieścić robotnik (rys. 122 i 123). Systemy, wymagające mniej robót przygotowawczych, dają wię-

cej grubego węgla, niż systemy, o znacznej ilości tych robót. Tak przy pokładach cienkich i średnich najmniej odpowiednim pod tym względem jest system filarów krótkich, najodpowiedniejszym zaś — odbudowa ścianowa, prawie nie wymagająca robót przygotowawczych. W pokładach grubych odbudowa na całą grubość daje więcej węgla grubego, niż odbudowa warstwami. Odbudowa filarów ochronnych jest mniej korzystna, niż normalnych. To też systemy, wymagające pozostawienia znacznej ilości filarów ochronnych, wybieranych w kierunku odwrotnym po skończeniu odbudowy pola u pochylni, są mniej korzystne co do wychodu sortymentów grubych. Należy również unikać pozostawiania pól, wchodzących daleko pomiędzy zawaliska, ponieważ



Rys. 122.



Rys. 123.

są one narażone na znaczne ciśnienie, przez co zmniejszają odsetek węgla grubego i zwiększają ilość mialu. W pokładach grubych, w których chodniki przygotowawcze są przeprowadzane w masie węgla, zmniejszenie wymiarów poprzecznych chodników daje lepszy stosunek pomiędzy ilością węgla z robót odbudowy i przygotowawczych. Tak, w pokładzie 8-metrowym przy chodnikach 4×4 m (rys. 124) i szerokości filaru 10 m ten stosunek wynosi:

$$\frac{14 \times 8 - 4 \times 4}{4 \times 4} = \frac{96}{16} = 6,7$$

podczas gdy przy chodnikach 2×2 (rys. 125) mamy:

$$\frac{12 \times 8 - 2 \times 2}{2 \times 2} = \frac{92}{4} = 23$$

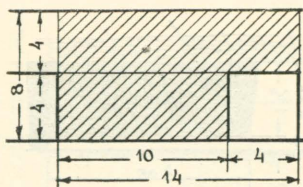
i chociaż w ostatnim wypadku chodniki dwumetrowe dają więcej mialu, niż czterometrowe, to jednak w rezultacie otrzymamy więcej grubego węgla. W Zagłębiu Moskiewskim, gdzie pokłady osiągają grubość od 6 do 9 arszynów, można spotkać: 1) system odbudowy krótkimi filarami; 2) stosunkowo znaczne wymiary chodników; 3) wybieranie filarów na wysokość 3—4 arsz. Wszystko to znacznie zmniejsza wychód najdroższego grubego węgla, oraz jest zupełnie zbędne z punktu widzenia eksploatacji kopalni. Tymczasem zaś, stosując więcej racjonalny system filarów długich, nacinając je zapomocą węższych chodników i wybierając filary wyżej, można otrzymać znacznie więcej węgla grubego. Jednocześnie zaś osiągniemy rychlejsze przygotowanie pól, zwiększenie przeciętnej wydajności górników, a więc zmniejszenie kosztów.

Przypuśćmy, że mamy następujące dane: szerokość chodników 3 m, szerokość filarów 17 m, wysokość wybierania węgla 3 m przy miąższości ogólnej 6 m (rys. 126). W tych warunkach stosunek ilości węgla z filarów do urobku z chodników będzie:

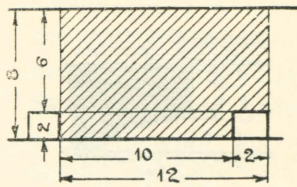
$$\frac{17 \times 3}{2 \times 3} = \frac{51}{9} = 5,65.$$

Jeśli z chodników mamy 5% grubego węgla, a z filarów 35%, to razem otrzymamy:

$$\frac{5 \times 9 + 35 \times 51}{9 + 51} = 30\%.$$



Rys. 124.



Rys. 125.

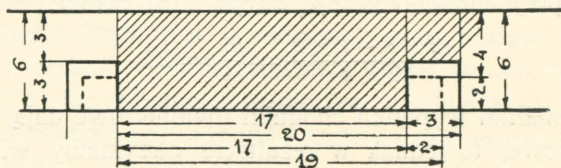
Zmniejszając wymiar chodników do 2 m i wyjmując pokład na całą grubość, otrzymamy stosunek ilości węgla z filarów do węgla z chodników:

$$\frac{17 \times 6 - 2 \times 2}{2 \times 2} = \frac{98}{4} = 24,5$$

a ogółem węgla grubego:

$$\frac{5 \times 4 + 35 \times 98}{102} = 34,5\%$$

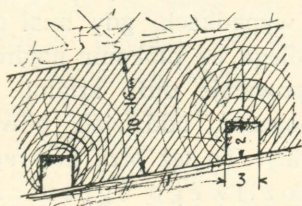
czyli więcej o 15%.



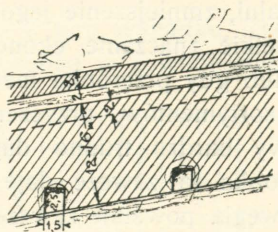
Rys. 126.

W pokładach grubych na wielkiej głębokości węgiel jest pod znacznym ciśnieniem. Przy pędzeniu wyrobisk węgiel pod wpływem sprężystości wewnętrznej dąży do zapełnienia wyrobisk w pokładzie i odłupuje się od ścian, tworząc szczeliny w postaci pierścieni na pewną głębokość (rys. 127). Urabianie węgla w tym stanie jest bardzo ułatwione, jednak grozi niebezpieczeństwem górnikom, zatrudnionym przy wybieraniu mas zruszonych. Jednocześnie mamy stałe niebezpieczeństwo pożaru. Na kopalni Kazimierz w Zagłębiu Dąbrowskim odbudowuje

się pokład Reden o miąższości do 16 m na głębokości ponad 500 m. W pewnej odległości od stropu (2—4 m) miejscami zalega pokład węgla o miąższości 2 m. Zauważono, że po wybraniu tego górnego pokładu (rys. 128) — pokład gruby o tyle traci swą sprężystość wewnętrzną, że odstawanie węgla w przodkach chodników i filarów w kształcie pierścieni nie zachodzi, a zatem robota jest mniej niebezpieczna i odsetek grubego węgla wzrasta, chociaż zużycie materiałów wybuchowych wzrasta również. Okoliczność ta jest bardzo dodatnia dla robót odbudowy, jednak jest bardzo niewygodna przy pędzeniu chodników, gdzie przy znacznym zużyciu materiałów wybuchowych powstaje znaczna ilość miału. To też najodpowiedniej jest przygotować uprzednio



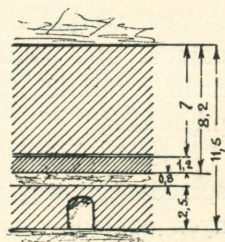
Rys. 127.



Rys. 128.

filary w pokładzie dolnym zapomocą chodników o małym przekroju ($1,5 \times 1,5$), ażeby pęknięcie calizny nie sięgało daleko dookoła chodników, następnie odbudować pokład górny lub nawet warstwę około 2 m pod stropem pokładu grubego (w tym wypadku z podsadzką) i wreszcie całkowicie wybrać resztę pokładu. Przy podobnej organizacji osiąga się minimum kosztów pędzenia chodników, maximum bezpieczeństwa pod względem zawalenia się i pożarów; jednocześnie przy pędzeniu chodników otrzymuje się mniej miału, a przy urabianiu filarów wzrasta odsetek węgla grubego.

Na kopalni Saturn podobne zjawisko obserwowano w dolnej części pokładu Szczęśny o miąższości 2 m w tej części kopalni, gdzie jego górna warstwa o grubości 1,2 m, oddzielona warstwą łupku 0,8 m, łączy się z wyżej leżącym pokładem Fanny o miąższości 7 m (rys. 129). Jeśli nie przeprowadzimy chodników w pokładzie Szczęśny przed wybraniem górnego pokładu Fanny, tworzącego łącznie z warstwą pokładu Szczęśny jeden pokład 8,2 m, to późniejsze ich pędzenie wymaga bardzo znacznego zużycia materiałów wybuchowych i daje dużo drobnego węgla. Zjawisko to zachodziło już na głębokości 100 metrów.



Rys. 129.

Z poprzedniego rozpatrzenia okoliczności, mających wpływ na wychód sortymentów, widzimy, ile rozmaitych środków można zastosować przy technicznej organizacji eksploatacji w celu zwiększenia od-

setka węgla grubego. W każdym danym wypadku środki racjonalne wynikają z wszechstronnego i dokładnego zbadania właściwości pokładów węgla i warunków ich zalegania; są one również w związku z ekonomicznymi warunkami eksploatacji, oraz z warunkami bezpieczeństwa. Wszystkie te środki winny być stosowane również, niezależnie od warunków bezpieczeństwa i odbudowy, w tych wypadkach, gdy grubsze sortymenty węgla mają największą wartość.

Wszystkie środki, mające na celu zwiększenie wychodu grubych sortymentów, osiągają jednocześnie cel inny: zmniejszają ilość powstającego miazgu, a zwłaszcza pyłu. Pomijając już niebezpieczeństwo pożarów i wybuchów w razie obfitego wytwarzania się pyłu węglowego w kopalni, zmniejszenie jego ilości, jak również miazgu przy odbudowie ma wielkie znaczenie ekonomiczne w wypadkach, gdy miazg nie ma zbytu lub gdy przeróbka mechaniczna polega na płókanii najdrobniejszych sortymentów, przyczem zawsze powstaje dużo szlamu. Szlam węglowy bardzo trudno daje się wzbogacać, oddzielać, odwadniać i przeróbka ta zawsze daje znaczne straty. To też przy mokrej przeróbce węgla powstaje zawsze kwestja możliwego ograniczenia ilości szlamu. Z tego punktu widzenia środki, stosowane przez kopalnię w celu otrzymania większej ilości sortymentów grubych przy płókanii, są przedewszystkiem środkami, skierowanemi ku ograniczeniu ilości szlamu, oraz związanych z tem strat.

§ 5. Równoczesna odbudowa pokładów węgla o różnym składzie.

Podział proporcjonalny wydajności kilku pokładów lub rozmaitych części jednego pokładu stosujemy nietylko w celu otrzymania żądanych ilości określonych sortymentów, lecz również w celu otrzymania węgla o żądanym składzie.

Tak, jeśli mamy dwa pokłady, jeden z 5% popiołu, a drugi z 15%, to przy warunku, ażeby zawartość popiołu nie przewyższała 10%, wydajność obu pokładów winna być jednakowa; jeśli pokłady są rozmaitej grubości, to odbudowa ich nie będzie się posuwała z jednakową prędkością.

Jeśli węgiel jest wzbogacany, a wydajność kopalni zależy od ilości sprzedanego węgla o określonym składzie, to podział wydajności z różnych pokładów zależy od wychodu produktów każdego pokładu przy żądanym współczynniku wzbogacania.

Dajmy na to, mamy 2 pokłady o zawartości 10% i 20% popiołu, żądana zaś zawartość popiołu wynosi 8%; podług krzywych wzbogacalności znajdujemy $\gamma_1 = 90\%$ i $\gamma_2 = 60\%$ (rys. 130).

Przypuśćmy, że cena jednostki surowego węgla pospółki $S = 5$ kop.,

a jednostki płókanego węgla, przy $\beta = 8\%$, $S' = 7,5$ kop. Koszty przeróbki przyjmujemy $B = 1$ kop. loco kopalnia. Zużycie na miejscu, więc $tL = 0$. Wówczas ogólny wychód, dopuszczalny podług wzoru (13) (str. 132) będzie:

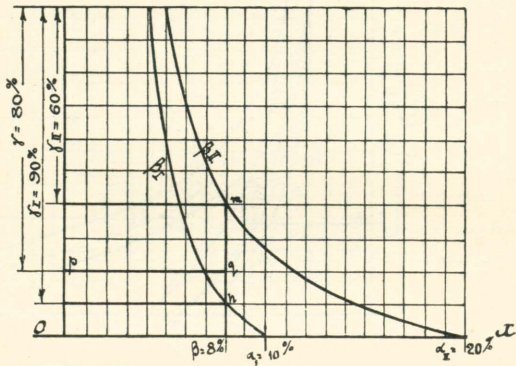
$$\gamma \geq \frac{S + B - tL}{S' - tL} = \frac{6}{7,5} = 0,8.$$

Przeprowadzamy następnie $pq \parallel ox$ przy $\gamma = 80\%$ i znajdujemy stosunek wydajności obu pokładów:

$$\frac{q_1}{q_2} = \frac{qm}{nq} = 2.$$

Powyższe obliczenie jest słuszne tylko w tym wypadku, jeżeli węgiel każdego pokładu jest wzbogacany zosobna w równoległych procesach, a wydajność każdej sekcji jest regulowana w powyższym stosunku.

Powstaje więc naturalne pytanie, czy mieszanie przerabianych węgli przed płókanem ma wpływ na wychód ogólny płókanego węgla, t. j. czy korzystniej jest płókać mieszaninę, czy każdy węgiel zosobna. Kwestja ta może być rozwiązana na podstawie krzywych wzbogacalności. Jeśli mamy



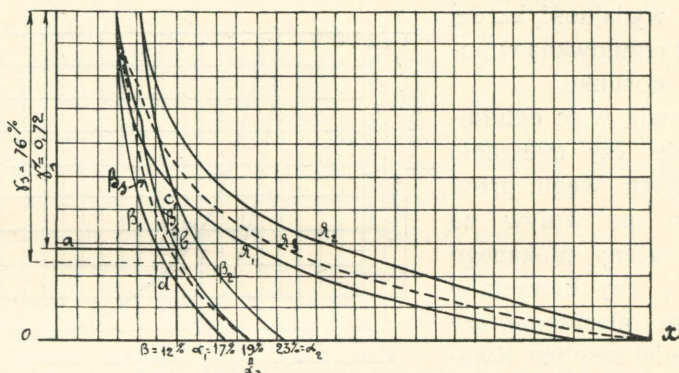
Rys. 130.

krzywe λ_1 i λ_2 obu pokładów (rys. 131), to przyjmując stosunek wydajności pokładów $q_1 : q_2$, wykreślamy krzywą λ_s dla mieszaniny, dzieląc odcinki rzędnych, zawarte pomiędzy krzywami w stosunku odwrotnym $q_2 : q_1$. Krzywa ta rozpoczyna się w górnym punkcie krzywej β_1 , a kończy się w dolnym punkcie krzywej λ_2 . Podług krzywej λ_s wykreślamy krzywą β_s , jak zwykle, określając wysokości prostokątów o jednakowej powierzchni dla każdego znaczenia γ i łącząc końcowe punkty otrzymanych wysokości wspólną krzywą linią. Krzywa β_s zaczyna się w górnym punkcie krzywej β_1 i daje na osi odciętych odcinek, odpowiadający zawartości mieszaniny $a_s = \frac{a_1 q_1 + a_2 q_2}{q_1 + q_2}$.

W razie przeróbki każdego gatunku odrębnie krzywą β'_s mieszaniny produktów przerobionych można wykreślić podług krzywych β_1 i β_2 , dzieląc odcinki rzędnych, zawarte pomiędzy krzywami, zaczynając od górnego punktu β_2 do dolnego β_1 , w stosunku $q_2 : q_1$; górna część krzywej β'_s oczywiście łączy się z punktem początkowym β_1 , a koniec dolny łączy się z punktem dolnym krzywej β_s , odpowiadającej a_s , po-

nieważ punkt ten w obu wypadkach odpowiada zawartości mieszaniny produktów surowych. Krzywa β_s wogóle nie jest identyczna z β'_s : jedna może obejmować drugą w zależności od położenia podstawowych krzywych. Ta krzywa, która przechodzi wyżej, daje mniejsze wartości γ przy jednakowym β , co wskazuje na mniejszy wychód przy jednakowym współczynniku wzbogacania, a więc warunki mniej korzystne. W naszym przykładzie zmieszanie węgli przed przeróbką i przeróbka wspólna są korzystniejsze, niż przeróbka każdego węgla z osobna. Jeśli np. chcemy wzbogacić do 12%, przeprowadzamy odpowiednią rzędną, znajdujemy podług krzywej β_s wychód $\gamma_s = 76\%$, a podług krzywej β'_s — $\gamma'_s = 72\%$. Węgle te więc należy mieszać przed przeróbką.

Tak więc jeśli mamy dopuszczalny najniższy wychód γ , wpływający ze względów ekonomicznych, to przeprowadzając $ab \parallel ox$ do prze-



Rys. 131.

cięcia z rzędną, odpowiadającą żądanej, dopuszczalnej zawartości, otrzymamy stosunek wydajności pokładów q_1 i q_2 , jako stosunek odcinków $cb:db$ tej rzędnej przy przeróbce z osobna. Dla przekonania się, czy przeróbka wspólna nie byłaby korzystniejsza, trzeba wykreślić krzywą γ_s , wychodząc ze stosunku $cb:db$, i podług niej wykreślić krzywą β_s . Jeśli ta krzywa przetnie rzędną cd poniżej punktu b , to przeróbka wspólna mieszaniny będzie korzystniejsza.

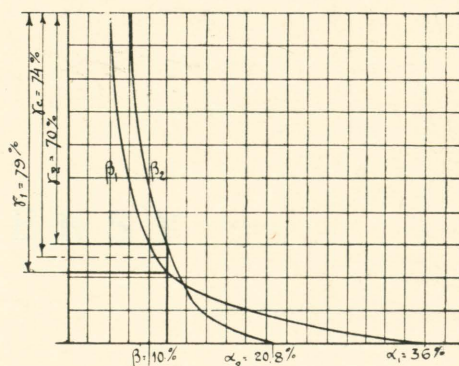
Wykres na rys. 131 wskazuje pomiędzy innymi na pewną ciekawą okoliczność. W razie jeśli jeden z pokładów — β_1 zawiera mniej popiołu, niż wymaga nabywca, a węgiel może być sprzedawany w stanie surowym, to wówczas może być korzystniejsze mieszanie tego węgla z innym β_2 i przeróbka całej masy wspólna, niż przeróbka tylko węgla z drugiego pokładu, ponieważ w pierwszym wypadku otrzymamy więcej produktu niż w drugim, jeśli krzywa β_s przechodzi niżej niż krzywa β'_s .

Druga bardzo ważna okoliczność polega na tem, że jeśli mamy jeden pokład węgla, a krzywe wzbogacalności wskazują, że przy da-

nem β wychód γ nie odpowiada wymaganiom wzoru (13), (str. 132), a więc odbudowa nie jest korzystna, to mając drugi pokład węgla, mogącego iść na rynek w stanie surowym lub po przeróbce, możemy osiągnąć wychód, odpowiadający zapotrzebowaniu, dla dowolnego β , odbudowując oba pokłady w pewnym stosunku co do wydajności.

Tak więc badanie krzywych wzbogacalności rozmaitych pokładów daje wskazówki co do odpowiedniej organizacji robót górniczych w rozmaitych pokładach, jak również wprowadza pewne poprawki w ogólnych schematach przeróbki ilościowym i jakościowym. Czasami badanie to daje wyniki nader ważne, chociaż zupełnie nieoczekiwane, co do charakteru przemysłowego tego lub innego pokładu. W zależności

od postaci i kształtu krzywych pokłady węgla o większej zawartości popiołu α_1 w materiale surowym mogą być korzystniej eksploatowane, niż węgle czystsze α_2 , ponieważ pierwsze mogą dawać większy wychód przy wzbogaceniu do określonej zawartości β , niż drugie, jak to ilustrują krzywe wzbogacalności (rys. 132). Pokłady nieprzemysłowe mogą być odbudowywane, je-



Rys. 132.

śli węgiel z nich będziemy wzbogacać razem z innym lub po wzbogaceniu dodawać go do surowego węgla z innych pokładów. Warunki powyższe zależą nie tylko od właściwości węgla, wyobrażanych za pomocą krzywych wzbogacalności, lecz również i od względów ekonomicznych, oraz cen stałych rynkowych na węgiel, niezależnych od współczynnika wzbogacania, dzięki czemu wzbogacenie do wyższego, niż wymagany, współczynnika jest zawsze niekorzystne.

Widzimy z treści rozdziału niniejszego, jak ścisły zachodzi związek pomiędzy eksploatacją kopalni a przeróbką wydobytych ciał kopalnych. Wskazaliśmy na wpływ, jaki wywiera mechaniczna przeróbka na organizację robót górniczych i odwrotnie, w jaki sposób warunki eksploatacji kopalni wpływają na wybór systemu przeróbki. Harmonijne połączenie wymagań kopalni i zakładu przerobczego danego przedsiębiorstwa, wpływające z zadań wspólnych dla kopalni i sortowni jako jednej całości, oraz racjonalną organizację robót górniczych i przeróbki można opracować po dokładnem zbadaniu wszystkich właściwości ciała kopalnego, charakteru złoża, możliwych sposobów jego odbudowy i systemów przeróbki. Na tej podstawie przeróbka mechaniczna użytecznych ciał kopalnych, stanowiąc przejście do metalurgji,

a nawet, czasami będąc jej pierwszym stadium (hydrometalurgiczne sposoby przeróbki złota), słusznie jest uważana za gałąź górnictwa i dlatego każdy inżynier górniczy, zatrudniony przy wydobywaniu użytecznych ciał kopalnych, winien znać zasady główne przeróbki; z drugiej strony, dla specjalisty w dziale przeróbki nie mogą być obce zasady prowadzenia robót górniczych.

KONIEC TOMU IV i CZĘŚCI II-giej.

INDEKSY

INDEKS RZECZOWY.

Aeracja II/115, 116, 145—147, 153—155, 159, 197, 201, 202; III/309

Adsorbpcja II/133—135, 139, 141, 142, 145

Agitacja II/64, 66, 68, 69, 71, 73, 75, 116, 118, 119, 140, 153, 154, 189, 193, 197, 203; III/86, 309; IV/45

Aglomeracja I/14; II/211; III/76, 78, 84, 89, 92—97, 140—142, 150, 151, 154, 155; IV/145, 146

Allflotacja IV/88, 89, 91, 140, 141

Amalgamowanie I/15, 125, 127, 171, 172, 180, 190; II/4, 171—173, 175, 179—181, 185, 207; III/14, 233, 301, 303; IV/125, 140, 142, 152, 156, 159

„Amerykanki“ I/102, 103, 105, 106

Amonjak III/184—187, 189, 190, 192, 197, 198

Amortyzacja kapitału IV/90, 103, 110—112, 114, 116—123, 145

Antracen III/195—197

Arastra I/168, 169

Asfalt III/196, 199, 200

„Baby“ I/130, 133

Beczka „Perré“ I/58

Beczka złotoprzemywająca I/107, 108

Benzol III/184—187, 189, 194, 195, 197—199

Bębnowe przesiewacze I/56, 57, 60—62

Bębny przemylwające I/108, 109

Blenda cynkowa I/115; II/18, 41, 51, 60, 88, 103, 127, 130, 134, 135, 143, 144, 146, 192, 211; III/306; IV/80—83, 98, 140, 142, 155

Boghead IV/161

Branie prób, patrz Próby branie

Bromo-cyjanizacja II/186, 197

Brykietowanie I/9, 14, 88; II/1; III/31, 32, 42, 44—46, 48, 51, 53, 55, 56, 59, 61, 62, 65, 67, 76—78, 80, 81, 85, 93, 94, 96, 97, 100—103, 107, 110—

113, 115, 116, 119—121, 123, 132, 143, 151, 179, 184, 197, 249, 287, 309—311; IV/8, 167

Cegielnia I/15, 88, 90, 155, 158; III/78, 84, 89, 93, 104, 126, 134, 304

Cegielkowanie I/8, 12, 14, 20, 73, 194, 203; IV/94

Cementownia I/8, 15, 88, 90, 152, 155, 158, 162, 187; III/81—83, 84, 86, 93, 96, 97, 106, 125, 136, 304; IV/162

Charakterystyka IV/27—33, 35—42, 165, 168

Chlorynacja II/4, 171, 206, 207; III/31

Ciecze ciężkie II/81, 84

Cyjanizacja I/73, 87, 125, 127, 180, 190; II/4, 171, 184—187, 195, 196, 198, 200—202, 205—207; III/10, 18, 23, 24, 29, 31, 85, 305, 309; IV/152, 158

Cyjankowanie, patrz Cyjanizacja

Cyklony III/57, 58

Deflokulacja II/138, 139, 143

Dekantacja II/190

Desulfuryzacja II/5, 209, 212

Dezintegrator I/111, 135, 201—203, 206; III/49, 80, 81, 96, 106, 162

Diament I/9, 116; II/116

Dmuchawy Carlsona II/86

Draga I/62, 107, 108

Drobny — sortyment I/20, 92, 100

Dworce kolejowe kopalniane III/287—289, 291

Dysmembrator I/111, 203

Dystylacja I/14; II/4; III/184; IV/94

Dystylacja sucha II/5; III/111, 112, 117, 152, 155; IV/146

Efele II/89; III/258—261, 294, 295

Ekshaustor I/90, 158, 159, 185; II/107; III/52—55, 57, 60, 66, 68, 69, 73, 136, 145, 147, 149, 188, 190, 192, 193, 297

Ekskawator I/144; III/259, 269
 Ekstrakcja II/102, 107, 115, 140, 179, 195, 204; IV/45, 52—54, 59—61, 63—66, 68—70, 72, 73, 79, 84, 93, 125, 129, 131, 136—138, 140, 141, 151, 153
 Ekstraktor cynkowy II/193, 194, 204; III/31
 Elektroliza II/184, 193; IV/146
 Elmore Process II/108, 110—114, 116
 El-Oro I/188, 190, 191
 Elewator I/53, 108, 109; II/81, 157; III/51, 66, 239, 242, 249, 252—255, 257, 258, 260, 261, 279, 297; IV/4
 Emulsja II/144

Fenol II/118, 156; III/195—197
 Filtracja II/157, 191; III/1, 4, 10, 11, 24, 25, 59, 86—89, 91, 152, 153
 Filtry II/157, 191; III/23—31, 59—64; IV/13, 21
 Flokulacja II/114, 115, 136, 138, 139, 143—146, 155
 Flotacja I/10, 22, 73; II/3, 107—160; III/1, 22, 87, 143, 303; IV/78—93, 139—146
 Formierskie maszyny III/98, 99, 100, 106, 108, 109, 122
 Franklinit I/93, 94, 116, 117, 120; II/6, 18, 88, 97, 100

Galena I/11, 23; II/6, 8, 11, 18, 32, 33, 35, 36, 41—43, 54, 60, 63, 85, 89, 106, 127, 130, 131, 134, 135, 143, 144, 146, 192, 198; III/79, 306; IV/57, 64, 74, 80, 81, 97, 142, 155
 Gazownie III/180, 183
 Granulacja II/114, 115
 Grapie — sortyment I/122; II/89, 93
 Groszek — sortyment I/21, 22; IV/162
 Gruby — sortyment I/21, 22, 63, 67, 93, 100; IV/144, 162, 163, 166, 168—172
 Grusty — sortyment I/122
 Grysik — sortyment I/21, 22, 52

Halurgia II/161
 Histeresis kąta skrajnego II/125—127, 136

II I/19, 57, 58, 68, 85—87; II/42, 43, 187—191, 193, 197, 203, 204, 207; III/3—6, 10, 18—31, 54, 309; IV/79, 81, 82

Jajko — sortyment I/22

Kadzie agitacyjne II/190, 191
 „ „ Pachuca II/191
 „ amalgamacyjne II/182
 „ do ługowania II/188, 189, 197; III/207
Kalibry sit I/23; II/17; III/317
 Kamienie młyńskie I/135, 168, 171—174
 Kawałkowanie I/14; III/75, 89, 90, 92, 93, 140, 155
 Klarowanie wód I/14, 73, 77, 85; III/1, 4, 11, 13, 17, 305, 307
 Klasyfikacja mokra I/19, 67, 72—74, 100, 119, 120, 123, 125; II/14, 15, 17, 18, 42—49, 63, 93, 146, 186, 202; III/13, 17, 18, 234, 303, 307; IV/13, 17, 27, 34, 35, 38, 39, 42, 61, 80, 81, 85—88, 90—93, 119—121, 159
 Klasyfikacja powietrzna I/19, 87, 89, 119; II/18, 47; III/309
 Klasyfikacja sucha I/19, 20, 23, 26, 73, 74, 100, 119, 122; II/41, 42, 45—49, 146; III/7, 234, 256; IV/13—15, 17, 27, 31, 32, 34, 40—42, 79, 81, 119
 Kohezia II/120
 Koksowanie I/15; II/212; III/152—161, 165, 174, 180, 183, 185—188, 198, 310, 311; IV/143
 Kollektory flotacyjne II/139, 140
 Koncentracja II/2, 45, 47, 63, 76, 77, 107, 201; III/304, 307; IV/13, 42, 56, 79—82, 86—88, 91, 93, 119, 141, 145—147, 149, 156, 159
 Kondensacja II/5
 Konwejojory III/8, 50, 51, 207, 239, 241—248, 269, 270, 279, 283, 296, 311; IV/121
 Konwertory III/140, 143
 Kostka — sortyment I/20—22, 37, 51, 63, 67, 93, 122, 194—196; IV/162, 163
 Kresol II/118, 134, 142, 156
 Kruszenie I/32—34, 47, 50, 51, 60, 64, 110—113, 121, 125—127, 129, 134—139, 142, 143, 153, 181, 195; II/68, 73; IV/31, 78, 85, 89, 93, 139, 142
 Krystalizacja II/162, 163, 165, 166, 169
 Krzywa składu ziarnowego, patrz Charakterystyka
 Krzywe wzbogacalności IV/46, 48, 54, 57, 64, 67—70, 76, 123, 128, 132, 172—175

Kwas siarkowy I/115; II/17, 81, 107, 135, 136, 142, 211

Leje odwadniające III/14, 16, 18

Log washers I/104

Ładowanie wagonów III/283

Łańcuch bez końca III/281

Ługowanie I/14, 73, 87, 125; II/4, 161, 162, 164, 165, 169, 170, 182, 190, 193, 197, 205; III/259, 303; IV/94, 142, 152

Mączka I/122

Melaksery III/107, 126, 129, 130, 134, 263

Męty I/172

Miał — sortyment I/20, 21, 51, 52, 54, 55, 67, 73, 111, 122, 129, 194; IV/13, 162—166, 169, 171

Miażdżenie I/111, 112, 134, 137, 148, 152, 153, 183, 194; IV/30

Mielenie I/12, 88, 90, 92, 111, 112, 121, 125, 126, 158, 160, 162—166, 168—172, 183—188, 205; IV/79—81, 87, 90, 91, 119, 120, 140, 141, 159

Mieszanie I/14, 57, 58, 162; II/156; III/75, 80—82, 84, 86, 87, 106, 145, 235; IV/23, 83, 93, 145, 173

Miksty I/122

Mineral Separation (przrząd Hoovera) II/116, 117, 147; IV/83, 87, 88, 143

Misy Greenavalt III/144, 145

Młotki (do rozdrabniania) I/110, 129, 131, 132

Młyny I/15, 86, 88, 111, 134, 152, 153, 158, 160—164, 166—168, 170—172, 180, 183, 185—191; III/303; IV/11, 22, 30, 78, 79, 88—93, 122, 124, 159

Monitor I/103, 104; III/260, 306

Moździerz I/111, 177—179

Nadziarno I/25, 88, 127, 128; IV/4, 12, 18, 30

Naftalina III/195—197

Napięcie powierzchniowe II/120—123, 130, 132—134, 139—142

Norja III/297

Oczko ptasie — sortyment I/22

Odpady I/122; II/63, 64, 80—83; III/8, 9, 290—299; IV/50, 80, 82, 84, 140, 159

Odparowanie II/4, 161—163, 165

Odpylanie III/47—49, 52, 53, 56, 68, 70—72, 75, 80, 304; IV/24, 141

Odwadnianie III/1, 4—13, 24; IV/3, 13, 21, 84, 87, 88, 91—94, 119—121, 172

Okrętowy — sortyment I/22

Olej antracenowy III/193, 195, 197

„ karbolowy III/195

„ kreozotowy III/193, 195, 197

„ naftalinowy III/195

Orzech — sortyment I/21, 22, 52; IV/162—164, 166

Orzeszek — sortyment I/21

Osadniki II/49, 52, 114; IV/34

Osadzanie szlamów III/4, 6, 13; IV/81

„ w powietrzu I/87

„ w wodzie I/13, 19, 67, 68, 73; II/45, 47, 61, 62; III/303; IV/13

Oświetlanie wód I/14, 73, 85; III/4, 6, 16

Pak węglowy III/43, 54, 78, 80, 81, 115, 117—120, 126, 161, 184, 193, 196, 197, 199

Panwie do warzenia soli II/169

„ rozcierające I/171, 172, 175

Parafina III/198, 199

Peptyzacja II/136, 138, 145

Płókanie I/10, 16, 23, 26, 64, 74, 77, 101; II/16, 30, 34—37, 39, 46, 49, 80, 109, 110, 114; III/75, 155, 162; IV/48, 78—80, 82, 84—86, 119, 120, 139—144

Pogłębiarka I/108

Popiół I/8, 20, 94, 118; II/14, 36; III/141; IV/48, 51, 143, 144, 148, 160, 172, 174, 175

Pościel II/52—54, 60, 63

Prasy brykietowe III/98, 99, 104, 107—109, 119—123

Prażenie II/5; IV/146

Prędkość opadania w powietrzu I/87; 90; II/84, 85

Prędkość opadania w wodzie II/30—33, 36, 42, 43, 56, 59, 61—63, 79, 85; IV/32, 35

Prób branie i pomniejszanie III/317—324; IV/25, 150

Produkt przejściowy (pośredni) I/13, 122, 129; II/2; III/234; IV/9, 10, 40—42, 59—61, 68, 139

Proszkowanie I/111, 112

Przebieganie II/6, 9, 12; III/234, 235

Przecieranie I/58, 96, 100, 103, 107, 111

Przemywanie I/96, 99—101, 103, 105—108; II/1, 4, 16; III/303
 Przesiewacze I/25—67, 74, 107, 108; II/86, 100; IV/84—87, 90, 92, 93
 Przesuwnice wagonów III/287—289
 Przetoki wagonów III/287
 Przyrząd kaskadowy (Harvey'a) II/147, 154, 155; IV/83, 85
 Pulweryzator I/111, 135, 160, 203, 204, 206; III/49, 81, 96
 Pumeksowanie rtęci II/177
 Pył I/87, 90; III/2, 5, 44, 47—62, 64—74, 113, 145, 303; IV/12, 22, 30, 45, 87, 94, 143, 145, 146, 172

Rafinowanie II/182, 184, 187
Reagenty II/118, 132, 136, 139, 143, 145, 146, 151, 156, 158
Regenerator Siemens III/164
Rekuperator III/165, 166, 168, 181
Reo (płóczka) II/77, 80, 81
Równia pochyła II/23—25
Rozcieranie I/107, 111, 112, 134, 140, 152, 153, 169, 194; IV/4, 30
Rozcinanie I/112
Rozczłonkowanie operacji IV/18—23, 26, 87
Rozdrabianie I/110—112, 118, 121, 123, 126, 127, 129—136, 144, 149, 150, 152, 153, 169, 176, 179, 180, 183, 185, 194—196, 198, 199, 206; II/1, 3, 7—9, 17, 105, 207; III/21, 207, 264, 277, 278, 307, 322; IV/4, 9—19, 22, 24, 26, 30—32, 79, 81, 84—91, 93, 119—122, 146, 159
Rozgniatanie I/111, 112, 124; IV/4
Rozłupywanie I/112, 115, 134, 194, 195; IV/4
Rozpylacze I/111
Rozrywanie I/112, 134; IV/4
Rudy antymonu I/97
 " arsenu I/97; IV/152, 156
 " cynkowe I/10, 18, 24, 73, 97, 116, 123, 179; IV/22, 56, 67, 94, 95, 98
 " cynowo-wolframowe I/179
 " miedzi I/7, 18, 20, 22, 73, 97, 116, 117, 181, 194; II/7, 8, 16, 18, 59, 110, 144, 154, 171; III/143, 304, 310; IV/83, 97, 124, 153
 " ołowiano-cynkowe IV/67
 " ołowiu I/18, 24, 97, 116, 123, 179; II/7, 8, 86; III/143; IV/22, 57, 63,

64, 68, 71, 74, 97—99, 124, 127, 128
Rudy platyny I/18, 91
 " rtęci I/97
 " srebra I/169, 172; II/4, 7, 86, 103, 171, 179, 183, 186, 192, 206; IV/97, 98
 " wolframu I/187; IV/35
 " złota I/18, 22, 73, 87, 91, 113, 117, 123, 125—127, 155, 158, 166, 168, 169, 179, 180, 187, 189, 190; II/4, 8, 17, 86, 102, 171, 174, 176, 178, 179, 185, 204, 206; III/14, 47, 53, 54, 83, 272, 320, 321; IV/35, 106, 124, 140, 152—157
 " żelaza I/6—8, 17, 18, 20, 57, 73, 91, 92, 95, 97, 100, 104, 108, 109, 116, 117, 137, 144, 152, 187, 189; II/16, 61, 88, 89, 103, 209—211; III/1 8, 10, 17, 61, 70, 77, 78, 100, 138, 139, 143, 146, 240, 282, 305—307, 312; IV/56, 124

Rury transportowe III/255
Ryż — sortyment I/22

Saponina II/134, 142
Sapropel III/199, 200
Schemat ilościowy operacji IV/6, 43
 " jakościowy operacji IV/5, 8
 " szlamowy IV/7
 " sieci przyrządów IV/4, 78, 93
Separatory elektro - magnetyczne I/89, 90; II/15, 18, 87, 89, 92, 93, 95—105; III/312
 " odśrodkowe I/89, 90; II/23, 26, 27, 87
 " powietrzne I/89; II/15, 17, 47
 " spiralne II/23, 27, 29, 30; III/32

Sita I/25—29, 32, 37—57, 59—61, 63, 64, 66, 67, 74; III/7, 8, 303; IV/5, 12, 34
Skala klasyfikacji I/23, 24; II/34—36, 38, 86; IV/31—34, 40, 43, 51
 " rozdrabiania I/110, 123—125, 130, 133—135, 137, 140, 143, 149, 158, 160, 164—166, 168, 169, 175, 178, 182, 183, 185, 186, 188, 191, 196, 201, 205; III/321; IV/9, 11, 19, 26, 30, 42, 50

Skipy III/222—224, 226—228
Skruber III/191—193

Skrzynie zastrzone (śpiczaste) I/69, 73, 77, 81—85, 187; II/14, 15, 45—48, 118, 147, 148, 152; III/16—18, 235; IV/13, 38, 39, 78, 80

Skupienie materiałów III/261

Smoła węglowa III/184—186, 189, 192, 193, 198

Sortymenty I/10—12, 14, 19—22, 25, 32, 34, 50—53, 54; III/76, 77; IV/162—166

Spiekanie I/8, 20, 206; II/5; III/76, 78, 92, 97, 138, 141, 143—145, 147, 151, 154, 161, 177, 178, 304

Sposób Chance'a II/81

Stacje doświadczalne I/15; II/81; III/234, 316; IV/25, 26

Stępy, patrz Tłuczki

Stoły amalgamacyjne II/173, 174

„ do przebijania rudy II/9, 11, 13

„ koncentracyjne (płótkowe) II/63, 66—72, 78; III/9, 234; IV/78, 80—82, 87, 140

Stopień rozdrabniania I/110, 140, 145, 152, 157—159, 166, 179, 183, 185; II/41, 187, 207, 212; III/316

„ ekstrakcji IV/52

„ rozluźniania I/91, 92, 113, 114, 116—124, 129, 131; IV/9, 35

„ wzbogacania IV/45, 49, 51, 66, 70, 72, 75, 77, 95—97, 123, 128, 129, 132

„ zmniejszenia IV/95, 117

Substancje wiążące (brykiety) III/100; 101, 103, 110, 111, 113, 115, 116, 119, 136;

Suszenie III/4, 6, 31—33, 36—39, 50, 55, 63, 65, 67, 75, 84, 96, 99, 100, 104, 106, 107, 116, 120, 135—137, 208, 309; IV/3, 23, 88, 89, 91, 94, 120

Szlam I/73, 85, 105; III/2—6, 8, 13, 14, 16, 19—21, 54—56, 258, 259, 297, IV/11, 12, 21, 23, 30, 45, 87, 89, 94, 139, 143, 144, 148, 172

Szlichty I/103, 122; II/103, 157, 178, 211; III/10, 11, 20, 21, 77, 78, 81, 84, 89, 97, 100, 104, 107, 125, 139—146, 151, 234, 235, 282; IV/11, 120, 121

Szluzu (do przemywania) I/101; II/66, 178; III/14

Szpickasteny, patrz Skrzynie zastrzone

Ścieranie I/51, 92, 111, 112, 116; III/49, 265

Śruby transportowe III/80, 107, 241, 248, 249, 258, 285, 297

Tanina II/142

Tarcze zasilające II/68; III/279

Taśmy bez końca I/26, 64; III/12

„ odwadniające III/15, 18;

„ sortownicze II/10, 13, 84; III/241; IV/162

„ transportowe I/28, 67; II/11—14; III/234, 241, 298, 323; IV/121, 161

Terpentyna II/118, 134

Tężnia II/168

Tłuczki I/111, 172, 176—183, 187, 190, 202; II/172, 173, 177, 178, 185; III/14, 50, 232, 233, 263, 264, 275, 278, 303, 307; IV/81, 156, 159

Toluol III/194, 195

Trafarety I/101—103, 106; II/178

Transporter IV/4

Układanie schematów IV/12, 78

Uławianie pyłu III/48, 49, 52—62, 64, 67, 68, 145

Usuwanie odpadów na zwały III/290—297; IV/119

Vanner II/71—75, 78; IV/39, 40, 81, 83, 84

Vortex I/76, 77, 80

Wagi III/83, 290, 323; IV/88

Walce do wygniatania materiału do brykietowania III/104, 105

Walce kruszące I/114, 133, 134, 144—153, 155, 156, 160, 161, 163, 166, 181, 196, 197; II/25, 107; III/49, 96, 121, 179, 263, 275, 279, 280, 303, 321; IV/10, 30, 88, 121, 159

Walce (wieże) odwadniające III/12—14

Warzelnie soli II/168, 169

Wibratory I/52—55, 159; III/50

Wody szlamowe III/2—6, 12—19, 27; IV/21, 93

Współczynnik międzyprześciowy II/40, 41

„ rozluźniania I/35, 47

„ równopadania II/33—36, 40—43, 62, 63, 79, 85; IV/42, 49, 51

„ wzbogacania IV/70—77, 133, 139, 151, 174, 175

Współczynnik światła sit I/37, 38, 58,
107

„ załadowania I/35, 37, 47,
50, 61; II/10

Wyładowanie III/82, 203—218, 222—
228, 230, 231; IV/121

Wypalanie III/99, 100, 110, 137

Wywroty III/213—219, 221—223

Zakłady badawcze IV/25

Załadowanie naczyń wysyłkowych
III/208, 210

Ząbek — sortyment I/21

Zasilacze III/83, 217, 253, 274—282;
IV/91, 93

Zbiorniki III/262—268; IV/4, 88, 93

Zespolenie operacyj IV/13, 15, 16
Zgęszczanie I/14; III/4, 6, 13—19, 22;
IV/78—80, 84—86, 88, 89, 91, 93

„Ziarnko I“ — sortyment I/21

„Ziarnko II“ — sortyment I/21

Zrosty I/122; II/83; IV/40, 140

Zwietrzanie I/14, 115, 116

Zwilżanie II/121—138; III/83—85, 87,
104

Żarna I/135, 171, 173

Żłoby przemysłowe I/101—108; II/66,
118

Żłoby transportowe III/239—248, 255—
258, 271

INDEKS NAZWISK I FIRM¹⁾

Allgemeine Brikettierungs-Gesellschaft
III/85, 92, 98, 100, 103, 104, 107, 119,
179, 197

Allard II/20—22

Allians I/193; III/11

Allis Chalmers I/53, 54, 63, 76, 104,
142, 143, 147, 164, 186, 189; II/64,
65

Appolt III/158

Archimedes II/82, 107; III/241, 249, 258,
285, 297

Astaszew I/105

Atkins I/87

Austin I/142

Bagratiow II/184

Baum I/38, 45; II/38, 49—51; III/7, 15,
18, 316

Beth III/59—63

Biéatrix III/42—44, 107

Bilharz II/59

Blaes III/69 72

Blake I/134—139, 142, 143, 153, 181;
II/68, 103; III/49, 233, 263, 321; IV/30,
32, 124, 156

Blake-Morcher II/103, 104

Blanc IV/43—52, 54—56

Bork (K&K) II/151, 152

Bradford II/116, 119

Bradley I/158

Breitfeld & Danek I/33, 36, 37, 41, 56

Briart I/30, 31

Briner IV/51

Broadbridge II/149; IV/84

Brown II/190, 203

Brunk III/167, 173

Bryan I/166

Bunzen III/169

Burt III/28

Butters III/24, 25, 27, 29, 272

Caldecott III/16, 17

Callow I/66, 67, 74, 79, 80, 84—86, 90,
191; II/17, 116, 147, 153, 154, 156;
III/16, 18; IV/140

Cardo IV/81

Carlson II/86

Carr I/201, 202; III/162

Cattermole II/114—116

Chambers I/30

Chance II/81—84, 158

Chapman II/156; IV/139

Christensen I/70—72; IV/37

Coppe III/159, 160, 165, 168, 173

Cornet II/13; III/283—286, 290, 316

Cost III/82

Couffinhal III/126—128

Cox I/45; II/21

Craig II/69, 73, 78, 87

Crilley Thomas II/119

De-Bavay II/116

Dehne III/28, 29, 199

Delcassé II/90

Delpart & Fromont II/116

Diehl-Sulman II/186, 197

Diesel III/199

Dings II/93—95

Distl-Susky I/32, 35—37

Ditsch III/87, 93, 137

Doelber-Huff II/104—106

Dodge I/135, 137, 139—141; III/49

Dorr I/86, 87; II/157, 158

Dorsten III/124, 125

Dwight & Lloyd II/211, 212; III/97, 143,
144, 148—151; IV/146

Edison I/88, 89, 152, 154; II/17

Eklington II/184

Ekof IV/143

Ekster III/122—124

¹⁾ Do pisowni niektórych nazwisk w t. I i II niniejszego dzieła wkradły się błędy, które częściowo zostały sprostowane w poniższym indeksie.

- Eliot II/77
 Elmore II/108, 110—114, 116; IV/143
 Elspass I/141
 Elsner II/196
 Embrey(vanner) II/71—73, 75, 78
 Emerick I/153, 158
 Evans Waddell I/164, 166, 167, 175, 180;
 III/263
 Everson II/119, 155

F
 Ferraris I/43, 45, 46, 48; II/69, 73, 78;
 III/279
 France Focquet II/77
 Franke III/131, 142
 Frénier III/259, 260
 Frisbee Lucop I/153, 155

G
 Gall III/270, 274
 Gates I/134, 142—145, 198; III/49
 Gayford IV/145
 Geisler III/82
 Glatzel II/110
 Grankin IV/139
 Greenavalt II/211, 212; III/81, 84, 94,
 97, 143—146, 149—151, 235
 Griffin I/153, 158, 172
 Gröndal II/90, 91, 95, 96, 211; III/84,
 93, 97, 101, 107, 125, 126, 137, 139,
 140, 142, 143, 150, 151, 312
 Grüner III/113, 114, 154, 160

H
 Haase III/64, 65, 68
 Hancock II/59, 60, 64
 Harding I/190—194; III/313; IV/78, 90,
 91, 93
 Harvey II/146, 147, 154, 155; IV/83, 85
 Harwood II/144
 Haynes II/119
 Hed-Wrighton I/176
 Hendryx II/198
 Henry III/314, 315; IV/43, 44, 46—54,
 56, 60, 64, 65, 67, 70, 126
 Hock IV/139
 Hoffmann III/87, 94, 137, 151
 Hooper II/86
 Hoover II/116, 117, 147—151, 153, 154,
 156; IV/83, 87, 88
 Humboldt I/39, 40, 44, 45, 56, 108, 109,
 161, 167, 171, 195, 198; II/38, 53, 60,
 61, 68, 72, 95, 96; III/7, 12, 13, 256,
 268, 279, 311; IV/83
 Hunt III/29, 31

 Huntington I/134, 153, 155, 157—159,
 164, 172
 Huntington-Heberle III/143

J
 Janney II/152
 Jeffrey I/38, 196, 197, 203—206
 Jones-Belmont II/154

K
 Kamarnicki I/106
 Karlik II/15; III/216
 Kelly II/191; III/26—28, 31
 Kenk I/102
 Kent I/153, 155
 Kirsch IV/163
 Köhl-Simon II/15
 Kolbe Rudolf II/21, 22
 Kolumb II/108
 Kominor I/184, 186, 187
 Körting III/193
 Kremer I/38, 39; III/215
 Krom II/86
 Krupp I/31, 78, 146, 165, 178, 185, 187;
 II/53, 74, 76, 100—102; III/236
 Kurakow IV/139

L
 Lane I/153, 166, 168, 180
 Laue I/39, 45
 Lecnique I/56, 57
 Lewenson III/243
 Linkenbach I/132; II/74, 78, 114
 Livingston-Sulman II/108
 Locke IV/145
 Louis II/174
 Lyster II/155

Ł
 Łoziński II/26

M
 Marcus I/43, 45; III/8, 243—248, 269,
 271, 296
 McArthur Forrest II/184, 193, 195,
 204
 McCully I/142, 144, 145
 McQuisten II/116, 130, 131, 146
 Mayer-Schranz IV/139, 142
 Meller III/136, 138
 Merrill III/29
 „Mineral-Separation“ II/108, 116, 146;
 IV/143
 Moor III/23, 27, 29
 Mott IV/139
 Mumford & Moodie I/89; II/15
 Murex II/116

Nagel I/175; III/83
National Compressed Fuel III/132
Nevaygo I/52, 53
Nissen I/176, 178, 182

Ohrenstein & Spitzer I/173
Oliver II/157; III/29—31
Otto Hoffmann III/159, 160, 168, 172—174, 192, 194
Ovoca I/87
Owen II/155

Paddock II/86
Pape-Henneberg I/90; II/18, 87
Pardee II/27—29
Perré I/58
Petersen IV/139
Pfeiffer III/136, 138
Phelps Dodge IV/141
Phillips III/223
Plattner II/206
Plucker II/90
Polysius I/175
Potter II/116
Power & Mining Machinery I/144—146, 149, 157—159

Rattel II/48
Redlich I/173
Reisert III/83
Reiter III/83
Richards I/70—72, 76—78, 80, 81, 132; II/35, 36, 39, 40, 44, 46, 48, 58, 59, 62, 63, 174; III/320; IV/31, 32, 40
Ridgeway III/29, 31
Rittinger I/23, 67, 70—72, 78, 79, 81—84, 132; II/18, 31, 32, 36, 38, 39, 45, 46, 48, 61, 79, 84, 114; IV/35, 40
Robins II/11, 12; III/270, 271, 298, 323
Ronay III/99, 101, 103, 104
Rowand (Wetherill-) II/99

Samson I/140, 141
Scheithauer III/112
Schennen II/48
Schilling III/181
Schüchtermann & Kremer I/38, 39; III/129, 215
Schultz III/51, 56, 58, 59

Schumacher III/93, 99, 126
Schwidtal I/42, 45
Seales II/155
Seck III/60
Segner II/189; III/272
Sell II/89
Seltner I/30, 32, 33, 34, 37, 41, 42, 45, 50, 51
Shellsheav II/155
Siemens III/164
Siemens & Halske II/184, 193—195
Smith I/184, 186—188
Sorel III/116
Stadnikow IV/139
Stein II/70, 73, 74, 78
Stokes I/71, 72; II/43; IV/39
Sturtevant I/52, 53, 55, 153, 155—157, 170, 171, 173—175, 199—201, 204
Sullmann II/125, 127, 137, 138
Sürman III/132
Sutton II/86

Tavener II/195
Tigler III/130—132, 134
Trent II/160
Truszelewicz IV/139
Trylor I/136—139

Ulrich II/100, 101

Vezin I/152; III/320—322

Wagner II/103
Wall II/89
Weber-Seidler III/82
Weiskopf III/144
Weisbein III/131
Wetherill II/89, 97—101
White III/126
Wilfley I/66, 160; II/66, 68—72, 78, 211; IV/39, 83—85, 87, 90, 92

Yeadon III/129—132
Young IV/145

Zeit III/31, 44, 45, 51
Ziegler & Fellner III/94, 142
Zimmer III/50, 243—245, 271

OMYŁKI DRUKU i UZUPEŁNIENIA.

Str.	Wiersz	Zamiast	Winno być
1	9 od góry	mieszczący	mieszczących
2	8 " "	Mercur	Mercur
26	9 od dołu	nie ekono-	nieekono-
27	18 od góry	określenie	określenia
28	6 " "	o średnicy	od średnicy
32	do wiersza 20 od góry dodać: „na rys. 28 punkty d i a nie są oznaczone; odpowiednio punkty d leżą na osi odciętych, punkty zaś a na charakterystyce“.		
32	22 od góry	Op i pp_1	Op_1
33	rys. 28 dla rzędnej $y = 25\%$	p_1 i q_1	p'_1 i q'_1
33	4 od dołu	$\sqrt{q}$	v_{kw}
33	3 " "	$\sqrt{c}$	v_{pir}
34	15 od góry	odliczenie	odczytano
34	12 od dołu	p'_1 q'_1 d'_2	p'_1 , q'_1 , d'_1
37	13 " " (4 rubr. tablicy)	71,04	71,40
37	6 od dołu	$v = 133,6\sqrt{d} = 36$	$v = 133,6\sqrt{d} - 36$
37	6 " "	$v = 216\sqrt{d} = 41$	$v = 216\sqrt{d} - 41$
38	4 " "	szereg linii	szereg linii
38	2 " "	$\sqrt{\frac{\delta_1 - 1}{\delta_2 - 1}}$	$\sqrt{\frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1}}$
52	16 od góry	$\oint \frac{\lambda \cdot d\gamma}{\gamma_1 - \gamma} = \psi(\lambda)$	$\oint \frac{\lambda \cdot d\gamma}{1 - \gamma} = \psi(\lambda)$
55	16 od dołu	na której	na których
70	3 od góry	pasu	pasa
72	10 od dołu	$K = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\gamma_t(\beta - \alpha)}$	$K = \frac{\gamma(\beta - \alpha)}{\gamma_t(\beta_t - \alpha)}$
76	15 od góry	krzywa	krzywa λ
80	8 " "	hadenbergit	hedenbergit
80	17 od dołu	rodochryzytu	rodochryzytu
89	3 i 4 od góry	charakreru	charakteru
95	11 od góry	zwiększa	zwiększa się
100	1 " "	najniższa	najniższą
102	20 " "	AB	AB (rys. 74—75)
102	12 od dołu	na III wykresie	na III wykresie (rys. 76)
117	15 " "	b'	b_1

127 3 od góry

131 12 „ „

134 9 „ „

137 18 od góry

148 7 od dołu

149 15 od góry

154 10 od dołu

155 1 od góry

porównuje
postępowaliśmy

$$E = P_{\gamma} (m \beta + n) -$$

$$- \left[\frac{1}{\gamma} (A + B) + tL \right]$$

być
zastowanie
przodku
mają rozciągłość
dolnaporównujemy
postępowalibyśmy

$$E = P_{\gamma} \left[(m \beta + n) - \right.$$

$$\left. - \frac{1}{\gamma} (A + B) - tL \right]$$

być on
zastosowanie
w przodku
znane są na przestrzeni
silna

BIBLIOTEKA
G Ł O W N A



AKADEMII
GÓRNICZO
HUTNICZEJ

4620

Nie
wypożycza się
NLB 4058