

HENRYK CZECZOTT

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

PRZERÓBKA MECHANICZNA
UŻYTECZNYCH CIAŁ KOPALNYCH

CZEŚĆ I-SZA

TOM II.

WZBOGACANIE

KRAKÓW

NAKŁADEM KOMITETU WYDAWNICZEGO DZIEŁ ŚP. PROF. HENRYKA CZECZOTTA

1931



5031

Egz. Archiwalny

OD KOMITETU WYDAWNICZEGO.

Komitet Wydawniczy Dzieł ś. p. Prof. Henryka Czeczotta zaznacza, że tom niniejszy jest wydany dzięki zasiłkowi Funduszu Kultury Narodowej oraz przy poparciu finansowem Przemysłu Węglowego.

W imieniu Komitetu Wydawniczego:

Karol Bohdanowicz

Aleksander Ciszewski

Kazimierz Doborzyński

Stanisław Rażniewski

Henryk Wojewódzki.



CZĘŚĆ I-SZA (CIĄG DALSZY)

OPERACJE PRZERÓBKI MECHANICZNEJ

A. OPERACJE ZASADNICZE PRZERÓBKI MECHANICZNEJ (CIĄG DALSZY).

III. MECHANICZNE SPOSOBY WZBOGACANIA

IV. CHEMICZNE SPOSOBY WZBOGACANIA.

PRZEDMOWA DO TOMU DRUGIEGO.

Tom II-gi „Przeróbki mechanicznej użytecznych ciał kopalnych“ różni się od wydania rosyjskiego tegoż dzieła ¹⁾ tem, że:

§§ 4—6 uzupełniono, opierając się na następujących pracach autora:

1) „Sortownictwo węgla kamiennych“, str. 36, rys. 65, odbitka z „Przeglądu Technicznego“, Warszawa 1927 r.

2) „Skrót kursu przeróbki mechanicznej użytecznych ciał kopalnych. Węgiel“, str. 88, tab. 49, wyd. litograf. w jęz. ros. stud. Instytutu Górniczego w Petersburgu z r. 1909.

3) „Wykłady przeróbki mechanicznej w Akademji Górniczej w Krakowie“, str. 97, rękopis z r. 1923.

§ 9 („Flotacja“) zastąpiono pracami autora:

1) „Flotacja czyli wzbogacanie przez wsypywanie“, str. 20, rys. 20. „Przegląd Górniczo-Hutniczy“, 1925 r. Nr. 1, 2 i 3.

2) „Technika flotacji“, str. 15, rękopis w jęz. ros. z 1922 i w jęz. polskim z r. 1924.

3) „Sortownictwo węgla kamiennych“, odbitka z „Przeglądu Technicznego“, Warszawa 1927.

Oznaczenia przy rysunkach:

s -- wzięty z pracy „Sortownictwo węgla kamiennych“;

* „ „ „ „ „Skrót kursu przeróbki mechanicznej“;

p -- „ „ „ „ „Flotacja czyli wzbogacanie przez wsypywanie“;

r — „ „ „ „ „Technika flotacji“.

Zmiany te i uzupełnienia spowodowały, że tom II-gi został znacznie rozszerzony, a dotyczy to przede wszystkim § 9 („Flotacja“). Egzemplarz rosyjski tego tomu posiada str. 152 i rys. 104, polski zaś został powiększony do str. 212 i rys. 156.

Redakcja.

¹⁾ „Обогащение полезных ископаемых“ выпуск II и III. Ленинград 1925.

SPIS RZECZY.

| | Str. |
|--|------|
| Od Komitetu Wydawniczego | V |
| Przedmowa do tomu drugiego | IX |
| Spis rzeczy | XI |
| Rozdział III. Wzbogacanie (sortowanie podług składu) | 1 |
| § 1. Założenia ogólne | 1 |
| <i>Określenia</i> | 1 |
| <i>Proces wzbogacania</i> | 1 |
| <i>Zasady wzbogacania</i> | 3 |
| Mechaniczne sposoby wzbogacania | 3 |
| Chemiczne sposoby wzbogacania | 4 |
| A. Mechaniczne sposoby wzbogacania | 6 |
| § 2. 1. Wzbogacanie ręczne | 6 |
| <i>Zasady wzbogacania</i> | 6 |
| <i>Zastosowanie</i> | 6 |
| <i>Proces przebierania rudy i przyrządy</i> | 8 |
| Stoły do przebierania | 9 |
| Stoły prostolinijne | 12 |
| Stoły okrągłe | 13 |
| § 3. 2. Wzbogacanie podług wielkości ziarn | 14 |
| <i>Zasady wzbogacania</i> | 14 |
| <i>Zastosowanie</i> | 14 |
| § 4. 3. Wzbogacanie podług kształtu | 18 |
| <i>Zasady wzbogacania i zastosowanie</i> | 18 |
| <i>Przyrządy</i> | 19 |
| Przesiewacze daszkowe | 19 |
| Rusztowe przesiewacze Allard'a | 20 |
| Przesiewacz Cox'a | 21 |
| Przesiewacz bębnowy Rudolfa-Kolbe | 21 |
| § 5. 4. Wzbogacanie podług wielkości tarcia | 22 |
| <i>Zasady wzbogacania</i> | 22 |
| <i>Przyrządy</i> | 23 |
| 1. Równia pochyła | 23 |
| 2. Separator odśrodkowy | 26 |
| 3. Separator spiralny lub ślimaczy Pardee | 27 |
| § 6. 5. Wzbogacanie podług ciężaru gatunkowego | 30 |
| 1. <i>Mokry proces wzbogacania czyli płókanie</i> | 30 |
| <i>Zasady płókania</i> | 30 |
| A. Rozdzielanie podług prędkości | 31 |
| Prawo Rittingera | 31 |

| | Str |
|---|-----------|
| Graficzne przedstawienie prawa Rittingera | 32 |
| Współczynnik równopadania | 33 |
| Przykłady i schematy płókania i sortowania | 34 |
| Opadanie skrępowane | 36 |
| System płókania niemiecki i angielski | 37 |
| Współczynnik międzyprześciowy | 40 |
| B. Rozdzielanie podług wielkości ziarn | 41 |
| Różnica pomiędzy klasyfikacją suchą i mokrą | 41 |
| Skala prędkości i warunek wzbogacania | 43 |
| Terminologia | 45 |
| <i>Osadzanie czyli wzbogacanie podług prędkości opadania</i> | <i>49</i> |
| A. Maszyny płóczkowe z rzeszotem nieruchomem | 49 |
| 1. Maszyny tłokowe | 49 |
| Usuwanie koncentratów | 51 |
| A. W maszynach do klas grubszych | 51 |
| B. W maszynach do klas drobnych | 52 |
| Mechanizm poruszający | 54 |
| A. Mechanizm przyspieszający | 54 |
| B. Mechanizm mimośrodowy | 55 |
| 2. Pulsator Richards'a | 58 |
| B. Maszyny z rzeszotem ruchomem | 59 |
| <i>Zastosowanie</i> | <i>60</i> |
| Koncentracja | 63 |
| I. Stoły płóczkowe z powierzchnią o ruchu wahadłowym | 66 |
| 1. Stół Wilfley'a | 68 |
| 2. Stół Humboldt'a | 68 |
| 3. Stół Ferraris | 69 |
| 4. Stół Craig'a | 69 |
| II. Stoły płóczkowe z powierzchnią posuwistą | 70 |
| a) Stoły prostokątne | 70 |
| 1. Stół Steina | 70 |
| 2. Amerykańskie Vannery | 71 |
| b) Stoły okrągłe | 73 |
| III. Stoły płóczkowe o powierzchni nieruchomej | 73 |
| Stół okrągły Linkenbacha | 74 |
| <i>Płóczka Reo</i> | <i>77</i> |
| <i>Sortowanie podług ciężarów gatunkowych w ciężkich cieczach (sposób Chance'a)</i> | <i>81</i> |
| II. Wzbogacanie powietrzne | 84 |
| 1. Rozdzielenie podług prędkości | 84 |
| 2. Rozdzielenie podług wielkości | 87 |
| § 7. 6. Wzbogacanie elektro-magnetyczne | 87 |
| <i>Zasady działania i zastosowanie</i> | <i>87</i> |
| Separatory elektro-magnetyczne | 89 |
| I. Separatory do minerałów silnie magnetycznych | 91 |
| 1. Separator Gröndala Nr. 5 | 91 |
| 2. Separatory walcowe | 93 |
| 3. Separator walcowy Humboldt'a | 95 |
| II. Separatory do minerałów słabo magnetycznych | 97 |
| 1. Separator Wetherill'a | 97 |
| 2. Separator Ullricha | 100 |

| | Str. |
|--|------|
| § 8. 7. Wzbogacanie elektro-statyczne | 102 |
| <i>Zasada działania</i> | 102 |
| <i>Zastosowanie</i> | 102 |
| <i>Przyrządy</i> | 103 |
| 1. Separator Blake-Morcher'a | 103 |
| 2. Separator Doelber-Huff'a | 104 |
| §. 9. 8. Flotacja (wzbogacanie przez wsplywanie) | 107 |
| <i>Wstęp</i> | 107 |
| I. <i>Ogólne zasady flotacji i etapy rozwoju</i> | 108 |
| 1. Sposób Elmore-oil-bulk process | 108 |
| 2. Sposób granulacji Cattermole | 114 |
| 3. Proces flotacyjny z wytwarzaniem piany | 114 |
| 4. Inne sposoby flotacyjne | 116 |
| 5. Sposób Mineral Separation i przyrząd Hoover'a | 116 |
| II. <i>Teoria flotacji</i> | 120 |
| 1. Napięcie błonki powierzchniowej | 120 |
| 2. Zjawisko zwilżalności i napięcie powierzchniowe | 121 |
| 3. Stopień zwilżania i kąt skrajny | 123 |
| 4. Histerezis kąta skrajnego | 125 |
| 5. Warunki wsplywania | 127 |
| 6. Flotacja powierzchniowa | 130 |
| 7. Procesy flotacyjne z wytwarzaniem piany | 131 |
| 8. Rola dodawanych reagentów | 132 |
| 9. Adsorbcja | 133 |
| 10. Rola rozpuszczalnych ciał organicznych i siarczków | 134 |
| 11. Rola nierozpuszczalnych olejów mineralnych | 135 |
| 12. Rola kwasów i alkali | 135 |
| 13. Granica kątowna zwilżalności i zwilżalność absolutna | 136 |
| 14. Peptyzacja i flokulacja | 136 |
| 15. Wpływ rozdrabiania | 138 |
| 16. Warunki wytwarzania piany | 139 |
| 17. Własności piany | 141 |
| 18. Flotacja różniczkowa | 143 |
| III. <i>Technika procesu flotacyjnego</i> | 146 |
| I. <i>Przyrządy flotacyjne</i> | 146 |
| 1. Przyrząd Hoover'a | 147 |
| 2. Przyrząd Borka (lub K&K) | 151 |
| 3. Przyrząd Callow'a | 153 |
| 4. Przyrząd Jones-Belmont'a | 154 |
| 5. Przyrządy z aeracją ssącą. Przyrząd Harwey'a | 154 |
| 2. <i>Bieg operacji</i> | 156 |
| 1. Mieszanie z reaktywami | 156 |
| 2. Wzbogacanie powtórne | 156 |
| 3. Przeróbka piany i koncentratów | 157 |
| IV. <i>Ogólny zarys flotacji węgla kamiennych</i> | 158 |
| Rozdział IV. Wzbogacanie (ciąg dalszy) | 161 |
| B. <i>Chemiczne sposoby wzbogacania</i> | 161 |
| I. <i>Mokre sposoby wzbogacania chemicznego</i> | 161 |
| § 1. <i>Przeróbka soli (halurgia)</i> | 161 |
| <i>Ługowanie</i> | 162 |
| Woda morska | 162 |

| | Str. |
|--|------|
| Woda słonych jezior | 162 |
| Źródła solankowe | 163 |
| Sztuczne wylugowanie | 163 |
| Ługownie | 164 |
| <i>Odparowanie</i> | 165 |
| Złoża soli kamiennej | 165 |
| Otrzymywanie soli z wody morskiej | 166 |
| Koncentracja słabych solanek ze źródeł solankowych | 168 |
| Warzenie soli | 169 |
| Mechaniczne sposoby wzbogacania soli | 170 |
| Mokra chemiczna przeróbka rud (hydrometalurgia) | 170 |
| § 2. 1. Amalgamowanie | 171 |
| <i>Zasady amalgamowania. Amalgamat i jego własności</i> | 171 |
| <i>Amalgamowanie rud złota</i> | 172 |
| Amalgamowanie wewnętrzne | 172 |
| Amalgamowanie zewnętrzne | 173 |
| Znaczenie wewnętrznego i zewnętrznego amalgamowania | 175 |
| Pomyślne wyniki amalgamowania | 176 |
| Przeróbka resztek amalgamatu | 177 |
| Typy rud złota, mogące podlegać amalgamacji | 178 |
| <i>Amalgamowanie rud srebra</i> | 179 |
| Odparowanie amalgamatu | 183 |
| § 3. 2. Cyjanizacja | 184 |
| <i>Zasada cyjanizacji i zastosowanie</i> | 184 |
| <i>Proces cyjanizacji</i> | 187 |
| <i>Proces piaskowy</i> | 187 |
| <i>Proces ilowy</i> | 189 |
| <i>Proces ługowania</i> | 191 |
| Zobojętnianie kwaśnych piasków zasadami | 191 |
| Przeróbka rozczykami | 192 |
| <i>Stadium drugie. Osadzanie złota z rozczyków</i> | 193 |
| <i>Stadium trzecie. Przeróbka osadów</i> | 195 |
| § 4. Ekstrakcja złota i srebra przy zastosowaniu cyjanizacji | 195 |
| A. <i>Ogólne warunki rozpuszczalności Au i Ag w rozczykach KCN</i> | 196 |
| 1. Rola tlenu i jego ilość | 196 |
| 2. Stopień koncentracji roztworów | 197 |
| 3. Temperatura i ciśnienie | 198 |
| 4. Kształt ziarn | 198 |
| 5. Jakość cyjanku | 199 |
| 6. Wpływ domieszek postronnych | 199 |
| 7. Cyjanizacja pirytów | 200 |
| B. <i>Warunki pomyślnego procesu cyjanizacji piasków</i> | 201 |
| 1. Przygotowanie materiału | 202 |
| 2. Załadowanie kadzi | 202 |
| 3. Sposób doprowadzania i oddzielania roztworów | 202 |
| C. <i>Warunki pomyślnego procesu cyjanizacji ilów</i> | 203 |
| 1. Przystosowanie pasywnych własności ilów | 203 |
| 2. Wzmocnienie aktywnego działania roztworów | 203 |
| 3. Stężenie roztworów | 203 |
| 4. Ilość tlenu | 203 |
| 5. Stosunek ilości roztworu do cząstek stałych ilów | 203 |
| D. <i>Warunki osadzania złota sposobem Mc.Arthura Forresta</i> | 204 |

| | Str. |
|---|------|
| § 5. 3. Chlorynacja | 206 |
| 1. Chlorynacja podług sposobu Plattnera | 206 |
| 2. Ługowanie rud srebra roztworami $Na_2 S_2 O_8$ | 206 |
| II. Suche sposoby wzbogacania chemicznego | 206 |
| § 1. Prażenie | 207 |
| A. Jako operacja pomocnicza nie biorącą bezpośrednio udziału w wzbogacaniu | 207 |
| Znaczenie fizyczne prażenia | 207 |
| Znaczenie chemiczne prażenia | 207 |
| Rudy: FeS_2 , $CuFeS_2$, PbS , ZnS , Ag_2S | 208 |
| Prażenie rud zawierających As , Sb | 208 |
| Piecze prażalne | 209 |
| B. Jako operacja pomocnicza, której pośrednio towarzyszy wzbogacanie | 209 |
| Prażenie słabomagnetycznych rud żelaza | 209 |
| Prażenie hematytów | 209 |
| Prażenie limonitów | 210 |
| Prażenie syderytów | 210 |
| Prażenie magnetytów | 210 |
| Prażenie pirytów | 211 |
| § 2. Spiekanie | 211 |
| Desulfuryzacja rud żelaza | 211 |
| Koksowanie | 212 |

ROZDZIAŁ III.

Wzbogacanie.

(Sortowanie podług składu albo oczyszczenie od domieszek obcych. Separating. Sortierung. Concentration. Обогащение)¹⁾.

§ 1. Założenia ogólne.

Określenia. Jedną z najbardziej istotnych czynności przeróbki ciał kopalnych jest rozdzielanie dwu lub kilku różnorodnych co do swojego składu substancyj, t. j. części użytecznej ciała kopalnego od skały płonnej, jednej od drugiej rud różnych metali, szkodliwych domieszek od głównej części składowej ciał kopalnych i t. p. Takie rozdzielanie doprowadza oczywiście do zwiększenia w produktach podziału procentowej zawartości odpowiedniego metalu, pierwiastka lub minerału, czyli że produkty podziału ulegają wzbogaceniu. Dlatego czynność rozdzielania różnorodnych co do swojego składu substancyj, zmieszanych w ciele kopalnym, nazywa się wzbogacaniem. We wstępie było zaznaczone szersze znaczenie wyrazu „wzbogacania“, według którego pojęcie to obejmuje również takie czynności, jak odwadnianie, osuszenie, sortowanie, brykietowanie i t. p., czyli całość operacji przedwstępnej przeróbki.

W niniejszym §-ie termin wzbogacanie ma znaczenie węższe, obejmuje bowiem tylko wypadki rozdzielania ciała kopalnego na części podług ich składu. Takie wzbogacanie ma na celu prawie zawsze przygotowanie ostatecznych produktów rynkowych, a więc, poza nielicznymi wyjątkami, ma zawsze charakter operacji głównej.

Proces wzbogacania. W § 1 rozdz. II (t. I. str. 93) było zaznaczone, iż podstawowym warunkiem możliwości wzbogacania jest 1) różnorodność fizyczna składu ciała kopalnego i 2) stan zupełnego lub też dostatecznego rozluźnienia, które może być naturalne, lub też może być osiągnięte sztucznie, a mianowicie: podczas urabiania w przodku na dole, przez przemywanie, lub też zapomocą mechanicznego rozdrabniania jako operacji przygotowawczej do wzbogacania.

Istota procesu wzbogacania polega na oddzieleniu jednorodnych ziarn jednakowego składu z luźnej mieszaniny mineralnych cząstek

¹⁾ Concentrating. Anreicherung. Enrichissement.

ciała kopalnego, znajdującego się w stanie zupełnego lub dostatecznego rozluźowania.

Widzieliśmy, że przygotowawczą operację rozluźowania zapomocą rozdrabiania wykonywa się w kilku stadjach, wychodząc z założenia, by „nie kruszyć nic zbytecznego“, przyczem każde stadjum zakończy się wzbogacaniem. W ten sposób również i ogólny proces wzbogacania rozczłonkowie się na poszczególne stadja. W każdym stadjum, za wyłączeniem ostatniego, otrzymujemy (przy przeróbce rudy, składającej się z dwóch mineralnych substancyj) trzy produkty wzbogacania:

1) koncentrat, t. j. produkt gotowy, składający się z czystych ziarn minerału użytecznego, oddzielonych w zupełności przy stopniu rozluźowania, odpowiadającym danemu stadjum rozdrobienia,

2) odpady czyli skałę płoną, oddzieloną również w stanie czystym, t. j. pozbawioną minerału użytecznego,

i 3) produkt przejściowy — pozostałość przy wzbogacaniu, składającą się ze zrostów ziarn mniejszych nierozdzielonych.

Produkt przejściowy skierowuje się do następnego stadjum rozdrabiania i wzbogacania, a koncentrat i odpady po każdym stadjum wzbogacania usuwa się z procesu. W ostatnim stadjum rozdrabiania osiąga się zupełny lub dostateczny stan rozluźowania produktu przejściowego z poprzedniego stadjum wzbogacania. Końcowe stadjum wzbogacania daje tylko dwa produkty: koncentrat, t. j. produkt gotowy, i odpady, t. j. skałę płoną, bez produktu przejściowego, i na ten cały proces wzbogacania zakończy się.

W ten sposób wzbogacanie, operacja zasadnicza przeróbki mechanicznej, korzystając z rozdrabiania, jako operacji pomocniczej, z kolei sama rozczłonkowie się na stadja i usuwa po każdym stadjum z cyklu ogólnego koncentrat i odpady, przez co jakby współdziałała operacji rozdrabiania i nabiera charakteru operacji pomocniczej do rozdrabiania. Oprócz jednak spełnienia zasady: „nie kruszyć nic zbytecznego“, rozczłonkowanie wzbogacania na stadja ma również swoje cele własne. Im drobniejsze są ziarna ciała kopalnego, tem jest trudniej z luźnej mieszaniny dokładnie oddzielić wszystkie ziarnka o jednokowym składzie mineralogicznym i tem większe powstają straty, część bowiem ziarn minerałów użytecznych w znacznej ilości pozostaje niewydzielona z odpadów. Dlatego w celu zmniejszenia strat, powstających wskutek utrudnionych warunków wzbogacania mieszaniny zbyt drobnych ziarn, nie należy zezwalać na tworzenie się podczas rozdrabiania drobnych ziarn przez rozkruszenie grubszych ziarn minerałów użytecznych, czyli należy z rozluźowanej mieszaniny oddzielać produkty gotowe w miarę ich tworzenia się ze zrostów przy procesie rozdrabiania, co może być wypełnione jedynie przez rozczłonkowanie operacji wzbogacania na oddzielne stadja.

Odpowiednio do 4 rodzajów rozdrabiania — grubego, średniego, drobnego i miążkiego — rozróżniamy:

- 1) Wzbogacanie materiału grubego > 50 mm.
- 2) Wzbogacanie materiału średniego czyli kostki od 80—2 mm.
- 3) Wzbogacanie materiału drobnego czyli piasków od 5—0,25 mm.
- 4) Wzbogacanie materiału miążkiego czyli iłów od 0,5—0 mm.

Podane granice wymiarów ziarna dla każdego rodzaju wzbogacania mają znaczenie jedynie orientacyjne. Każdy rodzaj wzbogacania może obejmować kilka stadiów. Zrozumiałe jest zupełnie, iż metody wzbogacania mogą być różne oraz zależne od grubości materiału wzbogacanego. Najłatwiej daje się oddzielać bryły określonego składu z materiału grubego, przeciwnie — wydzielenie ziarn jednakowego składu z iłów stanowi zadanie najtrudniejsze.

Odpowiednio do tego metody wzbogacania stają się coraz bardziej złożone przy przejściu od wyższych do niższych stadiów wzbogacania.

Zasady wzbogacania opierają się na różnicy własności składowych części luźnej mieszaniny ziarn ciała kopalnego. Różnica ta może się przejawiać tak w fizycznych, jak i chemicznych własnościach części składowych. Dlatego wszystkie sposoby wzbogacania można podzielić na 2 grupy:

I. Mechaniczne sposoby wzbogacania, oparte na różnicy własności fizycznych i

II. Chemiczne sposoby wzbogacania, oparte na różnicy własności chemicznych.

Mechaniczne sposoby wzbogacania cechuje niezmiennosc składu chemicznego oddzielanych produktów. Niżej podane własności fizyczne minerałów mogą przejawiać różnice, na których są oparte różne sposoby mechanicznego wzbogacania:

| L. p. | Własności fizyczne minerałów | Sposoby wzbogacania |
|-------|------------------------------------|---|
| 1. | Barwa i blask | Wzbogacanie ręczne |
| 2. | Wielkość ziarn | „ podług wielkości (przesiewanie) |
| 3. | Kształt ziarn | „ podług kształtu |
| 4. | Tarcie przy toczeniu lub ślizganiu | „ „ tarcia |
| 5. | Ciężar gatunkowy i masa | |
| | a) prędkość odśrodkowa | „ odśrodkowe |
| | b) prędkość opadania w powietrzu | „ powietrzne |
| | b) prędkość opadania w wodzie | „ mokre |
| 6. | Przenikliwość magnetyczna | „ elektro - magnetyczne (suche i mokre) |
| 7. | Przewodnictwo elektryczności | „ elektro - statyczne (suche) |
| 8. | Właskowatość cieczy i gazów | „ flotacyjne (olejowe) |

Chemiczne sposoby wzbogacania cechuje zmiana w cząsteczkowym układzie oddzielanych produktów. Rozróżniane bywają sposoby wzbogacania: mokre i suche. Pierwsze z nich są oparte na różnicach zwykłej rozpuszczalności części składowych w rozczynniku, lub też na różnym stosunku do różnych odczynników chemicznych w roztworach wodnych, zaś drugie — na zmianach, zachodzących pod wpływem wysokiej temperatury w różnych warunkach.

Sposoby mokre. Jeżeli do roztworu przechodzi płonna, bezużyteczna lub szkodliwa część składowa ciała kopalnego, to rozpuszczanie i wyługowanie stanowi końcową operację wzbogacania. Jeżeli zaś do roztworu przechodzi część użyteczna, to wyługowanie uzupełnia się wydzieleniem z roztworu użytecznej części ciała kopalnego w stanie czystym, lub w postaci połączenia chemicznego, stanowiącego produkt wzbogacony, — drogą a) dystylacji (odparowania), lub b) osadzania (odczynnikami chemicznymi, lub przez elektrolizę).

Rozróżniamy następujące rodzaje mokrych sposobów wzbogacania chemicznego.

A. Zwykłe rozpuszczanie bez wytworzenia nowych połączeń chemicznych:

1) Amalgamowanie: oddzielenie *Au* i *Ag* z rud za pomocą rtęci, rozpuszczającej metale szlachetne z utworzeniem amalgamatu, czyli stopu *Au*, *Ag* z *Hg* (roztwory stałe).

2) Przemywanie i ługowanie wodą: oddzielenie z mieszaniny połączeń rozpuszczalnych w wodzie (soli tlenku *Fe*), mogących posiadać charakter szkodliwy.

B. Rozpuszczanie z wytworzeniem nowych połączeń:

3) Przemywanie i ługowanie kwasami. Oddzielenie z mieszaniny soli nierozpuszczalnych w wodzie (zasadowych soli tlenku *Fe*), oddzielenie *Cu* z rud sposobem mokrym.

4) Przemywanie i ługowanie alkaljami. Neutralizowanie połączeń kwaśnych, mogących mieć wpływ szkodliwy.

5) Chlorynacja. Działanie na rudy chlorem w stanie gazowym, który wytwarza trójklorek złota ($AuCl_3$), łatwo w wodzie rozpuszczalny.

6) Ługowanie roztworami soli złożonych:

a) Oddzielenie *Ag* roztworami $Na_2S_2O_3$.

b) Oddzielenie *Au* i *Ag* roztworami *CNK* czyli cyjanizacja.

Sposoby suche. Pod wpływem wysokiej temperatury, zależnie od okoliczności towarzyszących, zachodzi utlenianie, lub też redukcja niektórych pierwiastków, lub wreszcie rozkład różnych połączeń, przy czym procesowi temu towarzyszy wydzielenie produktów lotnych. Pozostałość ulega wzbogacaniu kosztem wydzielonych produktów lotnych. W wypadku, gdy zawierają one pierwiastki użyteczne w stanie lotnym,

drogą kondensacji mogą być otrzymane w postaci różnych użytecznych produktów, używanych bezpośrednio, lub też podlegających dalszej przeróbce. W większości wypadków sposoby suche mają znaczenie przygotowawcze przed innymi procesami, a przytem jednocześnie następuje wzbogacanie, stopień którego wywiera istotny wpływ na inne dalsze procesy wzbogacania.

Do sposobów suchych należą:

- 1) prażenie,
- 2) spiekanie,
- 3) dystalacja sucha.

Prażeniu, jako operacji przygotowawczej przed innymi procesami mechanicznego lub chemicznego wzbogacania, towarzyszy wzbogacanie metalu podstawowego (*Fe*, *Cu*), jeżeli proces odbywa się w środowisku redukcyjnym. W środowisku utleniającym operacja prażenia nabiera charakteru wzbogacania, jako proces *desulfuryzacji* czyli wydzielenia *S*, *As*, *Sb* i t. p.

Spiekaniu ma na celu otrzymanie z miążkiej rudy materiału w bryłach, lecz, w zależności od warunków procesu, może być traktowane jako *desulfuryzacja* czyli proces *odsiaarkowania*.

Dystalacja sucha najjaskrawiej występuje w koksownictwie i jest traktowana jako proces wzbogacania w pierwiastek węgla palnych ciał kopalnych; — jest to czynność ostateczna w szeregu innych operacji, którym podlega węgiel kamienny w kopalni do chwili oddania go na rynek zbytu.

Większa część wymienionych wyżej chemicznych sposobów wzbogacania są to z istoty swojej operacje metalurgiczne i zazwyczaj są szczegółowo podane w podręcznikach metalurgji. Operacje te jednak mają szczególne osobliwości, na podstawie których mogą być zaliczone do procesów wzbogacania. Dotyczy to zwłaszcza przeróbki rud metali szlachetnych sposobem mokrym, polegającym na oddzieleniu znajdujących się w tych rudach metali w postaci metalicznej metodami chemicznymi, podczas gdy typowy proces metalurgiczny polega na otrzymaniu metali z ich połączeń. Oprócz tego cechą, odróżniającą powyższe operacje od procesów metalurgicznych, jest i ta okoliczność, że płonna część rudy prawie nie ulega żadnym zmianom, podczas gdy przy procesach metalurgicznych ruda w całej swojej masie podlega głębokim zmianom chemicznym i, jako produkty procesu metalurgicznego, otrzymuje się zupełnie nowe, poprzednio nieistniejące substancje: żużle, kamienie, metale i stopy. Oprócz tego operacja przygotowawcza do procesów, rozpatrywanych w kursie wzbogacania, tak charakterystyczna dla wszystkich operacji mechanicznego i chemicznego wzbogacania, polegająca na doprowadzeniu do stanu zupełnego rozluźnienia, nie jest wymagana w procesach metalurgicznych. Wreszcie ścisły związek fizyczny wymienionych wyżej operacji che-

micznych z innymi operacjami przedwstępnej przeróbki, z którymi w schemacie ogólnym przeplatają się w sposób najrozmaitszy, bądź idąc za nimi, bądź je poprzedzając, uwarunkowuje ich przeprowadzenie w jednym ogólnym łańcuchu nierozzerwalnie z sobą połączonych przyrządów. Przyrządy te tworzą całkowity zespół maszyn całego zakładu, co dotyczy już nie tylko mokrych, lecz podanych wyżej również suchych sposobów wzbogacania. Na tej podstawie, chociaż jest sporne ścisłe ograniczenie i określenie metalurgicznych i wzbogacalnych procesów, jednak, z punktu widzenia organicznej celowości, wyżej wymienione chemiczne sposoby oddzielania substancyj winny być włączone do ogólnego cyklu operacyj przedwstępnej przeróbki.

A. Mechaniczne sposoby wzbogacania.

(Separating. Sortierung. (Lavage)¹). Механические способы обогащения).

§ 2. Wzbogacanie ręczne.

(Sortowanie, przebieranie rudy, przebieranie węgla. Hand-picking. Trockensortierung²).
Klaubage. Ручное обогащение.

Zasady wzbogacania. Cechami kierowniczymi dla wzbogacania ręcznego jest barwa i połysk minerałów. W ogólnej masie rudy łatwo rozróżnić minerały, posiadające żywą barwę i połysk metaliczny, np. słomkowo-żółta barwa chalkopiryty ($CuFeS_2$), spizowo-żółta piryty (FeS_2), matowa — arsenopiryty ($FeAsS$), różowa — rodonitu ($MnSiO_3$), czerwona — cynkitu (ZnO), charakterystyczny połysk galeny (PbS), czarna barwa franklinitu [$(Zn, Mn, Fe) Fe_2O_4$], zielona — malachitu [$CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$], błękitna — azurytu [$2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$] i t. p. Korzystnym środkiem dla uwydatnienia minerałów o pozornie niewyraźnych barwach jest spłókanie wodą brudu i pyłu, jakimi pokryte są minerały. Przy przeróbce węgla kamiennych łatwo można odróżnić jasne piaskowce i łupki w ogólnej masie czarnego węgla, a nawet — matowe o czarnej i szarej barwie łupki palne od błyszczącego węgla i t. d.

Zastosowanie. Wzbogacanie ręczne jest najprostszym i bardzo rozpowszechnionym sposobem wzbogacania mechanicznego. Sposób ten stosuje się nie tylko we wszystkich kopalniach prymitywnych, a w początkowym stadium rozwoju we wszystkich wogóle kopalniach, jako jedyny rodzaj wzbogacania, lecz stosuje się również i w kopalniach

¹) W języku francuskim brakuje specjalnego terminu dla określenia ogólnego całokształtu sposobów wzbogacania mechanicznego. Lavage (= płókanie), jako najczęściej typowy rodzaj wzbogacania mechanicznego, używa się w znaczeniu ogólnym.

²) Trockensortierung obejmuje ręczne rozdrabianie (Scheidearbeit), któremu towarzyszy ręczne wybieranie kawałków (odp. ang. sledging, spalling) oraz ręczne przebieranie rudy i węgla (Klaubarbeit).

dużych i odpowiednio urządzonych. Ręcznemu wzbogacaniu przypisuje się ważne znaczenie w pierwszych stadjach wzbogacania, które następuje po grubem i średnim rozdrabnianiu. A więc dla wzbogacania sortymentów grubych powyżej 100 mm, stosują prawie wyłącznie z nielicznymi wyjątkami ręczne wzbogacanie rud, jak również i węgla kamiennego. Co się tyczy dolnej granicy wymiaru kawałków, jest ona uwarunkowana: fizyczną możliwością łatwego i dogodnego sortowania ręcznego, względami ekonomicznymi, wreszcie wartością ciała kopalnego. Zwykle uważa się, iż przeprowadzenie wzbogacania ręcznego jest dogodne do wielkości kawałków 1" (25,4 mm), a w wypadkach wyjątkowych nawet przy kawałkach mniejszych. Wówczas, gdy dla wzbogacania materiału > 100 mm sposoby mechaniczne wymagają zbyt ciężkich urządzeń i znacznego zużycia energii i dlatego kosztują drożej, aniżeli ręczne przebieranie, to dla sortymentów średnich w granicach 100 — 25 mm strona ekonomiczna sposobów mechanicznych przewyższa wzbogacanie ręczne. Jednak ręczne wzbogacanie może dać lepsze wyniki jakościowe, jako to: dokładniejsze oddzielenie, otrzymanie mniejszej ilości zrostów (produktu przejściowego), mniejszej ilości pyłu i szlamu, i dlatego, w związku z wartością ciała kopalnego i ceną robocizny, granica dolna może być rozszerzona. Np. rudy żelazne (Fe_2O_3) nawet w grubych bryłach bywa korzystniej wzbogacać sposobami mechanicznymi (magnetycznym), natomiast rudy miedziane i srebrno-ołowiowe w grubych bryłach do 2" (50,8 mm) — sposobem ręcznym, a w niektórych wypadkach, przy znacznej zawartości *Ag*, *Au* — nawet do 1" (25,4 mm) i mniej (15 mm) w celu możliwego zmniejszenia tworzenia się szlamu. Bardzo cenny wolframit może być przebierany ręcznie w ziarnach do 10 mm. Wreszcie kamienie szlachetne (chryzoberyl, Aleksandryt) przebierane są w kopalniach szmaragdu w pobliżu Ekaterynburga wyłącznie sposobem ręcznym aż do ziarn najdrobniejszych. W niektórych wypadkach (dla uniknięcia tworzenia się szlamu i znacznych strat) ręcznemu wzbogacaniu oddaje się pierwszeństwo przed wszelkimi innymi sposobami, jako wymagającymi skomplikowanych urządzeń mechanicznych, lub też powodującymi znaczne straty w postaci pyłu i szlamu. Np. węgle kamienne, których domieszki składają się z wyraźnych wtrąceń stosunkowo jasnych piaskowców i łupków, często, do orzecha włącznie, podlegają wzbogacaniu wyłącznie sposobem ręcznym, np. w Zagłębiu Dąbrowskiem, na G. Śląsku, w Rosji — w Zagłębiu Podmoskiewskim. W Zagłębiu Donieckim i w Westfalji, przy znacznym rozwoju wzbogacania mokrego, sortymenty: gruby i kostka a czasem i orzech są wzbogacane zawsze ręcznie. W kopalniach antracytu w Pensylwanji, wobec bardzo surowych wymagań rynku co do różnych sortymentów antracytu, mechaniczne sposoby suchego wzbogacania są uzupełniane bardzo szeroko rozpowszechnieniem ręcznym wzbogacaniem, stosowaniem zarówno przed, jak i po wzbogacaniu mechanicznym.

W niektórych wypadkach ręcznemu wzbogacaniu są stawiane zadania, innymi sposobami niewykonalne. Np.: oddzielenie grubo-wprysniętej rudy, wymagające przy dalszej przeróbce różnej liczby stadjów i różnego stopnia rozdrabniania w każdym stadjum oddzielenie rudy ołowiu galeny z wapieniem; od brył tejże rudy z przeważającą płonną domieszką barytu, których łączne wzbogacanie jest mniej dogodne, niż oddzielne; oddzielenie ochrowej rudy złota z przewagą rozłożonych i metamorfizowanych piryków od pierwotnych, lub też lekko utlenionych rud z nierozłożonymi pirykami, jako odmian, wymagających w dalszym procesie zupełnie różnych metod przeróbki.

W powyższych przykładach wzbogacanie ręczne ma charakter operacji przygotowawczej przed dalszemi mechanicznymi sposobami wzbogacania.

Wreszcie w razie zbyt złożonego składu rudy, gdy tworzące je minerały nieznacznie się różnią własnościami fizycznymi, co nie pozwala na zastosowanie mechanicznych sposobów wzbogacania, wzbogacanie ręczne staje się jedynie możliwym sposobem. Np. w okręgu Bogosłowskim dla wzbogacania rud miedzi, składających się z mieszaniny $CuFeS_2$ i $FeAsS$ w ciężkiej skale augitogranatu, pomimo licznych prób zastosowania mechanicznych sposobów wzbogacania, sposób ręczny dotychczas pozostaje jako najwięcej korzystny, i obejmuje ziarna do wymiaru $\frac{1}{8}$ " (12,7 mm).

W innych wypadkach przebieganie rudy odgrywa rolę drugorzędną, aczkolwiek nader istotną w znaczeniu praktycznym, a mianowicie, gdy ma na celu wybieranie przedmiotów zupełnie postronnych, które przypadkowo dostały się do wzbogaconego materiału, a więc: kawałki obudowy kopalnianej, nieodpalone części patronów materiału wybuchowego, odłamki żelaza, cegły i żuźle, korzenie roślin (przy przeróbce starych zwalów) i t. p. W Franklin-Furnace, New-Jersey, przebieganie rudy spełnia rolę wyjątkowo zaszczytną, a mianowicie wybieranie pięknych minerałów i ich skupień, posiadających wartość okazów muzealnych, dość często napotykanych w odbudowywanym składzie rudy, zawierającym minerały rzadkie: franklinit, willemit, trustyt, cynkit, rodochrozyt i inne.

Proces przebiegania rudy i przyrządy. Wzbogacanie ręczne rozpoczyna się w przodku, gdzie ładowacze ładują oddzielnie czystą rudę, mieszaną i skałę płonną oraz spełniają w ten sposób I-e stadjum wzbogacania. Ciąg dalszy jako stadjum II-e, odbywa się na powierzchni w szopach do przebiegania, w których ruda mieszana wysypuje się z wózków kopalnianych w stosy przed robotnikami. Pomieszczenie szopy do przebiegania rudy powinno być dostatecznie przestronne, aby przed każdym z robotników mógł być złożony stos nie większy od takiego, jaki może przebrać w ciągu jednej zmiany. Zazwyczaj pracy w szopie do przebiegania towarzyszy odręczne rozdrabia-

nie¹⁾ i w tym celu podłogę pokrywa się płytami, lub też przed każdym z robotników ustawia się niewielki moździerz (kowadło). W razie konieczności na miejscu przeprowadza się przesiewanie na ręcznych nieruchomych sitach. Przebijanie rudy powinno być zorganizowane w taki sposób, aby rozsuwanie rudy łopatą po podłodze wymagało minimum pracy a wszystkie manipulacje najdogodniej były wykonywane. W tym celu podawanie rudy surowej powinno się odbywać zawsze w określonym kierunku, z jednej strony szopy. Rudę powinno się sypać z poziomu, znajdującego się na pewnej wysokości ponad pomostem do przebijania, dla ułatwienia robotnikom zgarniania z zapasów do miejsca przebijania. Pomost do przebijania powinien być podniesiony ponad podłogę, na której stoją robotnicy, tak by mogli stojąc wykonywać robotę i łatwo ładować do wózków, stojących na szynach na podłodze, lub też do ręcznie przenoszonych specjalnych niewielkich skrzyń. Skrzynie używane są przeważnie do gotowych produktów rynkowych, zwłaszcza gdy przez przebijanie otrzymuje się kilka gatunków różnych rud, których wychody są stosunkowo nieznaczne. Skałę płonną i produkty przejściowe zazwyczaj ładuje się do wózków, podawanych po szynach od strony przeciwnej tej, skąd idzie materiał surowy. Szopa powinna być widna i dostatecznie ciepła, aby ruda, leżąca w szopach, nie przemarzła w porze zimowej.

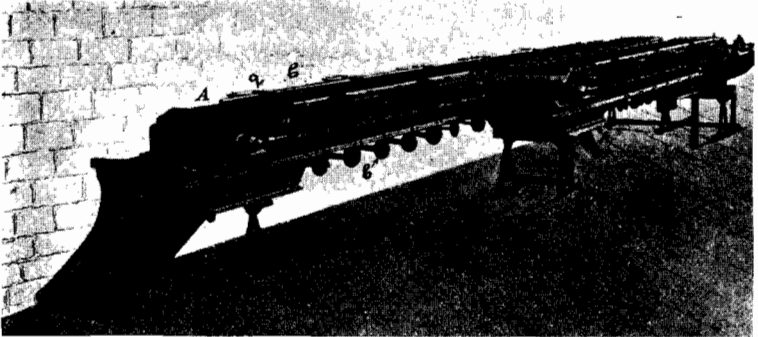
Przy przejściu do następnych stadiów wzbogacenia drobniejszych produktów maszynowego rozdrabiania (2'' — 1''), w związku ze wzrastającymi trudnościami przebijania ręcznego, wymagającymi więcej naprężonej uwagi ze strony robotników, przebijanie wykonywa się na specjalnych ruchomych stołach do przebijania, które są już przyrządami dla wzbogacania, ustawianymi w zakładach wzbogacania, tworząc pewne ogniwo w ogólnym łańcuchu innych przyrządów²⁾. Stoły do przebijania rudy³⁾ wzgl. węgla urządzone są w postaci prostolinijnych taśm (rys. 1—6), albo w postaci okrągłych wirujących stołów (rys. 7) w kształcie płasko-pierścieniowej tarczy. W obu tych wypadkach rudę ładuje się na całej szerokości taśmy (pierścienia — w stołach okrągłych) równomierną warstwą o niewielkiej grubości; wskutek ruchu powierzchni stołu, ruda razem z taśmą bez końca przesuwa się przed robotnikami, stojącymi wzdłuż stołu po jednej lub obu jego stronach. Prędkość przesuwania taśmy powinna być taka, by robotnicy nadążyli obejrzeć przesuwaną się przed ich oczami bryłę oraz wybrać określone gatunki. Zwykła prędkość przesuwania stołów do przebijania rudy wynosi 0,1 m/sec., a często i mniej (0,05—0,02m/sec); grubość załadowanej warstwy — nie większa

¹⁾ Sledging dla grub. Spalling dla średn. Cobbing dla miałk. Scheidage. Scheidearbeit.

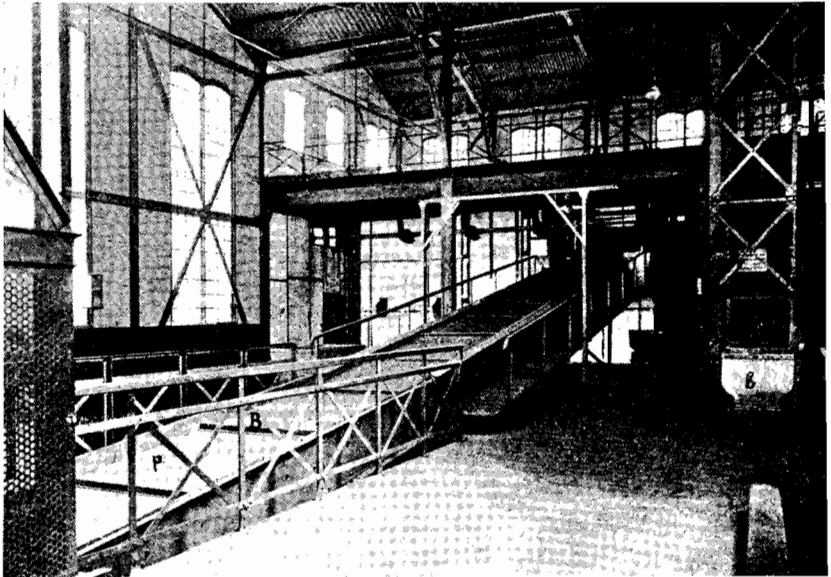
²⁾ Praca ta właściwie nazywa się Handpicking, Klaubarbeit, Klaubage, Triage.

³⁾ Picking Tables. Klaubtisch. Tables de triage. Рудоразборные столы.

od największych kawałków rudy przy współczynniku załadowania nie większym od 0,3, a więc z takim wyrachowaniem, aby każdy



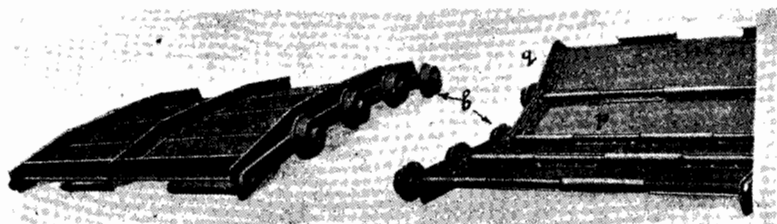
Rys. 1 Dwie taśmy do przebierania węgla, przedwstępnie zmontowane w wytwórni. Kierownicze rolki *b* są nieruchome.



Rys. 2. Taśma do przebierania i załadowania węgla. Materiał ładuje się na taśmę z z przesiewacza *s*. Wzdłuż górnej części *A* taśmy są urządzone pomosty *a* dla robotników. Wybraną skałę płonną zrzuca się do wózków *b*, które po podłodze, wyłożonej płytami, mogą się przesuwać w dowolnym kierunku. Podnośnik *M* służy do podawania i opuszczania wózków z poziomu przebierania sortowni. Dolna część taśmy *B* służy do ładowania wagonów kolejowych; obracając się zaś około osi *C*, może być podniesiona zapomocą kołowrotu i przystosowana do wysokości załadunku węgla w wagonach.

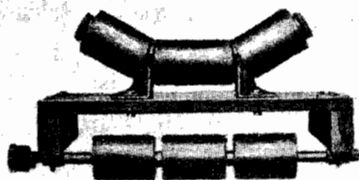
kawałek swobodnie leżał na taśmie. Szerokość stołu określa się dogodnością wybierania rudy we wszystkich jego punktach przez robotników, znajdujących się przy brzegu stołu. Przy rozmieszczeniu robot-

ników z jednej strony stołu, szerokość jego wynosi 0,75 m, jeżeli zaś robotnicy znajdują się po obu stronach stołu, to szerokość może być większa (1,2—1,5 m). Długość stołu (obwód przy okrągłych) zależy od wymaganej dokładności sortowania i ilości wybieranych produktów z takim obliczeniem, aby na jednego robotnika wypadło dwa metry długości stołu. Przeważnie poszczególni robotnicy wykonują określoną zadaną



Rys. 3 i 4. Kilka ogniw taśmy do przebijania węgla z rolkami *b*, toczącymi się po kierownikach ramy.

im pracę: jedni z nich wybierają rudę czystą określonego składu, np. $CuFeS_2$, inni wybierają rudę czystą w bryłach np. PbS , lub też bogate zrosty PbS i $CuFeS_2$, albo wogóle rudę grubo-wpryśniętą, lub też tylko skałę płonną. Wszystkie produkty wybrane wrzuca się do oddzielnych skrzyń, lub też do osobnych wózków, stojących na szynach wzdłuż stołów, albo też wrzuca się do odpowiednio urządzonych pod stołami przegród. Pozostający na stole produkt przejściowy wyładowuje się automatycznie przy końcu taśmy bezpośrednio lub też zapomocą ukośnej, nieruchomo ustawionej gracy. Środkami pomocniczymi dla dogodniejszego rozpoznawania minerałów służą: dobre oświetlenie, możliwość spłókania rudy wodą ze specjalnych kranów wodociągowych, urządzonych w pobliżu miejsc, zajmowanych przez robotników, wreszcie pomocnicze przesiewanie podług wielkości ziarn (klasyfikacja) ze względu na to, że dogodniej jest rozpoznawać i wybierać minerały z masy jednorodnej co do wielkości kawałków, niż z mieszaniny niesortowanej. Niejednokrotnie towarzyszy temu ręczne rozdrabianie i w tym celu ustawia się obok każdego robotnika kowadełka. Robotnik z ręcznie odbija lekkimi młotkami kawałki bogatsze w rudę (Cobbing. Scheidearbeit. Scheidage).



Rys. 5. Agregat rolek kierowniczych do giętkich taśm transportowych typu Robins.

Stoły prostolinijne¹⁾ (rys. 1, 2, 6) są to taśmy bez końca, przesuwane się na wirujących bębnach (rozetach) i podtrzymywane zapomocą rolek *b*. Zwykle taśmy są położone poziomo, mogą jednak być nachylone pod kątem do 20° do góry, lub na dół (rys. 2). Rozróżniamy taśmy złożone z oddzielnych ogniw²⁾ (rys. 1, 2, 3, 4) oraz jednolite taśmy giętkie¹⁾ (rys. 5 i 6). Pierwsze z nich składają się z płyt, przymocowanych do ogniw *q* dwóch lub trzech łańcuchów, uruchomionych przez wirujące bębny, które mają kształt 5—8—ściennych graniastosłupów o szerokości ścian równej długości ogniw łańcucha. Taśmy giętkie (typy Robinsa) wykonane są ze skóry,



Rys. 6. Przebieranie węgla na giętkich taśmach transportowych.

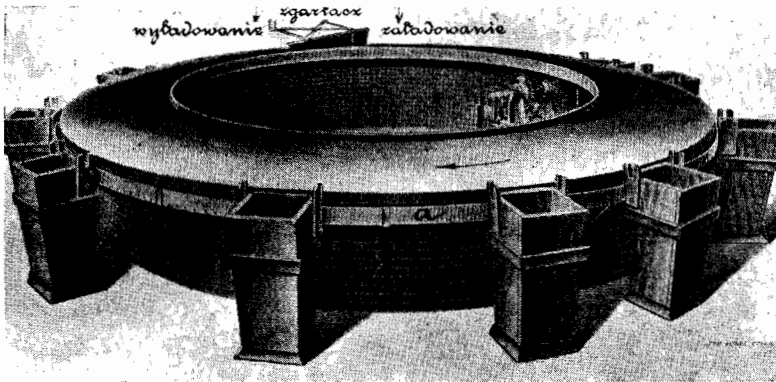
kauczuku, sierści wielbłądziej lub tkaniny, mają okrągłe bębny wirujące i są dogodnie w tych wypadkach, gdy, ze względu na warunki lokalne w danym zakładzie, taśma powinna mieć kilka zgięć na całej długości. Taśmy bez końca służą zazwyczaj jednocześnie jako urządzenia transportowe i dlatego są używane w tych wypadkach, gdy materiał winien być przeniesiony na większą lub mniejszą odległość, która może być przytem dogodnie zużytkowana do przebierania rudy. Np. bardzo często rozdrabianie pierwszego stadjum, jako operacja, powodująca obfite wydzielanie pyłu, urządza się w oddzielnym budynku, wszystkie zaś maszyny i przyrządy, w których rozdrabianie odbywa się przy udziale wody, znajdują się w drugim pomieszczeniu, przyczem, stosownie do topografji miejsca i dla uniknięcia podnoszenia materiału w pionowym kierunku, obydwie części zakładu urządzone są w pewnej od siebie odległości. Wówczas materiał rozdrobiony w pierwszej części zakładu przenoszą do drugiej za pośrednictwem taśm trans-

1) Belt Conveyors }
 2) Plate „ } Lesebänder
 Прямолинейные столы.

{ Toile de triage (rectiligne).
 { Transporteur a courroie. Transporteur
 à plaques.

portowych odpowiedniej długości, umożliwiającej dogodne ich zużytkowanie jako stołów do przebierania.

Ręczne wzbogacanie sortowanego węgla kamiennego prawie wyłącznie prowadzi się na taśmach transportowych, które stanowią nader dogodny sposób załadowania wagonów kolejowych, a które na kopalniach o dużej wydajności rozmieszczone są dla każdego sortymentu na osobnych torach. Tak zwane taśmy typu Cornet'a zaopatrzone są w ruchomą ramę końcową, która może się obracać naokoło sworznia, łączącego ją z ramą nieruchomą pozostałej części taśmy; zapomocą oddzielnego kołowrotu można ją ustawić z różnym nachyleniem,



Rys. 7. Stół okrągły do przebierania rudy; *b* — skrzynie do produktów odebranych.

stosownie do wysokości ładowanego wagonu węgla, a to w celu zmniejszenia wysokości spadku i stopnia kruszenia się węgla przy ładowaniu. Do węgla grubego ogniwa taśmy składają się zazwyczaj z poprzecznych rusztów z żelaza okrągłego; do kostki mają kształt rzeszota dziurkowanego; do orzecha czasem są stosowane taśmy giętke z drucianej siatki. Taśmy takie umożliwiają, przed ostatecznym załadowaniem węgla dla wysłania na rynek zbytu, oddzielenie miazgu, który mógł się przypadkowo wytworzyć w czasie pomiędzy zakończeniem sortowania na sitach, a podaniem węgla na taśmy transportowe. Długość taśm sortowniczych dla węgla bywa w praktyce w granicach od 6 m do 30 m i więcej.

Stoły okrągłe¹⁾ (rys. 7) są to urządzenia bardziej kompaktne. Znajdują one zastosowanie wówczas, gdy, stosownie do ogólnego rozmieszczenia przyrządów w zakładzie, strumień materiału przerabianego nie powinien znacznie odchyłać się od kierunku pionowego lub stromego: na stole bowiem okrągłym miejsce wyładowania pozostałego produktu przejściowego znajduje się obok miejsca załadowania na stół materiału surowego (p. rys. 7).

¹⁾ Revolving (circular) picking table. Właśc. Klaubtisch. Table de triage rotative. Круглые столы.

Stół okrągły jest równoznaczny z taśmą transportową o tej samej szerokości, przy tej samej prędkości ruchu, i o długości, równej potrójnej średnicy stołu. Średnica stołu okrągłego wynosi 6—8 m. Przy zastosowaniu spłókiwania powierzchnia stołu jest nieznacznie nachylona ku brzegowi zewnętrznemu; wzdłuż tego brzegu jest urządzone koryto ściekowe do odprowadzania tworzącego się szlamu. Konstrukcje stołów różnią się między sobą urządzeniem pędni. Niewielkie stoły obracają się na osi pionowej, do której są przytwierdzone masywnymi szprychami. Duże stoły urządzone są na rolkach, toczących się po okrągłej szynie kierowniczej, przymocowanej do podłogi, lub też spoczywają na nieruchomych rolkach tarciovych, z których jedna sprzęga się z pędnią. Ta ostatnia konstrukcja stołów umożliwia rozmieszczenie robotników z zewnętrznej i wewnętrznej strony. Stoły okrągłe znajdują zastosowanie przeważnie przy wzbogacaniu rudy.

§ 3. Wzbogacanie podług wielkości ziarn.

Zasady wzbogacania. Naturalne lub też sztucznie rozluźwane materiały surowe mogą się składać z mieszaniny ziarn dwóch i więcej minerałów, które przy przesiewaniu, lub klasyfikacji podług wielkości ziarn na kilka sortymentów, dzielą się na gatunki w innym stosunku, aniżeli to zachodzi w ogólnej masie materiału surowego. Odpowiednio do tego poszczególne sortymenty co do zawartości określonego pierwiastka, minerału, mogą się okazać wzbogaconymi lub zubożaleni w porównaniu z materiałem surowym. Zjawisko to może się przejawiać w tak wyraźnej postaci, że już samo przesiewanie na sitach, lub mokra klasyfikacja w klasyfikatorach hydraulicznych i skrzyniach szpiczastych, jak również sortowanie powietrzne, mogą okazać się procesami wzbogacania w postaci przygotowawczej, lub nawet ostatecznej. Operacjami przygotowawczymi dla takiego procesu wzbogacania są także sposoby sztucznego rozluźniania, wynikiem których może być wyraźniejsze występowanie różnicy wielkości części składowych ciała kopalnego. Np. nagrzewanie i ochładzanie.

Zastosowanie. Składowe części ciała kopalnego tworzą wtrącenia różnej wielkości i grubości. Płaszczyzny zetknięcia, odznaczające się mniejszą spójnością, często stanowią naturalne płaszczyzny złomu przy wydobywaniu ciała kopalnego i dlatego części składowe, oddzielone przy odbijaniu, mogą się różnić co do wielkości, a zatem rozmieścić się w sortymentach w innym stosunku, aniżeli w ogólnej masie materiału surowego.

Charakterystyczny przykład wzbogacania przez przesiewanie wykazują niektóre węgle kamienne. Cienkie przerosty łupku gliniastego, jako bardziej miękkie niż ławice węgla, łatwo ulegają ścieraniu i koncentrują się przeważnie w drobnicy węglowej, obniżając w ten sposób jej własności i wartość. Np., węgle z New-Castle (Anglja), zawierające

w stanie surowym 14% popiołu, po przesortowaniu na przesiewaczach dają:

| | | | | |
|--------------|----------|--------------|-----|---------|
| I. sortyment | 30—14 mm | o zawartości | 8% | popiołu |
| II. „ | 14—6 „ | „ | 12% | „ |
| III. „ | 8—0 „ | „ | 22% | „ |

Podczas gdy sortyment I może być uważany za dostatecznie wzbogacony i, jako gotowy produkt rynkowy, nie ulega dalszemu wzbogacaniu, sortymenty II i III powinny być poddane uzupełniającemu wzbogacaniu. Zanieczyszczenie drobnicy bywa niekiedy tak znaczne, iż często uważana bywa za odpady, t. j. za końcowy produkt przy wzbogacaniu, i kieruje się ją na zwal.

Odsiewanie miazgi na sitach, lub też odpylanie zapomocą separatorów powietrznych, w tym wypadku jest procesem wzbogacania bardziej grubszych sortymentów.

W tych przypadkach, gdy zanieczyszczenie węgla ma tendencję do koncentrowania się w większej mierze w sortymentach drobnych niż w grubych, zjawisko to obserwować można aż do najdrobniejszych cząstek szlamu. Wzbogacanie węglowe szlamu w tym wypadku opiera się na tych samych zasadach i wykonywa się na bardzo drobnych sitach, wahadłowych przesiewaczach płaskich (syst. Köhl-Simon'a), lub też obrotowych bębnowych (syst. Karlik), przy współdziałaniu silnego strumienia wody, która mechanicznie zmywa domieszki gliniaste i ułatwia przejście cząstek drobnych przez otwory w sitach, lub też — zapomocą procesów osadzania (mokrej klasyfikacji) w skrzyniach szpiczastych (albo w zbiornikach osadowych z szeregiem przegród): w pierwszych przedziałach osadza się wzbogacony grubszy szlam węglowy, a w dalszych lejach miazgi ił, zawierający do 50% i więcej substancji gliniastych. Rozdział drobnicy podług wielkości w separatorach powietrznych typu Mumford & Moodie (tom I. rys. 77 str. 89) będzie również w tym wypadku procesem wzbogacania.

Bardzo kruche węgle z bardziej twardymi wtrąceniami dają odwrotne rozmieszczenie domieszek pomiędzy sortymentami węgla, co szczególnie wyraźnie występuje w pokładach stromych, przy odbudowie których, wskutek opuszczania węgla przez kominy, otrzymuje się zawsze bardzo znaczne ilości miazgi węglowej.

Np. w St. Etienne (Francja), przy przeciętnej zawartości popiołu w niesortowanym węglu 9%, po przesortowaniu otrzymuje się:

| | | | | |
|--------------|----------|--------------|-----|---------|
| I. sortyment | 30—10 mm | o zawartości | 15% | popiołu |
| II. „ | 10—3 „ | „ | 8% | „ |
| III. „ | 3—0 „ | „ | 4% | „ |

2 ostatnie sortymenty są już produktami wzbogaconymi, pierwszy zaś wymaga wzbogacania uzupełniającego. Objaw podobny daje się zaobserwować dość często również w Zagłębiu Donieckim.

Przy odbudowie złóż rud zjawisko wzbogacania drobnicy daje się zaobserwować w każdym wypadku, gdy mineralizacja rozszerza się głównie w miękkich załbandach¹⁾ żyły. Np. czasem złotoносne żyły kwarcowe z miękkim gliniastym obszyciem w górnych strefach utlenionych zawierają całkowite swoje złoto w załbandach. W takich wypadkach zwykle przesiewanie łącznie z przemywaniem materiału surowego może od razu oddzielić drobnicę, wzbogaconą w złoto, od płonnej skały grubszego sortymentu, która może być od razu skierowana na zwal.

Pierwsze stadium wzbogacania piasków złoto- i platynonośnych zawsze wykonywa się przez przesiewanie w przyrządach do przemywania II-ej grupy (patrz tom I. rozdz. II, § 2 A, str. 105), w których płonny zwir ($> 1''$) zostaje oddzielony od wzbogaconego miazgu, skupiającego całą zawartość minerałów szlachetnych. W innych przypadkach, przy płókanii aluwjalnych złóż okrucowych, ulega wzbogaceniu sortyment grubszy, np. przy płókanii oolitowej rudy żelaznej na Górze Błagodat', lub też limonitów w kopalniach Sierginsko-Ufaleskich zakładów górniczych i t. p.

Przy odbudowie wpryśniętych rud pirytowych często daje się zaobserwować zjawisko, polegające na tem, że z powodu większej kruchości pirytów od skały płonnej, płaszczyzny przełomu przechodzą przez ziarna pirytu jako przez kierunki najmniejszego oporu; dlatego też w oddzielnych bryłach materiału surowego grubsze agregaty pirytów przeważnie trafiają się z zewnątrz i zwłaszcza na krawędziach, rzadziej zaś są ukryte wewnątrz. Oczywiście, iż przy opuszczaniu przez kominy, przy załadowaniu do wózków, przesuwaniu na przesiewaczach, przerzucaniu łopatami, — znajdujące się nazewnątrz grubsze części pirytu ulegają ścieraniu w znacznie większym stopniu, niż ziarna skały płonnej, mającej stosunkowo mniejszą obnażoną powierzchnię, a wskutek tego odsiany miazg może się nawet okazać materiałem dostatecznie wzbogaconym. Np. w Wierch-Isetskich kopalniach miedzi, przy zawartości w materjale surowym 2—3% Cu po sortowaniu otrzymuje się:

| | | | | | |
|----------|--------|--------|------|----|------------------|
| I. sort. | > 50 | z zaw. | 2,2% | Cu | — ruda gruba |
| II. „ | — 50—5 | „ | 3 % | „ | „ średnia |
| III. „ | — 5—0 | „ | 5 % | „ | „ regeneracyjna. |

Sortyment I i II podlega wzbogacaniu ręcznemu, II-gi oprócz tego procesowi mokremu; natomiast III-ci jest już dostatecznie wzbogacony i bezpośrednio idzie do pieców regeneracyjnych.

Podobnie, jak materiały surowe, również produkty rozdrabiania mogą być mieszaniną różnych minerałów co do grubości ziarn i składu, w zależności od tych samych przyczyn, co i materiały surowe. Zaznaczyliśmy wyżej, iż sposoby ostrożnego rozdrabiania, czasem w po-

¹⁾ Załband — wazki pas skrajny żyły, pozostający w bezpośrednim zetknięciu ze skałami sąsiednimi (przyj. red.).

łączeniu z nagrzewaniem (i ochładzaniem), zbliżając proces do idealnej postaci rozluźniania, ułatwiają rozdzielanie części składowych w kierunku płaszczyzn zetknięcia się, lub też rozdrobienie tylko bardziej kruchej części ciała kopalnego. Po przesianiu takich produktów rozdrabiania otrzymamy naturalne produkty różnego składu, a więc nastąpi tu wzbogacanie. Np. miękkie węgle kamienne, zawierające zbite konkracje pirytu, po rozdrobieniu i przesianiu dadzą: miał węglowy, pozbawiony S i zawierający popiół, nie zalewający żużlem rusztów kotłowych i gruby, bogaty produkt w FeS_2 , odpowiedni do przerobienia na H_2SO_4 w fabrykach chemicznych jak również i do innych celów (w fabrykach prochu i cellulozы); rudy, które przy mineralizacji wypełniły szczeliny skały płonnej, po przesianiu na rzeszotach dadzą wzbogaconą minerałami drobnicę i grubą skałę płonną (rudy złota). Zapomocą zwykłego przesiewania, po uprzednim grubym rozdrabianiu, połączonem z nagrzewaniem (i chłodzeniem), można również oddzielić kalcyt, baryt, fluoryt, mikę od twardszych z mniej wyraźną spójnością minerałów (patrz tom I. rozdz. II. § 3 B, str. 115).

Sortowanie powietrzne w wielu wypadkach przy przeróbce rudy łączy w sobie proces wzbogacania podług wielkości ziarn. Np. w zakładzie przerobczym Edison'a (New Jersey) separatory powietrzne (tom I. rozdział I. § 3, rys. 76 str. 88), przygotowując materiał do magnetycznego wzbogacania przy zawartości 60% Fe , oddzielały drobne ziarna apatyty i $CaSO_4$, osiadające z wody podczas uprzedniego suszenia w piecach, od grubszych ziarn magnetytu, który został przytem wzbogacony do 64% Fe .

Obydwie klasy powyższe podlegały dalszemu wzbogacaniu w separatorach magnetycznych.

Wreszcie produkty klasyfikacji mokrej, jak to było już zaznaczone (tom I. rozdz. I. § 2, str. 71), składają się z mieszaniny, opadających z jednakową prędkością ziarn dwóch minerałów. Przy określonej skali prędkości, wszystkie ziarna minerału o większym ciężarze gatunkowym mogą być znacznie drobniejsze od ziarn minerału o mniejszym ciężarze gatunkowym; przyczem różnica ta jest tem większa, im mniejsza jest skala prędkości. Jeżeli dla jednej klasy dobierzemy drobne sita takiego kalibru, aby ich otwory były większe od ziarn minerału cięższego, lecz mniejsze od ziarn minerału lżejszego, to, przy przesiewaniu produktów mokrej klasyfikacji, na tych sitach będzie się dokonywać czynność wzbogacania.

Najdogodniejszymi do tego celu są przesiewacze taśmowe typu Callow (tom I. rys. 49, str. 66). Zwykle stosowane do wzbogacania produktów klasyfikacji mokrej koncentratory (stoły płóczkowe — patrz str. 66), aczkolwiek nie zaopatrzone w sita, to jednak działanie ich oparte jest na tej samej własności minerałów, a mianowicie na różnicy w wielkości ziarn różnego składu. Jeżeli w drobnicy, z powodu wyżej wy-

mienionych przyczyn, skupiają się mineralne części kruchych pirytów, to sam proces mokrej klasyfikacji może również przybrać cechy operacji wzbogacania, piryty bowiem jako cięższe będą się przeważnie osadzały w pierwszych przedziałach klasyfikatorów. A więc w Transwaalu koncentracja pirytów, zawierających złoto, ogranicza się jedynie do klasyfikacji w klasyfikatorach Rittingera (szpiclutach) (typu, podług rys. 61, str. 78, tom I.); z pierwszych skrzyń klasyfikatora otrzymuje się produkt, zawierający 30% FeS_2 przy zawartości w materiale surowym wynoszącej 2—3%.

Własności analogiczne posiadają produkty klasyfikacji powietrznej. Najlepiej daje się to zauważyć w odśrodkowym separatorze Pape-Henneberg'a (tom I. rozdz. 1. § 3, p. B 3, str. 90). Wzbogacanie produktów klasyfikacji z tego separatora najdogodniej wykonywa się na rzeszotach. W kopalni La Fare (Francja), przy przeróbce rud miedzi z zawartością 3% Cu w materiale surowym, podług sposobu Barazer Bourget na przyrządach typu Pape-Henneberg¹⁾, otrzymano, po przesianiu na 2 sitach, 3 gatunki podług wielkości:

| | | | |
|-----------|----------|-------|---|
| > 0,5 — | I. sort. | 30 | otw. na 1'' (25,4 mm) — odpady z zaw. ślad. |
| | | | Cu —10% ilości pierwotnej, |
| 0,5 — 0,1 | II. „ | 30—90 | „ „ 1'' — produkt przejściowy o zaw. |
| | | | 1,43% Cu —77% ilości pierw. |
| < 0,1 — | III. „ | 90 | „ „ 1'' — koncentrat o zaw. 15% Cu — |
| | | | 13% ilości pierwotnej, |

przyczem w koncentracie było 63% całej ilości miedzi, zawartej w materiale surowym, a 37% zawierał jej produkt przejściowy.

§ 4. 3. Wzbogacanie podług kształtu.

Zasady wzbogacania i zastosowanie. Części składowe ciała kopalnego, mając różną budowę pod względem petrograficznym i stratygraficznym, podczas urabiania w kopalni, mogą dawać mieszaninę brył ciała kopalnego o różnym składzie, różniących się co do kształtu. Np. grubo-wprysnięte minerały okazowe układu równoosiowego (PbS , ZnS , FeS_2 , $CuFeS_2$), następnie, franklinit, magnetyt — włączone w skałę żylną, posiadającą określoną wyraźnie spójność (skałen islandzki) — po urobieniu w przodku tworzą mieszaniny, składające się z minerałów rud o kształcie ziarnistym i z płaskich brył skały płonnej. Przy odbudowie pokładów węgla kamiennego, wyróżniających się rombowa podzielnoscą i zawierających przerosty łupków i piaskowców, lub też mających fałszywy spąg i strop, odłupywający się łatwo w kształcie płyt, tworzy się luźna mieszanina, składająca się z brył węgla o postaci rom-

¹⁾ C. Ratel. Préparation mécanique des Minerais. 1908, p. 333.

bowej, mających mniejwięcej jednakowe wymiary w trzech kierunkach, oraz z płaskich brył skały płonnej i łupków palnych. Takimi są np. antracyty rejonu Gruszewskiego. W pokładach węglowych Zagłębia Moskiewskiego często zdarzają się ławice węgla różnych własności, różniące się budową. Ławica t. zw. „boghedu“, z małą zawartością S i popiołu, posiada zwartą płytową budowę, wówczas gdy węgle t. zw. „kurne“, ze znaczną zawartością S i popiołu, wyróżniają się budową warstwową z podzielnnością prostopadłą. Przy urabianiu tworzy się mieszanina, składająca się z brył węgla „kurnego“ i „boghedu“, różniących się nie tylko wielkością, lecz i kształtem.

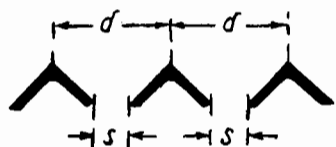
Analogicznie do produktów surowych, również produkty rozdrabiania, zależnie od budowy części składowych, mogą tworzyć mieszaninę ziarn różnego składu, odrębnych co do kształtu. Odpowiednio do swojej postaci krystalograficznej oraz łupliwości, minerały rozdrabniają się na ziarna różnego kształtu: PbS i FeS_2 dają ziarna postaci równoosiowej, kalcyt i skałen — podłużno-płaskiej (romboedry), kwarc — podłużno-zaokrąglonej; mika, grafit, błyszcz molibdenu — blaszkowatej, azbest — iglastej. Przedwstępne ogrzewanie dopomaga do rozszczepienia na cienkie blaszki tych minerałów, które mają wyraźną spójność, jako to: kalcyt, baryt, fluoryt, i t. p.

We wszystkich rozpatrzonych powyżej wypadkach różne co do kształtu ziarna dają możliwość przeprowadzenia wzbogacania. Sposób ten w niektórych wypadkach może się okazać jedynie możliwy dla danego minerału.

Przyrządy. Wzbogacanie podług kształtu polega na przesiewaniu na specjalnych przesiewaczach; przesiewacze takie odróżniają się swoistym kształtem rzeszot i otworów, odpowiadających kształtowi brył. Przez rzeszota z prawidłowymi otworami, okrągłymi lub kwadratowymi, łatwo przechodzą ziarna prawidłowego kształtu, natomiast trudno lub zupełnie nie przechodzą ziarna płaskie i iglaste. Przeciwnie przez otwory w kształcie szczelin, jeżeli są specjalnie rozmieszczone w płaszczyźnie przesiewacza, przechodzą ziarna płaskie, podłużne i iglaste, a nie przechodzą zaokrąglone, rombówce i t. p.

W Gruszewskich kopalniach antracytu przesiewacze składają się ze sztab żelaza kąтового, ustawionych daszkowo w kierunku podłużnym z pozostawieniem wąskich podłużnych szczelin. Poszczególne sortymenty materiału, uprzednio rozsortowanego na zwykłych przesiewaczach, kieruje się na odpowiednie daszkowo-rusztowe przesiewacze różnego kalibru, w których odległość między krawędziami sąsiednich rusztów jest nie mniejsza, aniżeli granica wyższa wymiaru dla danego sortymentu. Sześciennie kawałki antracytu przy podłużnym ruchu wahadłowym rusztów nie przechodzą przez wąskie szczeliny między-rusztowe i, przesuwając się w kierunku podłużnym, wychodzą jako górne sortymenty przesiewania, wówczas gdy płytki łupku i węgla nieczystego

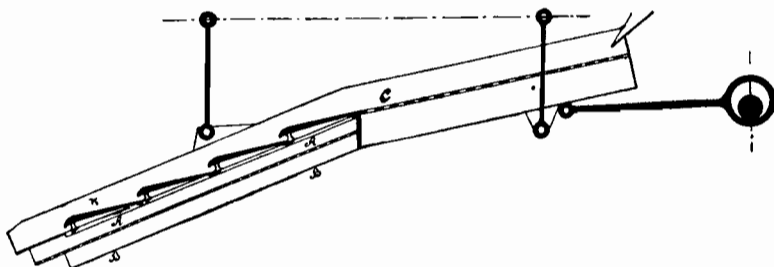
układają się na pochyłościach rusztów i, stając na kant, przechodzą przez szczeliny podłużne, tworząc produkt dolny (rys. 8). Jeżeli na takie ruszta



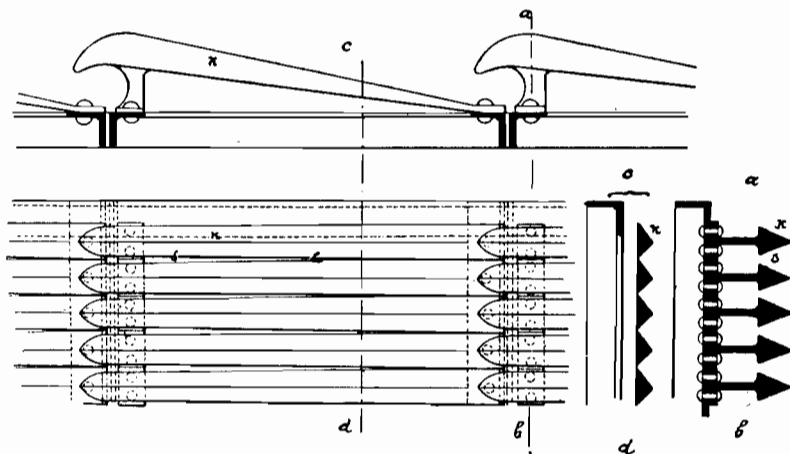
Rys. 8s. Ruszta daszkowe.

zostanie załadowany materiał uprzednio rozklasyfikowany w granicach ($d - s$), gdzie d = odległości górnych krawędzi dachówek a s — szerokości prześwitu między nimi, wówczas każda płytka położy się na boki dachówek i ma wielkie szanse zsunąć się przez szczelinę s , podczas gdy kawałki węgla, nie posiadając kształtu płytek, zostaną na powierzchni rusztu¹⁾.

zostanie załadowany materiał uprzednio rozklasyfikowany w granicach ($d - s$), gdzie d = odległości górnych krawędzi dachówek a s — szerokości prześwitu między nimi, wówczas każda płytka położy się na boki dachówek i ma wielkie szanse zsunąć się przez szczelinę s , podczas gdy kawałki węgla, nie posiadając kształtu płytek, zostaną na powierzchni rusztu¹⁾.



Rys. 9. Rusztowe przesiewacze Allard'a.

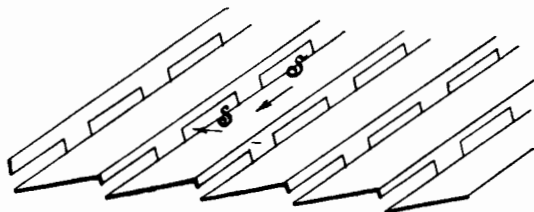


Rys. 10. Rusztowe przesiewacze Allard'a.

Rusztowe przesiewacze Allard'a (rys. 9 i 10) są udoskonalonym typem daszkowych przesiewaczy. Różnią się one od wyżej podanego typu kształtem odlanych ze stali rusztów k , których zaostrenie na krawędziach stopniowo wzrasta od kąta rozwartego w końcu

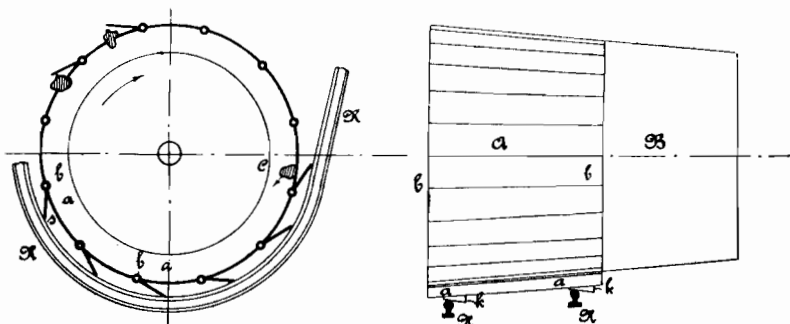
¹⁾ Ostatni ustęp od słów „Jeżeli na takie ruszta...” zaczerpnięto wraz z rys. 8 z pracy autora „Sortownictwo węgla kamiennych”, odbitka z Przegl. Techn. Warszawa 1927 r. str. 17.

górnym (przekrój *cd*) do kąta ostrego w końcu dolnym (przekrój *ab*), przy stopniowym rozszerzeniu szczeliny *s*. Taki kształt rusztów ułatwia bardziej prawidłowe wypadanie płytek. Jeden przesiewacz składa się z szeregu schodowo umieszczonych systemów (rys. 10). Razem z płytami przez szczeliny *s* przechodzi miął węglowy kształtu ziarnistego.



Rys. 11*. Przesiewacz Cox'a. *s* — otwory w postaci wąskich szczelin.

Miał oddziela się na niżej położonym rzeszocie *A* z otworami okrągłymi, przez które płyty przejść już nie mogą. W ten sposób na przesiewaczach Allard'a otrzymuje się 3 gatunki: gatunek górny — gruby, czysty węgiel, gatunek średni — płytowe odpady i gatunek dolny — miął, obfitujący niekiedy w piryt. Na zasadzie powyższej zbudowano



Rys. 12*. Przesiewacz bębnowy Rudolfa-Kolbe.

wiele różnych przyrządów (przesiewacze Cox'a, bęben Rudolfa i inne), które często mają zastosowanie w kopalniach antracytu w Pensylwanji.

Przesiewacze Cox'a mają kształt pochylonej pod nieznacznym kątem płyty, wygiętej w rowki podłużne o stromych i łagodnych zboczach kolejnych, z których strome mają otwory w postaci wąskich szczelin. Podczas ruchu wahadłowego sita, przez te szczeliny przechodzą płytki łupku, węgiel zaś kostkowy przesuwają się w rowkach w kierunku podłużnym (rys. 11)¹⁾.

Przesiewacz bębnowy Rudolfa-Kolbe (rys. 12) składa się ze stożka lub walca z opadającymi płytkami *a*, które się obracają

¹⁾ Opis przesiewacza Cox'a wraz z rys. 11, zaczerpnięto z pracy autora. „Skrót kursu przerób. mech. użyt. ciał kopaln. Węgiel.“ Wyd. litogr. Stud. Inst. Gór. w Petersburgu 1909 r. (po ros.) str. 79.

na osiach *b*. Szyny *R* ustalają szerokość szczeliny *s*, utworzonej przez opadające płytki. Regulowanie szczeliny osiąga się zapomocą klinów *k* przy opadających płytkach drogą podłużnego przesunięcia bębna. Zatrzymane w szczelinach *s* kawałki węgla zlatują z powrotem do bębna, przy położeniu płytki w punkcie *c*, w którym szyna trochę odchyła się od bębna. Wzbogacający przesiewacz bębnowy *A* tworzy bezpośrednie przedłużenie przesiewacza sortowniczego lub odwadniającego *B*. Podobnie jak i ruszta Allard'a, przesiewacz ten może być okrążony drugim bębniem o otworach drobnych dla oddzielenia miazgi, który spada łącznie z łupkiem¹⁾. W zagłębiach Dąbrowskiem i Śląskiem sposób ten dotąd nie znalazł zastosowania, jakkolwiek doświadczenia, wykonane przez autora na kopalni Saturn, wskazują w wielu przypadkach na zupełną możliwość stosowania z powodzeniem rusztów dachowych²⁾.

Różnica w kształcie wywiera pośredni wpływ również na inne mechaniczne sposoby wzbogacania, w znaczeniu utrudniania lub ułatwiania tego procesu. Np. przy mokrem wzbogacaniu węgla kamiennego płytkowy kształt łupków utrudnia rozdzielanie, natomiast płytowa budowa węgla wywiera wpływ dodatni. Kształt ziarn wywiera również wpływ na wielkość tarcia przy ślizganiu się po płaszczyźnie pochyłej, na której to różnicy oparte są specjalne sposoby wzbogacania. W każdym oddzielnym wypadku zadanie polega na wykorzystaniu wszystkich (możliwych) własności ciała kopalnego, w celu osiągnięcia najlepszych wyników, zapomocą sposobu najwięcej ekonomicznego. Często wzbogacanie, oparte na różnicy kształtu, uzupełnia inne rodzaje wzbogacania, przy których samodzielnie nie mogą być osiągnięte zadowalające wyniki. Ruszty Allard'a, oddzielając płyty, nie są w możności oddzielić piryty, zaś sposób mokry, łatwo oddzielając piryty, niedostatecznie oczyszcza węgiel od płytek łupku. Połączenie obu sposobów daje zupełnie zadowalające wyniki ostateczne. Oddzielanie płyt może następować po mokrem wzbogacaniu, lub też go poprzedzać; poprzedza wtedy, gdy płyty tłustego gliniastego łupku mają własność pęcznienia w wodzie i, przechodząc w ił, osiadają w postaci cienkiej warstewki na bryłach węgla, zanieczyszczając go lub, w najlepszym wypadku, nadając mu brzydki wygląd zewnętrzny, przez co odbiorcy taki węgiel często odrzucają.

§ 5. 4. Wzbogacanie podług tarcia.

Zasady wzbogacania. Jeżeli ziarno przesuwa się po jakiegokolwiek powierzchni pod działaniem pewnej siły zewnętrznej, to temu przesuwaniu przeciwdziała siła tarcia w różnym stopniu, odpowiednio

¹⁾ Opis przesiewacza Rudolfa-Kolbe wraz z rys. 12 zaczerpnięto z pracy autora „Skrót przerób. mech. węgla” wyd. litogr. Stud. Inst. Górniczego w Petersburgu (po ros.) 1909 r. str. 70.

²⁾ Zaczerpnięte z pracy autora „Sortownictwo węgla kamien”. Odb. z Przegl. Tech. Warszawa 1917 r. str. 17.

do własności materiału ziarna i jego powierzchni. Wskutek tego przesuwanie ziarn różnego składu zachodzi przy różnych prędkościach, co umożliwia dokonywanie rozdzielania minerałów, czyli wzbogacania.

Siła tarcia zależy: 1) od własności materiału i charakteru jego powierzchni i 2) od rodzaju ruchu ziarna po powierzchni — ślizgania, czy też toczenia.

Ziarna, mające gładkie powierzchnie wzdłuż łupliwości lub płaszczyzny podzielnosci, doznają mniejszego tarcia, niż ziarna o powierzchni nierównej i szorstkiej. Np. węgle z wyraźnymi płaszczyznami uwarstwienia i łupliwości doznają mniejszego tarcia, aniżeli bryły skały płonnej; drobno uwarstwione łupki doznają mniejszego tarcia, aniżeli gruboziarniste piaskowce, skałek — mniejszego, aniżeli wtrącone do niego minerały rud i t. p.

Tarcie przy ślizganiu oczywiście zawsze jest większe, aniżeli tarcie przy toczeniu. W tem znaczeniu pośredni wpływ wywiera kształt ziarna. Ziarna zaokrąglone, wieloboczne, o jednakowych wymiarach w trzech kierunkach pod działaniem siły zewnętrznej mają dążenie do toczenia się, wówczas gdy płaskie i podłużne ziarna — mają dążenie do ślizgania. Jeżeli więc mieszanina ziarn składa się z sześciennych brył węgla i płytek łupków, to te ostatnie przy ruchu po powierzchni ślizgają się, podlegając większemu opóźnieniu, aniżeli bryły węgla, które się toczą. Tak samo również włókna azbestu podlegają większemu opóźnieniu przy ślizganiu, aniżeli zaokrąglone ziarna serpentynu, które mają dążenie pod działaniem tej samej siły do toczenia się.

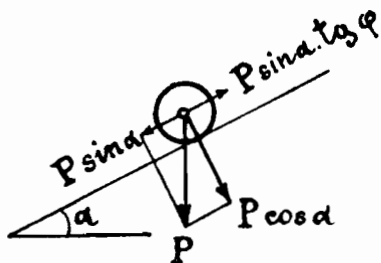
Co się tyczy siły, pod działaniem której zachodzi przesuwanie, to może nią być: 1) własny ciężar przy ruchu po równi pochyłej, 2) siła odśrodkowa przy ruchu po płaszczyźnie poziomej wirującej tarczy i 3) połączone działanie ciężaru i siły odśrodkowej. Odpowiednio do tego:

Przyrządy, działające podług zasady tarcia, dzielą się na trzy grupy:

- I. Równia pochyła,
- II. Separatory odśrodkowe,
- III. Separatory spiralne lub ściślejsze ślimacze.

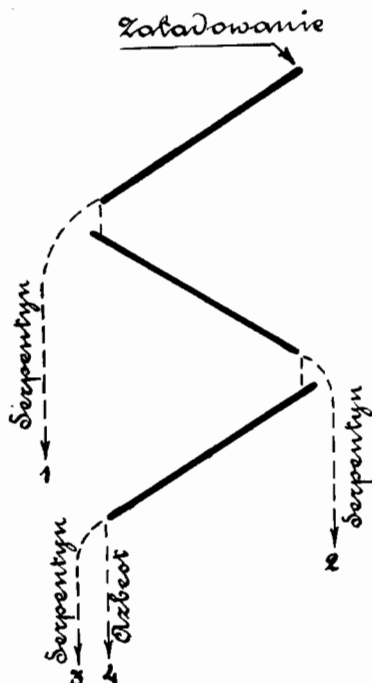
I. Równia pochyła. Po równi pochyłej ziarno przesuwa się pod działaniem siły $P \cdot \sin \alpha$, gdzie $\alpha =$ kąt nachylenia (rys. 13); sile tej przeciwdziała siła tarcia $P \cdot \cos \alpha \cdot \operatorname{tg} \varphi$, gdzie $\varphi =$ kąt tarcia, jeżeli $\angle \alpha > \angle \varphi$.

Wskutek różnych wielkości $\angle \varphi$ dla różnych ziarn, nabierają one, staczając się po równi pochyłej, różnego przyspieszenia i spadają



Rys. 13. Równia pochyła.

z końca równi po liniach parabolicznych, odchylając się w różnym stopniu od pionu. Rozdzielając wachlarzowaty strumień ziarn, spadających z dolnego brzegu równi pochyłej, zapomocą tarcz poprzecznych, ustawionych w miejscach dowolnych, można rozdzielić produkty określonego składu między oddzielnymi przegródkami. Na tej zasadzie opiera się wzbogacanie azbestu. Rudy azbestu zazwyczaj występują w postaci sieci cienkich żyłek włóknistego minerału — azbestu — z wydłużonemi iglastemi kryształami, rozłożonemi wpoprzek żyły, w masie twardego serpentynu (patrz tom I. rys. 82, str. 98). Przy rozdrabnianiu w kruszarkach walcowych serpentyn tworzy ziarna zaokrąglone, zaś włókna dobrego gatunku azbestu rozszczepiają się, lecz nie przecinają, zachowując swoją długość. Jeżeli taką rozluźowaną mieszaninę skierować na równię pochyłą, to ziarna serpentynu, podlegając nieznacznemu tarcniu, staczają się ze znaczną prędkością i, nabywając znaczną



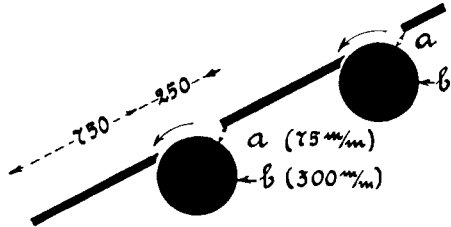
Rys. 14. Równia pochyła w kształcie zygzaka dla wzbogacania azbestu.

siłę żywą, spadną z dużym odchyleniem od linii pionowej, zaś włókna azbestu, zsuwając się powoli, spadną po linii prawie pionowej, oddzielając się łatwo od serpentynu. Przeważnie serpentyn unosi ze sobą mechanicznie pewną część azbestu, zaś drobne ziarna serpentynu zatrzymują się w włóknach azbestu. Wielokrotne powtórne wzbogacanie otrzymywanych tą drogą produktów w wyniku ostatecznym daje zupełnie czysty azbest i odpady serpentynu z nieznaczną domieszką pyłu azbestowego. Dla wielokrotnego wzbogacania azbestu równie pochyłe ustawiane są w kształcie zygzaka jedna pod drugą (rys. 14). Na każdą niżej leżącą równię pochyłą trafia produkt wzbogacony w azbest z równi wyżej leżącej. W ten sposób, mając układ z trzech równi pochyłych, otrzymujemy jeden produkt gotowy N. 4 — czysty azbest i 3 rodzaje odpadów serpentynu: N. 1, N. 2 i N. 3, które łączy

się razem i przepuszcza powtórnie przez równie pochyłe. Wyżej opisany sposób wzbogacania azbestu stosuje się w kopalniach azbestu na Uralu i w pobliżu Ekaterynburga.

W Półn. Ameryce w kopalniach antracytu stosuje się ten sam sposób wzbogacania do oddzielenia antracytu od płytek łupku, przy czem, odwrotnie do azbestu, jako gotowy produkt rynkowy (czysty an-

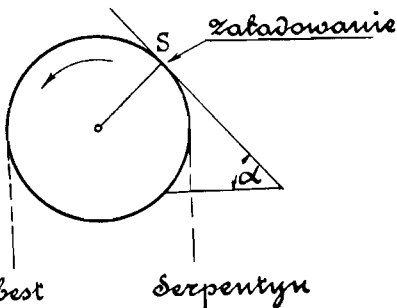
tracyt) otrzymuje się materiał, posiadający mniejsze tarcie i odchylający się na znacznie większą odległość od pionu, aniżeli ślizgające się płytki łupku. Wielokrotne wzbogacanie osiąga się rozmieszczeniem w jednej płaszczyźnie kilku nachylonych płyt (rys. 15), w odstępach między którymi ustawione są wirujące w kierunku nachylenia walce b , nieco występujące ponad poziom ogólny równi pochyłej i tworzące wąską szczelinę a od strony górnej. Toczące się z wielką prędkością kawałki węgla przeskakują szczelinę a i ruchem obrotowym walców przenoszą się na niżej leżącą płytę. Ślizgające się płytki łupku, przechodzą przez szczelinę i trafiają w takie miejsce walców b , w którym prędkość obrotowa jest niedostateczna, aby pociągnąć łupki na płytę następną. Ziarna łupku, mechanicznie uniesione z węglem na płytę następną, mają możliwość oddzielenia się od węgla w następnej szczelinie a i t. d. W ten sposób antracyt, po przejściu przez szereg płyt, w ostatecznym wyniku oczyszcza się zupełnie od domieszki łupku, który w postaci szeregu produktów otrzymuje się ze szczelin a . Odpady te mogą w sobie zawierać mechanicznie pociągnięte ziarna węgla, które



Rys. 15. Automatyczny stół do przebiegania węgla (self-picking table).

łatwo można oddzielić od płytek skały płonnej zwykłym przesiewaniem na przesiewaczach. Przyrząd wyżej opisanego typu w Ameryce nazywa się automatycznym stołem do przebiegania węgla (self-picking table).

Odmianę równi pochyłej przedstawia walec wirujący na osi poziomej (rys. 16). Jeżeli rozluźnioną mieszaninę wzbogaconego



Rys. 16. Walec wirujący na osi poziomej dla wzbogacania azbestu.

materiału doprowadzić do styku z walcem wirującym po linii tworzącej S , do której styczna płaszczyzna tworzy z poziomem kąt α o wielkości mniejszej od kąta tarcia jednych ziarn, i większej od kąta tarcia innych, to ziarna pierwsze będą pociągane przez walec w kierunku obrotu, natomiast drugie będą się staczać w kierunku odwrotnym, jeżeli oprócz tego siła żywa, nadawana im

wskutek ruchu obrotowego walca, jest mniejsza od tej, pod działaniem której ziarna te spadają. W ten więc sposób na przeciwległych stronach walca zbierają się różnorodne produkty. Przez wielokrotne powtórzenie tego procesu na kilku walcach, umieszczonych jeden nad drugim, w ostatecznym wyniku uzyska się czyste rynkowe produkty, pozba-

wione domieszek ubocznych. Separatory walcowe mają zastosowanie w niektórych kopalniach azbestu na Uralu w pobliżu Ekaterynburga¹⁾, narówni z równiami pochyłymi.

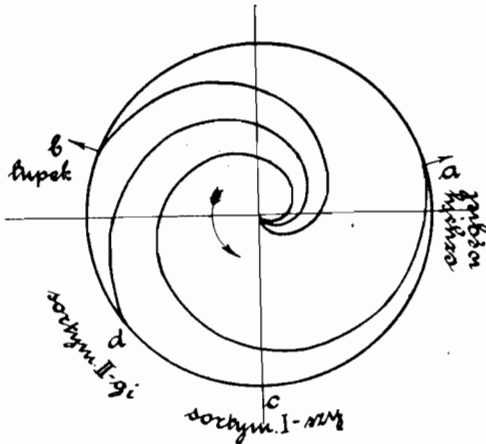
Siła, pod działaniem której zachodzi ruch na równi pochyłej, wyraża się wzorem:

$$F = P \cdot \sin \alpha - P \cdot \cos \alpha \cdot \operatorname{tg} \varphi \\ = mg (\sin \alpha - \cos \alpha \cdot \operatorname{tg} \varphi);$$

Przyspieszenie przez nią nadane:

$$G = g (\sin \alpha - \cos \alpha \cdot \operatorname{tg} \varphi),$$

nie zależy więc od średnicy ziarna. Z tego wynika, iż teoretycznie uprzednia klasyfikacja podług wielkości nie ma tutaj znaczenia. Jednak



Rys. 17. Separator odśrodkowy.

doświadczenie wskazuje na to, że klasyfikacja dopomaga do dokładniejszego rozdzielania, ponieważ przy wzbogacaniu już sklasyfikowanej mieszaniny otrzymuje się mniejsze straty, spowodowane przez mechaniczne pociągnięcie ziarn jednego składu przez ziarna składu innego.

2. Separator odśrodkowy, jest to szybko wirująca tarcza pozioma, do środka której ładuje się wzbogacany materiał

(rys. 17). Pod działaniem siły odśrodkowej ziarna przesuwają się po promieniach tarczy linjami spiralnymi. Ruchowi temu przeciwdziałają siła tarcia w stopniu różnym, zależnie od własności ziarna. Z tego więc powodu ziarna, podlegające mniejszemu tarcziu, np. węgiel, — szybciej osięgają brzeg tarczy, niż ziarna łupku, i wyładowanie ziarn różnego składu, przy określonej prędkości ruchu obrotowego, następuje w różnych miejscach obwodu. Jeżeli w punkcie *a* następuje wyładowanie najczystszych ziarn węgla, a w punkcie *b* — łupku, to w odstępie *ab*, od *a* do *b*, otrzymywać się będzie produkty przejściowe z stopniowym przejściem od czystego węgla do czystych łupków. Rozdzielając strumień *ab* przegrodami *c* i *d*, ustawionymi w miejscach dowolnych, można otrzymać produkty dowolnej jakości: I — węgiel czysty, II — produkt przejściowy i III — czyste odpady. Produkt II. można poddać powtórnemu wzbogacaniu bezpośrednio lub też po uprzednim rozdrobieniu.

¹⁾ Sposób Łozińskiego.

Siła, pod działaniem której zachodzi przesuwanie ziarna na tarczy w kierunku jej promienia, wyraża się wzorem:

$$F = \frac{P}{g} \cdot \frac{v^2}{R} - P \cdot \operatorname{tg} \varphi$$

$$= mg \left(\frac{v^2}{gR} - \operatorname{tg} \varphi \right);$$

przyśpieszenie, zaś, przez nią nadane:

$$G = \frac{v^2}{R} - g \cdot \operatorname{tg} \varphi,$$

nie zależy, więc, od średnicy ziarna. Z tego wynika, iż teoretycznie klasyfikacja podług wielkości nie ma tutaj znaczenia. Pod względem jednak praktycznym może mieć wpływ na zmniejszenie strat, spowodowanych przez pociągnięcie jednych ziarn przez drugie.

Odśrodkowe separatory, działające podług zasady wyżej opisanej, budowała jedna z firm w Charkowie; znajdują one zastosowanie na niektórych kopalniach w Zagłębiu Donieckim.

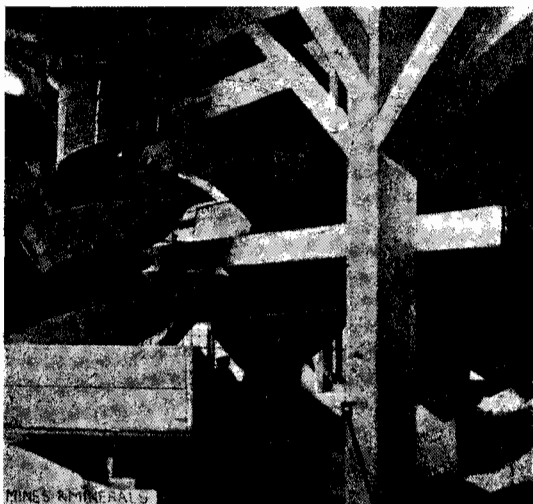
3. Separatory spiralne lub ślimacze Pardee są oparte na zasadzie połączonego działania równi pochyłej i separatorów odśrodkowych. Przedstawiają one podwójną równię pochyłą, skreconą po linii śrubowej około nieruchomej kolumny pionowej (rys.



Rys. 18. Separator spiralny Pardee w jednym z wzbogacalnych zakładów antracytu w Pensylwanii; *c* — brzegi żłoba zewnętrznego *b*, niepozwalające kawałkom materiału wypaść z przyrządu.

18, 19 i 20) w kształcie śruby dwuzwojowej. Obydwie równie mają nieznaczne nachylenie w kierunku promienia ku środkowej kolumnie i przyjmują kształt żłobów śrubowych. Żłoby mają różną szerokość. Żłób śrubowy *a* o mniejszej średnicy nazywa się „wewnętrznym“, żłób zaś *b* o większej średnicy — „zewnętrznym“. Niekiedy urządza się kilka żłobów zewnętrznych w liczbie do 4 i wtedy cały przyrząd ma

wygląd śruby wielozwojowej. Na rys. 18 z prawej strony mamy czterozwojowy przyrząd z 3 wewnętrznymi zębami. Materiał załadunku się z góry osobno do każdego zębów wewnętrznych. Staczając się ku dołowi i nabierając siły odśrodkowej, wskutek okręcania się dokoła osi pionowej na śrubowej powierzchni zębów, każdy kawałek materiału surowego kreśli na tej powierzchni linię spiralno-śrubową i zbliża się stopniowo do jej krawędzi. Temu przesuwaniu się odśrodkowemu w kierunku promienia przeciwdziała siła tarcia. Przy określonej liczbie zwojów zębów śrubowego, kącie jego nachylenia podłużnego oraz poprzecznego (w kierunku promienia do środka), jak również szerokości zębów,



Rys. 19. Separatory spiralne Pardee dużej wielkości.

każdy kawałek węgla, spotykając mniejszy opór tarcia, wyskakuje do zębów zewnętrznych, przy czym bardziej stroma jego ścianka c nie pozwala kawałkom tym wypaść zupełnie z przyrządu; natomiast kawałki łupku, spotykając większy opór tarcia, staczają się wolniej, nabierają mniejszej siły odśrodkowej i pozostają wewnątrz zębów a . W ten sposób na dole przyrządu otrzymuje się osobno węgiel ze zębów zewnętrznych i łupki — ze zębów wewnętrznych.

Każdy z produktów może być w razie potrzeby przepuszczony powtórnie przez separator, co w wyniku ostatecznym może dać trzy produkty: czysty węgiel, czyste odpady i produkt przejściowy, który może być skierowany do drugiego stadium przeróbki. Liczba zębów wewnętrznych wywiera wpływ jedynie na wydajność.

Na separatorach spiralnych, powszechnie używanych w Ameryce na kopalniach antracytu, a czasem i węgla miękkiego, materiał ulega wzbogacaniu po uprzednim sortowaniu, które łączy w ten sposób jednocześnie zadania klasyfikacji na gatunki rynkowe, w kawałkach od 80 mm do 5 mm. Główną zaletą przyrządu jest automatyczność wykonania pracy bez wszelkiego nakładu energii mechanicznej.

Niedawno wykonane przez autora doświadczenia na kopalni Saturn wykazały, że w naszych warunkach separatory spiralne mogą znaleźć zupełnie usprawiedliwione zastosowanie, wykonując oczyszczanie orzecha od kamienia daleko dokładniej i naturalnie taniej, aniżeli

zwykle u nas stosowane sposoby ręczne; nadto okazało się, że jest możliwe skuteczne oczyszczanie od kamienia nawet orzecha III. w granicach 25—15 mm, co jest zupełnie nieosiągalne przy sortowaniu ręcznym. Ze względu na to, że były to pierwsze doświadczenia tego rodzaju u nas, oraz że wyniki tych prób wskazują na możliwość ulepszenia w wielu wypadkach tanim kosztem sortowania węgla, uważam za właściwe przytoczenie w tym miejscu osiągniętych wyników.

W głównych zarysach wyniki te są następujące.

Ze sztucznie przygotowanej mieszaniny, zawierającej 50% kamienia, po dwukrotnem przepuszczeniu materiału przez separator otrzymano:

| | | | | |
|--------|------|---------------|-----|----------|
| Orzech | I. | z zawartością | 8% | kamienia |
| " | II. | " | 18% | " |
| " | III. | " | 33% | " |

przyczem w odpadach wyeliminowano:

| | | | | |
|--------------|----|-----------|-----------|-----|
| przy orzechu | I. | | 92% | |
| " | " | II. | | 78% |
| " | " | III. | | 50% |

pierwotnej ilości kamienia.

Próby wzbogacania naturalnych sortymentów

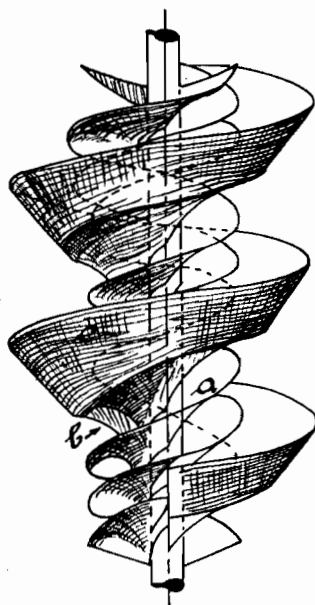
| | | | | |
|---------|------|---------------|--------|----------|
| Orzecha | I. | z zawartością | 3,45% | kamienia |
| " | II. | " | 3,30% | " |
| " | III. | " | 16,90% | " |

dały produkty o nast. zawartości kamienia:

| | | | | |
|--------|------|-----------|-------|----------|
| Orzech | I. | | 2,0% | kamienia |
| " | II. | | 1,5% | " |
| " | III. | | 10,0% | " |

przyczem w odpadach wyeliminowano kamienia:

| | | | | |
|--------------|----|-----------|-----------|-----|
| przy orzechu | I. | | 38% | |
| " | " | II. | | 57% |
| " | " | III. | | 45% |



Rys. 20. Separator spiralny Pardee (schemat).

Jeżeli uwzględnimy, że ok. 50% kamienia z orzecha III. usunięto podczas próby w ciągu kilku sekund, to będziemy musieli przyznać, że wynik ten jest nader udatny, gdyż drogą sortowania ręcznego byłoby to absolutnie nieosiągalne. Nie ulega wątpliwości, że w drodze pewnych udoskonaleń mechanizmu i metody, możnaby z orzecha III., zawierającego 17% kamienia, usunąć do 80% całej ilości kamienia

i otrzymać produkt o zawartości obcych domieszek nie przekraczającej 8%¹⁾.

Niektóre przyrządy urządzone są z osią obracającą się w dowolnym kierunku. Obracanie to ma na celu regulowanie działania przyrządu: obracanie w kierunku upadu równoznaczne jest ze zmniejszeniem podłużnego nachylenia żłobu a więc ze zwolnieniem ruchu; obracanie w kierunku odwrotnym równoznaczne jest ze zwiększeniem podłużnego nachylenia a więc z przyspieszeniem ruchu.

Oczywiście, że separator spiralny, będąc połączeniem dwóch poprzednich typów, teoretycznie nie wymaga klasyfikacji poprzedzającej, ze względów jednak praktycznych klasyfikacja taka może być pożyteczna.

Separatory ślimacze mają wielkie zastosowanie w Ameryce Półn. przy wzbogacaniu antracytów. Powyżej 60% całości wydobywanego w Pensylwanji antracytu wzbogacają sposobem suchym zapomocą separatorów spiralnych (ślimaczych) wyżej opisanego typu. Rzadziej znajdują zastosowanie separatory spiralne przy wzbogacaniu węgla kamiennych. Wzbogacania antracytów zwykle dokonywa się po uprzedniej klasyfikacji i w zastosowaniu do ziarn od 60 mm — 5 mm w dwóch ujęciach, przyczem otrzymują trzy sortymenty o wysokim stopniu wzbogacania. Nadzwyczajna prostota, zupełna automatyczność działania, brak części ruchomych (w separatorach nieruchomych) stanowią wybitną dodatnią cechę separatorów, zapewniającą im nadzwyczaj szerokie zastosowanie w Ameryce.

Wszystkie metody wzbogacania, oparte na tarcu, są typowymi procesami suchymi i mogą być stosowane z powodzeniem tylko dla zupełnie suchego materiału, stąd metoda ta ma zastosowanie ograniczone. Dlatego też produkty wilgotne, niezdatne do wzbogacania innymi metodami, muszą być poddane uprzedniemu wysuszeniu.

§ 6. 5. Wzbogacanie podług ciężaru gatunkowego.

Wzbogacanie podług ciężaru gatunkowego może być:

- I. Mokre, t. zw. mokry proces wzbogacania, i
- II. Suche albo powietrzne wzbogacanie.

I. Mokry proces wzbogacania²⁾ czyli płókanie.

Zasady płókania. I. Mokry proces wzbogacania podług ciężaru gatunkowego w istocie swojej opiera się na różnicy prędkości opadania w wodzie ziarn różnego ciężaru gatunkowego, lecz jednakowo-

¹⁾ Od słów „Stacząc się ku dołowi“ (str. 28, 3 wiersz od góry) zaczerpnięto z pracy autora „Sortownictwo węgla kamiennych“ odbitka z Przegl. Tech. Warszawy 1917 r., str. 18.

²⁾ Separating by specific gravity; Separating by settling in water. Nass-mechanische Sortierung. Lavage dans l'eau. Lavage proprement dit. **Мокрый процесс обогащения. Отсадка.**

wej wielkości, lub też na różnicy wielkości ziarn różnego ciężaru gatunkowego, opadających w wodzie z jednakową prędkością (t. zw. równopadających), lecz nie bezpośrednio na różnicy ciężaru gatunkowego. Ponieważ jednak różnica prędkości opadania ziarn jednakowej wielkości, jak również różnica wielkości ziarn równopadających uwarunkowana jest różnicą ciężarów gatunkowych, to zwykle mokry proces wzbogacania określaną bywa cechą pośrednią, jako wzbogacanie podług ciężaru gatunkowego. Określenie to jest słuszne: 1) dlatego, iż proces ten nie może być zastosowany do rozdzielania minerałów jednakowego lub zbliżonego ciężaru gatunkowego i 2) ponieważ bezpośrednia zasada rozdzielania jest dwójaka: podług prędkości i podług wielkości ziarn, w zależności od sposobu przygotowania, grubości i charakteru materiału.

A. Rozdzielenie podług prędkości jest stosowane do materiału grubszego, od kostki do grubego piasku (patrz t. I. str. 70). Prawo opadania ciał w wodzie dla ziarn $> 1,5$ mm, jak wiemy, podług Rittinger'a wyrażone jest wzorem:

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

Istotnie, jeżeli oznaczymy ¹⁾

p — ciężar opadającego ciała kształtu kulistego;

d — średnicę jego w metrach;

δ — ciężar gatunkowy ciała;

Δ — ciężar gatunkowy środowiska, w którym zachodzi opadanie (dla wody = 1);

v — prędkość opadania w m/sec;

w — opór cieczy;

wtedy siła, pod wpływem której ziarno opada, równa się jego ciężarowi po potrąceniu ciężaru wypartej cieczy:

$$p - p \cdot \frac{\Delta}{\delta}$$

przy ruchu ustalonym

$$p - p \cdot \frac{\Delta}{\delta} = w \dots \dots \dots (a)$$

Podług praw hydrauliki

$$w = \frac{v^2}{2g} \Delta \frac{\pi d^2}{4} \cdot \alpha \dots \dots \dots (b)$$

gdzie α — współczynnik oporu.

Lewą stronę równania (a) możemy zastąpić przez

¹⁾ Uzasadnienie wzoru Rittinger'a zaczerpnięto z kursu autora dla słuch. Akad. Górniczej w Krakowie (rękopis z r. 1923).

$$p \left(1 - \frac{\Delta}{\delta}\right) = \frac{\pi d^3}{6} \cdot \delta \left(1 - \frac{\Delta}{\delta}\right) = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) \quad \dots \quad (c)$$

Wstawiając do wzoru (a) wartości (b) i (c), otrzymamy:

$$\frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) = \frac{v^2}{2g} \Delta \frac{\pi d^3}{4} \cdot \alpha$$

skąd
$$v = \sqrt{\frac{2}{3\alpha}} \cdot \sqrt{2g} \cdot \sqrt{\frac{d(\delta - \Delta)}{\Delta}},$$

oznaczając
$$k = \sqrt{\frac{2}{3\alpha}} \cdot \sqrt{2g} \quad \text{oraz}$$

przyjmując dla wody $\Delta = 1$ otrzymamy wzór Rittinger'a w postaci

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

Jest to prędkość końcowa, do której rzeczywista prędkość zbliża się, poczynając od 0 w pierwszej chwili opadania, a którą w istocie osiąga po nieskończonej wielkiej czasie.

Praktycznie zaś osiąga ją w czasie tak krótkim, że ruch opadających ziarn może być uważany za równomierny o prędkości stałej, równej końcowej. Prawo to, jak widzieliśmy, sprawiedliwe jest tylko dla ziarn większych od 1,5 mm. Przedstawimy wzór (1) w postaci
$$v = k \sqrt{(\delta - 1)} \cdot \sqrt{d} \quad \dots \quad (1')$$

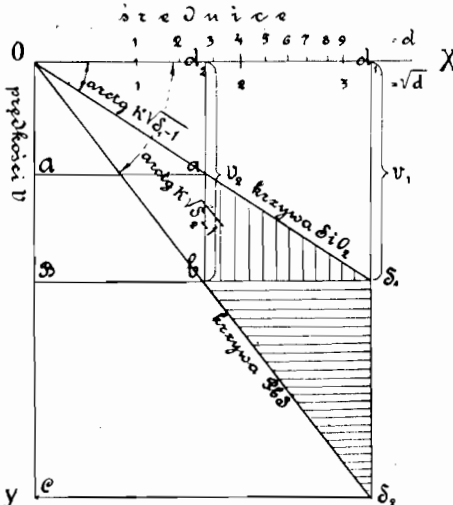
W tej postaci prawo Rittinger'a przedstawić można graficznie w postaci prostej 0δ (rys. 21), jeżeli na osi rzędnych odkładamy \sqrt{d} , a na osi odciętych (w dół) prędkości v .

Kąt nachylenia prostych linii i prędkości, wychodzących z punktu początkowego, do osi odciętych — $\arctg k\sqrt{\delta - 1}$ zależy od ciężaru

Rys. 21. Prawo Rittingera przedstawione graficznie. Oś rzędnych podzielona proporcjonalnie do \sqrt{d} . Przy odpowiednich podziałkach oznaczone są średnice w stopniu pierwszym.

gatunkowego; im większy ciężar gatunkowy, tem większy jest ten kąt.

Jeżeli badana mieszanina składa się z ziarn od 0 do d_1 , to, jak można wnioskować łatwo z rys. 21, jedynie część ziarn grubszych cięższego ciała o cięż. gatun. δ_2 (na przykład PbS), a mianowicie w granicach od d_1 do d_2 , będzie wyprzedzać przy opadaniu w wodzie wszystkie ziarna ciała lżejszego o cięż. gat. δ_1 (np. SiO_2). Jeżeli



więc spowodować opadanie takiej mieszaniny w wodzie, która wypełnia jakiekolwiek naczynie, to wówczas zachodzi podział materiału na 2 warstwy poziome: warstwę dolną BC ,¹⁾ składającą się z czystych ziarn ciała cięższego (PbS) w granicach $d_1 - d_2$, sięgających do dna naczynia i górną warstwę OB , składającą się z mieszaniny wszystkich ziarn ciała lżejszego (SiO_2) w granicach od d_1 do 0, oraz ziarn ciała cięższego (PbS) w granicach od d_2 do 0.

Z wykresu wynika, iż aby warstwa górna składała się z czystych ziarn ciała lżejszego, bez domieszki ziarn ciała cięższego (PbS), — jest konieczne, by badana mieszanina nie zawierała zupełnie ziarn drobniejszych od d_2 , t. j. by mieszanina obejmowała ziarna w granicach ($d_1 - d_2$), określonych graficznie przeprowadzeniem $\delta_1 b // XO$; $bd_2 // YO$. Oczywiście, że w tych warunkach wszystkie ziarna ciała cięższego (PbS) wyprzedzają przy opadaniu wszystkie ziarna ciała lżejszego (SiO_2), t. j. mieszanina podzieli się, podług prędkości opadania, na 2 warstwy o różnym ciężarze gatunkowym: warstwę górną AB — ciała lżejszego o cięż. gat. δ_1 (SiO_2) i warstwę dolną BC — ciała cięższego o cięż. gat. δ_2 (PbS).

Z wykresu wynika, iż prędkość opadania v_2 najdrobniejszych ziarn d_2 ciała cięższego powinna być mniejsza od prędkości opadania v_1 najgrubszych ziarn d_1 ciała lżejszego, t. j.

$$v_2 \geq v_1,$$

lecz:

$$v_2 = k \sqrt{d_2 (\delta_2 - 1)}$$

$$v_1 = k \sqrt{d_1 (\delta_1 - 1)},$$

a więc:

$$k \sqrt{d_2 (\delta_2 - 1)} \geq k \sqrt{d_1 (\delta_1 - 1)},$$

stąd:

$$\frac{d_1}{d_2} \leq \frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1} = \varepsilon \dots \dots \dots (2)$$

Stosunek ten nazywa się współczynnikiem równoczesności opadania, względnie współczynnikiem równopadania, gdyż ziarna dwóch ciał o różnych ciężarach gatunkowych, o średnicach znajdujących się w stosunku $= \varepsilon$ ¹⁾, opadają w wodzie z równą prędkością. Równanie (2) orzeka, że średnice dwóch ziarn, opadających z jednakową prędkością, są odwrotnie proporcjonalne do ich ciężarów gatunkowych, zmniejszonych o jedność. Jeżeli stosunek skrajnych średnic mieszaniny jest

¹⁾ Współczynnik równopadania przyjmuje się stałe za wielkość > 1 , t. j. bierze się stosunek większej średnicy ciała lżejszego do mniejszej średnicy ciała cięższego.

mniejszy od współczynnika równopadania, to taka mieszanina, nie posiadając ziarn równopadających, rozdzieli się w maszynach płóczkowych dokładnie na 2 warstwy podług ciężarów gatunkowych. Jeżeli przeciwnie stosunek skrajnych średnic mieszaniny jest większy od współczynnika równopadania, wówczas wytworzy się w maszynie płóczkowej warstwa środkowa ziarn równopadających, zmieszanych ze sobą, tem grubsza — im większy jest stosunek skrajnych średnic. Jeżeli zaś płóckaniu ulega masa niesortowana, zawierająca ziarna obydwu ciał wszystkich wielkości od d do 0, wówczas osiągniemy tylko częściowe wzbogacanie, gdyż w stanie czystym wydzielą się jedynie części ciała cięższego w dolnej warstwie; górne zaś warstwy w całej swej masie będą się składały z mieszaniny obu ciał.

Z tego wynika, że jeżeli chodzi o możliwie dokładny rozdział mieszaniny dwóch ciał, to należy uprzednio przeprowadzić klasyfikację na sitach, przytem skala klasyfikacji winna być nie większa od współczynnika równopadania.

Przykład I. Cięż. gat. $PS - \delta_2 = 7,5$
 „ „ $SiO_2 - \delta_1 = 2,65$

$$\epsilon = \frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1} = \frac{7,5 - 1}{2,65 - 1} = 4.$$

Jeżeli górna granica mieszaniny $d_1 = 80$ mm, to uprzednia klasyfikacja powinna być stała w granicach:

$$80 : 20 : 5 : 1,25 - 3 \text{ klasy}$$

I II III

Biorąc pod uwagę, iż mieszanina może zawierać zrosty, które uważane być mogą za ciało trzecie o przeciętnym ciężarze gatunkowym 4,3 — otrzymujemy:

Współ. równopad. $PbS/zrosty : \epsilon_1 = \frac{7,6 - 1}{4,3 - 1} = 2$
 „ „ „ $zrosty/SiO_2 : \epsilon_2 = \frac{4,3 - 1}{2,65 - 1} = 2$

Z tego wynika, iż mieszanina powinna być rozklasyfikowana w granicach węższych:

$$80 : 40 : 20 : 10 : 5 : 2,5 : 1,25 - \text{na 6 klas}$$

I II III IV V VI

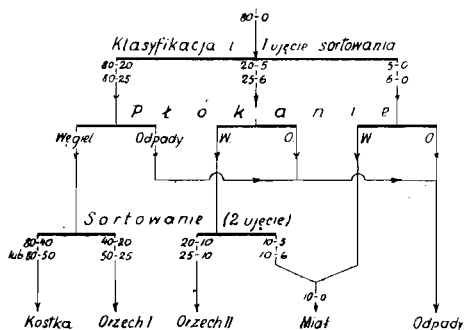
Przykład II. Jeżeli np. domieszki stanowią czysty łupek, którego ciężar gatunkowy wynosi 2,3, wówczas — przyjmując ciężar gatunkowy czystego węgla = 1,3 — powinniśmy ustalić skalę klasyfikacji s na podstawie równ. (2):

$$s \leq \varepsilon = \frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1} = \frac{2,3 - 1}{1,3 - 1} = \approx 4,3.$$

Skala więc może być względnie szeroka; otwory sit mogą np. stanowić szereg : 80 : 20 : 5 i cały proces płókania i sortowania może zachodzić podług schematu rys. 22.

Jeżeli domieszki składają się z węgla zanieczyszczonego, łupku przerośniętego węglem, łupku palnego i t. p., których ciężar gatunkowy wynosi 1,6 albo jeżeli chcemy wytworzyć produkt przejściowy, składający się ze zrostów, o takim samym ciężarze gatunkowym, obok odpadów czystego łupku, wówczas skala klasyfikacji powinna być:

$$s \leq \frac{1,6 - 1}{1,3 - 1} = \frac{0,6}{0,3} = 2$$



Skala klasyfikacji powinna być zatem wąska i otwory sit dla klasyfikacji powinny np. stanowić szereg : 80 : 40 : 20 : 10 : 5 : 0. Skala ta łatwo może być uzgodniona ze skalą sortowania:

$$80 : 50 : 25 : \underbrace{13 : 6 : 0}_{13 : 0}$$

i cały proces płókania i sortowania zostanie wykonany podług schematu rys. 23. Zwykle też na sortowniach, stosujących płókanie, spotykamy skalę klasyfikacji ≤ 2 .

Według Richards'a współczynnik k we wzorze (1) jest różny dla różnych ciał, a zatem i współczynnik równopadania ma wzór dokładniejszy:

$$\varepsilon = \left(\frac{k_2}{k_1}\right)^2 \frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1} \dots \dots \dots (3)$$

Dla $PbS \dots k_2 = 100$, dla $SiO_2 \dots k_1 = 87$ (patrz tom I. str. 70):

$$\varepsilon = \left(\frac{100}{87}\right)^2 \cdot \frac{7,6 - 1}{2,65 - 1} = 1,324 = 5,3$$

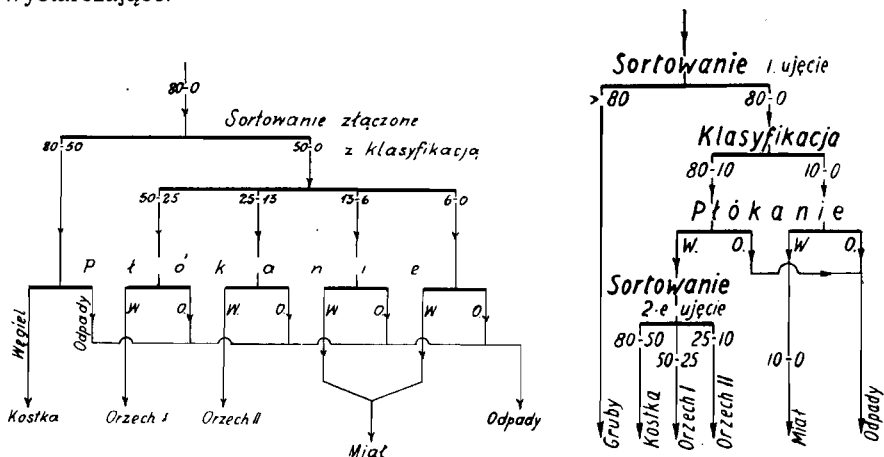
Granice więc klasyfikacji mogą być przyjęte szersze:

$$80 : 15 : 2,8 : 0,6$$

I II III

W wielu wypadkach w praktyce faktyczny współczynnik równopadania w tych warunkach, w jakich rzeczywiście zachodzi płókanie, może

być przyjęty — jak to wyjaśnił Richards — znacznie większy, aniżeli to wynika z prawa Rittinger'a, z drugiej zaś [strony w praktyce nigdy nie dąży się do całkowitego usunięcia kamienia w 100%, lecz poprzestaje się na osiągnięciu dopuszczalnej zawartości popiołu w węglu rynkowym. Z tego wynika, że znaczne rozszerzenie skali klasyfikacji, aż do całkowitego wyeliminowania uprzedniej klasyfikacji, stwarza tylko pozorną niesłuszność teorii Rittinger'a i wskazuje jedynie, że w danym wypadku teoretycznie niedokładne sortowanie jest praktycznie wystarczające.



Rys. 23 s i 24 s. Schemat płókania i sortowania.

Poza tem Richards wykazał, że nie można uważać, ażeby w maszynach płóczkowych zachodziło zjawisko swobodnego opadania ziarn w wodzie, i wobec tego stosowanie w płóczkach bez zastrzeżeń prawa opadania ziarn w wodzie podług Rittinger'a:

$$v = k \sqrt{d(\delta - 1)} \text{ jest niemożliwe.}$$

Richards uważa, że jeżeli chodzi o to, aby pozostać w zgodzie z teorią, trzeba przyjmować, że w maszynach płóczkowych zachodzi zjawisko opadania „skrępowanego“, to znaczy, że ziarna opadają nie w czystej wodzie, lecz w gęstej cieczy o średnim ciężarze gatunkowym wody i ciała lżejszego, wziętych w równych objętościach. To znaczy, w przypadku węgla, ciężar gatunkowy cieczy, w której opadają kawałki łupku, powinien być przyjęty $= 1,15$ — wzór zaś Rittinger'a na prędkości opadania ziarn w wodzie, dla warunków opadania „skrępowanego“, powinien przyjąć postać:

$$v = k \sqrt{d \left(\frac{\delta - \Delta}{\Delta} \right)} \dots \dots \dots (4)$$

Dla wypadku PbS i SiO_2 średni ciężar gatunkowy wody i kwarcu przy 60% stosunku objętościowym wody wynosi $\Delta = 1,5$. Odpowiednio do tego współczynnik w warunkach równopadania skrępowanego:

$$\varepsilon_s = \left(\frac{k_2}{k_1}\right)^2 \cdot \frac{\delta_2 - \Delta}{\delta_1 - \Delta} \dots \dots \dots (5)$$

Dla PbS/SiO_2 :

$$\varepsilon_s = \left(\frac{100}{87}\right)^2 \cdot \left(\frac{7,65 - 1,5}{2,65 - 1,5}\right) = 1,32 \cdot 6,2 = 7,2$$

Stąd klasyfikacja może być przeprowadzona w granicach:

$$80 : 10 : 1,25 \text{ — tylko 2 klasy}$$

I II

Dla wypadku węgla i łupku możemy przyjąć

$$\varepsilon_s = \frac{\delta_2 - \Delta}{\delta_1 - \Delta} \dots \dots \dots (5')$$

czyli dla czystych łupków przy $\delta_2 = 2,3$,

$$\varepsilon_s = \frac{2,3 - 1,15}{1,3 - 1,15} = 7,7;$$

dla łupków zanieczyszczonych przy $\delta_2 = 1,6$

$$\varepsilon_s = \frac{1,6 - 1,15}{1,3 - 1,15} = 3$$

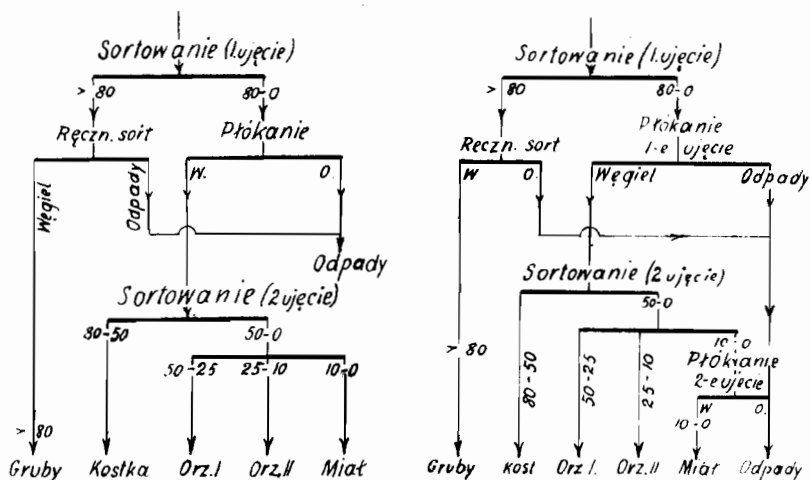
Pierwszy z tych współczynników praktycznie wyeliminuje zupełnie klasyfikację, albo ogranicza ją najwyżej do utworzenia trzech klas:

$$80 - 10; 10 - 1,3; 1,3 - 0,$$

przyczem, ponieważ materiału 1,3 — 0 jest bardzo niewiele, przeto, zadawalniając się dopuszczalnymi wynikami płókania miazła, możemy połączyć dwie ostatnie klasy w jedną i otrzymać tylko 2 klasy 80 — 10 i 10 — 0 (rys. 24). Ale na tej samej podstawie możemy również połączyć i te 2 klasy i płókać podług schematu (rys. 25), a w razie potrzeby stosować w 2-em ujęciu powtórne, czyli poprawcze płókanie miazła, podług schematu (rys. 26).

Niemniej z biegiem czasu, w bieżącym stuleciu, niezbędnosc uprzedniej klasyfikacji została zakwestjonowana tak przez praktyków, jak też teoretyków, i na szpaltach czasopism technicznych powstał zacięty spór o celowości uprzedniej klasyfikacji. Szczegółowa klasyfikacja, poprzedzająca płókanie węgla i kruszców, utrwaliła się w praktyce oraz znalazła swe uzasadnienie teoretyczne przedewszystkiem w Niemczech. Stąd system ten, określany przez niemców wyrażeniem: „erst klassieren, dann waschen“, nazywa się niemieckim. Przeciwnie w Anglii płókanie węgla kamiennych oddawna stosowano bez klasyfikacji i dziś jeszcze wiele kopalń stosuje tam ten system; wskutek tego system odwrotny, „erst waschen, dann klassieren“, nazywa się angielskim.

Z biegiem czasu jednak zaczęto w Anglii i Ameryce stosować klasyfikację, która jednak nigdy w tych krajach nie dosięgła takiego zróżniczkowania, jak w Europie, a zwłaszcza w Niemczech; t. zn., że stosowana tam skala klasyfikacji była zawsze szerszą. Z drugiej strony i w Niemczech już w bieżącym stuleciu (w Westfalji) obok płóczek wszechświatowo znanej firmy Humboldt (z siedzibą w Kolonji), oddawna budowanych według klasycznej metody Rittingera, zaczęły zupełnie skutecznie współzawodniczyć z nimi płóczki firmy Baum'a (z siedzibą w Herne w Westfalji), która zasadniczo stosuje system przeciwny, t. j. płókanie całej masy węgla bez uprzedniej klasyfikacji (z wyjątkiem



Rys. 25 s i 26 s. Schemat płókania i sortowania.

węgla grubego), i jeżeli zachodzi konieczność sortowania węgla dla potrzeb rynku, to wykonywa się je po płókanii podług schematu rys. 25. Pomimo to można zaobserwować, że w niektórych płóczkach Baum'a wprowadzono już później powtórne płókanie gatunków drobnych po rozsortowaniu w drugim ujęciu (rys. 26). Oprócz tego klientela firmy „Humboldt“ zaczęła wskazywać czasem na konieczność uproszczenia płóczek. I firma ta, na żądanie swoich klientów, podała do ogólnej wiadomości, że może i istotnie zaczęła budować płóczki podług systemów dowolnych.

Z powyższego można wywnioskować, że na wynik płókania wpływa zapewne mnóstwo czynników lokalnych, zwłaszcza wielce odmienne w różnych wypadkach własności węgla i ich domieszek, które to czynniki należy uwzględnić, ażeby nie dojść do błędnych uogólnień.

Spór wspomniany wyżej został w zasadzie rozstrzygnięty przez Richards'a, profesora Akademii Górniczej w Bostonie, największego z obecnie żyjących autorytetów w sprawach przeróbki węgla. On pierwszy zwrócił uwagę na wpływ petrograficznej budowy ciał kopalnych i uza-

sadził teoretycznie i praktycznie warunki, przy których uprzednia klasyfikacja jest konieczna lub zbędna.

Richards wskazał, że w działaniu płóczek należy odróżnić dwa okresy, w których rozdział materiału zachodzi z różnych powodów. Jeden okres odpowiada chwili podnoszenia się wody nad siatką, gdy wszystkie ziarnka są podrzucane do góry i następnie, luźno opadając w wodzie, układają się na siatce w warstwy, zależnie od prędkości opadania, mniej więcej zgodnie z prawem Rittinger'a. Potem jednak następuje drugi okres, podczas odwrotnego kierunku wody — z góry na dół (przy wznoszeniu się tłoku do góry), w czasie którego ziarnka znajdują się na siatce w zbitej masie i żadne zjawisko opadania ziarn w wodzie nie zachodzi. Niemniej jednak w okresie tym może zachodzić ruch najmniejszych ziarn minerałów w kanałach, jakie się tworzą pomiędzy ziarnkami większymi w zbitej masie pod wpływem dynamicznym ruchu wody, która z wielką prędkością płynie poprzez te kanały i może porwać ze sobą, oczywiście w kierunku na dół, drobne ziarnka. Ponieważ jednak w czasie pierwszego okresu ziarnka, opadając na sito, nie układają się byle jak, lecz warstwami o mniej więcej jednakowej prędkości opadania, przeto w każdej elementarnej warstewce, obok ziarn większych minerału lżejszego, znajdują się równopadające z nimi ziarna mniejsze ciała cięższego i jeżeli te równopadające ziarna cięższego minerału są stosunkowo tak małe, że mogą swobodnie umieścić się w przejściach między ziarnkami zbitej masy ciała lżejszego w danej warstewce, to spływający na dół prąd wody może je wszystkie porwać i unieść pod siatkę, przy dostatecznie wielkich w niej otworach. W takim przypadku klasyfikacja przed płókanem jest zbędna, o ile tylko będzie zastosowany dostatecznie silny prąd schodzący wody w płóczce. W przeciwnym wypadku, t. j. gdy ziarnka równopadające ciała cięższego są dość wielkie i nie mogą swobodnie umieścić się w odstępach między ziarnkami ciała lżejszego, zostają one zatrzymane przez te ostatnie i wówczas woda oczywiście nie będzie w stanie ich porwać, ziarnka więc skały płonnej^f zostaną na siatce zmieszane z masą zbitą węgla. W takim razie koniecznym jest, w celu osiągnięcia dokładnego rozdzielenia, wyeliminować przez uprzednią klasyfikację ziarnka równopadające z grup, ulegających płókanu.

Oczywiście, że własności ciał mogą być poznane pod tym względem jedynie przez doświadczenie. Jednakże, w stosunku do węgla kamiennych, własności te mogą być z mniejszym lub większym stopniem prawdopodobieństwa przewidziane. Jeżeli np. węgiel kamienny rozbija się na kawałki o złomie muszlowym przy jednakowych mniej więcej wymiarach w trzech kierunkach, nie posiadając wyraźnych płaszczyzn ani łupliwości, ani szczelinowatości, to takie kawałki układają się względnie luźno, pozostawiając dość znaczne puste przestrzenie między sobą. Jeżeli z drugiej strony domieszki stanowią czyste kawałki łupku

lub piaskowca, pochodzące ze skał bocznych, lub grubych przerostów, albo z podsadzki, wówczas współczynnik równopadania jest dość wielki, czyli obok kawałków węgla w każdej warstewce elementarnej znajdują się stosunkowo bardzo niewielkie kawałki łupku, które mogą łatwo i swobodnie pomieścić się wewnątrz względnie szerokich kanałów między kawałkami węgla. Naturalnie schodzący prąd wody porwie wszystkie te kawałki łupku i wyciągnie je z masy węgla, czyniąc uprzednią klasyfikację zbędną. Zwłaszcza klasyfikacja może być zbędną przy płókanii miału, jeżeli domieszki stanowią drobny piasek, pochodzący z podsadzki płynnej.

Natomiast jeżeli węgiel posiada wyraźną łupliwość i łamie się na kawałki wydłużone, tabliczkowate, to takie kawałki będą miały dążności do układania się szczelnie w płócce, zostawiając bardzo wąskie kanały między sobą. Jeżeli obok tego domieszki składają się z nieczystego węgla, łupku przerośniętego węglem, których ciężar gatunkowy jest względnie mały, wówczas ziarnka ciał obcych, równopadające z węglem, będą stosunkowo znacznej wielkości i zapewne nie będą miały możności swobodnego układania się wewnątrz względnie wąskich kanałów w odstępach między kawałkami węgla; w takim razie będą one w czasie ruchu wody na dół unieruchomione przez kawałki węgla. Zatem dla takich węgli klasyfikacja przed płókaniem jest niezbędna.

W zastosowaniu do naszych warunków, można na podstawie powyższego rozumowania przypuszczać, że węgle z pokładów grupy siodłowej naogół biorąc nie wymagają uprzedniej klasyfikacji, gdyż węgle tych pokładów łamią się najczęściej na kawałki nierówne, czasami wyraźnie ze złomem muszlowym, ich masa węglowa jest czysta, domieszki zaś pochodzą przeważnie ze skał bocznych, wyraźnych przerostów, lub z podsadzki. Przeciwnie węgle pokładów t. zw. nadredenowskich, np. Zagłębia Krakowskiego, odznaczają się większą łupliwością oraz mniej czystymi przerostami. Stąd wnosić należy, że skuteczne płókanie ich, bez uprzedniej klasyfikacji, jest prawdopodobnie niemożliwe¹⁾.

Richards przyjmuje więc, że konieczność uprzedniej klasyfikacji zależy od kształtu ziarn i jest uwarunkowana t. zw. „współczynnikiem międzyprześciowym“ (*i*), t. zn. stosunkiem średnicy ziarn ciała lżejszego do przeciętnej średnicy wolnych przestrzeni między niemi w stanie mieszaniny. Jeżeli współczynnik równopadania jest większy od współczynnika międzyprześciowego ciała lżejszego, to uprzednia klasyfikacja podług wielkości ziarn staje się zbyteczna i mieszanina może być wzbogacona w stanie nieklasyfikowanym pod warunkiem

¹⁾ Rozdział ten poczynając od strony 33 do 40 uzupełniono oraz zaczerpnięto całe ustępy i rys. 22—26 z pracy autora „Sortowanie węgla kamiennych“ odb. z Przgl. Tech. Warszawa 1927, str. 20—23.

opadania w strumieniu schodzącym. Jeżeli zaś współczynnik równopadania jest mniejszy od współczynnika międzyprzejsiowego, to wstępna klasyfikacja jest niezbędna¹⁾.

Dla kwarcu współczynnik międzyprzejsiowy $i=3,05$. Współczynnik równopadania PbS w stosunku do kwarcu w warunkach opadania skrępowanego ≈ 7 . Jeżeli więc ruda PbS posiada tę własność, że przy pewnym stopniu rozdrobienia osiąga się jej zupełne rozluźnienie z nieznacznym tylko utworzeniem zrostów, to taka ruda może być wzbogacona bez wstępnej klasyfikacji. Częściej jednak bywa, iż rozdrobienie bez otrzymania zrostów jest niewykonalne i wówczas, celem ich oddzielenia, należy przyjmować współczynnik równopadania nie większy ponad 3. W wypadku obecności w rudzie $CuFeS_2$, FeS_2 , ZnS , — tembardziej praktyczny współczynnik równopadania powinien być przyjęty mniejszy od pośredniego i dlatego wstępna klasyfikacja przy wzbogacaniu rud w większości wypadków staje się niezbędną.

Natomiast, jak powyżej zaznaczono, dla mieszaniny węgla czystego i łupku, pochodzącego z grubych przerostów i skał bocznych, współczynnik równopadania $\varepsilon=4,3$. Jeżeli przytem węgiel nie posiada wyraźnej budowy warstwowej, odróżnia się złomem muszlowym, to odstęp między bryłami takiego węgla pozostają duże, współczynnik międzyprzejsiowy i jest mały i prawdopodobnie zostaje zachowany warunek: $\varepsilon > i$. Węgiel taki nie wymaga przedwstępnej klasyfikacji (węgle Zagłębia Dąbrowskiego i Śląskiego). Jeżeli zaś domieszki składają się z łupku przerośniętego węglem o cięż. gat. 1,6 tak, iż współczynnik równopadania wynosi nie więcej niż 2, a przytem węgiel posiada wyraźną budowę warstwową, która dopomaga do więcej szczelnego układania się brył z utworzeniem wąskich przejść (odpowiada temu duży współczynnik międzyprzejsiowy), wówczas prawdopodobnie zachowany zostaje warunek $\varepsilon < i$. Węgiel taki nie może być wzbogacony bez wstępnej klasyfikacji (węgle Zagłębia Donieckiego, Westfalskiego i inne).

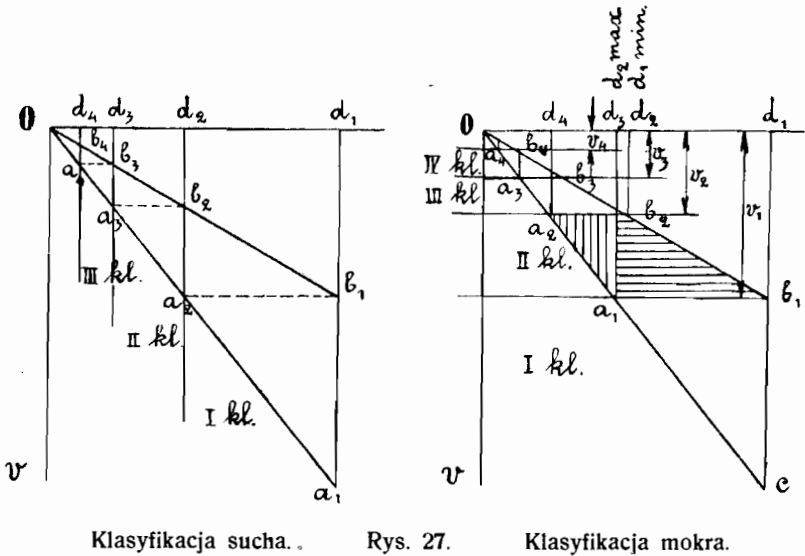
Wzbogacanie, oparte na różnicy prędkości, w połączeniu z wstępną klasyfikacją suchą, ogranicza się temi samymi wymiarami ziarn, które określają zastosowanie suchej klasyfikacji, a więc wielkością ziarn nie mniejszą od 1 mm (w Ameryce 3—5 mm), t. j. dla rudy średniej i grubego piasku.

B. Rozdzielanie podług wielkości ziarn ma zastosowanie do ziarn bardziej drobnych: do piasków i iłów. Klasyfikację piasków i iłów, jak to widzieliśmy wyżej, dogodniej jest przeprowadzać drogą moką, przyczem klasy mokre odróżniają się od suchych innemi własnościami. Przedstawiając prawo opadania w wodzie zapomocą linii prostych (rys. 27), zauważyć można, iż przy klasyfikacji

¹⁾ Większe wartości współczynnika międzyprzejsiowego odpowiadają odstępom małym, mniejsze — dużym.

mokrej, przy której rozdzielanie mieszaniny na oddzielne klasy zachodzi podług prędkości opadania w wodzie, odcinki prostych prędkości, należące do jednej klasy, są zawarte między prostymi poziomymi (oprócz I-ej klasy, w której odcinki prostych prędkości odcina prosta pozioma $a_1 b_1$ i pionowa $b_1 c$), wówczas gdy przy klasyfikacji suchej — między prostymi pionowymi. Na tem polega różnica geometryczna klasy przy suchej i mokrej klasyfikacji.

Znaczenie tej różnicy pod względem fizycznym polega na tem, iż przy klasyfikacji suchej w każdej klasie znajdują się jednakowej wiel-



Klasyfikacja sucha.

Rys. 27.

Klasyfikacja mokra.

kości ziarna, jeżeli jednak skala klasyfikacji nie jest większa od współczynnika równopadania, t. j. jeżeli:

$$d_1 : d_2 : d_3 : d_4 : \dots \leq \epsilon,$$

wówczas klasy nie zawierają ziarn równopadających i wszystkie ziarna ciała cięższego osiągają większą prędkość opadania, aniżeli wszystkie ziarna ciała lżejszego.

Przy klasyfikacji mokrej rozdzielanie na klasy zachodzi podług prędkości, t. j. każda klasa zawiera grupy ziarn równopadających, które nie mogą już być podzielone podług prędkości; jednak przy określonej skali prędkości, w każdej klasie (oprócz I-ej) wszystkie ziarna ciała cięższego są drobniejsze od wszystkich ziarn ciała lżejszego, np. 2-ga klasa zawiera ziarna PbS w granicach $d_3 - d_4$, ziarna zaś kwarcu w granicach $d_1 - d_2$. Oczywiście $d_3 - d_4 < d_1 - d_2$.

Na tej podstawie wzbogacanie produktów klasyfikacji mokrej (piasków i iłów) (oprócz I-ej klasy) może być wykonane jedynie podług różnicy w wielkości ziarn. Do tego est niezbędne, aby najgrubsze

ziarno ciała cięższego d_2 (które oznaczymy przez $d_{2 \max.}$) było nie większe od najdrobniejszego ziarna ciała lżejszego d_1 (które oznaczymy przez $d_{1 \min.}$) t. j.

$$d_{2 \max.} \leq d_{1 \min.}$$

Oznaczając prędkość opadania pierwszego ziarna v_1 drugiego v_2 , otrzymujemy:

$$v_1 = k \sqrt{d_{2 \max.} (\delta_2 - 1)}$$

$$v_2 = k \sqrt{d_{1 \min.} (\delta_1 - 1)}$$

stąd:

$$s \leq \frac{v_1}{v_2} = \sqrt{\frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1}} = \sqrt{\epsilon} \dots \dots \dots (6)$$

t. j. aby można było wykonać wzbogacenie produktów mokrej klasyfikacji podług wielkości niezbędnym jest aby skala prędkości była nie większa od pierwiastka drugiego stopnia z współczynnika równopadania. Oczywiście przy danym s , spełniającym warunek (6), różnica wielkości $d_{2 \max.}$ i $d_{1 \min.}$ jest tem większa, im większe jest ϵ .

Stąd wynika dogodność wstępnej klasyfikacji w warunkach skrępowanego opadania, zwłaszcza w wypadkach gdy różnica ciężarów gatunkowych jest stosunkowo nieduża.

Dla ziarn drobniejszych $< 0,5$ mm (iłów) współczynnik równopadania wyprowadza się z równań Stokes'a (tom I. str. 71).

$$v_1 = k_1 (\delta_1 - 1) \cdot d_1^2$$

$$v_2 = k_2 (\delta_2 - 1) \cdot d_2^2$$

Drogą porównania otrzymujemy:

$$\frac{d_1}{d_2} = \sqrt{\frac{k_2 (\delta_2 - 1)}{k_1 (\delta_1 - 1)}} = \epsilon_s \dots \dots \dots (7)$$

lub przyjmując, iż $k_2 = k_1$:

$$\frac{d_1}{d_2} = \sqrt{\frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1}} = \epsilon_s \dots \dots \dots (8)$$

czyli średnice równopadających ziarn (iłów) są odwrotnie proporcjonalne do pierwiastków drugiego stopnia z ciężarów gatunkowych bez jedności.

Wyznaczając jak wyżej skalę prędkości drogą przyrównania $d_1 = d_2$, otrzymujemy:

$$s = \frac{v_1}{v_2} \leq \frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1} = (\epsilon_s)^2 \dots \dots \dots (9)$$

t. j. dla ziarn drobnych (iłów) skala prędkości przy klasyfikacji mokrej powinna być nie większa, aniżeli współczynnik równopadania w drugiej potędze.

Przykład. Wyznaczyć skalę prędkości dla mokrej klasyfikacji mieszaniny PbS/SiO_2 , która przeszła przez ostatnie sito suchej klasyfikacji z otw. $d_1 = 3$ mm.

Zakładając podług Richards'a współczynnik równopadania w warunkach wolnego opadania 5,3 (patrz str. 35) wyznaczamy na podstawie wzoru (6):

$$s \leq \sqrt{\varepsilon} = \sqrt{5,3} = 2,3.$$

Prędkość strumienia w pierwszym przedziale klasyfikatora wyznaczymy podług:

$$v_1 = 87 \sqrt{d_1 (\delta_1 - 1)} = 87 \sqrt{3 (2,65 - 1)} = 194 \text{ mm}$$

a więc:

$$s = v_1 : v_2 : v_3 : v_4 = 2,3 = 194 : 84 : 36,5 : 16 \text{ mm.}$$

Przeważnie w praktyce s_e bywa niewiększe niż 0,75 s, to jest — $0,75 \times 2,3 = 1,72$.

W tych warunkach:

$$v_1 : v_2 : v_3 : v_4 = 194 : 112 : 65 : 38 = 1,72$$

Prędkości 112 odpowiada

$$d_2 = \left(\frac{v}{k}\right)^2 \cdot \frac{1}{\delta - 1} = \left(\frac{112}{87}\right)^2 \cdot \frac{1}{2,65 - 1} = \frac{1,65}{1,65} = 1 \text{ mm.}$$

Prędkości 65 odpowiada

$$d_3 = \left(\frac{65}{85}\right)^2 \cdot \frac{1}{(2,65 - 1)} = \frac{0,56}{1,65} = 0,35 \text{ mm.}$$

Skalę prędkości poniżej 3-ej klasy należy wyznaczyć podług warunku (7) i (9)

$$\varepsilon_s = \sqrt{\frac{631}{424} \frac{(7,65 - 1)}{(2,65 - 1)}} = 2,45$$

$$s \leq (\varepsilon_s)^2 = 2,45^2 = 6.$$

czyli przyjmując jak wyżej $s_e = 0,75 s = \infty 4$, możemy przyjąć następujące prędkości:

$$v_3 : v_4 : v_5 : v_6 = 65 : 16 : 4 : 1$$

Odpowiednio do ustalonych prędkości przystosowuje się klasyfikatory.

W praktyce, jakśmy to już widzieli, skalę suchej i mokrej klasyfikacji reguluje się na podstawie różnych praktycznych względów, przyczem największe znaczenie może mieć równomierne załadowanie kolejnych przyrządów do wzbogacania pod warunkiem spełnienia przy suchej klasyfikacji warunku (2) a przy mokrej (6) lub (9).

Co się tyczy znaczenia praktycznego mokrej klasyfikacji dla wzbogacania podług wielkości, to uznaje je powszechnie zarówno praktyka

europańska, jak i amerykańska. Często jednak w niektórych wypadkach (np. przy przeróbce pirytów, zawierających złoto) spotkać się można z wzbogacaniem bez wstępnej mokrej klasyfikacji. Zadowalniające wyniki w tych wypadkach można wytłumaczyć tem, iż z powodu większej swojej kruchości piryty znajdują się w mieszaninie w stanie drobniejszego rozpylenia, aniżeli kwarc, i dostateczny stopień wzbogacania osiąga się przez bezpośrednie rozdzielanie podług wielkości bez wstępnej klasyfikacji.

Zatem cykl mokrego procesu wzbogacania składa się z 4 operacji, tworzących 2 grupy procesów:

- | | |
|--|--|
| I. Wzbogacanie rudy średniej $> 3 - 1 \text{ mm}$ | 1. Klasyfikacja sucha |
| | 2. Wzbogacanie podług prędkości, czyli osadzanie. |
| II. Wzbogacanie piasku i ilu $3 - 1 \text{ mm do } - 0$ | 3. Klasyfikacja mokra |
| | 4. Wzbogacanie podług wielkości, czyli koncentracja. |

Zwracamy uwagę na różnicę terminologii niemieckiej i angielskiej. Szkoła niemiecka jest starsza i w osobie Rittinger'a (1867) ustaliła terminologię, która zaledwie w czasie najnowszym, pod wpływem szkoły amerykańskiej, uległa pewnym zmianom, pomimo to jednak została powszechnie przyjęta w Niemczech i wywarła znaczny wpływ na terminologię innych narodów.

Wszystkie operacje rozdzielania podług wielkości Rittinger określa terminem *Klassierung*, wszystkie zaś operacje rozdzielania podług prędkości — terminem *Sortierung*.

Na tej podstawie wzbogacanie rudy średniej następuje podług schematu: *erst klassieren, dann sortieren*; wzbogacanie piasku i ilu — podług schematu: *erst sortieren, dann klassieren*. W ten sposób:

Operacja przesiewania na rzeszotach — *Klassierung*.

Operacja osadzania podług prędkości w klasyfikatorach (szpiclutach) i skrzyniach szpiczastych — *Sortierung*.

Operacja mokrego osadzania, jako rozdzielanie podług prędkości — również *Sortierung*, lub też jako rodzaj osobny — *Setzarbeit* (osadzanie).

Operacja koncentracji piasków na stołach, jako oparta na rozdzielaniu podług wielkości ziarna — *Klassierung*, lub też jako rodzaj osobny — *Herdarbeit* (koncentracja na stołach płóczkowych).

Wogóle termin *Sortierung* ma oznaczać nie tyle rozdzielanie podług prędkości, ile wzbogacanie, t. j. rozdzielanie surowego materiału na gatunki podług składu, przytem różni się *Trocken-sortierung* t. j. sposoby suche, a w szczególności ręczne przebieranie rudy, oraz *Nass-sortierung*, jako całość procesu wzbogacania mokrego.

Ponieważ jednak historycznie wzbogacanie mokre wogóle, a w maszynach płóczkowych w szczególności, znalazło szerokie zastosowanie znacznie wcześniej, niż inne rodzaje wzbogacania mechanicznego w przyrządach złożonych, — Rittinger terminowi *Sortierung* nadał również znaczenie węższe, w stosunku do rozdzielania podług prędkości, i na tej podstawie tym samym terminem określa osadzanie w klasyfikatorach i skrzyniach szpiczastych. Terminologia Rittingera ma więc podstawy naukowe i wychodzi z natury zjawisk, zachodzących w oddzielnych operacjach.

Taka jednak terminologia nie odpowiada codziennym potrzebom życia, oznaczanie bowiem tym samym terminem operacji, aczkolwiek identycznych co do natury zachodzących zjawisk, praktycznie jednak wykonanych zupełnie różnymi sposobami, doprowadza do pomieszania pojęć.

Prawdopodobnie z tego względu terminologia ta nie została przyjęta w języku angielskim. Nowsza szkoła amerykańska ustaliła terminy następujące:

Przesiewanie wogóle — Screening.

Klasyfikacja sucha, t. j. rozdzielanie podług wielkości, jako operacja przygotowawcza do wzbogacania — Sizing (Size — wymiar, kaliber),

Klasyfikacja mokra, t. j. osadzanie w klasyfikatorach i skrzyniach szpiczastych na grupy równopadających ziarn — Classifying.

Wzbogacanie wogóle, jako rozdzielanie podług składu — Separating.

Osobno proces mokry — Separating by specific gravity.

Osadzanie — Jigging.

Wzbogacanie na stołach — Concentrating.

Termin Sorting nigdy nie jest używany w znaczeniu niemieckiego Sortierung, lecz tylko i to bardzo rzadko dla określenia samego procesu classifying (klasyfikacji mokrej); w szczególności Sorting columns — są to części, lub ściślej przestrzeń klasyfikatorów hydraulicznych, w których odbywa się rozdzielanie produktów we wznoszącym się dodatkowym prądzie. Termin ten wprowadził Richards, i w tym wypadku wyraźnie zaznaczył się wpływ literatury niemieckiej.

Z powyższego widzimy, iż w niemieckiej i angielskiej literaturze etymologicznie jednakowe terminy oznaczają różne procesy, jak np. niemieckie Klassierung i angielskie Classifying. Okoliczność ta wywarła nadzwyczaj zawły wpływ na terminologię w innych językach.

Wychodząc z założenia, iż wyraz sortyment (сорт) posiada ustalone pojęcie gotowego produktu rynkowego, skłaniamy się ku nadaniu terminowi sortowanie (сортировка) znaczenia przygotowania ostatecznych rynkowych sortymentów. Wszystkie więc operacje, które mają charakter główny, t. j. przygotowują sortymenty rynkowe, można określić jako sortowanie (сортировка). Sortowanie nie określa procesu danej operacji, lecz jej cel, dlatego też termin ten może być stosowany do różnych operacji: przesiewania, osadzania, wzbogacania, prócz rozdrabniania, pojęcie bowiem o sortowaniu zawsze mieści w sobie otrzymywanie kilku różnych produktów. Na tej podstawie »sortowaniem« nie będziemy nazywali jak Rittinger jakiegokolwiek określonej operacji podług cech zachodzącego przy niej zjawiska. »Sortownią« zwie się cały zakład do wzbogacania, w którym są otrzymywane z materiału surowego różne »sortymenty«, czyli »gatunki produktów rynkowych«. Częściej »sortowaniu« nadaje się węższe znaczenie, a mianowicie — przygotowanie gatunków metodami najprostszymi: przesiewaniem i ręczną pracą — przebieraniem, przeciwstawiając »sortowanie« — »płókanu«. W taki więc sposób, przygotowanie kilku sortymentów węgla podług wielkości ziarna na przesiewaczach: grubego, kostki, orzechów, miału — jest sortowaniem, odręczne przebieranie rudy i węgla na taśmach — jest sortowaniem.

Proponujemy zachować węższe znaczenie »sortowania«, jedynie jako rozdzielania materiału luźnego podług wielkości, o ile ma ono charakter operacji głównej, t. j. przygotowuje gatunki rynkowe, — bowiem nie zawsze i nie wszystkie otrzymane przytem produkty podlegają odręcznemu przebieraniu (np. drobne orzechy węgla i miał), przez co jednak produkty te nie tracą swego charakteru jako sortymenty — (odpady są także sortymentem) i rozszerzamy ten termin na inne rodzaje rozdzielania podług wielkości, o ile mają

one charakter operacji głównej, a nie są wzbogacaniem, a więc poszczególne wypadki osadzania w skrzyniach szpiczastych i separatorach powietrznych. Z tego powodu rozróżniamy: sortowanie suche, mokre i powietrzne, jako zasadnicze operacje rozdzielania podług wielkości (aczkolwiek mokre i powietrzne osadzanie odbywa się podług prędkości, jednak towarzyszy mu rozdzielanie podług wielkości, co przy zasadniczym charakterze operacji ma główne znaczenie).

Przez »klasyfikację« rozumimy te same operacje, o ile mają one znaczenie przygotowawcze do następnych operacji rozdrabiania, a zwłaszcza wzbogacania. Otrzymane przytem produkty nie przedstawiają sortymentów, nie zostają bowiem skierowane na rynek zbytu. Dlatego też, dla odróżnienia od sortymentów, produkty analogicznie przygotowane i analogiczne co do składu, podlegające dalszej przeróbce, nazywamy klasami. Pod tym względem odstepujemy od bardziej naukowego niemieckiego znaczenia terminów klasyfikacji i klas, obejmującego również przygotowanie gatunków rynkowych. Oprócz tego, obejmując pojęciem klasyfikacji przygotowawczy rozdział przed następnymi operacjami wzbogacania, — jednoczymy tym terminem przygotowanie rudy średniej do osadzania przez rozdzielanie podług wielkości na rzeszotach, jak również przygotowanie piasku i ilu do koncentracji drogą rozdzielania podług prędkości w klasyfikatorach i skrzyniach szpiczastych. Aczkolwiek również odstepujemy od terminologii angielskiej, używającej wyrazu classifying jedynie do oznaczenia przygotowania piasku i ilu przez osadzanie w skrzyniach szpiczastych, pomimo to jednak stoimy do niej bliżej, niż do terminologii niemieckiej, bowiem termin sizing, który oznacza rozdzielanie podług wielkości przez przesiewanie, ma tylko znaczenie dla operacji przygotowawczej, nie zaś głównej, do czego używa się screening. Dla odróżnienia sposobów klasyfikacji przyjmujemy określenia: sucha, mokra i powietrzna klasyfikacja.

Pierwsze określenie »sucha« zaznacza tę okoliczność, iż woda, w obecności której często odbywa się przesiewanie, nie występuje przytem jako główny czynnik sortowania, lub klasyfikacji.

Co się tyczy operacji rozdzielania podług składu w wyniku ostatecznym, to można by było, jak to wyżej zostało zaznaczone, zachować dla nich termin »sortowanie« ze względu na przygotowanie sortymentów rynkowych za pomocą tych operacji.

Biorąc jednak pod uwagę, iż wszystkie operacje rozdzielania podług składu przedstawiają wzbogacanie w ścisłym znaczeniu tego słowa, zachowujemy dla nich ten termin »wzbogacanie«, określając w ten sposób przygotowanie sortymentów rynkowych, któremu obowiązkowo towarzyszy wzbogacanie i, przeciwstawiając wzbogacanie sortowaniu, jako operacji przygotowania sortymentów rynkowych, której wogóle nie towarzyszy wzbogacanie, za wyjątkiem wypadków szczególnych, kiedy przesiewanie lub klasyfikacja mokra stosuje się w celu rozdzielania podług składu, wielkości lub kształtu, i z tego powodu operacjom tym przyswaja się również nazwa wzbogacania.

W ten więc sposób operacja wzbogacania (w znaczeniu ścisłym) podług naszej terminologii odpowiada niemieckiemu Sortierung (w znaczeniu ogólnem) i angielskiemu Separating. W szczególności wzbogacanie podług prędkości opadania produktów suchej klasyfikacji nazywa się osadzaniem, równoznacznie do angielskiego Jigging i niemieckiego Setzarbeit; wzbogacanie podług wielkości produktów mokrej klasyfikacji nazywa się koncentracją (na stołach), równoznacznie do angielskiego Concentrating, lub niemieckiego Herdarbeit, aczkolwiek ogólne znaczenie wyrazu »koncentracja« odpowiada pojęciu wzbogacanie.

Powyższą terminologję przyjęliśmy po raz pierwszy na wykładach kursu «przeróbki mechan.» w Instytucie Górniczym w Petersburgu w r. 1910.

W ostatnich czasach w języku niemieckim daje się zauważyć poszukiwanie terminologii bardziej odpowiedniej dla zwykłej nomenklatury, niż ściśle naukowa terminologia Rittingera. A więc, w pracy »Lehrbuch der Erz- u. Steinkohlen Aufbereitung von Schennen u. Jüngst. 1913«, spotykamy dla oznaczenia mokrej klasyfikacji zamiast Sortierung, ustalonego przez Rittingera, — Klassierung nach Gleichfälligkeit, które przeciwstawia się suchej klasyfikacji, oznaczonej jako Klassierung durch Siebe. Tutaj więc, Klassierung już nabiera znaczenia wstępnego rozdzielania na grupy ziarn jednakowych co do wielkości, lub też równopadających, tak mianowicie, jak to zostało przyjęte w naszym kursie wykładów. Wykluczony został również termin Klassierung dla oznaczenia wzbogacania produktów mokrej klasyfikacji drogą rozdzielania podług wielkości i pozostawiony jeden tylko wyraz Herdarbeit, jako jeden z procesów Nass-sortierung (na równi z Setzarbeit). Wyraz Sortierung zachował jednak poprzednie znaczenie wzbogacania w pojęciu ścisłym. Sortowanie w znaczeniu przez nas nadanem określa się jako Klassierung, t. j. nie zaznacza się różnicy między głównym, a przygotowawczym charakterem operacji przesiewania i osadzania w skrzyniach szpiczastych.

Jeszcze mniej określonych terminów posiada język francuski. Nie wdając się w wybór terminologii francuskiej, przytoczymy tablicę porównawczą terminów w 5 językach, przytem terminy polskie i rosyjskie mają określenia przez nas nadane¹⁾.

| Polskie (w naszej pracy) | Angielskie p/g Richards'a | N i e m i e c k i e | | Francuskie p/g Rattel'a | Rosyjskie z kursu autora |
|--|---------------------------------|---------------------------|-------------------------|------------------------------------|--|
| | | p/g Rittinger'a | p/g Schennen'a | | |
| Przeróbka mechaniczna użytecznych ciał kopalnych | Ore-dressing | Aufbereitung | | Preparation mécanique des mineraïs | Механическая обработка полезных ископаемых |
| Sortownictwo | Screening | Klassierung | Klassierung durch Siebe | Criblage | Сортировка |
| Klasyfik. sucha | Sizing | | | Sortierung | Klassierung nach Gleichfälligkeit |
| „ mokra | Classifying | Enrichissement | Lavage | | |
| Wzbogacanie | Separating | Sortierung (Anreicherung) | | Lavage | |
| Ręczne przebieganie rudy, wzgl. węgla | Handpicking | Trocken-sortierung | | Triage | Рудоразборка (ручная) |
| Mokry proces wzbogacania | Separating by specif. gravity | Nass-sortierung | | Lavage dans l'eau | Мокрый процесс обогащения |
| Osadzanie | Jigging | Sortierung | Setzarbeit | Lavage en bac à piston | Отсадка |
| Koncentracja | Concentrating | Klassierung | Herdarbeit | Lavage sur tables | Концентрация |

¹⁾ Terminologję polską zaczerpnięto z wykładów autora „Przeróbka mech. użyt. ciał kop.” na Akad. Gór. w Krakowie (rękopis z 1923—1925 r.).

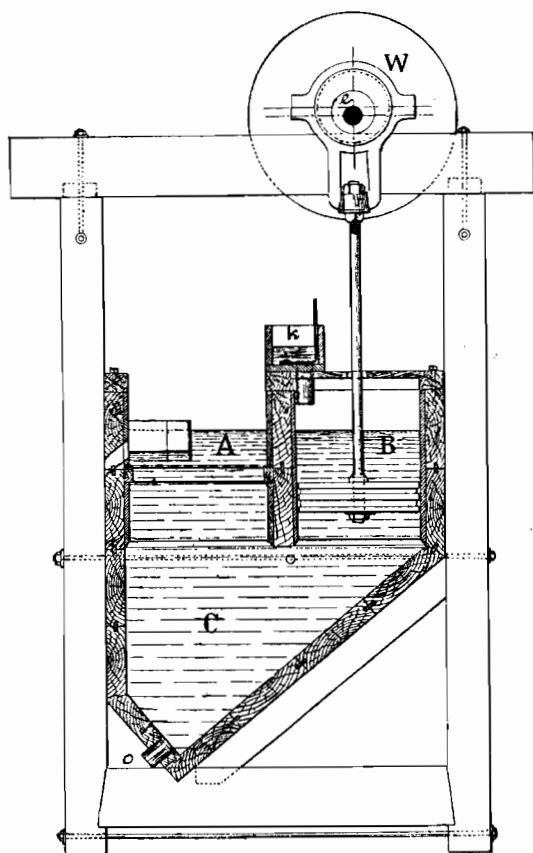
Sposoby klasyfikacji suchej i mokrej były przez nas rozpatrzone w t. I rozdz. I. § 1 i 2.

Osadzanie¹⁾. Wzbogacanie podług prędkości opadania ziarn czyli osadzanie odbywa się w tak zwanych maszynach płóczkowych — osadnikach²⁾. W maszynach płóczkowych wzbogacany materiał umieszcza się na rzeszocie zanurzonej w skrzyni z wodą, i poddaje się naprzemian kolejnemu działaniu strumienia wznoszącego się i schodzącego. Działanie to wprowadza mieszaninę w ruch, rozluźnia ją i powoduje opadanie ziarn z pewnej wysokości. Wskutek wielokrotnego unoszenia i opadania ziarn, te ostatnie, podlegają prawom opadania, przy odpowiednim uprzednim przygotowaniu rozdziela się na poziome warstwy podług ciężarów gatunkowych.

Rozróżniamy: A) maszyny płóczkowe z rzeszotem nieruchomym; B) maszyny płóczkowe z rzeszotem ruchomym.

A. Maszyny płóczkowe z rzeszotem nieruchomym. Skrzynia stanowi 2 naczynia połączone (rys. 28). W jednym (przedział roboczy A) mieści się drobne sito³⁾, na które załadowuje się materiał ulegający płókanii, a w drugim (przedział tłokowy B) wywiera się okresowo nacisk na wodę zapomocą tłoka⁴⁾ lub powietrza sprężonego (w maszynach syst. Baum'a dla węgla kamiennego rys. 30—33).

1) Maszyny tłokowe⁵⁾ przedstawiają typ najwięcej rozpowszechniony (rys. 28, 29, 35, 36, 37). Skrzynie⁶⁾ sporządza się z drzewa



Rys. 28. Maszyna płóczkowa z rzeszotem nieruch. (przekrój poprzeczny).

¹⁾ Płókanie. Jigging. Setzarbeit. Lavage en bac à piston. Мойка, отсадка.

²⁾ Jigs. Setzmaschinen. Bacs à piston. Отсадочные машины.

³⁾ Sieve. Setzsieb. Решето.

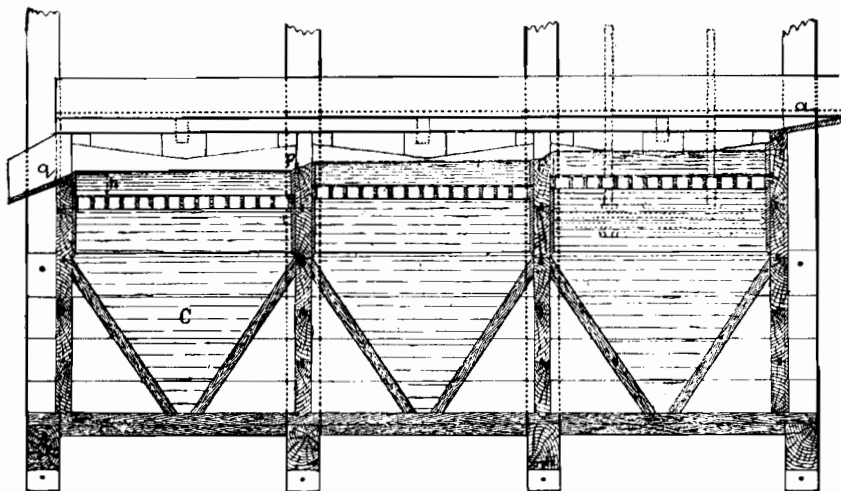
⁴⁾ Plunger. Kolbe. Поршень.

⁵⁾ Поршневые машины albo t. zw. Гарцевские машины.

⁶⁾ Jig tank. Setzkasten. Ящик.

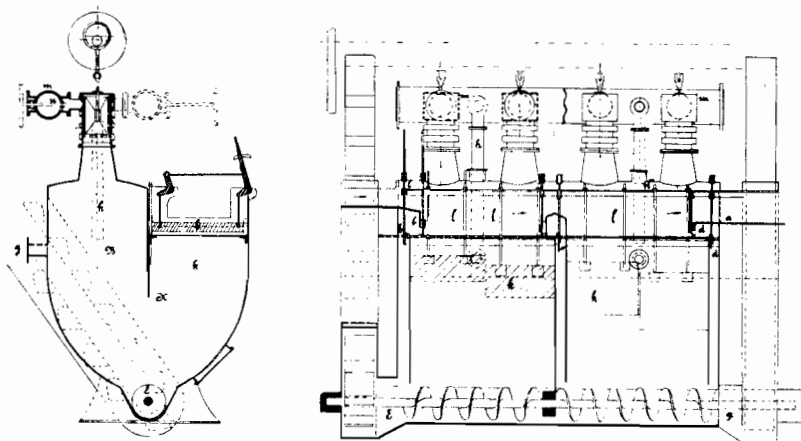
H. Czeczott II.

(rys. 28, 29, 35, 37), z blachy żelaznej lub żelaza lanego (rys. 36, 43, 44 i 45). Kilka rzeszot (3—5) z odpowiednimi przedziałami tłokowymi tworzą jeden zespół przyrządów w wspólnej długiej skrzyni,



Rys. 29. Maszyna płóczkowa z rzeszotem nieruchomym (przekrój podłużny).

podzielonej poprzecznymi przegrodami. Materiał zostaje doprowadzony przez złób *a* (rys. 29, 36, 37) do przedziału pierwszego i w miarę osadzania przechodzi z jednego przedziału do drugiego przez progi roz-



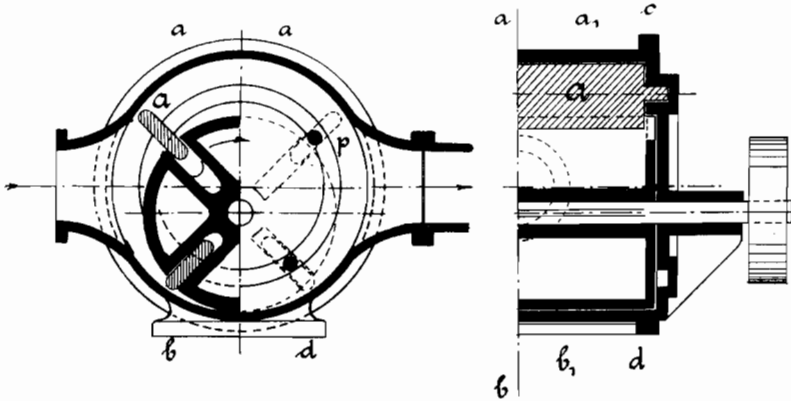
Rys. 30* i 31*. Maszyna płóczkowa syst. Bauma.

dzielcze *p*¹⁾ (rys. 29, 37), przyczem podłużne posuwanie się materiału jest spowodowane przez poziomy bieg cieczy, wskutek ogólnego nachylenia rzeszot, lub też schodowego ułożenia rzeszot poziomych. Usuwanie odpadów następuje przez próg wypustowy *q*²⁾ w ostatniej skrzyni.

¹⁾ Drop. Порог.

²⁾ Tailboard. Сливный порог.

W każdej skrzyni na rzeszocie osadzają się różne koncentraty. W skrzyni pierwszej ciała najcięższe, w następnej lżejsze, lub gatunki przejściowe, idące do następnego stadium rozdrabiania. Przy wzbogacaniu rud, złożonych z kilku części składowych, np. z PbS , ZnS , SiO_2 , są używane skrzynie ze znaczną ilością przedziałów (4—5), przy czym w I przedziale otrzymuje się koncentrat PbS , w II-im — zrosty PbS z ZnS , w III-cim ZnS , w IV i V-tym zrosty ZnS z SiO_2 i t. p. Każdą klasę wzbogaca się w osobnej maszynie płóczkowej.



Rys. 32*. Spreżarka Bauma.

Usuwanie koncentratów odbywa się w sposób różny w zależności od grubości klasy.

A) W maszynach płóczkowych do klas grubszych¹⁾ (60—5 mm) koncentraty usuwa się przez boczny próg z dwiema zasłonami A i B ²⁾ (rys. 39), lub też przez środkowo umieszczoną rurę T (rys. 40 i 35) z zasłonami walcowymi A i B ³⁾. Zasłony tworzą próg podwójny — górny⁴⁾ i dolny⁵⁾, a między nimi zbiera się koncentrat, którego poziom utrzymuje się niżej, aniżeli nad rzeszotem w pozostałej części przedziału, ulegając prawu naczyń połączonych, zawierających ciecz o różnym ciężarze gatunkowym. Szerokością szczeliny e pod progiem B (rys. 34) uwarunkowana jest grubość warstwy usuwanej, lub też skład koncentratu. Wysokością progu A — uwarunkowana jest prędkość usuwania, która powinna być dostosowana do prędkości tworzenia się warstwy koncentratu o składzie pożądanym; w każdym jednak razie wysokość tego progu nie może być wyższa, od poziomu, do którego może się podnieść koncentrat w zależności od grubości jego warstwy nad rzeszotem i ogólnej ilości załadowania (rys. 34), t. j. ogólnej grubości ładunku.

¹⁾ Grobkornsetzmaschine.

²⁾ Side discharge. Заслонка.

³⁾ Central discharge. Rohraustrag. Цилиндрические заслонки.

⁴⁾ Gate

⁵⁾ Dame } Gate et dame discharge. Austrag durch die Kappe u. Schieber.

Jeżeli oznaczymy przez h_1 — wysokość progu A,
 h_k — grubość warstwy koncentratu,
 h — ogólną grubość ładunku,
 δ_k — ciężar gatunkowy koncentratu,
 δ_0 — „ „ „ odpadów,

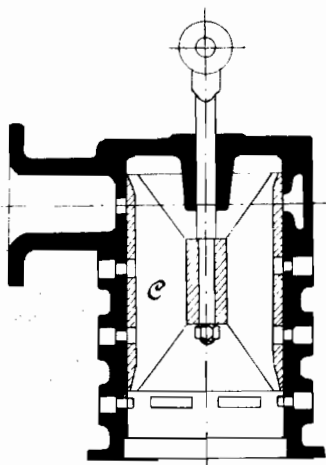
to:

$$h_1 = h_k + (h - h_k) \frac{\delta_0}{\delta_k}$$

Granica wysokości szczeliny $e = h_k$; wówczas, oznaczając: $h_1 - e = r$
i $h - e = h_0$, otrzymujemy

$$r = h_0 \cdot \frac{\delta_0}{\delta_k}$$

Zwiększając wysokość szczeliny e , możemy regulować wychód koncentratu przy jednoczesnym zmniejszeniu δ_k lub obniżeniu zawartości metalu w koncentracie. Z drugiej strony, przez zmniejszenie h_1 (lub r) zwiększamy prędkość usuwania koncentratu; po przekroczeniu jednak określonej prędkości, materiał nie nadąży odpowiednio podzielić się na warstwy i otrzymany koncentrat będzie mniej bogaty. A więc, regulując działanie osadnika zasłonami A i B, można otrzymać w określonych granicach koncentrat dowolnego składu.

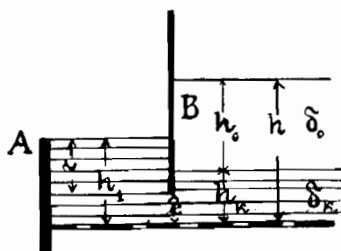


Rys. 33*. Szczegół klapy wpustowej.

Pozatem podczas osadzania na rzeszocie zawsze się tworzy pewna ilość miazgu, który przypadkowo mógł znaleźć się w produkcji wskutek niezupełnie dokładnej klasyfikacji, lub też w wypadku kruchego minerału.

Miazg ten stanowi zawsze mniej lub więcej wzbogacony produkt¹⁾, przechodzi przez rzeszoto do dolnej ostrosłupowej części skrzyni, skąd się usuwa w miarę nagromadzenia się przez otwór o , zamykany korkiem (rys. 28) lub zasuwą zapomocą rękojeści l (rys. 35).

B) W maszynach płótkowych dla klas drobnych²⁾ (5—1 mm) koncentrat usuwa się przez pościel³⁾ i sito do



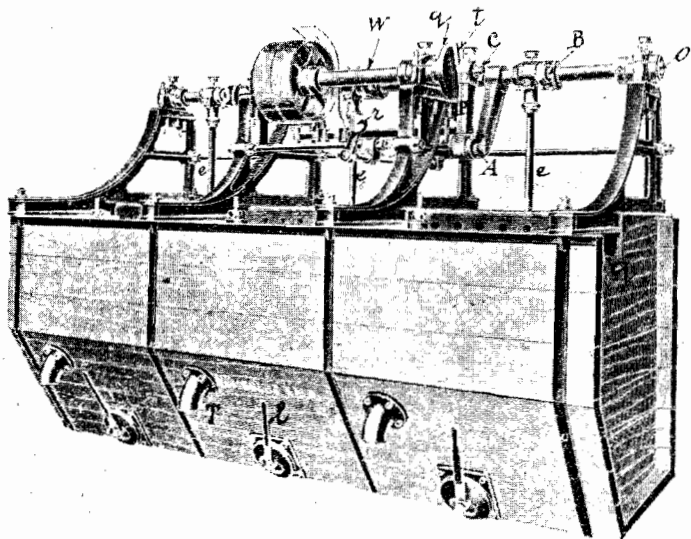
Rys. 34.

¹⁾ Hutch.

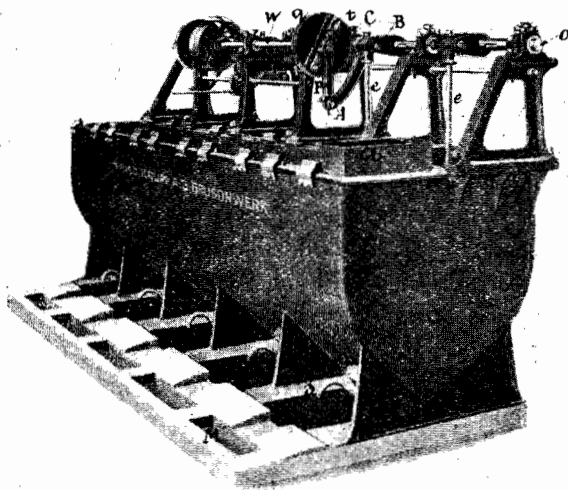
²⁾ Feinkornsetzmaschinen.

³⁾ Bottom bed. Bett. Постель.

dolnej części ostrosłupowej, skąd bez przerwy lub okresowo odprowadza się przez rurki lewarowe *s* (rys. 36). Pościel składa się z grubszych ziarn, nieprzechodzących przez otwory rzeszota (o wymiarach większych, aniżeli ziarna wzbogacanej mieszaniny), z jakiegokolwiek materiału,



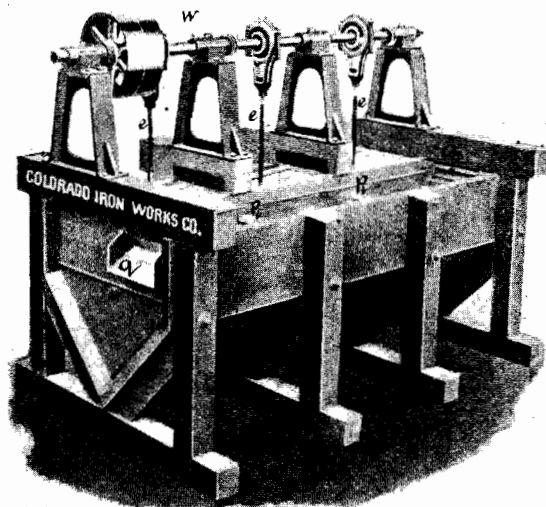
Rys. 35. Maszyna płóczkowa z 3 przedziałami, napędem zapomocą dźwigni kolankowej i wylotem dla koncentratów przez rury środkowe *T* z zasłonami walcowymi (patrz rys. 40); *e* — drażki łózkowe; *r* — pasowy mechanizm pędnicowy (z katalogu Humboldt'a).



Rys. 36. Maszyna płóczkowa z 5 przedziałami, napędem zapomocą dźwigni kolankowej i usuwaniem koncentratów przez pościel i rurki lewarowe *s*. *N* — odbiorniki pościel i rurki koncentratów. *M* — kanał, odprowadzający nadmiar wody (z katalogu Krupp'a).

mającego ciężar gatunkowy, zbliżony do koncentratu: np. obrzynków śrub dla PbS , skalenia dla łupku węglowego, lub też z grubszych ziarn samego koncentratu. Usuwanie odbywa się przez działanie ssące schodzącego strumienia (ziarna koncentratu powinny się mieścić w przestrzeniach między ziarnami pościeli).

Dokładność rozdzielania przez pościel zależy od jej grubości. Jeżeli warstwa pościeli jest gruba, to otrzymuje się koncentrat czystszy, ale są straty w odpadach; stosuje się to przy małym wychodzie koncentratu i znacznym



Rys. 37. Maszyna płóczkowa z 3 przedziałami, mechanizmem mimośrodowym i usuwaniem koncentratów przez pościel (z katalogu Colorado Iron Works).

W (rys. 28, 35, 36, 37), położony wzdłuż szeregu przedziałów skrzyni.

Rozróżniamy dwa rodzaje urządzeń mechanicznych: przyśpieszający i normalny (mimośrodowy).

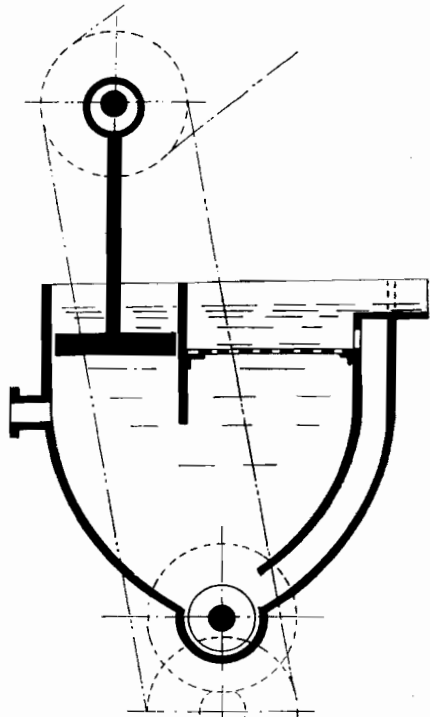
A) Mechanizm przyśpieszający¹⁾ nadaje dużą prędkość strumieniowi wznoszącemu się i nieznaczną schodzącemu; ma zastosowanie przy wzbogacania klas grubych i wogóle wąsko-klasyfikowanych. Szybki wznoszący się strumień rozluźwia materiał i daje dostateczną ilość czasu dla przesuwania ziarn przez swobodne opadanie podczas powolnego schodzącego ruchu wody. W wąsko-klasyfikowanej mieszaninie ziarna koncentratu nie mają możliwości przejść w wolnych przestrzeniach między uszczelnionymi, np. ziarnami kwarcu, pod działaniem strumienia schodzącego, i dlatego zwolnienie szybkiego zwierania się ziarn przez osłabienie strumienia schodzącego jest istotnie niezbędne dla pomyślnego procesu osadzania (grubych i wąsko-klasyfikowanych produktów).

¹⁾ Accelerated mechanism. Ускорительный механизм.

jego ciężarze gatunkowym. Jeżeli zaś warstwa pościeli jest cienka, to otrzymuje się koncentrat mniej bogaty, lecz wyższą ekstrakcję metalu; zastosowuje się przy dużym wychodzie i nieznacznym ciężarze gatunkowym koncentratu. Wymiar ziarn pościeli powinien być co najmniej 3 razy większy od największych ziarn danej klasy.

Mechanizm poruszający. Ruch wahadłowy nadaje tłokom wał pędniowy

Rys. 41 przedstawia mechanizm przyśpieszający z prędkością jarzmową¹⁾: jarzmo aO , wahając się około środka, obejmuje palec korby aO' ; w c zawieszony trzon tłka. Rys. 42 (również 35) przedstawia więcej używany mechanizm przyśpieszający z napędem dźwigni kolankowej²⁾. Dźwignia kolankowa AOB waha się około punktu O . Ramię długie łączy się drążkiem P z palcem korby bO' ; przy krótkim ramieniu w B zawieszony trzon tłka. Przy skrajnych stanowiskach układu drążek AC zlewa się ze średnicą tarczy korbowej q . W mechanizmie obu typów łuk bkd wynosi około $\frac{1}{2}$ łuku bld . Przy równomiernym więc ruchu obrotowym wału pędniowego, ruch tłka w dół (temu odpowiada strumień wznoszący się) odbywa się 2 razy prędkiej od ruchu odwrotnego (strumień schodzący). Przez ustawienie palca korby w wycięciu tarczy q na dowolnej odległości r od środka osiąga się dowolne regulowanie biegu tłka.



Rys. 38*. Usuwanie odpadów i miazgi za pomocą ślimaka, umieszczonego na dnie maszyny płóczkowej.

$$r = OO' \cdot \sin \alpha = \frac{1}{2} \cdot \frac{H}{L} \cdot OO'$$

stąd:

$$H = \frac{2L \cdot r}{OO'}$$

(L — długość dźwigni krótkiej. OO' — odległość wału pędniowego od wału tłokowego).

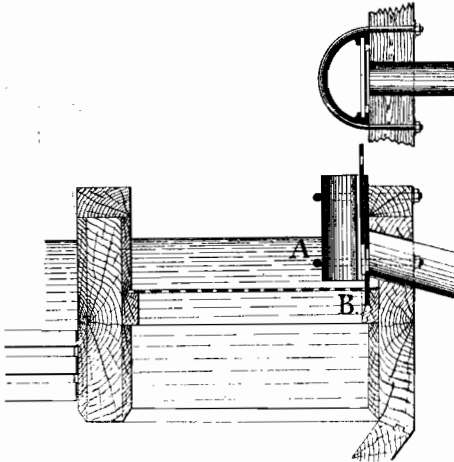
B) *Mimośrodowy*, czyli normalny mechanizm (rys. 28, 37) nie wymaga wyjaśnienia. Mechanizm ten nadaje jednakową prędkość wznoszącemu i schodzącemu strumieniowi i dlatego ma zastosowanie do osadzania klas niższych, gdy stosunkowo silniejszy strumień wznoszący może dopomagać do unoszenia drobnych ziarn koncentratu w stanie

¹⁾ Sliding block mechanism. Setzmachinen-Antrieb durch Scheife. Кулисный ускорительный механизм.

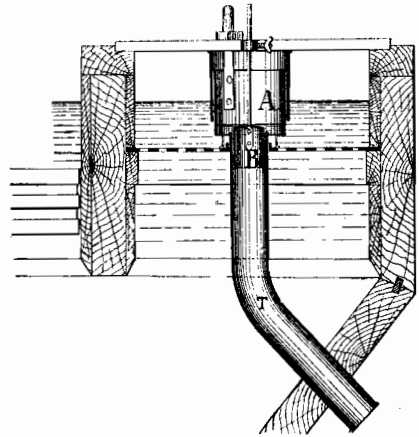
²⁾ Crank arm mechanism. Kniehebelantrieb. Коленчатый ускорительный механизм.

zawieszonym razem z odpadami, jak również w wypadku wzbogacania nieklasyfikowanej mieszaniny, której pomyślne rozdzielenie zależy istotnie, jak to już widzieliśmy, od obecności silnego schodzącego strumienia. Regulowanie biegu mechanizmu mimośrodowego osiąga się przez urządzenie podwójnego mimośrodów, dającego możliwość dowolnej zmiany mimośrodowości.

Wszystkie mimośrodki i dźwignie tłokowe mechanizmów przyspieszających zaklinowane są na swoich wałach równoległe do siebie, tłoki we wszystkich przedziałach osadnika mają bieg zgodny.



Rys. 39. Urządzenie dla usuwania koncentratów przez boczny próg z 2-ma zasłonami.



Rys. 40. Urządzenie dla usuwania koncentratów przez środkową rurkę z 2-ma zasłonami walcowymi.

Liczba uderzeń tłoka (obrotów wału pędniowego) i skok tłoka zależy od prędkości opadania ziarn w wodzie i grubości materiału. Prędkość wznoszącego się strumienia nie powinna być mniejsza, od największej prędkości opadających ziarn ciała lżejszego, stąd:

$$\frac{2\pi \cdot r}{60} \cdot n = H \cdot n \frac{\pi}{60} \geq \frac{F}{f} K \sqrt{d(\delta - 1)}$$

gdzie:

- H — skok tłoka,
- n — liczba obrotów,
- d — górna średnica klasy,
- δ — c. gat. ciała lżejszego,
- f — powierzchnia przedziału tłokowego,
- F — powierzchnia przedziału roboczego.

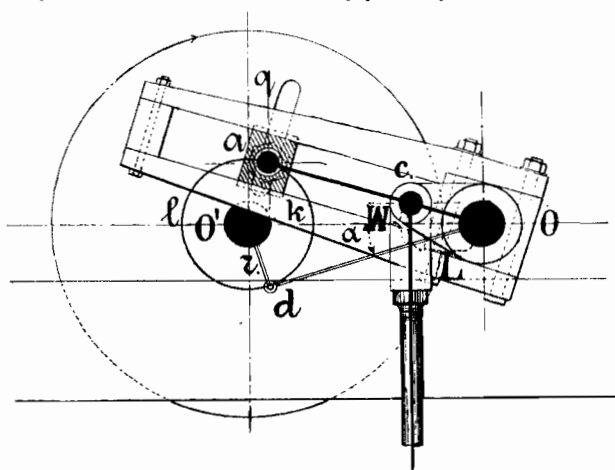
$$\frac{F}{f} = 1 - 1,2.$$

Skok tłoka winien być nie mniejszy od $1\frac{1}{2}$ wymiaru największego ziarna. Liczba obrotów jest odwrotnie proporcjonalna do wielkości skoku.

Podana niżej tablica zawiera dane do charakterystyki działania maszyn płózkowych (osadników):

| K l a s y | | 64—32 | 32—16 | 16—8 | 8—4 | 4—2 | 1—0 | 2—1 | | U w a g i | |
|--|--------------------------------|----------------------------|---------------------------|---------------------------|-----|-----|-----|-----|-------------|-----------|----|
| Skok tłoka H | max. 100 | 70 | 50 | 35 | 25 | 15 | 12 | 5 | min. 2 | | |
| Liczba obrotów n | min. 80 | 130 | 130 | 145 | 175 | 235 | 250 | 280 | max. 400 | | |
| $\frac{H}{d}$ | — | 1,63 | 2,5 | 3,1 | 4 | 4,7 | 7 | 6,5 | — | | |
| Wymiary rzeszot: | | | | | | | | | | | |
| Jednego przedziału | Szerokość — B | — | 530 | — | — | 490 | — | — | 400 | — | 1) |
| | Długość — L | — | 915 | — | — | 810 | — | — | 740 | — | |
| | $L : B = \infty 1,6$ | — | — | — | — | — | — | — | — | — | |
| Powierzchnia rzeszot: $F \times 4 = 3,5 - 5 \text{ m}^2$ | | | | | | | | | | | |
| Wydańność na 24 g. w ton. | max. 40 | 20 | 16 | 10 | 8 | 5 | 4 | 3 | min. 27 | 2) | |
| Wydańność na 1 m ² sita: $\frac{Q}{4 F} = 1,5 - 4 \text{ t. na } 24 \text{ g.}$ | | | | | | | | | | | |
| Zużycie wody na 1 m ² sita na 1 godz. — $\infty 160$ litr. | | | | | | | | | | | |
| „ „ „ 1 t. na 24 g. — 8,75 — 55 l. średn. $\infty 20$ litr. na godz. | | | | | | | | | | | |
| „ energii $\frac{1}{2} - 2 \text{ KM}$ — do 3 KM. | | | | | | | | | | | |
| Grubość warstwy, lub progów rozdzielczych — p $\left\{ \begin{array}{l} \text{dla PbS} - 6'' - 3\frac{1}{2}'' (152 - 89 \text{ mm}) \\ \text{„ ZnS} - 9'' - 6'' (228 - 152 \text{ mm}) \end{array} \right.$ 3) | | | | | | | | | | | |
| G r u b e | I przedział | II przedział | III przedział | IV przedział | | | | | | | |
| Klasy grube 64—16 . . . | 6" (152mm) | 6 $\frac{1}{4}$ " (158 mm) | 6 $\frac{1}{2}$ " (165mm) | — | | | | | | | |
| „ średnie 16—4 . . . | 4" (101 „) | 4 $\frac{1}{2}$ " (114 „) | 5" (127 „) | — | | | | | | | |
| „ drobne 4—1 . . . | 3 $\frac{1}{2}$ " (89 „) | 3 $\frac{3}{4}$ " (95 „) | 4" (101 „) | 4 $\frac{1}{2}$ " (114mm) | | | | | | | |
| U w a g i do powyższej tablicy: | | | | | | | | | | | |
| 1) Zmniejszenie B i L przy zmniejszeniu klasy nie stanowi reguły. W jednym i tym samym zakładzie wygodniej jest mieć wszystkie rzeszota o jednakowych wymiarach. | | | | | | | | | | | |
| 2) Maksimum w poszczególnych przypadkach: 80 t. w Europie, 240 t. w Ameryce. | | | | | | | | | | | |
| 3) p — zwiększa się: 1) przy zmniejszeniu cięż. gat., 2) przy przejściu do nast. przedziałów i 3) przy zwiększeniu klasy. | | | | | | | | | | | |

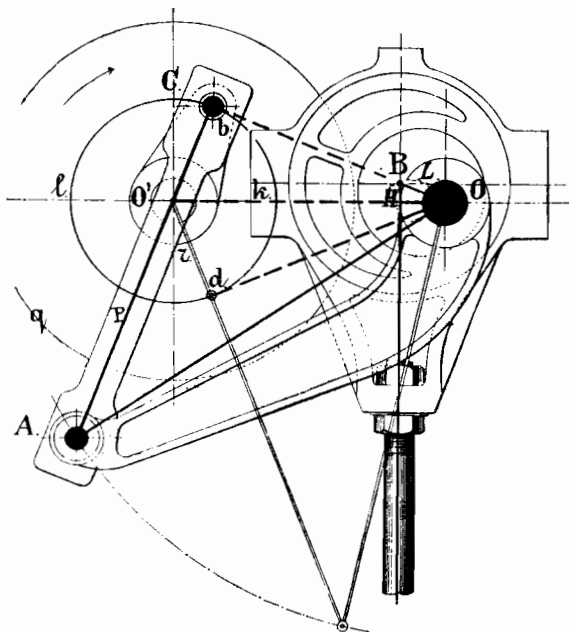
2) Pulsator Richards'a (rys. 46, 47, 48) przedstawia zupełnie nowy typ maszyn płóczkowych z rzeszotem nieruchomym. Odznacza się przerywanym strumieniem wznoszącym się i zupełną nieobecnością



Rys. 41. Mechanizm przyspieszający z pędnią jarmową.

strumienia schodzącego. Skrzynia z żelaza lanego *A* z gęstym nieruchomym sitem *S* przypomina swoim kształtem maszyny tłokowe, lecz różni się od nich tem, iż przedział ciśnienia *B* stanowi bezpośrednie przedłużenie rur *T*, doprowadzających wodę z generatora ciśnienia. Koncentrat usuwa się przez progi *b* z dwiema zasłonami. Kurek wspólnej rury V_1 zaopatrzono w kółko napędowe *P* i otrzymuje 200 obrotów na 1 minutę (400 przerw).

Dzięki zupełnej nieobecności strumienia schodzącego, materiał w przyrządzie znajduje się stale w stanie rozluźnionym i dlatego urządzenie to szczególnie nadaje się do bardzo wąsko-klasyfikowanej mieszaniny, pozostawiając maksy-



Rys. 42. Mechanizm przyspieszający z napędem zapo-
mocą dźwigni kolankowej.

mum użytkowego czasu dla procesu opadania. Również, ze względu na znaczną różnicę prędkości opadania ziarn w mieszaninie wąsko-klastyfikowanej, proces rozdzielania odbywa się bardzo szybko. Wobec tego przyrząd przy swojej zwartości i nieznaczej objętości zajmowanego miejsca odznacza się bardzo dużą wydajnością.

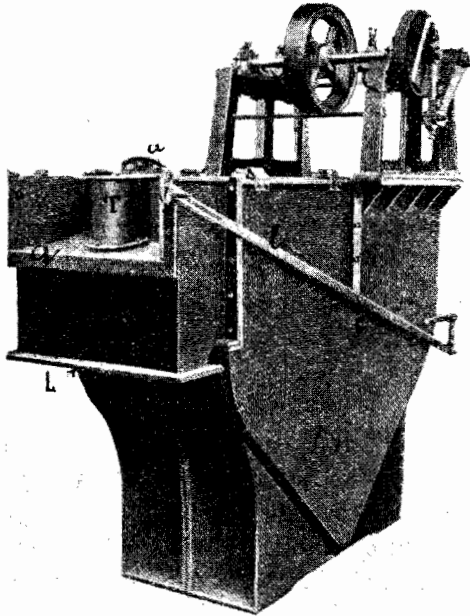
Dane poniższe charakteryzują maszyny Richards'a:

| Wymiary | | Wytwarza w 24 g. | | Zajmowane miejsce | | | Zużycie wody | | Średnica koła napędowego | Zużycie pracy w KM | Średnica rury T |
|------------------|--------------------|------------------|---------------------|-------------------|---------|----------|---------------|------------------------------|--------------------------|--------------------|-----------------|
| Jednego rzeszota | Liczba przedziałów | Ton | na 1 m ³ | Szerokość | Długość | Wysokość | Litrów na 1 m | na 1 tonę na 24 godzin, litr | | | |
| 100×100 | 4 | 60—90 | 1500 | 800 | 1040 | 1220 | 220 | 4000 | 305 | 1/8 | 3" |
| 150×150 | 3 | 70—100 | 1500 | 800 | 1060 | 1140 | 260 | 4400 | 305 | 1/8 | 2 1/2" |
| 200×200 | 3 | 100—150 | 2000 | 890 | 1040 | 1270 | 380 | 4400 | 305 | 1/4 | 3" |
| 300×300 | 2 | 200—300 | 2000 | 1060 | 1275 | 1420 | 750 | 7200 | 305 | 1/8 | 4" |

Porównanie powyższych danych z tablicą na str. 57 wskazuje na istotnie godne uwagi wyniki, osiągnięte przez pulsator Richards'a w porównaniu ze zwykłymi maszynami tłokowymi. Jednak w praktyce (w Ameryce) pulsatory nie ziszczyły nadziei w nich pokładanej głównie z powodu nadzwyczaj utrudnionej obsługi. Działanie maszyny wymaga stałej nadzwyczaj uważnej obserwacji i stałego regulowania, najmniejsze bowiem wahania w załadunku naruszają prawidłowy proces; dlatego też zastosowanie pulsatorów w Ameryce narazie jest bardzo ograniczone, zaś w Europie ustosunkowano się do nich sceptycznie. Pomimo to osiągnięte w laboratorjach wyniki zasługują na uwagę i wskazują na celowość dalszego ulepszenia zasady działania pulsatorów.

B. Maszyny z rzeszotem ruchomem składają się ze zwykłej skrzyni, napełnionej wodą, w której umieszcza się rzeszoto o ruchu wahadłowym. Do tego typu należą najprostsze maszyny, używane do doświadczeń laboratoryjnych i na prymitywnych kopalniach przy urządzeniach próbnym z rzeszotem, otrzymującym ruch wahadłowy zapomocą pędni ręcznej. Dawniej maszyny z rzeszotem ruchomem, urządzone z pędnią mechaniczną, były stosowane w zakładach wzbogacalnych (maszyny Bilharz'a), zostały jednak wyrugowane przez maszyny tłokowe. W ostatnich czasach znowu pojawiły się w Ameryce maszyny z rzeszotami wahadłowymi w zastosowaniu do wzbogacania nieklastyfikowanej mieszaniny, jako takie, które działają przy silnym ssaniu schodzącego strumienia podczas wznoszącego się ruchu rzeszota. Maszyna typu Hancock, stosowana na Jeziorze Górnem do wzbogacania rodzimej miedzi, odznacza się dużą wydajnością i przedstawia nader

doskonały przyrząd mechaniczny (rys. 49, 50). Długie rzeszoto dd' zawieszane jest na krótkich dźwigniach bc $b'c'$, wahających się około punktów c c' . Ruch wahadłowy nadaje zespół zrównoważonych dźwigni ab , ok , lo' i kl od zapadkowej pędni na wale W . Cały mechanizm powyższy



Rys. 43. Maszyna płóczkowa do węgla kamiennego z napędem zapomocą dźwigni kolankowej. Przy wzbogacaniu klas grubych używają się maszyny, mające jeden przedział. Spustowy próg b mieści się na stronie przedniej, ruch materiału w porównaniu z poprzednimi typami — poprzeczny. Kielich rurowy T służy do brania prób odpadów, usuwanych przez kanał L . Jarzmo a służy do zamocowania dźwigni, regulujących położenie zaston spustowych. Dźwignia l reguluje przyływ wody, doprowadzonej pod ciśnieniem z dołu i łagodzącej prąd strumienia schodzącego (z katalogu Humboldt'a).

w postaci systemu podwójnego obejmuje skrzynię na zewnątrz. Rzeszoto ma ruch pionowy i postępowy. Usuwanie koncentratu odbywa się przez pościel i sito. Ziarna pościeli i koncentratu są utrzymywane przez przegródki poprzeczne.

Wymiary maszyny Hancock:

długość — 6,100 m

szerokość — 0,810 m

powierzchnia

rzeszota — $\approx 5,0$ m².

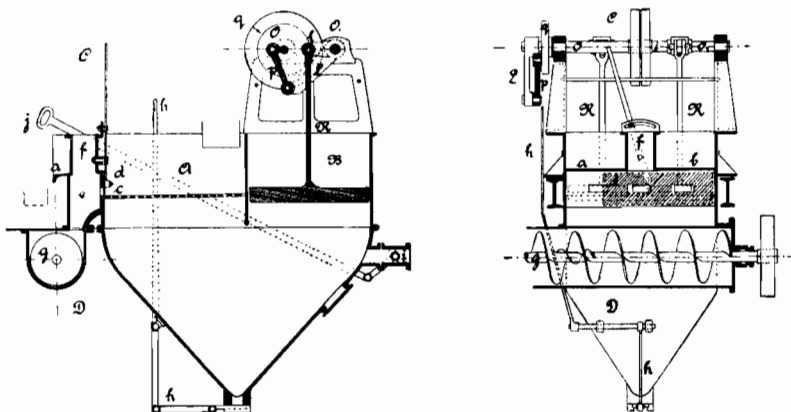
Wydajność przy przeróbce nieklasyfikowanej mieszanki 12 - 0 mm. ≈ 400 tonn na 24 godz., albo na 1 m² $\frac{Q}{F} = 80$ t.

Zużycie wody na 1 m² na 1 g. 220 litrów; na 1 tonnę w 24 g. — ≈ 4 litr. Zużycie energii 4 KM. Pomimo więc dużej wydajności jednej maszyny, co do zużycia pracy, maszyny Hancock zbliżają się do maszyn tłokowych; zaleta ich polega jedynie na oszczędności zajmowanego przez nich miejsca.

Zastosowanie. Osadzanie mokre przedstawia jeden

z najbardziej rozpowszechnionych sposobów wzbogacania rudy średniej i piasku grubego, a w przemyśle węglowym — kostki i orzecha, i jest znane bardzo dawno. Zastosowanie tego sposobu uzależnione jest jednak od znacznej różnicy ciężaru gatunkowego wzbogaczanych materiałów. Sposobem tym wzbogaca się głównie rudy, zawierające PbS , ZnS , $CuFeS_2$, FeS_2 w skale kwarcytowej, czasem w łupkach chlorytowych. PbS z barytem łatwo można wzbogacać osadzaniem, ZnS , $CuFeS_2$

trudniej oddziela się od barytu, a ciężkie skały augitogranatowe nie mogą być oddzielone od $CuFeS_2$. Magnetyt i piryt w skałach kwarcytowych oddziela się łatwo osadzaniem, lecz w mieszaninie z skałami chlorytowymi i augitogranatowymi — z trudnością. Oddzielenie utlenionych rud żelaza od połączeń siarczkowych jest niemożliwe. Następnie łatwo oddzielają się przez osadzanie od skał towarzyszących piroluzyt (MnO_2), wolframit ($MnFe$) (WO_4), willemit (Zn_2SiO_4) i wiele innych minerałów. Bardzo szerokie zastosowanie znajduje mokre osadzanie przy wzbogacaniu węgla kamiennego. Wzbogacanie jednak miękkiego, łatwo kruszącego się węgla, sposobem mokrym połączone bywa ze znacznym



Rys. 44* i 45*. Maszyna płóczkowa Humboldt'a.

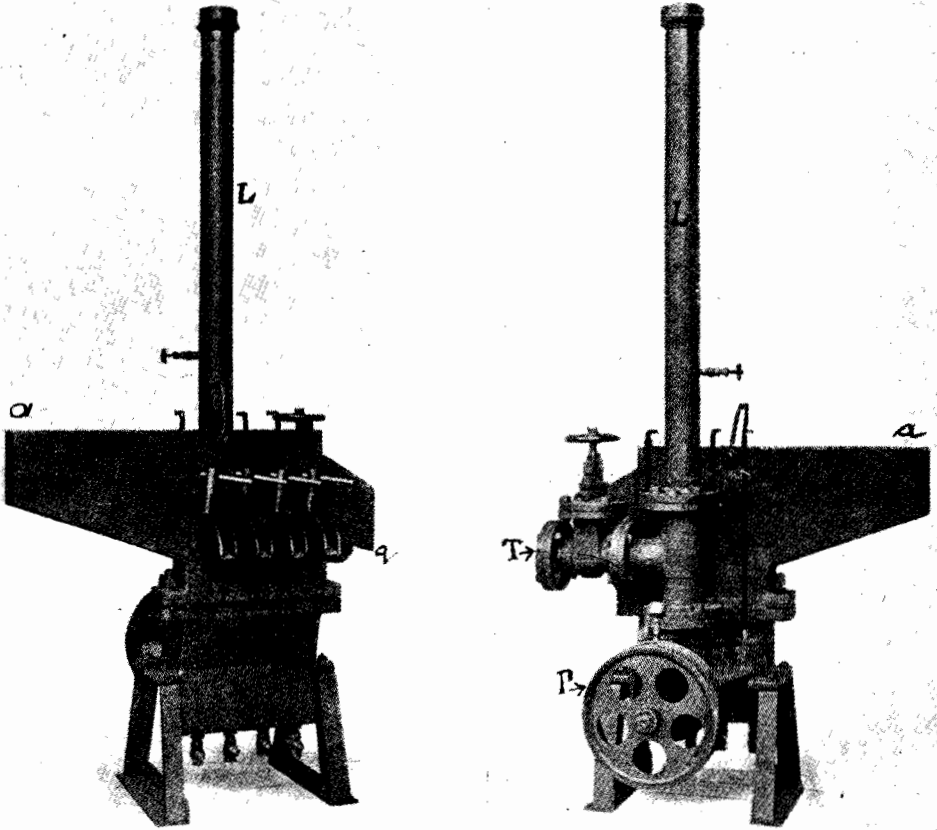
tworzeniem się szlamu, który ze względu na trudności przeróbki i zbytu jak również na straty zachodzące przy przeróbce, — znacznie obciąża wzbogacanie. Dlatego w przemyśle węglowym często wzbogacanie mokre ogranicza się jedynie do kostki i grubszych orzechów, nie mniejszych od 10 mm. W ostatnich jednak czasach metody mokrej przeróbki mialu o tyle zostały opracowane w Niemczech, iż jego wzbogacanie można uważać nie przedstawia już technicznych trudności, jedynie tylko obecność tłustej gliny, pęczniejącej w wodzie i pokrywającej węgiel warstewką, może zastosowanie mokrego osadzania ograniczyć do drobnicy.

Niezależnie od różnicy ciężaru gatunkowego, zastosowanie mokrego osadzania może być ograniczone charakterem petrograficznym ciała kopalnego i kształtem brył. A więc we wzorze na prędkość opadania, wprowadzonym przez Rittingera:

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

współczynnik k podług jego doświadczeń zależy od kształtu kawałków. Jeżeli d i v wyrażone są w m, to podług Rittingera'a współczynnik k posiada wartości następujące:

| | |
|-----------------------------------|------|
| dla ziarn zaokrąglonych | 2,73 |
| dla ziarn podłużnych | 2,37 |
| dla ziarn płaskich | 1,93 |
| średnio | 2,44 |



Rys. 46 i 47. Pulsator Richards'a (z katalogu The Denver Eng. Co).

Jeżeli więc węgiel w stanie surowym, wydobyty z kopalni, składa się z zaokrąglonych kawałków węgla i płaskich łupku, to przy ciężarze gatunkowym węgla 1,3 i łupku 1,6 — współczynnik równopadania wynosi:

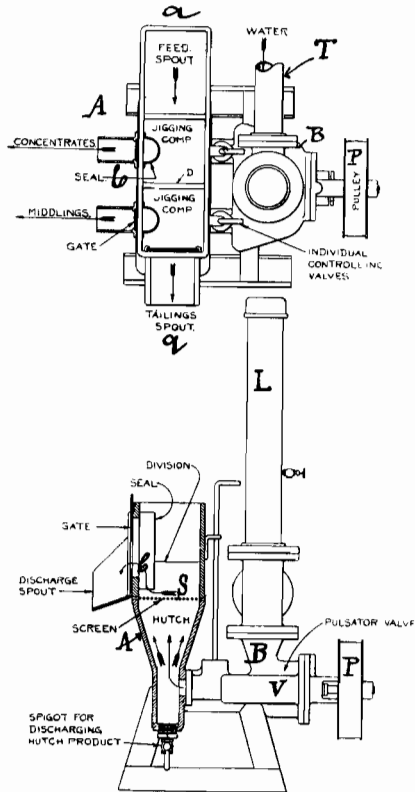
$$\varepsilon = \frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1} \cdot \left(\frac{k_2}{k_1}\right)^2 = \left(\frac{1,6 - 1}{1,3 - 1}\right) \left(\frac{1,93}{2,7}\right)^2 = 2 \cdot 0,5 = 1.$$

t. j. mieszanina nie może być rozdzielona zapomocą mokrego osadzania.

Richards, na podstawie licznych doświadczeń również ustalił, iż każdy minerał, w zależności od kształtu ziarn, podlega indywidualnemu prawu opadania, przyczem wahania w prędkości opadania ziarn tego

samego ciała o jednakowej wielkości czasem wynoszą 300 i więcej %, i nie zawsze ziarna o większym ciężarze gatunkowym opadają prędzej od ziarn o mniejszym ciężarze. Np. prędkość opadania rodzimej miedzi średnio nie jest większa od galeny (PbS); prędkość opadania chalkopirytu ($CuFeS_2$) jest jednakowa z prędkością opadania magnetytu (Fe_3O_4), przyczem stosunki te mogą się zmieniać w różnych złożach ciała kopalnego. Dlatego przy wprowadzeniu wzbogacania mokrego jakiegokolwiek ciała kopalnego zawsze powinna poprzedzać próba, w celu ustalenia możności zastosowania tego sposobu dla danego przypadku oraz praktycznego wyznaczenia współczynnika równopadania i to nawet w tych wypadkach, gdy według wszelkich oznak zewnętrznych osadzanie mokre może mieć zastosowanie. W tych wypadkach, gdy drogą doświadczeń ustalona została możliwość zastosowania tego sposobu, powodzenie mokrego osadzania zależy jednak będzie od wielu czynników: należytego przygotowania, t. j. ściśle obranej skali klasyfikacji i należytego uregulowania maszyny, a mianowicie, od skoku tłoka, liczby obrotów, grubości załadowanej warstwy, t. j. wysokości progów p , należytego ustawienia zasłon spustowych A i B , grubości warstwy pościeli i wielkości jej ziarn, ilości wody i gęstości załadowania, stosunku ilości koncentratu do odpadów, obecności w rudzie minerałów ubocznych i domieszek, ilości zrostów, gęstości i czystości wody i t. p. Zatem osadzanie mokre wymaga stałej i uważnej obsługi maszyn; dobrze zaprojektowany zakład z doskonałymi typami maszyn może dać dobre wyniki jedynie pod warunkiem fachowego dozoru nad działaniem maszyn płóczkowych.

Koncentracja ¹⁾. Wzbogacanie piasku i ilu podług wielkości ziarn, uprzednio przygotowanych przez klasyfikację mokrą, wykonywuje się zazwyczaj na „stołach płóczkowych“ (koncentratorach) ²⁾. Stoły przed-



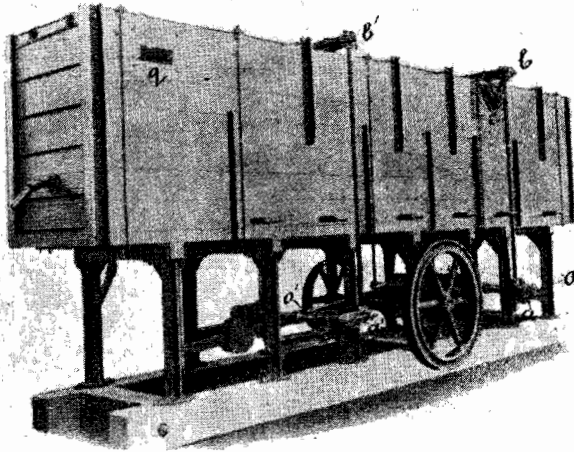
Rys. 48. Pulsator Richards'a. Przekrój. L — regulator powietrzny, V — rura, p — koło napędowe, b — progi (z katalogu The Denver Eng. Co).

¹⁾ Concentrating. Herdarbeit. Lavage sur tables. Концентрация.

²⁾ Tables. Herde. Tables. Столы (концентраторы, горды).

stawiają nieco nachyloną płaszczyznę, po której cienką warstwą płyną zawiesziny, zawierające materiał wzbogacany (rys. 53).

Ogólna zasada działania stołów płózkowych polega na rozdzielaniu przerabianego materiału na warstwy, a mianowicie na: 1) ciężki koncentrat w dolnej warstwie i 2) lekkie odpady w górnej warstwie. Koncentrat zajmuje dolną warstwę nie bezpośrednio z powodu większego ciężaru gatunkowego, lecz ze względu na mniejszą wielkość ziarn, które jakby się przesiewały przez od-

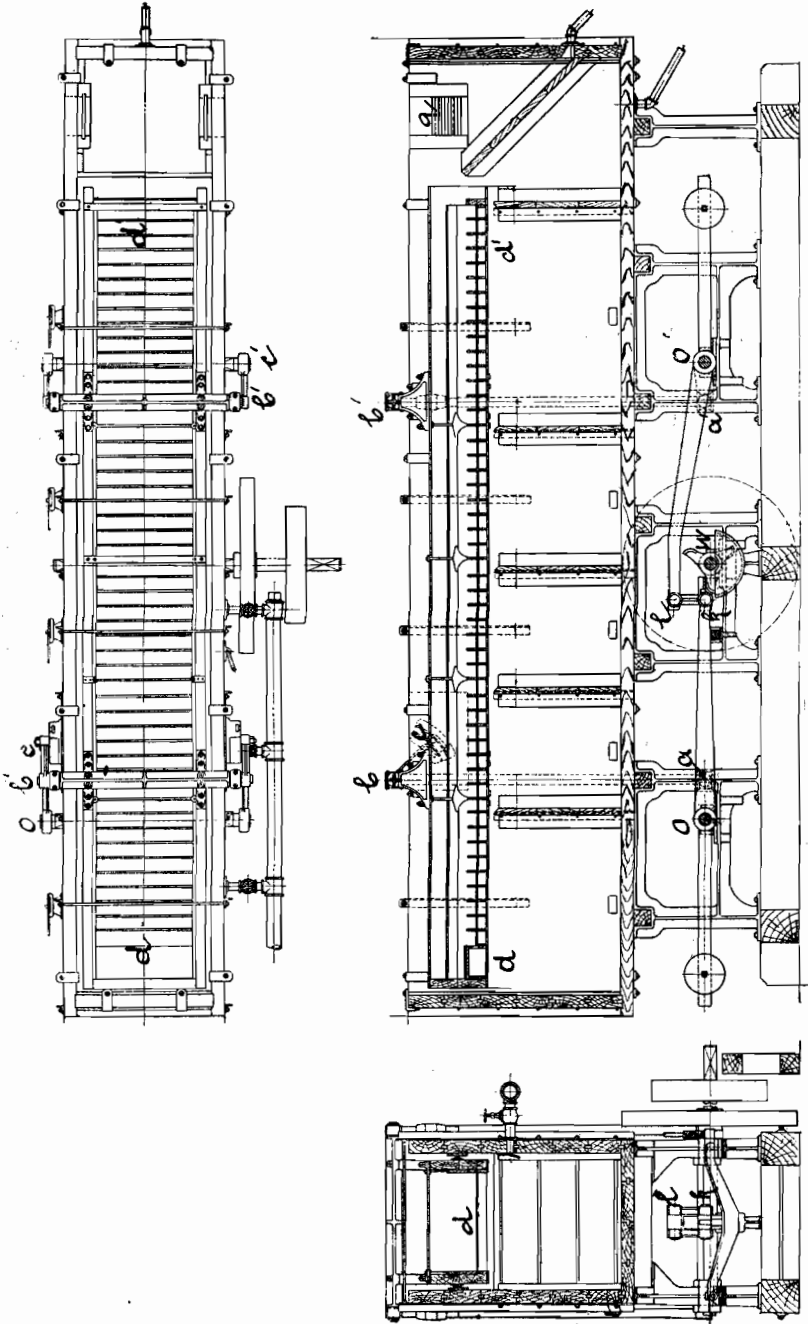


Rys. 49. Maszyna płózkowa typu Hancock z rzeszotem wahadłowem (z katalogu Allis Chalmers).

stępny między grubszymi ziarnami ciała lżejszego. Rozdzielenie na warstwy osiąga się: 1) przez mechaniczną agitację (szybkie wstrząsanie) powierzchni stołu, lub 2) bezpośrednio płynącym strumieniem wody po powierzchni stołu. Sposób pierwszy zastosowuje się przy znacznej grubości warstwy, załadowanej na stół, i wogóle przy dużych ilościach materiału, w szczególności zaś przy przeróbce piasku ¹⁾. W wypadku, gdy materiał osiada na powierzchni stołu bardzo cienką warstwą, co zachodzi wogóle przy nieznacznych ilościach, a w szczególności przy przeróbce łu, to każde ziarno może znaleźć się bezpośrednio na powierzchni stołu. Wówczas mechaniczna agitacja jest zbędna, przytem można uważać, iż na powierzchni stołu zaszło rozdzielanie na warstwy, bowiem wszystkie ziarna lżejszej substancji, jako

¹⁾ Zwykły czerpak, używany do próbnego płókania przy poszukiwaniach, przedstawia prototyp stołu z mechaniczną agitacją. Łatwo daje się zauważyć, że jeżeli napełnić czerpak piaskiem i poddać go wstrząśnieniom, to niebawem na powierzchni załadowanego piasku pozostaną jedynie najgrubsze ziarna piasku i drobny żwir, ziarna zaś drobne zbiorą się na dnie.

większe, górują naturalnie nad ziarnami drobniejszego, cięższego koncentratu (rys. 51). Gdy już nastąpiło takie rozwarstwienie, to u s u



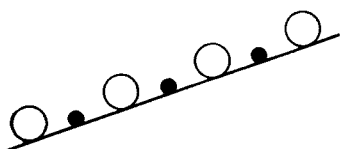
Rys. 50. Maszyna płóczkowa typu Hancock z rzeszotem wahadłowem (z katalogu Allis Chalmers).

nięcie górnej warstwy (odpadów) osiąga się przez bezpośrednie spłókanie strumieniem czystej wody z specjalnie do tego celu

przeprowadzonej rury — p (rys. 52). Oczywiście, przy rozłożeniu ziarna na powierzchni stołu, przedstawionem na rys. 51, najpierw powinny zostać spłótkane większe ziarna skały płonnej ze względu na to, iż występują powyżej ogólnego poziomu ziarna i przedstawiają znaczną powierzchnię dla działania wody. Woda ma przytem większą prędkość w górnej części strumienia, natomiast ziarna koncentratu, ochraniane przed bezpośrednim działaniem strumienia przez ziarna skały płonnej, wskutek mniejszej swojej powierzchni i będąc położone w dolnej części strumienia, w której prędkość prądu jest mniejsza, — mogą, oczywiście, przy pewnej prędkości prądu pozostać na miejscu.

Jeżeli warstwa materiału ma znaczną grubość ($\frac{1''}{2} - \frac{3''}{4}$ (czyli 12–19 mm)),

to proces podziału na warstwy, nawet przy mechanicznej agitacji, odbywa się bardzo powoli, a strumień wody może spłókiwać z góry materiał niezupełnie rozsortowany. Dla zwolnienia tempa spłókiwania przytwierdza się na stole wpoprzek prądu strumienia drewniane listwy o przekroju prostokątnym i o wysokości, stopniowo zwiększającej się od góry do dołu. Powierzchnia rowkowa



Rys. 51. Położenie ziarna na powierzchni stołu płóczkowego.

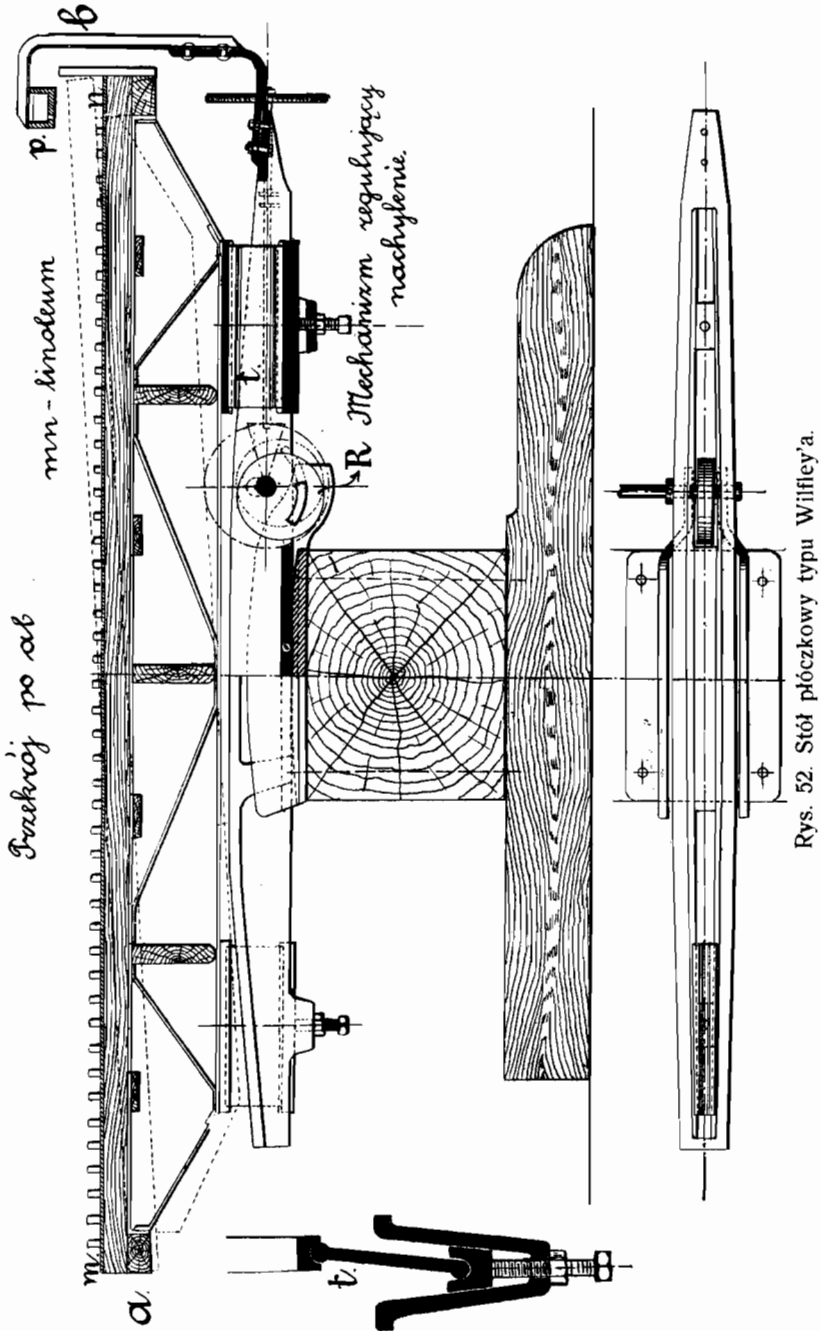
zawsze wiąże się z mechaniczną agitacją i cechuje stoły typu Wilfley (rys. 52, 53, 54, 55).

Usuwanie warstwy dolnej (koncentratu) uskutecznia się okresowo, lub bez przerwy. W pierwszym wypadku — odręcznie, w miarę zbierania się koncentratu. Żłoby lub szluzy do przemywania złota przedstawiają najprostszy typ stołów z okresowym usuwaniem koncentratów w miarę ich nagromadzenia się (tom I-szy, rys. 85, 86, 93).

Usuwanie ciągłe uskutecznia się środkami mechanicznymi i cechuje stoły — koncentratory. Różne typy stołów różnią się między sobą głównie sposobem usuwania koncentratów. Pod tym względem rozróżniamy stoły płóczkowe: 1) z powierzchnią o ruchu wahadłowym, 2) z powierzchnią posuwistą i 3) z powierzchnią nieruchomą.

1. Stoły płóczkowe z powierzchnią o ruchu wahadłowym. Stoły otrzymują ruch wahadłowy w kierunku poprzecznym. Dzięki temu warstwa dolna, leżąca bezpośrednio na powierzchni stołu, przesuwana się w kierunku poprzecznym względem kierunku spłókiwania warstwy górnej. Ruch ten przenosi się również i na warstwę górną, lecz w stopniu mniejszym, podobnie jak i spłókujące działanie strumienia płynącego po równi pochyłej, obejmuje również warstwę dolną, lecz w stopniu mniejszym, niż górną. Jako wynik złożonego działania podłużnego spłókiwania i poprzecznego przesuwania zachodzi ruch przekątny różnych warstw pod różnymi kątami, a wskutek tego rozdzie-

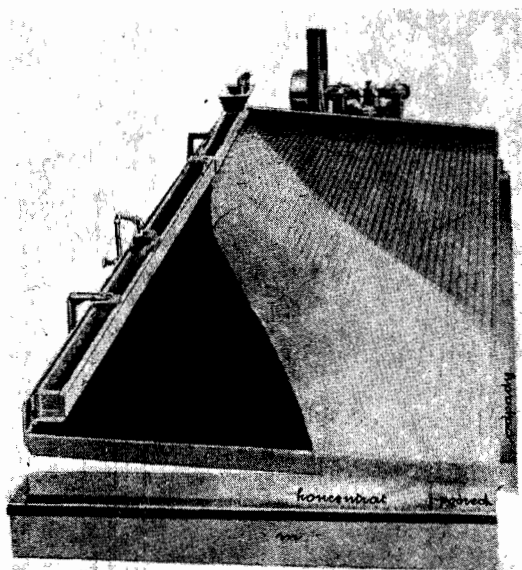
lone produkty rozkładają się wachlarzowato od miejsca załadowania do brzegu stołu (rys. 53 i 56).



Rys. 52. Stół płóczkowy typu Wilfley'a.

Smuga, najwięcej odchylna od prostoliniowego podłużnego kierunku, składa się z czystego koncentratu, przeciwległa smuga skrajna stanowi

odpady, między nimi układają się produkty o charakterze przejściowym. Zapomocą tarcz rozdzielczych można z tworzącego się na stole wachlarza oddzielić produkty o składzie dowolnym. Produkty te zbiera się do odbiorników, urządzonych przy dolnym brzegu stołu. Na stołach rowkowanych zachodzi znaczniejsze odchylenie koncentratu od kierunku skały płonnej. Listwy, mając wysokość, zwiększającą się w kierunku nachylenia stołu, jednocześnie obniżają się do zera w kierunku swojej długości, skutkiem tego końce ich są ścięte po przekątnej stołu (rys. 53, 54, 57).



Rys. 53. Wachlarz z rudy na stole płóczkowym typu Wilfley'a.

Znajdujący się między listwami materiał przesuwają się w kierunku poprzecznym do stołu, przy czym ulegając rozdzielaniu dzięki wstrząśnieniom, trafia do coraz płytszych części rowków, w których górne warstwy skały płonnej zostają spłukane do następnego głębszego rowku, gdzie proces ten powtarza się. Najdrobniejszy koncentrat dostaje się na równe miejsce stołu i przesuwają się po jego przekątnej.

Przeróżne typy stołów wahadłowych różnią się między sobą głównie mechanizmem napędowym, nadającym stołowi wahania, które jednocześnie wywołują agitację dla rozdzielania materiału. Najbardziej rozpowszechnionym jest stół płóczkowy Wilfley'a (rys. 52, 53, 54, 55 i 57).

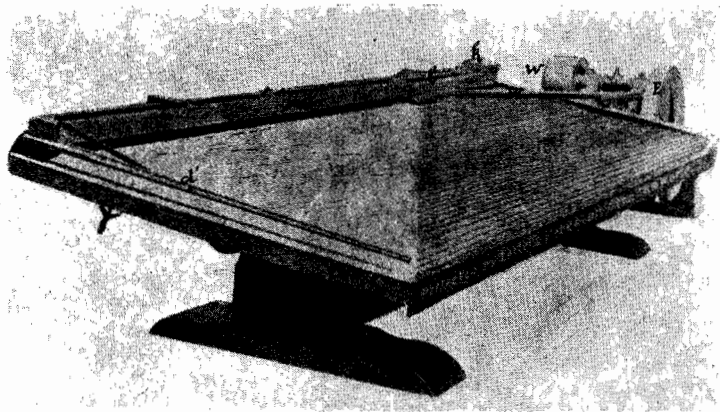
Mechanizm, poruszający stół Wilfley'a (rys. 58), przypomina mechanizm kruszarki Blake. Wykres ruchu stołu (rys. 59) wyjaśnia zmianę prędkości i działanie mechanizmu. Stół waha się na drążkach, których konstrukcję wyjaśnia rys. 52 i 57.

2. Mechanizm stołu Humboldt'a (rys. 60), M , pod względem zasady działania jest podobny do mechanizmu maszyn płóczkowych z napędem zapomocą dźwigni kolankowej.

Stół spoczywa poduszkami w kształcie klinów K na rolkach r . Nachylenie poduszek na przeciwległych stronach stołu jest skierowane w strony przeciwne, dzięki temu przy ruchach wahadłowych stół nie-

znacznie zmienia swoje nachylenie podłużne. Ruch ten sprzyja agitacji i spłókiwaniu warstw górnych, zatrzymujących się między zeberkami rowkowania. Dlatego też zeberka nie ścina się po przekątnej, a pokrywają one całą powierzchnię stołu.

3. Mechanizm stołu Ferraris (rys. 61) składa się ze zwykłego drążka korbowego P , przenoszącego ruch wahadłowy od wału



Rys. 54. Stół płóczkowy Wilfley'a Nr. 5 (od strony wyładowania produktów).

Uwagi do rys. 52–58.

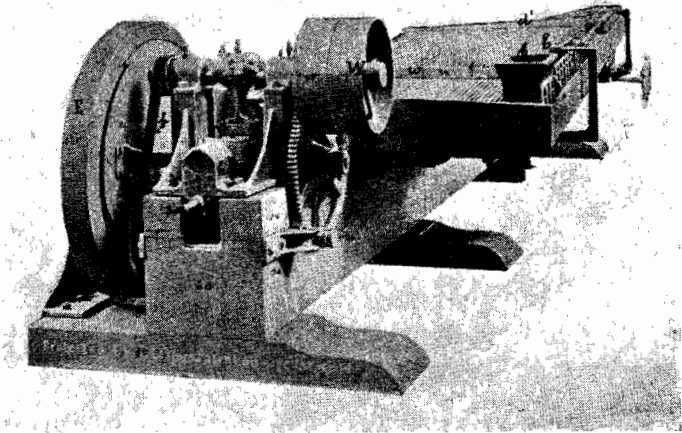
K — lej załadunkowy, b — żłób rozdzielczy dla materiałów; d — d^1 — żłoby rozdzielczy dla wody, doprowadzanej przez rurę p ; m — żłoby odbiorcze dla koncentratu; n — żłoby odbiorcze dla odpadów; C — lej dla produktu przejściowego; u — żłób, przeprowadzający produkt przejściowy do kołowego elewatora (przenośnika) E ; w — żłób do podawania od kołowego elewatora z powrotem na stół do powtórnej przeróbki; t — drążki oporowe; M — pędnia mechanizmu R , regulującego nachylenie stołu; W — wał pędniowy; P — drążek, nadający stołowi ruch wahadłowy zapomocą dźwigni k i l , z nieruchomym punktem oparcia m (rys. 58); S — sprężyna, powodująca postępowanie stołu za dźwigniami k i l przy podnoszeniu drążka; s — śruba do regulowania nacisku sprężyny; Q — ściągnacz połączony śrubą e ze stołem i mający na sobie punkt oparcia dla dźwigni l ; g i h — łożyska kierownicze do kier. O i O' . Elewator kołowy E otrzymuje ruch obrotowy od wału pędniowego W za pośrednictwem wału pomocniczego V , pędni pasowej f i zespołu trybowego j . Kształt stołu przystosowuje się do kształtu tworzącego się na nim wachlarza produktów.

pędniowego W do stołu, umocowanego na elastycznych drążkach oporowych (drewnianych) t , nachylonych do wału. Wahania mają kierunek ukośny wznoszący się i zachodzą z jednakową prędkością; pionowa składowa przy ruchu postępowym stołu powoduje przesuwanie materiału po jego powierzchni w tym samym kierunku.

Stoły płóczkowe opisanych konstrukcyj stosują się głównie do wzbogacania rud. W przemyśle węglowym natomiast znajduje zastosowanie stół Craig'a.

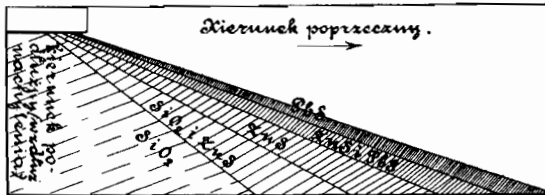
4. Stół płóczkowy Craig'a (rys. 62) przedstawia naczynie w kształcie litery Y , nieco nachylone, spoczywające na wózku, ustawionym kółkami na szynach, nachylonych w stronę odwrotną. Wózek otrzymuje ruch wahadłowy od palcowej pędni P . Szybki ruch powrotny jest uwarunkowany nachyleniem szyn oraz natężeniem sprężyny S ,

przytem wózek uderza odbójnicą q w zderzak R . Materiał wraz z wodą przez równię pochyłą A trafia do środkowej części przyrządu B . Woda po pochyłości stołu spłókuje lżejszy węgiel w grubszych kawałkach,



Rys. 55. Stół płóczkowy Wilfley'a Nr. 5 (od strony mechanizmu poruszającego i leja załadunkowego).

który ulega wyładowaniu do dwóch przednich żłobów C . Miał, który przedstawia bardziej zanieczyszczone odpady, składające się z łupku i pirytu, nie ulega spłókującemu działaniu strumienia i dzięki wstrząśnieniom i uderzeniom odbójnicy przesu-



Rys. 56. Nachylenie w kierunku krótkiego boku stołu, który uważa się za długość stołu. Bok długi jest szerokością, jako kierunek poprzeczny do nachylenia.

wa się wskutek bezwładności wstecz, w kierunku przeciwnym do nachylenia stołu i wyładowuje się przez 2 tylne żłoby D . Węgiel, uniesiony mechanicznie razem z odpadami zostaje spłókaný wodą z natr. E .

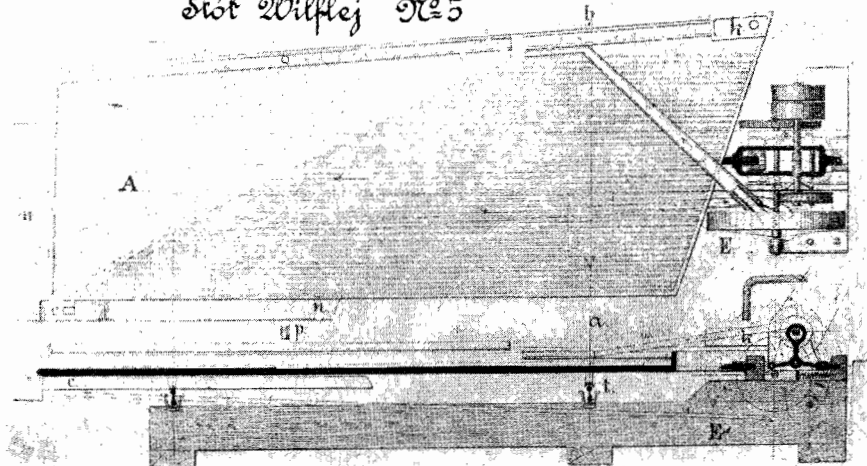
II. Stoły z powierzchnią posuwistą bywają dwojakiego rodzaju: a) prostokątne i b) okrągłe.

a) W stołach prostokątnych powierzchnię stanowi taśma bez końca.

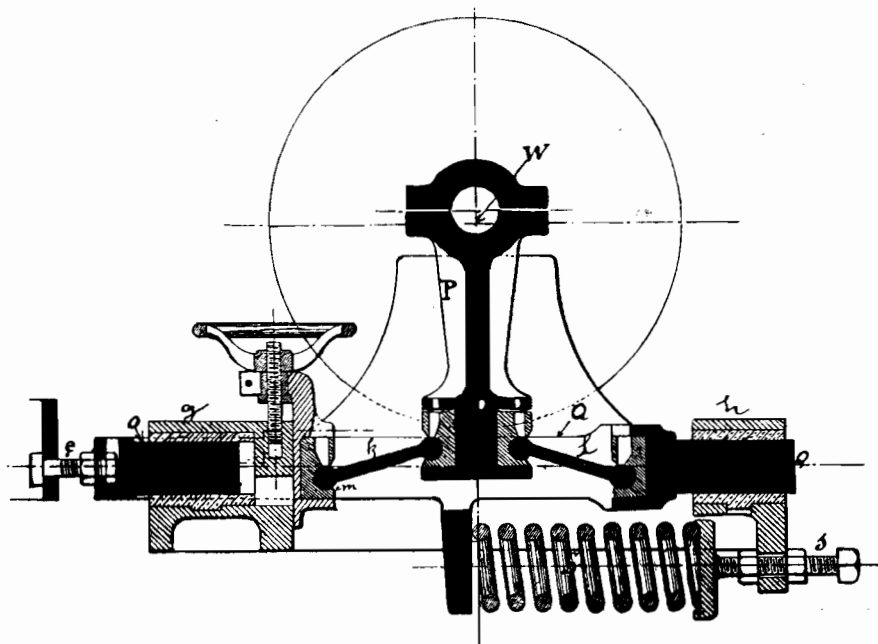
1. Stół płóczkowy taśmowy Steina (Шлангерд, typ niemiecki). Taśma przesuwa się w kierunku poprzecznym. Ruch taśmy i ruch wahadłowy nie są z sobą związane i wytwarzają je oddzielne mechanizmy (rys. 63). Materiał rozdziela się na powierzchni taśmy wahlarzowato (rys. 56).

2. Amerykańskie Vannery. Taśma przesuwana się w kierunku podłużnym w kierunku wzniesienia, przeciwnym do ruchu strumienia

Stół Wilfleya №5



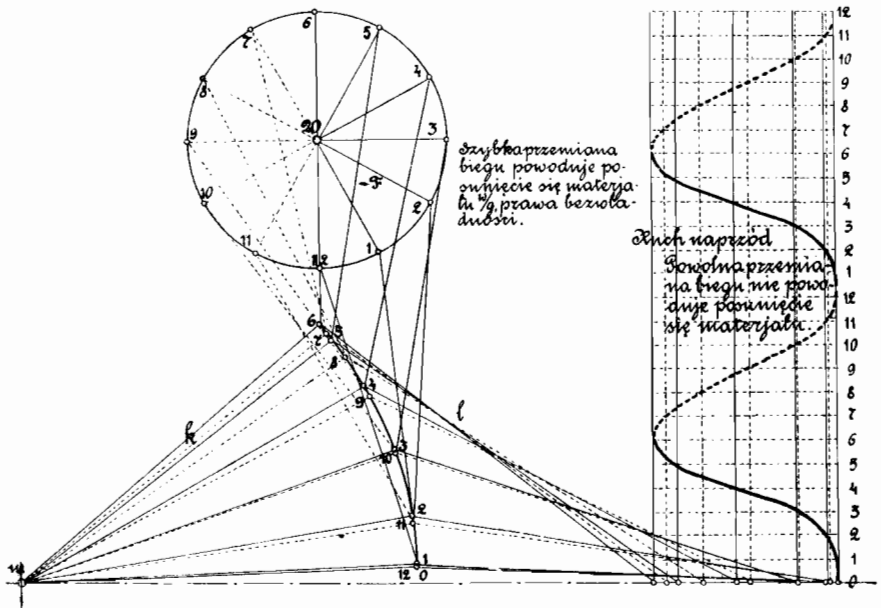
Rys. 57. Stół płótkowy Wilfley'a.



Rys. 58. Mechanizm, poruszający stół Wilfley'a.

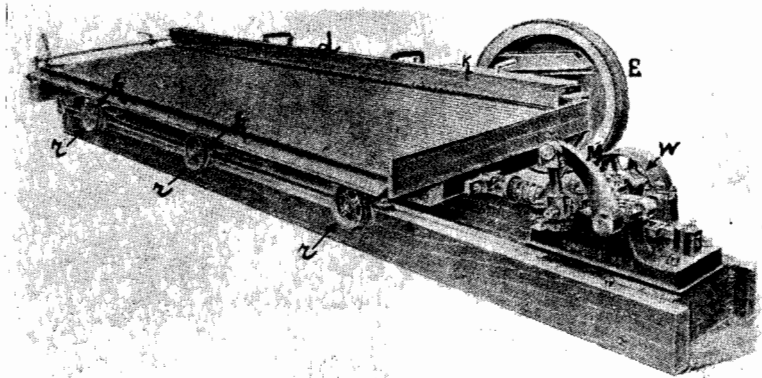
(rys. 64, 65, 66), i dlatego na Vannerach otrzymuje się tylko 2 produkty: koncentrat na górnym końcu i odpady na dolnym. Wahania agitacyjne mogą być poprzeczne (Frue-Vanner, rys. 64, 65) lub podłużne (Embrey-

Vanner, rys. 66). Rama drewniana R z bębniami zwrotnymi A, B, C i rolkami kierowniczymi a zawieszona jest na parzystych drążkach;



Rys. 59. Wykres ruchu stołu Wilfley'a.

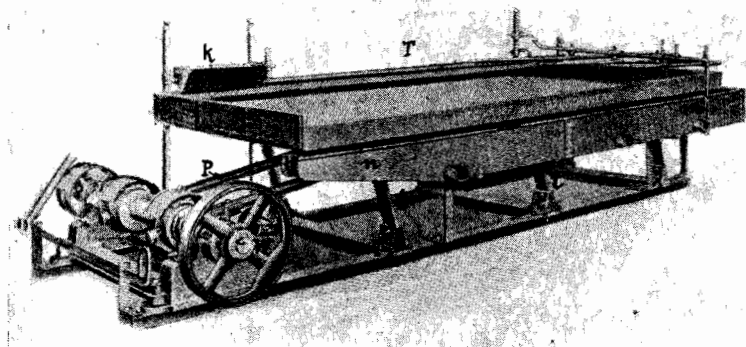
zawieszenie to może być górne (rys. 65) lub dolne (rys. 66). Ruch wahadłowy — od podłużnego (rys. 64, 65) lub poprzecznego (rys. 66)



Rys. 60. Stół Humboldt'a (z katalogu Humboldt'a); E — koło przenośnicy dla produktu przejściowego.

wału W zapomocą drążków mimośrodowych e . Ruch taśmy uskutecznia ten sam wał zapomocą przekładni, konstrukcja której jest jasna z rysunków. Zwraca uwagę w Frue-Vannerach giętkie połączenie bębna T , prowadzącego taśmę i wahającego się w kierunku poprzecznym, z mechanizmem

pędniowym, jak również napęd ślimakowy bębna prowadzącego w Embrey-Vannerach, spełniających tę samą rolę przy podłużnych wahanich

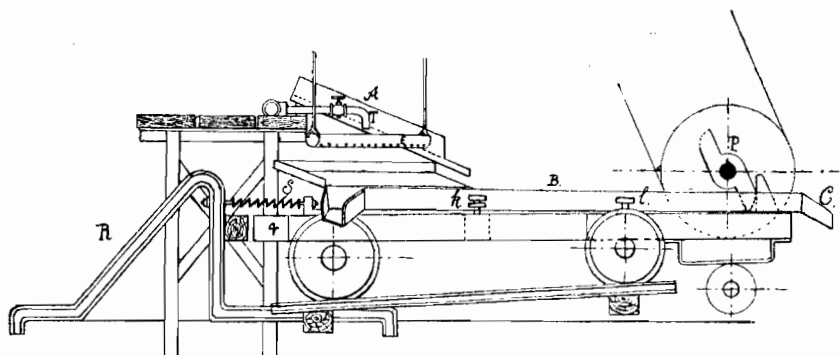


Rys. 61. Stół Ferraris (z katalogu Krupp'a).

taśmy. Vannery mają zastosowanie do piasków drobniejszych, aniżeli przy stołach rowkowanych.

b) Stoły okrągłe¹⁾. Stoły te mają kształt okrągły o powierzchni nieco stożkowej, ustawionej na osi pionowej (rys. 67).

Około tej osi stoły obracają się ruchem wolnym. Niekiedy stoły okrągłe otrzymują wahanie agitacyjne, częściej jednak agitacji nie mają



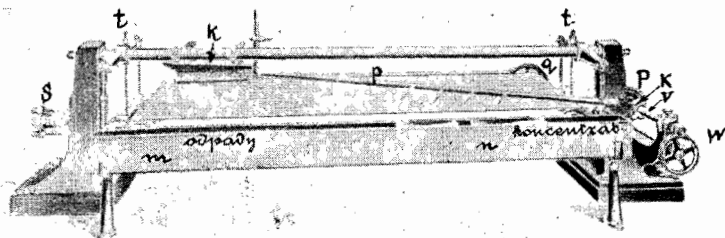
Rys. 62. Stół płóczkowy Craig'a dla węgla kamiennego.

i znajdują zastosowanie do miąższych iłów. Wobec tego, iż lej załadunkowy jest nieruchomy, ruch obrotowy stołu działa podobnie jak ruch poprzeczny taśm bez końca w stołach Steina, przyczem produkty koncentracji układają się na powierzchni stołu w kształcie spiralnych smug (rys. 69). Stoły okrągłe często urządza się po kilka na jednej osi. Na kopalni Anaconda w st. Montana do przeróbki najbardziej miążkiego iłu chalkopirytu urządzone są agregaty, składające się z 24 stołów.

III. Stoły o powierzchni nieruchomej, usuwające auto-

¹⁾ Circular tables. Rundherde. Круглые столы.

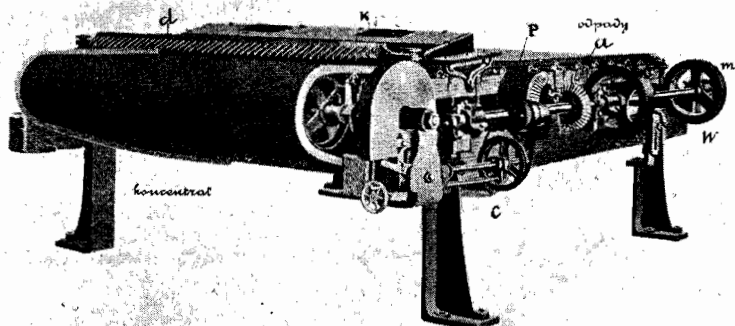
matycznie produkty koncentracji, budują się jedynie kształtu okrągłego z lejem załadunkowym *K*, obracającym się około osi pionowej.



Rys. 63. Stół płockowy taśmowy Steina (z katalogu Krupp'a).

K — lej załadunkowy; *p* — rura spłókująca; *W* — wał pędniowy; *p* i *q* — pędniowe koła pasowe od pomocniczego wału *V* do taśmy; *K* — palec, nadający taśmie podłużną agitację; *S* — sprężyna. Materiał dzieli się wachlarzowato na powierzchni taśmy (zg. z rys. 56), produkty zbierają się w naczyniach odbiorczych *m* i *n*, *t* — śruby, regulujące nachylenie stołu.

Z tego powodu przesunięciu bocznemu podlega nie warstwa dolna, jak we wszystkich wyżej opisanych typach stołów, lecz górna, czyli spłó-

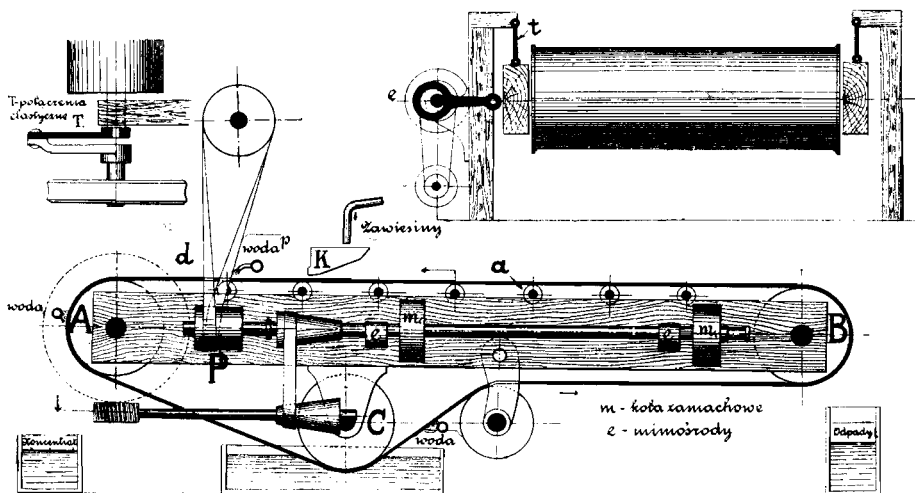


Rys. 64. Stół Frue-Vanner o poprzecznym ruchu wahadłowym (z katalogu Colorado Iron Works).

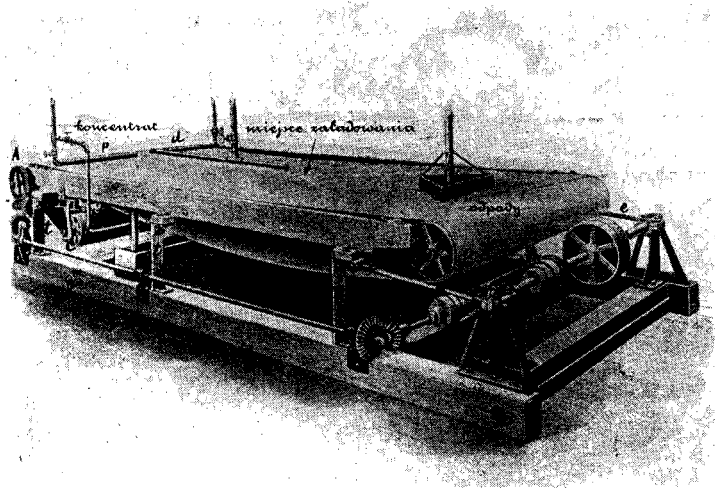
Pędniowe koło *P* na specjalnym wale, łączącym się zapomocą stożkowych kół zębatych z wałem *W*. Szereg stołów otrzymuje napęd od jednego ogólnego wału głównego, ułożonego wpoprzek stołów nad nimi. *K* — lej załadunkowy; załadowanie na całej szerokości taśmy.

kiwana warstwa odpadów (stół Linkenbacha, rys. 68). Przytem spiralne smugi różnych produktów koncentracji razem z lejem przesuują się po powierzchni stołu, wskutek czego miejsce wyładowania produktów również przesuwa się stale po obwodzie stołu. Do zbierania produktów urządza się dookoła stołu kilka żłobów koncentrycznych, odpowiednio do liczby otrzymywanych produktów *a*, *b*, *c*. Zawieszony żłób odbior-

czy m wraz z lejem załadunkowym i rurami zraszającymi tworzy zespół ruchomy. Z różnych przedziałów żłobu m produkty przez rury n



Rys. 65. Frue-Vanner. Pędniowe koło P na tym samym wale W . Połączenie z głównym wałem pędniowym za pomocą obróconego pod kątem pasa.

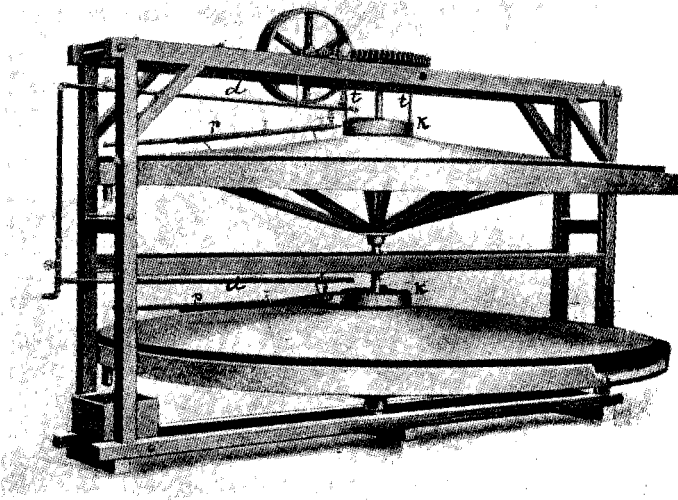


Rys. 66. Stół Embrey-Vanner o ruchu wahadłowym podłużnym (z katalogu Colorado Iron Works).

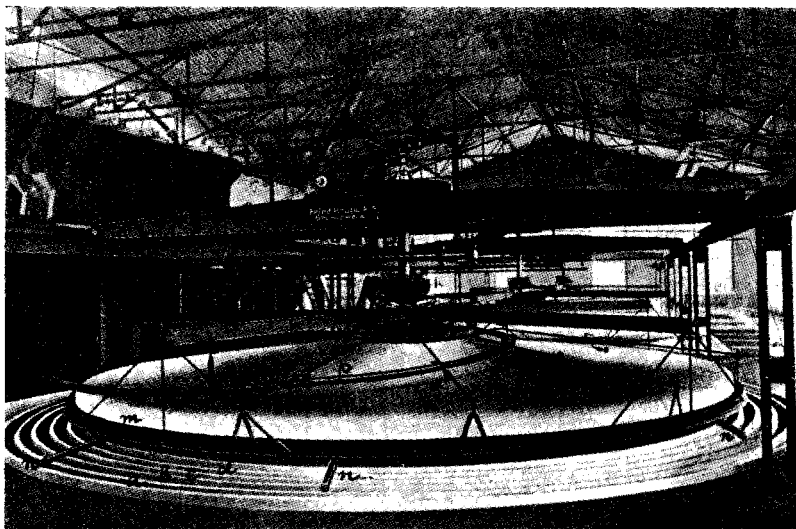
trafiają do odpowiednich żłobów koncentrycznych. Stoły nieruchome znajdują zastosowanie do najdrobniejszych klas mialkich iłów.

Oprócz wymienionych powyżej zasadniczych typów stołów — stoły prostokątne, ukośne i okrągłe, z gładką lub rowkowaną powierzchnią, nieruchome lub ruchome mogą być skombinowane z wszelkiego rodzaju wahaniami agitacyjnymi: podłużnymi, poprzecznymi i złożonymi

kołowami, przytem wytwarzają się różnorodne typy, mniej lub więcej skomplikowane, lecz w większości wypadków nie mające istotnej wyższości.



Rys. 67. Amerykański podwójny stół obrotowy; *d* — rurki, doprowadzające wzbogacane zawiesziny do leja *k*, nieruchomo zawieszzonego na prętach *t*; *p* — rurki śliskujące. Powierzchnia stołu pokryta linoleum lub cementem (z katalogu Colorado Iron Works).



Rys. 68. Nieruchomy stół okrągły Linkenbacha; powierzchnia stołu pokryta cementem (z katalogu Fr. Krupp'a, Magdeburg, Buckau).

Obsługa stołów przedstawia nader odpowiedzialne i trudne zadanie; bowiem dobre wyniki koncentracji, podobnie jak i osadzania, zależą

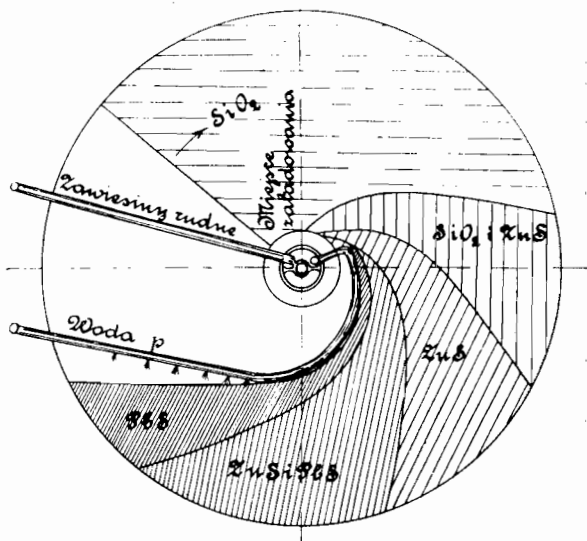
od bardzo wielu okoliczności. Skuteczność koncentracji zależy od odpowiedniego i udatnego przygotowania materiału wstępnej klasyfikacji, od odpowiedniej prędkości ruchu wahadłowego i prędkości przesuwania koncentratu, od odpowiednio dobranego nachylenia w kierunku spłókiwania, w zależności od ilości wody, od miejsca jej doprowadzenia i kształtu wygiętych rurek, dostarczających wodę na stół, od charakteru powierzchni stołu i poprawnego jej stanu i t. p. Regulowanie ilości wody przedstawia zadanie najtrudniejsze. Z tego powodu w praktyce obsługę stołów powierza się zazwyczaj doświadczonemu koncentratorowi, jako robotnikowi wykwalifikowanemu.

Tablica, podana na str. 78, zawiera charakterystyczne dane, dotyczące wymiarów i wyników działania stołów różnych typów.

Płóczka Reo¹⁾.

Ostatnimi czasy został opatentowany we wszystkich krajach nowy sposób płókania

bez uprzedniej klasyfikacji w „żłobach“, wynaleziony przez francuskiego inżyniera France Focquet, który płóczkę, urządzonej podług swojej metody, nazwał „płóczką Reo“ (Reolaveur)²⁾. Należy zastrzec, że idea płókania w żłobach bez klasyfikacji nie jest bynajmniej nowa, przeciwnie, jest to bardzo stary sposób, urzeczywistniony w Anglii po raz pierwszy w płóczkach Eliot'a i innych, skąd system płókania bez uprzedniej klasyfikacji został nazwany „systemem angielskim“. Nowem w tym wypadku jest techniczne ulepszenie odprowadzania produktów oraz kombinacja kilku żłobów w celu otrzymania produktów przejściowych i płókania powtórnego, jak również cały szereg drobnych szczegółów, podnoszących wydajność i stawiających ten stary sposób płókania ponownie w płaszczyźnie możliwej konkurencji z płókaniami w maszynach tłokowych. Naturalnie nie zamierzamy pomniejszać doniosłości udoskonalenia technicznego znanych



Rys. 69. Rozmieszczenie produktów koncentracji na stole okrągłym.

¹⁾ Zaczerpnięto z pracy autora „Sortownictwo węgla kamiennych“. Odbitka z Przeglądu Tech. Warszawa 1927 r. (str. 23–24).

²⁾ Od wyrazu greckiego $\rho\sigma\omega$ — pływę.

| T Y P S T O Ł U | Średnica ziarn d — min. d — max. | Skok wahania | Liczba wa- hań na mi- nutę | Nachylenie | Ilość li- trów na minutę | Wydajność w tonnach na 24 godzin | Wymiary B × L | Praca K.M. |
|---|---|--|----------------------------------|----------------------|--------------------------------|--|--|---------------|
| Wifley { min. — max. zwykły | 0,06—5 | mm 16—25 ∞ 20 | 220—280 ∞ 240 | 1°—5° różne | 20—75 — | 10—40 20—25 | { L = 1,853 szer. kon. 1,531 wąsk. " } { B = 4,814 | 1—1 1/2 — |
| | — | — | 340 | — | — | { 9 1/2—14 1/2 5—10 | 3500 × 1520 1830 × 685 | 1/2 |
| Ferraris | — | — | 60 | 1°—2° | ∞ 300 | 80—160 | 3600 × 3200 | 1—3 |
| Stół Craig'a | 0—25 węgiel | 125 | — | — | — | — | — | — |
| Stół niemiecki Steina | 0,1 — 0,75 | — | 150—180 | ∞ 5° | 75 | { 3,24 9,6—13,2 | 2440 × 610 3500 × 915 | 1/3—1/2 |
| Frue-Vanner | 0,13—0,75 — 0,4 | prędkość taśmy 450—2000 na 1' | 170—240 | 35'—3°30' | 10—40 | 4—16,7 ∞ 7 1/2 | 2740 × 1220 3660 × 1830 | 1/2 3/4 |
| Embrey-Vanner | — | — | 200 | 1°15'—2°25' | — | 9 3/5 | — | — |
| Okrągłe stoły amerykańskie . | < 0,5—0 ity | — | 1 obrót na 2'—4' | stozkowatość 5°57 | — | 12—15 | D = 6.000 | — |
| Okrągły stół Linkenbacha | — | — | 2,5 — 1,43 | 6°15'—4°45' | 160 | 12 | D = 6.000 | 1/2 |
| | | | 3,33—1,77 | | 200 | 18 | | 1 |
| | | | 4 — 2,32 | | 250 | 22 | | 1 1/2 |

oddawna sposobów, nie możemy wszakże nie podkreślić, że idea nie jest bynajmniej nowa.

Zbędnosc klasyfikacji uprzedniej w tym przypadku jest rowniez pozorna i wyplywa, jak i w wielu wypadkach plókania w maszynach tlokowych, z rozszerzenia wspólczynnikarównopadania, jakie zachodzi rowniez w warunkach plókania w zlobach. W danym jednak przypadku chodzi nie o prędkosc opadania, lecz o prędkosc przenoszenia materjalów przez wode w zlobach slabo pochylonych, bądż nawet zupełnie poziomych, i tylko przez analogię uzywamy tu tej samej nazwy „wspólczynnik równopadania“. Mianowicie, prędkosc unoszenia przez wode ziarn, lezacych na dnie zlobu, moze byc w postaci uproszczonej przedstawiona analogicznie do wzoru Rittingera rownaniem

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

gdzie f jest wspólczynnikiem tarcia.

Stąd wspólczynnik „równopadania“:

$$\varepsilon = \frac{f_2}{f_1} \left(\frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1} \right),$$

albo w warunkach skrepowanych:

$$\varepsilon = \frac{f_2}{f_1} \left(\frac{\delta_2 - \Delta}{\delta_1 - \Delta} \right).$$

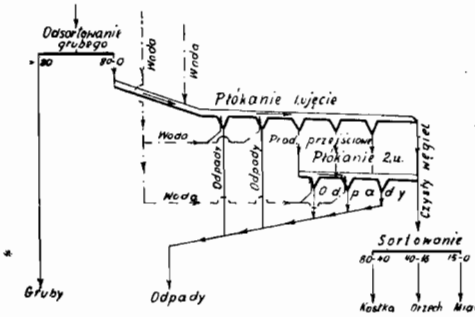
Widzimy, ze wspólczynniki te różnią się od wspólczynników maszyn tlokowych o wielkosc $\frac{f_2}{f_1}$, która jest wieksza od jedności, gdyż wspólczynnik tarcia łupku jest wiekszy od wspólczynnikararcia węgla. Stosunek $\frac{f_2}{f_1}$ należy przyjmowac najmniej = 1,5; a więc odnosne wspólczynniki dla zlobów są półtora razy wieksze, nizeli dla plóczek tlokowych. Dla węgla przerosniętych łupkiem zanieczyszczonym, wyprowadziliśmy wyzej, w warunkach skrepowanych, wspólczynnik równopadania = 3, dla węgla zaś z czystymi domieszkami — 7,7. Stąd dla tych samych przypadków w zlobach powinniśmy przyjac odpowiednie wspólczynniki: 4,5 i 11,5. Ten ostatni wspólczynnik praktycznie wyklucza wszelką potrzebę klasyfikacji. Ale i wspólczynnik 4,5 dopuszcza plókanie bez klasyfikacji pospółki w granicach 45 — 0.

Nie ulega wątpliwosci, o ile jakikolwiek bądż sposob daje možnosc wykluczenia klasyfikacji w praktycznym znaczeniu, oznacza to uproszczenie plóczki i postępowanie techniki, gdyż bardzo często dla całkowitej wydajności kopalni najzupełniej wystarcza jeden przyrząd plóczkowy. Doniosłosc tych sposobów uwydatnia się zwłaszcza wtedy, jezeli na rynku węgla nie wymaga sortowania. Należy zaznaczyć jednak, ze jeśli przy bardzo wielkiej wydajności kopalni wypada postawic kilka maszyn plóczkowych, wówczas, zwłaszcza jeśli rynek wymaga gatun-

ków sortowanych, płókanie każdego lub kilku gatunków z osobna, przy połączeniu zadania sortowania i klasyfikacji w tych samych przesiewaczach, pozwala bez wprowadzania żadnej nowej komplikacji, lecz tylko przy wyzyskaniu istniejącej konieczności ustawienia kilku maszyn (przyrządów), osiągnąć lepszą gwarancję dokładnego oczyszczania, usunąć wszelkie możliwości reklamacyj odbiorców, podnieść markę towaru i z tego względu jest zawsze do zalecenia.

W żłobach Reo, skutkiem różnej prędkości, z którą są unoszone materiały, łupek posuwa się na dnie żłobów dość grubą warstwą, węgiel zaś płynie ponad nim. W pewnych odstępach pomiędzy sobą są przymocowane z dołu do żłobów naczynia do usuwania łupków, które

to właśnie naczynia noszą właściwie nazwę Reo. Łączą się one ze żłobem wąską szczeliną, przez którą wprowadza się do żłobów strumień wody pod ciśnieniem, wypływający z rurociągu przez Reo i tak uregulowany, że tylko część kamienia może przejść do Reo przeciw prądowi, podczas gdy węgiel nie może. Kamień następnie może być dowolnym sposobem usunięty z dolnej części Reo, np. tak samo, jak z płóczek



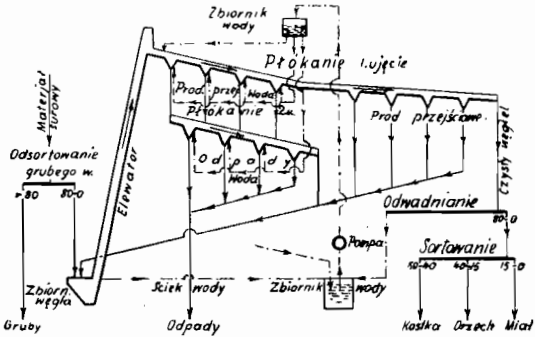
Rys. 70. s. Schemat płókania zapomocą płóczki Reo.

łokowych, zapomocą elewatora. W miarę oddalania się w kierunku prądu w żłobie, warstwa łupku, po przejściu kilku płóczek Reo, staje się coraz cieńszą i wreszcie składa się z materiału coraz drobniejszego i coraz więcej zmieszanego z węglem, wskutek czego dalsze przyrządy Reo nie tylko nie posiadają wznoszącego się prądu wody, lecz przeciwnie, dopuszczają skupienie się w nich łupku, zmieszanego ze znaczną częścią węgla, co wpływa na otrzymanie w końcu żłobu czystego węgla, gdy w naczyniach Reo koncentrują się znaczne ilości produktów przejściowych. Ten produkt przejściowy ulega powtórnemu płókanu w drugim żłobie, gdzie naturalnie, wskutek skupienia się większej ilości kamienia, tworzy on grubszą warstwę i może być łatwo oddzielony w ten sam sposób, jak w pierwszych naczyniach poprzedniego żłobu (rys. 70). Czasem też produkty przejściowe zostają skierowane zapomocą elewatora do powtórnego płókania znów do żłobu pierwszego, przez co pogrubia się w nim warstwa kamienia i łatwiej może być oddzielona (rys. 71). Załączone schematy wyjaśniają w ogólnych zarysach bieg operacji i podają przykłady możliwych kombinacji płókania powtórnego.

Jakkolwiek na pierwszy rzut oka opisywany system wydaje się prostym i w wielu wypadkach niewątpliwie jest takim, jednakże w literaturze technicznej spotykamy dziś poważne zastrzeżenia. Pomimo to

przyznać należy, że system Reo może w wielu wypadkach współzawodniczyć ze zwykłym sposobem płókania w maszynach tłokowych i dzisiaj jest już wiele instalacyj Reo tak w Europie, jak też w Ameryce.

Sortowanie podług ciężarów gatunkowych w ciężkich cieczach (sposób **Chance'a** ¹⁾). Jest to sposób najnowszy, powstały w Ameryce w okresie wojny światowej. Idea rozdzielania ciał podług ciężarów gatunkowych była dotąd stosowana tylko w laboratoriach mineralogiczno-petrograficznych oraz w doświadczalnych pracowniach przeróbki mechanicznej. W celu np. zbadania ilościowych stosunków różnych ciał i ich zrostów w węglach kamiennych, są używane w pracowniach roztwory bądź $ZnCl_2$, bądź H_2SO_4 w wodzie w różnej proporcji tak, że mogą być precyzyjnie przygotowane ciecz o ciężarach właściwych: 1,3; 1,32; 1,34; 1,36... do 1,8. Dla cięższych ciał używa się specjalnych płynów, np. HgJ , o ciężarze właściwym 3. W przemyśle, naturalnie, stosowanie HgJ jest wykluczone, a nawet $ZnCl_2$ lub H_2SO_4 jest za



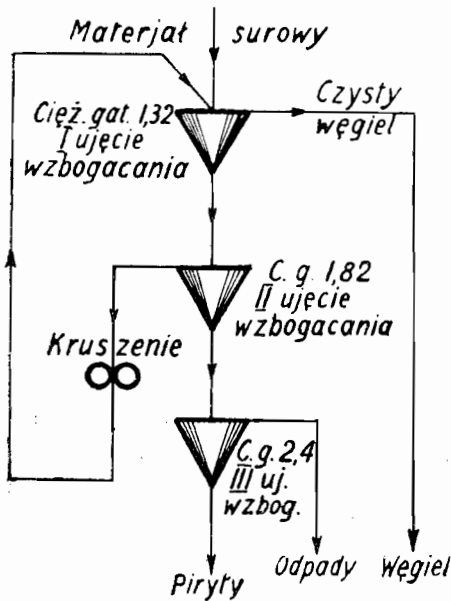
Rys. 71. s. Schemat płókania w płóczce Reo z płókaniami powtórnymi.

kosztowne i niewygodne. Tymczasem, z rozwojem chemii koloidalnej, nauczono się przyrządzać „roztwory“ dowolnych ciał nierozpuszczalnych, jak np. rudy ciężkich metali i wszelkich skał płonnych. W tym celu należy zemleć odnośne ciała do stanu iłu w wodzie, poczem, dodając pewnych odczynników, kwasów lub zasad w minimalnej ilości, można osiągnąć tak zwaną bezwzględną ich zwilżalność, gdy woda zwilżająca ciało wchodzi w przestrzenie międzycząsteczkowe i ciało zostaje „dyspergowane“, czyli przybiera postać „koloidalną“. Taka ciecz ma wszelkie cechy cieczy ciężkich i może być przygotowana w dowolnych proporcjach z ciałem stałym. Początkowo używano w tym celu magnetytu o ciężarze właściwym 5,2; przytem 3 części wody i 1 część dyspergowanego magnetytu dają ciecz o przeciętnym ciężarze właściwym 2. Później zwrócono się do czystego piasku kwarcowego i wówczas wyjaśniło się, że można nawet bez dodawania specjalnych odczynników doprowadzić piasek, po zmieleniu w młynach kulowych, do stanu tak drobnego pyłku, że tworzy on zawiesinę w wodzie w dowolnej proporcji. Tak więc 1 część piasku o ciężarze właściwym 2,52 + 1 część wody tworzy ciecz o ciężarze właściwym 1,82, dodając 2 części

¹⁾ Zaczerpnięto z pracy autora „Sortownictwo węgla kamiennych“. Odbitka z Przgl. Tech. Warszawa 1927 r. (str. 24—26).

wody otrzymamy ciężar właściwy 1,54; przy 3-ch częściach — 1,42; wreszcie przy 5 — 1,32.

Metoda Chance'a polega na tem, że całą masę urobku niesortowanego załadowuje się odrazu z szybu do wielkiego naczynia, zawierającego ciecz o ciężarze właściwym 1,32 (5 części wody i 1 część piasku), przyczem, w celu lepszego utrzymania piasku w stanie zawieszenia, utrzymuje się ciecz zapomocą mieszadła stale w nieznacznym ruchu. W naczyniu tem najczystsze kawałki węgla o ciężarze właściwym $< 1,32$ utrzymują się, na powierzchni podług prawa Archimedes'a, przytem najdrobniejsze ziarenka pływają obok wielkich brył czystego węgla. Wszystkie zaś kawałki skały płonnej oraz wszystkie przerosty i węgle z wtrąconą domieszką, o ile ich ciężar właściwy przekracza 1,32, opadają na dno. Zapomocą specjalnych mechanizmów obydwie produkty z powierzchni cieczy i z dna naczynia — są ciągle wyczerpywane, pierwszy w charakterze produktu gotowego, drugi — jako produkt przejściowy. Ten ostatni przechodzi do drugiego, leżącego niżej podobnego naczynia, zawierającego ciecz o ciężarze właściwym 1,8 (1 część piasku i 1 część wody). W naczyniu tem opadają na dno: czysty łupek w całości oraz przerosty ze znaczną częścią łupku. Na powierzchni utrzymują się zrosty o ciężarach właściwych w granicach 1,32—1,82 — jako produkt przejściowy. Produkt ten podawany jest następnie na walce



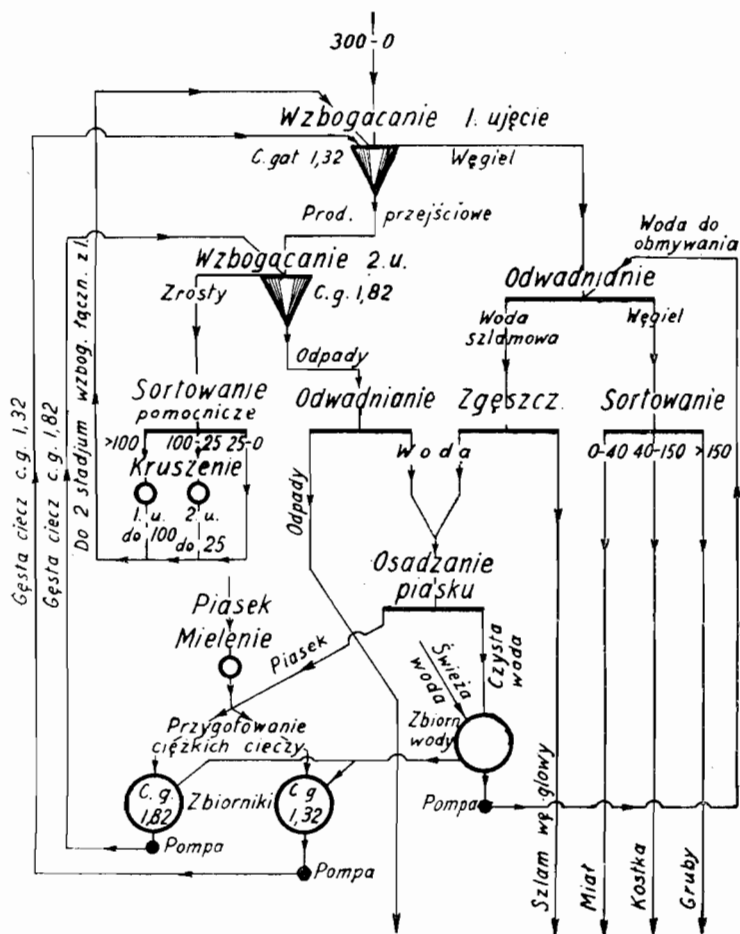
Rys. 72. s. Sortowanie podług ciężarów gatunkowych w ciężkich cieczach — sposób Chance'a.

celem dodatkowego rozluźnienia i następnie skierowuje się z powrotem do pierwszego naczynia, — gdzie ulega 2-emu ujęciu wzbogacania, oczywiście wspólnie z materiałem surowym (rys. 72).

Gdyby chodziło o osobne otrzymanie piryków (w razie znacznej ich zawartości), to odpady z drugiego naczynia mogłyby być skierowane do trzeciego naczynia wzbogacającego, z płynem składającym się z 1 części magnetytu i 2 części wody, o ciężarze właściwym 2,4. W tem ostatnim naczyniu odpady utrzymałyby się na powierzchni, na dole zaś — produkt bogaty w piryty, który mógłby mieć zastosowanie przemysłowe.

Schemat na rys. 73 przedstawia cały cykl wszystkich operacji metody Chance'a. Węgiel, otrzymany w 1-em ujęciu, unosi jednak ze

sobą część piasku, wskutek czego ulega następnie obmywaniu czystą wodą i dopiero po odwodnieniu, jeżeli zachodzi potrzeba, sortuje się na gatunki rynkowe. Produkt przejściowy, otrzymany w 2-em ujęciu wzbogacania, nie wymaga odmywania z piasku, i ulega bezpośrednio



Rys. 73. s. System wzbogacania Chance'a.

rozdrabianiu w 2-em stadium, które może być wykonane w kilku ujęciach, z zastosowaniem sortowania pomocniczego na sitach. Odpady wychodzą zawsze ze znaczną częścią cieczy, unoszącej ze sobą piasek; w celu zaoszczędzenia tegoż, jak również i wody, ulegają one odwadnianiu. Woda oddzielona od odpadów łączy się z wodą powstałą z odwadniania węgla i zgęszczania szlamów węglowych, przyczem, oczywiście, większa część piasku pozostaje w wodzie w stanie zawieszenia, pewna jednak część jest stracona w odpadach i szlamach. Piasek zawieszony w wodzie może być osadzony z niej przez dodawanie pewnych odczynników (elektrolitów) i następnie po oddzieleniu od

wody, skierowany z powrotem do zbiorników, w których przyrządza się ciecz o pewnych ciężarach właściwych. Oczyszczona woda również jest używana ponownie. Oczywiście, straty piasku w odpadach i szlamach, częściowo zapewne i w produktach, winny być uzupełniane przez stałe dodawanie świeżych ilości po uprzednim zmieleniu w młynie kulowym. W procesie Chance'a, jak widać, uprzednia klasyfikacja jest zupełnie zbędna.

W Ameryce sposób ten został zastosowany do antracytów. Jest to rzadki przykład rozwoju pewnego systemu, który po krótkim okresie doświadczeń od razu znajduje zastosowanie na wielką skalę w przemyśle z zupełnym powodzeniem. O ile metoda Chance'a okazała się ekonomicznie wygodną, świadczy właśnie zastosowanie jej na kopalniach antracytu w Ameryce, których sortownie w praktyce sortowniczej węgla kamiennych stanowią budowle najbardziej skomplikowane i rozległe. Przy szerokim stosowaniu kruszenia gatunków grubszych bardzo często przygotowuje się do 24 różnych gatunków drobniejszych, względem których obowiązują nader surowe warunki co do ich czystości. To też, obok różnych sposobów mechanicznych suchego i mokrego wzbogacania, również ręczne sortowanie, jako operacja uzupełniająca w sortowniach antracytu, znajduje bardzo rozległe zastosowanie. W związku z tem, jak również w związku z wielką zwykle wydajnością kopalń amerykańskich, sortownie antracytu przypominają „drapacze nieba“ o 20 piętrach. Przy zastosowaniu zaś metody Chance'a, płókania w ciężkich cieczach, okazało się, że ogólną liczbę pięter można zmniejszyć do 4-ch.

Sposób ten niezawodnie może znaleźć zastosowanie we wszystkich innych zagłębiach, w tej liczbie i w naszych, wnosząc istotny postęp w sortowanie węgla kamiennych: wyklucza bowiem liczną obsługę taśm sortowniczych, mnóstwo maszyn płóczkowych i sit klasyfikacyjnych, dając możliwość nader dokładnego oczyszczania węgla wszystkich gatunków od najgrubszych do najdrobniejszych w jednym procesie.

II. Wzbogacanie powietrzne¹⁾ według ciężaru gatunkowego opiera się jak i proces mokry na: 1) różnicy prędkości opadania ziarn o różnym ciężarze gatunkowym w powietrzu i 2) na różnicy wielkości ziarn, równopadających w powietrzu.

1. Rozdzielenie podług prędkości. Zastosowując prawo Rittinger'a do przypadku opadania w powietrzu, t. j. przyjmując ciężar gatunkowy środowiska, w którym zachodzi opadanie $\Delta = 0,00125$ i zakładając współczynnik k jako stały, otrzymujemy prędkość opadania w powietrzu:

$$v = k \sqrt{\frac{d(\delta - 0,00125)}{0,00125}} \dots \dots \dots (1)$$

lub też, nie uwzględniając 0,00125 w liczniku:

¹⁾ Pneumatic separation. Водушное обогащение.

$$v_0 = \infty 28 k \sqrt{d \cdot \delta}$$

Jeżeli prędkość opadania w wodzie:

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

to:

$$\frac{v_0}{v} = 28 \sqrt{\frac{\delta}{\delta - 1}} \dots \dots \dots (2)$$

dla kwarcu — $\delta = 2,65$; $v_0 = \infty 35 \cdot v$

dla galeny $\delta = 7,65$; $v_0 = \infty 30 \cdot v$

t. j. prędkość opadania ziarn w powietrzu jest 30—35 razy większa od prędkości opadania ich w wodzie.

Współczynnik równopadania w powietrzu według (1):

$$\varepsilon_0 = \frac{\delta_2 - 0,00125}{\delta_1 - 0,00125} \dots \dots \dots (3)$$

lub też, nie uwzględniając wyrazu Δ z powodu nieznaczonej jego wartości, otrzymujemy:

$$\varepsilon_0 = \frac{\delta_2}{\delta_1} \dots \dots \dots (4)$$

co wynosi znacznie mniej, niż współczynnik równopadania w wodzie:

$$\varepsilon = \frac{\delta_2 - 1}{\delta_1 - 1}, \text{ bowiem } \delta_2 \text{ zgodnie z założeniem } > \delta_1.$$

A więc, dla węgla i łupku:

$$\varepsilon_0 = \frac{2,3}{1,3} = 1,77; \quad \varepsilon = \frac{2,3 - 1}{1,3 - 1} = 4,32;$$

dla kwarcu i galeny:

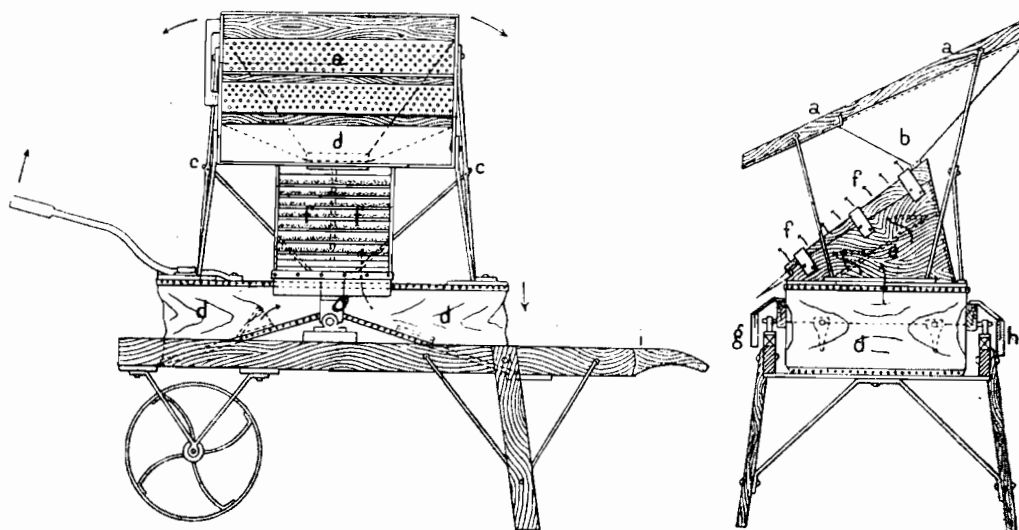
$$\varepsilon_0 = \frac{7,65}{2,65} = 2,88; \quad \varepsilon = \frac{7,65 - 1}{2,65 - 1} = 4,03;$$

dla kwarcu i złota:

$$\varepsilon_0 = \frac{19}{2,65} = 7; \quad \varepsilon = \frac{19 - 1}{2,65 - 1} = 11.$$

Z tego wynika, iż powietrze przedstawia mniej dogodne środowisko do rozdzielania podług prędkości opadania, niż woda. Mały współczynnik równopadania ogranicza zastosowanie tego sposobu do rozdzielania minerałów, posiadających znaczną różnicę w ciężarze gatunkowym, jak galena, rodzime złoto i w każdym razie wymaga węższej przedniej klasyfikacji, niż osadzanie mokre. Wreszcie, trudności praktyczne w zastosowaniu zasady ssania przy wzbogaceniu powietrzem uniemożliwiają wzbogacenie materiału w postaci pyłu.

W stanach Arizona, Utah, Nevada i w Meksyku na niektórych kopalniach wskutek braku wody wzbogacanie powietrzne znajduje zastosowanie do rud srebro-olowianych. Tam powstało kilka typów powietrznych maszyn do wzbogacania (Paddock, Hooper, Krom, Sutton i in.), których działanie opiera się na wpływie szybkich, wznoszących się pulsacyj powietrza ($= 500 - 600$ na $1'$), stosuje się przytem bar-



Rys. 74. Dmuchawy (miechy) Carlson'a dla powietrznego wzbogacania złota eluwjalnego.

dzo wąska skala klasyfikacji (na przesiewaczach wibrujących), np.: $1,2 : 0,6 : 0,36 : 0,25 : 0,19 : 0,12 : 0,09$ mm.

Pod względem praktycznym najbardziej ciekawe dla warunków w Rosji mogą być metody wzbogacania eluwialnego złota, stosowane w zachodniej Australji, a które z powodzeniem mogą być zastosowane na niektórych kopalniach złota w Turkiestanie, Bucharze i Mongolji przez poszukiwaczy i drobnych przedsiębiorców, zwłaszcza, iż ze względu na znaczny ciężar gatunkowy złota, wzbogacanie tegoż nie przedstawia poważnych trudności i może być wykonane w nader prostych przyrządach, wymagających jedynie rutyny w obsłudze, nie zaś jakiegokolwiek specjalnie złożonego przygotowania materiału.

Typem takich przyrządów mogą służyć dmuchawy (miechy, мехи) Carlson'a (rys. 74).

Przyrząd ma wygląd przenośnych taczek z podwójnym miechem d , którego górna pokrywa wprowadza się od ręcznie w ruch wahadłowy około osi środkowej O i służy za podstawę do przyrządu wzbogacającego się z komory powietrznej c i dwóch rzeszot: górnego — d , lekko nachylonego z większymi otworami dla oddzielania żwiru skały pływnej, i dolnego, stromo ustawionego sita drobnego

z przegródkami poprzecznymi, zatrzymującymi złoto, gdy tymczasem skała płonna pod wpływem strumieni powietrznych i ruchu wahadłowego przyrzędu przechodzi przez przegródki i usuwa się przez równię pochyłą *g*.

2. Rozdzielenie podług wielkości. Sortowanie powietrzne, oparte na rozdzieleniu podług prędkości w strumieniu nieprzerwanym poziomym i pionowym (tom I. § 3. str. 89), przy różnicy składu materiału, występującej w ziarnach różnej wielkości, jest procesem wzbogacania. Nader często proste odpylanie przedstawia wzbogacanie odpylanego materiału (węgiel kamienny), lub samego pyłu (rudy złota, miedzi, azbest). Przy jednakowym, natomiast, składzie ziarn wszelkich wymiarów, sortowanie powietrzne wypełnia jedynie klasyfikację na grupy ziarn równopadających w powietrzu, i takie produkty, jak i przy suchym procesie wzbogacania, rozdzielają się podług wielkości na zwykłych siatkach. Np. produkty separatora Pape-Henneberg'a (str. 18). Zasadniczo więc wzbogacanie powietrzne przedstawia zupełną analogię z mokrym procesem wzbogacania.

§ 7. 6. Wzbogacanie elektro-magnetyczne¹⁾.

Zasady działania i zastosowanie. Magnetyczne lub elektromagnetyczne wzbogacanie opiera się na różnicy przenikliwości magnetycznej części składowych rudy. Jeżeli mieszaninę ziarn o różnej przenikliwości magnetycznej wprowadzimy w pole magnetyczne w pewnych kierunkach, to ziarna rudy, odpowiednio do swojej przenikliwości magnetycznej odchyliły się od pierwotnej drogi, w większym lub mniejszym stopniu, gdy natomiast minerały, zupełnie nie posiadające przenikliwości magnetycznej, przejdą przez pole bez zmiany swojej drogi. Własność ta daje możliwość przeprowadzania rozdziału poszczególnych ciał czyli ich wzbogacania. Przyrządy, do tego celu służące, noszą nazwę magnetycznych lub elektromagnetycznych separatorów. Elektromagnetyczne wzbogacanie znajduje głównie zastosowanie przy przeróbce magnetytu (Fe_3O_4), posiadającego najsilniej wyrażone magnetyczne własności w stanie naturalnym. Tak w Szwecji i Norwegii magnetyty są wzbogacane powszechnie sposobem magnetycznym i niektóre zakłady są zbudowane na olbrzymią wydajność, np. zakład Sydvaranger (Norwegia) obliczony jest na wydajność 1.800.000 ton rudy surowej rocznie. Ruda ta drobno wprysznięta, zawierająca w stanie surowym 35% *Fe*, podlega miałkiemu zmieleniu i następnie wzbogacaniu magnetycznemu, przytem zawartość żelaza w koncentracie doprowadza się do 65%. W innych krajach (Ameryka) wzbogacanie magnetyczne Fe_3O_4 posiada nie mniejsze zna-

¹⁾ Magnetic separation. Die magnetische Sortierung. Traitement électro-magnétique. Электромагнитное обогащение.

czeniu. Oprócz magnetytu, do liczby minerałów silnie magnetycznych w stanie naturalnym, aczkolwiek w mniejszym stopniu, należą piryty magnetyczne Fe_7S_8 (Fe_nS_{n+1}). Te ostatnie jednak, odpowiednio do swojego składu, mogą się różnie ustosunkowywać do pola magnetycznego. Wszystkie inne rudy, nie wyłączając żelaznych, w stanie surowym posiadają o tyle słabą przenikliwość magnetyczną, iż w porównaniu z dwoma powyższymi minerałami mogą być zaliczone do niemagnetycznych. Niektóre jednak rudy żelaza po wyprażeniu nabierają własności magnetycznych. Tak żelaziak ilasty, poddany prażeniu w atmosferze utleniającej, oddając CO_2 utlenia się na magnetyczny Fe_3O_4 . Zbyt długotrwałe prażenie przeprowadza go ponownie w niemagnetyczny Fe_2O_3 . Jeżeli wyprażenie żelaziaka ilastego zatrzymać w pierwszym jego stadjum, to wzbogacanie magnetyczne tegoż nie przedstawia trudności. Limonit i hematyt również drogą prażenia redukcyjnego mogą nabyć własności magnetycznych. Wreszcie, piryt FeS_2 , pozbawiony przy prażeniu części siarki, zbliża się swym składem do pirytu magnetycznego i nabiera własności magnetycznych. Prażenie jednak pirytu dla wzbogacania magnetycznego przedstawia duże trudności, bowiem FeS_2 , tracąc siarkę, łatwo przechodzi w FeS , $FeSO_4$ i dalej w niemagnetyczne tlenki żelaza. Dlatego też wzbogacanie magnetyczne pirytów w praktyce stosuje się jedynie w wypadkach wyjątkowych. Przykład najczęściej stosowanego wzbogacania magnetycznego rudy prażonej przedstawia żelaziak ilasty w mieszaninie z blendą cynkową, np. w Allevard (Francja), Monteponi (Sardynja) i Siegerland (Nadrenja).

W czasach najnowszych technika wzbogacania elektro-magnetycznego została o tyle udoskonaloną, iż zachodzi możliwość wzbogacania drogą magnetyczną nie tylko większej części znanych rud żelaza bez uprzedniego prażenia, lecz również wielu innych minerałów, które w praktyce przez dłuższy czas uważane były jako zupełnie niemagnetyczne, jak np. chromit ($FeCr_2O_4$), rutil (TiO_2), piroluzyt (MnO_2), psydomelan ($Mn(OH)_3$), rodonit ($MnSiO_4$), franklinit [$(Zn, Mn, Fe)O \cdot Fe_2O_3$], tefroit (Mn_2SiO_4), żelazista blenda cynkowa (ZnS), granat, wolframit ($WoFeO_3$), monacyt i wiele innych. Wszystkie te minerały dla odróżnienia od silnie magnetycznych Fe_3O_4 i Fe_7S_8 nazywają się słabo magnetycznymi. Najbardziej znanymi zakładami wzbogacania magnetycznego są zakłady w Franklin-Furnace (franklinit, rodonit, willemit w kalcycie) i Broken-Hill w Australji. Liczne przykłady wzbogacania magnetycznego słabo magnetycznych rud znaleźć można również i w innych miejscach Europy i Ameryki.

W Rosji wzbogacanie elektro-magnetyczne było stosowane w Pitkarancie dla Fe_3O_4 . Wogóle zaś w Rosji, zwłaszcza na Uralu, pole zastosowania wzbogacania magnetycznego, jest bardzo szerokie i różnorodne. Na górze Błagodaf' zaprojektowano magnetyczne wzbogacanie

w celu zużytkowania ogromnych zwałów niskoprocentowej pirytovej rudy Fe_3O_4 , leżących na jej zboczach i utrudniających dostęp do wychodów bogatych złóż rdzennych. Przy płókanii otoczakowej rudy żelaznej, zalegającej u podnóża góry, również jest zaprojektowane wzbogacanie magnetyczne dla najdrobniejszych klas odpadów „efeli“ w celu oddzielenia Fe_3O_4 od ziarn skalenia. W kopalni Wysokogórskiej w Dolnym Tagilu wzbogacanie magnetyczne zaprojektowano dla oddzielenia Fe_3O_4 od $CuFeS_2$, przy zawartości Cu do 0,75%, w celu otrzymania żelaza pozbawionego siarki i domieszki Cu , oraz bogatego koncentratu miedzi z zawartością 8—10% Cu . Również projektowane są instalacje magnetyczne w okręgu Bogosłowskim i in. miejscowościach Uralu. W Bogosłowsku istnieje problem wydzielenia słabomagnetycznego Fe_7S_8 z skał augytogranatowych i $CuFeS_2$. W Bajewce w złożach wolframitu — oczyszczanie go od towarzyszących: mispikielu, galeny i innych rud siarczkowych. Ciekawe zadania w kwestji wzbogacenia słabo magnetycznych hematytów oczekują technikę magnetyczno-wzbogacalną w rejonie Krzywego Rogu; tam dotychczas jeszcze są odbudowywane najbogatsze części złóż o zawartości nie mniejszej od 50% Fe , wówczas gdy nie zostają wykorzystane znaczne zapasy małoprocentowych żelazistych kwarcytów, zawierających 35—40% Fe i in.

Oprócz celu bezpośredniego — wzbogacania rud, separatory magnetyczne znajdują jeszcze zastosowanie w technice przeróbczej do oddzielenia z rudy przedmiotów żelaznych, które przypadkowo dostały się do niej, a to głównie w celu uniknięcia trafiaania ich do kruszarek. Dalej, separatory magnetyczne znajdują zastosowanie do oddzielenia żelaznych grapi od żużli i odpadków hutniczych, w fabrykach mechanicznych — do oddzielenia wiórów żelaznych od wiórów bronzu i t. p. w fabrykacji chemicznej — do oddzielenia soli manganowych od soli żelaza i in.

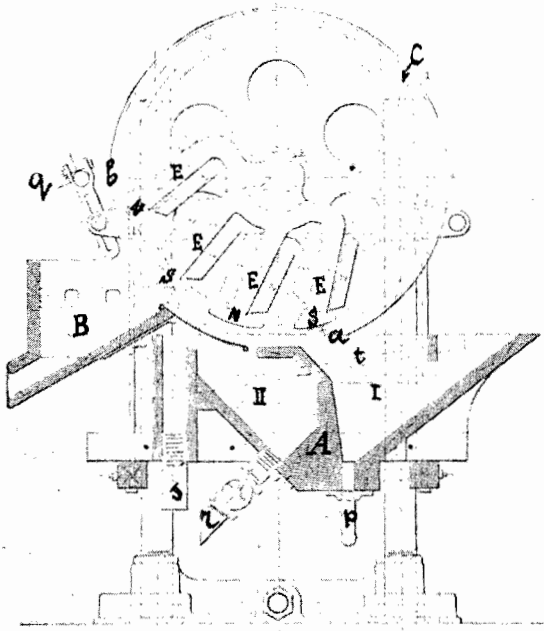
Separatory elektromagnetyczne. W pierwszych separatorach magnetycznych do wytworzenia pola magnetycznego były zastosowane magnesy stalowe, wkrótce jednak po pierwszych pomyślnych doświadczeniach wzbogacania magnetycznego (Sep. Wall'a, 1847, w Allevard we Francji. Wypraż. żelaziaki ilaste z ZnS) wraz z rozwojem elektromagnetyzmu zaczęto zamieniać magnesy stalowe elektromagnesami (Separator Sell'a 1855 r., w Monteponi (Sardynja) dla mieszaniny $Fe_3O_4/CuFeS_2$), mający bezsprzecznie przewagę pod względem udogodnienia regulowania natężenia (pola magnetycznego), jak również dowolnego namagnesowywania i rozmagnesowywania rdzeni. Jedynie w elektromagnetycznych separatorach zostało osiągnięte tak duże natężenie pola, które umożliwiło wzbogacanie magnetyczne minerałów słabo magnetycznych (1896, sep. Wetherill'a w Franklin-Furnace). Wszystkie współczesne separatory są zaopatrzone wyłącznie w elektromagnesy.

Wszystkie separatory mogą być podzielone na 2 grupy:

I. Separatory do minerałów silnie magnetycznych (Fe_3O_4 , niektórych Fe_nS_{n+1}) i wyprazonych $FeCO_3$, Fe_2O_3 , $Fe_2(OH)_6$;

II. Separatory do rud słabo magnetycznych (wszystkie pozostałe).

Główna różnica separatorów tych dwóch grup polega na natężeniu wytworzonego przez nich pola. Aczkolwiek, zapomocą urządzeń regulacyjnych zmiany natężenia pola można dokonywać w szerokich



Rys. 75. Separator magnetyczny Gröndala Nr. 5. Przekrój.

granicach, to jednak różnica magnetycznej przenikliwości minerałów silnie i słabo magnetycznych jest tak wielka, iż zastosowanie separatorów jednakowego typu do wszystkich minerałów staje się praktycznie nieosiągalne. Pod tym względem ma znaczenie nie tylko natężenie, lecz i kształt pola magnetycznego (ukształtowanie linii magnetycznych); we współczesnych separatorach II-giej grupy natężenie i kształt pola magnetycznego są takie, iż ziarna silnie magnetycznych minerałów szczelnie wypeł-

niają całą przestrzeń roboczą między biegunami elektromagnesów, a ich usunięcie z pola przedstawia znaczne praktyczne trudności. Staje się to łatwym do zrozumienia, jeżeli zwrócimy uwagę na liczby porównawczej przenikliwości magnetycznej, wyprowadzone przez Plucker'a i Delcassé (1849) dla niektórych ciał. Stal — 100.000, magnetyt — 65.000, żelaziak ilasty — 120, hematyt 93—43, limonit 72—42. Skok między liczbami magnetytu i żelaziaka ilastego wyjaśnia wyżej podane.

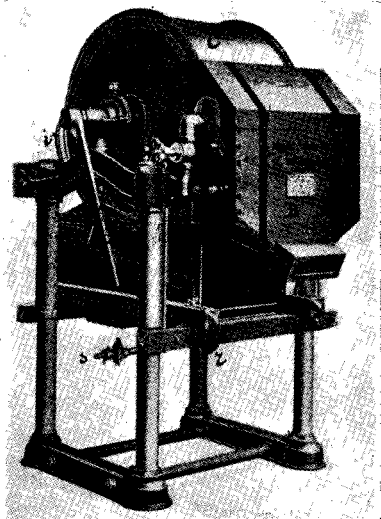
W taki więc sposób, granice regulowania natężenia pola magnetycznego nie pokrywają się w separatorach każdej grupy. Zazwyczaj wysokie natężenie pola separatorów II-giej grupy osiąga się przez zgęszczenie linii sił, wychodzących z biegunów, drogą zaostrenia tych ostatnich i zmniejszenia odległości biegunowej, co stanowi cechę znaną separatorów do

minerałów słabo magnetycznych. Przy takiej konstrukcji siła prądu i natężenie w uzwojeniu nie różnią się znacznie w separatorach I-ej i II-giej grupy. Zazwyczaj w I grupie liczba amperów $A = 5-15$, a w drugiej — $A = 6-50$. Liczba wolt prawie jednakowa: $= 50-110$. Wogóle zużycie energii elektrycznej we wszystkich separatorach elektro-magnetycznych bardzo nieznaczne. Istnieje bardzo wielka ilość typów i odmian separatorów magnetycznych.

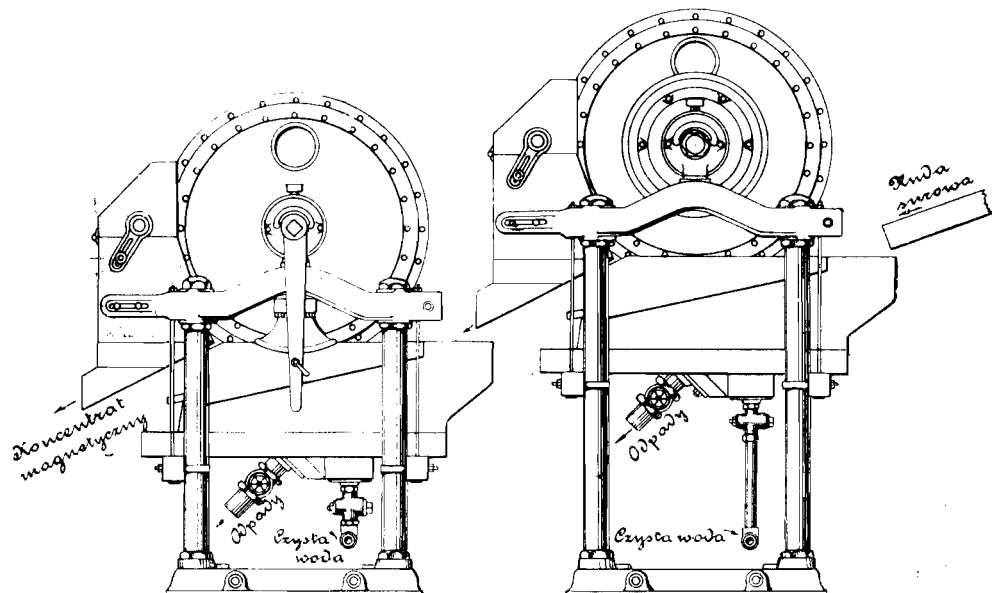
Poniżej podajemy jedynie kilka najczęściej używanych, lub charakterystycznych typów.

I. Separatory do minerałów silnie magnetycznych.

1. Separator Gröndala Nr. 5 (rys. 75 i 76). Agregat nieruchomych elektromagnesów wypełnia dolny sektor próżnego, wirującego około poziomej osi walca C, wykonanego z materiału diamagnetycznego — brązu, mosiądzu lub miedzi. Elektromagnesy biegunami swojemi zwrócone są ku powierzchni walcowej i mogą zapomocą rękojeści L zmieniać kąt swojego nachylenia. Końce uzwojenia i wyprowa-

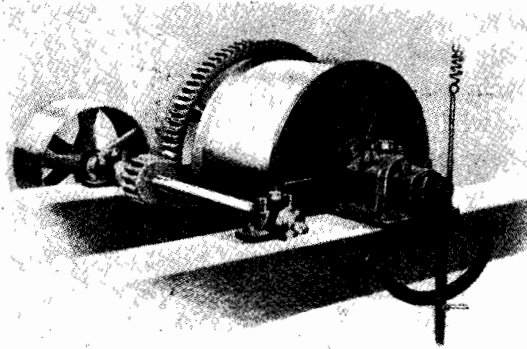


Rys. 76. Separator magnetyczny Gröndala Nr. 5. Pędniowe koło walca — c ze strony przeciwległej.



Rys. 77. Separator podwójny Tandem-Gröndala Nr. 5.

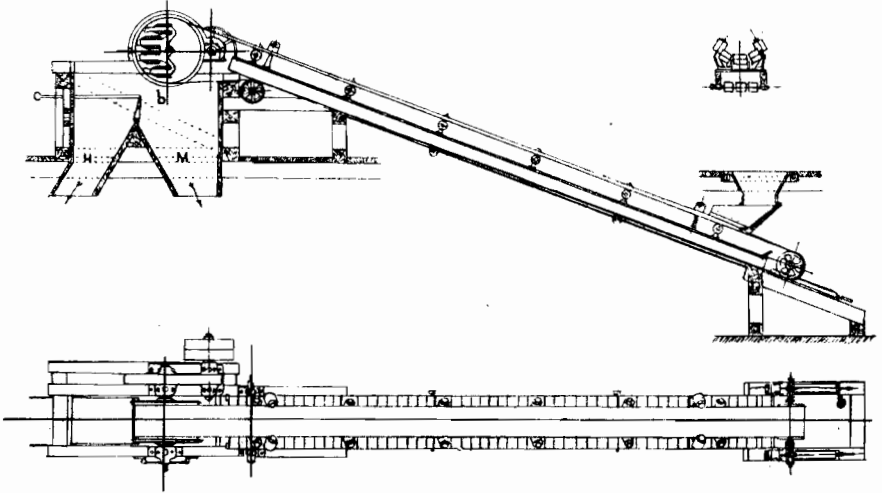
dza się przez wydrążone czopy walca. Walec zlekka dotyka powierzchni wody w skrzyni *A*, mającej kształt podwójnej skrzyni ostrosłupowej. Drobnie rozdzielony materiał wraz z wodą doprowadza się do pierwszego przedziału (1) skrzyni. Tutaj materiał napotyka silny wznoszący się strumień wody, do-



Rys. 78. Walcowy magnetyczny separator do rudy średniej.

prowadzanej pod ciśnieniem przez rurkę *p*, pod działaniem której materiał utrzymuje się na powierzchni i doprowadza do zetknięcia z walcem *C* w polu magnetycznym, wytworzonym przez wewnętrzne elektromagnesy. Elektromagnesy wyciągają z mieszaniny ziarna magnetyczne, które przylegają do powierzchni walca, począwszy od

punktu *a*. Przyciągane do walca ziarna ruchem obrotowym w kierunku wskazówki zegarowej przenoszą się do punktu *b*, gdzie po wyj-

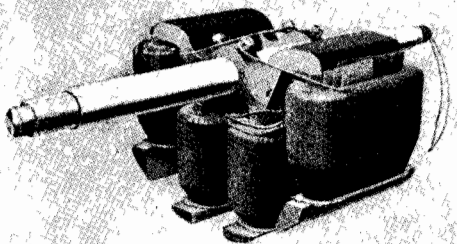


Rys. 79. Walcowy separator z taśmą transportową.

ściu z pola magnetycznego ulegają spłókananiu strumieniem wody z *q* i zbierają się w skrzyni *B*. Na drodze *ab* ziarna magnetyczne, przechodząc kolejno nad biegunami *N—S*, kilkakrotnie przekraczają się i uwalniają od mechanicznie porwanych przez nich ziarn niemagnetycznych. Pozostała masa ziarn niemagnetycznych zostaje w skrzyni *A*

i prąd wody przenosi ją do przedziału II, gdzie się osadza i zostaje odprowadzona przez rurkę r . Przez rurę s jak również przez boczne pochyłe żłoby t ze spustowymi rurkami u usuwa się nadmiar wody wraz z zawieszonym w niej iłem.

Przy rozcłonkowaniu wzbogacania magnetycznego na kilka stadjów, separator Gröndala zazwyczaj tak jest uregulowany, iż produkt niemagnetyczny w każdym stadjum przedstawia odpady ostateczne, zaś magnetyczny jest produktem przejściowym, który przechodzi do wzbogacania powtórnego bezpośrednio, lub też po uprzednim rozdrobieniu. W wypadku pierwszym 2 lub 3 separatory



Rys. 80. Nieruchome elektromagnesy separatora walcowego.

łączą się w jedną grupę, tworząc typ separatorów Tandem (rys. 77).

Zwykłe wymiary: $D = 760$, $B = 460 - 860$. Liczba obrotów $n = 30 - 35$ na $1'$. Zużycie energii mechanicznej $1\frac{1}{2}$ KM. $A = 10 - 12$, $V = 110$. Wydajność $Q/h = 5 - 8$ t na godzinę, odpowiednio do grubości ziarn. Zużycie wody — 650 litr. na $1'$. Magnetyty z zawartością 27% Fe i 0,3% S mogą być wzbogacone do 67% Fe i 0,003% S .

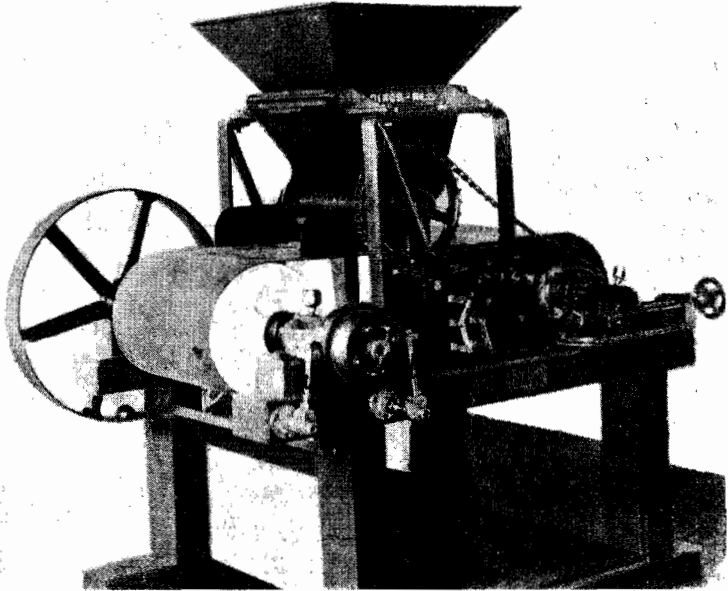
W Szwecji wzbogacanie magnetyczne drobno wprysniętych magnetytów zazwyczaj przeprowadza się w 2 stadjach. W pierwszym stadjum rozdrobienie kończy się w młynach kulowych do wielkości ziarn 1 do 2 mm, w 2-gim stadjum rozdrobienia wykonywa się w młynach rowowych i doprowadza do 0,5 mm i mniej.

Żadnej uprzedniej klasyfikacji podług wielkości zazwyczaj się nie przeprowadza, aczkolwiek klasyfikacja mokra jest celowa, zarówno ze względu na bardziej jednorodny wpływ elektromagnesów na ziarna jednakowej wielkości, jak i ze względu na możliwe zmniejszenie strat, spowodowanych mechanicznym unoszeniem grubszych ziarn niemagnetycznych przez drobniejsze magnetyczne.

2. Do wzbogacania rudy średniej (kostka, orzech, grąpie) znajdują zastosowanie suche separatory walcowe tegoż typu, t. zn. z wydrążonym diamagnetycznym bębniem i wewnętrznymi nieruchomymi elektromagnesami (rys. 78, 79, 80, 82), lub też pełne walcowe elektromagnesy, obracające się na swoich osiach według typu Dings'a (rys. 81, 83). W obu wypadkach materiał zostaje doprowadzony na górną tworzącą walca zapomocą taśmy bez końca (gumowej), otaczającej walce separatora, który służy jako prowadzący zwrotny bęben taśmy (rys. 79, 81). Ma-

terjał niemagnetyczny odpada bezpośrednio z taśmy i zbiera się w *H* (rys. 79). Kawałki magnetyczne przyciągane są do bębna i odpadają w punkcie *b*, w którym taśma schodzi z bębna, i zbierają się w *M*. Separatory tego typu służą również do wyciągnięcia z rudy kawałków żelaza: śrub, klinów, gwoździ i in., przypadkowo wpadających do mieszaniny.

W separatorach, nie pełniących innej roli oprócz wzbogacania, taśma, doprowadzająca rudę, jest zazwyczaj krótka (rys. 81, Dings),

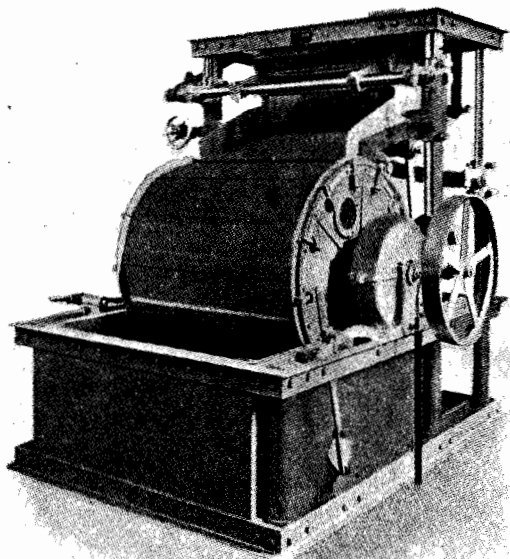


Rys. 81. Walcowy separator Dings'a do suchego wzbogacania rudy średniej.

albo też niema jej zupełnie (rys. 82). Bardzo często jednak taśma służy do transportu materiału na znaczniejszą odległość (rys. 79), np. od kruszarek grubych do zapasowych skrzyń, z których ruda dostaje się do młynów kulowych, do dalszego rozdrabiania. W tych wypadkach walcowy elektromagnes separatora typu Dings zastępuje prowadzący zwrotny bęben taśmy transportowej. Niekiedy na tej samej taśmie wykonywa się ręczne przerabianie grubej i drobno wpryśniętej rudy, wymagające różnej liczby stadjów dalszej przeróbki, lub też rudy pirytowej i pozbawionej siarki, wymagającej odmiennego regulowania następnych magnetycznych separatorów do mokrego wzbogacania i t. p. Rys. 83 przedstawia masywny elektromagnes walcowy separatora Dings'a. Bieguny elektromagnesu tworzą krążki *N* i *S*, a przestrzeń między nimi wypełnia uzwojenie w taki sposób, że kolejne krążki tworzą naprzemian północne i południowe bieguny. Brzegi krążków na

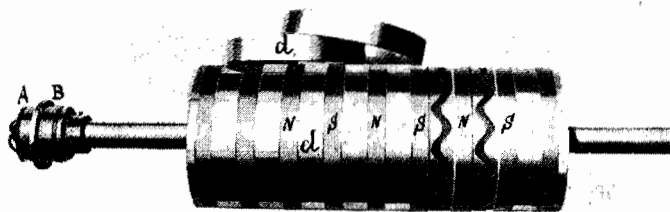
powierzchni bębna mają zarys zębaty, tak iż sąsiednie krążki wzajemnie wchodzą zębami, a dla zabezpieczenia od ścierania pokryte są pierścieniami *d* z brązu.

Na rys. 83 pierścienie są zdjęte w celu pokazania biegunowych brzegów; *A* i *B* — pierścienie, którymi zakończone są końce uzwojenia elektromagnesu i które pozostają w kontakcie ze szczotkami *a* i *b* podczas ruchu obrotowego separatora (rys. 81). Średnica bębnow — 305—610 mm; dług. od 305 do 1270. Prędkość taśmy 100' na 1', czyli 0,5 m na 1". Wydajność zależnie od szerokości taśmy i grubości materiału 10—40 tonn na godzinę.



Rys. 82. Walcowy separator z tarczą podającą materiał.

3. Walcowy separator Humboldt'a z magnesami wtórnymi i odznacza się silniejszym natężeniem pola magnetycznego i dlatego znajduje zastosowanie do rud, które aczkolwiek są zaliczane do rzędu silnie magnetycznych, wyróżniają się jednak mniejszą przenikliwością magne-

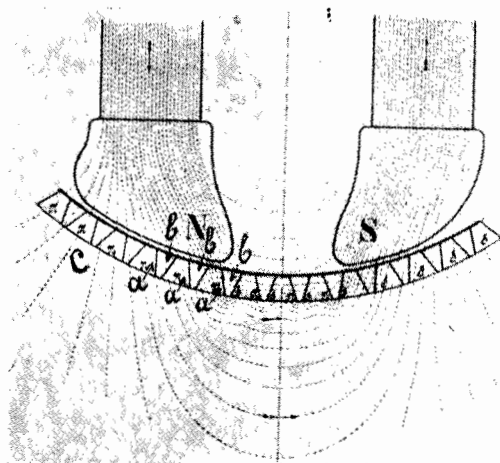


Rys. 83. Walcowy elektromagnes separatora Dings'a.

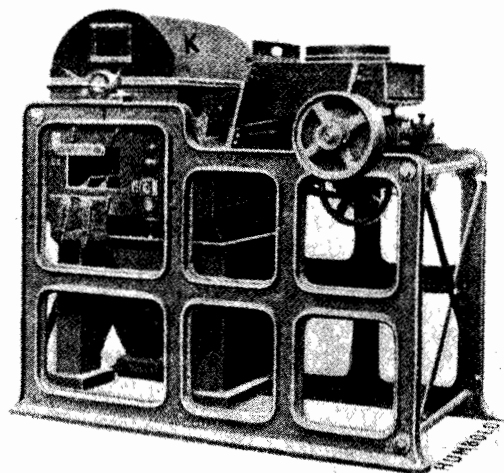
tyczną, t. j. do pirytów magnetycznych, wyprażonych limonitów i żelaziaków ilastych (rys. 84 i 85).

Separator podobny jest do separatora Gröndala. Podobnie, jak ten ostatni, posiada wewnętrzny nieruchomy (w kształcie podkowy) magnes *N—S* i wirujący wydrążony walec *C*, pokryty pokrywą *k*;

różni się jednak od separatora Gröndala tem, iż walec nie jest wykonany całkowicie z materiału diamagnetycznego, lecz składa się z szeregu



Rys. 84. Indukcja magnesów wtórnych w separatorze Humboldt'a.



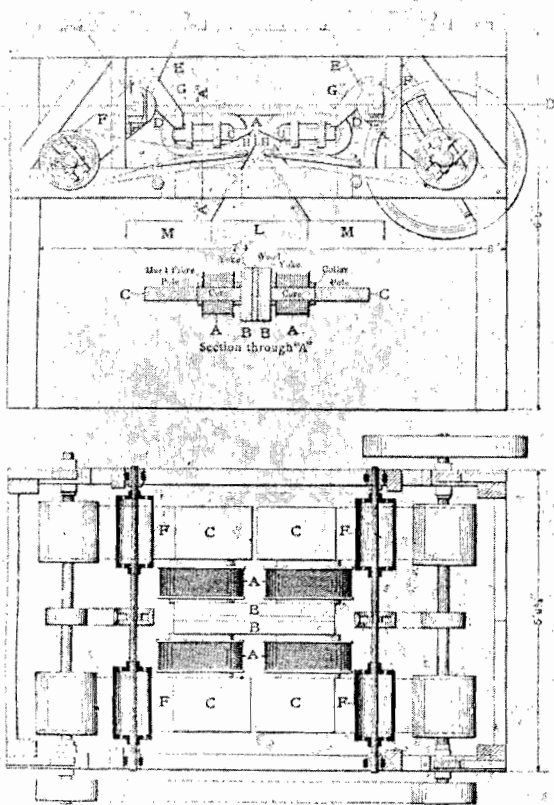
Rys. 85. Walcowy separator Humboldt'a.

wewnętrznej, skutkiem czego, przy zaostreniu tych magnesów na zewnętrznej stronie walca, otrzymuje się zgęszczenie linii magnesowych około kątów ostrych, co warunkuje większe natężenie pola magnetycznego w porównaniu z typami poprzednimi (rys. 84).

Separatorzy przedstawionego typu mają zastosowanie w Siegerland (Nadrenja) do oddzielania żelaziaka ilastego od blendy po uprzednim

sztab żelaznych (paramagnetycznych — *a*) i bronzowych (diamagnetycznych — *b*), położonych w kierunku tworzących. Sztaby żelaza miękkiego przedstawiają magnesy wtórne, które, przechodząc przez pole magnetyczne magnesu pierwotnego, magnesują się przez indukcję i odmagnesowują po wyjściu z pola na dostateczną odległość. Separator przeznaczony jest do wzbogacania suchego. Rudę podaje tarcza *F* do walca od dołu. Produkt niemagnetyczny spada bezpośrednio z tarczy, podającej materiał, i zbiera się w odbiorniku *H*. Produkt magnetyczny jest przyciągany do magnesów wtórnych i przez ruch obrotowy walca wydrążonego zostaje wyniesiony z pola magnetycznego, a po odmagnesowaniu magnesów wtórnych odpada i zbiera się w odbiorniku *M*. Kształt magnesów wtórnych — trapezowy — rozszerzający się ku stronie ze-

wyprażeniu. Ruda, rozdrobiona do 15 mm, podlega klasyfikacji na 2 klasy: 15—6 i 7—0; każda klasa wzbogacana jest w osobnym separatorze,



Rys. 86 i 87. Dwubiegunowy separator Wetherill'a.

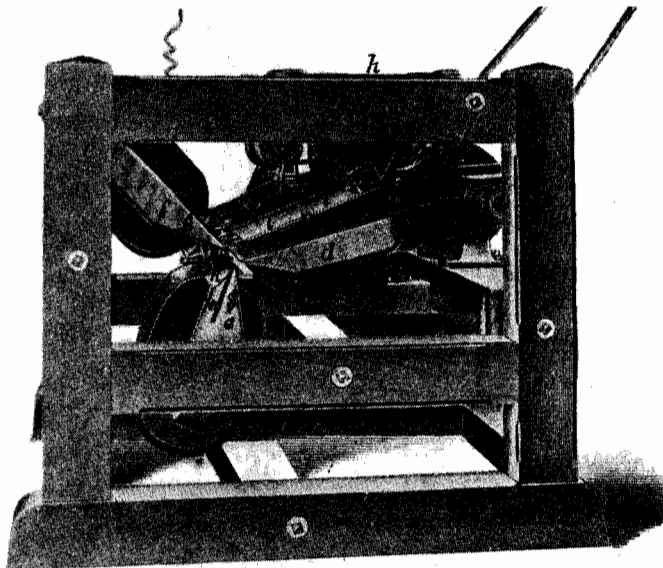
przyczem zawartość żelaza zwiększa się od 30% w produkcie surowym do 56% w koncentracie. Przy sile prądu 15 A i 70 V wydajność jednego separatora wynosi 2 t. na godzinę.

II. Separatory do minerałów słabo magnetycznych.

1. Najwięcej są znane separatory Wetherill'a, jako pierwsze przyrządy, pomyślnie zastosowane do wzbogacania słabo magnetycznych rud franklinitu $[(Fe, Zn, Mn) O. Fe_2 O_3]$ w Franklin-Furnace, New Jersey, Półn. Ameryki. W dawniejszych typach tego separatora pole magnetyczne było wytworzone przez dwa ustawione jeden naprzeciw drugiego w kształcie podków elektromagnesy o biegunach zaokrąglonych, między którymi pozostaje nader mała odległość biegunowa 10—15 mm (rys. 86 i 87). Ruda przechodzi przez pole magnetyczne między obu biegunami, dokąd ją podają leje ładunkowe *E*, zaopatrzone w podawacze *G*, zapomocą dwóch taśm bez końca *D*, okrążających zaokrą-

glone brzegi zaostzonych biegunów. Produkty niemagnetyczne spadają bezpośrednio z taśm i zbierają się w środkowym odbiorniku *L*. Natomiast produkty magnetyczne, przyciągane biegunami, utrzymują się na taśmach, i dalej przesunięte zapomocą taśmy, odpadają od niej w strefie słabego natężenia pola i zbierają się w dwóch skrajnych odbiornikach *M*. Przez odpowiednie ustawienie tarcz rozdzielczych *H* można regulować w pewnych granicach skład otrzymanych produktów.

W nowszych typach separatorów Wetherill'a silniejsze zgęszczenie linii magnetycznych osiąga się przeciwstawieniem jednemu biegunowi

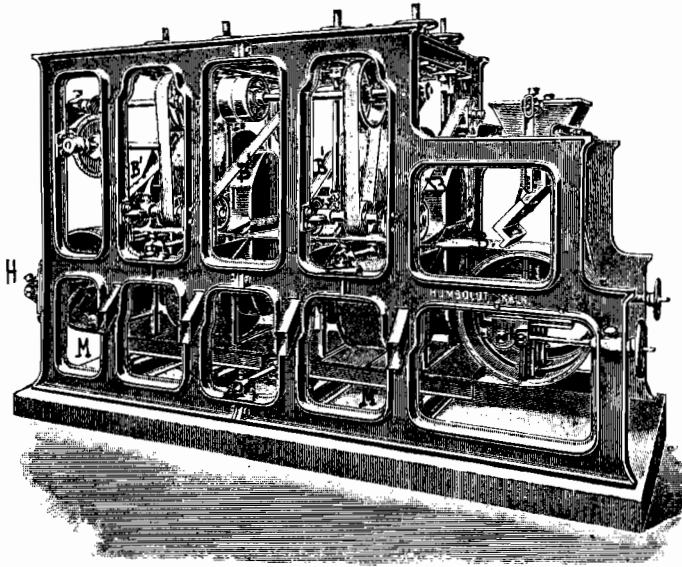


Rys. 88. Trójbiegunowy separator Wetherill'a.

G — dwóch jednoimiennych o odwrotnym znaku biegunów *f* i *e* (rys. 88). Tak zwany trójbiegunowy separator buduje się z trzech elektromagnesów w kształcie podków z takimi samymi ostremi biegunami, tworzącymi podwójną przestrzeń roboczą. Rudę podaje taśma *g*, okrążająca jeden biegun *G* (w każdej przestrzeni roboczej) o dużym natężeniu. Niemagnetyczny i magnetyczny produkt otrzymuje się z lewej i z prawej strony dolnego, prawie pionowo ustawionego, bieguna — *e*. Większe natężenie bieguna *G*, w porównaniu z typem poprzednim, daje możliwość ustawienia biegunów na większej odległości jeden od drugiego (20 — 25 mm) i skutkiem tego wzbogacać grubszy piasek, lub też nie zmieniając odległości biegunowej i grubości ziarna, otrzymywać znaczną wydajność drogą zwiększenia prędkości taśmy *g*.

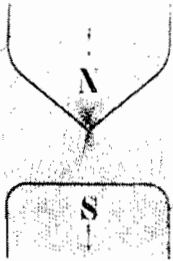
Doświadczenie wykazało, iż dla otrzymania dostatecznie zgęszczonego pola można poprzestać na zaostreniu jedynie jednego z biegu-

nów, pozostawiając drugi niezaostrzony (rys. 90). Ostatni typ separatora Wetherill'a (Wetherill-Rowand) składa się z 2–3 par, ustawionych

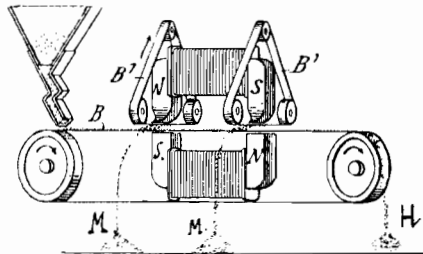


Rys. 89. Separator Wetherill-Rowand.

w pionowej płaszczyźnie elektromagnesów, każdy w kształcie podkowy; z nich tylko górne mają bieguny zaostrome (rys. 89 i 91), przytem każda para tworzy 2 przestrzenie robocze. Taśma, podająca rudę, prze-



Rys. 90.

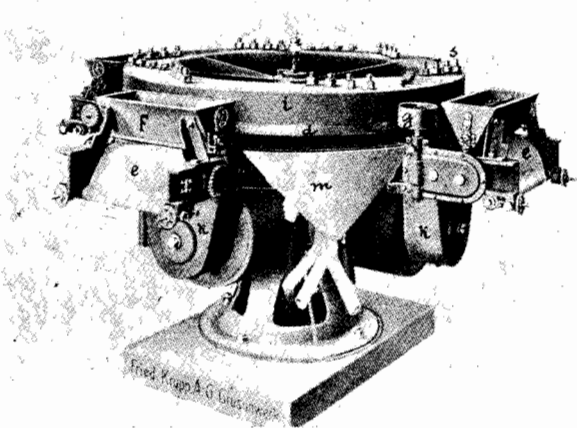


Rys. 91.

chodzi między wszystkimi parami biegunów i odprowadza produkt niemagnetyczny, zbierający się w *H*. Taśmy poprzeczne *B'*, przechodzące nad poprzednią bezpośrednio wzdłuż ostrza biegunów górnych, odprowadzają przeskakujące na nie z dolnej taśmy ziarna magnetyczne, które zbierają się w *M*. Zmniejszając odległość biegunową i zwiększając siłę prądu w zwojach następnych par elektromagnesów, można wytwarzać różne, stopniowo wzrastające natężenie pola magnetycznego w każ-

dej roboczej przestrzeni i w ten sposób dostosować separator do otrzymywania kilku produktów, różnych co do przenikliwości magnetycznej, odpowiednio do liczby par biegunów.

W Franklin-Furnace w sześciobiegunowym separatorze przy 50 A i 110 V na 1-ej parze elektromagnesów otrzymuje się czysty franklinit, na 2-ej parze — mieszaninę franklinitu z rodonitem, jako produkt przejściowy; na 3-ej parze — czysty rodonit; jako pozostałość niemagnetyczną otrzymuje się mieszaninę willemitu z kalcytem, przechodzącą do osadzania mokrego. Zupełnie suchy materiał podlega klasyfikacji na przesiewa-



Rys. 92. Czterobiegunowy separator Ullrich'a do suchego wzbogacania (z katalogu Krupp'a).

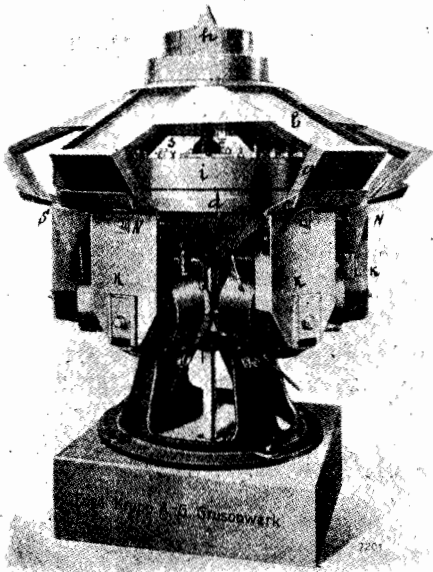
czach drgających (t. I. str. 52) w granicach bardzo wąskich: 1 — 0,8 — 0,6 — 0,4 — 0,25 i 0,20 — 0,16 mm. Przy prędkości taśmy 0,5 m na 1'' osiąga się wydajność najgrubszej klasy — 2,5 t. na godzinę, najdrobniejszej — 1,5 t. Przy przeróbce odpadów po wzbogacaniu mokrem w Broken Hill w Australji na 1-ej parze elektromagnesów otrzymuje się rodonit, na 2-ej czarna (żelazista) blenda, a w niemagnetycznej pozostałości kwarc z błyszczem ołowiu. Wydajność przy tej samej prędkości i szerokości (450) taśmy — 1,25 — 0,75 t. na godzinę odpowiednio do klasy.

Wogóle materiał wzbogacany, wprowadzany na separatory Wetherill, powinien być zupełnie suchy, drobno zmielony (< 1 mm), wąsko sklasyfikowany i podany cienką warstwą, równomiernie rozłożoną na całej szerokości (bieguna) taśmy; w tym celu separator jest zaopatrzone w automatyczne podawacze.

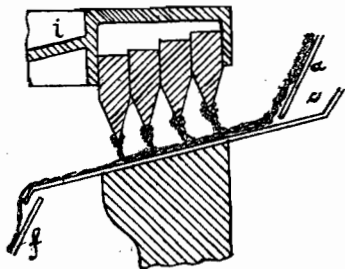
2. Separator Ullrich'a z magnesami wtórnymi przedstawia najnowszy separator do słabo magnetycznych rud (firmy Fr. Krupp, A.-G. Grusonwerk w Magdeburg-Buckau). Separatory Ullrich'a dostosowywane są zarówno do suchego, jak i do mokrego wzo-

gacania, przedstawiającego szczególnie trudny problem w wypadku rud słabo magnetycznych (rys. 92, 93).

Nad kilkoma, rozłożonemi po obwodzie koła elektromagnesami K (w liczbie od 6 do 8) wiruje tarcza i , do której na śrubach s jest zamocowanych kilka (od 4 do 6) pierścieni d z miękkiego żelaza z zastrzonymi dolnemi brzegami (rys. 94), podobnie jak bieguny separatora Wetherill'a. Pierścienie te przedstawiają magnesy wtórne, które przechodząc nad pierwotnemi, namagnesowują się przez indukcję, przytem na ostrzach otrzymuje się silne zgęszczenie linii magnetycznych. Górne ściany biegunów magnesów pierwotnych mają nieznaczne nachylenie do środka.



Rys. 93. Szesciobiegunowy separator Ullrich'a do mokrego wzbogacenia (z katalogu Krupp'a).



Rys. 94. Przekrój przez bieguny separatora Ullrich'a.

Odległość biegunowa każdego pierścienia może być dowolnie regulowana zapomocą śrub s . Zwykle każdy następny pierścień od zewnętrznego ku wewnętrznemu ustawia się na coraz krótszą odległość, a odpowiednio do tego natężenie pola kolejnych pierścieni wzrasta. Każdy biegun elektromagnesów pierwotnych tworzy niezależną przestrzeń roboczą. Przy wzbogacaniu suchem miazgę rozdrobioną rudę podaje się do pola magnetycznego z podawaczy F przez taśmy bez końca e , uruchomiane w czasie wirowania tarczy automatycznie zapomocą tarczowej rolki g (rys. 92). Przy mokrem wzbogacaniu ruda dostaje się przez środkowy rozdzielczy lej h , umieszczony nad przyrządem, do każdej przestrzeni roboczej systemem radialnych koryt a, b i c (rys. 93 i 94). Produkt niemagnetyczny w wypadku pierwszym — zapomocą taśmy e , w drugim — spływając samoczynnie — zbiera się w wewnętrznym środkowym odbiorniku f . Produkt magnetyczny, przyciągany z mieszaniny ostrzami wtórnych magnesów, rozkłada się na pierścieniach

według przenikliwości magnetycznej i wskutek obracania się tarczy i zostaje odprowadzony z przestrzeni roboczej. W odstępach między każdymi dwoma sąsiednimi biegunami pierwotnymi o przeciwnych znakach, w pasie neutralnym, magnesy wtórne ulegają odmagnesowaniu, a unoszone przez nie ziarna zostają zwolnione. Woda, doprowadzona przez zespół specjalnie wygiętych rurek, spłókuje ziarna, które utrzymują się na pierścieniach działaniem szczątkowego magnetyzmu, a produkty, otrzymane na każdym pierścieniu, zbierają się w odpowiednich odbiornikach m , umieszczonych pod pierścieniami między magnesami pierwotnymi.

Separatory opisanego typu zostały wypróbowane do mokrego wzbogacania surowych hematytów w kopalniach Dunderland Iron Ore Co w Norwegji, przytem przy zawartości w surowej rudzie Fe — 37,34% i P — 0,238%, w koncentracie otrzymano: 65,32% Fe i 0,0255% P przy 80% ekstrakcji całej ilości żelaza. Wydajność na 1 godzinę, zależnie od jakości materiału i liczby biegunów — od 2 do 3 tonn surowej rudy.

Firma Fr. Krupp A.-G. Grusonwerk podług tego samego typu buduje również separatory do rud silnie magnetycznych.

§ 8. 7. Wzbogacanie elektro-statyczne.

Zasada działania. Elektrostatyczny sposób wzbogacania opiera się na różnicy w przewodnictwie elektryczności składowych części rudy. Jeżeli rozluźnioną mieszaninę ziarn, składającą się z dobrych i złych przewodników doprowadzić do kontaktu z elektrodą, naładowaną określonego rodzaju elektrycznością statyczną, to przewodniki dobre natychmiast otrzymują ładunek jednoimienny z elektrodą i od niej odskakują, wówczas gdy nieprzewodniki elektryczności kontynuują drogę swoją bez zmiany. Rozbieżność dróg ruchu przewodników i nieprzewodników staje się więcej wyraźną, jeżeli przerabiana mieszanina uprzednio była naładowana elektrycznością przeciwnego znaku, aniżeli elektroda, bowiem dobre przewodniki po kontakcie z elektrodą bezwzględnie zmieniają swój ładunek i ulegają odpychaniu, a złe przewodniki zostają przez elektrodę przyciągane. Oczywiście, iż odpowiednio do stopnia przewodnictwa elektryczności, różne minerały odskakują od elektrody na różną odległość. Sposób ten daje więc możność nie tylko rozdzielania minerałów przewodzących i nieprzewodzących elektryczność, lecz również rozdzielania minerałów przewodzących według stopnia przewodnictwa elektrycznego, t. j. mieszaniny kilku minerałów i otrzymywania produktów pośrednich.

Zastosowanie. Do dobrych przewodników elektryczności należą: rodzime Au i Ag , piryt, piryt magnetyczny, chalkopiryt, błyszcz ołowiu, błyszcz molibdenu, chalkocyt, tetraedryt, wogóle większość

siarczoków metali, rud żelaza, miedzi, srebra i manganu, tellurydy, hornblendy, niektóre postacie granatu i czarne szlichy.

Do złych przewodników zalicza się większość skał pochodzenia żyłnego: kwarc, kwarcyt, kalcyt, wapień, porfiry, łupki, piaskowce, baryt, gips, fluoryt, większość krzemianów, niektóre granaty, spinel, monacyt i większość rud utlenionych i węglanów. Co się tyczy blendy cynkowej, to jej przewodnictwo elektryczne widocznie zależy od domieszki żelaza: czarna blenda cynkowa w Broken-Hill w Australji przewodzi elektryczność, wówczas gdy blenda jasnych kolorów w Misuri — nie przewodzi, zaś ich mieszanina może być rozdzielona metodą elektrostatyczną.

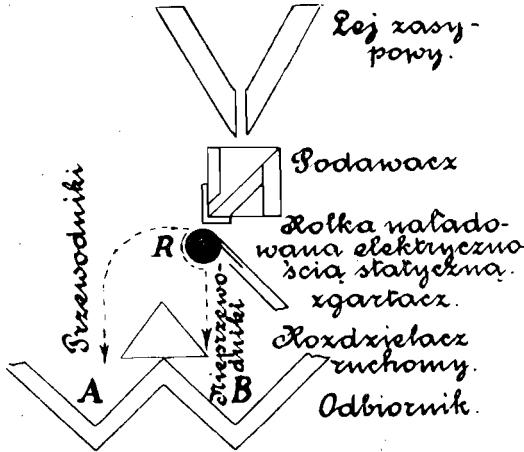
Metoda elektrostatyczna jest jednym z najnowszych sposobów i dotychczas znajduje się jeszcze w stanie rozwoju. Pomimo to w roku 1910—13 w Ameryce istniało już kilka zakładów z dużą wytwórczością, pracujących według tej metody. W szczególności wzbogacanie elektrostatyczne, jak się zdaje, najwięcej odpowiada rozdzielaniu ZnS i FeS_2 , mieszanina których przedstawia najtrudniejsze zadanie wzbogacania dla wszystkich innych sposobów, nie wyłączając magnetycznego, bowiem prażenie FeS_2 w Fe_2S_8 , jak to widzieliśmy, przedstawia dosyć trudne zadanie. Przy elektrostatycznym wzbogacaniu rud złóż stanu Wisconsin, markazyt (FeS_2 , romb.) oddziela się bardzo dokładnie, jako przewodnik elektryczności, od nieprzewodzącej elektryczności blendy cynkowej. Sposób ten jednak może okazać się nieodpowiednim do wzbogacania innych złóż tego typu, w których ZnS może zawierać domieszki Fe , zamieniające ją na przewodnik elektryczności.

Przyrządy.

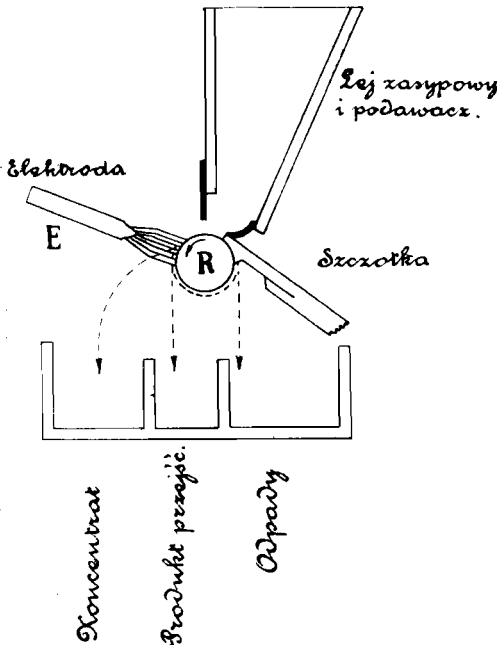
1. Separator Blake-Morcher przedstawia pierwotny typ przyrządu elektrostatycznego. Zbudowany przez prof. Blake w Denver, Colorado, był wypróbowany w kilku zakładach w stanach Montana, S. Dakota (Leadville) i Utah do przeróbki pozostających tam bez użytku produktów przejściowych, składających się z PbS , ZnS , i FeS_2 , w celu otrzymania koncentratów (schemat przedstawia rys. 95). Elektroda ma kształt wirującej rolki R . Przewodniki, odskakując od niej, zbierają się w odbiorniku A , zaś nieprzewodniki, wymagające więcej czasu do swojego załadowania, bezpośrednio spadają z rolki, lub też zostają przez nią uniesione na pewien łuk i zbierają się w odbiorniku B . Przewodniki pośrednie mogą być zebrane przez dowolne ustawienie rozdzielczych tarcz D , jako produkt przejściowy. Materiał powinien być miało rozdrobiony i zupełnie suchy.

W charakterze generatora elektrycznego do separatorów Blake-Morcher zazwyczaj była stosowana maszyna elektryczna Wagnera z tarczą z miki, zasilająca 2 separatory o wydajności każdy $\frac{1}{2}$ t. na godz. Działanie maszyny statycznej jest ściśle zależne od wilgotności

powietrza, warunków klimatycznych i pory roku, z tego też względu słabą stroną separatora jest niemożliwość jego uregulowania do ruchu ciągłego bez przerw.



Rys. 95. Schemat separatora elektro-statycznego Blake-Morcher.



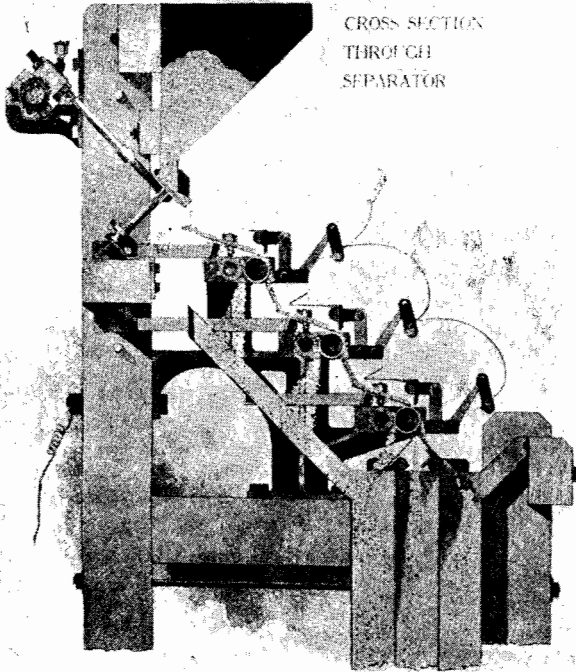
Rys. 96. Schemat separatora Doelber-Huff'a.

2. Separator Doelber-Huff'a odróżnia się głównie generatorem elektryczności, którego budowa przedstawia tajemnicę firmy; co do typu jest to zwykła prądnicą, używana do oświetlenia elektrycznego. Przewody tej maszyny kończą się na rozdzielczej rolce R i ustawionej naprzeciw elektrodzie E (rys. 96, 97, 98 i 99); między nimi wytwarza się silnie nатеżone pole elektryczne. Urządzenie takie czyni separator niezależnym od stanu wilgotności powietrza i zmian atmosferycznych. Co się tyczy procesu rozdzielania, to jest on identyczny z poprzednim typem, z tą tylko różnicą, iż dla osiągnięcia wyraźniejszego rozdzielania zaopatrzone jest w urządzenie do uprzedniego ładowania całej mieszaniny rudy elektrycznością o znaku przeciwnym.

Działanie separatora zależy głównie od charakteru generatora elektryczności, kształtu i położenia wtórnej elektrody E i rodzaju otrzymywanego pola sił. Oczywiście, zapomocą regulowania nатеżenia pola różnemi sposobami można przystosować

separator do rud różnego gatunku, co naturalnie może być osiągnięte drogą doświadczalną. Z drugiej jednak strony, niezbędnym warunkiem elektrostatycznego wzbogacania jest: 1) zupełnie suchy stan materiału (wilgotność nie większa, niż 4—5%, 2) bardzo drobny stan rozluzo-

wania, ruda — nie więcej niż 2,5 do 0,08 mm (5—200 otw. w 1''), 3) wąska klasyfikacja, 4) równomierne ładowanie materiału cienką warstwą jednakowej grubości na całej szerokości rolki. Nagrzewanie niekiedy zwiększa różnicę przewodnictwa elektrycznego, i jeżeli ruda ze względu na zawartość wilgoci w stanie surowym wymaga uprzedniego osuszenia, to z suszarki wskazanem jest kierować ją bezzwłocznie

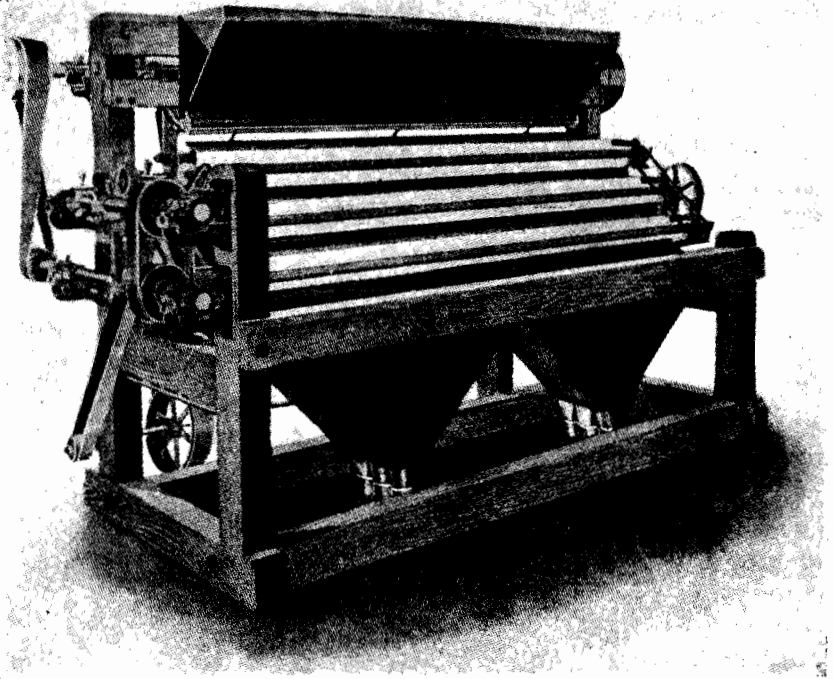


Rys. 97. Przekrój separatora Doelber-Huff'a.

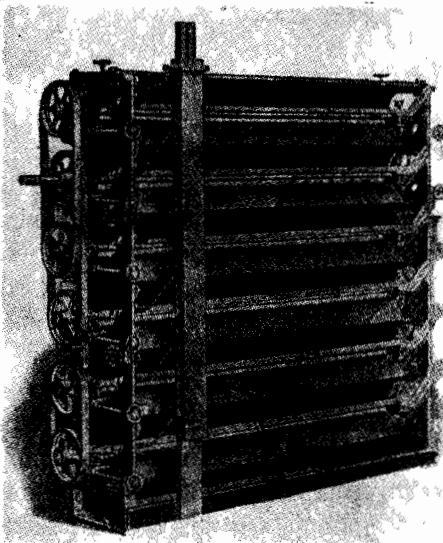
do separatorów, nie dając czasu na ochłodzenie rudy. Warunek miążkiego rozdrabniania ogranicza częściowo zastosowanie tego sposobu do drobno wprysniętych rud, lub odpadów z zakładów wzbogacania mokrego, które jako produkt przejściowy, nie mogą być z dobrym skutkiem rozdzielane zwykłymi sposobami mokrego osadzania, natomiast zawsze przedstawiają dosyć drobny materiał, którego miążkie rozdrobienie nie wymaga znacznego zużycia pracy. Jedynie w wypadku zupełnej niemożności wzbogacenia rudy naturalnej jakimkolwiek innym sposobem — byłoby usprawiedliwione zupełne jej rozdrobienie w celu przygotowania do wzbogacania elektrostatycznego z pominięciem zasady nierozdrabiania nic zbytecznego, bowiem wzbogacanie elektrostatyczne w stanie współczesnym nie jest przystosowane do materiału grubszego od piasku.

Separatorzy Doelber-Huff'a zazwyczaj przedstawiają agregat kilku ustawionych jedna nad drugą rolek (przy $D = 15''$ (381 mm)

i $L = 6'$ (1829 mm) dla każdej rolki), stanowiących częściowo przyrządy niezależne, częściowo zaś połączone w jeden system do kolejnej wie-



Rys. 98. Separator Doelber-Huff'a.



Rys. 99. Separator Doelber-Huff'a.

lokrotnej przeróbki jednego i tego samego materiału. Wydajność normalnego przyrządu $\frac{1}{3}$ —2 t. na godzinę, zależnie od grubości ziarna.

W r. 1908 T-wo American Zinc Lead & Smelting Co wybudowało zakład w Wisconsin z wyłączną instalacją separatorów Doelber-Huff'a do przeróbki otrzymywanych w zakładach przerobczych całego okręgu, które stosują proces mokry, produktów przejściowych, nie znajdujących zbytu, składających się z mieszaniny ZnS i markazytu. Materiał ten wysusza się w suszarkach do zawartości $1\frac{1}{2}\%$ wilgoci, miele się

w walcach i klasyfikuje na przesiewaczach drgających z liczbą otworów 6—12—20—40—200 w 1" (około 2,1—0,5—0,25—0,08 mm). Klasę ostatnią — 200 — usuwa się przez ekshaustor, jako pył, i narazie jej się nie przerabia. Pozostałe 4 klasy poddaje się wzbogacaniu elektrostatycznemu w 2 ujęciach. W pierwszym ujęciu otrzymuje się wstępne rozdzielenie na produkty więcej i mniej bogate w *Zn*, w drugim — ostateczny koncentrat cynkowy i pirytowy, przyczem ten ostatni przechodzi do fabryk chemicznych do przeróbki na kwas siarkowy. W materiale surowym znajduje się 30% *Zn* i 20% *Fe*, otrzymywany koncentrat cynkowy (nieprzewodnik) zawiera 56% *Zn* i 4% *Fe*, koncentrat pirytowy (przewodnik) — 5% *Zn* i 39% *Fe*. W pierwszym z nich znajduje się 91% całej ilości pierwotnego *Zn*, w drugim 89% całej ilości pierwotnego pirytu. Wydajność zakładu 60—80 tonn na dobę.

§ 9. 8. Flotacja. (Wzbogacanie przez wspływanie)¹⁾.

Flotation process. Sortierung durch Schwimmverfahren.

Всплывной или флотационный процесс.

Wstęp.

Pod nazwą procesu flotacyjnego, flotacji (flotation process) lub wzbogacania, czy sortowania przez wspływanie (Sortierung durch Schwimmverfahren) łączy się zwykle wszystkie te sposoby wzbogacania drobno zmielonych rud, przy których w naczyniach sortowniczych wszystkie minerały ciężkich metali, takich jak *Pb*, *Zn*, *Cu*, *Au* etc. wbrew temu, do czegośmy się przyzwyczaili w zwykłym procesie płóczkowym, nietylko że nie zajmują warstwy dolnej względem minerałów lżejszych skał płonnych, lecz nadto wspływają na powierzchnię wody, podczas gdy lżejsze ciała *SiO₂*, *CaCO₃* i inne toną i skupiają się na dnie naczynia.

Sposób ten, pozornie jak gdyby przeczący prawu Archimedesa, pozwala na osiągnięcia większej koncentracji minerałów, wyższej ekstrakcji metalu użytecznego, upraszcza konstrukcję zwykle bardzo skomplikowanych przyrządów i całych zakładów sortowniczych, wreszcie daje możliwość wyzyskania złóż tak ubogich (zawierających naprzykład 0,5% *Cu*, 4% *Zn*), które nie były dotąd zupełnie uznawane za przemysłowe oraz pozwala na powtórna przeróbkę dostatecznie bogatych odpadów, nagromadzonych w ciągu lat ubiegłych obok starych płóczek. Stąd wynika doniosłość ekonomiczna i państwowa wynalazku, bowiem nietylko przedsiębiorca może osiągnąć większy zysk, lecz i państwo może zaliczyć do swoich bogactw te złoża, które dotychczas nie były uważane za użyteczne. Dlatego więc wynalazek ten ze względu na swoją doniosłość ekonomiczną może być postawiony narówni z innemi

¹⁾ Zaczepnięto z pracy autora „Flotacja czyli wzbogacanie przez wspływanie“. Przegląd Górniczo-Hutniczy r. 1925 z dn. 1. I., 15. I. i 1. II. NNr. 1, 2 i 3.

wielkimi wynalazkami, w które obfituje wiek XX, naprz., z podszadką płynną, stosowaną w górnictwie przy odbudowie grubych pokładów węgla, której wprowadzenie tak znacznie zwiększyło zapasy przemysłowe tego ciała kopalnego.

Dla Polski flotacja oznacza utrwalenie górnictwa i hutnictwa cynkowego i ołowianego.

Proces ten, jak wiele innych, ma całą historję swego rozwoju. Początkowo rozwój flotacji, jak zwykle wszelkiej inowacji, posuwał się zwolna, nie obiecując rezultatów nieoczekiwanych. Poszczególne patenty były już wydane w przeszłym stuleciu, lecz dopiero w stuleciu bieżącym flotacja zaczyna szybko rozwijać się, osiągając rozgłos w nowym świecie w czasie ostatniej wielkiej wojny. Jednakże wiadomości fachowe w literaturze technicznej rozszerzały się bardzo powoli wskutek szczególnych okoliczności, a mianowicie, z powodu zmonopolizowania wszystkich patentów na samą ideę wsypywania kruszców na całym świecie przez syndykat „Mineral Separation“ i zobowiązania wybitnych inżynierów i uczonych, pracujących w syndykacie nad technicznym udoskonaleniem procesu, do zachowania najgłębszej tajemnicy. Polityka ta wywarła wpływ bardzo szkodliwy na możność powszechnego stosowania sposobu tego przez ludzkość cywilizowaną, hamując postęp techniczny tej dziedziny, bowiem po zmonopolizowaniu wszystkich patentów, w istocie swej prostych być może jak jajko Kolumba, syndykat wyciągał główny zysk ze swego monopolu przez ustawiczne dochodzenia sądowe we wszystkich krajach w ciągu niemal 15 lat. Złośliwi twierdzą, że zysk syndykatu z wygranych procesów sądowych był większy, aniżeli zysk z bezpośredniej eksploatacji patentów, i że w syndykacie pracowało więcej prawników i adwokatów, aniżeli inżynierów.

Dopiero od roku 1915-go, gdy wygasły terminy patentów główniejszych, zaczęły się ukazywać w literaturze fachowej artykuły poważniejsze tych osób, które dotychczas pracowały i zdobyły olbrzymie doświadczenie w laboratorjach syndykatu i fabrykach, przez syndykat prowadzonych. Mam na myśli odczyt inżyniera Liwingstona Sulmana, wygłoszony w r. 1919-tym w Stowarzyszeniu angielskich inżynierów górniczych w Londynie, w którym to odczycie referent przedłożył niemal zakończoną teorię procesu na zasadzie przeszło 20-letniej praktycznej i naukowej działalności w pracowniach syndykatu.

I. Ogólne zasady flotacji i etapy rozwoju.

1. Sposób Elmore-oil-bulk process. Wzbogacanie przez wsypywanie czasami nazywają wzbogacaniem olejkowem. Powstało to zapewne stąd, że w pierwszych sortowniach, zbudowanych na tej zasadzie w Anglii w r. 1901, używano znacznych ilości olejów mineralnych. Lecz w tym samym czasie w Australji (w Broken Hill) powstały flotacyjne sposoby wzbogacania bez dodawania olejów, oparte

na zwykłej własności utrzymania się na powierzchni wody iłów mineralnych bardzo rozdrobnionych. Każdemu, kto miał do czynienia z płótkaniem kruszców, wiadomo, że najdrobniejsze ziarenka koncentratów błyszczu, pirytu, mogą pływać na powierzchni wody, zwłaszcza, jeżeli z jakiegokolwiek bądź powodu tworzy się piana, do której uczepiają się kruszce.

W dalszym rozwoju procesu podjęto w Anglii usiłowania zmniejszenia znacznych ilości olejów, a obok tego w sposobach, stosowanych w Australji, zaczęto dodawać do wody nieznaczne ilości olejów jako domieszek pożytecznych. W dzisiejszej swej postaci proces flotacyjny korzysta z domieszek olejów w ilościach minimalnych, sięgających zaledwie setnych ułamków odsetki na tonę rudy surowej, a dodawanie olejów bynajmniej nie jest cechą, wyróżniającą proces, bo może on być zupełnie poprawnie wykonany i bez dodawania olejów. Istnieją również inne sposoby wzbogacania, posługujące się olejami, które nic wspólnego nie posiadają z właściwym procesem flotacyjnym.

Zasadnicza własność minerałów, podług której zachodzi rozdzielanie minerałów w procesach flotacyjnych, jest rozmaity stopień zwilżalności różnych minerałów przez różne ciecze.

Wiadomo, że oleje mineralne zwilżają minerały o połysku metalowym, a nie zwilżają minerałów matowych, nie posiadających połysku metalowego. Woda zaś zachowuje się odwrotnie wobec tychże minerałów. Dlatego więc, jeżeli drobno zmieloną mieszaninę ziarn rudy i skały płonnej zmieszać w wodzie w obecności olejów mineralnych, to te ostatnie zwilżą ziarna rudy, odpychając z ich powierzchni wodę i tworząc na nich powłokę, lecz nie będą one zwilżały ziarn płonnych, które pozostaną w dotyku z wodą przez nią zwilżone. Jakkolwiek, stopień zwilżalności różnych minerałów przez różne ciecze może być naturalnie różny, wszakże wogóle rzecz można, że przy mieszaniu zmielonej rudy w wodzie z olejami mineralnymi, te ostatnie pokryją cienką powłoką:

- 1) wszystkie siarczki metali ciężkich,
- 2) czarną blendę cynkową,
- oraz 3) metale szlachetne,
- 4) siarkę naturalną i grafit,

nie będą zaś zwilżały:

- 1) tlenków, siarczanów i węglanów metali,
- 2) jasnych odmian blendy cynkowej,
- oraz 3) znacznej części skał płonnych.

Jeżeli po zmieszaniu pozwolimy ustać się wodzie, wówczas oleje, naładowane siarczkami, utworzą górną pływającą warstwę, o ile ciężar gatunkowy tej warstwy łącznie z zawartymi w niej minerałami będzie mniejszy od 1. Pozostaje potem usunąć warstwę górną z siarczkami i zadanie sortowania zostanie wykonane. Dalsze oddzielanie kruszców

od oleju już nie następuje trudności szczególnych. Oczywiście, że utlenione w ten sposób rudy nie mogą być odsortowane.

Na tem polega stary sposób Elmore-oil-bulk process, poraz pierwszy wprowadzony w r. 1901-ym w Glasdir, Dolgelly w Anglii dla wzbogacania rudy miedzianej w chlorytach, zawierających 1% — 1½% *Cu*. Zużycie oleju stanowiło 9 litrów na 1 tonnę rudy, co przy wysokich kosztach ówczesnych oleju stanowiło 0,375 dolar. na 1 tonnę rudy. W sposobie tym uderza wysoki koszt olejów, stanowiący 50% — 67% całkowitych kosztów wzbogacania. Nic dziwnego przeto, że w tej postaci sposób nie mógł rywalizować ze zwykłym płókanem. Pomimo to był czas, że w Europie sposobem tym wielce się interesowano i w Akademji Górniczej we Freibergu Richard Glatzel usiłował ująć ten problemat teoretycznie, ustalając minimalne ilości olejów oraz największe średnice ziarn minerałów, które mogą być pochwycone przez oleje, słusznie wychodząc z założenia, że pomimo swej kosztowności sposób Elmore-oil-bulk process może wszakże być stosowany jako proces uzupełniający w wypadkach trudniejszych dla sposobów zwykłych. Podług Glatzel'a stosunek ciężarowy oleju do rudy przy $d = 0,4$ mm winien stanowić 7,8:1 dla *PbS*, 6,7:1 dla *ZnS* przy stosunku wody do rudy 8:1. Stosunek oleju do wody winien być zatem dla *PbS* — 1:1,44, dla *ZnS* — 1:1,66, to znaczy 69 — 70% dla zwykłych rud. Elmore dla rudy miedzianej w Glasdir używał 30% oleju.

Przyrządy¹⁾.

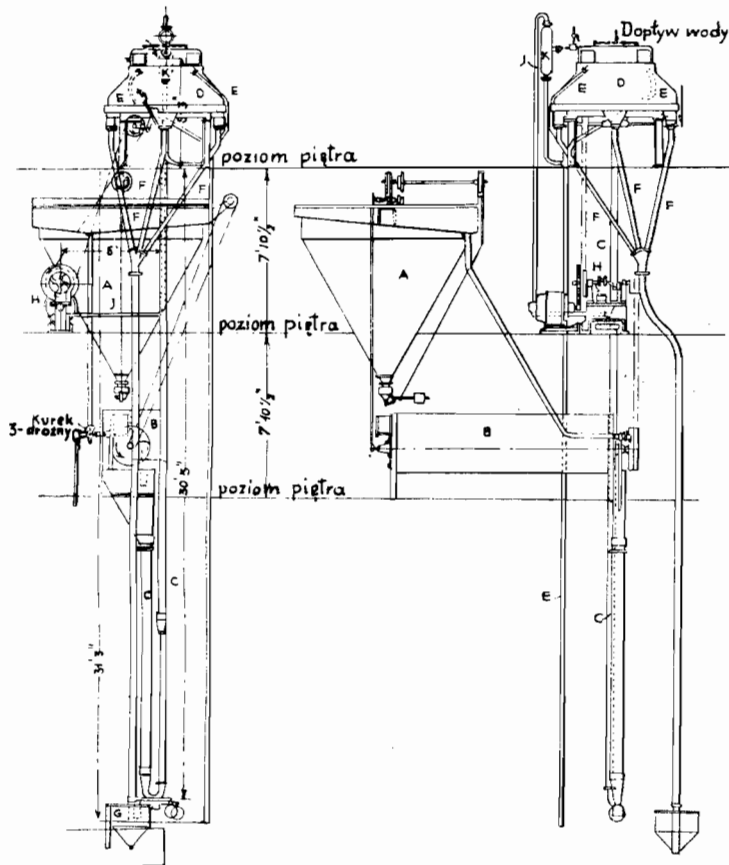
Sposób Elmore-Vacuum process (rys. 100).

Miałko rozdrobioną i zawieszoną w wodzie rudę przepompowuje się do zgęszczającego leja *A*, skąd równomiernym strumieniem przez działający automatycznie kran rozdzielczy przechodzi do mieszałki *B*, zaopatrzonego w system mieszańdek na wale poziomym, wykonywującym 60 obrotów na 1 minutę. Do mieszałki dodaje się potrzebną ilość oleju i kwasu, które równomiernie się dzielą na całą masę zawieszoną w wodzie rudy. Ta ostatnia i mieszałki przez rurkę lewarową *C* pod działaniem vacuum, wytworzonego przez pompę *H*, przechodzi do stożka wzbogacalnego Elmore *D*. Pompa *H* łączy się ze stożkiem rurą *I*. Przyrząd Elmore'a (rys. 101) składa się z dolnej rozszerzającej się ku podstawie części stożkowej ($D = 5'$) i górnej walcowej, zaopatrzonej w szklane okienka obserwacyjne *O*. Tutaj zachodzi rozdzielanie substancji: skała płonna pozostaje na dnie i dzięki powolnemu ruchowi obrotowemu mieszańdek *L* (rys. 102) stopniowo przesuwa się ku obwodowi (dopomaga do tego również nieznaczna stożkowatość dna) i wychodzi przez trzy rury *F*, łączące się jedną ogólną *F'*. Odpady na dole rozładowuje się przez wodny zawór *G*. Koncentraty, wypływające wraz z pianą, zbierają się w górnej walcowej części przyrządu *D* i przelewają się tam przez próg w pierścieniową przestrzeń *M — N*. Stąd przez dwie rury *E*, połączone we wspólny przewód rurowy *E'*, koncentraty usuwa się z przyrządu i rozładowuje od dołu przez wodny zawór

¹⁾ Opis przyrządu Elmore-Vacuum podano podług rosyjskiego dzieła autora „Обогащение полевых ископаемых“ выпуск II i III, str. 96—100.

G'. Wypadkowo unoszona piana z cząsteczkami koncentratu pompą przez rurę *I* osadza się w zbiorniku *K*, którego dolna część łączy się rurką *e* z rurą główną *E'*, usuwającą koncentraty. Długość rur *E*, *F* i *G* odpowiada stopniowi rozrzedzenia, wytwarzanego przez pompę-vacuum i wynosi około 30 stóp (9 metrów). Wydajność jednego przyrządu Elmore normalnego 5 stóp wymiaru wynosi 1—2 t. na godzinę.

Zużycie pracy: 2—2½ KM, włączając w to pompę-vacuum i mieszadło.



Rys. 100. Schemat rozplanowania przyrządów według sposobu Elmore-Vacuum Process.

Zużycie oleju od 1,2 do 4 kg na 1 t. rudy, zależnie od jej bogactwa (0,15—0,5%).

Zużycie kwasu zależnie od kwasowości rudy: od 2 do 0 kg (na 1 tonnę).

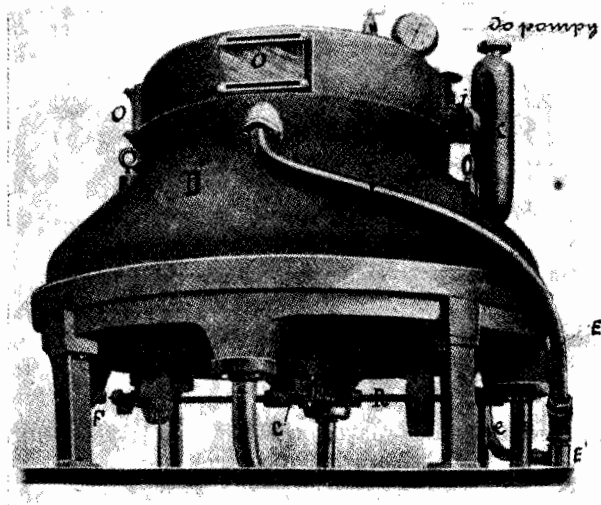
Ilość powietrza zależy od stosunku wody do rudy, jedynym bowiem źródłem jest powietrze, pochłonięte przez wodę. Woda zazwyczaj zawiera 2,2% powietrza w roztworze, z tego 2% oddziela się przez działanie vacuum. 1 stopa sześć. (304,8 mm) powietrza w postaci piany utrzymać może na powierzchni 63 f. (ok. 25 kg) pirytów. Jeżeli więc stosunek wody do rudy stanowi 1:1, to objętościowo 2% powietrza w 1 tonnie, które wynosi 0,75 stopy sześć, może utrzymać nie więcej, niż 60 f. (ok. 24 kg) pirytów, co odpowiada

2,7% zawartości w rudzie surowej. Poniższa tablica podaje ilości powietrza i najwyższą procentową zawartość w rudzie przy różnym stosunku wody i rudy.

| Stosunek woda : ruda | Stóp sześciennych powietrza, wydzielonych z wody | Ilość w funtach siarczków, utrzymyw. przez pianę | % zawartość siarczków w rudzie |
|----------------------|--|--|--------------------------------|
| 1 : 1 | 0,75 | 60 | 2,7 |
| 2 : 1 | 1,50 | 120 | 5,4 |
| 3 : 1 | 2,25 | 180 | 8,1 |
| 4 : 1 | 3,00 | 240 | 10,8 |
| 5 : 1 | 3,75 | 300 | 13,5 |
| 6 : 1 | 4,50 | 360 | 16,2 |
| 7 : 1 | 5,25 | 420 | 18,9 |
| 8 : 1 | 6,00 | 480 | 21,6 |
| 9 : 1 | 6,75 | 540 | 24,3 |
| 10 : 1 | 7,50 | 600 | 27 |

A więc do rudy bogatszej należy dodać więcej wody.

Ze zwiększeniem jednak objętości tej ostatniej zmniejsza się wydajność i zazwyczaj przyjmuje się stosunek 6:1 jako najwyższy, lepiej 4:1. Jeżeli przytem zawartość w rudzie surowej przewyższa wskazaną w ostatniej rubryce

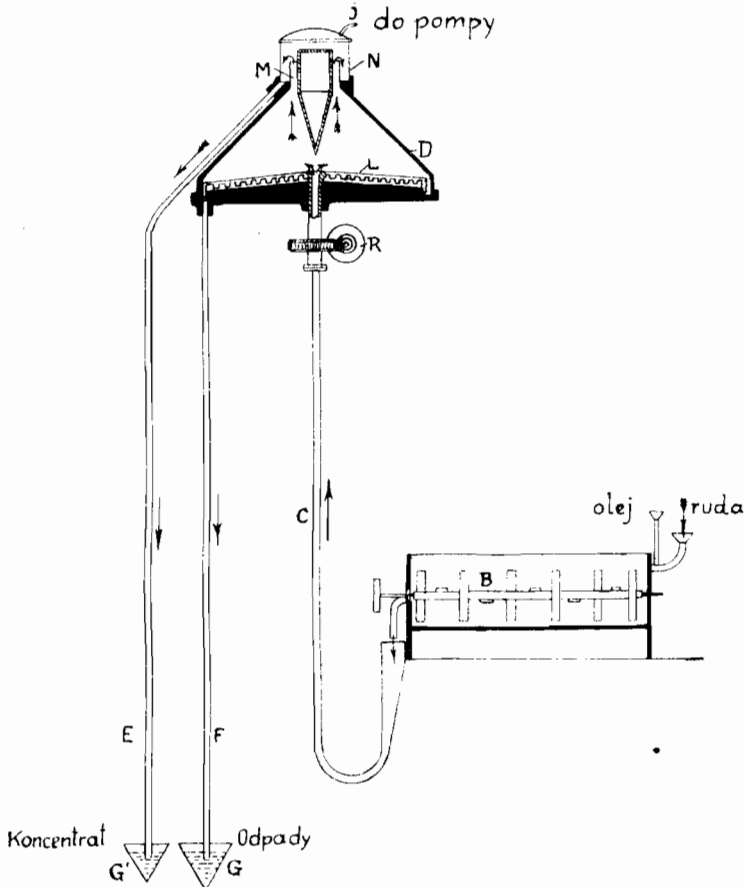


Rys. 101. Przyrząd Elmore-Vacuum.

tablicy, to do mieszaniny dodaje się jakichkolwiek węglanów, które przy działaniu kwasu wydzielają kwas węglowy. Wyższość sposobu Elmore-Vacuum polega głównie na zupełnej automatyczności procesu, przy ustalonych warunkach (t. j. stosunku: wody do rudy, ilości kwasu i oleju), wymagającego jedynie najmniejszej obsługi. Zakład, składający się z 12 – 16 przyrządów, wymaga do obsługi przyrządów i pomp nie więcej niż 2 ludzi. Oprócz tego pod względem mechanicznym system ma tę wyższość, iż nie posiada szybko poruszają-

cych się mechanizmów, że konstrukcja jego przyrządów jest zwarta. Pewną niedogodność przedstawia rozplanowanie różnych przyrządów systemu na różnych piętrach zakładu, przy ogólnej wysokości pięter 10 metr.

Najwięcej znany w Europie zakład w Sulitjelma (Norwegja) przedstawia uzupełnienie procesu mokrego, przerabiając szlam otrzymywany z tego procesu. Ruda przedstawia chalkopiryt w łupku mikowym. Zawartość miedzi



Rys. 102. Schemat przyrządu Elmore-Vacuum.

w odpadach szlamu przy wzbogacaniu mokrem wynosi $1-1\frac{1}{4}\%$. Odpadów tych w zakładzie, przerabiającym 900 t. surowej rudy na dobę, otrzymuje się 300—600 t. przy stanie rozrzedzenia zmaconego szlamu 100:1. Cała ta masa podlega wzbogacaniu olejowemu według sposobu Elmore-Vacuum-process, po zgęszczeniu zmaconego szlamu w stosunku 4:1 przerabia się w 12 aparatach Elmore'a. Otrzymany koncentrat zawiera $6-11\%$ Cu; produkty przejściowe — nie więcej niż $0,2\%$. W ciągu miesiąca otrzymuje się około 1000 tonn koncentratu (rocznie 12.000), który dawniej ginął bezpowrotnie w wodzie ze szlammem.

2. Sposób granulacji Cattermole. Jeżeli ilość oleju jest niewystarczająca, wówczas ziarna siarczków, otoczone powłoką oleju, wypadają z warstwy górnej, i, mieszając się z ziarnkami skały pływającej na dnie naczynia, przyczyniają się do niekompletnego rozdzielania minerałów. Zwykle wypadają grupy, złożone z kilku ziarn, jak gdyby scementowane wspólną powłoką oleju.

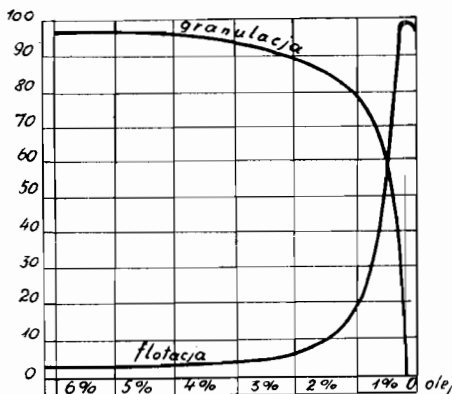
Zjawisko to wykorzystał Cattermole dla swego sposobu wzbogacania przez granulację (Cattermole granulation process). Sposób ten, jakkolwiek nie jest flotacyjnym, stoi wszakże w szeregu różnych sposobów w rozwoju właściwego sposobu flotacyjnego. Cattermole wyszukał własności cementujące olejów dla sortowania podług ciężarów gatunkowych bardzo drobno zmielonej rudy, która w wodzie zostaje w stanie zawieszonym i opada bardzo powoli. Dodając znacznie mniejszą, aniżeli w sposobie Elmore, ilość oleju, niedostateczną zatem do wytworzenia górnej warstwy pływającej i naładowanej siarczkami, Cattermole wywołuje zjawisko grubej flokulacji siarczków, którą dla odróżnienia od typowej flokulacji systemów dyspersowanych, nazwał granulacją. Stopień rozdrobienia rudy jest taki, że nie tworzy ona jeszcze w wodzie typowej suspensji, lecz przez umiarkowane mieszanie może pozostać w stanie zawieszenia. Dodawanie 6—8% oleju gromadzi je w większe skupienia pod wspólną powłoką, t. zn. granuluje, te zaś grupy ziarn skupionych, mając znaczną średnicę i ciężar, zaczynają opadać na dno naczynia, ulegając prawu Rittingera, podczas gdy niezgranulowane ziarna pływają dalej pozostają w stanie zawieszenia. Proces może być wykonany w zwykłych osadnikach płóczkowych.

W ten sposób zmniejszenie ilości oleju z 30% w sposobie Elmore do 6—8% w sposobie Cattermole wyprowadza nas z dziedziny flotacji i zbliża do udoskonalonych sposobów sortowania, osnutych na zasadzie opadania w wodzie. Nie będąc więc sposobem flotacyjnym, sposób Cattermole nie jest też typowym sposobem płókania w osadnikach, lecz sposobem specjalnym z zastosowaniem osadników płóczkowych dla ziarn nader miękich, które w zwykłych sposobach płókania mogą być jedynie i nader niedoskonale rozsortowane na okrągłych stołach płóczkowych typu Linkenbacha. Lecz powód pierwotny, dla którego w sposobie Elmore ziarnka siarczków wsypywają, zaś w sposobie Cattermole toną, jest jeden i ten sam — ich zwilżalność przez oleje i niezwilżalność przez oleje ziarek pływających. Dlatego też sposób Cattermole należy do tegoż szeregu procesów, co i typowe procesy flotacyjne.

3. Proces flotacyjny z wytwarzaniem piany. (Froth flotation process). W sposobie Cattermole jednakże nie wszystkie ziarnka siarczków opadają na dno. Obecność olejów w wodzie, w ilości bardzo nieznacznej przy nader umiarkowanym mieszanym, zawsze jest powodem tworzenia się nieznacznej ilości piany na powierzchni. Do pęcherzyków,

z których składa się piana, łatwo mogą się przyczepić najdrobniejsze ziarenka porytów i wraz z pianą zostawać na powierzchni. Pęcherzyki powietrzne, wydzielające się w czasie mieszania płynu i pochodzące z rozpuszczonych gazów, podnoszące się do góry, mogą unosić ze sobą drobne siarczki, które opadają po drodze. Dlatego więc w sposobie Cattermole zawsze tworzy się na powierzchni piana, unosząca na sobie część ziarenek najdrobniejszych kruszców. Nie szkodzi to ekstrakcji ogólnej, gdyż piana z siarczkami może być zdjeta z powierzchni i otrzymane koncentraty mogą być dodane do ogólnej masy koncentratów zgranulowanych, otrzymanych na dole.

Jeżeli będziemy stopniowo zmniejszali ilość oleju, spostrzemy niebawem, że granulacja będzie zachodziła coraz mniej wyraźnie. Przy 2–1% oleju granulacja przyjmuje postać flokulacji, przy której opadanie ziarn już nie zachodzi. Wreszcie przy $\frac{1}{4}\%$ niknie wszelkie zjawisko koagulacji. Lecz wraz z zmniejszaniem ilości olejów, tworzenie się piany i wynoszenie na po-



Rys. 103. p.

wierzchnię siarczków przez pęcherzyki gazu zachodzi coraz intensywniej, zwłaszcza jeżeli tworzenie się piany w tym samym czasie sztucznie wzmocnić przez usilne mieszanie mechaniczne. Przy ilości oleju $> \frac{1}{2}\%$, proces granulacji i opadania ziarn zcementowanych zostaje całkowicie obrócony i przekształca się w typowy proces flotacyjny. Na wykresie rys. 103, zjawisko to jest ilustrowane graficznie.

Zupełnie jasnym jest, że pod względem ekonomicznym obrócone zjawisko Cattermole jest bardziej korzystne, gdyż zachodzi przy tak małych ilościach olejów, iż koszt ich nie może mieć wpływu zasadniczego na koszt ogólny sortowania. Oprócz tego flotacji właściwej nie towarzyszy granulacja, podczas gdy przy granulacji zawsze ma miejsce częściowa flotacja.

Zynnikiem najważniejszym dla flotacji właściwej jest utworzenie piany. Piana tworzy się głównie sposobami mechanicznymi, zapomocą specjalnych mieszadeł mechanicznych, lub też przez aerację, t. j. przez wprowadzenie do wody powietrza pod ciśnieniem od kompresora. Co się tyczy domieszek olejów lub innych substancyj, to te mogą mieć wpływ dodatni lub ujemny na tworzenie się piany i wogóle mogą być dodawane jako domieszki pożyteczne, pomimo, że proces może zachodzić bez dodawania wszelkich domieszek.

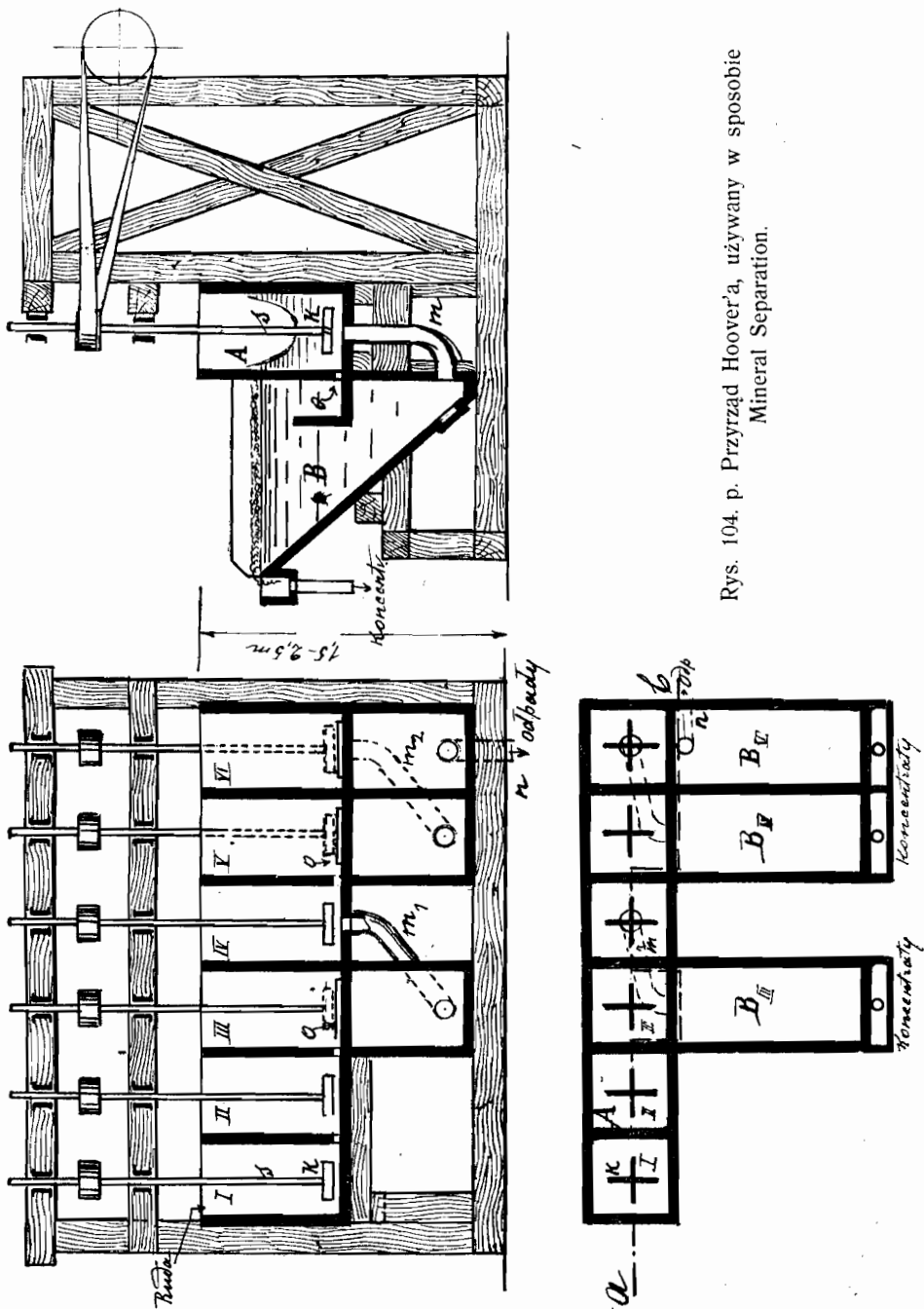
W ten sposób zbliżyliśmy się do nowoczesnych typów procesów flotacyjnych, znanych pod nazwą Froth flotation process, czyli flotacji (sortowania przez wsplywanie) przy pomocy utworzenia piany. Z tych najbardziej znanym jest sposób syndykatu „Mineral Separation“, czyli Agitation froth flotation process, t. j. flotacja z utworzeniem piany przez agitację (mieszanie) za pomocą mieszadeł mechanicznych. W innych wypadkach utworzenie piany osiąga się przez środki odmienne. W sposobie Callow za pomocą aeracji, czyli przez wprowadzanie zgęszczonego powietrza, w sposobie Potter, Delpart & Fromont piana tworzy się z pęcherzyków gazów, powstałych skutkiem działania dodawanych w niewielkiej ilości kwasów na węglany, wchodzące w skład rudy, lub dodawane umyślnie. W nowym sposobie Elmore-Vacuum process piana się tworzy z rozpuszczonych w wodzie gazów i powietrza, a wydzielających się pod wpływem vacuum lub przez nagrzewanie.

4. Inne sposoby flotacyjne. Istnieją także sposoby flotacyjne bez tworzenia piany, w których drobnitkie ziarnka siarczków zostają utrzymane na powierzchni bezpośrednio przez napięcie błonki powierzchniowej cieczy, zupełnie tak samo, jak utrzymują się na powierzchni wody pewne gatunki owadów (*Ranatra linearis*). Do tych zaliczają się sposoby De-Bavay, Bradford i Mc-Quisten'a, znane pod ogólną nazwą Film-flotation process, czyli flotacja powierzchniowa (sortowanie przez wsplywanie z bezpośrednim wyzyskaniem napięcia błonki powierzchniowej cieczy). Wreszcie na zasadzie zwilżalności olejkami, lecz bez wsplywania (jak w sposobie Cattermole) osnute są znane oddawna sposoby odsortowania djamentów (używane w Kimberley, w Afryce Południowej) na stołach i taśmach naolejonych, z których powierzchni pływająca woda zmywa ziarnka płonne, lecz nie może pochwycić uwięzionych djamentów. Dalej sposób Murex, polegający na mieszanii rudy zmielonej z proszkiem magnezytu (Fe_3O_4) w obecności olejów i następnie wyciąganiu elektromagnesem. Jednak wszystkie te inne sposoby, wyliczone w niniejszym § jak i w poprzednim z wyjątkiem Elmore-Vacuum process nie miały znacznego zastosowania i w dalszych naszych wywodach będziemy mieli na względzie jedynie sposób Mineral Separation lub sposoby do niego zbliżone, osnute na wsplywaniu koncentratów przy tworzeniu się piany za pomocą agitacji, ew. aeracji. Są to sposoby najbardziej typowe, najbardziej rozpowszechnione i dziś już mające wszechświatowe znaczenie przemysłowe.

5. Sposób Mineral Separation. Dla lepszego uzmysłowienia procesu oraz zrozumienia zachodzących zjawisk, należy zapoznać się w pierw z konstrukcją i działaniem typowego przyrządu flotacyjnego Hoover'a, używanego w sposobie Mineral Separation (rys. 104).

Przyrząd Hoover'a składa się z kilku (6—12) przedziałów agita-

cyjnych A, o przekroju kwadratowym (400—910 mm w stronie kwadratu) ze skrzynią szpiczastą B przy niektórych (jak na rys.) lub przy



Rys. 104. p. Przyrząd Hoover'a, używany w sposobie Mineral Separation.

każdym przedziale A. W przedziałach agitacyjnych ustawione są mieszadła krzyżownicowe na szybko obracających się osiach pionowych S,

robiących 250–500 obrotów na minutę. Przedziały I, II i III połączone są ze sobą na dole otworami. Następnie przedział III jest przedzielony gładką ścianką od następnego, natomiast przez otwór O łączy się z odpowiednią skrzynią szpiczastą B IV. Ostrze tej skrzyni wygiętą rurką m zostaje połączone z dnem następnego przedziału agitacyjnego IV, które ma połączenie z przedziałem V. Ten przedział łączy się ze skrzynią B V zapomocą takiegoż otworu O , jak i przedział III ze swoją skrzynią B ; skrzynia zaś B V łączy się z ostatnim przedziałem VI drugą rurką wygiętą m_2 . Ostatni przedział VI łączy się znowu ze skrzynią B VI, której ostrze posiada rurę wylotową n .

W ten sposób kolejne przedziały agitacyjne łączą się między sobą przez skrzynie szpiczaste i materiał surowy, załadowany z wodą do pierwszego przedziału A , przechodzi kolejno przez wszystkie przedziały agitacyjne i skrzynie szpiczaste drogą śrubową, wychodząc przez rurę wylotową ostatniej skrzyni szpiczastej. W przedziałach agitacyjnych woda zabiera powietrze z atmosfery zewnętrznej i tworzy się piana, tutaj też dodają reagentów, o ile zachodzi potrzeba. W skrzyniach szpiczastych piana, unosząca koncentraty, oddziela się od płynu i spływa przez przednie krawędzie spustowe do żłobów odprowadzających, odpady zaś przechodzą przez rurki wygięte m do następnego przedziału agitacyjnego, gdzie znów ulegają mieszaniu i ziarenka, które nie zdołały oddzielić się w pierwszej skrzyni szpiczastej, mają możność oddzielić się w następnej i t. d. dopóki w ostatniej skrzyni szpiczastej przez rurkę wylotową n nie zostaną otrzymane zupełnie czyste odpady płonne. Żłób dla koncentratów może być wspólnym dla wszystkich skrzyń, lub też osobnym dla pewnych grup i każdej z osobna skrzyni, przez co mogą być otrzymane koncentraty różnej wartości: zupełnie gotowe i gatunki przejściowe, ulegające wtórnej przeróbce zależnie od ilości.

Dodawane reaktywy mogą być bardzo rozmaite jak różne są zadania, które mają one do wykonania. Rozróżniają reaktywy, sprzyjające tworzeniu się piany (pianotwórcze); są to przeważnie różne oleje roślinne, rozpuszczalne w wodzie, jak terpentyna, lub fenol, krezol i inne; następnie oleje mineralne, w wodzie nierozpuszczalne, mające za zadanie przez zwilżenie siarczków uczynić je bardziej niezwilżalnymi przez wodę, przez zjawisko zaś absorpcji utrwalić pianę, czyniąc ją elastyczną i trudną do rozbicia się; wreszcie kwasy, alkale oraz różne sole, mają za zadanie wzmocnić zwilżalność minerałów płonnych wodą i uchronić je od przypadkowego wsplywania. A wszystkie te domieszki dodawane są zawsze w ilościach niemal mikroskopijnych. W każdym bądź razie ilość i jakość dodawanych olejów zależy od charakteru i składu rudy oraz wpływa na wyniki jakościowe wzbogacania. Zatem regulowanie biegu procesu uskutecznia się przez dobór właściwych reagentów oraz rodzaj mieszania, uzależniony od siły i czasu; ażeby

móc dowolnie regulować flotację, należy mieć dokładne pojęcie o zjawiskach, zachodzących przez ujęcie ich w analizę naukową.

W rzeczywistości wszakże, proces flotacyjny rozwijał się przypadkowo, drogą czysto empiryczną. A więc, w r. 1885-tym Miss Carie Everson, nauczycielka szkoły ludowej i jednocześnie pomocnica laboranta w pracowni doświadczalnej w Douver (Colorado), otrzymała partję woreczków, zawierających próby rudy pirytovej dla analizy. Woreczki otrzymane były zabrudzone smołą, i p. Everson, zechciała wyprać je, przyczem przyszło jej do głowy dla lepszego odmycia od smoły dodać do wody trochę kwasu siarczanego. Piorąc, naturalnie musiała ona mocno zamieszać wodę w korycie. Ze zdziwieniem spostrzegła niebawem, że z rudy, która w niewielkiej ilości pozostawała w woreczkach, siarczki kompletnie oddzieliły się, skupiając się w pianie, ziarna kwarcu zaś pozostały na dnie koryta. Jeszcze przed przypadkowym odkryciem Miss Everson zjawisko selektywnego zwilżania siarczków przez oleje mineralne było już znane i były wydane 2 patenty na wzbogacanie olejowe: Haynes w 1860 i Bradford w 1886. Lecz Miss Everson do wynalazków swych poprzedników dodała 2 nowe udoskonalenia. Ona pierwsza mianowicie odnotowała działanie dodatnie kwasu i agitacji. Oprócz tego jej poprzednicy nie potrafili swoich patentów wyzyskać i ich odkrycia dla przemysłu nie miały żadnego znaczenia. Jest godne podziwu, jak spostrzegawcza ta Amerykanka, choć nie była laborantką, lecz znajdowała się stale w środowisku ludzi, rozstrzygających problemat wzbogacania, przy iście kobiecej czynności prania woreczków, na którą żaden mężczyzna zapewne nie zwróciłby uwagi, wnet swe spostrzeżenia wyzyskała i wynalazek opatentowała. Znalazła ona podtrzymanie u pewnego finansisty Thomas'a Crilley'a i pomysł jej w zupełnie zadawalającym wyniku był skuteczniony w Baker-City (Oregon) w r. 1889. Była to pierwsza sortownia flotacyjna, zbudowana wprawdzie bardzo niedoskonale, lecz na wzór dzisiejszych modernistycznych fabryk. W ten sposób Miss Everson słusznie jest uznawana za pierwszą wynalazczynię i w każdym razie pierwszą osobę, która wprowadziła do przemysłu sposób flotacyjny wzbogacania rud. Lecz później, jak to często bywa, sposób ten został zapomniany. Ówczesne pisma amerykańskie stwierdzają wszakże, że idea patentu Everson wywołała w społeczeństwie silne wrażenie i gdyby wynalazek, jak na owe czasy, nie miał charakteru zbyt nowości, zapewne zasłużyłby na więcej uwagi ze strony inżynierów, którzy po większej części zastosowali się z punktu widzenia „męskiej“ ideologii do „babskiego“ wynalazku, i rozwój idei skuteczniałby się wcześniej. Zaczęto o nim mówić ponownie dopiero w r. 1898 w Australji.

W ten sposób widzimy, że proces nietylko nie wyłonił się ze świata naukowego, lecz nawet nie uzyskał początkowo aprobaty inżynierów. Później proces nie przestawał rozwijać się wyłącznie drogą

długich, zmudnych i natarczywych eksperymentów. Dziś jednak droga empiryczna już doszła najoczywiściej do kresu i dalszy postęp i rozwój staje się niemożliwym bez drogowskazów naukowych. Dotychczas raczej nauka miała możliwość z tych eksperymentów czerpać fakty dla swoich celów czysto naukowych. Nadal praktyka oczekuje od niej wskazówek imperatywnych, dokąd oraz jak podążać.

Krótki powyższy opis procesu flotacyjnego wskazuje, że rozwiązania wielu nasuwających się zagadnień, powinniśmy się spodziewać od chemji fizycznej, w szczególności od chemji koloidalnej. Dlatego więc osobom, któreby chciały poświęcić swą działalność dziedzinie sortownictwa, nie można nie zalecać najgoręcej studjów chemji koloidalnej, tembardziej, że ze stanem koloidalnym substancji sortownicy spotykają się na każdym kroku. Też same zjawiska i działania sił cząsteczkowych, które w procesach flotacyjnych zostały wyzyskane jako czynniki sortujące, w zwykłych sposobach sortowania przez płókanie w wodzie (podług ciężarów gatunkowych) powodują straty i celem zmniejszenia tych strat mogą być stosowane środki analogiczne, osnute na tychże samych prawach. Spotykamy się dalej z temiż samemi zjawiskami w takich problemach, jak osadzanie i zgęszczanie szlamów i wogóle osuszanie materiałów. Wreszcie rozdrabianie, jako główne źródło tworzenia się koloidów, może być oświecone zasadami chemji fizycznej. Nawet takie operacje, jak suche powietrzne sposoby sortowania pyłów, proste problemy odpylania i uławiania pyłu, są dziedziną zjawisk systemów dyspersyjnych ciał stałych w środowisku gazowym, a zatem ich skuteczne rozwiązanie winno czerpać wskazówki w chemji koloidalnej.

II. Teorja flotacji¹⁾.

1. Napięcie błonki powierzchniowej. Flotacja jest uwarunkowana wpływem sił cząsteczkowych, działających na powierzchni ciał stałych i płynnych na skutek niezrównoważenia sił przyciągania cząsteczkowego, znajdujących się w pobliżu powierzchni cząsteczek. Na rys. 105 kółka, otaczające cząsteczki *A*, *B*, *C*, oznaczają strefy ich cząsteczkowego przyciągania; odcinki zakreślone sfer *B* i *C* oznaczają miejsce tych cząsteczek, których siły przyciągania, działające na cząsteczki, umieszczone w centrach *B* i *C*, nie są zrównoważone wskutek braku odpowiednich odcinków symetrycznych.

Ten nadmiar sił, działających na cząsteczki powierzchniowe, zależy, oczywiście, od wielkości absolutnej przyciągania cząsteczkowego, określającej spójność wewnętrzną ciała (kohezję). Każde więc ciało stałe lub płynne posiada na swej powierzchni pewien nadmiar energii potencjalnej, bowiem cząsteczki, wyniesione na powierzchnię, winny były

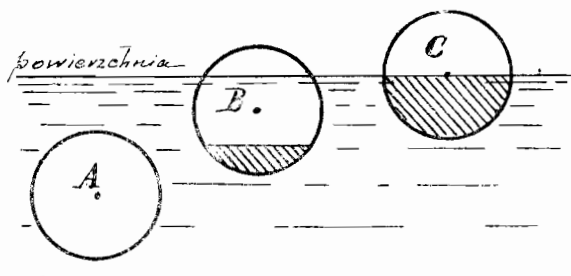
¹⁾ Podług „A contribution to the study of flotation“ by H. Livingstone Sulman 1919.

wykonać pewną pracę. Skutkiem tego zjawiska na powierzchni ciała tworzy się rodzaj błonki, ściskającej wewnątrz, nakształt naciągniętej błonki gumowej, która posiada pewne napięcie powierzchniowe (surface tension).

Wielkość napięcia powierzchniowego ciała płynnych może być zmierzona bezpośrednio. Natomiast dla ciał stałych, wskutek względnej niezmienności odległości międzycząsteczkowych, dotychczas nie zostały jeszcze wynalezione sposoby

pomiarów napięcia, jak również niemożliwym jest zmierzyć napięcie powierzchniowe na granicznej powierzchni, oddzielającej ciało stałe i ciecz. Pomimo to istnieją dostateczne powody do przypuszczenia, że napięcie powierzchniowe ciał stałych jest znacznie większe, niż ciał płynnych.

Następujące liczby dają pojęcie o wielkości napięcia błonki powierzchniowej niektórych ciał płynnych.



Rys. 105. p. Napięcie błonki powierzchniowej.

Tablica I.
napięcia błonek powierzchniowych płynów.

| Płyn | Napięcie w dynach na 1 cm długości |
|---|------------------------------------|
| 1. Roztopiona miedź | 1178 |
| 2. „ cynk | 858 |
| 3. „ cyna | 480 |
| 4. Rtęć | 440 |
| 5. Czysta woda (przy zwykł. t°) | 75 |
| 6. Gliceryna | 65 |
| 7. Benzyna | 28 |
| 8. Alkohol | 21,6 |
| 9. Eter | 16 |

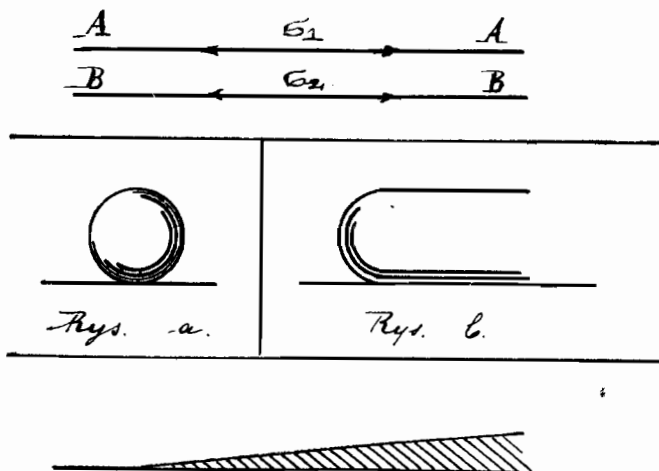
Napięcie powierzchniowe zmniejsza się wraz z podwyższeniem temperatury, zgodnie z wzorem:

$$\sigma = \sigma_1 - \alpha t.$$

Napięcie powierzchniowe, wyrażone w dynach na 1 cm długości, przedstawia pracę w ergach, zużytą na utworzenie 1 cm kwadratowego powierzchni danego ciała.

2. Zjawisko zwilżalności i napięcie powierzch-

niowe na powierzchnię, odgraniczającą fazę ciekłą od stałej. Jeżeli wyobrazimy sobie 2 powierzchnie A i B (rys. 106) ciała stałego i ciekłego, nie zwilżających się, lecz dotykających się wzajemnie, wówczas dla ich oddzielenia, nie trzeba będzie wykonać żadnej pracy, ponieważ między cząsteczkami przylegających powierzchni tych ciał niema żadnego przyciągania. W tym wypadku napięcie na powierzchni, odgraniczającą fazę stałą od ciekłej σ_{12} , winno oczywiście



Rys. 106, 107 a, 107 b i 108. p. Zjawisko zwilżalności i napięcia powierzchniowego.

równać się sumie napięcia powierzchniowego każdej fazy osobno σ_1 i σ_2 , bowiem żadne z nich nie zmieniło swej wielkości pod wpływem drugiego. Dla wytworzenia, więc, wspólnej powierzchni powinna być zużyta taka sama praca, jaka winna być wykonana dla wytworzenia obydwu powierzchni każdej z osobna, czyli

$$\sigma_{12} = \sigma_1 + \sigma_2 \dots \dots \dots (1)$$

Równanie to oznacza zatem brak wszelkiego zwilżania.

Niewielka kropla płynu, której przyciąganie cząsteczkowe przewyższa siłę ciężaru własnego, na powierzchni stałej, nie zwilżającej się tym płynem, przyjmuje kształt prawidłowej kuli (rys. 107 a). Większe ilości tegoż samego płynu posiadają kształtnie zaokrąglone krawędzie (rys. 107 b), naprz. krople rtęci na płytce porcelanowej.

Przeciwnie, jeżeli pewien płyn zwilża ciało stałe w zupełności, wówczas kropla tego płynu na powierzchni ciała stałego rozplywa się cieniutką warstewką (rys. 108) i zmierza do zajęcia całej powierzchni wolnej o tyle cienką błonką, o ile pozwoli na to wielkość cząsteczek płynu.

W tym wypadku, oczywiście, wskutek istniejącego przyciągania cząsteczkowego pomiędzy powierzchnią ciała stałego a ciekłego, celem rozłączenia tychże wypadnie wykonać pewną pracę. Z tej samej przy-

czyny zmieniło się też napięcie powierzchniowe na powierzchni, rozgraniczającą oba ciała, i mianowicie napięcie między powierzchniami zmniejsza się, bowiem niezrównoważone siły cząsteczkowe na powierzchni jednego ciała zostają zrównoważone nadmiarem sił niezrównoważonych na powierzchni ciała drugiego.

Jeżeli zatem, przez σ_2 oznaczymy napięcie powierzchniowe ciała stałego, przez σ_1 — ciała ciekłego, wówczas, przypuszczając, że $\sigma_2 > \sigma_1$, napięcie powierzchniowe na granicy między nimi — σ_{12} , winno być:

$$\sigma_{12} = \sigma_2 - \sigma_1 \dots \dots \dots (2)$$

Równanie (2) oznacza zatem zjawisko zwilżalności zupełnej.

Rozumie się, że pomiędzy dwoma wypadkami krańcowymi, zwilżania zupełnego, wyrażonego przez równanie (2) oraz zupełnego niezwilżania, odpowiadającego równaniu (1), możliwe są niezliczone ilości wypadków przejściowych zwilżania niezupełnego, odznaczających się tem, że kropla płynu na powierzchni ciała stałego nie zachowuje kształtu kulistego, ani rozplywa się na niej błonką cieniutką, lecz przyjmuje kształt mniej lub więcej wypukłej soczewki, tworząc pomiędzy swoją powierzchnią zewnętrzną w dotyku, a powierzchnią ciała stałego różne kąty (rys. 109—113), których wielkość może służyć za miarę zwilżania przez dany płyn tego ciała stałego. Im bardziej jest kropla wypukła, tem mniejszy jest stopień zwilżania, i odwrotnie, im więcej jest ona płaska, tem większy jest stopień zwilżania. Wynika z tego, że zwiększeniu stopnia zwilżania odpowiada zmniejszenie się napięcia powierzchniowego na powierzchni, rozgraniczającej wspomniane ciała, ponieważ coraz większa część sił niezrównoważonych łączy się między sobą, od maximum $\sigma_{12} = \sigma_2 + \sigma_1$ przy zupełnem niezwilżaniu do minimum $\sigma_{12} = \sigma_2 - \sigma_1$, przy zwilżaniu zupełnem.

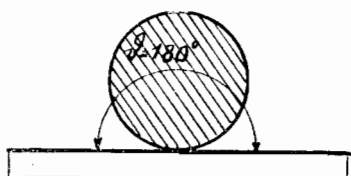
W ten sposób kąt, utworzony przez powierzchnię fazy ciekłej z powierzchnią fazy stałej i wielkość napięcia powierzchniowego σ_{12} na powierzchnię, rozgraniczającą obydwie fazy, są związane ze sobą funkcjonalnie i obydwie wielkości mogą służyć miarą zwilżania.

3. Stopień zwilżania i kąt skrajny. Stopień zwilżania mierzy się zwykle kątem, utworzonym przez stycznice do powierzchni cieczy i ciała stałego w płaszczyźnie, prostopadłej do powierzchni ciała stałego, a obejmującym fazę ciekłą. Ten kąt nazywa się kątem skrajnym (краевой угол), albo kątem dotyku (contact-angle) wreszcie kątem zwilżania danego płynu na danem ciele stałym, lub danego ciała stałego w stosunku do płynu danego.

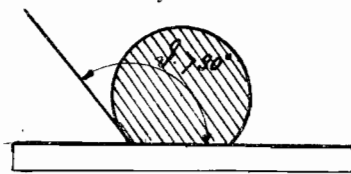
Przy zupełnem niezwilżaniu kąt skrajny $\vartheta = 180^\circ$ (rys. 109); w miarę zwiększania się stopnia zwilżalności kąt skrajny zmniejsza się. Na rys. 110 $\vartheta > 90^\circ$, na rys. 111 $\vartheta = 90^\circ$, na rys. 112 $\vartheta < 90^\circ$, wreszcie przy zwilżaniu zupełnem, kąt skrajny $\vartheta = 0^\circ$ (rys. 113).

Łączność napięcia powierzchniowego na powierzchni, znajdującej się pomiędzy ciałem ciekłym, a stałym, które będziemy nadal dla skró-

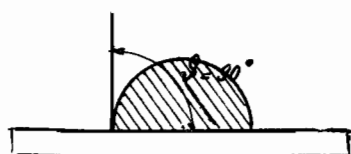
cenia nazywali napięciem międzypowierzchniowym (Interfacial tension) i oznaczali σ_{12} , z kątem skrajnym ϑ może być ustalona w sposób następujący. Przypuśćmy,



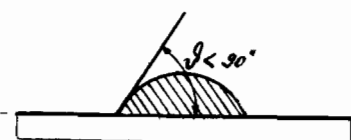
Rys. 109.



Rys. 110.



Rys. 111,



Rys. 112.



Rys. 113.

Rys. 109—113. p. Stopień zwilżania i kąt skrajny.

Przebieg promienia OC jest styczną, oddzielającą fazę ciekłą od fazy gazowej (powietrza). Kąt COB jest oczywiście kąt skrajny ϑ . W kierunku promienia OC działa napięcie powierzchniowe cieczy σ_1 (na granicy faz ciekłej i gazowej). W kierunku promienia OA działa napięcie powierzchniowe ciała stałego σ_2 (na granicy faz stałej i gazowej). W kierunku promienia OB działa napięcie międzypowierzchniowe σ_{12} , (na granicy faz stałej i ciekłej). Jeżeli mamy stan równowagi, wówczas oczywiście:

$$\sigma_2 = \sigma_1 \cos \vartheta + \sigma_{12},$$

albo:

$$\sigma_{12} = \sigma_2 - \sigma_1 \cos \vartheta \dots (3)$$

Jeżeli $\vartheta = 180^\circ$, wypadek zupełnego niezwilżania, wówczas $\cos \vartheta = \cos 180^\circ = -1$, i

$$\sigma_{12} = \sigma_2 + \sigma_1$$

wyraz, do którego wyżej doszliśmy drogą rozumowania zwykłego.

Jeżeli ϑ zmniejsza się, wówczas i σ_{12} winno się zmniejszać.

Tak więc, jeżeli

$$\vartheta = 120^\circ ; \cos \vartheta = \cos 120^\circ = -1/2 ; \sigma_{12} = \sigma_2 + 1/2 \sigma_1$$

$$\vartheta = 90^\circ ; \cos \vartheta = \cos 90^\circ = 0 ; \sigma_{12} = \sigma_2$$

$$\vartheta = 60^\circ ; \cos \vartheta = \cos 60^\circ = +1/2 ; \sigma_{12} = \sigma_2 - 1/2 \sigma_1$$

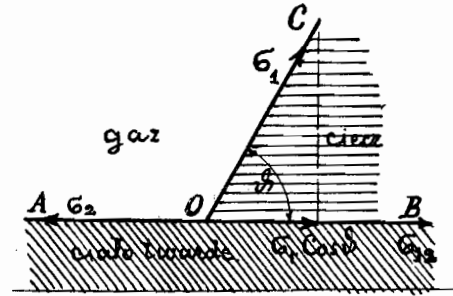
i wreszcie, w wypadku zwilżania kompletnego:

$$\vartheta = 0^\circ ; \cos \vartheta = \cos 0^\circ = +1 ; \sigma_{12} = \sigma_2 - \sigma_1,$$

wyraz, do którego wyżej również doszliśmy przez rozumowanie zwykłe.

Wielkość kąta skrajnego może charakteryzować każdą parę ciała stałego i ciekłego, i jest takąż samą własnością fizyczną ciał, jak np. ciężar gatunkowy, twardość, przewodnictwo ciepła i elektryczności i może być wyrażona liczbą.

Jeżeli ciało stałe dotyka równocześnie 2 płynów o rozmaitych kątach skrajnych w stosunku do tego ciała, wówczas z dwu systemów możliwych utworzy się ten, przy którym zajdzie znaczniejsze obniżenie się energii na granicy dwu faz. Ponieważ zaś znaczniejszemu obniżeniu się σ_{12} odpowiada ostrzejszy kąt skrajny, przeto zwilżane przez dany płyn będą przede wszystkim te ciała, które tworzą z nim mniejsze kąty. To znaczy, że ciecz, tworząca większy kąt skrajny, zostanie odepchnięta z powierzchni ciała stałego przez ciecz, tworzącą mniejszy kąt skrajny. W ten sposób woda na powierzchni siarczków metali tworzy większe kąty, aniżeli oleje mineralne, zaś na powierzchni skał płonnych mniejsze, aniżeli te ostatnie. Przeto oleje mineralne odpychają wodę z powierzchni siarczków i oblekają je powłoką, woda zaś czyni to samo względem olejów na ziarnach skał płonnych.



Rys. 114. p. Stopień zwilżania i kąt skrajny.

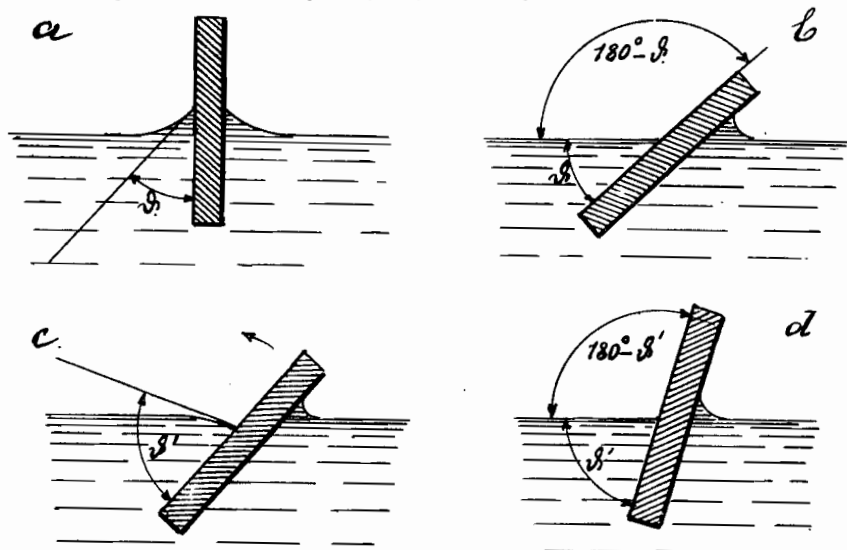
4. Histerezis kąta skrajnego. P. L. Sulman spostrzegł, że kąt skrajny dla jakiegobądź pary ciał właściwie nie jest wielkością stałą, ściśle określoną, natomiast może się zmieniać, lecz wewnątrz zupełnie określonych granic, które właściwie i charakteryzują własności każdego wypadku zwilżania ¹⁾.

Zjawisko to nazwał on terminem histerezis kąta skrajnego. Histerezis, czyli granice wahania kąta skrajnego może być określony w sposób następujący. Jeżeli zanurzymy do płynu płytkę jakiegokolwiek ciała w kierunku pionowym (rys. 115a), wówczas kąt skrajny określi się przez styczną do utworzonego przy płytce menisku w punkcie dotyku do niej z pionem. Jeżeli płytkę obrócimy na prawo tak, aby powierzchnia płynu z lewej jej strony wyrównała się (115b), wówczas kąt obrotu płytki będzie oczywiście $= 90^\circ - \vartheta$ i może być łatwo zmierzony (właściwie $180^\circ - \vartheta$). Przy powrotnym obracaniu płytki (rys 115c) na początku spostrzeżemy utworzenie się z lewej strony menisku wypukłego, później zaś poziom płynu znowu wyrówna się (rys. 115d). Płytką utworzy wówczas z lewej strony z powierzchnią płynu kąt $180^\circ - \vartheta'$, który może być łatwo zmierzony. W ten sposób ϑ i ϑ' odpowiadają maximum i minimum kąta skrajnego, różnica zaś $(\vartheta - \vartheta')$ stanowi histerezis.

Jeżeli mamy na powierzchni płytki kroplę płynu, która tworzy

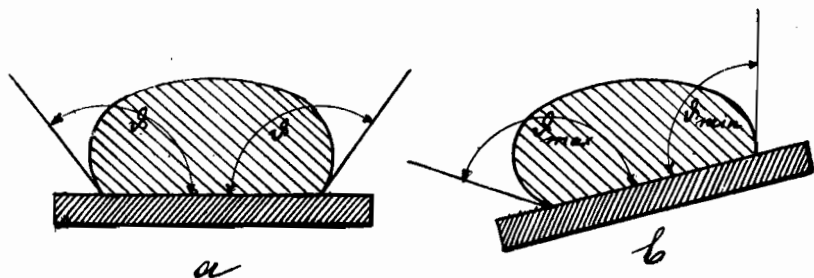
¹⁾ Tem się dają wytłumaczyć różnice w pomiarach kątów skrajnych, wykonanych przez różnych badaczy w różnych czasach.

kąty skrajne ϑ (rys. 116a), wówczas przy nachylaniu w lewo płytki, zanim kropla zacznie spływać, kąt skrajny z lewej strony powiększy



Rys. 115. p. Histerezis kąta skrajnego.

się do wielkości największej ϑ max., podczas gdy z prawej strony zmniejszy się do ϑ min. (rys. 116b). Kropla ma do przewyciężenia w ten sposób na powierzchni płytki pewien



Rys. 116. p. Histerezis kąta skrajnego.

opór, uwarunkowany, oczywiście, przez siły cząsteczkowe.

Tak samo każdy płyn wykazuje opór płynowi innemu przy usuwaniu go z powierzchni danego ciała. Im większy jest histerezis, tem trwalej zwilża dany płyn dane ciało, tem trudniej też może być usunięty przez drugi płyn. Wogóle, duże kąty skrajne przy znacznem histerezis świadczą o utrudnionem zwilżaniu i znacznych oporach, które będzie musiał przewyciężyć dany płyn, zwilżając pewne ciało. Odwrotnie, mały histerezis i małe

kąty świadczą o łatwości, z którą dany płyn może usunąć drugi z powierzchni danego ciała.

W ten sposób dla oceny własności zwilżania Sulman dla każdego ciała daje 3 liczby: kąt skrajny minimum i maximum oraz histerezis. Następująca tabelka zawiera te liczby dla najważniejszych minerałów w stosunku do wody:

Tablica II.
kątów skrajnych i histerezis podług Sulmana.

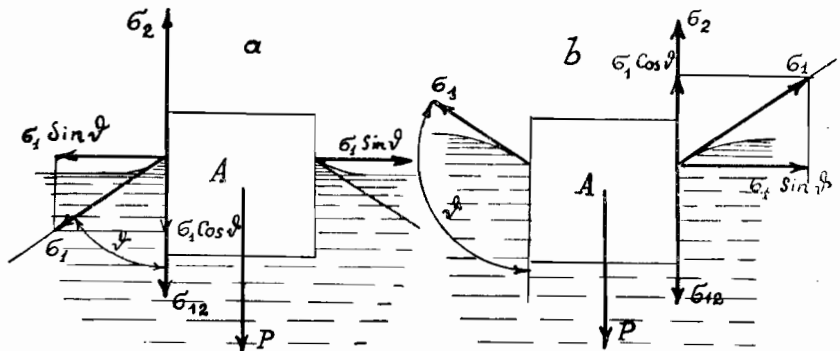
| Minerały | ϑ minimum | ϑ maximum | histerezis ϑ max. — ϑ min. |
|-----------------------------|---------------------|---------------------|---|
| Granat | 58,2° | 94,5° | 36,3 |
| Markazyt (FeS_2) . . . | 56,5 | 83,5 | 27 |
| ZnS | 47 | 81 | 34 |
| PbS (1) | 41,6 | 70 | 28,4 |
| $CaCO_3$ | 39,6 | 85,6 | 45,9 |
| $CuFeS_2$ | 37 | 87 | 50 |
| PbS_2 (2) | 35 | 73 | 38 |
| Szkło | 33 | 39,5 | 6,5 |
| Piryt (FeS_2) | 25,5 | 87 | 61,5 |
| Sb_2S_3 | 24 | 62,8 | 38,8 |
| Fe_3O_4 | 21,7 | 80,8 | 59,1 |
| SiO_2 | 19,5 | 58,5 | 39 |
| MoS | 12,6 | 62,5 | 49,9 |

Z tablicy tej wynika, że jeżeli nie brać pod uwagę MoS , woda najłatwiej zwilża SiO_2 i Fe_3O_4 . Z pomiędzy siarczków najłatwiej — MoS , Sb_2S_3 , FeS_2 . Trudniej $CuFeS_2$, PbS , ZnS i markazyt, jeżeli porównać minerały podług ϑ minimum. Wychodząc z ϑ maximum, widzimy, że woda najłatwiej zwilża SiO_2 i szkło. $CaCO_3$ zarówno podług ϑ minimum i ϑ maximum należy do trudnozwilżalnych, stojąc obok pirytu. Wreszcie granaty są najtrudniej zwilżalne w obydwu wypadkach. Podług histerezis na szkle woda może być najłatwiej zastąpiona przez inne płyny; następnie idą markazyt, PbS ; największy opór będą stawały MoS , $CuFeS_2$, FeS_2 i Fe_3O_4 .

5. Warunki współzawodnictwa. Wyobraźmy sobie niewielki sześciąt pirytu, umieszczony na powierzchni wody (rys. 117) jedną ze swoich ścianek równoległe do niej. Pod wpływem siły ciężaru P sześciąt pocznie zanurzać się, przyczem na samym początku zanurzania się około jego ścianek pionowych utworzy wklęsły (rys. 117a) lub wypukły (rys. 117b) menisk, zależnie od wielkości kąta skrajnego.

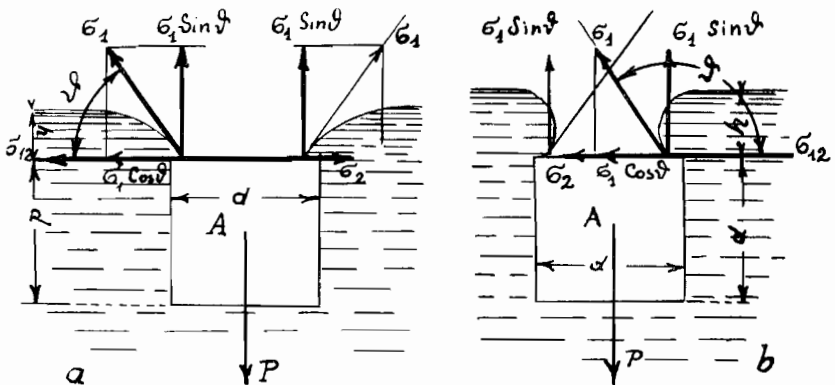
Napięcie błonki powierzchniowej wody σ_1 skierowane jest wzdłuż stycznej do menisku w punkcie dotyku z sześciątem. W kierunku ścianek sześciątu działają siły pionowe: do góry — napięcie błonki powierzchniowej pirytu — σ_2 , na dół — napięcie międzypowierzchniowe

σ_1 . Siły te razem z pionową składową napięcia powierzchniowego ciecży $\sigma_1 \cos \vartheta$ są zrównoważone. Poziome składowe $\sigma_1 \sin \vartheta$, dzia-



Rys. 117. p. Warunki wsypywania (sześcián pirytu umieszczony na powierzchni wody).

łając na wszystkie punkty obwodu sześciánu są również zrównoważone. Stąd, ziarno, znajdując się wyłącznie pod wpływem własnego ciężaru P , będzie się zanurzało, przewyżczając opór hydrauliczny. Lecz od chwili, kiedy w trakcie zanurzania się sześciánu poziom wody



Rys. 118. p. Warunki wsypywania (sześcián pirytu zanurzony).

przewyższa jego ściankę górną (rys. 118), siły napięcia powierzchniowego natychmiast zmieniają swój kierunek. Teraz siły σ_{12} , σ_2 i $\sigma_1 \cos \vartheta$ działają w płaszczyźnie poziomej i pozostają oczywiście w równowadze. Natomiast siły $\sigma_1 \sin \vartheta$ są skierowane do góry i przeciwdziałają ciężarowi sześciánu. Stąd, żeby sześcián mógł utrzymać się na powierzchni, niezbędnym jest zachowanie warunku:

$$4 d \sigma_1 \sin \vartheta = d^3 (\delta - 1) - d^2 h \dots \dots \dots (4)$$

gdzie: d — bok sześciánu,

δ — ciężar gatunkowy minerału,

h — wysokość poziomu wody nad górną ścianką sześciánu.

Dzieląc przez d , otrzymamy:

$$4 \sigma_1 \sin \vartheta = d^2 (\delta - 1) - dh \dots \dots \dots (5)$$

Skąd:

$$d = \frac{h \pm \sqrt{h^2 + 16 \sigma_1 \sin \vartheta (\delta - 1)}}{(\delta - 1)} \dots \dots \dots (6)$$

Określić wszakże d na zasadzie równania (6) jest niemożliwe, bowiem h jest wielkość nieznaną. Jeżeli jednak przyjmijemy $h = d$, wówczas równanie (5) przyjmuje postać:

$$4 \sigma_1 \sin \vartheta = d^2 (\delta - 2) \dots \dots \dots (7)$$

Jeżeli σ_1 wyrażone jest w dynach, wówczas d winno być w cm i ponieważ prawa strona równania (7) w takim wypadku oznacza gramy, przeto lewą stronę należy pomnożyć przez 0,001. Mamy więc:

$$0,004 \sigma_1 \sin \vartheta = d^2 (\delta - 2) \quad \bullet$$

Skąd:

$$d = 0,632 \sqrt{\frac{\sigma_1 \sin \vartheta}{\delta - 2}} \dots \dots \dots (8)$$

Wyliczone podług tego wzoru d przewyższa wszakże wielkości rzeczywiste, gdyż w równaniu (4) z lewej strony d jest zawsze nieco mniejsze, niż z prawej strony. Tak więc, dla PbS przy $\delta = 7,5$, $\sigma = 75$; $\vartheta = 70^\circ$, znajdujemy $d = 1,72$ mm.

W każdym bądź razie, opierając się na wzorze (8) możemy twierdzić, że d ma wielkość określoną tem większą, im lżejszy jest minerał, im większe jest σ_1 (napięcie błonki powierzchniowej cieczy) oraz im większe jest $\sin \vartheta$. A zatem na powierzchni każdego płynu wszystkie minerały, których kąt skrajny nie jest ani 0, ani 180, mogą pływać przy określonej wielkości średnicy ziarna. Ponieważ zaś wszystkie minerały znane posiadają kąty skrajne wielce się różniące od 0 lub 180, przeto wszystkie one mogą się utrzymać na powierzchni. Te więc minerały, których $\sin \vartheta$ najwięcej się zbliża do 1, będą najłatwiej się utrzymywały na powierzchni.

Rozpatrując tablicę, przytoczoną powyżej, widzimy, że większość siarczków w górnych granicach posiada kąty, zbliżone do 90° . Stąd, naogół biorąc, znajdują się one w warunkach, sprzyjających najbardziej dla utrzymania się na powierzchni wody. Jedynie błyszcz molibdenu z pomiędzy siarczków ma względnie bardzo nieznaczny kąt, przeto też utrzymuje się na powierzchni z większym trudem. A więc, gdyby istniały minerały, których kąt skrajny byłby bardzo wielkim, zbliżonym do 180° , nie mogłyby się one utrzymać na powierzchni. Z tego wynika, że zarówno zwilżalność zupełna jak też i zupełna niezwilżalność jednakowo nie sprzyjają utrzymaniu się ziarn na powierzchni cieczy. Najwygod-

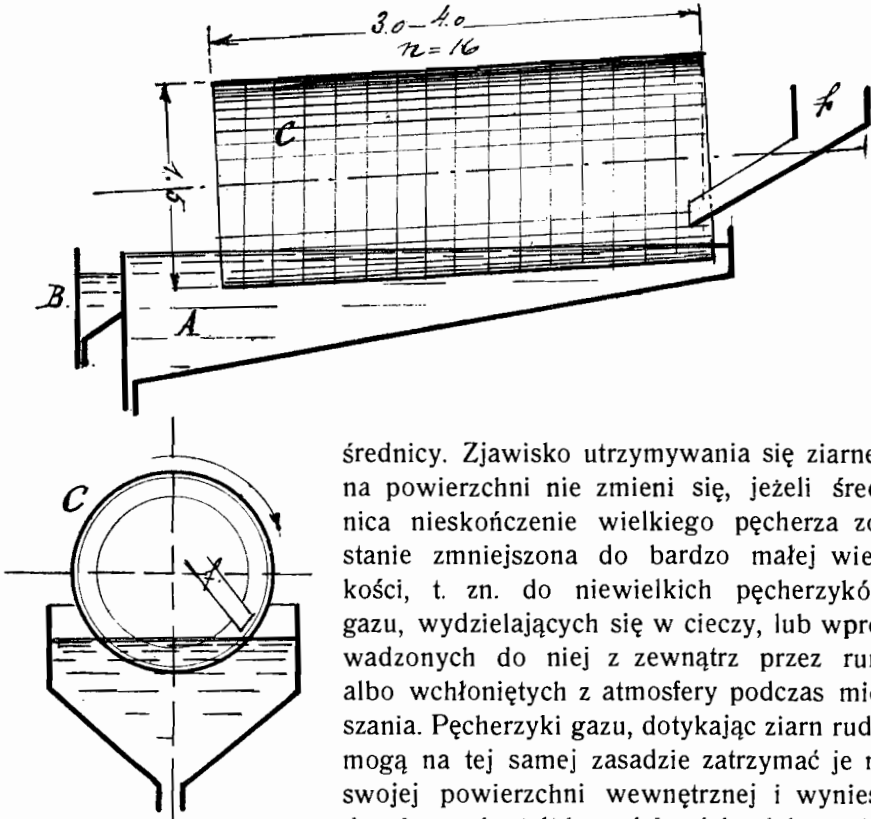
niejsze są własności średnie, a te właśnie posiadają wszystkie najważniejsze w praktycznym znaczeniu siarczki.

Jednakże SiO_2 , nie mówiąc już o $CaCO_3$, ma również wyraźny chociaż nieco mniejszy, kąt skrajny najmniejszy i największy. Dlatego więc, jeżeli chcemy zapobiec utrzymaniu się SiO_2 na powierzchni, czemu również sprzyja jego mniejszy ciężar gatunkowy, należy postawić go obok siarczków w takich warunkach na powierzchni wody, aby przeważnie mogły się na niej utrzymywać siarczki. Widzieliśmy poprzednio, że z 2 możliwych systemów tworzy się ten, przy którym zachodzi większe obniżenie się napięcia międzypowierzchniowego, i stosownie do tego płyn, tworzący z danym ciałem mniejszy kąt skrajny, usuwa z jego powierzchni drugi płyn, tworzący większy kąt skrajny. Możemy z tego wywnioskować, że na powierzchni, na której utrzymują się ziarna mniej zwilżalne, to znaczy o większym kącie skrajnym, przy ograniczonej wielkości tej powierzchni, ziarna te będą spychały z niej inne, mające mniejsze kąty skrajne. W ten sposób, jeżeli z mieszaniny materiałów, mogących się utrzymać na powierzchni wody dzięki dość znacznym swym kątom skrajnym, zechcemy utrzymać na niej ziarna jednego rodzaju, to będziemy musieli ograniczyć powierzchnię wody do wielkości, odpowiadającej liczbie ziarn o większym kącie skrajnym. W tych warunkach ziarna skały płonnej, jakkolwiek posiadające własności odpowiednie dla wsypywania, zostaną zepchnięte z powierzchni przez ziarna siarczków.

6. Flotacja powierzchniowa (Film-flotation process). Na tej zasadzie opierają się tak zwane procesy powierzchniowe, których najdoskonalszym typem jest sposób Mc-Quisten'a. Przyrząd Mc-Quisten'a przedstawia słabo pochylony, zwolna obracający się walec, posiadający na stronie wewnętrznej ślimacze ścianki kierujące. Walec zostaje nieznacznie zanurzony do wody. Ruda zmielona wprowadza się do walca na jego wzniesionym końcu przez podawacz automatyczny, przyczem układa się ona na powierzchni wewnętrznej walca od tej strony, od której przy obracaniu się spotyka wodę (rys. 119). Wówczas piryty, podchodzące zwolna do powierzchni wody pod bardzo nieznacznym kątem, zostają na niej, podczas gdy ziarenka płonne zanurzają się pod wodą i posuwają się wzdłuż dolnej twornicy walca, popychane przez ślimacze ścianki kierujące. Wymiary walca, liczba obrotów, głębokość zanurzenia do wody są uzgodnione z liczbą koncentratów z takim wyrachowaniem, żeby na powierzchni wody wewnątrz walca nie było zbyt dużego miejsca dla ziarn płonnych, któreby mogły wspiąć się. W walcach Mc-Quisten'a przy powtórnej obróbce skoncentrowanych siarczków udawało się na tej samej zasadzie braku miejsca i różnicy kątów skrajnych oddzielać ZnS od PbS , przytem blenda, posiadająca większy kąt skrajny, zostawała na powierzchni,

podczas gdy błyszcz ołowiu z braku miejsca, posiadając mniejszy kąt skrajny, zostawał w wodzie.

7. Procesy flotacyjne z wytwarzaniem piany. Takie samo zjawisko zachodzi w procesach, wytwarzających pianę. Pozioma powierzchnia każdej cieczy w naczyniu może być uważana jako powierzchnia wewnętrzna pęcherza gazowego o nieskończenie wielkiej

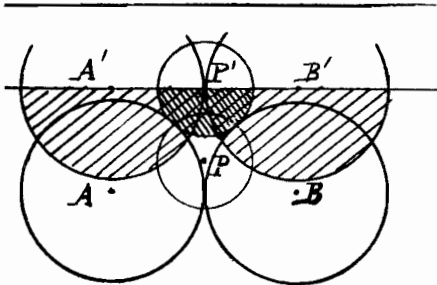
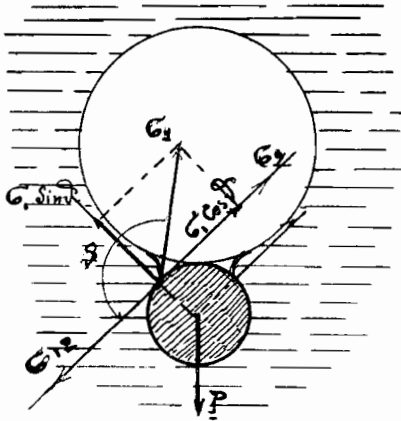


Rys. 119. p. Schemat, przyrządu Mc-Quisten'a.

średnicy. Zjawisko utrzymywania się ziarek na powierzchni nie zmieni się, jeżeli średnica nieskończenie wielkiego pęcherza zostanie zmniejszona do bardzo małej wielkości, t. zn. do niewielkich pęcherzyków gazu, wydzielających się w cieczy, lub wprowadzonych do niej z zewnątrz przez rury albo wchłoniętych z atmosfery podczas mieszania. Pęcherzyki gazu, dotykając ziarn rudy, mogą na tej samej zasadzie zatrzymać je na swojej powierzchni wewnętrznej i wynieść do góry na kształt koszyków, jak gdyby uwiązanych do baloników (rys. 120). W stosunku do wyłącznego chwywania ziarek o większych

kątach skrajnych, każdy pęcherzyk znajduje się w warunkach bardziej pomyślnych od odpowiedniej cząstki wolnej powierzchni cieczy, mimo, że powierzchnia wewnętrzna pęcherzyków jest zbyt mała, gdyż pęcherzyków tworzy się w całej masie wody niezliczona liczba; lecz wskutek tego ziarnka pływające mają również dostatecznie korzystne warunki aby być pochwyconymi i wyniesionymi przez pęcherzyki na powierzchnię, o ile posiadają dość znaczny kąt skrajny. Istotnie, z tablicy kątów skrajnych w wodzie widzimy, że jakkolwiek różnica w kątach skrajnych skał pływających i siarczków jest znaczna, wszakże nie jest ona tak znaczną, iżby można było się spodziewać wyraźnego odsortowania tylko podług tej cechy, tem bardziej, że nietylko nie mamy możliwości

ograniczać ogólnej powierzchni pęcherzyków piany, lecz, wręcz przeciwnie, przez energiczne mieszanie możemy wytworzyć nieskończenie wielką powierzchnię wewnątrz piany, złożonej z niezliczonej liczby drobnych pęcherzyków.



Rys. 120 i 121. p. Zjawisko procesu flotacyjnego z wytwarzaniem piany i zjawisko adsorpcji.

Stąd procesy, wytwarzające pianę, różnią się od powierzchniowych procesów tem, że podczas gdy w tych ostatnich są wyzyskane jedynie własności naturalne zwilżalności minerałów, w pierwszych wypada stosować środki specjalne w celu zwiększenia różnicy ich zwilżalności. O ile jednak zastosowanie tych sposobów jest możliwe, warto je stosować, aczkolwiek są one bardziej skomplikowane, odznaczają się jednak olbrzymią wydajnością, bowiem jeżeli koncentraty skupiają się na powierzchni pęcherzyków, utworzonej wewnątrz piany, niezawodnie powierzchnia ta może wielokrotnie przewyższać własnością powierzchnię wolną w tem samym naczyniu.

8. Rola dodawanych reagentów. Ustaliliśmy przedtem wyraz (3) napięcia błonki na granicy fazy stałej i ciekłej:

$$\sigma_{12} = \sigma_2 - \sigma_1 \cos \vartheta$$

skąd:

$$\cos \vartheta = \frac{\sigma_2 - \sigma_{12}}{\sigma_1} \dots \dots \dots (9)$$

Z tego wzoru wypływa:

a) Jeżeli chcemy zwiększyć kąt skrajny ϑ (zmniejszyć $\cos \vartheta$), powinniśmy dążyć, aby:

- 1) Zmniejszyć napięcie błonki powierzchniowej ciała stałego σ_2 , i
- 2) zwiększyć napięcie błonki powierzchniowej cieczy σ_1 .

b) Jeżeli chcemy zmniejszyć kąt skrajny ϑ (zwiększyć $\cos \vartheta$), powinniśmy dążyć, aby:

- 1) Zwiększyć napięcie błonki powierzchniowej ciała stałego σ_2 , i
- 2) zmniejszyć napięcie błonki powierzchniowej cieczy σ_1 .

Na tem właśnie polega rola dodawanych reagentów.

Lecz przy zmianach σ_1 i σ_2 nie zostaje bez zmiany również σ_{12} . $\cos \theta$ jest zatem funkcją złożoną σ_1 i σ_2 i bezpośrednio ze wzoru (9) trudno przewidzieć, w jakim właściwie sensie będzie się zmieniało θ przy zmianach σ_1 i σ_2 . Tem niemniej możemy się spodziewać, że o ile chodzi o to, żeby siarczki wpływały, a ziarnka płonne tonęły, powinniśmy dążyć do możliwego powiększenia kąta skrajnego pierwszych, oraz zmniejszenia tego kąta u drugich, czyli — zmniejszyć napięcie błonki powierzchniowej σ_2 siarczków, i zwiększyć to napięcie w ziarnkach płonnych. Ale w stosunku do cieczy powinniśmy zastosować środki, wzajemnie wykluczające się, bowiem dla ulżenia wpływania siarczków należałoby zwiększyć napięcie jej błonki powierzchniowej σ_1 , dla powstrzymania zaś od wpływania ziarn płonnych — zmniejszyć to napięcie.

Dlatego, azeby można było w tym skomplikowanym problemacie zastosować środki właściwe, należy przedewszystkiem poznać, w jaki sposób wogóle można zmieniać napięcie błonki powierzchniowej.

9. Adsorbpcja. Taki wygodny środek do regulowania napięcia błonki powierzchniowej daje nam zjawisko adsorbpcji.

Adsorbpcja polega na tem, że cząsteczki ciała postronnego, trafiające w jakikolwiek bądź sposób wewnątrz ciała danego, mają dążność skupiać się albo w warstwie powierzchniowej, pozostawiając wewnątrz ciała wolne, albo też przeciwnie, pozostawiając wolną warstewkę powierzchniową, skupiać się wewnątrz. W ten sposób rozróżniają adsorbpcję dodatnią i adsorbpcję odjemną.

Powierzchnia każdego ciała przedstawia szeregi cząsteczek, znajdujących się w pewnej odległości jedna od drugiej, zależnie od siły ciężenia cząsteczkowego. Ponieważ cząsteczki nie znajdują się w stanie spoczynku, lecz zgodnie z teorią kinetyczną są w ustawicznym ruchu, przeto jest zupełnie jasne, że przy zetknięciu się powierzchni dwu ciał, cząsteczki zewnętrzne każdego z nich mają możność przenikania pomiędzy cząsteczki drugiego ciała. Temu przenikaniu dopomaga przyciąganie cząsteczkowe. Lecz z powodu nierównoważonego stanu błonek powierzchniowych, t. j. wskutek istnienia napięcia błonki powierzchniowej przenikanie jednych cząsteczek pomiędzy drugie zachodzi nierównomiernie i albo one koncentrują się na błonce, albo pozostawiają ją wolną, skupiają się wewnątrz — wówczas zachodzi dodatnia lub odjemna adsorbpcja.

Mianowicie: jeżeli cząsteczka P (rys. 121) ciała postronnego ma mniejsze ciężenie od cząsteczek ciała danego, aniżeli tych ostatnich pomiędzy sobą, wówczas one, łącząc się mocniej ze sobą aniżeli z cząsteczką postronną, wypychają ją nazewnątrz w P' . Wskutek tego cząsteczki obce gromadzą się na powierzchni i usuwają stamtąd cząsteczki ciała zasadniczego. Ponieważ zaś posiadają mniejszy promień wpływu ciężenia cząsteczkowego, zostawiają mniejszy nadmiar sił nie-

zrównoważonych, powodując zmniejszenie napięcia błonki powierzchniowej. W ten sposób, ciała, odznaczające się dodatnią adsorbcją względem drugiego, obniżają napięcie jego błonki powierzchniowej.

Odwrotnie, jeżeli cząsteczki ciała postronnego mają ciężenie znaczniejsze do cząsteczek danego ciała, aniżeli te ostatnie między sobą, wówczas będą one łatwo przenikały wewnątrz ciała, zostawiając błonkę powierzchniową wolną. Jednocześnie cząsteczki zewnętrzne ciała zasadniczego będą z znaczniejszą siłą przyciągane do wnętrza, wskutek skupienia wewnątrz tego ciała nadmiaru cząsteczek obcych, powodując zwiększenie napięcia błonki powierzchniowej.

W ten sposób ciała, odznaczające się odjemną adsorbcją względem drugiego, zwiększają napięcie jego błonki powierzchniowej.

10. Rola rozpuszczalnych ciał organicznych i siarczków. W stosunku do wody, największą adsorbcją dodatnią odznaczają się ciała organiczne o skomplikowanej budowie cząsteczkowej, jak glikolaty sody (alkohol dwuatomowy), tanina, mydło, saponina, albumina i wogóle ciała koloidalne. Również najdrobniejsze kropelki olejów, świeżo osadzone (in statu nascendi), siarczki metali, wreszcie drobno zmielone do stanu iltu siarczki mineralne. Oto są przykłady zmniejszenia napięcia powierzchniowego wody wskutek adsorbcji dodatniej:

| | | |
|--|---------------|------|
| Czysta woda (napięcie σ_1) | dyn | 75 |
| „ „ + 0,14% krezolu | | 69,9 |
| „ „ + 0,14% alkoholu amilowego | | 68,4 |
| „ „ + 0,02% terpentyny eucaliptus amygdalena | | 48,9 |
| „ „ + 0,00134% saponiny | | 62,1 |
| „ „ + 0,0134% saponiny | | 59,9 |
| „ „ + 0,134% saponiny | | 48,7 |

Czysta woda + drobno zmielone siarczki:

| | |
|------------------------------------|------|
| <i>PbS</i> | 51 |
| <i>ZnS</i> | 71,5 |
| <i>FeS₂</i> | 64,7 |
| <i>CuFeS₂</i> | 71,1 |
| <i>MoS</i> | 64,4 |

Wszystkie te ciała, dodane do wody w ilości minimalnej, wskutek znacznego obniżenia jej napięcia powierzchniowego σ_1 , zwiększają $\text{Cos } \vartheta$, czyli zmniejszają kąt skrajny zarówno skały płonnej, jako też i siarczków. Lecz ponieważ w warunkach normalnych pierwsze posiadają mniejsze kąty skrajne, niż drugie, przeto różnica stosunkowa kątów staje się bardziej wygodną. Obliczyć wszakże kąt skrajny podług wzoru:

$$\text{Cos } \vartheta = \frac{\sigma_2 - \sigma_{12}}{\sigma_1}$$

nie jesteśmy w stanie, bowiem jednocześnie z σ_1 zmniejsza się również σ_{12} , co wpływa na $\text{Cos } \vartheta$ w sensie przeciwnym. Doświadczenie wszakże pokazuje, że wpływ σ_{12} jest mniej znacznym od wpływu σ_1 .

11. Rola nierozpuszczalnych olejów mineralnych. W celu powiększenia kąta skrajnego siarczków przez obniżenie napięcia ich błonki powierzchniowej σ_2 używają nierozpuszczalnych w wodzie olejów mineralnych. Odpychając z powierzchni siarczków wodę, oleje mineralne adsorbują dodatkowo na ich powierzchni. Rozumie się, że dla osiągnięcia tego celu wystarcza użyć minimalnych ilości olejów. Niektóre oleje składają się z części składowych rozpuszczalnych i nierozpuszczalnych, i wtedy rola ich jest podwójna, obniżają bowiem jednocześnie σ_1 i σ_2 .

12. Rola kwasów i alkali. Dla wzmocnienia zwilżalności wodą cząsteczek skały płonnej używają: H_2SO_4 , $NaHSO_4$, $NaOH$, Na_2CO_3 , Na_2SiO_3 , $Si(OH)_4$ i inne. Względem wody ciała te posiadają adsorbcję odjemną, zwiększając w znacznym stopniu σ_1 , lecz względem ziarn płonnych posiadają adsorbcję dodatnią, zmniejszając σ_2 w tak znacznym stopniu, iż napięcie σ_{12} na granicy faz spada niemal do 0. Mają one również adsorbcję dodatnią i na powierzchni siarczków, lecz w mniejszym stopniu tak, iż dodawanie olejów mineralnych ze znaczną przewagą unicestwia szkodliwy wpływ kwasów i innych ciał podobnych, jak to ilustruje następująca tabelka:

| | Woda czysta | | | Woda + 0,7% H_2SO_4 | | | + olej mineralny | | |
|----------------------|------------------|-----------------|-------|-----------------------|------------------|-------|------------------|------------------|-------|
| | ϑ min. | ϑ max | Hist. | ϑ min. | ϑ max. | Hist. | ϑ min. | ϑ max. | Hist. |
| $CuFeS_2$ | 37 | 87 | 50 | 44 | 72 | 28 | 54 | 166,5 | 112 |
| Sb_2S_3 | 24 | 62,8 | 38,3 | 17 | 44 | 27 | 73 | 154 | 81 |
| ZnS | 47 | 81 | 34 | 40,6 | 64,7 | 24,1 | 73 | 153,4 | 80,4 |
| FeS_2 (markazyt) . | 56,5 | 83,5 | 28 | 32,5 | 59,4 | 26,9 | 30 | 135 | 105 |
| PbS | 41,6 | 70 | 28,4 | 19 | 53 | 34 | 23 | 134 | 111 |
| | 35 | 73 | 38 | | | | | | |
| MoS | 12,6 | 62,5 | 49,9 | 11,7 | 50,5 | 38,8 | 48 | 129 | 91 |
| Granat | 58,2 | 94,5 | 36,3 | 16 | 37 | 21 | | | |
| Fe_3O_4 | 21,7 | 58,5 | 39 | 14,4 | 52 | 37,6 | | | |
| SiO_2 | 12,6 | 62,5 | 49,9 | 9,25 | 9,25 | 0 | | | |
| Szkło | 33 | 39,5 | 6,5 | 4 | 4 | 0 | | | |

Z tablicy tej widać, że nieznaczna domieszka H_2SO_4 bardzo widocznie obniża kąt skrajny wszystkich siarczków, zwłaszcza PbS , przytem histerezis zmniejsza się niemal do połowy ($CuFeS_2$). Odwrotnie, dodawanie oleju wielkości te znowu bardzo znacznie podnosi. Wszystkie ϑ max. przewyższają 90° , podczas gdy w wodzie są one $< 90^\circ$; w szcze-

gólności dla $CuFeS_2$ ϑ max. sięga $166,5^\circ$, co odpowiada niemal zupełnej niezwilżalności. Histerezis przez dodanie oleju zwiększa się podwójnie w porównaniu z wodą czystą, oraz niemal czterokrotnie w porównaniu z wodą wraz z domieszką kwasu siarczanego.

Zadziwiający jest wpływ kwasów na ciała niekruszcowe: granat, posiadający w wodzie czystej najwyższy kąt skrajny, przewyższający kąty wszystkich siarczków, pod wpływem kwasu otrzymuje kąt skrajny mniejszy od kąta skrajnego kwarcu w wodzie czystej; kąt skrajny kwarcu spada z $62,5^\circ$ do $9,25^\circ$, przytem histerezis zupełnie zanika. Późniejsze dodawanie olejów nie ma już wpływu na zmianę tych kątów.

W ten sposób kombinacja olejów mineralnych z H_2SO_4 może rozsunąć kąty skrajne dla mieszaniny $CuFeS_2/SiO_2$ z 87° — 62° do 166° — $9,25^\circ$. Jednakże dla rud $CuFeS_2$ w skale granatowej (w Bogosłowsku na Uralu) możemy otrzymać następujące różnice przy tych warunkach:

| | | | | | | | |
|--------------------------|------|---|----------------------------|-------|---|---------|-----------|
| ϑ min. granatu | — 16 | ; | ϑ min. $CuFeS_2$ | — 54 | ; | różnica | 38 |
| ϑ max. „ | — 37 | ; | ϑ max. „ | — 166 | ; | „ | 129 |
| oraz ϑ „ „ | — 37 | ; | ϑ min. „ | — 54 | ; | „ | <u>17</u> |

Znaczy to, że jakkolwiek w wypadkach poszczególnych przez środki wyżej wskazane można osiągnąć znaczne różnice w kątach skrajnych ($CuFeS_2/SiO_2$), to w ogóle celu tego w całości się nie osiąga i w wielu wypadkach osiągnięcie tego celu ($CuFeS_2$ /granat) pozostawia wiele do życzenia.

Należy zatem zmierzać do tego, by rola tak zwanych reagentów polegała na całkowitem zabezpieczeniu ciał płonnych od wpływania.

13. Granica kątowna z wilżalności i z wilżalność absolutna. Podkreśliliśmy wyżej, że warunkiem z wilżalności zupełnej jest:

$$\vartheta = 0$$

oraz że:

$$\sigma_{12} = \sigma_2 - \sigma_1$$

przeto:

- 1) jeżeli $\sigma_2 > \sigma_1$; σ_{12} może być $= 0$ tylko wtedy gdy ϑ staje się $= 0$
- 2) „ $\sigma_2 = \sigma_1$; σ_{12} „ „ $= 0$, jednocześnie z $\vartheta = 0$
- 3) „ $\sigma_2 < \sigma_1$; σ_{12} „ „ $= 0$, przy $\vartheta > 0$.

W pierwszym wypadku z wilżanie absolutne nie może nastąpić, zanim nie dojdzie ono do granicy kątownej. W drugim wypadku obydwie zjawiska następują jednocześnie. Wreszcie w trzecim wypadku z wilżanie absolutne następuje przedtem, nim kąt skrajny zaniknie.

14. Peptyzacja i flokulacja. Jeżeli oznaczymy przez W_1 pracę rozdzielania cieczy na pewnej płaszczyźnie z utworzeniem 2 powierzchni o napięciu σ_1 każdej, wówczas, oczywiście

$$W_1 = 2 \sigma_1$$

$$\sigma_1 = \frac{W_1}{2}$$

Również dla ciała stałego mamy:

$$W_2 = 2 \sigma_2$$

$$\sigma_2 = \frac{W_2}{2}$$

Wreszcie, jeżeli W_{12} — jest pracą rozdzielienia faz ciekłej i stałej, wówczas w warunkach zwilżania absolutnego, t. j. gdy $\sigma_{12} = 0$,

$$W_{12} = \sigma_1 + \sigma_2$$

czyli

$$W_{12} = \frac{W_1}{2} + \frac{W_2}{2}$$

Skąd, odejmując od każdej części równania W_2 , otrzymamy

$$W_{12} - W_2 = \frac{1}{2} (W_1 - W_2) \dots \dots \dots (10)$$

Jednakże dopóki istnieje na granicy dwu faz pewne napięcie $\sigma_{12} > 0$, można się zawsze spodziewać, że przy pewnych warunkach ϑ może się stać > 0 , a wtedy powstaną warunki, umożliwiające wpływanie ziarenek płonnych. Dlatego więc, gdyby nawet $\vartheta = 0$, zanim σ_{12} pozostaje > 0 , taki stan zwilżania nie jest stałym i, ściśle mówiąc, zwilżanie wówczas nie może być uważane jako zupełne. Sulman nazywa taki stan „granica kątową zwilżania“ lub „graniczną zwilżalnością kątową“. Termin zaś „zwilżanie zupełne lub absolutne“ stosuje do wypadku $\sigma_{12} = 0$, czemu właściwie odpowiada zanik zupełny wszelkiej granicy, oddzielającej fazę ciekłą od stałej. Taki stan zależy od stosunkowych wielkości σ_1 i σ_2 i może bynajmniej nie odpowiadać tej chwili, gdy ϑ staje się $= 0$.

Istotnie, ponieważ:

$$\sigma_{12} = \sigma_2 - \sigma_1 \cdot \cos \vartheta$$

Jeżeli więc $W_{12} > W_2$, t. j. jeżeli praca rozdzielania cieczy od ciała stałego jest większa od pracy rozdzielania ciała stałego na pewnej płaszczyźnie, wówczas $W_1 > W_2$, t. j. praca utworzenia 2 powierzchni cieczy jest większa od takiejże pracy ciała stałego. W tym wypadku, oczywiście, przyciąganie cząsteczkowe płynu jest większe od przyciągania cząsteczkowego ciała stałego. Ciało stałe ma dążność dezintegrować się na swej powierzchni, cząsteczki odrywają się i zostają suspen-dowane w płynie, tworząc tak zwany „zól“.

Jeżeli natomiast $W_{12} < W_2$, wówczas i $W_1 < W_2$, t. j. jeżeli praca rozdzielania faz płynnej i stałej jest mniejsza od pracy rozdzielania fazy ciekłej w pewnej płaszczyźnie, wówczas praca wytworzenia dwu powierzchni ciekłej fazy jest mniejsza od takiejże pracy w fazie stałej.

W tym wypadku, oczywiście, płyn adsorbuje się na powierzchni ciała stałego i dąży do rozpowszechnienia się wewnątrz tegoż, dezintegrując go i tworząc suspensję.

Z powyższego wynika, że niezależnie od ruchu ($W_1 - W_2$), zwilżalność absolutna przy warunku $\sigma_{12} = 0$ odznacza się zanikiem niezależnego istnienia ciał oraz zwilżenie, przenikając w przestrzeń międzycząsteczkową, daje początek tworzenia się systemów, tak zwanych, dyspergowanych. W takich wypadkach, naturalnie, zanika wszelkie pojęcie o kącie skrajnym, i cząsteczki dyspergowane w żadnych warunkach wsplynać nie mogą.

Stąd wynika, że dla całkowitego zapobieżenia wsplywaniu ziarek płonnych należy w ten sposób zmienić napięcie błonek powierzchniowych komponentów, ażeby σ_{12} stała się $= 0$. Zewnętrznie to się ujawnia w zupełnej dezintegracji ziarek skały płonnej, czyli w tak zwanej „peptyzacji“.

Z drugiej strony należy unikać i nie doprowadzać minerałów użytecznych do podobnego rozproszenia i w razie, jeżeli siarczki w procesie uprzedniego mielenia rudy dochodzą do podobnego stanu rozdrobnienia i w wodzie nabierają charakteru koloidalnego, to w stosunku do nich winne być przedsięwzięte środki, zmierzające do ich koagulacji czyli „flokulacji“.

Flokulacja stanowi pierwsze stadium niezwilżania. Flokulacja świadczy o tem, że już się utworzyło napięcie powierzchniowe σ_{12} , warunkujące różniczkowanie faz. Jeżeli takie różniczkowanie nastąpiło, wówczas istnieje też możliwość dalszego osuszania masy zflokulowanej w zetknięciu z pęcherzykami gazu; cząsteczki ciała stałego jak gdyby zostają wyrzucone z płynu do wewnątrz pęcherzyków i rozpoczyna się flotacja.

W ten sposób, wszelkie ciało zflokulowane w pewnych warunkach może ulec flotacji. Przeciwnie ciała deflokulowane zupełnie nie posiadają tej własności i możliwości. Dodawane kwasy i alkalja w wielu wypadkach mają na skałę płonną właśnie wpływ deflokulacyjny¹⁾.

15. Wpływ rozdrabiania. Zjawisko peptyzacji minerałów nierozłącznie związane jest z uprzednim przygotowaniem rudy podczas mielenia. Jeżeli rozdrabianie i mielenie rudy odbywa się w wodzie, to więcej będzie prawdopodobieństwa, że ziarenka skały płonnej osiągną stan zwilżenia absolutnego i że będą deflokulowały anizeli

¹⁾ Niektórzy uczeni rolę kwasów i innych domieszek tłumaczą teorią elektronową budowy materji. Nie wdając się w krytykę różnych teoryj, podajemy tutaj poglądy Sulmana. Sulman wszystkie zjawiska odnośnie tłumaczy jedynie działaniem sił cząsteczkowych, których przejaw uwidacznia się w różnych zmianach wielkości napięcia błonek powierzchniowych, a które przy pewnych warunkach powodują zjawiska peptyzacji i flokulacji.

w wypadku, gdy ruda się miele na sucho. W świeżym złomie rudy niewątpliwie zachodzi momentalna zmiana w stanie cząsteczek obnażonych. Przechodzą one naraz ze stanu zrównoważenia całkowitego do stanu niezrównoważonego. Napięcie błonki na świeżych złomach nie może powstać odrazu. Niewątpliwie, w momencie utworzenia się nowych powierzchni, cząsteczki tworzą na nich rzadszą siatkę, aniżeli w chwilę później, gdy cząsteczki już się poruszyły i utworzyły błonkę naciągniętą. Woda podczas tworzenia się świeżych powierzchni może łatwiej wskutek tego adsorbować na nich aniżeli wówczas, gdy zetknięcie się z wodą następuje w chwilę później. Spostrzeżono naprzykład, że kwarc, zmielony na mokro w przyrządach flotacyjnych, może być łatwo deflokulowany, podczas gdy przy suchem mieleniu, lub wysuszony — z wielkim trudem, i zwykle wówczas częściowo wpływa.

Zasada powyższa udawadnia, jak pożytecznie jest dodawać już w młynach, mielących rudę na mokro, reagenty, zmieniające własności powierzchniowe minerałów, gdyż adsorbacja zawsze łatwiej i zupełniej zachodzi na płaszczyznach świeżo utworzonych.

16. Warunki wytwarzania piany. W ten sposób przez wszystkie środki wyżej wskazane zapewnia się z jednej strony opuszczanie się na dno naczynia lub niewspływanie ziarn płonnych, z drugiej — zdolność do flotacji użytecznych części rudy — siarczków — co stwarza warunki pomyślne dla:

- 1) zwilżania wyłączonego,
- 2) adsorbacji wyłączonej,
- 3) flokulacji wyłączonej

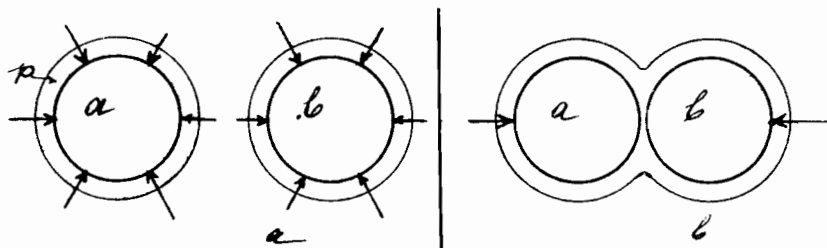
i stanowi właściwe przygotowanie rudy do flotacji.

Pozatem sam proces rozdzielania, polegający na wpływanym jednych ziarenek i opuszczaniu się lub pozostawianiu w stanie suspendowanym drugich, osiąga się przez wprowadzenie do przyrządu flotacyjnego (naczynia) pęcherzyków gazowych, grających rolę transportującą.

Ponadto jeszcze okaze się potrzeba stosowania szeregu środków zaradczych, zmierzających ku temu, żeby ów transport mógł się w zupełności dokonać, o ile ruda została tak przygotowana, że może być transportowaną. Oprócz tego cząsteczki, wyniesione na powierzchnię, winny pozostawać na niej; a więc, pęcherzyki gazu, dochodząc do powierzchni, nie powinny pękać na niej i znikać, lecz skupiać się w warstwę piany, która odgrywa rolę kolektora koncentratów. Ponieważ piany nie można usuwać natychmiast, przeto powinna ona posiadać pewną nośność i utrzymywać zawarte w niej koncentraty, nie dając im możliwości opadać z powrotem, zanim sama nie zostanie usunięta. Stąd wypływa 1) szereg warunków, przy których powinien zachodzić proces główny tworzenia się piany, wyciągającej koncentraty z mieszaniny, a od mechanicznej doskonałości tego procesu

zależy stopień ekstrakcji koncentratów z rudy, uprzednio należycie przygotowanej, oraz 2) szereg warunków, przy których piana nabiera właściwości niezawodnego kolektora dla koncentratów.

Każdy pęcherzyk gazu jest otoczony błoną, posiadającą pewne napięcie powierzchniowe (rys. 122 a). Błona ta, naturalnie posiada pewną grubość, i przez swoje napięcie daje pewną wypadkową, skierowaną wewnątrz pęcherzyka. Jeżeli 2 pęcherzyki zbliżą się do siebie na odległość, mniejszą od podwójnej grubości błonki, wówczas wskutek naruszonej równowagi obydwie pęcherzyki zetkną się i utworzą jeden pęcherzyk większy (rys. 122 b). Dlatego więc, jeżeli do płynu



Rys. 122. p. a i b — pęcherzyki gazu, otoczone błoną powierzchniową.

o znacznym napięciu powierzchniowym wprowadzimy powietrze przez rurkę od kompresora, lub przez mechaniczne mieszanie, to utworzą się stosunkowo wielkie pęcherzyki, posiadające stosunkowo nieznaczną powierzchnię ogólną, które nadto dość nierównomiernie zapełnią naczynie, bowiem będą one miały dążność do łączenia się z sobą, pomimo znacznej odległości wzajemnej. Niezupełne oddzielanie siarczków od ziarn płonnych może wtedy nastąpić dla dwóch powodów: z niedostatecznej powierzchni ogólnej pęcherzyków dla umieszczenia wszystkich siarczków, oraz z niejednakowych warunków dla wszystkich ziarenek przy spotykaniu pęcherzyka gazu, który mógłby unieść je na powierzchnię.

W tem właśnie tkwi najważniejsza przyczyna i potrzeba dodawania domieszek, obniżających napięcie powierzchniowe (olejów rozpuszczalnych), gdyż po zmniejszeniu napięcia błonek przez adsorbcję dodatnią domieszek na powierzchni pęcherzyków, ich błonka może się stać na tyle cienką, iż rozbite przez agitację pęcherzyki powietrza będą miały bardzo małą dążność do łączenia się ze sobą. Powstaje mieszanina fazy ciekłej i gazowej, składająca się z niezliczonej ilości drobniutkich pęcherzyków, zapełniających równomiernie całe naczynie i czyniących wodę nieprzezroczystą. Powierzchnia ogólna wszystkich pęcherzyków staje się olbrzymią i wystarczającą najzupełniej dla pochycenia wszystkich ziarenek siarczków, przyczem wszystkie ziarnka mają jednakowe warunki i widoki dla spotkania pęcherzyków i dla wyniesienia na powierzchnię.

Zdolność pęcherzyków do wynoszenia zwiększa się, jeżeli siarczki znajdują się w stanie zupełnego rozpylenia, bowiem wówczas one same adsorbują na powierzchni pęcherzyków do cieczy, obniżając bardziej jeszcze napięcie błonki i pokrywają całą ich powierzchnię użyteczną. Gdyby wpływanie było uwarunkowane jedynie kątem skrajnym, ziarnka mogłyby się utrzymać jedynie na dolnej stronie pęcherzyków, na górnej bowiem stronie składowa $\sigma_1 \sin \vartheta$ byłaby skierowaną na dół i współdziałałaby z siłą ciężenia, skutkiem czego nośność pęcherzyków byłaby zmniejszona.

17. Właściwości piany. Pęcherzyki wpływając na powierzchnię tworzą na niej pianę. Wszelki płyn przy mieszaniu z powietrzem daje pianę. Lecz o ile płyn nie zawiera żadnych domieszek, pęcherzyki na powierzchni pękają i znikają niemal natychmiast. Stałość piany polega na tem, żeby przeciwdziałać mogła siłom rozrywającym przy rozszerzaniu się pęcherzyków pod wpływem ciśnienia gazu zewnątrz lub siłom ściskającym przy zwięzaniu się pęcherzyków pod wpływem sił zewnętrznych, tak, żeby pęcherzyki nie pękały. To się stać może tylko w tym wypadku, jeżeli płyn zawiera w sobie domieszki obce, adsorbujące na jej powierzchni dodatnio lub ujemnie.

Istotnie, wyobraźmy sobie, iż cieniutka błonka płynna (ścianka pęcherzyka), mająca na swej powierzchni z obydwu stron cząsteczki ciała, adsorbowanego dodatnio, a więc obniżającego napięcie powierzchniowe, pod wpływem sił zewnętrznych rozciąga się. Ponieważ przy rozciąganiu grubość błonki zmniejsza się, przeto cząsteczki, znajdujące się wewnątrz błonki, zbliżają się do obydwóch powierzchni i rozmieszczają się pomiędzy cząsteczkami ciała adsorbowanego. Wskutek tego naturalnie napięcie powierzchniowe zwiększa się i przeciwdziała sile rozciągającej, zabezpieczając błonkę od pęknięcia. Gdyby cząsteczek obcych na powierzchni nie było, napięcie pozostawałoby bez zmiany, błonka nie posiadałaby zatem żadnej elastyczności i łatwo uległaby pęknięciu przy rozciąganiu.

Przy ściąganiu błonki zjawisko zachodzi odwrotnie: grubość błonki powiększa się, wewnątrz błonki musi skupić się więcej cząsteczek, lecz cząsteczki obce, zostając na powierzchni, koncentrują się na niej i obniżają napięcie coraz bardziej. Wskutek tego równowaga sił zostaje zachowaną i błonka nie pęka. Takież samo zjawisko zachodzi również i przy adsorbcji odjemnej.

Oprócz domieszek, obniżających napięcie powierzchniowe, takież wpływ na stałość piany wywierają rozpylone siarczki, gdyż mają one adsorbcję dodatnią. Oprócz tego, siarczki zwiększają stałość piany jeszcze w inny sposób. Pokryte błonką olejów mineralnych, dzięki swemu znacznemu kątowi skrajnemu, osuszają one pianę i tworzą na niej trwałe szkielet. Piana, naładowana siarczkami naolejonemi, wysu-

szona w ekzykatorze nad H_2SO_4 , zachowuje swój kształt, w którym siarczki utrzymują się siłą cząsteczkową.

W ten sposób, podczas gdy w procesach powierzchniowych główną rolę odgrywa kąta skrajny, w procesach, wytwarzających pianę, poważniejsza rola przypada adsorbpcji, a więc -- obecności w rudzie zmielonej znacznej liczby ziarenek rozpylonych (przechodzących przez sito o 200 oczkach), która to obecność spowodowuje większą wydajność transportową pęcherzyków, jak również i większą nośność piany. W pianie, naładowanej siarczkami rozpylonemi, można znaleźć i ziarenka większe (1—2 mm), które zawsze mogą w pewnej odsetce pozostać w drobno zmielonej rudzie, a które zostały wyniesione na powierzchnię, dzięki swym kątom skrajnym (uwieszone do pęcherzyków, jak koszyczki baloników). Gdyby na powierzchni nie było gęstej masy drobniutkich siarczków, adsorbowanych do piany, zatrzymujących mechanicznie ziarenka większe, te ostatnie nie mogłyby się zatrzymać na powierzchni, lecz wypadałyby z piany z powrotem, gdyż w miarę narastania piany z dołu, takie większe ziarenka, wyniesione do góry na dolnej stronie pęcherzyków, trafiałyby na górną stronę nowych pęcherzyków, dochodzących z dołu, a nie mogąc na niej utrzymać się, spadałyby z niej, przerywając siłą żywą całą warstwę piany.

Jeżeli adsorbpcja siarczków na powierzchni pęcherzyków odgrywa tak ważną rolę, jeżeli z drugiej strony przyczynę pierwotną tworzenia się piany i nadawania jej elastyczności stanowią domieszki, obniżające przez swoją adsorbpcję napięcie powierzchniowe, przeto w wyborze tych ostatnich winna być zachowana wielka ostrożność. Nie należy bowiem zapominać, że przy zjawiskach adsorbpcji podobnie jak i przy zjawiskach zwilżania, tworzą się przedewszystkiem takie systemy, przy których zachodzi największe wyładowanie energii. Zupełnie tak samo, jak przy zwilżaniu jeden płyn odpycha z powierzchni ciała stałego drugi płyn, dążąc do stworzenia najmniejszego napięcia na granicy faz; z dwu ciał to będzie przeważnie adsorbowało do trzeciego, i nawet będzie usuwało drugie, które bardziej obniży napięcie powierzchniowe. Stąd jasnym jest, że obniżenia napięcia powierzchniowego przez adsorbpcję dodawanych reagentów i siarczków, nie powinno różnić się znacznie, ażeby jedne i drugie mogły adsorbować obok siebie. Pod tym względem najbardziej pożytecznym jest kresol, który w ilości 0,14% daje z wodą $\sigma_1 = 69,9$, lub alkohol amilowy, dający $\sigma_1 = 68,4$, siarczki bowiem obniżają σ_1 mniej więcej w tych samych granicach 64—71,5. Lecz ciała białkowe, tanina, i zwłaszcza saponina, która już w ilości 0,00134% daje z wodą $\sigma_1 = 62$, a przy 0,134% $\sigma_1 = 48,7$, są nadzwyczaj szkodliwe, bowiem wyrzucają one z piany siarczki całkowite, i nader obfita piana okazuje się najzupełniej pustą (płonną). W zakładach wzbogacających ciała te mogą przypadkowo dostać się do wody; naprzykład, ślady taniny mogą być w wodzie, pochodzącej

ze źródeł błotnistych, i wówczas jakiegokolwiek wzbogacanie jest niemożliwe, pomimo, że uprzednie doświadczenia w laboratorium dały wyniki pomyślne.

Z powyższego wypływa więc, że rola główna domieszek, zmniejszających napięcie powierzchniowe wody, polega na utworzeniu piany i nadaniu jej elastyczności. Są to przeważnie rozpuszczalne w wodzie ciała organiczne — oleje roślinne. Jakkolwiek sprzyjają one również zmianom wielkości kątów skrajnych, to jednak podług swej roli głównej stanowią grupę reagentów, wytwarzających pianę (Froth producing reagents).

Rola nierozpuszczalnych olejów mineralnych jest dwojaka: zwiększanie kąta skrajnego siarczków, oraz przez obsuszanie piany adsorbowanymi siarczkami nadanie jej twardości. (Dobra piana z trudem daje się rozbić strumieniem wody, i może utrzymać na swej powierzchni przedmioty ciężkie, naprz. monetę 2-złotową). Dlatego więc Sulman łączy je w grupę reagentów, utrwalających pianę (Froth stabilizing reagents).

Wreszcie rola kwasów, alkalijskich etc. polega na doprowadzeniu do 0 kąta skrajnego i napięcia międzypowierzchniowego (σ_{12}) ziarenek płonnych oraz deflokulacji tychże w celu zapobieżenia kompletnemu ich wpływaniu. Łączą się one w trzecią grupę reagentów, zmieniających własności skały płonnej (gangue modifying reagents).

18. Flotacja różniczkowa. Termin ten oznacza proces rozdzielania za pomocą flotacji minerałów o nieznacznej różnicy własności zwilżania, jak to: siarczków między sobą, tlenków i węglanów od skały płonnej, wreszcie różnych ciał niekruszcowych: barytu od kwarcu, węgla kamiennych od łupków i różnych gatunków węgla kamiennych między sobą.

Te różniczkowe procesy flotacji jeszcze nie osiągnęły takiego rozwoju i zastosowania powszechnego, jak zwykła flotacja siarczków w mieszaninie ze skałą płonną. Dlatego też flotacja dzisiaj jeszcze nie jest w użyciu powszechnym, jakkolwiek znajduje zastosowanie w bardzo wielu, wszakże szczególnych wypadkach i tylko dla jednego minerału użytecznego, najczęściej *Cu*, albo też w połączeniu z innymi sposobami (płókanem mokrem, wzbogacaniem elektromagnetycznym i in.) w wypadkach bardziej złożonego składu rudy. Tem niemniej sposoby różniczkowe stoją już na pewnej podstawie, i tu i owdzie znajdują zastosowanie w skali przemysłowej. Można się spodziewać zatem, że w bardzo niedalekiej przyszłości flotacja rud mieszanych, jak np. *PbS/ZnS* będzie tak samo rozpowszechnioną, jak proces zasadniczy w zastosowaniu do rud *Cu* i pirytów. Nie należy wszakże zapominać, że przy flotacji mamy do czynienia z kierowaniem tak delikatnych sił, jakimi są siły cząsteczkowe, i że trudności, związane z tem, będą się zwięks-

szały wraz z próbami rozwiązywania problemów bardziej złożonych. I jeżeli w pierwszym okresie swego rozwoju proces flotacji opierał się wyłącznie na doświadczeniu, to w drugim okresie, datującym się od chwili wprowadzenia flotacji różniczkowej w czasach najnowszych, musi się ona oprzeć niemal wyłącznie na nauce. Istotnie coraz bardziej delikatne procesy różniczkowe powstają w czasie, gdy znaczna część zjawisk zasadniczych mniej więcej zadowalająco została oświetlona przez chemię fizyczną wogóle i koloidalną w szczególności.

Wszystkie znane sposoby flotacji różniczkowej mogą być podzielone na 2 grupy:

1. Sposoby, w których stosuje się środki chemiczne celem unicestwienia lub przeciwnie celem zaakcentowania zdolności wsypywania przez zmiany własności powierzchni jednych minerałów i pozostawienie bez zmiany innych.

2. Sposoby, w których zmiany w własnościach zwilżania osiągają się bez pomocy środków chemicznych.

Do pierwszej grupy należy przede wszystkim proces Harwooda. Najlepsze wyniki osiągnięto w zastosowaniu tego procesu do rozdzielania PbS i ZnS . Zasada polega na tym, że mieszanina ulega uprzednio „selektywnemu“ prażeniu. Wiadomo, że podczas prażenia reakcje utleniania się różnych rud następują w porządku określonym, w zależności od warunków termochemicznych. W ten sposób PbS zwykle utlenia się i przekształca na $PbSO_4$, zanim zacznie się utleniać ZnS . Cała trudność polega na takim regulowaniu prażenia, ażeby cały PbS zdążył pokryć się zaledwie błonką $PbSO_4$, zanim zacznie się utleniać ZnS . Wskutek tego PbS traci swoje własności wsypywania i pozostaje w przyrządzie flotacyjnym, podczas gdy ZnS przez prażenie niezmienną wsypywa.

Jednakże takie prażenie naogół jest dość trudne, a wtedy część PbS zostanie powierzchniowo nieutlenioną, albo też część ZnS ulega również częściowemu utlenieniu. Wobec tego, dokładne rozdzielenie minerałów jest prawie nieosiągalne. Lepsze są mokre chemiczne sposoby zmiany własności powierzchni. Np. przez działanie rozpuszczonych chromatów, błyszcz ołowiu (PbS) pokrywa się błonką $PbCrO_4$. Lecz i tym sposobem nie dawało się osiągnąć wyników zadowalających.

Mimo to sposobem Harwooda i innymi zbliżonymi do niego, były prowadzone wzbogacania w Ameryce w skali przemysłowej rud mieszanych: PbS/ZnS ; $CuFeS_2/FeS_2$; FeS_2/ZnS ; wreszcie $FeAsS$ z rudami Ni , Co (w Kanadzie).

Przy przeróbce tlenków i węglanów stosowane bywają tłuste kwaśne emulsje (fatty acid emulsions), pod których działaniem tlenki i węglany pokrywają się błonką mydeł metalowych i przestają zwilżać się wodą. Również w tym celu skutecznie stosowane są rozpuszczalne siarczki metali alkalicznych Na_2S , H_2S ; siarkowodór H_2S , oraz para

siarki, pod których wpływem tlenki metali ciężkich pokrywają się warstwą siarczków i nabywają własności wsplywania. Tym właśnie sposobem wzbogacają się dziś z dobrym wynikiem utlenione rudy miedzi (malachit, azuryt, chrizocola) na kopalni Magma Copper C-o w stanie Arizona, Amer. Półn.

Atoli wszystkie sposoby, osnute na wytworzeniu błonek na powierzchni pewnych minerałów, niezależnie od trudności, z którymi połączone jest także uprzednie przygotowanie rudy, mają tę wspólną wadę, że błonka taka nigdy nie bywa dość trwałą, i w czasie mieszania w przyrządach flotacyjnych łatwo ściera się. Skutkiem tego ekstrakcja nie bywa nigdy zupełną.

Do pojęcia „flotacji różniczkowej“ więcej są zbliżone sposoby drugiej grupy, które nie wymagają uprzedniej obróbki chemicznej. Sposoby te oparte są na tych samych prawach, które kierują wogóle zjawiskami flotacji. Obserwując wszystkie zjawiska, wywołujące flotację, i okoliczności towarzyszące, dochodzi się do przekonania, że każda właściwość, bądź to kąta skrajny, adsorbacja, flokulacja, peptyzacja, własność piany i t. d., o ile może być zmierzona, przedstawia wielkość zmienną w pewnych granicach i w zależności od mnóstwa czynników: stopnia koncentracji, temperatury, siły mieszania, liczby i jakości dodawanych reagentów i t. d. Tutaj właśnie, jakkolwiek być może w wąskich granicach, znajduje się klucz do rozwiązania zagadnień flotacji różniczkowej. W tym względzie i dotychczas zwracano uwagę na następujące zjawiska:

1) Flokulacji i peptyzacji w zależności od jakości i stopnia koncentracji domieszek kwasów i alkali.

2) Regulacji trwałości piany w zależności od jakości i ilości reaktywów pianotwórczych.

3) Zmiany kątów skrajnych minerałów poszczególnych przez regulowanie ilości i wybór odpowiednich olejków.

4) Ilości i jakości formującej się piany w sensie ilości i wielkości pęcherzyków, stopnia ich naładowania minerałami w zależności od sposobów aeracji.

5) Wielkości ziarek minerałów.

Różniczkowa flokulacja może mieć bardzo ważne znaczenie, gdyż te minerały, które mają najwięcej dążności do wzajemnego koagulowania się, są skłonniejsze do szybszego wsplywania. Cząsteczki koagulowane łatwo adsorbują do powierzchni, a więc ułatwiają tworzenie się piany. Osiąga się to przez odpowiednią aerację oraz przez odpowiedni dobór reaktywów. Tak więc, bardzo skutecznie używa się mydła $Si(OH)_3Na$ dla oddzielenia PbS od ZnS . Przy znacznej koncentracji tego mydła (8—9 funtów na tonę rudy) wsplywa tylko PbS , następnie po usunięciu koncentratów PbS , i rozcieńczając koncentrację przez dodawanie wody do 2—4 funtów mydła na tonnę rudy, powodujemy wsplywanie ZnS .

Ograniczenie powierzchni piany odgrywa, jak się zdaje, rolę najważniejszą w flotacji różniczkowej. Zasada ograniczenia powierzchni piany była już bardzo skutecznie stosowana w procesie powierzchniowym przez McQuisten'a. Lecz walce McQuisten'a mają bardzo małą wydajność. W maszynach flotacyjnych, posługujących się aeracją dla tworzenia piany, ilość piany może być dokładnie regulowana i w ten sposób wydzielenie minerałów może być dokonane niemal precyzyjnie. Dzisiaj w Broken-Hill w Australji Harwey skonstruował przyrząd specjalny, tak zwany przyrząd kaskadowy, składający się z kilku skrzynek, umieszczonych jedna nad drugą, przez które woda ze zmieloną rudą płynie kolejno, przeciskając się też przez rurki pionowe i skrzynki łączące. Rurki pionowe są uzbrojone w inżektory różnych kalibrów, które wsysają powietrze, z zewnątrz wytwarzają pianę w kolejnych skrzyniach. Ilość powietrza, wciągane go przez inżektory, może być precyzyjnie regulowana zapomocą specjalnych zaworów, osłaniających otwory ssące inżektorów, w ten sposób ilość piany w każdej skrzyni może być bardzo dokładnie regulowana, a przez to podług życzenia można zbierać w skrzyniach dowolnie te lub inne koncentraty. W ten sposób w Australji dziś niemal zupełnie został rozwiązany problem rozdzielania *PbS* od *ZnS*.

Również w Australji, tej kolebce i szkole procesów flotacyjnych, zbadany został wpływ uprzedniej klasyfikacji. W produktach klasyfikacji mokrej, otrzymanych w skrzyniach szpiczastych, masy ziarn równopadających są różne, ziarna *ZnS* są więcej niż 2 razy cięższe od ziarn *PbS*. Przy takich warunkach, na zasadzie tylko zwykłego zwilżania i wpływu składowej σ . *Sin* ϕ , błyszcz ołowiu (*PbS*) utrzymuje się na powierzchni, a blenda (*ZnS*) tonie. Przeciwnie, w produktach suchej klasyfikacji na sitach ziarnka *PbS* są 2 razy cięższe od ziarenek *ZnS*, a wówczas przedewszystkiem blenda zostanie na powierzchni. W ten sposób uprzednia mokra lub sucha klasyfikacja, regulowanie własności piany przez aerację i odpowiedni dobór reagentów w odpowiedniej ilości — oto droga, wytknięta dla właściwej flotacji różniczkowej.

III. Technika procesu flotacyjnego¹⁾.

1. Przyrządy flotacyjne. Rozpatrzmy tylko główne typy przyrządów, stosowanych w procesach z wytwarzaniem piany, ponieważ inne procesy mają już tylko znaczenie historyczne, względnie odznaczają się nieznaczną wydajnością. Ograniczymy się niemal wyłącznie do rozpatrzenia przyrządów, opatentowanych przez firmę Mineral Separation, jako najbardziej doskonałych. Przyrządy te różnią się sposobem aeracji i pod tym względem dzielą się na:

¹⁾ Zaczepnięto z rękopisu autora.

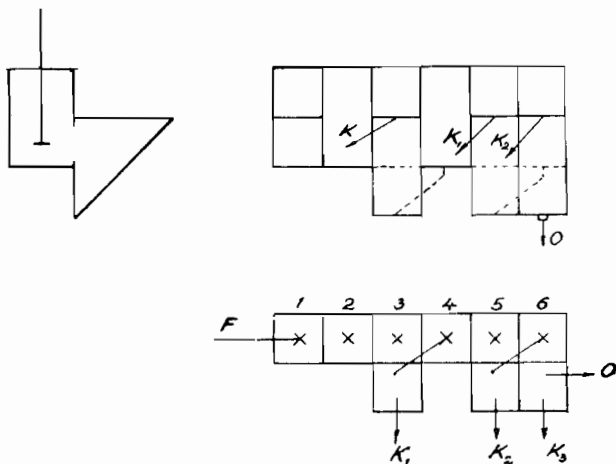
- I. Przyrządy, w których aeracja osiąga się przez agitację (typ Hoover'a, supra-aeration).
- II. Przyrządy, w których aeracja osiąga się przez powietrze sprężone (typ Callow, sub-aeration).
- III. Przyrządy z aeracją ssącą, czyli kaskadowe (typ Harwey'a ¹⁾).

I. Przyrząd Hoover'a (lub właściwy Mineral Separation). Opis ogólny zasady działania podany był w dziale „Ogólne zasady flotacji i etapy rozwoju“ str. 116. Tutaj zaznaczymy w uzupełnieniu, że przyrząd może przedstawiać różne ugrupowanie dwóch głównych jego elementów: przedziałów agitacyjnych, w których zachodzi przygotowanie mieszaniny i skrzyń szpiczastych *B*, w których zachodzi oddzielenie piany naładowanej siarczkami od wody zawierającej ziarna płonne. Jeden przyrząd zwykle stanowi zespół kilku par tych elementów złączonych kolejno. Cały proces wskutek tego zachodzi w kilku ujęciach, przyczem w każdym ujęciu otrzymuje się koncentraty w pianie, oraz produkty przejściowe poza pianą, które przechodzą do drugiego ujęcia przeróbki w następnej parze elementów, gdzie proces powtarza się w tymże porządku, zanim w ostatniej parze nie zostaną otrzymane ostatnie koncentraty i odpady. W ten sposób w przyrządzie Hoover'a otrzymujemy szereg produktów, które mogą być w różnym stopniu skoncentrowane; niektóre z tych, zwykle pierwsze, uważane mogą być jako produkt gotowy, pozostałe — mogą być zaliczone do przejściowych i być skierowane do powtórnego wzbogacania.

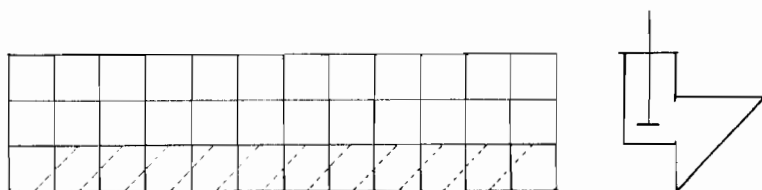
W pierwszych typach przyrządów Hoover'a ogólna liczba skrzyń szpiczastych była mniejsza od liczby przedziałów mieszadłowych, przytem zwykle pierwsza skrzynia szpiczasta była połączona z trzema przedziałami agitacyjnymi, druga z dwoma, trzecia z jednym, to znaczy wszystkiego było 6 mieszadeł i 3 skrzynie. Zatem w pierwszym ujęciu masa ulegała najdłużej mieszaniu, w następnych ujęciach okres ten stopniowo się zmniejszał. Skrzynie szpiczaste zwykle umieszczają się przed ostatnim przedziałem w odpowiednim szeregu, przytem ostrza skrzyń wypadają niżej dna przedziałów mieszadłowych w celu wygodnego połączenia tego ostrza z dnem następnego przedziału agitacyjnego zapomocą zgiętej rurki ssącej (rys. 123). W ten sposób w tym przyrządzie pierwsze 3 przedziały wykonywują mieszanie przygotowawcze. Gdy później przekonano się, że uprzednie mieszanie lepiej jest wykonywać w mieszadle niezależnym, a w nowszych czasach mieszanie nawet łączy się z operacją rozdrabiania w młynach kulowych i wskutek tego masa trafia do przyrządu flotacyjnego już w znacznym stopniu przygotowana, okazało się możliwem umieszczać

¹⁾ Trzecią grupę tworzą przyrządy kaskadowe dla flotacji różniczkowej; aeracja może być w nich wykonywana różnemi sposobami. Najbardziej jednak używane przyrządy Harwey'a, należące do tej grupy, charakteryzują się aeracją „ssącą“.

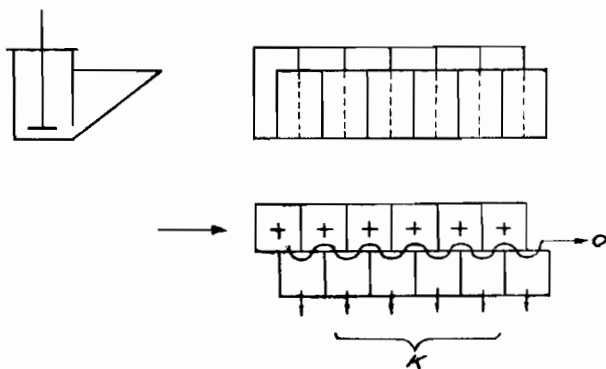
skrzynie szpiczaste obok każdego przedziału agitacyjnego i zmniejszyć ogólną długość przyrządu, albo otrzymać większą liczbę produktów, odpowiednio do liczby mieszadeł, i w ten sposób mieć większą



Rys. 123. r. Schemat przyrządu Hoover'a (typ pierwotny).



Rys. 124. r. Schemat przyrządu Hoover'a (typ późniejszy).



Rys. 125. r. Schemat przyrządu Hoover'a (typ nowszy).

swobodę w wyborze koncentratów (rys. 124). Później zaczęto zwiększać liczbę par elementów w jednym zespole; obecnie buduje się przyrządy z 6—12 par elementów.

W nowszych przyrządach, celem zmniejszenia ich wysokości, podstawy skrzyń umieszcza się na jednym poziomie z dnem mieszadeł, zaś dla nieprzerwanego ruchu masy w przyrządzie skrzynie szpiczaste

umieszcza się naprzeciw ścianek, dzielących dwa sąsiednie przedziały agitacyjne, z którymi są połączone przez dwa otwory. W tej postaci przyrząd stanowi najbardziej kompaktne ugrupowanie elementów (rys. 125).

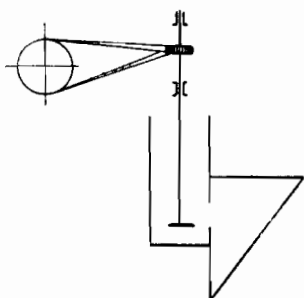
Następująca tabela charakteryzuje przyrządy Hoover'a typu przedstawionego na rys. 123 (Concentrating ores by flotation. T. Hoover, p. 120).

| Nr przyrządu | Nr 1 | Nr 2 | Nr 3 | Nr 4 | Nr 5 |
|---|----------------------------|---------------------------------|----------------------------|---------------------------------|---|
| Liczba przedziałów agitac. . . | 6 | 6 | 6 | 6 | 6 |
| wymiary poprzeczne: bok kwadratu B | 400 ² | 455 ² | 560 ² | 630 ² | 910 ² |
| głębokość D | 910 | 1020 | 940 | 1100 | 1370 |
| liczba skrzyń szpiczastych . . | 3 | 3 | 3 | 3 | 3 |
| szerokość B | 400 | 455 | 560 | 630 | 910 |
| długość L | 990 | 1060 | 1140 | 1220 | 1370 |
| głębokość D | 1300 | 1470 | 1570 | 1590 | 1880 |
| otwory między przedziałem agitacyjnym i skrzynią szpiczastą | 40 × 3,8 | 45,5 × 3,8 | 56 × 3,8 | 63 × 3,8 | 91 × 3,8 |
| wysokość nad dnem przedziału agitacyjnego | 50 | 50 | 50 | 50 | 50 |
| średnica rurek ssących | 2" | 2 ¹ / ₄ " | 3" | 3 ¹ / ₄ " | 4" |
| średnica wału mieszadeł | 32 | 40 | 45 | 50 | 62 |
| ilość obrotów na 1 min. | 440 | 380 | 335 | 300 | 225 |
| średnica krzyżownicy | 305 | 355 | 405 | 455 | 610 |
| wysokość " | 50 | 50 | 56 | 63 | 100 |
| średnica wału głównego | 38 | 50 | 63 | 63 | 70 |
| średnica kół pasowych | 305 | 400 | 500 | 610 | 810 |
| szerokość " " | 115 | 150 | 165 | 230 | 280 |
| wydajność tonn (24 godz.) . . . | 50 — 60 | 100 | 200 | 300 | 500 |
| plaszczyna | 2,750 × × 1,75 = 4,8 | 3,100 × × 1,900 = 5,9 | 3,700 × × 2,05 = 7,6 | 4,150 × × 2,200 = 9,1 | 5,800 × × 2,600 = 15 m ² |

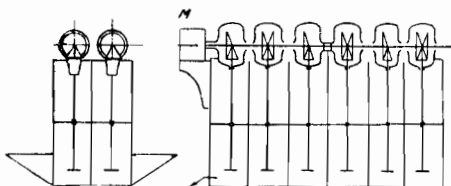
Podług Broadbridge'a przyrządy na wydajność 600 tonn na 24 godz. zajmują powierzchnię $13 \times 7 = 91 \text{ m}^2$, włączając wolne obok nich miejsce, niezbędne dla dokonania różnych prac. Nawet przy tej liczbie kompaktność jest zaiste zdumiewająca, jeżeli porównać ją z powierzchnią, niezbędną dla przeróbki tejże ilości rudy na stołach płóczkowych. Należałoby ustawić najmniej 40 stołów, zajmujących $4 \times 3 \times 40 = 480 \text{ m}^2$, t. zn. zająć 5,5 razy większą powierzchnię.

Ze szeregów przyrządu zasługuje na uwagę napęd. W maszynach typów dawniejszych urządzano napęd pasowy do każdego wału pionowego mieszadła od głównego wału poziomego zapomocą obróconych o 90° pasów (rys. 126). W nowszych konstrukcjach mieszadła łączą się z głównym wałem przekładnią stożkowych kół zębatych, zamkniętych w skrzyniach, zabezpieczających od trafiania smarów do

przyrządu. Wał umieszcza się wzdłuż osi podłużnej przedziałów agitacyjnych na górnych belkach wiązania skrzyń (rys. 127). Połączenie kół zębatach jest takie, że mieszadła kolejne obracają się w strony przeciwne, zabezpieczając w ten sposób wpływ szkodliwy na przyrząd jednostronnych wstrząśnień mieszadeł (dlatego też

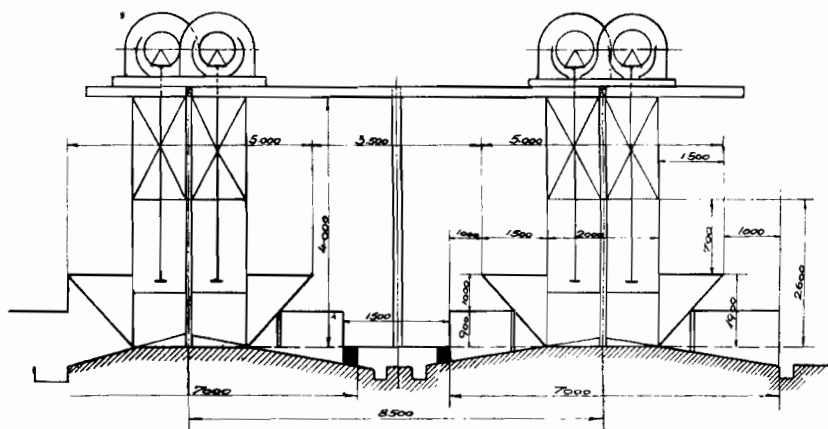


Rys. 126. r. Napęd przyrządu Hoover'a.



Rys. 127. r. Napęd przyrządu Hoover'a (Schemat. Konstrukcja nowsza).

zwykle używa się elementów w liczbie parzystej). Wał zwykle składa się z kilku części, złączonych sprzęgłami tarciovymi, częściowo dla udogodnienia przy remoncie, częściowo dla zabezpieczenia psucia się łożysk w przypadku pęcznienia i wypaczania się drewnianej konstrukcji,

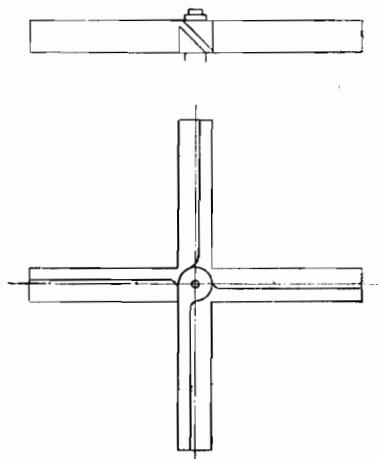


Rys. 128. r. Napęd w przyrządzie Hoover'a (Schemat. Konstrukcja maszyn dużych wymiarów).

która też zwykle używa się jako tańsza. Wał zwykle łączy się bezpośrednio z silnikiem, umieszczonym na końcu przy ostatniej skrzyni. Takie urządzenie czyni najprostszą i najbezpieczniejszą całą pędnę. Dwa przyrządy z osobnymi silnikami mogą być przystawione do siebie tylną stroną, przez co osiąga się nadzwyczaj kompaktne rozmieszczenie przyrządów, największą użyteczną przestrzeń dla dozoru pracy przyrządów i największe bezpieczeństwo dla robotników. W maszynach dużych wymiarów wały zmontowane mogą być na wyższym piętrze, przez co osiąga się też gwarancję niedotykania się robotników nie-

fachowych do silników oraz zabezpieczenia od przypadkowego popsu-
cia (rys. 128).

Przyrządy ustawia się na dolnym piętrze na podłodze betonowej, pokrytej kratą drewnianą do chodzenia, pod którą urządza się system żłobów ściekowych dla spłókiwania do ogólnych zbiorników wszystkich przypadkowo przelanych na podłogę produktów, co może się zdarzyć w razie nadzwyczajnego wybijania piany w jednym z przedziałów. W miarę gromadzenia się takich produktów w zbiorniku ogólnym, doprowadzamy je z powrotem zapomocą specjalnej pompy do maszyny, lub też czasami do innej specjalnej maszyny, gdyż produkty te mogą zostać przypadkowo zanieczyszczone w jakiegokolwiek domieszki szkodliwe i zepsuć w ten sposób cały proces.



Rys. 129. r. Mieszadło w przyrządzie Hoover'a.

Mieszadło zwykle ma wygląd krzyżownicy z ukośnymi ramionami i jest wykonane z mosiądzu. Oprócz swego przeznaczenia bezpośredniego mieszania masy (rys. 129), działa ono jak pompa wirująco-ssąca, dopomagając przepływowi masy z jednego elementu do drugiego.

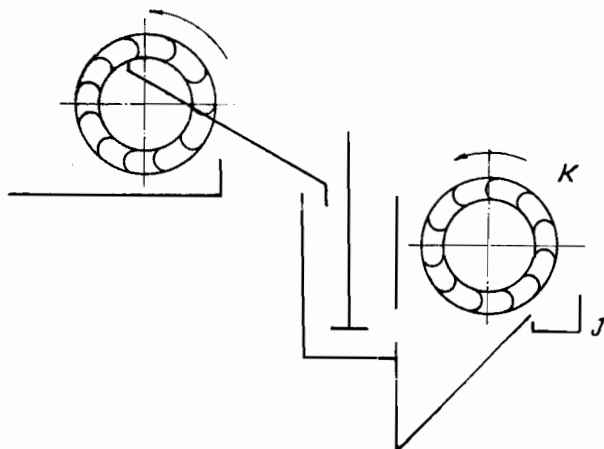
Przy końcu załadunkowym umieszcza się naczynie z olejami, smarami i innymi reaktywami, o ile nie przygotowuje się masy w mieszadle niezależnym. Naczynia te napełniają się reaktywami z ogólnego zbiornika przez rurki rozdzielające, reaktywy zaś wypływają kroplami, regulowane automatycznie przyrządami analogicznymi do tych, jakich się używa przy centralnem smarowaniu różnych maszyn, lub specjalnymi przyrządami zasilającymi w postaci kół czepakowych (rys. 130).

Jeżeli stosuje się podgrzewanie masy, wówczas albo bezpośrednio skierowują parę przez rurkę gumową, zanurzoną do pierwszego przedziału, lub też zapomocą okrężenia zbiornika rurką węzową z parą, co tylko wtedy się skutecznia, jeżeli istnieje uprzednie przygotowanie masy.

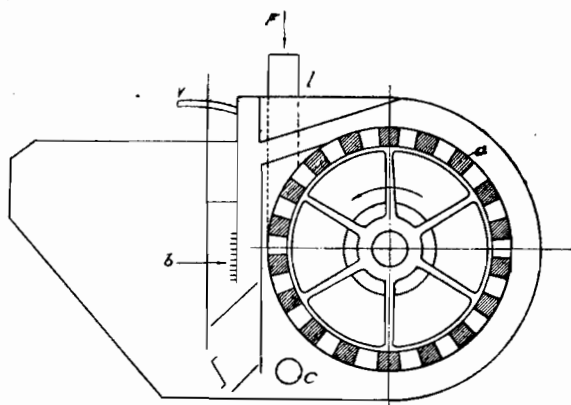
Usuwanie piany zwykle zachodzi bezpośrednio przez progi skrzyń, lecz gdy piana tworzy się bardzo gęsta, mało ruchliwa, wówczas nad każdą skrzynią szpiczastą umieszcza się oddzielne koło czepakowe (rys. 130). Żłób odprowadzający pianę musi mieć dostateczne nachylenie, gdyż po rozbiciu piany może okazać się w masie bardzo niedostateczna ilość wody dla spłókania koncentratu rudy.

2. Oprócz przyrządów Hoover'a istnieje wiele innych, działających na podobnej zasadzie, z których zasługuje na wzmiankę przyrząd Bork (lub K&K). W nim zamiast mieszadeł krzyżowych na wałkach

pionowych, używają mieszadła w postaci walca poziomego z odpowiednimi listwami, umocowanymi na jego powierzchni. Przyrząd Janney odróżnia się podwójną krzyżownicą na wale pionowym, z których jedna ma zadanie pompy ssącej, a druga mieszadła.



Rys. 130. r. Sposób usuwania piany.



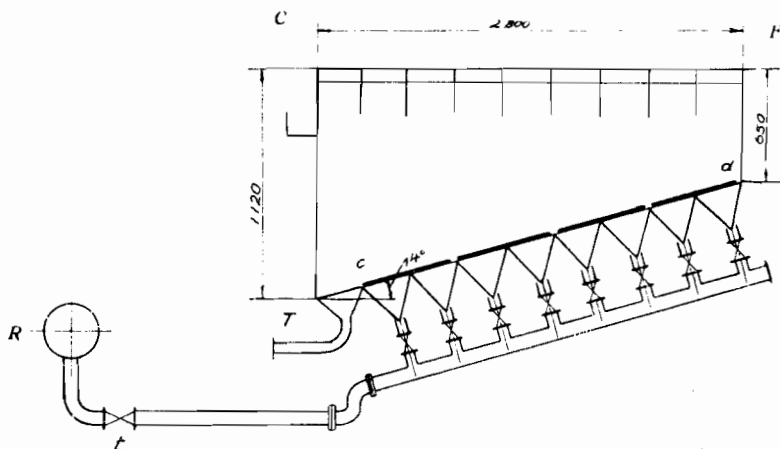
Rys. 131. r. Schemat oddziału agitacyjnego przyrządu K&K.

Oddział agitacyjny przyrządu K&K (rys. 131) przedstawia długą zamkniętą skrzynię, wewnątrz której obraca się na poziomej osi mieszadło w postaci walca, którego powierzchnia składa się z rozstawionych w nieznacznej od siebie odległości listew a zrobionych z drewna, czasami nakrytych paskami metalowymi, ułożonych wzdłuż tworzących walca. Przedział dla otrzymania piany przedstawia skrzynię szpiczastą, o przekroju poprzecznym, jak w typie poprzednim, z tą różnicą, że stanowi ona jeden przedział o szerokości, odpowiadającej całej długości przedziału z walcem. Komunikacja tego przedziału z przedziałem agitacyjnym odbywa się przez kanał spustowy w górnej części ścianki przedziałowej l i blachę pochyłą, przylegającą do walca po

linji styczney, oraz przez kilka otworów *b* pośrodku czołowej ścianki kanału. Oprócz tego są połączenia przez otwory *C* przy samym dnie skrzyni w ściance przedzielającej, które mogą być regulowane przez klapę z rękojeścią *v*. Ruda z wodą doprowadzana jest przez rurę *F* do przedziału agitacyjnego pod bęben z jednej strony bocznej — przy ścianie przedziałowej. Ze strony przeciwniej — dla odprowadzania odpadów — istnieje rura spustowa wychodząca z dna skrzyni szpiczastej. Dla dostępu powietrza wewnątrz przyrządu w bocznych ściankach przedziału walca zrobione są szerokie otwory środkowe, przez które są wypuszczane na zewnątrz czopy wału walca, spoczywające w łożyskach zewnętrznych. Zewnętrzna średnica bębna — 0,63 m, długość — od 2,4 do 4,5 m, ilość obrotów — 180—190 na minutę. Przy obracaniu się z tą prędkością obserwuje się następujące ciekawe zjawisko: masa ciekła z rudą, doprowadzona wewnątrz przyrządu przez rurę *F*, jakgdyby przylega do powierzchni bębna i cienką warstwą zostaje przeniesiona do góry, gdzie blacha ukośna zdejmuje ją z bębna i odprowadza do kanału. Jednocześnie powietrze zostaje wciągnięte przez boczne otwory około osi i przez szpary pomiędzy listwami miesza się z płynem, powodując aerację. O tem, że ciecz nie zapełnia skrzyni wewnętrznej, lecz przylega do powierzchni bębna, łatwo się przekonać, jeżeli się zrobi kilka otworów w ścianie półokrągłej, łączącej walec z tyłu, przez które nietylko ani jedna kropla nie przedostaje się na zewnątrz, lecz przeciwnie wciąga się z zewnątrz powietrze. Przez kanał i otwory *b* masa spieniona przedostaje się do skrzyni czołowej i tam następuje, jak w przyrządzie Hoover'a, rozdział piany i wody, przyczem ta część materiału, która osiada na dno, zostaje przez otwory *C* wciągnięta znowu wewnątrz przyrządu i ulega ponownej agitacji. W ten sposób materiał odbywa ruch od końca załadunkowego do wyładunkowego po linii śrubowej naokoło walca; piana wydziela się na całej długości progu zlewnego w skrzyni czołowej, odpady zaś otrzymuje się na przeciwnym końcu. Przyrządy buduje się na wydajność do 150 tonn, różniące się długością, lecz o jednostajnych przekrojach poprzecznych: 4' 4" szerokie i 3' 2" wysokie; największy (150 tonn) zajmuje powierzchnię $15' 7'' \times 4' 4'' = 4,7 \times 1,3 = 6,11 \text{ m}^2$, a więc mniej więcej to samo, co i przyrządy Hoover'a; zużycie energii od 3—8 K. M. — Pod względem mechanicznym być może, iż przyrząd odznacza się prostszą konstrukcją, gdyż posiada tylko dwa łożyska i jedną część obracającą się, która jednakże obraca się za wolno, by mogła być sprzężona bezpośrednio z silnikiem i zwykle połączenie następuje za pomocą pasu pędniowego.

3. Przyrząd Callow'a stanowi najdoskonalszy typ przyrządu flotacyjnego z aeracją zapomocą sprężonego powietrza, doprowadzanego z zewnątrz pod ciśnieniem. Składa się ze skrzyni drewnianej długości ok. 9' (2,800), szerokości 25,5" (0,650) i głębokości przy końcu

załadunkowym (F) — 1' 6" (0,460), a wyładunkowym (C) — 3' 8" (1,120) w kształcie trapezu (rys. 132). Dno jest pochyłe, nachylone pod kątem 14° ; składa się ono z 9 lejkowatych zagłębień, z których 8 górnych pokrytych jest grubą materią ($c-d$), naciągniętą na swych krawędziach do ścianek zapomocą ramy drewnianej. Do tych 8 lejów, zapomocą rurek z zaworami regulującymi, doprowadza się powietrze sprężone z rurociągu ogólnego R od kompresora, zasilającego kilka przyrządów. Zawór t wyłącza cały przyrząd z rurociągu. Przez zagłębienie 9-te (T) wydala się skała płonna. Usuwanie piany dokonywa się różnie: albo odprowadza się ją przez krawędź czołową C , przyczem otrzymuje się



Rys. 132. r. Schemat przyrządu Callow'a.

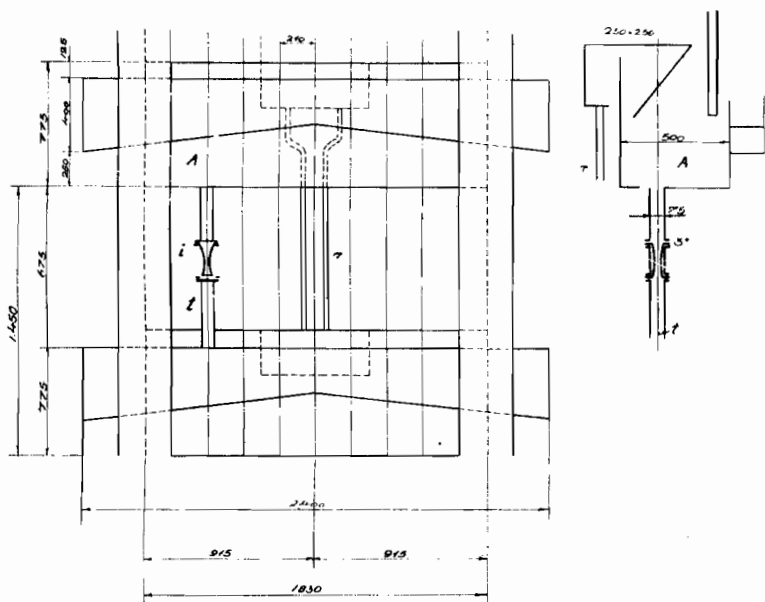
tylko jeden produkt, albo górna część przyrządu dzieli się pionowymi przegródkami podług ilości lejów i wówczas otrzymuje się 9 produktów, odprowadzanych przez krawędź ścianki bocznej każdego przedziału. Powietrze doprowadza się pod ciśnieniem. 5 funt. ang. na 1 cal² (0,3 at.) w ilości 10 funt³ na 1 stopę² filtrującego materiału (0,3 m³ na 1 m² mat.). Wydajność jednego przyrządu — 35 tonn na 24 godziny.

W odróżnieniu od przyrządu Hoover'a przyrząd Callow'a dopuszcza regulowanie ilości powietrza, a więc daje sposób regulowania ilości i jakości tworzącej się piany, i z tego powodu może znaleźć zastosowanie we flotacji różniczkowej. Na kopalni Magma Copper C^o w Arizonie w przyrządach Callow'a wzbogaca się utlenione rudy Cu po uprzedniej przeróbce ich w H_2S .

4. W przyrządzie Jones-Belmont'a łączą się obydwa sposoby aeracji przez agitację i wprowadzanie powietrza sprężonego. Lecz znawcy poddają w wątpliwość zalety tego przyrządu.

5. Do typu przyrządów z aeracją ssącą, należy kaskadowy przyrząd Harwey'a. Kaskadowymi nazywają się wogóle takie przyrządy, w których proces, przebiegający w kilku ujęciach, wykonywa się każdo-

razowo w elementach niezależnych, złączonych w grupy, przytem aeracja następuje w czasie przepływania masy od jednego elementu do drugiego. Istnieje kilka typów przyrządów kaskadowych, stosujących różne sposoby aeracji: Lystern, Owen, Seales, Shellsheav, Ewerson, Harwey. W ostatnim z tych przyrządów aerację osiąga się za pomocą inżektorów. Przyrząd ten został z powodzeniem zastosowany na



Rys. 133. r. Schemat przyrządu Harwey'a.

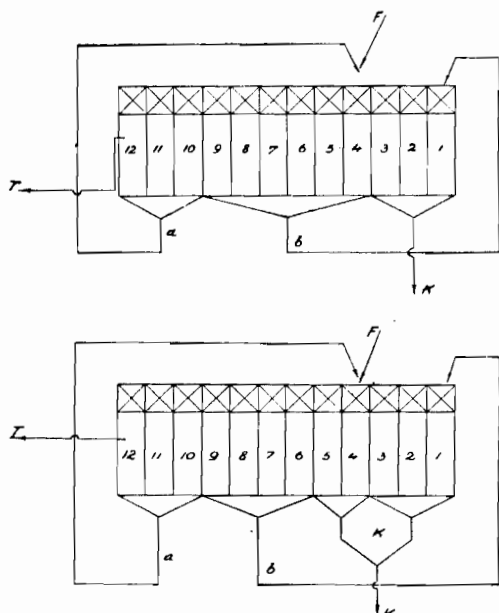
kopalni Central Mine w Broken Hill w Australji dla różniczkowej flotacji PbS i ZnS (zwane Lead-Cascades). Przyrządy kaskadowe są najbardziej przydatne dla flotacji różniczkowej, w niezależnych bowiem elementach łatwo można zmieniać warunki procesu, zwłaszcza jeżeli chodzi o regulowanie aeracji.

Przyrząd Harwey'a składa się z szeregu skrzyń *A*, ustawionych jedna nad drugą (rys. 133), przyczem masa przelewa się z jednej skrzydni do drugiej przez rurki *t*, z inżektorami *i*, które zasysają niezbędne dla procesu powietrze. Regulacja może być bardzo łatwo dokonana nałożonemi na inżektory walcami z otworami, obracając które można dowolnie zmieniać ilość ssanego powietrza. W każdym przedziale otrzymuje się odpowiedni koncentrat. Odpady przechodzą przez rurki *t* do skrzydni następnej. Skrzynie są 36" długie, 18" szerokie i 28" ¹⁾ głębokie. Kolejne skrzynie połączone są rurkami o średnicy 3". Odległość pionowa skrzyń od środka do środka — 4' 9". 9 skrzyń parzystych stanowi zespół. Dla uniknięcia zbyt wielkiej wysokości skrzynie

¹⁾ Na rys. wymiary w mm zaokrąglono.

łączy się w dwie grupy po 4 i 5, i między czwartą i piątą skrzynią włączony jest elewator. Dla utrzymania w skrzyniach stałego poziomu, łączą się one rurami przelewowymi r . Jeżeli nie liczyć elewatora, szczególną osobiwością przyrządu jest zupełny brak części ruchomych; proces przebiega bez jakiegokolwiek zużycia energii.

2. Bieg operacji. 1. Mieszanie z reaktywami wykonywa się często przed doprowadzeniem masy do przyrządu flotacyjnego, lub też do tego celu służą jeden lub dwa specjalne elementy w maszynach Hoover'a bez



Rys. 134 i 135. r. Schemat wzbogacania powtórnego w przyrządach Hoover'a.

skrzyń szpiczastych. Chapman poleca krezol i fenol dodawać stopniowo 0,001 do 0,01% już w czasie mieleńia w młynach kulowych.

2. Wzbogacanie powtórne. Szczególną własnością koncentratów flotacji jest to, że mogą one powtórnie flotować bez dodawania nowych reagentów. W maszynach Hoover'a w każdym przedziale następnym otrzymuje się coraz to uboższe koncentraty, przyczem ostatnie koncentraty, a czasem również i pierwsze kieruje się do powtórnej przeróbki. Przy używaniu przyrządów Callo dla wtórnej przeróbki (2-go ujęcia) koniecznie

trzeba ustawiać specjalne przyrządy. W przyrządach Hoover'a, składających się z wielu elementów, wtórne wzbogacanie można wykonać w tych samych przyrządach podług następujących schematów:

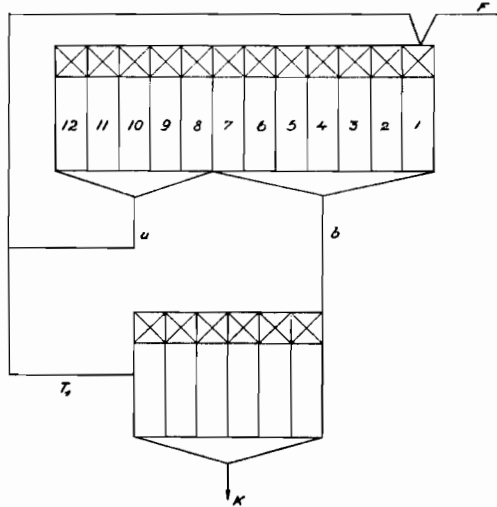
a) (Rys. 134). Załadowanie mieszaniny uskutecznia się do 4-go przedziału. Z przedziałów 4—9 otrzymuje się bogate produkty przejściowe, zaś z 10—12 — ubogie. Produkty bogate skierowuje się do 3-ch pierwszych przedziałów 1—3, przyczem otrzymuje się tu gotowe koncentraty. Odpady tego wtórnego wzbogacania przechodzą dalej do przedziałów 4-12. Uboższe produkty przejściowe wracają do przedziału 4-go — i razem z rudą surową ulegają wzbogacaniu w trzech ujęciach. Skała płonna, jak zwykle, usuwa się z ostatniego przedziału.

b) (Rys. 135). W pierwszym ujęciu otrzymuje się trzy produkty: gotowe koncentraty, przejściowe bogate i przejściowe ubogie. Ostatnie dwa wykonywują ten sam cykl, co i w przypadku poprzednim.

c) Na rys. 136 pokazane jest wzbogacanie w dwóch przyrządach. W pierwszym, składającym się z 12 elementów, otrzymuje się bogate i ubogie produkty przejściowe. Pierwsze kieruje się do drugiego przyrządu, złożonego z 6-ciu elementów, w których otrzymuje się gotowe koncentraty i odpady *T*. Ostatnie razem z ubogim produktem pierwszego przyrządu dołącza się do rudy surowej. Odpady ostateczne otrzymuje się w przedziale ostatnim przyrządu pierwszego.

3. Przeróbka piany i koncentratów. Piana zebrana dla uwolnienia koncentratów winna być rozbita. Czasami piana bywa na tyle elastyczna, że z trudem rozbija się silnym strumieniem wody. W innych przypadkach wystarczy pewien czas zostawić ją w spokoju, żeby sama uwolniła koncentraty. W ostatnim przypadku jednakże ilość wody utworzonej z piany jest zbyt mała, ażeby koncentraty mogły

splywać samoistnie w żłobach o małym nachyleniu. Dlatego żłobom nadają spadek do 20—25°. Dodając wody, można uniknąć tych trudności. Jednakże nadmiar wody w tej drobnej masie, jaką wychodzi z flotacji, wywołuje nowe trudności w zgęszczaniu i osadzaniu, bowiem koncentraty mogą ponownie wpływać. W tych warunkach dla rozbijania piany nie jest korzystnym używać strumienia wody pod ciśnieniem. Czasami dla rozbijania piany, nadzwyczaj stałej, sprzyjający wpływ wywiera podnoszenie piany na pewną wysokość elewateorem czerpakowym, przyczem piana rozbija się sama przy wyładowaniu elewatora. Dzisiaj zwykle wszystkie koncentraty kieruje się do zgęszczaczy Dorr'a (wielkie zbiorniki walcowe), w których powoli się poruszają mieszadła krzyżowe nad stożkowatym dnem i zgęszczone koncentraty wypływają rurką lewarową. Następnie je odwadniają na automatycznie działających vacuum filtrach Olivera. Piana w tym przypadku rozbija się wodą i rozcieńcza się do zawartości 15—20% (objętościowo) koncentratów. W zbiornikach zgęszczających Dorr'a ($D = 50'$; $H = 22'$; przy 10 stop.² płaszcz. dna na 1 t w ciągu 24 do 45 godz.) przy bardzo miękkich szlichach koncentraty zostają zgęszczone do 60%, wreszcie na filtrach Olivera ($D = 11\frac{1}{2}'$; $B = 12'$; $n = 0,1'$ i $h = \frac{1}{2}'$) wilgotność obniża się do 15—17%. Z filtrów zlepki koncentratu padają na taśmę i są transpor-



Rys. 136. r. Schemat wzbogacania powtórnego w 2-ch przyrządach.

owane bezpośrednio na hutę lub też uprzednio jeszcze ulegają suszeniu w suszarkach.

Suszarki w najnowszych sortowniach flotacyjnych składają się z poziomo ułożonych płyt lanych, podgrzewanych z dołu gazami. Szerokość płyt odpowiada szerokości bębnow filtrów, do których one przylegają. Przesuwanie materiału na płytach dokonywa się mechanicznie przez popychanie, przyczem mechanizm uruchamiający przypomina taktowy w klasyfikatorach Dorr'a. Zwykle suszenie postępuje do 5% wilgoci; dalsze suszenie przekształciłoby materiał w pył i byłoby bardzo niekorzystne.

Co się tyczy odpadów, to te albo usuwa się z zakładu w stanie ciekłym w żłobach, lub zbiera się w zbiornikach oświetlających (klarownikach) dla ponownego wykorzystania wody, przyczem osiąga się oszczędność w zużyciu reagentów.

IV. Ogólny zarys flotacji węgla kamiennych¹⁾.

Sposoby flotacji w stosunku do węgla kamiennych mogą odgrywać rolę ograniczoną tylko do bardzo drobnego miazgu. Naturalnie, jeżeli cały urobek węgla w kopalni jest przeznaczony np. do koksowania i ulega w całości zmieleniu, to flotacja, jako jedyny sposób wzbogacania, może oddać ogromne usługi. Częściej atoli grubsze gatunki znajdują rozmaite inne zastosowania, wówczas flotacja może mieć bardzo ważne znaczenie, jako wzbogacanie uzupełniające miazgu (≤ 5 mm) i zwłaszcza szlamu, gdyż ani miazg, ani szlam nie mogą być dokładnie oczyszczone żadnym sposobem, ani mokrym, ani suchym. Metoda Chance'a jest również więcej przystosowana do mieszaniny niesortowanej, w której miazg odgrywa rolę podrzędną.

Jednakże, oprócz kilku przykładów zastosowania flotacji w Anglii, flotacja węgla kamiennych dotąd jeszcze stoi bardzo daleko od tej roli, jaką zajęła w stosunku do kruszców. Po części daje się to wytłumaczyć trudniejszymi warunkami flotacji węgla niż kruszców, ale również i tem, że naogół biorąc popyt na miazg węglowy jest stosunkowo mały, przyzwyczajono się też na rynku, że miazg jest paliwem lichym i wobec tego konsumenci nie stawiają mu wysokich wymagań.

W przypadku zastosowania flotacji do węgla kamiennego, otrzymany na powierzchni skupiony w pianie miazg węglowy (< 5 mm), podczas gdy łupek zostaje na dnie naczynia. Czasem używa się specjalnych odczynników celem skuteczniejszego utrzymania w wodzie i przeciwdziałania wypływowi ziarenek ciała płonnego, które, jakkolwiek w mniejszym stopniu, jednak również mają czasami dążność do wy-

¹⁾ Zaczepnięto z pracy autora „Sortownictwo węgla kamiennych“, odbitka z Przeglądu Technicznego str. 26—27. Warszawa, 1927.

plywania. Najczęściej rolę taką odgrywają kwasy, ale również i zasady zawsze jednak w ilościach prawie mikroskopijnych.

Naogół biorąc, flotacja węgla kamiennych właściwie nie wyszła, jeszcze ze stadjum doświadczalnego. Jest to proces nader delikatny, jakkolwiek może mieć skutki wielce doniosłe. Zważywszy, że węgle kamienne mogą mieć nader zmienny skład, należy przypuszczać, że działania sił cząsteczkowych mogą mieć rozmaity charakter, i zgóry można przewidzieć, że każdy poszczególny wypadek będzie wymagał studjów specjalnych, tak co do doboru odpowiednich olejów i ich ilości, jak i co do wszystkich czynników, mogących mieć wpływ na wynik ostateczny, jako to: stopień zmielenia węgla, jego skład chemiczny, własności petrograficzne, koncentracja w wodzie, intensywność mieszania i aeracji, czas, temperatura, konieczność dodawania kwasów lub zasad, ich ilości i t. d. Niemniej doświadczenia, poczynione w Anglii, odkrywają ciekawe horoskopy dla przemysłu węglowego przez zastosowanie flotacji. Np.; przez dodawanie odpowiednich olejów w odpowiednich ilościach i w chwilach właściwych, okazało się możliwem wywołanie zjawiska tak zwanej „flotacji różniczkowej“, przy której z masy węgla zmielonego otrzymuje się węgle różnych gatunków pod względem składu chemicznego i innych własności, np. węgiel błyszczący daje się oddzielić od węgla matowych, węgle koksujące się — od węgla niekoksujących się.

To ostatnie zjawisko może się okazać bardzo ważnem dla naszego przemysłu węglowego i hutniczego. Węgla koksujące się mogą być w kolejnych warstewkach zmieszane z węglem niekoksującym się w tym samym pokładzie. Wiemy, że niektóre nasze pokłady posiadają pewną skłonność do koksowania się, np. podredenowskie pokłady około Strzyżowic, albo nawet nawet pokład Karolina z grupy siodłowej. Wiadomo też zresztą, że gruby pokład Reden na kopalni „Paryż“ w Dąbrowie Górniczej zawiera pewną ławicę, z której nawet próbowano kiedyś wytwarzać koks i używać w wielkich piecach Huty Bankowej. Liche własności tych koksów były naturalną przyczyną zaniechania tych prób. Nie jest jednakże wykluczone, że węgle te zawdzięczają pewnej skłonności do koksowania się niejednorodnemu składowi pokładów, a w takim razie flotacja różniczkowa mogłaby oddać w tym wypadku wielkie usługi, rozwiązując zagadnienie selekcji znacznych pokładów cząsteczek koksujących się i przygotowania dobrego koksu hutniczego. Byłby to jeszcze jeden ciekawy sposób rozwiązania sprawy „koksowania węgla niekoksujących się“, nad którą pracują dziś nie bez powodzenia chemicy i metalurzy na drodze czysto chemicznej. Zagadnienie to jest szczególnie ważne dla Polski, bo inne kraje posiadają dostateczne zapasy węgla koksujących się, Polsce zaś, jak wiadomo, z podziału Górnego Śląska przypadła bardzo nieznaczna część pokładów koksujących się.

W ostatnim dziesięcioleciu, w stanie Virginia Am. Półn., Trent zastosował do oczyszczania węgla kamiennych od kamienia flotację przy dodawaniu znacznej ilości odpadów naftowych. Dodając mianowicie do mieszaniny wody z węglem ok. 10% mazutu i mieszając gwałtownie całą masę, otrzymał pastę węglową, pozbawioną kamieni. Ta pasta mogła być użyta bezpośrednio jako paliwo w specjalnych paleniskach. Oprócz tego, Trent próbował dystalować tę masę i z początku otrzymał masę plastyczną, przydatną do brykietowania jakoby bez względu na pierwotne własności węgla; następnie zaś, przy wysokiej temperaturze dystalacji otrzymał również koks z węgla, które przedtem nie miały własności spiekania się. Przypuszczalnie, mieszanina mazutu z węglem, jaka powstaje w wodzie na skutek działania sił cząsteczkowych, jednoczy znacznie silniej bitumy mazutu z węglem, nie posiadającym ich w ilości dostatecznej, niż to zwykłym mieszanym mechanicznym da się osiągnąć, skutkiem czego węgle uzyskają te składniki, których brak w stanie naturalnym nie daje im możliwości tworzenia mocnego koksu. Byłoby to zatem drugą drogą w kierunku rozwiązania zagadnienia koksovania węgla niekoksujących się zapomocą flotacji, przy jednoczesnym oczyszczaniu węgla od obcych domieszek ¹⁾.

¹⁾ Ciąg dalszy pozostałej w rękopisach pracy o flotacji („Wpływ flotacji na ogólne urządzenie zakładu przerobczego“) będzie zamieszczony w t. IV niniejszego dzieła.

ROZDZIAŁ IV.

Wzbogacanie (Ciąg dalszy).

B. Chemiczne sposoby wzbogacania.

Chemiczne sposoby wzbogacania cechuje zmiana cząsteczkowego składu części składowych ciała kopalnego. Istnieją sposoby a) mokre i b) suche. Z nich najwięcej istotne znaczenie mają:

I. Mokre sposoby chemicznego wzbogacania.

Mokre sposoby są to procesy ługowania jakiegokolwiek części składowej ciała kopalnego. W każdym procesie ługowania dają się zaznaczyć dwa momenty: 1) rozpuszczanie lub też nasycanie materiału surowego rozczynnikami i 2) oddzielanie roztworu od nierozpuszczalnej części ciała kopalnego.

Jeżeli do roztworu przechodzi część płonna, lub też domieszki szkodliwe, to na tem kończy się proces wzbogacania. Jeżeli zaś do roztworu przechodzi część użyteczna ciała kopalnego, to następny etap procesu polega na wydzieleniu części użytecznej z roztworu w stanie już gotowym (ostatecznym), lub też w postaci jakiegokolwiek połączenia chemicznego, jako produktu wzbogaconego. Osiąga się to przez:

- 1) Osadzanie zapomocą odczynników i przez elektrolizę,
- 2) Odparowywanie i krystalizację.

W zastosowaniu do różnego rodzaju ciał kopalnych mokre chemiczne sposoby mogą być podzielone na 2 grupy:

- 1) Przeróbka soli (Halurgia),
- 2) Przeróbka rud (Hydrometalurgia).

§ 1. Przeróbka soli. (Halurgia).

Do pierwszej grupy należą takie wypadki ługowania, przy których zachodzi zwyczajne rozpuszczanie ciała kopalnego lub jego części składowej w rozczynniku. Tutaj głównie należy przeróbka soli alkaliów i ziem alkalicznych: $NaCl$, KCl , $MgCl_2$, Na_2SO_4 , $MgSO_4$, $CaSO_4$, Na_2CO_3 , KNO_3 , $NaNO_3$ i inne, np. boraks. Większość tych soli od-

znacza się łatwą rozpuszczalnością w wodzie. Do zapoczątkowania rozpuszczania i jego trwania w pomyślnych ekonomicznie warunkach wystarcza zwyczajny kontakt solonośnych skał z wodą. Sole te często napotyka się w postaci roztynów naturalnych (woda morska, solanki z naturalnych źródeł), a ich przeróbka sprowadza się jedynie do odparowania i krystalizacji, przyczem różny stopień rozpuszczalności różnych soli, znajdujących się razem w roztynach, daje możliwość wydzielenia tych soli z mieszaniny. Do tej samej grupy procesów może być zaliczone zwykłe przemywanie wodą mieszaniny rud w celu usunięcia szkodliwych domieszek w postaci rozpuszczalnych w wodzie soli, np. soli żelazowych, siarczanu miedziowego i in., jako operacja pomocnicza przy mokrej chemicznej przeróbce rudy.

Wypadki takie będą przez nas rozpatrzone wraz z opisem 2-iej grupy procesów chemicznych, na tem miejscu zatrzymamy się głównie na problemach chemicznej przeróbki soli naturalnych, jako ciał kopalnych.

Ługowanie. Część pracy, jaką należało i jeszcze należy wykonać dla otrzymania potrzebnych soli, — ługowanie — już jest przez naturę spełniona.

Woda morska zawiera ogromne zasoby różnych soli, od wieków nagromadzonych pracą ługowania solonośnych skał przez wody płynące, przytem natura tutaj nie tylko wyługowała, lecz również oddzieliła bardzo dokładnie roztyny od nierozpuszczalnych resztek, pozostałych na miejscu zalegania, lub też osadzonych na dnie strumieni, mórz i oceanów, i nawet zdążyła skoncentrować do pewnej granicy sole w morzach z solanek silnie rozcieńczonych wodą słodką w czasie przepływu. Procentowa zawartość soli w wodzie morskiej nie jest jednakowa w różnych morzach, średnio jednak jest dosyć stała. Dla wody morskiej może być przyjęty jako typowy skład następujący:

| | |
|--------------------------------------|---------------|
| Soli kuchennej $NaCl$ | 2,70% |
| Chlorku potasu KCl | 0,07% |
| Chlorku magnezu $MgCl_2$ | 0,36% |
| Bromku magnezu $MgBr_2$ | 0,002% |
| Siarczanu magnezu $MgSO_4$ | 0,23% |
| Siarczanu wapnia $CaSO_4$ | 0,14% |
| Razem | <u>3,502%</u> |

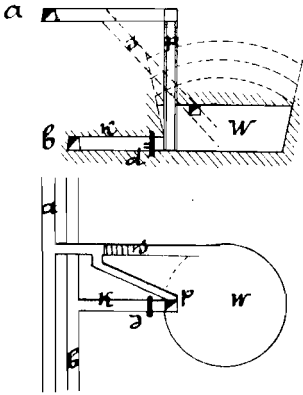
Woda słonych jezior, które przedstawiają pozostałości dawnego morza, np. jeziora systemu Aralo-Kaspijskiego, morze Martwe, jeziora w pustyniach Utah i Texas w Północnej Ameryce i in. — zawiera w znacznym stopniu skoncentrowane sole wskutek przyśpieszonego procesu odparowania, zachodzącego w tych pozostałościach zanikającego dawnego morza. Jeziora te, zmieniając ilość swoich wód zależnie od pory roku w szerokich granicach aż do zupełnego wysychania

w gorące pory roku, zawierają niekiedy nasyconą solankę i przy odparowaniu osadzają sól naturalną. Skład soli jezior wewnętrznych i mórz może się zmieniać zarówno ze względu na różną rozpuszczalność różnych zawartych w nich soli, jak i ze względu na zachodzące między nimi reakcje przy zgęszczaniu się solanki. Tak więc, w zatoce morza Kaspijskiego Kara-Boghaz przez współdziałanie $NaCl$ i $MgSO_4$ tworzy się sól Glauberska Na_2SO_4 , która osadza się na dnie zatoki.

Źródła solankowe przedstawiają najmłodsze co do czasu tworzenia solanki. Tutaj obserwujemy ruch solanki w procesie jej oddzielenia od nierozpuszczalnych resztek solonośnych skał. Źródła solankowe znajdują się w pobliżu rodzimych złóż, i ich obecność może być wskazówką przy badaniach i poszukiwaniach, jak to miało miejsce w Bachmucie w Rosji, w Stassfurcie w Niemczech i in. miejscowościach. Stopień zawartości soli w źródłach zależy od ich odległości od skał, zasilających je solą. Im dalej znajdują się one od złóż skał solonośnych, tem więcej są rozcieńczone wodą słodką i odwrotnie, zapomocą głębokiego wiercenia można otrzymać z otworu zupełnie nasycone solanki.

Przy odbudowie takich złóż soli, które w stanie naturalnym nie są o tyle czyste, by mogły być bezpośrednio zużyte, znajduje zastosowanie sztuczne wylugowanie. Większa część znanych złóż soli kamiennej zawiera w sobie domieszkę anhydrytu, lub gipsu, widoczną na oko w postaci cienkich przerostów w masie soli kamiennej. Wobec tego jednak, iż domieszka ta wynosi nieznaczny %, sól, wydobytą robotami górniczymi, idzie bezpośrednio na rynek po uprzednim jej rozdrobieniu. Taką jest sól z kopalń Briancewskich w Bachmucie, Ileckiej Zaszczity, Wieliczki, Stassfurtu i in. W tych jednak wypadkach, gdy złożo soli zawiera znaczną ilość obcych domieszek, jej oczyszczenie dokonywa się przez ługowanie, a następnie odparowanie lub krystalizację. Sposób ten znajduje zastosowanie przy wydobyciu wszechświatowo znanej saletry chilijskiej ($NaNO_3$), zalegającej w bezdeszczowych pustyniach na zachodnim stoku And, w prowincjach Tarapaca, Antofagasta i Atacama, w formie pokładu o grubości 0,2—2,2 m na głębokości kilku metrów, składającego się z 20—40% czystej saletry. W Indjach metodzie ługowania podlegają gleby, przesycone saletrą potasową. W Kalifornji w pobliżu kopalni rtęci „Sulfurbank“ podlega ługowaniu i krystalizacji boraks, tworzący na dnie jednego z słonych jezior pokład o miąższości 1,5 m i odbudowywany w porze deszczowej zapomocą ekskawatorów, a w porze suchej — robotami ziemnymi. Wydobycie ałunu ze złóż naturalnych w postaci minerału pikeryngitu (ałun magnezjowy $MgSO_4 + Al_2(SO_4)_3 + 24H_2O$) w pobliżu Iquique w Chili, ałunitu (czyli kamienia ałunowego — $K_2SO_4 + Al_2(SO_4)_3 + 2Al(OH)_3$) w Tolfie w pobliżu Civitavecchia (w b. Okręgu Papieskim), łupku ałunowego i ałunowej

ziemi, przedstawiających glinę i łupki, przepojone pirytem, przez którego rozkład wytworzył się ałun, — w złożach węgla brunatnego Północnych Czech i Saksonji, ceramogalitu (sól włosista — $Al_2(SO_4)_3 + 18H_2O$) w Adelajdzie w New-South-Wales — polega zawsze na ługowaniu wodą, niekiedy z dodaniem siarczku potasu (w wypadku ceramogalitu) i odparowaniu solanki, przytem ałun łupkowy niekiedy przed ługowaniem poddaje się prażeniu w celu rozłożenia pirytu, a ałunit zarzeniu, w stanie bowiem surowym jest nierozpuszczalny.



Rys. 137. Wydobywanie solonośnych glin w ługowniach podziemnych.

Najwięcej jednak charakterystyczny przykład ługowania soli przedstawia wydobywanie soli kamiennej przez jej ługowanie w komorach podziemnych (ługowniach) w miejscu zalegania, czyli połączenie w jednym procesie robót górniczych z przeróbką zapomocą ługowania. Sposób ten znajduje zastosowanie w złożach solonośnych Alp Północnych, w górskiej miejscowości Aussee, Hallstadt i Ischl w austriackim Salzkammergucie, w Hallein i okręgu Salzburkskim, Berchtesgaden w Górnej Bawarii i Hall

w Tyrolu. Tam złoża solonośne mają formę nader nieprawidłową i noszą ślady zmian, związanych widocznie z tworzeniem się Alp. Tutaj napotykamy różnorodnie wygięte, wchodzące jeden w drugi, pomieszane z sobą bez żadnej prawidłowości pokłady gliny, soli, gipsu, anhydrytu i innych minerałów, przytem masa soli jest zmieszana z iłem solnym, polihalitem ($2CaSO_4 + K_2Mg(SO_4)_2 + 2H_2O$) i anhydrytem ($CaSO_4$), tak iż na 100 m³ skały wypada 60 m³ soli kamiennej, a więc 40% objętościowo wynoszą domieszki postronne.

Piętro czynne ograniczone jest 2 sztolniami *a* i *b* (rys. 137). Sztolnia górna *a* służy do doprowadzenia wody słodkiej, dolna *b* — do spuszczenia solanki. Wodę i solankę przeprowadza się rurami ułożonymi w chodnikach. Od sztolni *b* przebitą jest ort *k* w pokładzie iltu solnego, a w jej końcu jest urządzona okrągła komora *w* — ługownia podziemna — o średnicy 20—50 m i wysokości 2 metrów. Poziom górny łączy się z komorą jedynie wyrobiskiem *s* i ślepym szybikiem *p*. Pierwsze służy do połączenia z komorą i doprowadzenia do niej wody, ślepy zaś szybik — do spuszczenia solanki i posiada obudowę pełną. Ort *k* zamknięty jest tamą *d* z prasowanej gliny, przez nią przeprowadza się rurę do spuszczenia solanki; rura ta z jednej strony jest otwarta i doprowadzona do ślepego szybiku, z drugiej zaś zaopatrzona w kran otwiera się do zbiornika w chodniku *k*, z którego solanka przechodzi do głównej rury odprowadzającej. Po ukończeniu wszystkich

robót przygotowawczych i przeprowadzeniu rur przystępuje się do ługowania. Ługownię podziemną wypełnia się wodą tak, aby dotykała piętra wyrobiska, i przebieg ługowania rozpoczyna się. Oprócz soli kamiennej rozpuszczają się również inne, znajdujące się w skale sole, głównie polihalit. Natomiast nierozpuszczalne iły solne, częściowo gips, osiadają na dnie ługowni i zabezpieczają je przed rozpuszczaniem. W taki sposób komora stopniowo rozszerza się ku górze zajmując położenie, pokazane na rys. 137 linią przerywaną. Woda pozostaje w ługowni dotąd, póki 1 jej litr nie będzie zawierać 0,3 kg soli, co daje solankę 28%. W rzeczywistości woda mogłaby rozpuścić 32%, rozpuszczanie jednak ostatnich cząstek ma przebieg bardzo powolny, i im dłużej pozostaje solanka w ługowni podziemnej, tem więcej oprócz soli kuchennej rozpuszcza się innych trudno rozpuszczalnych soli, jak siarczan wapnia. Gotową solankę spuszcza się przez rury *d*, przytem obudowa ślepego szybiku *p* ochrania rury przed zanieczyszczeniem iłem, osadzającym się w ługowni. Po spuszczeniu solanki ługownię znowu wypełnia się wodą — i powtarza się to dotąd, aż piętro ługowni zaczyna grozić zawaleniem. Wówczas pracę na danej ługowni przerywa się i przystępuje się do wypełnienia wodą następnej ługowni, która do tego czasu powinna być zupełnie przygotowana.

Przy odparowaniu solanki następuje wydzielenie z niej soli w określonej kolejności, odpowiednio do ich rozpuszczalności. Najpierw osadzają się najtrudniej rozpuszczalne sole, siarczan i węglan wapnia, następnie chlorek sodu i wreszcie sole potasowe i magnezowe. W taki sposób można otrzymać oddzielnie skoncentrowane sole określonego składu, które mogą być następnie oczyszczone drogą dodatkowego ługowania i powtórnej krystalizacji (rafinowania).

Osadzanie takie przez parowanie solanek naturalnych zachodzi nieprzerwanie w przyrodzie w rozmiarach imponujących. Tak, wszystkie znane złoża soli kamiennej przedstawiają produkty zupełnie zakończonego procesu parowania wody morskiej. Złoża soli kamiennej zalegają na pokładach gipsu, wydzielającego się z roztworu wcześniej, niż chlorek sodu. Przy sprzyjających okolicznościach mogą podlegać krystalizacji prawie wszystkie sole, znajdujące się w roztworze wody morskiej, i w tym wypadku układają się kolejnymi warstwami odpowiednio do swej rozpuszczalności. Tak, w znanem złożu Stassfurtu ponad solą kamienną zalega warstwa więcej rozpuszczalnych soli potasowych i magnezowych, sylwin (KCl), karnalit ($KCl + MgCl_2 + 6H_2O$), sól gorzka ($MgSO_4 + 7H_2O$) i kizeryt ($MgSO_4 + H_2O$). Względna miąższość pokładów czystej soli kuchennej i zmieszanej z przewagą soli potasowych i magnezowych, 150—900 m pierwszej i 24—40 m drugich, odpowiada procentowej zawartości tych soli w wodzie morskiej: 2,7% $NaCl$, 0,42% KCl i $MgCl_2$. W taki więc sposób w wiekowym procesie parowania natura wykonywa tutaj zróżniczkowanie soli, czyli ich wzbo-

gacanie, a wydobycie soli kamiennej górnictwem robotami podziemnymi przedstawia ostatni etap w ich otrzymaniu, wykonany pracą ludzką w ogólnym cyklu olbrzymich w swej skali procesów, dokonywanych przy udziale sił przyrody.

Proces naturalnej krystalizacji i osadzania soli z solanki odbywa się w przyrodzie na naszych oczach w jeziorach słonych, wewnętrznych zamkniętych zbiornikach — pozostałościach poprzednich mórz — lub też w zatokach, połączonych z morzem wąskimi cieśninami, w oddzielających ich mierzejach (Kara-Boghaz), jeżeli przepływ wody słodkiej jest mniejszy niż roczne jej odparowanie i jeżeli koncentracja roztworów dochodzi do stanu nasycenia. Praca ludzka ogranicza się wówczas do zbierania, tworzącej się na brzegach takich zbiorników wody, skorupy soli i wyciągania jej z dna różnymi sposobami.

Obserwacje stałe zachodzących w przyrodzie zjawisk parowania nauczyły człowieka sposobów sztucznego otrzymywania soli z wody morskiej.

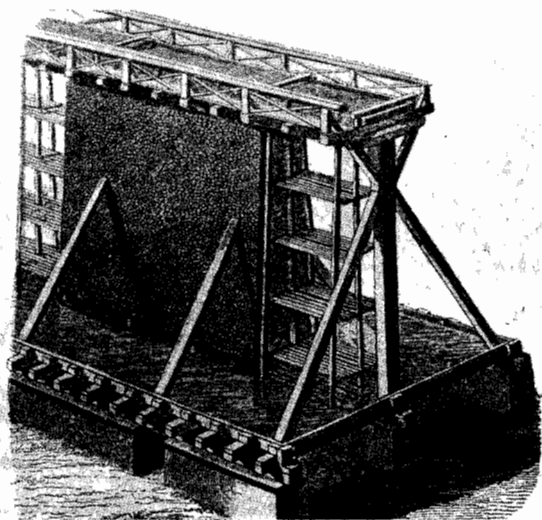
„W krajach południowych, na brzegach Oceanu Atlantyckiego, mórz Śródziemnego i Czarnego wykorzystane są w tym celu upały letnie. Wybiera się wygodne nizinne brzegi morskie, i na nich urządza całe rzędy zbiorników, połączonych między sobą. Górne z nich napełnia się zapomocą pompy, lub też wpuszcza się do nich wodę morską podczas przypływu. W takich zbiornikach, oddzielonych od pozostałego morza niekiedy naturalnymi mierzejami, lub też sztucznymi nasypami, w miesiącu kwietniu rozpoczyna się znaczne parowanie wody. W miarę zgęszczania się roztworów, są one przepuszczane do następnych zbiorników, a górne napełnia się wodą — tak więc solanka przechodzi przez szereg zbiorników. Dno zbiorników musi być, oczywiście, nieprzenikliwe dla wody, i w tym celu ubija się je gliną. Gdy zgęszczenie dojdzie do 28% (soli), rozpoczyna się wydzielenie kryształków soli kuchennej. Sól wyciąga się z dna i idzie na użytek, jako sól kuchenna. W większości wypadków wydobywa się jedynie połowę chlorku sodowego z całej ilości, możliwej do wydzielenia z wody morskiej, druga bowiem jego połowa ma już smak gorzki od domieszek soli magnezowych, wydzielających się wraz z solą kuchenną“¹⁾.

Dawniej, gdy jeszcze nie było znane słynne złożo soli potasowych w Stassfurcie, sole te były otrzymywane niekiedy przez krystalizację z wody morskiej, jak np. w delcie Rodanu na wyspie Camargue, przy doprowadzeniu do końca odparowania. Przy tem, podczas gdy pierwsza połowa chlorku sodu zawierała nie więcej, niż 1% soli gorzkiej, druga połowa zawierała większy jej %, nadający soli gorzki smak; przy dalszem odparowywaniu otrzymywano mieszaninę chlorku potasu i chlorku magnezu w postaci soli podwójnej $KMgCl_3 + 6H_2O$,

¹⁾ Mendelejew. Podstawy chemji. Petersburg, 1889.

odpowiadającej minerałowi karnalitowi w złożu w Stassfurcie. Zazwyczaj po wydzieleniu chlorku sodu gęsty ług macierzysty, zawierający znaczną ilość chlorku magnezu i innych soli, spuszcza się z powrotem do morza.

Pomimo to w otrzymanej soli zawsze znajduje się pewna ilość soli magnezowych, które nie tylko powodują jej nieprzyjemny gorzki smak, lecz również ze względu na swoją łatwą rozpuszczalność i higroskopijność, nadają soli kuchennej własność bardzo niekorzystną dla przechowywania i przewożenia: sól ta wchłania wilgoć z powietrza, rozplywa się i traci na wyglądzie. W celu usunięcia tego braku stosuje się oczyszczanie soli morskiej od domieszek soli magnezowych (rafinowanie) przez wykorzystanie jej własności łatwego rozpuszczania się. W tym celu sól morską układa się w stopy i poddaje się działaniu



Rys. 138. Teźnia.

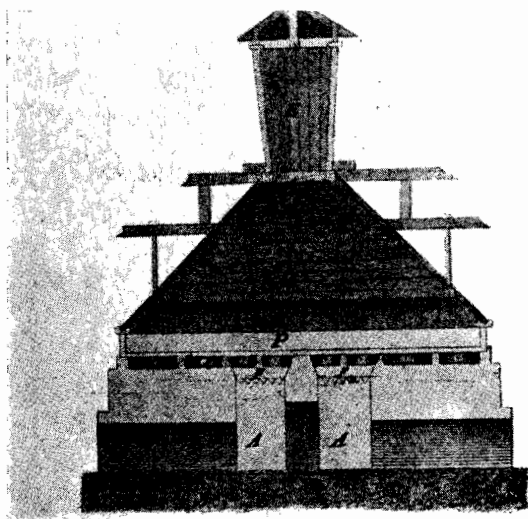
wody deszczowej, która ją oczyszcza, nasycając się bowiem solą kuchenną, więcej jej nie rozpuszcza, natomiast wypłókuje domieszki. W Portugalji (Setúbal, St. Ubes) sól podlega wielokrotnej krystalizacji, a w określonym momencie spuszcza się ług macierzysty, przez co zawartość soli gorzkiej (angielskiej) obniża się z 7% do 1½%. W Indjach sól świeżo osadzoną oddziela się od ługu zapomocą wirówek, poczem prasuje się pod dużym ciśnieniem w kształcie brykietów i opakuje w papier parafinowy, dzięki temu sól bardzo dobrze się przechowuje i przewozi.

W morskim przemyśle solnym w Europie wydobywanie soli odbywa się od kwietnia do października, w innych porach roku proces jedynie słabo się podtrzymuje. Liczba robotników naogół jest ograniczona w czasie jednak zbierania soli panuje tutaj ożywienie: setki kobiet i dzieci jest zajętych przenoszeniem gotowej soli do składów.

„Na północnym pobrzeżu Rosji do koncentracji soli morskiej jest używany sposób inny. Jeżeli słabą solankę poddać działaniu mrozu, tak aby część cieczy zamarzała, to lód powstały zawierać będzie nieznaczny % soli, większa jej część pozostanie w roztworze, który w ten

sposób ulega wzbogacania w sól. Powtarzając tę czynność kilka razy, można doprowadzić koncentrację do tej granicy, kiedy staje się już korzystnym pozostałą wodę wyparowywać w naczyniach płaskich¹⁾.

Do koncentracji słabych solanek ze źródeł solankowych i pompowanych z otworów świdrowych „dawniej powszechnie używano tężni, które obecnie stopniowo wychodzą z użycia.



Rys. 139. Warzelnia soli.

Tężnia jest to długa i wysoka szopa, niekiedy sięgająca długości kilku wiorst, zazwyczaj zbudowana prostopadle do kierunku panujących wiatrów (rys. 138). Szopa taka jest z boków odkryta i wypełniona chróstem. Ponad nią znajduje się długie koryto, do którego pompuje się wodę słoną. Przelewająca się przez koryto woda rozlewa się po chróście i, spływając po nim cienką warstwą, przedstawia ogromną powierzchnię parowania, wskutek czego w cieplej porze roku i przy wietrze ulega szybkiemu zgęszczeniu²⁾. Na chróście oprócz tego osadzają się, aczkolwiek częściowo, trudno rozpuszczalne sole — gips i węglan wapnia, tworząc t. zw. kamień faszynowy. „Po spłynięciu po chróście solanka zbiera się pod tężnią w zbiorniku, skąd zazwyczaj przepompowuje się po raz drugi i trzeci na tężnie, zanim roztwór nie osiągnie takiego zgęszczenia, przy którym okaże się korzystne dalsze otrzymanie soli drogą nagrzewania³⁾. Zazwyczaj zgęszczenie na tężniach doprowadza się do 12—20%.

Zgęszczone na tężniach rotwory i naturalne mocne solanki, jak również solanki, otrzymane w Alpach przy odbudowie iłów sol-

¹⁾ Trepow. Wydobywanie i przeróbka ciał kopalnych. Przekład Czarusskiego, 1902.

²⁾ Mendelejew l. c.

nych w ługowniach podziemnych, podlegają odparowaniu w warzelniach. „Warzenie soli odbywa się w dużych płaskich naczyniach z blachy żelaznej; powierzchnia ich dna dochodzi do 200 i więcej metrów kwadratowych. Takie naczynia noszą nazwę panwi. Zapomocą rur napełnia się je koncentrowaną solanką, dla odparowania której urządzone są paleniska (rys. 139). Pod panwiami przeprowadza się kilka kanałów dymnych — *a*, przez które przechodzą w różnych kierunkach gorące gazy, oddające przed wyjściem do komina pozostałe ciepło na osuszanie warzonej soli. Naczynie *P* zaopatrzone jest dla odprowadzenia pary w rurę *E* i hełm *M*, którego dolny brzeg posiada kilka klap i który służy do uprzedniego osuszania soli. *F* — przedstawiają paleniska, *A* — popielnik. Proces odparowania dzieli się na 3 części. Najpierw solankę poddaje się silnemu wrzeniu, przyczem wydzielają się sole wapnia i żelaza, oczywiście o ile znajdują się w solance, i osiadają na dnie w postaci żółtego łu. Czynność ta nosi nazwę wymieszkiwania. łu się wygrzebuje, i rozpoczyna się wydzielenie czystej soli. W zależności od stopnia nagrzewania zachodzi szybka lub powolna krystalizacja. W wypadku pierwszym tworzy się drobna sól stołowa, w drugim — gruba, przydatna do celów przemysłowych. Drobna sól do swego wydzielenia wymaga od 12 do 24 godzin zależnie od głębokości panwi, stopnia koncentracji solanki i siły nagrzewania, a gruba — od 96 do 120 godzin. Kiedy wydzielenie soli już się skończyło i na dnie panwi pozostało niewiele solanki, sól się zgrzebuje i umieszcza na wysoko podniesiony brzeg hełmu, gdzie z niej spływa solanka; potem panew wypełnia się ponownie solanką.

Po wywarzeniu kilku porcji, których liczba zależy od zawartości soli magnezowych w solance, pozostałość ostatniej — łu macierzysty — powinien być usunięty i częściowo przerobiony na sole potasowe i magnezowe. Na dnie panwi, przeważnie w najgorętszej jego części, osiada twarda, trudno rozpuszczalna skorupa, składająca się głównie z gipsu, zmieszanego z solami, zwana kamieniem panwiowym. Od czasu do czasu przy ochładzaniu panwi kamień ten odbija się dółtem, w niektórych miejscowościach podlega mieleniu i używa się jako nawóz sztuczny. Osuszanie soli odbywa się w osobnych suszarniach przy częstym przemieszaniu“¹⁾.

W czasach ostatnich wraz z odkryciem bogatych złóż soli kamiennych i wzmożoną ich odbudową otrzymywanie soli z solanek drogą warzenia, poprzednio stosowane powszechnie, zaczęło zanikać i może się utrzymać obecnie jedynie przy tanioci paliwa. Warzenie soli i krystalizacja obecnie ma duże znaczenie przy przeróbce innych soli, oprócz soli kuchennej i jej towarzyszących, np. przy otrzymywaniu saletry potasowej i chilijskiej, soli glauberskiej, naturalnego ałunu, boraksu i in.

¹⁾ Treptow l. c.

Wzbogacanie soli kuchennej i soli potasowych w Stassfurcie wykonywa się sposobami mechanicznymi, głównie ręcznym przebieraniem, któremu dopomaga różnica barw białej soli kuchennej i czerwonej — karnalitu. Niekiedy mają zastosowanie sposoby, oparte na różnicy kształtu i wielkości, jak również miały miejsce próby zastosowania wzbogacania mokrego w roztworach solą nasyconych, wychodząc z następujących różnic ciężarów gatunkowych minerałów, napotykaných w złożu w Stassfurcie:

| | |
|---|------|
| Karnalit ($KCl + MgCl_2 + 6H_2O$) | 1,61 |
| Sylwin (KCl) | 2,12 |
| Sól kuchenna ($NaCl$) | 2,20 |
| Kizeryt ($MgSO_4 + H_2O$) | 2,52 |
| Polihalit ($2CaSO_4 + K_2Mg(SO_4)_2 + 2H_2O$) | 2,72 |
| Anhydryt ($CaSO_4$) | 2,97 |

Przyjmując pod uwagę, iż ciężar gatunkowy roztworu nasyconego soli wynosi około 1,16 przy zwykłej t^0 , współczynnik równopadania

$$\text{dla karnalitu i soli kuchennej} \quad - \quad \frac{2,20 - 1,16}{1,61 - 1,16} = 2,4$$

$$\text{dla karnalitu i polihalitu} \quad - \quad \frac{2,72 - 1,16}{1,61 - 1,16} = 3,5$$

$$\text{dla anhydrytu i soli kuchennej} \quad - \quad \frac{2,97 - 1,16}{2,20 - 1,16} = 1,75$$

Wobec tego jednak, iż zakłady chemiczne, przerabiające sole potasowe na różne produkty chemiczne i preparaty, zazwyczaj stawiają wymagania co do zawartości potasu w produktach surowych, które z łatwością mogą być zaspokojone prostszymi sposobami wzbogacania ręcznego, inne sposoby wzbogacania soli potasowych obecnie nie znajdują zastosowania.

Mokra chemiczna przeróbka rud. (Hydrometalurgia).

Zasadniczym warunkiem zastosowania mokrego chemicznego wzbogacania jest bardzo drobny, prawie miazki stan rozdrobienia, przynajmniej użytecznej części ciała kopalnego (lub tej, która podlega ługowaniu), jak wiadomo bowiem, wszystkie reakcje chemiczne zachodzą na powierzchni kontaktujących odczynników i przechodzą znacznie szybciej przy miazko rozdrobionych substancjach. Stąd wypływa, iż zastosowanie chemicznych sposobów wzbogacania rud ogranicza się do odmian drobno-wprysniętych, wymagających bardzo miazkiego rozdrabiania dla osiągnięcia stanu zupełnego rozluźnienia. Z drugiej strony, metody chemiczne okazują się najwięcej właściwe w tych wypadkach, gdy ilości absolutne użytecznej części ciała kopalnego są o tyle małe, iż zwykłe metody wzbogacania sposobami mechanicznymi,

pomimo dostatecznych różnic własności fizycznych, stają się nie do zastosowania. Takimi są rudy złota, którego zawartość oblicza się w ilościach gramów na tonnę, względnie w żołątkach na 100 pudów (tysiąc. ułamki ‰¹⁾), i srebra, którego zawartość oblicza się w funtach na 100 pudów (dziesiąt. części ‰), oraz innych minerałów rzadkich (np. rudy wanaadowe). Przy tak małych zawartościach nie można otrzymać na sitach maszyn płóczkowych jakiegokolwiek spostrzegalnej warstwy koncentratu, na stołach zaś staje się niemożliwe oddzielenie tak wąskiej smugi z wachlarza rudy, któraby zawierała czyste złoto. Oprócz tego, znaczna część złota pozostaje w stanie pyłu i z tego powodu traci się w odpadach. Tak więc, główny zakres zastosowania mokrych chemicznych sposobów stanowią rudy złota i srebra, dlatego też rozpatrywane przez nas chemiczne sposoby wzbogacania będą przystosowane głównie do tych rud. Do rud innych metali metody chemiczne znajdują zastosowanie przy przeróbce miedzi²⁾, lecz w tym wypadku mokre chemiczne sposoby otrzymywania miedzi nie są jedynymi sposobami wzbogacania, ani też otrzymywania miedzi metalicznej, a wiążą się ściślej z metalurgią (procesy hydrometalurgiczne) i są rozpatrywane w podręcznikach metalurgji, wówczas gdy chemiczne sposoby otrzymywania metali szlachetnych stanowią główne, a często jedyne metody wzbogacania i otrzymywania metali z rudy, i dlatego sposoby te należą do kursu wzbogacania. W zastosowaniu do rud złota i srebra znane są trzy sposoby mokrego chemicznego wzbogacania:

- 1) Amalgamowanie,
- 2) Cyjanizacja,
- 3) Chlorynacja.

§ 2. 1. Amalgamowanie (Amalgamacja).

(Amalgamation. Anreicherung durch Amalgamation. Амальгамация).

Zasady amalgamowania. Amalgamat i jego własności. Amalgamowanie opiera się na własności rtęci³⁾ łączenia się przy zwykłej temperaturze bezpośrednio z niektórymi metalami, a w tej liczbie ze złotem i srebrem, z wytworzeniem substancji, nazwanej amalgamatem⁴⁾. Własnościami swojemi amalgamat przypomina stopy. Na wzór stopów rtęć z metalami tworzy połączenia w dowolnym stosunku, istnieją jednak niektóre połączenia, odznaczające się stałością składu i niekiedy

¹⁾ Określenie zawartości złota kruszcowego używa się: 1) we Francji liczbą gramów na tonnę metryczną — 0,001 ‰, 2) w Anglii liczbą uncyj (1 = 31,3 gr) w tonnie angielskiej (= 1,016 t. m.), 3) w Ameryce wart. złota w dolarach w tonnie ameryk. (= 0,907 t. m.), 4) w Rosji liczbą żołątków (1 żołą. = 4,3 gr.) w 100 pud. (= 1,648 t. m.).

²⁾ W ostatnich czasach również do Zn z rud polimetalicznych przy bardzo drobnem wprysnięciu i ściśłem zmieszaniu minerałów (Zakład w Great Fall Anaconda Copp. Mg. Co^o).

³⁾ Mercury. Quicksilver. Quecksilber. Mercure. Ртуть.

⁴⁾ Amalgam. L'amalgame. Амальгама.

określoną formą krystaliczną. Tak, dla amalgamatu złota znane są połączenia: Au_6Hg , Au_8Hg , Au_3Hg_3 , $AuHg_2$, $AuHg_4$, $AuHg_6$. Z nich połączenie $AuHg_2$ odpowiada amalgamatowi, otrzymywanemu w zakładach przerobczych i przedstawia amalgamat twardy i plastyczny. Wszystkie inne rodzaje przedstawiają albo roztwór plastycznego amalgamatu w nadmiarze rtęci — amalgamat płynny, albo też konglomerat nierozpuszczonych ziarn złota, scementowanych płynnym, lub plastycznym amalgamatem — amalgamat kruchy. Przez dodanie rtęci amalgamat kruchy przeistacza się w odmianę plastyczną lub płynną. Z amalgamatu płynnego otrzymać można amalgamat twardy drogą wyżymania przez skórę zamszową, przytem jednak rtęć odcedzona utrzymuje bardzo nieznaczny udział złota — 0,1%. Oprócz Au i Ag rtęć amalgamuje również Cu , Pb , Sn , Zn , Cd , Bi , Na , K , As i Sb . Nieznaczne nagrzewanie przyspiesza amalgamację. As i Sb na zimno nie amalgamują się zupełnie, jednak już przy 15° — 20° tworzą niezmiernie łatwo amalgamat ruchliwy. Ag amalgamuje się bezpośrednio również i z roztworów soli. Drogą elektrolizy roztworów może być otrzymany amalgamat Ni , Co , Fe , Mn , Cr , Al i Pt . Żelazo bezpośrednio amalgamuje się jedynie amalgamatem sodowym.

Amalgamowanie rud złota nie przedstawia typowego ługowania rtęcią, nacechowanego, jak to wyżej wskazane zostało, momentami nasycania i oddzielania. Złoto tak łatwo i szybko ulega amalgamowaniu, iż do przeprowadzenia go w amalgamat wystarcza powierzchniowy kontakt złota i rtęci.

Amalgamowanie rud złota odbywa się dwojakim sposobem:

1) Podczas mokrego miążkiego rozdrabniania w przyrządach rozdrabiających — amalgamowanie wewnętrzne¹⁾ i

2) po rozdrobieniu poza przyrządami rozdrabiającymi na stołach amalgamacyjnych (szluzach) — amalgamowanie zewnętrzne²⁾.

1. Amalgamowanie wewnętrzne może się odbywać jedynie w takich przyrządach, których przestrzeń robocza mieści się wewnątrz misy, a więc w młynach chilijskich i tłuczkach (również w młynach typu Huntington, Griffin i innych). Rtęć nalewa się bezpośrednio do misy (koryta tłuczкового) w niewielkich ilościach 34 gramy co 2—3 godziny lub 200 gramów 2 razy na dobę, niekiedy zaś zapomocą automatycznych zasilaczy kroplami bez przerwy, przytem tworzący się amalgamat zbiera się na dnie misy lub moździerza albo też w tym celu na wewnętrznych ścianach moździerza (lub misy) przymocowuje się wewnętrzne płyty amalgamowane³⁾, za-

¹⁾ Inside amalgamation. Battery amalgamation. Amalgamation intérieure. Внутренняя амальгамация.

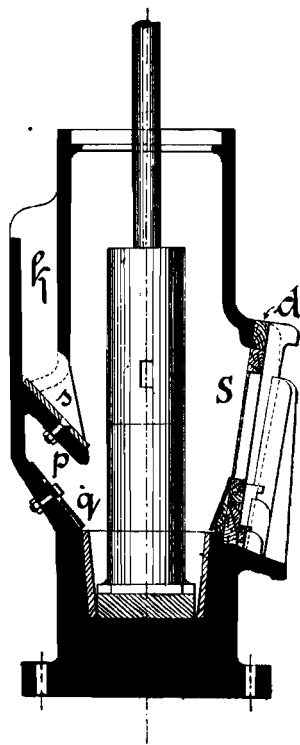
²⁾ Outside amalgamation. (Copper) plate-amalgamation. Amalgamation extérieure. Наружная амальгамация.

³⁾ Inside plates. Innere amalgamierte Kupferplatte. Plaques d'amalgamation intérieure. Внутренние амальгамированные доски.

zwyczaj blacha miedziana z powierzchnią natartą rtęcią. Na Uralu w misach młynów chilijskich najczęściej nie daje się blach wewnętrznych, natomiast w Ameryce w moździerzach tłuczek używa się płyty tylną q i przednią p (rys. 140) niekiedy tylko jedną przednią płytę amalgamowaną umocowuje się na desce drewnianej, tworzącej próg otworu wyładunkowego.

Zastosowanie płyt amalgamowanych nie wyklucza dolewania rtęci. Płyty jedynie ułatwiają zbieranie amalgamatu, utrzymując go na swojej powierzchni. Nalewana do przyrządu rtęć rozbija się na drobne kulki i przez falowanie cieczy rozkłada się równomiernie w jej masie. W momencie kontaktu z czystym złotem rtęć go rozpuszcza, ztraca swoją ruchliwość i w postaci amalgamatu częściowo osiada na płytach, częściowo opada na dno. W miarę nagromadzenia się amalgamatu perjodycznie dokonuje się „zdjęcie złota” lub „spłókiwanie”¹⁾. W tym celu zatrzymuje się rozdrabnianie, zdekuje się płyty amalgamowane i ściera się z nich warstwę wytworzonego złotego amalgamatu (patrz niżej — amalgamowanie zewnętrzne), amalgamat zaś osadzony na dnie ulega spłókiwaniu. Ten ostatni jest zawsze zmieszany z niezmieloną pozostałością rudy, i dlatego poddawany jest dodatkowej przeróbce (patrz niżej). Przy obecności blach wewnętrznych osadzonego amalgamatu na dnie tworzy się mniej, i wówczas spłókiwanie odbywa się rzadziej. Na Uralu spłókiwanie mis w młynach chilijskich przeprowadza się raz dziennie, w Ameryce przy używaniu blach wewnętrznych spłókiwanie moździerza tłuczek odbywa się raz na tydzień i rzadziej.

2. Amalgamowanie zewnętrzne wykonywa się na stołach amalgamacyjnych (szluzach²⁾). Stoły amalgamacyjne przedstawiają długie nieco nachylone stoły, posiadające niewysokie obrzeża i przylegające brzegiem górnym bezpośrednio do otworu wyładunkowego misy lub moździerza (rys. 141, również tom I, rys. 158, str. 165 i rys. 172 str. 175). Powierzchnia stołów pokryta miedzianymi

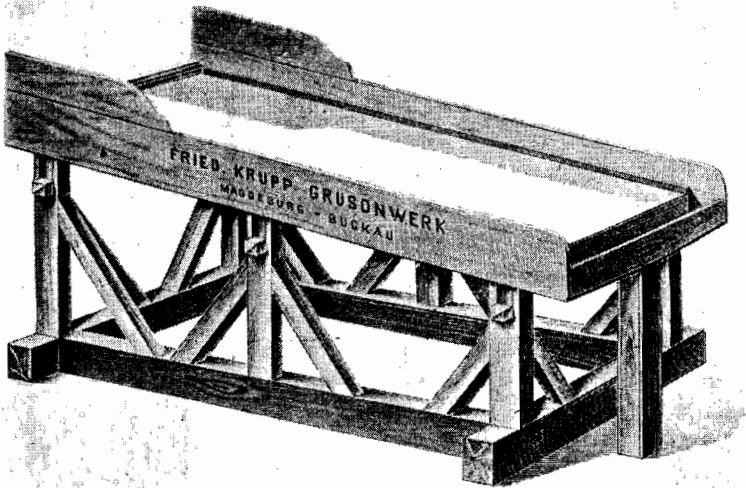


Rys. 140. Rozłożenie płyt amalgamacyjnych p i q wewnątrz moździerza tłuczki.

¹⁾ Cleaning up. Goldausnahme. Nettoyage. Съёмка золота, сполоск.

²⁾ Plate sluices. Plates. Amalgamationstisch. Plaques d'amalgamation extérieure. Шлюзы.

blachami (3—5 mm grubości) a amalgamowanemi ze strony zewnętrznej. Po tych blachach płyną ciekłą warstwą zawiesiny, wyrzucane przez siatkę przyrządu rozdrabiającego, przytem złoto, które nie zdążyło się zamalgamować wewnątrz misy, oraz wyrzucone części amalgamatu osiadają na stole i utrzymują się na amalgamowanej powierzchni blach, czyste zaś ziarna złota przechodzą w amalgamat.



Rys. 141. Stół do amalgamowania zewnętrznej rud złota.

Ziarna skały pływnej zostają unoszone w stanie zawieszonym, lub też, nie będąc zatrzymywane przez amalgamat, toczą się po dnie. Poniższa tablica charakteryzuje wymiary i różne elementy używanych w praktyce stołów amalgamacyjnych.

| Nazwa kopalni i autorów | | Ogólna długość metr. | Szerokość metr. | Płaszczyzna m kwadr. | Nachylenie (grade) | Wydajność na 24 godz. t | Zużycie wody wagowo na 1 część rudy |
|-------------------------|---------------------|-------------------------------|--------------------|----------------------|------------------------|-------------------------|-------------------------------------|
| Na Uralu | Kopalnia Berezowska | 6,400 | 2,660 (2×1,330) | 17 | 5°25' | 16,5 | 30 : 1 |
| | „ Troicka | 6,100 | 1,020 | 6,2 | 6°45' | 36 | 12 : 1 |
| | „ Gawr. Arch. | 9,150 | 0,750 | 6,85 | 3°45' | 12 | — |
| | Richards | — | — | { 0,9—8,2 ∞ 5,4 | { 4°46' —11°46' | ∞16,5 | ∞ 7 : 1 |
| | Louis | { 1,525- -6,100 ∞ 4,575 | — | — | { 1/6 — 1/24 ∞ 1/12 | — | — |

Amalgamowane płyty najczęściej są wykonane z miedzi, ale również bywają pokryte elektrolitycznym srebrem, lub też są z czystego srebra (w Australji używany niekiedy stop 60% *Cu* i 40% *Zn*). W miarę narastania warstwy amalgamatu złota zdejmuje się go podczas spłókiwania misy. Podczas zdejmowania amalgamatu nie należy docierać aż do czerwonej miedzi, lecz zadowolić się zdjęciem jedynie górnej miękkiej warstwy amalgamatu. W tym celu najlepiej używać kawałka zwykłej gumy (4"×2"×1"), która bardzo wygodnie i łatwo ściera górną warstwę. Używane niekiedy w tym celu drewniane i szczególnie metalowe gracie należy uważać za niedopuszczalne. Rozróżnia się zdejmowanie codzienne, miesięczne i roczne. Przy codziennem zdjęciu zdejmuje się jedynie górną najmniejszą warstwę amalgamatu. Zdjęcie przytem często ogranicza się do górnej części stołu amalgamacyjnego, 2—3 stopy długości. Dolną zaś część blach oczyszcza się rzadziej. Przy miesięcznem zdejmowaniu amalgamatu blachy zdejmuje się ze stołu i w miarę się nagrzewa, poczem zapomocą gumy można zdjąć znacznie grubszą warstwę amalgamatu. Po skutecznieniu zdjęcia blachy układa się na stole i naciera się je rtęcią. Przy rocznem zdejmowaniu blachy poddaje się silnemu nagrzewaniu, w celu usunięcia wszelkich śladów amalgamatu, poczem skutecznia się amalgamowanie blach, podobnie jak przy nowych. Nieznaczna część złota tworzy stop z miedzią i może być otrzymana po zużyciu blach (po 3—5 latach) przez ich stopienie i rafinowanie.

Do uławiania bardzo płynnego amalgamatu, tworzącego się przy nadmiarze rtęci i trudno utrzymującego się na stołach, urządza się t. zw. rtęciowe pułapki¹⁾ w kształcie żłobów poprzecznych, niekiedy z przegródką rozdzielczą, nie dochodzącą do dna, rozmieszczanych w różnych miejscach wzdłuż stołów i na ich końcu („pośrednie“ i „końcowe“ pułapki — tom I. rys. 158 *ab—cd*). W pułapkach zbiera się piasek i płynny amalgamat; w pułapkach zaopatrzonych w tarczę rozdzielczą, strumień zawiesin, omywając z dołu wytworzony przez nią próg, wypłókuje z pułapki drobny piasek, pozostawiając jedynie amalgamat i cięższe ziarna, które niekiedy mogą zawierać ukryte ziarna złota i pirytu. Materjał, zbierany z pułapek jednocześnie ze zdjęciem ogólnem, przechodzi do przeróbki uzupełniającej dla oczyszczenia od piasku razem z amalgamatem, zebrany na dnie misy.

Znaczenie wewnętrznego i zewnętrznego amalgamowania. Zazwyczaj wewnętrzne i zewnętrzne amalgamowanie wzajemnie się uzupełniają, niekiedy jednak amalgamowanie wewnętrzne nie jest stosowane, zewnętrzne natomiast stosuje się w każdym wypadku. Zastosowanie wewnętrznego amalgamowania wogóle jest niedogodne zarówno ze względu na duże trudności przy obserwacji biegu amalga-

¹⁾ Mercury wells. Mercury traps. Amalgamfänger. Les trapes. Рт, тные ловушки.

mowania, zachodzącego wewnątrz kruszarek, jak i szczególnie ze względu na zmniejszenie przytem wydajności rozdrabiania. Ażeby rtęć nadążała amalgamować złoto, koniecznym jest zatrzymanie materiału w kruszarce o ile możności jak najdłużej przez podwyższenie progu, co właśnie obniża wydajność. Z drugiej strony, jeżeli złoto, uwolnione przy rozdrabianiu, nie zostaje zaraz usunięte przez siatkę, wówczas podlegając dalszemu tłuczeniu, jako nadzwyczaj kowalne, łatwo rozpląszcza się w cienkie blaszki, które następnie na stołach amalgamacyjnych nie toną. Ze względu na to niezbędnym jest przeprowadzać złoto w amalgamat możliwie szybko, bezpośrednio po uwolnieniu go od zrostów z kwarcem, co się osiąga przez amalgamowanie wewnętrzne. To ostatnie ma więc na celu zabezpieczenie przed tworzeniem się pływającego złota w misie. Niebezpieczeństwo rozkuwania złota jest tem większe, im grubsze są ziarna złota, i dlatego zazwyczaj amalgamowanie wewnętrzne ma zastosowanie w tym wypadku, gdy w rudzie złoto zawiera się w ziarnach widocznych okiem nieuzbrojonym (złoto „grube“).

Oprócz tego, najdrobniejsze ziarna, „pływające“ już z samej natury, które unoszone są na stołach w stanie zawieszonym, w misie lub moździerzu mają możliwość kontaktowania z rtęcią i przejścia w amalgamat wskutek falowania cieczy. Tak więc amalgamowanie wewnętrzne ma zastosowanie również w tych wypadkach, kiedy przy bardzo drobnem złocie stosuje się intensywne rozdrabianie w celu najzupełniejszego oddzielenia złota przez amalgamowanie. Wreszcie, w wypadku tak zwanego „złota opornego“¹⁾ amalgamowanie pomyślnie osiąga się przez ścisłe mieszanie i przecieranie materiału z rtęcią, co może być uskutecznione jedynie wewnątrz misy lub moździerza, w czasie procesu rozdrabiania.

Przez samo jednak amalgamowanie wewnętrzne nie można osiągnąć dostatecznie pełnego oddzielenia złota bez zmniejszenia wydajności rozdrabiania poniżej granic ekonomicznie korzystnych i dlatego amalgamowanie wewnętrzne zawsze się uzupełnia przez amalgamowanie zewnętrzne. Jeżeli zaś ruda nie posiada wyżej wskazanych cech szczególnych, to najlepiej zupełnie unikać amalgamowania wewnętrznego.

Pomyślnie wyniki amalgamowania zależą od 1) czystości rtęci, 2) właściwości mineralnych domieszek w rudzie i 3) mechanicznego oddziaływania na rtęć procesu rozdrabiania.

Najmniejsza ilość domieszek *Pb* i *Zn* (często napotykanych w rtęci, znajdującej się w sprzedaży) pozbawia ją własności rozbijania się na kulki i równomiernego rozdzielania się w cieczy.

¹⁾ Refractory ore; rebellious ore. L'or non amalgable. Упорное золото.

Rtęć zanieczyszczona tworzy wydłużone krople i pozostawia ślad na porcelanowej powierzchni.

Obecność w rudzie wolnego arsenu i *Sb*, lub też ich tlenków, dopomaga do tworzenia bardzo płynnego amalgamatu, który nie utrzymuje się na blachach stołów i unosi go strumień zawiesin.

Z drugiej, jednak, strony zupełnie czysta rtęć przy silnem mieszanu w wodzie rozpyla się, przyjmuje postać szarego proszku, który traci zdolność skupiania się i sam przez się nie może osiągnąć stanu pierwotnego. Zjawisko to nazywa się „pumeksowaniem rtęci“¹⁾. W takiej postaci rtęć łatwo zostaje wyniesiona przez siatkę i nie będzie uchwycona na stołach amalgamacyjnych. Zjawisko to w formie bardziej jaskrawej przejawia się w obecności niektórych substancyj: jak *S*, *As*, tłuste oleje mineralne i zwłaszcza oleje roślinne²⁾.

Dla zabezpieczenia rtęci przed pumeksowaniem należy:

1) o ile możności zmniejszyć prędkość ruchu tłuczek i młynów chilijskich. Pod tym względem młyny chilijskie, powodujące mniejsze falowanie, są więcej przydatne do amalgamowania wewnętrznego, niż tłuczki, zwłaszcza wielowalcowe młyny Lane o powolnym biegu (rys. 161, t. I, str. 168).

2) usunąć możliwość dostania się smarów do misy (moździerza), co zależy od udatnej konstrukcji przyrządów do rozdrabniania;

3) unikać używania wody kondensacyjnej;

4) zobojętniać wodę kwaśną;

5) zastosować do amalgamowania amalgamat sodowy (sodu bierze się bardzo nieznaczną ilość, tyle, aby rtęć zaledwie amalgamowała żelazo, co się rozpoznaje przez przyczepianie się rtęci do ostrza żelaznego drutu);

6) dbać o należyty stan amalgamacyjnych płyt miedzianych wewnątrz misy i na stołach, na powierzchni których tworzy się zielonkawo-żółto-brunatna naleciałość³⁾ tlenków miedzi (zwłaszcza na nowych płytach). Najlepszym środkiem do usunięcia naleciałości jest słaby roztwór *CNK*. Oprócz tego w czasie działania stołów powierzchnia blach winna być co 2—3 godziny nacierana rtęcią⁴⁾.

Ogólne zużycie rtęci zależy od ilości złota; w zakładach rosyjskich przy średniej zawartości 5—6 zoł. na 100 pudów wynosi 12,5 zoł. na 100 pud. (1 funt na misę o wydajności 1000 pud. na dobę). W zakładach amerykańskich zużycie rtęci wynosi nie więcej niż 4 zoł. (1 zoł. = 4,3 gr. 100 pud. = 1,638 tonn).

Przeróbka resztek almagamatu osadzonego na dnie. Amalgamat, zebrany z dna oraz z pułapek rtęciowych, podlega oczyszczeniu

1) „Flouring“ and „sickening“ of mercury. „Пемсование“ ртути.

2) „Flotacja“ rtęci.

3) Verdigris. Побежалость.

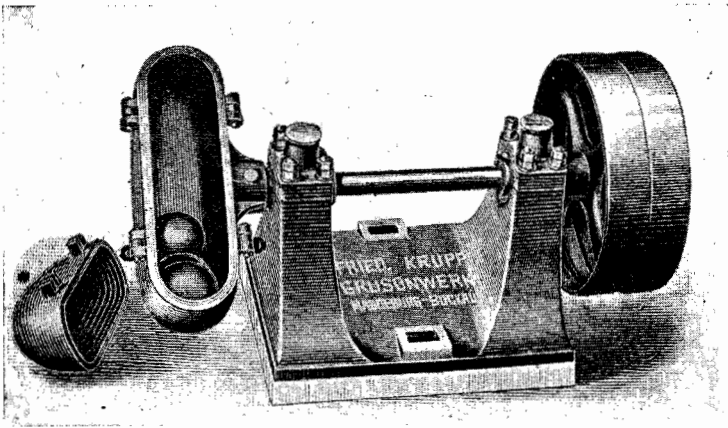
4) Правка листов.

H Szczczt II.

z ziarn skały płonnej drogą przepłókiwania na najprostszyc szluzach — „waszgerdach“ (пелюзы-вашгерды) na wzór przemywania złota okrucowego ¹⁾.

Jeżeli resztki mogą zawierać niezwolnione ziarna złota, to przepłókany na płócznie piasek poddaje się przemieleniu w obecności rtęci w niewielkich młynach kulowych (rys 142) lub też w misach amalgamacyjnych ²⁾ analogicznych do używanych przy amalgamowaniu rud srebra (patrz niżej), lecz o wymiarach znacznie mniejszych.

Typy rud złota, mogące podlegać amalgamacji. W zakończeniu niniejszego §-u zaznaczamy, iż w rdzennych złóżach złoto



Rys. 142. Młyn kulowy do przeróbki resztek z tłuczki lub młynów chilijskich.

zdarza się w dwojakiej postaci: w stanie rodzimym, tak zw. złoto wolne, i w stanie związanym w pirytach, zwłaszcza w FeS_2 , $CuFeS_2$, mispikielu $FeAsS$, stybnicie Sb_2S_3 i in., t. zw. złoto związane, lub złoto chemiczne. Zazwyczaj górne strefy żył są utlenione pod działaniem czynników atmosferycznych i zawierają głównie złoto wolne,

¹⁾ Płókanie złota okrucowego wogóle dzieli się na 3 stadja. Pierwsze stadjum polega na przemywaniu i rozluźnianiu surowego materiału gliniastego oraz usunięciu grubego żwiru, co wykonywa się na maszynach przemywających (t. I, Rozdz. II, § 2, str. 100). W 2-em stadjum wzbogacana drobnica redukuje się do „szarych szlichów“ na zwykłych szluzach z perjodycznym spłókiwaniem. Wreszcie w 3-em stadjum szare szlichy doprowadza się do czarnych i złota metalicznego, co uskutecznia się na niewielkim szluzie, zwanym „waszgerdem“, na którym przy ostrożnem polewaniu wodą, ostateczne oczyszczanie złota wykonywa się ręcznie. W wypadku złota drobnego ostateczna przeróbka uskutecznia się w obecności rtęci, złoto wówczas otrzymuje się w postaci amalgamatu. Czasami rtęć nakrapia się między trafaretami w szluzach w 2-em stadjum procesu, przyczem rolę trafaretów spełniają czasami maty kokosowe lub sukno, we włóknach których zatrzymuje się złoto i amalgamat.

²⁾ Clean-up pan.

wytworzone przez rozkład pirytów, wraz z końcowymi produktami tego rozkładu w postaci różnych ochr. Pod wpływem naturalnej koncentracji często można tutaj zaobserwować tak zwaną strefę cementacji, nadzwyczaj zasobną w lokalne skupienia rodzimego złota. Wobec tego jednak, iż strefa górnego poziomu żył bywa zazwyczaj nader niestałą, pewność złóż określa się według głębszych poziomów rudy pierwotnej. W pierwotnych rudach złota wolnego zazwyczaj bywa mniej, znajduje się ono obok złota związanego w pirytach, a niekiedy zupełnie go nie ma. Z pomocą amalgamowania oddziela się wyłącznie złoto wolne¹⁾. Ponieważ jednak w większości wypadków w większej lub mniejszej mierze złoto to zawsze znajduje się również w rudach pierwotnych, przeto amalgamowanie prowadzi się prawie we wszystkich zakładach przeróbki złota. Przy przeróbce rud stref utlenionych jest to prawie jedyny sposób otrzymywania złota. Co się tyczy pirytów, to niektóre z nich przy amalgamowaniu oddzielają zawarte w nich złoto, inne go nie oddzielają.

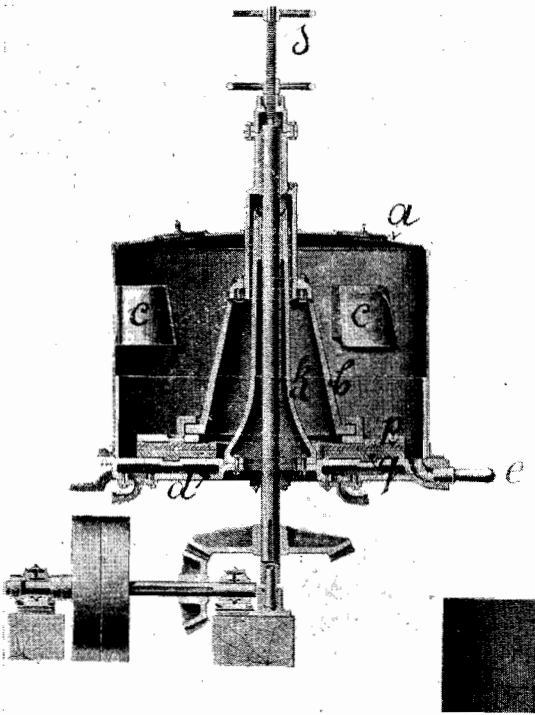
To wskazuje, iż w pirytach złoto znajduje się w dwojakiej postaci: w stanie wolnym, w postaci najbardziej miłkiego pyłu, rozłożonego w szczelinach łupliwości pirytów (np. w Treadwell na Alasce), i w stanie związanym, w połączeniu chemicznym, np. AuS , aczkolwiek naukowo nie jest to należycie wyjaśnione. Być może, iż złoto chemiczne — jest to złoto „oporne“, pokryte błonkami siarczków. Niektóre piryty po prażeniu wydzielają złoto przy amalgamowaniu, co służyć może jako dowód, iż złoto znajduje się w postaci AuS , który wyzbywa się swojej siarki podczas prażenia. Inne jednak postaci pirytów nawet po wyprażeniu nie poddają się amalgamowaniu, co znowu jest dowodem, iż błonka siarczków, otaczająca ziarna złota, zmieniła się na błonkę tlenków. W każdym razie dostatecznie zupełne oddzielenie złota od pirytów może być dokonane jedynie w wypadkach rzadkich. Wówczas gdy ekstrakcja wolnego złota stanowi 75—80 i więcej %, z pomocą amalgamowania z pirytów uzyskuje się w najlepszych wypadkach nie więcej niż 50% złota, zazwyczaj znacznie mniej 10—15%, a w niektórych wypadkach złoto wogóle się nie amalgamuje.

Amalgamowanie rud srebra. Nie biorąc pod uwagę wypadków stałej obecności srebra w stopie ze złotem we wszystkich rudach złota (od 5 do 30%), amalgamowanie w zastosowaniu do oddzielenia srebra z rudy używa się przy przeróbce rud, zawierających srebro w stanie rodzimym oraz w minerałach kerargirit ($AgCl$) i argentyt (Ag_2S). Różne inne złożone rudy srebra, zawierające *As*, *Sb* i *Cu*, jak np. stefanit, pirargirit, prustit, dikrazyt, polibazyt i tetradryt — nie poddają się amalgamowaniu.

Amalgamowanie rud srebra dawniej miało szczególnie szerokie

¹⁾ Free-milling ore.

zastosowanie w Ameryce Północnej i Meksyku, obecnie jednak stopniowo zastępują je inne mokre procesy (hydrometalurgiczne), lub też



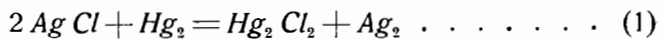
Rys. 143. Kadz amalgamacyjna do amalgamowania rud srebra z komorą parową *d* pod dnem. $D = 5'$; $H = 30''$; $n = 60$ (Amalgamating pan. Amalgationspfanne).

bezpośrednie wytopianie, aczkolwiek srebro rodzime i chlorek srebra nawet obecnie są uważane za najwięcej nadające się do amalgamowania. Zaniechanie amalgamowania tych rud tłumaczy się raczej tem, że górne utlenione strefy znanych bogatych złóż, z którymi związane było znajdowanie się wyżej wymienionych minerałów, zostały już odbudowane.

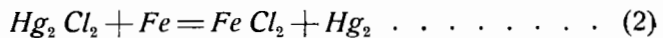
Rodzime srebro, podobnie jak i złoto, łączy się bezpośrednio z rtęcią, połączenie to jednak nie zachodzi tak szybko, i dla zupełnego przejścia srebra w amalgamat konieczny jest dłuższy kontakt metalu z rtęcią, połączony z nagrzewaniem. Prawdopodobnie zależy to czę-

ściowo od tego, iż srebro znajduje się w grubszych ziarnach, niż złoto, i dlatego rozpuszczanie, zachodzące na powierzchni ziarn, odbywa się znacznie wolniej.

Chlorek srebra podlega amalgamacji na skutek zachodzącej reakcji wymiany srebra przez rtęć:

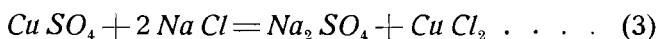


Wydzielone srebro łączy się z nadmiarem rtęci. Z $Hg_2 Cl_2$ rtęć ulega regeneracji przez działanie żelaza, zawsze znajdującego się w mieszaninie i pochodzącego ze ścierania się części przyrządów rozdrabniających:

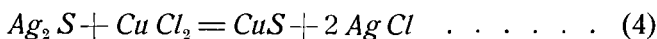


a więc, nie zachodzi tu strata rtęci.

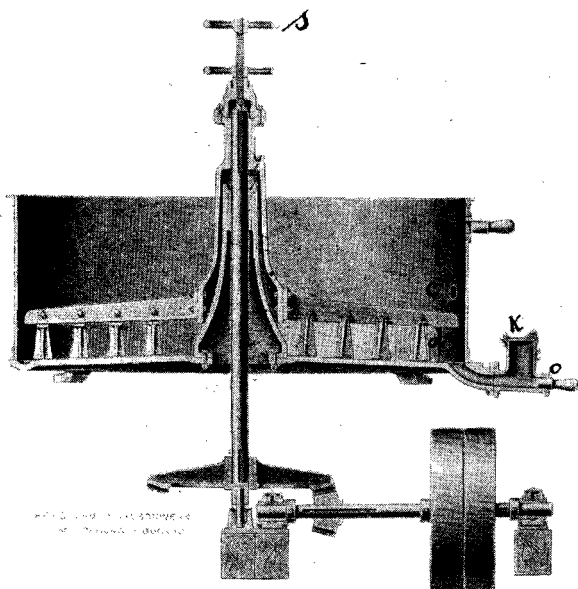
Przy amalgamowaniu argentytu (Ag_2S) do mieszaniny dodaje się siarczanu miedzi i soli kuchennej, przy których współdziałaniu otrzymuje się chlorek miedzi:



W ślad za powyższą zachodzi reakcja:

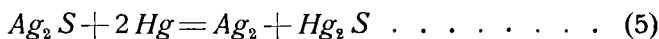


która w dalszym ciągu odbywa się według (1) i (2).



Rys. 144. Kadz „settler“ do oddzielania amalgamatu od mieszaniny rudy.
 $D = 8'$; $H = 26''$; $n = 15$. (The settler).

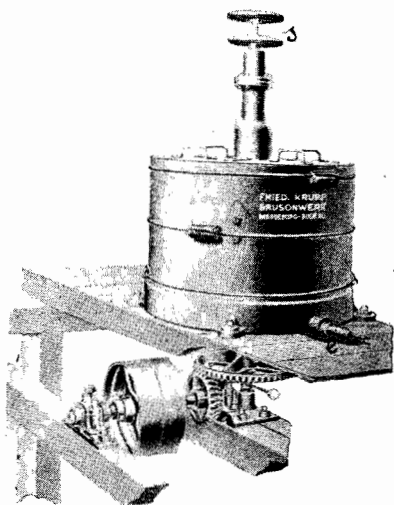
Przy bezpośredniej przeróbce Hg zachodziłaby strata rtęci zgodnie z reakcją:



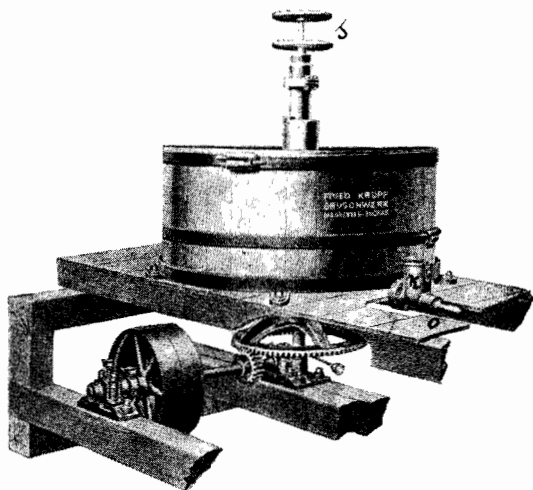
Przyjmując pod uwagę powolność biegu amalgamowania srebra, a z drugiej strony większe absolutne ilości amalgamującej substancji w rudzie w porównaniu ze złotem, dochodzimy do oczywistego wniosku, iż sposoby amalgamowania srebra nie mogą być takie same, jak dla złota. Znaczna ilość rtęci, nalanej do miski, szybko uległaby pumeksoванию, na stołach zaś amalgamacyjnych, ze względu na mniejsze powinowactwo chemiczne z rtęcią, srebra nie utrzymałyby blachy amalgamacyjne. Z tego powodu do amalgamowania rud srebra znajdują

zastosowanie specjalne kadzie (panwie) amalgamacyjne¹⁾, w których proces otrzymuje typowy charakter łągowania. Konstrukcję takich panwi opisaliśmy w rozdziale o rozdrabnianiu (tom I, str. 171 rys. 166). Niektóre przyrządy są urządzone z dnem podwójnym do nagrzewania mieszaniny parą podczas procesu (rys. 143 i 145).

Rozdrobioną rudę ładuje się porcjami po 3000 funtów i dolewa się wody, poczem zawiesiny miesza się nagrzewając prawie do t° wrzenia i, jeśli potrzeba, poddaje się ją dodatkowemu przecieraniu



Rys. 145. Kadz amalgamacyjna.



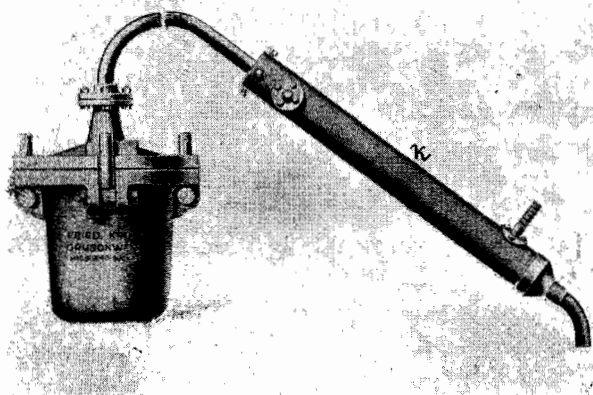
Rys. 146. Kadz „settler“ do amalgamowania rud srebra. Widok zewnętrzny.

między trzewikami p i q . Następnie dodaje się Hg 300 funtów (10% wagi ładunku) i odczynniki i podnosi się trzewiki o $\frac{1}{2}$ '' zapomocą regulacyjnej śruby S , poczem kontynuuje się mieszanie w przeciągu 4 godzin przy 60-ciu obrotach na minutę mieszadła. Po zakończeniu czynności całą zawartość kadzi przez „tubulus“, zamykany korkiem, spuszcza się do niżej stojącej kadzi „settler“ (rys. 144 i 146), mieszczącej podwójny ładunek 2-ch kadzi amalgamacyjnych. Mieszadła settlerów nie posiadają trzewików do rozcierania i służą wyłącznie do podtrzymywania zawiesin przez pewien czas w stanie ruchu, tak, aby amalgamat mógł osiąść i ziarna płonne rudy mogły oddzielić się od niego. Liczba obrotów mieszadła nie większa, niż 15 na minutę. O czystości amalgamatu sędzi się na podstawie prób, otrzymywanych ze studzienki k na rurce spustowej o , gdzie poziom amalgamatu, według prawa naczyń połączonych, utrzymuje się na wysokości odwrotnie proporcjonalnej do jego gęstości i gęstości zawiesin wewnątrz kadzi. Proces

¹⁾ Pan amalgamation. Амальгамационные чаны.

osiadania amalgamatu trwa około 4 godzin, poczem zawiesiny dekantuje się przez szereg otworów bocznych *a*, *b*, *c*, *d*. (rys 144), zamykanych korkami, amalgamat zaś spuszcza się do oddzielnego zbiornika przez otwór *o*.

Odparowanie amalgamatu ¹⁾. Zebrany tym lub innym sposobem amalgamat wyżyma się przez skórę zamszową aż do otrzymania postaci stałej i plastycznej. Przy ilościach nieznacznych uskutecznia się to ręcznie, przy dużych ilościach zastosowuje się specjalne prasy.



Rys. 147. Mała żelazna retorta do odparowywania amalgamatu (Pot shaped retort).

Amalgamat stały praży się w retortach żelaznych, których typy są przedstawione na rys. 147 i 148. W wypadku rud srebra zakłady mają zawsze duże ilości amalgamatu do przerobienia (aczkolwiek zależy to od absolutnej wydajności zakładu) i z tego powodu znajdują zastosowanie retorty dużego typu (rys. 148). Destylowana rtęć ochładza się w kondensatorze *K* i po uwolnieniu od zanieczyszczeń (kwasem azotowym) ponownie przechodzi do użytku wraz z wyciśniętą rtęcią ²⁾.

W retortach złoto pozostaje w postaci porowatej, gąbczastej masy, która przerabia się kwasem azotowym i podlega prażeniu. W miarę nagromadzenia się oddzielnych kawałków, przetapia się je w żelaznych

¹⁾ Retorting. Distillation d'amalgame. Выпаривание амальгамы.

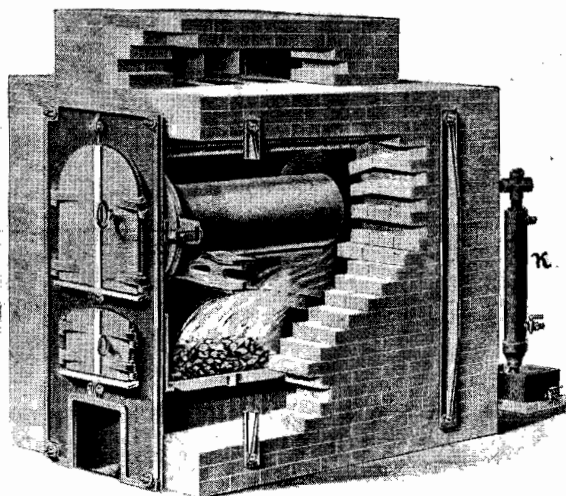
²⁾ Na niewielkich uralskich i syberyjskich kopalniach do odparowania amalgamatu używa się niewielkiego pieca, składającego się ze środkowej rury o wysokości 2—3 stopy i o średnicy 3—4" i otaczającego ją ogniska w kształcie naczynia walcowego o średn. 1—1,5' z blachy dachowej. Ognisko napełnia się węglem i przykrywa u góry pokrywą z kominem. Nad rurą środkową pod pokrywą umieszcza się misę z odparowywanym amalgamatem, u dołu zaś rura łączy się z naczyniem z wodą, w której kondensuje się rtęć.

formach na prostokątne sztaby, przedstawiające surowe złoto ¹⁾ i srebro, i w takiej postaci są kierowane do laboratoriów topienia złota, lub też do zakładów rafineryjnych.

§ 3. 2. Cyjanizacja.

(The Cyanide process. Cyaniding. Cyanid-process ²⁾. La cyanuration. Цианизация).

Zasada cyjanizacji i zastosowanie. Cyjanizacja opiera się na własności cyjanku potasu, polegającej na rozpuszczaniu w pewnych warunkach metali szlachetnych z wytwarzaniem podwójnej soli cyjanko-



Rys. 148. Duża żelazna retorta do odparowywania amalgamatu.
(Horizontal retort. Retortenofen).

wej (złożonej) potasu i złota lub srebra: $KAuCy_2$, $KAgCy_2$, rozpuszczalnej w wodzie. Miałko zmielony materiał przechodzi do kadzi, w których zachodzi ługowanie metali szlachetnych roztworami CNK określonej mocy. Z odciedzonych roztworów złoto i srebro osadza się różnymi odczynnikami, przeważnie cyjankiem według sposobu Mc.Arthura Forresta, lub też zapomocą elektrolizy według sposobu Siemens i Halske. Otrzymane osady przerabia się kwasami i topi w piecach do otrzymania surowego złota (srebra).

Własność CNK rozpuszczania złota była odkryta w r. 1843 przez Eklingtona i następnie niezależnie od niego przez uczonego rosyjskiego Bagrationowa w r. 1848 (w Akademii Medycznej). Jednak dopiero po opatentowaniu sposobu Mc.Arthura Forresta w r. 1891 i Sie-

¹⁾ The bullion. Rohgold.

²⁾ Schlammlaugerei.

mens'a & Halske w 1892 r. cyjanizacja zdobyła sobie znaczenie przemysłowe, a w 1893 r. został wybudowany pierwszy zakład cyjanizacyjny do oddzielania złota z rudy w kopalni Robinson Deep Gold Mining Co w Ameryce Południowej. Od tego czasu, doskonalony nieustannie, sposób ten rozpowszechnił się po całym świecie. W Rosji cyjanizacja wprowadza się na początku bieżącego stulecia na Uralu Południowym (system koczkarski), gdzie obecnie zajmuje poczesne stanowisko przy oddzielaniu złota z rudy.

Cyjanizacja stosuje się zarówno do oddzielania wolnego jak i związanego w pirytach złota, niekiedy po uprzednim ich prażeniu. Do oddzielania złota z pirytów cyjanizacja obecnie przedstawia jedyny ekonomicznie korzystny i wygodny pod względem przemysłowym sposób. Lecz do oddzielania wolnego złota cyjanizacja stosuje się narówni z amalgamowaniem, przytem w wypadku ogólnym obydwie te sposoby nie wykluczają się wzajemnie, lecz nawet uzupełniają. W surowym materiale zawsze znajduje się pewna ilość złota, która nie poddaje się amalgamowaniu. Jest to 1) tak zwane złoto „oporne“ (rebellious ore), lub „złoto w koszulce“, t. j. pokryte błonkami tlenków lub siarczków i 2) „złoto pływające“, najdrobniejsze naturalne pyłki, lub łuski, jak również sztucznie wytwarzane w czasie rozdrabniania wskutek rozkuwania kowalnego metalu na najcieńsze blaszki. Dlatego też zapomocą samego amalgamowania niepodobna oddzielić całej zawartości złota. Zapomocą amalgamowania chwyta się jedynie najgrubsze ziarna i ekstrakcja złota w najlepszym wypadku wynosi nie więcej niż 75—80%. Z drugiej strony, „grube“ złoto (widzialne), aczkolwiek rozpuszcza się w CNK, to jednak, rozpuszczając się od powierzchni, do zupełnego rozpuszczenia wymaga bardzo znacznego czasu i dużego zużycia odczynnika. Odwrotnie, najdrobniejsze złoto, które trudno poddaje się amalgamowaniu, jak również „oporne“ złoto łatwo oddziela się drogą cyjanizacji.

Tak więc, amalgamowanie stosuje się do chwytania najgrubszego złota, cyjanizacja — najdrobniejszego złota (również „opornego“), t. j. amalgamowania i cyjanizacja są to dwa sposoby wzbogacania złota, które znajdują zastosowanie w dwóch kolejnych stadjach, rozdzielonych między sobą miałkiem rozdrobieniem, któremu podlegają odpady amalgamacji. Tak, przeważnie amalgamowanie następuje po rozdrobieniu w tłuczkach, cyjanizacja — po rozdrobieniu w młynach rurowych. Przy zastosowaniu cyjanizacji i w wypadku stosowania amalgamowania do chwytania jedynie najgrubszego złota, amalgamowanie odbywa się przy stosunkowo małym stopniu rozdrabniania i w tym wypadku można się ograniczyć jedynie do amalgamowania zewnętrznego na stołach, nie uciekając się do amalgamowania wewnętrznego.

W tym ogólnym wypadku, zależnie od przewagi tej lub innej

postaci złota, amalgamowanie lub cyjanizacja może mieć główne lub podrzędne znaczenie, lub wreszcie jeden z tych procesów może nie być stosowany zupełnie.

Zakłady amalgamacyjne (bez cyjanizacji) przedstawiają dawny typ zakładów oddzielania złota. Jako typ prostszy, wymagający mniej szczegółowego wstępnego zbadania własności rudy, do dnia dzisiejszego zakłady amalgamacyjne są budowane w każdej nowej kopalni z liczeniem się na przybudowanie w przyszłości zakładu cyjanizacji, jako drugiego stadium procesu oddzielania złota.

Zakłady cyjanizacji (bez amalgamowania) z początku były budowane do przeróbki dawnych zwałów, pozostałych po zakładach amalgamacyjnych. Obecnie zaś również nowe zakłady, przeznaczone do przeróbki świeżo wydobytej rudy, niekiedy są budowane jako cyjanizacyjne i są najnowszym etapem rozwoju techniki cyjanizacji. Typ ten szczególnie często spotyka się przy przeróbce rud pierwotnych, gdy złoto głównie znajduje się w pirytach, wolnego zaś złota jest bardzo nieznaczny procent, lub też wcale go nie ma. Oprócz tego, wyłączna cyjanizacja ma zastosowanie przy przeróbce „tellurydów“ (w Australji i Colorado w Ameryce Półn.), czyli rud złota, zawierających tellur, w których złoto stanowi określoną mineralogiczną część składową (petcyt $(AuAg)_2Te$, sylwanit $(AuAg)Te_2$, kalaweryt $AuTe_2$, kalgurlit $Ag_6Au_2HgTe_6$ i inne). Tellurydy niekiedy poddaje się bromo-cyjanizacji według sposobu Diehl-Sulmana.

Co się tyczy srebra, to rodzime srebro podlega cyjanizacji jedynie jako część składowa rodzimego złota. Czyste zaś rodzime srebro zawsze występuje w tak grubych (stosunkowo) ziarnkach i agregatach, że na tej samej podstawie, co i cyjanizacja grubego złota, cyjanizacja srebra pod względem ekonomicznym jest niekorzystna, zwłaszcza iż rozpuszczalność Ag w CNK jest znacznie mniejsza, niż złota. Natomiast cyjanizacji zupełnie pomyślnie poddają się niektóre inne rudy srebra: kerargiryt ($AgCl$), bromek srebra ($AgBr$) i argentyt (Ag_2S). Inne rudy, jak np. stefanit ($5 Ag_2S \cdot Sb_2S_3$), pirargiryt ($3 Ag_2S \cdot Sb_2S_3$), prustył ($3 Ag_2S \cdot As_2S_3$), dikroazyt (Ag_2Sb) trudno rozpuszczają się w czystym CNK , lecz możliwa jest ich przeróbka w roztworach $Hg(KCy_2)_2$. Wreszcie, najwięcej złożone rudy: polibazyt $9 (Ag_2, Cu)S \cdot (Sb, As)_2 S_3$ i tetradryt (szaromiedziak) $4 Cu Fe Ag_2 (Hg, Zn)S \cdot (Sb, As)_2 S_3$, które niekiedy zawierają również złoto chemiczne i bywają bardzo bogate w srebro (do 30%), według współczesnego stanu techniki cyjanizacji prawie zupełnie nie poddają się przeróbce podług tego sposobu.

Proces cyjanizacji. Materiał, przeznaczony do cyjanizacji, najpierw podlega m o k r e j k l a s y f i k a c j i n a p i a s k i¹⁾ i i ł y²⁾ (efele i szlam).

¹⁾ Sands. Sande. Les sables. Пески.

²⁾ Slimes. Schlämme. Les slimes. Ил, эфеля и шламы.

Przy przeróbce dawnych zwałów zamiast klasyfikacji przeprowadza się wybór odpowiedniego materiału. Zwały dawnych zakładów, jako wypełnienia zbiorników, zawierają zazwyczaj materiał posortowany podług grubości zgodnie z naturalnymi prawami osadzania. Przy przeróbce bieżących piasków w czynnych zakładach amalgamacyjnych, lub rozdrabiających, klasyfikacja wypełnia się jak zwykle w skrzyniach szpiczastych i różnych klasyfikatorach.

Obecność w piaskach iłów utrudnia filtrowanie roztworów i ługowanie. Z drugiej strony, jednak, przeróbka czystych iłów przedstawia techniczne i ekonomiczne trudności. Ze względu na to, udoskonalenie metody całego procesu cyjanizacji było skierowane: 1) ku ograniczeniu ilości iłów drogą udoskonalenia metod rozdrabiania i klasyfikacji (rozdzielenia procesu rozdrabiania na stadja i ujęcia, ograniczenie stopnia rozdrabiania w każdym ujęciu, zastosowanie pomocniczego i poprawczego przesiewania, lub klasyfikacji, rozdrabianie z tworzeniem „naziarna“, dobór odpowiednich przyrządów do rozdrabiania i nadzór nad nimi) i 2) ku opracowaniu specjalnych sposobów przeróbki iłów. Postępy, osiągnięte w obu wypadkach, wytworzyły 2 przeciwne sobie systemy:

1) System ograniczenia wychodu iłów aż do zupełnego wyłączenia „procesu iłowego“ i

2) system całkowitego oszlamowania („all sliming“) — aż do zupełnego wyłączenia „procesu piaskowego“, przy którym całą masę rudy drogą miążkiego rozdrabiania sprowadza się do stanu najdrobniejszego iłu (prawie o charakterze koloidalnym).

W ogólnym wypadku procesy „piaskowy“ i „iłowowy“ są prowadzone równolegle.

Właściwy proces cyjanizacji dzieli się na 3 stadja:

I. st. Ługowanie piasków i iłów roztworami *CKN*.

II. st. Osadzanie metalów szlachetnych z roztworów.

III. st. Rafinowanie osadów z poprzedniego stadium i stapianie metalów w sztaby.

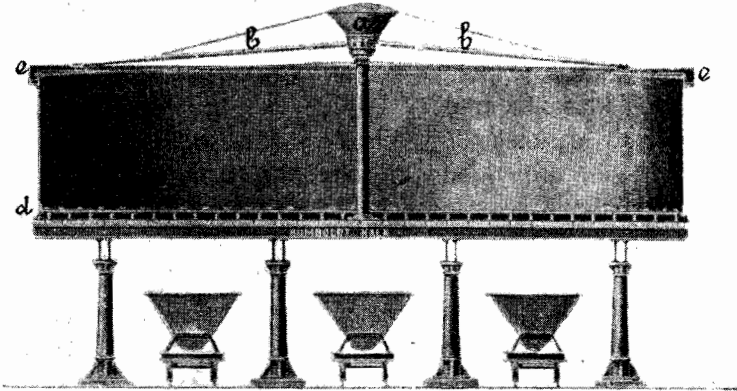
Różnicę między procesami piaskowym i iłowym daje się zaobserwować jedynie w pierwszym stadium.

Proces piaskowy¹⁾. Piaski w stanie suchym lub wilgotnym łąduje się do walcowych kadzi (panwi)²⁾ o średnicy 20'—70' (6—21 m), wysokości 6'—24' (1,8—7,5 m), zaopatrzonych w fałszywe dno-filtr — i wykonanych z drzewa lub żelaza. Do tych kadzi doprowadza się roztwory przez

¹⁾ Percolation process. Sand treatment. Traitement des sables. Песковой процесс.

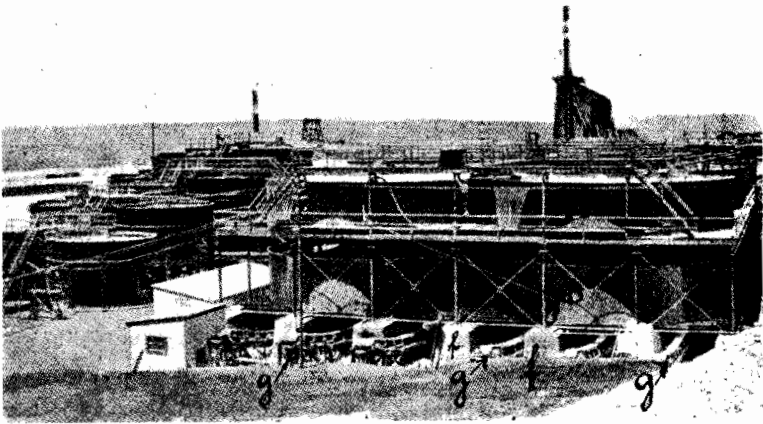
²⁾ Leaching, percolating vats. Laugebottiche. Cuve de cyanuration. Выщелачивательные цилиндрические чаны.

rury z góry i od dołu pod ciśnieniem. Roztwory, zawierające złoto, odprowadza się z kadzi przez rurę, otwierającą się pod filtrem. Nasycenie piasków



Rys. 149. Żelazna ługowalna kadź na żelaznych kolumnach.

i ługowanie uskutecznia się przez zwykłe filtrowanie roztworów przez całą masę piasków w jednym procesie: a) je-



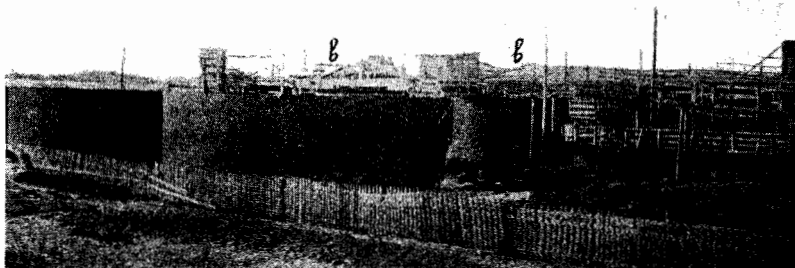
Rys. 150. Ogólny widok zakładu do cyjanizacji piasków w Afryce Połudn.

dynie dzięki sile ciężkości i b) częściowo również zapomocą pompy-vacuum przy końcu filtrowania (lub przy „pół-łach“).

Po zakończeniu procesu wyładowuje się piaski przez otwory w dnie kadzi, otwierające się do kanałów fundamentów, skąd kieruje się je na zwał (rys. 149, 150 i 151).

Dla załadowania wilgotnych piasków, zawiesiny, zawierające piaski; ładuje się do leja *d* (rys. 149), skąd przez rury *b* o różnej długości (na

rysunku zaznaczone jedynie 2 rury, pozostałe są zdjęte i widoczne są tylko miejsca ich zamocowania) z zagiętymi w jedną stronę końcami, przelewa się do kadzi. Przytem lej *a* wraz z rurami wiruje siłą bezwładności wypływających strumieni, na wzór koła Segnera, dzięki czemu piaski równomiernie rozkładają się w warstwę o jednakowej grubości na całej płaszczyźnie kadzi. Podczas ładowania kadź wypełnia się wodą, a nad-



Rys. 151. Mikołajewski efelowy zakład Franc. Bezimien. T-wa w Koczkarze (na Uralu) do przeróbki piasków ze starych zwałów. *A* — żelazne kadzie do ługowania, *bb* — drewniane pomosty do dowozu suchych piasków w „taratajkach“¹⁾ i bezpośredniego ładowania kadzi łopatami.

miar jej przelewa się do otaczającego koryta, dzięki czemu zachodzi klasyfikacja uzupełniająca, spłókująca z piasków pozostały ił; *d* — *d* — filtr — składa się z kraty, pokrytej płótnem.

Kadzie do ługowania ustawione są na 2-ch piętrach *A* i *B* (patrz rys. 150). W kanałach między fundamentami *f* kadzi dolnego piętra są uwidocznione części taśm bez końca *g*, na które wyładowuje się kadzie w celu automatycznego usuwania ładunku na zwał poza zakładem.

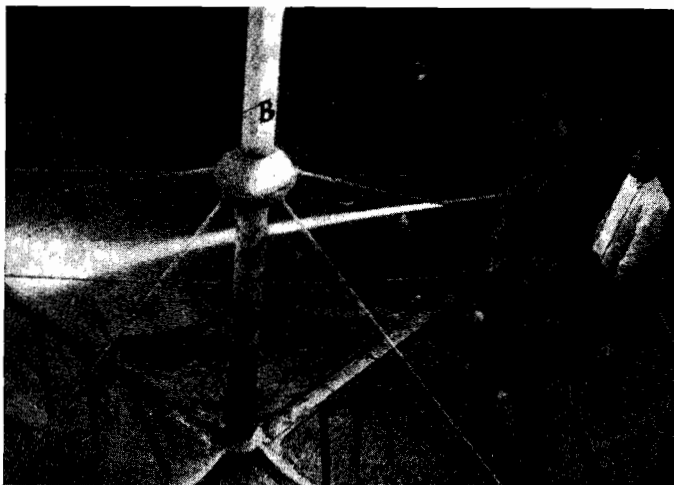
Proces iłowy²⁾. Przy przeróbce iłów proces rozpuszczania (nasywania iłów roztworami) i oddzielenie roztworów od iłów (ługowanie) zachodzą w różnym czasie i miejscu oraz w różny sposób.

Dla rozpuszczania złota iły po uprzednim ich zgęszczeniu (odwodnieniu) rozrabia się stosunkowo znaczną ilością roztworu i poddaje się agitacji:

¹⁾ Małe wózki na 2-ch kołach.

²⁾ Treatment of slimes. Traitement des slimes. Иловой процесс,

- a) w kadziach agitacyjnych¹⁾ zapomocą:
1. mieszadeł mechanicznych (rys. 152),
 2. kołowego przepompowywania pompą odśrodkową,
 3. wdmuchiwania sprężonego powietrza (sposób Brown, Pachuca — w wysokich walcowych naczyniach — rys 153) i innych sposobów, lub



Rys. 152. Agitacyjna kadź z mieszadłami *A*, obracającymi się na osi pionowej *B*. Dno kadzi stożkowe. Fotografia wyobraża proces zmywania iłó w po ukończeniu agitacji do dekantacyjnej kadzi strumieniem wody przez otwór w wierzchołku stożkowego dna kadzi.

b) podczas rozdrabiania w obecności roztworów *CNK*²⁾ i przepompowywania rurami z kruszarni do oddziału chemicznego.

Ługowanie, t. j. oddzielanie roztworów od iłó w skutecznie się 2 metodami:

a) Sposobem dekantacji³⁾: po agitacji zawiesiny przeprowadza się do kadzi dekantacyjnych, w których ily osadzają się i zgęszczają, a roztwory podlegają dekantacji zapomocą lewaru lub innego przyrządu.

b) Sposobem filtró w mechanicznych. Filtry mechaniczne posiadają powierzchnię filtracyjną, której przez wygięcie lub specjalne ustawienie nadaje się bardzo znaczną powierzchnię.

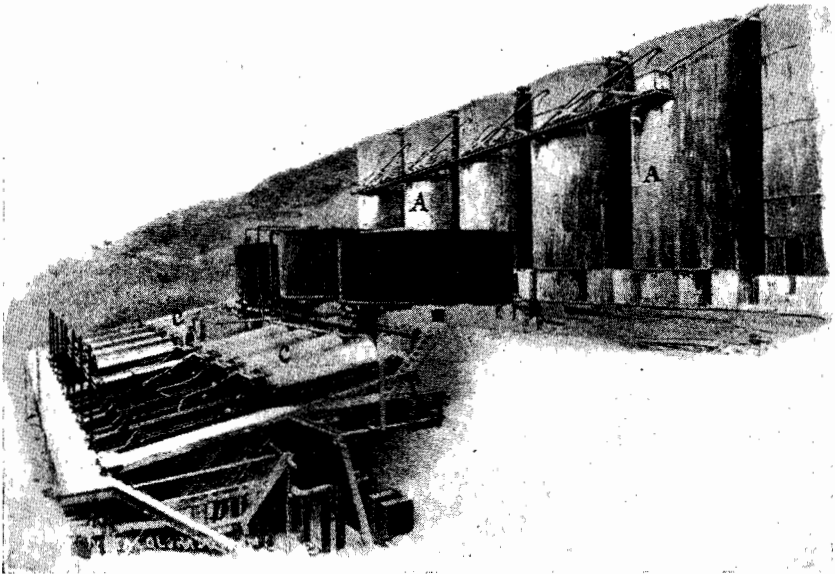
Do tej powierzchni filtracyjnej zawiesiny doprowadza się z jednej strony przez rozrzedzanie, wytwarzane ze strony przeciwległej — przez

¹⁾ Agitation process. Traitement par l'agitation. Агитационные чаны.

²⁾ Crushing with cyanide solution.

³⁾ Decantation process. Traitement par décantation. Декантация.

vacuum-filtry¹⁾, lub też przez ciśnienie — filtrprasy²⁾, i dzięki znacznej powierzchni filtracyjnej łą osadzają się na niej bardzo cienką warstwą (około 1"). Roztwory pod działaniem vacuum lub też ciśnienia łatwo się odcedzają przez tak cienką warstwę łąw. Po ukończeniu łągowania dla oddzielenia łąw od powierzchni filtracyjnej przeciwległą jej stronę



Rys. 153. Zakład dla łąw, Parral, Meksyk. AA — szereg agitacyjnych kadzi Pachuca do powietrznej agitacji; B — kadzie - kolektory zasilające CC — szereg filtrprasy syst. Kelley. D — kadzie do wyładunku suchych łąw z pras. Z kadzi wyładowuje się łąy do wagoników dla odwiezienia na zwały.

łączy się z generatorem ciśnienia (hydraulicznym lub powietrznym) i łąy suche³⁾ odpadają do odbiorników (skrzyń), skąd są wywożone na zwały (rys. 153).

Proces łągowania⁴⁾. W procesie łągowania zwykle obserwujemy 4 okresy:

I-szy okres. Zubożenie kwaśnych piasków (łąw) z asadami⁵⁾, zazwyczaj $NaOH$. Kwasy niszczą CNK i dlatego należy tak zwane „kwaśne“ piaski uprzednio zubożnić. Do piasków kwaśnych należą:

1) Dawne zwały, pokryte roślinnością i obfitujące w kwasy organiczne.

¹⁾ Suction filtration process. Вакуумфильтр.

²⁾ Filter press method. Фильтрпрессы.

³⁾ Cakes. Kuchen. Les tourteaux.

⁴⁾ Leaching. Процесс выщелачивания (цианирования).

⁵⁾ Alkaline wash. Щелочи.

2) Wychodnie żyły i strefy pośrednie, w których proces utleniania rud pierwotnych nie został ukończony i obok ostatecznych produktów utleniania znajdują się wszystkie pośrednie: kwaśne, zasadowe i średnie sole siarkowe, kwasy wolne oraz nierozłożone piryty.

3) Żyły głębinowe, zawierające piryty, łatwo ulegające rozkładowi na powierzchni z wydzieleniem wolnego kwasu, np. niektóre niezwięzłe piryty, zwłaszcza markazyt.

4) Wreszcie żyły, zawierające minerały, aczkolwiek nie rozkładające się na powietrzu, to jednak ujemnie działające jak i kwasy na *CNK*, są to: mispikiel, stybnit, tetraedryt, tellurydy.

W przeciwieństwie do typów wyżej wymienionych, do skał obojętnych są zaliczone: 1) zwały dawnych zakładów, nie zawierające siarczków metali i produktów ich rozkładu i nie pokryte roślinnością (w miejscowościach bardzo suchych); 2) wychodnie żył zupełnie utlenione, które nie zawierają ani pirytów ani soli kwaśnych, lecz jedynie produkt utlenienia — tlenki bezwodne wyższego rzędu (niekiedy eluwjalne usypy w postaci brunatnej żelaznej „czapy“) i 3) żyły głębinowe, nie zawierające zupełnie pirytów, lub też zawierające takie ich typy, które w powietrzu trudno się rozkładają (niektóre odmiany zwartego pirytu, galeny, blendy). Stopień kwasowości skał każdego typu może być bardzo różny, i są możliwe wszelakie przejścia od jednego typu do drugiego.

Najradkalniejszy sposób zobojętnienia najwięcej kwaśnych piasków, zawierających piryty, polega na zupełnym prażeniu¹⁾ aż do otrzymania zupełnie obojętnego tlenku Fe_2O_3 . W obecności jednak pirytów, zawierających miedź, i innych typów, prażenie nie osiąga ostatecznych wyników. W tym wypadku stosuje się przemycanie rozczynikami $NaOH$ lub $Ca(OH)_2$. Zasady niekiedy dodaje się do wody, w której zachodzą wszystkie przygotowawcze mokre operacje: rozdrabianie, klasyfikacja, koncentracja. Rozchód zasady wynosi od 1,5 do 8 funtów (0,75—4 kg) na 1 tonnę rudy, zależnie od stopnia kwasowości.

II-gi okres. Przeróbka mocnymi rozczynikami *CNK*²⁾ 0,3—0,5%. Do rud srebra moc rozczyntu używa się większa: 0,7—0,9—1,2%.

Przy bardzo kwaśnych piaskach II-gi okres odbywa się przy nadmiarze $NaOH$. Odwrotnie, przy zupełnie obojętnych piaskach I-szy okres zbiega się z II-im. W ciągu II-ego okresu rozpuszcza się większa część złota, lub srebra.

III-ci okres. Przeróbka rozczynikami średnimi (lub słabymi) $\pm 0,15\%$ *CNK*³⁾ (dla $Ag \pm 0,25\%$) stosuje się do przemycania

¹⁾ Dead roast. Обжиг.

²⁾ Strong solution leaching.

³⁾ Strong sump solution wash.

piasków i usunięcia pozostałych w postaci wilgoci roztworów z poprzedniego okresu.

IV-ty okres. Przeróbka słabemi (lub) wodnemi roztworami $\pm 0,015\%$ KCN¹⁾ stanowi ostateczne stadjum ługowania. Z początku stosuje się czystą wodę, lecz już po jednym obrocie nasycza się ona średniemi roztworami kosztem wilgoci z poprzedniego przemywania. Ze względu jednak na niewielkie stężenie tych roztworów nie są one kierowane do osadzania dotąd, dopóki po wielokrotnem użyciu nie staną się średniemi i nie będą wzięte do 3-go okresu. Przemywanie roztworami słabemi ma na celu ostateczne usunięcie z ładunku możliwej ilości roztworu złota.

Przy przeróbce łożów po zobojętnieniu następuje bezpośrednio 3-ci okres, t. j. przeróbka średniemi roztworami, ponieważ stężenie roztworu KCN również pozostaje w związku z grubością ziarna.

Przy przeróbce łożów metodą dekantacji wszelkiemu przemywaniu towarzyszy agitacja. Przy przeróbce sposobem mechanicznych filtrów, agitacja stosuje się tylko jeden raz w ciągu pierwszego i trzeciego okresu, t. j. przy zobojętnianiu i bezpośrednio po nim przy przeróbce pierwszymi najmocniejszymi roztworami. Wielokrotne przemywanie na filtrach słabemi roztworami odbywa się bez przerwy.

Ługowanie, zależnie od różnych okoliczności, trwa od 2 do 14 dób, przytem dla *Ag* jest ono zawsze stosunkowo dłuższe.

W procesie piaskowym pojemność jednej kadzi zwykle równa się dziennej wydajności. Tak więc, jeżeli proces trwa n dób, ogólna ilość kadzi do ługowania winna wynosić $n+2$, przy uwzględnieniu 1 doby na załadowanie 1 kadzi i tyleż na wyładowanie. Zużycie KCN przy cyanizacji rud złota wynosi od 0,2 do 0,4 kg na 1 tonnę rudy. Przy cyanizacji *Ag* znacznie więcej 1,2—2 kg.

Drugie stadjum. Osadzanie złota z roztworów²⁾ najczęściej uskutecznia się:

- 1) wiórkami cynkowemi³⁾ podług sposobu Mc.Arthura Forresta⁴⁾;
- 2) pyłem cynkowym, sposób nowszy;
- 3) drogą elektrolizy na katodzie (*PbO*) podług sposobu Siemens i Halske⁵⁾.

Pierwszy ze sposobów powyższych jest najwięcej rozpowszechniony. Roztwory doprowadza się do skrzyń osadowych (ekstraktory⁶⁾) (rys. 155 i 156), znajdujących się w oddzielnem pomieszczeniu i skła-

¹⁾ Weak cyanide- and water-wash.

²⁾ Precipitation.

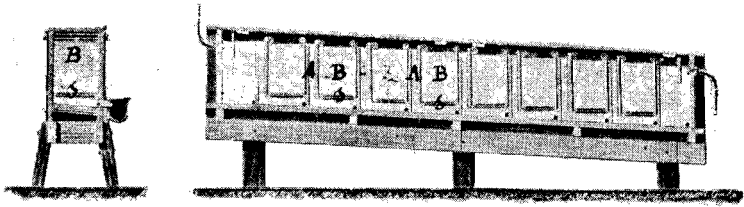
³⁾ Zinc turnings. Zinkspänne. Tournures.

⁴⁾ Zinc precipitation.

⁵⁾ Electric precipitation.

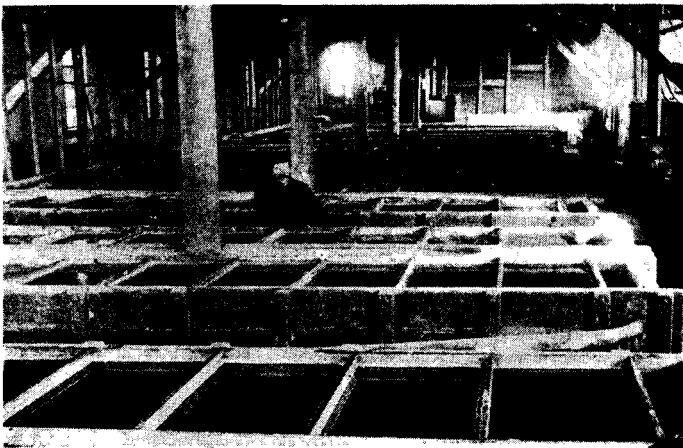
⁶⁾ Precipitation boxes, zinc boxes. Zinkfällkästen. Caisse de précipitation (boîtes à zinc).

dających się z kilku przedziałów, w których podlegają kolejno ruchowi schodzącemu i wznoszącemu się. Jedne z tych przedziałów — *A* mają przekrój wąski, drugie *B* — szeroki i zawierają wiórki, położone na



Rys. 155. Ekstraktor cynkowy do osadzania złota z roztworów *KCN*.

siatkach *S*. Wiórki cynkowe przed użyciem przerabia się roztworem octanu ołowiu, zaś same roztwory przed doprowadzeniem do ekstraktorów wzmacnia się *KCN* do mocy normalnych mocnych roztworów.



Rys. 156. Budynek z cynkowymi ekstraktorami do osadzania w zakładach Franc. Akc. T-wa w Kaczkarze (Połudn. Ural).

Otrzymywany osad zazwyczaj zawiera do 30% cynku jak również liczne domieszki innych, prócz szlachetnych, metali, które przeszły do roztworu i osadzone zostały przez cynk jednocześnie ze złotem i srebrem. Przy sposobie Siemens i Halske złoto otrzymuje się w stanie czystym w postaci cienkiej warstewki na katodach elektrycznej wanny. Zazwyczaj roztwory każdej mocy mają własne ekstraktory, co jest bardzo ważne z punktu widzenia kontroli operacyj.

Zużycie *Zn* wynosi 0,1—0,25 kg na 1 tonnę rudy. Zużycie to jest jednakowe dla rud srebra i złota.

Z przedziału osadowego rozczyzny, pozbawione metali szlachetnych, przechodzą każdy do odpowiedniej kadzi rozczynowej¹⁾, gdzie zostają wzmocnione do wymaganej mocy i skierowane do ponownego użytku. Ubytek wody, powstały z powodu wycieku i straty w postaci wilgoci, uzupełnia się zapomocą pompy ze zbiornika czystej wody.

Trzecie stadjum. Przeróbka osadów, otrzymanych w 2-m stadjum w skrzyniach z cynkiem, uskutecznia się okresowo w miarę ich nagromadzenia i zdejmowania²⁾ raz na miesiąc albo i rzadziej. Polega ona na rozpuszczaniu w kwasach nadmiaru *Zn* i innych metali w osadach i następnie na stapianiu³⁾ w piecach tyglowych do otrzymania kulek metalu, które w miarę nagromadzenia odlewa się w sztaby w żelaznych formach⁴⁾. Istnieją również inne sposoby przeróbki osadów, które znajdują zastosowanie w różnych wypadkach, zależnie od składu rudy. Na szczególną uwagę zasługuje ze względu na swoją prostotę sposób Tavenera, polegający na stapianiu osadów z glejną (stapianie z ołowiem).

Otrzymane na katodach przy sposobie Siemens i Halske czyste złoto w błonkach podlega jedynie stopieniu i odlewa się w sztaby. Złoto w tej odmianie przedstawia złoto surowe⁵⁾. Próba⁶⁾ domieszki — 700—850.

§ 4. Ekstrakcja złota i srebra przy zastosowaniu cyjanizacji.

Ekstrakcja złota i srebra przy zastosowaniu cyjanizacji zależy od bardzo wielu czynników nadzwyczaj zmiennych, w zależności od składu i własności rudy, używanych odczynników, jak również od warunków, w jakich odbywa się proces cyjanizacji i przygotowania rudy. W ramach programu niniejszego kursu nie mamy możliwości rozwinąć należycie i szczegółowo natury i charakteru zjawisk procesu cyjanizacji oraz warunków, wpływających na pomyślność operacji, i z tego względu w dalszym wykładzie poruszymy jedynie najważniejsze okoliczności, nie wdając się w ich ściśle naukowe uzasadnienie i kierując tych, którzy interesują się tą sprawą, do kursu specjalnego. Tutaj rozpatrzymy:

- 1) Ogólne warunki rozpuszczalności *Au* i *Ag* w rozczynach *KCN*.
- 2) Warunki procesu piaskowego.
- 3) Warunki procesu iłowego.
- 4) Warunki osadzania sposobem Mc.Arthura Forresta.

¹⁾ Solution Vats. Растворный чан.

²⁾ Clean up. Nettoyage des boites à zinc.

³⁾ Acid treatment and smelting. Raffinage à l'acide.

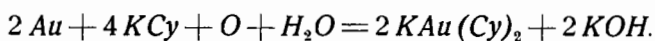
⁴⁾ Ingot moulds.

⁵⁾ The bullion. Rohgold. Лигатурное золото.

⁶⁾ Fineness of bullion.

A. Ogólne warunki rozpuszczalności Au i Ag w roztworach KCN.

1. Rola tlenu i jego ilość. Już dawno zauważono, iż zasadniczym warunkiem rozpuszczalności złota w KCN jest obecność tlenu. Tak, jeżeli roztwory KCN są przygotowane w wodzie przegotowanej, nie zawierającej tlenu w stanie rozpuszczonym, to w nich metale szlachetne nie rozpuszczają się. Okoliczność tę w roku 1857 Elsner wyraził równaniem:



Powyższe równanie nie przedstawia jednak zjawisk, istotnie zachodzących, i świadczy jedynie o tem, iż chemicy owego czasu zaobserwowali obecność O_2 , jako konieczny warunek rozpuszczania złota. W rzeczywistości pod działaniem „elektrycznej pary“, którą tworzy złoto lub srebro z domieszkami innych metali, zawsze znajdujących się w rodzimych metalach szlachetnych, lub też z pozostającymi z nimi w kontakcie innymi minerałami, w której metale szlachetne zawsze są elektrycznie dodatnie — zachodzi rozkład KCy na K i Cy (podobnie jak rozkłada się woda pod działaniem prądu elektrycznego). Przytem Cy osadza się na anodzie — metalach szlachetnych, z którymi się łączy, i tak powstałe proste połączenia cyjanowe AuCy , AgCy rozpuszczają się, tworząc z nadmiarem KCy podwójne sole AuKCy_2 i AgKCy_2 ; natomiast K osadzając się na katodzie — domieszkach złota lub srebra i kontaktowych minerałach towarzyszących, — rozkłada wodę z utworzeniem się KOH i wydzielaniem wodoru. Wodór jednak nie wydzielają się w stanie wolnym, lecz zgęszczając się na powierzchni katod tworzy z nimi elektryczną parę, w której wodór jest ujemny elektrycznie; para ta więc wytwarza w roztworze nowy prąd o kierunku przeciwnym do poprzedniego, który osłabia, lub nawet zupełnie zatrzymuje działanie prądu pierwotnego, wskutek czego rozkład KCy zanika i złoto przestaje się rozpuszczać. Wodór, jak mówią, „polaryzuje“ katody prądu pierwotnego. Tutaj właśnie występuje istotna rola i znaczenie tlenu. Tlen łączy się z wydzielającym się na katodach wodorem i „depolaryzuje“ katody. Wskutek czego prąd pierwotny zachowuje swoje natężenie i złoto nadal się rozpuszcza. Rozpuszczanie trwa dotąd, dopóki nie zostanie zużyta ilość tlenu, znajdującego się w roztworze wody. Z chwilą zużycia tlenu w całości, rozpuszczanie złota niezwłocznie zostaje wstrzymane.

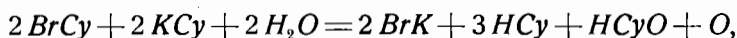
Stąd całkiem jasne, iż ilość potrzebnego do rozpuszczenia metali szlachetnych tlenu żadną miarą nie pozostaje w związku z cząsteczkowym równaniem Elsnera i ilościowo mu nie odpowiada. Ilość tlenu nie tylko pozostaje w związku z ilością wydzielającego się wodoru, lecz również z prędkością „polaryzacji“ katod (stopniem polaryzacji). Polaryzacja ta zależy od stosunku wolnych powierzchni rozpuszczają-

cego się złota i srebra z jednej strony, a z drugiej — minerałów towarzyszących, tworzących w kontakcie z nimi parę elektryczną. Im czystsze złoto i im są drobniejsze jego ziarna (a więc, szczególnie w procesie iłowym), tem większa jest stosunkowo powierzchnia anody i tem mniejsza katod, a więc, tem szybciej następuje polaryzacja tych ostatnich. Stosunek tych powierzchni, oczywiście, może być nadzwyczaj różnorodny nie tylko w rudach różnego typu, lecz nawet w rudach pod względem mineralogicznym identycznych, pochodzących z jednego i tego samego złoża. Wobec tego potrzebna ilość tlenu może być różna. W jednych przypadkach okazuje się wystarczającą ilość, zawarta w roztworze, w innych — jej nie wystarcza, zwłaszcza, że ilość tlenu w roztworze podlega znacznym wahaniom zależnie od temperatury, stopnia koncentracji roztworów cyjanowych, obecności w roztworach innych soli, wreszcie od stopnia gęstości zawiesin rudy (t. j. ilości zawieszonych w wodzie stałych cząsteczek rudy).

W wypadkach, gdy zawartego w roztworach tlenu nie wystarcza do depolaryzacji, brakującą ilość tlenu pokrywa się:

A. W procesie piaskowym: 1) przez załadowanie luźnych piasków z zastosowaniem uprzedniego suchego mielenia (a więc, bez amalgamowania); 2) przez wlewanie roztworów do kadzi do ługowania od góry porcjami kolejnymi z pewnymi przerwami między dwiema porcjami, w ciągu których do ładunku w ślad za filtrującymi się roztworami wsysa się powietrze, tak iż w każdym danym momencie w przekroju pionowym kadzi znajduje się naprzemian kilka warstw poziomych roztworu i powietrza; 3) przez rozdzielenie okresu ługowania mocnymi roztworami przez dłuższe odstępy czasu, w ciągu których wykonywa się zupełny przeładunek piasków z jednych kadzi do drugich i w tym celu ustawia się kadzie na 2 lub więcej poziomach (rys. 150).

B. W procesie iłowym czynną aerację iłów osiąga się: 1) w czasie okresu agitacji, zwłaszcza sposobem przepompowywania pompami odśrodkowymi i sposobem wdmuchiwanie sprężonego powietrza w przyrządach Pachuca; 2) w szczególnie trudnych wypadkach przez dodawanie środków utleniających MnO_2 , BaO_2 , PbO_2 , $MnKO_4$, Na_2O_2 , O_3 i $BrCy$. Tem się tłumaczy działanie bromku cyjanowego w procesie Diehl-Sulmana przy przeróbce bardzo miękko rozpylonych tellurudów w Kalgoorlie (Australja), bowiem przy współdziałaniu $BrCy$ i KCy na wodę, ta ostatnia ulega rozkładowi z wydzielaniem tlenu:



wówczas gdy w roztworze czystego KCy lub $BrCy$ zupełnie nie zachodzi rozpuszczanie złota.

2. Stopień koncentracji roztworów. Rozpuszczalność Au i Ag (t. j. ilość przechodzącego do roztworu metalu w jednostkę czasu w warunkach zupełnej depolaryzacji) wogóle zwiększa się wraz z powięk-

szaniem mocy roztworu, lecz przyrost rozpuszczalności szybko się zmniejsza. Jeżeli więc rozpuszczalność Au przy mocy 0,01% KCN oznaczyć przez 1, to przy mocy roztworu 0,1% KCN i 1% KCN , rozpuszczalność wynosić będzie odpowiednio 3,4 i 9,6, t. j. przy zwiększeniu mocy roztworu 100 razy rozpuszczalność zwiększa się mniej niż 10 razy. Z tego wynika, że słabe roztwory posiadają własność rozpuszczania w stopniu wyższym, niż mocne, i że duża absolutna rozpuszczalność osiąga się kosztem zbyt dużego zużycia KCN . Na tej podstawie w praktyce cyjanizacja wykonywa się w bardzo słabych rozczyinach, i tak zwane „mocne“ roztwory przy cyjanizacji złota w procesie piaskowym mają moc nie większą od 0,5%, częściej mniejszą — 0,3—0,2%. Przy cyjanizacji Ag są używane rozczyiny mocniejsze, jednak nie ponad 0,7—0,9%, bowiem srebro ma prawie dwa razy mniejszą rozpuszczalność od złota. Największą rozpuszczalnością odznacza się Zn . Wszystkie piryty mają mniejszą rozpuszczalność od srebra, z nich największą rozpuszczalnością odznacza się chalkopiryt, następnie piryt, galena, mispikiel i największą rozpuszczalność posiada markazyt.

3. Temperatura i ciśnienie. Podniesienie temperatury zwiększa rozpuszczalność, ponieważ jednak z drugiej strony w roztworach zmniejsza się ilość tlenu, przeto przy pewnej temperaturze otrzymuje się maksimum rozpuszczalności metali, a dalsze jej podniesienie obniża rozpuszczalność. Dla złota największa rozpuszczalność odpowiada 85°C. Własność ta w praktyce rzadko jest wykorzystana (sposób Hendryx). Jeszcze mniej wygodnym do praktycznego użytkowania okazuje się zwiększenie rozpuszczalności z podniesieniem ciśnienia.

4. Kształt ziarn. Wpływ kształtu ziarn na rozpuszczalność staje się zrozumiały, jeżeli wziąć pod uwagę, że rozpuszczanie następuje z powierzchni. Oczywiście, ziarna płaskie przez czas cały zachowują prawie jednakową powierzchnię, i dlatego rozpuszczalność metali jest proporcjonalna do czasu rozpuszczania. Odwrotnie ziarna kuliste z biegiem czasu zmniejszają swoją powierzchnię i dlatego w pierwszym momencie złoto rozpuszcza się szybciej, niż w późniejszych. To zmniejszenie rozpuszczalności staje się jeszcze więcej widoczne, jeżeli chodzi o mieszanie ziarn różnej wielkości, bowiem wówczas najpierw rozpuszczają się ziarna najdrobniejsze i pozostają grubsze, które rozpuszczają się ze zmniejszającą się prędkością. Wskutek tego zupełne rozpuszczenie wszystkich ziarn można osiągnąć jedynie po upływie zbyt dużego przeciągu czasu.

5. Jakość cyjanku. Do rozpuszczania złota mogą służyć cyjankowe połączenia z innymi metalami alkaliów i ziem alkalicznych. Rozpuszczalność Au w różnych cyjankach zależy od ciężaru cząsteczkowego i wartościowości metalu w cyjankowych połączeniach, według następującej tablicy:

| Cyjanki | Ciężar cząsteczkowy | Wartośćowość | Na określi ciężar części złota potrzeba odczynnika | Jedna i ta sama ilość odczynnika rozpuszcza złota | Kolejność cyjanku według zdolności rozpuszczania | Kolejność cyjanku według jego stałości |
|-----------|---------------------|--------------|--|---|--|--|
| $NH_4 Cy$ | 44 | 1 | 44 | 147 | 2 | 3 |
| $Na Cy$ | 49 | 1 | 49 | 132 | 4 | 2 |
| $K Cy$ | 65 | 1 | 65 | 100 | 5 | 1 |
| $Mg Cy_2$ | 76 | 2 | 38 | 171 | 1 | 4 |
| $Ca Cy_2$ | 92 | 2 | 46 | 141 | 3 | 7 |
| $Sr Cy_2$ | 139,5 | 2 | 69 | 93 | 6 | 5 |
| $Ba Cy_2$ | 184 | 2 | 94 | 69 | 7 | 6 |

Aczkolwiek KCy nie stanowi najczynniejszego cyjanku, to jednak odznacza się on największą stałością i taniością. W praktyce używa się KCy różnego gatunku. Tak zwany 98%-cyjanek składa się z 65% KCy i 25% $Na Cy$. Surogat zawiera 30% KCy , pozostałą część stanowią substancje obojętne K_2SO_4 i $KCyS$, niekiedy ślady K_2S i Na_2S ; 125% cyjankiem liczy się czysty $NaCy$.

6. Wpływ domieszek postronnych. Obecność domieszek postronnych jest pożądana, bowiem przy ich nieobecności złoto nie może tworzyć pary elektrycznej. Z drugiej jednak strony, domieszki mogą wywierać wpływ szkodliwy na proces cyjanizacji. Niektóre domieszki, nie pozostając w kontakcie ze złotem, wywierają wpływ szkodliwy: 1) utleniając się kosztem tlenu, stanowią przeszkodę dla depolaryzacji, albo 2) przez rozłożenie KCN wchodzi w parę elektryczną z innymi jakimikolwiek substancjami, np. miedzią. I te domieszki, które, jako katody pary elektrycznej, ze złotem polaryzują się wodorem, mogą się utleniać w nadmiarze tlenu po zakończeniu depolaryzacji, lub też bezpośrednio rozkładać KCN , jeżeli z innymi elementami tworzą pary, w których są one więcej dodatnie elektrycznie, niż złoto w stosunku do nich. Różnorodność wpływu domieszek komplikuje się różnicami rud charakteru lokalnego w zależności od ich własności fizycznych i budowy petrograficznej.

Najszkodliwszymi okazują się siarczki metali alkaliów K_2S i Na_2S (trafiające się niekiedy w niższych gatunkach KCN), które łatwo się utleniają kosztem O_2 w roztworze w $K_2S_2O_8$ i $Na_2S_2O_8$. Tak 0,0005% K_2S zmniejsza rozpuszczalność złota o 40%, a 0,0032% wiąże całą ilość O_2 w roztworze i czyni niemożliwym rozpuszczanie złota.

Kwasy wolne H_2SO_4 , HCl , CO_2 , kwasy organiczne i nawet tlen rozkładają KCN .

Żelazo metaliczne, zawsze znajdujące się z powodu ścierania części roboczych przyrządów do rozdrabniania, utlenia się, przechodząc w $Fe(OH)_2$, który rozkłada KCN z wytworzeniem cyjanku żółtego (cyjanożelazyn potasowy $K_4Fe(CN)_6 \cdot 3H_2O$).

Piryty bezpośrednio nie działa na KCN , lecz pozostając w stanie

rozkładu, tworzy sole $FeSO_4$ i $Fe_2(SO_4)_3$. Pierwsza z nich rozkłada KCN z wytworzeniem cyjanku żółtego, druga w ostatecznym wyniku daje błękit berliński. Wszystkim powyższym reakcjom towarzyszy silne pochłanianie KCN .

Niema ani jednego połączenia miedzi, któreby w większej lub mniejszej mierze nie rozkładało KCN , a tetraedryty i chalkopiryty, jak również argentyt (Ag_2S), oprócz tego przy rozkładzie KCN tworzą K_2S , którego bardzo szkodliwy wpływ wyżej został wyjaśniony.

Wreszcie obecność mispikielu ($FeAsS$) i stybnitu (Sb_2S_3) często zupełnie uniemożliwia proces cyjanizacji.

Wspomniany wyżej szkodliwy wpływ pirytów oraz pierwsze niepomyślnie próby ich cyjanizacji były przyczyną, iż przez czas długi cyjanizacja była uważana, jako nie nadająca się do zastosowania do oddzielenia złota, związanego w pirytach. W czasie jednak późniejszym zauważono, iż szkodliwymi przy cyjanizacji okazują się jedynie te piryty, których rozkład rozpoczął się w złożu, lub też w czasie, gdy leżały w składach przed użyciem do procesu cyjanizacji. Nierozłożone piryty mogą pozostawać obojętne w kadziach, o ile tylko nie ma nadmiaru tlenu, który po depolaryzacji mógłby je utlenić. W tym wypadku zadanie obsługi polega na doprowadzeniu tylko takiej ilości tlenu, jaka wystarcza do utrzymania rozpuszczania złota, lecz nie większej, bowiem nadmiar tlenu utlenia piryty, a te, podlegając rozkładowi, nie wytwarzają ze złotem pary elektrycznej.

Pod względem utleniania nie wszystkie piryty są jednakowo stałe. Jedne z nich, odznaczające się budową zwartą, trudno ulegają rozkładowi, są to tak zwane piryty „powolne“, np. piryt (w dużych sześciątach i dwunastościanach pentagonalnych). Inne — zupełnie nie mogą znajdować się w wilgotnym powietrzu i podlegają rozkładowi niezwłocznie po wydobyciu, nawet ze strefy rud pierwotnych. Własnością taką odznaczają się np. drobnoziarniste porowate markazyty, t. zw. piryty „szybkie“.

Cyjanizacja pirytów. Przy przeróbce rud pirytowych, rozkładających się w złożu lub w składach przed skierowaniem ich do zakładu cyjanizacyjnego, produkty rozkładu w postaci soli tlenków i wolnych kwasów powinny być zobojętniane silnym ługiem. Otrzymywany przy tem wodorotlenek żelazowy $Fe_2(OH)_6$ nie działa na KCN . Jeżeli jednak ruda zawiera sole związków żelazowych ($FeSO_4$), to zobojętnianie ługiem nie osiąga swojego celu, bowiem wytwarzający się przytem wodorotlenek żelazowy $Fe(OH)_2$ również rozkłada KCN . Jedyny sposób unieszkodliwienia soli związków żelazowych polega na zwykłym przemycaniu, bowiem sole te są rozpuszczalne w wodzie. Cały cykl przygotowawczych operacji poczynając od rozdrabiania, powinien odbywać się drogą mokrą. Nierozpuszczalne w wodzie sole zasadowe mogą być usunięte przez przemycanie kwasami i następnie zobojętnianie ługiem. Wreszcie

przy przeróbce rozkładających się chalkopirytów, tetradrytów i argentytu oprócz zobojętniania ługiem niezbędne jest dodanie soli rtęci i ołowiu (octanu), których działaniem na produkt rozkładu pierwszych — K_2S tworzą się obojętne HgS i PbS .

Przy przeróbce rud nierozkładających się w złożu i niezawierających produktów rozkładu przed ich skierowaniem do procesu cyjanizacji, zobojętnianie, jako operacja oddzielna, staje się zbędzną, jednak wynik cyjanizacji zależy od stałości pirytów.

Piryty powolne nie podlegają utlenianiu przed nastąpieniem całkowitej depolaryzacji. Przy dostatecznej więc ilości tlenu ich rozkład może nie nastąpić przed zupełnym rozpuszczeniem złota. Takie piryty można przerabiać roztworami cyjankowemi w stanie surowym. Aczkolwiek zobojętnianie nie jest w istocie niezbędne, bezpieczniej jednak prowadzić proces w obecności $NaOH$, łącząc 1-y i 2-gi okres przeróbki w jeden.

Piryty szybkie (markazyty, drobnoziarniste, porowate piryty) posiadają powierzchnię znaczną, i dlatego stopień ich polaryzacji wodorem jest nieznaczny. Tlen bardzo szybko powoduje depolaryzację, i bardzo nieznaczna jego ilość szybko przejawia się w nadmiarze, utleniając porowate piryty wcześniej, nim złoto zdąży się rozpuścić. Bardzo „szybkie“ piryty nie mogą być przerabiane w stanie surowym, nawet w obecności $NaOH$. Dlatego, przy nieznacznej ilości pirytów pozostawia się je przez pewien czas na powietrzu, tak by proces utleniania odbył się poza kadziami, i następnie przerabia się je jak rudy, rozkładające się w złożu, lub też metodą zupełnego oszlamowania z długotrwałą aeracją sprężonym powietrzem bez KCN aż do zupełnego utlenienia. Przy znacznych ilościach pirytów oddziela się je od rudy metodą ściślej koncentracji, odpady podlegają cyjanizacji podług jednej z metod powyżej opisanych, koncentraty zaś poddaje się prażeniu, a następnie cyjanizacji metodą zwykłą,

Samo przez się jest zrozumiałe, iż między wyżej wymienionymi typami „powolnych“ i „szybkich“ pirytów istnieje cały szereg typów przejściowych, które wymagają kombinacyjnych metod przeróbki, przyczem stała i staranna obserwacja toku procesu, badanie wszystkich własności rudy i jej części składowych wskazują doświadczonemu kierownikowi na niezbędne środki ostrożności, które należy zastosować tak w czasie cyjanizacji, jak i przy przygotowaniu rudy w celu osiągnięcia najlepszych wyników.

B. Warunki pomyślnego procesu cyjanizacji piasków.

W procesie piaskowym pomyślnie oddzielenie złota zależy głównie od równomiernego nasycenia piasków roztworami i prędkości ich filtrowania. Dopomaga temu przede wszystkim odpowiednie:

1. Przygotowanie materiału. Suche mielenie np. może mieć takie znaczenie, iż otrzymuje się przytem rozluźniony, powietrzem nasycony ładunek, pozbawiony ilów. Prażenie, oprócz zubożenia, może mieć na celu nadanie ładunkowi ziarnisto-porowatej struktury, wygodnej do filtracji. Dokładne wypłókanie z ilów (wykonane według typu rys. 55, str. 75, tom I) przyspiesza filtrację roztworów. Mokra klasyfikacja piasków na kilka gatunków i cyjanizacja każdego gatunku oddzielnie może również wywrzeć wpływ dodatni. Wreszcie, koncentracja pirytów (mniej lub więcej dokładna, lub przeprowadzona w grubych zarysach) niezależnie od własności pirytów okazuje, analogicznie do klasyfikacji, wpływ dodatni na równomierność filtracji. Dlatego też przy znacznej ilości pirytów zawsze wygodniej oddzielić je od piasków, tak jak się oddziela ily. Przy przeróbce koncentrowanych pirytów w stanie surowym (powolnych) z tego samego powodu wygodniej rozrabiać koncentraty piaskiem kwarcowym w stosunku 1:2, aby zapobiedz zbyt niemu zleżeniu się pirytów i ułatwić filtrację, co jest równoznaczne z koncentracją w grubych zarysach, wykonaną bez klasyfikacji. W Transwaalu niekiedy poprzestaje się na zgęszczeniu, osiągnięciem w I-ej skrzyni klasyfikatora hydraulicznego, w którym otrzymuje się koncentrat o zawartości 25—30% FeS_2 . Oprócz pirytów, mechaniczną przeszkodę w filtrowaniu stanowią ziemiste tlenki wodne i gliny, których szkodliwy wpływ może być sparalizowany suszeniem lub prażeniem.

2. Załadowanie kadzi powinno być wykonane w taki sposób, aby we wszystkich miejscach ładunku budowa masy była zupełnie jednostajna. Przy ręcznym ładowaniu osiąga się to łatwo pewnymi sposobami praktycznymi i drogą doświadczenia. Istnieje cały szereg automatycznych urządzeń, mających to samo na celu, których szczegółowe rozpatrzenie nie mieści się jednak w ramach kursu niniejszego. Wszystkie te mechanizmy, oprócz otrzymania równomiernej budowy masy, mają również na względzie osiągnięcie w większym lub mniejszym stopniu ładunku rozluźnionego, „nasyconego“ powietrzem, i dlatego znajdują zastosowanie w różnych wypadkach, zależnie od własności rudy.

3. Sposób doprowadzenia i oddzielenia roztworów również nie jest obojętny dla wyników operacji. Roztwory mogą być wlewane do kadzi bezpośrednio z góry, lub też wprowadzane pod ciśnieniem z dołu. W pierwszym wypadku filtrację wstrzymuje powietrze, w drugim podnoszące się roztwory wyciskają powietrze, i filtracja odbywa się równomierniej i szybciej, lecz przy nalewaniu porcjami, w celu wprowadzenia powietrznych aeracyjnych warstw, sposób pierwszy umożliwi szybsze wykonanie całej operacji, niż drugi. Dlatego też zazwyczaj wprowadza się od dołu jedynie pierwsze porcje mocnego roztworu, a dalszy proces ługowania uskutecznia się przez dodawanie roztworów od góry.

C. Warunki pomyślnego procesu cyjanizacji iłó w.

Ponieważ ił y przedstawiają materiał, który bardzo trudno nasyc a się roztworami, przeto proces charakteryzuje z jednej strony przystosowanie pasywnych własności iłó w, z drugiej — wzmocnienie aktywnego działania roztworów sposobami mechanicznymi.

1. Przystosowanie pasywnych własności iłó w polega na usunięciu przyczyn, stojących na przeszkodzie równomiernemu przenikaniu roztworów i odwrotnemu ich oddzielaniu. Przyczyny te wpływają z tego, iż ił y przedstawiają masę o charakterze koloidu, lub też jako bardzo miążko rozdrobione cząsteczki pozostają przez czas nieokreślenie długi w stanie zawieszenia. Pozbawienie iłó w charakteru koloidalnego może być osiągnięte drogą prażenia, lub suszenia. Przyspieszenie osadzania iłó w osiąga się przez nagrzanie roztworów celem zmniejszenia lepkości, lub częściej przez dodanie nieznacznej ilości wapna w stanie miążko rozdrobionym, niekiedy w postaci mleka wapiennego (również kredy, magnezji, dolomitu, ałunu i in.). Nie wchodząc w wyjaśnienie przyczyn takiego wpływu dodawanych substancyj, tutaj notujemy jedynie fakt, iż po ich dodaniu znajdujące się w stanie zawieszenia przez czas nieokreślenie długi ił y zaczynają szybko osiadać i nabywają charakteru drobnego rozsypującego się piasku, zdolnego do równomiernego filtrowania roztworów.

2. Wzmocnienie aktywnego działania roztworów powodują zaznaczone przez nas procesy mechanicznej agitacji, dzięki którym przesycanie iłó w roztworami, równomiernie w całej ich masie, staje się możliwym do osiągnięcia.

3. Co się tyczy stężenia roztworów, to takowe, jak to wyżej zostało zaznaczone, może być mniej znaczne, niż w procesie piaskowym, wskutek korzystniejszego stosunku wielkości powierzchni anod do powierzchni katod.

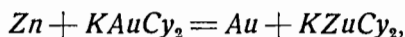
4. Natomiast ilość tlenu powinna być zawsze w nadmiarze, ponieważ zazwyczaj, przy równoległym istnieniu procesów piaskowego i iłowego, w iłach nagromadza się większa część pirytów, jako substancji bardziej kruchej, niż kwarc. Wszystkie zaś substancje, posiadające powinowactwo z tlenem, w stanie miążkiego rozdrobienia przejawiają tę własność w znacznie wyższym stopniu, i dlatego w procesie iłowym piryty łatwiej ulegają utlenianiu w tlenie, znajdującym się w roztworze, niż w piaskach. Ponieważ w podobnym wypadku bardzo trudno prowadzić proces na granicy depolaryzacji, przeto tutaj — odwrotnie — wypada postarać się o doprowadzenie nadmiaru O_2 dla możliwie zupełnego utlenienia pirytów, co się osiąga powietrznymi metodami agitacji (Brown, Pachuca, Parall), jak również szerokim zastosowaniem różnych substancyj utleniających.

5. Szczególne znaczenie w procesie iłowym posiada stosunek

ilości roztworu do cząstek stałych iłów. Wówczas gdy w procesie piaskowym stosunki te w kadziach tworzą proporcję 1:2, odpowiednio do współczynnika międzyprejściowego piasku kwarcowego, przy iłach stosunki roztworów do cząstek stałych wynoszą 4:1, 6:1 i więcej. Wywiera to wpływ istotny z jednej strony na rozpuszczalność *Au*, zwiększającą się ze zmniejszeniem gęstości zawiesin (przy zmianie stosunku ilości roztworów od 2 do 6, rozpuszczalność zwiększa się 3 razy), z drugiej strony na czysto mechaniczną stronę oddzielenia złota ze względu na straty, pozostające w części roztworów, zatrzymywanych przez iły w stanie wilgoci z natury rzeczy zawsze w znacznie większym %, niż w piaskach. Tak, w dobrze klasyfikowanych piaskach pozostaje wilgoci nie więcej niż 8—12%, wówczas gdy w iłach przy oddzielaniu roztworów metodą dekantacji utrzymuje się wilgoci 50—60%, a przy najwięcej udoskonalonych metodach oddzielania roztworów filtrami mechanicznymi — nie mniej niż 23%. Stąd wypływa, iż im większa stosunkowo ilość roztworu, tem mniejsza część złota pozostaje w wilgoci, z którą wyrzuca się przerobione iły na zwal. Okoliczność ta z kolei wywiera wpływ na zmniejszenie mocy roztworu, aby nie mieć w cyrkulacji nazbyt znacznych ilości cyjanku, a z drugiej strony odpowiada potrzebie, aby mieć w nadmiarze tlen do celów utleniania.

D. Warunki osadzania złota sposobem Mc.Arthura Forresta.

Warunki, które powinny być spełnione przy osadzaniu *Au* cynkiem dla otrzymania maksimum ekstrakcji, określa przyroda zachodzącego zjawiska w ekstraktorach, Z jednej strony proces osadzania można łatwo wyrazić zapomocą reakcji wymiany:



z drugiej, jednak, strony nie każdy gatunek cynku więcej lub mniej pomyślnie osadza złoto. Zadanie to sprowadza się, jak przy rozpuszczaniu *Au* w *KCN*, do rozłożenia podwójnej soli *KAuCy₂* pod działaniem prądu elektrycznego, wytworzonego przez jakąkolwiek parę elektryczną. W tem zrozumieniu zadanie polega na wyborze takiej pary elektrycznej, która najszybciej przeprowadza osadzanie *Au*. Rynkowy *Zn*, zawierający zawsze jako domieszkę *Pb*, przedstawia najdogodniejszą parę elektryczną, lecz pod warunkiem, aby *KAuCy₂* znajdowała się w roztworze *KCN* słabszym, niż 0,15%. W tych warunkach *KAuCy₂* rozkłada się na *KCy₂*, osadzający się na dodatnim elektrycznie *Zn* i tworzący po rozpuszczeniu *KZnCy₂*, i *Au* osadzające się na *Pb*, które jednak na nim się nie utrzymuje, lecz zbiera się na dnie naczynia. Jeżeli obrać parę *Zn—Cu*, lub też użyć mniej mocny roztwór w wypadku pary *Zn—Pb*, to wówczas złoto, osadzające się na *Cu* lub *Pb* może okazać się dodatnim elektrycznie w stosunku do tych metali i pod

działaniem nanowo wytworzonej pary znacznie rozpuszczać się w nadmiarze *KCN*, t. j. osadzanie złota nie dojdzie do skutku. Na katodach, t. j. domieszkach *Zn*, podobnie jak i w kadziach do ługowania, wydziela się wodór, polaryzujący prąd pierwotny. Depolaryzację osiąga się przez stały słaby obieg roztworów w ekstraktorach, wskutek którego tlen stale odnawia się i bez przerwy depolaryzuje katody. Oprócz tego, w tym samym celu stosuje się przeróbka wiórek cynkowych octanem ołowiu, przytem ołów, ługowany przez *Zn*, tworzy pulchny gąbkowaty osad na wiórkach *Zn*, w ten sposób zwiększa się znacznie powierzchnia katody i zmniejsza stopień polaryzacji.

Jeżeli do roztworu *KCN* przeszły różne inne metale w czasie procesu ługowania, to mogą one odpowiednio do swojej elektrycznie dodatniej natury w stosunku do *Zn* i *Pb*, osadzać się wraz ze złotem, obniżając jego próbę. Taką jest np. miedź, która, z jednej strony swojemi połączeniami w rudzie łatwo rozkłada *KCN* i przechodzi do roztworu w znacznej ilości, z drugiej strony przy osadzaniu *Zn* wydziela się z roztworów i osiada cienką, lecz gęstą warstwą na powierzchni *Zn*, przerywając kontakt *Zn* z roztworami i zatrzymując osadzanie złota, lub też, odwrotnie, osadzając się w znacznej ilości ze złotem, tworzy domieszkę, w której zawartość złota wynosi nie więcej niż 5—10% (w mocnych roztworach). Jeżeli jednak *Zn* przerobiony został octanem ołowiu, to wydzielająca się *Cu* tworzy z *Pb* elektryczną parę, w której jest ona elektrycznie dodatnią w stosunku do *Pb* i dlatego znowu przechodzi do roztworu. Jeszcze lepiej zabezpiecza się przed osadzaniem miedzi, gdy cynk zostanie pokryty rtęcią (przez pogrążenie w *HgCy₂*), co jeszcze jest korzystne i z tego względu, iż *Pb* w większej ilości również przechodzi do ligatury, obniżając jej próbę.

Z powyższego krótkiego zarysu procesu cyjanizacji i warunków, wpływających na pomyślność operacji, staje się widoczne, jak złożony jest cały ten proces i jak różnorodne mogą być warunki cyjanizacji różnych rud, przedstawiających prawie w każdym oddzielnym wypadku odrębne zadanie, które powinno być każdorazowo rozwiązane nanowo drogą wstępnych doświadczeń laboratoryjnych w celu określenia całego procesu i warunków cyjanizacji. Następnie gdy proces już jest ustalony wymaga on stałej najczujniejszej uwagi ze strony operującego, który powinien posiadać najgłębsze zrozumienie istoty zachodzących zjawisk w tym celu, aby zależnie od biegu operacji w czasie odpowiednim zastosować te lub inne środki, w wypadku gdy spostrzeże odchylenia od warunków normalnych. Środki te, oczywiście, mogą być tak różnorodne, jak różnorodnymi są własności rud, i odchylenia od normalnej drogi cyjanizacji, oraz trafne przystosowanie procesu do różnych wypadków bynajmniej nie w mniejszej mierze zależy od doświadczenia i naukowego przygotowania chemika-operującego.

W czasie obecnym technika cyjanizacji osiągnęła taki stopień doskonałości, iż cyjanizacja przedstawia obecnie najbardziej doskonały przemysłowy sposób oddzielania złota z rud, zapomocą którego jest możność oddzielenia w niektórych wypadkach 99% złota, zawartego w rudzie.

§ 5. 3. Chlorynacja.

(Chlorination. Хлоринация).

Zaznaczyć należy jeszcze jeden sposób oddzielania złota z rud, głównie pirytów, mający obecnie już niemal tylko znaczenie historyczne. Jest to oddzielanie zapomocą chloru w stanie gazowym, czyli chlorynacja (sposób Plattnera). Sposób ten cieszył się szczególnem rozpowszechnieniem w okresie czasu od 1880 do 1895 r., a jego rozwój wstrzymał wprowadzenie do przemysłu cyjanizacji, która wówczas była uważana jako praktycznie niezastosowalna wskutek znanych szkodliwych pod względem fizjologicznym własności cyjanku potasu. Jak jednak wykazało doświadczenie, niebezpieczeństwo zatrucia *KCN* dla robotników przy zachowaniu znanych środków ostrożności nie jest większe, niż niebezpieczeństwo zatrucia chlorem. Toteż obecnie cyjanizacja prawie zupełnie wyrugowała z użycia chlorynację, zwłaszcza od czasu, gdy metodą cyjanizacji okazało się możliwe przerabiać również piryty. Dlatego też, nie wchodząc w więcej szczegółowe rozpatrzenie sposobu chlorynacji co do jego istoty, zaznaczamy tylko, iż sposób ten opiera się na własności chloru, polegającej na bezpośredniem łączeniu się w stanie gazowym z *Au* z wytworzeniem bardzo łatwo rozpuszczalnego w wodzie trójchlorku złota *AuCl₃*; z wodnych roztworów którego łatwo osadza się *Au* przez działanie siarczanu żelaza lub siarkowodoru w postaci siarczku złota, przerabianego drogą suchą na złoto metaliczne.

W zastosowaniu do rud srebra, chlorynacja nieco się zmienia i więcej jest znana, jako operacja ługowania rud srebra roztworami *Na₂S₂O₃*. Sposób ten stosuje się do przeróbki naturalnego chlorku srebra i siarczku srebra (*Ag₂S*) po uprzedniem chlorującym prażeniu z dodaniem soli kuchennej, która przez rozkład przeprowadza zredukowanie prażeniem *Ag* w nierozpuszczalny w wodzie *AgCl*. Chlorek srebra dobrze rozpuszcza się w tiosiarczanie sodowym, z którego osadza się zapomocą *Na₂S* w postaci *AgS*. Obecnie sposób powyższy przeróbki rud srebra ma tak samo ograniczone zastosowanie, jak i chlorynacja rud złota.

II. Suche sposoby wzbogacania chemicznego.

Sposoby te oparte są na zmianach zachodzących w częściach składowych ciała kopalnego, wskutek działania wysokiej temperatury. Tutaj należą: prażenie i spiekanie.

§ 1. Prażenie.

Prażenie¹⁾ nigdy nie występuje jako samoistny proces wzbogacania, lecz zawsze ma znaczenie przygotowawcze przy innych sposobach chemicznego i mechanicznego wzbogacania. Przytem, prażenie albo nie bierze żadnego udziału bezpośredniego w ogólnym procesie wzbogacania, albo też spełnia pośrednio część ogólnego wzbogacania, które bierze się pod uwagę przy obliczeniach następnym właściwych operacji wzbogacania.

A. Jako operacja pomocnicza, nie biorąca bezpośredniego udziału w wzbogacaniu, prażenie znajduje zastosowanie w pewnych wypadkach przy wszystkich rodzajach mokrego chemicznego wzbogacania. Tak, łupki ałunowe przed ługowaniem wodą ulegają prażeniu w celu przeprowadzenia pozostałych nierozłożonych pirytów w siarczany żelazawe, rozpuszczalne w wodzie. Szczególnego jednak znaczenia nabiera prażenie przy przygotowaniu opornych pirytów, zawierających złoto i srebro, przed procesem amalgamowania, cyjanizacji i chlorynacji. Znaczenie prażenia przy tem może być podwójne: 1) fizyczne i 2) chemiczne.

W pierwszym wypadku prażenie ma na celu nadanie masie rudy budowy ziarnistej, a oddzielnym ziarnom porowatej, bowiem w takiej postaci piaski lepiej się odsączają i równomiernie nasycają roztworami, wchodzącymi w ściślejszy kontakt z rudą, iły zaś tracą charakter koloidu i nabierają własności bardzo miękkiego rozsypującego się piasku, szybciej osadzającego się w wodzie i podatnego do szybszego odcedzania na filtrach mechanicznych. Oprócz tego, ze względu na spylanie materiału, prażenie może zastąpić miękkie rozdrabianie, ograniczając w taki sposób stopień rozdrobienia, osiąganym przez ogólny proces uprzedniego rozdrabiania, lub też, odwrotnie, drogą pęknięcia i rozluźnienia materiału, czyni go kruchszym do następnego rozdrabiania, które już z mniejszym zużyciem energii mechanicznej może doprowadzić do znacznego stopnia rozdrobienia. Ponieważ jednak prażenie przedstawia operację stosunkowo kosztowną, połączoną niekiedy ze znacznym zużyciem materiału opałowego, energii i siły roboczej, przeto zazwyczaj cele wymienione są ubocznymi przy spełnianiu przez prażenie innych zadań o charakterze chemicznym, i w tym wypadku osiągnięte pośrednio korzyści powinny być w ten lub inny sposób wykorzystane w ogólnym procesie czynności przeróbki, w charakterze kompensacji wydatków na przeprowadzenie właściwego prażenia.

Pod względem chemicznym prażenie ma na celu zubożenie materiału, lub unieszkodliwienie różnych mineralnych połączeń w sensie usunięcia ich szkodliwego wpływu w następnych procesach ługowania

¹⁾ Roasting. Обжиг.

na używane rozpuszczalniki. Tak, zupełne zobojętnienie można osiągnąć przez prażenie przy przeróbce szybkich pirytów w postaci pirytu FeS_2 , których ostatecznym produktem prażenia jest zupełnie obojętny w roztworze KCN — tlenek żelaza Fe_2O_3 . W innych wypadkach zupełnego zobojętnienia nie osiąga się. Tak, np. ani jedno połączenie miedzi w produktach rozkładu pirytów, zawierających miedź, nie pozostaje obojętne w roztworach KCN ; atoli drogą prażenia zależnie od temperatury można otrzymać w produktach prażenia miedź, głównie w postaci $CuSO_4$, który jako rozpuszczalny w wodzie, może być usunięty przemywaniem, a w każdym razie jest mniej szkodliwy, niż CuO , produkt zupełnego wyprażenia i mniej szkodliwy, niż surowe rudy, które przez działanie na roztwory cyjankowe wytwarzają bardzo szkodliwy K_2S . Te lub inne połączenia otrzymuje się w prażalnikach przy określonej temperaturze, zależnie od ich ciepłoty tworzenia, i zadania prażenia, zależnie od składu rudy, sprowadzają się do otrzymania w piecu określonej temperatury. Tak przy 350° spala się S , a siarczki metalów, tracąc S , utleniają się nadmiarem tlenu najpierw na tlenki niższe FeO , Cu_2O , ZnO , PbO (Ag podlega redukcji), które przy dalszem podniesieniu t° , łącząc się z SO_3 , tworzą sole siarkowe w kolejności ich ciepłoty tworzenia.

Tak przy $400-500^\circ$ tworzy się $FeSO_4$

500—650° „ „ $CuSO_4$

650—850° „ „ $AgSO_4$

850—1050° „ „ $PbSO_4$

i $ZnSO_4$

W powyższym szeregu wszelkiemu tworzeniu następnej soli siarkowej towarzyszy rozkład poprzedniej, przedtem wytworzonej, oprócz tego zachodzi kolejna zamiana zasad w solach siarkowych przez metale Fe , Cu , Ag , Pb i Zn , przytem rozkładowi towarzyszy tworzenie się wyższych tlenków: Fe_2O_3 , CuO , natomiast Ag redukuje się do metalu, a sole Pb i Zn nie ulegają zupełnie redukcji w prażalniach. Wszystkie te reakcje, z wyłączeniem pierwszej (tworzenia $FeSO_4$) — są endotermiczne. Dlatego też początek prażenia następuje kosztem ciepła spalania siarki i trwa wskutek reakcyj egzotermicznych samodzielnie aż do utworzenia się $FeSO_4$. Od tego momentu rozpoczyna się obniżenie temperatury wskutek rozpoczęcia reakcyj endotermicznych, i dlatego do dalszego procesu prażenia jest niezbędne zewnątrz źródło ciepła.

Domieszka arsenowych i antymonowych rud przedstawia duże trudności w zupełnem usunięciu śladów As i Sb . Aczkolwiek lotne tlenki As_2O_3 i Sb_2O_3 tworzą się przy stosunkowo niskiej t° , to jednak przy podniesieniu temperatury tlenki te łatwo wytwarzają nielotne i nierozpuszczalne arsenaty i antymonaty typu $RAsO_3$ i $RSbO_3$, które pozostają w produktach prażenia i później przy przeróbce roztworami cyjankowemi okazują wpływ szkodliwy. Powolne nagrzewanie i stałe mieszanie ładunku pieców, przy którym arsenaty, tworzące się w war-

stwach górnych, trafiają do warstw niższych, mniej nagranych, gdzie znowu mają możliwość rozkładać się z wydzieleniem lotnych połączeń — staje się warunkiem niezbędnym przy prażeniu rud arsenowych i antymonowych.

Wogóle dla prawidłowego biegu wszystkich reakcyj w czasie prażenia i obserwacji ciągłości procesu, prażenie, odbywające się w piecach rewerberowych¹⁾ z wydłużonym trzonem, składającym się niekiedy z kilku pięter, odbywa się przy powolnem przesuwaniu materiału na spotkanie gazów spalinowych, z jednego końca do drugiego, t. j. przy stałem, lecz powolnem podwyższeniu temperatury i przy stałem mieszaniu, co wykonywa się ręcznie zapomocą długich pogrzebaczy przez boczne drzwiczki pieca, lub zapomocą mechanicznych mieszadeł w piecach mechanicznych²⁾.

Prażenie w postaci wyżej przedstawionej, ma szerokie rozpowszechnienie przy metalurgicznej przeróbce koncentratów w celu wytopienia z nich metali, gdy prażenie jest pierwszym etapem w ogólnym cyklu procesów metalurgicznych, jako pierwsze stadium desulfuryzacji. Dlatego też szczegółowy opis zjawisk, zachodzących podczas prażenia, sposobów prażenia i prażalników, zazwyczaj bywa wykładany w kursie metalurgji.

B. Prażenie jako operacja pomocnicza, której pośrednio towarzyszy wzbogacanie, jako część ogólnego procesu wzbogacania, znajduje zastosowanie przy magnetycznem wzbogacaniu słabomagnetycznych rud żelaza: syderytu, limonitu i hematytu. Tutaj wzbogacanie zachodzi, po pierwsze wskutek wydzielenia CO_2 z syderytu i H_2O z limonitu, powtóre, wskutek znacznej procentowej zawartości żelaza w ostatecznym produkcie prażenia, według składu zbliżonego do magnetytu Fe_3O_4 , w porównaniu z produktami wyjściowemi. Oprócz tego, jeżeli rudy żelaza zawierają domieszkę FeS_2 , to przy procesie prażenia *S* zupełnie lub częściowo spala się (przy obecności $CuFeS_2$, PbS i ZnS) i w ten sposób pośrednio usuwa się domieszkę szkodliwą, co może stanowić cel uboczny wzbogacania zapomocą prażenia.

Przy zastosowaniu prażenia do wzbogacania magnetycznego rud żelaza, należy mieć na uwadze wpływ prażenia na następne wytapianie surowca w piecach wielkich. Z metalurgji wiemy, iż tlenek żelaza łatwiej ulega redukcji, niż niższe stopnie tlenków; z tego powodu prażenie hematytów w celu otrzymania tlenku magnetycznego dla umożliwienia wzbogacania magnetycznego jedynie w tym wypadku może być usprawiedliwione, jeżeli ma za cel główny usunięcie siarki. W wypadku przeciwnym staje się więcej celowe wzbogacanie podług sposobów wzbogacania rud słabomagnetycznych, lub też —

1) Reverberatory furnaces. Отражательные печи.

2) Mechanical furnaces.

o ile własności domieszek na to pozwalają — wzbogacanie drogą mokrą, np. jeżeli domieszki składają się z kwarcytów lub wapieni. W tym wypadku prażenie, w celu przemiany tlenku żelaza na tlenek magnetyczny, szczególnie jest niedopuszczalne, bowiem taka redukcja tlenku zachodzi przy temperaturze białego żarzenia, a wówczas przy takiej wysokiej temperaturze i obecności SiO_2 , lub CaO tworzą się żuźle, z których żelazo redukuje się trudniej, niż z tlenku, i z tego powodu przy topieniu zachodzić będą znaczne straty metalu w żużlach. Na tej podstawie nie jest pożądane prażenie również i limonitów, bo chociaż tworzenie się tlenku magnetycznego przy rozłożeniu wodorotlenku zachodzi przy mniej wysokiej temperaturze, to jednak otrzymany tlenek żelazowo-żelazowy trudniej poddaje się redukcji, niż ruda surowa; co się tyczy wydzielenia wody związanej, to jak wykazało doświadczenie, nie ma to znaczenia dla wytapiania i okazuje się bezużyteczne. Prażenie limonitów jak i hematytów jest stosowane w praktyce jedynie w wypadku znacznej ilości domieszki S, i jeżeli tylko wzbogacanie jest wogóle niezbędne — można wówczas wykorzystać nabywane przez rudę własności magnetyczne do zastosowania wzbogacania magnetycznego. We wszelkich innych wypadkach więcej celowe staje się zastosowanie wzbogacania mokrego, lub też zasadę wzbogacania rud słabomagnetycznych. Co się tyczy syderytów, to zawsze poddaje się je prażeniu niezależnie od zawartości w nich siarki, otrzymywane bowiem przy prażeniu tlenki wyższe łatwiej ulegają redukcji, niż ruda surowa. Oczywiście, o ile nie ma się na względzie wzbogacania magnetycznego, to prażenie może być doprowadzone do zupełnej przemiany tlenku żelazowego na tlenek żelazawy, jeżeli jednak wzbogacenie jest niezbędne, to prażenie nie doprowadza się do zupełnego utlenienia żelaza, albo też przebieg prażenia dzieli się na 2 stadja z zastosowaniem wzbogacania magnetycznego w przerwie po wytworzeniu się tlenku magnetycznego.

Magnetyty w praktyce zawsze podlegają prażeniu, a to w celu przeprowadzenia ich w tlenki łatwiejsze do redukcji jak również dla usunięcia prawie zawsze zawartej w nich siarki w postaci różnych pirytów. Wobec tego jednak, iż przytem ich własności magnetyczne zanikają, w wypadku konieczności zastosowania wzbogacania, przeprowadza się takowe przed prażeniem.

Prażenie rud żelaza zawsze wykonywa się w dużych bryłach, bowiem drobnica przy topieniu w piecach wielkich zamraża piece i pociąga za sobą straty w postaci pyłu, unoszonego przez gazy, gdy tymczasem prażenie samo przez się rozluźnia rudę, co między innymi jest celem operacji dla łatwiejszego przenikania w pory rudy gazów, tworzących się w piecu, i warunkuje wytwarzanie się drobnicy i pyłu. Dlatego też prażenie rud żelaza zawsze prowadzi się w stosach, murkach prażalnych, w piecach szybowych, lecz nie rewerberowych,

przystosowanych do drobnicy, w których, jak widzieliśmy, podlegają prażeniu koncentraty pirytów dla dalszych procesów mokrych.

Rzadko stosowane prażenie pirytów w celu zamienienia ich na piryt magnetyczny dla zastosowania wzbogacenia magnetycznego używa się jedynie w tym wypadku, jeżeli piryty nie przedstawiają obiektu wydobywania, jako materiał do fabrykacji kwasu siarkowego, bowiem przytem część siarki przepada, i zazwyczaj służy do oddzielenia ZnS z mieszaniny ZnS/FeS_2 . Przy tem, oczywiście, kosztem oddzielenia części S z FeS_2 , w czasie prażenia odbywa się pierwsze stadium wzbogacania produktu Zn , drugie stadium zachodzi przy wzbogacaniu magnetycznem.

Prażenie pirytów powinno odbywać się z nadzwyczajną ostrożnością, bowiem pierwsze porcje S ulatniają się bardzo szybko już przy temperaturze ciemno-czerwonego żaru, i skład, odpowiadający największej przenikliwości magnetycznej, osiąga się o tyle szybko, iż bardzo łatwo można ten moment przeoczyć i otrzymać produkt, nie posiadający w dostatecznej mierze własności magnetycznych. Niedawno w Ameryce wykonane zostały doświadczenia¹⁾, które ustaliły, że wystarczy nagrzewania przez 2 minuty cienkiej warstwy miazga rozdrobionego pirytu przy t^0 ciemno-czerwonego żaru, by otrzymać skład Fe_3S_4 o największej przenikliwości magnetycznej. Przy dłuższem prażeniu przenikliwość magnetyczna szybko się obniża i już po 15 minutach jest niewiele wyższa, niż przenikliwość pirytu nieprażonego. W Colorado Zinc Plant C^o w specjalnie urządzonych piecach (syst. Wilfley) prażenie miazga rozdrobionej mieszaniny ZnS/FeS_2 uskutecznia się podczas jej wolnego spadku w przeciągu bardzo krótkiego czasu w kierunku przeciwnym do wznoszących się gazów spalinowych, poczem rudę ochłodzoną poddaje się wzbogacaniu magnetycznemu.

§ 2. Spiekanie.

(Aglomeracja).

Spiekanie²⁾ (aglomeracja) ma za cel bezpośredni kawałkowanie szlichów rud, jeżeli zastosowanie ich do celów metalurgicznych jest niedogodne z różnych przyczyn. Największe znaczenie proces ten posiada dla rud żelaza: ziemistych limonitów i hematytów i zwłaszcza szlichów magnetytu, jako produktów wzbogacania magnetycznego. Tutaj należą niektóre sposoby kawałkowania (Gröndal) i następnie najnowsze metody spiekania podług sposobu Grinewalta i Dwight & Lloyd'a. Oprócz celów specjalnych, polegających na kawałkowaniu, sposoby te powinny być za-

¹⁾ Richards. Ore Dressing. T. III, str. 1544. 2-gie wyd. 1909 r.

²⁾ Sintering. Спекание (агломерация).

znaczone, jako bardzo efektywne procesy desulfuryzacji. W tych wypadkach, gdy piryty występują w postaci nadzwyczaj drobnych i rozsianych wprysnięć w magnetycie, zupełne usunięcie pirytów za pomocą wzbogacania magnetycznego staje się niemożliwe, i często przy 2% zawartości siarki w rudzie, obniżenie jej nie może być osiągnięte mniej niż 0,5%, pomimo bardzo miążkiego rozdrobienia rudy w młynach rurowych. W tym wypadku kawałkowanie metodą Grinewalta albo Dwight & Lloyd'a uzupełnia proces oddzielenia siarki w takim stopniu, iż wzbogacanie magnetyczne nie ma już na celu oddzielenia siarki i nawet dla zmniejszenia kosztów rozdrabiania może być zastosowany mniej znaczny stopień rozdrabiania, przez co zawartość S w szlichach magnetycznych zwiększa się do 1%, pozostawiając wykonanie pozostałej pracy wzbogacania procesowi spiekania. Szczegółowiej procesy te będą wyłożone w rozdziale, poświęconym sposobom kawałkowania.

Na zakończenie podkreślimy koksownictwo (spiekanie niektórych gatunków węgla) jako proces wzbogacania. Przy otrzymaniu koksu kosztem oddzielenia substancyj lotnych zachodzi wzbogacenie pozostałości w węgiel i zwiększenie jego wartości opałowej. Pod tym względem koksownictwo może być rozpatrywane, jako jeden z rodzajów chemicznego wzbogacania węgla. Wobec tego jednak, iż ma ono specjalny charakter ze względu na przygotowanie produktu w postaci brył określonego rodzaju i własności, koksownictwo podobnie jak i spiekanie szlichów odniesione zostało do rozdziału, rozpatrującego sposoby kawałkowania ciał kopalnych.

KONIEC TOMU II-GO.

OMYŁKI DRUKU.

| Str. | Wiersz | Zamiast | Winno być |
|------|---|---|--|
| 6 | 14 od góry | § 2. | § 2. 1. |
| 8 | 15 od dołu | wybie ra nie | wybie ra nia |
| 8 | 12 „ „ | trustyt | prustyt |
| 10 | 10 „ „ | z z przesiewacza | z przesiewacza |
| 14 | 15 od góry | § 3 | § 3. 2. |
| 17 | 11 „ „ | celulozy | celuloz y |
| 23 | rys. 13 | $P \sin \alpha \cdot \operatorname{tg} \varphi$ | $P \cos \alpha \cdot \operatorname{tg} \varphi$ |
| 49 | 12 od dołu | plóczowe | plóczkow e |
| 57 | 1 „ „ | dane do co | dane co do |
| 57 | 3 od góry (tablica) | 1—0 | 2—1 |
| 57 | 3 „ „ „ | 2—1 | 1—0 |
| 57 | 11 od dołu „ | Grube | Klasy (dla PbS) |
| 58 | 16 „ „ | V_1 | V |
| 59 | 13 od góry (tablica) | 1275 | 1270 |
| 59 | 13 „ „ „ | $\frac{1}{8}$ | $\frac{1}{3}$ |
| 60 | 11 od dołu „ | nich | nie |
| 63 | 15 od góry | o | to |
| 65 | rys. 50 (górn y u górn y) b' | | b |
| 66 | 16 od dołu | rys. 93 | rys. 87 |
| 88 | 12 „ „ | $WoFeO_3$ | $WoFeO_4$ |
| 90 | 10 „ „ | porównawczej | porównawcz e |
| 94 | 8 „ „ | przerabianie | przebieranie |
| 96 | 20 „ „ | w odbiorniku H | w odbiorniku N |
| 97 | 2 od góry | 7—0 | 6—0 |
| 107 | 12 od dołu | dozwala na osiągni a nia | pozwala na osiągni a nie |
| 109 | 10 „ „ | naturalną | naturalną |
| 115 | 17 „ „ | z c ementowanych | sc e mentowanych |
| 116 | 22 od góry | nazw ę | nazw ą |
| 117 | rys. 104 (dolny) | B_V | B_{VI} |
| 118 | 4 od góry | B_{IV} | B_{III} |
| 118 | 8 od dołu | alkalc e | alkalja |
| 119 | 18 „ „ | w zupełn e | z zupełn e |
| 124 | 7 od góry | faz ą | faz ę |
| 124 | 8 od dołu | $\operatorname{Cos} \vartheta - \operatorname{Cos} 60^\circ$ | $\operatorname{Cos} \vartheta = \operatorname{Cos} 60^\circ$ |
| 128 | 1 od góry | σ_1 | σ_{12} |
| 136 | 12 od dołu | po „oraz że: $\sigma_{12} = \sigma_2 - \sigma_1$ “ wstawić ust ę p ze str. 137 od 13 do 25 wiersza od górn y , od słów: „Jednak ż e dopóki...“ do słów „poniewa ż : $\sigma_{12} = \sigma_2 - \sigma_1$. $\operatorname{Cos} \vartheta$ “. | |

| <i>Str.</i> | <i>Wiersz</i> | <i>Zamiast</i> | <i>Winno być</i> |
|-------------|-------------------|---|---------------------------|
| 137 | 13—25 od góru | Usunąć ustęp od słów: „Jednakże dopóki“ do słów: „ponieważ“: $\sigma_{12} = \sigma_2 - \sigma_1$. Cos ? . | |
| 139 | 7 od dołu | kollektora | kolektora |
| 140 | 3 od góru | ” | ” |
| 142 | 3 od dołu | całkowite | całkowicie |
| 145 | 4 od góru | chrizocola | chryzokola |
| 146 | 15 od dołu | σ . Sin ? | σ_1 Sin ? |
| 159 | 11 ” ” | pewnej skłonności | pewną skłonność |
| 160 | 5 ” ” | uzyskają | uzyskują |
| 164 | 10 ” ” | jej | jego |
| 173 | 19 ” ” | zdemujej | zdejmuje |
| 173 | 2 ” ” (Oдносінік) | d'amalgamatioa | d'amalgamation |
| 179 | 3 ” ” | pirargirit, prustit | pirargiryt, prustyt |
| 180 | 11 od góru | racze | raczej |
| 185 | 12 od dołu | amalgamowania | amalgamowanie |
| 200 | 1 od góru | rozkładają | rozkłada |
| 203 | 3 od dołu | Parall | Parral |