Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią
Polskiej Akademii Nauk

Wiesław Blaschke

PRZERÓBKA WĘGLA KAMIENNEGO – WZBOGACANIE GRAWITACYJNE

Wydawnictwo
Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN
Kraków 2009

RECENZENCI
doc. dr inż. Stanisław Błaszczyński (Politechnika Śląska)
dr hab. inż. Barbara Tora (Akademia Górniczo-Hutnicza)

OPRACOWANIE EDYTORSKIE
Danuta Nikiel-Wroczyńska
Beata Stankiewicz

ADRES REDAKCJI
31-261 Kraków, ul. J. Wybickiego 7, IGSMiE PAN
tel. (0-12) 632-33-00 w. 144, 143, fax (0-12) 632-35-24
www.min-pan.krakow.pl

ISBN 978-83-60195-03-1

© *Copyright by Wiesław Blaschke*
© *Copyright by Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN*
Kraków 2009

Printed in Poland

Książkę niniejszą dedykuję moim Rodzicom
Franciszce (Ani) z Czechowskich Blaschke
i Stanisławowi Blaschke

SPIS TREŚCI

1. Wprowadzenie 9
   1.1. Wzbogacanie węgla etapem gospodarki surowcami mineralnymi 10
   1.2. Wzbogacanie węgla etapem technologii czystego węgla 12
   1.3. Wzbogacanie węgla metodą poprawy efektów ekonomicznych zakładu górniczego . . 13
   1.4. Zadania przeróbki mechanicznej węgla 14
2. Parametry jakościowe węgla wpływające na jego wartość użytkową 17
   2.1. Chemiczny skład węgla 17
   2.2. Wpływ parametrów jakościowych węgla na jego efektywność użytkowania w energetyce 22
   2.3. Wpływ parametrów jakościowych węgla na jego efektywność użytkowania w koksownictwie 25
   2.4. Parametrz jakościowe węgli handlowych 28
3. Krzywe charakterystyki technologicznej węgla 37
   3.1. Badanie wzbogacalności węgla 37
   3.2. Krzywe wzbogacalności węgla 39
   3.3. Zespoły krzywych wzbogacalności 46
   3.4. Rodzaje krzywych wzbogacalności 49
   3.5. Krzywe uzysku popiołu i ich modyfikacje 58
      3.5.1. Krzywe uzysku 59
      3.5.2. Modyfikacja Mayera 60
      3.5.3. Modyfikacja Della 61
      3.5.4. Wykorzystanie krzywych uzysku i ich modyfikacji 61
   3.6. Równania krzywej wzbogacalności koncentratu 62
4. Ocena trudności wzbogacania grawitacyjnego 71
   4.1. Ocena na podstawie kształtu krzywych wzbogacalności 71
   4.2. Ocena na podstawie krzywej Birda 73
   4.3. Ocena metodą Toporkowa 75
   4.4. Ocena metodą Fomina 76
   4.5. Ocena metodą Fomienki 77
   4.6. Metoda Wuchin 77
   4.7. Metoda komisji węglowej RWPG 78
   4.8. Metoda Cerchar 79
   4.9. Ocena metod określania trudności wzbogacania 79
5. Krzywe wzbogacania 81

6. Prognozowanie rezultatów przemysłowego wzbogacania węgli kamiennych 85
6.1. Wskaźniki dokładności wzbogacania metodami grawitacyjnymi 86
6.1.1. Rozproszenie prawdopodobne 87
6.1.2. Imperfekcja 87
6.2. Sposoby przeliczania krzywych wzbogacalności na krzywe wzbogacania 89
6.2.1. Ogólny schemat obliczenia współrzędnych krzywych wzbogacania 89
6.2.2. Modyfikacja schematu obliczania współrzędnych krzywych wzbogacania . . . 90
6.2.3. Krzywe rozdziału dla różnych wartości rozproszenia prawdopodobnego 91
6.3. Etapy przeliczania współrzędnych krzywych wzbogacalności na krzywe wzbogacania 94
6.3.1. Wyznaczenie rzeczywistego wychodu koncentratu 95
6.3.2. Wyznaczanie rzeczywistej zawartości popiołu w koncentracie 98
6.3.3. Wyznaczanie innych rzeczywistych parametrów jakościowych koncentratu . . 98
6.3.4. Przykład wyznaczania rzeczywistych parametrów koncentratu 99
6.4. Nomogramy do wyznaczania rzeczywistych parametrów jakościowych koncentratu . 101
6.4.1. Obliczanie zawartości popiołu w koncentracie 103
6.4.2. Obliczanie innych rzeczywistych parametrów jakościowych koncentratu 105
6.4.3. Przykład wyznaczania rzeczywistych parametrów koncentratu za pomocą nomogramów siatkowych 108
7. Zasady wzbogacania grawitacyjnego 117
7.1. Wzbogacanie w cieczach ciężkich 117
7.2. Wzbogacanie w cyklonach z cieczą ciężką 119
7.3. Wzbogacanie w osadzarkach 120
8. Technika wzbogacania grawitacyjnego 125
8.1. Wzbogacalniki cieczy ciężkiej zawiesinowej 125
8.1.1. Wzbogacalniki z kołami łopatkowymi 126
8.1.2. Wzbogacalniki korytowe 136
8.1.3. Wzbogacalniki z mechaniczną stabilizacją cieczy zawiesinowej 139
8.1.4. Wzbogacalniki z podnośnikami hydrauliczno-powietrznymi 145
8.1.5. Wzbogacalniki zawiesinowo-hydrauliczne 149
8.1.6. Wzbogacalniki zawiesinowe obrotowe (bębnowe) 152
8.1.7. Wzbogacalniki zawiesinowe innych typów 156
8.2. Wzbogacalniki cyklonowe z cieczą ciężką 161
8.3. Osadzarki 167
8.3.1. Osadzarki tłokowe 167
8.3.2. Osadzarki tłokowe membranowe 171
8.3.3. Osadzarki membranowe 172
8.3.4. Osadzarki beztłokowe 174
8.3.5. Osadzarki z ruchomym łożem roboczym 190
9. Rozwiązania układów technologicznych i maszynowych wzbogacania grawitacyjnego 193

9.1. Wzbogacanie w cieczach ciężkich 193
9.2. Wzbogacanie w cyklonach z cieczą ciężką 203
9.3. Wzbogacanie w osadzarkach 208
9.4. Układ technologiczno-maszynowy zakładu wzbogacania w cieczach ciężkich i osadzarkach 217
Literatura 221

1. WPROWADZENIE

Węgiel kamienny wydobywany w wyniku eksploatacji pokładów jest zbiorem różnej wielkości ziarn węgla, ziarn skały płonnej, przerostów węglowo-kamiennych, łupków przywęglowych. W takiej postaci nie nadaje się do bezpośredniego wykorzystania przez użytkowników. Urobek górniczy nosi nazwę niesortu i aby go można było sprzedać jako produkt handlowy musi być poddany procesom przeróbczym.

Gdy parametry jakościowe urobku węglowego (dotyczy to tylko węgla energetycznego) odpowiadają potencjalnym odbiorcom wystarczy go rozsiać (rozdzielić na węższe klasy ziarnowe) i w postaci sortymentów handlowych oferować użytkownikom. Ma to miejsce wówczas, gdy wartość opałowa, zawartość siarki, popiołu i wilgoci odpowiada parametrom gwarancyjnym kotłów zainstalowanych u użytkowników. Operacje klasyfikacji ziarnowej prowadzone są w zakładach przeróbki węgla w segmencie nazywanym sortownią.

W większości przypadków jakość surowego węgla energetycznego nie odpowiada wymaganiom jakościowym jego dalszego wykorzystania i musi być dostosowana do potrzeb użytkowników. Natomiast surowy węgiel koksowy nie nadaje się w żadnym przypadku do bezpośredniego wykorzystania w procesach koksowniczych. Przemysł ten stawia ostre wymagania jakościowe odbieranym koncentratom węgla koksowego. Z tego też względu całość surowego węgla koksowego musi być dostosowana do żądań jakościowych użytkowników. Dostosowanie jakości węglowych produktów handlowych do potrzeb konkretnych odbiorców (mogą oni mieć różne wymagania jakościowe) polega na usunięciu nieużytecznych składników urobku – ziarn kamienia, łupków, części przerostów kamienno-węglowych, piasku podsadzkowego, pirytów. Procesy te nazywane są wzbogacaniem, a w starszej terminologii płukaniem węgla i prowadzone są w części zakładu przeróbczego nazywanego płuczką.

Wzbogacanie węgla odbywa się najczęściej w urządzeniach wykorzystujących różnice w gęstości ziarn czystego węgla i ziarn zanieczyszczeń. Procesy te nazywa się wzbogacaniem grawitacyjnym. Wzbogacanie grawitacyjne stosowane jest najczęściej dla ziarn urobku powyżej 10 – (20) mm, choć spotyka się też wzbogacanie urobku o uziarnieniu powyżej 1 – (3) mm.

Drobne ziarna urobku węglowego, najczęściej poniżej 1 mm, można wzbogacać metodą flotacyjną – zwaną wzbogacaniem fizykochemicznym. Wykorzystuje ona różnice we właściwościach powierzchniowych ziarn węgla i ziarn zanieczyszczeń. Metodą flotacyjną wzbogaca się wszystkie drobne ziarna węgli koksowych, a proces ten stosowany jest czasami także do odzysku ziarn czystego węgla energetycznego z produktów trafiających do obiegów wodno-mułowych zakładów przeróbczych.

Wszystkie operacje wzbogacania grawitacyjnego prowadzone są w ośrodku wodnym. Kilkadziesiąt lat temu stosowane były gdzieniegdzie operacje wzbogacania węgla w ośrodku powietrznym. Wykorzystywano urządzenia zwane wialniami, jednak ze względu na bardzo małą dokładność procesów rozdziału metody te zostały zarzucone.

Odwadnianie poszczególnych produktów (koncentraty, odpady, produkty przejściowe) związane jest z przechodzeniem najdrobniejszych ziarn do produktów mułowych. Jeżeli trafiają tam znaczne ilości ziarn czystego węgla, to w takich przypadkach korzystne jest ich odzyskiwanie – możliwie dzięki zastosowaniu wspomnianego powyżej procesu flotacji.

Istnieje wiele innych metod wzbogacania węgla (wzbogacanie elektrostatyczne, chemiczne, selektywna flokulacja i aglomeracja itd.). Są one jednak w praktyce przemysłowej wzbogacania węgla kamiennego stosowane bardzo rzadko.

Wzbogacanie węgla, mające na celu dostosowanie jego parametrów jakościowych do wymagań różnych użytkowników, rozpatrywane jest często jako etap gospodarki surowcami mineralnymi, jako etap czystych technologii węglowych (ważny etap dostosowania węgla do wymagań ekologii) lub jako proces poprawiający ekonomikę zakładów górniczych.

1.1. WZBOGACANIE WĘGLA ETAPEM GOSPODARKI SUROWCAMI MINERALNYMI

Wzbogacanie węgla kamiennego jest jednym z etapów gospodarki surowcami mineralnymi. Według definicji „gospodarka surowcami mineralnymi" jest planowym działaniem mającym na celu pełne i efektywne wykorzystanie mineralnych bogactw naturalnych znajdujących się w skorupie ziemskiej, a zwłaszcza w tej części, która jest możliwa i dostępna do eksploatacji [71, 72].

R. Ney wyróżnia pięć etapów gospodarki surowcami mineralnymi [170]**.** Pierwszym etapem jest poszukiwanie i dokumentowanie złóż, tzn. zasobów kopalin użytecznych; etap ten kończy się opracowaniem dokumentacji geologicznej zasobów kopalin, uwzględniającym ilość i jakość kopalin. Drugim etapem jest zaprojektowanie zagospodarowania górniczego poszczególnych złóż; etap ten kończy się opracowaniem projektu eksploatacji, modelu kopalni, zakładu górniczego i całej infrastruktury, przy czym uwzględnione muszą być czynniki techniczno-technologiczne, warunki przyrodnicze, ochrona środowiska wraz z rekultywacją obszarów pokopalnianych, a przede wszystkim warunki ekonomiczne. Trzecim etapem jest eksploatacja górnicza, której celem jest pozyskiwanie urobku w postaci surowca mineralnego przekazywanego do dalszych etapów. Czwartym etapem jest przeróbka i uszlachetnianie surowców mineralnych; większość kopalin dopiero po procesach przeróbki jest pełnowartościowym surowcem mineralnym. Piątym etapem są procesy przetwórstwa surowców mineralnych; w ich wyniku powstają produkty finalne.

A. Bolewski wyróżnia sześć etapów gospodarki surowcami mineralnymi [70]. Pierwszym etapem jest rozpoznanie budowy geologicznej skorupy ziemskiej, poszukiwanie złóż, analiza minerałów i skał, opracowanie dokumentacji geologicznej złoża. Drugim etapem jest górnicze pozyskiwanie kopalin ze złóż i przekazywanie uzyskanego urobku do wykorzystania. Trzeci etap to przetwarzanie urobku górniczego metodami przeróbki mechanicznej na pierwotne surowce mineralne wykorzystując różnice właściwości fizycznych, chemicznych i fizykochemicznych minerałów i skał tworzących urobek. Czwartym etapem jest przetwarzanie klasycznymi technologiami pierwotnych surowców mineralnych na wyroby pochodne nazywane wyrobami I generacji. Piątym etapem jest głęboki przerób surowców mineralnych technologiami wykorzystującymi osiągnięcia krystalochemii i elektroniki umoż-

liwiające otrzymywanie surowców II generacji charakteryzujących się wysoką zawartością składnika użytecznego (np. 99,9999% wagowo) lub niespotykaną w przyrodzie prawidłowością struktury krystalicznej. Szóstym etapem jest przerób nowoczesnymi technologiami surowców II generacji w celu otrzymania wyrobów pochodnych II generacji.

Etapy gospodarki surowcami mineralnymi według Neya i Bolewskiego pokazano w tabeli 1.1.

Tabela 1.1. *Etapy gospodarki surowcami mineralnymi*

Według R. Neya	Według A. Bolewskiego
I. Poszukiwanie i dokumentowanie złóż II. Projektowanie zagospodarowania górniczego obszarów złożowych i poszczególnych złóż	I. Poszukiwanie i rozpoznanie złóż
III. Eksploatacja górnicza	II. Górnictwo
IV. Przeróbka i uszlachetnianie kopalin	III. Przeróbka mechaniczna dla uzyskania surowców I generacji IV. Przerób technologiami klasycznymi wyrobów I generacji
V. Przetwórstwo surowców mineralnych	V. Głęboki przerób dla uzyskania surowców II generacji VI. Przerób nowoczesnymi technologiami wyrobów II generacji
Surowce I generacji – pierwotne surowce mineralne i produkty bezpośredniego ich przerobu klasycznymi technologiami. Surowce II generacji – produkty głębokiego przerobu surowców I generacji lub surowców wtórnych. Wysoka zawartość składnika użytecznego (99.999%) lub niespotykana w przyrodzie prawidłowość struktury krystalicznej.	

Źródło: R. Ney [170], A. Bolewski [70]

Począwszy od etapu górnictwa (eksploatacji górniczej) mamy już do czynienia z konkretną kopaliną – węglem kamiennym. Na trzecim (drugim) etapie ważnym problemem jest poprawna eksploatacja, mająca na celu ochronę pokładów lub części złóż, a przede wszystkim minimalizację strat złożowych. Na tym etapie powinno być osiągane maksymalne wykorzystanie złoża. Odspojona od złoża kopalina przekazywana jest w postaci urobku węglowego do zakładów przeróbczych. Ten etap gospodarki surowcami mineralnymi ma na celu maksymalne odzyskanie składników użytecznych, aby nie powstawały straty substancji węglowej w odpadach, a jednocześnie przygotowanie produktów handlowych o jakości odpowiadającej technologii i technice ich dalszego użytkowania. Użytkowanie wzbogacanych i uszlachetnionych surowców mineralnych, prowadzone w etapie przetwórstwa surowców mineralnych, powinno zapewnić wytworzenie produktów finalnych (np. energia elektryczna, energia cieplna) możliwie najniższym kosztem i w miarę możliwości z pełnym wykorzystaniem otrzymanego surowca – koncentratu węglowego. Z tego też względu użytkownicy węgla kamiennego stawiają określone żądania jakościowe dotyczące przekazywanych im produktów handlowych. Żądania te oparte są na analizie zachowywania się

węgla w ich procesach technologicznych lub też stawiane są wymagania jakościowe oparte na rachunku ekonomicznym (rachunek kosztów ciągnionych otrzymanych produktów finalnych).

1.2. WZBOGACANIE WĘGLA ETAPEM TECHNOLOGII CZYSTEGO WĘGLA

Węgiel kamienny jest powszechnie stosowanym pierwotnym źródłem energii. W krajach posiadających duże zasoby węgla wytwarza się z niego od 50 do 90% energii elektrycznej i przemysłowej pary wodnej. W energetyce zużywać można węgiel o bardzo zróżnicowanej jakości. Zależy to od posiadanych przez użytkowników kotłów i instalacji nawęglających. Praktycznie każdy węgiel, niezależnie od jego jakości, można użytkować w energetyce. Można spalać węgiel bardzo dobrej jakości (wysoka wartość opałowa, niska zawartość popiołu i siarki), można też spalać węgiel złej jakości (duża zawartość popiołu i siarki, niska wartość opałowa). W zależności od parametrów jakościowych rośnie lub maleje zużycie węgla, jest mniejsza lub większa sprawność przemian energetycznych, a także – na co zwraca się obecnie dużą uwagę – powstają większe lub mniejsze emisje polutantów do atmosfery oraz powstają różne ilości produktów odpadowych.

Aby zmniejszyć szkodliwy wpływ spalania węgla na środowisko naturalne opracowano, początkowo w USA, program czystych technologii węglowych [35, 36, 201]. Program ma na celu wdrożenie lub opracowanie nowych technologii pozyskiwania i użytkowania węgla, które pozwolą na zmniejszenie emisji zanieczyszczeń do atmosfery. Dotyczą one całego cyklu użytkowania węgla. Cykl ten obejmuje cztery etapy pokazane w tabeli 1.2. Etap pierwszy to oczyszczanie węgla przed spalaniem w stopniu gwarantującym utrzymanie limitów emisji polutantów powstających z węgla w procesach spalania. Etap drugi obejmuje działania mające na celu doskonalenie metod spalania w celu eliminacji szkodliwych domieszek w trakcie tego procesu. Etap trzeci dotyczy oczyszczania powstających w procesie spalania spalin (gazów odlotowych). Do technologii czystego węgla zalicza się także procesy zgazowania, upłynnienia i pirolizy węgla nazywane nowymi konwersjami węgla [105, 157].

Tabela 1.2. *Etapy technologii czystego węgla*

Etap	Nazwa według programu USA	Zadania do zrealizowania
I	Precombustion	Oczyszczanie węgla przed spalaniem wraz z przygotowaniem mieszanek węglowych o jakości gwarantującej utrzymanie limitów emisji polutantów
II	Advanced combustion	Eliminacja szkodliwych domieszek w węglu w trakcie spalania poprzez doskonalenie metod spalania
III	Advanced postcobustion	Wprowadzenie skutecznych sposobów oczyszczania spalin i bezpiecznego zagospodarowania powstających produktów odpadowych
IV	Conversion	Opracowanie i wdrożenie metod zgazowania, upłynniania, pirolizy węgla nazywanych nowymi konwersjami węgla

Źródło: W. Blaschke [54]

Wzbogacanie węgla jest zatem pierwszym etapem technologii czystego węgla [40–43, 56]. Do tego etapu zalicza się także prowadzenie czystej eksploatacji węgla w celu uniknięcia wprowadzenia do urobku ziarn skały płonnej, uśrednianie parametrów jakościowych w celu dostosowania mieszanki do parametrów gwarancyjnych kotłów spalających węgiel u użytkowników, selektywne mielenie mające na celu rozdzielenie ziarn pirytu od ziarn węglowych, tworzenie mieszanek węglowo-wapiennych aby związać powstające w trakcie spalania tlenki siarki.

Procesy stosowane w I etapie technologii czystego węgla zestawiono w tabeli 1.3.

Tabela 1.3. *Procesy stosowane w I etapie Technologii Czystego Węgla*

I. Operacje i procesy I etapu – Precombustion
• czysta eksploatacja węgla • wzbogacanie węgla • uśrednianie parametrów jakościowych • selektywne mielenie • tworzenie mieszanek węglowo-wapiennych
II. Procesy klasycznego wzbogacania węgla – usuwanie skały płonnej
• wzbogacanie w separatorach z cieczą ciężką • wzbogacanie w osadzarkach • wzbogacanie w cyklonach z cieczą ciężką • wzbogacanie w separatorach zwojowych (spirale) • wzbogacanie flotacyjne
III. Procesy głębokiego wzbogacania – przygotowanie ultraczystych węgli
• wzbogacanie elektrostatyczne • wzbogacanie metodą flokulacji selektywnej • aglomeracja • aglomeracja selektywna • ługowanie bakteryjne (wzbogacanie biologiczne) • wzbogacanie chemiczne (ługowanie)

Źródło: W. Blaschke [43]

Pierwszy etap technologii czystego węgla zatrzymał się w Polsce na odkamienianiu surowego węgla. Nie prowadzi się procesów głębokiego wzbogacania, głownie z powodu braku zainteresowania potencjalnych użytkowników [51, 53, 55, 177].

1.3. WZBOGACANIE WĘGLA METODĄ POPRAWY EFEKTÓW EKONOMICZNYCH ZAKŁADU GÓRNICZEGO

Zakład górniczy składa się z kopalni właściwej i zakładu przeróbczego. Urobek węglowy nie jest w praktyce produktem handlowym, choć niektóre cenniki na węgiel określają taki

produkt jako niesort. Sortyment ten nie ma określonej górnej granicy wymiaru ziarn (podaje się jako większe od 120 mm), dolna granica to ziarna o wymiarach nieco większych od zera. Stosowane systemy cen, jeżeli przewidują sprzedaż niesortu, ustalają bardzo niskie ceny na taki produkt. Ceny te nie pokrywają kosztów wydobycia urobku, a więc kopalnia sprzedająca niesort byłaby ekonomicznie nieefektywna. W praktyce trzeba by ją zlikwidować.

Urobek węglowy nabiera cech sprzedawalnego produktu dopiero po poddaniu go procesom przeróbki mechanicznej. Problem ten omówiono na początku niniejszego rozdziału.

W procesach wzbogacania węgla uzyskuje się koncentraty – produkty handlowe o korzystniejszych niż węgiel surowy parametrach jakościowych. Wzbogacone węgle mają wyższą cenę rynkową – przedstawiają bowiem wyższą wartość użytkową. Wyższe ceny pozwalają poprawić efektywność ekonomiczną zakładu przeróbczego. Po odpowiednim wzbogaceniu poszczególnych sortymentów (klas ziarnowych) możliwe jest uzyskanie rentowności całego zakładu górniczego [34, 59, 67, 158, 216, 217].

1.4. ZADANIA PRZERÓBKI MECHANICZNEJ WĘGLA

Zakład przeróbczy stanowiący najczęściej część zakładu górniczego prowadzić będzie procesy wzbogacania dobierając zarówno układ technologiczny jak i reżimy procesowe tak, aby uzyskać sortymenty handlowe oraz parametry jakościowe tych sortymentów zgodnie z zawartymi umowami kupna/sprzedaży. Większość tych zakładów wzbogaca węgiel wydobywany w macierzystej kopalni. Dostarczany urobek węglowy charakteryzuje się dużą zmiennością (w czasie) parametrów jakościowych. Wynika to z kilku powodów: węgiel eksploatowany jest w różnych przodkach i z różnych pokładów; czasami trafia do urobku produkt kamienny z robót przygotowawczych; rozwiązanie dróg transportowych z reguły nie pozwala na selektywny transport węgla dostarczanego z poszczególnych ścian; urobek z różnych przodków miesza się podczas transportu w przypadkowych proporcjach i w takim stanie trafia do zakładu przeróbczego. Zakłady przeróbcze są z reguły ściśle powiązane z szybem, rzadko natomiast budowane były zbiorniki pozwalające na uśrednianie nadawy przed skierowaniem jej do wzbogacania. Wahania składu ziarnowego i ciężarowego nadawy są najczęstszym powodem trudności w uregulowaniu technologii wzbogacania, powodują też obniżanie sprawności procesów rozdzielczych (klasyfikacji i wzbogacania). Czynniki te powodują często niemożność uzyskiwania zakontraktowanych umowami parametrów jakościowych produktów handlowych, przynosząc czasami znaczne straty finansowe (obniżanie cen, kary za przekroczenie umownych klas zbytu) [39, 64].

Dostosowanie reżimów wzbogacania do wymogów jakościowych użytkowników nie zawsze pozwala na prowadzenie procesów w sposób optymalny technologicznie lub ekonomicznie. Powoduje to powstawanie strat składników użytecznych lub też prowadzenie wzbogacania z koniecznością wytwarzania produktów pośrednich.

Wymagania odbiorców węgla co do jakości produktów handlowych powodują, że w zakładach przeróbczych trzeba posiadać możliwości prowadzenia procesów wzbogacania w sposób bardzo elastyczny. Funkcjonowanie zakładu przeróbczego w warunkach rynkowych jest uwarunkowane bieżącą sytuacją na rynku węglowym. Ma to konsekwencje kosztowe. Elastyczny zakład przeróbczy musi posiadać rozbudowane układy technolo-

giczne, które nie zawsze (nie codziennie) będą mogły być racjonalnie wykorzystane. Uproszczone zakłady przeróbcze nie będą natomiast konkurencyjne na węglowym rynku, gdyż mogą mieć trudności z dostosowaniem jakości produktów handlowych do zmieniających się wymagań różnych użytkowników [26, 27, 204, 221, 46, 60, 104, 160, 162].

Sytuacja rynkowa wymaga budowy lub modernizacji zakładów przeróbczych w stopniu pozwalającym na elastyczne dopasowywanie się do potrzeb jakościowych uczestników rynku węglowego. Łatwo zauważyć, że najważniejszym zadaniem będzie analiza parametrów jakościowych węgla surowego kierowanego do zakładu przeróbczego i określenie możliwych do uzyskania parametrów przygotowywanych produktów handlowych, tak aby spełniały one warunki późniejszego użytkowania wytworzonych koncentratów [3, 6, 9, 10, 91, 92, 95, 110, 123, 133–135, 176, 178, 179, 186, 189, 198].

2. PARAMETRY JAKOŚCIOWE WĘGLA WPŁYWAJĄCE NA JEGO WARTOŚĆ UŻYTKOWĄ

Problem parametrów jakościowych węgli kamiennych może być rozważany zarówno z punktu widzenia odbiorców, jak i z punktu widzenia producentów. Rozróżnić można tutaj ponadto aspekt technologiczny i aspekt ekonomiczny takich analiz. Z technologicznego punktu widzenia parametry jakościowe wyznaczać będą: dla odbiorców – wartość użytkową węgla, tzn. jego przydatność w procesie koksowania, spalania lub innego sposobu utylizacji, a dla producentów – reżim technologiczny wzbogacania właściwy dla zapewnienia żądanych parametrów przy uwzględnieniu charakterystyk densymetrycznych węgla. Z ekonomicznego punktu widzenia parametry jakościowe decydować będą: u odbiorców – o kosztach produkcji produktów finalnych, u producentów – o uzyskiwanych cenach zbytu i ponoszonych kosztach wytworzenia koncentratów.

Wartość użytkowa, nazywana także wartością gospodarczą jaką węgiel przedstawia dla użytkowników, zależy od szeregu czynników, takich jak: typ węgla (tab. 2.1) uwarunkowany stopniem metamorfizacji węgla; właściwości koksotwórcze: spiekalność, dylatacja, plastyczność, ciśnienie rozprężania; wskaźniki oceny mikroskopowej: skład petrograficzny, współczynnik odbicia światła witrynitu; zawartości balastu, tzn. łącznej zawartości popiołu i wilgoci; wartości opałowej, ciepła spalania; rodzaju sortymentów (tab. 2.2), a więc wielkością ziarn węgla; właściwości substancji mineralnych zawartych w węglu itd. Dla zobrazowania problemu wpływu parametrów jakościowych na efektywność użytkowania węgla, a więc i efektywność jego wzbogacania, w dalszej części omówiono ten wpływ dla dwóch głównych sposobów użytkowania, a mianowicie spalania i koksowania. W tabeli 2.3 natomiast omówiono parametry jakościowe węgla kształtujące jego wartość użytkową.

2.1. CHEMICZNY SKŁAD WĘGLA

Węgiel kamienny [155] jest skałą osadową powstałą z materiału roślinnego, który uległ procesowi rozkładu i syntezy, a następnie – pod nadkładem skalnym – diagenezie.

W węglu kamiennym wyróżnia się trzy składniki:

- substancję organiczną palną,
- substancję mineralną,
- wodę.

Organiczna masa węglowa składa się z następujących pierwiastków: węgla, wodoru, tlenu, azotu i siarki. Ilościowy udział tych pierwiastków jest bardzo różny, a wzajemne ich stosunki między sobą i rodzaje wiązań decydują o typie węgla. Wraz ze wzrostem zawartości węgla maleje udział wodoru i tlenu. Zawartość tlenu w węglach jest w skali atomowej znacznie niższa niż wodoru, ma on jednak bardzo duży wpływ na właściwości węgla.

Tabela 2.1. *Typy węgla (wg PN-82/G-97002)*

Typ węgla		Parametry klasyfikacyjne					Zastosowanie węgla
		zawartość części lotnych V^{daf} wg PN-81/G-04516	zdolność spiekania RI wg PN-81/G-04518	dylatacja b wg PN-81/G-04517	wsk. wolnego wydymania SI wg PN-81/G-04515	ciepło spalania Q^{daf} wg PN-81/G-04513	
Nazwa	Wyróżnik	%		%		kJ/kg	
Węgiel płomienny	31.1	powyżej 28	poniżej lub równe 5	nie normalizuje się	nie normalizuje się	poniżej lub równe 31 000	węgiel do celów energetycznych dla wszystkich typów palenisk rusztowych i pyłowych; węgiel do czadnic
	31.2					powyżej 31 000	
Węgiel gazowo-płomienny	32.1	powyżej 28	powyżej 5 do 20			nie normalizuje się	węgiel do celów energetycznych dla wszystkich typów palenisk; węgiel do wytlewania i do czadnic
	32.2		powyżej 20 do 40				węgiel dla palenisk rusztowych, komorowych i pyłowych; węgiel do wytlewania i do gazowni
Węgiel gazowy	33	powyżej 28	powyżej 40 do 55				węgiel dla palenisk rusztowych i pyłowych; węgiel do gazowni i na mieszanki do produkcji koksu w koksowniach
Węgiel gazowo-koksowy	34.1	powyżej 28	powyżej 55	brak dylatacji lub poniżej 0			węgiel do produkcji koksu w koksowniach, dla gazowni i gazokoksowni
	34.2			powyżej lub równe 0			
Węgiel ortokoksowy	35.1	powyżej 26 do 31	powyżej 45	powyżej 30			węgiel do produkcji koksu w koksowniach
	35.2A	powyżej 20 do 26		powyżej 0	powyżej 7,5		
	35.2B				poniżej lub równe 7,5		

Tabela 2.1. *cd.*

Typ węgla		Parametry klasyfikacyjne					Zastosowanie węgla
		zawartość części lotnych V^{daf} wg PN-81/G-04516	zdolność spiekania RI wg PN-81/G-04518	dylatacja b wg PN-81/G-04517	wsk. wolnego wydymania SI wg PN-81/G-04515	ciepło spalania Q^{daf} wg PN-81/G-04513	
Nazwa	Wyróżnik	%		%		kJ/kg	
Węgiel metakoksowy	36	powyżej 14 do 20	powyżej 45	powyżej 0	nie normalizuje się	nie normalizuje się	węgiel do produkcji koksu w koksowniach
Węgiel semikoksowy	37.1	powyżej 20 do 28	powyżej lub równe 5	nie normalizuje się			węgiel na mieszanki do produkcji koksu; dla palenisk specjalnych oraz do produkcji paliwa bezdymnego
	37.2	powyżej 14 do 20					
Węgiel antracytowy	41	powyżej 10 do 14	nie normalizuje się				węgiel na mieszanki do produkcji koksu; dla palenisk specjalnych oraz do produkcji paliwa bezdymnego
Antracyt	42	powyżej lub równe 3 do 10					węgiel do celów energetycznych dla palenisk specjalnych
Metaantracyt	43	poniżej 3					-

Tabela 2.2. *Sortymenty zasadnicze i połączone węgla kamiennego (wg PN-82/G-97001)*

Grupa	Sortyment		Wymiar ziarna		Nadziarno		Podziarno		Nadziarno w węglu do przeróbki chemicznej	
					w węglu do celów energetycznych					
	nazwa	symbol	górny	dolny	największy wymiar ziarna	największa zawartość nadziarna	największa zawartość podziarna	największa zawartość ziarn 6.3 – 0	największy wymiar ziarna	największa zawartość nadziarna
			mm	mm	mm	%	%	%	mm	%
Grube	Kęsy	Ks	ponad 120	-	-	-	6	2	nie dotyczy	
	Gruby I	Gr I	ponad 60	-	-	-	8	2		
	Gruby II	Gr II	ponad 40	-	-	-	10	2		
	Kostka I	Ko I	200	120	250	5	6	2		
	Kostka II	Ko II	120	63	200	5	6	2		
	Kostka	Ko	200	63	250	5	8	2		
	Orzech I	O I	80	40	120	5	8	2		
	Orzech II	O II	50	25	80	5	8	2	80	10
	Orzech	O	80	25	120	5	10	2	nie dotyczy	
Średnie	Groszek I	Gk I	31.5	16	50	5	10	2	16	6
	Groszek II	Gk II	20	8	30	5	10	-	20	8
	Groszek	Gk	31.5	8	50	5	10	2	50	10
Drobne	Drobny	Dr	50	0	-	-	nie dotyczy	80	10	
Miałowe	Miał I	M I	31.5	0	-	5		nie normalizuje się		
	Miał II	M II	20–10	0	-	5				
	Miał	M III	6	0	10	5				
Muł	Muł	Mu	1	0	-	-		nie dotyczy		
Niesort	Niesort	Ns	ponad 120	0	-	-				
Przerost	Przerost	Prz*	+31.5 – 0	0	-	-				
	Przerost	Prz*	-31.5 – 0	0	-	-				

* *Węgiel do celów energetycznych.*

Tabela 2.3. *Parametry jakościowe węgla kształtujące jego wartość użytkową*

Parametr jakościowy	Węgiel kamienny	
	energetyczny	koksowy
Stopień uwęglenia, tzw. typ węgla	+	+
Klasa ziarnowa tzw. sortyment [mm]	+	+
Wartość opałowa lub ciepło spalania [kJ/kg]	+	_
Zawartość popiołu [%]	+	+
Zawartość siarki [%]	+	+
Zawartość wilgoci [%]	+	+
Zawartość części lotnych [%]	+	+
Zawartość chloru [%]	+	+
Zawartość fosforu [%]	+	+
Spiekalność wg Rogi	-	+
Wskaźnik wolnego wydymania	-	+
Dylatacja [%]	-	+
Wskaźnik odbicia światła witrynitu [%]	-	+
Wskaźnik maksymalnej plastyczności wg Gieslera [ddpm]	-	+
Maksymalne ciśnienie rozprężania [kg/cm^2],	-	+
Zawartość grup macerałów (witrynitu, egzynitu, [liptynitu], inertynitu) [% obj.]	-	+
Podatność przemiałowa wg Hardgrove	+	+
Topliwość popiołu (temperatury spiekania, mięknienia, topnienia, płynięcia) [°C]	+	+
Skład chemiczny popiołu (zawartość SiO_2, Al_2O_3, Fe_2O_3, CaO, MgO, Na_2O, K_2O, TiO_2, P_2O_5) [%]	+	+

Źródło: opracowanie własne

W węglach wyższych typów obserwuje się porównywalną z tlenem ilość azotu. Ilość siarki związanej organicznie zmienia się w węglach w wąskim przedziale. W polskich węglach zawartość siarki organicznej zmienia się od 0,2 do 0,6%, a najczęściej oscyluje wokół 0,4%. W śladowych ilościach w węglach występuje również fosfor. Jego ilość jest bardzo mała, ale jest on związany z substancją węglową i występuje we wszystkich węglach. W organicznej substancji węgla występują w śladowych ilościach również chlorowce, niektóre metale, a nawet pierwiastki ziem rzadkich i radioaktywne.

Substancja mineralna może występować w węglu w postaci tzw. substancji mineralnej wewnętrznej i zewnętrznej. Substancję mineralną wewnętrzną stanowi mieszanina związków chemicznych tworząca z substancją węglową mieszaninę jednorodną. Pochodzi ona głównie z organizmów roślin węglotwórczych. Do tej grupy zalicza się również substancję mineralną związaną chemicznie z substancją węglową (np. wapń związany przez kwasy

humusowe). Przeważającą część substancji mineralnej stanowi substancja mineralna zewnętrzna. Jest ona wykształcona w formie osobnych skupień o wielkości od kilku mikrometrów do pasm grubości kilku centymetrów. Substancja ta składa się głównie z glinokrzemianów, pirytu, kalcytu, dolomitu oraz siarczanów wapnia, magnezu i żelaza, a także w znacznie mniejszych ilościach chlorku sodu.

Ze względów praktycznych substancję mineralną określa się poprzez pozostałość po spaleniu masy palnej, tj. popiół (popiół powstaje z rozkładu substancji mineralnej). Udział głównych składników popiołu z węgli górnośląskich zmienia się w granicach:

SiO_2 od 7 do 70%, najczęściej około 40%,
Al_2O_3 od 5 do 30%, najczęściej około 25%,
Fe_2O_3 od 5 do 30%, najczęściej około 15%,
CaO od 2 do 25%, najczęściej około 7,5%,
MgO od 0 do 12%, najczęściej około 1,5%
SO_3 od 2 do 22% najczęściej około 11%.

W popiołach węglowych, w ilościach bardzo małych, ale wyższych niż w pospolitych skałach, występują german, gal, tytan, wanad, uran, bor, beryl, lit.

Urobek węglowy wskutek mechanicznego urabiania zanieczyszczony jest również substancją mineralną znajdującą się w spągu i stropie pokładu węgla.

Drugim obok substancji mineralnej zanieczyszczeniem węgla jest wilgoć. Rozróżnia się trzy rodzaje wilgoci:

- wilgoć, której można węgiel pozbawić podczas suszenia na powietrzu w temperaturze pokojowej, jest to tzw. wilgoć przemijająca (W_{ex}). Jest ona zależna od warunków wodnych w złożu lub od sposobu wzbogacania i odwadniania;
- wilgoć higroskopijna, tzw. wilgoć w stanie powietrzno-suchym. Jest to woda związana chemicznie tzw. konstytucyjna oraz woda międzycząsteczkowa (W^a). Wraz ze wzrostem stopnia uwęglenia zmniejsza się zawartość wilgoci higroskopijnej, osiąga minimum dla węgli typów 35, 36 i 37, a następnie nieco rośnie. Węgle typu 31 zawierają do 7% W^a, koksowe co najmniej 1% W^a, antracyty około 4% W^a;
- obok wymienionych obu rodzajów wilgoci, które określa się podczas analizy technicznej węgla, istnieje jeszcze jedna odmiana wody tzw. woda rozkładowa. Jest to woda tworząca się podczas termicznego rozkładu węgla.

2.2. WPŁYW PARAMETRÓW JAKOŚCIOWYCH WĘGLA NA JEGO EFEKTYWNOŚĆ UŻYTKOWANIA W ENERGETYCE [11, 34, 46, 50, 81, 129, 130, 143, 144, 145, 147, 148, 149, 161, 171, 180, 206, 207, 208, 231, 232, 233]

Parametry jakościowe paliwa kształtujące jego wartość użytkową są zależne od sposobu spalania (od rodzaju paleniska). Nowoczesna technika budowy palenisk pozwala na zbudowanie paleniska dla węgla dowolnej jakości. Zainstalowane palenisko ma już jednak pewną określoną konstrukcję i dlatego dla każdego kotła najlepszy jest ten węgiel, na który kocioł został zaprojektowany.

Podstawowe parametry jakościowe węgla określające jego wartość użytkową na podstawie których określa się jego cenę to: wartość opałowa (Q_i^r), zawartość popiołu (A^r),

zawartość siarki (S_t^r). W procesie przygotowania węgla do spalania ważna jest również jego twardość i wilgotność, a w trakcie spalania zawartość części lotnych, wilgoci, skład chemiczny popiołu.

Wartość opałowa związana jest z własnościami węgla, a zwłaszcza z jego ciepłem spalania (substancji bezpopiołowej i bezwodnej). W warunkach krajowych różnice wartości opałowej pomiędzy poszczególnymi węglami są znaczne. Równocześnie wzrost zawartości balastu (wilgoci i popiołu) obniża wartość opałową węgla. Gdy potrzeby cieplne urządzeń elektrowni są nie zmienione, to w przypadku obniżenia się wartości opałowej zachodzi konieczność zwiększenia ilości spalanego węgla rzeczywistego. Powoduje to określone konsekwencje wynikające z konieczności zwiększonego przepływu mas paliwa (przeciążenia młynów, urządzeń transportujących). Wzrastają koszty remontów, wzrasta jednostkowe zużycie paliwa umownego, zmniejsza się sprawność, rosną koszty eksploatacyjne wyprodukowania jednostki energii. Przy projektowaniu elektrowni na węgiel o niższej wartości opałowej rosną koszty budowy (koszty inwestycyjne). Zmiany wartości opałowej powodują zmiany temperatury spalania, co rzutuje na emisję NO_x.

Siarka występuje we wszystkich węglach, lecz w różnych ilościach i różnych formach. W wyniku spalania siarki powstają siarczany, które w wysokiej temperaturze paleniska rozkładają się i do spalin przechodzą tlenki SO_2 i SO_3, które powodują ujemne skutki w elektrowni i w środowisku naturalnym. W ciągu technologicznym reagują z parą wodną i tworzy się kwas siarkowy. Proces zaczyna się w temperaturze 450–550°C, a kończy się przy temperaturze 150–200°C. Wysoka temperatura i mały nadmiar powietrza utrudniają powstawanie kwasu siarkowego. Przy ochładzaniu spalin kwas siarkowy skrapla się (punkt rosy kwasu siarkowego) na elementach konstrukcyjnych i powoduje ich korozję. Dotyczy to zwłaszcza powierzchni kotłowych, podgrzewaczy powietrza oraz kanałów spalin, w tym ścian elektrofiltrów.

Straty w środowisku powodowane emisją tlenków siarki z elektrowni do atmosfery można podzielić na gospodarcze i społeczne. Do gospodarczych (wymiernych) zalicza się szkodliwe oddziaływanie emisji na uprawy rolne, lasy, instalacje przemysłowe, budynki i budowle. Straty społeczne (niewymierne) powodują pogorszenie warunków życia ludzi oraz roślin i zwierząt.

Popiół jest szkodliwym balastem w każdym procesie spalania. W paleniskach pyłowych szkodliwe działanie popiołu jest łatwiejsze do opanowania niż np. w paleniskach rusztowych. Podczas mielenia węgla zrosty ziarn węgla i skały płonnej ulegają rozluzowaniu. Mieszanka pyłu w paleniskach składa się z ziarn węgla i ziarn skały płonnej. Dzięki temu ziarna węgla mogą być spalone. Obecność ziarn skały płonnej nie uniemożliwia spalania, ale pogarsza warunki spalania i podnosi koszty wytworzenia energii elektrycznej.

Wzrost zapopielenia węgla w stosunku do poziomu przyjętego w projekcie powoduje:

- przeciążenie młynów,
- zmniejszenie wydajności młynów,
- pogorszenie jakości przemiału,
- zwiększenie awaryjności młynów i przewodów pyłowych,
- zwiększenie zużycia mazutu na podtrzymywanie płomienia,
- zwiększone zużycie podgrzewaczy wody i podgrzewaczy pary,
- zmniejszenie dyspozycyjności kotłów i urządzeń pomocniczych,
- wzrost kosztów, remontów i przeglądów,

- spadek sprawności cieplnej,
- przeciążanie urządzeń do odpopielania i odżużlania,
- zwiększenie emisji pyłu,
- zwiększenie ilości odpadów paleniskowych do składowania,
- wydłużenie okresu remontu wszystkich urządzeń, tzw. czasu niedyspozycyjności remontowej.

W trakcie spalania część uzyskanego ciepła tracona jest na ogrzewanie popiołu i kamienia, a także jest z nimi odprowadzana na zewnątrz. Powstają straty wylotowe i straty niedopału. Przy wzroście zawartości popiołu w węglu powstają problemy oczyszczania spalin, transportu i lokowania popiołu oraz emisji zanieczyszczeń (wyrzucanych przez komin). Przy znacznej ilości popiołu w węglu konieczne jest podtrzymywanie płomienia w kotłach pyłowych przez podawanie mazutu lub oleju napędowego.

Wilgoć powoduje zmniejszenie wartości opałowej węgla oraz wpływa na jego sypkość. W paleniskach pyłowych wilgoć węgla nie jest pożądana, dlatego węgiel suszy się w instalacji młynowej. Jeżeli wilgoć wzrośnie do wartości, przy które węgiel traci sypkość, to następuje:

- przedłużenie rozładunku,
- zatykanie lejów zsypowych, podajników, zbiorników nadkotłowych i wlotów do młyna,
- konieczność dostarczenia większej ilości ciepła do młyna,
- zwiększenie zużycia energii na mielenie,
- pogorszenie warunków mielenia poprzez zlepianie się ziaren,
- obniżenie temperatury mieszaniny pyłowo-powietrznej,
- pogorszenie warunków spalania,
- wzrost temperatury spalania na wyjściu z kotła,
- straty węgla w żużlu i popiele.

Skutki powyższe zachodzą przy zawartości wilgoci powyżej 20%. Wilgoć przemijająca w granicach 10–15% wpływa korzystnie na sprawność spalania miałów w paleniskach rusztowych: w paleniskach pyłowych wilgoć w węglu nie jest pożądana. Przekroczenie zawartości wilgoci ponad wartość dopuszczalną dla danego kotła wpływa istotnie na ekonomię pracy i charakterystykę energetyczną (wzrost o 10% powoduje obniżenie sprawności o ok. 0,5%). Wzrasta także awaryjność pracy urządzeń.

Zawartość części lotnych ma wpływ na czas zapłonu węgla i na długość płomienia. Im wyższa zawartość części lotnych, tym łatwiejszy zapłon, szybsze spalanie węgla oraz dłuższy płomień w palenisku. Zbyt niska zawartość części lotnych prowadzi do utraty stabilności spalania (niekontrolowane gaśnięcie kotła). Od zawartości części lotnych zależy również głębokość mielenia. Im mniej części lotnych zawiera węgiel, tym drobniej musi być zmielony. Do palenisk pyłowych najodpowiedniejszy jest węgiel płomienny. Odznacza się on łatwym zapłonem i krótkim czasem spalania oraz pozwala na grubszy przemiał, co obniża zużycie energii na napęd młynów.

Skład ziarnowy węgla kierowanego do spalania zależy od rodzaju paleniska. W elektrowniach wyposażonych w paleniska rusztowe wielkość ziarn powinna być większa od szczeliny rusztu. W nowoczesnych elektrowniach stosowane są paleniska pyłowe. Kieruje się do spalania węgle o uziarnieniu poniżej 200 μm, ale ziarn poniżej 0,5 μm nie powinno być więcej niż 15%. Skład ziarnowy węgla wpływa na dobór młynów u użytkowników.

Skład chemiczny popiołu ma wpływ na temperaturę topliwości i plastyczność popiołu. Obydwa zjawiska przebiegają równolegle z reakcjami chemicznymi pomiędzy składnikami popiołu jak i produktami ich rozkładu. Niekorzystny skład chemiczny popiołu może prowadzić do intensyfikacji powstawania osadów w komorze paleniskowej lub powierzchniach konfekcyjnych, co w efekcie prowadzi do obniżenia sprawności kotła, ponieważ powoduje pogorszenie wymiany ciepła i wzrost temperatury spalin wylotowych. Im więcej w skale płonnej znajduje się glinokrzemianów, a im mniej żelaza i alkaliów, tym wyższa jest temperatura topliwości popiołu. W spalanym węglu niepożądana jest również zawartość chloru. Zwiększona zawartość chloru ma wpływ na korozję ekranów komory paleniskowej. W warunkach spalania niskoemisyjnego korozja może być intensywna.

Wskaźnik podatności przemiałowej informuje, czy węgiel jest łatwo czy trudno rozdrabialny. Wysoki wskaźnik Hardgrove'a wskazuje, że węgiel jest stosunkowo miękki. Węgle o wskaźniku poniżej 50 są węglami twardymi. Twardość węgla ma wpływ na mielenie węgla w sekcjach nawęglania w elektrowniach, gdzie stosowane są paleniska pyłowe. Twardość węgla wpływa na zużycie energii w procesie mielenia, trwałość urządzeń oraz wydajność procesu rozdrabniania. Spadek o 15 punktów skutkuje zmniejszeniem wydajności o 25%.

Szczegółowa analiza uwzględniająca wszystkie wymienione parametry węgla mające wpływ na przebieg procesu spalania jest możliwa tylko dla określonego obiektu. W praktyce prowadzona jest analiza dotycząca celowości wzbogacania węgla dla energetyki i ogranicza się do parametrów handlowych węgla, opłat z tytułu korzystania ze środowiska zależnych tylko od jakości węgla. Rzadko w analizach efektywności użytkowania węgla (z punktu widzenia producentów) uwzględnia się emisję tlenków azotu i węgla. Emisja tych tlenków jest zależna nie tylko od rodzaju paliwa, ale również od sposobu spalania.

Podsumowując można stwierdzić, że wartość użytkowa węgla przeznaczonego do celów energetycznych zależy przede wszystkim od jego wartości opałowej oraz od zawartości balastu. W praktyce przyjmuje się, że wartość użytkowa 1 kalorii ciepła zawartego w paliwie obniża się proporcjonalnie do obciążenia tej kalorii popiołem i wilgocią. Wielkość tę wyraża się w gramach popiołu na megaklorię ciepła. Paliwo staje się bezwartościowe dla użytkownika w następujących przypadkach: gdy węgiel nie zawierający wilgoci ma zapopielenie w granicach 250 do 300 g/Mcal lub gdy węgiel bezpopiołowy ma zawilgocenie w granicach 1700 do 1800 g/Mcal. Zwiększenie zawartości popiołu o 1 g/Mcal powiększa o 0,12% nakłady inwestycyjne na każdy 1 MW mocy zainstalowanej, natomiast zwiększenie zawartości wilgoci o 1 g/Mcal zwiększa te nakłady o 0,3%. Ze wzrostem o 1 g/Mcal zawartości wilgoci lub popiołu zużycie paliwa o 1 kWh wytworzoną brutto wzrasta o 0,3%.

2.3. WPŁYW PARAMETRÓW JAKOŚCIOWYCH WĘGLA NA JEGO EFEKTYWNOŚĆ UŻYTKOWANIA W KOKSOWNICTWIE

[2, 34, 52, 96, 97, 111, 112, 113, 114, 115, 140, 146, 159, 182, 183, 184]

Podstawowymi parametrami jakościowymi, poza stopniem uwęglenia i związanych z nim właściwościami koksotwórczymi decydującymi o przydatności węgla w procesie kok-

sowania są zawartość wilgoci i popiołu oraz w mniejszym stopniu struktura uziarnienia, zawartość siarki, fosforu i alkaliów.

Stopień uwęglenia. W procesie koksowania stosowane są wyłącznie mieszanki wsadowe różnych typów węgli, posiadających odmienne właściwości koksotwórcze. Najkorzystniejsze właściwości posiadają węgle ortokoksowe (typ 35) i metakoksowe (typ 36). W kraju posiadamy jednak znikomą ilość najlepszego węgla koksującego (typ 35.2). Produkcja koksu musi być zatem oparta na mieszankach różnego typu węgli, przy czym bazują one z konieczności najczęściej na węglach gazowych (typ 33) – rzadziej gazowokoksowych (typ 34). Udział tych węgli dochodzi w mieszankach do 60%. Węgle typu 35 są składnikami uszlachetniającymi, a węgle typów 37 i 38 są dodatkami schudzającymi. Skład mieszanki ma zasadniczy wpływ na strukturę właściwości koksu.

Zawartość popiołu utrzymująca się w granicach do 10% wywiera nieznaczny wpływ na pracę koksowni i na właściwości mechaniczne koksu, ma ona jednak istotne znaczenie dla odbiorców koksu. Dla odbiorców koncentratów węglowych ważna jest forma w jakiej występują ziarna o wyższej zawartości popiołu. Najbardziej szkodliwe są czyste ziarna kamienia przedostające się do koncentratów na skutek niedokładności pracy urządzeń wzbogacających lub też wydzielone (uwolnione) na skutek rozdrabniania wzbogaconych uprzednio grubych sortymentów. Wzrost zawartości popiołu powoduje pogorszenie właściwości mechanicznych koksu, a także zwiększa koszt produkcji koksu. Wpływ ten jest mniejszy dla węgli o wyższych właściwościach koksotwórczych. Dla odbiorców koksu ważna jest zawartość popiołu w węglu, gdyż popiół, przechodząc praktycznie całkowicie do koksu, wpływa zdecydowanie ujemnie na przebieg procesu wielkopiecowego i na wskaźniki techniczno-ekonomiczne wielkiego pieca zmniejszając jego zdolność produkcyjną, przy równoczesnym wzroście zużycia koksu. Według Loisona [146] dodatkowe zużycie koksu wynosi 1,7% na przyrost zawartości popiołu o 1%, natomiast Goffart i Stienon [96] w oparciu o analizę literatury, podają wzrost dodatkowego zużycia w granicach 0,6–3,0% na 1% przyrostu zawartości popiołu.

Zawartość siarki w węglach koksowych jest w zasadzie niewielka, rzadko przekracza 1%. Siarka zawarta w węglu przechodzi częściowo do koksu (ok. 50–60%), częściowo do gazów, wpływając stosunkowo nieznacznie na koszty oczyszczania gazu w koksowni. W większym stopniu zawartość siarki w koksie wpływa na efekty ekonomiczne pracy wielkiego pieca poprzez zmniejszenie ilości pierwiastka C, większe zużycie ciepła potrzebnego do podgrzania siarki do temperatury żużla i żelaza, koszty odsiarczania żelaza – prowadząc w efekcie końcowym do wzrostu zużycia koksu. Według Loisona [146] korzyści dla ruchu wielkich pieców wynikające z obniżenia zawartości siarki w koksie o 0,1% wynoszą od 3 do 4,5% ceny koksu. Przyrost zawartości siarki w koksie o 0,1% zwiększa zużycie topników w wielkim piecu o 1,2%, zmniejsza jego wydajność o 2–3%, obniżenie wartości koksu o 2%.

Struktura uziarnienia koncentratów węgla koksowego wpływa na jakość koksu, choć jej oddziaływanie stanowi bardzo złożony problem. Ogólnie można stwierdzić, że jakość koksu poprawia się wraz z wzrastającym rozdrobnieniem węgla aż do granicy 80–90% ziarn poniżej 2 mm. Dalsze rozdrobnienie może oddziaływać niekiedy szkodliwie.

Zawartość wilgoci wpływa na wartość użytkową węgla oddziaływując wyraźnie na warunki ruchowe koksowni, jak również na właściwości mechaniczne koksu. Przyjmuje się, że wzrost zawartości wody w węglu o 1% pociąga za sobą obniżenie zdolności produkcyjnej

o 2,5–3,0% oraz wzrost kosztów ruchowych o 0,3–0,4%. Ogólnie można stwierdzić, że zmniejszenie zawartości wilgoci w węglu prowadzi w zasadzie do poprawy właściwości mechanicznych koksu. Problem ten przybierać może jednak różne formy w zależności od technologii koksowania.

Zawartość części lotnych jest wskaźnikiem oceny podatności węgla na rozkład termiczny. Wskaźnik ten oddaje stopień metamorfizmu węgla. Im wyższy stopień uwęglenia tym zawartość części lotnych jest mniejsza. Węgle o zawartości części lotnych od 20 do 26% posiadają najlepsze właściwości koksotwórcze (duża spiekalność, mały skurcz, umiarkowana lepkość masy plastycznej). Zawartość części lotnych powyżej 30% pogarsza właściwości koksotwórcze węgla. Zawartość części lotnych wpływa na uzysk koksu oraz na jego cechy jakościowe.

Zawartość fosforu w węglu ma istotny wpływ na jakość wytwarzanego z niego koksu. Fosfor prawie w całości przechodzi do koksu, a następnie do surówki oraz produkowanej z niej stali pogarszając ich jakość. Fosfor powoduje kruchość stali na zimno. Związki fosforu związane są z substancją organiczną węgla, a więc jego usunięcie nie jest możliwe w procesach klasycznego wzbogacania. Czasami udaje się go usunąć podczas procesów bardzo głębokiego wzbogacania, jednak w niewielkim stopniu. Aby zmniejszyć zawartość fosforu w mieszance wsadowej, trzeba odpowiednio dobierać składniki tej mieszanki.

Zawartość alkaliów Na_2O i K_2O i zasadowych związków Fe_2O, CaO, MgO powoduje zmniejszanie możliwości uzyskiwania koksu o wysokiej jakości. Prawie cała ilość alkaliów zawartych w węglu wsadowym przechodzi do koksu. Skład chemiczny popiołu jest zatem istotnym parametrem jakościowym węgla, zwłaszcza gdy zawiera on związki powodujące wzrost reakcyjności koksu na skutek katalitycznego oddziaływania w procesie jego zgazowania. Im większa zasadowość popiołu, tym większa reakcyjność, co wpływa negatywnie na wytrzymałość poreakcyjną koksu.

Właściwości koksotwórcze węgla charakteryzują parametry jakościowe:

- zdolność spiekania oznaczana metodą Rogi i Gray-Kinga oraz wskaźnikiem wolnego wydymania FSI,
- właściwości plastyczne węgla oznaczane metodą Gieslera (wskaźnik stanu plastycznego) metodą Sapoźnikowa (wskaźniki plastometryczne), metodą Arnu-Audiberta (wskaźniki dylatometryczne),
- ciśnienie rozprężania.

Wymienione wyżej wskaźniki umożliwiają oszacowanie przydatności węgli do koksowania. Istnieje ścisły związek pomiędzy właściwościami koksowniczymi węgla a właściwościami otrzymanych z nich koksów.

Zawartość macerałów wpływa na jakość uzyskiwanego koksu. Poszczególne macerały różnią się między sobą pod względem chemicznym, fizykochemicznym i mechanicznym. Wyróżnia się 14 macerałów połączonych w trzy grupy: witrynitu (V), egzynitu (E) i inertynitu (I). Macerały grupy witrynitu posiadają bardzo dobre właściwości koksownicze i ich zawartość wpływa na jakość otrzymywanego koksu. Macerały grupy egzynitu także wykazują dobre właściwości koksotwórcze (dylatacja, plastyczność), ale są podatne na uwodornienie. Macerały grupy inertynitu nie przechodzą w stan plastyczny podczas odgazowania i są odporne na działanie tlenu i wodoru. W zależności od procentowego udziału objętościowego każdej z trzech grup macerałów zależy jakość uzyskiwanego koksu.

Wskaźnik zdolności odbicia światła witrynitu R_o uważany jest za jeden z najlepszych parametrów oceny stopnia metamorfizmu węgli kamiennych. Określa jednorodność węgla pozwalając na dobór udziałów poszczególnych typów węgla w mieszance wsadowej. Pozwala także prognozować jakość koksu. Wartość R_o witrynitu wzrasta proporcjonalnie ze stopniem uwęglenia. Zmiany wartości wskaźnika R_o korelują ze zmianami: właściwości chemicznych węgla, z zawartością części lotnych, z zawartością pierwiastków węgla oraz wodoru. Koks o najwyższych wskaźnikach wytrzymałościowych uzyskuje się podczas koksowania mieszanek węglowych o wskaźniku refleksyjności R_o = 1,3–1,4%.

Podsumowując można stwierdzić, że wartość użytkowa węgla kierowanego do procesu koksowania zależy od bardzo wielu parametrów jakościowych. W procesach wzbogacania mamy stosunkowo mały wpływ na poszczególne parametry jakościowe. Ich zmiany zależne są przede wszystkim od ich udziału w poszczególnych frakcjach gęstościowych węgla. W procesach przeróbczych możemy wpływać głównie na zawartość wilgoci i popiołu. Popiół w procesie koksownia przechodzi praktycznie w całości do koksu. Wzrost zawartości popiołu w koksie powoduje wzrost zużycia koksu w wielkim piecu, konieczność wprowadzenia dodatkowych topników obniżających wydajność pieca. Można przyjąć, że wzrost zawartości popiołu w koksie o 1% powoduje zwiększenie jego zużycia w wielkim piecu o 2 do 2,5% przy równoczesnym spadku wydajności pieca o około 5%, ze zwiększeniem zawartości popiołu w koksie wskaźniki te wzrastają progresywnie.

2.4. PARAMETRY JAKOŚCIOWE WĘGLI HANDLOWYCH

Parametry jakościowe węgla surowego kierowanego z procesów wydobywczych do wzbogacania w zakładach przeróbczych zależą od właściwości węgla w złożu oraz od sposobu prowadzenia eksploatacji górniczej [94, 151, 193]. Procesy prowadzone podczas wzbogacania węgla prowadzą do ilościowych i jakościowych zmian w substancji mineralnej pozostającej w koncentratach węglowych, powodując równocześnie pewne przesunięcia w składzie petrograficznym węgla. W miarę obniżania gęstości rozdziału koncentratu od pozostałych produktów zmniejsza się zawartość czystej skały płonnej i związanych z nią związków siarki (piryty), dalej w substancji mineralnej węgla zmniejsza się zawartość SiO_2 i SO_3, rośnie natomiast zawartość Fe_2O_3; wzrasta wartość opałowa (na każde obniżenie zawartości popiołu o 1% wzrasta ona od 45 do 100 kcal/kg) [28]; wzrasta udział składników grupy witrynitu przy równoczesnym zmniejszeniu udziału macerałów grupy inertynitu. Zmiany te są indywidualne dla każdego pokładu węgla i stopień tych zmian musi być stwierdzany każdorazowo dla poszczególnych węgli.

W operacjach przeróbki mechanicznej węgla w zasadzie reguluje się: w procesach wzbogacania – zawartość popiołu, a w procesach odwadniania i suszenia – zawartość wilgoci. Pozostałe parametry jakościowe nie są poddawane w praktyce bieżącej kontroli i są regulowane pośrednio poprzez ustalenie tzw. „głębokości wzbogacania" (gęstości frakcji węglowej, przy którym następować będzie rozdział pomiędzy koncentrat i pozostałe produkty) dla zadanej zawartości popiołu w koncentracie.

Możliwość uzyskania w trakcie procesu wzbogacania koncentratów o znacznym zróżnicowaniu zawartości popiołu (w granicach A_{min} do A_{nad}) powoduje konieczność ustalenia

parametrów jakościowych produktów końcowych zakładu przeróbczego. Przez A_{min} rozumie się pewną teoretycznie najmniejszą zawartość popiołu we frakcji o najniższej gęstości; przez A_{nad} rozumie się zawartość popiołu w węglu surowym.

Biorąc powyższe pod uwagę można stwierdzić, że nie ma praktycznie żadnych trudności technicznych, niewielkie są też trudności technologiczne w produkowaniu koncentratów węglowych o dowolnych parametrach jakościowych według najbardziej nawet wyszukanych żądań odbiorców. Jedynym problemem będzie po pierwsze – możliwa do uzyskania ilość tych koncentratów, gdyż ilość z jakością w węglach kamiennych związana jest funkcyjnie zależnością przedstawianą w postaci krzywych wzbogacania; po drugie – koszt uzyskania takich koncentratów, gdyż łączne koszty eksploatacji górniczej i procesów przeróbczych rozkładać się będą na mniejszą ilość produktów finalnych.

W praktyce w zakładach przeróbczych przygotowuje się produkty handlowe o jakości uzgadnianej z użytkownikami węgla. Z tego też względu oferowane koncentraty wzbogaconego węgla lub produkty (najczęściej miały) niezwbogacone różnią się parametrami jakościowymi pomiędzy sobą. Znaczne różnice występują pomiędzy produktami handlowymi pochodzącymi z różnych kopalń, a także często pomiędzy węglami pochodzącymi z eksploatacji różnych pokładów. Producenci węgla (kopalnia plus zakład przeróbczy) oferują na rynku węgle podając ich szczegółowe parametry jakościowe. Potencjalni użytkownicy mogą dobierać produkty odpowiadające ich wymaganiom jakościowym. W niektórych przypadkach uzgadniane są warunki zmiany głębokości wzbogacania surowego węgla, tak aby uzyskiwane koncentraty odpowiadały swymi parametrami jakościowymi potrzebom poszczególnych użytkowników. Są to jednak stosunkowo rzadkie przypadki. Użytkownicy węgla kierują się przede wszystkim informacjami o jakości węgla podawanymi przez producentów. W tabeli 2.4 zestawiono symbole parametrów jakościowych podawanych przez producentów węgla. Symbole te użyte zostały w tabelach 2.5–2.10.

W tabelach 2.5–2.7 zestawiono przykładowe parametry jakościowe węgli energetycznych typów 31, 32 i 33 wybranych kopalń. Ze względu na ogromną ilość danych informacje pokazano na przykładzie trzech kopalń produkujących sortymenty handlowe w poszczególnych typach węgla.

W tabeli 2.8 zestawiono parametry jakościowe węgli koksowych oferowanych przez pięć wybranych kopalń produkujących koncentraty węgla typu 34.1. W tabeli 2.9 zestawiono parametry jakościowe koncentratów typu 34.2 produkowanych w czterech kopalniach (jedna kopalnia oferuje dwie klasy ziarnowe: 20–0 mm i 1–0 mm), a w tabeli 2.10 parametry jakościowe węgli koksowych produkowanych we wszystkich kopalniach oferujących koncentraty węgli typu 35.

Dane o parametrach jakościowych oferowanych produktów handlowych dotyczące wszystkich zakładów górniczych (kopalnia plus zakład przeróbczy) dostępne są na stronach internetowych poszczególnych spółek węglowych, a także w materiałach informacyjnych działów sprzedaży węgla. Przytoczone przykładowe dane mają na celu zobrazowanie parametrów jakościowych, które prezentowane są przez producentów na rynku węgla kamiennego. Parametry te oddają wartość użytkową poszczególnych węgli kamiennych. Na ich podstawie użytkownicy mogą dobierać interesujące ich, pod względem jakościowym, produkty handlowe węgli kamiennych.

Tabela 2.4. *Oznaczenia symboli użytych w tabelach 2.5–2.10*

Parametry techniczne
Q_s^{daf} – ciepło spalania w stanie bezpopiołowym i suchym [kJ/kg]
Q_i^r – wartość opałowa w stanie roboczym [kJ/kg]
A^r – zawartość popiołu w stanie roboczym [%]
A^d – zawartość popiołu w stanie suchym [%]
S_t^r – zawartość siarki w stanie roboczym [%]
S^d – zawartość siarki w stanie suchym [%]
W_t^r – zawartość wilgoci całkowitej w stanie roboczym [%]
W_{ex}^r –zawartość wilgoci przemijającej w stanie roboczym [%]
W_h – zawartość wilgoci higroskopijnej w stanie powietrzno-suchym [%]
GrH – podatność przemiałowa wg Hardgrove [-]
Analiza elementarna (stan analityczny)
P^a – zawartość pierwiastka fosforu [%]
Cl^a – zawartość pierwiastka chloru [%]
Właściwości koksownicze
V^{daf} – zawartość części lotnych w stanie bezpopiołowym i suchym [%]
RI – spiekalność wg Rogi [-]
SI – wskaźnik wolnego wydymania [-]
b± – dylatacja [%]
R_o – wskaźnik odbicia światła witrynitu [%]
A–G – typ koksu wg Gray–Kinga
F_{max} – wskaźnik max plastyczności wg Gieslera [ddpm]
P_{max} – max ciśnienie rozprężania [kg/cm2]
Zawartość grup macerałów
V_t – zawartość witrynitu [% obj.]
$E^{(L)}$ – zawartość egzynitu (liptynitu) [%]
I – zawartość inertynitu [% obj.]
Topliwość popiołu – w atmosferze utleniającej (redukcyjnej)
t_1 – temperatura spiekania [°C]
t_2 – temperatura mięknienia [°C]
t_3 – temperatura topnienia [°C]
t_4 – temperatura płynięcia [°C]

Źródło: Katalog ... [117]

Tabela 2.5. *Przykładowe parametry jakościowe węgla energetycznego typu 31*

Lp.	Symbol sortymentu (tab. 2.2)	Klasa ziarnowa [mm]	Sposób wzbogacania	Parametry węgla handlowego					
				parametry jakościowe					
				Q_i^r [kJ/kg]	A^r [%]	A^d [%]	S_t^r [%]	S_t^d [%]	W_t^r [%]
1	Ko	200–63	cc	26 000–27 000	5,0–7,0	5,6–7,8	0,40–0,60	0,44–0,67	9,9
2	O	80–25	cc	25 000–26 000	5,0–7,0	5,6–7,8	0,40–0,60	0,44–0,67	9,8
3	Gk	31,5–8	cc	25 000–26 000	5,0–7,0	5,6–7,8	0,40–0,60	0,44–0,67	10,0
4	M IIA	20–0	cc	25 000–26 000	5,0–7,0	5,6–7,8	0,40–0,60	0,44–0,67	12,0
5	M IIA	20–0	n	20 000–22 000	16,0–21,0	18,1–23,7	0,60–0,80	0,68–0,90	11,8

cc – wzbogacone w cieczach ciężkich, n – węgiel niewzbogacony.

Lp.	Klasa ziarnowa [mm]	Parametry jakościowe węgla										
		Q_s^{daf} [kJ/kg]	wilgotność		V^{daf} [%]	GrH	P^a [%]	Cl^a [%]	temp. topliwości popiołu			
			W_{ex}^r [%]	W_h [%]					t_1	t_2	t_3	t_4
1	200–63	32 712	5,5	4,6	37	43	0,032	0,036	910	1220	1260	1290
2	80–25	32 504	5,9	4,1	37	45	0,011	0,018	1120	1220	1260	1270
3	31,5–8	32 474	6,3	4,5	36	45	0,014	0,025	950	1300	1330	1340
4	20–0	32 320	8,4	4,5	35	45	0,014	0,025	950	1300	1330	1340
5	20–0	32 052	8,6	3,7	35	61	0,010	0,051	990	1260	1310	1370

Lp.	Klasa ziarnowa [mm]	Parametry jakościowe węgla								
		analiza chemiczna popiołu								
		SiO_2 [%]	Al_2O_3 [%]	Fe_2O_3 [%]	CaO [%]	MgO [%]	Na_2O [%]	K_2O [%]	TiO_2 [%]	P_2O_5 [%]
1	200–63	19,960	18,090	15,500	18,890	6,650	1,180	0,790	0,760	1,420
2	80–25	20,550	15,300	18,750	16,740	5,860	1,360	0,500	1,030	0,560
3	31,5–8	32,710	21,550	12,050	12,630	5,120	0,910	1,300	1,40	0,390
4	20–0	32,710	21,550	12,050	12,630	5,120	0,910	1,390	1,040	0,390
5	20–0	53,000	15,530	11,390	6,900	4,400	0,980	1,830	0,740	0,140

Źródło: Katalog ... [117]

Tabela 2.6. *Przykładowe parametry jakościowe węgla energetycznego typu 32*

Lp.	Symbol sortymentu (tab. 2.2)	Klasa ziarnowa [mm]	Sposób wzbogacania	Parametry węgla handlowego					
				parametry jakościowe					
				Q_i^r [kJ/kg]	A^r [%]	A^d [%]	S_t^r [%]	S_t^d [%]	W_t^r [%]
1	Ko	200–63	cc	27 000–29 000	4,0–8,0	4,3–8,5	0,41–0,60	0,44–0,64	6,0
2	O I	80–40	cc	27 000–29 000	4,0–8,0	4,3–8,5	0,41–0,60	0,44–0,64	6,0
3	O II	50–25	cc	27 000–29 000	4,0–8,0	4,3–8,5	0,41–0,60	0,44–0,64	6,0
4	Gk	31,5–8	cc	27 000–29 000	4,0–90	4,3–9,6	0,41–0,60	0,44–0,64	6,5
5	Dr	50–0	cc	27 000–29 000	4,0–8,0	4,3–8,5	0,41–0,60	0,44–0,64	6,0
6	M IA	31,5–0	cc	26 000–29 000	5,0–10,0	5,4–10,9	0,41–0,60	0,45–0,65	8,0
7	M IIA	20–0	om	25 000–28 000	6,0–12,0	6,5–13,0	0,61–0,80	0,66–0,87	8,0
8	M IIA	20–0	n	18 000–23 000	18,0–29,0	19,8–31,9	0,61–0,80	0,67–0,88	9,0

cc – koncentraty z płuczek cieczy ciężkiej, om – koncentraty z płuczek osadzarkowych miałowych, n – węgiel niezwbogacony.

Lp.	Klasa ziarnowa [mm]	Parametry jakościowe węgla										
		Q_s^{daf} [kJ/kg]	wilgotność		V^{daf} [%]	GrH	P^a [%]	Cl^a [%]	temp. topliwości popiołu			
			W_{ex}^r [%]	W_h [%]					t_1	t_2	t_3	t_4
1	200–63	34 000	3,0	3,0	35	46	0,064	0,380	950	1250	1290	1330
2	80–40	34 000	3,0	3,0	35	47	0,035	0,382	1200	1270	1290	1310
3	50–25	34 000	2,5	3,0	35	48	0,061	0,371	1170	1220	1290	1360
4	31,5–8	34 000	3,5	3,0	35	46	0,045	0,382	1160	1240	1290	1410
5	50–0	34 000	3,0	3,0	35	46	0,064	0,380	950	1250	1290	1330
6	31,5–0	34 000	5,0	3,0	35	49	0,040	0,390	1130	1250	1310	1360
7	20–0	34 000	5,0	3,0	34	48	0,029	0,390	1060	1270	1320	1350
8	20–0	34 000	6,0	3,0	37	70	0,050	0,451	1000	1280	1480	1490

Lp.	Klasa ziarnowa [mm]	Parametry jakościowe węgla								
		analiza chemiczna popiołu								
		SiO_2 [%]	Al_2O_3 [%]	Fe_2O_3 [%]	CaO [%]	MgO [%]	Na_2O [%]	K_2O [%]	TiO_2 [%]	P_2O_5 [%]
1	200–63	16,520	16,470	18,960	16,350	6,970	2,570	0,470	0,450	4,210
2	80–40	20,720	15,380	13,720	19,130	8,010	2,500	0,670	0,600	1,430
3	50–25	22,210	20,380	12,210	16,350	5,540	2,340	0,730	0,790	2,130
4	31,5–8	23,830	21,860	12,270	15,080	7,090	2,490	0,970	0,850	2,530
5	50–0	16,520	16,470	18,960	16,350	6,970	2,570	0,470	0,450	4,210
6	31,5–0	32,640	22,950	8,620	11,700	6,590	2,170	0,650	0,720	1,540
7	20–0	44,670	20,150	9,750	8,020	4,570	1,210	1,870	0,820	0,760
8	20–0	50,450	20,840	9,240	4,200	3,490	0,990	2,690	1,050	0,230

Źródło: Katalog ... [117]

Tabela 2.7. *Przykładowe parametry jakościowe węgla energetycznego typu 33*

Lp.	Symbol sortymentu (tab. 2.2)	Klasa ziarnowa [mm]	Sposób wzbogacania	Parametry węgla handlowego					
				parametry jakościowe					
				Q_i^r [kJ/kg]	A^r [%]	A^d [%]	S_t^r [%]	S_t^d [%]	W_t^r [%]
1	O	80–25	oz	29 000–30 000	7,0–9,0	7,5–9,5	0,50–0,60	0,55–0,64	4,4
2	M II	20–0	om	25 000–26 000	13,0–15,0	14,5–16,5	0,50–0,60	0,55–0,65	8,0
3	M II	20–0	om	22 000–23 000	20,0–22,0	22,0–24,5	0,70–0,80	0,77–0,87	8,8
4	M II	20–0	n	20 000–21 000	24,0–25,0	26,0–27,5	0,70–0,80	0,80–0,90	11,0
5	M II	20–0	n	19 000–20 000	26,0–27,0	28,0–29,5	0,70–0,80	0,80–0.90	12,0

oz – koncentraty z płuczek osadzarkowych ziarnowych, om – koncentraty z płuczek osadzarkowych miałowych, n – węgiel niezwbogacony.

Lp.	Klasa ziarnowa [mm]	Parametry jakościowe węgla										
		Q_s^{daf} [kJ/kg]	wilgotność		V^{daf} [%]	GrH	P^a [%]	Cl^a [%]	temp. topliwości popiołu			
			W_{ex}^r [%]	W_h [%]					t_1	t_2	t_3	t_4
1	80–25	35 094	2,9	1,5	33	50	0,014	0,170	890	1250	1320	1370
2	20–0	34 200	6,5	1,6	33	46	0,014	0,150	920	1220	1500	1520
3	20–0	34 200	6,6	1,7	33	46	0,014	0,150	930	1230	1500	1520
4	20–0	34 200	8,5	1,7	33	60	0,014	0,257	1030	1330	1510	1550
5	20–0	34 200	8,5	1,7	33	60	0,014	0,235	1030	1330	1510	1550

Lp.	Klasa ziarnowa [mm]	Parametry jakościowe węgla								
		analiza chemiczna popiołu								
		SiO_2 [%]	Al_2O_3 [%]	Fe_2O_3 [%]	CaO [%]	MgO [%]	Na_2O [%]	K_2O [%]	TiO_2 [%]	P_2O_5 [%]
1	80–25	34,930	22,880	13,540	8,450	4,890	1,490	1,730	0,850	1,710
2	20–0	54,570	27,020	7,210	2,960	2,850	0,680	2,920	1,020	0,447
3	20–0	51,570	27,020	7,210	2,960	2,850	0,680	2,920	1,020	0,447
4	20–0	49,390	25,240	6,860	3,320	3,020	0,820	3,010	1,090	0,270
5	20–0	49,390	25,240	6,860	3,320	3,020	0,820	3,010	1,090	0,270

Źródło: Katalog ... [117]

Tabela 2.8. *Przykładowe parametry jakościowe węgla koksowego typu 34.1*

Lp.	Klasa ziarnowa [mm]	Sposób wzbogacania	Parametry jakościowe węgla handlowego					
			zawartość					
			A^d [%]	W_t^r [%]	S^d [%]	V^{daf} [%]	P^a [%]	Cl^a [%]
1	20–0	oz/f	7,5–9,0	7,5–9,0	0,65–0,77	38	0,050	0,15
2	20–0	cc/om	7,0–8,0	6,0–8,0	0,60–0,80	36	0,062	0,09
3	20–0	cc/om	7,0–8,0	7,0–8,0	0,50–0,60	35	0,046	0,1
4	31,5–0	cc/om	7,0–8,0	7,0–8,0	0,50–0,60	31–34	0,050	0,21
5	31,5–0	cc	6,0–7,0	5,0–6,0	0,50–0,60	33	0,023	0,1

Lp.	Właściwości koksownicze									
	RI	SI	±b [%]	R_o [%]	F_{max} [ddpm]	typ koksu wg Gray–Kinga A–G	P_{max} [kG/cm^2]	Macerały		
								V_t [% obj.]	E [% obj.]	I [% obj.]
1	60	4	+5	0,78	0–30	G2	0	83	6	11
2	67	7	–5	0,86	24	G4	9	71	14	15
3	56	5	–20 do –6	0,81	16	G1	14	83	7	10
4	62–7	4–7	–5	0,87	30	G3		53	12	35
5	65	4	–6	0,82	71			49	8	43

Lp.	Parametry jakościowe węgla								
	analiza mineralogiczna popiołu [%]								
	SiO_2 [%]	Al_2O_3 [%]	Fe_2O_3 [%]	CaO [%]	MgO [%]	K_2O [%]	Na_2O [%]	TiO_2 [%]	P_2O_5 [%]
1	43,900	31,000	7,900	4,390	2,680	2,410	0,850	1,200	1,380
2	31,750	21,830	12,300	11,700	5,820	1,230	1,190	0,630	2,080
3	40,740	26,800	10,220	6,070	3,100	2,190	1,760	1,020	1,760
4	32,530	24,590	9,890	11,580	4,930	0,970	1,760	1,030	1,950
5	38,590	29,470	8,920	7,680	3,680	1,620	0,730	1,110	0,614

Lp.	Parametry jakościowe węgla				
	podatność przemiałowa	temperatura topliwości popiołu [°C (atm. utl.)]			
	GRH	t_1	t_2	t_3	t_4
1	63	858	1257	1510	1517
2	49	980	1300	1330	1350
3	52	910	1270	1330	1370
4	45	940	1280	1320	1340
5	45–50	950	1250	1380	1440

Określenie sposobu wzbogacania
oz/f – mieszanki koncentratów z płuczek osadzarkowych miałowych i wzbogacania flotacyjnego
cc/om – mieszanki koncentratów płuczek cieczy ciężkiej i płuczek osadzarkowych miałowych
cc – koncentraty z płuczek cieczy ciężkiej

Źródło: Katalog ... [117]

Tabela 2.9. *Przykładowe parametry jakościowe węgla koksowego typu 34.2*

Lp.	Klasa ziarnowa [mm]	Sposób wzbogacania	Parametry jakościowe węgla handlowego					
			zawartość					
			A^d [%]	W_t^r [%]	S^d [%]	V^{daf} [%]	P^a [%]	Cl^a [%]
1	20–0	cc/om/f	5,5–7,0	7,5–9,0	0,60–0,80	34	0,045	0,12
2	20–0	om	7,0–8,0	4,0–6,0	0,50–0,60	31–34	0,014	0,17
3	20–0	Om	7,0–8,0	6,0–8,0	0,70–0,80	33	0,053	0,153
4	20–0	cc/om/f	7,0–8,0	7,0–9,0	0,50–0,60	37	0,036	0,211
5	1–0	f	7,5–9,5	15,0–20,0	0,60–0,70	36	0,028	0,56

Lp.	Właściwości koksownicze									
	RI	SI	±b [%]	R_o [%]	F_{max} [ddpm]	typ koksu wg Gray–Kinga A–G	P_{max} [kG/cm^2]	Macerały		
								V_t [% obj.]	E [% obj.]	I [% obj.]
1	78	8	>+60	0,98	803	G7	8	68	8	24
2	70	5	+10	0,89	180	G2		57	10	33
3	72	8	+19	0,90		G4		77	7	16
4	65	4–8	do +40	0,91	641		12	82	7	11
5	55	4–6	do +20	0,90	39			87	3	10

Lp.	Parametry jakościowe węgla								
	analiza mineralogiczna popiołu [%]								
	SiO_2 [%]	Al_2O_3 [%]	Fe_2O_3 [%]	CaO [%]	MgO [%]	K_2O [%]	Na_2O [%]	TiO_2 [%]	P_2O_5 [%]
1	38,420	22,620	19,320	7,090	3,520	1,830	0,820	0,880	1,520
2	43,940	26,070	9,700	5,530	3,690	2,170	1,030	0,950	0,44
3	37,000	31,430	10,190	6,020	3,760	2,500	1,220	1,160	1,760
4	45,500	22,130	10,390	5,510	3,180	2,700	1,800	0,880	1,100
5	46,310	23,000	7,890	4,730	3,180	3,310	4,410	1,490	0,670

Lp.	Parametry jakościowe węgla				
	podatność przemiałowa	temperatura topliwości popiołu [°C (atm. utl.)]			
	GRH	t_1	t_2	t_3	t_4
1	60	940	1240	1310	1340
2	54	920	1240	1320	1370
3	59	920	1260	1400	1500
4	55	980	1260	1310	1330
5		970	1220	1310	1380

Określenie sposobu wzbogacania
cc/om/f – mieszanka węgla wzbogaconego w cieczy ciężkiej, koncentratu z płuczki miałowej i koncentratu flotacyjnego
om – koncentraty z płuczek osadzarkowych miałowych
f – koncentraty ze wzbogacania flotacyjnego

Źródło: Katalog ... [117]

Tabela 2.10. *Przykładowe parametry jakościowe węgla koksowego typu 35*

Lp.	Typ	Klasa ziarnowa [mm]	Sposób wzbogacania	Parametry jakościowe węgla handlowego					
				zawartość					
				A^d [%]	W_t^r [%]	S^d [%]	V^{daf} [%]	P^a [%]	Cl^a [%]
1	35.1	20–0	cc/om/f	6,0–7,5	8,5–9,5	0,60–0,80	28	0,055	0,13
2	35.1	20–0	cc/om/f	6,0–7,5	8,5–10,0	0,57–0,76	29	0,049	0,14
3	35.1	20–0	cc/om/f	6,0–8,0	8,5–10,0	0,55–0,70	26	0,055	0,13
4	35.2B	20–0	cc/om/f	6,5–7,5	8,5–10,0	0,57–0,70	23	0,003	0,1

Lp.	Typ	Właściwości koksownicze									
		RI	SI	±b [%]	R_o [%]	F_{max} [ddpm]	typ koksu wg Gray–Kinga A–G	P_{max} [kG/cm^2]	macerały		
									V_t [% obj.]	E [% obj.]	I [% obj.]
1	35.1	80	8	+100	1,06	1300	G9	1	80	4	16
2	35.1	78	9	+135	1,05	1900	G9	1	83	2	15
3	35.1	80	8	+110	1,10	1100	G9	1	75	5	20
4	35.2B	70	7	+40	1,19	650	G5	0	63	4	33

Lp.	Typ	Parametry jakościowe węgla								
		analiza mineralogiczna popiołu [%]								
		SiO_2 [%]	Al_2O_3 [%]	Fe_2O_3 [%]	CaO [%]	MgO [%]	K_2O [%]	Na_2O [%]	TiO_2 [%]	P_2O_5 [%]
1	35.1	41,000	27,700	13,000	4,640	2,160	2,690	0,800	1,400	1,640
2	35.1	42,300	28,300	12,200	3,950	2,130	2,490	1,350	1,430	1,880
3	35.1	42,400	32,400	5,800	4,260	1,450	2,780	1,530	1,600	1,870
4	35.2B	40,500	26,400	11,900	5,960	1,940	1,890	1,050	1,100	0,010

Lp.	Typ	Parametry jakościowe węgla				
		podatność przemiałowa	temperatura topliwości popiołu [°C (atm. utl.)]			
		GRH	t_1	t_2	t_3	t_4
1	35.1	81	900	1170	1320	1400
2	35.1	75	860	1140	1420	1430
3	35.1	80	870	1150	1320	1380
4		86	890	1200	1356	1384

Określenie sposobu wzbogacania
cc/om/f – mieszanka węgla wzbogaconego w cieczy ciężkiej, koncentratu z płuczki miałowej i koncentratu flotacyjnego

Źródło: Katalog ... [117]

3. KRZYWE CHARAKTERYSTYKI TECHNOLOGICZNEJ WĘGLA

W rozdziale drugim omówiono parametry jakościowe węgla, które wpływają na jego wartość użytkową. Wartość użytkową oceniać można na podstawie wielu parametrów, a ich wybór zależy przede wszystkim od sposobu wykorzystania węgla przez poszczególnych użytkowników. Inne parametry jakościowe charakteryzować będą węgiel kierowany do spalania, a inne węgiel kierowany np. do koksowania. Duża część opisywanych parametrów jakościowych węgla energetycznego i koksowego jest wspólna. Pokazano to w tabeli 2.3 w poprzednim rozdziale.

Dla użytkowników istotne są parametry jakościowe w otrzymywanym produkcie handlowym. Przy projektowaniu eksploatacji węgla ważna jest informacja o parametrach jakościowych węgla znajdującego się w analizowanych pokładach. Dla kopalni prowadzącej eksploatację interesujące są parametry jakościowe urobku wydobywanego na powierzchnię. Dla zakładu przeróbczego prowadzącego proces wzbogacania ważne są informacje dotyczące parametrów jakościowych węgla surowego (nadawy) dostarczanego do procesów przeróbczych – dane te pozwalają na zaprojektowanie, a następnie prowadzenie procesów wzbogacania jak również informacje, jakie parametry jakościowe powinny mieć koncentraty wzbogacania sprzedawane następnie jako produkty handlowe – ta wiedza pozwala na ustalenie reżimu technologicznego w poszczególnych operacjach przeróbczych.

Procesy wzbogacania grawitacyjnego wykorzystują różnice w gęstości ziarn, z których składa się nadawa kierowana do tych operacji. Część ziarn urobku składa się z substancji użytecznej w mniejszym lub większym stopniu zanieczyszczonej składnikami mineralnymi (domieszkami), część ziarn to zrosty skały płonnej z substancją użyteczną – przy czym udziały tych składników są bardzo zmienne, część ziarn to wyłącznie skała płonna. W zależności od udziału substancji nieorganicznych (popularnie nazywanych popiołem – popiół powstaje po spaleniu węgla) poszczególne ziarna różnią się gęstością. W miarę wzrostu zawartości popiołu rośnie gęstość ziarn urobku węglowego. Wzbogacanie grawitacyjne polega na rozdzieleniu ziarn o małej zawartości popiołu (niska gęstość) od ziarn o dużej zawartości popiołu (wysoka gęstość). Powstaje problem, jaką przyjąć gęstość rozdziału węgla surowego (urobku) na koncentrat i odpady oraz czy należy wydzielać produkty pośrednie. Zagadnienie to rozwiązuje się poprzez badanie tzw. wzbogacalności węgla.

3.1. BADANIE WZBOGACALNOŚCI WĘGLA

Węgiel kamienny charakteryzują różne parametry jakościowe. Omówiono je w rozdziale drugim. Dobór gęstości rozdziału urobku na koncentrat i pozostałe produkty wynika z żądań użytkowników co do parametrów jakościowych otrzymywanych produktów handlowych. Możliwości otrzymywania koncentratów (produktów handlowych) o zadanych parametrach jakościowych nazywa się wzbogacalnością węgla. Rozdział urobku na poszczególne pro-

dukty wzbogacania można prowadzić różnymi metodami fizycznymi, fizykochemicznymi i chemicznymi. Prowadzi się je przy wykorzystywaniu możliwych sposobów dzielenia urobku na frakcje różniące się zawartościami interesujących nas składników użytecznych. W procesach wzbogacania grawitacyjnego wykorzystuje się, jak już wspomniano powyżej, różnice w gęstości poszczególnych ziarn urobku.

Badanie wzbogacalności (metodami grawitacyjnymi) węgla polega na podziale ziarn urobku na frakcje (grupy ziarn) mieszczące się w pewnych wąskich granicach ich gęstości. Otrzymuje się w ten sposób szereg kolejnych frakcji ciężarowych o określonej górnej i dolnej gęstości ziarn urobku. Rozdział ziarn na poszczególne frakcje ciężarowe nazywa się analizą densymetryczną lub analizą gęstościową.

Rozdział węgla surowego na frakcje przeprowadza się w cieczach ciężkich o kolejno wzrastających gęstościach. W warunkach laboratoryjnych stosuje się najczęściej wodne roztwory chlorku cynku $ZnCl_2$ (gęstość w stanie suchym wynosi 2,92 g/cm^3). Bardzo rzadko stosuje się chlorek wapnia $CaCl_2$ (gęstość w stanie suchym wynosi 2,0 g/cm^3). Rozpuszczając chlorek cynku w odpowiedniej ilości wody otrzymuje się naturalne jednorodne ciecze ciężkie.

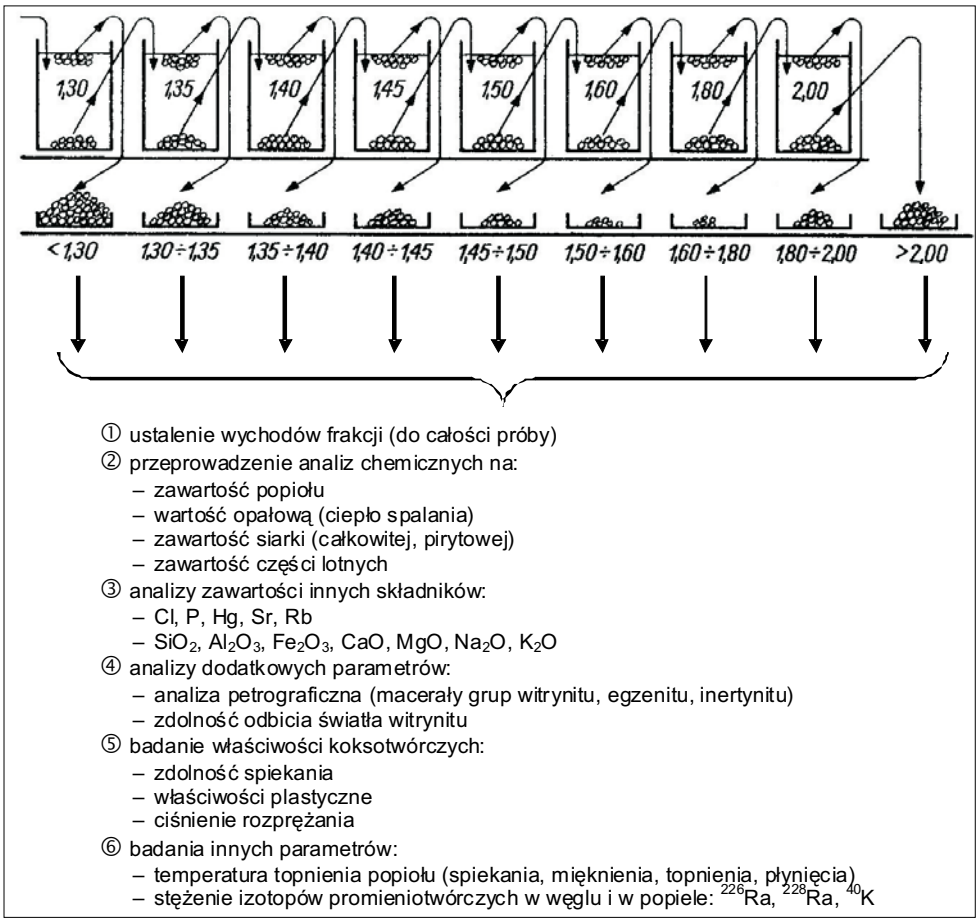
W roztworach chlorku cynku rozdziela się ziarna urobku o wymiarach powyżej 10 mm. Przygotowuje się klasy ziarnowe węgla surowego o wymiarach, w jakich przewiduje się ich przemysłowe wzbogacanie. Najczęściej są to klasy ziarnowe: 10–20(30) mm, 20(30)–80 mm, 80–120 mm, 120–200(250) mm. Można oczywiście przygotować inne klasy ziarnowe.

Ziarna węgla o wymiarach poniżej 10 mm rozdziela się na frakcje ciężarowe (gęstościowe) w cieczach ciężkich organicznych. Stosuje się najczęściej bromoform ($CHBr_3$ – gęstość 2,98 g/cm^3), czterochlorek węgla (CCl_4 – gęstość 1,58 g/cm^3). Rzadziej stosuje się czterobromek acetylenu, jodek metylenu, jodoform itd. [14, 21, 139, 218]. Jako rozpuszczalniki stosuje się spirytus, eter, benzynę, benzen i inne.

Do badań wzbogacalności przygotowuje się roztwory o kolejnych gęstościach: 1,30; 1,35; 1,40; 1,45; 1,50; 1,60; 1,80; 2,00 g/cm^3. Czasami, jeżeli zachodzi taka potrzeba, stosuje się też gęstości pośrednie: 1,55; 1,65; 1,70; 1,90 g/cm^3. Ciecze ciężkie przygotowuje się mieszając w wodzie suchy chlorek cynku aż do osiągnięcia żądanej gęstości cieczy. Przygotowane roztwory umieszcza się w pojemnikach wykonanych z blachy stalowej, z kamionki kwasodpornej itp. umieszczając je w kolejności rosnącej gęstości.

Przygotowaną próbkę węgla surowego (badaną klasę ziarnową) umieszcza się w koszu wykonanym z siatki fosforobrązowej lub z blachy dziurkowanej. Następnie zanurza się w pojemniku z cieczą ciężką o najniższej gęstości. Ziarna lżejsze od gęstości cieczy będą pływać po powierzchni, a ziarna cięższe będą tonąć gromadząc się na dnie kosza. Frakcję pływającą zbiera się i po jej obcieknięciu z cieczy ciężkiej gromadzi się najczęściej na tacy wykonanej z blachy ocynkowanej. Frakcję tonąca wyjmuje się wraz z koszem i po obcieknięciu przenosi się do pojemnika z cieczą ciężką o wyższej gęstości. Operacją tą powtarza się aż do rozdzielenia urobku na wszystkie ustalone frakcje ciężarowe (rys. 3.1).

Wydzielone frakcje opłukuje się wodą, aby usunąć z powierzchni ziarn resztki chlorku cynku. Dokładnie opłukane ziarna suszy się w temperaturze pokojowej, a następnie waży się w celu określenia ich wychodu (udziału) w stosunku do całości badanej próbki. Frakcje ciężarowe kieruje się do analiz zawartości interesujących nas parametrów jakościowych.



Rys. 3.1. Analiza densymetryczna próbki węgla kamiennego
Źródło: S. Blaschke [21] i opracowanie własne

Przykłady analiz densymetrycznych niektórych węgli typów 31, 32, 33 i 34 pokazano w tabelach 3.1–3.4.

Rezultaty rozdziału próbki węgla na frakcje gęstościowe (gęstość, wychód), a następnie wyniki analiz chemicznych (wytypowane parametry jakościowe) pozwalają na graficzne przedstawienie wzbogacalności w postaci krzywych charakterystyk technologicznych węgla.

3.2. KRZYWE WZBOGACALNOŚCI WĘGLA

Wzbogacanie grawitacyjne węgla kamiennego ma na celu usunięcie z urobku ziarn skały płonnej, a więc ziarn o bardzo dużej zawartości popiołu. Nosi ono nazwę odkamienienia węgla. Wymagania technologii użytkowania węgla wymaga często usunięcia łupków wę-

Tabela 3.1. *Analiza densymetryczna przykładowej próbki węgla kamiennego typu 31*

Frakcja gęstościowa [g/cm^3]	Wychód frakcji [%]	Q_i^a [MJ/kg]	Zawartość składników we frakcjach gęstościowych												
			A^a [%]	S_t^a [%]	S_p^a [%]	Cl^a [%]	P^a [%]	V^a [%]	SiO_2 [%]	Al_2O_3 [%]	Fe_2O_3 [%]	CaO [%]	MgO [%]	Na_2O [%]	K_2O [%]
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
<1,30	38,00	28,5	3,62	0,71	0,33	0,403	0,0057	35,47	0,87	0,74	0,34	0,31	0,13	0,31	0,03
1,30–1,35	24,00	27,7	5,11	0,82	0,25	0,434	0,0096	32,95	1,45	1,20	0,49	0,44	0,21	0,34	0,04
1,35–1,40	11,00	25,9	9,90	1,10	0,55	0,571	0,0121	31,23	3,43	2,54	0,98	0,62	0,36	0,41	0,09
1,40–1,45	3,00	24,3	14,64	1,24	0,71	0,585	0,0115	30,00	5,79	3,89	1,40	0,65	0,41	0,47	0,20
1,45–1,50	3,00	22,5	19,12	1,44	0,90	0,793	0,0117	27,91	8,06	5,09	1,80	0,65	0,47	0,53	0,35
1,50–1,60	3,00	19,8	27,44	1,91	1,32	0,798	0,0120	26,30	12,29	7,21	2,65	0,79	0,62	0,58	0,58
1,60–2,00	4,00	13,7	45,04	2,70	2,38	0,802	0,0157	21,27	21,64	11,57	4,55	1,06	0,98	0,62	1,14
> 2,00	14,00	3,0	77,97	3,60	3,62	0,802	0,0545	11,93	42,23	18,83	8,02	1,21	1,35	0,53	1,90

Źródło: L. Róg [200]
Objaśnienia:
W^a – *zawartość wilgoci w stanie powietrzno-suchym,*
A^a – *zawartość popiołu w stanie powietrzno-suchym,*
Q_i^a – *wartość opałowa w stanie powietrzno-suchym,*
S_t^a – *zawartość siarki całkowitej w stanie powietrzno-suchym,*
S_p^a – *zawartość siarki pirytowej w stanie powietrzno-suchym,*
Cl^a – *zawartość chloru w stanie powietrzno-suchym,*
P^a – *zawartość fosforu w stanie powietrzno-suchym,*
V^a – *zawartość części lotnych w stanie powietrzno-suchym.*

Tabela 3.2. *Analiza densymetryczna przykładowej próbki węgla kamiennego typu 32*

Frakcja gęstościowa [g/cm^3]	Wychód frakcji [%]	Q_i^a [MJ/kg]	Zawartość składników we frakcjach gęstościowych												
			A^a [%]	S_t^a [%]	S_p^a [%]	Cl^a [%]	P^a [%]	V^a [%]	SiO_2 [%]	Al_2O_3 [%]	Fe_2O_3 [%]	CaO [%]	MgO [%]	Na_2O [%]	K_2O [%]
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
<1,30	2,00	29,0	2,50	0,49	0,09	0,090	0,0449	33,00	1,07	0,76	0,18	0,12	0,07	0,02	0,05
1,30–1,35	22,00	29,0	4,27	0,50	0,10	0,093	0,0449	33,44	1,82	1,30	0,32	0,20	0,12	0,03	0,08
1,35–1,40	17,00	27,2	9,33	0,55	0,19	0,138	0,0403	30,11	4,73	2,69	0,58	0,27	0,22	0,06	0,23
1,40–1,45	6,00	25,5	14,58	0,56	0,23	0,159	0,0401	27,06	7,77	4,12	0,86	0,32	0,32	0,09	0,41
1,45–1,50	4,00	24,4	17,53	0,57	0,25	0,164	0,0375	25,52	9,63	4,82	0,94	0,34	0,37	0,11	0,50
1,50–1,60	8,00	21,7	26,00	0,71	0,27	0,195	0,0477	16,45	14,46	6,89	1,41	0,57	0,57	0,14	0,76
1,60–2,00	14,00	15,8	41,14	0,86	0,52	0,266	0,0719	18,65	22,03	10,68	2,37	1,35	1,23	0,20	1,28
> 2,00	28,00	2,4	80,90	0,87	0,81	0,138	0,0389	9,47	49,64	18,83	4,67	0,85	1,62	0,32	2,65

Źródło: L. Róg [200]
Objaśnienia jak w tabeli 3.1.

Tabela 3.3. *Analiza densymetryczna przykładowej próbki węgla kamiennego typu 33*

Frakcja gęstościowa [g/cm^3]	Wychód frakcji [%]	Q_i^a [MJ/kg]	Zawartość składników we frakcjach gęstościowych												
			A^a [%]	S_t^a [%]	S_p^a [%]	Cl^a [%]	P^a [%]	V^a [%]	SiO_2 [%]	Al_2O_3 [%]	Fe_2O_3 [%]	CaO [%]	MgO [%]	Na_2O [%]	K_2O [%]
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
<1,30	3,00	32,8	2,60	0,45	0,08	0,154	0,0069	33,44	1,07	0,68	0,25	0,17	0,08	0,03	0,05
1,30–1,35	21,00	31,4	4,36	0,63	0,13	0,104	0,0282	29,07	1,83	1,27	0,32	0,26	0,12	0,04	0,10
1,35–1,40	16,00	28,4	11,43	0,90	0,27	0,184	0,0714	26,69	5,10	3,50	0,75	0,51	0,30	0,07	0,29
1,40–1,45	9,00	27,0	15,01	0,94	0,33	0,170	0,0859	25,98	6,82	4,79	0,91	0,57	0,37	0,08	0,41
1,45–1,50	6,00	25,6	18,71	1,01	0,36	0,202	0,0874	25,12	8,71	6,05	1,08	0,62	0,43	0,09	0,51
1,50–1,60	11,00	22,2	27,46	1,11	0,46	0,267	0,0744	22,79	13,01	8,80	1,60	0,90	0,69	0,11	0,80
1,60–2,00	16,00	15,8	43,79	1,09	0,59	0,285	0,0478	19,16	21,58	13,72	2,43	1,23	1,13	0,16	1,39
> 2,00	18,00	4,0	74,72	1,39	1,07	0,287	0,0228	12,60	41,32	20,40	4,99	1,27	1,70	0,20	2,53

Źródło: L. Róg [200]
Objaśnienia jak w tabeli 3.1.

Tabela 3.4. *Analiza densymetryczna przykładowej próbki węgla kamiennego typu 34*

Frakcja gęstościowa [g/cm^3]	Wychód frakcji [%]	Q_i^a [MJ/kg]	Zawartość składników we frakcjach gęstościowych												
			A^a [%]	S_t^a [%]	S_p^a [%]	Cl^a [%]	P^a [%]	V^a [%]	SiO_2 [%]	Al_2O_3 [%]	Fe_2O_3 [%]	CaO [%]	MgO [%]	Na_2O [%]	K_2O [%]
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
<1,30	16,00	33,3	2,40	0,40	0,08	0,127	0,0208	31,38	0,81	0,80	0,19	0,17	0,09	0,06	0,04
1,30–1,35	30,00	32,1	5,29	0,47	0,12	0,158	0,0647	29,04	2,19	1,68	0,28	0,27	0,14	0,09	0,11
1,35–1,40	9,00	29,2	12,99	0,60	0,25	0,228	0,0999	26,02	5,97	3,90	0,67	0,57	0,35	0,18	0,31
1,40–1,45	3,00	27,7	16,87	0,74	0,68	0,215	0,0825	25,16	7,87	4,86	0,96	0,81	0,54	0,17	0,41
1,45–1,50	2,00	26,3	20,32	0,86	0,42	0,253	0,0737	24,83	9,47	5,84	1,20	0,97	0,46	0,19	0,53
1,50–1,60	6,00	21,7	31,16	1,14	0,28	0,261	0,0912	22,84	14,14	8,01	2,10	2,02	1,34	0,26	0,83
1,60–2,00	8,00	16,3	45,09	0,94	0,60	0,322	0,2088	16,66	22,90	12,40	2,30	1,82	1,54	0,29	1,42
> 2,00	26,00	2,0	81,82	0,58	0,57	0,291	0,3752	10,43	48,62	21,55	3,72	0,87	1,52	0,45	3,09

Źródło: L. Róg [200]
Objaśnienia jak w tabeli 3.1.

glowych, a czasem zrostów węglowo-kamiennych czy węglowo-łupkowych. Jak z powyższego wynika, poszczególnych użytkowników będzie interesowała przede wszystkim zawartość popiołu w kupowanym produkcie handlowym (węglu surowym, koncentracie). W ostatnich latach zaczęły być ważne takie parametry jakościowe jak wartość opałowa i zawartość siarki. Obecnie użytkownicy zwracają uwagę także na inne parametry jakościowe.

W badaniach wzbogacalności węgla prowadzonych już od początku ubiegłego stulecia zajmowano się przede wszystkim zawartością popiołu w węglu oraz w jego frakcjach ciężarowych (gęstościowych). Z tego też względu wykreślane, na podstawie analiz densymetrycznych, krzywe będące zależnościami pomiędzy gęstością, wychodem i zawartością popiołu nazwano krzywymi wzbogacalności [4, 19, 75, 87, 98, 122, 124, 128, 137, 163, 172, 187, 209, 218, 222, 236].

W tabeli 3.5 zestawiono wyniki rozdziału w cieczach ciężkich próbki węgla kamiennego. W kolumnie 1 zamieszczono informację o przedziałach gęstości poszczególnych frakcji, w kolumnie 2 wychód każdej frakcji, a w kolumnie 3 zawartość popiołu w tych frakcjach. Dane te wykorzystano do pokazania zależności między nimi (rys. 3.2). Zależność ta nosi nazwę podstawowej krzywej wzbogacalności.

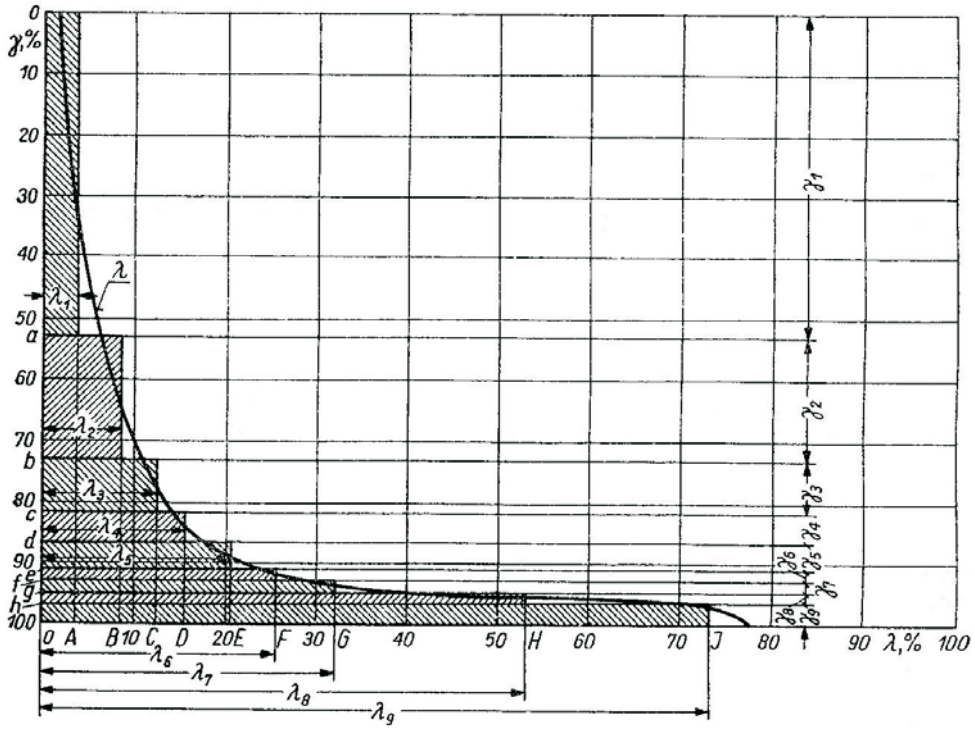
Tabela 3.5. *Wyniki rozdziału węgla w cieczach ciężkich*

Gęstość frakcji [g/cm^3]	Wychód frakcji γ_n [%]	Zawartość popiołu we frakcji λ_n [%]
1	2	3
<1,30	$\gamma_1 = 58,5$	$\lambda_1 = 3,52$
1,30–1,35	$\gamma_2 = 14,2$	$\lambda_2 = 6,75$
1,35–1,40	$\gamma_3 = 7,8$	$\lambda_3 = 11,81$
1,40–1,45	$\gamma_4 = 6,2$	$\lambda_4 = 15,13$
1,45–1,50	$\gamma_5 = 4,1$	$\lambda_5 = 20,10$
1,50–1,60	$\gamma_6 = 2,0$	$\lambda_6 = 25,14$
1,60–1,70	$\gamma_7 = 1,0$	$\lambda_7 = 32,10$
1,70–1,80	$\gamma_8 = 1,5$	$\lambda_8 = 53,20$
> 1,80	$\gamma_9 = 4,7$	$\lambda_9 = 73,41$

Źródło: S. Blaschke [21]

Podstawowa krzywa wzbogacalności może być wykreślona dla dowolnego parametru jakościowego węgla otrzymanego w wyniku odpowiednich analiz chemicznych wydzielonych frakcji gęstościowych.

Podstawową krzywą wzbogacalności λ otrzymuje się poprzez naniesienie otrzymanych wyników rozdziału węgla w cieczach ciężkich (tab. 3.5) na wykres w układzie prostokątnym, gdzie na osi rzędnych odkłada się kolejne wychody frakcji, a na osi odciętych zawartości popiołu w tych frakcjach. Otrzymuje się zbiór prostokątów, których pola



Rys. 3.2. Wykres krzywej zawartości popiołu w węglu surowym (podstawowa krzywa wzbogacalności) Źródło: S. Blaschke [21]

(zakreskowane na rys. 3.2) są proporcjonalne do ilości (wychód razy zawartość) popiołu w każdej frakcji.

Łatwo zauważyć, że gdyby do analiz densymetrycznych przyjąć większą ilość cieczy ciężkich (niż na przykładowym rys. 3.1), otrzymywać będziemy większą ilość prostokątów (λ, γ), a tym samym linia schodkowa (zakreślone pola na rys. 3.2) zbliżać się będzie stopniowo do linii ciągłej. Z przyczyn praktycznych ilość wydzielanych frakcji ogranicza się do ośmiu – dziesięciu, bardzo rzadko więcej. Z tego też względu linię schodkową zamienia się graficznie na linię ciągłą, tak aby ilość popiołu obrazowana polem prostokąta frakcji była równa ilości popiołu przedstawionej polem zawartym pod linią ciągłą. Zamianę linii schodkowej na linię ciągłą pokazano na rysunku 3.2.

Podstawowa krzywa wzbogacalności przybierać może różne kształty. Może być mniej lub bardziej wklęsła. Im większy wychód frakcji pośrednich, tym krzywa λ jest mniej wklęsła. Kształt krzywej pokazuje stopień niejednorodności węgla surowego. Im niejednorodność będzie większa (duże zróżnicowanie zawartości popiołu pomiędzy frakcjami lekkimi i ciężkimi), tym łatwiej będzie można rozdzielać urobek na koncentrat i odpady, a więc wzbogacalność węgla będzie łatwiejsza. Przykłady różnej wzbogacalności węgla pokazano na rysunku 4.1 w rozdziale 4.

3.3. ZESPOŁY KRZYWYCH WZBOGACALNOŚCI

Podstawowa krzywa wzbogacalności nazywana krzywą λ przedstawia charakterystykę węgla surowego (określonej klasy ziarnowej) pod względem oceny łatwości lub trudności wzbogacania ze względu na analizowany parametr jakościowy (patrz rys. 3.1).

Z punktu widzenia użytkowników węgla ważne są informacje o zawartości poszczególnych analizowanych parametrów jakościowych w produkcie handlowym (koncentracie). Z kolei dla producentów węgla istotna jest informacja jakie parametry jakościowe otrzymywanych podczas wzbogacania produktów można uzyskać stosując różne gęstości rozdziału pomiędzy koncentratem a odpadami. Informacje te uzyskuje się uzupełniając wykres podstawowej krzywej wzbogacalności o dodatkowe krzywe. Są to: krzywa zawartości analizowanego składnika w koncentracie, krzywa zawartości tego składnika w odpadach oraz krzywa uzysku analizowanego składnika w koncentracie lub w odpadach.

Krzywą zawartości analizowanego składnika w koncentracie, nazywaną krzywą ϑ, otrzymuje się poprzez sumowanie ilości (wychód razy zawartość) tego składnika w kolejnych frakcjach ciężarowych. Przyjmuje się, że koncentratem jest frakcja o najlżejszej gęstości. Wówczas zawartość składnika w tej frakcji jest zawartością tego składnika w koncentracie. Następnie przyjmuje się, że koncentratem są dwie kolejno najlżejsze frakcje. Aby obliczyć zawartość składnika w takim koncentracie sumuje się ilość składnika w pierwszej frakcji z ilością składnika we frakcji drugiej, a uzyskaną sumę dzieli się przez łączny wychód obu frakcji. W podobny sposób oblicza się zawartości składnika w trzech, potem w czterech itd. frakcjach. Zawartość składnika we wszystkich wydzielonych frakcjach jest średnią zawartością tego składnika w nadawie.

Krzywą zawartości analizowanego składnika w odpadach, nazywaną krzywą β, oblicza się w podobny sposób ale przyjmując, że odpadem jest frakcja o największej gęstości. Zawartość składnika najcięższej frakcji jest zawartością składnika w odpadach (odpady to najcięższa frakcja). Następnie przyjmuje się, że odpadem są dwie kolejno najcięższe frakcje, potem trzy, cztery itd. Gdy za odpady uznamy wszystkie wydzielone frakcje ciężarowe, to średnia ważona ilości analizowanego składnika podzielona przez 100 (wychód nadawy) będzie średnią zawartością analizowanego składnika w nadawie.

Podstawowa krzywa wzbogacalności wraz z krzywą zawartości składnika w koncentracie oraz krzywa zawartości składnika w odpadach tworzą zespół krzywych wzbogacalności. Zespół krzywych wzbogacalności uzupełnia się o krzywe uzysku składnika w koncentracie i krzywą uzysku składnika w odpadach.

Uzysk jest to stosunek ilości składnika w danym produkcie do ilości tego składnika w nadawie pomnożonego przez 100. Obliczenia wykonuje się analogicznie jak poprzednio określając uzysk we frakcji najlżejszej lub najcięższej, a więc dzieląc ilość składnika w tej frakcji przez zawartość składnika w nadawie. Następnie oblicza się uzysk w dwóch frakcjach, potem w trzech itd. Uzysk składnika we wszystkich frakcjach, a więc w nadawie, wynosi 100%.

W tabeli 3.6 zestawiono wzory do obliczania współrzędnych krzywych wchodzących w skład zespołu krzywych wzbogacalności. W przypadku wzbogacania węgla oblicza się czasami uzysk części palnych w koncentracie. W tabeli 3.6 podano więc wzór do obliczania takiego uzysku.

Tabela 3.6. *Wzory do obliczania współrzędnych krzywych wzbogacalności*

Współrzędne krzywych	Wzory obliczeniowe
Wychód koncentratu	$\gamma_n^k = \sum_1^n \gamma_n$
Wychód odpadów	$\gamma_n^o = \sum_n^1 \gamma_n = 100 - \sum_1^n \gamma_n$
Zawartość składnika w koncentracie	$\vartheta_n = \frac{\sum_1^n \gamma_n \cdot \lambda_n}{\sum_1^n \gamma_n} = \frac{\sum_1^n \gamma_n \cdot \lambda_n}{\gamma_n^k}$
Zawartość składnika w odpadach	$\beta_n = \frac{\sum_n^1 \gamma_n \cdot \lambda_n}{100 - \sum_1^n \gamma_n} = \frac{\sum_n^1 \gamma_n \cdot \lambda_n}{\gamma_n^o}$
Średnia zawartość składnika w węglu surowym	$\alpha = \frac{\sum_1^n \gamma_n \cdot \lambda_n}{100}$
Uzysk składnika w koncentracie	$E_n = \frac{\gamma_n \cdot \vartheta_n}{100\alpha} \cdot 100 = \frac{\gamma_n \cdot \vartheta_n}{\alpha}$
Uzysk składnika w odpadach	$\eta_n = \frac{\gamma_n \cdot \beta_n}{100\alpha} \cdot 100 = \frac{\gamma_n \cdot \beta_n}{\alpha}$
Uzysk części palnych w koncentracie	$\varepsilon_n \frac{100 - \vartheta_n}{100 - \alpha} \cdot \sum_1^n \gamma_n$

Źródło: opracowanie własne na podstawie [14, 21, 218]

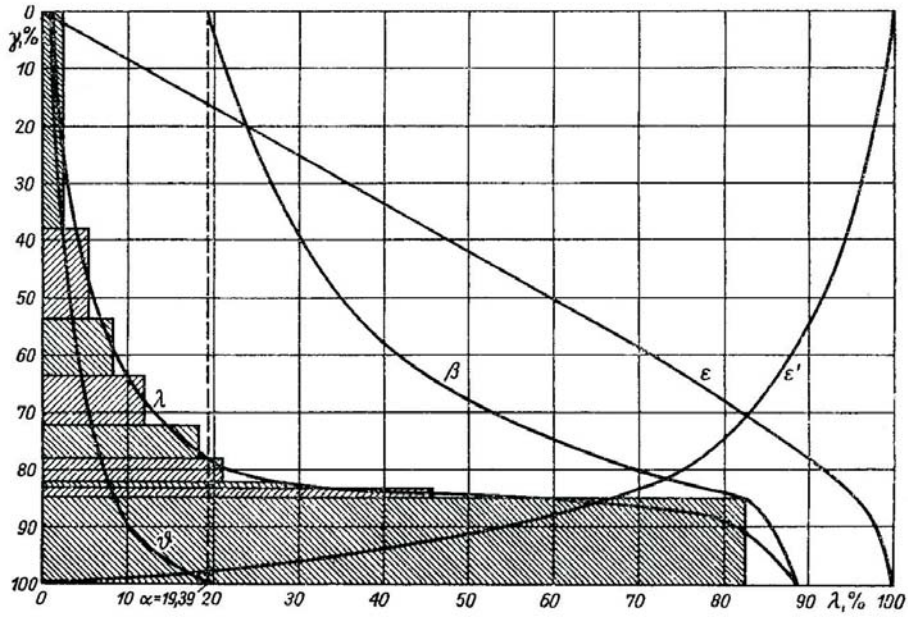
W tabeli 3.7 zestawiono wyniki rozdziału densymetrycznego węgla (gęstość, wychód frakcji i zawartość składnika (w tym przypadku popiołu). Obliczono ilości popiołu w kolejnych frakcjach gęstościowych. W kolejnych kolumnach zamieszczono wyniki obliczeń współrzędnych krzywych zawartości popiołu w koncentracie, zawartości popiołu w odpadach, uzysku części palnych i lotnych w koncentracie oraz uzysku popiołu w odpadach. Obliczenia wykonano za pomocą wzorów podanych w tabeli 3.6.

Na podstawie obliczeń wykreślono na rysunku 3.3 zespół krzywych wzbogacalności. Zespół krzywych wzbogacalności pokazuje nam jak kształtować się będzie wychód koncentratu, zawartość składnika (tu popiołu) w odpadach oraz uzysk części palnych i lotnych w koncentracie i uzysk popiołu w odpadach, gdy założymy żądaną zawartość składnika (tu popiołu) w koncentracie. Krzywe te są zatem przydatne przy projektowaniu technologii wzbogacania węgla pozwalając na określenie mas produktów (koncentratów, odpadów), które przy założonych parametrach jakościowych koncentratu przemieszczać się będą przez maszyny i urządzenia zakładu przeróbki mechanicznej węgla.

Tabela 3.7. *Obliczanie krzywych wzbogacalności węgla*

Analiza densymetryczna			Ilość popiołu we frakcji $\gamma \cdot \lambda$	Obliczenie współrzędnych zespołu krzywych wzbogacalności								
					koncentrat				odpady			
gęstość frakcji [g/cm^3]	wychód frakcji γ [%]	zawartość popiołu we frakcji λ [%]		teoretyczna gęstość rozdziału [g/cm^3]	wychód sumaryczny γ_k [%]	ilość popiołu	zawartość popiołu ν [%]	uzysk części palnych lotnych ε' [%]	wychód sumaryczny γ_o [%]	ilość popiołu	zawartość popiołu β [%]	uzysk części palnych lotnych ε' [%]
—	—	—	—	—	—	—	—	—	100,0	1938,50	19,39	100,0
<1,30	38,0	2,5	95,00	1,30	38,0	95,00	2,50	45,9	62,0	1843,50	29,73	95,0
1,30–1,35	15,5	5,5	85,25	1,35	53,5	180,25	3,37	64,1	46,5	1758,25	37,81	90,6
1,35–1,40	10,0	8,5	85,00	1,40	63,5	265,25	4,16	75,5	36,5	1673,25	45,84	86,1
1,40–1,45	8,5	12,0	102,00	1,45	72,0	367,25	5,10	84,6	28,0	1571,25	56,11	81,0
1,45–1,50	6,0	18,5	111,00	1,50	78,0	478,25	6,13	90,6	22,0	1460,25	66,37	75,2
1,50–1,60	4,0	21,0	84,00	1,60	82,0	562,25	6,85	94,7	18,0	1376,25	76,46	71,0
1,60–1,80	1,0	28,5	28,50	1,80	83,0	590,75	7,12	95,5	17,0	1347,75	79,27	69,5
1,80–2,00	1,5	46,0	69,00	2,00	84,5	659,75	7,81	96,6	15,5	1278,75	82,50	66,0
> 2,00	15,5	82,5	1278,00	—	100,0	1938,50	19,39	100,0	—	—	—	—

Źródło: S. Blaschke [21]



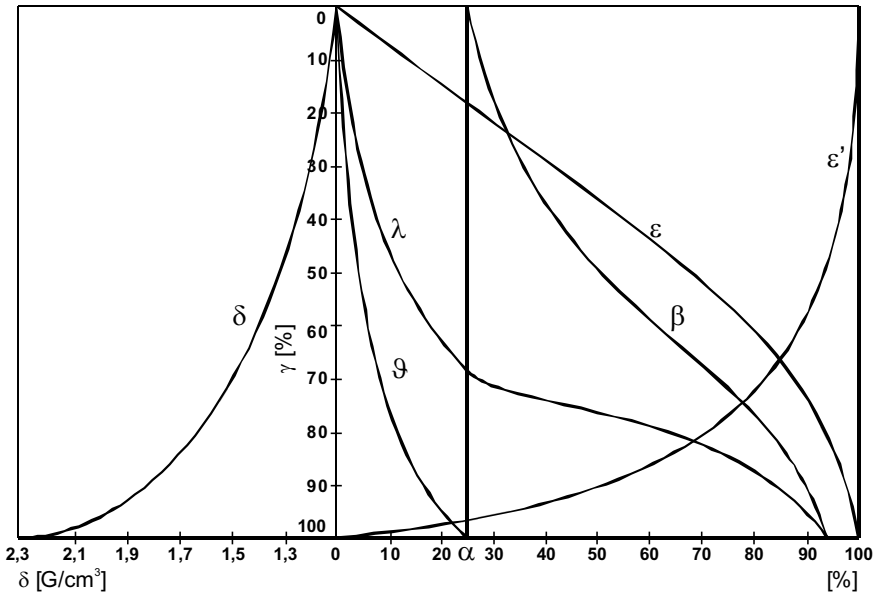
Rys. 3.3. Wykres zespołu krzywych wzbogacalności
Źródło: S. Blaschke [21]

Krzywe wzbogacalności wykorzystuje się także do określania gęstości rozdziału na koncentrat i odpady przy zadanych parametrach jakościowych koncentratu lub odpadów. Wówczas zespół krzywych wzbogacalności uzupełnia się krzywą gęstości. W tabeli 3.7 umieszczono kolumnę – teoretyczna gęstość rozdziału. Wartości zapisane w tej kolumnie są górnymi wartościami przedziałów gęstości wybranych frakcji. Przykład zespołu krzywych wzbogacalności uzupełnionych o krzywą gęstości δ pokazano na rysunku 3.4.

Należy tu jednak przypomnieć, że opisywane krzywe wzbogacalności otrzymuje się w wyniku rozdziału nadawy w warunkach laboratoryjnych. Uzyskiwane informacje są więc rezultatami teoretycznymi osiąganymi przy najdokładniej przeprowadzonym rozdziale węgla surowego na frakcje gęstościowe. W warunkach przemysłowych rozdział ten będzie mniej dokładny. Zależy to od zastosowanych urządzeń do wzbogacania grawitacyjnego. Rzeczywiste parametry jakościowe otrzymywanych produktów będą się różnić od parametrów teoretycznych. Zagadnienie to omówione będzie w rozdziale 6.

3.4. RODZAJE KRZYWYCH WZBOGACALNOŚCI

W literaturze dotyczącej oceny wzbogacalności węgla krzywe wzbogacalności opracowywane są dla zawartości popiołu. Zawartość popiołu była przez wiele lat podstawowym parametrem jakościowym charakteryzującym jakość węgla. Naturalną koleją rzeczy dla tego parametru opracowywano zespoły krzywych. W ostatnich kilkunastu latach, jak już o tym



Rys. 3.4. Zespół krzywych wzbogacalności
Źródło: opracowanie własne

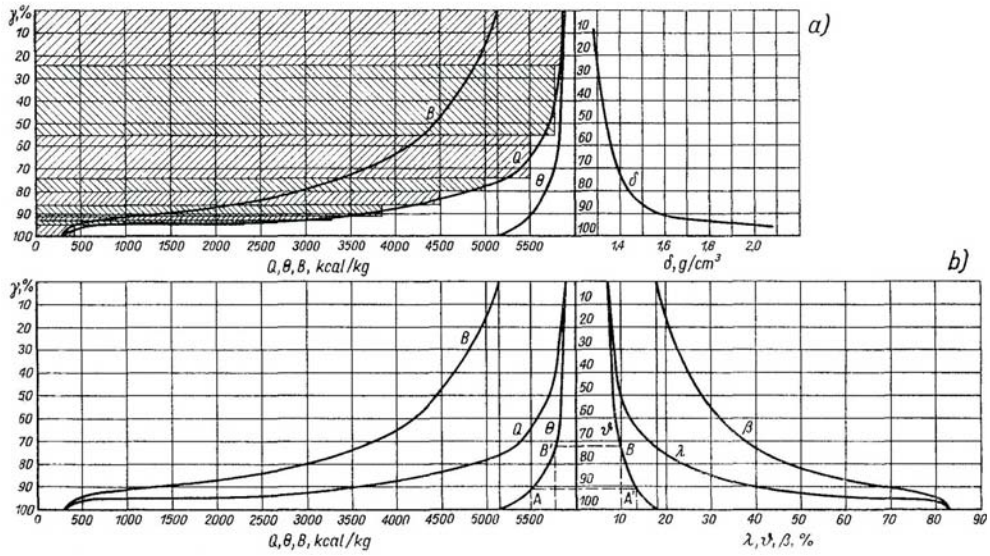
wspomniano, użytkownicy węgla coraz bardziej interesowali się innymi parametrami jakościowymi. Większość z nich pokazano w tabeli 2.3 oraz dla węgli różnych typów zestawiono w tabelach 2.5–2.10. Zawarte w tabelach 2.5–2.10 dane dotyczą różnych sortymentów produkowanych i oferowanych do sprzedaży przez niektóre kopalnie. Te dane są informacją dla użytkowników zainteresowanych możliwością zakupu węgla o interesujących ich parametrach jakościowych [117]. Są to parametry produktów handlowych. Informacje o parametrach jakościowych oferowanych węgli publikują na stronach internetowych Spółki Węglowe.

Kierownictwa zakładów przeróbczych są zainteresowane także problemem – jakie parametry jakościowe węgla uzyskać można w trakcie wzbogacania węgla surowego. Aby uzyskać odpowiedź należy przeprowadzić analizy chemiczne frakcji wydzielonych podczas rozdziału densymetrycznego węgla surowego. Przykład takich badań pokazano na rysunku 3.1. Uzyskane rezultaty rozdziału densymetrycznego i wyniki analiz można przedstawić za pomocą odpowiednich zespołów krzywych wzbogacalności. Poniżej przedstawiono rodzaje krzywych wzbogacalności charakteryzujące niektóre parametry jakościowe.

Charakterystyka zawartości popiołu. Jak już wcześniej wspomniano, klasyczne krzywe wzbogacalności (krzywe Charveta, Henryego, Heidenreicha i innych) opracowywane były dla zawartości popiołu. Również w niniejszym rozdziale przykłady krzywych wzbogacalności pokazano na przykładzie zawartości popiołu.

Charakterystyka wartości opałowej. Krzywe wartości opałowej wprowadził W. Blaschke [28]. Były one niezbędne przy analizach ekonomicznych wzbogacania węgla. Ceny węgla zależały początkowo od dwóch parametrów jakościowych: wartości opałowej

i zawartości popiołu [34]. Przykład zespołu krzywych wartości opałowych pokazano na rysunku 3.5a. Na rysunku 3.5b pokazano oba zespoły krzywych wzbogacalności (dla wartości opałowych i zawartości popiołu).



Rys. 3.5. Krzywe wzbogacalności
a) zespół krzywych wartości opałowych i krzywej gęstości, b) zespół krzywych wartości opałowych i krzywych zawartości popiołu
Źródło: S. Blaschke [21]

Charakterystyki innych składników. Krzywe wzbogacalności dla innych parametrów jakościowych wprowadziła L. Róg [200]. Przeprowadzone przez Autorkę badania wykazały, że zawartości wielu parametrów jakościowych w poszczególnych frakcjach ciężarowych różnią się czasami w dość znaczny sposób. Ilustrują to dane (tab. 3.1–3.4) analiz densymetrycznych przykładowych węgli typów: 31, 32, 33, 34 [200]. Wyniki analizy densymetrycznej węgla typu 31 posłużyły do obliczenia współrzędnych krzywych wzbogacalności ϑ – krzywych zawartości poszczególnych składników w koncentratach otrzymywanych przy zastosowaniu różnej gęstości rozdziału. Obliczenia zestawiono w tabelach 3.8 i 3.9. W pracy [200] zamieszczono zespoły krzywych wzbogacalności dla analizowanych tam składników. Zespoły krzywych dla zawartości: chloru, fosforu, siarki całkowitej, siarki pirytowej, mikrolitotypów witrytowych, części lotnych oraz temperatury topnienia popiołu pokazano na rysunku 3.6. Natomiast na rysunku 3.7 pokazano zespoły krzywych wzbogacalności dla zawartości: SiO_2, Al_2O_3, Fe_2O_3, CaO, MgO, Na_2O, K_2O.

Wprowadzenie zespołu krzywych wzbogacalności charakteryzujących inne parametry jakościowe niż tradycyjne krzywe pozwala na ocenę jak będą się one kształtować w koncentratach otrzymywanych przy różnych przyjmowanych (teoretycznie) gęstościach rozdziału.

Tabela 3.8. *Współrzędne krzywych zawartości składnika w koncentracie (próbka węgla typu 31)*

Nr	Gęstość koncentratu [g/cm^3]	Wychód koncentratu [%]	Wartość opałowa [MJ/kg]	Zawartość składników [%] w koncentratach												
				popiołu [%]	siarki		chloru [%]	fosforu [%]	części lotnych [%]	SiO_2 [%]	Al_2O_3 [%]	Fe_2O_3 [%]	CaO [%]	MgO [%]	Na_2O [%]	K_2O [%]
					całkowitej [%]	pirytowej [%]										
1	<1,30	38,00	28,5	3,62	0,71	0,33	0,403	0,0057	35,47	0,87	0,74	0,34	0,32	0,13	0,31	0,03
2	<1,35	62,00	28,2	4,21	0,76	0,31	0,403	0,0072	34,50	1,10	0,92	0,40	0,37	0,16	0,32	0,03
3	<1,40	73,00	27,8	5,07	0,81	0,34	0,425	0,0079	34,01	1,45	1,16	0,49	0,41	0,19	0,34	0,03
4	<1,45	76,00	27,7	5,45	0,83	0,36	0,434	0,0081	33,86	1,62	1,28	0,53	0,42	0,20	0,34	0,05
5	<1,50	79,00	27,5	5,96	0,85	0,38	0,443	0,0082	33,63	1,86	1,42	0,57	0,43	0,20	0,35	0,06
6	<1,60	82,00	27,2	6,74	0,89	0,41	0,451	0,0084	33,37	2,24	1,63	0,65	0,44	0,22	0,37	0,09
7	<2,00	86,00	26,6	8,52	0,98	0,51	0,465	0,0087	32,80	3,15	2,09	0,83	0,47	0,26	0,37	0,14
8	Nadawa	100,00	23,3	18,25	1,34	0,95	0,510	0,0151	29,88	8,62	4,44	1,83	0,57	0,41	0,41	0,39

Źródło: L. Róg [200]

Tabela 3.9. *Współrzędne krzywych innych parametrów jakościowych koncentratów /próbka węgla typu 31/*

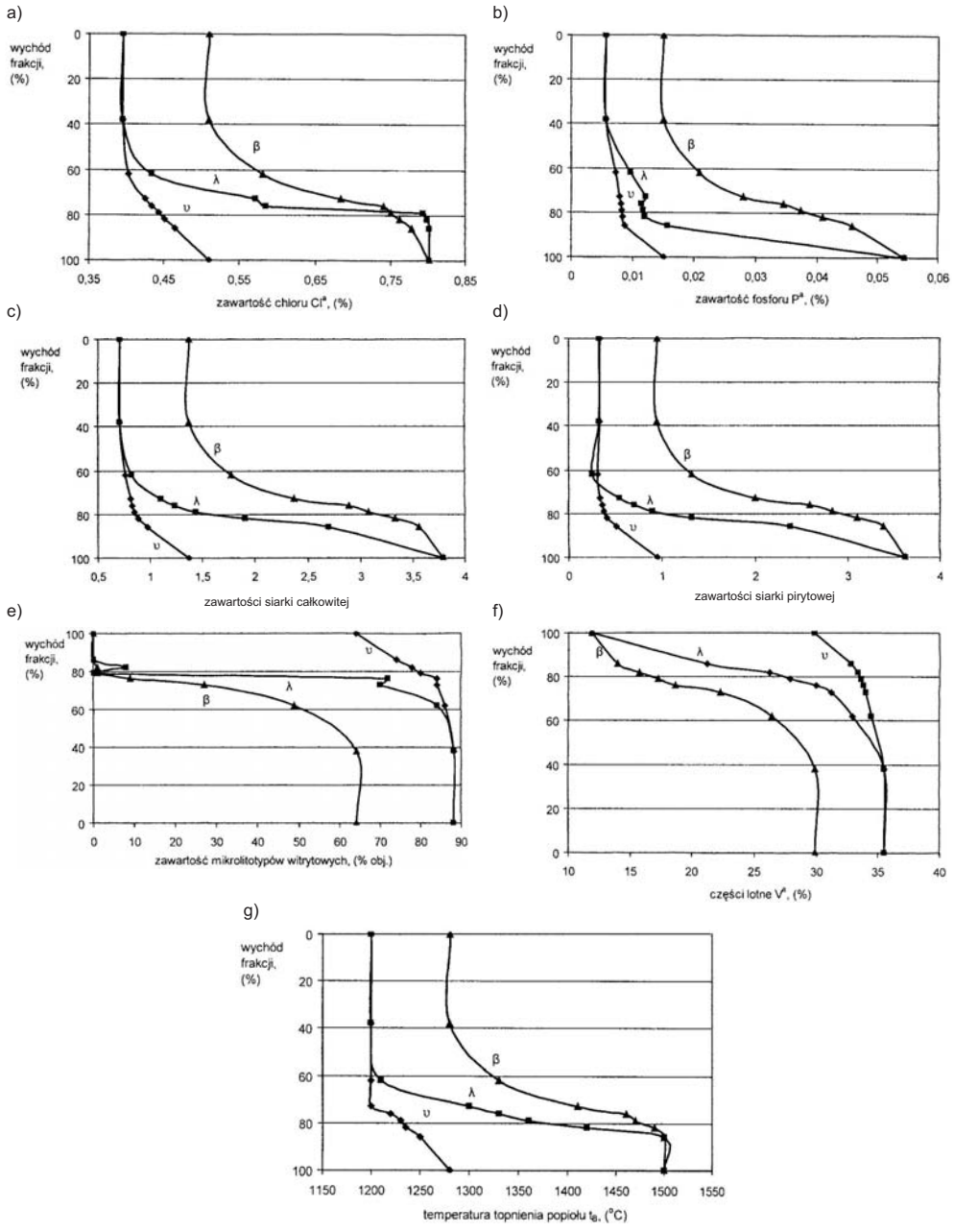
Nr	Gęstość koncentratu [g/cm^3]	Wychód koncentratu [%]	Zawartość mikrolitotypów witrytowych [% obj.]	Temperatura topnienia popiołu [°C]	Stężenie izotopów promieniotwórczych [Bq/kg]		
					^{226}Ra	^{228}Ra	^{40}K
1	<1,30	38,00	88,00	1200	11	7	5
2	<1,35	62,00	86,00	1200	13	8	6
3	<1,40	73,00	84,00	1200	14	9	9
4	<1,45	76,00	84,00	1220	15	10	11
5	<1,50	79,00	80,00	1230	16	10	14
6	<1,60	82,00	78,00	1235	18	11	21
7	<2,00	86,00	74,00	1250	20	13	24
8	nadawa	100,00	64,00	1280	31	23	112

Źródło: L. Róg [200]

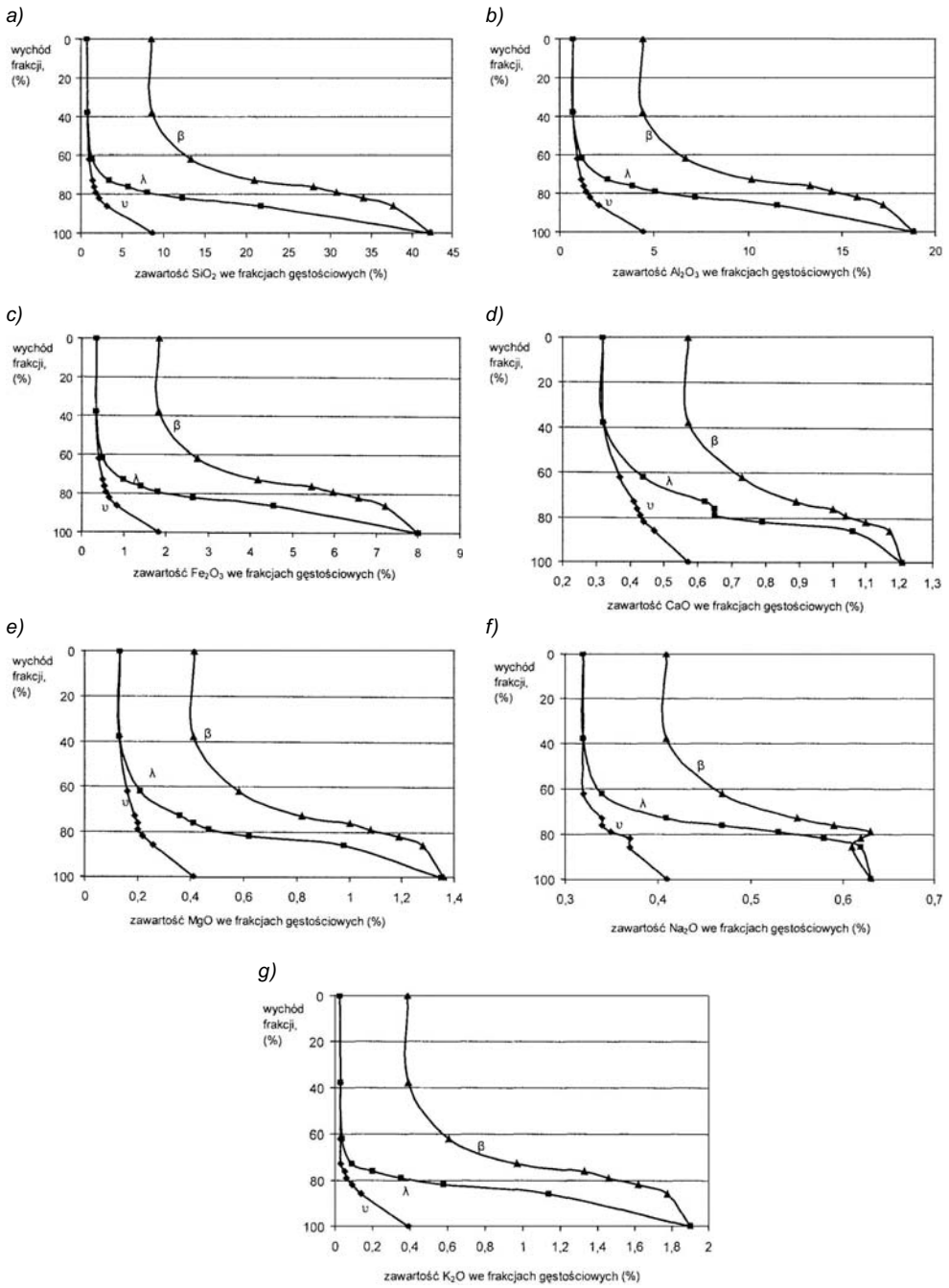
Charakterystyki stężenia izotopów promieniotwórczych. Badania L. Róg wykazały, że w poszczególnych frakcjach ciężarowych zróżnicowane są stężenia izotopów: ^{226}Ra, ^{228}Ra, ^{40}K. Dane te można przeliczać na stężenie tych izotopów w popiele koncentratów i odpadów otrzymanych przy założonych gęstościach rozdziału. Uzyskuje się informacje istotne dla prognozowania właściwości odpadów powstających po spaleniu węgla. Wzbogacając węgiel obniża się stężenie izotopów w koncentracie w stosunku do stężenia tych izotopów w węglu surowym (tab. 3.9). Krzywe wzbogacalności dla stężeń badanych izotopów pokazano na rysunku 3.8.

Charakterystyki przydatności energetycznej węgla. Ocena przydatności energetycznej węgli (koncentratów) kierowanych do procesów spalania oparta jest na informacjach dotyczących zawartości popiołu, siarki, wartości opałowej oraz emisji dwutlenku siarki. Analiza polega na określeniu wskaźników energetycznej zawartości siarki, teoretycznej emisji SO_2 i energetycznej zawartości popiołu. Wskaźniki te podają ilości powyższych parametrów na 1000 kcal i kilogram paliwa. Wskaźniki przydatności energetycznej węgla wprowadził S. Blaschke [20] dla analiz ich kształtowania się w koncentratach otrzymywanych przy różnych gęstościach rozdziału. Przedstawiane są one w postaci krzywych ich zmienności w teoretycznych koncentratach, podobnych do krzywych wzbogacalności:

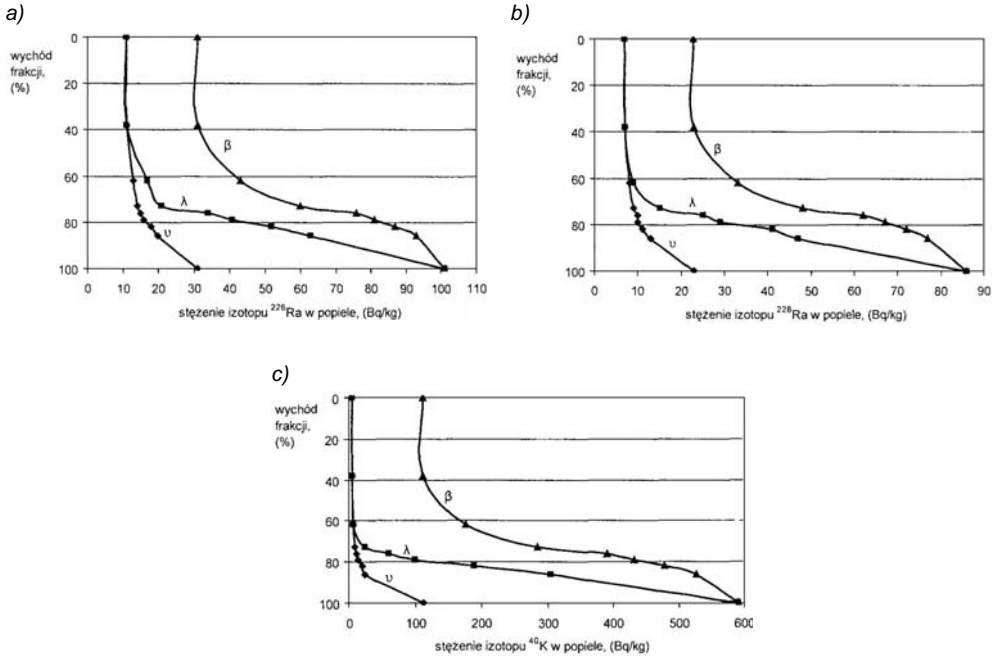
- wskaźnik energetyczny zawartości siarki podaje ilość siarki całkowitej (w gramach) na 1000 kcal wartości opałowej i kilogram paliwa; służy do określania stopnia zasiarczenia węgla dla celów porównawczych węgli z różnych kopalń,
- wskaźnik teoretycznej emisji SO_2 podaje ilość dm^3 dwutlenku siarki otrzymanego z 1 kg paliwa na 1000 kcal jego wartości opałowej przy założeniu procesu pełnego spalania siarki; służy do doboru węgla o jakości pozwalającej na dotrzymywanie norm emisji SO_2;
- wskaźnik energetyczny zawartości popiołu podaje ilość popiołu (w gramach) otrzymanego z 1 kg paliwa na 1000 kcal wartości opałowej; służy do określania przydatności



Rys. 3.6. Krzywe wzbogacalności dla węgla typu 31
a) zawartość chloru, b) zawartosc fosforu, c) zawartość siarki całkowitej, d) zawartość siarki pirytowej, e) zawartość mikrolitotypów witrytowych, f) zawartość części lotnych, g) temperatura topnienia popiołu
Źródło: L. Róg [200]



Rys. 3.7. Krzywe wzbogacalności dla węgla typu 31
a) zawartość SiO_2, b) zawartość Al_2O_3, c) zawartość Fe_2O_3, d) zawartość CaO, e) zawartość MgO, f) zawartość Na_2O, g) zawartość K_2O
Źródło: L. Róg [200]



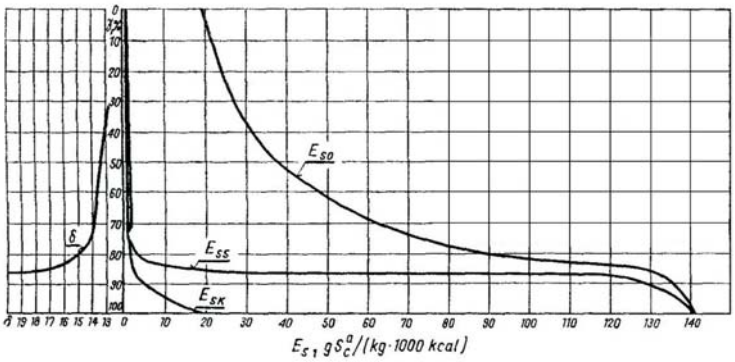
Rys. 3.8. Krzywe wzbogacalności dla węgla typu 31
a) stężenie izotopu ^{226}Ra, b) stężenie izotopu ^{228}Ra, c) stężenie izotopu ^{40}K
Źródło: L. Róg [200]

węgla do spalania w określonych kotłach – przekroczenie pewnej wielkości (różnej dla różnych palenisk) tego wskaźnika powoduje, że węgiel jest ekonomicznie bezużyteczny.

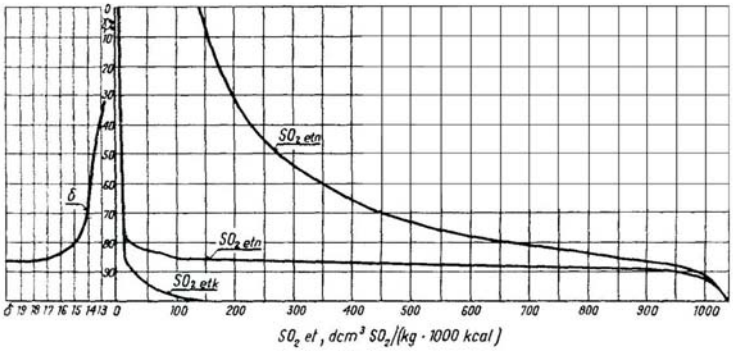
Powyższe wskaźniki oblicza się za pomocą wzorów zestawionych w tabeli 3.10. Punkty krzywych oblicza się podobnie jak krzywe wzbogacalności przyjmując kolejne gęstości rozdziału oraz zawartości siarki, popiołu i wartości opałowych z odpowiednich krzywych wzbogacalności (zestawień tabelarycznych). Przykładowe zespoły krzywych zmienności wskaźników pokazano na rysunku 3.9.

Wykorzystanie krzywych charakterystyk technologicznych węgla. W negocjacjach handlowych pomiędzy producentami a użytkownikami uzgadnia się w umowach kupna/sprzedaży) podstawowe parametry jakościowe dostarczanego węgla. Dla węgli energetycznych podstawowymi parametrami są: wartość opałowa, zawartość siarki i zawartość popiołu. Ponieważ każdy węgiel posiada własną charakterystykę technologiczną (inny przebieg krzywych wzbogacalności koncentratu) uzgadnianie parametrów jakościowych musi być prowadzone w oparciu o znajomość krzywych wzbogacalności węgla będącego przedmiotem uzgodnień handlowych. Nieznajomość tych charakterystyk może doprowadzić do niekorzystnych dla producenta uzgodnień. Oznacza to, że uzgodnione parametry jakościowe mogą być niemożliwe do osiągnięcia w trakcie procesów wzbogacania.

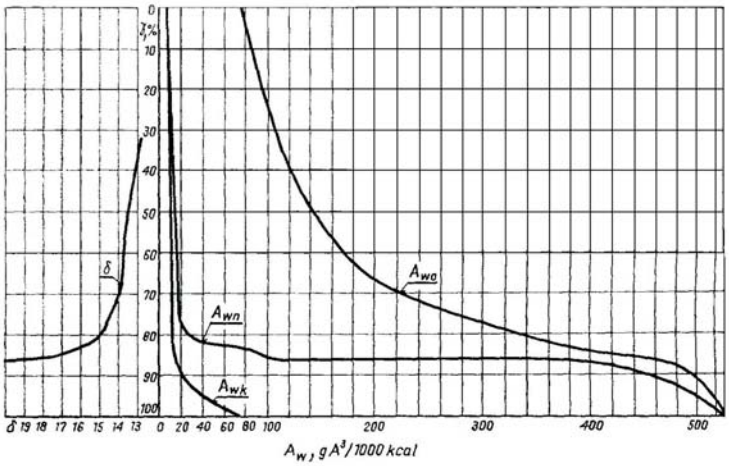
a)



b)



c)



Rys. 3.9. Krzywe zmienności
a) wskaźnika energetycznego zawartości siarki całkowitej, b) wskaźnika teoretycznej emisji dwutlenku siarki, c) wskaźnika energetycznego zawartości popiołu
Źródło: S. Blaschke [21]

Tabela 3.10. *Obliczanie wskaźników przydatności energetycznej węgla*

Wskaźnik	Wzór obliczeniowy
Energetyczna zawartość siarki	$E_s = 10\,000\frac{S_c^a}{Q_w^a}$ [g S_c^a/kg 1000 kcal]
Teoretyczna emisja SO_2	$SO_2et = 10\,000\frac{7S_p^a}{Q_w^a}$ [dm^3 SO_2/kg 1000 kacl]
Energetyczna zawartość popiołu	$A_w = 10\,000\frac{A_a}{Q_w^a}$ [g A^a/kg 1000 kcal]

S_c^a – *zawartość siarki całkowitej w stanie analitycznym [%],*

Q_w^a – *wartość opałowa w stanie analitycznym [kcal],*

S_p^a – *zawartość siarki palnej w stanie analitycznym [%],*

A^a – *zawartość popiołu w stanie analitycznym [%].*

Źródło: S. Blaschke [20]

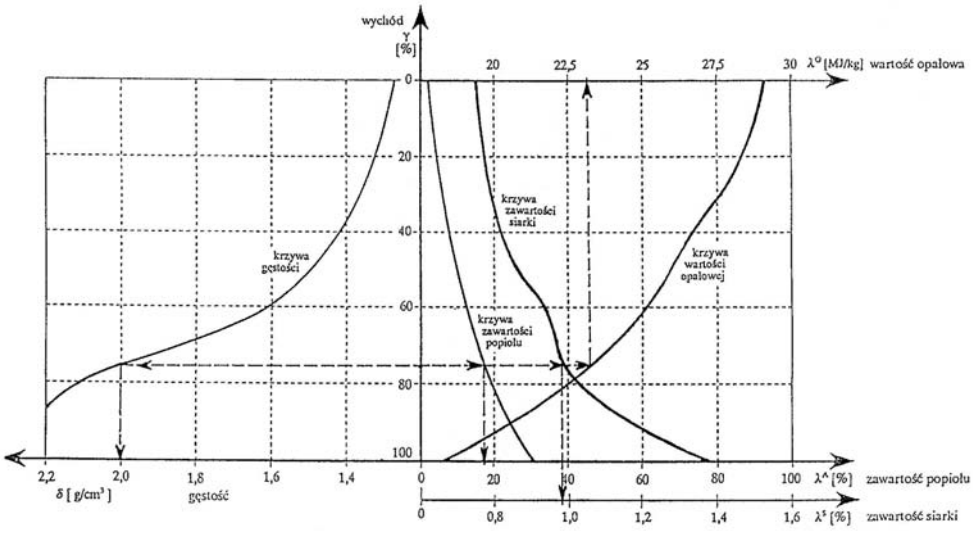
Na rysunku 3.10 pokazano zespół krzywych wzbogacalności koncentratu. Strzałkami pokazano, jakie parametry jakościowe można otrzymać zakładając jeden z parametrów jakościowych. Pozostałe parametry są wynikowe i odczytuje się je z odpowiednich krzywych wzbogacalności koncentratu. Na krzywej gęstości pokazano, jaki powinien być (teoretycznie) reżim prowadzenia procesu wzbogacania (gęstość rozdziału).

3.5. KRZYWE UZYSKU POPIOŁU I ICH MODYFIKACJE

Zespół krzywych wzbogacalności uzupełniany jest krzywą uzysku, która pozwala na ocenę wyników wzbogacania przy założeniu określonych parametrów rozdziału węgla na koncentrat i pozostałe produkty. Wspomniano o tym w rozdziale 3.4 a krzywe uzysku przedstawiono na rysunku 3.3. Uzysk pokazuje jaka ilość analizowanego składnika trafia do koncentratu w stosunku do ilości tego składnika w nadawie. Zwrócić należy uwagę, że mówimy o ilościach składnika a nie o zawartościach tego składnika w tych produktach. Ilość składnika w określonym produkcie jest iloczynem zawartości tego składnika i wychodu produktu. Zgodnie z powyższym uzysk składnika w teoretycznym koncentracie ε jest stosunkiem wagowej ilości składnika zawartego w koncentracie do wagowej ilości tego składnika w nadawie.

Uzysk najczęściej podawany jest w procentach. Jeżeli całość składnika znajdującego się w nadawie przejdzie do koncentratu to uzysk wynosić będzie 100%. Oczywiście pewna ilości składnika trafiać będzie podczas rozdziału węgla do innych produktów (odpady, produkt pośredni), a więc uzysk tego składnika w koncentracie będzie mniejszy niż 100%.

Krzywe uzysku, będące dotąd uzupełnieniem zespołu krzywych wzbogacania, stały się przedmiotem zainteresowania w związku z pracami Mayera i Della. Z tego powodu zostaną omówione bardziej szczegółowo.



Rys. 3.10. Przykład wyznaczenia parametrów jakościowych koncentratu handlowego przy wykorzystaniu zespołu krzywych wzbogacalności (zależności gęstości rozdziału, zawartości popiołu i siarki, wartości opałowej i wychodu koncentratu)
Źródło: Opracowanie własne

3.5.1. Krzywe uzysku

Krzywa uzysku ε [14, 219] jest konstruowana podobnie jak w rozważaniach o konstruowaniu krzywych zawartości składnika w koncentracie ϑ lub w odpadach β. Zakładamy, że koncentratem jest najlżejsza wydzielona frakcja ciężarowa. Wówczas:

- ilość składnika w koncentracie jest równa $\gamma_1 \cdot \vartheta_1$,
- ilość składnika w nadawie jest zawsze równa $100 \cdot \alpha$,

a więc procentowy uzysk wynosi: $\varepsilon_1 = \frac{\gamma_1 \cdot \vartheta_1}{100 \cdot \alpha} \cdot 100 = \frac{\gamma_1 \cdot \vartheta_1}{\alpha}$

Jeżeli przyjmiemy, że koncentratem są dwie frakcje (kolejno najlżejsze), to:

- ilość składnika w koncentracie jest równa: $\gamma_1 \cdot \vartheta_1 + \gamma_2 \cdot \vartheta_2$,
- ilość składnika w nadawie jest równa 100α,

a więc procentowy uzysk wynosi: $\varepsilon_2 = \frac{\gamma_1 \cdot \vartheta_1 + \gamma_2 \cdot \vartheta_2}{100 \cdot \alpha} \cdot 100 = \frac{\gamma_1 \cdot \vartheta_1 + \gamma_2 \cdot \vartheta_2}{\alpha}$

Wyznaczając uzysk w kolejnych koncentratach (będących sumą kolejnych frakcji) otrzymujemy współrzędne krzywej uzysku o ogólnym wzorze:

$$\varepsilon = \frac{\gamma_k \cdot \vartheta_k}{100 \cdot \alpha} \cdot 100 = \gamma_k \cdot \frac{\vartheta_k}{\alpha}$$

Krzywa uzysku wykreślana jest w układzie współrzędnych:

- rzędne (oś wychodów) – 0–100%,
- odcięte (oś uzysku) – 0–100%.

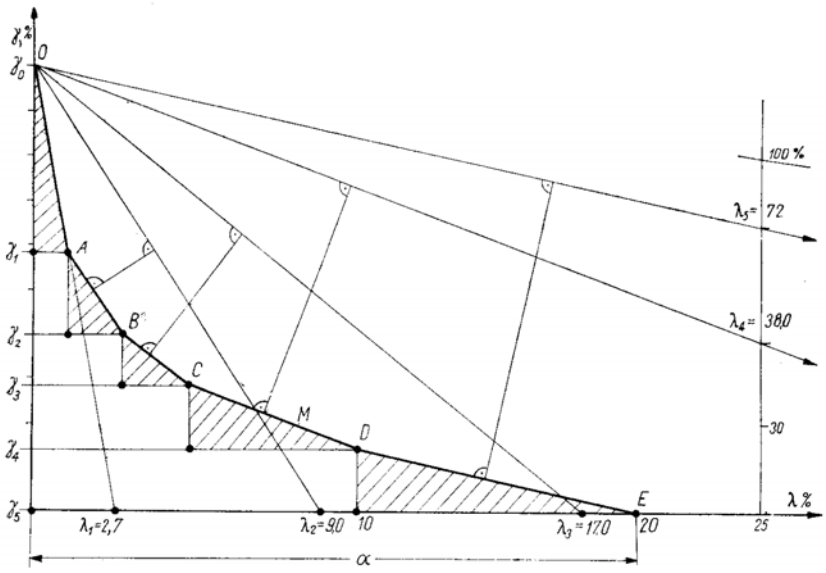
Przykład zespołu krzywych wzbogacalności wraz z krzywą uzysku pokazano na rysunku 3.3.

3.5.2. Modyfikacja Mayera

F. H. Mayer opracował [152–154] tzw. krzywą średnich wartości (nazywaną krzywą M) mającą na celu zastąpienie krzywych λ, β, ϑ jedną krzywą. Ułatwia ona wyznaczanie krzywej charakterystyki technologicznej węgla, a także pozwala na przeprowadzanie różnych przeróbczych interpretacji. Krzywe Mayera są, według autora, pewnym udoskonaleniem krzywych wzbogacalności Henryego. Wykreśla się jedną krzywą zamiast zespołu krzywych λ, β, ϑ, ε.

Krzywe *M* wykreśla się w takim samym układzie współrzędnych jak klasyczne krzywe wzbogacalności. Otrzymuje się je albo sposobem graficznym albo obliczając współrzędne kolejnych punktów.

Sposób graficzny polega na wykreśleniu z punktu 0 (układu współrzędnych) szeregu prostych (wektorów) przecinających oś odciętych w punktach o wartościach kolejnych zawartości składnika (wartości λ) w poszczególnych wydzielonych frakcjach ciężarowych. Rzędnymi krzywej *M* są sumaryczne wychody kolejnych frakcji. Odciętą pierwszego punktu jest przecięcie kierunku λ_1 z wychodem γ_1. Odciętą drugiego punktu jest przecięcie rzędnej sumy wychodów $\gamma_1+\gamma_2$ z kierunkiem λ_2 przesuniętym równolegle do odciętej pierwszego punktu krzywej *M*. Pokazano to na rysunku 3.11. Operacje te powtarza się aż do wyko-



Rys. 3.11. Technika kreślenia krzywej M
Źródło: S. Blaschke [19, 21]

rzystania wszystkich kierunków λ. Przesunięcie (równoległe) ostatniego kierunku λ_n do współrzędnej (n–1) krzywej M skutkuje tym, że ostatni punkt krzywej (dla 100% wychodu) znajduje się na osi odciętych o wartości α.

Sposób obliczeniowy polega na wyznaczaniu kolejnych współrzędnych krzywej M. Rzędne są kolejnymi wartościami γ_1, $(\gamma_1+\gamma_2)$, ..., $(\gamma_{n-1}+\gamma_n) = 100\%$. Odcięta pierwszego punktu krzywej M jest równa $\frac{\gamma_1 \cdot \lambda_1}{100}$. Odcięta drugiego punktu jest równa $\frac{\gamma_1 \cdot \lambda_1 + \gamma_2 \cdot \lambda_2}{100}$. Odcięte kolejnych punktów oblicza się w podobny sposób. Suma $\frac{\gamma_n \cdot \lambda_n}{100}$ jest równa zawartości składnika w nadawie.

Wyznaczając odcięte krzywej M w kolejnych koncentratach (będących sumą kolejnych frakcji) otrzymujemy współrzędne (odcięte) o ogólnym wzorze: $x_M = \frac{\sum \gamma \cdot \lambda}{100}$.

Porównując sposób obliczania współrzędnych $(x_\varepsilon, y_\varepsilon)$ krzywych uzysku i współrzędnych (x_M, y_M) krzywych M łatwo zauważyć, że krzywe ε i M są identyczne [218]. Rzędne obu krzywych są takie same ($y_\varepsilon = y_M$). Stosunek odciętych wynosi: $\frac{x_\varepsilon}{x_M} = \frac{100}{\alpha}$.

Jeżeli oś odciętych (0, 100) tradycyjnej krzywej uzysku przeskalujemy dzieląc odcięte nie na 100 części lecz na α części, to otrzymujemy krzywą Mayera. Jeżeli natomiast odcięte (0, α) krzywej Mayera przeskalujemy na 100 części otrzymujemy krzywą uzysku.

Na obu krzywych można zatem wykonywać operacje graficznego wyznaczania zawartości składnika w koncentracie, w odpadach, w produkcie pośrednim lub w dowolnej frakcji. Sposób odczytywania tych wielkości pokazano na rysunku 3.12 dla krzywych M. Krzywe Mayera pozwalają także na sumowanie krzywych dwóch lub więcej węgli czy określanie stopnia niejednorodności [14, 218, 168].

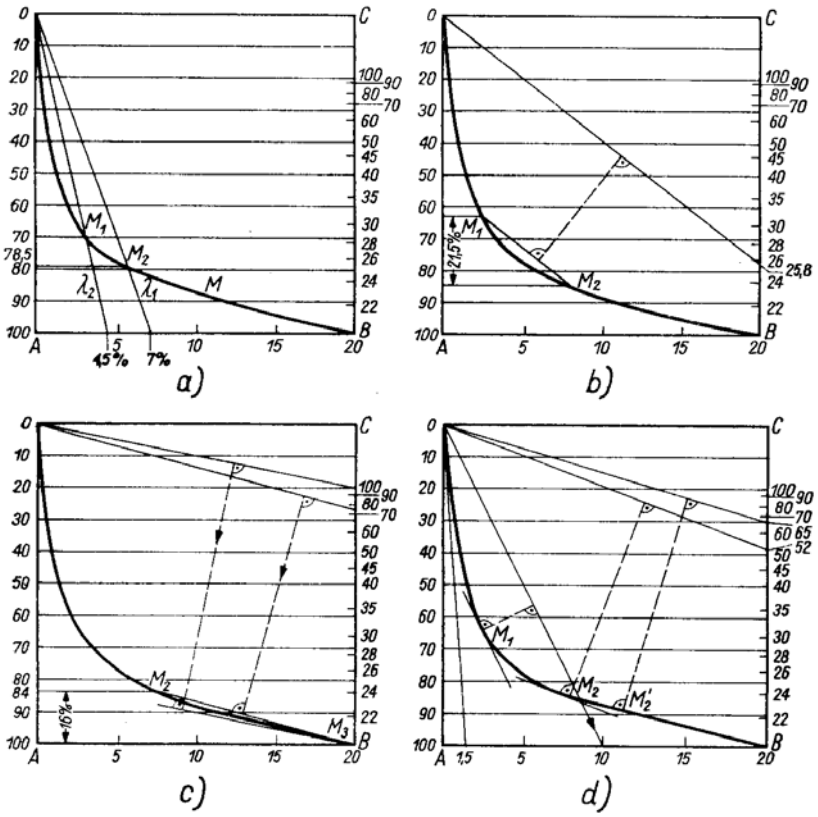
3.5.3. Modyfikacja Della

C. C. Dell opracował [136, 168] krzywe będące pewnym rozwinięciem krzywych Mayera, a więc także krzywej uzysku Henry'ego. W układzie współrzędnych krzywych Della oś uzysku składnika pozostaje niezmienna w porównaniu z krzywą Henryego, natomiast oś wychodów jest przekształcona. Dell przyjmuje ją w postaci wychodów koncentratu na 100 jednostek składnika w nadawie. Nie wdając się w wektorowy sposób wyznaczania krzywej Della (czytelnik znajdzie ją w literaturze [137, 168]) można krzywą uzysku przekształcić w krzywą Della przez przeskalowanie osi wychodów mnożnikiem $\frac{100\gamma}{\alpha}$.

Przekształcenie to powoduje, że otrzymana w ten sposób krzywa ma charakter krzywej stożkowej, najczęściej hiperboli [88]. Można ją więc opisywać równaniem drugiego stopnia. Zapis matematyczny umożliwia przeprowadzenie rozważań ekonomiczno-technologicznych w optymalizacji procesów przeróbczych.

3.5.4. Wykorzystanie krzywych uzysku i ich modyfikacji

Opisane trzy krzywe (Henry'ego, Mayera, Della), a także inne krzywe, np. Heindenreicha, Henry-Reinhardta, Halbicha-Halla, Mayera-Tysona-Drzymały-Wheelocka, Fuerstenaua



Rys. 3.12. Analiza krzywej wzbogacalności M
a) określenie wychodu i zawartości popiołu w koncentracie, b) określenie wychodu i zawartości popiołu w produkcie pośrednim, c) określenie wychodu i zawartości popiołu w odpadach, d) określenie zawartości popiołu we frakcjach granicznych
Źródło: S. Blaschke [19, 21]

[98, 99, 87–90], pozwalają na ocenę wzbogacalności materiału przekazywanego do procesu przeróbki kopalin. Każda z krzywych posiada swe zalety i wady. Ich stosowanie zależy od wyboru prowadzącego określone analizy. Problemy te nie będą jednak omawiane w niniejszej książce. Zainteresowanych autor odsyła do bogatej literatury tego przedmiotu.

3.6. RÓWNANIA KRZYWEJ WZBOGACALNOŚCI KONCENTRATU

Zależność wychodu koncentratu od zawartości w nim popiołu przedstawia sobą krzywa wzbogacalności koncentratu ϑ. W literaturze można znaleźć wiele prób matematycznego opisu krzywej ϑ. Najważniejsze z nich podano poniżej. W równaniach tych zamiast oznaczeń ϑ użyto oznaczeń A^r, gdyż $A^r \equiv \vartheta$. Często spotykany podwójny zapis, spowodowany jest oznaczeniem według norm zawartości popiołu w tym i w koncentracie – literą A^r oraz tradycyjnym oznaczeniem zawartości popiołu w koncentracie literą ϑ.

Wzór Vissaca. Stwierdzając podobieństwo krzywej wzbogacalności koncentratu do krzywej potęgowej Vissac [234] proponuje wykreślenie jej w układzie [log (100–γ), log A^r], otrzymując w ten sposób krzywą ϑ w postaci linii prostej. Ogólne równanie krzywej wzbogacalności koncentratu przedstawia Vissac w postaci:

$$\gamma_o = u(A^r)^{-t} \tag{3.1}$$

skąd

$$\gamma = 100 - u(A^r)^{-t} \tag{3.2}$$

gdzie:

γ_o – wychód odpadów,
u, t – stałe wyznaczane w sposób graficzny.

Wzory Stępińskiego. Przedstawiając zależności pomiędzy zawartością popiołu w koncentracie ϑ a zawartością popiołu w odpadach β w postaci empirycznych zależności [216, 217, 219]:

$$\beta = k\vartheta + p \tag{3.3}$$

lub

$$\beta = \frac{(\vartheta - c)^2}{e} + d \tag{3.4}$$

a następnie podstawiając je do znanego wzoru na wychód koncentratu

$$\gamma = \frac{\beta - \alpha}{\beta - \vartheta} 100 \tag{3.5}$$

Stępiński otrzymuje następujące równania krzywej wzbogacalności koncentratu:

$$\gamma = \frac{kA^r + p - \alpha}{(k-1)A^r + p} 100 \tag{3.6}$$

oraz

$$\gamma = \frac{(A^r)^2 - 2c(A^r) + c^2 + e(d - \alpha)}{(A^r)^2 - (2c + e)\cdot(A^r) + c^2 + de} \tag{3.7}$$

gdzie:

α – zawartość popiołu w węglu surowym,
k, *p*, *c*, *d*, *e* – stałe równań.

Wzór Pudły-Stefańskiego. Podstawową krzywą wzbogacalności λ, zespołu krzywych wzbogacalności spełniających zależności 3.3, Stefański opisuje [213–215] w nieco zmienionej postaci równaniem Pudły [195]:

$$\lambda = \frac{H}{(J\gamma + K)^2} + L \tag{3.8}$$

po odpowiednich przekształceniach zależności wychodu koncentratu od zawartości w nim popiołu przedstawić można w następującej postaci:

$$\gamma = \frac{H}{J \cdot K(A^r - L)} - \frac{K}{J} \tag{3.9}$$

gdzie

$$H = 100^2 \left[k\alpha + p(2-k) - \frac{k^2 p}{1-p} \right] \tag{3.10}$$

$$J = \frac{p}{1-k}; \quad K = 1-k; \quad L - 100k \tag{3.11}$$

α, p, k – jak we wzorach Stępińskiego.

Wzór Omarowa. Według Omarowa [181] krzywą wzbogacalności koncentratu z wystarczającą dla praktycznych zastosowań dokładnością można aproksymować za pomocą paraboli typu:

$$A^r = f\gamma^2 + g\gamma + h \tag{3.12}$$

gdzie

f, g, h – stałe równania.

Wzór 3.12 jest funkcją $A^r(\gamma)$ i w tej postaci jest niewygodny w dalszych zastosowaniach.

Wzór Jampolskiego-Chesina. Zależność wychodu koncentratu od zawartości w nim popiołu Jampolski i Chesin [107], a następnie Iwanow i Jampolski [106] proponują przedstawić w następującej postaci:

$$\gamma = \frac{1}{A^r} \left[100\alpha - \left(\frac{1}{\omega} \ln \frac{\alpha}{A^r} \right)^{\frac{1}{\psi}} \right] \tag{3.13}$$

gdzie

$$\psi = \frac{\ln\ln\frac{\alpha}{\vartheta_1} - \ln\ln\frac{\alpha}{\vartheta_2}}{\ln(100\alpha - \gamma_1\vartheta_1) - \ln(100\alpha - \gamma_2\vartheta_2)} \tag{3.14}$$

$$\omega = \frac{\ln\frac{\alpha}{\vartheta_1}}{(100\alpha - \gamma_1\vartheta_1)^{\psi}} \tag{3.15}$$

przy czym:

γ_1,γ_2 – sumaryczne wychody frakcji otrzymanych z węgla surowego w dwu kolejno przyjętych cieczach ciężkich 1,35–1,5 g/cm^3 oraz 1,7–2,0 g/cm^3,

ϑ_1, ϑ_2 – zawartość popiołu w tych frakcjach.

Wielkość parametrów ψ i ω wyznaczać można również w sposób graficzny za pomocą siatki Blaschke–Tumidajskiego [29] na podstawie wszystkich punktów otrzymanych w wyniku analizy densymetrycznej. Sposób ten opisano poniżej.

Przytoczone powyżej wzory, zestawione w tabeli 3.11 opisują pewne grupy krzywych wzbogacalności koncentratu. Z tego też powodu dla każdego indywidualnego przypadku dobrany być musi wzór, który najdokładniej aproksymować będzie krzywą ϑ (na całym jej przebiegu, lub też w interesującym nas zakresie).

Siatka Blaschke–Tumidajskiego [57, 58, 229]. Empiryczny rozkład węgla na frakcje różniące się gęstością można w dostateczny sposób opisać dwuparametrowym rozkładem Weibulla. Gęstość i dystrybuanta zmiennej losowej X o rozkładzie Weibulla są określone wzorami:

$$g(x) = \frac{\delta}{\Theta}\cdot x^{\delta-1}\exp\left(-\frac{x^{\delta}}{\Theta}\right) \tag{3.16}$$

$$F(x) = 1 - \exp\left(-\frac{x^{\delta}}{\Theta}\right) \tag{3.17}$$

gdzie

$\delta > 0$ i $\Theta > 0$ – parametry rozkładu.

Dla $\delta = 1$, wzory (3.16) i (3.17) określają znany rozkład wykładniczy o parametrze $\lambda = \frac{1}{\Theta}$, a dla $\delta = 2$ – rozkład Rayleigha. Rozkład Weibulla jest stosowany najczęściej w teorii niezawodności [227, 228, 230].

Tabela 3.11. *Równanie krzywych wzbogacalności*

Postać równania	Autor
$\gamma = 100 - ua^{-t}$	Vissac
$\gamma = \frac{kA + p - \alpha}{(k-1)A + p}100$	Stępiński
$\gamma = \frac{A^2 - 2cA + c^2 + e(d-\alpha)}{A^2 - (2c+e)A + c^2 + de}$	Stępiński
$\gamma = 100^2\left[k\alpha + p(2-k) - \frac{k^2 p}{1-p}\right]$	Pudło-Stefański
$A = f\gamma^2 + g\gamma + h$	Omarow
$\gamma = \frac{1}{A}\left[100\alpha - \left(\frac{1}{\omega}\ln\frac{\alpha}{A}\right)^{\frac{1}{\psi}}\right]$	Jampolski-Chesin Iwanow-Jampolski

Oznaczenia:
γ – wychód koncentratu,
A – zawartość popiołu,
u, t – stałe wyznaczone w sposób graficzny wykreślając krzywą ϑ w układzie [log (100 – γ), log A],
K, p – stałe zależności $\beta = k\vartheta + p$,
C, e, d – stałe zależności $\beta = \frac{(\vartheta - c)^2}{e} + d$,
f, g, h – stałe równanie paraboli,
ω, ϕ – parametry wyznaczone za pomocą siatki przedstawionej na rys. 3.13,
α – zawartość popiołu w nadawie,
ϑ – zawartość popiołu w koncentracie,
β – zawartość popiołu w odpadach.
Źródło: W. Blaschke [33]

Jampolski i Chesin, wykorzystując równania dystrybuanty omawianego rozkładu, przedstawiają zależność między średnią zawartością popiołu w koncentracie a ilością popiołu w koncentracie w postaci wzoru:

$$\vartheta = \alpha e^{-n\left(100\alpha - \sum_{i=1}^{m}\gamma_i\vartheta_i\right)^k} \tag{3.18}$$

gdzie:
- α – zawartość popiołu w badanym węglu,
- ϑ_i, γ_i – odpowiednio zawartość popiołu w i-tej frakcji i wychód tej frakcji,
- m – ilość frakcji na które został rozdzielony węgiel,
- n, k – parametry równania (we wzorach 3.13–3.15 – $n \equiv \omega$, $k \equiv \psi$).

Po przekształceniu równania (3.18) Jampolski i Chesin otrzymali zależność:

$$\gamma = \frac{1}{\vartheta}\left[100\alpha - \left(\frac{1}{n}\ln\frac{\alpha}{\vartheta}\right)^{\frac{1}{k}}\right] \tag{3.19}$$

Powyższy wzór (tożsamy ze wzorem 3.13), będący równaniem krzywej $\gamma(\vartheta)$, ma skomplikowaną postać. Aby mógł mieć praktyczne zastosowanie, należałoby równanie (3.19) przekształcić w taki sposób, by w odpowiednim układzie współrzędnych przedstawiał prostą. Wtedy będzie ułatwione jego stosowanie oraz wyznaczanie parametrów n i k.

Równanie (3.19) można przedstawić w postaci:

$$100\alpha - \gamma\vartheta = \left(\frac{1}{n}\ln\frac{\alpha}{\vartheta}\right)^{\frac{1}{k}} \tag{3.20}$$

po zlogarytmowaniu otrzymamy

$$\ln(100\alpha - \gamma\vartheta) = \frac{1}{k}\left(\ln\frac{1}{n} + \ln\ln\frac{\alpha}{\vartheta}\right) \tag{3.21}$$

a stąd

$$\ln\ln\frac{\alpha}{\vartheta} = k\ln(100\alpha - \gamma\vartheta) + \ln n \tag{3.22}$$

Równanie 3.22 jest równaniem linii prostej

$$y = ax + b \tag{3.23}$$

gdzie:

$$y = \ln\ln\frac{\alpha}{\vartheta} \tag{3.24}$$

$$x = \ln(100\alpha - \gamma\vartheta) \tag{3.25}$$

$$a = k \tag{3.26}$$

$$b = \ln n \tag{3.27}$$

Parametr k jest tangensem kąta nachylenia prostej do osi x; może być obliczony jeżeli znamy współrzędne dwóch punktów prostej. Wtedy

$$k = \frac{y_2 - y_1}{x_2 - x_1} = \frac{\ln\ln\frac{\alpha}{\vartheta_2} - \ln\ln\frac{\alpha}{\vartheta_1}}{\ln(100\alpha - \gamma_2\vartheta_2) - \ln(100\alpha - \gamma_1\vartheta_1)} \tag{3.28}$$

Wyraz wolny można wyznaczyć jako rzędną punktu przecięcia prostej (3.22) z osią y; wówczas

$$\ln n = \ln\ln\frac{\alpha}{\vartheta_0} \tag{3.29}$$

a stąd

$$n = \ln\frac{\alpha}{\vartheta_0} \tag{3.30}$$

gdzie

ϑ_0 – jest taką zawartością popiołu we frakcji o wychodzie γ_0, że:

$$100\alpha - \gamma_0\vartheta_0 = 1 \tag{3.31}$$

Jak wcześniej wspomniano, wyznaczanie parametrów równania krzywej $\gamma(\vartheta)$ w sposób analityczny jest dość pracochłonne. Wykorzystując prostoliniowy charakter zależności (3.22) opracowano [57, 58, 229] siatkę (rys. 3.13), której osie układu współrzędnych wyskalowano w funkcjach (3.25) i (3.24):

$$x = \ln(100\alpha - \gamma\vartheta)$$

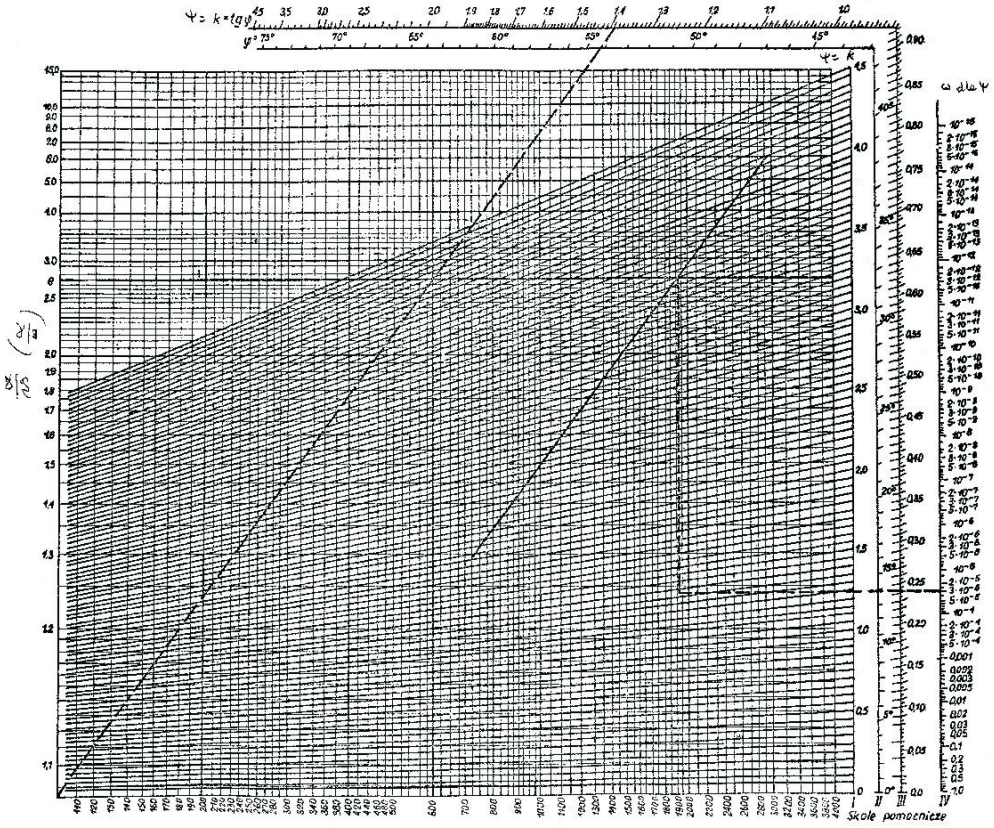
$$y = \ln\ln\frac{\alpha}{\vartheta}$$

Łatwo zauważyć, że wielkość $100\alpha - \gamma\vartheta$ jest częścią znanego równania bilansu:

$$100\alpha - \gamma\vartheta = (100 - \gamma)\beta \tag{3.32}$$

Prawa strona równania (3.32) jest ilością popiołu w odpadach; oblicza się ją jako sumę $\sum_m^1 \gamma_i\lambda_i$.

Stosunek $\frac{\alpha}{\vartheta}$ w przeróbce mechanicznej węgla nosi nazwę stopnia wzbogacalności. Dlatego osie układu współrzędnych siatki opisano wielkościami stopnia wzbogacalności



Rys. 3.13. Siatka Blaschke–Tumidajskiego do wyznaczania parametrów równania krzywej wzbogacalności koncentratu
Źródło: W. Blaschke, T. Tumidajski [57, 58]

i ilości popiołu w odpadach. W lewym dolnym narożniku siatki umieszczono biegun skal, pozwalających na odczytanie kąta nachylenia prostej do osi odciętych (φ) (skala pomocnicza II), oraz tangensa kąta φ (skala pomocnicza III), będący szukanym parametrem *k*.

Ponieważ w przeważającej większości przypadków wielkości $\frac{\alpha}{\vartheta}$ przybierają wartości z przedziału (1,1; 14), a wielkości $\sum_{m}^{1} \gamma_i \lambda_i$ wartości z przedziału (100; 400), w celu zapewnienia wystarczającej dokładności nanoszenia danych doświadczalnych i wyznaczenia parametrów równania 3.19 (3.13) postanowiono dostosować rozmiary siatki do podanych wyżej zakresów. Po naniesieniu na siatkę punktów doświadczalnych prowadzimy przez nie prostą aproksymującą. Po przesunięciu tej prostej do bieguna skal odczytujemy wartość parametru *k* na skali pomocniczej III.

Ze względu na przyjęty zakres siatki musimy zastosować inny niż opisany sposób wyznaczania parametru *n*.

Jak łatwo zauważyć, dla $\frac{\alpha}{\vartheta_1} = e$ (e – zasada logarytmów naturalnych) $\ln \ln \frac{\alpha}{\vartheta_0} = 0$; wówczas równanie (3.22) przechodzi w równość: $\ln n = -k \ln(100\alpha - \gamma_1 \vartheta_1)$.

Parametr n znajdujemy przez pomnożenie wartości $\ln(100\alpha - \gamma_1 \vartheta_1)$, będącej odciętą punktu przecięcia prostej (3.22) z prostą e przez ujemną wartość odczytanego ze skali pomocniczej III parametru k.

Powyższą operację można przeprowadzić w sposób graficzny. Na siatce poprowadzono proste ukośne (linie przerywane), za pomocą których graficznie realizujemy omówione mnożenie. Punkt przecięcia prostej otrzymanej na podstawie naniesionych punktów doświadczalnych z wyróżnioną prostą poziomą e rzutujemy pionowo na ukośną prostą przerywaną, wyznaczoną przez odczytaną wcześniej wartość parametru n.

Jak wynika z dotychczas przeprowadzonych badań, sporządzona siatka gwarantuje dostateczną dokładność wyznaczania parametrów n i k.

Wzór (3.13) zastosowany został przez Jampolskiego i Chesina do wyznaczania składu densymetrycznego na podstawie wyników rozdziału węgla koksującego w dwóch cieczach ciężkich. Autorzy na podstawie przeprowadzonych badań doszli do wniosku, że wzór ten można stosować również do węgli energetycznych [229].

Metoda obliczania parametrów równania 3.19 (3.13) za pomocą siatki Blaschke–Tumidajskiego jest pewnym uogólnieniem sposobu stosowanego przez Jampolskiego i Chesina. Dzięki zastosowanej metodzie graficznej eliminuje się wpływ ewentualnych błędów analiz rozdziału węgla tylko w dwóch cieczach ciężkich, a wartości parametrów n i k otrzymuje się na podstawie pełnej analizy densymetrycznej.

4. OCENA TRUDNOŚCI WZBOGACANIA GRAWITACYJNEGO

Wzbogacanie grawitacyjne, polegające na rozdziale składników kierowanej do procesu przeróbki nadawy według ich gęstości, może przebiegać w łatwiejszy lub trudniejszy sposób. Najprościej jest rozdzielić mieszaninę ziarn składnika użytecznego od ziarn skały płonnej, zwłaszcza gdy ziarna te różnią się w wyraźny sposób swą gęstością.

Mieszaniny takie tworzy się jednak tylko w warunkach laboratoryjnych, jeżeli chcemy badać zjawiska rozdziału w różnych urządzeniach – wzbogacalnikach grawitacyjnych. W warunkach rzeczywistych niezwykle rzadko można spotkać urobek zawierający czyste ziarna składnika i czyste ziarna skały płonnej. W praktyce wzbogacania węgla mamy do czynienia z ziarnami o niewielkich różnicach ich gęstości. Z tego też względu przeprowadza się analizy densymetryczne i wykreśla się krzywe charakterystyki technologicznej węgla.

4.1. OCENA NA PODSTAWIE KSZTAŁTU KRZYWYCH WZBOGACALNOŚCI

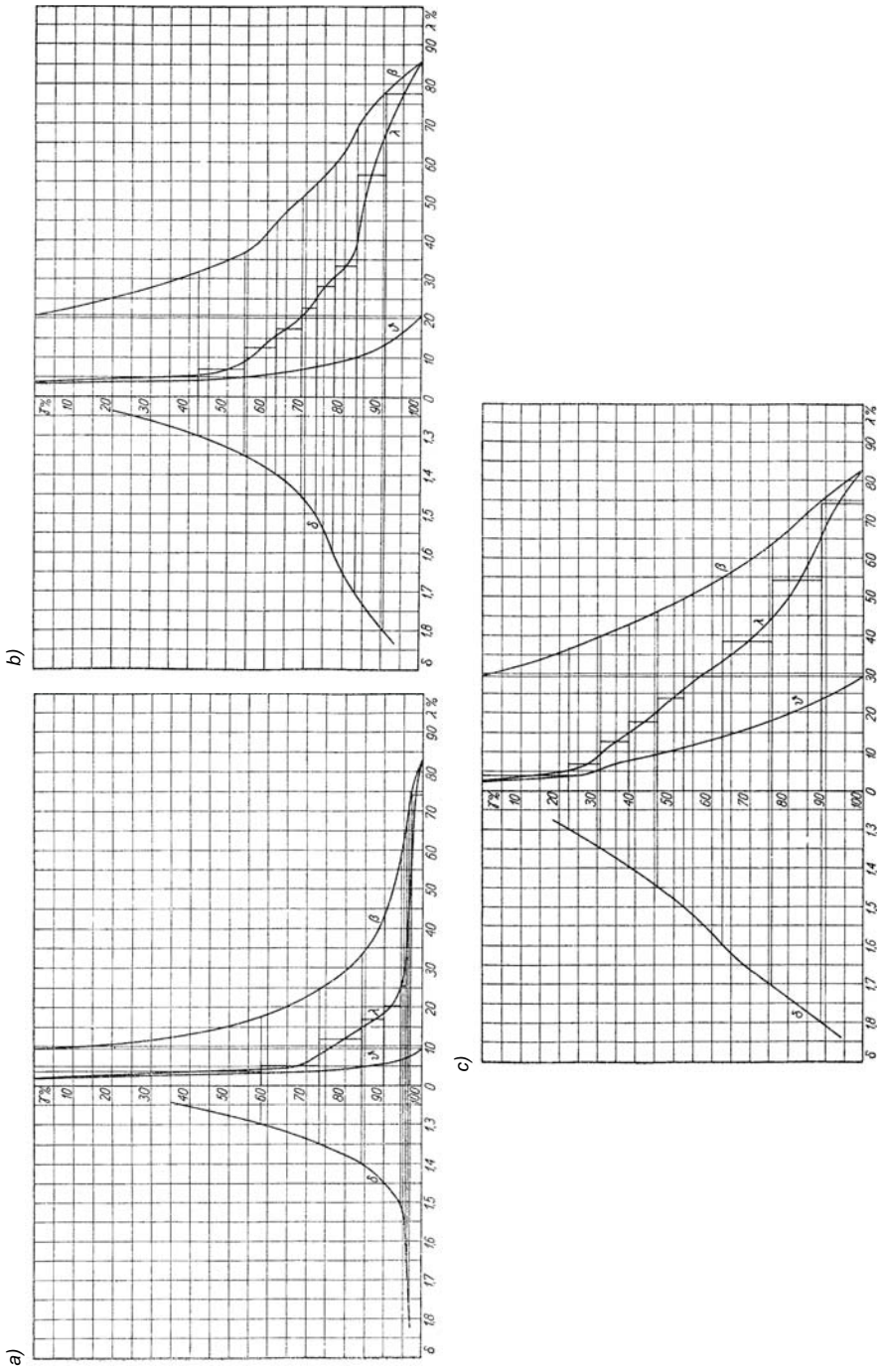
Niewielka różnica pomiędzy gęstościami ziarn urobku powoduje wzrost trudności wzbogacania. Jak z powyższego wynika, o trudności (względnie łatwości) wzbogacania można się przekonać analizując kształt krzywych wzbogacalności.

Na rysunku 4.1 pokazano przykładowe trzy zespoły krzywych wzbogacalności węgla [14].

Krzywa λ na rysunku 4.1a charakteryzuje węgiel bardzo łatwo wzbogacalny. Występują w nim ziarna o dużej zawartości popiołu, ziarna o małej zawartości popiołu oraz pewna ilość ziarn pośrednich (przerostów). Niska jest średnia zawartość popiołu w surowym urobku. W praktyce węgli o takiej charakterystyce technologicznej nie wzbogaca się, gdyż zawartość popiołu w nadawie spełnia oczekiwania użytkowników węgla energetycznego. Gdyby przyjąć, że jest to zespół krzywych węgla koksowego, to łatwo z niego usunąć ziarna czystego kamienia, usuwając te o dużej zawartości popiołu (o dużej gęstości), różnica pomiędzy gęstością tych ziarn jest bowiem wyraźna.

Krzywa λ na rysunku 4.1b charakteryzuje węgiel o podwyższonej (dość dużej) ilości ziarn frakcji pośrednich. Kształt krzywej sugeruje, że z nadawy należałoby wydzielić trzy produkty: koncentrat, produkt pośredni i odpady. Granice rozdziału pomiędzy tymi produktami są dość wyraźnie dostrzegalne. Węgle o takiej charakterystyce technologicznej są trudniej wzbogacalne, gdyż zachodzi konieczność wydzielenia trzeciego produktu, komplikując w ten sposób układ technologiczno-maszynowy zakładu przeróbczego.

Krzywa λ na rysunku 4.1c posiada dość stromy przebieg. Granice pomiędzy ziarnami o różnej gęstości nie są wyraźnie zarysowane, zwłaszcza pomiędzy odpadami a produktem pośrednim. Trudno jest więc podjąć decyzję o wyborze gęstości rozdziału pomiędzy nimi. Węgle o podobnej charakterystyce nazywają się węglami o bardzo trudnej wzbogacalności.



Rys. 4.1. Krzywe wzbogacalności (zawartość popiołu):
a) węgla łatwo wzbogacalnego, b) węgla średnio wzbogacalnego, c) węgla trudno wzbogacalnrgo
Źródło: S. Blaschke [14]

Analizując kształty krzywych λ można przyjąć pogląd, że im bardziej jest wklęsła krzywa, tym węgiel powinien być łatwiej wzbogacalny. Rozważany problem dotyczy tak zwanej naturalnej wzbogacalności. Oznacza to, że rozdzielamy nadawę przy gęstości pozwalającej najłatwiej rozdzielić poszczególne ziarna, które mają trafić do koncentratu lub odpadów. W warunkach rzeczywistych rozdział prowadzony jest tak, aby w poszczególnych produktach uzyskać założoną (narzuconą potrzebami użytkowników) zawartość interesującego nas składnika. Zawartości te wyznaczamy, jak wiadomo na krzywej ϑ, a gęstość rozdziału odczytujemy na krzywej δ. Narzucone w ten sposób warunki prowadzenia procesu wzbogacania nie zawsze odpowiadać będą najkorzystniejszym technologicznie (ze względu na skład gęstościowy) warunkom rozdziału węgla na poszczególne produkty. W takich przypadkach kształt krzywej λ będzie miał drugorzędne znaczenie. Niezbędne jest zatem wykorzystanie innych metod oceny wzbogacalności węgla.

4.2. OCENA NA PODSTAWIE KRZYWEJ BIRDA

Bird na podstawie przeprowadzonych badań stwierdził, że na łatwość lub trudność wzbogacania wpływa udział (wychód) ziarn o gęstości zbliżonej do gęstości rozdziału nadawy na poszczególne produkty. Bird przyjął, że dotyczyć to będzie ziarn o gęstości ± 0,1 g/cm^3 od przyjętej gęstości rozdziału. Wychody tych frakcji gęstościowych porównuje się do procentowego wychodu najcięższej frakcji analizowanego węgla. Aby uzyskać porównywalność wyników nie należy brać pod uwagę frakcji o gęstości powyżej 2,0 g/cm^3. Ziarna te mogą być łatwo usunięte podczas wzbogacania, gdyż jest to praktycznie czysta skała płonna. Uwzględnienie tych ziarn skutkowałoby zmianą procentowego wychodu ziarn zbliżonych do gęstości rozdziału. Im więcej byłoby ziarn skały płonnej, tym mniejszy byłby wychód interesujących nas ziarn, a więc pozornie poprawiałby się wskaźnik trudności wzbogacania.

Uwzględniając powyższe, wskaźnik Birda oblicza się za pomocą wzoru:

$$S_{\pm 01} = \frac{\gamma_{\delta+0,1} - \gamma_{\delta-0,1}}{\gamma_{\delta=2,0}} \cdot 100$$

Przeprowadzając obliczenia (tab. 4.1) dla kolejno zakładanych gęstości rozdziału otrzymuje się współrzędne krzywej Birda. Krzywą tę wykreśla się w układzie współrzędnych gęstość–wychód. Przykładową krzywą Birda wraz z zespołem krzywych wzbogacalności pokazano na rysunku 4.2 [21].

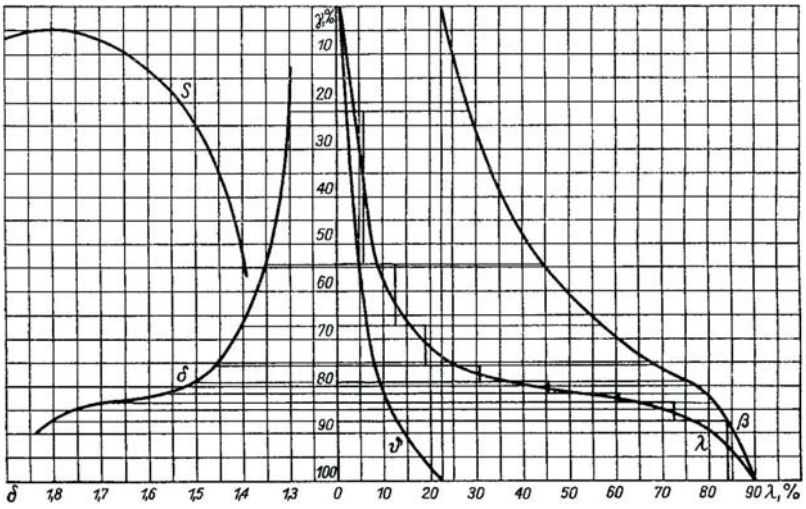
Bird opracował tablicę skali trudności wzbogacania przedstawioną w tabeli 4.2. Należy przypomnieć, że badania Birda oparte były na analizowanych amerykańskich węglach. Wydaje się jednak, że skalę trudności można stosować także dla innych węgli.

Najłatwiej jest wzbogacać węgiel gdy wskaźnik Birda osiąga najmniejszą wartość. Jest to jednak teoretyczna łatwość wzbogacania. Jak już uprzednio wspomniano, najczęściej proces rozdziału prowadzi się tak, aby w koncentracie uzyskać założoną z góry zawartość składnika. Dla tej zawartości wyznaczonej na krzywej ϑ należy odciąć gęstość rozdziału,

Tabela 4.1. *Wyznaczanie współczynnika $S_{\pm 0,1}$ Birda*

Analiza densymetryczna		Obliczanie współrzędnych krzywej Birda				
frakcje [g/cm^3]	wychód frakcji γ [%]	gęstość rozdziału δ [g/cm^3]	wychód sumaryczny Σγ [%]	wartość $\gamma_{\delta+0,1}$ [%]	wartość $\gamma_{\delta-0,1}$ [%]	wartość $S_{\pm 0,1}$
< 1,3	21,9	1,3	21,9	–	–	–
1,3–1,4	32,7	1,4	54,6	67,0	21,9	51,8
1,4–1,5	12,4	1,5	57,0	75,3	54,6	23,8
1,5–1,6	8,3	1,6	75,3	79,2	67,0	14,0
1,6–1,7	3,9	1,7	79,2	81,3	75,3	6,9
1,7–1,8	2,1	1,8	81,3	83,2	79,2	4,6
1,8–1,9	1,9	1,9	83,2	87,1	51,3	6,6
1,9–2,0	3,9	2,0	87,1	–	–	–
> 2,0	12,9	–	100,0	–	–	–

Źródło: S. Blaschke [21]



Rys. 4.2. Wykres krzywych wzbogacalności i odpowiadająca mu krzywa trudności wzbogacania Birda Źródło: S. Blaschke [21]

a następnie odczytać wartość wskaźnika $S_{\pm 0,1}$ Birda z krzywej *S*. Często zdarzać się będą przypadki, że teoretycznie (dla minimum wartości *S*) łatwo wzbogacalny węgiel może okazać się węglem trudniej wzbogacalnym, gdy proces prowadzony będzie poza minimum wartości *S*. Należy o tym pamiętać gdyż zdarzały się przypadki błędnej oceny trudności we wzbogacaniu podczas prac projektowych, gdy nieznane były jeszcze żądane później przez użytkowników węgla parametry jakościowe koncentratów.

Tabela 4.2. *Skala trudności wzbogacania według Birda*

Grupa	Wartość S±0,1	Stopień wzbogacalności	Zalecane wytyczne technologiczne dla wzbogacania węgla surowego
I	< 7	łatwy	Nadają się wszystkie metody wzbogacania, uzyskuje się dobre wyniki wzbogacania przy równoczesnym uzyskaniu dużej wydajności wzbogacalników
II	7–10	średni	Należy stosować wzbogacalniki o wysokiej sprawności technologicznej, uzyskuje się dobre wyniki procesu wzbogacania i dobrą wydajność wzbogacalników
III	10–15	trudny	Należy stosować wzbogacalniki o wysokim stopniu sprawności technologicznej, konieczna jest automatyczna regulacja przebiegu procesu wzbogacania, wydajność wzbogacalników mała, wymagany jest wysoko kwalifikowany nadzór, zaleca się stosowanie wzbogacania w cieczach ciężkich, trójproduktowo
IV	15–25	wyjątkowo trudn	Wzbogacanie możliwe we wzbogacalnikach o bardzo wysokiej sprawności technologicznej i znacznej dokładności rozdziału, konieczna jest automatyczna regulacja procesu technologicznego, wzbogacanie należy prowadzić w cieczach ciężkich, trójproduktowo. Wymagany jest wysoko kwalifikowany dozór
V	> 26	prawie nie do pokonania	Wzbogacanie możliwe we wzbogacalnikach o bardzo wysokiej sprawności technologicznej, pełna i precyzyjna automatyzacja przebiegu procesu technologicznego. Wzbogacanie musi być prowadzone w cieczach ciężkich, trójproduktowo. Wymagany nadzór wysoko kwalifikowany

Źródło: S. Blaschke [21]

4.3. OCENA METODĄ TOPORKOWA

Toporkow opracował metodę oceny wzbogacalności węgla na innej zasadzie. Stwierdził, że im węgiel jest trudniej wzbogacić, tym (dla tych samych warunków wzbogacania) wychód koncentratu będzie mniejszy i większa będzie w nim zawartość popiołu. Toporkow, podobnie jak Bird, nie uwzględnia ziarn najcięższych, przy czym za takie ziarna uważa frakcje o gęstości powyżej 1,8 g/cm^3. Badania prowadzone były na rosyjskich węglach koksowych [21, 218].

Uwzględniając powyższe założenia wskaźnik wzbogacalności określa Toporkow za pomocą wzoru:

$$T_w = \frac{\gamma_{k-1,5}}{\vartheta_{-1,5} \cdot \gamma_{-1,8}}$$

W swych badaniach Toporkow przyjął ocenę wzbogacalności dla rozdziału węgla przy gęstości 1,5 g/cm^3. Przy tej gęstości najczęściej wzbogaca się węgle koksowe. Przyjęcie innej (zbliżonej) gęstości niewiele wpływa na wielkość wskaźników wzbogacalności.

Oczywiście dla wszystkich analiz musiałaby być ta sama gęstość rozdziału, gdyż w przeciwnym razie wyniki nie byłyby porównywalne.

Na podstawie szeregu przeprowadzonych badań i analiz Toporkow opracował skalę trudności wzbogacania węgla zestawioną w tabeli 4.3. W zależności od wartości wskaźnika Toporkow określa przypuszczalną zawartość popiołu w koncentracie węgla koksowego, a także sugeruje sposób wzbogacania węgla.

Tabela 4.3. *Skala trudności wzbogacania węgla wg Toporkowa*

Wartość T_w	Grupa	Stopień wzbogacalności	Przypuszczalna zawartość popiołu w koncentracie [%]	Wskazania technologiczne
>20 20–16	I II	łatwy 1 łatwy 2	do 5,0 5,0–6,0	Można stosować proste schematy technologiczne wzbogacania mechanicznego, wzbogacanie można prowadzić dwuproduktowo w ośrodku wodnym, przy wysokim stopniu wykorzystania wydajności wzbogacalników
16–14 14–12	III IV	średni 1 średni 2	6,0–7,0 7,0–7,5	Można stosować proste schematy technologiczne wzbogacania mechanicznego, wzbogacanie można prowadzić dwuproduktowo w ośrodku wodnym przy zastosowaniu automatycznej regulacji odbioru produktów wzbogacania
12–10 10–8 8–7	V VI VII	trudny 1 trudny 2 trudny 3	7,5–8,0 8,0–9,0 9,0–10,0	Należy stosować złożone schematy technologiczne z wydzieleniem produktu przejściowego i jego wtórnym wzbogacaniem, obciążenie jednostkowe łoża roboczego osadzarek pulsacyjnych należy zmniejszyć, konieczna jest automatyczna regulacja procesu wzbogacania, zaleca się stosować wzbogacanie w cieczach ciężkich
7–6 6–5 <5	VIII IX X	bardzo trudny 1 bardzo trudny 2 wyjątkowo trudny	10,0–11,0 11,0–12,0 powyżej 12,0	Wzbogacanie węgli surowych tych grup wymaga bardzo złożonych schematów technologicznych z zastosowaniem wzbogacania trójproduktowego w cieczach ciężkich, przy założeniu konieczności wtórnego wzbogacania produktu przejściowego.

Źródło: S. Blaschke [21]

4.4. OCENA METODĄ FOMINA

Fomin [218] opracował wskaźnik trudności wzbogacania nazwany teoretycznym współczynnikiem wzbogacalności. Wskaźnik ten wykorzystuje informacje o zawartości popiołu w węglu surowym α, wychodzie koncentratu według analiz densymetrycznych γ i o zawartości popiołu w koncentracie ϑ. Współczynnik wzbogacalności Fomina określa się za pomocą wzoru:

$$K = \frac{\gamma \cdot (\alpha - \vartheta)}{\alpha \cdot (100 - \alpha)}$$

Współczynnik oblicza się dla założonej zawartości popiołu w koncentracie lub dla założonej gęstości rozdziału wyznaczającej wychód koncentratu. Parametr γ lub ϑ (w zależności od przyjętego założenia) odczytuje się z krzywych wzbogacalności ϑ i δ. Fomin dzieli węgle na pięć grup wzbogacalności – od bardzo łatwej do bardzo trudnej. Im mniejsza wartość teoretycznego współczynnika wzbogacalności tym trudniej wzbogacalny jest węgiel. Skala trudności wzbogacania węgla według Fomina pokazana jest w tabeli 4.4.

Tabela 4.4. *Skala trudności wzbogacania według Fomina*

Grupa	Wartość K	Wzbogacalność węgla
I	0,8	bardzo łatwa
II	0,8–0,6	łatwa
III	0,6–0,4	średnia
IV	0,4–0,2	trudna
V	0,2	bardzo trudna

Źródło: W. Stępiński [218]

4.5. OCENA METODĄ FOMIENKI

Fomienko [12, 192] wprowadził do oceny trudności wzbogacania tzw. współczynnik efektywności wzbogacania określony wzorem:

$$E = \frac{(100\cdot\beta)\cdot\gamma_1\cdot\gamma_2\cdot\vartheta}{\alpha\cdot(100-\alpha)\cdot 100}$$

gdzie:

- α – zawartość popiołu w węglu surowym,
- ϑ – zawartość popiołu w koncentracie,
- β – zawartość popiołu w odpadach,
- γ_1 – wychód koncentratu,
- γ_2 – wychód odpadów.

Fomin nie określił skali trudności wzbogacania podając tylko, że wraz ze wzrostem wskaźnika E wzrasta efektywność wzbogacania.

4.6. METODA WUCHIN

Metoda Instytutu WUCHIN (Wostocznyj Uglechimiczeskij Institut) określa spodziewany stopień trudności wzbogacania grawitacyjnego węgla pochodzącego z różnych po-

kładów. Próbkę węgla surowego (próba bruzdowa) rozdrabnia się poniżej 12 mm i odsiewa ziarna poniżej 0,5 mm. Klasa 12–0,5 mm rozdzielana jest w cieczach ciężkich o gęstościach 1,4 g/cm^3 i 1,8 g/cm^3 określając wychody otrzymanych frakcji. Frakcję o gęstości poniżej 1,4 g/cm^3 uważa się za koncentrat, a frakcję o gęstości powyżej 1,8 g/cm^3 za odpady. Miarą stopnia wzbogacalności jest udział koncentratu w produkcie powstałym po usunięciu odpadów. Wychód frakcji –1,8 g/cm^3 przyjmuje się jako 100%. Skala trudności wzbogacania pokazana jest w tabeli 4.5. Metoda ta jest orientacyjnym sposobem określania trudności wzbogacania węgla koksowego [187].

Tabela 4.5. *Skala trudności wzbogacania według metody WUCHIN*

Grupa	Wychód koncentratu (–1,4 g/cm^3) w stosunku do masy węgla o gęstości poniżej 1,8 gcm^3	Wzbogacalność węgla
I	> 95	bardzo łatwa
II	95–90	łatwa
III	90–80	średnia
IV	80–65	trudna
V	65–55	bardzo trudna
VI	< 55	wyjątkowo trudna

Źródło: W.I. Pawłowicz i in. [187]

4.7. METODA KOMISJI WĘGLOWEJ RWPG

W uprzednim systemie gospodarczym przy Radzie Wzajemnej Pomocy Gospodarczej krajów byłego obozu socjalistycznego pracowały komisje określające obowiązujące w tych krajach różnego rodzaju normy, wskaźniki itp.

Opracowano [21] także obowiązujący (do 1989 r.) sposób określenia wskaźnika trudności wzbogacania węgla. Wskaźnik ten opisuje poniższy wzór:

$$S = \frac{\gamma_{1,4-1,8}}{\gamma_{<1,8}} \cdot 100 = 100 \cdot \frac{\gamma_{1,4-1,8}}{100 - \gamma_{>1,8}}$$

gdzie:

$\gamma_{1,4–1,8}$ – wychód frakcji mieszczących się w granicach gęstości 1,4–1,8 g/cm^3,
$\gamma_{<1,8}$ – wychód frakcji o gęstości poniżej 1,8 g/cm^3,
$\gamma_{>1,8}$ – wychód frakcji o gęstości powyżej 1,8 g/cm^3.

Jak łatwo zauważyć, stopień trudności wzbogacania zależy od udziału frakcji pośrednich w nadawie pozbawionej ziarn skały płonnej (+1,8 g/cm^3). Stopień trudności wzbogacania zamieszczono w tabeli 4.6.

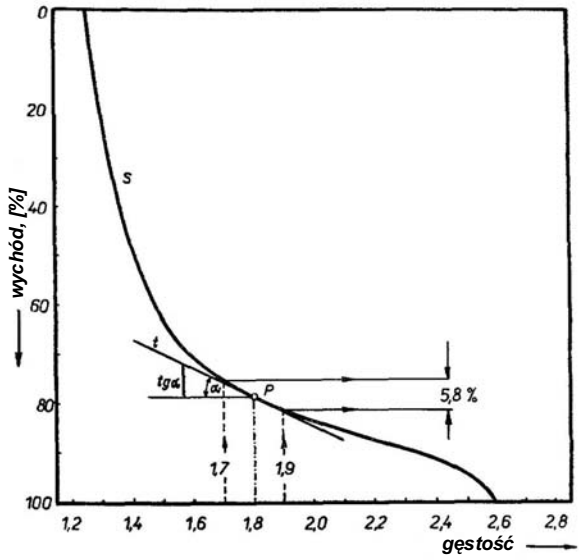
Tabela 4.6. *Skala trudności wzbogacania według Komisji Węglowej RWPG*

Grupa	Wartość *S*	Wzbogacalność węgla
I	< 4	łatwa
II	4–10	średnia
III	10–17	trudna
IV	> 17	bardzo trudna

Źródło: S. Blaschke [21]

4.8. METODA CERCHAR

Instytut CERCHAR (Centre d'Etudes et Recherches des Charbonnages de France) zaproponował [124] metodę oceniania trudności wzbogacania poprzez wyznaczenie wartości tangensa kąta nachylenia krzywej δ w punkcie, w którym przyjęta będzie gęstość rozdziału węgla na poszczególne produkty. Sposób ten pokazano na rysunku 4.3. Skalę trudności wzbogacania zestawiono w tabeli 4.7.



Rys. 4.3. Sposób określania trudności wzbogacania – metoda CERCHAR
Źródło: J. Kozak, Z. Cagaš [124]

4.9. OCENA METOD OKREŚLANIA TRUDNOŚCI WZBOGACANIA

Oprócz wymienionych powyżej metod opracowano wiele innych sposobów określania trudności wzbogacania. Wymienić tu można metody: Ulickiego, Panczenki, Czernienki

Tabela 4.7. *Skala trudności wzbogacania według metody CERCHAR*

Grupa	tg α	Wzbogacalność węgla
I	> 0,34	łatwa
II	0,34–0,50	średnia
III	< 0,50	trudna

Źródło: J. Kozak, Z. Cagaš [124]

i innych [187]. Jak widać, większość metod oceny trudności wzbogacania proponowana była przez radzieckich badaczy i dotyczyła głównie węgli koksowych prz założeniu gęstości rozdziału 1,4 lub 1,5 g/cm^3.

Tylko w metodach Birda i Fomina ocenia się trudność wzbogacania dla dowolnie przyjętej gęstości rozdziału pomiędzy koncentratem a odpadami (produktem pośrednim).

Prezentowane powyżej metody pozwalają na ogólną ocenę stopnia trudności wzbogacania węgla. Jest to ważne na etapie projektowania technologii przeróbki w zakładach wzbogacania, gdyż pozwala na orientacyjne określenie głębokości wzbogacania, a także na rozważania nad doborem odpowiednich urządzeń. Pamiętać jednak należy, że w warunkach przemysłowych parametry jakościowe koncentratu uzgadniane będą z użytkownikami węgla.

Omówione metody biorą pod uwagę właściwości technologiczne węgla, nie biorą natomiast pod uwagę efektywności ekonomicznej, gdzie uwzględniane powinny być ceny węgla zależne nie tylko od zawartości popiołu, ale i od innych parametrów jakościowych (co omówiono w rozdz. 2).

Doświadczenia projektantów technologii zakładów przeróbczych wskazują, że najbardziej przydatne do oceny trudności wzbogacania są metody: Birda i Toporkowa.

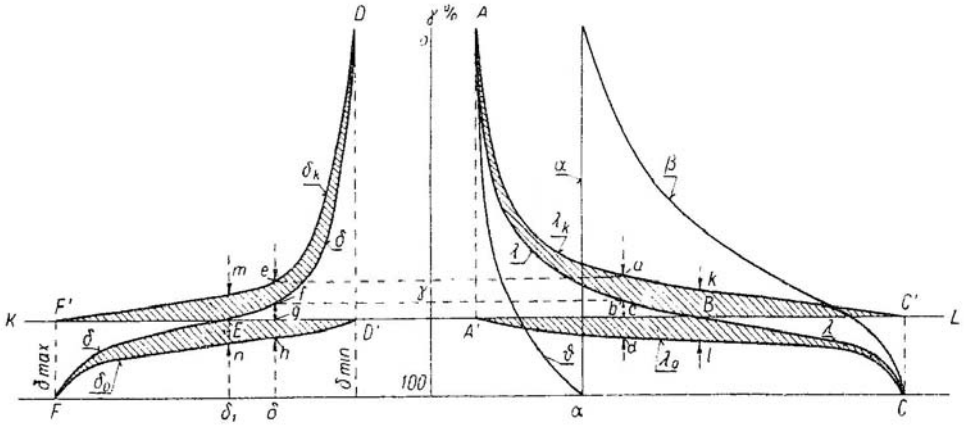
5. KRZYWE WZBOGACANIA

Omówione w rozdziale 3 krzywe charakterystyk technologicznych węgla zwane krzywymi wzbogacalności uzyskiwane są na podstawie wyników rozdziału próby węgla w cieczach ciężkich w warunkach laboratoryjnych. Laboratoryjny rozdział w cieczach ciężkich jest, jak dotąd, najdokładniejszym podzieleniem ziarn na określone frakcje gęstościowe. Z tego też względu przyjmuje się, że krzywe wzbogacalności charakteryzują idealny sposób wzbogacania węgla. Oznacza to, że przy wyznaczonej gęstości rozdziału węgla na koncentrat i odpady uzyska się dokładnie te parametry jakościowe, które można odczytać z krzywych ϑ i β, zgadzać się będzie także wychód produktów oraz osiągane uzyski składników. Oczywiście, przy idealnym wzbogacaniu, w koncentracie znajdą się ziarna o gęstości mniejszej od przyjętej gęstości rozdziału, a w odpadach ziarna o gęstości większej niż gęstość rozdziału.

W warunkach przemysłowego wzbogacania węgla na poszczególne produkty przebieg procesu rozdziału nie odbywa się zgodnie z idealnymi warunkami rozdziału laboratoryjnego. Przyczyny mogą być różne. Najczęściej jest to niedokładność pracy wzbogacalnika, wady konstrukcyjne, uszkodzenia elementów maszyny, niedokładność obsługi, niedokładny odbiór produktów, nienajlepiej pracujące automatyczne urządzenia kontroli procesu rozdziału. Przyczynami mogą być także: zmiana składu mineralogicznego nadawy, różnice w wielkości i kształcie ziarn wzbogacanego materiału, wahania w obciążeniu maszyny wzbogacającej, czas przebywania materiału w maszynie, zmiana składu ziarnowego i gęstościowego, sposób (wahania) podawania medium w którym prowadzony jest proces rozdziału (woda w przypadku osadzarek lub ciecz ciężka w przypadku innych wzbogacalników) i tym podobne.

Czynniki omówione powyżej powodują, że jakość otrzymywanych w warunkach przemysłowych produktów różni się od jakości spodziewanej na podstawie analizy krzywych wzbogacalności. W rzeczywistości część ziarn, które powinny znaleźć się w koncentracie trafi do odpadów. I odwrotnie – część ziarn o gęstości większej niż gęstość rozdziału (ziarna odpadów) przejdzie do koncentratu. Zjawisko to można sprawdzić rozdzielając nadawę na poszczególne frakcje ciężarowe, a następnie, po wzbogaceniu nadawy (np. w osadzarce), rozdzielić otrzymane produkty (koncentrat i odpady) na poszczególne frakcje ciężarowe. Okaże się, że w koncentracie znajdują się ziarna które powinny trafić do odpadów, a w odpadach ziarna które powinny być w koncentracie [14, 76, 218].

Dysponując wynikami rozdziału w cieczach ciężkich rzeczywistego koncentratu możemy dla niego wykreślić odpowiednik krzywej λ. To samo można wykonać dla odpadów. Otrzymamy krzywe λ_k i λ_o. Wyniki analiz można przedstawić graficznie. Pokazano to na rysunku 5.1. Wyniki analizy laboratoryjnej nadawy wykreślono w postaci krzywej λ (podstawowa krzywa wzbogacalności). Następnie naniesiono krzywe λ_k i λ_o. Na rysunku 5.1 krzywa λ przebiega pomiędzy punktami A i C, krzywa λ_k przebiega pomiędzy punktami A i C', a krzywa λ_o pomiędzy punktami A' i C. Zakreskowane pola są proporcjonalne do ilości ziarn błędnych (wg zawartości popiołu) w koncentracie i w odpadach.



Rys. 5.1. Graficzny obraz wyników wzbogacania w warunkach przemysłowych
Źródło: S. Blaschke [14]

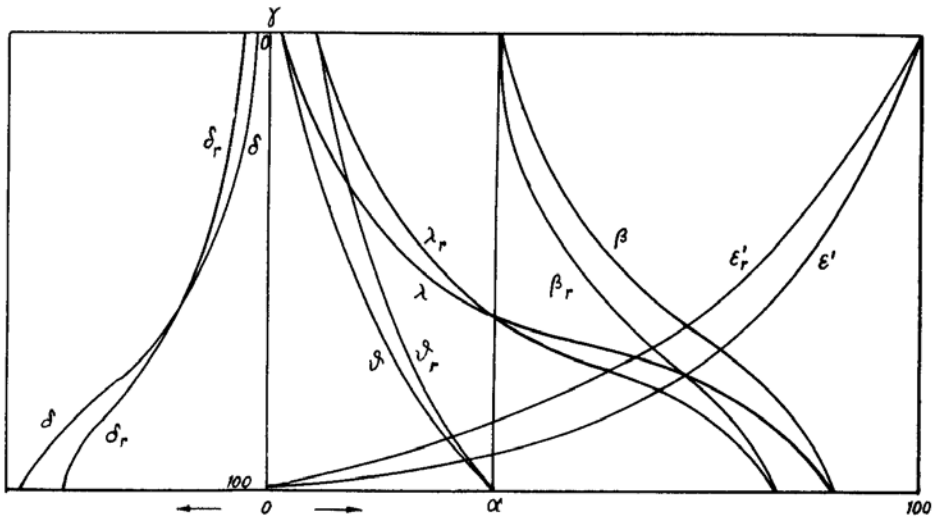
W podobny sposób można wykreślić krzywą gęstości. Dla nadawy przebiega ona pomiędzy punktami F i D, dla koncentratu pomiędzy punktami F' i D, a dla odpadów pomiędzy punktami F i D'. Zakreskowane pola są proporcjonalne do ilości ziarn niewłaściwych (wg gęstości) w poszczególnych produktach.

W trakcie wzbogacania właściwości poszczególnych ziarn nie ulegają zmianie. Nie zmienia się ich gęstość ani zawartość w nich popiołu – oczywiście pod warunkiem, że w czasie procesu wzbogacania ziarna nie będą ulegać rozdrobnieniu. Oznaczać to musi, że ubytek ziarn o pewnej gęstości i określonej zawartości popiołu w koncentracie powoduje wzrost tych ziarn w odpadach. I odwrotnie – ubytek ziarn o określonej gęstości i zawartości popiołu w odpadach powoduje wzrost o taką samą ilość tych samych ziarn w koncentracie. Zjawisko to ilustruje rysunek 5.1. Odcinki ab i cd; ef i gh; kB i Bl oraz mE i En, czyli rzędne mieszczące się w zakreskowanych polach, powinny być sobie wzajemnie równe. Równe sobie będą też odcinki ab i ef; cd i gh; kB i mE oraz Bl i En.

Ukazane powyżej zależności pomiędzy rzędnymi krzywych λ, λ_k, λ_o i δ, δ_k, δ_o potwierdzają, że ilość frakcji cięższych (błędnych) w koncentracie jest taka sama jak ilość frakcji lżejszych (błędnych) w odpadach. Oznacza to, że pola zakreskowane mają równe powierzchnie.

Rozdzielając w cieczach ciężkich nadawę, koncentrat i odpady w laboratorium można na podstawie uzyskanych wyników (gęstość, wychody, zawartość popiołu) ocenić dokładność rozdziału nadawy w warunkach przemysłowych. Łatwo zauważyć, że im mniejsza będzie powierzchnia zakreskowanych pól (rys. 5.1), tym dokładność wzbogacania będzie większa, a więc dane rzeczywiste będą zbliżać się do danych teoretycznych.

Otrzymane wyniki pozwalają także wyznaczyć rzeczywiste przebiegi krzywych λ_r a także obliczyć krzywe ϑ_r, β_r, ε_r. Podany na rysunku 5.1 przykład pozwala określić jeden punkt rzeczywistych krzywych wzbogacania. Rozdzielając nadawę według innych gęstości rozdziału i analizując wydzielone produkty (metodą jak wyżej) wyznaczyć można kolejne wartości krzywych wzbogacania. Zespół takich krzywych pokazano na rysunku 5.2.



Rys. 5.2. Krzywe wzbogacalności i krzywe wzbogacania
Źródło: W. Stępiński [218]

Wyznaczanie krzywych wzbogacania metodą doświadczalną jest niezwykle trudne ze względu na olbrzymią ilość koniecznych do przeprowadzenia prób. Z tego też względu krzywe wzbogacania oblicza się (prognozuje) wykorzystując badania Trompa i Terry [172]. Omówiono to w rozdziale 6.

6. PROGNOZOWANIE REZULTATÓW PRZEMYSŁOWEGO WZBOGACANIA WĘGLI KAMIENNYCH

Przewidywanie wyników wzbogacania węgla w warunkach przemysłowych jest jednym z ważniejszych problemów wymagających rozwiązania w trakcie projektowania nowych zakładów przeróbczych, wymiany maszyn wzbogacających, zmiany warunków (gęstości rozdziału) prowadzenia procesu wzbogacania, zmiany charakterystyk technologicznych nadawy na zakład przeróbczy.

Zagadnienie przewidywania rezultatów wzbogacania węgla w warunkach przemysłowych jest problemem, który od wielu lat był przedmiotem szeregu prac. W okresie międzywojennym spodziewane rezultaty procesu przemysłowego określano na podstawie złożonych przeliczeń tzw. trójkąta błędów (odchylenia rzeczywistych zawartości popiołu w produktach wzbogacania od teoretycznie zakładanych zawartości przy danym wychodzie [168]. Po opublikowaniu prac Trompa i Terry zarzucono metodę trójkąta błędów opracowując szereg sposobów przeliczania krzywych wzbogacalności na krzywe wzbogacania wykorzystując założenie, że rozproszenie ziarn pomiędzy frakcjami ma charakter rozkładu Gaussa [172]. Zagadnieniu temu poświęcone były między innymi prace Budryka [76], Raineau i Belugou [172], Belugou, Soul'a i Ouyahia [172], Lemkego [140], Helfrichta i Pudły [100], Blaschke W. [31, 33]. Najczęściej stosowane sposoby opisano w pracach: Stępiński [218], Blaschke S. [14], Heidenreich [98], Kozak i Cagas [124], Muszłowin [163], Nawrocki [165, 167], Razumow [197].

Ze względu na znaczną ilość obliczeń i wykresów, a także związanym z tym czasem przeliczania współrzędnych krzywych teoretycznych (wzbogacalności) na współrzędne krzywych rzeczywistych (wzbogacania), metody te nie są wykorzystywane w normalnej działalności ruchowej. Brak weryfikacji zmieniających się warunków (zmiana składu ziarnowego nadawy, zmiana głębokości wzbogacania, wymiana – w trakcie modernizacji zakładów – urządzeń wzbogacających itp.) powoduje w wielu przypadkach zaskoczenie kierownictwa zakładów uzyskiwanymi rezultatami technologicznymi i ekonomicznymi wzbogacania.

W ostatnich latach, wykorzystując możliwości obliczeń komputerowych, opracowano programy wyliczania parametrów krzywych wzbogacania na podstawie wskaźników dokładności wzbogacania:

- rozproszenie prawdopodobne – metoda IGSMiE PAN – autor Z. Grudziński,
- imperfekcja – metoda GIG – autor K. Kolin,
- rozproszenie prawdopodobne – metoda PŚl – autor L. Smagóra [205].

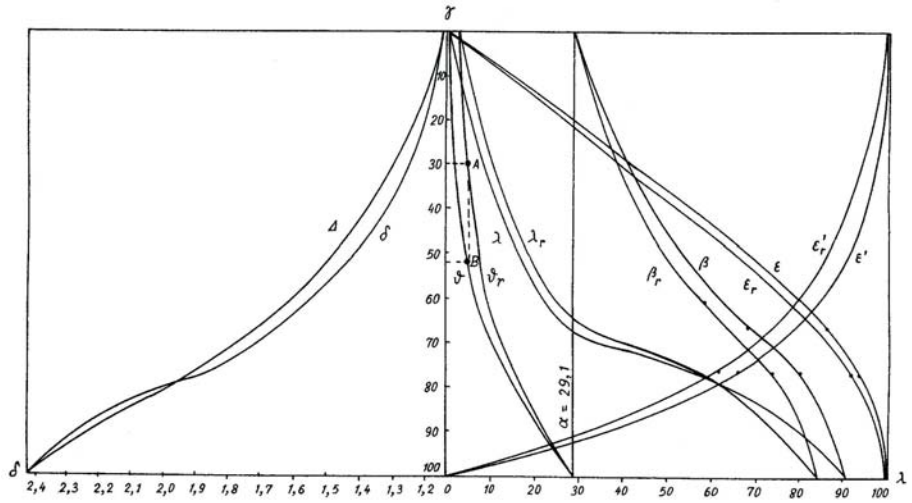
Dokładność wyznaczenia rzeczywistych krzywych wzbogacania na podstawie krzywych wzbogacalności oraz zadanego rozproszenia prawdopodobnego lub imperfekcji jest związana oczywiście z dokładnością opisania rzeczywistych krzywych rozdziału równaniem krzywej całkowej Gaussa.

6.1. WSKAŹNIKI DOKŁADNOŚCI WZBOGACANIA METODAMI GRAWITACYJNYMI

Charakterystyki technologiczne węgli określane są krzywymi zależności pomiędzy wybranymi parametrami jakościowymi a gęstością poszczególnych ziarn określonej klasy ziarnowej urobku (nadawy na zakład przeróbczy). Problem ten omówiono w rozdziale trzecim. Charakterystyki technologiczne uzyskane na podstawie badań laboratoryjnych noszą nazwę krzywych wzbogacalności.

W warunkach przemysłowego wzbogacania węgla uzyskiwane rezultaty różnią się od wyników badań laboratoryjnych. Spowodowane to jest niedokładnością pracy maszyn wzbogacających, niedokładnością ich obsługi, przeciążeniem lub niedociążeniem wzbogacalników, czasem przebywania materiału (obciążeniem) we wzbogacalniku, zmiennym składem gęstościowym nadawy (wahania udziału ziarn w poszczególnych frakcjach densymetrycznych), różnicami w wielkości i kształcie wzbogacanych ziarn. Wpływ na dokładność ma także szerokość klasy ziarnowej nadawy (rozdz. 5). Dokładność wzbogacania zależy też od konstrukcji stosowanych wzbogacalników.

Produkty wzbogacania (koncentrat, odpady) można rozdzielać w laboratorium na frakcje gęstościowe. Otrzymuje się w rezultacie krzywe rzeczywiste charakterystyk technologicznych nazwane krzywymi wzbogacania. Przebieg tych krzywych różni się od przebiegu krzywych wzbogacalności. Różnice te pokazano na przykładowych rysunkach 5.2 i 6.1. Problemy te szeroko omówiono w podręcznikach Stępińskiego [218] i Nawrockiego [168].



Rys. 6.1. Różnice pomiędzy krzywymi wzbogacalności (δ, λ, ϑ, β, ε, ε') i krzywymi wzbogacania (Δ, λr, ϑr, βr, εr, ε'r). B-A – różnica w wychodach koncentratu teoretycznego (B) i koncentratu rzeczywistego (A)
Źródło: W. Stępiński [218]

Niedokładności występujące w procesach wzbogacania powodują, że ziarna o ściśle określonej gęstości trafiają także do warstw, w których powinny znajdować się wyłącznie

ziarna o innej gęstości. Ulegają zjawisku rozproszenia. Zjawisko to badał w połowie ubiegłego wieku Tromp. Doświadczenia pokazały, że im mniejsza jest różnica gęstości ziarn różnych frakcji tym większa ilość ziarn określonej gęstości trafia do innych frakcji, a także, że im większy jest wychód określonej frakcji tym bezwzględny udział ziarn danej frakcji jest większy w innych frakcjach. Analizując prace Trompa Trerra doszedł do wniosku, że uzyskiwane wyniki pokrywają się z funkcją prawdopodobieństwa Gaussa. Późniejsze badania wykazały, że wyniki analiz dokładności wzbogacania mogą odbiegać od przebiegu krzywych Gaussa. Niemniej jednak można, z dużym przybliżeniem, wykorzystywać prace Trompa i Terry do prognozowania rezultatów przemysłowego wzbogacania węgla. Obliczenia wykonuje się na podstawie wskaźnika rozproszenia prawdopodobnego lub wskaźnika imperfekcji.

6.1.1. Rozproszenie prawdopodobne

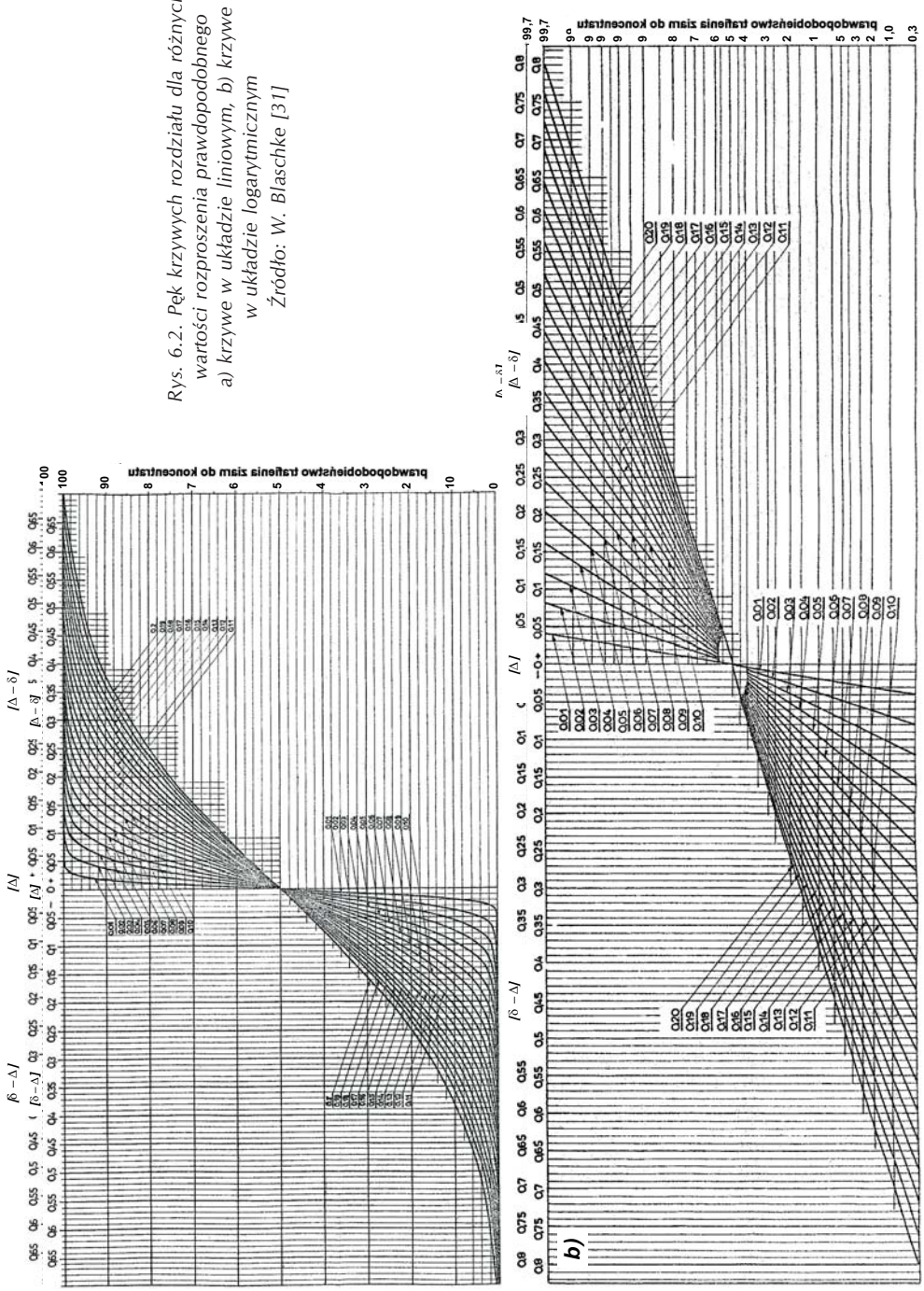
Zakładając, że rozdział ziarn w urządzeniach wzbogacających zachowuje się zgodnie z funkcją prawdopodobieństwa Gaussa można przez analogię do pojęcia „błędu prawdopodobieństwa" wprowadzić w jego miejsce pojęcie „rozproszenia prawdopodobnego". Rozproszenie prawdopodobne (oznaczane literą e_p – écarte probable) określa przedział gęstości, w którym znajduje się 50% ziarn o gęstości równej przyjętej gęstości rozdziału ziarn na koncentrat i odpady. Rozproszenie prawdopodobne definiuje się, że określa ono graniczne wartości gęstości, które mogą być z równym prawdopodobieństwem przekroczone lub nieprzekroczone przez poszczególne ziarna elementarnej frakcji o ściśle określonej gęstości (δ_i). A więc w granicach od $\delta_i - e$ do $\delta_i + e$ znajduje się wspomniane powyżej 50% ziarn o gęstości δ_i. Pozostałe 50% ziarn o gęstości δ_i trafi do frakcji poza tymi granicami.

Krzywe całkowe funkcji Gaussa można wykreślić dla różnych parametrów funkcji prawdopodobieństwa (błędu prawdopodobnego) otrzymując pęk krzywych (rys. 6.2). Wprowadzając pojęcie rozproszenia prawdopodobnego krzywe całkowe Gaussa noszą nazwę krzywych rozdziału. Krzywe te pokazują bowiem rozdział frakcji o różnej gęstości na koncentrat i odpady. Krzywe wykreśla się w układzie: oś odciętych – gęstość (δ), oś rzędnych – względne ilości ziarn węgla trafiające do koncentratu (prawdopodobieństwo trafienia ziarn do koncentratu). Pęki krzywych można wykreślić w układzie liniowym lub logarytmicznym.

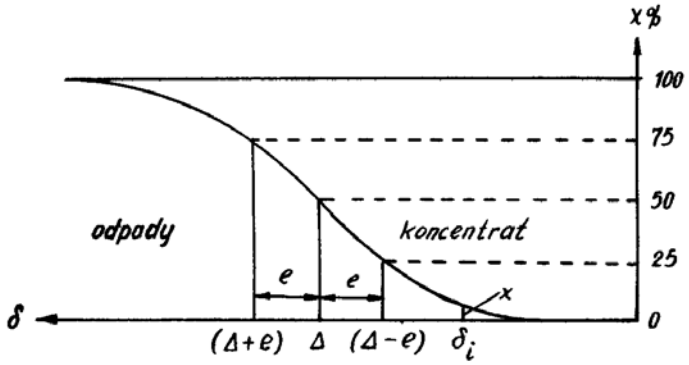
Wykreślając krzywą rozdziału węgla na podstawie badań składu gęstościowego koncentratu i odpadów można określić wartość rozproszenia prawdopodobnego poprzez wyznaczenie przedziału gęstości odpowiadającego rzędnym X równym 25% i 75%, a następnie odczytany na osi odciętych przedział gęstości podzielić przez dwa. Przykład pokazano na rysunku 6.3.

6.1.2. Imperfekcja

Późniejsze badania zjawiska rozdziału węgla w warunkach przemysłowych pokazały, że rozproszenie prawdopodobne danego wzbogacalnika nie jest wielkością stałą. Zależy ono od



Rys. 6.2. Pęk krzywych rozdziału dla różnych wartości rozproszenia prawdopodobnego a) krzywe w układzie liniowym, b) krzywe w układzie logarytmicznym
Źródło: W. Blaschke [31]



Rys. 6.3. Wyznaczenie wielkości rozproszenia prawdopodobnego na podstawie krzywej rozdziału
Źródło: W. Stępiński [218]

przyjętej gęstości rozdziału węgla na koncentrat i odpady. Stwierdzono, że rozproszenie prawdopodobne jest funkcją liniową gęstości rozdziału. Można to zapisać wzorem $e_p = I\,(\Delta - 1)$, gdzie przez Δ oznacza się przyjmowaną gęstość rozdziału. Zapis powyższy jest równaniem linii prostej. Wykazano, że stała I (nachylenia prostej) jest wielkością charakterystyczną dla danego wzbogacalnika. Stałą tą nazwano imperfekcją.

Wielu autorów podaje, że imperfekcja dokładniej charakteryzuje proces wzbogacania danej maszyny niż rozproszenie prawdopodobne. Szczegółowe badania wykazały jednak, że dla wzbogacalników z cieczą ciężką wielkość rozproszenia prawdopodobnego zmienia się nieznacznie w zależności od gęstości rozdziału i z tego względu za kryterium dokładności stosuje się wielkość rozproszenia prawdopodobnego. Natomiast dla osadzarek należy stosować raczej wskaźnik imperfekcji, gdyż stwierdzono, że krzywa rozdziału podlega logarytmicznemu rozkładowi normalnemu.

6.2. SPOSOBY PRZELICZANIA KRZYWYCH WZBOGACALNOŚCI NA KRZYWE WZBOGACANIA

6.2.1. Ogólny schemat obliczenia współrzędnych krzywych wzbogacania

Metody obliczania współrzędnych krzywych wzbogacania w oparciu o krzywe rozdziału sprowadzają się w zasadzie do schematu podanego przez W. Budryka [76]. W oryginale pracy W. Budryka okresla się prawdopodobieństwo trafienia ziarn do odpadów (X). W niniejszej książce określa się prawdopodobieństwo trafienia ziarn do koncentratu (X') (por. rys. 6.2 i 6.3).

Dla dowolnie wybranej gęstości separacji Δ wykreśla się (w układzie jak pokazano na rys. 6.2) krzywą rozdziału X' odpowiadającą prawdopodobnemu rozproszeniu maszyny przemysłowej, dla której określamy spodziewane rezultaty wzbogacania. Rzędne krzywej rozdziału X' określają procent węgla, który z poszczególnych frakcji przy danej gęstości separacji trafi do koncentratu. Sumując względne ilości wszystkich frakcji otrzymuje się

rzeczywisty wychód koncentratu. Rzeczywistą zawartość popiołu określa się obliczając ilości popiołu (iloczyny wychodu frakcji i zawartości w niej popiołu), które przeszły z kolejnych frakcji do koncentratu. Suma tych iloczynów jest rzeczywistą ilością popiołu w koncentracie. Różnica pomiędzy całkowitą ilością popiołu w nadawie a ilością popiołu w odpadach jest ilością popiołu w koncentracie. Rzeczywistą zawartość popiołu w koncentracie oblicza się dzieląc ilość popiołu w koncentracie przez rzeczywisty wychód koncentratu.

Wykonane obliczenia pozwalają na określenie rzeczywistych wartości γ_r i ϑ_r jednego punktu krzywej wzbogacania. Przeprowadzając obliczenia według podanego wyżej schematu dla kolejnych wybranych dowolnie gęstości separacji, można wyznaczyć dalsze współrzędne krzywej wzbogacania koncentratu.

Poszczególne metody przeliczania krzywych wzbogacalności na krzywe wzbogacania różnią się sposobem wyznaczania przedziałów odpowiadających średniej gęstości δ_i oraz określaniu wielkości X lub X' (metodą graficzną lub za pomocą tablic Gaussa). Dokładne omówienie tych metod znajdzie czytelnik w polskiej literaturze w pracach W. Stępińskiego [218], J. Nawrockiego [168] i W. Blaschke [31].

6.2.2. Modyfikacja schematu obliczania współrzędnych krzywych wzbogacania

Przeliczanie krzywych wzbogacalności na krzywe wzbogacania jest pracochłonne, wymaga bowiem przyjęcia kilku gęstości rozdziału i powtarzania obliczeń. Z tego też powodu krzywe wzbogacania ze względu na niedużą ilość obliczonych współrzędnych są mało dokładne. Aby były przydatne do analiz technologicznych i ekonomicznych wymagane byłoby przyjęcie dużej ilości zakładanych gęstości rozdziału. Zwiększenie dokładności krzywych wzbogacania można uzyskać metodą graficzną opracowaną przez W. Blaschke [31, 32, 33] modyfikując nieznacznie ogólny schemat obliczania współrzędnych krzywych wzbogacania. Modyfikacja ta była potrzebna dla umożliwienia przygotowania odpowiednich siatek pozwalających na graficzny sposób wyznaczania rzeczywistych wychodów produktów wzbogacania, a następnie obliczania rzeczywistej zawartości popiołu.

Rzeczywisty wychód koncentratu dla dowolnie wybranej gęstości separacji otrzymuje się poprzez zsumowanie rzeczywistych udziałów poszczególnych elementarnych frakcji w koncentracie otrzymanych na podstawie iloczynów wychodów tych frakcji i prawdopodobieństwa ich trafienia do koncentratu. Rzeczywisty wychód koncentratu określa wzór:

$$\gamma_r = 0{,}01\sum_{1}^{n} X_i' \cdot \gamma_i \tag{6.1}$$

Rzeczywistą zawartość popiołu w koncentracie określa się obliczając ilości, tzn. iloczyny rzeczywistych udziałów poszczególnych frakcji (w koncentracie) i zawartości w nich popiołu, a następnie dzieląc sumaryczną ilość popiołu w koncentracie przez rzeczywisty wychód koncentratu. Rzeczywistą zawartość popiołu w koncentracie określa wzór:

$$\vartheta_r = \frac{0{,}01\sum_{1}^{n} X'_i \cdot \gamma_i \cdot \lambda_i}{\gamma_r} \tag{6.2}$$

gdzie:

X'_i – prawdopodobieństwo trafienia do koncentratu ziarn frakcji o średniej gęstości δ_i (wartości z przedziału 0–100),

γ_i – wychód frakcji o średniej gęstości δ_i,

λ_i – zawartość popiołu we frakcji o wychodzie γ_i.

Wzory powyższe posiadają prostszą postać od wzorów podanych przez Budryka dzięki przedstawieniu w tym przypadku krzywych rozdziału nie w ujęciu tradycyjnym (układ określający prawdopodobieństwo trafienia ziarn danej frakcji do odpadów), lecz w ujęciu określającym prawdopodobieństwo trafienia tych ziarn do koncentratu. Oczywiście suma tych prawdopodobieństw daje zawsze 100%. Ten sposób, poza uproszczeniem zapisu, pozwala na zastosowanie nomogramów do wyznaczania rzeczywistych parametrów jakościowych koncentratu [30].

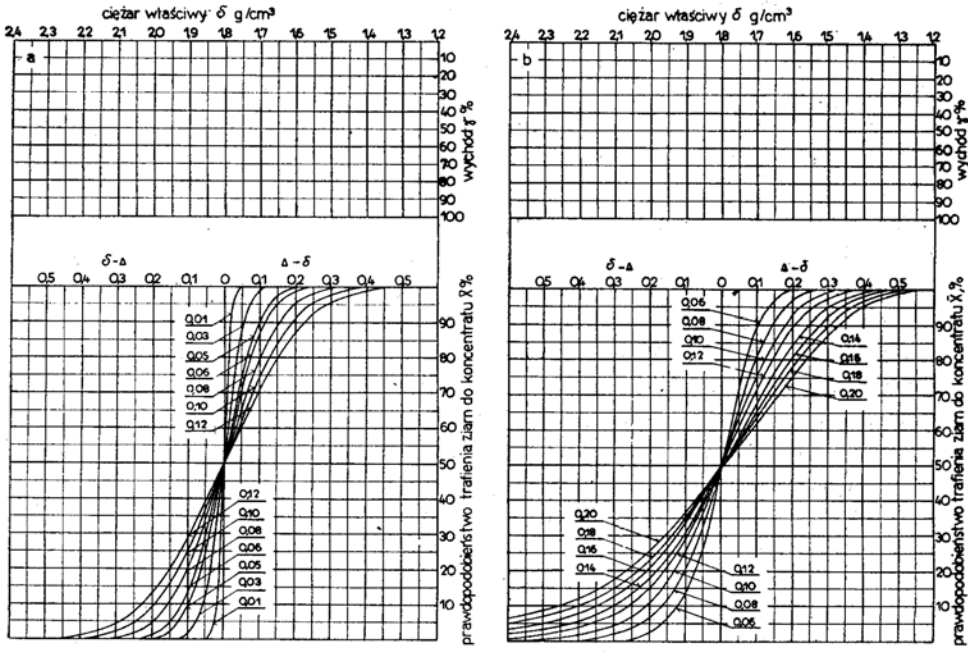
6.2.3. Krzywe rozdziału dla różnych wartości rozproszenia prawdopodobnego

Jednym z bardziej pracochłonnych zadań przy przeliczaniu krzywych wzbogacalności na krzywe wzbogacania jest konieczność wykreślenia dla każdej założonej gęstości rozdziału krzywej rozdziału odpowiadającej przyjętemu rozproszeniu prawdopodobnemu. Z tego też powodu współrzędne krzywych wzbogacania oblicza się dla kilku (najczęściej czterech) założonych gęstości rozdziału.

Ponieważ stopień rozproszenia, a zatem i wielkość X'_i nie zależy od gęstości δ_i badanej frakcji, lecz od różnicy (Δ–δ_i) gęstości rozdziału Δ i gęstości badanej frakcji δ_i, zamiast rysowania dla kolejnych założonych gęstości rozdziału odpowiadających im krzywych rozdziału można wykonać wykres zbiorczy krzywych rozdziału. Krzywe te będą się przecinać w punkcie O dla wartości $X'_i = 50\%$. Korzystając z takiego zbiorczego wykresu można odczytać wartości X'_i dla dowolnych gęstości rozdziału Δ i dowolnych różnic pomiędzy gęstościami rozdziału oraz średniej gęstości frakcji (Δ–δ_i).

Taki sposób odczytywania jest możliwy tylko w przypadku zastosowania siatki proponowanej przez autora o układzie współrzędnych przedstawionych na rysunku 6.4. Siatka składa się z dwóch części. Część górna jest przeznaczona do wykreślania na podstawie analizy densymetrycznej krzywych gęstości δ. Część dolna jest zbiorczym wykresem krzywych rozdziału. Wolna przestrzeń pomiędzy osiami odciętych górnej i dolnej części siatki pozwala na równoległe przenoszenie różnic Δ–δ_i pod warunkiem wyskalowania obu osi w tej samej podziałce gęstości.

W tabeli 6.1 zestawiono współrzędne krzywych rozdziału dla przypadków wzbogacania w cieczach ciężkich (e_p = 0,01–0,12), a pęk krzywych na rysunku 6.4a (część dolna).



Rys. 6.4. Siatka do wyznaczania prawdopodobieństwa trafienia ziarn węgla do koncentratu a) dla przypadków wzbogacania węgla w cieczach ciężkich, b) dla przypadków wzbogacania węgla w osadzarkach
Źródło: W. Blaschke [32]

Obliczanie spodziewanych rezultatów wzbogacania węgla w osadzarkach oparte jest na określeniu prawdopodobieństwa trafienia ziarn do koncentratu z krzywych rozdziału wykreślonych w podziałce osi odciętych wyznaczonej w skali δ–1. Tego rodzaju podziałka uniemożliwia jednak przygotowanie siatek do odczytywania wielkości X'_i, γ_i, δ_i sposobem omówionym powyżej. Z tego też powodu krzywe rozdziału dla osadzarek, które są krzywymi niesymetrycznymi w układzie δ–1, wykreśla się w układzie log (δ–1), uzyskując krzywą symetryczną o kształcie charakterystycznym dla krzywej rozkładu normalnego. Zadanie to upraszcza się przedstawiając krzywe rozdziału w układzie logarytmiczno-normalnym, w którym krzywe rozdziału przyjmują kształt linii prostej. W ten sposób ułatwia się nanoszenie kolejnych krzywych odpowiadającym różnym wielkościom rozproszenia prawdopodobnego.

Posługiwanie się proponowanymi siatkami wymaga wyskalowania osi odciętych w wielkościach δ. Z tego też powodu należy kolejne współrzędne krzywych (dla różnych e_p) wykreślonych w układzie logarytmiczno-normalnym przenieść na układ, w którym oś odciętych jest wyznaczona w skali δ. Współrzędne krzywych rozdziału otrzymane tą metodą dla kilku wielkości e_p zestawiono w tabeli 6.2. Podane wielkości są wartościami przybliżonymi, są to bowiem dane otrzymane metodą graficzną. Dlatego obliczanie rzeczywistych parametrów koncentratu tym sposobem nazwano przybliżonym. Biorąc jednak pod

Tabela 6.1. *Współrzędne krzywych rozdziału X′ przy różnych wartościach* e_p *(prawdopodobieństwo trafienia ziarn do koncentratu) (wzbogacanie w cieczach ciężkich)*

X′		Wartości Δ±δ przy rozproszeniu prawdopodobnym e_p							
		0,01	0,02	0,04	0,05	0,06	0,08	0,10	0,12
0,5	+	0,0382	0,0764	0,1528	0,1910	0,2292	0,3056	0,3820	0,4584
1	+	0,0346	0,0692	0,1384	0,1730	0,2076	0,2768	0,3460	0,4152
2	+	0,0304	0,0608	0,1216	0,1520	0,1824	0,2432	0,3040	0,3648
3	+	0,0280	0,0560	0,1120	0,1400	0,1680	0,2240	0,2800	0,3360
5	+	0,0244	0,0488	0,0976	0,1220	0,1464	0,1952	0,2440	0,2928
10	+	0,0190	0,0380	0,0760	0,0950	0,1140	0,1520	0,1900	0,2280
15	+	0,0154	0,0308	0,0616	0,0770	0,0924	0,1232	0,1540	0,1848
20	+	0,0125	0,0250	0,0500	0,0625	0,0750	0,1000	0,1250	0,1500
25	+	0,0100	0,0200	0,0400	0,0500	0,0600	0,8000	0,1000	0,1200
35	+	0,0057	0,0114	0,0228	0,0285	0,0342	0,0456	0,0570	0,684
50	0	0	0	0	0	0	0	0	0
65	_	0,057	0,0114	0,0228	0,0285	0,0342	0,0456	0,0570	0,0684
75	_	0,0100	0,0200	0,0400	0,0500	0,0600	0,0800	0,1000	0,1200
80	_	0,0125	0,0250	0,0500	0,0625	0,0750	0,1000	0,1250	0,1500
85	_	0,0154	0,0308	0,0616	0,0770	0,0924	0,1232	0,1540	0,1848
90	_	0,0190	0,0380	0,0760	0,0950	0,1140	0,1520	0,1900	0,2280
95	_	0,0244	0,0488	0,0976	0,1220	0,1464	0,1952	0,2440	0,2928
97	_	0,0280	0,0560	0,1120	0,1400	0,1680	0,2240	0,2800	0,3360
98	_	0,0304	0,0608	0,1216	0,1520	0,1824	0,2432	0,3040	0,3648
99	_	0,0346	0,0692	0,1384	0,1730	0,2076	0,2768	0,3460	0,4152
99,5	_	0,0382	0,0764	0,1528	0,1910	0,2292	0,3056	0,3820	0,4584

Źródło: W. Blaschke [33]

uwagę dokładność wyprostowywania w układzie logarytmiczno-normalnym rzeczywistych krzywych rozdziału zestawione wielkości mogą być uznane za wystarczające w praktyce obliczeniowej. Na podstawie danych tabeli 6.2 wykreślono pęk krzywych na rysunku 6.4b (strona prawa).

Tabela 6.2. *Przybliżone współrzędne krzywych rozdziału X′ przy różnych wartościach e_p (wzbogacanie w osadzarkach)*

X'		Wartości Δ±δ przy rozproszeniu prawdopodobnym e_p							
		0,06	0,08	0,10	0,12	0,14	0,16	0,18	0,20
1	+	0,24	0,35	0,46	0,58	0,70	0,84	1,02	1,19
3	+	0,19	0,26	0,34	0,43	0,51	0,60	0,71	0,82
5	+	0,16	0,22	0,26	0,36	0,42	0,50	0,58	0,66
10	+	0,12	0,16	0,21	0,26	0,30	0,35	0,40	0,45
20	+	0,07	0,10	0,13	0,15	0,18	0,20	0,23	0,26
25	+	0,06	0,08	0,10	0,12	0,14	0,16	0,18	0,20
35	+	0,03	0,05	0,06	0,07	0,08	0,09	0,10	0,11
50	0	0	0	0	0	0	0	0	0
65	_	0,03	0,05	0,06	0,07	0,08	0,10	0,11	0,12
75	_	0,06	0,08	0,10	0,12	0,14	0,16	0,18	0,20
80	_	0,07	0,10	0,12	0,14	0,17	0,19	0,21	0,24
90	_	0,10	0,14	0,18	0,21	0,24	0,28	0,30	0,33
95	_	0,13	0,18	0,22	0,26	0,30	0,34	0,37	0,40
97	_	0,15	0,20	0,25	0,29	0,33	0,37	0,30	0,44
99	_	0,18	0,24	0,29	0,34	0,39	0,43	0,46	0,50

Źródło: W. Blaschke [33]

6.3. ETAPY PRZELICZANIA WSPÓŁRZĘDNYCH KRZYWYCH WZBOGACALNOŚCI NA KRZYWE WZBOGACANIA

Przy obliczaniu rzeczywistego wychodu koncentratu oraz rzeczywistej zawartości popiołu lub innego parametru jakościowego w tym koncentracie zachodzi konieczność określenia ilości frakcji materiału surowego, dla których będzie się określać prawdopodobieństwo trafienia do jednego z produktów wzbogacania, to znaczy wielkości X'_i. Dla określenia rzeczywistych parametrów produktów autorzy poszczególnych metod przyjmują różne ilości frakcji, i tak przyjmuje się:

- ilość frakcji równą ilości frakcji otrzymanych w wyniku analizy densymetrycznej nadawy,
- ilość frakcji równą ośmiu odpowiadającym przedziałom równym 1 e_p (jednemu rozproszeniu prawdopodobnemu) od gęstości rozdziału (jak wiadomo, przedział (Δ + + 4 e_p)–(Δ–4e_p) zawiera wszystkie ziarna o gęstości równej gęstości rozdziału), dla których wielkości X'_i są stałe, niezależne od wielkości rozproszenia prawdopodobnego,
- ilość frakcji równą sumie przedziałów wyznaczonych w granicach δ_{max}–δ_{min} przez wielkość rozproszenia prawdopodobnego (tzn. $\delta_{min} + e_p$, $\delta_{min} + 2e_p$ itd.).

Jak wykazały przeprowadzone obliczenia, z wystarczającą dokładnością można przyjąć do rozważań podział materiału surowego na dziesięć frakcji, najlepiej odpowiadających dziesięcioprocentowym wychodom (oś rzędnych krzywej gęstości δ). Przy bardziej złożonych kształtach krzywych δ może zajść konieczność podziału nadawy na większą ilość frakcji, na przykład dwadzieścia odpowiadających pięcioprocentowym wychodom. Takie przyjęcie podziału nadawy na frakcje upraszcza obliczenia wielkości γ_r i ϑ_r, pozwalając na podstawienie do wzorów w miejsce γ_i zawsze stałej wielkości $\gamma_i = 10$ ($\gamma_i = 5$).

Do dalszych rozważań przyjęto podział materiału na dziesięć frakcji.

Wyznaczanie wielkości X_i' odbywa się w następujący sposób:

- na górną część siatki nanosimy krzywą gęstości δ dla badanego materiału,
- dowolnie przyjętą gęstość rozdziału Δ zaznaczamy na osi gęstości górnej części siatki,
- punkt odpowiadający przyjętej gęstości łączymy z punktem zerowym osi różnic Δ–δ na dolnej części siatki,
- punkt odpowiadający średniej gęstości δ dowolnej frakcji krzywej δ rzutujemy na oś Δ–δ równolegle do wykreślonej uprzednio prostej; odległość pomiędzy prostymi jest różnicą Δ–δ_i, dla której wyznaczamy X_i',
- względną ilość ziarn trafiającą do odpadów odczytujemy na osi rzędnych X_i', rzutując równolegle do niej punkt odpowiadający różnicy Δ–δ_i do przecięcia się z odpowiednią krzywą rozdziału. Jak wynika z powyższego, zastosowanie siatki przedstawionej na rysunku 6.4 pozwala na uniknięcie konieczności rysowania kolejnych krzywych rozdziału dla założonych innych gęstości rozdziału, umożliwiając w ten sposób znaczne zwiększenie ilości punktów, dla których będzie się wyznaczać rzeczywiste wielkości γ_r i ϑ_r.

6.3.1. Wyznaczenie rzeczywistego wychodu koncentratu

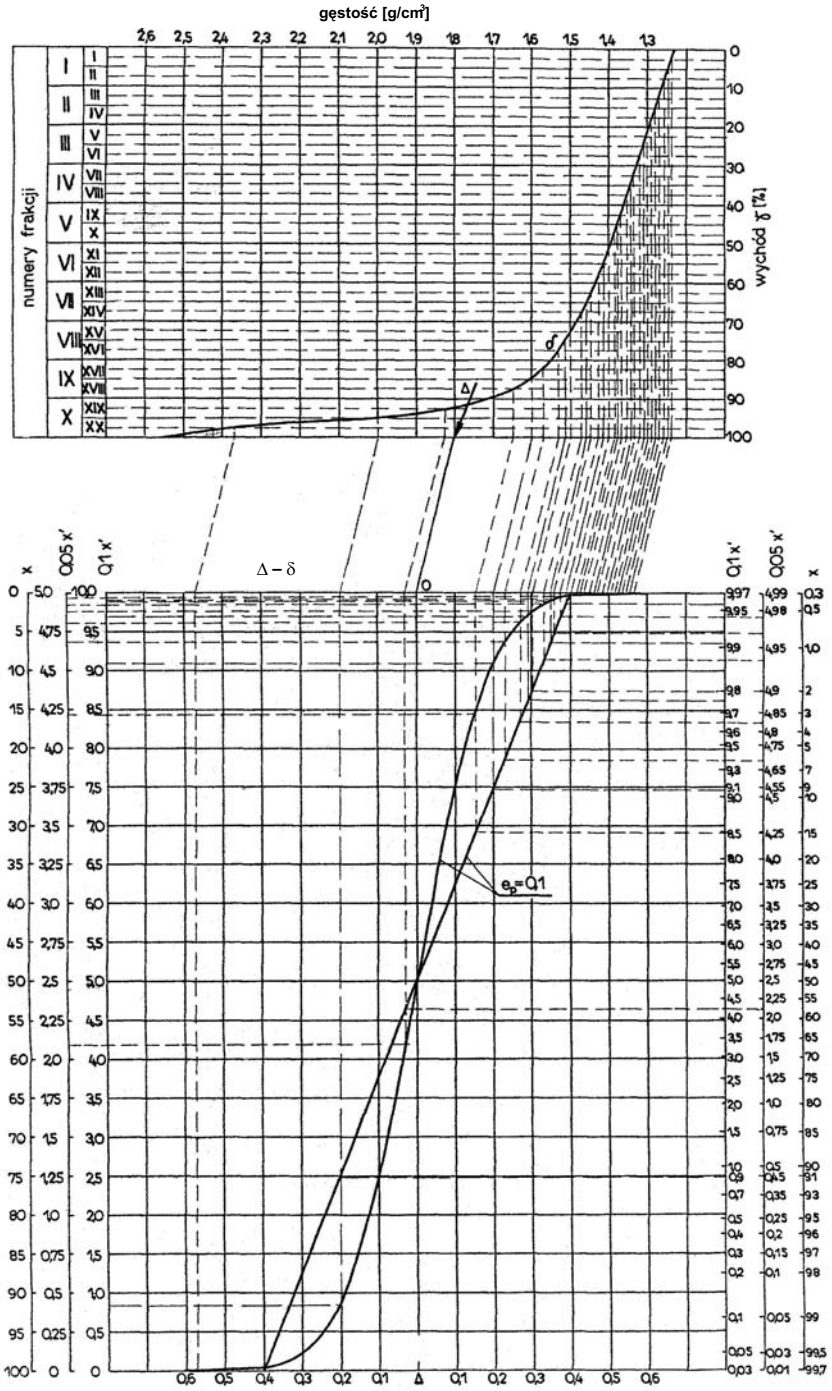
Jak już uprzednio wspomniano, rzeczywisty wychód koncentratu jest sumą iloczynów wychodów poszczególnych frakcji γ_i oraz prawdopodobieństwa trafienia tej frakcji do koncentratu X_i'. Przyjmując podział materiału surowego na dziesięć 10% frakcji, to znaczy:

$$\gamma_i = 10 = const. \tag{6.3}$$

a więc

$$\gamma_r = 0{,}1 \sum X_i' \tag{6.4}$$

Dla takiego przypadku określenie rzeczywistego wychodu koncentratu znacznie się upraszcza. Zakładając gęstość rozdziału na przykład 1,8 g/cm^3 oraz rozproszenie prawdopodobne 0,1, sposób wyznaczania γ_r pokazano na rysunku 6.5. Punkt odpowiadający gęstości rozdziału połączono z punktem zerowym osi Δ–δ. Z kolei określono średnie gęstości każdej z dziesięciu frakcji. Popełniając stosunkowo niewielki błąd można przyjąć, że średnia gęstość każdej frakcji I–X będzie równa odciętej wyznaczonej przez punkt przecięcia krzywej δ z wychodami odpowiadającymi połowie frakcji, a więc 5, 15, 25, 35% itd. Kolejne



Rys. 6.5. Przykład wyznaczania rzeczywistego wychodu koncentratu
Źródło: W. Blaschke [31]

wartości δ_i przeniesiono równolegle do prostej Δ–0 na oś różnic (Δ–δ), a następnie zrzutowano na krzywą rozdziału. Otrzymane na krzywej rozdziału punkty zrzutowano na oś rzędnych, którą dla uproszczenia rachunku wyskalowano w wielkościach $0{,}1X'$. Odczyty na osi rzędnych będą wskazywać na rzeczywiste udziały kolejnych frakcji I–X w koncentracie. Tak więc suma dziesięciu odczytów jest szukanym spodziewanym wychodem koncentratu dla założonych wielkości Δ i e_p.

Przy dokładniejszych analizach po podzieleniu materiału surowego na 20 frakcji średnie gęstości frakcji I–XX będą wyznaczać punkty przecięcia krzywej δ z wychodami odpowiadającymi połowie frakcji, a więc 2,5; 7,5; 12,5; 17,5% itd. Oś rzędnych w dolnej części siatki należy wyskalować w jednostkach równych $0{,}05X'$, to znaczy połowie wartości skali I–X, tak jak pokazano na rysunku 6.5. W celu porównania wyników otrzymanych przy 10 i 20 frakcjach oraz obu (krzywa rozdziału i anamorfoza krzywej rozdziału) sposobów, przedstawienia krzywych rozdziału przeprowadzone na rysunku 6.5 analizy graficzne zestawiono w tabeli 6.3.

Tabela 6.3. *Wyznaczenie rzeczywistego wychodu koncentratu. Porównanie wyników podziału na 10 i 20 frakcji*

Numery frakcji	Rzeczywisty udział w koncentracie frakcji I–X		Numery frakcji	Rzeczywisty udział w koncentracie frakcji I–XX	
	odczyty z krzywej rozdziału	odczyty z anamorfozy krzywej rozdziału		odczyty z krzywej rozdziału	odczyty z anamorfozy krzywych rozdziału
I	10	10	I II	5 5	5 5
II	10	10	III IV	5 5	5 5
III	10	10	V VI	5 5	5 5
IV	10	10	VII VIII	5 5	5 5
V	10	10	IX X	5 5	5 5
VI	9,95	9,96	XI XII	5 4,97	5 4,97
VII	9,90	9,91	XIII XIV	4,97 4,92	4,96 4,94
VIII	9,75	9,76	XV XVI	4,88 4,80	4,90 4,82
IX	9,10	9,08	XVII XVIII	4,69 4,22	4,69 4,25
X	0,90	0,85	XIX XX	2,10 0	2,15 0
$\sum\gamma_i$	89,60	89,56	$\sum\gamma_i$	90,55	90,68

Źródło: W. Blaschke [31]

6.3.2. Wyznaczanie rzeczywistej zawartości popiołu w koncentracie

Jak wynika z ogólnego schematu obliczania rzeczywistych zawartości popiołu w koncentracie, wyznaczanie wielkości ϑ_r odbywa się dwustopniowo. Na wstępie należy wyznaczyć rzeczywiste ilości popiołu trafiające z każdej analizowanej frakcji do koncentratu, a następnie sumaryczną ilość popiołu podzielić przez rzeczywisty wychód koncentratu. Rzeczywistą ilość popiołu A_i trafiającą z dowolnej frakcji γ_i do koncentratu przedstawia wzór:

$$A_i = 0{,}01X'_i \cdot \gamma_i \cdot \lambda_i \tag{6.5}$$

Ponieważ iloczyn $0{,}01X'_i\gamma_i$ jest rzeczywistym udziałem dowolnej frakcji γ_i w koncentracie, co można zapisać:

$$0{,}01X'_i \cdot \gamma_i = \gamma_{ri} \tag{6.6}$$

wzór (6.5) przyjmie postać

$$A_i = \gamma_{ri} \cdot \lambda_i \tag{6.7}$$

Przy przyjęciu podziału badanego materiału na dziesięć lub dwadzieścia frakcji wielkości $\gamma_{ri} = 0{,}1X'$ lub $\gamma_{ri} = 0{,}05X'$ odczytuje się z siatki przedstawionej na rysunku 6.4 podczas określenia rzeczywistego wychodu koncentratu.

Wielkości λ_i odpowiadające przyjętemu podziałowi na frakcje wyznacza się z krzywej wzbogacalności λ zamieniając kolejno pola ograniczone odcinkiem krzywej λ, rzędnymi frakcji oraz osią wychodów na pola równorzędnych prostokątów (znaleziona odcięta jest szukaną wielkością λ_i). Przy regularnym kształcie krzywej λ wielkości λ_i można odczytywać jako odcięte odpowiadające rzędnym połowy przyjętych wychodów frakcji (tzn. 5, 15, 25 ... lub 2,5; 7,5; 12,5 ...).

Podstawiając wyznaczone wielkości γ_{ri} oraz λ_i do wzoru (6.7) określa się rzeczywistą ilość popiołu trafiającą z dowolnej frakcji do koncentratu. Sumując wielkości A_i uzyskuje się rzeczywistą ilość popiołu w koncentracie. Rzeczywistą zawartość popiołu w koncentracie otrzymuje się poprzez podzielenie rzeczywistej ilości popiołu w koncentracie przez rzeczywisty wychód koncentratu zgodnie ze wzorem (6.2).

6.3.3. Wyznaczanie innych rzeczywistych parametrów jakościowych koncentratu

Proponowany sposób wyznaczania współrzędnych krzywych wzbogacania można zastosować również do wyznaczania współrzędnych krzywych rzeczywistej zawartości siarki w koncentracie, rzeczywistej wartości opałowej koncentratu, a także innych parametrów, które można przedstawić za pomocą krzywych analogicznych do krzywych wzbogacalności (rozdz. 3). Sposób postępowania jest identyczny jak przy wyznaczaniu rzeczywistej zawartości popiołu w koncentracie, po podstawieniu w miejsce wielkości λ_i odpowiednio wielkości kolejnych analizowanych parametrów jakościowych.

6.3.4. Przykład wyznaczania rzeczywistych parametrów koncentratu

W celu zilustrowania prezentowanej metody obliczono rzeczywiste parametry jakościowe koncentratu na podstawie danych analizy w cieczach ciężkich węgla surowego jednej z kopalń węgla energetycznego. Wyniki analizy densymetrycznej oraz rezultaty obliczeń współrzędnych krzywych wzbogacalności zestawiono w tabeli 6.4.

Tabela 6.4. *Współrzędne krzywych wzbogacalności*

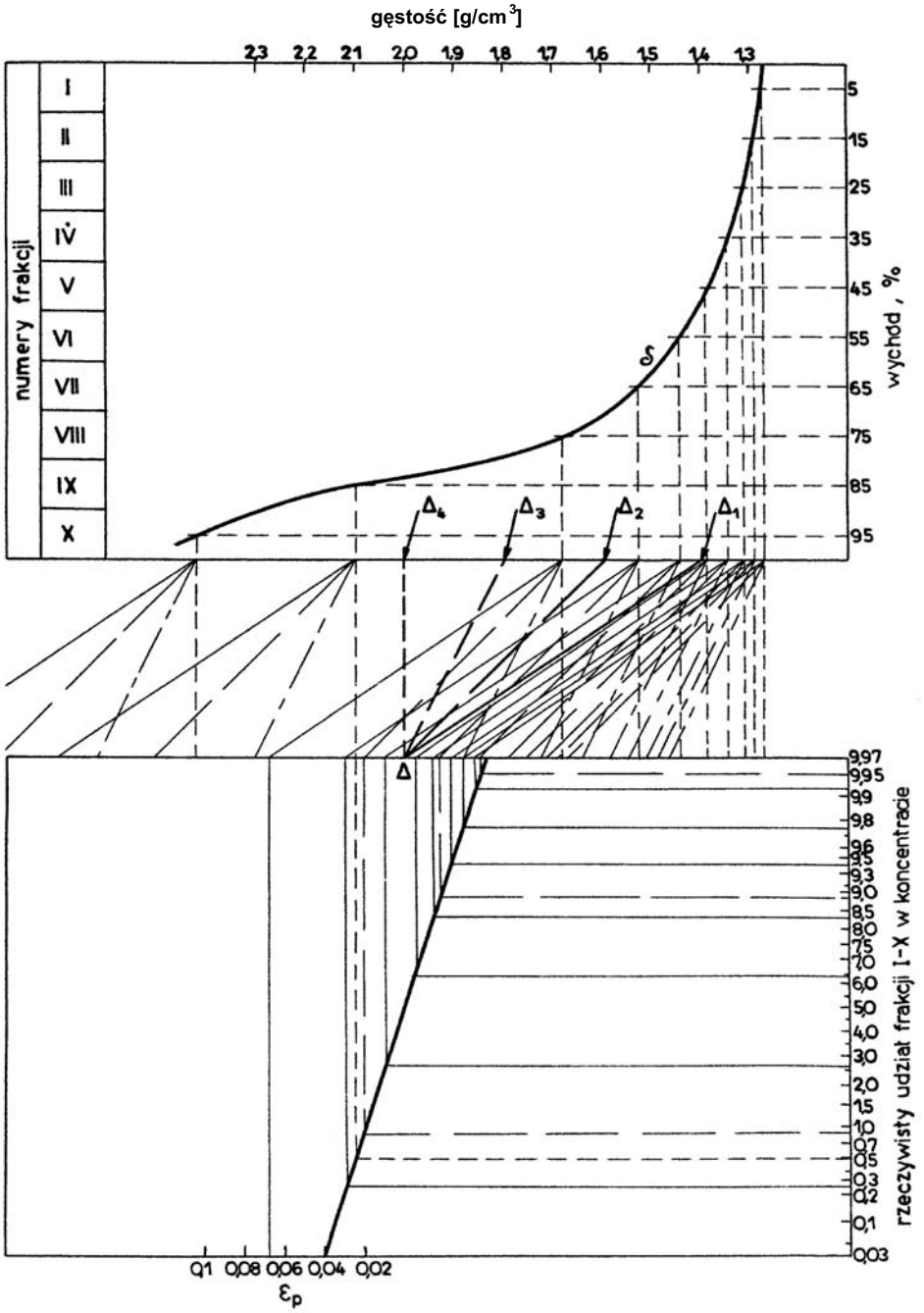
Gestość frakcji [g/cm^3]	Wychód γ [%]	Zawartość popiołu Λ [%]	$\gamma \cdot \lambda$	Koncentrat		
				$\sum\gamma$ [%]	$\sum\gamma\lambda$	ϑ [%]
– 1,3	17,63	4,71	83,04	17,63	83,04	4,71
1,3–1,35	17,44	7,01	122,25	35,07	205,29	5,85
1,35–1,4	12,81	11,76	150,64	47,78	355,93	7,43
1,4–1,45	8,67	16,20	140,45	56,55	496,58	8,78
1,45–1,5	6,74	21,82	147,06	63,29	643,44	10,16
1,5–1,6	7,22	29,36	211,98	70,51	855,42	12,13
1,6–1,7	5,78	33,05	191,03	76,29	1 046,45	13,71
1,7–1,8	1,60	43,21	69,14	77,89	1 115,59	14,32
1,8–2,0	4,38	51,86	227,15	82,27	1 342,74	16,32
+ 2,0	17,73	72,95	1 293,40	100,00	2 636,14	26,36

Źródło: W. Blaschke [31]

Dla założonego rozproszenia prawdopodobnego e_p = 0,04 wykreślono na rysunku 6.6 krzywą rozdziału (anamorfoza). Na górnej części przedstawiono krzywą gęstości δ, a następnie wyznaczono rzeczywiste udziały frakcji I–X w koncentracie γ_{ri} dla założonych gęstości rozdziału Δ_1 = 1,4 g/cm^3, Δ_2 = 1,6 g/cm^3, Δ_3 = 1,8 g/cm^3, Δ_4 = 2,0 g/cm^3. Kolejność odczytów wykonanych według sposobu omówionego w punkcie 6.3.1 przedstawiono graficznie na rysunku 6.6 odpowiednimi liniami (ciągłą i przerywaną). Oczywiście w czasie normalnej analizy nie zachodzi konieczność wykreślenia wszystkich zespołów prostych, praktycznie wystarczy zaznaczyć średnie gęstości δ_i oraz wykreślić proste łączące założone gęstości rozdziału z punktem zerowym dolnej części siatki, a pozostałe wielkości można wyznaczyć dokonując jedynie odczytów.

Rzeczywiste udziały poszczególnych frakcji w koncentracie oraz ich sumy, a więc rzeczywisty wychód koncentratu, zestawiono w tabeli 6.5 (kolumny 3, 5, 7, 9). Zawartość popiołu w każdej z dziesięciu frakcji wyznaczono graficznie na rysunku 6.7 i zamieszczono w tabeli 6.5 (kolumna 2).

Z kolei w tabeli 6.5 obliczono iloczyny γ_{ri} oraz λ_i, a następnie zsumowano otrzymując rzeczywistą ilość popiołu w koncentracie przy różnych ciężarach właściwych separacji.



Rys. 6.6. Wyznaczanie wielkości X_i
Źródło: W. Blaschke [31]

Tabela 6.5. *Obliczanie rzeczywistych parametrów koncentratu*

Numer frakcji	Zawartość popiołu we frakcjach λ_i [%]	Gęstość rozdziału [g/cm^3]							
		1.4		1.6		1.8		2.0	
		γ_{ri}	$\gamma_{ri} \cdot \lambda_i$	γ_{ri}	$\gamma_{ri} \cdot \lambda_i$	γ_{ri}	$\gamma_{ri} \cdot \lambda_i$	γ_{ri}	$\gamma_{ri} \cdot \lambda_i$
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
I	4,5	9,92	44,64	10,0	45,0	10,0	45,0	10,0	45,0
II	6,0	9,7	58,70	10,0	60,0	10,0	60,0	10,0	60,0
III	7,0	9,4	65,80	10,0	70,0	10,0	70,0	10,0	70,0
IV	9,7	8,3	80,51	10,0	97,0	10,0	97,0	10,0	97,0
V	13,6	6,4	87,04	10,0	136,0	10,0	136,0	10,0	136,0
VI	18,6	2,6	48,36	9,95	185,07	10,0	185,07	10,0	185,07
VII	27,2	0,28	4,62	8,8	239,36	10,0	272,0	10,0	272,0
VIII	37,3	0	0	0,85	31,71	9,7	361,81	10,0	373,0
IX	67,0	0	0	0	0	0	0	0,5	33,5
X	75,2	0	0	0	0	0	0	0	0
Rzeczywisty wychód koncentratu $\sum\gamma_{ri}$		46,60		69,60		79,7		80,5	
Rzeczywista ilość popiołu w koncentracie $\sum\gamma_{ri} \cdot \lambda_i$			397,17		864,14		1226,88		1271,57
Rzeczywista zawartość popiołu w koncentracie $\sum\gamma_{ri} \cdot \lambda_i / \sum\gamma_{ri}$		8,42		12,42		15,39		15,80	

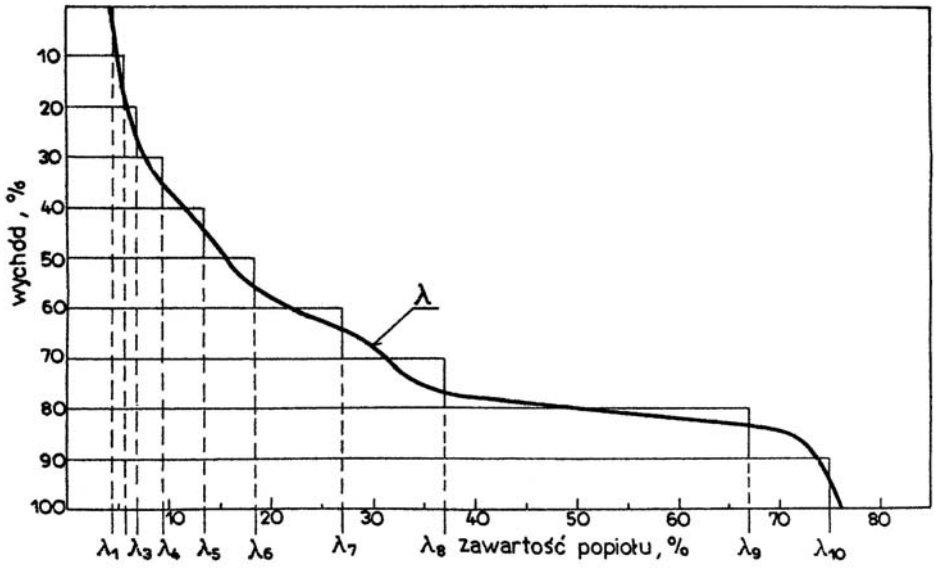
Źródło: W. Blaschke [31]

Dzieląc rzeczywistą ilość popiołu przez rzeczywisty wychód otrzymano rzeczywistą zawartość popiołu w koncentracie.

Na podstawie danych zamieszczonych w tabelach 6.4 i 6.5 wykreślono krzywą wzbogacalności ϑ i krzywą wzbogacania ϑ_r koncentratu (rys. 6.8).

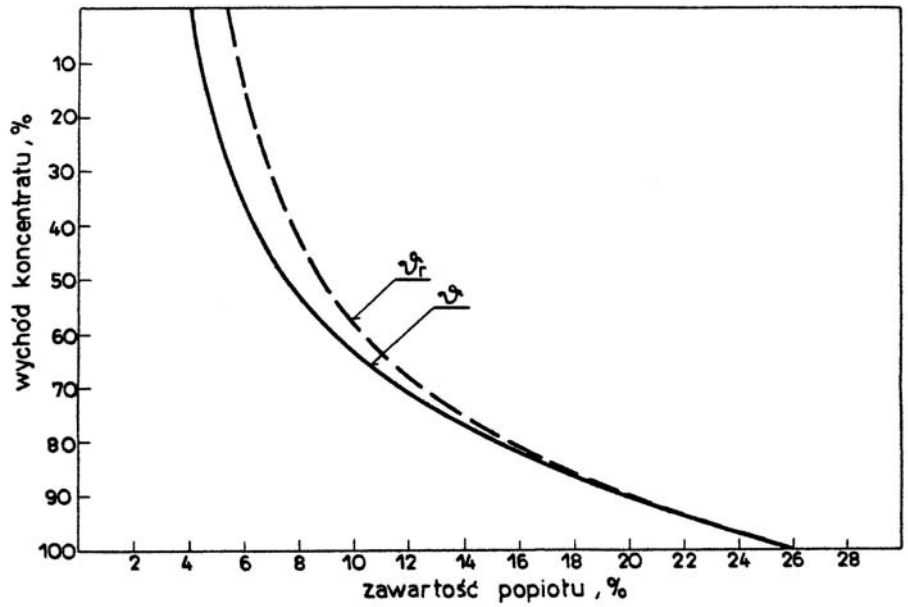
6.4. NOMOGRAMY DO WYZNACZANIA RZECZYWISTYCH PARAMETRÓW JAKOŚCIOWYCH KONCENTRATU

W rozdziale 6.3 przedstawiono sposób wyznaczania spodziewanych zawartości popiołu i wychodu koncentratów, które będą osiągane w wyniku przemysłowego wzbogacania węgla. Parametry te określa się na podstawie wyników analizy densymetrycznej nadawy oraz założonego rozproszenia prawdopodobnego urządzenia wzbogacającego. Przedsta-



Rys. 6.7. Wyznaczenie zawartości popiołu we frakcjach I–X
Źródło: W. Blaschke [31]

wiona metoda jest oparta na założeniu Trompa i Terry'ego, że rozproszenie prawdopodobne ziarn pomiędzy frakcjami ma charakter rozkładu Gaussa.



Rys. 6.8. Krzywe wzbogacalności ϑ i wzbogacania ϑr
Źródło: W. Blaschke [31]

Wyznaczenie rzeczywistych parametrów jakościowych koncentratu, a więc współrzędnych krzywych wzbogacania, proponowaną metodą jest znacznie prostsze i wygodniejsze od dotychczas stosowanych sposobów. W przypadku prowadzenia seryjnych obliczeń krzywych wzbogacania można posłużyć się nomogramami siatkowymi opracowanymi w tym celu przez autora [30].

6.4.1. Obliczanie zawartości popiołu w koncentracie

Spodziewaną zawartość popiołu w koncentracie wyznacza się poprzez określenie ilości popiołu trafiającej z każdej analizowanej frakcji ciężarowej nadawy do koncentratu. Dzieląc sumaryczną ilość popiołu przez rzeczywisty wychód koncentratu otrzymuje się zawartość popiołu w koncentracie. Rzeczywistą ilość popiołu A_1 trafiającą z dowolnej frakcji γ_i do koncentratu przedstawia podany uprzednio wzór:

$$A_i = 0{,}01X_i' \cdot \gamma_{ri} \cdot \lambda_i \tag{6.5}$$

gdzie:

X_i' – względna ilość węgla o średniej gęstości frakcji o wychodzie γ_i, trafiająca do koncentratu.

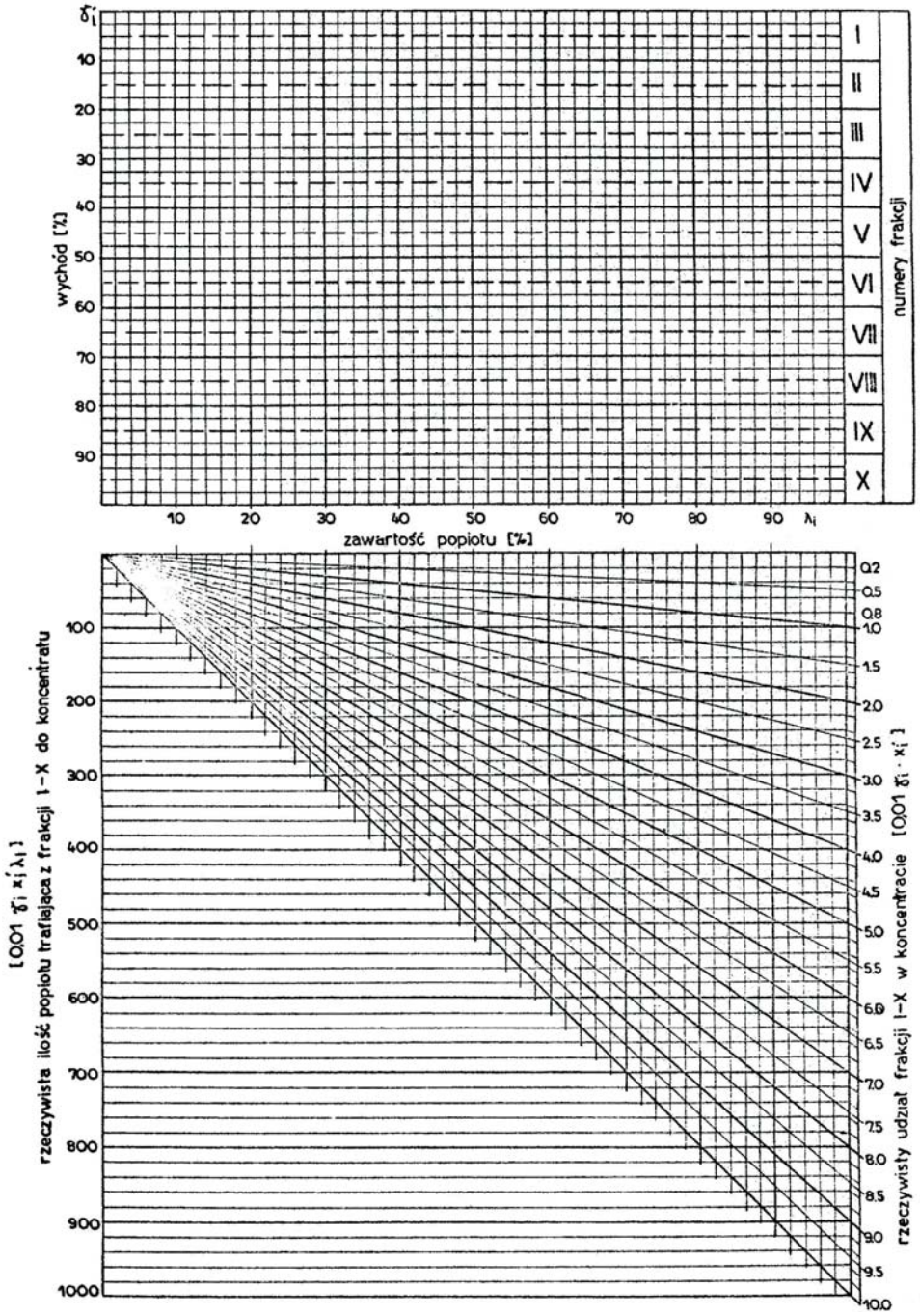
Przyjmując podział materiału na dziesięć równych frakcji ($\delta_i = 10$), wzór (6.5) można zapisać w postaci:

$$A_i = 0{,}1X_i' \cdot \lambda_i \tag{6.8}$$

Zależność pomiędzy zmiennymi równania (6.8) można przedstawić za pomocą nomogramu siatkowego typu Crepina [121], składającego się z dwóch rodzin prostych równoległych i trzeciej rodziny prostych przechodzących przez jeden punkt. Zakładając, że zmienną A_1 będzie się przedstawiać przez rzędne, a zmienne λ_i przez odcięte punktów na płaszczyźnie, zmienna X_i' będzie miała charakter parametru. Na rysunku 6.9 pokazano taki nomogram siatkowy.

Wyznaczenie rzeczywistej ilości popiołu trafiającej z frakcji I–X do koncentratu odbywa się w następujący sposób. Na górnej części nomogramu wykreśla się podstawową krzywą wzbogacalności λ. Zakładając popełnienie pewnego niewielkiego błędu przyjmujemy, że średnią zawartość popiołu w każdej 10% frakcji będzie wyznaczać punkt przecięcia się krzywej z rzędną odpowiadającą połowie wychodu frakcji (tzn. 5, 15, 25% itd.). Kolejne wielkości λ_i rzutuje się równolegle do osi rzędnych aż do przecięcia się z prostą ukośną odpowiadającą wyznaczonym uprzednio wartościom X_i'. Otrzymane punkty rzutuje się równolegle do osi odciętych, odczytując dla kolejnych frakcji I–X rzeczywiste ilości popiołu trafiające z tych frakcji do koncentratu. Suma dziesięciu odczytów podzielona przez rzeczywisty wychód koncentratu daje rzeczywistą zawartość popiołu w koncentracie.

Zaletą tego rodzaju nomogramu jest jego prosty sposób przygotowania, wadą natomiast konieczność sporządzania nomogramu dość dużych rozmiarów w przypadku konieczności



Rys. 6.9. Nomogram siatkowy typu Crepina do wyznaczania rzeczywistej ilości popiołu trafiającego do koncentratu
Źródło: W. Blaschke [30]

odczytów wartości znajdujących się na pęku prostych ukośnych w pobliżu ich punktów przecięcia. Zjawisko to zachodzi dla węgli łatwo wzbogacalnych o niedużych zawartościach popiołu. Przykładowo pokazano to na rysunku 6.10. Odczytywanie rzeczywistej ilości popiołu dla węgli łatwo wzbogacalnych (krzywa 1) może być obarczone dużym błędem. Odczytywanie rzeczywistej ilości popiołu dla węgli trudniej wzbogacalnych (krzywa 2) jest prostsze. Niedogodności tych można uniknąć przygotowując innego rodzaju nomogram – typu Lalanne'a [121]. Nomogram siatkowy Lalanne'a składa się z trzech rodzin prostych równoległych według równania $w = u + v$. Do równania sumy można sprowadzić wzór (6.8) przez logarytmowanie.

Nomogram typu Lalanne'a dla wyznaczania rzeczywistej zawartości popiołu w koncentracie pokazano na rysunku 6.11. Zgodnie z budową tego typu nomogramów wszystkie skale są skalami logarytmicznymi. Z tego powodu górna część siatki, na której nanosi się krzywą wzbogacalności λ, posiada logarytmiczną oś odciętych. Jest to zjawisko korzystne, pozwala bowiem na rozciągnięcie górnej gałęzi krzywej λ, zwiększając dokładność odczytu zawartości popiołu w najlżejszych frakcjach nadawy.

Wyznaczenie rzeczywistej ilości popiołu trafiających z frakcji I–X do koncentratu odbywa się w następujący sposób. Średnie zawartości popiołu λ_i w każdej z dziesięciu frakcji rzutuje się równolegle do osi rzędnych aż do przecięcia z prostymi poziomami na dolnej części siatki odpowiadającymi rzeczywistemu udziałowi tych frakcji w koncentracie. Punkty przecięcia wyznaczają rzeczywiste ilości popiołu przechodzące z frakcji I–X do koncentratu; odczytów dokonuje się na skali odpowiadającej prostym ukośnym. W przypadku gdy punkt przecięcia odpowiadający wartościom X_i' nie leży na linii należącej do rodziny prostych A, wartości A_1 określa się poprzez interpolację graficzną. Suma dziesięciu odczytów podzielona przez rzeczywisty wychód koncentratu daje rzeczywistą zawartość popiołu w koncentracie.

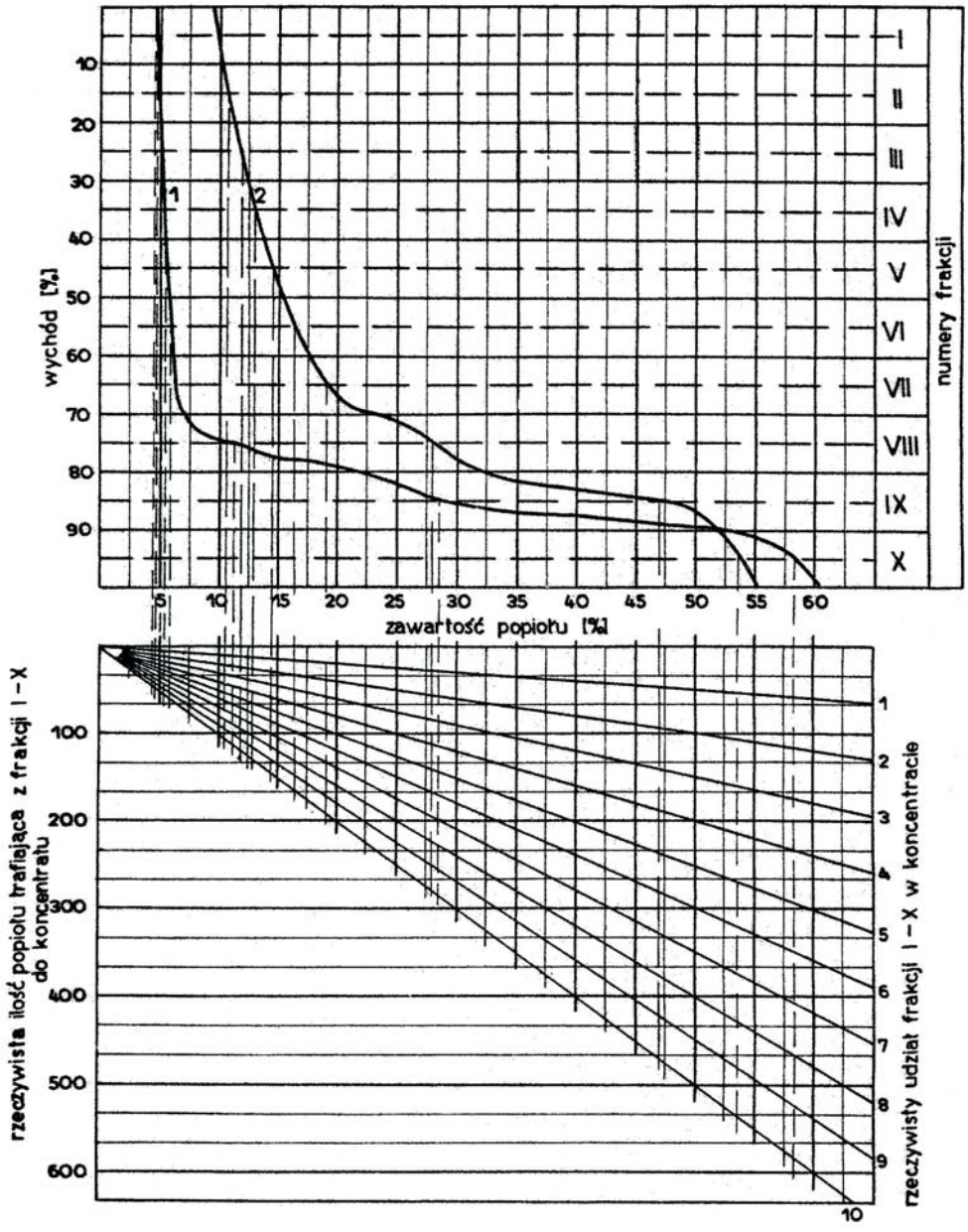
6.4.2. Obliczanie innych rzeczywistych parametrów jakościowych koncentratu

Proponowany w pracy [30] sposób wyznaczania rzeczywistych parametrów jakościowych koncentratu pozwala na obliczanie rzeczywistej wartości opałowej koncentratu. Schemat obliczania jest analogiczny do opisanego w punkcie 6.4.1 (w miejsce λ_i podstawia się wartości opałowe analizowanych frakcji Q_i).

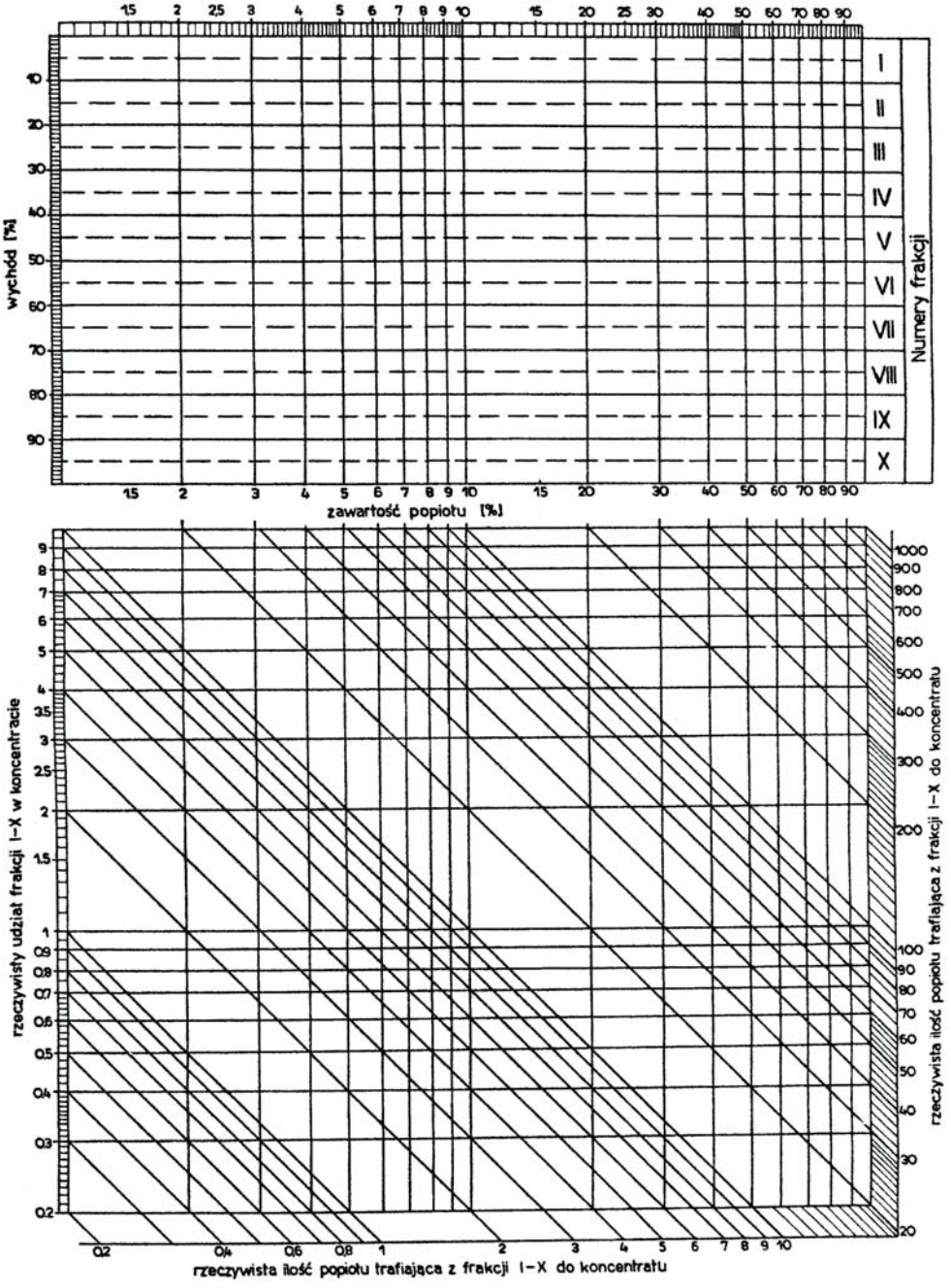
Dla wyznaczenia rzeczywistej wartości opałowej koncentratu najkorzystniej jest sporządzić nomogram siatkowy Crepina. Ponieważ krzywa wartości opałowej nadawy Q posiada swą górną gałąź z prawej strony wykresu, nie zachodzi zjawisko zagęszczania punktów odczytowych na dolnej części siatki.

W przypadku wyznaczania rzeczywistej zawartości siarki w koncentracie można, w analogiczny sposób jak przy wyznaczaniu zawartości popiołu, posłużyć się nomogramami siatkowymi typu Crepina lub typu Lallanne'a, dostosowując podziałkę osi zawartości popiołu i osi rzeczywistej ilości popiołu trafiającej do koncentratu do zakresu zmienności zawartości siarki w frakcjach.

W analogiczny sposób wyznaczyć można rzeczywiste parametry jakościowe koncentratu podstawiając wielkości analizowanych składników poszczególnych frakcji w miejsce λ_i.



Rys. 6.10. Wyznaczanie wielkości A_i dla węgli łatwo (1) i trudno (2) wzbogacalnych za pomocą nomogramu Crepina
Źródło: W. Blaschke [30]



Rys. 6.11. Nomogram siatkowy typu Lalanne'a do wyznaczania rzeczywistej ilości popiołu trafiającego do koncentratu
Źródło: W. Blaschke [30]

Należy dodać, że we wszystkich omawianych sposobach wyznaczania parametrów koncentratu dokładność odczytów będzie zależeć od rozmiarów przygotowanych siatek.

6.4.3. Przykład wyznaczania rzeczywistych parametrów koncentratu za pomocą nomogramów siatkowych

W celu zilustrowania prezentowanej metody obliczano rzeczywiste parametry jakościowe koncentratu na podstawie danych laboratoryjnej analizy w cieczach ciężkich węgla surowego jednej z kopalń węgla energetycznego. Dla założonego rozproszenia prawdopodobnego e_p = 0,04 wykreślono na rysunku 6.12 krzywą rozdziału. Na górnej części przedstawiono krzywą gęstości δ, a następnie wyznaczono rzeczywiste udziały frakcji I–X w koncentracie dla założonych gęstości separacji (rozdziału) $\Delta_1 = 1{,}35$ g/cm^3, $\Delta_2 = 1{,}55$ g/cm^3, $\Delta_3 = 1{,}75$ g/cm^3, $\Delta_4 = 1{,}95$ g/cm^3.

Rzeczywiste udziały poszczególnych frakcji w koncentracie oraz ich sumy, a więc rzeczywisty wychód koncentratu, zestawiono w tabeli 6.6.

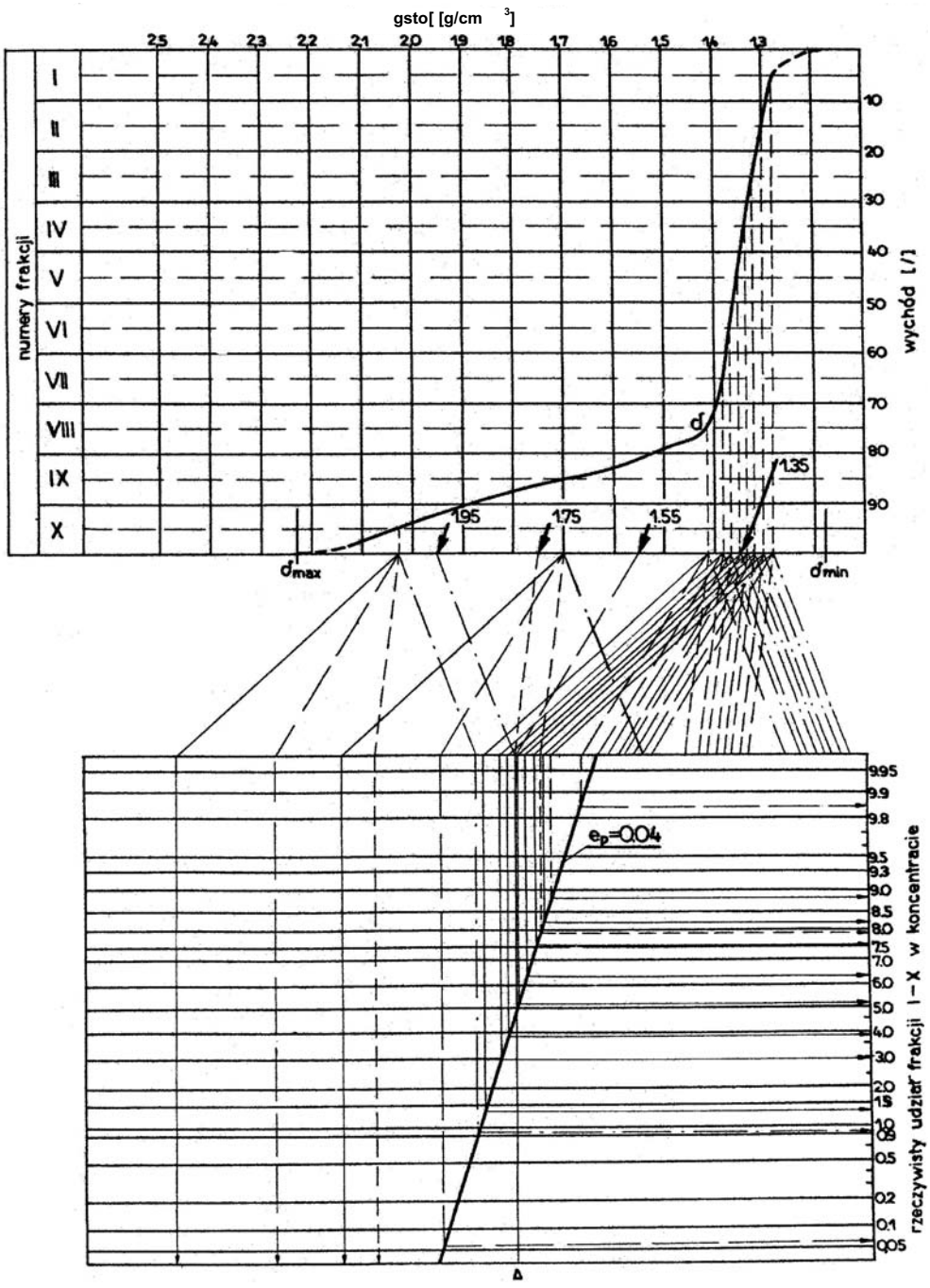
Do wyznaczenia rzeczywistej zawartości popiołu w koncentracie posłużono się nomogramem siatkowym typu Lalanne'a (rys. 6.13). W tym przypadku w warunkach normalnej analizy, poza wykreśleniem podstawowej krzywej wzbogacalności λ i zaznaczeniem średnich zawartości popiołu w każdej z dziesięciu frakcji, nie zachodzi konieczność wykreślania prostych; rzeczywiste ilości popiołu trafiającego z frakcji I–X do koncentratu odczytuje się wprost z nomogramu siatkowego.

Rzeczywiste ilości popiołu w koncentracie, ich sumy oraz rzeczywistą zawartość popiołu w koncentracie zestawiono w tabeli 6.7.

Wyznaczenie rzeczywistej wartości opałowej koncentratu przeprowadzono na nomogramie siatkowym typu Crepina (rys. 6.14) zgodnie z uprzednio przedstawionym schematem. Rzeczywiste ilości kalorii trafiające z frakcji I–X do koncentratu, ich sumy oraz rzeczywistą wartość opałową koncentratu zestawiono w tabeli 6.8.

Rzeczywistą zawartość siarki w koncentracie wyznaczono na nomogramie typu Lalanne'a według schematu identycznego jak przy wyznaczaniu rzeczywistej zawartości popiołu. Obliczenia przedstawiono na rysunku 6.15 oraz zestawiono w tabeli 6.9. Na podstawie przeprowadzonych analiz graficznych zestawiono wyznaczone współrzędne krzywych wzbogacania w tabeli 6.10.

Zastosowanie nomogramów siatkowych do określania parametrów jakościowych jest wygodne wówczas, gdy będą one wielokrotnie wykorzystywane np. poprzez sporządzenie i wydrukowanie większej ilości siatek, na których przeprowadzone będą opisane powyżej operacje obliczeniowe. Częste użytkowanie nomogramu rekompensuje bowiem trudności w jego przygotowaniu.

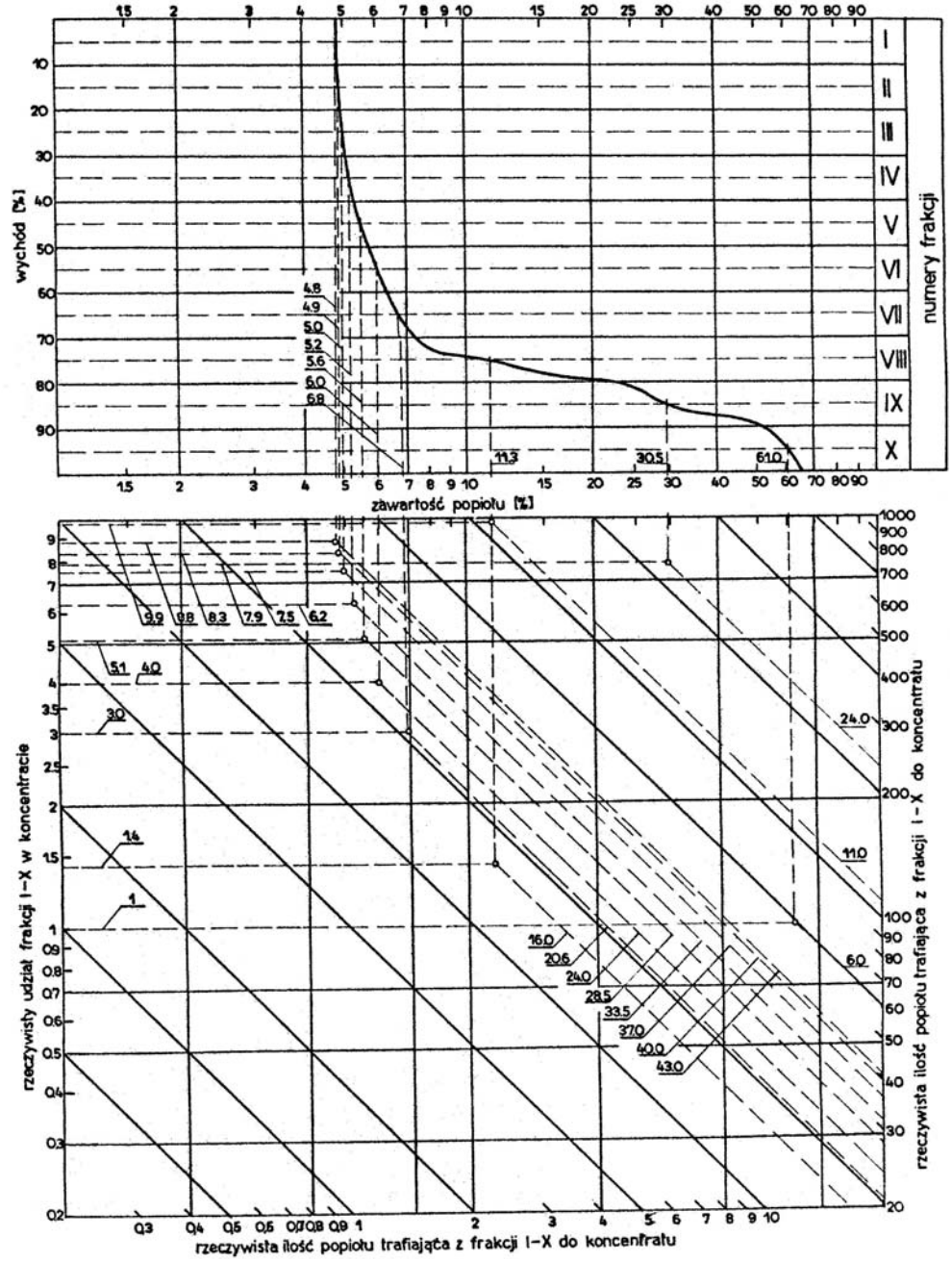


Rys. 6.12. Przykład wyznaczania rzeczywistego udziału frakcji I–X w koncentracie
Źródło: W. Blaschke [30]

Tabela 6.6. *Rzeczywiste udziały frakcji I–X w koncentracie oraz rzeczywisty wychód koncentratu*

Numery frakcji	Gęstość rozdziału			
	1,35	1,55	1,75	1,95
	γ_{ri}	γ_{ri}	γ_{ri}	γ_{ri}
I	8,8	10	10	10
II	8,3	10	10	10
III	7,5	10	10	10
IV	6,2	10	10	10
V	5,1	10	10	10
VI	4,0	10	10	10
VII	3,0	10	10	10
VIII	1,4	9,86	10	10
IX	0	0,07	7,9	10
X	0	0	0	1,0
$\gamma_K = \sum\gamma_{ri}$	44,3	79,93	87,9	91,0

Źródło: W. Blaschke [30]

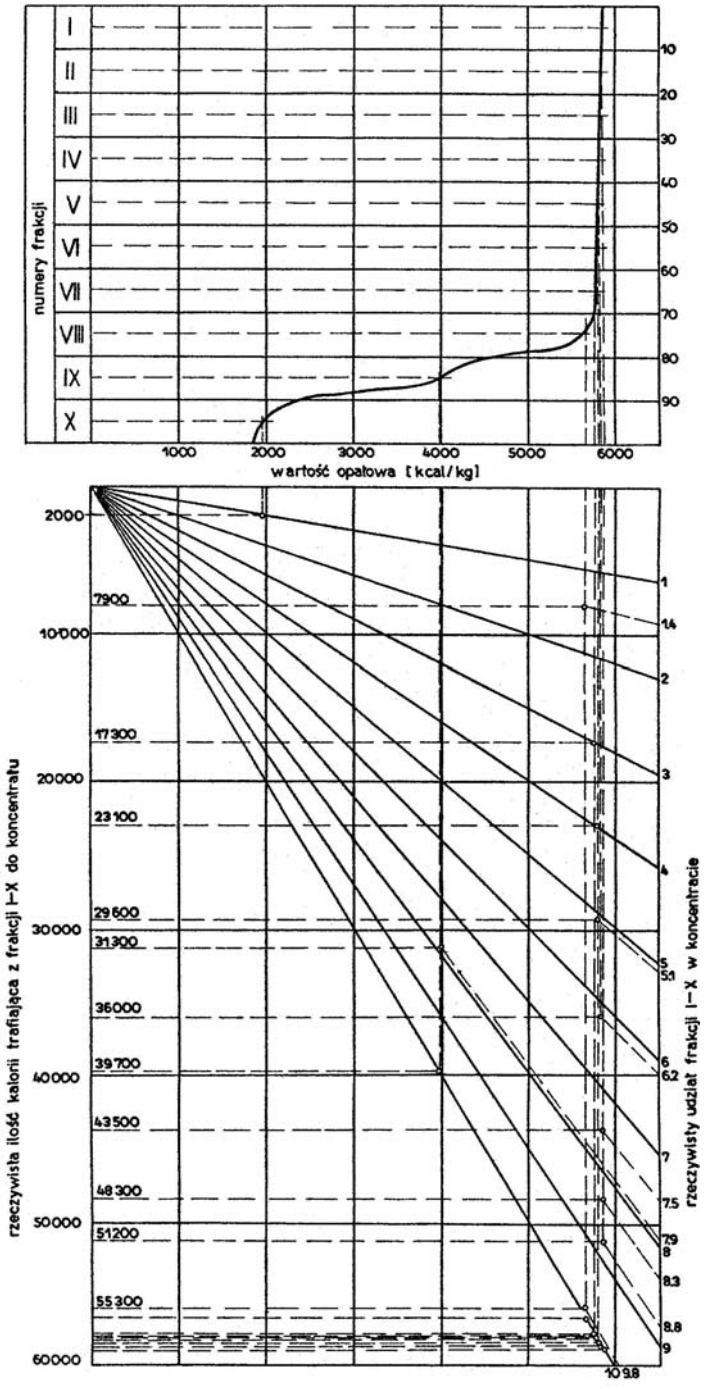


Rys. 6.13. Przykład obliczania zawartości popiołu w koncentracie za pomocą nomogramu Lalanne'a
Źródło: W. Blaschke [30]

Tabela 6.7. *Rzeczywiste ilości popiołu trafiające z frakcji I–X do koncentratu oraz rzeczywista zawartość popiołu w koncentracie*

Numery frakcji	Gęstość rozdziału			
	1,35	1,55	1,75	1,95
	$\gamma_{ri} \cdot \lambda_i^A$	$\gamma_{ri} \cdot \lambda_i^A$	$\gamma_{ri} \cdot \lambda_i^A$	$\gamma_{ri} \cdot \lambda_i^A$
I	43,0	48	48	48
II	40,0	49	49	49
III	37,0	51	51	51
IV	33,5	52	52	52
V	28,5	56	56	56
VI	24,0	60	60	60
VII	20,6	68	68	68
VIII	16,0	110	110	110
IX	0	2	240	300
X	0	0	0	6
$\sum \gamma_{ri} \cdot \lambda_i^A$	242,6	496	734	800
$\vartheta_r^A = \frac{\sum \gamma_{ri} \cdot \lambda_i^A}{\gamma_K}$	5,48	621	8,35	8,79

Źródło: W. Blaschke [30]

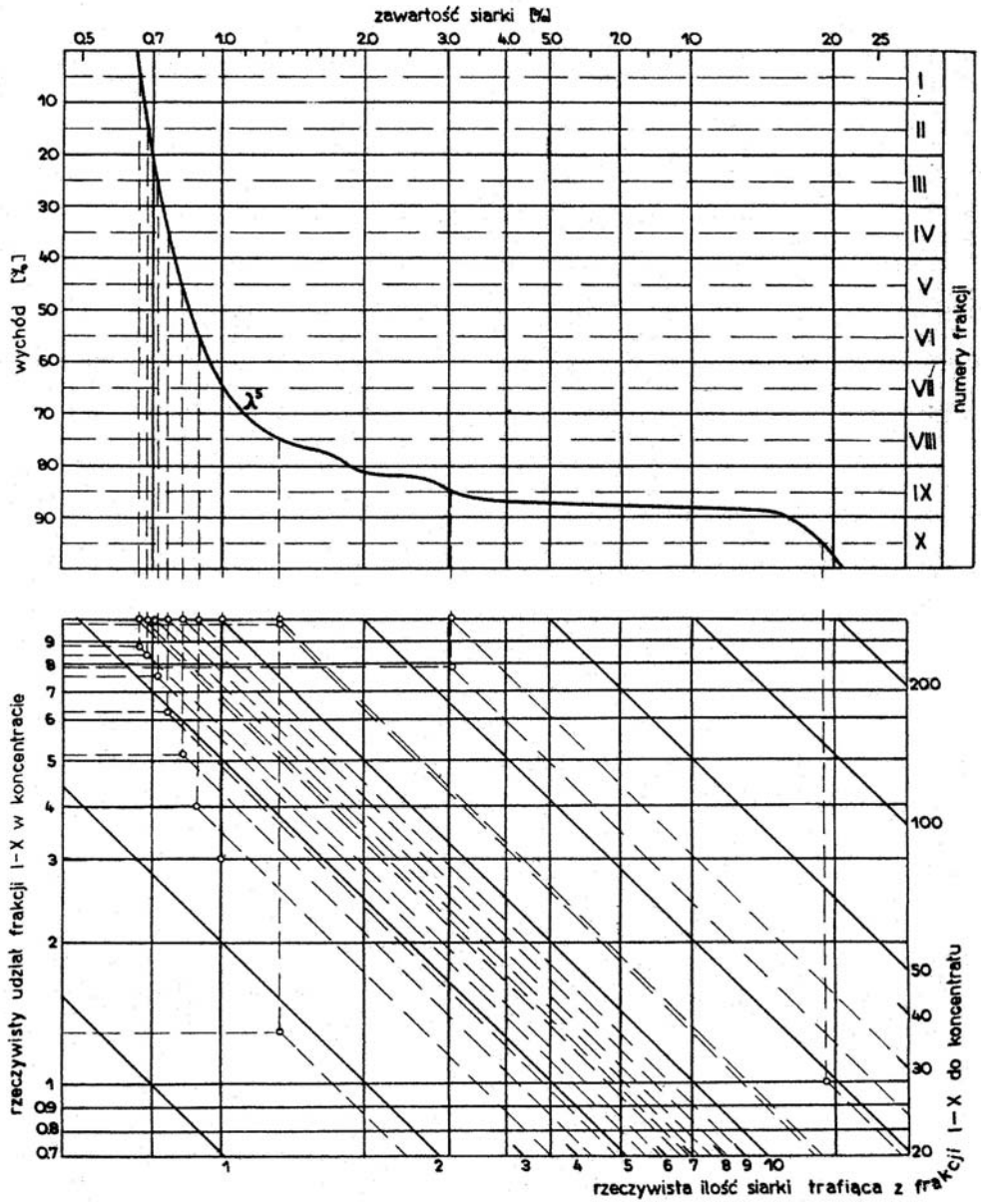


Rys. 6.14. Przykład obliczania wartości opałowej koncentratu
Źródło: W. Blaschke [30]

Tabela 6.8. *Rzeczywiste ilości kalorii trafiające z frakcji I–X do koncentratu oraz rzeczywista wartość opałowa koncentratu [kcal/kg]*

Numery frakcji	Gęstość rozdziału			
	1,35	1,55	1,75	1,95
	$\gamma_{ri} \cdot Q_i$	$\gamma_{ri} \cdot Q_i$	$\gamma_{ri} \cdot Q_i$	$\gamma_{ri} \cdot Q_i$
I	51 200	58 400	58 400	58 400
II	48 300	58 300	58 300	58 300
III	43 500	58 200	58 200	58 200
IV	36 000	58 100	58 100	58 100
V	29 600	58 000	58 000	58 000
VI	23 100	57 900	57 900	57 900
VII	17 300	57 500	57 500	57 500
VIII	7 900	55 300	56 000	56 500
IX	0	250	31 300	39 700
X	0	0	0	2 000
$\sum \gamma_{ri} \cdot Q_i$	256 900	461 950	494 200	504 600
$Q = \frac{\sum \gamma_{ri} \cdot Q_i}{\gamma_K}$	5 799	5 779	5 622	5 545

Źródło: W. Blaschke [30]



Rys. 6.15. Przykład obliczania zawartości siarki w koncentracie
Źródło: W. Blaschke [30]

Tabela 6.9. *Rzeczywista ilość siarki trafiająca z frakcji I–X do koncentratu oraz rzeczywista zawartość siarki w koncentracie*

Numery frakcji	Gęstość rozdziału			
	1,35	1,55	1,75	1,95
	$\gamma_{ri} \cdot \lambda_i^S$	$\gamma_{ri} \cdot \lambda_i^S$	$\gamma_{ri} \cdot \lambda_i^S$	$\gamma_{ri} \cdot \lambda_i^S$
I	5,8	6,6	6,6	6,6
II	5,7	6,9	6,9	6,9
III	5,5	7,3	7,3	7,3
IV	4,8	7,7	7,7	7,7
V	4,2	8,2	8,2	8,2
VI	3,6	9,0	9,0	9,0
VII	3,0	10,0	10,0	10,0
VIII	1,8	13,0	13,2	13,2
IX	0	0	24,0	30,0
X	0	0	0	19,0
$\sum \gamma_{ri} \cdot \lambda_i^S$	34,4	68,7	92,9	117,9
$\vartheta^S = \frac{\sum \gamma_{ri} \cdot \lambda_i^S}{\gamma_K}$	0,78	0,86	1,06	1,30

Źródło: W. Blaschke [30]

Tabela 6.10. *Zestawienie współrzędnych krzywych wzbogacania*

Gęstość rozdziału	Wychód koncentratu γ_r [%]	Zawartość popiołu λ^A [%]	Zawartość siarki λ^S [%]	Wartość opałowa Q [kcal/kg]
1,35	44,3	5,48	0,78	5 799
1,55	79,9	6,21	0,86	5 779
1,75	87,9	8,35	1,06	5 621
1,95	91,0	8,79	1,30	5 545
	100,0	14,47	3,08	5 159

Źródło: W. Blaschke [30]

7. ZASADY WZBOGACANIA GRAWITACYJNEGO

Wzbogacanie grawitacyjne [8, 12, 65, 66, 93, 125, 156, 174, 175, 194, 211, 212] polega na rozdziale ziarn urobku węglowego wykorzystując różnice gęstości pomiędzy ziarnami węgla a ziarnami skały płonnej. Proces rozdziału może być prowadzony w ośrodku wodnym, którego gęstość jest mniejsza niż gęstość najlżejszych ziarn nadawy. Można wzbogacać węgiel w ośrodku o większej gęstości w tzw. cieczach ciężkich. Gęstość takiego ośrodka ustala się tak, aby ziarna ciężkie tonęły a ziarna lżejsze od gęstości cieczy ciężkiej wypływały na powierzchnię. Można też wzbogacać węgiel w ośrodku powietrznym w tzw. wialniach (obecnie bardzo rzadko stosowanych) [75, 83, 127, 142].

Im gęstość ośrodka w którym prowadzi się rozdział urobku jest większa, tym sam proces jest dokładniejszy. Wynika to z faktu, że przy wzrastającej gęstości ośrodka coraz większą rolę odgrywa różnica w gęstości ziarn z których składa się nadawa. Podczas wzbogacania w wodzie (powietrzu) znaczną rolę odgrywa prędkość opadania ziarn w takim ośrodku.

Teorie wzbogacania grawitacyjnego w ośrodku wodnym są niezwykle złożone. Zależy to głównie od sposobu prowadzenia procesu rozdziału oraz uwzględnianych przez poszczególnych autorów innych czynników. Analiza porównawcza poszczególnych teorii pokazuje różnice w poglądach na przebieg procesu, przy czym istnieje bogata literaturowa polemika między autorami. Z tego też względu w niniejszej książce nie zostaną omówione poszczególne teorie, nie będą też zamieszczone wzory obliczeniowe. Zainteresowanych czytelników odsyłam do specjalistycznej literatury [14, 78, 84, 119, 185, 202, 203, 218, 223, 235].

7.1. WZBOGACANIE W CIECZACH CIĘŻKICH

Cieczą ciężką nazywa się każdą ciecz, której gęstość jest większa od gęstości wody. Ciecze ciężkie dzieli się na ciecze jednorodne (właściwe) i ciecze zawiesinowe. Ciecze jednorodne są wodnymi roztworami soli – związków chemicznych o wysokiej gęstości. Ciecze te wykorzystywane są obecnie podczas badań laboratoryjnych wzbogacalności węgla (rozdz. 3.1). Na przełomie wieków XIX i XX jednorodne ciecze stosowane były do przemysłowego wzbogacania węgla. Jednak z powodu dużych strat cieczy (wynoszenie na ziarnach produktów) oraz ze względu na silne działanie korozyjne procesy wzbogacania były bardzo drogie i metodę tę zarzucono [13, 139].

Ciecze zawiesinowe są mieszaniną wody i bardzo mocno rozdrobnionego minerału. Minerałami wykorzystywanymi do sporządzania cieczy ciężkiej są: piasek kwarcowy (gęstość 2,6 g/cm^3), magnetyt (4,9–5,2 g/cm^3), żelazokrzem (6,5–6,8 g/cm^3), wypałki pirytowe i markasytowe (4,5–5,0 g/cm^3), odpady po wzbogacaniu węgla (2,5 g/cm^3) i szereg innych [15–17, 138, 139]. W praktyce przemysłowej wykorzystuje się najczęściej magnetyt pozwalający na uzyskanie cieczy ciężkiej o gęstości do 2,5 g/cm^3 – w pracujących zakładach przeróbczych gęstość cieczy zawiesinowej magnetytowej nie przekracza 1,8 (2,0) g/cm^3.

W poprzednich latach stosowane były obciążniki piaskowe [74, 126], ale ze względu na niską gęstość (1,5 g/cm^3) otrzymywanej cieczy ciężkiej nie są one obecnie wykorzystywane.

Wspomniane wyżej minerały nazywa się obciążnikami. Aby obciążnik spełniał warunki wymagane dla zawiesinowej cieczy ciężkiej powinien posiadać stały skład ziarnowy i gęstość, powinien być łatwo zmywalny z produktów wzbogacania, a jego gęstość powinna być dwukrotnie większa niż gęstość cieczy ciężkiej. Takie warunki spełnia magnetyt i z tego względu jest najczęściej stosowanym obciążnikiem w zakładach przeróbki węgla kamiennego. Ponadto łatwo go odzyskiwać (rekuperacja magnetyczna) z mułów płuczkowych.

Na przebieg procesu wzbogacania węgla w cieczach ciężkich ma wpływ lepkość cieczy ciężkiej [14, 139, 218]. Wpływa ona na prędkość opadania ziarn o gęstości zbliżonej do gęstości cieczy ciężkiej. Zwiększająca się lepkość powoduje zmniejszanie prędkości opadania drobnych ziarn, a nawet może powodować ich zawieszenie w cieczy ciężkiej i to pomimo tego, że ich gęstość jest wyższa niż gęstość cieczy ciężkiej. Z tego też względu wymiary najdrobniejszych ziarn kierowanych do procesu wzbogacania są ograniczone. Teoretycznie wzbogacać można ziarna powyżej 4 mm, w praktyce natomiast wzbogacane są ziarna powyżej 20 mm, rzadko powyżej 10 mm. Górna granica wielkości ziarn zależy jedynie od konstrukcji wzbogacalnika. Najczęściej są to ziarna o wymiarze 250 (200) mm. W literaturze można znaleźć opisy zakładów przeróbczych wzbogacających węgiel o ziarnistości do 450 mm i więcej.

Proces wzbogacania w cieczach ciężkich przebiega w sposób hydrostatyczny [14, 19, 139]. Co prawda teoretycznie mógłby przebiegać w sposób statyczny, ale w warunkach przemysłowych nie istnieje możliwość utrzymania zawiesiny w bezruchu. Ziarna obciążnika opadają w zawiesinie cieczy ciężkiej. Mimo iż jest to stosunkowo powolny proces, to dla utrzymania założonej gęstości cieczy wzbogacalniki konstruowane są w taki sposób, że ciecz porusza się w poziomie (wpływa i wypływa) urządzenia, tworząc obieg cieczy ciężkiej o roboczej gęstości zawiesiny. Równolegle istnieje drugi obieg dla cieczy rozcieńczonej. W obiegu tym znajduje się obciążnik odzyskiwany podczas spłukiwania go z produktów wzbogacania i oczyszczony z iłów i drobnych ziarn wzbogacanego węgla. W obiegu tym przygotowuje się ciecz ciężką o roboczej gęstości.

W warunkach przemysłowych ciecz ciężką uważa się za stałą (trwałą) jeżeli w czasie jej przepływu przez wzbogacalnik zachowuje taką samą gęstość na całej głębokości. Stałość tą można zwiększyć poprzez dodawanie do cieczy koloidalnych ziarn bentonitu, gliny i lessu. Dodatki te zwiększają jednak lepkość cieczy ciężkiej. W praktyce wzbogacania węgla nie stosuje się dodatków zwiększających stałość cieczy ciężkiej. Stałość tą zapewnia ruch poziomy cieczy ciężkiej. W niektórych rozwiązaniach konstrukcyjnych wzbogacalników wprowadza się ruch wznoszący cieczy ciężkiej (niewielkie prędkości), ogranicza to jednak możliwość wzbogacania drobnych ziarn nadawy.

Proces wzbogacania w ciężkich cieczach zawiesinowych jest – jak dotąd – najbardziej dokładnym procesem rozdziału ziarn urobku węglowego według ich gęstości. Z tego też względu jest on powszechnie stosowany w zakładach przeróbki węgla kamiennego [68, 82, 85, 164, 210]. Posiada też wiele zalet praktycznych. Ma małą wrażliwość na przeciążenia (wahania ilości podawanej nadawy), bardzo dużą wydajność, małe zapotrzebowanie na energię elektryczną, nieskomplikowaną budowę, krótki okres przebywania materiału we

wzbogacalniku. Wzbogacać można nadawę o małej różnicy gęstości pomiędzy ziarnami z dużą dokładnością rozdziału, nadawę zawierającą odpady ilaste lub łatwo rozmakające. Proces wzbogacania w cieczach ciężkich pozwala na bardzo dużą stabilizację parametrów jakościowych otrzymywanych koncentratów (ważne z handlowego punktu widzenia). Sam przebieg procesu jest stosunkowo prosty i łatwy do nadzoru.

7.2. WZBOGACANIE W CYKLONACH Z CIECZĄ CIĘŻKĄ

Cyklony z cieczą ciężką stosowane są do wzbogacania drobnych ziarn urobku węglowego [1, 21, 69, 109]. Zastępują one osadzarki dzięki dużej dokładności wzbogacania. Schemat wzbogacalnika cyklonowego pokazano na rysunku 8.34. Zasada działania jest podobna jak w hydrocyklonach klasyfikujących. Wykorzystywana jest siła przyspieszenia odśrodkowego. Na ziarno wprowadzone do cyklonu z cieczą ciężką działa układ siły odśrodkowej (proporcjonalnej do masy ziarna) oraz siły nośnej prądu cieczy. Od ich wielkości zależy, czy ziarno zostanie uniesione z prądem cieczy czy też odrzucone na ściany cyklonu. Ziarna o małej gęstości unoszone prądem cieczy podlegają w dolnej części cyklonu działaniu strumienia wznoszącego i opuszczają cyklon poprzez przelew. Ziarna ciężkie odrzucane na ściany cyklonu na skutek tarcia tracą prędkość i zsuwają się ruchem śrubowym opuszczając cyklon otworem wylewowym.

W trakcie pracy cyklonu z cieczą zawiesinową tworzą się strefy rozdziału. Na skutek działania siły odśrodkowej gęstość cieczy zawiesinowej zwiększa się od osi cyklonu w kierunku jego ścian, a także wzdłuż wysokości od górnej (przelew) do dolnej (wylew) części cyklonu. Rozkład gęstości zależy od konstrukcji cyklonu (wielkość kąta stożkowego, stosunek średnic przelewu i wylewu). Jak wykazały badania, średnica dyszy wylewowej jest najważniejszym parametrem regulującym gęstość rozdziału. Zmniejszanie tej średnicy powoduje wzrost gęstości cieczy wylewającej się przez tą dyszą i zwiększenie gęstości rozdziału we wzbogacalniku. Średnica dyszy wylewowej powinna być większa 3–4 krotnie od wymiaru największego wzbogacanego ziarna. Unika się przez to zatykania dyszy. Średnica dyszy przelewowej jest tak dobierana, aby nie powstawało tzw. ciśnienie wsteczne. Dysza ta powinna mieć średnicę od $\frac{1}{2}$ do $\frac{1}{3}$ wymiaru średnicy cyklonu.

Cyklony z cieczą ciężką mogą być ustawione pionowo i wówczas na wyniki wzbogacania wpływa oddziaływanie grawitacyjne. Skutkiem tego z warstw mieszaniny wzbogacanego materiału mogą odrywać się ziarna lekkie i opadać poprzez rdzeń powietrzny (tworzący się w centralnej części cyklonu) do wylewu, co pogarsza dokładność rozdziału. To niekorzystne zjawisko eliminuje się poprzez poziome ustawienie cyklonu. Najczęściej cyklony ustawia się w pozycji pochyłej pod kątem około 15°.

W cyklonach z cieczą ciężką wzbogaca się klasy ziarnowe urobku węglowego o wymiarach od 0,5 do 10 mm. Maksymalny wymiar ziarn nie może przekraczać $\frac{1}{3}$ wymiaru otworu wlotowego.

Obciążnikiem cieczy ciężkiej jest magnetyt. Powinien mieć on uziarnienie mniejsze (95%) od 40 μm lub 60 μm, w zależności od średnicy cyklonu. Dla cyklonów o większej średnicy uziarnienie magnetytu może dochodzić do 60 μm. Wzrost grubości obciążnika, przy stałych innych parametrach powoduje zwiększenie gęstości rozdziału, gdyż w dolnej części

cyklonu zwiększa się zagęszczenie cieczy, a dysza wylewowa wypełniona jest znaczną ilością obciążnika.

Wydajności wzbogacalników cyklonowych są kilkakrotnie wyższe niż klasycznych wzbogacalników z cieczą ciężką (przeliczając na 1 m^2 powierzchni typowych wzbogacalników z cieczą ciężką). Wpływ na wzrost wydajności ma fakt, że prędkość ziarn wywołana siłą odśrodkową jest około 88 razy większa od prędkości wywołanej siłą ciężkości. Wydajność cyklonów stosowanych do wzbogacania węgla wynosi od 6,5 t/h przy średnicy 200 mm do 105 t/h przy średnicy 700 mm.

Wydajność cyklonów z cieczą ciężką oraz bardzo wysoka dokładność rozdziału powoduje, że urządzenia te są powszechnie stosowane do wzbogacania urobku węglowego poniżej 10 mm wypierając dotychczas stosowane osadzarki.

7.3. WZBOGACANIE W OSADZARKACH

Rozdział urobku węglowego na poszczególne produkty odbywa się w urządzeniach nazywanych osadzarkami [79, 83, 118, 141, 166, 225]. Ziarna w procesie wzbogacania osadzają się na powierzchni sita po którym przesuwa się materiał, stąd nazwa osadzarka. Istnieje wiele rozwiązań konstrukcyjnych osadzarek. Niektóre z nich omówione zostały w rozdziale 8. Istnieje też wiele sposobów prowadzenia procesu wzbogacania.

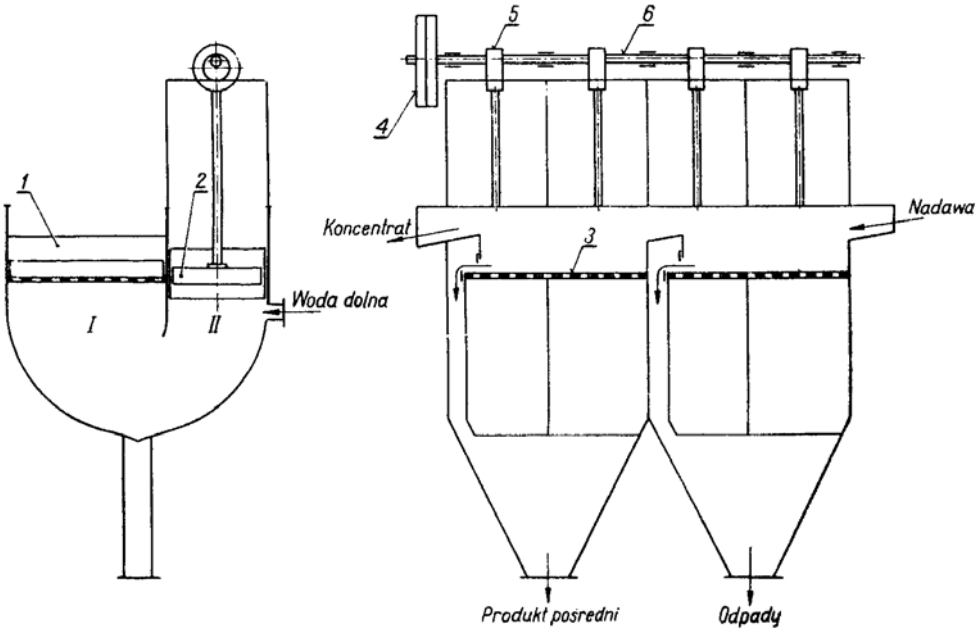
Wzbogacanie w osadzarkach polega na wykorzystaniu prędkości opadania w wodzie ziarn różniących się między sobą gęstością. To samo zjawisko wykorzystywane jest w klasyfikacji hydraulicznej. Różnica w sposobie prowadzenia procesu polega na tym, że w osadzarkach ośrodek wodny poddawany jest pulsacji, a w klasyfikatorach (upraszczając zagadnienie) ośrodek wodny jest statyczny lub wyłącznie wznoszący się.

Osadzarka (klasyczne rozwiązanie) zbudowana jest w postaci skrzyni podzielonej na dwa przedziały (rys. 7.1). W przedziale roboczym znajduje się sito, po którym przemieszcza się wzbogacony materiał. W drugim przedziale tłokowym znajduje się tłok (lub inne rozwiązanie np. membrana, pulsator powietrza) wprawiający wodę w ruch pulsacyjny. Przedziały są połączone między sobą, tak że pulsujący strumień wody (na przemian wznoszący się i opadający) przepływa przez sito umożliwiając rozluźnienie i zagęszczenie spoczywającego na nim materiału.

Proces rozdziału przebiega (w uproszczeniu) w następujący sposób. Tłok (membrana, sprężone powietrze) wywołuje podczas swych ruchów w górę i w dół ruch wody w komorze roboczej. W okresie ruchu wody ku górze spoczywający na sicie materiał zostaje uniesiony, a następnie rozpoczyna się opadanie ziarn z prędkością odpowiadającą ich gęstości. Ruch pulsacyjny wody jest tak dobrany, że opadanie ziarn powinno się zakończyć w momencie rozpoczęcia ruchu wody w dół.

Ruch wody góra–dół nazywa się cyklem pulsacji. Opracowano kilkanaście rozwiązań cykli pulsacji, dostosowując je do rodzaju wzbogacanego węgla oraz konstrukcji osadzarki. Tu trzeba dodać, że dla każdego rozwiązania cyklu pulsacji przebieg rozdziału (opadania) ziarn jest nieco inny. Cykle pulsacji dobiera się w sposób doświadczalny.

Podczas ruchu tłoka ku górze wywoływany jest przymusowy ruch wody (w przedziale roboczym) ku dołowi. Skutkuje to wciąganiem ziarn lżejszych w głąb warstwy ziarn

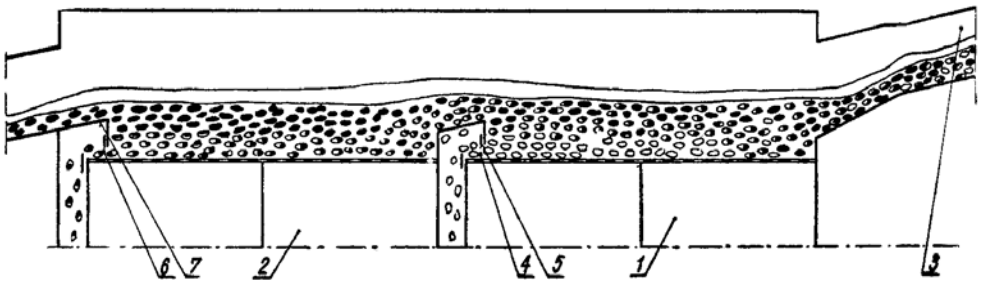


Rys. 7.1. Schemat osadzarki pulsacyjnej
1 – łoże osadzarki, 2 – tłok, 3 – sito robocze, 4 – tarcze napędowe, 5 – mimosród, 6 – wał osadzarki
Źródło: S. Blaschke [14]

ciężkich. I jest to zjawisko niekorzystne dla dokładności procesu wzbogacania. Aby zniwelować ssące działanie opadającego strumienia wody doprowadza się do przedziału tłokowego tzw. wodę dolną (roboczą) (patrz rys. 7.1). Ma ona na celu wzmożenie ruchu wody w przedziale roboczym ku górze oraz zmniejszenie prędkości opadania strumienia wody w tym przedziale. Woda dolna stale (lub w pewnych cyklach) doprowadzana do osadzarki wypływa wraz ze wzbogaconym materiałem.

Uzyskanie całkowitego rozdziału materiału na warstwy różniące się gęstością osiągane jest przez poddawanie go wielokrotnym pulsacjom. W trakcie kolejnych pulsacji nadawa przemieszcza się od punktu załadowczego do punktu wyładowania dzięki dopływowi wody transportującej i wody dołowej (roboczej). W punkcie wyładowania znajdują się przegrody pozwalające na wyprowadzenie z przesuwających się warstw ziarn najcięższych (odpadów) do specjalnych kieszeni, a następnie najczęściej elewatorami kubełkowymi poza osadzarkę. Ziarna lżejsze przechodzą ponad przegrodą i są traktowane jako koncentrat lub poddawane są podobnemu wzbogacaniu w celu wydzielenia z nich ziarn przerostów (rys. 7.2).

Proces rozdziału ziarn w osadzarkach był analizowany przez wielu badaczy. Z ważniejszych prac należy wymienić opracowania (teorie): Rittingera, Richardsa, Gaudina, De Cauxa, Finkey'a, Dyera, Birda, Laszczenki i innych. Przedstawienie ich punktów widzenia można znaleźć w podręcznikach [14, 84, 218]. Poniżej przytoczono teorię procesu hydrodynamicznego i teorię procesu statycznego.



Rys. 7.2. Schemat rozdziału materiału surowego w osadzarce
Źródło: S. Blaschke [14]

Proces hydrodynamiczny. Teoria oparta jest na krzywej pulsacji podobnej kształtem do sinusoidy. Przyjmuje się, że rozdział ziarn według gęstości odbywa się w prądzie wznoszącym, a także w prądzie schodzącym.

Podczas ruchu wznoszącego następuje rozluzowanie warstwy wzbogacanego materiału poprzez uniesienie go nad sitem. W tej fazie ziarna jeszcze nie opadają. Przy zmniejszającej się prędkości ruchu wznoszącego zaczyna się okres opadania ziarn. Prędkość opadania jest wypadkową pomiędzy prędkością opadania poszczególnych ziarn w spokojnej wodzie a prędkością wznoszącego się strumienia wody. W końcowej fazie, gdy zanika ruch wznoszący wody, ziarna opadają zgodnie z zasadą równopadania tak jak podczas klasyfikacji hydraulicznej.

Podczas ruchu opadającego strumienia wody rozdział ziarn następuje według ich gęstości. Wpływ prędkości schodzącego strumienia jest niewielki. W pierwszej fazie wzrasta prędkość opadania ziarn aż do prędkości schodzącego strumienia. Gdy prędkości te wyrównują się rozdział ziarn (dla ziarn równopadajacych) następuje wyłącznie według ich gęstości.

Proces statyczny. Teoria oparta jest na krzywej pulsacji, której kształt pozwala na szybkie podniesienie całej warstwy rozdzielanego materiału, a następnie na utrzymywaniu w dłuższym okresie czasu wysokiego poziomu wody. W końcowej fazie następuje szybkie opadanie wody, a czas opadania wody powinien być zbliżony do czasu wznoszenia się strumienia wody.

Podczas ruchu wznoszącego, gdy następuje szybkie podniesienie całego materiału, w ziarnach gromadzi się energia potencjalna. Nie następuje proces rozwarstwiania się nadawy. Pomiędzy sitem a warstwą ziarn powstaje wolna przestrzeń niewypełniona ziarnami, ale niezbyt duża, aby nie utracić warunków opadania skrępowanego. Gdy ruch wznoszący zanika ziarna opadają w ośrodku o gęstości średniej (woda + ziarna). Przypomina to rozdział w autogennej cieczy ciężkiej. Opadanie ziarn rozpoczyna się pod wpływem energii potencjalnej, a rozwarstwienie przebiega wyłącznie według gęstości ziarn. W fazie końcowej, praktycznie gdy ziarna znajdują się na sicie, następuje szybkie opadnięcie wody i proces rozpoczyna się od początku [14, 218].

Wzbogacanie według procesu statycznego uzyskać można w osadzarkach pulsacyjnych beztłokowych, w których ruch wody roboczej jest wywołany nadciśnieniem powietrza doprowadzonego do komory powietrznej przez odpowiednio skonstruowane urządzenie rozrządu powietrza sprężonego.

Warunki prowadzenia procesu wzbogacania. Osadzarki pulsacyjne pracują z różną dokładnością. Aby była ona jak największa należy odpowiednio dobrać skalę klasyfikacji (wymiar największych i najmniejszych ziarn) materiału surowego (nadawy), ustalić najkorzystniejszą wysokość pulsacji wody na sicie roboczym oraz dobrać liczbę pulsacji wody [80, 150].

W miarę zwiększania wymiaru wzbogacanych ziarn lub zwiększania się ich gęstości należy zwiększać wysokość pulsacji i zmniejszać ich liczbę. W praktyce wysokość pulsacji jest nie mniejsza niż półtora grubości największych ziarn. Dla klas grubych wynosi od 25 do 70 mm, a dla klas drobnych 5 do 15 mm. Liczba skoków tłoka wynosi dla ziarn grubych 120 do 180 na minutę, a dla klas drobnych 200 do 280 na minutę. Grubość warstwy wzbogaconego materiału na sicie powinna być większa od najgrubszych ziarn nadawy 7 do 12 razy dla ziarn grubych, a dla ziarn drobnych około 20 razy.

Najlepiej wzbogaca się materiał uśredniony pod względem składu ziarnowego i składu gęstościowego. Nie jest to jednak konieczne, gdyż osadzarki są dość elastyczne przy niewielkich wahaniach składu granulometrycznego i densymetrycznego. Osadzarki powinny być równomiernie zasilane, powinny posiadać także dokładne i precyzyjne urządzenia automatycznej regulacji odbioru produktów wzbogacania [80].

8. TECHNIKA WZBOGACANIA GRAWITACYJNEGO

W niniejszym rozdziale opisane zostaną maszyny stosowane w procesach wzbogacania grawitacyjnego węgli kamiennych. Będą to wzbogacalniki cieczy ciężkich zawiesinowych, wzbogacalniki cyklonowe z cieczą ciężką oraz osadzarki. Inne typy wzbogacalników (np. wzbogacalniki strumieniowe, wzbogacalniki zwojowe stoły koncentracyjne, wzbogacalniki z jednorodną cieczą zawiesinową) nie będą w niniejszej książce omawiane. Zainteresowanych odsyłam do innych pozycji literaturowych omawiających także urządzenia prezentowane w niniejszym rozdziale [8, 25, 38, 44, 45, 47, 61, 62, 63, 73, 77, 101, 102, 103, 108, 131, 169, 173, 188, 190, 191, 192, 197].

8.1. WZBOGACALNIKI CIECZY CIĘŻKIEJ ZAWIESINOWEJ

Na ogromny rozwój i rozpowszechnianie stosowania technologii wzbogacania węgla w cieczach zawiesinowych wpłynęła w sposób zasadniczy uzyskiwana wysoka dokładność procesu wzbogacania. Niezależnie od tego wzrosła bardzo znacznie ilość eksploatowanych kopalin o wysokim wskaźniku trudności wzbogacania, dla których stosowanie procesów przeróbczych grawitacyjnych w ośrodkach o niskiej gęstości nie dawało pozytywnych efektów wzbogacania i nie pozwalało na uzyskanie wysokojakościowych koncentratów, przy równoczesnych dużych stratach węgla w odpadach. Zmniejszenie strat substancji węglowej wymagało wielokrotnie wprowadzania, bardzo złożonych układów technologicznych procesów przeróbczych, pociągających za sobą poważny wzrost kosztów wzbogacania.

Wprowadzenie wzbogacania węgla w cieczach zawiesinowych spowodowało znaczny rozwój rozwiązań konstrukcyjnych wzbogacalników zawiesinowych. W ślad za tym rozwojem są czynione próby podziału systematycznego wzbogacalników. Podziału wzbogacalników można między innymi dokonać według stosowanej w nich zawiesiny (np. wzbogacalniki magnetytowe, barytowe, piaskowe itp.), według liczby otrzymywanych w procesie wzbogacania produktów końcowych (np. dwu- lub trójproduktowe), sposobu odbioru produktów (np. strumieniem cieczy ciężkiej, urządzeniami mechanicznymi itp.).

Spotyka się również podział wzbogacalników według kształtu skrzyni roboczej, jak np. stożkowe, korytowe, bębnowe itp. Bardzo często podziału dokonuje się według charakterystycznych cech wzbogacalnika, występujących w wielu odmianach konstrukcyjnych, takich jak głębokość i kształt skrzyni roboczej, sposób podawania cieczy ciężkiej do wzbogacalnika i odbioru produktów wzbogacania.

W pracy niniejszej przyjęto podział wzbogacalników oparty na ich wspólnych cechach konstrukcyjnych. Podział ten przedstawia się następująco:

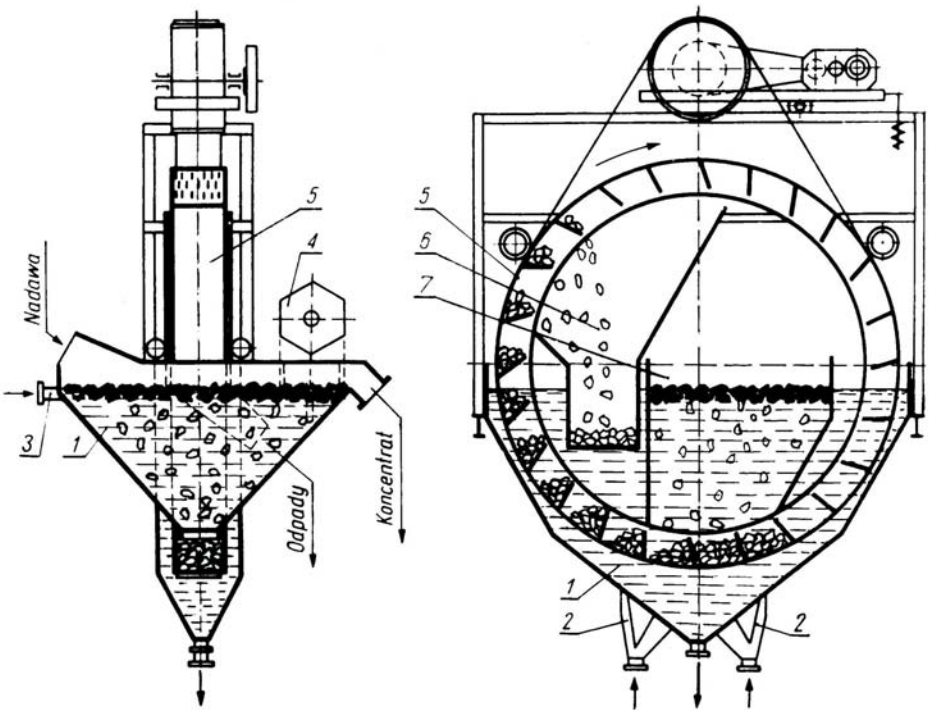
- wzbogacalniki z kołami łopatkowymi,
- wzbogacalniki korytowe,
- wzbogacalniki z mechaniczną stabilizacją cieczy zawiesinowej,

- wzbogacalniki z podnośnikami hydrauliczno-powietrznymi,
- wzbogacalniki zawiesinowo-hydrauliczne,
- wzbogacalniki obrotowe (bębnowe),
- wzbogacalniki innych typów.

8.1.1. Wzbogacalniki z kołami łopatkowymi

Wzbogacalniki zawiesinowe typu Disa. Wzbogacalniki te, konstrukcji krajowej, są dostosowane do wzbogacania w magnetytowej zawiesinie ciężkiej. Wzbogacalniki budowane są jako dwuproduktowe (jako urządzenie pojedyncze) oraz jako trójproduktowe w układzie bliźniaczym dwu wzbogacalników dwuproduktowych. Wzbogacalniki dwuproduktowe buduje się w dwu rozwiązaniach: Disa 1 i Disa 2.

Roboczą ciecz zawiesinową doprowadza się do skrzyni roboczej (1) wzbogacalnika Disa 1 (rys. 8.1) dwoma rurociągami (2) do jej części dennej, nadając jej wolny ruch wznoszący się ku górze. Dodatkowo doprowadza się ciecz zawiesinową, poziomym strumieniem, rurociągiem (3) do górnej części skrzyni roboczej od strony zasilania wzbogacalnika węglem surowym. Wzbogacalnik ten jest dwuproduktowy, węgiel surowy rozdziela się zatem na dwa produkty wzbogacania. Koncentrat unoszony płynącym poziomo strumieniem



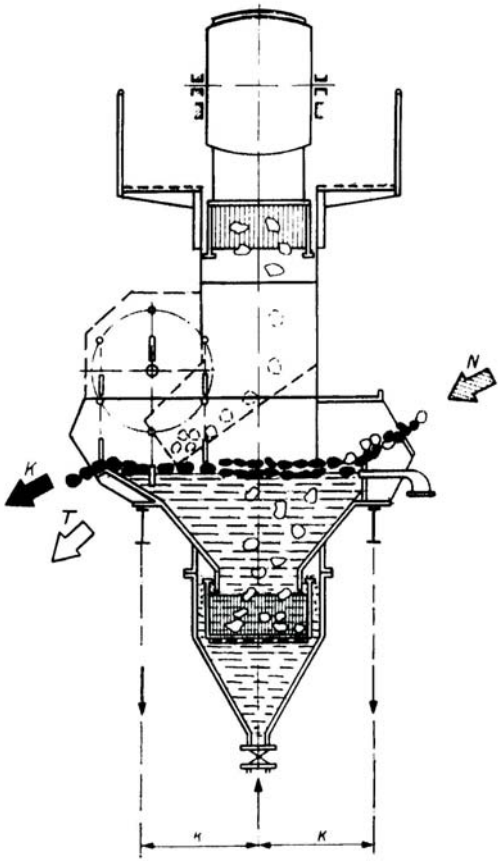
Rys. 8.1. Wzbogacalnik zawiesinowy dwuproduktowy Disa 1
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

cieczy wyładowuje się przelewem. Do przyspieszenia odbioru koncentratu służy wygarniacz łopatkowy (4) zabudowany w pobliżu progu wyładowczego.

Odpady opadające na dno są wynoszone ze wzbogacalnika kołem łopatkowym (5) i zabudowanym w płaszczyźnie prostopadłej do osi wzbogacalnika. Kolo łopatkowe jest zanurzone w cieczy ciężkiej. Łopatki wynoszące odpady są wykonane z blachy dziurkowanej, co umożliwia obcieknięcie ziarn z cieczy ciężkiej. Wyniesione kołem łopatkowym odpady wyładowują się do zsuwni odbiorczej (6) umieszczonej obok wyodrębnionego koryta roboczego (7) wzbogacalnika. Właściwe koryto robocze wzbogacalnika jest oddzielone od skrzyni ściankami, których dolne krawędzie schodzą tuż nad koło łopatkowe. Niezależnie od tego krawędzie dolne wydzielonego koryta roboczego mają zabezpieczyć przed przedostawaniem się drobnych ziarn odpadów poza zasięg koła łopatkowego.

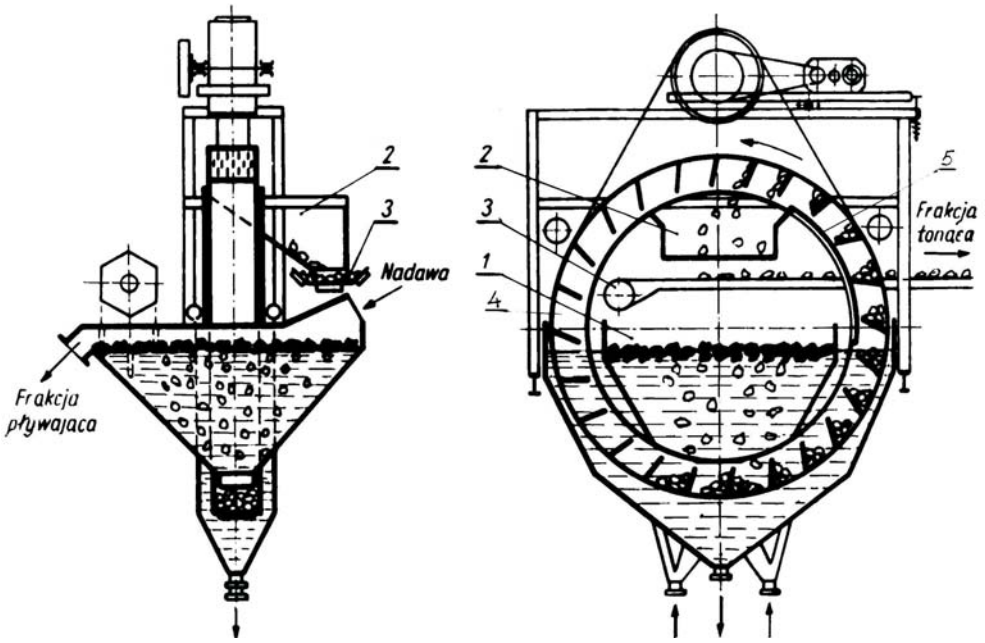
Koło łopatkowe jest zawieszone na pasie gumowym – tworzącym taśmę bez końca – opierającym się u góry na bębnie napędowym, wprawianym w ruch obrotowy z napędu zabudowanego na górnej powierzchni konstrukcji. Równomierny, bez wahań, ruch koła łopatkowego ubezpieczają dwie rolki prowadzące, dociśnięte do pasa napędowego. Koryto robocze w tym typie wzbogacalnika jest zawężone o szerokość koryta odbiorczego odpadów.

Do wzbogacenia węgla surowego o znacznej zawartości odpadów budowane są wzbogacalniki typu Disa 1S (rys. 8.2) o znacznie poszerzonej szerokości koła. Budowane są wzbogacalniki Disa 1S o szerokości koryta roboczego: 1200, 2000, 3200 mm. Wszystkie wzbogacalniki są dostosowane do wzbogacania klasy ziarnowej od 10 do 400 mm. Wydajność maksymalna, odpowiednio do szerokości koryta roboczego, wynosi 150, 250, 400 Mg/h brutto. Prędkość obwodowa koła łopatkowego wynosi od 0,32 do 0,37 m/s. Pojemność skrzyni wzbogacalnika wynosi kolejno 7,5, 12 i 24 m^3.



Rys. 8.2. Wzbogacalnik zawiesinowy dwuproduktowy typu Disa 1S
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Wzbogacalnik Disa 2 (rys. 8.3). Wzbogacalnik typu Disa 2 posiada nieco odmienną konstrukcję w porównaniu z typem Disa 1. Koryto (1) wzbogacalnika zajmuje w wewnętrznym obwodzie koła wynoszącego (4) maksymalną szerokość. Powiększenie



Rys. 8.3. Wzbogacalnik zawiesinowy dwuproduktowy typu Disa 2
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

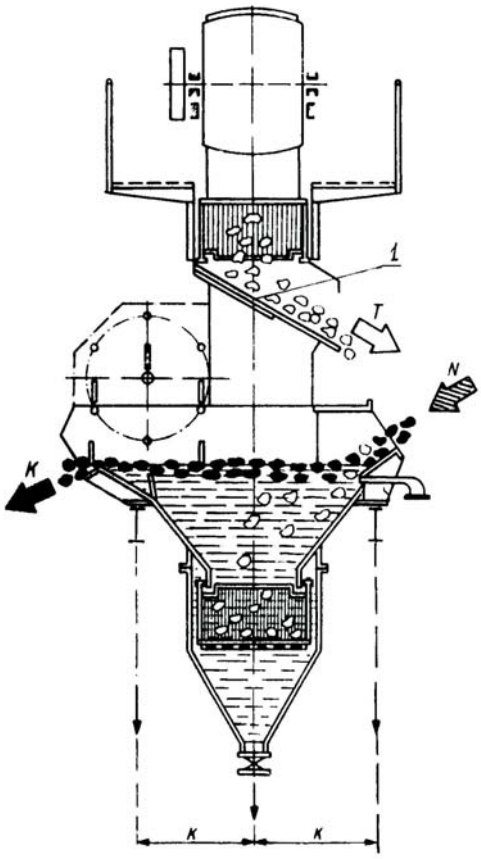
szerokości tego koryta umożliwiło, bez powiększenia głównych wymiarów wzbogacalnika, zwiększenie jego wydajności.

Odpady z koła wynoszącego odbiera się do rynny odbiorczej (2) zabudowanej w górnej części wewnętrznego obwodu koła wynoszącego. Osłona (5) zabezpiecza przed wysypaniem się wynoszonych odpadów ze skrzynek koła wynoszącego. Odebrane do rynny (2) odpady zsypują się na przenośnik odbiorczy (3) odprowadzający je na zewnątrz.

Podobnie jak we wzbogacalnikach typu Disa 1, wprowadzono wzbogacalniki typu Disa 2S, dostosowane do wzbogacania węgla surowego o wysokim zanieczyszczeniu kamieniem, dochodzącym nawet do 75%. Wprowadzenie typów oznaczonych literą „S" spowodowane było wprowadzeniem mechanizacji urabiania węgla, a więc z równoczesnym wyeliminowaniem możliwości pozostawienia w wyrobiskach kopalnianych kamienia znajdującego się w postaci wkładek w pionowym przekroju pokładu lub w postaci przystropowej warstwy kruchego kamienia.

Na rysunku 8.4 przedstawiono wzbogacalnik typu Disa 2S. Konstruuje się wzbogacalniki o dużej szerokości koryta roboczego, wynoszącej kolejno 2000, 2500, 3000 i 4000 mm. Podobnie jak we wzbogacalnikach typu Disa 2, zwiększenie szerokości koryta wzbogacalnika uzyskano dzięki umieszczeniu koryta odbiorczego (1) odpadów w najwyższym punkcie wewnętrznego obwodu wzbogacalnika i zastosowaniu bocznej osłony koła łopatkowego, zabezpieczającej odpady przed zsypaniem się z łopatek przed korytem. Odbiór odpadów z koryta odbiorczego następuje po jego skośnym dnie na przenośnik taśmowy.

Odpowiednio do szerokości koryta roboczego wydajność maksymalna wzbogacalnika wynosi 250, 300, 350 i 500 M/h brutto. Pojemność skrzyni wzbogacalnika wynosi kolejno 12,5, 12,5, 15,0 i 28 m^3. Koło łopatkowe obraca się z prędkością obwodową wynoszącą od 0,32 do 0,35 m/s.



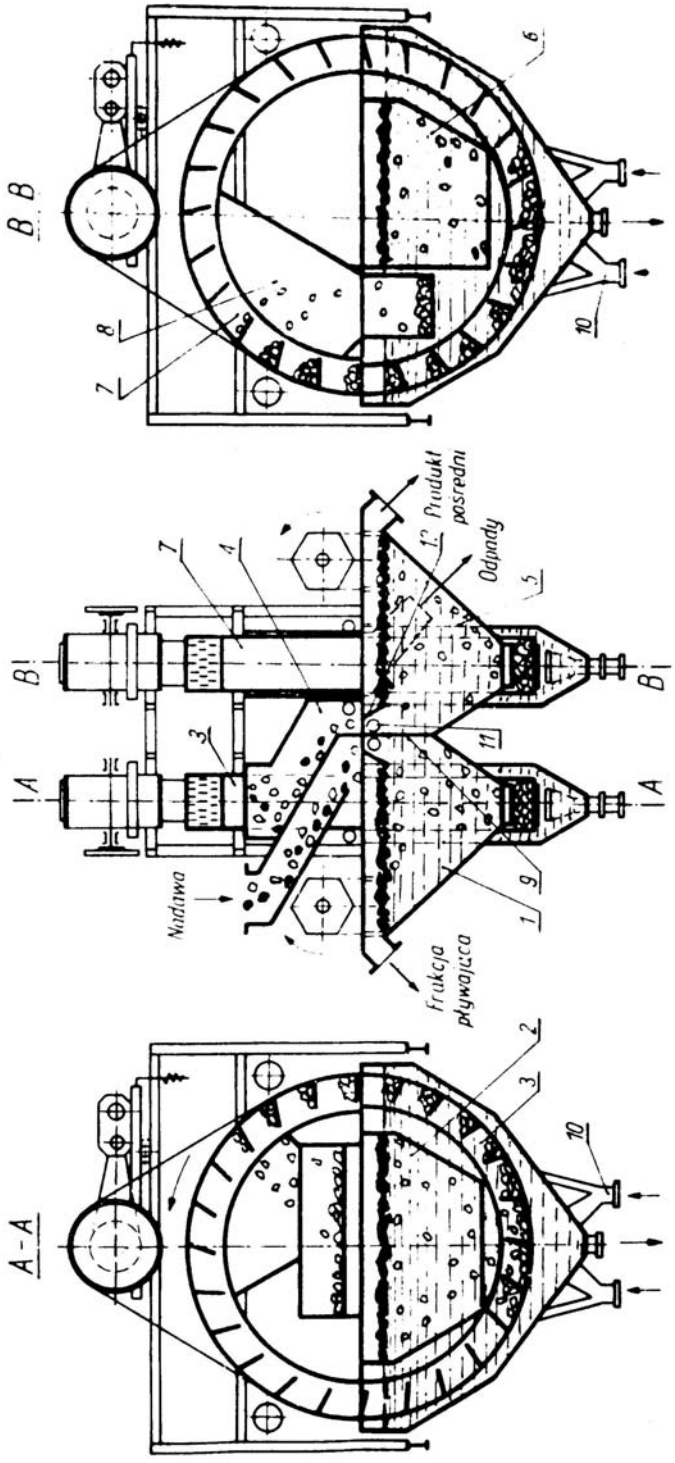
Rys. 8.4. Wzbogacalnik zawiesinowy dwuproduktowy typu Disa 2S
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Wzbogacalnik Disa 3 – trójproduktowy (rys. 8.5). Wzbogacalnik trójproduktowy jest konstrukcyjną kompozycją dwu wzbogacalników dwuproduktowych.

Nadawę doprowadza się do pierwszego przedziału (1) wzbogacalnika o szerokim korycie roboczym (2) zsuwnią podającą ją w pobliże ściany działowej obu przedziałów roboczych. W przedziale tym następuje wydzielenie czystych ziarn koncentratu, który wraz z nadmiarem cieczy ciężkiej odprowadzany jest przez próg przelewowy i dodatkowo wygarniany obrotowym wygarniaczem, na którym wolno zawieszone są zgrzebła wygarniające. Ziarna produktu przejściowego i odpadów tonące w cieczy zawiesinowej wybierane są kołem łopatkowym (3) i zsuwnią (4) podawane do drugiego przedziału roboczego (5) o zwężonym korycie roboczym (6). W przedziale tym wydzielana jest frakcja pływająca ziarn produktu pośredniego, który jest wygarniany wygarniaczem obrotowym wraz z nadmiarem cieczy ciężkiej. Ziarna odpadów są wybierane ze skrzyni wzbogacalnika kołem łopatkowym (7) i zsuwnią (8) odprowadzane na zewnątrz wzbogacalnika.

Oba przedziały robocze wzbogacalnika są podzielone ścianą działową (9) uniemożliwiającą mieszanie się cieczy ciężkiej. Podział ten jest konieczny, gdyż do obu skrzyń wzbogacalnika doprowadza się ciecz zawiesinową o różnych gęstościach, odpowiadających przyjętej gęstości rozdziału produktów wzbogacania w obu tych przedziałach.

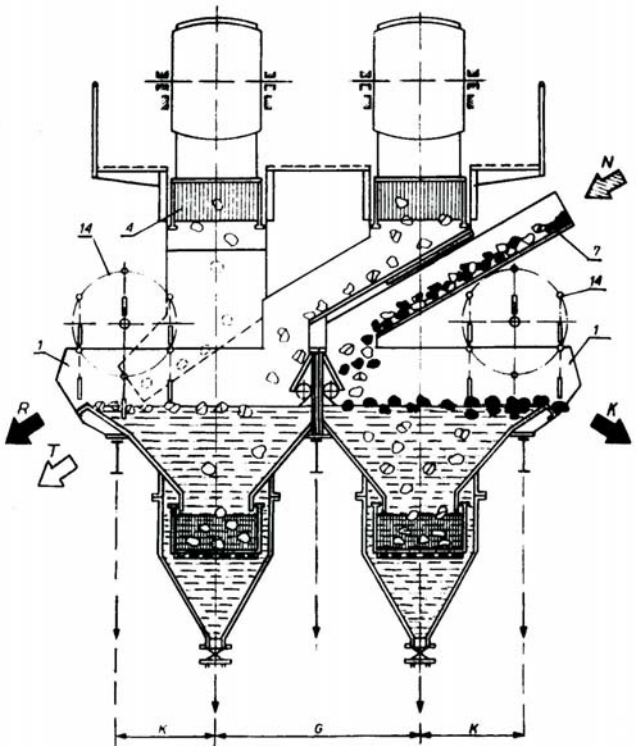
Ciecz ciężką doprowadza się do przedziałów roboczych króćcami (10) zabudowanymi w części dennej wzbogacalnika oraz przewodami (11) umieszczonymi w pobliżu przegrody (9). Równomierny wypływ cieczy ciężkiej, rozłożony na całą szerokość koryta roboczego, zabezpieczają skośne przesłony (12), których dolne krawędzie są zanurzone poniżej zwierciadła cieczy ciężkiej.



Rys. 8.5. Wzbogacalnik zawiesinowy trójproduktowy typu Disa 3
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Wzbogacalniki tego typu buduje się w jednej wielkości. Szerokość koryta roboczego w pierwszym przedziale wynosi 3100 mm, a w drugim 1800 mm. Do wzbogacalnika doprowadza się nadawę o uziarnieniu od 10 do maksimum 250 mm. Wydajność wzbogacalnika – w zależności od stopnia zanieczyszczenia węgla surowego i rozmiaru wzbogacanej klasy ziarnowej – mieści się w granicach od 230 do 400 Mg/h brutto. Objętość cieczy ciężkiej w obu skrzyniach wzbogacalnika wynosi odpowiednio 9,0 i 7,0 m^3. Orientacyjna ilość cieczy zawiesinowej przepływającej przez skrzynie wzbogacalnika wynosi dla przedziału pierwszego od 180 do 250 m^3/h i dla przedziału drugiego od 100 do 150 m^3/h.

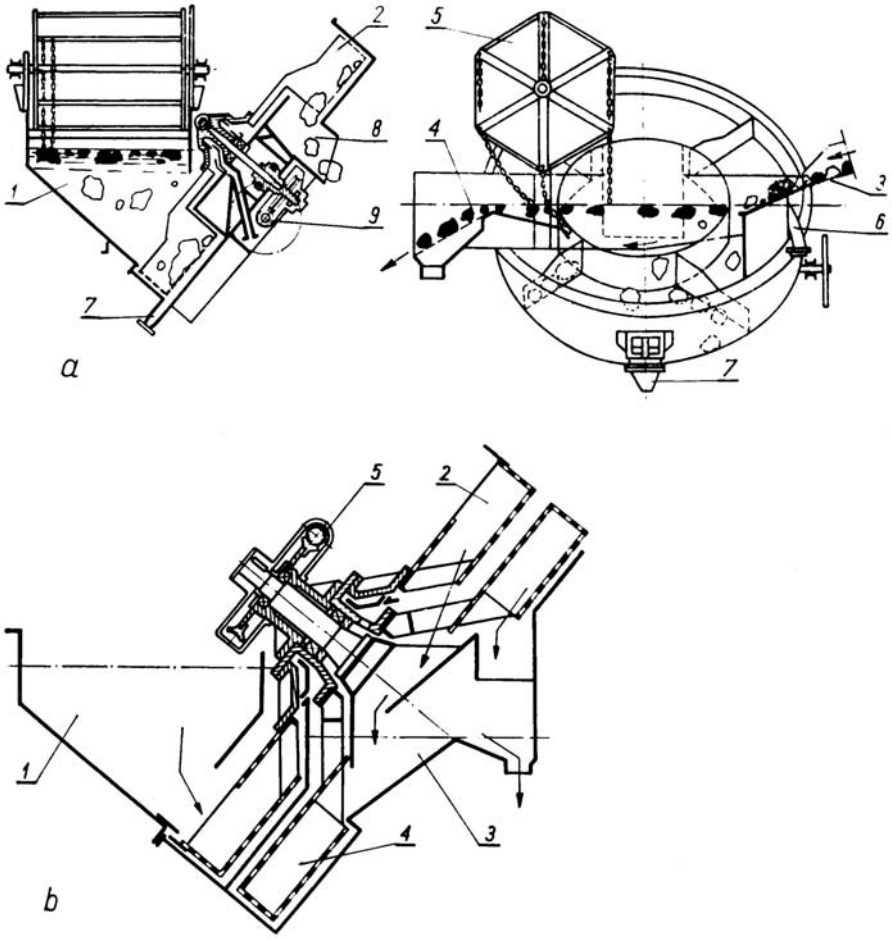
Wzbogacalniki trójproduktowe buduje się również w wersji Disa 3S – dostosowanej do wzbogacania silnie zanieczyszczonego węgla surowego. Wzbogacalnik tego typu przedstawiono na rysunku 8.6.



Rys. 8.6. Wzbogacalnik zawiesinowy trójproduktowy typu Disa 3S
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Wzbogacalniki Disa 3S są budowane w dwu wielkościach: o szerokości koryta roboczego 3000/2000 mm (cyfra pierwsza odnosi się do szerokości koryta w pierwszym przedziale, a druga do szerokości koryta w drugim przedziale) oraz 4000/2500 mm. Odpowiednio maksymalna wydajność wzbogacalników wynosi 350 i 500Mg/h brutto. Prędkość obwodowa kół łopatkowych wynosi 0,32 i 0,35 m/s. Pojemność skrzyń wzbogacalników wynosi 15/12 i 25/15 m^3.

Wzbogacalnik zawiesinowy typu Drewboy (rys. 8.7). Wzbogacalnik został skonstruowany do pracy z zawiesinową cieczą ciężką magnetytową. Skrzynia robocza (1) o skośnym dnie jest stosunkowo płytka (rys. 8.7a). Z boku skrzyni roboczej w odpowiedniej



Rys. 8.7. Wzbogacalniki zawiesinowe typu Drewboy
a – wzbogacalnik dwuproduktowy, b – wzbogacalnik trójproduktowy
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

osłonie zabudowane jest obrotowe koło łopatkowe (2), nachylone do pionu pod kątem około 50°. Dolna część osłony koła jest połączona bezpośrednio z wnętrzem skrzyni roboczej. Skrzynki koła łopatkowego są wykonane z blachy dziurkowanej, umożliwiając tym samym odprowadzenie ze wzbogacalnika cieczy ciężkiej wynoszonej wraz z odpadami. Skrzynkowa konstrukcja koła wynoszącego zabezpiecza dno osłony przed tarciem zsuwających się po jego powierzchni odpadów.

Węgiel surowy do wzbogacalnika podaje się zsypem (3) na powierzchnię zwierciadła cieczy ciężkiej. Koncentrat odbiera się przez próg przelewowy (4) na skośną zsuwnię,

wykonaną z sita szczelinowego. Pod sitem znajduje się skrzynka odbiorcza cieczy ciężkiej, spływającej ze wzbogacalnika wraz z koncentratem. Wygarnianie pływających ziarn koncentratu ułatwia obrotowy wygarniacz (5) zabudowany nad progiem przelewowym, wyposażony w luźno zwisające łańcuchy spełniające rolę zgarniaczy.

Ciecz ciężką doprowadza się do wzbogacalnika strumieniem poziomym poprzez króciec zasilający (6) umieszczony poniżej podajnika węgla surowego. W najniższym punkcie skrzyni roboczej umieszczony jest króciec (7), umożliwiający opróżnienie wzbogacalnika z cieczy ciężkiej.

Odpady odebrane ze wzbogacalnika kołem wynoszącym (2) są odprowadzane na zewnątrz zsuwnią (8) znajdującą się w najwyższym punkcie obrotu koła. Koło wynoszące napędzane jest przekładnią ślimakową (9).

Umieszczenie koła wynoszącego poza skrzynią roboczą wzbogacalnika eliminuje wpływ jego ruchu obrotowego na proces rozdziału materiału surowego oraz zabezpiecza go przed ewentualnym zaklinowaniem ziarnami odpadów lub drobnymi elementami metalowymi, znajdującymi się bardzo często w węglu surowym.

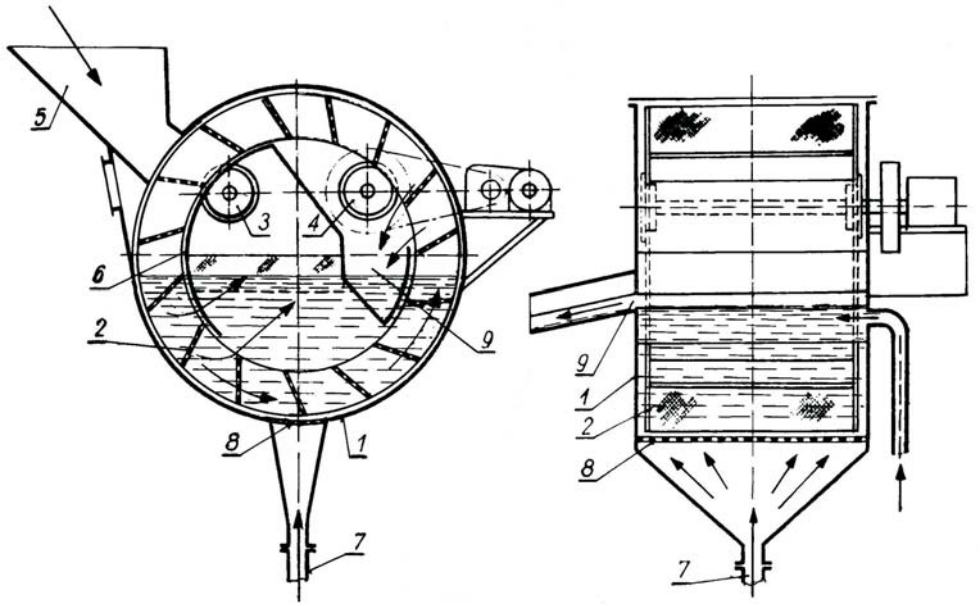
Do wzbogacalnika można kierować nadawę o uziarnieniu mieszczącym się w granicach od 6 do 1000 mm, praktycznie bez wpływu na dokładność procesu technologicznego. Wzbogacalniki te są budowane w pięciu wielkościach o szerokości skrzyni roboczej: 1200, 1600, 2000, 2600 i 3200 mm – odpowiednio do tych wymiarów średnice kół wynoszących wynoszą: 3200, 3400, 3800, 4500 i 5350 mm. Całkowita długość wzbogacalnika wynosi od 4165 do 5775 mm.

Wzbogacalniki tego typu są budowane również jako trójproduktowe (rys. 8.7b). Do głównej skrzyni roboczej (1) doprowadza się materiał surowy i wydziela się w niej dwa produkty: koncentrat odprowadzany progiem przelewowym na zewnątrz oraz produkt przejściowy i odpady, które kołem wynoszącym (2) podawane są do drugiej skrzyni roboczej (3) drugiego przedziału – dobudowanej poza tylną ścianą koła wynoszącego (2). W drugim przedziale roboczym kierunek ruchu cieczy i produktu pływającego jest prostopadły do osi głównej pierwszego przedziału (1). Koło wynoszące (4) dla odpadów umocowane jest na wspólnym wale napędowym z kołem wynoszącym (2), napędzanym przekładnią ślimakową (5).

Wydajność wzbogacalników typu Drewboy wynosi od 60 do 600 Mg/h brutto. Obciążnik magnetytowy stosowany do tego typu wzbogacalnika powinien mieć następujący – zalecony przez producenta – skład ziarnowy: powyżej 147 μ – 2%, od 44 do 147 μ – 48%, od 20 do 44 μ – 45% i poniżej 20 μ – 5%.

Wzbogacalnik zawiesinowy typu Nelson–Davis (rys. 8.8). Skrzynia wzbogacalnika (1) w przekroju poprzecznym ma dno łukowo wygięte, dostosowane do średnicy koła łopatkowego (2). Szerokie koło łopatkowe o pełnych bocznych ścianach pierścieniowych, podzielone jest przegrodami wykonanymi z blachy dziurkowanej na szereg koszy. Koło łopatkowe swoim wewnętrznym obwodem toczy się na dwu parach krążków tocznych (3) i (4). Krążki toczne stanowią zespół napędowy, nadający kołu łopatkowemu ruch obrotowy. Koło łopatkowe pracuje w tym wzbogacalniku jako koło zgrzebłowe, a ziarna odpadów transportowane są po łukowym dnie wzbogacalnika.

Węgiel surowy podaje się zsypem (5) do koszy koła łopatkowego osłoniętego ścianką osłonową (6), która równocześnie dzięki swojemu kształtowi tworzy koryto robocze wzbo-



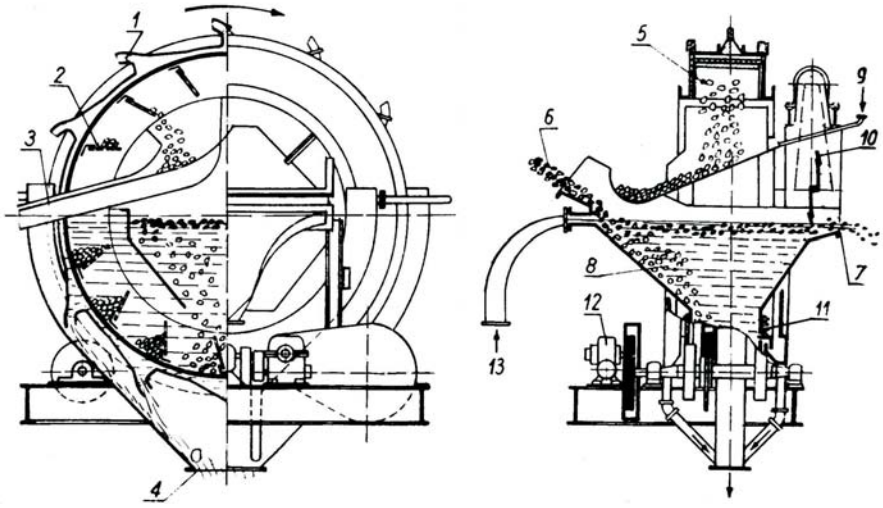
Rys. 8.8. Wzbogacalnik zawiesinowy typu Nelson-Davis
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

gacalnika oraz zsuwnię odbiorczą odpadów. Materiał surowy zostaje w koszach wprowadzony do cieczy ciężkiej, gdzie następuje jego rozdział według gęstości. Ziarna węgla wypływają z koszy na powierzchnię cieczy, natomiast ziarna odpadów pozostają w koszach i są w nich wynoszone z cieczy i wyładowywane do zsuwni odbiorczej (9) odpadów.

Ciecz ciężką do wzbogacalnika podaje się przewodem (7) do płaskiej komory rozdzielającej ją na całą długość roboczą wzbogacalnika. Pomiędzy komorą rozdzielczą a dnem skrzyni wzbogacalnika zabudowane jest sito, które wyrównuje przepływ cieczy do wzbogacalnika oraz zabezpiecza komorę rozdzielczą przed przedostaniem się do jej wnętrza ziarn odpadów.

Wzbogacalnik zawiesinowy typu Teska (rys. 8.9). Wzbogacalnik posiada koło wynoszące, wyposażone w przegrody (3) wykonane z blachy dziurkowanej, celem umożliwienia odprowadzenia cieczy ciężkiej wynoszonej ze skrzyni roboczej wraz z odpadami. Odpady (8) z koszy koła wynoszącego są odprowadzane na zewnątrz przez wylot (5) do rynny odbiorczej (3). W celu ułatwienia transportu odpadów w rynnie odbiorczej (3) doprowadza się na nią wodę spławną przewodem (9). Woda ta również ułatwia opłukanie ziarn odpadów z obciążnika w czasie ich odwadniania na przesiewaczu odwadniającym.

Nadawę do wzbogacalnika podaje się zsypem (6) bezpośrednio na powierzchnię cieczy zawiesinowej. Koncentrat wyładowuje się przez próg wyładowczy (7), przy czym wygarnianie ziarn wykonuje wygarniacz łopatkowy (10), gdyż w tym typie wzbogacalnika nie przewiduje się przelewu cieczy ciężkiej przez próg wyładowczy.



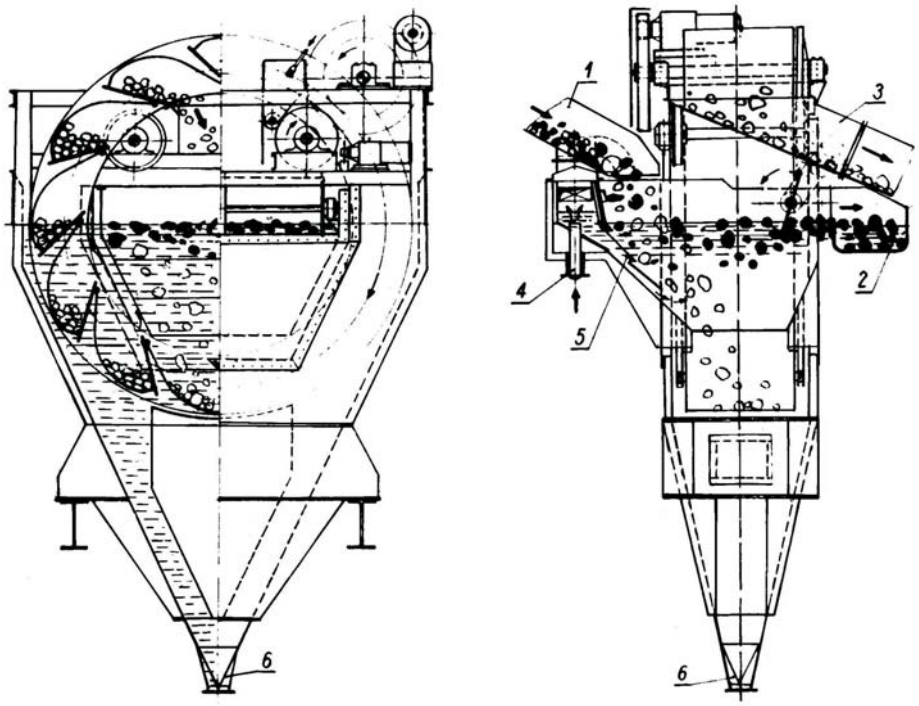
Rys. 8.9. Wzbogacalnik zawiesinowy typu Teska
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Ciecz ciężką do wzbogacalnika doprowadza się w nieznacznej ilości przewodem (13) tuż pod zsypem podającym materiał surowy do wzbogacalnika. Nadmiar cieczy ciężkiej jest odprowadzany dyszami (1) umieszczonymi na zewnętrznym płaszczu koła wynoszącego. Nadmiar cieczy spływa do wylotu (4) połączonego rurociągiem ze zbiornikiem cieczy ciężkiej.

Koło wynoszące jest uszczelnione od strony skrzyni roboczej uszczelkami gumowymi (11). Koło jest podparte od dołu na zespołach krążników tocznych, przy czym jeden z zespołów krążników, napędzany silnikiem (12), nadaje kołu ruch obrotowy.

Wzbogacalnik zawiesinowy typu Humboldt (rys. 8.10). Nadawę do wzbogacalnika podaje się zsuwnią (1) umieszczoną nieco powyżej zwierciadła cieczy. Pływające ziarna koncentratu wygarniane są obrotowym wygarniaczem do rynny spławnej (2) przez próg przelewowy wzbogacalnika. Pod zsuwnią nadawczą zabudowana jest komora rozdzielcza cieczy ciężkiej, do której doprowadza się ciecz przewodem (4). Równomierny rozpływ cieczy na całą szerokość roboczą wzbogacalnika zabezpieczają przesłony (5), tworzące szczeliny przepływowe. Ciecz ciężka jest doprowadzana do skrzyni wzbogacalnika na dwu poziomach leżących głęboko pod zwierciadłem cieczy. Koło wynoszące spoczywa na dwu zespołach krążników swoim wewnętrznym obwodem. Jeden zespół krążników stanowi układ napędowy, połączony paskami klinowymi z silnikiem. Opróżnianie wzbogacalnika z cieczy ciężkiej dokonuje się wylotem (6).

Wzbogacalnik ten, o średnicy koła podnoszącego wynoszącej 3600 mm, jest przeznaczony do wzbogacania węgla surowego w klasie ziarnowej o wymiarze od 15 do 250 mm przy jego wydajności 220 Mg/h brutto. Duże wzbogacalniki tego typu o średnicy koła 4000 mm dostosowane są do przyjęcia klasy ziarnowej o wymiarze od 30 do 400 mm. Wydajność ich sięga 350 Mg/h brutto.

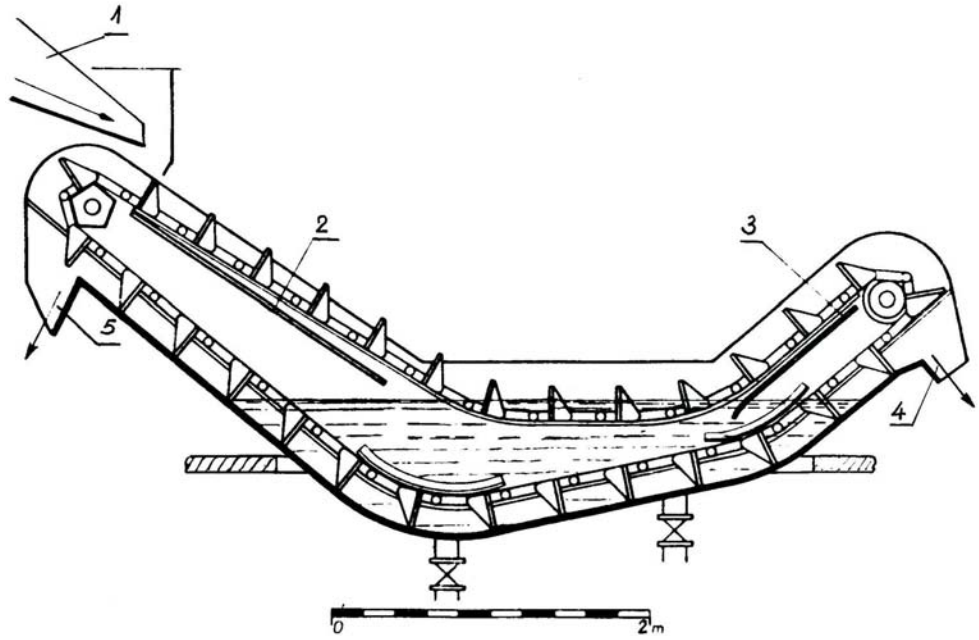


Rys. 8.10. Wzbogacalnik zawiesinowy typu Humboldt
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

8.1.2. Wzbogacalniki korytowe

Wzbogacalnik zawiesinowy korytowy typu Staatsmijnen (rys. 8.11). Wzbogacalnik został skonstruowany do cieczy ciężkiej z zawiesiną glinki lessowej. Skrzynia wzbogacalnika jest wykonana w postaci koryta o podniesionych wysoko obu końcach. Na całej długości koryta jest zabudowany łańcuch zgrzebłowy owijający dwa bębny: jeden napędowy, a drugi zwrotny. Dolna gałąź łańcucha jest prowadzona na kątownikach ślizgowych. Nadawę do wzbogacalnika doprowadza się zsuwnią (1) na górną gałąź przenośnika zgrzebłowego. Nadawany materiał jest zgarniany do skrzyni wzbogacalnika po nachylonej płaszczyźnie (2) dolną częścią łańcucha. Pływające ziarna koncentratu zabierają przegrody łańcucha, zanurzone nieco poniżej zwierciadła cieczy, i transportują ją po nachylonym sicie odwadniającym (3) do wysypu (4). Ziarna odpadów opadają na dno wzbogacalnika, skąd są zabierane zgrzebłami łańcucha i wygarniane przez wysyp odpadów (5). Koryto od strony wygarniania odpadów jest stromo podniesione ku górze, aby umożliwić ścieknięcie cieczy zawiesinowej z odpadów.

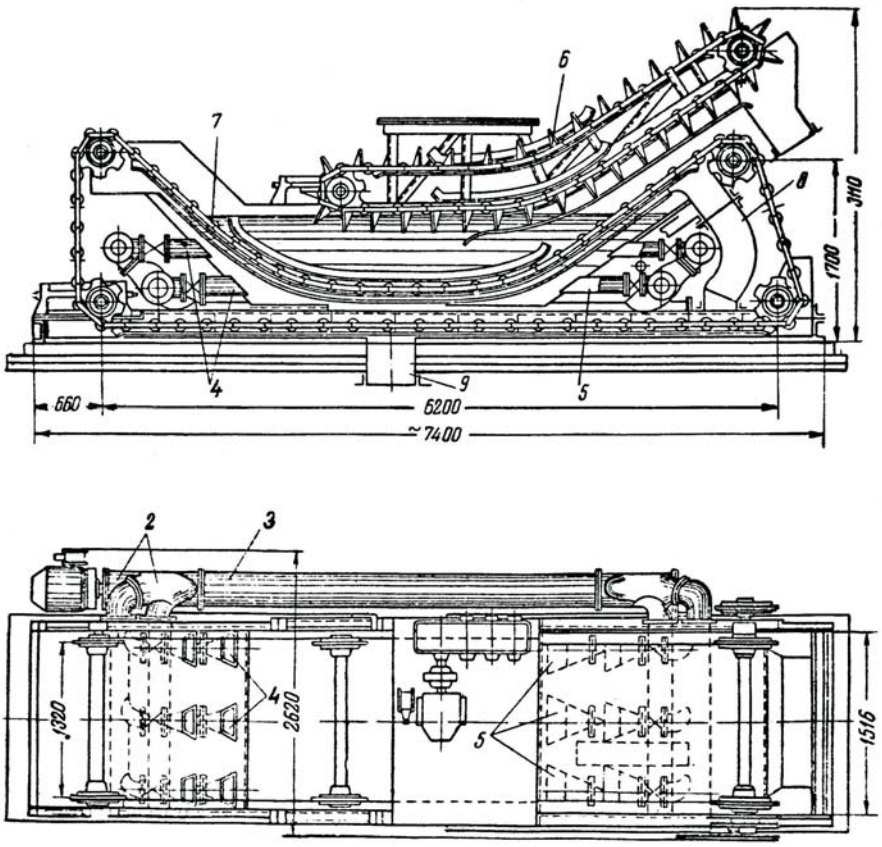
Ciecz ciężką podaje się do wzbogacalnika rurociągiem wprost do skrzyni wzbogacalnika. W dolnej części skrzyni znajdują się zamykane zaworami króćce do spuszczania cieczy.



Rys. 8.11. Wzbogacalnik zawiesinowy typu Staatsmijnen
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Wzbogacalnik zawiesinowy korytowy typu JGPSz (rys. 8.12). Wzbogacalnik wyposażony jest w skrzynię korytową (1), której dno jest łukowo wygięte. Obieg roboczej cieczy ciężkiej jest w zasadzie zamknięty w skrzyni roboczej. Przez skrzynię roboczą przepływa strumień cieczy ciężkiej z równomierną prędkością 0,1 m/s, wtłaczany pompą wirnikową (2) zabudowaną w rurociągu (3) cieczy obiegowej. Ciecz ciężka wpływa do skrzyni roboczej przez sześć szczelin wlotowych (4) rozmieszczonych w dwu poziomach, następnie przepływa przez łukowe sito dna do skrzyni roboczej. Ciecz ciężka po przepłynięciu przez skrzynię roboczą, przepływa z kolei przez drugie sito łukowe dna skrzyni do szczelin wylotowych (5), połączonych z głównym rurociągiem (3) cieczy obiegowej. Oba sita mają szczeliny o szerokości 5 mm. Ubytki cieczy ciężkiej są uzupełniane regularnym doprowadzaniem jej z zewnątrz.

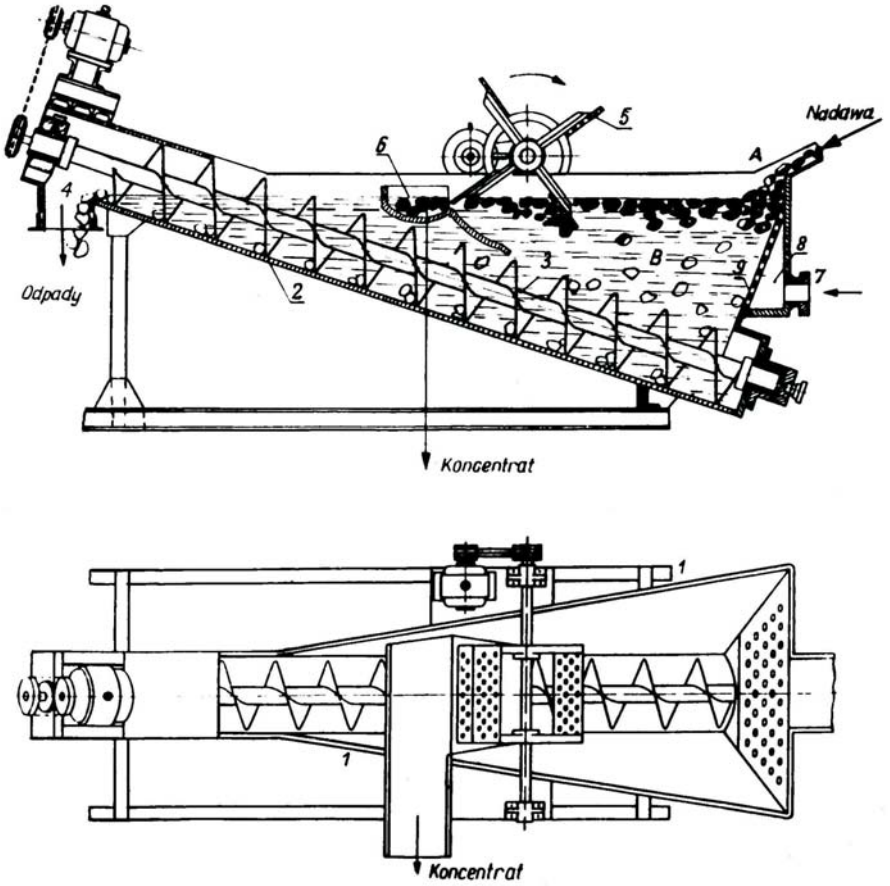
Węgiel wzbogacony odbierany jest łańcuchem zgrzebłowym (6) po powierzchni nachylonego sita, w celu umożliwienia obcieknięcia cieczy ciężkiej, i odprowadzany do wysypu. Odpady odbierane są łańcuchem zgrzebłowym (7), prowadzonym po dnie skrzyni roboczej kątownikami ślizgowymi umocowanymi na jej bocznych ścianach. Wyładunek odpadów następuje po tej samej stronie skrzyni roboczej co i koncentrat. Odpady są odprowadzane wylotem (8) na dolną gałąź łańcucha zgrzebłowego (7) i wyładowywane ze wzbogacalnika wysypem (9). Oba łańcuchy zgrzebłowe poruszają się z jednakową prędkością liniową 0,2 m/s. Łańcuch zgrzebłowy odpadów tworzy taśmę bez końca, przy czym jej gałąź powrotna jest wyprowadzona poza skrzynią roboczą, owijając odpowiednio rozmieszczone koła łańcuchowe.



Rys. 8.12. Wzbogacalnik zawiesinowy typu Jużgiproszacht
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Wzbogacalnik zawiesinowy korytowy typu Don-Ugi (rys. 8.13). Cechą charakterystyczną tego wzbogacalnika jest zastosowanie ślimaka do transportu odpadów z dna skrzyni roboczej. Skrzynia robocza (1) w widoku z góry ma kształt równoramiennego trójkąta połączonego u dołu z korytem (2) o przekroju łukowym, w którym pracuje ślimak wygarniający (3). Ziarna produktu ciężkiego są odprowadzane ślimakiem do wysypu (4). Nadawę A podaje się zsypem wprost do cieczy ciężkiej. Ziarna koncentratu wygarniane są z cieczy zgarniakiem łopatkowym (5) przez próg przelewowy do rynny odbiorczej (6), umieszczonej prostopadle do osi skrzyni roboczej. Wraz z koncentratem odbierany jest nadmiar cieczy ciężkiej. Ciecz robocza jest wtłaczana przez króciec (7) do komory rozdzielczej (8), a następnie przez ścianę sitową (9) wpływa do wnętrza wzbogacalnika. Zadaniem sita jest zapewnienie równomiernego zasilania skrzyni roboczej cieczą ciężką. Ciecz ciężka przepływa przez skrzynię roboczą z prędkością od 0,2 do 0,3 m/s. Ślimak wygarniający odpady otrzymuje z napędu 35 obr/min.

Opisane powyżej przykłady nie podają pełnej ilości rozwiązań konstrukcyjnych wzbogacalników tego typu.

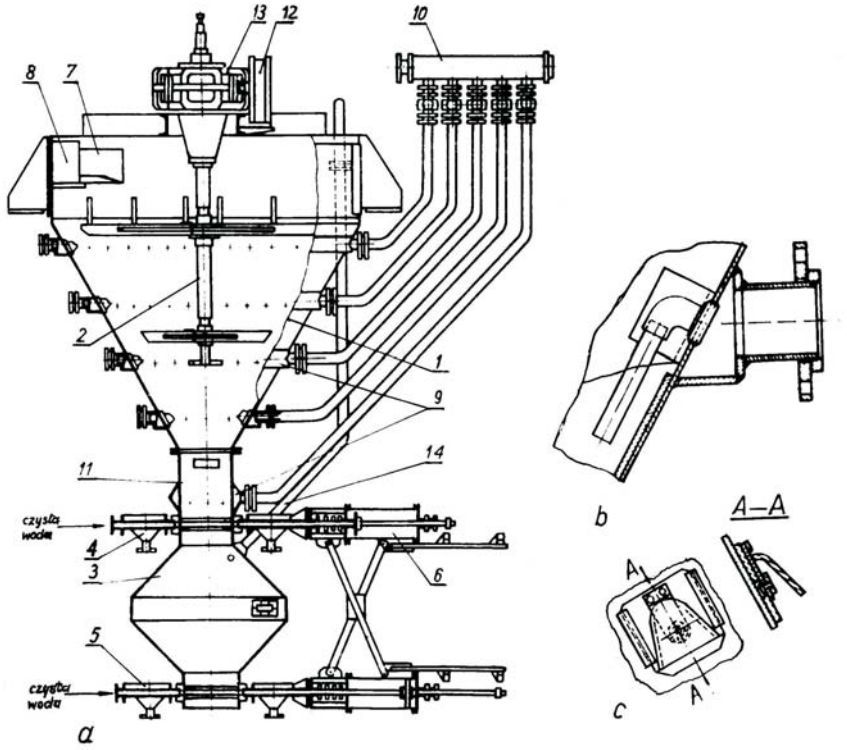


Rys. 8.13. Wzbogacalnik zawiesinowy typu Don Ugi
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

8.1.3. Wzbogacalniki z mechaniczną stabilizacją cieczy zawiesinowej

Wzbogacalnik typu Chance'a (rys. 8.14). Wzbogacalniki tego typu są dostosowane do wzbogacania węgla surowego w cieczy zawiesinowej piaskowej. Drobny piasek tworzy w wodzie zawiesinę o bardzo małej stabilności, która bardzo szybko opada na dno. W celu uzyskania możliwie równomiernego rozmieszczenia obciążnika w cieczy wypełniającej wzbogacalnik doprowadza się do jego wnętrza na kilku poziomach wodę roboczą, która nadaje cieczy stały wznoszący się ruch ku górze, podtrzymując ziarna obciążnika w zawieszeniu. Niezależnie od tego w osi pionowej wzbogacalnika zabudowany jest mieszalnik, obracający się z prędkością od 3 do 15 obr/min, który wprowadza ciecz ciężką w ruch okrężny.

Wzbogacalnik jest skonstruowany w kształcie odwróconego stożka (1) o kącie wierzchołkowym wynoszącym 60°. Górna część stożka przechodzi w pierścień cylindryczny.



Rys. 8.14. Wzbogacalnik zawiesinowy typu Chance'a
a – przekrój i widok wzbogacalnika, b – dysza wodna, c – zabezpieczenie otworu wypływowego nakrywką gumową
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

W osi wzbogacalnika zabudowane jest mieszadło (2) zaopatrzone w poziome ramiona i dodatkowe pionowe pręty, zwiększające dokładność mieszania cieczy ciężkiej (rys. 8.14a).

Odpady opadające na dno wzbogacalnika są odbierane przez komorę odpadów (3), zamykaną dwoma zasuwami (4) i (5). Zasuwa górna (4), sterowana napędem pneumatycznym (6), umożliwia wyładowanie odpadów nagromadzonych w rurze klasyfikacyjnej (11) do komory odpadów. Po napełnieniu komory odpadów zasuwa (4) zostaje zamknięta, napęd pneumatyczny otwiera dolną zasuwę (5), umożliwiając odprowadzenie odpadów na zewnątrz. Po usunięciu odpadów, przy obu zamkniętych zasuwach, komorę odpadów napełnia się wodą, odprowadzając z niej powietrze przewodem odpowietrzającym (14).

Węgiel surowy doprowadza się do wzbogacalnika korytem (7) dochodzącym stycznie (zgodnie z kierunkiem krążenia cieczy) do walcowej części wzbogacalnika. Ciecz ciężką o odpowiednio wysokim zagęszczeniu obciążnika piaskowego tłoczy się do górnej części wzbogacalnika przez komorę (8) umieszczoną tuż przed korytem doprowadzającym nadawę. Koncentrat odbiera się przez szczelinę przelewową znajdującą się w walcowym pierścieniu obok komory nadawczej (8). Ziarna pływającego koncentratu zgarniane są do szczeliny przelewowej zastawką zanurzoną nieco poniżej zwierciadła wody.

Opisywany przykład wzbogacalnika jest wyposażony na czterech poziomach w pierścienie wodne (9), do których doprowadza się wodę roboczą rurociągami z kolektora (10). Pierścienie wodne połączone są z wnętrzem wzbogacalnika dyszami (rys. 8.14b) rozmieszczonymi w równych odstępach od siebie (po ok. 350 mm). Wyloty dysz są skierowane ku dołowi i skręcone w kierunku ruchu mieszadła pod kątem 35° od pionu. Dysze wodne mogą być zastąpione otworami, nawierconymi w płaszczu wzbogacalnika. Otwory te od strony wzbogacalnika są zakryte specjalnymi zakrywkami gumowymi (rys. 8.14c), otwierane samoczynnie ciśnieniem wypływającej z pierścieni wodnych wody roboczej. Otwory wypływowe są osłonięte od wnętrza wzbogacalnika specjalnymi daszkami, umożliwiającymi rozpłynięcie się wody roboczej szerszym strumieniem, skierowanym ku dołowi. Nakrywki te są wsuwane do prowadnic przyspawanych do ściany wzbogacalnika. Nakrywki gumowe w przypadku zatrzymania pracy pompy zasilającej wodą wzbogacalnik są zamykane samoczynnie ciśnieniem słupa cieczy we wzbogacalniku i zabezpieczają pierścienie wodne przed ich zanieczyszczeniem zawiesiną piaskową i drobnymi ziarnami wzbogacanego materiału.

Do rury klasyfikacyjnej (11) doprowadza się dolną wodę roboczą z kolektora (10). Woda dolna wytwarza w rurze klasyfikacyjnej wznoszący się strumień o takiej prędkości, która umożliwia opadanie ziarn odpadów i utrzymanie ich w stanie rozluzowania oraz zabezpiecza ziarna węgla przed przypadkowym opadaniem w kierunku rury klasyfikacyjnej.

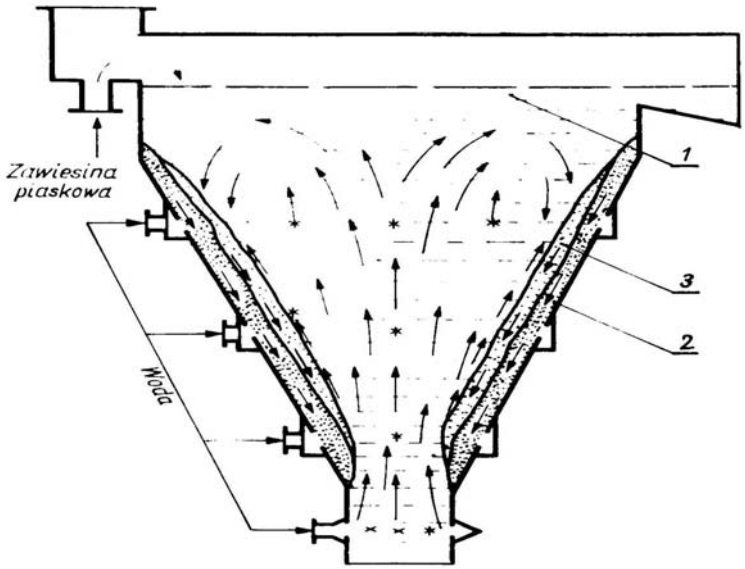
Mieszalnik jest napędzany silnikiem (12) poprzez reduktor obrotów (13).

Jak z podanego powyżej opisu wynika, do wzbogacalnika doprowadza się ciecz zawiesinową piaskową oraz czystą wodę roboczą. Dla uzyskania koniecznej gęstości cieczy ciężkiej gęstość świeżej cieczy musi mieć zatem wyższą gęstość. Niezależnie od tego na efektywną gęstość rozdziału materiału surowego ma również duży wpływ prędkość wznoszącego się strumienia cieczy ciężkiej. Biorąc pod uwagę oba składniki wpływające na wielkość gęstości rozdziału, gęstość cieczy zawiesinowej podawanej do wzbogacalnika mieści się w przedziale od 1,3 do 1,6 g/cm^3 .

Przy wysokich gęstościach rozdziału, mieszczących się w przedziale od 1,65 do 1,74 g/cm^3, zasadnicze znaczenie w procesie technologicznym ma woda robocza nadająca cieczy ciężkiej ruch wznoszący. W tych przypadkach składnik pionowego ruchu cieczy zawiesinowej ma podstawowe znaczenie w procesie wzbogacania. Równocześnie w tych warunkach drugim podstawowym czynnikiem umożliwiającym utrzymanie wysokiej gęstości rozdziału jest mechaniczne mieszanie cieczy ciężkiej we wzbogacalniku, utrzymujące możliwie maksymalną ilość ziarn obciążnika w zawieszeniu.

Zachowanie się ziarn obciążnika piaskowego we wzbogacalniku jest zupełnie inne w porównaniu do innych obciążników. W strefie bliskiej ścian wzbogacalnika, gdzie prędkość wznoszących się strumieni cieczy jest bliska zeru, następuje opadanie ziarn obciążnika i jego zagęszczenie na tych ścianach (rys. 8.15). Masa osadzonego piasku osuwa się po ścianach wzbogacalnika ku dołowi w kierunku dysz wodnych, gdzie następuje ponowne jego rozluzowanie i wprowadzenie do obiegu cieczy ciężkiej. Przebieg cyrkulacji ziarn piasku oraz grubość warstwy osadzonego piasku na ścianach wzbogacalnika zależna jest od stopnia zagęszczenia obciążnika w cieczy i od rozmieszczenia punktów podawania wody roboczej.

We wzbogacalniku powstają dwie strefy cyrkulacji zawiesiny: strefa (1), obejmująca obszar intensywnego ruchu strug wody ku górze, i strefa (2) zagęszczania się ziarn piasku na ścianach wzbogacalnika.



Rys. 8.15. Schemat krążenia zawiesiny piaskowej we wzbogacalniku Chance'a
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Rozdział wzbogacanego węgla w strefie (1) przebiega w zasadzie w tych samych warunkach co w innych cieczach zawiesinowych. Maksymalna gęstość rozdziału w tej strefie nie przekracza 1,8 g/cm^3. Stwierdzono jednak, że w wyniku oddziaływania prędkości wznoszącego się strumienia cieczy zawiesinowej faktyczna maksymalna gęstość rozdziału może osiągać wartości od 1,85 do 1,88 g/cm^3 przy wzbogacaniu węgla grubo uziarnionego oraz 1,9 g/cm^3 przy wzbogacaniu węgla drobno uziarnionego.

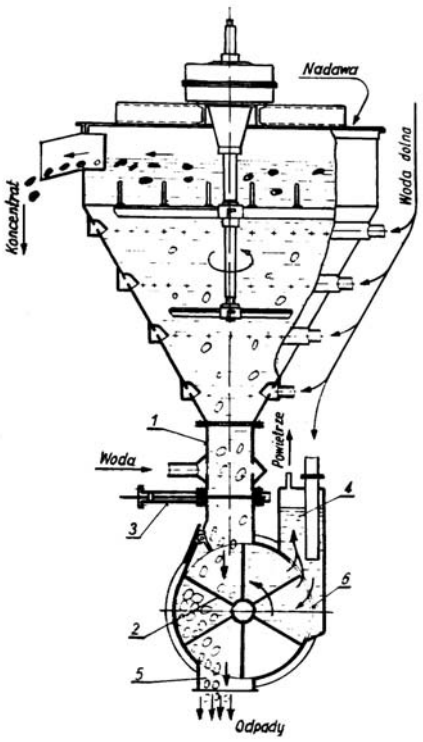
W strefie (2), w pobliżu ścian wzbogacalnika, ziarna wzbogacanego materiału nie podlegają działaniu sił wywołanych prędkością wznoszących się strumieni cieczy zawiesinowej i rozdział ich następuje w warunkach zbliżonych do rozdziału statecznego. Ze względu na zwiększone zagęszczenie ziarn piasku w tej strefie gęstość rozdziału wynosi 1,85 do 2,0 g/cm^3. Strefa ta odgrywa w procesie technologicznym rolę pomocniczą, a mianowicie: wypieranie ziarn lekkich, które trafiły do tej strefy – do strefy wewnętrznej – roboczej.

Na pograniczu tych stref można wydzielić strefę (3), w której występuje silny ruch turbulentny. Zasięg działania tej strefy jest jednak nieznaczny i nie wpływa w sposób zasadniczy na przebieg procesu technologicznego.

Analizując opisane powyżej zjawiska występujące we wzbogacalniku wyposażonym w punktowe zasilanie wodą roboczą za pomocą dysz lub otworów, należy stwierdzić, że można byłoby uzyskać korzystniejsze warunki stabilizacji zawiesiny, stosując zasilanie wzbogacalnika wodą roboczą wprowadzoną przez szczeliny wodne osłonięte pierścieniowymi daszkami, umożliwiającymi równomierne zasilanie wzbogacalnika na pełnym obwodzie tych pierścieni. Przy takim rozwiązaniu grubość strefy (2) byłaby znacznie mniejsza i tworzyłaby się na małych odcinkach pierścieniowych pomiędzy sąsiednimi

poziomami daszków. Pozwoliłoby to na zmniejszenie ilości doprowadzanego obciążnika piaskowego – przy utrzymaniu tej samej gęstości rozdziału.

Wzbogacalniki tego typu mogą być również wyposażone w odbieralniki łopatkowe o ruchu ciągłym (rys. 8.16). Ziarna odpadów przechodzą przez rurę klasyfikacyjną (1), a następnie przez otwartą zasuwę (3) do obracającego się odbieralnika łopatkowego (2) i wypełniają komory międzyłopatkowe w 70 do 75% ich objętości, usuwając z nich odpowiednią objętość wody. W czasie obrotu łopatki przemieszczają ziarna odpadów do wylotu (5), przy czym wypływa reszta cieczy ciężkiej z komór międzyłopatkowych. Opróżnione komory trafiają kolejno na wylot (6) komory wodnej (4), gdzie następuje ich napełnienie wodą, przy równoczesnym wyparciu powietrza wchodzącego przez otwór odpowietrzający w komorze wodnej. Rozwiązanie tego rodzaju eliminuje wahania poziomu cieczy zawiesinowej we wzbogacalniku. Odbieralnik łopatkowy wykonuje od 1 do 4 obr/min w zależności od udziału odpadów w węglu surowym.

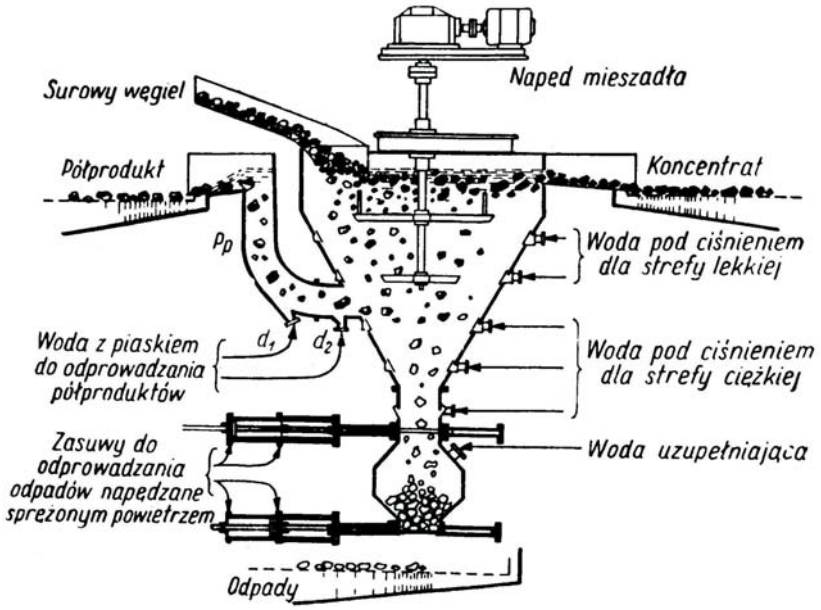


Rys. 8.16. Wzbogacalnik z zawiesiną piaskową, dwuproduktowy, z odbieralnikiem obrotowym łopatkowym
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Na rysunku 8.17 przedstawiono schemat wzbogacalnika piaskowego, dostosowanego do wzbogacania trójproduktowego. Produkt przejściowy odbiera się z obszaru skrzyni roboczej, leżącej mniej więcej w połowie wysokości części stożkowej, przez dobudowaną kolumnę. Wlot do kolumny jest umieszczony stycznie do płaszcza stożka. W dolnej części kolumny doprowadza się dodatkową ilość cieczy zawiesinowej, celem zwiększenia jej gęstości oraz wytworzenia dodatkowej prędkości wznoszącemu się strumieniowi cieczy w takiej ilości, aby oba parametry (tj. zwiększona gęstość i prędkość wznoszącego się strumienia) pozwoliły na wyniesienie z kolumny ziarn produktu przejściowego.

Podawane w literaturze wydajności wzbogacalników piaskowych wahają się w szerokich granicach. Można przyjąć, że jednostkowa wydajność wzbogacalnika, odniesiona do 1 m^2 powierzchni zwierciadła cieczy ciężkiej, waha się od 8,5 do 20 Mg/h/m brutto. Do celów praktycznych przy projektowaniu tych wzbogacalników należy przyjmować ich wydajność jednostkową w wysokości 10 Mg/h/m^2 brutto. Wzbogacalniki tego typu konstruuje się o średnicy roboczej dochodzącej do 5600 mm i powierzchni roboczej wynoszącej 25 m^2.

Wzbogacalniki typu Wemco (rys. 8.18a). Skrzynia robocza (1) wzbogacalnika ma kształt odwróconego stożka. Wewnątrz skrzyni zabudowany jest wolno obracający się



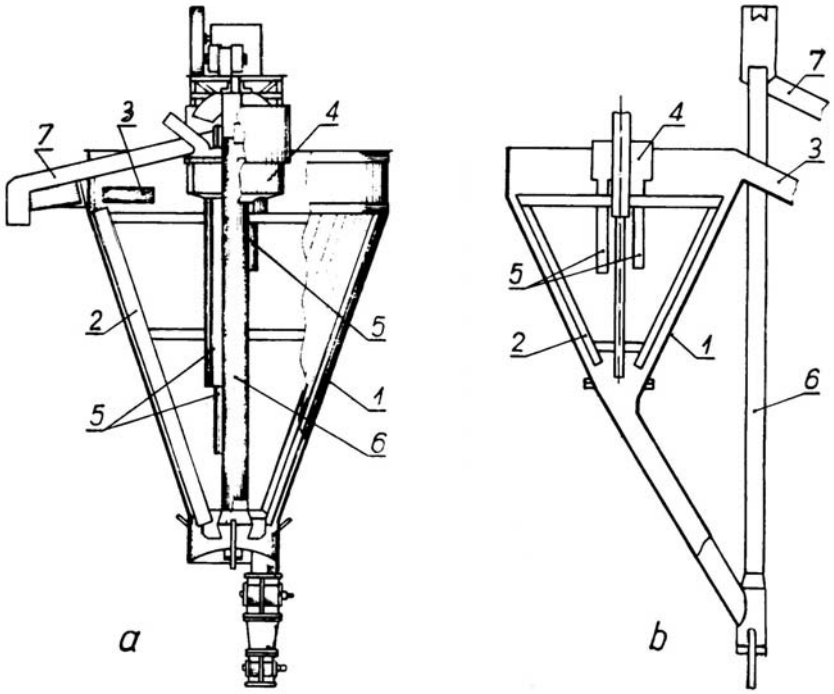
Rys. 8.17. Wzbogacalnik zawiesinowy piaskowy, trójproduktowy
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

mieszalnik (2), którego zadaniem jest utrzymanie stałości zawiesiny. Produkt lekki odbiera się przelewem (3).

Ciecz ciężką doprowadza się do skrzyni roboczej z komory nadawczej (4) rurą odpadową (5) znacznie poniżej połowy wysokości części stożkowej. Ziarna ciężkie, opadające na dno wzbogacalnika, odbiera się wewnętrznym rurowym podnośnikiem (6), do którego dodatkowo doprowadza się sprężone powietrze dyszą wprowadzoną od dołu do wlotu podnośnika. Sprężone powietrze przyspiesza ruch cieczy w podnośniku, umożliwiając tym samym odbiór ziarn ciężkich. Produkt ciężki wyładowuje się z podnośnika hydrauliczno-powietrznego na zsuwnię (7). Wzbogacalniki tego typu są dostosowane do wzbogacania klasy ziarnowej o wymiarach granicznych od 2 do 40 mm.

Wzbogacalnik typu Cyanamid (rys. 8.18b). Odmienne rozwiązanie hydrauliczno-powietrznego podnośnika ziarn produktu ciężkiego ma wzbogacalnik typu Cyanamid. W stożkowej skrzyni roboczej (1) zabudowany jest mieszalnik (2), utrzymujący obciążnik w zawieszeniu. Ziarna produktu lekkiego odbiera się ze wzbogacalnika przelewem (3). Ciecz ciężką doprowadza śię ze zbiornika nadawczego (4) rurami (5), zanurzonymi mniej więcej do połowy głębokości części stożkowej. Ciężkie ziarna wzbogacanego materiału opadają na dno wzbogacalnika, skąd skośnym przewodem są doprowadzane do podnośnika hydrauliczno-powietrznego (6), a następnie odprowadzane zsuwnią (7). U dołu podnośnika (6) widoczna jest dysza powietrzna doprowadzająca sprężone powietrze.

We wzbogacalnikach obu typów są stosowane obciążniki bardzo ciężkich minerałów, takich jak: arsenopiryt, żelazokrzem, galena itp. Skład ziarnowy tych obciążników powinien



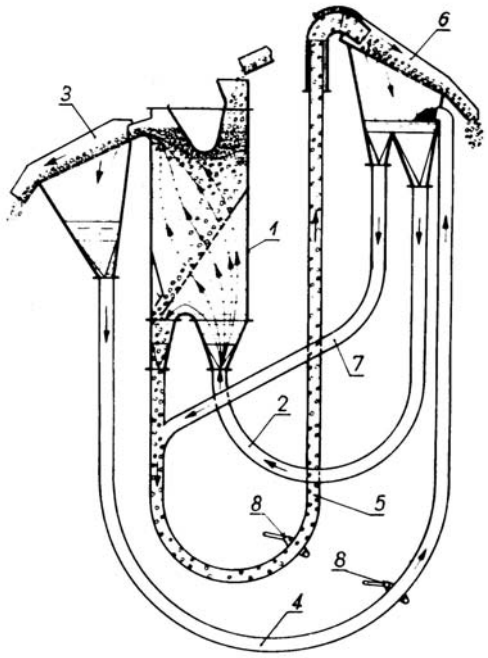
Rys. 8.18. Wzbogacalniki innych typów
a – wzbogacalnik zawiesinowy typu Wemco z wewnętrznym podnośnikiem produktu ciężkiego,
b – wzbogacalnik zawiesinowy typu Cynamid z zewnętrznym podnośnikiem produktu ciężkiego
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

być następujący: powyżej 150 μ – 10%, od 63 do 150 μ – 30% poniżej 63 μ – 60%. Wydajności wzbogacalników wynoszą od 28 do 160 Mg/h.

Wzbogacalniki typu Wemco i Cyanamid są konstrukcyjnie modelami przejściowymi pomiędzy typowym wzbogacalnikiem z mechaniczną stabilizacją obciążnika w zawiesinie a wzbogacalnikami, w których odbiór produktów ciężkich przeprowadza się przy zastosowaniu podnośników hydrauliczno-powietrznych i nie posiadających urządzeń mechanicznych służących do stabilizacji zawiesiny w cieczy. Ponieważ istotną cechą umożliwiającą prawidłowy przebieg procesu technologicznego jest utrzymanie stabilności zawiesiny w stopniu gwarantującym uzyskanie żądanej gęstości rozdziału materiału surowego, oba przykłady wzbogacalników zalicza się do tej samej grupy konstrukcyjnej.

8.1.4. Wzbogacalniki z podnośnikami hydrauliczno-powietrznymi

Wzbogacalnik zawiesinowy typu Humboldt (rys. 8.19). Ciecz ciężką podaje się do wzbogacalnika (1) rurociągiem (2) doprowadzonym do dna skrzyni roboczej. Wznoszący się strumień cieczy przepływa przez skośne sito, które rozdziela ciecz równomiernie na cały przekrój komory roboczej.

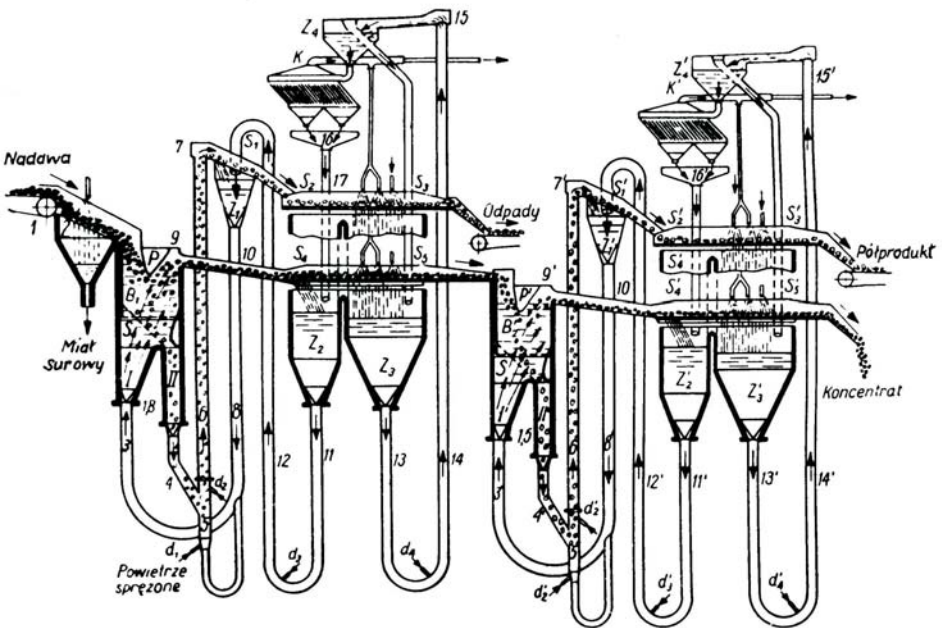


Rys. 8.19. Schemat układu technologicznego dwuproduktowego wzbogacalnika zawiesinowego typu Humboldt
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Węgiel surowy podaje się zsypem do wydzielonej komory nadawczej wzbogacalnika, oddzielonej łukowo wygiętą przegrodą od jego części przelewowej. Przegroda ta, zanurzona pod zwierciadło cieczy, kieruje wszystkie ziarna wzbogacanego materiału w głąb cieczy i dozuje je w obszar naturalnego ich rozdziału według ich gęstości. Ziarna węgla przepływają przez próg przelewowy wzbogacalnika na przesiewacz (3), na którym odbierana jest robocza ciecz ciężka. Z umieszczonego pod tym przesiewaczem zbiornika ciecz ciężka spływa do rurociągu (4) prowadzącego do zbiornika nadawczego cieczy ciężkiej. Dla umożliwienia pionowego transportu cieczy ciężkiej w rurociągu (4) zabudowane są dysze (8) powietrza sprężonego, tworzące na tym odcinku podnośnik hydrauliczno-powietrzny.

Ziarna odpadów opadające na dno wzbogacalnika zsuwają się po skośnym sicie do odbiorczego rurociągu (5), wyposażonego również w dysze (8) powietrza sprężonego. Podnośnik hydrauliczno-powietrzny podaje ziarna na przesiewacz (6), na którym odbierana jest robocza ciecz ciężka. Ciecz spływa do zbiornika nadawczego cieczy, zaopatrzonego w dwie komory ostrosłupowe. Jedna z tych komór podaje ciecz ciężką do rurociągu (2) zasilającego wzbogacalnik, druga natomiast przewodem (7) podaje dodatkową ciecz ciężką do rurociągu (5) transportującego odpady.

Wzbogacalnik typu Humboldt może być budowany również w układzie trójproduktowym (rys. 8.20). Nadawę węgla surowego podaje się przenośnikami (1) na nieruchome sito (2), gdzie jest obficie zraszana wodą w celu jej odmulenia. Wodę spłukującą wraz z drobnym miałem węglowym i mułem odbiera się ze zbiornika pod sitem (2) i odprowadza do dalszych



Rys. 8.20. Schemat układu technologicznego trójproduktowego wzbogacalnika zawiesinowego typu Humboldt
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

operacji przeróbczych. Odmulany węgiel surowy podaje się do wzbogacalnika B_1, do którego doprowadza się ciecz zawiesinową o gęstości 1,8 g/cm^3 .Ciecz zawiesinowa robocza podawana jest do wzbogacalnika B_1 przewodem (3) do komory I, skąd przepływa przez sito S do przestrzeni roboczej. Węgiel surowy opływa przegrodę P zanurzoną w przestrzeni roboczej. Ziarna odpadów zsuwają się po sicie S do przedziału II, a następnie do rurociągu (4) i do rozdzielacza (5) połączonego z podnośnikiem hydrauliczno-powietrznym (6), który podnosi je do przelewu (7) i podaje na sito odwadniające S_1. Ciecz zawiesinowa spływa do zbiornika Z_1, a następnie rurociągiem (8) powraca do obiegu do rozdzielacza (5) i do rurociągu (3) połączonego ze wzbogacalnikiem B_1.

Koncentrat wraz z produktem przejściowym ze wzbogacalnika B_1 przepływa przez przelew (9) na rynnę transportową (10), podającą go na przesiewacz odwadniający. Na odcinku S tego przesiewacza następuje wydzielenie cieczy roboczej, która spływa do zbiornika Z_2, a następnie do rurociągu (11) i podnośnika powietrzno-hydraulicznego (12), który odprowadzi je przez zbiornik Z_1 do obiegu roboczego. Na odcinku S_5 tego przesiewacza następuje opłukanie ziarn koncentratu z resztek obciążnika. Rozcieńczona ciecz zawiesinowa spływa do zbiornika Z_3 i do rurociągu (13), a następnie przez podnośnik powietrzno-hydrauliczny (14) podawana jest do urządzeń zagęszczających obciążnik.

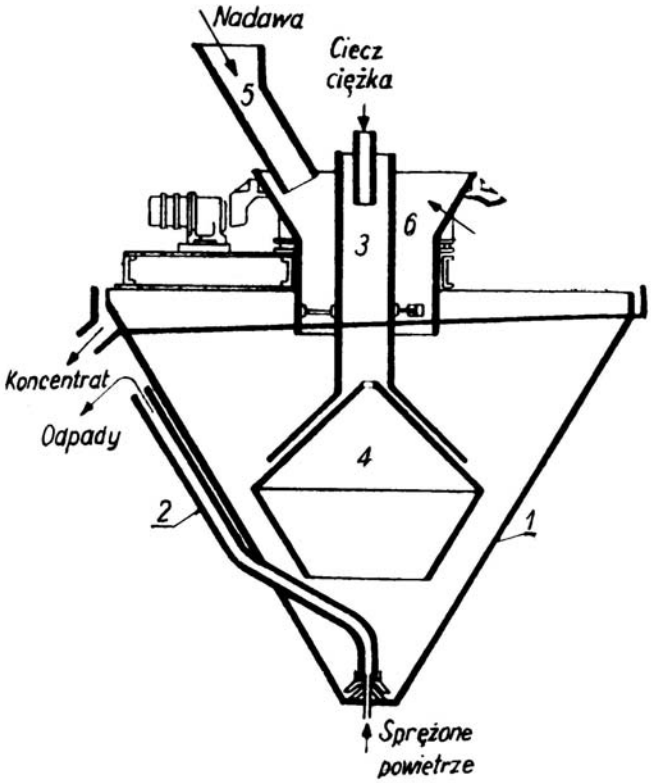
Odpady z sita S_1 są podawane na przesiewacz odwadniający dwuczęściowy. Na odcinku S_2, następuje odprowadzenie reszty cieczy roboczej, a na odcinku S_3 opłukuje się ziarna odpadów z ziarn obciążnika. Odebrana ciecz robocza spływa do zbiornika Z_2, a ciecz rozcieńczona do zbiornika Z_3. Odwodnione i opłukane odpady usuwane są na zewnątrz przenośnikiem.

Rozcieńczona ciecz zawiesinowa podawana jest podnośnikiem (14) na rynnę (15) do zbiornika Z_4, podającego ciecz rozcieńczoną na urządzenie zagęszczające K typu Humboldt. Zagęszczona ciecz robocza spływa do koryta roboczego (16), a następnie rurociągiem (17) do zbiornika Z_2 i wraca do obiegu roboczego. Przelew nadmiarowy ze zbiornika Z_4, odprowadza nadmiar cieczy rozcieńczonej do zbiornika Z_3. Powietrze sprężone doprowadza się do dysz d_1, d_2, d_3, i d_4.

Produkt przejściowy wraz z koncentratem podawany jest z sit S_4 i S_5 do wzbogacalnika B_2, do którego doprowadza się roboczą ciecz zawiesinową o ciężarze właściwym mieszczącym się w przedziale 1,5 do 1,6 g/cm^3.

Obieg cieczy roboczej i rozcieńczonej w drugim ujęciu wzbogacania jest taki jak w ujęciu pierwszym, z tej też przyczyny wszystkie urządzenia oznaczono tymi samymi oznaczeniami z kreseczką.

Wzbogacalnik zawiesinowy typu Neldco (rys. 8.21). Do tej samej grupy urządzeń należy zaliczyć wzbogacalnik typu Neldco. Wzbogacalnik w kształcie odwróconego stożka (1) zasilany jest cieczą ciężką od góry przez przewód rurowy wprowadzany do rozdzielacza (3). Rozdzielacz w dolnej swej części ma kształt otwartego stożka, który nakrywa dzwon



Rys. 8.21. Wzbogacalniki zawiesinowe typu Neldco
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

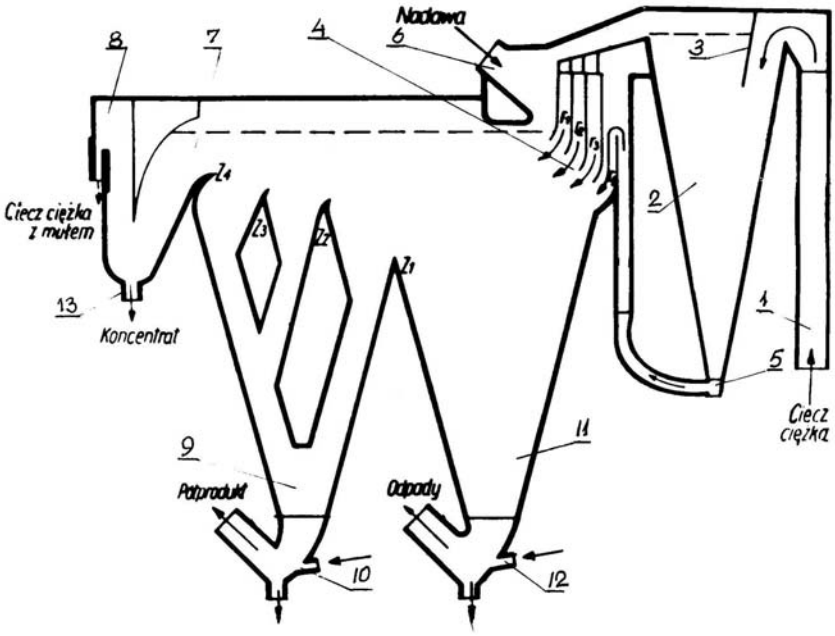
rozdzielczy (4) wykonany w kształcie dwu złożonych podstawami stożków ściętych. Pomiędzy górnym a dolnym elementem rozdzielacza znajduje się szczelina, poprzez którą doprowadzana ciecz ciężka rozpływa się równomiernie do wnętrza wzbogacalnika. Nadawę do wzbogacalnika doprowadza się zsuwnią (5) do obrotowego nadajnika (6) zanurzonego dolną krawędzią pod powierzchnię cieczy ciężkiej. Obracający się nadajnik (6) rozdziela surowy materiał równomiernie dookoła centralnej rury (3). Koncentrat przepływa wraz z nadmiarem cieczy do pierścieniowego koryta odbiorczego biegnącego dookoła górnej krawędzi wzbogacalnika i odprowadzany jest na zewnątrz jego wylewem. Ziarna odpadów opadają na dno stożka, skąd są usuwane podnośnikiem hydrauliczno-powietrznym (2), do którego od dołu doprowadza się sprężone powietrze.

Jako obciążnik cieczy zawiesinowej jest stosowany magnetyt, który pozwala na uzyskanie cieczy zawiesinowej o gęstości 1,25 do 2,0 g/cm^3. Wzbogacalnik został dostosowany do wzbogacania węgla surowego drobno uziarnionego.

8.1.5. Wzbogacalniki zawiesinowo-hydrauliczne

Do tej grupy zalicza się wszystkie rozwiązania konstrukcyjne wzbogacalników, które nie posiadają wewnątrz skrzyni roboczej żadnych urządzeń mechanicznych do odbioru produktów wzbogacania ani też do stabilizacji obciążnika w zawiesinie. Wszystkie te czynności wykonuje odpowiednio kierowany ruch przepływających strug cieczy zawiesinowej.

Wzbogacalnik zawiesinowo-hydrauliczny typu MDPA (rys. 8.22). Wzbogacalnik został skonstruowany do trójproduktowego wzbogacania węgla surowego. Ciecz zawiesinową magnetytową doprowadza się przewodem (1) do rozdzielacza (2) cieczy ciężkiej. Przegroda (3) w rozdzielaczu kieruje strumień cieczy zawiesinowej ku dołowi. W rozdzielaczu następuje częściowe zagęszczenie cieczy w jego dolnej części. Ciecz ciężka przepływa przez próg przelewowy rozdzielacza do podajnika cieczy zaopatrzonego w szereg przegród kierowniczych (4) (r_1, r_2, r_3, r_4), kierujących ją warstwowo do skrzyni roboczej i nadających jej kierunek poziomego przepływu. Częściowo zagęszczona ciecz przepływa z dolnej części rozdzielacza przewodem (5), jako najniższa warstwa, do wzbogacalnika. Wprowadzona w ten sposób do wzbogacalnika ciecz zawiesinowa ma poziomy laminarny przepływ przez wzbogacalnik. Wzbogacone ziarna węgla unoszone na powierzchni cieczy ciężkiej przepływają do przewodu lewarowego (7) przez krawędź przelewową Z_4 i wyładowują się wylewem (13). Natomiast nadmiar cieczy z mułem wypływa przelewem (8). W okresie przepływu cieczy przez wzbogacalnik wytwarzają się zróżnicowane pod względem gęstości o warstwy cieczy ciężkiej, umożliwiające unoszenie ziarn produktu pośredniego i kierowanie ich do ostrosłupowego odbieralnika (9), posiadającego trzy krawędzie przelewowe (Z_1, Z_2, Z3). Przy braku ruchu cieczy zawiesinowej w odbieralniku (9) ziarna produktu pośredniego szybko opadają na jego dno. Tuż nad dnem odbieralnika (9) przewodem (10) doprowadzana jest dodatkowa ilość cieczy ciężkiej, która nadaje ruch ziarnom i cieczy w skośnym przewodzie wyładowczym. Prawidłowy rozdział ziarn produktu pośredniego i odpadów ułatwia poziomy strumień cieczy o zwiększonej gęstości doprowadzany do wzbogacalnika przewodem (5).



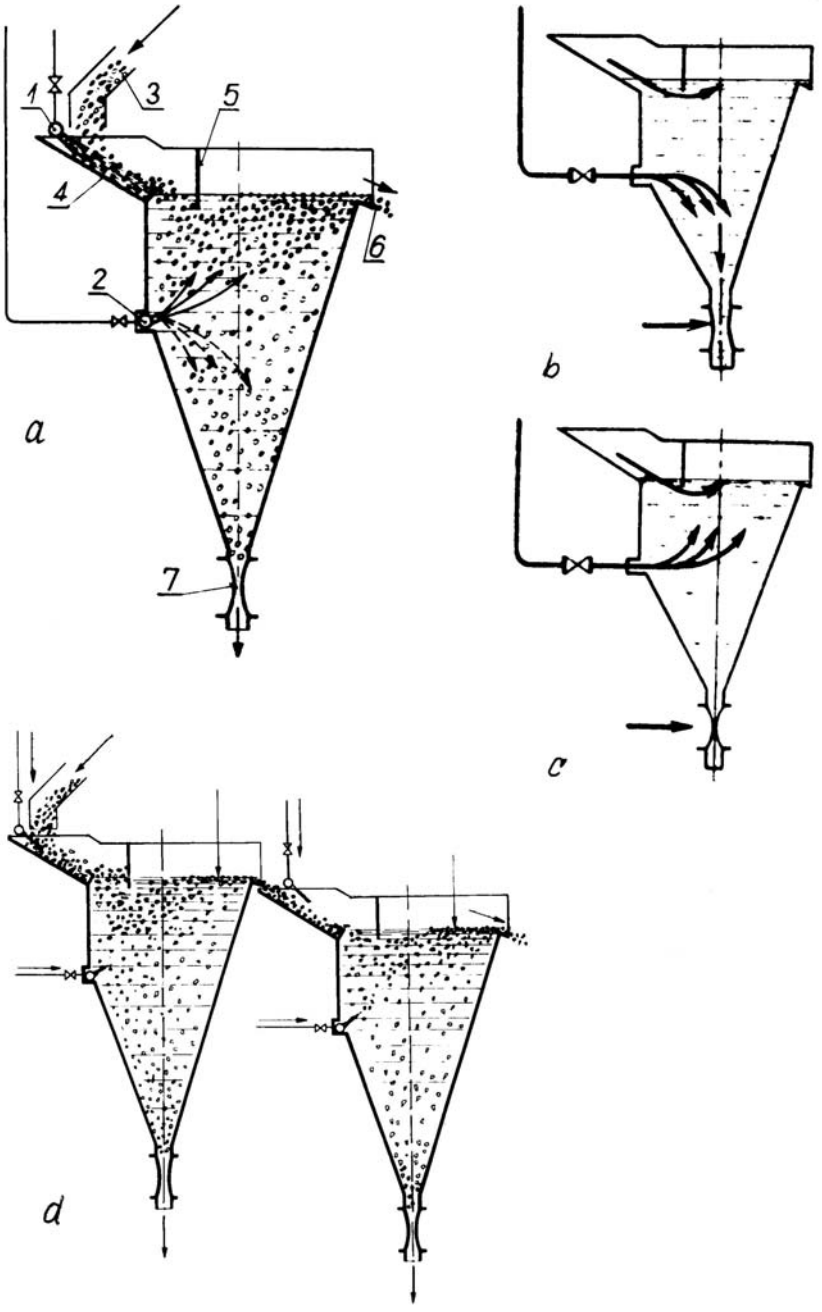
Rys. 8.22. Wzbogacalnik zawiesinowy typu MDPA
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Odpady przechodzące przez poziomy strumień cieczy o zwiększonej gęstości opadają do ostrosłupowego odbieralnika (11) i odprowadzane są na zewnątrz dodatkowym strumieniem cieczy wprowadzonej przewodem (12).

Wzbogacalniki przemysłowe tego typu są budowane o szerokości roboczej skrzyni wynoszącej 2000 mm i długości roboczej 3600 mm. Przeciętna wydajność wzbogacalnika węgla surowego o uziemieniu 10 do 80 mm wynosi 100 Mg/h brutto, a maksymalna dochodzi do 165 Mg/h brutto.

Wzbogacalnik zawiesinowo-hydrauliczny typu Blofif (rys. 8.23). Wzbogacalnik został skonstruowany specjalnie do wzbogacania drobno uziarnionego węgla surowego o wymiarze ziarn poniżej 10 mm. Do wzbogacalnika (rys. 8.23a) o kształcie zbliżonym do odwróconego ostrosłupa podaje się nadawę zsypem (3) na zsuwnię zasilającą (4). Tuż pod zsuwnią zabudowana jest przegroda (5), której dolna krawędź jest zanurzona w cieczy ciężkiej w celu równomiernego rozprowadzenia materiału surowego na całą szerokość roboczą wzbogacalnika. Ciecz ciężką podaje się przewodem (1), zaopatrzonym w szereg dysz rozmieszczonych na całej szerokości zsuwni zasilającej, wprost do zsuwającego się węgla surowego, dzięki czemu już na zsuwni uzyskuje się rozluzowanie ziarn wzbogacanego materiału, co później ułatwia wypływanie ziarn węgla na powierzchnię cieczy ciężkiej.

Koncentrat wraz z nadmiarem cieczy ciężkiej jest odprowadzany na zewnątrz przez próg przelewowy (6).



Rys. 8.23. Wzbogacalnik zawiesinowy typu Blofif
a – schemat konstrukcyjny wzbogacalnika, b – schemat ruchu dodatkowej cieczy zawiesinowej w okresie otwarcia dolnego zaworu, c – schemat ruchu dodatkowej cieczy zawiesinowej w okresie zamknięcia dolnego zaworu, d – schemat układu wzbogacalników dla wzbogacania trójproduktowego
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Poniżej zsuwni nadawczej, mniej więcej w połowie wysokości wzbogacalnika, zabudowany jest przewód (2) zaopatrzony na całej szerokości wzbogacalnika w dysze, którymi doprowadza się dodatkową ilość cieczy ciężkiej.

Ziarna odpadów, opadające na dno wzbogacalnika, odprowadzane są w równych odstępach czasu przez specjalny zawór (7).

Dzięki okresowej rytmicznej pracy zaworu (7) dodatkowa ciecz ciężka otrzymuje dwa różne kierunki przepływu jej strugi. W okresie otwarcia dolnego zaworu struga cieczy zostaje skierowana ku dołowi (rys. 8.23b), przyspiesza opadanie ziarn odpadów i wypełnia wzbogacalnik uzupełniając ubytek cieczy odprowadzanej z odpadami. Przy zamkniętym zaworze (rys. 8.23c) struga cieczy ciężkiej skierowana zostaje ku górze, ułatwiając wypływanie na powierzchnię cieczy lekkich ziarn węgla, a szczególnie tych ziarn, których gęstośc jest bardzo bliska gęstości rozdziału. Wzbogacalnik tego typu konstruowany jest również w układzie trójproduktowym (rys. 8.23d).

8.1.6. Wzbogacalniki zawiesinowe obrotowe (bębnowe)

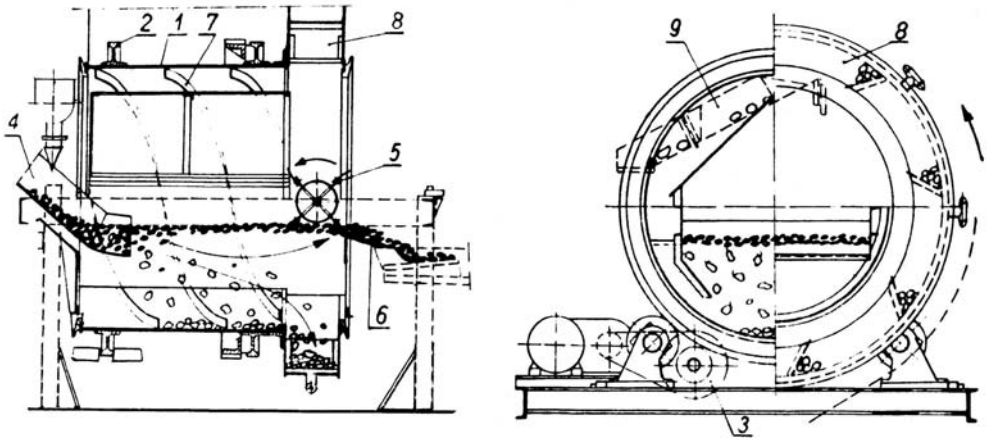
Wzbogacalnik zawiesinowy bębnowy typu SKB (rys. 8.24). Skrzynia robocza wzbogacalnika jest skonstruowana w postaci bębna (1) ustawionego pierścieniowymi bieżniami (2) na krążkach napędowych (3). Materiał surowy wraz z cieczą ciężką podaje się do wzbogacalnika zsuwnią nadawczą (4), której dolna krawędź jest zanurzona w cieczy ciężkiej. Ziarna koncentratu wraz z nadmiarem cieczy przepływają przez krawędź wyładowczą (6) do rynny odbiorczej. Wygarniacz łopatkowy (5) ułatwia transport ziarn koncentratu. Ziarna odpadów, opadające na dno wzbogacalnika, są transportowane wewnętrzną spiralą (7) umocowaną do wewnętrznej ściany bębna do kołowego podnośnika łopatkowego (8) obracającego się wraz z bębnem i zsypywane do zsuwni odbiorczej (9). Odbiór ziarn koncentratu i odpadów ma ten sam kierunek.

Bęben wzbogacalnika posiada od 3 do 6 obr/min. Długość robocza bębna wynosi 2000 mm, przy jego wewnętrznej średnicy 2500 mm. Wysokość spirali transportującej odpady wynosi 100 mm. Szerokość koła podnośnika odpadów 500 mm przy średnicy 3300 mm.

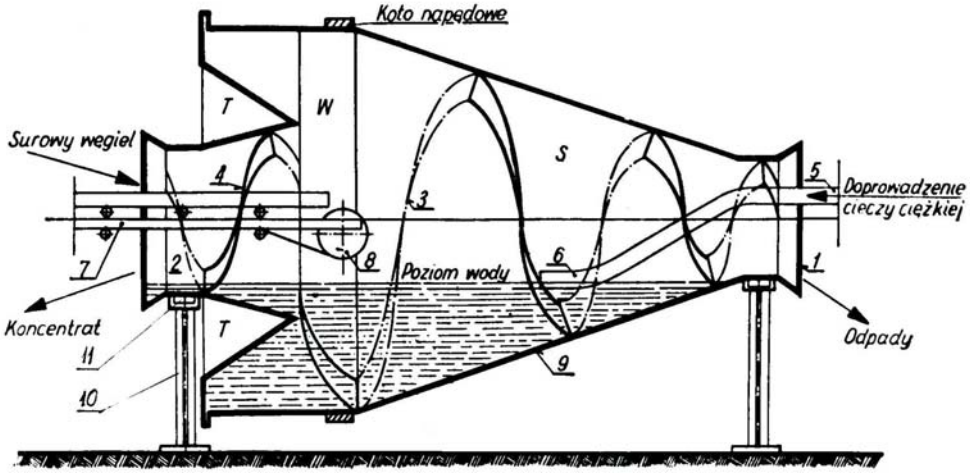
Wzbogacalnik zawiesinowy bębnowy, walcowo-stożkowy, typu Czerwenko (rys. 8.25). Wzbogacalnik składa się z krótkiego odcinka walcowego W i znacznie dłuższego odcinka S w kształcie ściętego stożka. W części walcowej wbudowano układ dwu ściętych stożków T, tworzących wlot do wprowadzenia nadawy i odprowadzenia koncentratu. We wlocie T jest wbudowana spirala (4), która przy obrocie bębna wzbogacalnika odprowadza pływające ziarna koncentratu do przelewu (2). W części stożkowej S zabudowana jest spirala (3), która odprowadza tonące ziarna odpadów po powierzchni (9) tworzącej stożka do przelewu (1).

Nadawę wprowadza się do wnętrza wzbogacalnika przenośnikiem (7) aż do punktu (8). Ciecz zawiesinową doprowadza się przewodem (5) tuż nad poziom cieczy do punktu (6).

Bęben stożka spoczywa na podporach (10) i łożyskach (11). Na części walcowej nałożony jest pierścień uzębiony, zazębiający się z napędowym kołem zębatym.

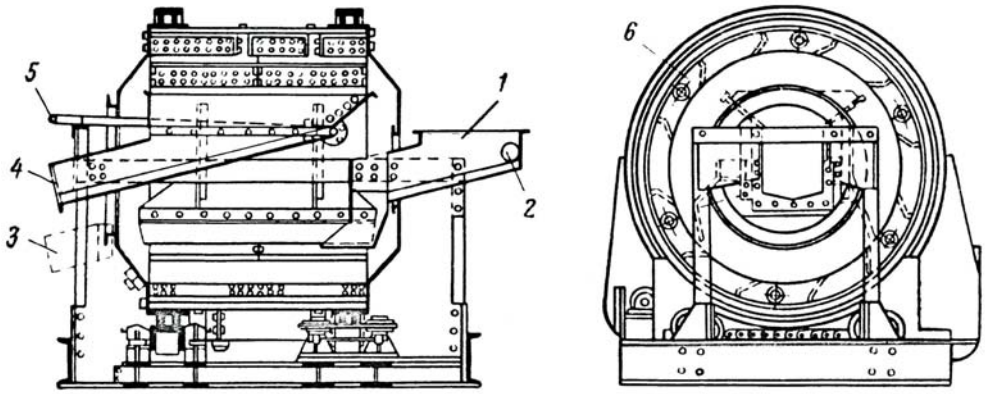


Rys. 8.24. Wzbogacalnik zawiesinowy bębnowy typu SKB
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]



Rys. 8.25. Wzbogacalnik zawiesinowy bębnowy, walcowo-stożkowy, typu Czerwenko
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

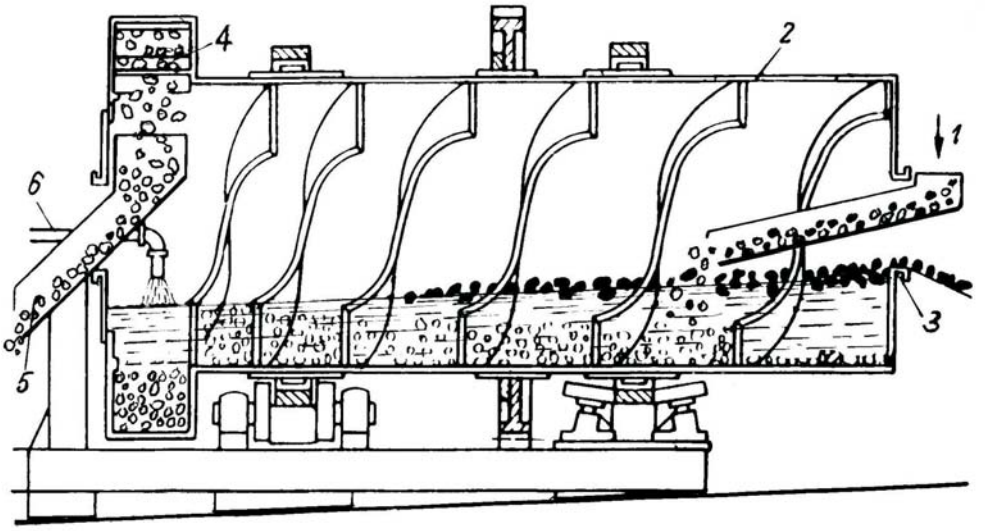
Wzbogacalnik zawiesinowy bębnowy typu Wemco (rys. 8.26). Węgiel surowy podaje się do wnętrza wzbogacalnika zsypem (1). Do zsypu doprowadza się również zawiesinową ciecz ciężką przewodem (2). Nadawa jest spłukiwana cieczą ciężką do wnętrza bębna, obracanego układem dwu pierścieni uzębionych nałożonych na zewnętrzny płaszcz bębna i układ zębatych kół napędowych. We wnętrzu bębna zainstalowane są łopatki (6) – wykonane z blachy dziurkowanej – służące do transportu tonących ziarn odpadów. Odpady podnoszone łopatkami zrzucane są do koryta odbiorczego (4). Ze względu na mały kąt nachylenia koryta (4) ziarna odpadów spłukiwane cieczą ciężką są doprowadzane przewo-



Rys. 8.26. Wzbogacalnik zawiesinowy bębnowy typu Wemco
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

dem (5). Pływające ziarna koncentratu spływają wraz z nadmiarem cieczy roboczej przez przelew bębna do koryta odbiorczego (3).

Wzbogacalnik zawiesinowy bębnowy typu Harding (rys. 8.27). Bęben (2) wzbogacalnika spoczywa dwoma pierścieniowymi bieżniami na rolkach nośnych ułożyskowanych w ramie nośnej. Pomiędzy bieżniami nałożony jest na bęben pierścień uzębiony napędzany z silnika przekładnią zębatą. Oś bębna jest nachylona do poziomu pod kątem od 2° do 5°.



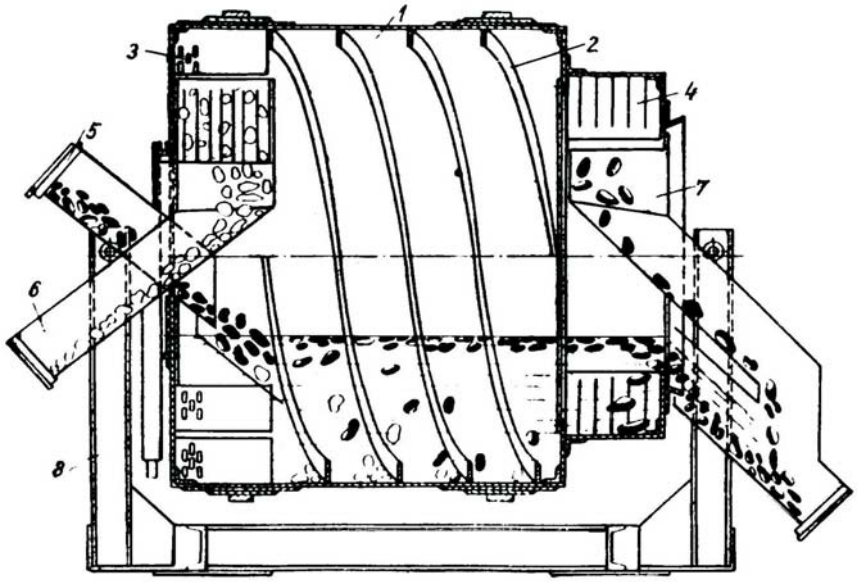
Rys. 8.27. Wzbogacalnik zawiesinowy bębnowy typu Harding
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Nadawę do wzbogacalnika doprowadza się zsypem (1) wprowadzonym do jego wnętrza. Na zsyp doprowadza się również część roboczej cieczy zawiesinowej spłukującej nadawę do bębna.

Ziarna koncentratu wraz z nadmiarem cieczy roboczej odprowadzame są na zewnątrz przelewu (3) Odpady transportowane są ślimakiem w kierunku koła łopatkowego (4), którym są wynoszone do zsuwni (5). Zasadniczą ilość cieczy zawiesinowej koniecznej do prowadzenia procesu technologicznego doprowadza się do wzbogacalnika przewodem (6).

Wydajność wzbogacalników tego typu wynosi około 20 Mg/h i 1 m^2 powierzchni roboczej.

Wzbogacalnik zawiesinowy bębnowy typu SB-1 Don Ugi (rys. 8.28). Do zewnętrznej powierzchni bębna (1) umocowana jest spirala (2) służąca do transportu ziarn odpadów do podnośnika łopatkowego (3), stanowiącego jedną całość z bębnem. Nadawę wraz z roboczą cieczą zawiesinową doprowadza się zsypem (5) do wnętrza bębna. Spływające ziarna koncentratu są wynoszone ze wzbogacalnika kołem łopatkowym (4), które podaje je na zsuwnię wyładowczą (7). Nadmiar cieczy roboczej przepływa przez przelew do zsuwni (7). Odpady wynoszone kołem łopatkowym (3) są zrzucane do zsuwni (6). Wzbogacalnik spoczywa na konstrukcji nośnej (8). Ruch obrotowy otrzymuje z przekładni zębatej układu rolkowej przekładni ciernej.

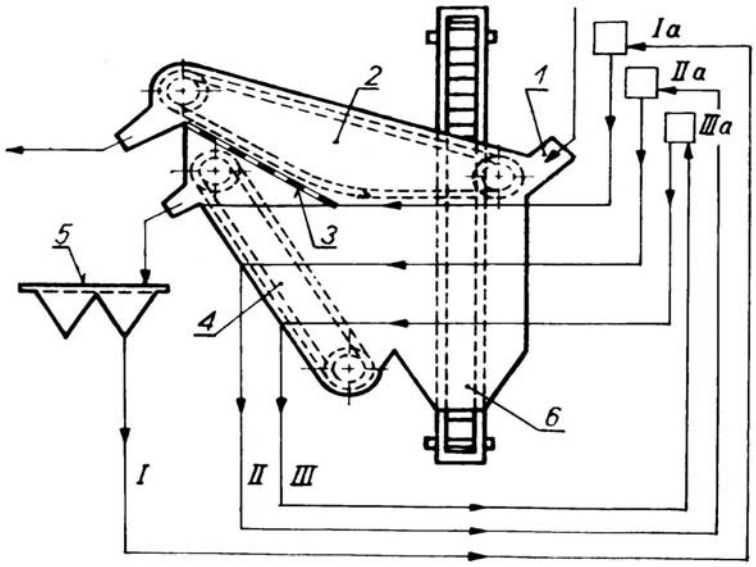


Rys. 8.28. Wzbogacalnik zawiesinowy bębnowy typu SB-1 Don Ugi
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Wydajność wzbogacalnika przy średnicy bębna 2500 mm wynosi od 35 do 100 Mg/h wzbogacanego węgla surowego o uziarnieniu powyżej 13 lub 25 mm. Bęben obraca się z prędkością 5 do 8 obr/min.

8.1.7. Wzbogacalniki zawiesinowe innych typów

Wzbogacalnik zawiesinowy typu Tromp (rys. 8.29). Wzbogacalnik jest skonstruowany w postaci głębokiej skrzyni wyposażonej w mechaniczne urządzenia do odbioru produktów wzbogacania i jest dostosowany do trójproduktowego wzbogacania węgla surowego. Węgiel surowy podaje się do zsypu (1) wprost na powierzchnię zwierciadła cieczy ciężkiej. Koncentrat węglowy, unoszony na powierzchni cieczy zgarniany jest dolną gałęzią przenośnika zgrzebłowego (2) zabudowanego ponad skrzynią roboczą wzbogacalnika, a następnie transportowany po nachylonym sicie odwadniającym (3) w kierunku progu wyładowczego, znajdującego się powyżej zwierciadła cieczy. Na sicie (3) spłukiwana jest ciecz ciężka z ziarn koncentratu.



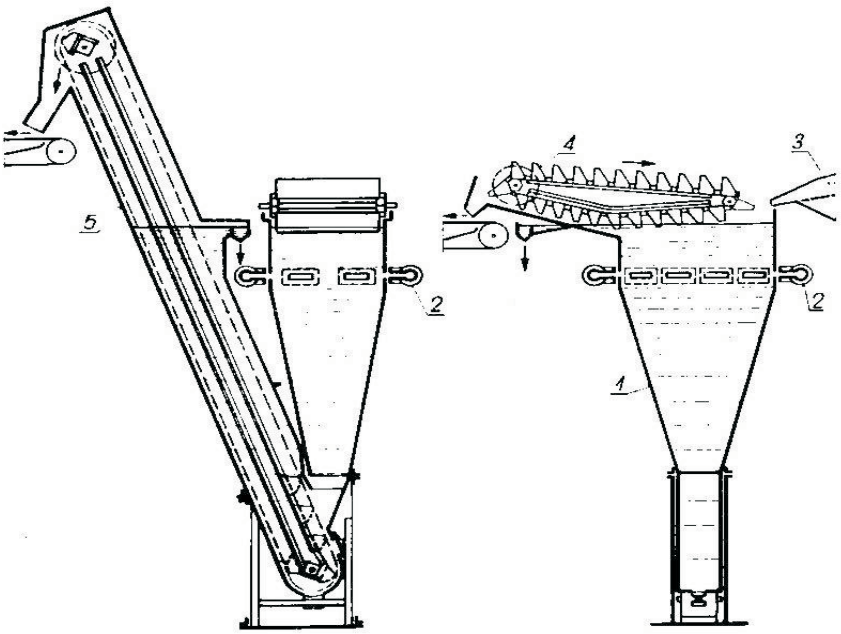
Rys. 8.29. Wzbogacalnik zawiesinowy trójproduktowy typu Tromp
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Ciecz ciężką doprowadza się do wzbogacalnika na trzech lub czterech poziomach (w zależności od wielkości skrzyni roboczej) poprzez króćce zasilające, zabudowane w pionowej ścianie od strony zasilania wzbogacalnika nadawą. Każdy z doprowadzanych strumieni cieczy zawiesinowej ma kolejno – licząc od góry – wzrastającą gęstość dzięki zastosowaniu trzech lub czterech odrębnych zamkniętych obiegów. W ten sposób wytwarza się w skrzyni roboczej kilka poziomo płynących stref o stopniowo wzrastającej gęstości cieczy zawiesinowej. Dzięki takiemu rozwiązaniu można we wzbogacalniku wytworzyć strefy o gęstościach dostosowanych do trójproduktowego wzbogacania węgla surowego. Ziarna produktu pośredniego przechodzą przez górną strefę cieczy zawiesinowej, wydzielającą czysty koncentrat, dochodzą do strefy rozdziału pomiędzy produktem pośrednim i odpadami, a następnie płyną wraz ze strumieniem cieczy w kierunku skośnego podnośnika

zgrzebłowego (4), wynoszącego je ponad zwierciadło cieczy do progu przelewowego. Produkt pośredni odwadnia się z cieczy ciężkiej na przesiewaczu (5). Ziarna odpadów opadają na dno wzbogacalnika, stąd są odbierane podnośnikiem (6).

Ilość cieczy ciężkiej doprowadzanej do każdego obiegu oraz jej gęstość jest regulowana urządzeniami oznaczonymi na schemacie: Ia, IIa i IIIa odpowiednio do obiegów oznaczonych I, II i III. Świeżą ciecz zawiesinową doprowadza się do obiegu I. Wzbogacalnik typu Trompa pracuje na cieczy zawiesinowej sporządzonej z magnetytu, wypałków pirytowych lub zendry kuziennej o uziarnieniu poniżej 100 μ; można też stosować mieszaninę tych trzech obciążników. Wzbogacalniki te stosuje się zazwyczaj do wzbogacania węgla surowego o uziarnieniu od 3,0 do 80 mm.

Wzbogacalnik zawiesinowy typu Barvoys (rys. 8.30). Oryginalną konstrukcję posiada wzbogacalnik typu Barvoys, dostosowany do pracy z cieczą ciężką barytową. Skrzynia robocza (1) skonstruowana jest w postaci głębokiego ostrosłupa z prostokątną częścią górną i wydłużonym wznoszącym się korytem wyładowczym. Ciecz zawiesinową doprowadza się w dolnej części skrzyni prostokątnej rurami (2) przez szczeliny wlotowe rozmieszczone dookoła wzbogacalanika.

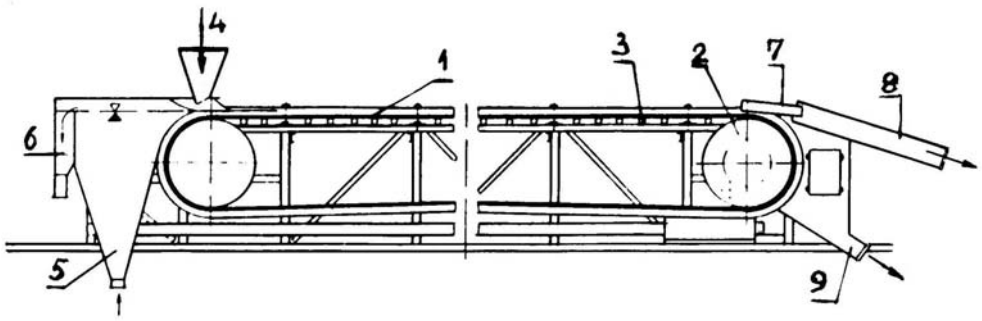


Rys. 8.30. Wzbogacalnik zawiesinowy typu Barvoys
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Nadawę doprowadza się do zsypu nadawczego (3) ponad zwierciadło cieczy ciężkiej. Ponad cieczą zabudowany jest przenośnik zgrzebłowy (4), zgarniający koncentrat w kierunku progu wyładowczego. Na części wznoszącej się następuje odprowadzenie cieczy,

która spływa do znajdującego się powyżej koryta odbiorczego. Próg koryta odbiorczego stanowi równocześnie przelew dla nadmiaru cieczy zawiesinowej. Odpady opadające na dno wzbogacalnika są odbierane skośnym podnośnikiem (5) i odprowadzane na przenośnik taśmowy. Podnośnik w swej górnej części zaopatrzony jest również w próg przelewowy dla odbioru nadmiaru cieczy zawiesinowej.

Wzbogacalnik zawiesinowy taśmowy (rys. 8.31). Wprowadzony do pracy przemysłowej wzbogacalnik zawiesinowy taśmowy posiada laminarny przepływ cieczy ciężkiej. Skrzynia robocza wzbogacalnika jest wykonana z przenośnika gumowego (1) o przekroju poprzecznym w kształcie koryta. Górny, roboczy odcinek przenośnika jest wyposażony w sztywne boczne osłony, prowadzące pionowe gumowe ścianki przenośnika.



Rys. 8.31. Wzbogacalnik zawiesinowy taśmowy
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Korytowa taśma bez końca owija dwa bębny (2), z których jeden jest bębnem napędowym. Górna gałąź taśmy spoczywa na gęsto rozmieszczonych rolkach (3) zapewniających prawidłowe jej prowadzenie.

Nadawę do wzbogacalnika podaje się ze skrzynki dozującej (4) ciecz ciężką, natomiast doprowadza się do dozownika cieczy (5), z którego wpływa bezpośrednio do koryta taśmowego. Nadmiar cieczy przepływa przez próg do zbiornika (6) odprowadzającego ciecz z powrotem do głównego zbiornika cieczy roboczej.

Wysokość wewnętrzna koryta taśmy powinna być minimum trzy razy większa od średnicy największego wzbogacanego ziarna. Od głębokości wanny uzależniona jest prędkość liniowa taśmy, i tak:

- przy wzbogacaniu węgla surowego o uziarnieniu 10 do 80 mm głębokość koryta wynosi 150 mm, a prędkość liniowa taśmy od 1,60 do 2,55 m/s
- przy wzbogacaniu klasy ziarnowej o wymiarze poniżej 10 mm głębokość koryta wynosi minimum 70 mm, a prędkość liniowa taśmy 1,20 m/s.

Przy podanych powyżej warunkach przebieg procesu rozdziału jest prawidłowy i wystarczająco dokładny.

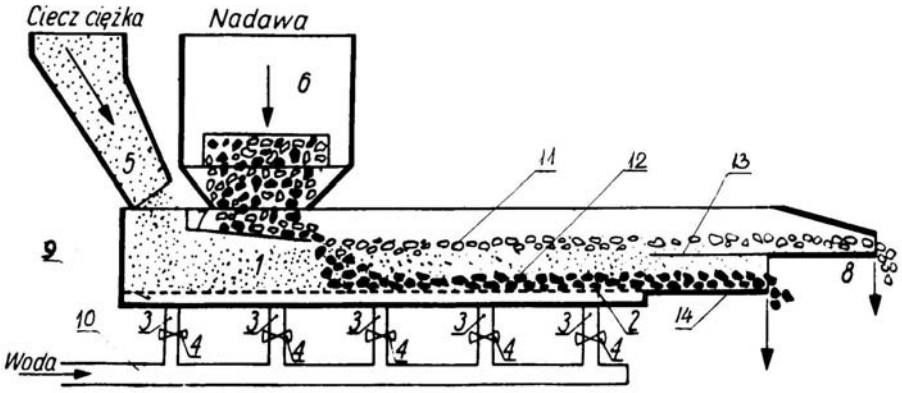
Długość roboczego odcinka taśmy jest uzależniona od prędkości opadania ziarn w cieczy zawiesinowej, a zatem od czasu przebywania ziarn w obszarze procesu rozdziału:

- przy wzbogacaniu ziarn o wymiarze 10 do 80 mm konieczna długość robocza taśmy wynosi około 10 m, co umożliwia uzyskanie średniego czasu przebywania ziarn wzbogacanego materiału w cieczy zawiesinowej, wynoszącego 5 sekund,
- przy wzbogacaniu ziarn o wymiarze poniżej 10 mm konieczna długość robocza taśmy wynosi około 20 m, co pozwala na uzyskanie średniego czasu przebywania ziarn wzbogacanego materiału w cieczy zawiesinowej, wynoszącego 15 sekund.

Warstwa wzbogacanego węgla jest zbierana ze strugi cieczy płynącej korytem (7) i odprowadzana rynną (8). Odpady spływają wraz z pozostałą ilością cieczy roboczej do odbieralnika (9).

Wydajność jednostkowa wzbogacalnika przy wzbogacaniu klasy ziarnowej 10 do 80 mm wynosi od 400 do 500 Mg/h/m brutto, a dla klasy ziarnowej o wymiarze poniżej 10 mm – 70 do 80 Mg/h/m brutto szerokości roboczej koryta.

Wzbogacalnik zawiesinowy systemu Stripa (rys. 8.32). Dotychczas poznane metody wzbogacania w cieczach zawiesinowych były oparte na ośrodku stosunkowo płynnym, wytworzonym z wody i obciążnika, w którym maksymalny udział obciążnika nie przekraczał 40%. W systemie Stripa udział obciążnika sięga 60%, woda natomiast stanowi składnik uzupełniający w ilości 40%. Tak duży udział obciążnika o uziarnieniu 0,1 (0,5) do 1,0, a nawet do 2,0 mm pozwala na osiągnięcie dużych gęstości zawiesiny, których wielkość jest uzależniona od koniecznej gęstości ośrodka potrzebnego do prowadzenia procesu technologicznego.

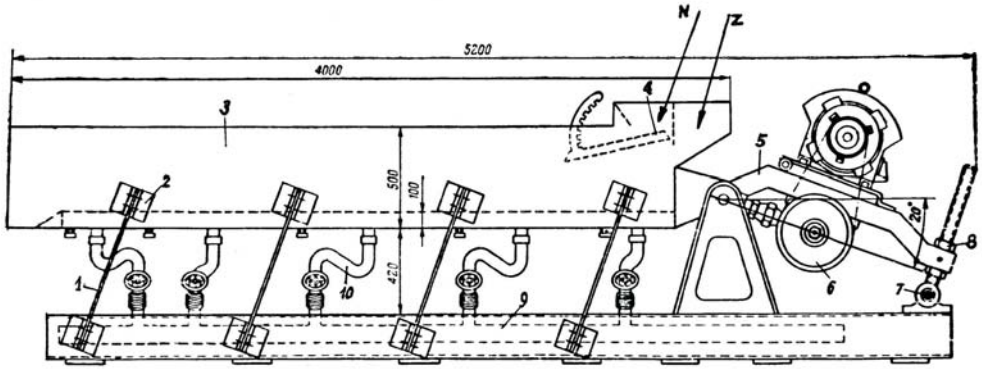


Rys. 8.32. Wzbogacalnik zawiesinowy korytowy, wibracyjny systemu Stripa
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Wzbogacalnik jest skonstruowany w kształcie koryta (1), które otrzymuje z napędu (nieuwidocznionego na rysunku) od 320 do 380 drgań/min. Dno koryta jest wykonane z sit szczelinowych (2) ułożonych na płytkich komorach (9). Do komór tych doprowadza się pod ciśnieniem wodę przewodem (10) oraz przewodami (3). Ilość doprowadzanej wody jest regulowana zaworami (4). Zawiesinę ciężką doprowadza się na czoło koryta zsypem (5), usytuowanym poza zsypem (6), przez który doprowadza się surowy materiał. Materiał

surowy rozdziela się na ziarna lżejsze (11), które pozostają w najwyższej warstwie cieczy zawiesinowej, natomiast ziarna ciężkie (12) opadają ku dołowi. W końcowym odcinku koryta jest zabudowana nastawna płyta rozdzielcza (13), która zbiera górną warstwę zawiesiny wraz z lekkimi ziarnami i podaje do zsypu (8). Ziarna ciężkie wyładowuje się na końcu koryta z pozostałą ilością cieczy zawiesinowej przez zsyp (14). Jako obciążnik stosuje się piasek.

Na rysunku 8.33 przedstawiono przykład wzbogacalnika systemu Stripa typu WŻ-4. Skrzynia wzbogacalnika (3) o długości 4000 mm, szerokości 600 mm i głębokości 500 mm o nachyleniu do poziomu 3° ustawiona jest na czterech parach skośnych listew sprężystych (1), nachylonych do pionu pod kątem 10°, umocowanych uchwytami (2) do bocznych ścian wzbogacalnika i do ramy nośnej (9). W dnie wzbogacalnika znajduje się pięć komór wodnych, przykrytych sitami szczelinowymi o wymiarach szczelin 1,0 × 20 mm. Nadawę N podaje się na podajnik (4), którego nachylenie można nastawiać w zależności od ilości podawanego materiału surowego. Obciążnik Z podaje się przed podajnikiem (4). Wodę dolną roboczą podaje się giętkimi przewodami (10) do komór wodnych, przy czym ilość jej można indywidualnie regulować zaworami. Skrzynia wzbogacalnika porusza się za pomocą mimośrodów (6) zaklinowanych na wale napędowym. Silnik napędowy jest ustawiony na ramie (5), której ustawienie do poziomu w granicach od 0 do 20° można regulować śrubą nastawczą (8) umocowaną wahadłowo na osi (7). U wylotu koryta zabudowana jest nastawna płyta rozdzielcza, której położenie reguluje się układem dźwigni.



Rys. 8.33. Wzbogacalnik zawiesinowy korytowy, wibracyjny typu WŻ-4
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Straty obciążnika przy procesie wzbogacania mieszczą się w granicach od 0,8 do 1,5 kg na 1 tonę wzbogacanego materiału. Rozchód wody dolnej wynosi 0,25 m^3 /min na 1 m^2 powierzchni roboczej wzbogacalnika. Warstwa cieczy zawiesinowej w korycie wzbogacalnika wynosi 300 mm. Promień mimośrodu wynosi 10 mm. Wał napędowy otrzymuje 380 obr/min. Stosunek objętościowy nadawanego do wzbogacania materiału do objętości cieczy zawiesinowej powinien mieścić się w granicach od 1–4 do 1–5. Ciecz zawiesinową w procesie technologicznym Stripa określa się również jako pościel zawiesinową, ze względu na znaczne zagęszczenie obciążnika.

Do wzbogacania kieruje się zazwyczaj materiał surowy o uziarnieniu 5 (10) do 80 mm. Wydajność wzbogacalnika (przykładowo) o szerokości koryta roboczego 1250 mm i długości 6000 mm wynosi 100 Mg/h brutto przy wzbogacaniu rudy żelaza.

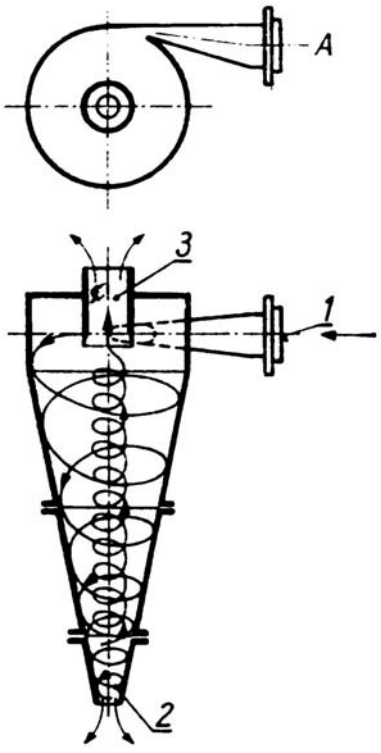
8.2. WZBOGACALNIKI CYKLONOWE Z CIECZĄ CIĘŻKĄ

Węgiel kamienny o uziarnieniu poniżej 20(10) mm, po usunięciu ziarn najdrobniejszych, poniżej 0,5 mm, wzbogacany był najczęściej w osadzarkach. Dokładność rozdziału węgla surowego na koncentrat i odpady (produkt pośredni) jest stosunkowo duża. Zależy to zresztą od typu zastosowanej osadzarki. Zdarzają się, i to dość często, węgle trudno wzbogacalne, do których oczyszczenia osadzarki są zbyt mało dokładne, co powoduje znaczne straty substancji węglowej w odpadach (produkcie pośrednim). W takich przypadkach konieczne jest zastosowanie urządzeń o większej dokładności rozdziału. Takimi urządzeniami są cyklony cieczy ciężkiej.

W ostatnich kilku dziesiątkach lat cyklony cieczy ciężkiej zaczęły wypierać osadzarki. Prawie wszystkie nowo wybudowane zakłady przeróbcze w świecie wyposażone są w cyklony cieczy ciężkiej. Ich duża dokładność powoduje wyraźne poprawienie efektów ekonomicznych zakładów przeróbczych. Przy większej dokładności rozdziału wychody koncentratów, uzyskiwane z tej samej ilości węgla surowego, są od kilku do kilkunastu procent wyższe przy takich samych parametrach jakościowych koncentratów. Zwiększa się zatem ilość sprzedawanego produktu handlowego.

Te zalety wzbogacania węgla w cyklonach cieczy ciężkiej powodują ich rozwój i upowszechnienie. Znajdują one zastosowanie także przy wzbogacaniu nawet łatwo wzbogacalnych węgli.

Wzbogacalniki cyklonowe. Wzbogacalnik pokazany na rysunku 8.34 składa się z części cylindrycznej, która przechodzi w część stożkową o małym kącie wierzchołkowym. Na części cylindrycznej umocowany jest stycznie do jej obwodu króciec wlotowy (1) o zwężającym się silnie przekroju wewnętrznym w kierunku wlotu do wnętrza cyklonu. Wprowadzany pod ciśnieniem przez wlot materiał (mieszanina wody i węgla surowego) otrzymuje ruch wirowy. Ziarna ciężkie zsuwają się po ścianie części stożkowej cyklonu i są odprowadzane przez otwór wylewowy (2). Ziarna o mniejszej gęstości wznoszą



Rys. 8.34. Schemat wzbogacalnika cyklonowego zawiesinowego
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

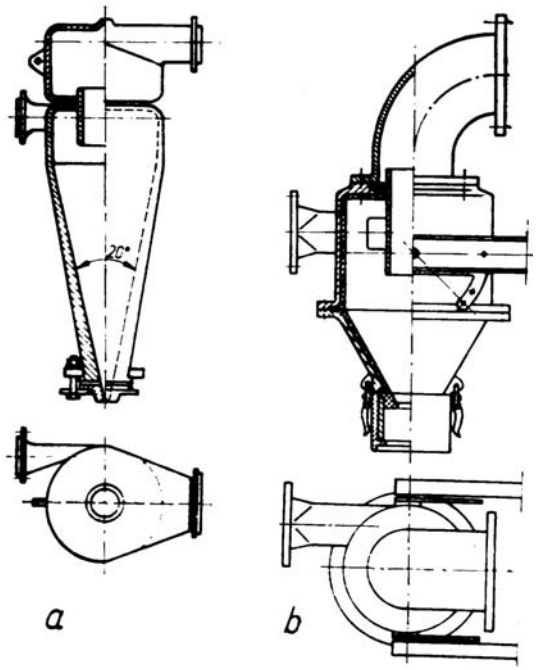
się w części środkowej i są wyprowadzane krótką rurą (3) umocowaną w osi części cylindrycznej. Nadawa do wzbogacalnika posiada uziarnienie 10–0,5 mm lub 20–0,5 mm. Powszechnie stosowanym obciążnikiem jest magnetyt. Wykorzystuje się też rozdrobnione i odmulone odpady o gęstości 2,5–2,6 g/cm^3.

Proces wzbogacania w cyklonach reguluje się przez zmianę ciśnienia roboczego nadawanego materiału surowego do cyklonu, zmianę średnicy dolnego otworu wylewowego (przez wymianę końcówki wylotowej), przez odpowiedni dobór średnicy górnej rury przelewowej i głębokości jej zanurzenia we wnętrzu cyklonu.

W przypadku konieczności wzbogacania dużych ilości drobnego węgla surowego proces wzbogacania prowadzi się w dwu lub więcej cyklonach – zasilanych zazwyczaj ze wspólnych urządzeń nadawczych, przygotowujących materiał surowy do wzbogacania (dozowanie materiału do cieczy zawiesinowej, mieszanie węgla surowego z cieczą zawiesinową) .

Na rysunku 8.35a przedstawiono wzbogacalnik cyklonowy o małym kącie wierzchołkowym stożka roboczego, wynoszącym 20°, przeznaczony do wzbogacania węgla surowego o uziarnieniu poniżej 20 mm. Wzbogacalniki te są budowane o średnicach roboczej części cylindrycznej: 400, 500, 600 i 700 mm. Wydajność tych cyklonów wynosi odpowiednio: 34, 55, 80 i 130 Mg/h brutto.Wymienna końcówka wylewowa jest umocowana do części stożkowej cyklonu złączami śrubowymi.

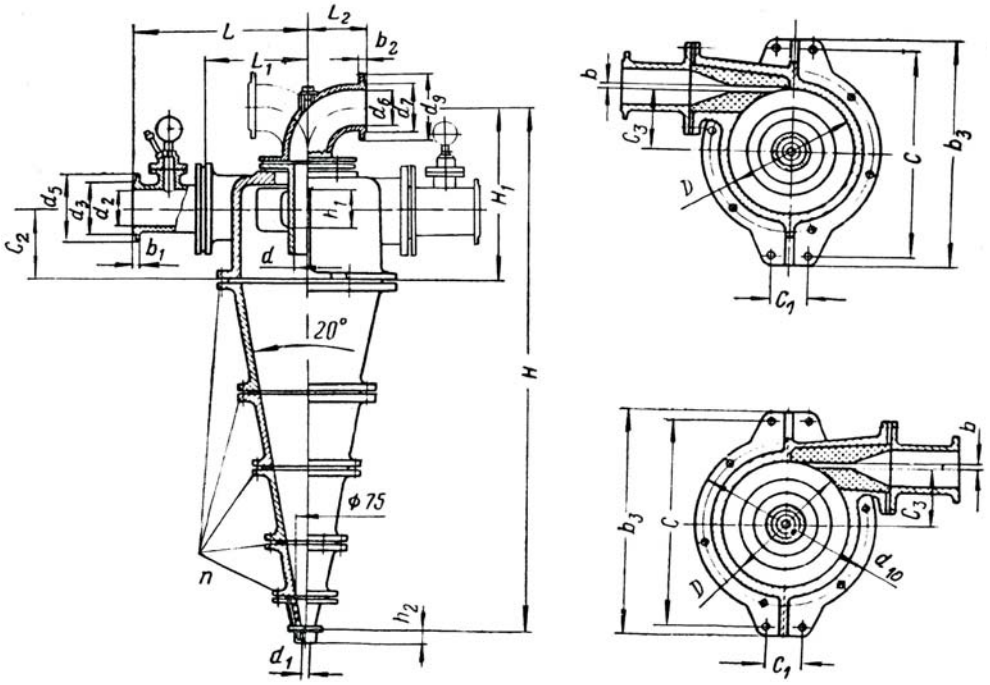
Do wzbogacania węgla surowego w cieczach zawiesinowych stosowane są również cyklony o dużym kącie wierzchołkowym części stożkowej (rys. 8.35b). Zaletą tego typu



Rys. 8.35. Wzbogacalniki zawiesinowe cyklonowe
a – z wydłużoną częścią stożkową, b – z częścią stożkową o dużym kącie wierzchołkowym
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

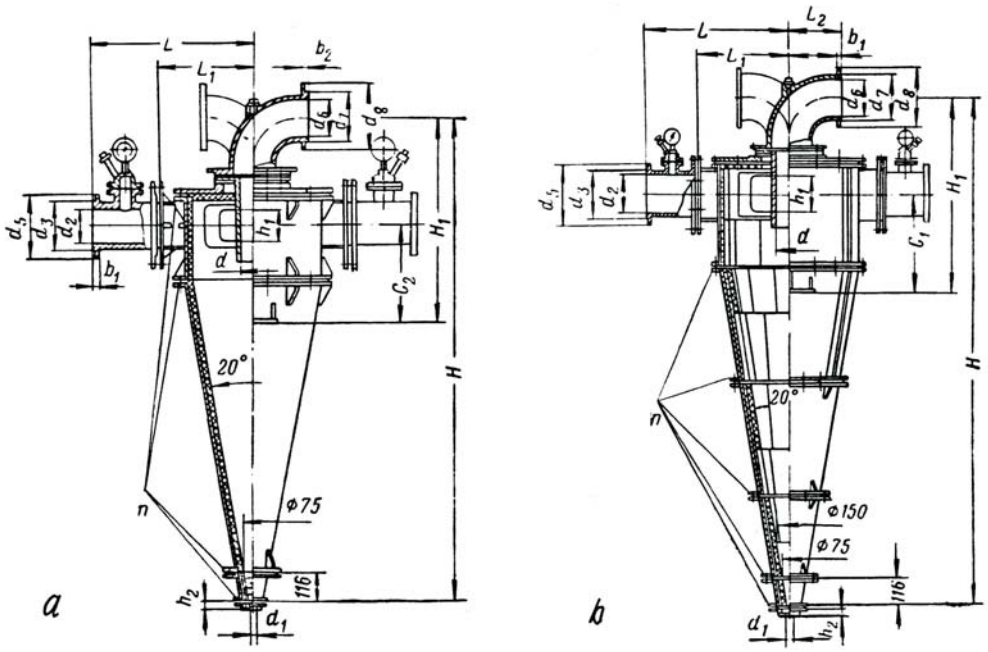
cyklonu jest jego konstrukcja, składająca się z szeregu elementów połączonych pomiędzy sobą złączami śrubowymi. Wnętrze cyklonu jest wyłożone kształtkami gumowymi z gumy trudno ścieralnej. Końcówka wylewowa jest wymienna i umocowana na części stożkowej złączem klamrowym, umożliwiającym jej szybką wymianę. Wzbogacalnik może pracować pod zmiennym kątem nachylenia, dzięki zawieszeniu go na przechylnej dźwigni.

Na rysunku 8.36 przedstawiono cyklon skonstruowany w postaci zespołu wieloelementowego połączonego złączami śrubowymi. Konstrukcja tego rodzaju umożliwia wymianę dowolnego, silnie zużytego elementu. Pracują one bez wewnętrznych wykładzin przeciwściernych. Na króćcu wlotowym dla nadawy zabudowany jest ciśnieniomierz, który pozwala na stałą kontrolę ciśnienia roboczego podawanej nadawy. Na przekrojach podano kształt przewężeń w dyszach wlotowych nadawy. Cyklony tego typu mają wewnętrzne średnice części walcowej od 75 do 500 mm.



Rys. 8.36. Wzbogacalnik zawiesinowy cyklonowy z wieloelementową składaną częścią stożka
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Na rysunku 8.37 przedstawiono dwa przykłady cyklonów, których wewnętrzna płaszczyzna robocza jest wyłożona osłoną przeciwścierną. Na rysunku 8.37a cyklon wyłożony jest wykładziną gumową, natomiast cyklon przedstawiony na rysunku 8.37b ma powierzchnie robocze wyłożone płytkami z leizny kamiennej. Ze względu na rozmiary części stożkowej, dla ułatwienia wyłożenia jej płytkami z leizny kamiennej, jest ona złożona z kilku elementów połączonych pomiędzy sobą złączami śrubowymi. Oba typy cyklonów są budowane o średnicach części cylindrycznej wynoszącej: 150, 250, 350 i 500 mm. Każdy z tych

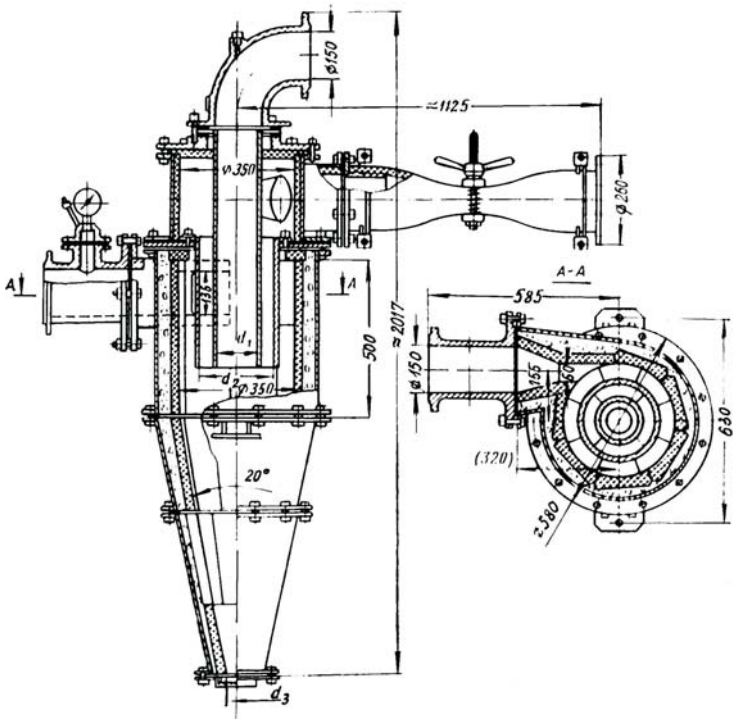


Rys. 8.37. Wzbogacalniki zawiesinowe cyklonowe
a – wzbogacalnik z gumową wykładziną wewnętrzną, b – wzbogacalnik z wykładziną z leizny kamiennej
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

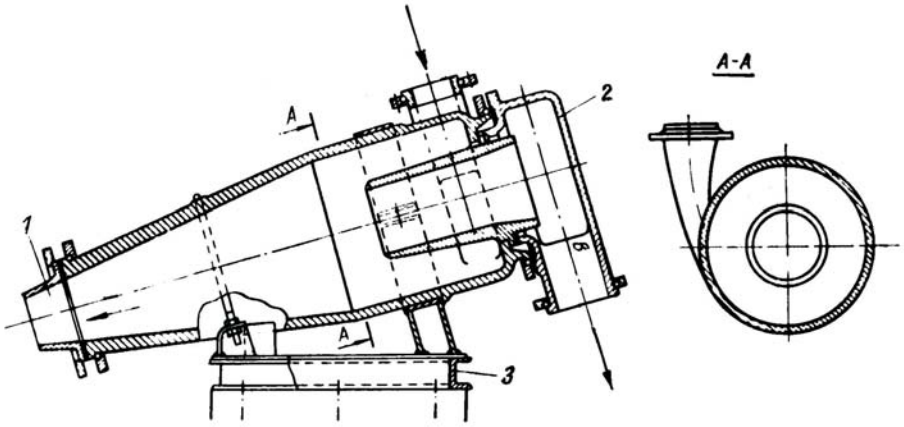
cyklonów jest wyposażony w ciśnieniomierz zabudowany na króćcu wlotowym, a końcówki wylotowe o różnych średnicach otworów są wymienne.

Na rysunku 8.38 podano przykład cyklonu trójproduktowego, produkowanego o wewnętrznych średnicach części cylindrycznej wynoszącej 350 i 500 mm. W celu umożliwienia odbioru trzech produktów w górnej części cyklonu zabudowane są dwie – współśrodkowo umieszczone – rury przelewowe. Produkt najlżejszy (węgiel) odbierany jest wewnętrzną rurą przelewową, produkt pośredni natomiast – przelewem pierścieniowym, utworzonym przez dwie rury współśrodkowe do komory odbiorczej z poziomym – stycznym do obwodu – przewodem. Na końcówkę tego przewodu założona jest rura z gumy, zaopatrzona w zacisk pozwalający na regulowanie ilości odbioru produktu pośredniego. Cyklony te mogą być wyposażone w rury przelewowe o trzech różnych średnicach wewnętrznych, a mianowicie: rura wewnętrzna – 70, 85 i 100 mm, rura zewnętrzna – 175, 190 i 200 mm. Przestrzeń robocza cyklonu jest wyłożona wykładziną przeciwścierną, wykonaną z płytek leizny kamiennej.

Na rysunku 8.39 podano przykład cyklonu pracującego w położeniu silnie nachylonym do poziomu, umocowanego do stałej ramy (3). Jak we wszystkich typach cyklonów końcówka wylewowa (1) jest wymienna, co daje możliwość odpowiedniego dobrania średnicy wylewu do charakterystyki technologicznej wzbogacanego węgla. Odbiór koncentratu następuje przez komorę odbiorczą (2).



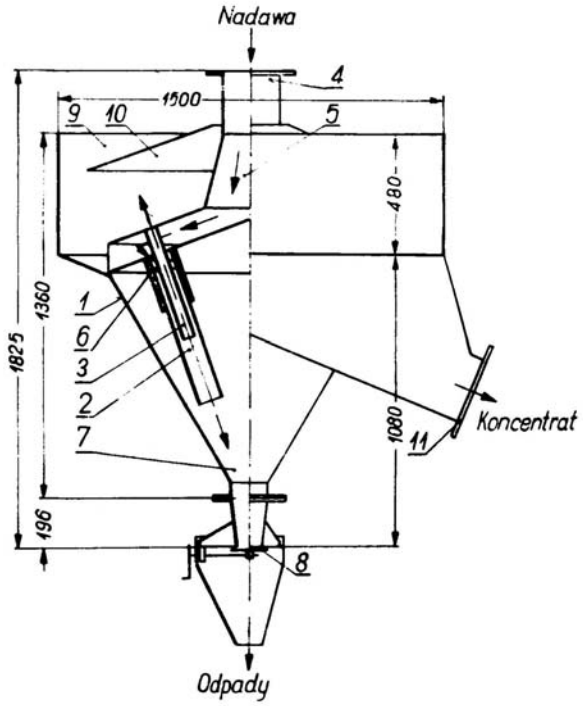
Rys. 8.38. Wzbogacalnik zawiesinowy cyklonowy trójproduktowy
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]



Rys. 8.39. Wzbogacalnik zawiesinowy cyklonowy, pracujący przy osi nachylonej do poziomu
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Wzbogacalnik multicyklonowy typu Turpinson. Zespół pojedynczych cyklonów może być zastąpiony wzbogacalnikiem multicyklonowym.

W stożkowym korpusie (1) wzbogacalnika (rys. 8.40) umieszczonych jest osiem rur (2), umocowanych do górnej płyty nośnej wykonanej w kształcie stożka o dużym kącie wierzchołkowym. Osie rur (2) zbiegają się w wierzchołku stożkowego korpusu wzbogacalnika. Do tych rur wstawiane są współśrodkowe rury przelewowe (3) o mniejszej średnicy. Węgiel surowy zmieszany z cieczą zawiesinową (minimum w stosunku 1 część węgla na 3 części cieczy zawiesinowej) podaje się do multicyklonu od góry przewodem nadawczym (4) do komory zasilającej (5). Nadawa pod ciśnieniem wpływa równocześnie do płaskiej stożkowej przestrzeni pomiędzy rurami współśrodkowymi (2) i (3). Wlot do wewnętrznej rury (2) jest zaopatrzony w krótką prowadnicę ślimakową (6), która nadaje nadawie wirowy ruch po linii spiralnej. Stożkowy korpus wzbogacalnika jest zaopatrzony w zawór wypustowy (8), zaopatrzony w urządzenie regulujące ilość odbieranego produktu ciężkiego.



Rys. 8.40. Wzbogacalnik zawiesinowy multicyklonowy typu Turpinson
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Materiał surowy doprowadzony do wzbogacalnika pod ciśnieniem 0,7 at (nadciśnienie), po wprowadzeniu do rur (2) ulega rozdziałowi na tych samych zasadach jak w normalnych wzbogacalnikach cyklonowych. W pierwszym okresie pracy wzbogacalnika, niezależnie od przebiegu procesu rozwarstwienia materiału surowego według ich gęstości, następuje wypełnienie wnętrza stożkowego korpusu (7). W tym okresie pracy odbiór produktu dolnego powinien być minimalny. Po wypełnieniu dolnej części stożkowej wytworzony ruch wirowy w cyklonach przenosi się po liniach osi cyklonów do wnętrza materiału wypełniającego ten stożek, wytwarzając w nim wirującą warstwę o przekroju stożkowym. W ten sposób na

przedłużeniu osi rur (2) tworzy się szereg wirujących stożków, w których występują takie same zjawiska technologiczne, jakie obserwuje się w normalnych pojedynczych cyklonach. Po wytworzeniu stożków wylot dla rozwarstwionego w cyklonach materiału zostaje zamknięty w wirujących stożkach w korpusie (7) tak, że wewnętrznej warstwie ziarn lekkich zostaje nadany przymusowy ruch wirowy ku górze w kierunku wewnętrznej rury przelewowej (3). Ziarna lekkie (koncentrat węglowy) wpływają do komory odbiorczej (9), skąd zostają odprowadzone na zewnątrz boczną rurą wylewową (11).

Nad wylotami rur przelewowych (3) umieszczona jest przykrywa (10) wstrzymująca ruch pionowy wytryskującej z rur przelewowych mieszaniny ziarn węgla i rozcieńczonej cieczy zawiesinowej.

Na rysunku podano główne wymiary wzbogacalnika dostosowanego do wzbogacania węgla surowego o uziarnieniu 0,5 do 10 mm_t, którego wydajność wynosi 80 Mg/h brutto.

Wzbogacalnik pracuje z obciążnikiem magnetytowym o zalecanym uziarnieniu: 5 do 10% ziarn o wymiarze poniżej 20 μ, do 50% ziarn o wymiarze poniżej 50 μ i do 95% ziarn o wymiarze poniżej 150 μ. Podane procentowe udziały klas ziarnowych obciążnika są maksymalne i stanowią granice ilościowe tych ziarn.

8.3. OSADZARKI

Wzbogacanie w osadzarkach odbywa się w ośrodku wodnym poddawanym pulsacjom. Osadzarka zbudowana jest w kształcie skrzyni podzielonej przegrodą sitową na dwie komory. Węgiel surowy podawany jest na sito (tzw. łoże robocze) i przemieszcza się wzdłuż osadzarki. Dolna komora wypełniona jest wodą, która wprawiana jest w ruch pulsacyjny. W czasie ruchu wody ku górze znajdujący się na łożu roboczym węgiel surowy jest unoszony i następuje rozluzowanie warstwy materiału. W trakcie ruchu wody ku dołowi następuje opadanie ziarn z prędkością zależną od ich gęstości. Ziarna o większej gęstości opadać będą z większą prędkością, a ziarna o mniejszej gęstości z prędkością mniejszą. Przy wielokrotnym powtarzaniu pulsacji wody ziarna ciężkie układać się będą na powierzchni sita łoża roboczego, ziarna lżejsze natomiast układać się będą na ziarnach cięższych. Na końcu osadzarki znajdują się szczeliny wyładowcze i progi przelewowe. Umożliwiają one odbiór materiału o różnych gęstościach. To uproszczony opis procesu wzbogacania w osadzarkach.

W zależności od rozwiązań konstrukcyjnych osadzarki dzielą się na:

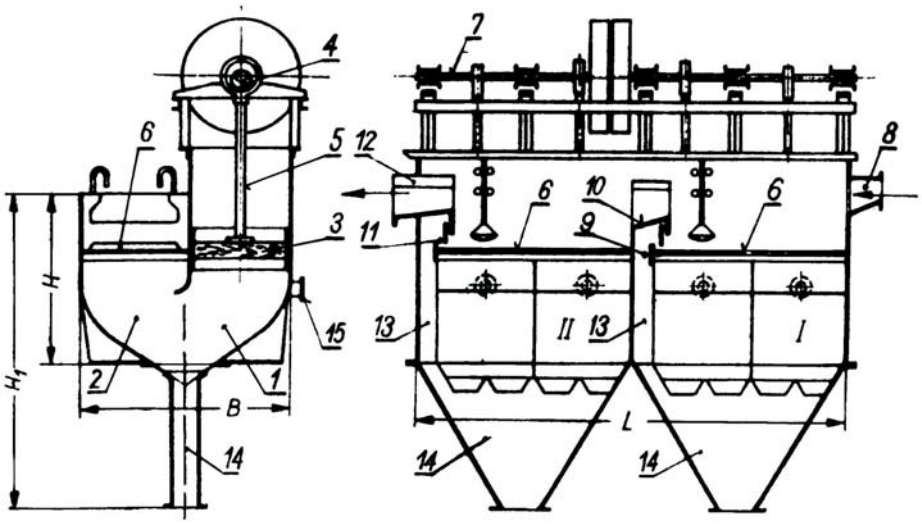
- osadzarki tłokowe,
- osadzarki beztłokowe,
- osadzarki z ruchomym łożem roboczym.

8.3.1. Osadzarki tłokowe

Osadzarki tłokowe konstruowane są z łożem roboczym podłużnym – w których ruch wzbogacanego materiału jest zgodny z podłużną osią osadzarki, oraz łożem poprzecznym – w których ruch materiału jest prostopadły do osi podłużnej osadzarki.

Osadzarka tłokowa podłużna. Na rysunku 8.41 przedstawiono przykład osadzarki tłokowej podłużnej skonstruowanej do wzbogacania węgla o uziarnieniu powyżej 10 mm.

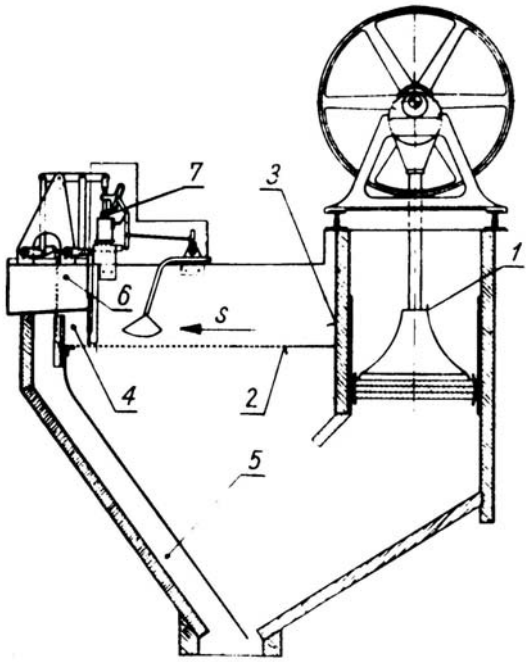
Skrzynia osadzarki podzielona jest wzdłuż osi podłużnej na węższą komorę tłokową (1) i szerszą komorę roboczą (2). Osadzarka dostosowana jest do wzbogacania trójproduktowego i w związku z tym składa się z dwu przedziałów roboczych I i II. Każdy z tych przedziałów jest podzielony pionową przegrodą na dwie sekcje, przy czym przegroda ta biegnie od przedziału roboczego do przedziału tłokowego. W komorze tłokowej, osobno w każdej sekcji, znajduje się tłok (3), wykonany zazwyczaj z drewna i okuty blachą. Tłok nie przylega ściśle do ściany tłokowej, dookoła niego pozostawiona jest szczelina o szerokości około 5 mm. Tłok otrzymuje pionowy ruch posuwisto-zwrotny z mimośrodu (4) zaklinowanego na wale napędowym (7) i połączonego z tłokiem łącznikiem (5).



Rys. 8.41. Osadzarka pulsacyjna tłokowa o podłużnym łożu roboczym
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

W komorze roboczej (2) w każdym przedziale roboczym zabudowane jest łoże robocze (6). Nadawę do osadzarki doprowadza się do przedziału roboczego I poprzez koryto nadawcze (8). Utworzona warstwa odpadów w I przedziale osadzarki odprowadzana jest przez szczelinę wypustową (9) do komory odbiorczej (13), a następnie do odbieralnika. (14) znajdującego się w dnie osadzarki. Warstwa górna, składająca się z ziarn koncentratu i produktu pośredniego (przejściowego) częściowo już rozwarstwionych, przepływa przez próg (10) do przedziału II, w którym następuje ostateczne wzbogacenie węgla. Produkt przejściowy (pośredni) wyładowuje się przez szczelinę wypustową (11) do komory odbiorczej (13), skąd odprowadzany jest odbieralnikiem (14). Koncentrat wraz z przeważającą częścią wody roboczej wypływa z osadzarki przez próg i koryto odbiorcze (12). Dolną wodę technologiczną (roboczą) doprowadza się do komór tłokowych króćcami (15). Ilość wody dolnej reguluje się zasuwani zabudowanymi pomiędzy króćcami (15) a rurociągiem dostarczającym wodę do osadzarki.

Osadzarka tłokowa poprzeczna (rys. 8.42). W komorze tłokowej osadzarki znajduje się tłok (1) napędzany łącznikiem z mimośrodu zaklinowanego na wale napędowym. W komorze roboczej znajduje się łoże robocze (2), na które nadawany jest materiał surowy od strony ściany działowej (3) pomiędzy przedziałem tłokowym a komorą roboczą. Kierunek przepływu wzbogacanego materiału wskazuje strzałka S. Produkt ciężki (odpady) odbierany jest przez szczelinę wypustową (4), skonstruowaną w postaci progu przewałowego. Przerzut ziarn odpadów przez próg przedziałowy spowodowany jest pulsacją wody roboczej przepływającej przez sito przechodzące przez szczelinę wypustową. Odpady są odbierane przez komorę odbiorczą (5) do odbieralnika znajdującego się w dnie osadzarki. Koncentrat odbiera się wraz z wodą roboczą ponad progiem przelewowym (6). Grubość warstwy osadzonych ziarn odpadów na łożu osadzarki oraz wysokość otwarcia szczeliny wypustowej reguluje się automatycznie regulatorem (7) sterowanym urządzeniem pływakowym.



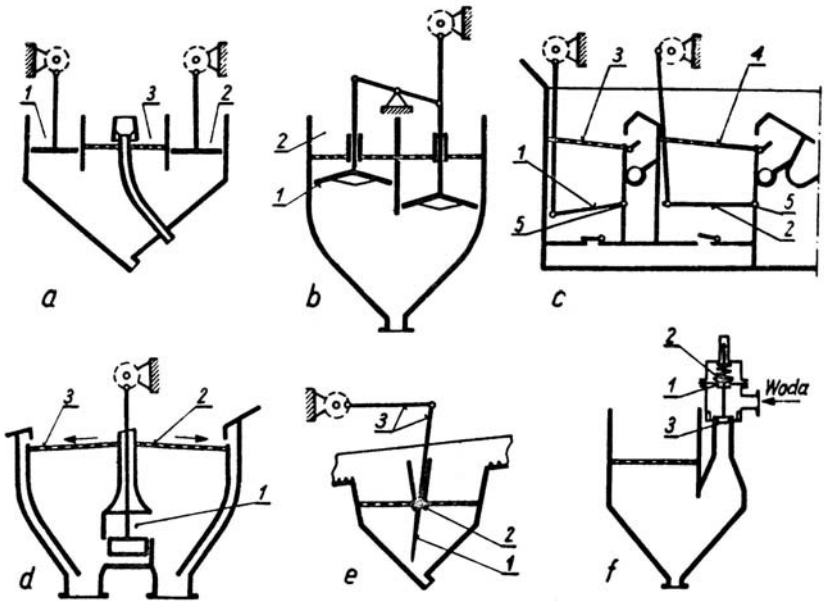
Rys. 8.42. Osadzarka pulsacyjna tłokowa o poprzecznym łożu roboczym
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Opisana powyżej osadzarka jest przykładem osadzarki dwuproduktowej, dającej koncentrat i odpady, a przeznaczonej do wzbogacania węgla łatwo wzbogacalnego. Osadzarki tego typu posiadają krótkie łoża robocze, gdyż ich wydłużenie jest ze względów technologicznych niemożliwe, ponieważ w miarę wzrastania odległości od komory tłokowej zmniejsza się stopniowo wysokość pulsacji strumienia wody roboczej na łożu osadzarki.

Osadzarki poprzeczne są również konstruowane jako trójproduktowe. W osadzarkach tych pierwszy przedział roboczy umieszczony jest ponad tłokiem, który w tym układzie

pracuje zanurzony w wodzie, a jego ruch ku górze wywołuje pulsacje w pierwszym przedziale roboczym, zaś ruch ku dołowi – pulsację wody roboczej w przedziale drugim.

Odmiany konstrukcyjne osadzarek tłokowych. Schematyczne odmiany rozwiązań konstrukcyjnych osadzarek tłokowych przedstawiono na rysunku 8.43.



Rys. 8.43. Schematy rozwiązań konstrukcyjnych osadzarek tłokowych a – osadzarka typu Jousta, b – osadzarka typu Braunsa, c – osadzarka typu Llewellyn, d – osadzarka typu Bamag-Meguin, e – osadzarka typu Neill, f – osadzarka typu Richards-Pulsator Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

- **Osadzarka typu Jousta** (rys. 2.l7a) jest wyposażona w dwie komory tłokowe (1) i (2), pracujące równocześnie dla jednego podłużnego przedziału roboczego (3), umieszczonego pomiędzy komorami tłokowymi, w osi podłużnej osadzarki.
- **Osadzarka typu Braunsa**, dwutłokowa i dwuprzedziałowa, przedstawiona jest na rysunku 8.43b. Zaletą tych osadzarek jest maksymalne wykorzystanie rzutu poziomego osadzarki na łoże robocze. Zasadniczą ich wadą jest wymuszony ruch wody roboczej spowodowany umieszczeniem tłoków (1) tuż pod łożem roboczym (2) osadzarki.
- **Trójproduktowa osadzarka typu Llewellyn** (rys. 2.17c) wyposażona jest również w tłoki (1) i (2), umieszczone pod łożami roboczymi (3) i (4). Charakterystycznym rozwiązaniem jest ruch wahadłowy tłoków, zawieszonych jedną krawędzią na zawiasach (5).
- **Osadzarka typu Bamag-Meguin**, trójproduktowa poprzeczna, przedstawiona na rysunku 8.43d, ma komorę tłokową (1) umieszczoną w głębi korpusu osadzarki, umożliwiającą dwustronną pracę tłoka. Tłok ten przy ruchu ku górze wytwarza pulsację

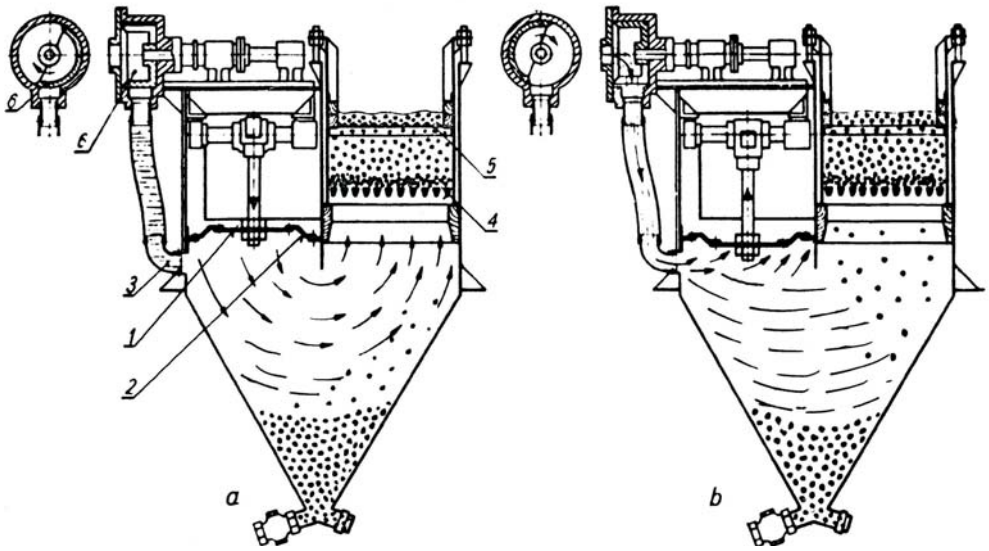
w pierwszym przedziale roboczym (2), natomiast ruch tłoka ku dołowi wywołuje ruch wody roboczej w przedziale drugim (3). W osadzarce tej odbiór produktu ciężkiego, po nachylonym łożu roboczym w pierwszym przedziale roboczym, odbywa się przeciwbieżnie do ruchu wzbogacanego materiału surowego. W drugim przedziale roboczym, odbiór produktu ciężkiego jest współbieżny z ruchem wzbogacanego materiału.

- **Osadzarka typu Neill**, dwuproduktowa tłokowa, pokazana na rysunku 8.43e posiada pionowy tłok (1) zawieszony na poziomej osi (2), a przegubowy układ drążków napędowych (3) nadaje im ruch wahadłowy, wywołujący ruch pulsacyjny wody roboczej na przemian pod oboma łożami roboczymi osadzarki.
- **Osadzarka typu Richards-Pulsator** pokazana na rysunku 8.43f posiada interesujące rozwiązanie urządzenia do wywoływania pulsacji wody roboczej. Do pulsatora sprężynowego doprowadza się wodę pod ciśnieniem od 0,3 do 2,3 at. W pierwszej fazie woda wprowadzona do pulsatora działa na przeponę samowzbudną (1), obciążoną sprężyną (2), której napięcie reguluje się specjalną śrubą. Ciśnienie wody podnosi przeponę i otwiera równocześnie grzybek (3), umożliwiając wpłynięcie wody roboczej do przedziału wodnego. W tym momencie zanika napór wody na przeponę, która pod naciskiem sprężyny opada, zamykając równocześnie grzybek (3) i odcina dopływ wody do przedziału wodnego. Po wykonaniu tego cyklu cały układ przygotowany został do następnego ruchu roboczego. Zależnie od wysokości ciśnienia wody roboczej i wielkości wstępnego napięcia sprężyny reguluje się liczbę pulsacji, która może się wahać od 300 do 600 pulsacji/min. Osadzarka ta nie jest typowym przykładem osadzarki tłokowej – jak również nie jest konstrukcyjnie właściwą osadzarką beztłokową o napędzie powietrznym. Należałoby ją zaliczyć do typu przejściowego pomiędzy osadzarkami tłokowymi i beztłokowymi.

8.3.2. Osadzarki tłokowe membranowe

Osadzarka tłokowa membranowa. Do osadzarek tłokowych zalicza się również osadzarki wyposażone w tłoki membranowe, których zastosowanie umożliwiło uzyskanie wysokiej częstotliwości pulsacji. Na rysunku 8.44 przedstawiono osadzarkę z tłokiem membranowym, pracującym w osobnej komorze tłokowej. Osadzarka ta pracuje na zasadzie wzbogacania statycznego, w którym ruch wody roboczej jest czynnikiem przygotowującym materiał surowy do procesu rozdziału, lecz nie bierze w tym procesie czynnego udziału, gdyż opadanie ziarn z prędkością proporcjonalną do ich gęstości następuje w okresie zupełnego braku ruchu wody ku dołowi.

Ruch wody w przedziale roboczym osadzarki wywołuje tłok membranowy (1), połączony elastycznym kołnierzem gumowym (2) ze ściankami komory tłokowej. Przy ruchu tłoka membranowego ku dołowi (rys. 8.44a) następuje przetłoczenie wody roboczej z przedziału tłokowego do przedziału roboczego pod łoże (4). Szybki ruch tłoka w dół powoduje podniesienie całej warstwy wzbogacanego materiału ku górze. W okresie tym zamknięty jest dopływ wody roboczej do rury wodnej (3) przez zawór (6). Po osiągnięciu najwyższego poziomu wody roboczej w przedziale roboczym, jej ruch ku górze ustaje i rozpoczyna się opadanie ziarn. Przy ruchu tłoka ku górze następuje natychmiastowe otwarcie zaworu



Rys. 8.44. Osadzarka tłokowa membranowa
a – ruch membrany ku dołowi, b – ruch membrany ku górze
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

wodnego (6) (rys. 8.44b) i woda przewodem wodnym (3) szybko wypełnia przestrzeń równocześnie z ruchem tłoka ku górze. Ilość doprowadzanej wody jest tak uregulowana, że wypełnia ona całkowicie przestrzeń zwalnianą przez podnoszący się tłok membranowy. W ten sposób ruch wody roboczej ku dołowi w przedziale roboczym jest uniemożliwiony. Usuwanie nadmiaru wody roboczej w przedziale roboczym następuje wskutek normalnego jej spływu, wzdłuż łoża roboczego razem z górnym produktem wzbogacania, przez próg wyładowczy osadzarki.

Sito plecione (5) zabudowane ponad łożem roboczym służy jako sito kontrolne wymiaru ziarn nadawy. Produkt ciężki odbierany jest przez otwory sita łoża roboczego na dno osadzarki i odprowadzany rurą wypustową.

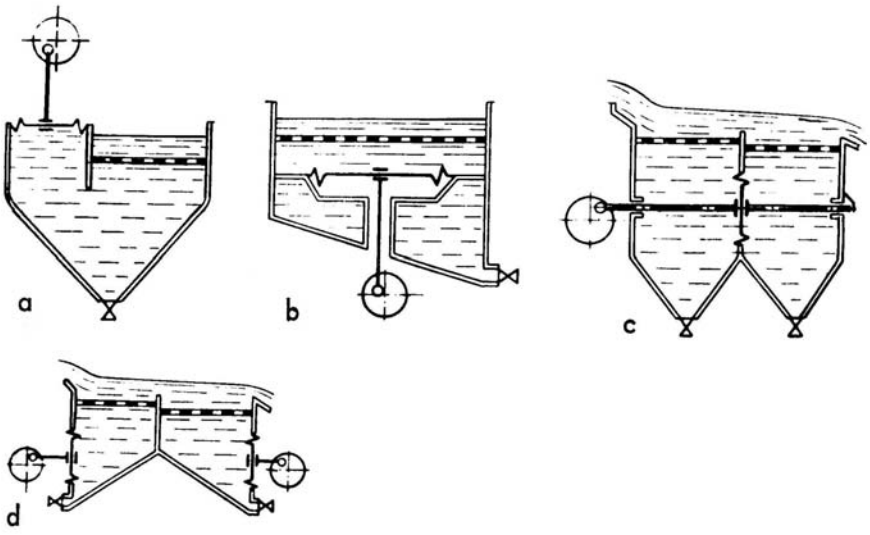
Zasadniczy wpływ na prawidłową pracę technologiczną osadzarki ma pełna synchronizacja ruchu tłoka membranowego z ruchem zaworu wodnego.

Osadzarki tego typu służą do wzbogacania materiału surowego o uziarnieniu poniżej 6 mm. Tłok membranowy wywołuje 300 do 350 pulsacji na minutę, przy ich skoku wynoszącym od 3 do 7 mm.

8.3.3. Osadzarki membranowe

Odmiany konstrukcyjne osadzarek membranowych. Na rysunku 8.45 przedstawiono szkic najczęściej spotykanych odmian konstrukcyjnych osadzarek membranowych.

Na rysunku 8.45a pokazano typowy przykład osadzarki membranowej z tłokiem umieszczonym w osobnym przedziale tłokowym.



Rys. 8.45. Schematy rozwiązań konstrukcyjnych niektórych osadzarek membranowych a – z membraną umieszczoną w przedziale tłokowym, b – z poziomą membraną zabudowaną pod łożem roboczym, c – z pionową membraną usytuowaną w ścianie działowej obu przedziałów osadzarki, d – z dwoma pionowymi membranami zabudowanymi w ścianach czołowych osadzarki
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

W osadzarce przedstawionej na rysunku 8.45b tłok membranowy znajduje się poniżej łoża roboczego. Na schemacie pokazano jeden przedział roboczy osadzarki. Są one również budowane z dwoma i więcej przedziałami roboczymi, przy czym każdy przedział wyposażony jest w indywidualny tłok. W układzie osadzarki wieloprzedziałowej każde następne łoże jest usytuowane nieco niżej, umożliwiając prawidłowy przepływ wzbogacanego materiału wzdłuż osadzarki. Osadzarki tego typu pracują przy częstotliwości pulsacji wynoszącej od 110 do 180 na minutę. Skok tłoka membranowego mieści się w granicach od 5 do 30 mm.

Na rysunku 8.45c przedstawiono osadzarkę wyposażoną w tłok membranowy zbudowany w pionowej ścianie działowej pomiędzy dwoma komorami osadzarki. Osadzarka przystosowana jest do trójproduktowego wzbogacania. Oba ciężkie produkty są odbierane poprzez łoże robocze na dno osadzarki i stamtąd odprowadzane okresowo przez rury wypustowe zamykane zaworami. Osadzarka wzbogaca materiał surowy o uziarnieniu od 0,1 do 3 mm, pracuje ona przy 850 pulsacjach na minutę. Wydajność osadzarek sięga do 4 m^3/h. Budowane są one również jako trzykomorowe.

Trójproduktową osadzarkę membranową przedstawiono na rysunku 8.45d. Tłoki membranowe są zabudowane w obu czołowych ścianach osadzarki i napędzane odrębnymi mimośrodami. Osadzarka podzielona jest na dwa przedziały robocze o dnach skierowanych w przeciwnych kierunkach, umożliwiających odbiór ciężkich produktów wzbogacania przez rury wypustowe zamykane zaworem. Pomiędzy przedziałami roboczymi osadzarki znajduje się próg przelewowy ograniczający ruch postępowy dolnej ciężkiej warstwy wzbogacanego materiału. Osadzarki te budowane są również jako czterokomorowe, przy czym stanowią one

zespół dwu osadzarek dwukomorowych, złączonych równolegle o dwu równoległych łożach roboczych. Osadzarki dwułożowe mają wydajność do 17 m^3/h. Powierzchnia robocza osadzarki (łączna) wynosi 4 m^2. Pracuje ona przy 130 do 350 pulsacji na minutę. W niektórych osadzarkach tego typu oba tłoki membranowe są napędzane wspólnym tłoczyskiem z jednego mimośrodu. Wówczas tłoczysko przechodzi przez wnętrze osadzarki i jest w ścianie działowej odpowiednio zadławione.

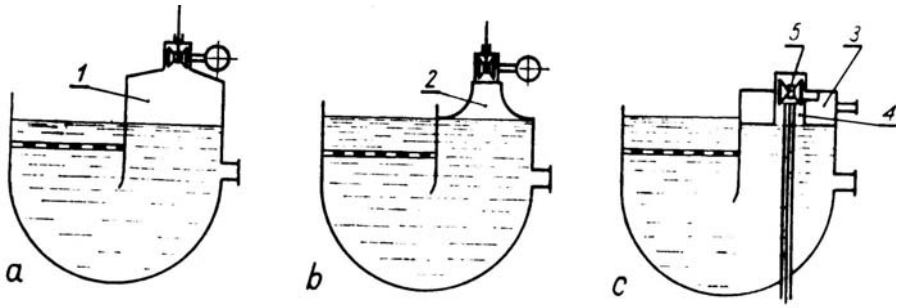
8.3.4. Osadzarki beztłokowe

W osadzarkach beztłokowych ruch pulsacyjny wody roboczej w przedziale roboczym osadzarki jest wywoływany działaniem sprężonego powietrza, doprowadzanego cyklicznie do komory powietrznej przez specjalnie skonstruowany zawór rozrządczy. Sprężone powietrze doprowadzone do komory powietrznej wywołuje równomierny nacisk na całą powierzchnię lustra wody i powoduje ruch wody ku dołowi. Lustro wody obniża się i równocześnie następuje ruch strumienia przetłaczanej wody ku górze w przedziale roboczym.

Po połączeniu komory powietrznej poprzez zawór rozrządczy z atmosferą zewnętrzną, panujące w niej ciśnienie wyrównuje się z ciśnieniem otoczenia i w ten sposób umożliwiony jest powrotny ruch wody. Jeżeli w tym momencie doprowadzi się do komory powietrznej dolną wodę roboczą, to wypełni ona komorę, uniemożliwiając w pewnym określonym stopniu przymusowy ruch wody ku dołowi w przedziale roboczym. W ten sposób ogranicza się zakres ruchu wody roboczej ku dołowi w przedziale roboczym, tak niekorzystny dla procesu rozwarstwiania nadawy.

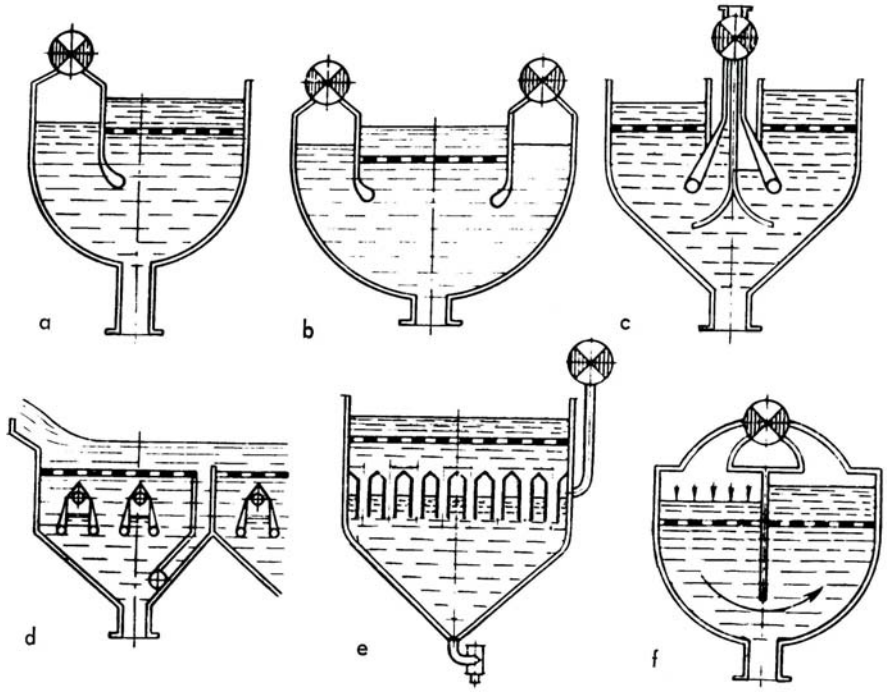
Pierwsze osadzarki beztłokowe miały komory powietrzne (1) o dużej pojemności (rys. 8.46a). Badania nad przebiegiem procesu technologicznego w osadzarkach i wydajnością osadzarek wykazały celowość zwiększenia liczby pulsacji podczas minuty. Duża pojemność komory powietrznej ograniczała jednak możliwość zwiększenia liczby pulsacji ze względu na bezwładność tego układu w momentach wyrównywania ciśnienia w komorze powietrznej z otoczeniem i ponownego jej napełnienia powietrzem sprężonym. W dalszych rozwiązaniach konstrukcyjnych zmniejszono pojemność komory powietrznej (2) (rys. 8.46b) skracając czas konieczny do jej napełnienia i opróżnienia, co umożliwiło dalsze zwiększenie liczby pulsacji.

W nowoczesnych osadzarkach beztłokowych (rys. 8.46c) martwa pojemność komory powietrznej zmniejszona została praktycznie do zera. Pojemność tej komory została w tych rozwiązaniach wykorzystana na pomieszczenie zbiornika sprężonego powietrza (3), o którego dno opiera się zwierciadło wody roboczej w momencie rozpoczynania każdego cyklu pulsacji. W tym ostatnim rozwiązaniu w płycie dennej zbiornika sprężonego powietrza znajduje się krótka rura (4), w której umieszczony jest zawór rozrządczy (5) powietrza sprężonego. Przy takim rozwiązaniu konstrukcyjnym komory powietrznej wykorzystuje się prawie całkowitą energię rozprężania się powietrza na wykonanie pracy w osadzarce, niezależnie od tego zmniejszenie pojemności komory powietrznej uniemożliwia pozostanie w niej części sprężonego powietrza (o początkowym ciśnieniu) i sumowania się jego ciśnienia z ciśnieniem świeżo doprowadzonego powietrza roboczego i powstawania w ten sposób zaburzeń w technologicznej pracy osadzarki.



Rys. 8.46. Schematy osadzarek beztłokowych o różnych pojemnościach komory powietrznej
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Na rysunku 8.47 przedstawiono schematycznie rozwiązania konstrukcyjne rozmieszczenia komór powietrznych w osadzarkach. Na rysunku 8.47a komora powietrzna jest umieszczona po jednej stronie, równolegle do łoża roboczego. Przy dużej szerokości łoża roboczego można zastosować dwie komory powietrzne (rys. 8.47b), ułożone równolegle do łoża roboczego znajdującego się pomiędzy tymi komorami. Na rysunku 8.47c przedstawiono osadzarkę wyposażoną w dwa równoległe łoża robocze, zasilane z dwu odrębnych

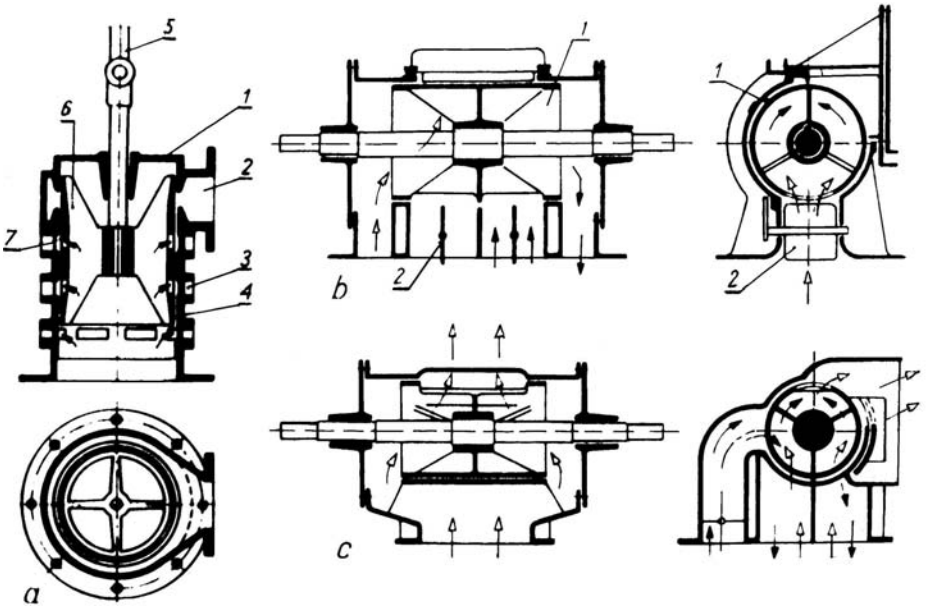


Rys. 8.47. Schematy rozwiązań konstrukcyjnych osadzarek beztłokowych i umieszczanie w nich komór powietrznych
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

komór powietrznych usytuowanych pomiędzy łożami roboczymi. W niektórych rozwiązaniach konstrukcyjnych wprowadzono komory powietrzne pod łoże osadzarki. Komory powietrzne w tych rozwiązaniach konstrukcyjnych mogą być ustawione poprzecznie do osi łoża roboczego (rys. 8.47d) lub podłużnie (rys. 8.47e). Oryginalnym rozwiązaniem jest umieszczenie komór powietrznych ponad łożem roboczym osadzarki. Na rysunku 8.47f przedstawiono schemat osadzarki, wyposażonej w dwa łoża robocze z komorami powietrznymi ponad łożem roboczym. Dla umożliwienia pracy tak skonstruowanej osadzarki przestrzeń nad łożami roboczymi musi być zamknięta i odpowiednio uszczelniona.

W osadzarkach bezłokowych o dużej pojemności komory powietrznej liczba pulsacji nie przekracza zazwyczaj 50 na minutę. Zmniejszenie do minimum pojemności komory powietrznej pozwoliło na zwiększenie liczby pulsacji do 70 na minutę.

Doprowadzenie do komór powietrznych roboczego powietrza sprężonego i dokonywanie cyklicznego wprowadzania go następuje poprzez rozrząd tłoczkowy lub obrotowy. Tłoczkowy zawór rozrządczy przedstawiono na rysunku 8.48a. Górna część cylindra (1) wyposażona jest w pierścieniową komorę zasilającą połączoną z wlotem (2) powietrza, umożliwiającą szybkie wprowadzanie sprężonego powietrza do komory powietrznej osadzarki bez znaczniejszych strat jego ciśnienia. Poniżej komory zasilającej znajdują się w ściankach cylindra otwory (3), umożliwiające odprowadzenie powietrza do atmosfery po wykonaniu pracy w komorze powietrznej. Przekrój otworów (3) jest tak obliczony, aby czas zużyty na wypływ powietrza był jak najkrótszy i zapewniał całkowite opróżnienie komory powietrznej osadzarki. Wewnątrz cylindra umieszczony jest cylindryczny tłoczek (4) –



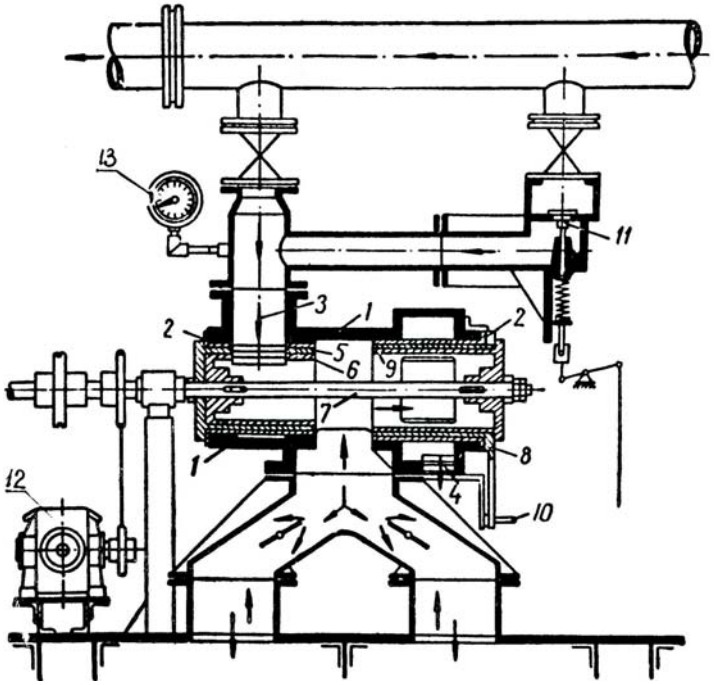
Rys. 8.48. Zawory rozrządcze powietrza osadzarek bezłokowych
a – zawór tłoczkowy, b – zawór obrotowy osadzarki ziarnowej, c – zawór obrotowy osadzarki miałowej
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

wewnątrz wydrążony – umocowany do drążka wodzącego (5) czteroramiennym uchwytem (6). W płaszczu tłoczka znajdują się otwory (7), których rozmieszczenie odpowiada dokładnie rozmieszczeniu otworów (3) w cylindrze. Przedstawione na rysunku ustawienie tłoczka w cylindrze umożliwia odprowadzenie na zewnątrz powietrza z komory powietrznej osadzarki. W tym położeniu płaszcz tłoczka zamyka wlot powietrza do komary powietrznej. W dolnym położeniu tłoczka następuje odsłonięcie wlotów powietrza z pierścieniowej komory zasilającej, które wewnętrznym wolnym przekrojem tłoczka wpływa do komory powietrznej, oraz równoczesne zamknięcie otworów (3). Tłoczek wykonuje w cylindrze ruchy posuwisto-zwrotne, sterowane napędem mimośrodowym.

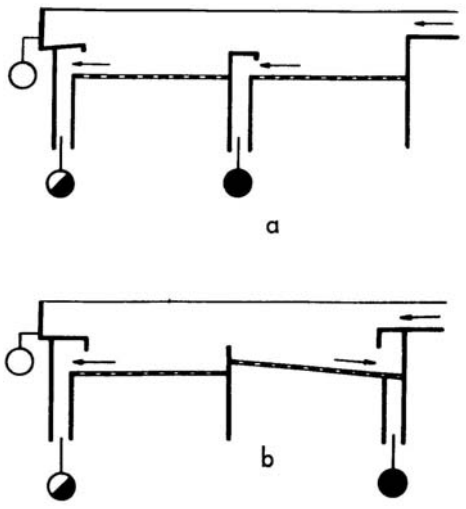
Obrotowe zawory rozrządcze, stosowane w osadzarkach produkcji krajowej, przedstawiono na rysunku 8.48b – dla osadzarki ziarnowej oraz na rysunku 8.48c dla osadzarki miałowej. Wirujący element (1) zaworu, dzięki odpowiedniemu ukształtowaniu jego cylindrycznej powierzchni, umożliwia kolejne łączenia komory powietrznej osadzarki z dopływem sprężonego powietrza lub z atmosferą w celu odprowadzenia powietrza z komory. Niezależnie od tego zawory wyposażone są w nastawne przesłony (2), widoczne na rysunku w prądzie powietrza sprężonego (strzałki pełne), umożliwiające sterowanie cyklem pracy osadzarki przez zmianę czasu rozprężania się powietrza w stosunku do czasu wylotu powietrza do atmosfery. Oprócz przesłon w przewodach doprowadzających sprężone powietrze zainstalowane są przepustnice, regulujące ilość doprowadzanego sprężonego powietrza do komór powietrznych osadzarki.

Na rysunku 8.49 przedstawiono obrotowy zawór rozrządczy sprężonego powietrza typu Wedag, połączony z układem zasilających rurociągów powietrznych i ustawiony na komorze powietrznej osadzarki. W cylindrze (1) wyposażonym w tuleje (2) pracują – zaklinowane na wspólnym wale (7) – dwa odrębne zawory obrotowe. Jeden z nich (6) służy do okresowego wprowadzania do osadzarki sprężonego powietrza i steruje wlotem powietrza z króćca (3) połączonego układem przewodów z głównym rurociągiem powietrza. Drugi zawór (9) steruje odlotem powietrza po wykonaniu pracy – i połączony jest z króćcem wylotowym (4). Zawór zasilający (6) osłonięty jest tuleją regulującą – przez obrót – przekrój otworów doprowadzających sprężone powietrze. Podobnie zawór odlotowy (9) posiada nastawną tuleję (8). Dźwignia (10) służy do nastawiania tuleji (8). Dla okresowego zwiększania ilości podawanego powietrza do komory powietrznej służy zawór (11) uruchamiany układem dźwigniowym. Zawór napędzany jest z silnika (12). Manometr (13) służy do kontroli wysokości nadciśnienia powietrza sprężonego w układzie zasilającym zawór.

W osadzarkach wieloproduktowych podłużnych kolejne odcinki łoża roboczego mogą być tak ułożone, aby wszystkie warstwy wzbogacanego materiału miały ten sam zgodny kierunek ruchu od miejsca zasilania osadzarki do progów przelewowych i szczelin wypustowych (rys. 8.50a). Tego rodzaju układ nosi nazwę współbieżnego. W niektórych rozwiązaniach konstrukcyjnych pierwsza część łoża roboczego posiada nachylenie przeciwne do ruchu wzbogacanego materiału (rys. 8.50b). W rozwiązaniu tym dolna warstwa produktu ciężkiego porusza się w kierunku szczeliny wypustowej, znajdującej się poniżej koryta podającego nadawę do osadzarki. Drugi odcinek łoża roboczego nachylony jest w kierunku ruchu materiału i ruch obu warstw wzbogacanego materiału jest współbieżny. Na rysunku oznaczono kółkami czarnymi odpady, kółkami biało-czarnymi – produkt pośredni, a kółkami białymi – koncentrat.

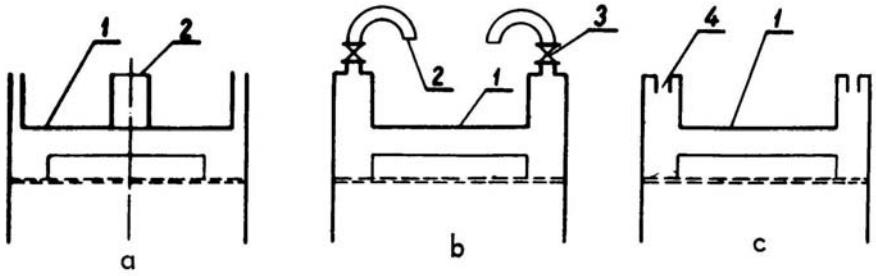


Rys. 8.49. Zawór rozrządczy typu Wedag
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]



Rys. 8.50. Szczegóły konstrukcji osadzarek. Łoże robocze
a – układ łoża roboczego osadzarki, ruch materiału i produktów wzbogacania współbieżny z ruchem koncentratu, b – układ łoża roboczego osadzarki, w którym ruch odpadów jest przeciwbieżny, a ruch produktu pośredniego współbieżny z ruchem koncentratu
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

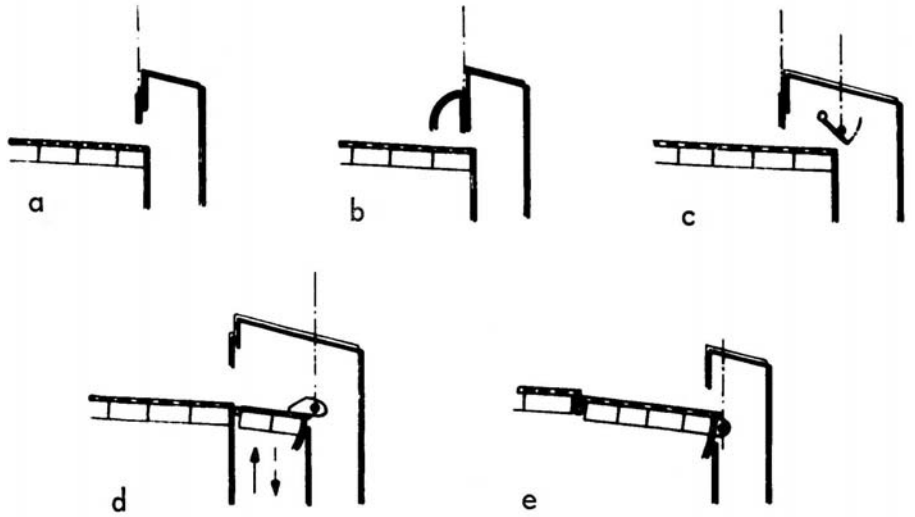
Produkty ciężkie odprowadza się przez szczelinę wypustową do komór pod progami przelewowymi. Przy napełnionej osadzarce komory te stanowią przestrzeń zamkniętą. Aby umożliwić spokojny i normalny odbiór ziarn produktów ciężkich, komory te muszą być odpowietrzone. Na rysunku 8.51 podano przykłady odpowietrzania komór progów przelewowych. Na rysunku 8.51b otwory odpowietrzające są zaopatrzone w zawory pozwalające na regulowanie nadciśnienia powietrza w komorze oraz w rurki lewarowe. Zastosowanie zaworów regulujących umożliwia w pewnym stopniu sterowanie ilości odbieranych odpadów przez szczelinę wypustową.



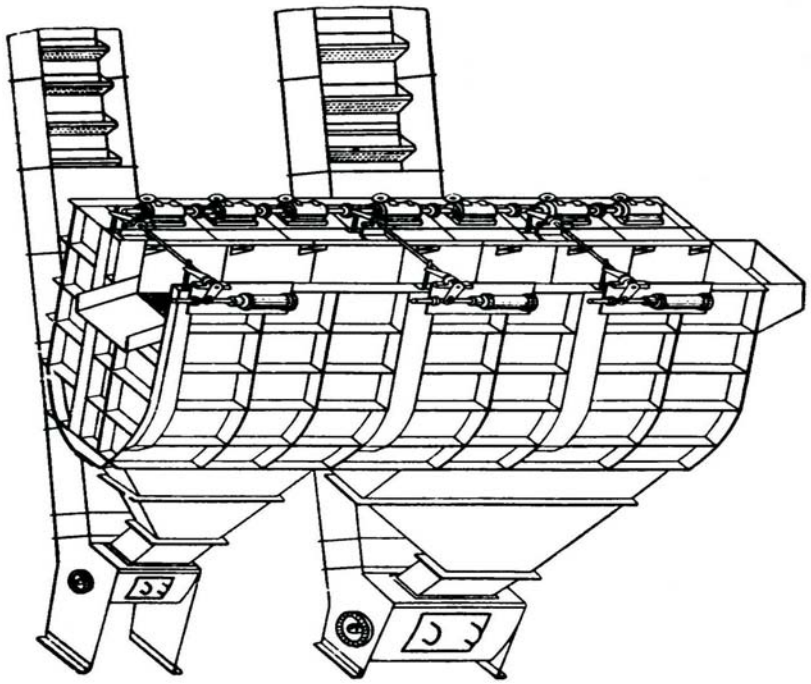
Rys. 8.51. Szczegóły konstrukcji osadzarek. Odpowietrzanie progów przelewowych
1 – próg przelewowy, 2 – przewód odpowietrzający, 3 – zawór sterujący odpowietrzanie, 4 – szczelina odpowietrzająca
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Odbiór produktów ciężkich z łoża osadzarki dokonuje się poprzez szczeliny wypustowe. Na rysunku 8.52 przedstawiono kilka rozwiązań konstrukcyjnych szczelin wypustowych. Na rysunku 8.52a przedstawiono rozwiązania, w którym wysokość szczeliny wypustowej reguluje się płaską przesłoną przez jej podnoszenie lub opuszczanie. Przesłona przedstawiona na rysunku 8.52b jest wyposażona w łukowo wygiętą płaszczyznę, ułatwiającą wprowadzenie górnej warstwy produktu na próg przelewowy. W obu przypadkach sito łoża roboczego jest doprowadzane do krawędzi szczeliny wypust owej. Ilość odbieranego produktu ciężkiego (rys. 8.52c) może być regulowane płaską przesłoną umieszczoną tuż przed wlotem oraz przesłoną dodatkową zawieszoną wahadłowo już w komorze odbiorczej. W rozwiązaniu tym łoże robocze jest wprowadzane do komory odbiorczej. Celem tego rozwiązania jest wytworzenia pulsacji w tej komorze, ułatwiającej odbiór ziarn produktu ciężkiego. Na rysunku 8.52d przedstawiono rozwiązanie odbioru produktu ciężkiego regulowanego płaską przepustnicą (zasłoną) oraz odcinkiem łoża roboczego zawieszonego wahadłowo w komorze odbiorczej. Regulacji dokonuje się przez podnoszenie lub opuszczanie swobodnej krawędzi łoża. Niezależnie od tego, tuż pod odcinkiem wahadłowym łoża znajduje się wyodrębniona komora, w której pulsacyjny ruch wody wywołuje odrębny rozrząd powietrza. Na rysunku 8.52e przedstawiono rozwiązanie, w którym stosunkowo długi odcinek łoża roboczego jest zawieszony wahadłowo. Szerokość szczeliny wypustowej reguluje się przez podnoszenie lub opuszczanie wolnej krawędzi łoża.

Odbioru produktów ciężkich odprowadzanych z komór odbiorczych lub przez łoże robocze w osadzarkach wzbogacających materiał drobno uziarniony na dno osadzarki dokonuje się podnośnikami kubełkowymi (rys. 8.53), których skrzynki odbiorcze połączone



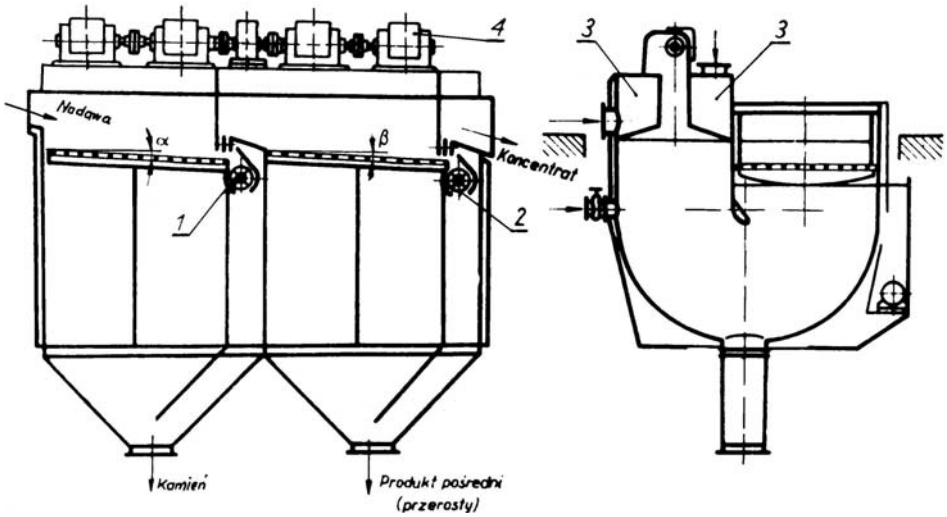
Rys. 8.52. Schematy rozwiązań konstrukcyjnych progów przelewowych i szczelin wypustowych osadzarek
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]



Rys. 8.53. Widok przestrzenny osadzarki beztłokowej wyposażonej w podnośniki dla odbioru produktów dolnych
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

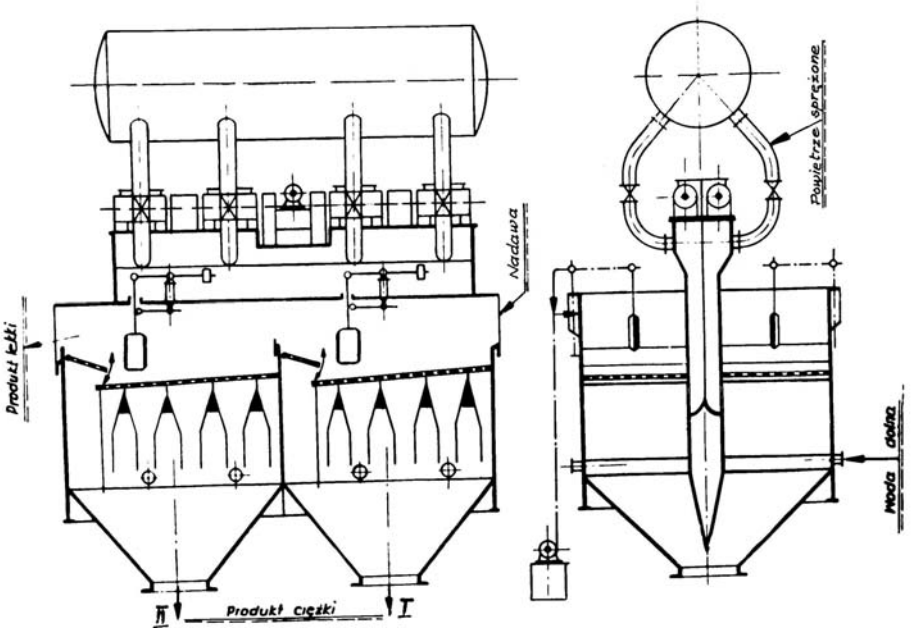
są z wylotami dennymi osadzarek. Podnośniki stanowiące z osadzarką naczynia połączone, wyposażone są w kubełki o ściankach wykonanych z blachy dziurkowanej, umożliwiającej odwodnienie czerpanych ziarn z wylotów osadzarki.

Osadzarka ziarnowa typu Pioma. Na rysunku 8.54 przedstawiono osadzarkę ziarnową przeznaczoną do wzbogacania węgla o uziarnieniu powyżej 10 mm. Osadzarki oznaczone są symbolem fabrycznym OBZ. Osadzarki te o minimalnej objętości komory powietrznej buduje się jako trójproduktowe. Łoże robocze osadzarki nachylone jest w kierunku ruchu wzbogacanego materiału pod kątem $\alpha = \beta = 4°$. Osadzarki tego typu budowane są o powierzchni łoża roboczego do 12 m^2. Odbiór produktów ciężkich dokonuje się poprzez szczelinę wypustową oraz odbieralniki skrzydełkowe ((1) – odpadów, (2) – produktu pośredniego), których prędkość obrotu jest regulowana automatycznie, w zależności od grubości warstwy odpadów. Sprężone powietrze robocze o nadciśnieniu 0,2 at z kolektora (3) (zbiornika), umieszczonego nad roboczą komorą powietrzną, podawana jest zaworami obrotowymi (4). Liczbę obrotów zaworów sterujących można regulować w granicach od 19 do 45 obr/min. Osadzarka wyposażona jest w cztery zawory powietrzne. Wydajność osadzarki o symbolu OBZ 12 wynosi do 240 Mg/h.



Rys. 8.54. Osadzarka beztłokowa typu Pioma
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

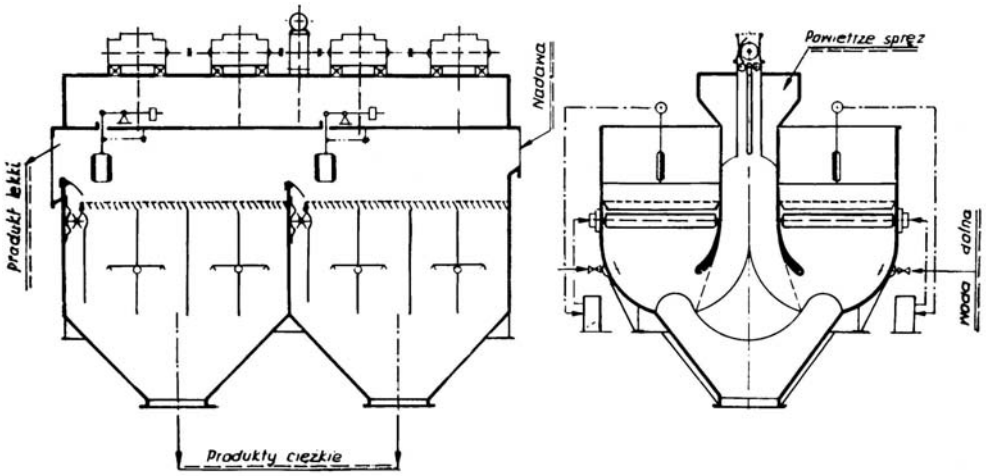
Osadzarka ziarnowa typu ODZ-15 (rys. 8.55). Osadzarka dostosowana jest do wzbogacania węgla surowego o uziarnieniu od 10 do 200 mm. Wyposażona jest w dwa równolegle łoża robocze, pomiędzy którymi znajdują się kolektory, mieszczące przewody doprowadzające sprężone powietrze do komór powietrznych umieszczonych tuż pod łożem roboczym. W każdym przedziale roboczym osadzarki znajdują się cztery komory powietrzne. Osadzarka wyposażona jest w podwójne (bliźniacze) zawory obrotowe, sterujące doprowadzenie sprężonego powietrza do komór powietrznych. Ponad zaworami zabudowany jest



Rys. 8.55. Osadzarka beztłokowa ziarnowa typu ODZ-15
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

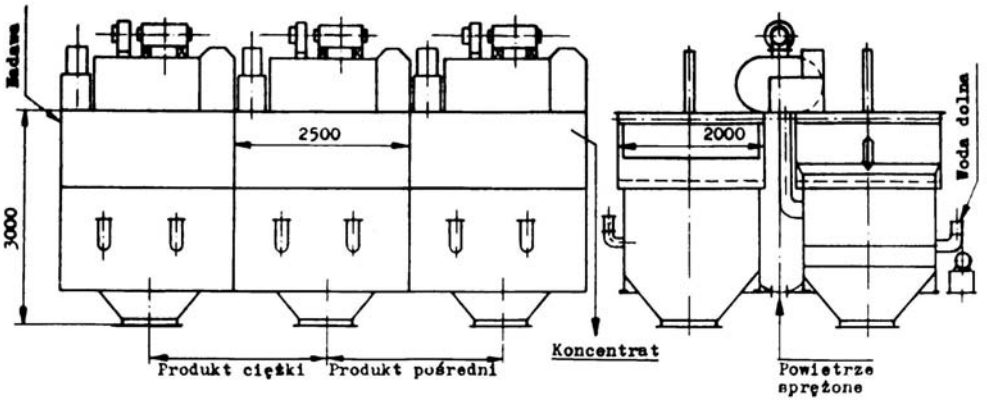
dodatkowy zbiornik wyrównawczy na sprężone powietrze. Wodę dolną doprowadza się pod łoże robocze osadzarki dwoma przewodami do każdego przedziału roboczego, umieszczonymi w szczelinach przepływowych pomiędzy komorami powietrznymi (patrz rysunek). Odbiór produktów ciężkich jest regulowany układem automatycznym, sterowanym pływakami. Regulacja odbioru odpadów przez szczelinę wypustową jest dokonywana wahadłową klapą, uruchamianą silnikiem olejowym. Łoża robocze osadzarki w obu przedziałach są nachylone w kierunku ruchu warstwy produktów ciężkich. Powierzchnia robocza osadzarki wynosi 15 m^2. Wydajność nominalną osadzarki określa się na 300 Mg/h. Ciśnienie sprężonego powietrza w kolektorze wynosi 0,35 atm. Zainstalowana moc napędowa osadzarki wynosi 5,5 kW.

Osadzarka miałowa typu ODM-18. Na rysunku 8.56 przedstawiono przekrój poprzeczny przez osadzarkę miałową o symbolu ODM-18. Jest to osadzarka wyposażona w dwa równoległe łoża robocze o powierzchni czynnej po 9 m^2, pomiędzy którymi znajduje się wspólna dla obu części komora powietrzna i zbiornik (kolektor) sprężonego powietrza o pojemności 11 m^3. W osadzarce zastosowano odbiór produktów ciężkich przez szczeliny wypustowe i skrzydełkowy odbieralnik o regulowanej liczbie obrotów. Odbiór produktów ciężkich jest regulowany automatycznie. Sterowanie powietrza roboczego odbywa się poprzez cztery obrotowe zawory, usytuowane na górnej powierzchni zbiornika sprężonego powietrza. Liczbę obrotów zaworów sterujących można regulować w granicach od 26 do 62 obr/min. Osadzarka jest dostosowana do wzbogacania klasy ziarnowej 0,3 do 20 mm. Jej wydajność nominalna dochodzi do 300 Mg/h.



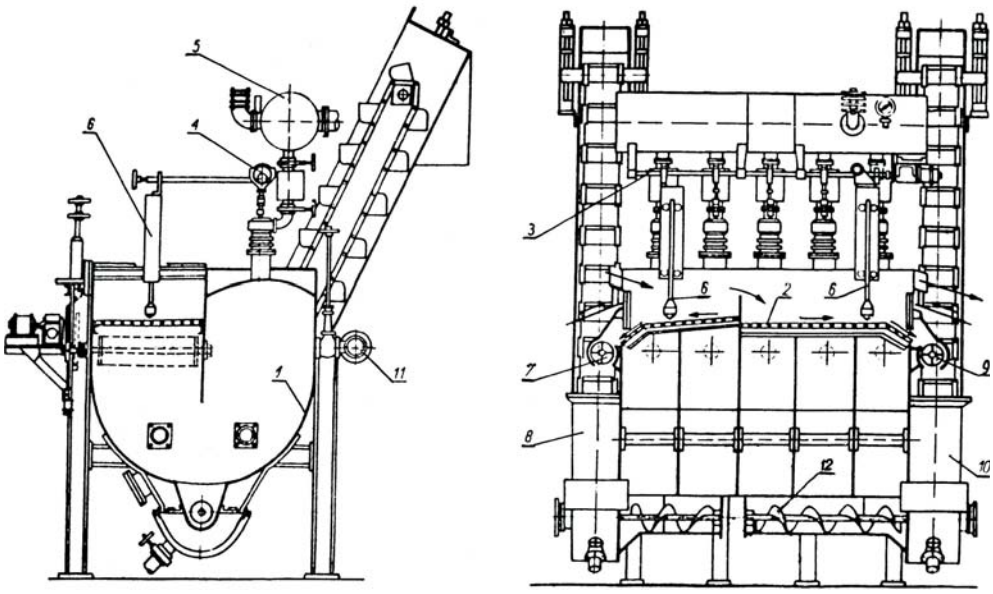
Rys. 8.56. Osadzarka beztłokowa miałowa typu ODM-18
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Osadzarka miałowa typu OM-24-D. Na rysunku 8.57 przedstawiono model osadzarki miałowej o symbolu OM-24-D. Osadzarka jest wyposażona w dwa równoległe łoża robocze o łącznej powierzchni roboczej 24 m^2. Wydajność osadzarki w zależności od charakterystyki technologicznej surowego miału węglowego wynosi od 400 do 600 Mg/h.



Rys. 8.57. Osadzarka beztłokowa miałowa typu OM-24-D
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Osadzarka typu Link–Belt (rys. 8.58). Osadzarka została skonstruowana do wzbogacania węgla grubo i średnio uziarnionego. Skrzynia (1) osadzarki posiada dno tak ukształtowane, aby wyeliminować zaburzenia w przepływie wody roboczej z komory powietrznej do komory roboczej. Osadzarka jest przeznaczona do trójproduktowego wzbogacania ma-



Rys. 8.58. Osadzarka beztłokowa trójproduktowa typu Link-Belt
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

teriału surowego i wyposażona w dwa odcinki łoża roboczego (2). Łoże robocze pierwszego przedziału, przeznaczonego do wydzielania odpadów, jest nachylone do poziomu w kierunku przeciwnym do ruchu materiału w osadzarce, ruch i odbiór warstwy odpadów następuje zatem przeciwbieżnie. Odcinek łoża w pierwszym przedziale tuż przed szczeliną wypustową jest silnie nachylony w kierunku skrzydełkowego odbieralnika (7) w celu ułatwienia i przyspieszenia odbioru ziarn odpadów. Podobnie końcówka łoża roboczego w drugim przedziale osadzarki jest nachylona w kierunku odbieralnika skrzydełkowego (9). Odpady odbierane są skośnym podnośnikiem kubełkowym (8), a produkt pośredni podnośnikiem kubełkowym (10). Odbiór odpadów i produktu pośredniego (przejściowego) regulowany jest automatycznie przez urządzenia sterujące (6). Osadzarka jest wyposażana w tłoczkowy rozrząd sprężonego powietrza. Tłoczkowe rozrządy powietrza są napędzane mimośrodami(4) zaklinowanymi na wale napędowym (3). Powietrze podawane jest dmuchawą do zbiornika wyrównawczego (5) usytuowanego ponad osadzarką. Zbiornik ten połączony jest z cylindrami rozrządu tłoczkowego układem zasuw regulacyjnych. Wodę roboczą (dolną) doprowadza się do komory powietrznej rurociągiem (11).

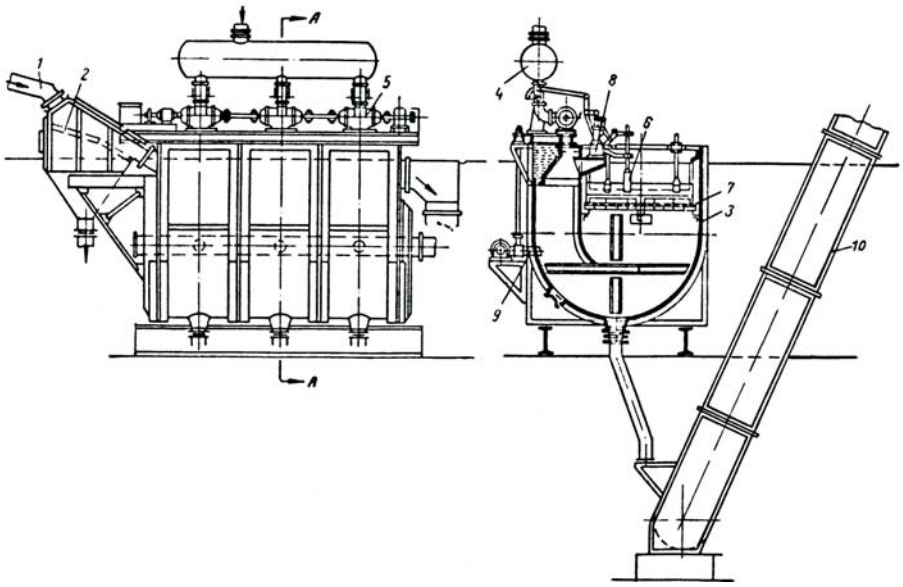
Drobne ziarna wzbogacanego materiału (tzw. ściery lub podziarno), które przechodzą przez otwory sit łoża roboczego na dno osadzarki, odprowadzane są przenośnikiem ślimakowym (12) odpowiednio do podnośnika odpadów lub podnośnika produktu pośredniego (ślimak ma odcinki uzwojenia prawego i lewego).

Skrzynia osadzarki jest podzielona prostopadle do jej osi podłużnej przegrodami na kilka sekcji, umożliwiających stabilizację ruchu strumieni wody roboczej pomiędzy komorą powietrzną i komorą roboczą, indywidualną regulację ilości doprowadzanej wody roboczej do poszczególnych sekcji oraz eliminujących możliwość powstawania – szeroko rozprze-

strzeniającego się – przerwania warstwy wzbogacanego materiału przez lokalne ścienienie warstwy wzbogacanego materiału.

Osadzarka beztłokowa typu PIC (rys. 8.59). Osadzarka jest przeznaczona do wzbogacania węgla drobno uziarnionego w klasie ziarnowej 0 do 10 lub do 20 mm.

Surowy miał węglowy podaje się do osadzarki wraz z wodą górną korytem (1) na stałe sito szczelinowe (2) nachylone do poziomu, na którym następuje odmulenie nadawy oraz odbiór nadmiaru wody górnej. W korpusie (3) osadzarki umocowane jest łoże robocze (7), na które nałożona jest kratownica (11) utrzymująca ziarna pościeli. Produkty ciężkie procesu wzbogacania odbierane są przez pościel i łoże robocze na dno osadzarki, skąd odbierane są podnośnikiem kubełkowym (10).

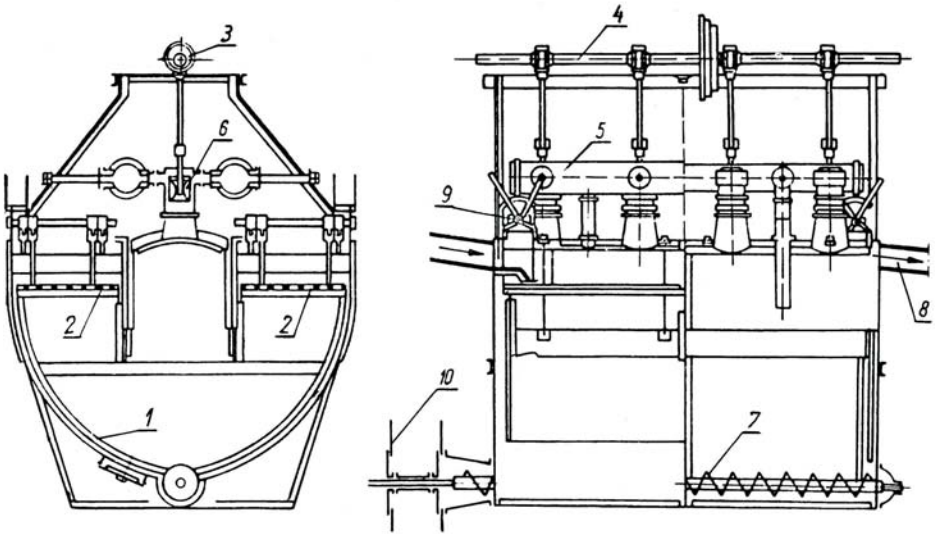


Rys. 8.59. Osadzarka beztłokowa typu PIC
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Sprężone powietrze robocze doprowadza się z dmuchawy do zbiornika wyrównawczego (4). Sterowanie sprężonego powietrza dostarczanego do komory powietrznej następuje przez rozrząd obrotowy (5). Odbiór produktów ciężkich przez pościel regulowany jest automatycznie regulatorem (8) połączonym z przewodem (12), doprowadzającym sprężone powietrze do komory powietrznej osadzarki. Regulator jest sterowany pływakiem (6), przy czym wzrost grubości warstwy produktu ciężkiego (jej ciśnienie) przekazywany jest pływakiem na regulator, który z kolei powoduje zwiększenie lub zmniejszenie ilości doprowadzanego sprężonego powietrza do komory powietrznej osadzarki. Zmiany w ilości doprowadzanego powietrza roboczego powodują odpowiednie zmiany energii pulsacji, umożliwiające zwiększenie ilości odprowadzanych przez pościel odpadów lub odpowiednie zmniejszenie przy mniejszej energii pulsacji.

Wodę roboczą podaje się do komory powietrznej rurociągiem (9), przy czym ilość jej jest regulowana nastawnym zaworem. Ciężkie produkty wzbogacania z dna osadzarki odbierane są podnośnikami (10) połączonymi odcinkami rur z króćcami wylotowymi. Koncentrat jest odbierany z osadzarki poprzez próg przelewowy (13).

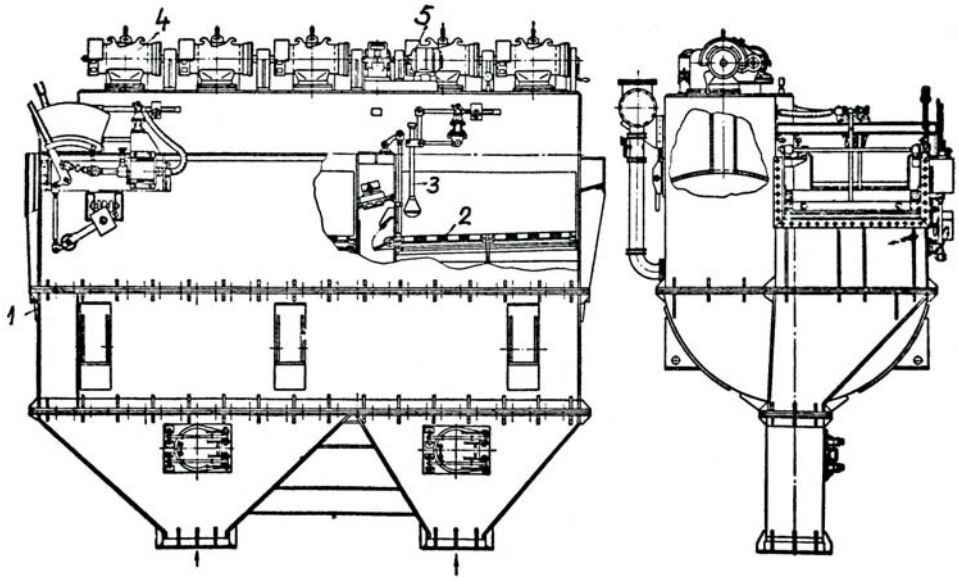
Osadzarka beztłokowa typu Bauma. Przedstawiona na rysunku 8.60 osadzarka jest przykładem osadzarki wyposażonej w dwa równoległe łoża robocze (2) z komorą powietrzną usytuowaną pomiędzy łożami. Korpus (1) osadzarki ma łukowo ukształtowane dno.



Rys. 8.60. Osadzarka beztłokowa typu Bauma
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Sterowanie zasilania komór powietrznych sprężonym powietrzem jest prowadzone za pomocą tłoczkowych rozrządów (6), zasilanych z dwu zbiorników (5). Tłoczki są napędzane mimośrodami (5) zaklinowanymi na wale napędowym (4). Odpady odbiera się z łoża roboczego przeciwbieżnie do ruchu wzbogacanego materiału podnośnikiem (10). Drobne ziarna, które przeszły przez łoże robocze na dno osadzarki, są transportowane ślimakiem (7) do podnośnika.

Osadzarka beztłokowa typu Giprougleobogaszczenije (rys. 8.61). Osadzarki tego typu są budowane jako trójproduktowe w kilku wielkościach, różniących się wydajnością, oraz przystosowane do wzbogacania surowego węgla grubo oraz drobno uziarnionego. Korpus (1) osadzarki o dnie łukowo wygiętym jest podzielony na przedział powietrzny i przedział roboczy. Każdy odcinek łoża roboczego i odpowiadający mu przedział powietrzny podzielony jest na dwie lub trzy odrębne sekcje, do których doprowadzane jest sprężone powietrze odrębnym zaworem obrotowym (4). Zawory obrotowe są napędzane silnikiem (5). Podział ten ma na celu uzyskanie równomiernej pulsacji wody roboczej w przedziale



Rys. 8.61. Osadzarka beztłokowa typu Giprougleobogaszczenije
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

roboczym oraz uzyskanie możliwości dokładnej regulacji parametrów pulsacji wody, łoże robocze (2) jest wykonane z rusztu o profilowanych rusztowinach.

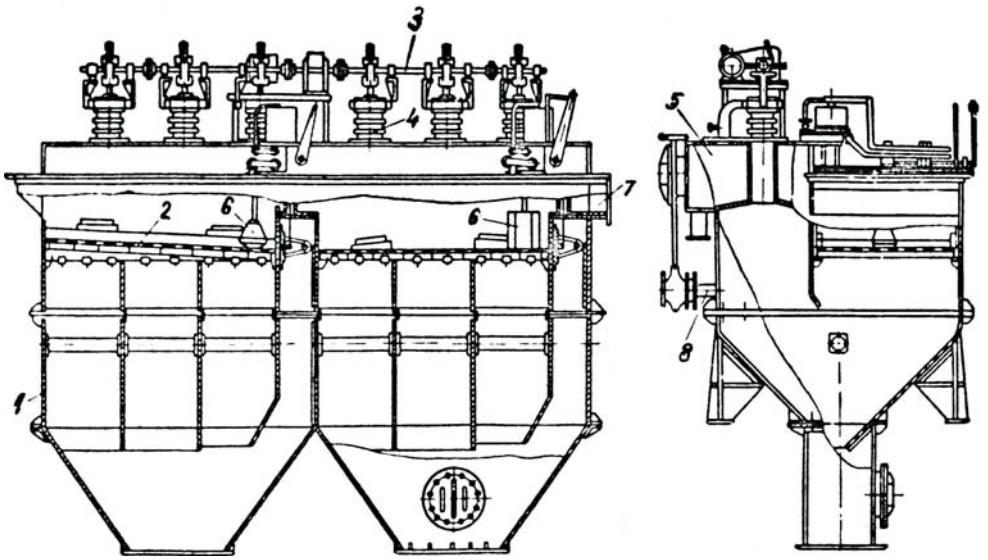
Regulacja procesu wzbogacania jest prowadzona automatycznie i sterowana urządzeniami pływakowymi (3).

Osadzarki ziarnowe są budowane w pięciu wielkościach o wydajności od 60–80 Mg/h do 100–140 Mg/h. Powierzchnia robocza łoża osadzarki wynosi odpowiednio od 6 do 10 m^2. Łoża robocze są nachylone w kierunku ruchu materiału, przy czym nachylenie wynosi od 1,5 do 2°. Liczba pulsacji wynosi od 50 do 75 na minutę.

Osadzarka beztłokowa typu Giprokoks. Osadzarki tego typu (rys. 8.62) są budowane dla wzbogacania węgla surowego grubo i drobno uziarnionego. Korpus (1) osadzarki jest podzielony w osi podłużnej na węższy przedział powietrzny i szerszy przedział roboczy. Nad komorą powietrzną o minimalnej pojemności powietrza znajduje się zbiornik (5) powietrza roboczego, połączony przewodami z tłoczkowymi zaworami rozrządczymi (5), wprawianymi w ruch z wału napędowego (3). Dwa odcinki łoża roboczego i przedziału powietrznego są podzielone na trzy sekcje, zasilane odrębnymi zaworami rozrządczymi.

Pierwszy odcinek łoża roboczego (2) jest nachylony w kierunku ruchu materiału – dla osadzarek ziarnowych 2 do 4°, a dla osadzarek miałowych od 1 do 4°, Drugi odcinek łoża roboczego dla osadzarek ziarnowych i miałowych ma nachylenie wynoszące od 0 do 1°. Osadzarki ziarnowe pracują przy liczbie pulsacji od 60 do 75 na minutę, a liczba pulsacji w osadzarkach miałowych wynosi od 70 do 100 na minutę.

Odbiór ciężkich produktów jest zautomatyzowany, przy czym sterowanie regulatora odbioru dokonywane jest urządzeniem pływakowym (6). Koncentrat jest odbierany wy-



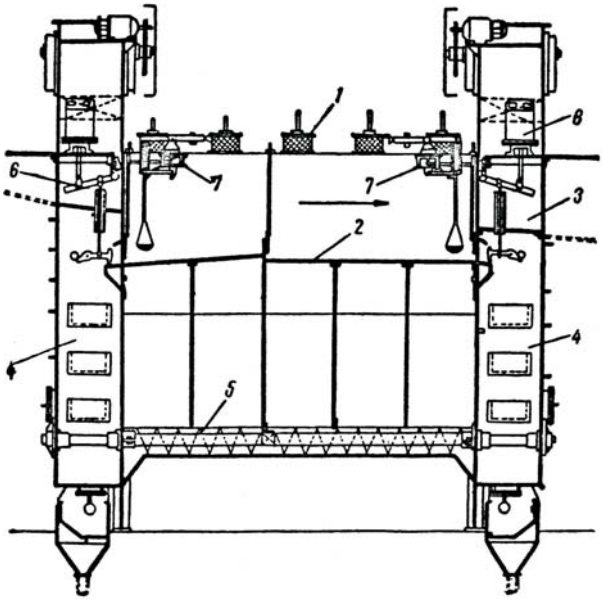
Rys. 8.62. Osadzarka beztłokowa typu Giprokoks
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

lewem (7). Do przedziału powietrznego doprowadza się wodę dolną poprzez króciec (8), wyposażony w zasuwę nastawczą, regulującą jej ilość.

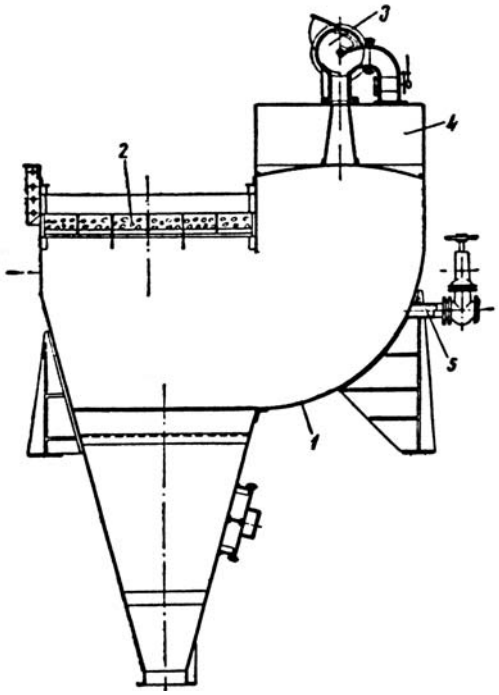
Osadzarka beztłokowa typu Mac Nally. Na rysunku 8.63 przedstawiono trójproduktową beztłokową osadzarkę typu Mac Nally. Sterowanie sprężonym powietrzem rozwiązane jest w tej osadzarce za pomocą tłoczkowych zaworów (1) napędzanych z mimośrodów, zaklinowanych na wale napędowym zabudowanym pod korpusem osadzarki, a drążki napędowe przechodzą przez wnętrze komory roboczej osadzarki. Zbiornik sprężonego powietrza jest umieszczony w górnej części komory roboczej tak, że pojemność komory powietrznej jest maksymalnie zmniejszona. Zbiornik powietrza jest zasilany dmuchawą wbudowaną w tylną część konstrukcji nośnej osadzarki (niewidoczną na rysunku). Łoże robocze (2) podzielone jest na dwa odcinki. Odpady są odbierane z pierwszego odcinka łoża, nachylonego w kierunku przeciwnym do ruchu materiału w osadzarce do podnośnika (4), zabudowanego przy ścianie czołowej osadzarki od strony zasilania jej nadawą. Produkt pośredni jest odbierany do podnośnika (4) zabudowanego przy ścianie od strony odbioru koncentratu przelewem (3). Podziarno przechodzące przez sito łoża roboczego na dno osadzarki odbierane jest ślimakiem (5) do podnośnika odpadów lub do podnośnika produktu pośredniego.

Otwieranie szczeliny wypustowej dla odbioru odpadów lub produktu pośredniego jest sterowane automatycznie zespołem regulacyjno-sterowniczym (6, 7). Osadzarki tego typu budowane są o wydajnościach od 75 do 350 Mg/h.

Osadzarka beztłokowa do wzbogacania mułu węglowego typu Giprokoks. Na rysunku 8.64 podano przykład osadzarki beztłokowej przeznaczonej do wzbogacania suro-



Rys. 8.63. Osadzarka beztłokowa typu Mac Nally
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]



Rys. 8.64. Osadzarka beztłokowa do wzbogacania mułu węglowego typu Giprokoks
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

wego mułu węglowego. Korpus (1) osadzarki jest podzielony wzdłuż osi podłużnej na przedział powietrzny i przedział roboczy. Przedział powietrzny o minimalnej pojemności (pojemność przewodu łączącego zawór rozrządczy (3) z komorą wodną) ma w swej górnej części zbiornik sprężonego powietrza (4). Dolną wodę roboczą doprowadza się przewodem (5) poprzez nastawną zasuwę regulacyjną.

Proces wzbogacania jest prowadzony na łożu roboczym (2), na którym ułożona jest pościel ze szpatu polnego, przy wysokiej częstotliwości pulsacji wynoszącej od 185 do 215 na minutę. Przy tak dużej częstotliwości pulsacji wysokość jej amplitudy wynosi od 12 do 15 mm.

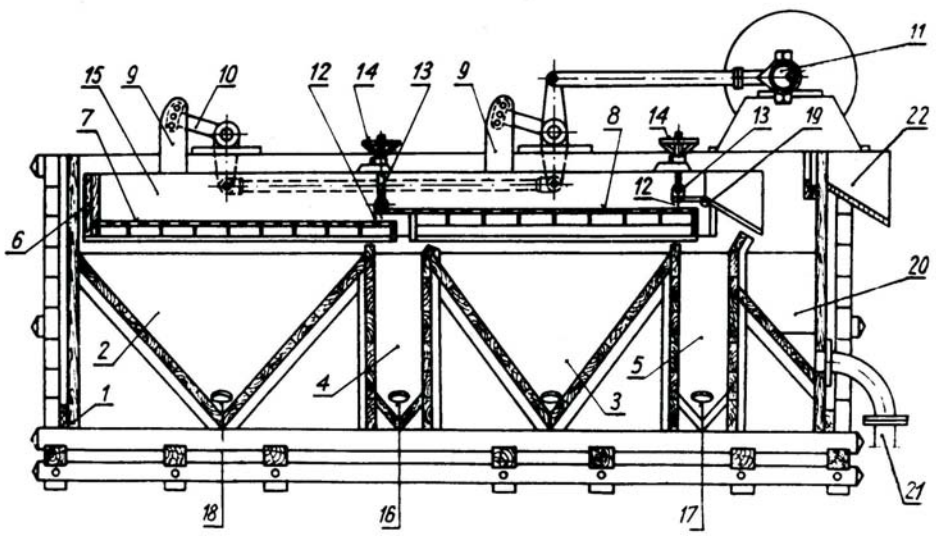
Odpady i produkt pośredni są odbierane poprzez pościel na dno osadzarki do ostrosłupowych odbieralników, skąd odprowadzane są podnośnikami.

8.3.5. Osadzarki z ruchomym łożem roboczym

Proces technologiczny rozdziału materiału surowego może być przeprowadzony również przez wprowadzenie w pionowy ruch pulsacyjny łoża roboczego osadzarki, zanurzonego w wodzie wypełniającej skrzynię osadzarki. Osadzarki tego typu zalicza się do jednych z najstarszych rozwiązań konstrukcyjnych.

Na rysunku 8.65 przedstawiono przykład rozwiązania konstrukcyjnego takiej osadzarki. Skrzynia (1) osadzarki, wykonana z drewna, podzielona jest na dwie sekcje (2) i (3), z których każda ma dno w kształcie odwróconego ostrosłupa. Tuż nad ostrosłupowymi dnami osadzarki jest zawieszona płaska skrzynia (6) mieszcząca dwa odcinki łoża roboczego (7) i (8).

Skrzynia ta jest zawieszona na czterech wieszakach (9), połączonych sworzniani z dwuramiennymi kątowymi dźwigniami (10). Osie obrotu dźwigni (10) są ułożyskowane na



Rys. 8.65. Osadzarka z ruchomym łożem roboczym
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

górnej krawędzi skrzyni (1) osadzarki. Dolne ramiona dźwigni połączone są układem drążków napędowych z mimośrodami (11) zaklinowanymi na wale napędowym.

Wysokość szczelin wypustowych (12) dla produktów ciężkich reguluje się śrubami nastawczymi (13) i kółkami (14). Wodę roboczą wprowadza się do osadzarki poniżej łoża roboczego.

Nadawę (15) doprowadza się na początek łoża roboczego (7) zsuwnią zasilającą. Produkty ciężkie, odbierane szczelinami wypustowymi (12), schodzą do komór odbiorczych (4) i (5), z których odbierane są wylewami (16) i (17). Wylewy (18) służą do odbioru drobnych ziarn wzbogacanego materiału, który przeszedł na dno osadzarki przez otwory sita łoża roboczego. Produkt górny procesu wzbogacania odbierany jest ponad progiem (19) do komory (20), skąd odprowadzany jest wylewam (21). Nadmiar wody roboczej w osadzarce odprowadzany jest przelewem (22).

Proces rozdziału materiału surowego dokonuje się podczas szeregu następujących po sobie pionowych ruchów pulsacyjnych łoża roboczego w ośrodku wodnym. Ruch łoża roboczego ku górze powoduje podniesienie zwartej warstwy materiału ku górze. W okresie ruchu łoża ku dołowi powstaje pomiędzy warstwą materiału a powierzchnią łoża roboczego wolna od ziarn warstwa wody, w której następuje opadanie ziarn zgodnie z ich gęstościami. Proces opadania ziarn trwa do momentu rozpoczęcia ruchu łoża roboczego ku górze. Postępowy ruch ziarn na powierzchni łoża roboczego jest spowodowany przepływem wody roboczej wzdłuż osadzarki w kierunku przelewu (22).

9. ROZWIĄZANIA UKŁADÓW TECHNOLOGICZNYCH I MASZYNOWYCH WZBOGACANIA GRAWITACYJNEGO

Rozwiązania układów technologiczno-maszynowych zakładów przeróbki węgla kamiennego są stosunkowo rzadko opisywane w fachowej literaturze. Praktycznie można je znaleźć w dokumentacjach biur projektowych. W niniejszym rozdziale przytoczono niektóre rozwiązania zastosowane w krajowych zakładach przeróbczych. Materiał prezentowany poniżej pochodzi ze skryptów AGH autorstwa Stanisława Blaschke i Wiesława Blaschke [22–24]. Inne rozwiązania (najczęściej w postaci schematów jakościowych lub maszynowych) można znaleźć w literaturze w pozycjach [18, 68, 84, 86, 120, 125, 132, 139, 185, 199, 224, 225]. Przytoczone układy technologiczno-maszynowe są opisane w tekście i aby nie powtarzać informacji nie rozbudowywano podpisów pod schematami.

9.1. WZBOGACANIE W CIECZACH CIĘŻKICH

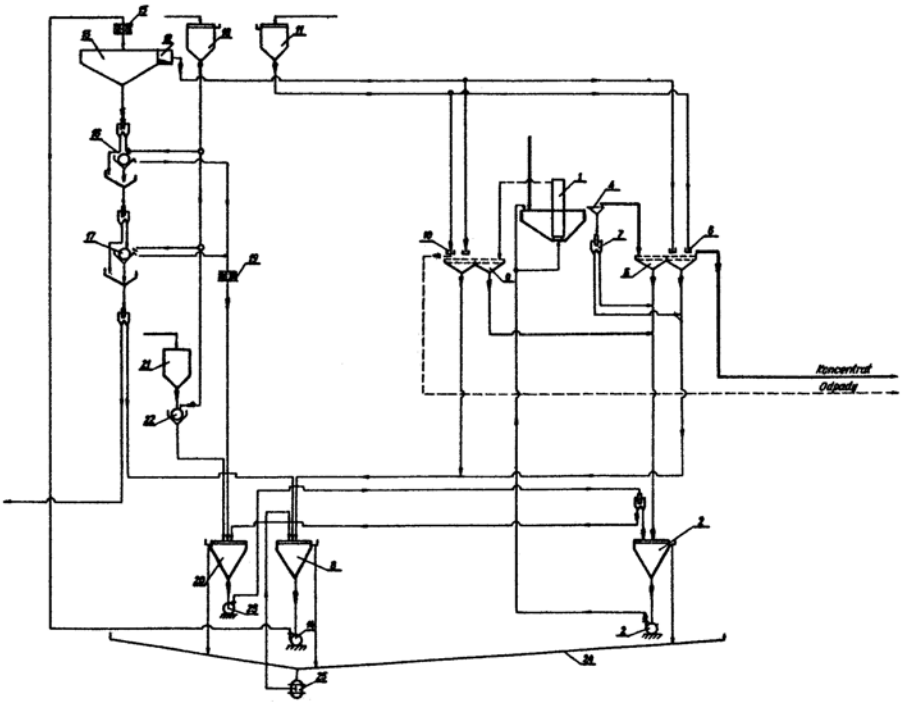
Przykładowe rozwiązania układów maszyn i urządzeń w zakładach przeróbczych, w części nazywanej płuczką podano na przykładzie stosowanych w Polsce wzbogacalników typu DISA oraz typu TROMP.

Wzbogacalniki DISA dwuproduktowe

Na rysunku 9.1 przedstawiono schemat układu maszyn i urządzeń w procesie dwuproduktowego wzbogacania jednej klasy ziarnowej w pojedynczym wzbogacalniku. W omawianym przykładzie do wzbogacania kieruje się węgiel surowy w szerokiej klasie ziarnowej o wymiarach 20–200 mm.

Nadawę, bardzo często uprzednio odmuloną z drobnych ziarn materiału surowego, podaje się do wzbogacalnika (1). Roboczą ciecz zawiesinową podaje się do wzbogacalnika ze zbiornika (2) pompą (3). Koncentrat jest wygarniany ze wzbogacalnika na nieruchome sito (4), na którym następuje odprowadzenie przeważającej ilości cieczy zawiesinowej. Ostateczne odprowadzenie cieczy następuje na pierwszej części przesiewacza (5), natomiast na drugiej jej części następuje opłukiwanie ziarn koncentratu natryskami (6) z resztek ziarn obciążnika. Ciecz ciężka z sita (4) spływa do regulatora (7) gęstości cieczy roboczej, skąd nadmiar nierozcieńczonej cieczy łączony jest z cieczą roboczą z sita (5) i razem spływają do zbiornika (2) cieczy roboczej. Częściowo rozcieńczona ciecz z regulatora (7) łączy się z cieczą rozcieńczoną z drugiej części przesiewacza (5) i razem podawane są do zbiornika cieczy rozcieńczonej (8).

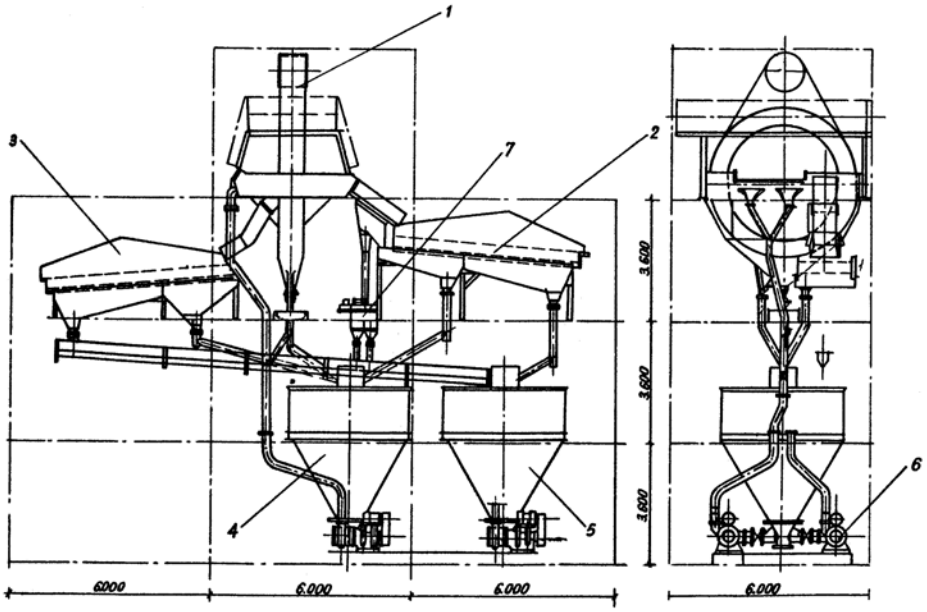
Odpady wynoszone kołem łopatkowym ze wzbogacalnika kierowane są na przesiewacz (9), gdzie na początkowym jego odcinku następuje odebranie cieczy roboczej, natomiast na odcinku końcowym opłukuje się ziarna odpadów natryskami (10) z resztek ziarn obciążnika.



Rys. 9.1. Schemat technologiczno-maszynowy płuczki zawiesinowej wyposażonej w jeden wzbogacalnik typu Disa
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Ciecz zawiesinowa nierozcieńczona spływa do zbiornika (2), a ciecz rozcieńczona kierowana jest do zbiornika (8). Czystą wodę do natrysków na przesiewacze odwadniające podaje się ze zbiornika (11) (końcowa faza opłukiwania produktów wzbogacania) oraz z rząpia pompowego (12) zagęszczacza cieczy zawiesinowej (13) (wstępna faza opłukiwania produktów wzbogacania). Rozcieńczoną ciecz zawiesinową ze zbiornika (8) przetłacza się pompą (14) do zagęszczacza (13) przez magnetyzator (15). Magnetycznie sflokulowany obciążnik podawany jest na pierwszy stopień regeneracji do oddzielacza (16). Wylew z tego oddzielacza podawany jest z kolei na drugi stopień regeneracji do oddzielacza (17). Na obu oddzielaczach magnetyt jest spłukiwany dodatkowo natryskami czystej wody, podawanej ze zbiornika (18) w celu wypłukania resztek dodatkowych zanieczyszczeń iłem i mułem węglowym. Wydzielony magnetyt przepływa przez demagnetyzator (19) do zbiornika cieczy zagęszczonej (20). W celu uzupełnienia strat magnetytu w obiegu roboczym dostarcza się go ze zbiornika (21) do kruszarki (22), skąd po skruszeniu spływa do zbiornika cieczy zagęszczonej (20). Do kruszarki dostarcza się czystą wodę ze zbiornika (18). Zagęszczoną ciecz ciężką ze zbiornika (20) przetłacza się pompą (23) do zbiornika cieczy roboczej (2) według wskazań urządzenia automatycznej regulacji gęstości cieczy. Wszystkie przelewy nadmiarowe ze zbiorników (2), (8) i (20) cieczy zawiesinowej zbierane są w wannie obciekowej (24), a następnie przepompowane pompą (25) do zbiornika (8) cieczy rozcieńczonej.

Na rysunku 9.2 przedstawiono typowe rozmieszczenie głównych maszyn i urządzeń omawianego powyżej układu wzbogacania jednej klasy ziarnowej w dwuproduktowym wzbogacalniku. Na rysunku oznaczono: (1) – wzbogacalnik dwuproduktowy typu DISA, (2) – przesiewacz wibracyjny typu WP-2 przeznaczony do spłukiwania magnetytu i odwadniania koncentratu, (3) – przesiewacz wibracyjny typu WP-2 przeznaczony do spłukiwania magnetytu i odwadniania ziarn odpadów, (4) – zbiornik roboczej cieczy zawiesinowej, (5) – zbiornik rozcieńczonej cieczy zawiesinowej, (6) – pompy cieczy ciężkiej, (7) – automatyczny regulator gęstości roboczej cieczy zawiesinowej.

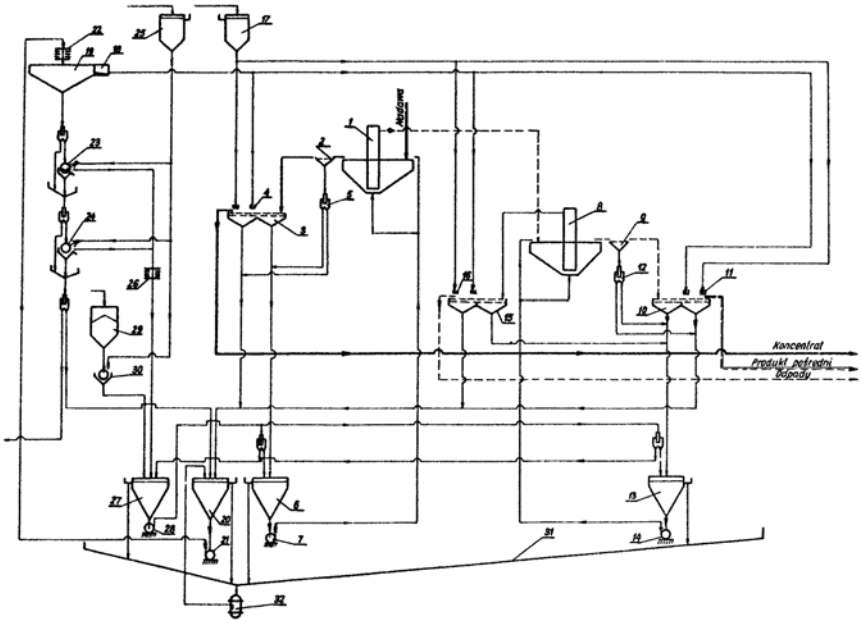


Rys. 9.2. Przykład układu głównych maszyn i urządzeń węzła wzbogacania wyposażonego w dwuproduktowy wzbogacalnik typu Disa
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Podwójne wzbogacalniki DISA trójproduktowe

Proces wzbogacania trójproduktowego węgla surowego może być prowadzony również we wzbogacalnikach dwuproduktowych przy założeniu, że dla każdego wzbogacalnika dobierze się roboczą ciecz zawiesinową o odpowiedniej gęstości.

Schemat takiego rozwiązania przedstawiono przykładowo na rysunku 9.3. Węgiel surowy doprowadza się do pierwszego wzbogacalnika (1), który jest zasilany roboczą cieczą zawiesinową o gęstości dostosowanej do żądanej gęstości rozdziału pomiędzy koncentratem o produktem pośrednim (np.: $\gamma_1 = 1{,}6$ g/cm^3). Koncentrat jest wygarniany na sito (2), na którym następuje odprowadzenie cieczy roboczej, a następnie jest odwadniany z cieczy na przesiewaczu (3) i opłukiwany z resztek obciążnika natryskami (4). Robocza ciecz ciężka z sita (2) spływa przez automatyczny regulator (5) gęstości cieczy pierwszego (I) obiegu do zbiornika (6) cieczy roboczej i stąd przetłaczana jest pompą z powrotem do obiegu.



Rys. 9.3. Schemat technologiczno-maszynowy płuczki zawiesinowej trójproduktowej wzbogacającej we wzbogacalnikach dwuproduktowych typu Disa
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Produkt pośredni i odpady wynoszone kołem łopatkowym ze wzbogacalnika (1) podawane są do wzbogacalnika (8), w którym następuje podział tego produktu na produkt pośredni i odpady w roboczej cieczy zawiesinowej o wyższej gęstości (np.: $\gamma_1 = 1{,}8$ g/cm^3).

Produkt pośredni wygarniany ze wzbogacalnika jest wstępnie odwadniany z cieczy roboczej na sicie (9), a następnie na przesiewaczu (10), na którym odbiera się pozostałą ilość cieczy roboczej oraz spłukuje z resztek obciążnika natryskami (11). Robocza ciecz zawiesinowa z sita (9) przepływa przez automatyczny regulator gęstości (12) do zbiornika cieczy roboczej (13), z którego przetłaczana jest pompą (14) z powrotem do obiegu roboczego.

Odpady wynoszone kołem łopatkowym ze wzbogacalnika (8) są podawane na przesiewacz (15), na którym odbierana jest ciecz zawiesinowa robocza oraz są spłukiwane ziarna odpadów z resztek obciążnika natryskami (16). Ciecz robocza spływa do zbiornika (13).

Do wstępnego opłukiwania produktów wzbogacania kieruje się z rząpia (18) wodę oczyszczoną w zagęszczaczu (19), a do ostatecznego ich opłukania stosuje się czystą wodę, podawaną ze zbiornika (17).

Ciecz zawiesinowa rozcieńczona z przesiewaczy (3), (10) i (15) spływa do zbiornika cieczy rozcieńczonej (20), skąd pompą (21) poprzez magnetyzator (22) kierowana jest do zagęszczacza obciążnika (19). Sflokulowany magnetycznie obciążnik kieruje się do dwustopniowej regeneracji kolejno na oddzielacze (23) i (24). Na oddzielaczach prowadzi się przemywanie magnetytu czystą wodą dostarczaną ze zbiornika (25). Wydzielony na oddzielaczach magnetyt przepływa przez demagnetyzator ((26) do zbiornika cieczy zagęszczonej (27), skąd pompą (28) przetłaczany jest do obu obiegów roboczych wzbogacalników.

Ilościowe dozowanie cieczy ciężkiej zagęszczonej do poszczególnych zbiorników cieczy roboczej sterowane jest automatycznie regulatorem (10).

Straty obciążnika w procesie wzbogacania są uzupełniane ze zbiornika (29), z którego magnetyt podawany jest na kruszarkę (30), a następnie do zbiornika cieczy zagęszczonej (27). Do kruszarki (30) doprowadza się czystą wodę ze zbiornika (25).

Wszystkie nadmiarowe przelewy ze zbiorników cieczy (6), (13), (20) i (27) zbierane są w wannie (31), skąd są przetłaczane pompą (32) do zbiornika cieczy rozcieńczonej (20).

Układ przestrzenny podstawowych maszyn i urządzeń według opisanego powyżej schematu przedstawiono na rysunku 9.4. Oba wzbogacalniki, tj. wzbogacania wstępnego (1) i wzbogacania wtórnego (2), ustawione są obok siebie na tym samym poziomie roboczym zakładu. Koncentrat odwadnia się z cieczy roboczej na sicie (3), a następnie na pierwszym odcinku przesiewacza wibracyjnego (4). Produkt pośredni i odpady, wynoszone kołem łopatkowym ze wzbogacalnika (1), podaje się przenośnikiem taśmowym (5) do drugiego wzbogacalnika (2). Na sicie (6) odbiera się z produktu pośredniego roboczą ciecz zawiesinową, której pozostałą ilość odbiera się jeszcze na pierwszym odcinku przesiewacza wibracyjnego (7).

Roboczą ciecz zawiesinową z odpadów odbiera się również na pierwszym odcinku przesiewacza wibracyjnego (8).

Gęstość cieczy zawiesinowej dla pierwszego stopnia wzbogacania jest regulowana automatycznie regulatorem (9), natomiast dla drugiego stopnia wzbogacania – regulatorem (10). Robocza ciecz ciężka pierwszego obiegu wzbogacania spływa do zbiornika (11), z którego jest przetłaczana do obiegu pompą (12). Ciecz ciężka, rozcieńczona z obu obiegów roboczych, spływa do zbiornika cieczy rozcieńczonej (13).

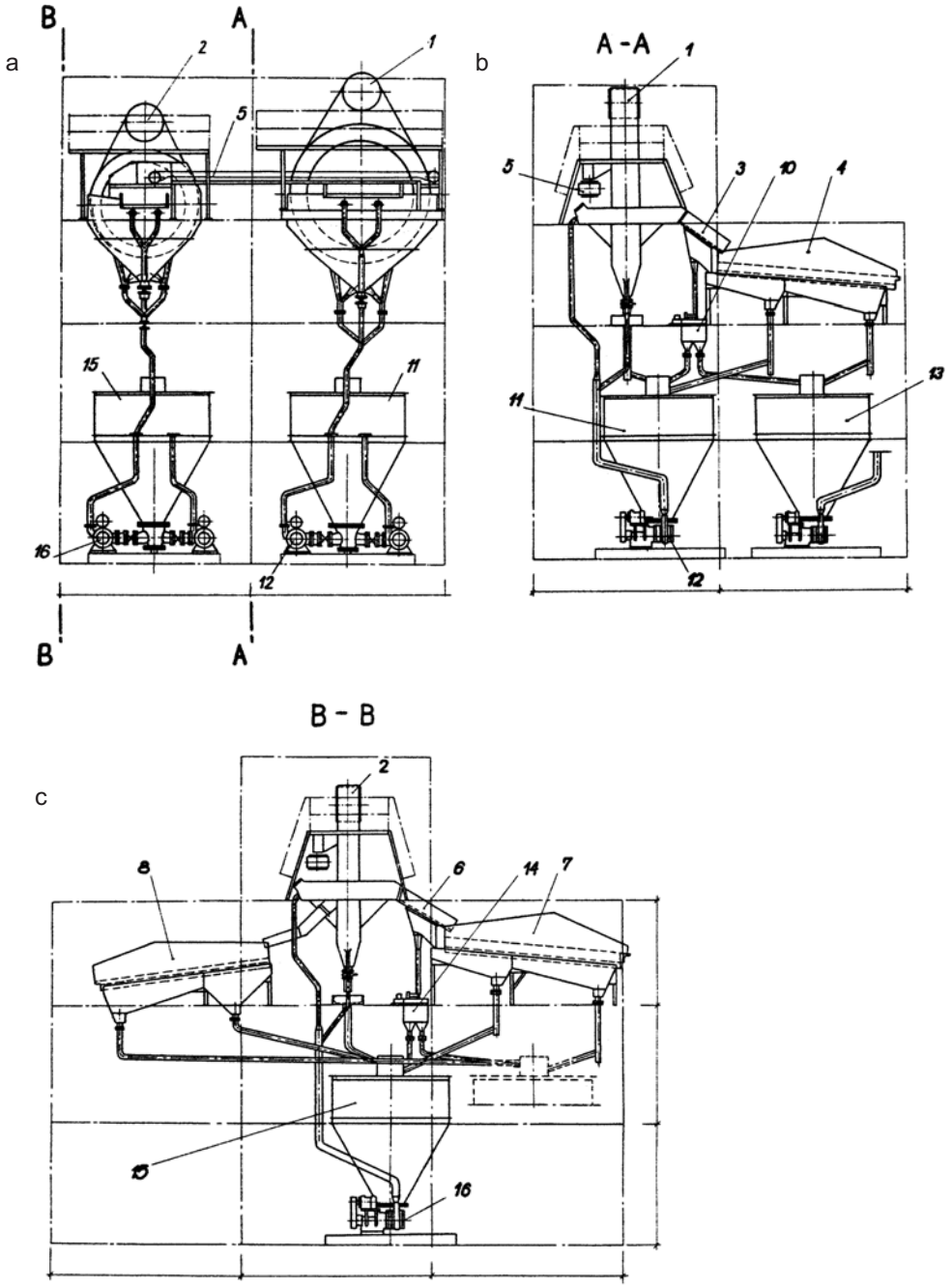
Robocza ciecz ciężka drugiego obiegu przepływa przez regulator gęstości (14) do zbiornika cieczy roboczej (15), z którego przetłaczana jest do obiegu pompą (16).

Wzbogacalniki DISA trójproduktowe

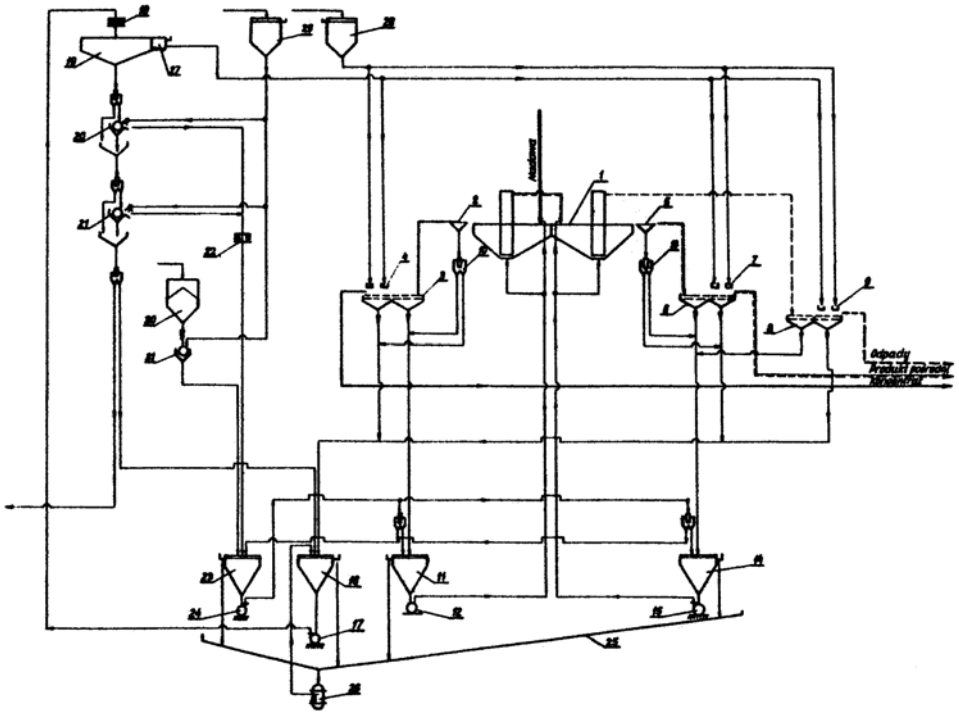
Na rysunku 9.5 przedstawiono schemat układu maszyn i urządzeń w procesie trójproduktowego wzbogacania we wzbogacalniku trójproduktowym. Nadawę do wzbogacalnika (1) podaje się do pierwszego przedziału wzbogacania, w którym następuje wydzielenie koncentratu oraz połączonych produktów: pośredniego i odpadów. Ciecz roboczą z koncentratu odbiera się na sicie (2), jej resztki zaś na przesiewaczu (3), na którym również opłukuje się ziarna koncentratu z resztek obciążnika natryskami (4). Produkt pośredni i odpady, wynoszone kołem łopatkowym z pierwszego przedziału wzbogacalnika, podawane są wewnętrzną zsuwnią do przedziału drugiego, w którym następuje rozdział produktu pośredniego i odpadów.

Roboczą ciecz ciężką z produktu pośredniego odbiera się na sicie (5), jej resztę zaś na początkowym odcinku przesiewacza (6). Natryskami (7) opłukuje się ziarna produktu pośredniego z resztek obciążnika.

Odpady wyniesione kołem łopatkowym z drugiego przedziału wzbogacalnika odwadnia się z cieczy roboczej na przesiewaczu (8), na którym również opłukuje się je z resztek obciążnika natryskami (9). Ciecz zawiesinowa pierwszego obiegu wzbogacania spływa poprzez automatyczny regulator gęstości (10) do zbiornika cieczy roboczej (11) o niższej gęstości (np.: 1,6 g/cm^3), z którego przetłaczana jest pompą (12) z powrotem do obiegu.



Rys. 9.4. Przykład układu głównych maszyn i urządzeń płuczki zawiesinowej trójproduktowej wzbogacającej we wzbogacalnikach dwuproduktowych typu Disa
a – widok na wzbogacalniki, b – przekrój A–A, c – przekrój B–B
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]



Rys. 9.5. Schemat technologiczno-maszynowy płuczki zawiesinowej wyposażonej w trójproduktowy wzbogacalnik typu Disa
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Ciecz robocza z drugiego obiegu wzbogacania przepływa przez odrębny regulator gęstości (13) do zbiornika cieczy roboczej (14) o wyższej gęstości (np. 1,8 g/cm^3), z którego przetłaczana jest do obiegu pompą (15).

Rozcieńczona ciecz zawiesinowa z obu obiegów wzbogacania spływa do zbiornika cieczy rozcieńczonej (16), z którego przetłaczana jest do obiegu regeneracyjnego pompą (17). Rozcieńczona ciecz zawiesinowa przepływa przez magnetyzator (18) (19), w którym następuje zagęszczenie sflokulowanych magnetycznie ziarn obciążnika. Zagęszczony magnetyt kieruje się do dwustopniowej regeneracji na oddzielacze (20) i (21).

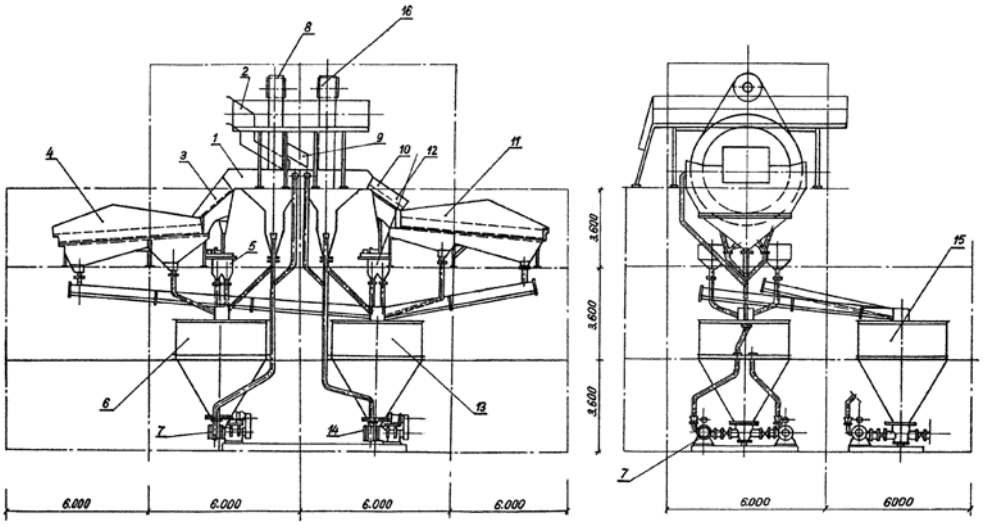
Oczyszczony i zagęszczony magnetyt spływa przez demagnetyzator (22) do zbiornika cieczy zagęszczonej (23), z którego przetłaczany jest pompą (24) do jednego z dwu obiegów roboczych. Doprowadzenie cieczy zagęszczonej do każdego z dwu obiegów sterowane jest automatycznie regulatorami.

Nadmiarowe przelewy ze zbiorników cieczy ciężkiej (11), (14) i (16) i (23) spływają do wanny (25), z której pompa (26) przetłacza je do zbiornika cieczy rozcieńczonej (16).

Wstępnego spłukiwania obciążnika z produktów wzbogacania dokonuje się wodą oczyszczoną w zagęszczaczu (18) i czerpaną z rząpia pompowego (27), natomiast ostateczne opłukiwanie produktów wzbogacania przeprowadza się czystą wodą dostarczoną do natrysków ze zbiornika (28).

Uzupełniającą ilość magnetytu pobiera się ze zbiornika (30), rozdrabia się go w kruszarce (31), do której dostarcza się czystą wodę ze zbiornika (29). Rozdrobiony magnetyt podaje się do zbiornika cieczy zagęszczanej (23).

Układ podstawowych maszyn i urządzeń dla powyżej opisanego schematu przedstawiono na rysunku 9.6. Nadawę do wzbogacalnika (1) podaje się zsuwnią (2) w pobliżu przegrody dzielącej wzbogacalnik na dwa przedziały robocze. Czysty węgiel spływa wraz z cieczą ciężką na sito odwadniające (3), a następnie na przesiewacz wibracyjny (4). Robocza ciecz zawiesinowa z sita (3) spływa przez automatyczny regulator gęstości cieczy (5) do zbiornika (6), a stąd jest przetłaczana pompą (7) z powrotem do obiegu. Mieszanina ziarn produktu pośredniego i odpadów, wynoszona kołem (8) z pierwszego przedziału roboczego wzbogacalnika, podawana jest zsuwnią (9) do drugiego przedziału roboczego. Produkt pośredni jest wygarniany wraz z nadmiarem cieczy zawiesinowej na sito (10), a następnie przechodzi na przesiewacz wibracyjny (11). Robocza ciecz zawiesinowa z drugiego przedziału wzbogacalnika spływa z sita (10) poprzez automatyczny regulator gęstości (12) do zbiornika cieczy roboczej (13). Pompa (14) przetłacza ciecz zawiesinową do obiegu roboczego. Ciecz rozcieńczona z obu obiegów roboczych spływa do zbiornika cieczy rozcieńczonej (15).

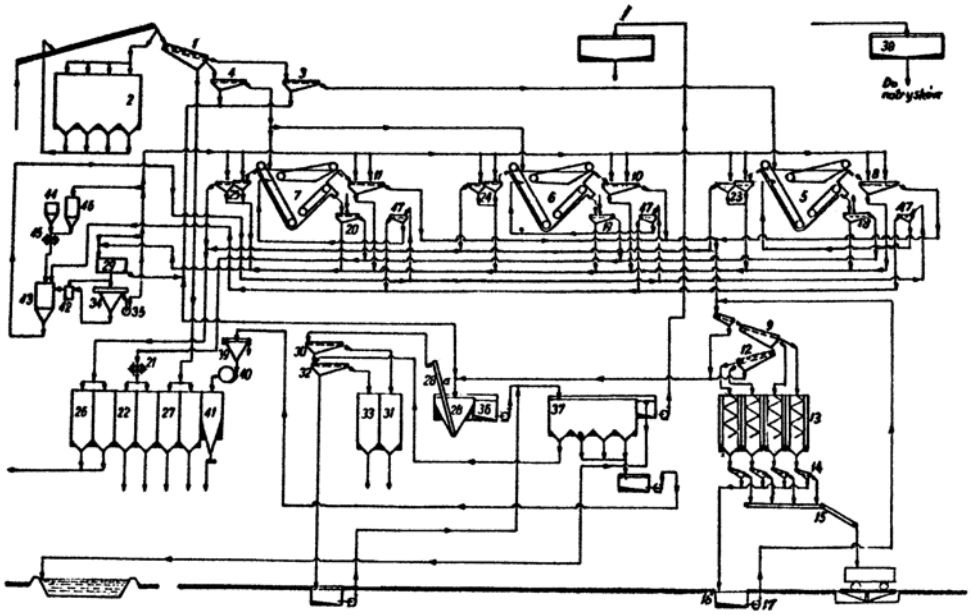


Rys. 9.6. Przykład układu głównych maszyn i urządzeń płuczki zawiesinowej wyposażonej w trójproduktowy wzbogacalnik typu Disa
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Odpady wynoszone ze wzbogacalnika kołem łopatkowym (16) odprowadzane są na przesiewacz odwadniający, ustawiony równolegle do przesiewacza (11) (niewidoczny na rysunku).

Wzbogacalnik TROMP

Na rysunku 9.7 przedstawiono przykład schematu technologiczno-maszynowego płuczki wyposażonej we wzbogacalniki typu TROMP. Płuczka została zaprojektowana dla trójproduktowego wzbogacania energetycznego węgla surowego o uziarnieniu 10–80 mm.



Rys. 9.7. Schemat technologiczno-maszynowy płuczki zawiesinowej wyposażonej we wzbogacalniki typu Tromp
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Węgiel surowy o uziarnieniu 0–80 mm jest podawany na przesiewacz (1) klasyfikacji wstępnej, na którym są wydzielane trzy klasy ziarnowe: 0–10, 10–30 i 30–80 mm. Nadmiar węgla surowego może być lokowany w zbiorniku (2), skąd przy obniżonym zasilaniu płuczki może być on z powrotem kierowany na przenośnik nadawczy. Obie klasy ziarnowe są dodatkowo kontrolnie przesiewane na przesiewaczach (3) i (4) przy zastosowaniu natrysków. Klasa ziarnowa 10–30 mm jest wzbogacana w dwu wzbogacalnikach (6) i (7), a klasa ziarnowa 30–80 mm we wzbogacalniku (5).

Koncentraty ze wzbogacalników są odwadniane i opłukiwane z resztek obciążnika na przesiewaczach (8), (10) i (11). Produkty pośrednie odwadniane są z cieczy ciężkiej, a następnie opłukiwane z obciążnika na przesiewaczach (18), (19) i (20), natomiast odpady odwadniane są na przesiewaczach (23), (24) i (25).

Odwodnione i opłukane koncentraty ze wszystkich wzbogacalników kierowane są do sortowania na układ przesiewaczy (9) i (12), a otrzymane sortymenty są lokowane w zbiornikach załadowczych (13). Sortymenty te w czasie ładowania do wagonów przenośnikami załadowczymi (15) są kontrolnie przesiewane na przesiewaczach (14).

Miał surowy (0–10 mm) lokuje się w zbiorniku (27) i w stanie surowym kierowany jest na rynek zbytu. Ściery z przesiewaczy kontrolnych (14) spływają do rząpia (16), skąd są przetłaczane pompą (17) na przesiewacz (9) w celu ich rozdziału na kolejne sortymenty. Ściery z przesiewaczy (3) i (4) oraz (9) i (12) spływają do rząpia ścierów (28).

Produkt pośredni po jego odwodnieniu i opłukaniu na przesiewaczach (18) (19) i (20) kieruje się do kruszarki (21), a otrzymane kruszywo podaje się do zbiornika załadowczego

(22). Odwodnione i opłukane odpady lokuje się w zbiorniku (26), z którego odprowadzane są na zwał odpadów.

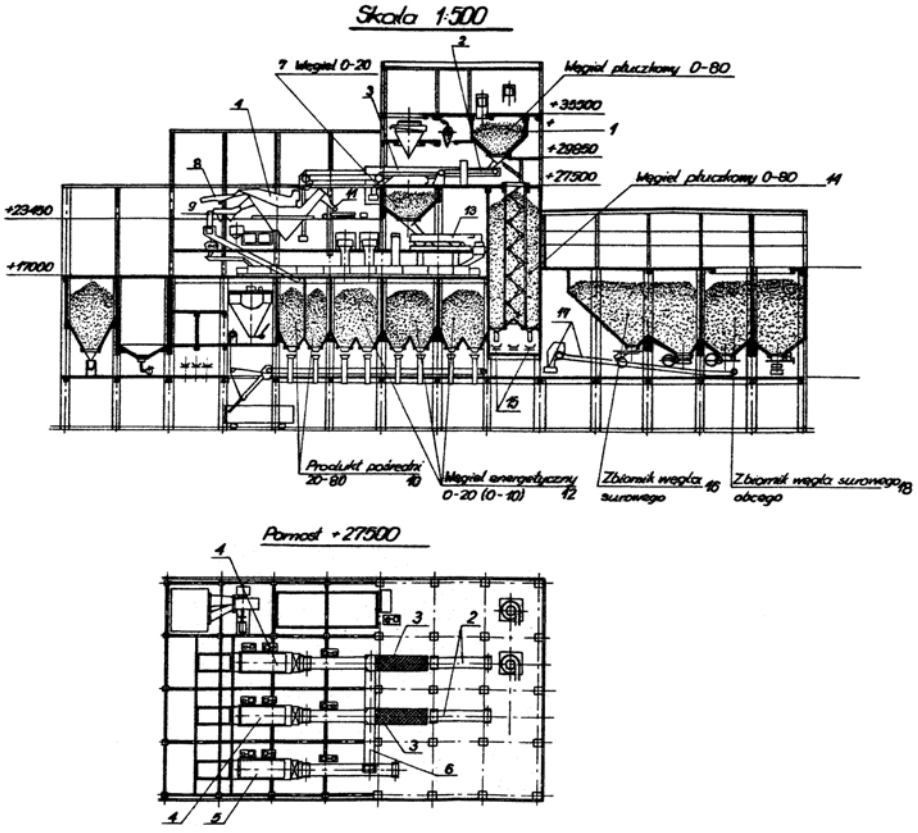
Zespół urządzeń (29), (34), (35) i (42) do (46) służy do regeneracji cieczy zawiesinowej.

Ściery z rząpia (28), wybierane podnośnikiem (28a), kieruje się na przesiewacz odwadniający (30), a następnie do zbiornika załadowczego (31).

Woda płuczkowa z rząpia (28) spływa do rząpia pompowego (36), z którego przetłaczana jest pompą do osadnika zbiornikowego (37), gdzie następuje jej oczyszczenie. Osadzone (zagęszczone) w osadniku muły odbierane są do rząpia pompowego, a następnie przetłaczane pompą mułową do stożka (39) zasilającego filtr próżniowy (40). Odwodniony muł lokowany jest w zbiorniku załadowczym (41). Muły grubo uziarnione wydzielane na przesiewaczu (32) lokuje się w zbiorniku załadowczym (33).

Świeżą wodę do uzupełnienia ubytku roboczej wody płuczkowej doprowadza się do zbiornika (38) i z niego kieruje się do natrysków na przesiewacze.

Na rysunku 9.8 przedstawiono przykład rozmieszczenia maszyn i urządzeń w płuczce, wyposażonej we wzbogacalnik typu TROMP. Płuczka została zaprojektowana dla wzbo-



Rys. 9.8. Przykład układu głównych maszyn i urządzeń płuczki zawiesinowej wyposażonej we wzbogacalniki typu Tromp
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

gacania węgla surowego o uziarnieniu 20–80 mm w dwu klasach ziarnowych: 20–30 i 30–80 mm. Wydajność płuczki wynosi 300 Mg/h brutto.

Węgiel surowy o uziarnieniu 0–80 mm ze zbiornika dozującego (1) podawany jest układem przenośników (2) na dwa przesiewacze klasyfikacji wstępnej (3), na których następuje jego podział na trzy klasy ziarnowe: 0–10, 10–30 i 30–80 mm. Klasa ziarnowa 30–80 mm jest wzbogacana w dwu wzbogacalnikach typu TROMP (4), natomiast klasa ziarnowa 20–30 mm odbierana z obu przesiewaczy przenośnikiem (6) , wzbogacana jest we wzbogacalniku (5).

Koncentrat po odwodnieniu go z cieczy zawiesinowej na sitach (8) kierowany jest do ostatecznego sortowania na urządzeniach niewidocznych na tym przekroju. Produkt pośredni po odwodnieniu go na przesiewaczach (9) jest lokowany w zbiornikach załadowczych (10), odpady natomiast odwadniane są na przesiewaczach (11) i odprowadzane do zbiornika załadowczego, a stamtąd na zwał.

Miał węglowy o uziarnieniu 0–20 mm jest lokowany w zbiornikach (12). W razie potrzeby może on być rozsortowany na przesiewaczu (13) na dwa sortymenty: 0–10 i 10–20 mm.

Zbiornik dozujący (1) jest zbiornikiem przelewowym, umożliwiającym przelew nadmiaru węgla surowego 0–80 mm do zbiornika (14), z którego układem przenośników (15) może być podany z powrotem do zbiornika dozującego.

Nadmiar węgla surowego podawanego z szybów wydobywczych może być okresowo magazynowany w zbiornikach (16), z których podawany jest układem przenośników (17) do sortowni. Zakład przeróbczy został dostosowany również do przyjmowania węgla obcego, który na sortownię i płuczkę dostarcza się ze zbiorników (18) – również układem przenośników taśmowych (17).

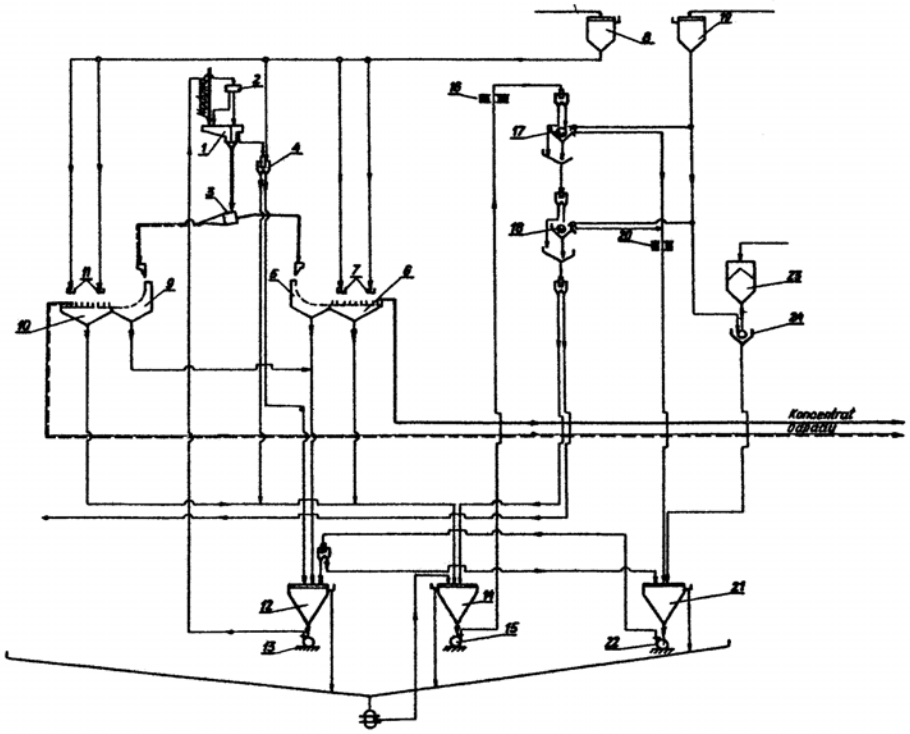
9.2. WZBOGACANIE W CYKLONACH Z CIECZĄ CIĘŻKĄ

Cyklony dwuproduktowe

Na rysunku 9.9 przedstawiono schemat zakładu wzbogacania klasy ziarnowej 0–20 (0–10) mm w cyklonach niskociśnieniowych.

Nadawę, uprzednio odmuloną na przesiewaczach odmulających, doprowadza się do zbiornika (1), w którym następuje jej zmieszanie z cieczą zawiesinową dostarczaną ze zbiornika rozdzielczego (2). Zbiornik ten jest równocześnie mieszalnikiem zabezpieczającym stan zawieszenia materiału i obciążnika w wodzie. W zbiorniku tym część roboczej cieczy zawiesinowej jest kierowana do automatycznego regulatora gęstości cieczy roboczej (4). Materiał surowy wraz z cieczą ciężką spływa samoczynnie do cyklonu niskociśnieniowego (3), w którym następuje jego wzbogacenie. Koncentrat, odprowadzany przelewem cyklonu, jest odwadniany z cieczy ciężkiej o niskiej gęstości na sicie łukowym (5), a następnie opłukiwany z resztek obciążnika na przesiewaczu (6) natryskami czystej wody (7), którą do natrysków doprowadza się ze zbiornika (8).

Odpady odprowadzane wylewem cyklonu odwadniane są z cieczy ciężkiej zagęszczonej na sicie łukowym (9), a następnie opłukiwane z ziarn obciążnika na przesiewaczu (10) natryskami (11).

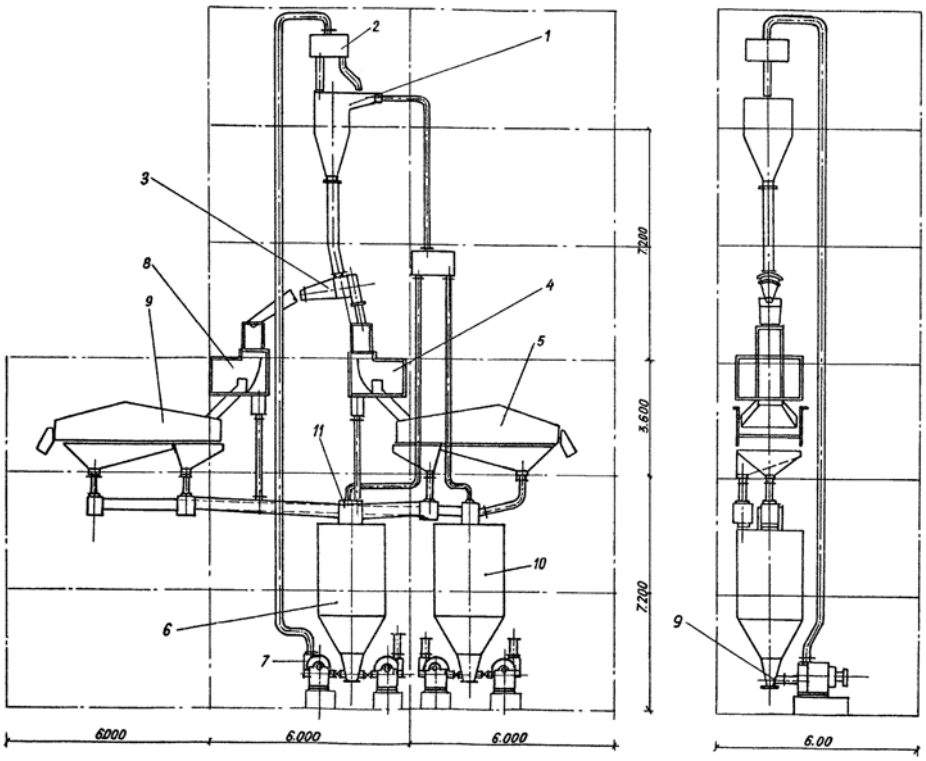


Rys. 9.9. Schemat technologiczno-maszynowy dwuproduktowej płuczki zawiesinowej cyklonowej
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Ciecz zawiesinowa z obu sit łukowych jest kierowana do zbiornika (12) cieczy roboczej, skąd pompą (13) przetłaczana jest do zbiornika rozdzielczego (2).

Ciecz zawiesinową rozcieńczoną z przesiewaczy (6) i (10) oraz automatycznego regulatora (11) kieruje się do zbiornika cieczy rozcieńczonej (14). Ciecz rozcieńczoną przetłacza się pompą (15) poprzez magnetyzator (16) do obiegu dwustopniowego regeneracji obciążnika magnetycznego w oddzielaczach (17) i (18). W czasie regeneracji magnetyt jest opłukiwany czystą wodą dostarczaną ze zbiornika (19). Odzyskany magnetyt spływa przez demagnetyzator (20) do zbiornika (21) cieczy zagęszczonej, z którego przetłaczany jest pompą (22), zgodnie ze wskazaniami automatycznego regulatora, do zbiornika (12) zawiesinowej cieczy roboczej. Świeży magnetyt, zmagazynowany w zbiorniku (23), rozdrabniany jest w kruszarce (24), do której doprowadza się czystą wodę ze zbiornika (19). Przygotowany świeży magnetyt doprowadza się do zbiornika cieczy zagęszczonej (21).

Na rysunku 9.10 przedstawiono układ zasadniczych maszyn i urządzeń płuczki cyklonowej dla dwuproduktowego wzbogacania węgla surowego. Nadawę węgla surowego, uprzednio odmulonego, doprowadza się do zbiornika – mieszalnika (1), do którego doprowadza się równocześnie dwoma strugami roboczą ciecz zawiesinową ze skrzynki rozdzielczej (2). Materiał surowy, dokładnie wymieszany z odpowiednią ilością cieczy roboczej, spływa samoczynnie do wzbogacalnika cyklonowego (3).



Rys. 9.10. Przykład układu głównych maszyn i urządzeń dwuproduktowej płuczki zawiesinowej cyklonowej
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Koncentrat wypływa przelewem cyklonu poprzez skrzynkę nadawczą na sito łukowe (4), na którym następuje odprowadzenie cieczy zawiesinowej. Na pierwszym odcinku przesiewacza wibracyjnego (5) odbiera się resztę cieczy zawiesinowej, natomiast na drugim jego odcinku spłukuje się natryskami ziarna koncentratu z resztek obciążnika. Ciecz ciężka z sita łukowego oraz z pierwszego odcinka przesiewacza wibracyjnego spływa do zbiornika roboczej cieczy zawiesinowej (6), skąd pompą (7) przetłaczana jest z powrotem do obiegu roboczego.

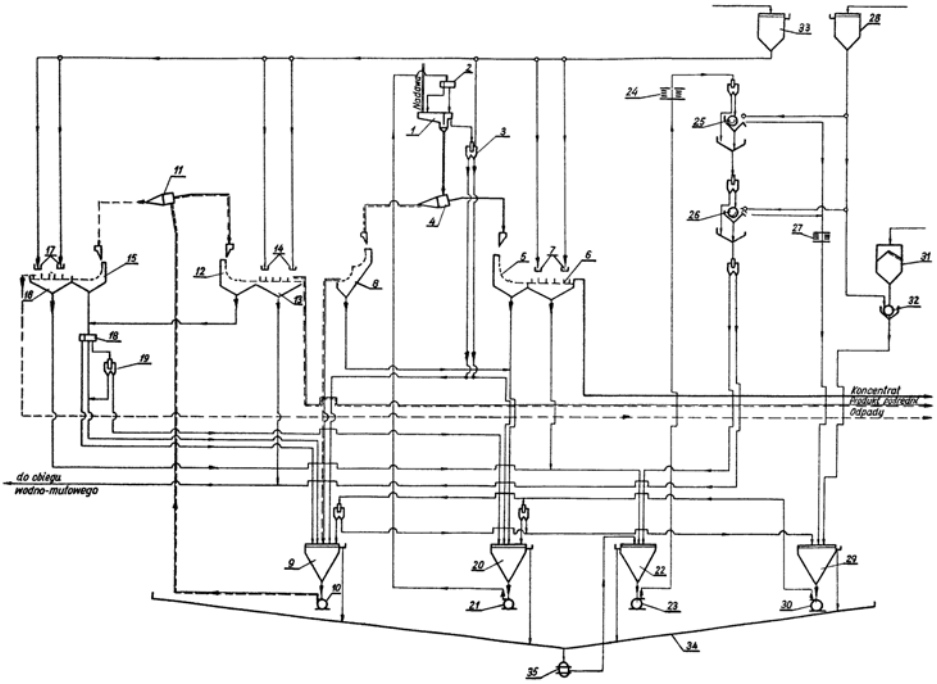
Odpady z wylewu cyklonu odwadniane są z cieczy zawiesinowej na sicie łukowym (8) oraz na pierwszym odcinku przesiewacza wibracyjnego (9). Odebrana robocza ciecz zawiesinowa spływa również do zbiornika (6) cieczy roboczej. Na drugim odcinku przesiewacza (9) następuje opłukanie ziarn odpadów z resztek obciążnika.

Rozcieńczona ciecz ciężka z obu przesiewaczy (5) i (9) spływa do zbiornika cieczy rozcieńczonej (10).

Gęstość cieczy roboczej jest regulowana automatycznie regulatorem (11).

Cyklony trójproduktowe

Schemat płuczki cyklonowej przedstawiono na rysunku 9.11.



Rys. 9.11. Schemat technologiczno-maszynowy trójproduktowej płuczki zawiesinowej cyklonowej
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Odmuloną uprzednio nadawę podaje się do zbiornika – mieszalnika (1), do którego doprowadza się roboczą ciecz zawiesinową ze zbiornika rozdzielczego (2). Ciecz roboczą doprowadza się dwoma strugami, przy czym jedną z nich kieruje się wprost do nadawanego węgla, a drugą poza przegrodę, skąd spływa do części mieszalnikowej. Gęstość cieczy roboczej regulowana jest automatycznie regulatorem (3).

Nadawa wraz z roboczą cieczą zawiesinową spływa pod własnym ciśnieniem do niskociśnieniowego wzbogacalnika cyklonowego (4). Koncentrat spływa na sito łukowe (5), gdzie następuje odbiór cieczy ciężkiej, a następnie na przesiewacz (6), na którym opłukuje się go z resztek obciążnika natryskami (7).

Odpady wraz z produktem pośrednim, odprowadzane z wylewu cyklonu, odwadnia się z cieczy roboczej na sicie łukowym (8) (na schemacie pokazano sito łukowe podwójne). Z sita łukowego podawane są one do zbiornika (9), do którego doprowadza się zawiesinową ciecz roboczą o wyższej gęstości. Pompa (10) przetłacza mieszaninę odpadów i produktu pośredniego, wraz z odpowiednią ilością cieczy ciężkiej, do wtórnego wzbogacania w cyklonie (11).

Wydzielony w cyklonie (11) czysty produkt pośredni odwadniany jest z cieczy ciężkiej na sicie łukowym (12), a następnie opłukany z resztek obciążnika na przesiewaczu (13) natryskami (14). Odpady z wylewu cyklonu są odwadniane z cieczy ciężkiej na sicie łukowym (15), po czym opłukiwane są z obciążnika na przesiewaczu (16) natryskami (17).

Robocza ciecz ciężka z obu sit łukowych (12) i (15) spływa do zbiornika rozdzielczego (18), w którym następuje jej wymieszanie i wydzielenie strugi cieczy roboczej do auto-

matycznego regulatora gęstości (19). Ciecz zawiesinowa spływa ze zbiornika (18) do zbiornika cieczy roboczej (9).

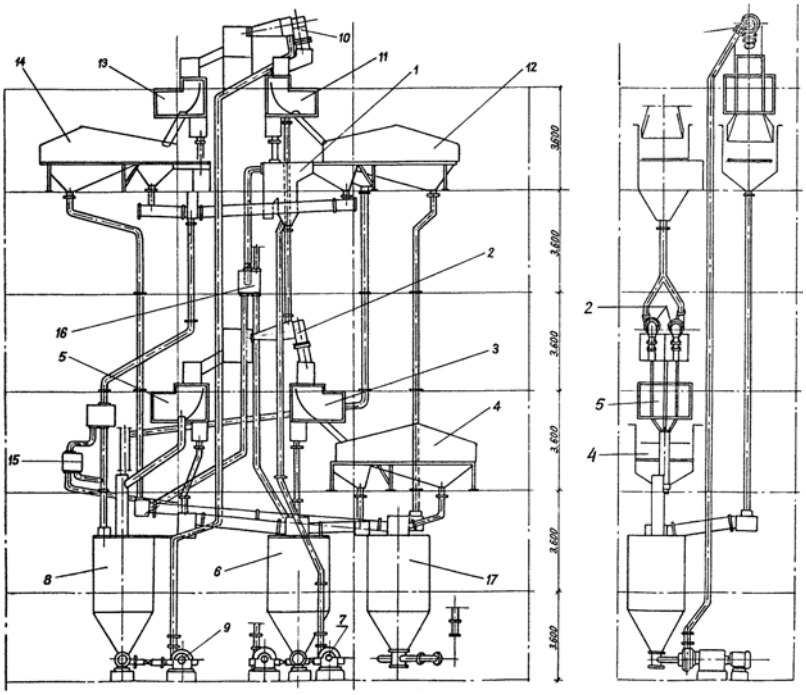
Robocza ciecz ciężka z sit łukowych (5) i (8) spływa wspólnym rurociągiem do zbiornika (20) roboczej cieczy zawiesinowej, z której przetłaczana jest pompą (21) do zbiornika rozdzielczego (2). Ciecz zawiesinowa rozcieńczona z przesiewaczy (6), (13) i (16) spływa do zbiornika (22) cieczy rozcieńczonej, z którego pompa (23) tłoczy ją do obiegu regeneracyjnego poprzez magnetyzator (24) na oddzielacze (25) i (26). Magnetyt na oddzielaczach spłukiwany jest czystą wodą dostarczaną do zbiornika (28). Zagęszczony magnetyt spływa poprzez demagnetyzator (27) do zbiornika cieczy zagęszczonej (29), z którego jest przetłaczany pompą do obu obiegów roboczych do zbiorników cieczy zawiesinowej (20) i (9). Ilość doprowadzanej cieczy zagęszczonej jest sterowana automatycznie regulatorami obu obiegów roboczych.

Świeży magnetyt jest doprowadzany ze zbiornika (31) do kruszarki (32), do której doprowadza się wodę świeżą ze zbiornika (28).

Świeża woda jest dostarczana do natrysków na przesiewacze (6), (13) i (16) ze zbiornika świeżej wody (33).

Wszystkie przelewy ze zbiorników cieczy ciężkiej spływają do wanny (34), z której przetłaczane są pompą (35) do zbiornika cieczy rozcieńczonej.

Na rysunku 9.12 przedstawiono przykład rozmieszczenia głównych maszyn i urządzeń w płuczce cyklonowej trójproduktowej. Nadawę doprowadza się do zbiornika – mieszalnika



Rys. 9.12. Przykład układu głównych maszyn i urządzeń trójproduktowej płuczki zawiesinowej cyklonowej
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

(1), do którego doprowadza się równocześnie zawiesinową ciecz roboczą. Ze zbiornika (1) nadawa spływa pod własnym ciśnieniem do cyklonu (2) pierwszego stopnia wzbogacania. Ciecz robocza z koncentratu odprowadzana jest na sicie łukowym (3) oraz na pierwszym odcinku przesiewacza wibracyjnego (4). Na drugim odcinku tego przesiewacza opłukuje się natryskami koncentrat z obciążnika. Produkt pośredni i odpady odwadnia się na sicie łukowym. Ciecz robocza z sit łukowych (3) i (5) spływa do zbiornika (6) cieczy roboczej pierwszego obiegu wzbogacania, skąd jest przetłaczana pompą (7) z powrotem do cyklu roboczego.

Produkt pośredni i odpady z sita łukowego (5) odprowadzane są do zbiornika (8), z którego – wraz z odpowiednią ilością cieczy zawiesinowej – przetłaczane są pompą (9) do wtórnego wzbogacania w cyklonie (10). Produkt pośredni z przelewem cyklonu odwadniany jest z cieczy roboczej na sicie łukowym (11) i na pierwszym odcinku przesiewacza (12), natomiast czyste odpady odwadniane są na sicie łukowym (13) na pierwszym odcinku przesiewacza (14). Robocza ciecz ciężka z sit łukowych (11) i (13) i z przesiewaczy (12) i (14) spływa poprzez automatyczny regulator gęstości (15) do zbiornika (8) drugiego obiegu roboczego. Automatyczny regulator (16) ustala gęstość cieczy zawiesinowej pierwszego obiegu wzbogacania.

Rozcieńczona ciecz zawiesinowa z przesiewaczy (4), (12) i (14) spływa do zbiornika cieczy rozcieńczonej (17), skąd kierowana jest do obiegu regeneracyjnego.

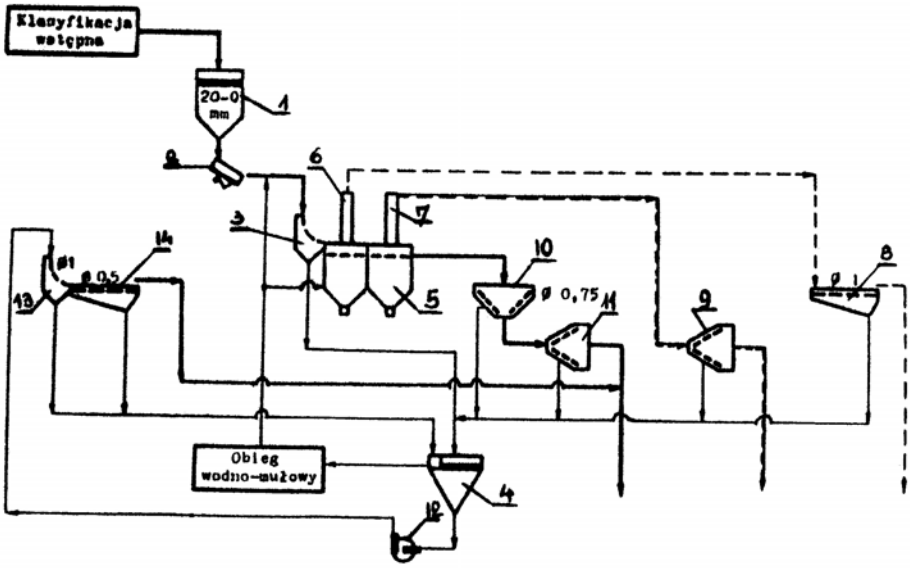
9.3. WZBOGACANIE W OSADZARKACH

Układ technologiczny wzbogacania drobnych klas ziarnowych węgla surowego składa się z szeregu ściśle związanych ze sobą operacji przeróbczych. Poniżej na przykładach zostaną podane najczęściej stosowane układy technologiczne wzbogacania drobno uziarnionego węgla.

Wzbogacanie klasy 0,5–20 mm z częściowym odmulaniem nadawy (rys. 9.13)

Miał węglowy jest podawany z urządzeń klasyfikacji wstępnej do zbiornika nadawczego (1), skąd kierowany jest na dozownik wibracyjny (2). Dozownik (2) podaje węgiel surowy na krótką rynnę nadawczą, na którą doprowadza się oczyszczoną wodę płuczkową. Miał surowy wraz z wodą kierowany jest na sito łukowe (3), na którym następuje odmulenie nadawy. Wraz z ziarnami mułu o wymiarze poniżej 1,0 mm odprowadzana jest z sita łukowego (3) do wstępnego zagęszczania mułu grubo uziarnionego w zagęszczaczu (4). Z sita łukowego (3) miał surowy jest podawany do osadzarki (5). Odpady są odbierane z osadzarki podnośnikiem (6) i kierowane do odwadniania na przesiewacz (8) wyposażony w sito szczelinowe o wymiarze szczeliny 1,0 mm. Produkt pośredni, odbierany podnośnikiem (7) jest odwadniany na odwadniarce odśrodkowej wibracyjnej (Siebtechnik) (9).

Koncentrat odbierany z osadzarki jest wstępnie odwadniany na sicie (10) typu OSO, a następnie w odwadniarce odśrodkowej wibracyjnej (11). Wody płuczkowe, odebrane z sita łukowego (3), z przesiewacza (8), z odwadniarek odśrodkowych (9) i (11) oraz sita OSO (10), są skierowane do zagęszczacza (4), w którym zostaje osadzony muł grubo uziarniony.



Rys. 9.13. Uproszczony schemat technologiczno-maszynowy trójproduktowego wzbogacania węgla surowego o uziarnieniu 0,5 do 20 mm w osadzarkach z częściowym odmulaniem nadawy
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Muł ten podawany jest pompą (12) na sito łukowe (13) i przesiewacz mułowy (14). Muł odwodniony na tych urządzeniach jest dodawany do koncentratu 0,5–20 mm.

Do wyposażenia opisanego powyżej układu są stosowane podajniki wibracyjne z napędem elektromagnetycznym, przesiewacze wibracyjne (np. WP-1), sita nieruchome typu OSO, sita łukowe, odwadniarki odśrodkowe wibracyjne.

Układ technologiczny z częściowym odmulaniem węgla surowego jest stosowany w przypadkach, gdy wprowadzenie surowego miału węglowego do osadzarki powoduje wzrost zagęszczenia w wodzie płuczkowej klasy ziarnowej 0–0,5 mm do wysokości powyżej 80 g. Zużycie wody koniecznej do częściowego odmulania wynosi od 1,0 do 1,5 m^3/t nadawy.

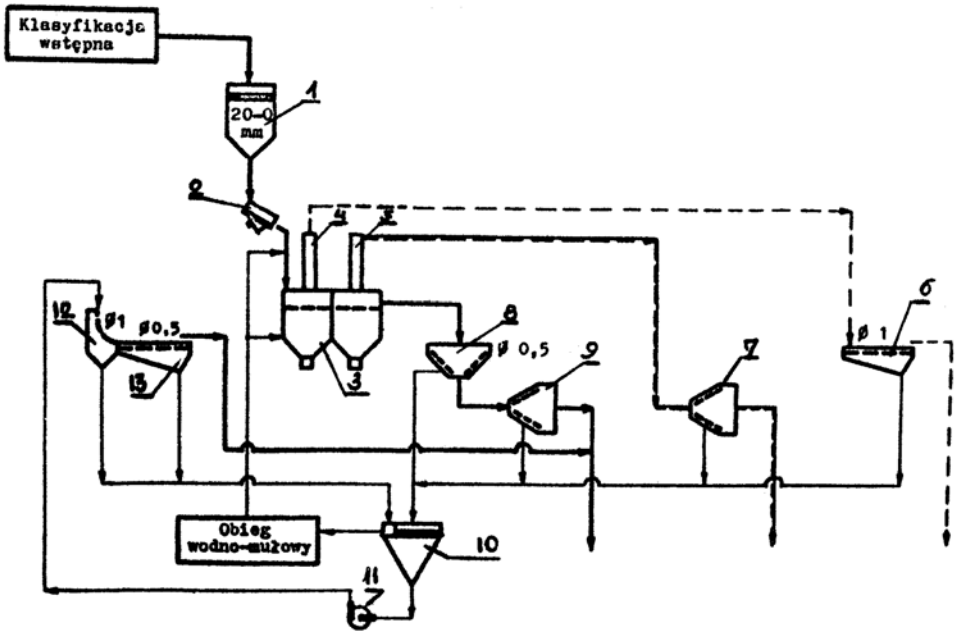
W procesie technologicznym wzbogacania węgla surowego o uziarnieniu 0–20 lub 0–10 mm nie bierze udziału klasa ziarnowa o wymiarze ziarn poniżej 0,3, a nawet poniżej 0,5 mm. Z tych też względów, przy dużych ilościach miałów węglowych kierowanych do wzbogacania mechanicznego i przy dużych zawartościach w nich klasy ziarnowej o wymiarze poniżej 0,5 mm, niekorzystne jest wprowadzanie do obiegu wodnego procesu wzbogacania dużych ilości tej klasy ziarnowej, gdyż powoduje to poważne trudności już w procesie odwadniania koncentratu, a następnie zwiększa ilości wody roboczej w obiegu wzbogacania i utrudnia oczyszczenie tej wody przed jej powtórnym skierowaniem do obiegu zamkniętego. Znaczne uproszczenie głównego obiegu wody roboczej uzyskuje się, jeżeli surową nadawę przed jej skierowaniem do wzbogacania odpyli się (przy węglach suchych) lub odmuli (przy węglach mokrych) przy ziarnie podziałowym o wymiarze 0,75 (1,0) mm.

Przy takim założeniu należy wyodrębnić obieg wody odmulania od obiegu wodnego wzbogacania. Woda robocza obiegu odmulania powinna być oczyszczana z ziarn mułu

w odrębnych urządzeniach zagęszczających i odwadniających ziarna mułu. Tego rodzaju rozwiązanie technologiczne w poważnym stopniu upraszcza gospodarkę wodno-mułową głównego obiegu wzbogacania i ogranicza złożony układ technologiczny oczyszczania wody roboczej do znacznie mniejszych objętości wody w obiegu odmulania.

Wzbogacanie klasy ziarnowej 0–20 mm bez odmulania (rys. 9.14)

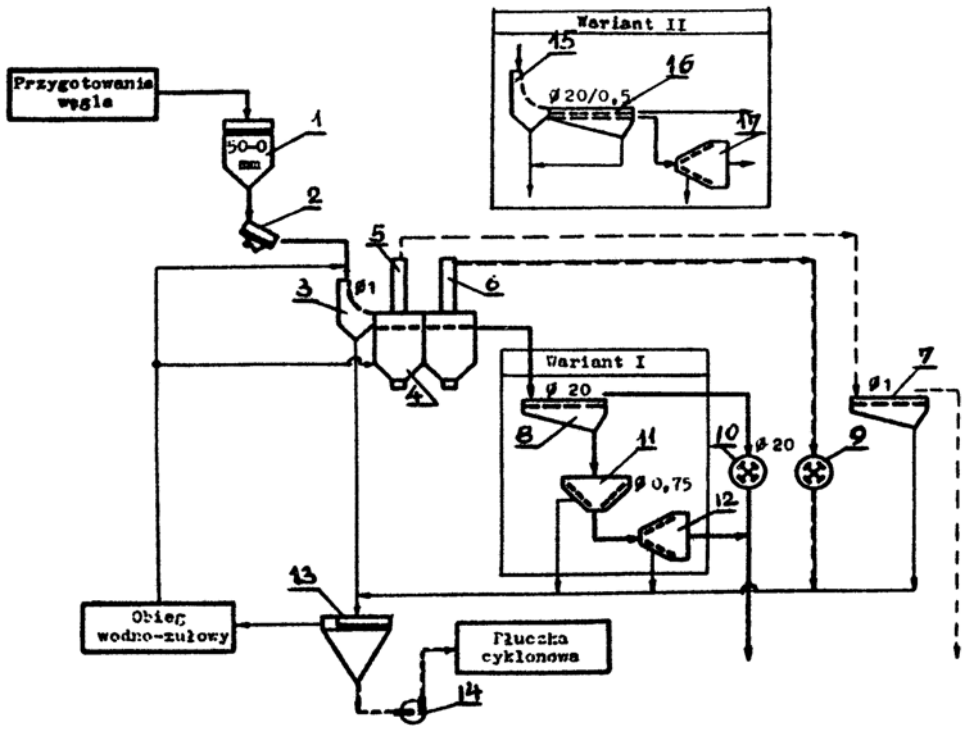
Węgiel surowy jest podawany z urządzeń klasyfikacji wstępnej do zbiornika nadawczego (1), skąd podajnikiem wibracyjnym (2) dozowany jest do osadzarki (3). Tuż przed osadzarką węgiel jest silnie zraszany tak, aby nadawa została podana do osadzarki w stanie mokrym. Odpady odebrane podnośnikiem (4) zostają odwodnione na przesiewaczu (6) wyposażonym w sito szczelinowe o wymiarze szczelin 1,0 mm. Produkt pośredni, odbierany z osadzarki podnośnikiem (5), zostaje odwodniony w odwadniarce odśrodkowej wibracyjnej (7). Koncentrat z osadzarki zostaje skierowany do wstępnego odwodnienia na sicie OSO (8), a następnie do odwodnienia ostatecznego do odwadniarki odśrodkowej wibracyjnej (9). Wody płuczkowe odebrane z przesiewacza (6), z sita OSO (8) oraz z odwadniarek odśrodkowych (7) i (9) odprowadzane są do zagęszczacza (10), w którym osadza się muł grubo uziarniony. Muł z zagęszczacza odbierany jest pompą (11) i przetłaczany na sito łukowe (12) i przesiewacz mułowy (13), z których już wydzielony i odwodniony kierowany jest do koncentratu 0,5–20 mm. Zużycie wody do nawilgocenia nadawy przed osadzarką wynosi około 0,5 m^3/t nadawy.



Rys. 9.14. Uproszczony schemat technologiczno-maszynowy trójproduktowego wzbogacania węgla surowego o uziarnieniu 0 do 20 mm w osadzarkach bez odmulania nadawy
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Wzbogacanie klasy ziarnowej 0,5–50 mm (rys. 9.15)

Węgiel surowy o uziarnieniu 0–50 mm z oddziału przygotowania węgla podawany jest do zbiornika nadawczego (1), z którego podajnikiem wibracyjnym (2) dozowany jest na odmulające sito łukowe (3). Przed sitem łukowym do nadawanego węgla podawana jest oczyszczona woda robocza w ilości około 1,5 m^3/t nadawy. Odmulony na sicie łukowym węgiel surowy kierowany jest wprost do trójproduktowej osadzarki (4). Odpady odbierane z osadzarki podnośnikiem (5) kierowane są do odwadniania na przesiewacz (7), a następnie na zwały odpadów. Produkt przejściowy, odbierany z osadzarki podnośnikiem (6), po jego wstępnym odwodnieniu podawany jest na kruszarkę (9), gdzie następuje jego rozdrobnienie na klasę ziarnową o wymiarze poniżej 20(10) mm. Koncentrat z osadzarki wedug wariantu I kierowany jest na przesiewacz (8), na którym – na sicie o otworach 20 mm – wydziela się klasę ziarnową 0–20 mm i wraz z wodą płuczkową skierowuje się do wstępnego odwadniania na nieruchomym sicie OSO (11), a następnie w odwadniarce odśrodkowej wibracyjnej (12). Klasę ziarnową 20–50 mm z przesiewacza (8) kieruje się na kruszarki (10), celem skruszenia jej na ziarno o wymiarze poniżej 20 mm. Produkt odwodniony na odwadniarce (12) i kruszywo z kruszarki (10) łączą się jako produkt wspólny. Taki układ technologiczny jest bardzo często stosowany przy wzbogacaniu węgla koksowego.



Rys. 9.15. Uproszczony schemat technologiczno-maszynowy trójproduktowego wzbogacania w osadzarkach węgla surowego o uziarnieniu 0,5 do 50 mm, z odmulaniem nadawy
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Wody płuczkowe odebrane z sita łukowego (3), z przesiewacza (7), z sita OSO (11) oraz z odwadniarki odśrodkowej (12) odprowadzane są do zagęszczacza (13) w celu wydzielenia mułu grubo uziarnionego oraz podawanego do tego zagęszczacza skruszonego produktu pośredniego z kruszarki (9). Grubo uziarniony materiał z zagęszczacza (13) jest przetłaczany pompą (14) do płuczki cyklonowej wzbogacania wtórnego.

W wariancie II koncentrat z osadzarki (4) jest podawany na sito łukowe (15), na którym odbiera się przeważającą ilość wody płuczkowej, a następnie na przesiewacz sortujący (16). Na przesiewaczu tym otrzymuje się sortyment połączony 20–50 mm, który kieruje się do zbiorników załadowczych oraz sortyment 0,5–20 mm, który ostatecznie odwadnia się w odwadniarce odśrodkowej wibracyjnej (17). Wody płuczkowe, odebrane na tych urządzeniach, kierowane są podobnie jak w wariancie I do zagęszczacza (13).

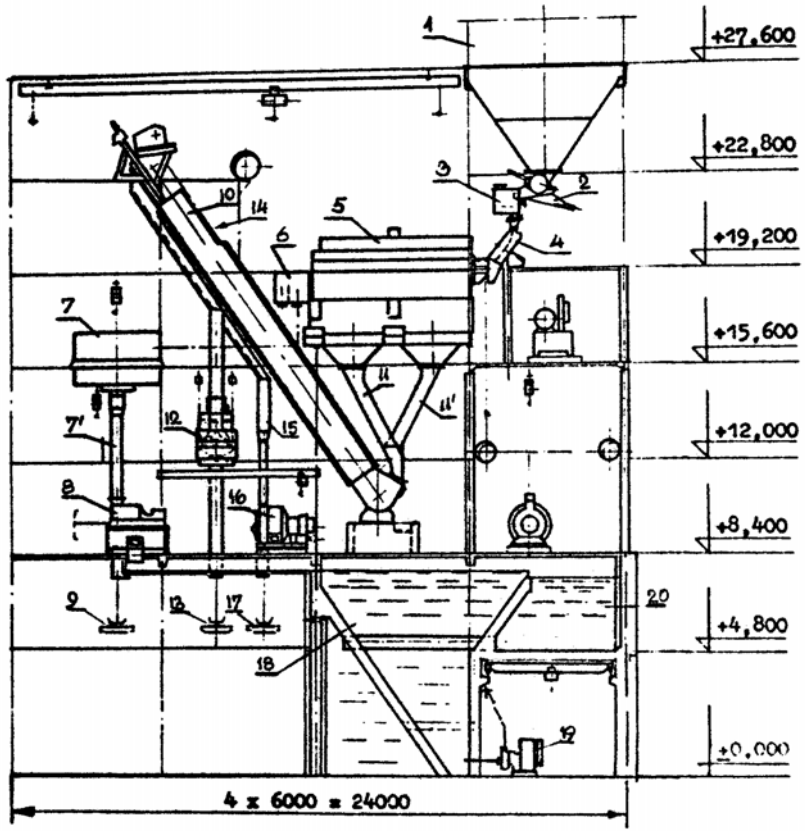
Omówiony powyżej przykład układu technologicznego obejmował wzbogacanie rozszerzonej klasy ziarnowej 0–50 mm, a więc łączne wzbogacanie miału węglowego ze średnią klasa ziarnową o wymiarze 20–50 mm.

W nowoczesnych osadzarkach pulsacyjnych, przeznaczonych do wzbogacania ziarn średnich i grubych, można wzbogacać węgiel surowy w szerokiej klasie ziarnowej o wymiarach granicznych 10–120 mm. W układzie technologiczno-maszynowym wzbogacania takiej klasy ziarnowej pozostanie zraszanie (nawadnianie) węgla surowego przed skierowaniem go do osadzarki, odwadnianie odpadów i produktu pośredniego (przejściowego) na przesiewaczach przeważnie wibracyjnych oraz sortowanie koncentratu na sortymenty handlowe. Podobnie jak w układach wzbogacania surowego miału węglowego, wszystkie wody płuczkowe kierowane są do urządzeń gospodarki wodno-mułowej w celu oczyszczenia wody płuczkowej, zagęszczania i odwodnienia mułu.

Wzbogacanie klasy ziarnowej 0,5–20 mm. Przykład I układu maszyn

Na rysunku 9.16 przedstawiono przykład przestrzennego rozmieszczenia maszyn i urządzeń płuczki osadzarkowej dla wzbogacania klasy ziarnowej 0,5–20 mm z częściowym odmulaniem węgla surowego.

Węgiel surowy o uziarnieniu 0 do 20 mm jest podawany do zbiornika zasilającego (1). Węgiel surowy podaje dozownik wibracyjny (2) do urządzenia (3), do którego doprowadza się równocześnie wodę roboczą celem nawodnienia węgla. Węgiel surowy z odpowiednią ilością wody spływa na sito łukowe (4), na którym następuje odmulenie nadawy. Odmulony węgiel spływa z sita łukowego wprost do osadzarki beztłokowej (5), gdzie następuje jego trójproduktowe wzbogacenie. Koncentrat z osadzarki spływa rynną (6) na sito OSO (7), na którym następuje jego wstępne odwodnienie. Ostateczne odwodnienie koncentratu następuje w odwadniarce odśrodkowej (8) połączonej z sitem OSO zesypem (7'), a odwodniony koncentrat odprowadzany jest przenośnikiem taśmowym (9) do zbiornika załadowczego. Odpady są odbierane z osadzarki podnośnikiem (10) połączonym z osadzarką rurą spustową (11). Podnośnik podaje odpady na przesiewacz odwadniający (12), z którego odwodniony kamień odprowadzany jest przenośnikiem (13) na zwał odpadów. Produkt pośredni, odbierany z osadzarki rurą spustową (11') i podnośnikiem (14) ustawionym równolegle do podnośnika (10) , jest podawany zsuwnią (15) do odwadniarki odśrodkowej (16). Odwodniony produkt pośredni odprowadzany jest do zbiornika załadowczego przenośnikiem (17). Wody płuczkowe odebrane na urządzeniach odwadniających spływają do



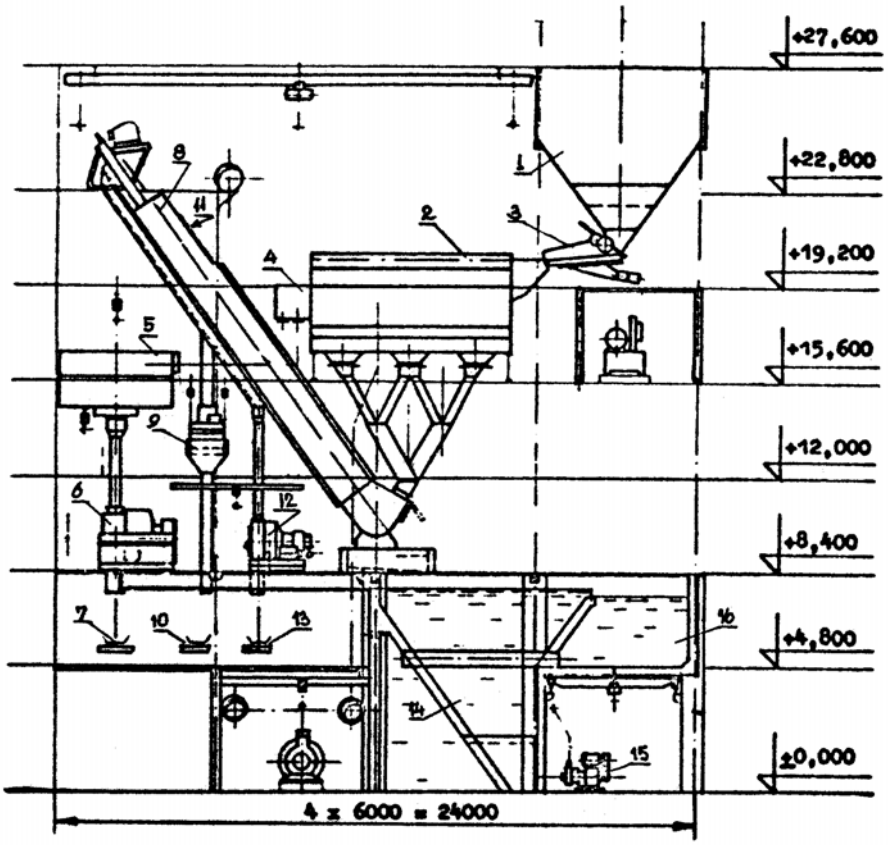
Rys. 9.16. Układ przestrzenny podstawowych maszyn i urządzeń płuczki osadzarkowej dla wzbogacania węgla surowego o uziarnieniu 0,5 do 20 mm z częściowym odmulaniem nadawy
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

wstępnego zagęszczacza (18), z którego muł grubo uziarniony odbierany jest pompą (19) i kierowany na zespół urządzeń odwadniających. Wstępnie oczyszczona woda przepływa z zagęszczacza przez próg przelewowy do rząpia (20), skąd jest przepompowywana do obiegu oczyszczania wody płuczkowej.

Wzbogacanie klasy ziarnowej 0–20 mm. Przykład II układu maszyn

Na rysunku 9.17 przedstawiono przykład rozmieszczenia przestrzennego maszyn i urządzeń w płuczce osadzarkowej zaprojektowanej dla wzbogacania węgla surowego o uziarnieniu 0–20 mm bez odmulania nadawy.

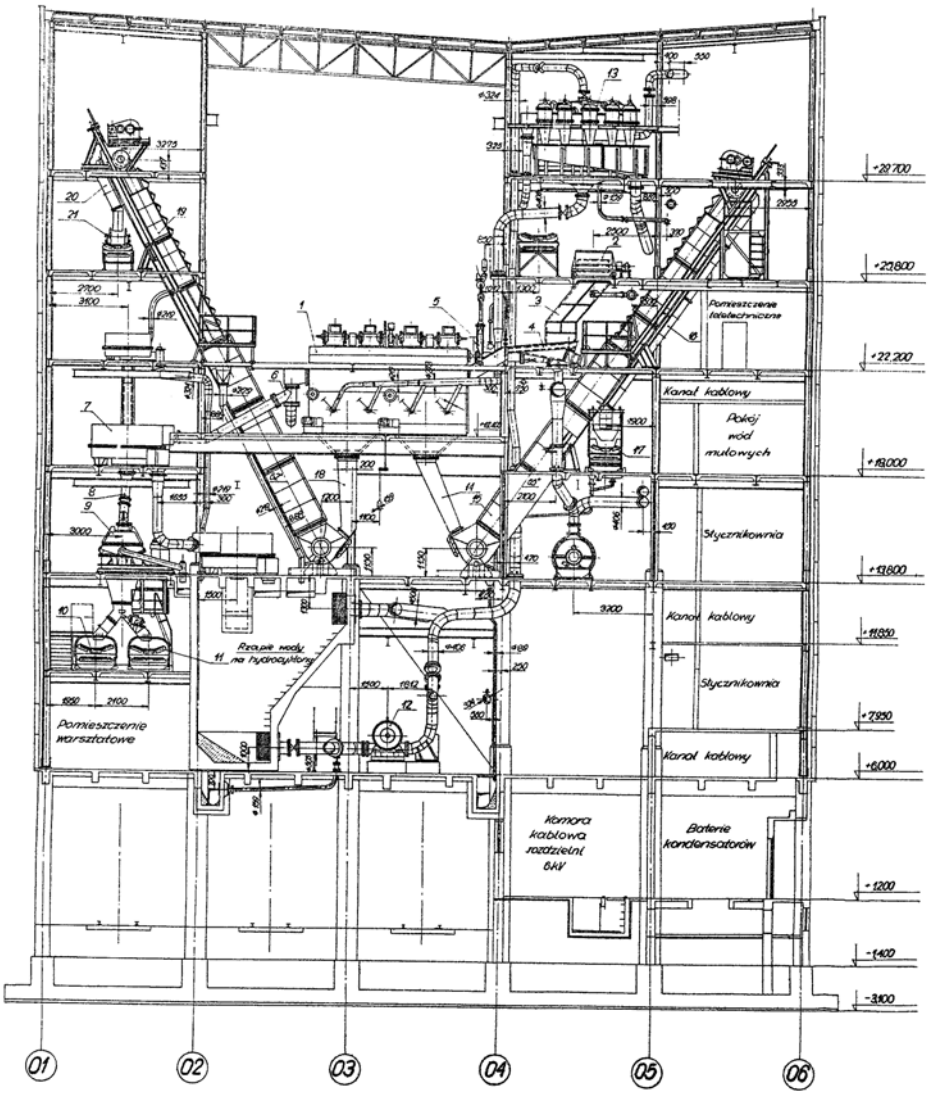
Węgiel surowy ze zbiornika nadawczego (1) jest dozowany do trójproduktowej osadzarki (2) podajnikiem wibracyjnym (3). Koncentrat z osadzarki spływa korytem odbiorczym (4) do nieruchomego sita OSO (5), skąd po wstępnym odwodnieniu podawany jest do odwodnienia ostatecznego do odwadniarki odśrodkowej (6). Przenośnik (7) odprowadza odwodniony koncentrat do zbiorników załadowczych. Odpady odbierane są z osadzarki podnośnikiem (8), który podaje je na przesiewacz odwadniający (9). Odwodnione odpady



Rys. 9.17. Układ przestrzenny podstawowych maszyn i urządzeń płuczki osadzarkowej dla wzbogacania węgla surowego o uziarnieniu 0 do 20 mm bez odmulania nadawy
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

odprowadzane są na zwał odpadów przenośnikiem (10). Produkt pośredni odbiera z osadzarki podnośnik (11) ustawiony równolegle do podnośnika (8) i kieruje go do odwadniarki odśrodkowej (12). Odwodniony produkt pośredni odprowadzany jest przenośnikiem (13) do zbiornika załadowczego. Wody płuczkowe odebrane z urządzeń odwadniających spływają do wstępnego zagęszczenia do zbiornika (14). Osadzony w zbiorniku muł grubo uziarniony odbierany jest pompą (15). Wstępnie oczyszczona woda płuczkowa przepływa przez próg przelewowy do rząpia (16), skąd odprowadzona jest pompami do obiegu ostatecznego oczyszczania wody płuczkowej.

Na rysunku 9.18 przedstawiono wycinek projektu technicznego zakładu przeróbczego obejmującego przekrój przez jeden z czterech zespołów osadzarek miałowych (1) typu ODM-18 o wydajności 300 Mg/h. Wzbogacanie w osadzarkach jest prowadzone trójproduktowo. Nadawę do osadzarki podaje przenośnik (3) i podajnik wibracyjny (4) do koryta nadawczego (5). Wzbogacony miał węglowy podawany jest rynną (6) do nieruchomego sita OSO (7), z którego rurociągiem (8) przechodzi do ostatecznego odwodnienia



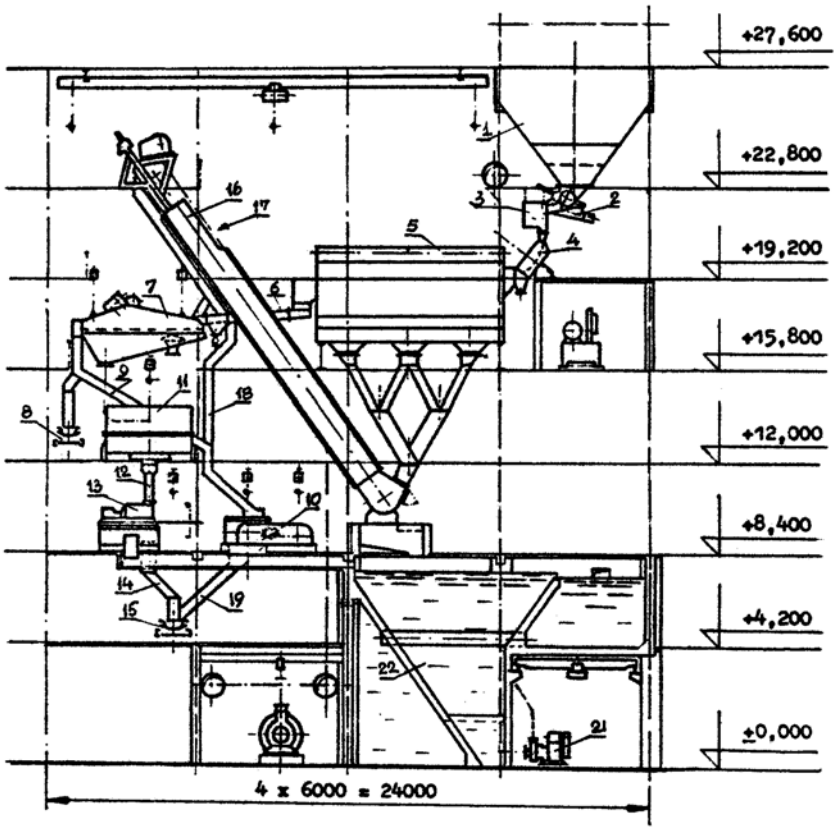
Rys. 9.18. Wycinek projektu technicznego zakładu przeróbczego trójproduktowego wzbogacania węgla w osadzarkach
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

w odwadniarkach odśrodkowych (9) typu NAEL. Odwodniony miał transportowany jest przenośnikami (10) i (11) do zbiorników załadowczych.

Wody płuczkowe czerpane z rząpia pompą (12) tłoczone są do oczyszczania w baterii hydrocyklonów (13). Opady z osadzarki podawane są przewodem (14) do podnośnika (15), z którego są odbierane zsuwnią (16) podającą je na przenośnik taśmowy (17). Produkt pośredni jest odbierany z osadzarki przewodem (18), a następnie podnośnikiem (19) odprowadzany na przenośnik taśmowy (20).

Wzbogacanie klasy ziarnowej 0–50 mm. Przykład III układu maszyn

Na rysunku 9.19 przedstawiono przykład przestrzennego układu maszyn i urządzeń w płuczce osadzarkowej zaprojektowanej dla wzbogacania klasy ziarnowej 0–50 mm po jej uprzednim odmuleniu.



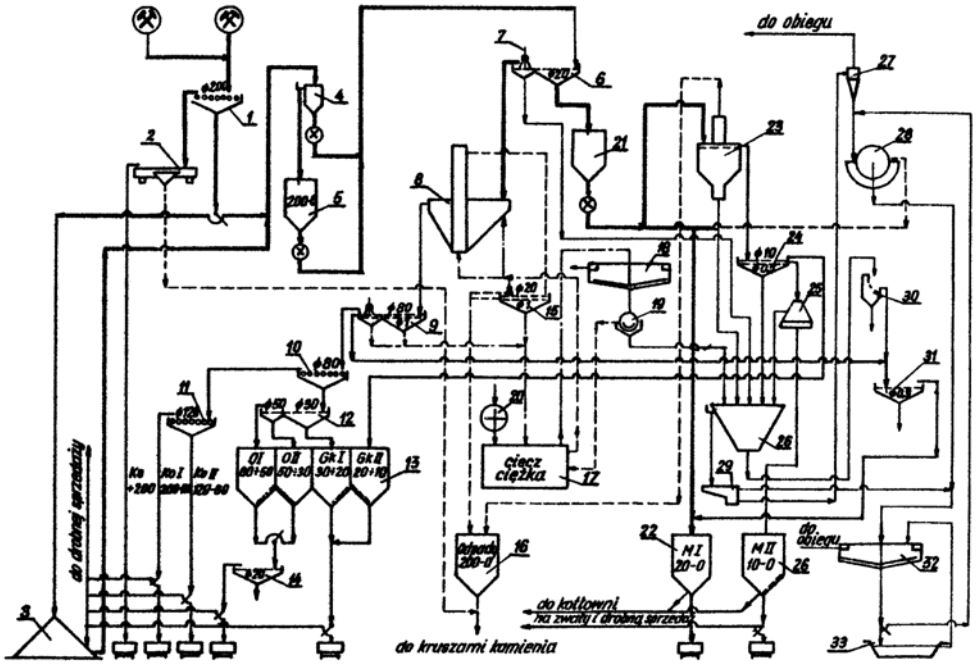
Rys. 9.19. Układ przestrzenny podstawowych maszyn i urządzeń płuczki osadzarkowej dla wzbogacania węgla surowego o uziarnieniu 0,5 do 50 mm z odmulaniem nadawy
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Węgiel surowy ze zbiornika nadawczego (1) podawany jest podajnikiem wibracyjnym (2) do urządzenia nawadniającego (3). Nawodniony węgiel wraz z wodą spływa na łukowe sito odmulające (4), a następnie wprost do osadzarki (5). Koncentrat z osadzarki spływa wraz z wodą płuczkową korytem (6) na przesiewacz (7), na którym następuje rozsortowanie koncentratu na sortyment połączony 20–50 mm i sortyment 0,5–20 mm oraz odwodnienie koncentratu. Klasa ziarnowa 20–50 mm odprowadzana jest przenośnikiem (8) do zbiornika załadowczego lub zsuwnią (9) do kruszarki (10). Klasa ziarnowa 0–20 mm spływa na nieruchome sito OSO (11), skąd po wstępnym odwodnieniu podawana jest zsuwnią (12) na odwadniarkę odśrodkową (13). Odwodniony miał z odwadniarki odśrodkowej podawany

jest zsuwnią (14) na przenośnik (15) odprowadzający węgiel do zbiornika załadowczego. Odpady z osadzarki są odbierane podnośnikiem (16), który podaje je na przesiewacz odwadniający. Produkt pośredni, odbierany z osadzarki podnośnikiem (17), po wstępnym odwodnieniu jest podawany zsuwnią (18) do kruszarki ustawionej równolegle do kruszarki (10). Kruszywo z kruszarki (10) odbiera zsuwnia (19) i podaje je na przenośnik (15). Wody płuczkowe odebrane z urządzeń odwadniających spływają do zagęszczacza (22), do którego jest podawany również uprzednio skruszony produkt pośredni, w którym następuje wydzielenie mułu grubo uziarnionego i skruszonych przerostów. Materiał ten jest przetłaczany pompą (21) do płuczki cyklonowej do wtórnego wzbogacania. Układ ten został zaprojektowany do wzbogacania węgla koksowego.

9.4. UKŁAD TECHNOLOGICZNO-MASZYNOWY ZAKŁADU WZBOGACANIA W CIECZACH CIĘŻKICH I OSADZARKACH

Na rysunku 9.20 przedstawiono przykładowo schemat zakładu przeróbczego dla wzbogacania węgla surowego o uziarnieniu 20–200 mm we wzbogacalnikach typu DISA oraz klasy ziarnowej 0,5–20 mm w osadzarkach. Projektowa wydajność takiego zakładu wynosi 875 Mg/h brutto. Płuczka została zaprojektowana w układzie dwusystemowym.



Rys. 9.20. Schemat technologiczno-maszynowy zakładu przeróbczego wyposażonego we wzbogacalniki zawiesinowe typu Disa i w osadzarki
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

Węgiel surowy z szybów wydobywczych podawany jest do oddziału przygotowania węgla do wzbogacania, gdzie na przesiewaczach rusztowych (1) odsiewana jest klasa ziarnowa o wymiarze powyżej 200 mm. Sortyment ten jest wzbogacany ręcznie na stołach przebierczych (2). Wzbogacony sortyment ładowany jest bezpośrednio do wagonów. Surowy węgiel o uziarnieniu 0–200 mm kierowany jest do zbiornika dozującego (4) lub na skład węgla surowego (5), z którego może być z powrotem przetransportowywany układem przenośników taśmowych do zbiornika dozującego (4). Zbiornik dozujący jest równocześnie zbiornikiem przelewowym, podającym nadmiary węgla surowego do zbiornika (5). Klasa ziarnowa 0–200 mm podawana jest na przesiewacze klasyfikacji wstępnej (6), gdzie odsiewana jest klasa ziarnowa 0–20 mm, natomiast klasa ziarnowa 20–200 mm, po jej odmuleniu natryskami (4), kierowana jest do wzbogacalników (8) typu DISA. Koncentrat jest odwadniany i opłukiwany z zawiesiny na przesiewaczu (9), a następnie kierowany do rozsortowania na sortymenty handlowe na przesiewacze rusztowe (10) i (11) oraz na przesiewacze rezonansowe (12). Sortymenty o uziarnieniu 120–200 i 80–120 mm ładowane są bezpośrednio do wagonów kolejowych, natomiast pozostałe sortymenty lokowane są w zbiornikach załadowczych (13). Sortymenty 0–20 i 20–30 mm ładowane są bezpośrednio do wagonów. Sortymenty 0I i 0II są przed załadunkiem do wagonów kontrolnie przesiewane na przesiewaczach (14) w celu usunięcia z nich podziarna o wymiarze poniżej 20 mm.

Odpady ze wzbogacalnika (8) odwadniane są na przesiewaczu (15), a następnie lokowane w zbiorniku odpadów (16). Ciecz zawiesinowa kierowana jest do zespołu zbiorników cieczy ciężkiej (17), z których ciecz rozcieńczona przetłaczana jest do zagęszczacza cieczy (18) (przez magnetyzator), a magnetyt jest regenerowany na oddzielaczach (19), z których – przez demagnetyzator – wraca do zbiornika cieczy zagęszczonej. Uzupełnienie strat obciążnika otrzymuje się z kruszarki magnetytu (20).

Klasa ziarnowa 0–20 mm z przesiewaczy (6) jest kierowana do zbiornika dozującego (21), z którego – w razie potrzeby – może być skierowana jako miał surowy do zbiornika załadowczego (22) lub do wzbogacania w osadzarkach pulsacyjnych (23). Koncentrat jest odwadniany i sortowany na przesiewaczach (24). Sortyment o uziarnieniu 10–20 mm jest transportowany do zbiorników załadowczych (13), natomiast sortyment 0–10 mm, po jego odwodnieniu w odwadniarkach odśrodkowych (25) jest lokowany w zbiornikach załadowczych (26). Odpady z osadzarki transportowane są do zbiornika odpadów (16).

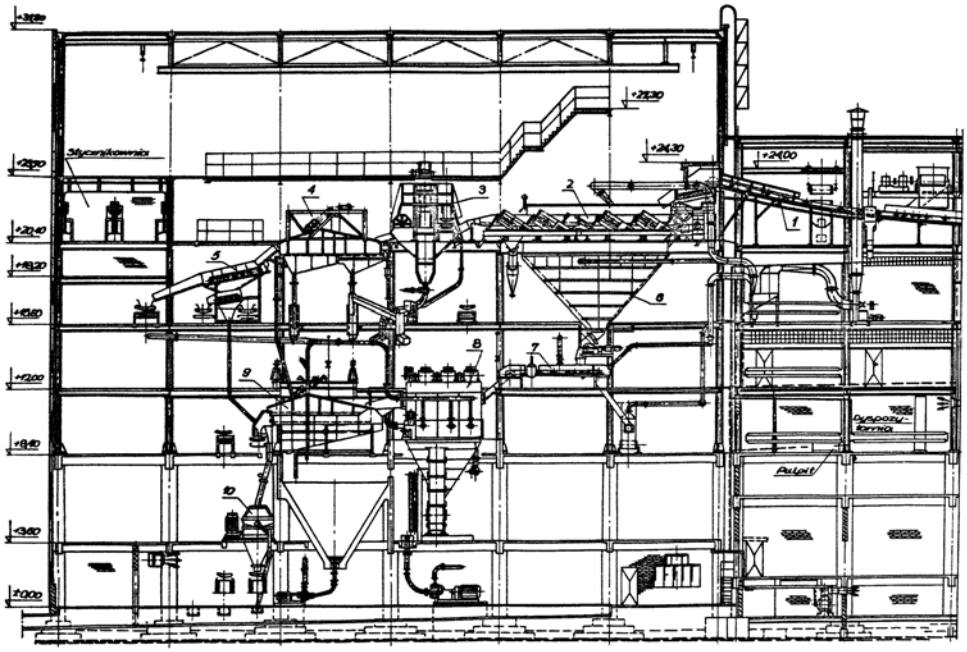
Wody płuczkowe z przesiewaczy (7), z regeneracji obciążnika (19), z odwadniania odpadów, z przesiewaczy (24) i odwadniarek (25) spływają do wstępnego zagęszczacza (26), w którym następuje wydzielenie mułów grubo uziarnionych. Muły te przetłaczane są na sita łukowe (30), w których następuje ich wstępne odwodnienie. Ostatecznie są one odwadniane na przesiewaczach (31) i kierowane do zbiornika załadowczego miałowego (22).

Przelew z zagęszczacza (26) spływa do rząpia pompowego (29), skąd jest przetłaczany do baterii hydrocyklonów (27), w których następuje zagęszczenie mułów zawartych w wodzie płuczkowej i oczyszczenie wody płuczkowej, która wraca do obiegu roboczego. Zagęszczone muły w hydrocyklonach odwadniane są na filtrach próżniowych (28). Odwodnione muły dozowane są z filtrów do zbiornika załadowczego miału węglowego (22).

Z rząpia pompowego (29) woda może być również tłoczona na zagęszczacz promieniowy celem oczyszczenia wody roboczej. Oczyszczony przelew wraca do obiegu roboczego. Muły zagęszczone w zagęszczaczu (32) mogą być zrzucone do stawów terenowych (33) lub

kierowane do odwodnienia na filtry próżniowe (28) w przypadku, gdy zawierają małą ilość popiołu i mogą być zmieszane ze wzbogaconym miałem.

Na rysunku 9.21 przedstawiono przekrój przez zasadniczą część płuczki opisanego powyżej zakładu przeróbczego. Na rysunku oznaczono główne maszyny i urządzenia: (1) – główny przenośnik podający klasę ziarnową 0–200 mm z oddziału przygotowania węgla



Rys. 9.21. Przekrój przez część płuczki wzbogacania węgla w cieczach ciężkich i osadzarkach
Źródło: S. Blaschke, W. Blaschke [22]

surowego, (2) – przesiewacz rezonansowy klasyfikacji wstępnej (0–200 mm), (3) – wzbogacalnik dwuproduktowy typu DISA, (4) – przesiewacz wibracyjny odwadniania i opłukiwania koncentratu, (5) – przesiewacz rusztowy, (6) – zbiornik nadawczy klasy ziarnowej 0–20 mm, (7) – przenośnik taśmowy zasilający osadzarkę beztłokową, (8) – osadzarka miałowa, (9) – przesiewacz odwadniająco-sortujący koncentrat o uziarnieniu 0–20 mm, (10) – odwadniarka odśrodkowa dla odwadniania miału 0–10 mm.

LITERATURA

[1] AKOPOW M.G., 1967 – Osnowy obogaszczenija uglej w gidrocikłonach. Wyd. Niedra, Moskwa.
[2] BAKELS P.S., 1958 – The Effect of the Ash Content of Coal on the Prime Cost of Coks and Pig Iron, and the Effect of the Moisture Content of Coal on the Prime Cost of Coke. III Międzynarodowy Kongres Przeróbki Węgla, ref. A-4. Bruksela–Liege.
[3] BAŃKOWSKI J., GREGORCZYK J., WILK J., 1996 – Organizacyjno-techniczne działania BSW SA dla dostosowania węgla do wymogów rynku i utrzymania jego konkurencyjności. Prace naukowe GIG seria Konferencje nr 12, Katowice.
[4] BARSKI L.A., KOZIN W.E., 1978 – Sistemnyj analiz w obogaszczeniju poleznych iskopajemych. Niedra, Moskwa.
[5] BARSKI L.A., PŁAKSIN J.N., 1967 – Kryterii optimizacji razdielitielnych processow. Izd. Nauka, Moskwa.
[6] BARTOCHA J., PYKA A., ROLNIK E., 1996 – Kierunki poprawy jakości węgla w kopalniach RSW. Prace naukowe GIG seria Konferencje nr 12, Katowice.
[7] BATTAGLIA A., 1948 – Graficzne metody analizowania i porównania pracy płuczek. Przegląd Górniczy nr 3, Katowice.
[8] BATTAGLIA A., 1968 – Maszyny do przeróbki mechanicznej kopalin. Cz. II. Urządzenia hydromechaniczne, PWN, Warszawa–Kraków.
[9] BEDNARZ J., CHMURA A., KORZUCH E., NOWAK Z., 1989 – Związki między charakterystyką węgla w pokładzie a bilansem produktów zakładu przeróbczego. Mat. Sem. nt. Stan i rozwój grawitacyjnego wzbogacania węgli koksowych – technologia – ekonomia – praktyka, Wyd. GIG–PEW Południe–SITG, Katowice–Kaczyce.
[10] BIEŃKO W., 2004 – Lubelski Węgiel „Bogdanka" S.A. – technologia zakładu przeróbki mechanicznej węgla. Inżynieria Mineralna z. 2 (13), s. 45–49, Wyd. Polskie Towarzystwo Przeróbki Kopalin, Kraków.
[11] BLAS E., PETER G., LEMKE K., 1958 – The valuation of low-grade fuels and economic preparation on smalls as boiler fuels. III Międzynarodowy Kongres Przeróbki Węgla, Bruksela––Liege.
[12] BLASCHKE J., 1987 – Procesy technologiczne w przeróbce kopalin użytecznych. Skrypt AGH nr 1058, Kraków.
[13] BLASCHKE S., 1951 – Przeróbka mechaniczna węgla i rud. Wyd. Państwow. Zakł. Wyd. Szkolnych, Warszawa.
[14] BLASCHKE S., 1954/1955 – Technologia i technika przeróbki mechanicznej kopalin użytecznych tom I–II. Wyd. Górniczo-Hutnicze, Katowice.
[15] BLASCHKE S., 1960 – Przeróbka mechaniczna węgla. Wyd. Górniczo-Hutnicze, Katowice.
[16] BLASCHKE S., 1962 – Przeróbka mechaniczna węgla. Wyd. II. Wyd. Śląsk, Katowice.
[17] BLASCHKE S., 1964 – Przeróbka mechaniczna węgla. Wyd. III. Wyd. Śląsk, Katowice.
[18] BLASCHKE S., 1965 – Zakłady przeróbki mechanicznej węgla. W pracy zbiorowej: Zasady projektowania kopalń cz. VII. Projektowanie powierzchni kopalń węgla, Wyd. Śląsk, Katowice.

[19] BLASCHKE S., 1972 – Przeróbka mechaniczna kopalin. Wyd. Śląsk, Katowice.
[20] BLASCHKE S., 1975 – Metoda kompleksowej oceny przydatności energetycznej węgli zasiarczonych. Zeszyty Naukowe AGH nr 473, Górnictwo z. 66, Kraków.
[21] BLASCHKE S., 1981 – Przeróbka mechaniczna kopalin. Część I. Wyd. Śląsk, Katowice.
[22] BLASCHKE S., BLASCHKE W., 1979 – Technika wzbogacania węgla. Część II. Skrypt AGH nr 736, Kraków.
[23] BLASCHKE S., BLASCHKE W., 1986 – Technika wzbogacania węgla. Wyd. II. Skrypt AGH nr 1048, Kraków.
[24] BLASCHKE S., BLASCHKE W., 1987 – Technika wzbogacania węgla. Wyd. III. Skrypt AGH nr 1112, Kraków.
[25] BLASCHKE S., BLASCHKE Z., BLASCHKE W., BLASCHKE J., BLASCHKE S.A., 2006 – Mała Encyklopedia Inżynierii Mineralnej. Inżynieria Mineralna z. S4 (17), s. 3–163, Wyd. PTPK, Kraków.
[26] BLASCHKE W., 1964 – Metody określania optymalnego ciężaru właściwego rozdziału i wychodu produktów wzbogacania węgla energetycznego. Inf. Tech. Ekon. JMZPW z. 3, Mysłowice.
[27] BLASCHKE W., 1964 – Określanie optymalnych parametrów jakościowych wzbogacania węgli energetycznych. Inf. Tech. Ekon. JMZPW z. 5, Mysłowice.
[28] BLASCHKE W., 1970 – Krzywe charakterystyki cieplnej węgla energetycznego. Biul. Zag. Przer. Mech. Węgla, SEPARATOR nr 3, Katowice.
[29] BLASCHKE W., 1973 – Wystąpienie w związku z referatem P.N. Iwanowa i M.N. Jampolskiego [106]. VI Międzynarodowy Kongres Przeróbki Węgla, Paryż.
[30] BLASCHKE W., 1977 – Nomogramy do wyznaczenia rzeczywistych parametrów jakościowych wzbogacania węgla. Zeszyty naukowe AGH nr 551, Kraków.
[31] BLASCHKE W., 1977 – Przewidywanie rezultatów wzbogacania węgla. Zeszyty naukowe AGH nr 551, Kraków.
[32] BLASCHKE W., 1979 – Określanie parametrów jakościowych koncentratów węglowych możliwych do osiągnięcia w warunkach przemysłowych. Prace Komisji Górniczo-Geodezyjnej PAN, Górnictwo 19, Ossolineum, Kraków.
[33] BLASCHKE W., 1981 – Metoda prognozowania ekonomicznych efektów grawitacyjnego wzbogacania węgli koksowych. Zeszyty naukowe AGH nr 106, Kraków.
[34] BLASCHKE W., 1985 – Efektywność wzbogacania węgli kamiennych. Gosp. Sur. Min. nr 1, Kwartalnik PAN, s. 161–187. Kraków.
[35] BLASCHKE W., 1991 – Technologie czystego węgla. Przygotowanie czystego węgla do spalania. Mat. Symp. nt. Kierunki modernizacji górnictwa, z. IV, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[36] BLASCHKE W., 1992 – Technologie czystego węgla. Energetyka nr 2, Warszawa.
[37] BLASCHKE W., 1994 – Calorific Value Curves for Steam Coal. Gosp. Sur. Min. nr 2, s. 263–274. Kraków.
[38] BLASCHKE W., 1999 – Technika wzbogacania grawitacyjnego. Wzbogacanie strumieniowe. Wyd. Śląsk, Katowice.
[39] Blaschke W., 2001 – Zadania zakładów przeróbki węgla w warunkach gospodarki rynkowej. Przegląd Górniczy nr 10, s. 41–47, Wyd. SITG, Katowice.
[40] BLASCHKE W., 2008 – Technologie Czystego Węgla rozpoczynają się od jego wzbogacania. Mat. Konf.: Czysta energia – Czyste środowisko, Małopolsko-Podkarpacki Klaster Czystej Energii, Kraków.

[41] BLASCHKE W., 2008 – Technologie Czystego Węgla rozpoczynają się od jego wzbogacania. Polityka Energetyczna z. 2, s. 7–13, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
[42] BLASCHKE W., 2008 – Technologie Czystego Węgla w Polsce cz. 1 i cz. 2. Nowy Kurier. Polish-Canadian Independent Courier, No. 15 i No. 16, Toronto.
[43] BLASCHKE W., 2009 – Oczyszczanie węgla przed spalaniem pierwszym etapem Technologii Czystego Węgla. Szkoła Eksploatacji Podziemnej. Sympozja i Konferencje nr 74, s. 31–39, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
[44] BLASCHKE W., BLASCHKE S., 1999 – Technika wzbogacania grawitacyjnego. Wzbogacalniki strumieniowe. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
[45] BLASCHKE W., BLASCHKE S., 2001 – Technika wzbogacania grawitacyjnego. Stoły koncentracyjne. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
[46] BLASCHKE W., BLASCHKE Z., BLASCHKE S.A., 1991 – Wpływ parametrów jakościowych węgla energetycznego na efektywność jego użytkowania. Przegląd Górniczy nr 8, s. 1–6, Katowice.
[47] BLASCHKE W., GAWLIK L., 2006 – Current Situation and Development Prospects of Coal Preparation in Poland. CPSA Journal. The Magazine by the Preparation Society of America Vol. 5, No. 2.
[48] BLASCHKE W., GAWLIK L., LORENZ U., MOKRZYCKI E., 2000 – Environment Protection in the Program of Polish Coal Mining Industry Reform. Sbornik referatu 10 Mezinarodni Konference Hornicka Ostrava nt. Utlum, likvidace, historie a tradice uhelneho hornictvi. Ostrawa, Czechy.
[49] BLASCHKE W., GAWLIK L., NORAS L., 1996 – Coal Mining in Poland in the Aspect of Present and Environmental Regulation. Proceedings of the Fourth International Conference on Environmental Issues and Waste Management in Energy and Mineral Production – SWEMP'96, Cagliari, Italy.
[50] BLASCHKE W., LORENZ U., GRUDZIŃSKI Z., 1995 – Przeróbka mechaniczna węgla a ekologia. Wiadomości Górnicze nr 5, Katowice.
[51] BLASCHKE W., MOKRZYCKI E., BLASCHKE S.A., GRUDZIŃSKI Z., LORENZ U., 1993 – Clean Coal Technology in Poland – Problem of Pre-combustion Coal Benefication. Proceedings 5th International Energy Conference – Energex'93, Vol. IV, Wyd. Korea Institute of Energy Research, Seoul, Korea.
[52] BLASCHKE W., MOKRZYCKI E., PUDŁO W., 1980 – Analiza wpływu zmian zawartości popiołu na cenę i koszt mieszanek koksowniczych. Archiwum Górnictwa t. 27, z. 3, Kraków.
[53] BLASCHKE W., NYCZ R., 2001 – Clean Coal Preparation Barriers in Poland. Proceedings International Workshop on Clean Coal Use – a Reliable Option for Sustainable energy, Vol. 1, Wyd. GIG, Szczyrk.
[54] BLASCHKE W., NYCZ R., 2003 – Problemy produkcji czystych energetycznych węgli kamiennych. Zesz. Nauk. Pol. Koszalińskiej, Inżynieria Środowiska nr 21, Koszalin.
[55] BLASCHKE W., NYCZ R., 2003 – Clean Coal Preparation Barriers in Poland. Proceedings 9th International Energy Conference – Energex 2002. Applied Energy Vol. 74, No. 3–4, Elsevier.
[56] BLASCHKE W., NYCZ R., 2007 – Przeróbka mechaniczna pierwszym etapem technologii czystego węgla. Inżynieria Mineralna z. 1(19), s. 29–36, Wyd. PTPK, Kraków.
[57] BLASCHKE W., TUMIDAJSKI T., 1972 – Aproksymacja krzywych wzbogacalności koncentratu węgla energetycznego przy pomocy rozkładu Weibulla. Zeszyty Naukowe AGH nr 318, Kraków.

[58] BLASCHKE W., TUMIDAJSKI T., 1994 – Approximation of Steam Coal Concentrate Washability Curves Using Weibull's Distribution. Gosp. Sur. Min. nr 2, s. 285–290, Kraków.
[59] BLASCHKE Z., 1982 – The Method of Determining the Optimum of Power Coal Dressing with a View to the Amount of Energy Obtainable from It. Itern. Coal. Prep. Congress, New Delhi.
[60] BLASCHKE Z., 1983 – Sposób określenia optymalnej głębokości wzbogacania węgla energetycznego ze względu na możliwą do uzyskania z niego ilość energii. Budownictwo Węglowe, Proj. Probl. z. 6, Katowice.
[61] BLASCHKE Z., 2000 – Coal preparation in Poland: Present practice and perspectives. Proceedings of the American – Polish mining symposium: Mining in the New Millenium Challenges and Opportunities, s. 231–236, Wyd. Balkema, Rotterdam.
[62] BLASCHKE Z., 2000 – Ocena skuteczności wzbogacania i odsiarczania mułów węglowych we wzbogacalnikach zwojowych. Inżynieria Mineralna z. 2, s. 33–36, Wyd. PTPK, Kraków.
[63] BLASCHKE Z., 2001 – Wzbogacanie węgla kamiennego w Polsce. Inżynieria Mineralna z. 1 (3), s. 3–9, Wyd. PTPK, Kraków.
[64] BLASCHKE Z., BLASCHKE W., 2003 – Ocena celowości wzbogacania węgla na potrzeby energetyki w samodzielnych zakładach przeróbczych. Studia, Rozprawy, Monografie nr 116, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
[65] BLASCHKE Z., BROŻEK M., MOKRZYCKI E., OCIEPA Z., TUMIDAJSKI T., 1981 – Górnictwo. Cz. V. Zarys technologii procesów przeróbczych, Skrypt AGH nr 768, Kraków.
[66] BLASCHKE Z., BROŻEK M., MOKRZYCKI E., OCIEPA Z., TUMIDAJSKI T., 1983 – Zarys technologii procesów przeróbczych. Wyd. II. Skrypt AGH nr 931, Kraków.
[67] BLASCHKE Z., GAWLIK L., 1993 – Optimal Quality of Coal Concentrates for Power Industry. Proceedings Intern. Symp. Energex '93, Korea, Seul.
[68] BŁAGOW J.S., KOTKINA A.M., SAMYLINA N.A., 1974 – Sprawocznik po obogaszczeniju uglej. Wyd. Niedra, Moskwa.
[69] BŁASZCZYŃSKI S., 2002 – Wybrane technologie wzbogacania grawitacyjnego materiałów bardzo drobno uziarnionych. Inżynieria Mineralna z. S1 (7), s. 118–132, Wyd. PTPK, Kraków.
[70] BOLEWSKI A., 1991 – W sprawie surowców mineralnych. Instytut Geologii i Surowców Mineralnych Akademii Górniczo-Hutniczej, Wyd. AGH, Kraków.
[71] BOLEWSKI A., GRUSZCZYK H., 1980 – Geologia Gospodarcza. Skrypt AGH nr 738, Kraków.
[72] BOLEWSKI A., GRUSZCZYK H., 1989 – Geologia Gospodarcza. Wyd. Geologiczne, Warszawa.
[73] BRATCZENKO E.F. (red.) i in., 1979 – Oborudowanije dla obogaszczenija uglia. Niedra, Moskwa.
[74] BRILLJANTOW W.W., GURIEWICZ R.I., 1966 – Obogaszczenije uglia w pieszczanoj suspenzii. Niedra, Moskwa.
[75] BUDRYK W., 1947 – Przeróbka mechaniczna użytecznych ciał kopalnych. Spółdz. Wyd. Prac. Techn. Szkół Akademickich, Akademia Górnicza, Kraków.
[76] BUDRYK W., 1949 – Wyniki działania płuczek i wialni w świetle teorii. Przegląd Górniczy nr 9 i 10, Katowice, Wybór pism W. Budryka Tom II. 1977, PWN, Kraków.
[77] BUDRYK W., STĘPIŃSKI W., 1954 – Teoria przeróbki mechanicznej kopalin. PWN, Kraków.
[78] BURT R.O., MILLS Ch., 1984 – Gravity Concentration Technology. Elsevier Amsterdam. Wyd. w j. rosyjskim. Niedra (1990).
[79] CHWAN W.I., 1956 – Otsadka uglia w wodnoj sriedie. Ugletiechizdat, Moskwa.

[80] CIERPISZ S., 2003 – Statyczne i dynamiczne modele symulacyjne procesów wzbogacania węgla. Inżynieria Mineralna z. 1 (9) s. 1–13, Wyd. PTPK, Kraków.
[81] CIERPISZ S., 2005 – Parametry jakości węgla – pomiary i sterowanie. Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice.
[82] CIPEROWICZ M.W., KURBATOW W.P., CHWOROW W.W., 1974 – Obogaszczenije uglej w tiażełych suspenzijach. Wyd. Niedra, Moskwa.
[83] CZECZOTT H., 1930–1935 – Przeróbka mechaniczna użytecznych ciał kopalnych. Nakładem Komitetu Wydawniczego Dzieł Śp. Prof. Henryka Czeczotta, Kraków.
[84] DIETRYCH J., 1953 – Osadzarki. Wyd. Państwowe Wydawnictwo Techniczne, Katowice.
[85] DINTER O., 1966 – Základy úpravy uhlí a rud. Wyd. SNTL/SVTL, Praga.
[86] DROGOŃ W., JĘDO A., 1975 – Rozwój i optymalizacja krajowych rozwiązań układów wzbogacania węgla w osadzarkach. Mat. Międzynar. Symp. nt. Projektowanie, budowa i eksploatacja zakładów przeróbki mechanicznej węgla, Wyd. GBSiP ZPMW Separator, Katowice.
[87] DRZYMAŁA J., 2001 – Generowanie krzywych wzbogacania stosowanych do charakteryzowania procesów separacji. Inżynieria Mineralna z. 2 (4), s. 35–40, Wyd. PTPK, Kraków.
[88] DRZYMAŁA J., 2001 – Podstawy mineralurgii. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław.
[89] DRZYMAŁA J., 2002 – Tworzenie i kategoryzacja parametrów separacji. Inżynieria Mineralna z. 1 (5), s. 11–19, Wyd. PTPK, Kraków.
[90] DRZYMAŁA J., 2005 – Struktura procesów separacji i sposoby analizy wyników separacji. Inżynieria Mineralna nr 2 (15), s. 3–11, Wyd. PTPK, Kraków.
[91] DZIWOK M., GRZESIK M., 2004 – Zakład wzbogacania odpadów poflotacyjnych Spółki „POLHO". Inżynieria Mineralna nr 2 (13), s. 56–59, Wyd. PTPK, Kraków.
[92] FEČKO P., VALEŠ J., HLAVATÁ M., ČABLÍK V., GONDEK H., 2006 – Coal preparation in Czech Republic. Gosp. Sur. Min. t. 22, z. 4, s. 13–19, Kraków
[93] FOMIENKO T.G., BUTOWIECKIJ W.S., POGARCEWA E.M., 1976 – Technolołogia obogaszczenija uglej. Wyd. Niedra, Moskwa.
[94] GABZDYL W., HANAK B., PROBIERZ K., 1994 – Zmienność jakości węgla kamiennego w pokładach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego. Mat. VIII Konf. z cyklu: Zagadnienia surowców energetycznych w gospodarce krajowej, pt. Wpływ jakości węgla na jego racjonalne użytkowanie i ochronę środowiska, Zakopane, 12–14 października 1994, Sympozja i Konferencje nr 15, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków, ss. 7–24.
[95] GAWLIŃSKI A., 2004 – Technologia wzbogacania węgla w zakładzie przeróbczym KWK „BUDRYK". Inżynieria Mineralna z. 2 (13), s. 50–55, Wyd. PTPK, Kraków.
[96] GOFFART J., STIENON J., 1958 – Preparation of Coal in Relation to its Utilization in Coke Ovens. III Międzynarodowy Kongres Przeróbki Węgla, ref. A-5, Bruksela–Liege.
[97] GRIFFITHS W.H., 1958 – The preparation of Coal for Carbonization. III Międzynarodowy Kongres Przeróbki Węgla, ref. A-6, Bruksela–Liege.
[98] HEIDENREICH H., 1954 – Die Erfolgsrechnung im Aufbereitungsbetrieb. Essen.
[99] HEIDENREICH H., 1962 – Ocenka promyszlennych rezultatow obogaszczenija poleznych iskopajemych. Gosgortiechizdat, Moskwa.
[100] HELFRICHT R., PUDŁO W., 1965 – Korelacja rozkładów ziarn mineralnych występujących w procesach przeróbczych z rozkładami Gaussa i Pearsona. Mat. Konf.: Problemy naukowe w przeróbce mechanicznej kopalin, s. 31–42, AGH, Wyd. SITG, Katowice.

[101] HERNICZEK B., KOŻUSZNIK K., 1960 – Niektóre rozwiązania francuskiego przemysłu węglowego w dziedzinie wzbogacania węgla w cieczach ciężkich. Przegląd Górniczy nr 11, s. 571, Katowice.
[102] HERNICZEK B., KOŻUSZNIK K., WINIEWSKI J., 1959 – Krajowy wzbogacalnik zawiesionowy Wzbodisz. Przegląd Górniczy nr 1–2, s. 64–69, Katowice.
[103] HORSFALL D.W., 1992 – Coal Preparation and USAGE, Coal Processing for Management. Coal Publications (Pty) Ltd. Johannesburg.
[104] HYCNAR J.J., 2006 – Czynniki wpływające na właściwości fizykochemiczne i użytkowe stałych produktów spalania paliw w paleniskach fluidalnych. Wyd. Górnicze, Katowice.
[105] HYCNAR J.J., MOKRZYCKI E., BLASCHKE W. i in., 1995 – Technologie czystego węgla – odsiarczanie i demineralizacja za pomocą silnych zasad. Studia, Rozprawy, Monografie nr 40, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[106] IWANOW P.N., JAMPOLSKI M.N., 1973 – Ekonomiko–matematiczeskaja model tiechnołogiczeskoj schemy ugleobogatitielnoj fabriki. Referat 18, VI Międzynarodowy Kongres Przeróbki Węgla, Paryż.
[107] JAMPOLSKI M.N., CHESIN A.M., 1969 – Zawisimost wychoda wspływszego produkta ot jego zolnosti. Ugol Ukrainy, nr 1.
[108] JEVREMOWIĆ Č., 1984 – Priprema mineralnih sirovina. Univerzitet u Tuzli. Wyd. SNP Novi Sad.
[109] JOFA M.B., ZARUBIN L.C., CHAJDAKIN W.J., 1978 – Obogaszczenije miełkogo ugla w tiażełosrednych gidrociklonach. Wyd. Niedra, Moskwa.
[110] KARBOWNIK A., FARMAS Z., TAŻBIREK L., 1995 – Produkcja i jakość węgla dla elektroenergetyki zawodowej. Mat. Ogólnokrajowej Konf: Górnictwo – Energetyka, marzec 1995, Bielsko-Biała.
[111] KARCZ A., 1991 – Czynniki kształtujące wartość użytkową węgla i cenę węgli kamiennych przeznaczonych do produkcji koksu. Przegląd Górniczy nr 2, Katowice.
[112] KARCZ A., 1994 – Wpływ parametrów jakościowych węgla na rozwiązania technologiczne i koszty wytwarzania koksu. Mat. Konf.: Zagadnienia surowców energetycznych i energii w gospodarce krajowej, Sympozja i konferencje nr 15, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[113] KARCZ A., 1995 – Koncepcja powiązania parametrów jakościowych i cen węgla koksowego z punktu widzenia producentów koksu. Mat. Konf. Węgiel koksowy – hutnictwo i koksownictwo, listopad 1995, Ustroń Zawodzie.
[114] KARCZ A., 1995 – Koncepcja powiązania parametrów jakościowych węgla koksowego z punktu widzenia producentów koksu. Mat. Konf.: Węgiel koksowy – koks – surówka wielkopiecowa. Gosp. Sur. Min. z. 2, Kraków.
[115] KARCZ A., BLASCHKE W., KAPAŁA T., 1975 – Zastosowanie węgli o zróżnicowanej zawartości popiołu jako kierunek racjonalnego wykorzystania bazy surowcowej koksownictwa. Koks – Smoła, Gaz nr 9, Katowice.
[116] KAROLCZUK H., 1978 – Racjonalna gospodarka węglem energetycznym. WNT, Warszawa.
[117] Katalog produkcji węgla kamiennego w Polsce. Wyd. Państwowa Agencja Restrukturyzacji Górnictwa Węgla kamiennego S.A., Katowice.
[118] KLICH P., 1948 – Podstawy do opracowania schematów przeróbczych przy projektowaniu mokrych płuczek osadowych. Przegląd Górniczy nr 8, Katowice.
[119] KLICH P., 1964 – Osadzarkowe płuczki węgla. Wyd. Śląsk, Katowice.

[120] KOLIN K., NOWAK Z., ZIELEŹNY A., 1989 – Charakterystyka surowca a wybór schematu wzbogacania. Mat. Symp. nt. Stan i rozwój grawitacyjnego wzbogacania węgli koksowych – technologia – ekonomia – praktyka, Wyd. GIG – PEW Południe, SITG, Katowice–Kaczyce.
[121] KONARSKI B., KRYSICKI W., 1973 – Nomografia i graficzne metody obliczeniowe. Wyd. WNT, Warszawa.
[122] KOTKIN A.M., JAMPOLSKI M.N., GIERASZCZENKO K.D., 1982 – Ocenka obogatimosti ugla i effektiwnosti processow obogaszczenija. Niedra, Moskwa.
[123] KOWALCZYK J., STRZELEC G., 2004 – Jastrzębska Spółka Węglowa S.A. – jakość produkcji i technologia wzbogacania węgla. Inżynieria Mineralna z. 2(13), s. 28–44, Wyd. PTPK, Kraków.
[124] KOZAK J., CAGAŚ Z., 1965 – Hodnoceni upravitelnosti a zpusobu upravy nerostnych surovin. SNTL/SVTL, Praha.
[125] KOZINA A., SCHENK J., 1959 – Úprava uhli. Wyd. SNTL, Praga.
[126] KOZUB J., 1966 – Wzbogacanie węgla w płuczkach piaskowych. Wyd. Śląsk, Katowice.
[127] KRUKOWIECKI W., 1970 – Przeróbka mechaniczna rud, węgla, soli i innych kopalin. PWN, Warszawa–Kraków.
[128] KRUKOWIECKI W., 1971 – Metody określenia wzbogacalności węgla kamiennego. Przegląd Górniczy nr 5, Katowice.
[129] KRUPA J., DAŃKO J., 1994 – Wpływ jakości spalanego węgla na poziom kosztów wytwarzania energii elektrycznej i cieplnej. Mat. VIII Konf. z cyklu: Zagadnienia surowców energetycznych w gospodarce krajowej, pt. Wpływ jakości węgla na jego racjonalne użytkowanie i ochronę środowiska. Zakopane, 12–14 października 1994, Sympozja i Konferencje nr 15, s. 141–155, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[130] KRUPA M., PRONOBIS M., 1996 – Analiza wpływu własności węgla na pracę kotła. Mat. X Konf. z cyklu: Zagadnienia surowców energetycznych w gospodarce krajowej, pt. Problemy popytowo-podażowe na krajowym rynku energii i paliw stałych, Zakopane, 15–18 października 1996, Sympozja i Konferencje nr 28, s. 159–169, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[131] KUCHARZYK P., 2004 – Polsko-Węgierska Spółka Akcyjna „Haldex" – technologia zakładów przeróbki mechanicznej odpadów pogórniczych. Inżynieria Mineralna z. 2 (13), s. 60–64, Wyd. PTPK, Kraków.
[132] KUKURBA M., ORZECHOWSKI J., STEINHAUSEL J., WOJCIECHOWSKI K., 1975 – Rozwój wzbogacania węgla w cieczach zawiesinowych w polskich zakładach przeróbczych. Mat. Międz. Symp. nt. Projektowanie, budowa i eksploatacja zakładów przeróbki mechanicznej węgla, Wyd. GBSiP ZPMW Separator, Katowice.
[133] KURCZABIŃSKI L., 1996 – System zapewnienia jakości w zakładach przeróbki mechanicznej węgla jako gwarancja zaspokojenia wymagań odbiorców. Prace naukowe GIG seria Konferencje nr 12, Katowice.
[134] KURCZABIŃSKI L., 1996 – Wymagania odbiorców co do ilości i jakości użytkowych węgli energetycznych. Mat. Konf.: Poprawa jakości węgla w programie dostosowania górnictwa węglowego do warunków gospodarki rynkowe, Prace GIG nr 12, Katowice.
[135] KURCZABIŃSKI L., ŁÓJ R., 2004 – Przeróbka mechaniczna węgla w kopalniach Katowickiego Holdingu S.A. Inżynieria Mineralna z. 2 (13), s. 20–27, Wyd. PTPK, Kraków.
[136] LASKOWSKI J., LUPA Z., 1970 – Krzywe wzbogacalności Della. Prace Naukowe Instytutu Górnictwa Politechniki Wrocławskiej nr 3, Wrocław.

[137] LASKOWSKI J., ŁUSZCZKIEWICZ A., MALEWSKI J., 1977 – Przeróbka kopalin. Skrypt Pol. Wrocławskiej, Wrocław.
[138] LASKOWSKI T., 1958 – Wzbogacanie kopalin w cieczach ciężkich. Wyd. Górniczo-Hutnicze, Katowice.
[139] LASKOWSKI T., BŁASZCZYŃSKI S., ŚLUSAREK M., 1979 – Wzbogacanie kopalin w cieczach ciężkich. Wyd. Śląsk, Katowice.
[140] LEMKE K., 1958 – Determining the Optimum Ash Content of Blast – Furnace Coke and the Optimum Moisture of Coking Coal. III Międzynynarodowy Kongres Przeróbki Węgla, ref. A-2, Bruksela–Liege.
[141] LEONARD J.W. III (editor), 1991 – Coal Preparation. Wyd. V. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, INC., Littleton, Colorado.
[142] LĘCZNAR F., 1953 – Maszyny do przeróbki mechanicznej minerałów. cz. III. Separatory, AGH, Państwowe Wyd. Naukowe, Kraków.
[143] LIGĘZA J., 1995 – W kierunku rynku węgla. Wpływ jakości węgla na parametry elektrowni. Mat. IX Konf. z cyklu: Zagadnienia surowców energetycznych w gospodarce krajowej, pt. Modernizacja elektrowni i elektrociepłowni a budowa zakładów przeróbki miałów węgla energetycznego, Zakopane, 9–11 październik 1995, Sympozja i Konferencje nr 17, s. 151–160, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[144] LIGĘZA J., 1996 – Techniczno-ekonomiczne oraz ekologiczne uwarunkowania doboru optymalnej jakości węgla dla elektrowni ze względu na koszty wytwarzania energii elektrycznej. Prace GIG seria Konferencje nr 12, Katowice.
[145] LIGNY I., HAUMONT H., 1958 – Coal preparation in relation to its utilisation in electrical power station. III Międzynarodowy Kongres Przeróbki Węgla, Bruksela–Liege.
[146] LOISON R., 1958 – The Demands Imposed by Coking Tech niques on the Mechanical Preparation of Coal. III Międzynarodowy Kongres Przeróbki Węgla, ref. A-1, Bruksela––Liege.
[147] LORENZ U., 1994 – Analiza wpływu parametrów jakościowych węgla na składniki kosztów zmiennych wytwarzania energii elektrycznej dla wybranych elektrowni na węglu kamiennym. Mat. VIII Konf. z cyklu: Zagadnienia surowców energetycznych w gospodarce krajowej, pt. Wpływ jakości węgla na jego racjonalne użytkowanie i ochronę środowiska, Zakopane, 12–14 października 1994, Sympozja i Konferencje nr 15, s. 181–187, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[148] LORENZ U., 1994 – Spalanie niskiej jakości miałów węgla energetycznego – konsekwencje dla wybranych elektrowni i ochrony środowiska. Mat. XXVI Konf. Nauk.-Tech.: Przeróbka Kopalin, Ustroń, 7–9 września 1994, Sympozja i Konferencje Nr 13, s. 237–250, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[149] LORENZ U., 1999 – Metoda oceny wartości węgla kamiennego energetycznego uwzględniającego skutki jego spalania dla środowiska przyrodniczego. Studia, Rozprawy, Monografie nr 64, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
[150] LUTYŃSKI A., OSOBA M., 2007 – Wpływ charakterystyki pulsacji wody w wodnych osadzarkach pulsacyjnych na proces pozyskiwania wybranych produktów mineralnych. Prace naukowe CMG Komag, Gliwice.
[151] MAJKA-MYRCHA B., FOLTA H., 1996 – Jakość węgla energetycznego i jego podaż w eksploatowanych pokładach kopalń węgla kamiennego. Mat. X Konf. z cyklu: Zagadnienia surowców energetycznych w gospodarce krajowej, pt. Problemy popytowo-podażowe na kra-

jowym rynku energii i paliw stałych, Zakopane, 15–18 października 1996, Sympozja i Konferencje nr 28, s. 311–328, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[152] MAYER F.W., 1951 – Krzywe średniej wartości (krzywe M). Część I, tłum. Blaschke St. Przegląd Górniczy nr 11, Katowice.
[153] MAYER F.W., 1952 – Przemysłowe badania przeróbcze krzywymi M. Część II, tłum. Blaschke St., Przegląd Górniczy nr 3, Katowice.
[154] MAYER F.W., 1952 – Przemysłowe badania przeróbcze krzywymi M. Część III, tłum. Blaschke St., Przegląd Górniczy nr 4, Katowice.
[155] MIELECKI T., 1972 – Wiadomości o badaniu i własnościach węgla. Wyd. Śląsk, Katowice.
[156] MITCHEL D.R. (editor), 1950 – Coal Preparation. Wyd. AIME, New York. Wyd. w j. rosyjskim Ugletechizdat (1956).
[157] MOKRZYCKI E. (red.), BLASCHKE W., BLASCHKE S.A., GAWLIK L., GRUDZIŃSKI, KAPINOS J., LORENZ U., OLKUSKI T., OZGA U., RŻANY J., 1994 – Technologie czystego węgla na etapie przeróbki i przygotowania węgla do procesu użytkowania. Studia i Rozprawy, nr 35, Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[158] MOKRZYCKI E., 1977 – Określenie optymalnych ekonomicznie zawartości popiołu w koncentratach węglowych tworzących mieszankę do produkcji koksu wielkopiecowego. Pr. Dokt. AGH, Kraków.
[159] MOKRZYCKI E., 1978 – Analiza kryteriów i metod określania optymalnych parametrów wzbogacania węgla koksowego. Mat. XII Krak. Konf.: Przeróbki Kopalin, s. 261–269, Kraków.
[160] MOKRZYCKI E., LORENZ U., 1995 – Węgiel kamienny dla energetyki zawodowej – prognozowana jakość a wymagania ekologiczne użytkownika. Mat. IX Konf. z cyklu: Zagadnienia surowców energetycznych w gospodarce krajowej, pt. Modernizacja elektrowni i elektrociepłowni a budowa zakładów przeróbki miałów węgla energetycznego, Zakopane, 9–11 października 1995, Sympozja i Konferencje nr 17, s. 143–150, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[161] MOKRZYCKI E., LORENZ U., GRUDZIŃSKI Z.,1996 – Present and forecast quality of coal for power industry – problems of emmissions reduction in Poland. Proc. of the 6th International Energy Conference, Energex '96, s. 553–556, 3–7 June 1996, Beijing, China.
[162] MOKRZYCKI E., TUMIDAJSKI T., OLKUSKI T., 2003 – Wpływ wzbogacania węgla na procesy spalania w elektrowniach. Inżynieria Mineralna z. S3 (10), s. 194–199, Wyd. PTPK, Kraków.
[163] MUSZŁOWIN L.B., 1963 – Opriedelenije i ocenka riezultatow obogaszczenija na ugleobogatitielnych maszinach. Gosgortiechizdat, Moskwa.
[164] MUZYLIEW G.A., 1954 – Obogaszczenije uglia w mineralnych suspenzijach. Ugletiechizdat, Moskwa.
[165] NAWROCKI J., 1965 – Matematyczna i przybliżona metoda obliczeń krzywych płukania. Biuletyn Zag. Przer. Mech. Węgla SEPARATOR nr 1 i 2, Katowice.
[166] NAWROCKI J., 1972 – Budowa i eksploatacja osadzarek. Skrypt Pol. Śl. nr 408, Gliwice.
[167] NAWROCKI J., 1975 – Skuteczność przesiewania i grawitacyjnego wzbogacania. Skrypt Pol. Śl. nr 516, Gliwice.
[168] NAWROCKI J., 1976 – Analityczno-graficzne metody oceny pracy wzbogacalników grawitacyjnych. Wyd. Śląsk, Katowice.

[169] NAWROCKI J., ŚWIERKOT-KOPAŁA A., 1992 – Wzbogacalniki z cieczą zawiesinową oraz metody oceny ich pracy. Skrypt Pol. Śl. nr 1620, Gliwice.
[170] NEY R., 1988 – Problemy naukowe w gospodarce surowcami mineralnymi. Gosp. Sur. Min. t. 4, z. 4, Wyd. PWN, Kraków.
[171] NONAT L., 1958 – La preparation du charbon on relation avec son utilisation dans les Centrales. III Międzynarodowy Kongres Przeróbki Węgla, Bruksela–Liege.
[172] NOTES TECHNIQUES CHERCHAR. Paryż. 1948 nr 3 – Etude experimentale du lavage des fines au bac, 1948 nr 6 – Répresentation d'une séparation effectuée sur un charbon, 1948 nr 11 – Etude du fouctionnement du cyclone épurateur, 1949 nr 3 – Etudes effectuées dans lavoir de bassins, 1949 nr 4 – Représentation practique des résultats d'une épuration de charbon, 1949 nr 11 – Lavage par centrifugation en milieu dense – Essai semi-industriel a Göttelborn (Sarre), 1950 nr 5 – Possibilité théoretique de lavage, 1951 nr 14 – Influence de la courbe de lavabilité sur la fonctiomement d'un bac á piston, 1952 nr 1 – Application de la théorie des possibilités de lavage á l'etude de la valorisation du charbon, 1953 nr 3 – Machine á calculer les possibilités de lavage.
[173] NOWAK Z., DROGOŃ W., 1972 – Układ wzbogacania węgla ze wzbogacalnikami DISA. Biulet. Separator nr 1, Katowice.
[174] NOVÁČEK J., 1997 – Vývoj technologie a techniky úpravy uhli v okr od r. 1970, VŠB–TU, Ostava.
[175] NOVÁČEK J., 2000 – Technologie úpravy uhli I i II. VŠB–TU, Ostrava.
[176] NYCZ R., 2000 – Aktualny stan przeróbki węgla kamiennego w Polsce. Inżynieria Mineralna z. 2, s. 3–29, Wyd. PTPK, Kraków.
[177] NYCZ R., MAJKA-MYRCHA B., 2003 – Stan obecny i perspektywy wzbogacania węgla kamiennego w Polsce. Inżynieria Mineralna z. S3 (10), s. 3–9, Wyd. PTPK, Kraków.
[178] NYCZ R., ZIELEŹNY A., 2004 – Kompania Węglowa S.A. – technologia wzbogacania węgla i jakość produkcji. Inżynieria Mineralna z. 2 (13), s. 2–19, Wyd. PTPK, Kraków.
[179] OLAS A., BANZ A., 1996 – Kierunki poprawy jakości węgla w kopalniach GSW S.A. z uwzględnieniem efektywności zakresu wzbogacania oraz opłacalności inwestycji. Prace naukowe GIG seria Konferencje nr 12, Katowice.
[180] OLCZAKOWSKI W., MOTYKA I., 1959 – Wpływ popiołu na wartość gospodarczą węgla energetycznego. Biuletyn GIG nr 3, Katowice.
[181] OMAROW M.T., 1970 – Ekonomiczeski optymalnyj wychod koncentrata pri obogaszczenii ugla. Ugol nr 2.
[182] OZGA-BLASCHKE U., 2001 – Parytet importowy węgla koksowego. Studia, Rozprawy, Monografie nr 100, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
[183] OZGA-BLASCHKE U., 2003 – Metoda powiązania parametrów jakościowych węgla koksowego z jego wartością użytkową. Studia, Rozprawy, Monografie nr 119, Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
[184] OZGA-BLASCHKE E. (red.), LORENZ U., BLASCHKE S., OLKUSKI T., 2008 – Struktura krajowej produkcji koksu na tle trendów w gospodarce światowej. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
[185] PACHAŁOK J.F. (red.) i in., 1960 – Obogaszczenije i brikietirowanije uglej. Gornoje Dieło Enciklopediczeskij Sprawocznik t. 11. Wyd. Gorgortiechizdat, Moskwa.
[186] PAWŁASZEK G., DROGOŃ W., SŁOCIŃSKI J., 1996 – Stan istniejący oraz koncepcje wzbogacania węgla w NSW S.A. Prace naukowe GIG seria Konferencje nr 12, Katowice.

[187] PAWŁOWICZ W.I., FOMIENKO T.G., POGARCEWA E.M., 1966 – Opriedielenije pokazatielej obogaszczenija uglej. Niedra, Moskwa.
[188] PŁAKSIN I.N., (red.), 1959 – Atlas tiechnołogiczeskogo oborudowanija obogatitielnych fabrik. Gorgotiechizdat, Moskwa.
[189] POZNAŃSKI C., 2004 – Wzbogacanie węgla w zakładach przeróbczych należących do Południowego Koncernu Węglowego. Inżynieria Mineralna z. 2 (13), s. 65–74, Wyd. PTPK, Kraków.
[190] Praca zbiorowa, 1960 – Poradnik Górnika tom IV. Wyd. Górniczo-Hutnicze, Katowice; 1976 – Poradnik Górnika tom V. Wyd. Śląsk, Katowice.
[191] PREJGERZON G.I., 1969 – Obogaszczenije uglja. Izd. Niedra, Moskwa.
[192]PREOBRAŻENSKIJ P.I., 1950 – Obogaszczenije uglej dla koksowanija. Mietałłurgizdat, Charków–Moskwa.
[193] PROBIERZ K. (red.), GABZDYL W., MARCISZ M., WASILCZYK A., LEWANDOWSKA M., KOMOREK J., 2003 – Monitoring jakości węgla kamiennego od złoża poprzez procesy eksploatacji i przeróbki do produktu handlowego. Wyd. Politechniki Śląskiej, Gliwice.
[194] PROCENKO J.A., 1954 – Grawitacjonnyje metody obogaszczenija uglia. Wyd. Ugletiechizdat, Moskwa.
[195] PUDŁO W., 1957 – Zależność między zawartością metalu w koncentracie a średnią zawartością metalu w odpadach. Rudy i Metale Nieżelazne nr 1.
[196] RADEK O., 1962 – Kontrola a automatizace řizeni technologických postupů úpraven uhli. SNTL, Praga.
[197] RAZUMOW K.A., 1970 – Projektirowanije obogatitielnych fabrik. Niedra, Moskwa.
[198] REGULSKI R., SZYGUŁA A., MIELECKI J., PILSZEK Z., 1996 – Kierunki poprawy jakości węgla w kopalniach KHW S.A. z uwzględnieniem prognoz jakości węgla surowego, efektywności i zakresu wzbogacania w aspekcie potrzeb rynku. Prace naukowe GIG seria Konferencje nr 12, Katowice.
[199] REISER S., 1975 – Dotychczasowy dorobek i kierunki rozwojowe w projektowaniu zakładów wzbogacania węgla kamiennego w Polsce. Międzynar. Symp. Projekt, Budowa i Eksploat. Zakł. Przer. Mech. Węgla, Wyd. GBSiPZPMW Separator, Katowice.
[200] RÓG L., 2009 – Możliwości wykorzystania zespołów krzywych wzbogacalności do oceny właściwości fizykochemicznych koncentratów węgli kamiennych. Przegląd Górniczy nr 7–8, s. 96–109, Wyd. SITG, Katowice.
[201] SABLIK J., 1991 – Technologia czystego węgla – amerykański program przeciwdziałania skażeniu powietrza w wyniku utylizacji węgla w energetyce. Przegląd Górniczy nr 5, Katowice.
[202] SAMYLIN N.A., ZOŁOTKO A.A., POCZINOK W.W., 1976 – Otsadka. Wyd. Niedra, Moskwa.
[203] SCHUBERT H., 1967 – Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe. Tom II. Wyd. VEB Deutcher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig.
[204] SLETTEN J.D., 1994 – Wzbogacanie węgla w celu dostosowania go do polskich standardów ochrony środowiska i poprawy gospodarki elektrowni. Gosp. Sur. Min. t. 10, z. 4, s. 629–636, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[205] SMAGÓRA L., 2008 – Zastosowanie arkuszy kalkulacyjnych Excel do oceny wzbogacania węgli oraz dokładności pracy grawitacyjnych urządzeń wzbogacających. Praca dyplomowa (promotor dr inż. Jan Szpyrka), Wydział Górnictwa i Geologii Politechniki Śląskiej, Gliwice.
[206] SOBOTA J., 1994 – Wpływ jakości węgla kamiennego na cieplne parametry pracy oraz zużycie elementów kotłów energetycznych. Mat. VIII Konf. z cyklu: Zagadnienia surowców energetycznych w gospodarce krajowej, pt. Wpływ jakości węgla na jego racjonalne użytko-

wanie i ochronę środowiska, Zakopane, 12–14 października 1994, Sympozja i Konferencje nr 15, s. 96–109, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[207] SOBOTA J., 1995 – Wpływ jakości węgla kamiennego na pracę kotłów energetycznych. Mat. II Symp. i Wystawy nt. Nowoczesne techniki wytwarzania energii elektrycznej oraz cieplnej w skojarzeniu, 10–12 maja 1995, Bielsko-Biała, s. 93–105.
[208] SOBOTA J., 1996 – Czynniki wpływające na sprawność kotłów energetycznych przy zmianie jakości spalanego węgla kamiennego. Mat. X Konf.i z cyklu: Zagadnienia surowców energetycznych w gospodarce krajowej, pt. Problemy popytowo-podażowe na krajowym rynku energii i paliw stałych, Zakopane, 15–18 października 1996, Sympozja i Konferencje nr 23, s. 149–158, Wyd. Centrum PPGSMiE PAN, Kraków.
[209] SOKOŁOW W.G., 1962 – Kriwyje obogatimosti uglej. Gosgortiechizdat, Moskwa.
[210] ŠPALDON F., 1954 – Ùprava uhlia a rúd v tažkých tekutinách. SNTL, Bratislava.
[211] ŠPALDON F., 1986 – Ùprava nerostnỳch surovin. ALFA. Bratislava, SNTL, Praha.
[212] ŠPETL F., 1956 – Ùprava uhli. SNTL, Praga.
[213] STEFAŃSKI M. – Opłacalność wzbogacania wstępnego rud. Praca doktorska.
[214] STEFAŃSKI M., 1963 – Archiwum Górnictwa z. 3, Kraków.
[215] STEFAŃSKI M., 1965 – Archiwum Górnictwa z. 2, Kraków.
[216] STĘPIŃSKI W., 1958 – Zyskowność przeróbki mechanicznej węgla energetycznego. Archiwum Górnictwa z. 4, Kraków.
[217] STĘPIŃSKI W., 1961 – Ekonomika procesów wzbogacania rud i węgli. WGH, Katowice.
[218] STĘPIŃSKI W., 1964 – Wzbogacanie grawitacyjne. PWN, Warszawa.
[219] STĘPIŃSKI W., 1969 – Ekonomiczna ocena wzbogacania węgla. Maszynopis.
[220] SZAMAŁEK K., 2007 – Podstawy geologii gospodarczej i gospodarki surowcami mineralnymi. Wyd. Naukowe PWN, Warszawa.
[221] SZTABA K., BLASCHKE Z., 1996 – O podstawowych uwarunkowaniach podnoszenia jakości koncentratów węglowych. Prace naukowe GIG seria Konferencje nr 12, Katowice.
[222] SZTABA K. (red.), MĄCZKA W., ŁUSZCZKIEWICZ A., TUMIDAJSKI T., SARAMAK D., TRYBALSKI K., WIENIEWSKI A., FOSZCZ D., 2003 – Identyfikacja i ocena wybranych właściwości surowców mineralnych oraz procesów ich przeróbki. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
[223] SZOZIN W.N., ŁOPATIN A.G., 1980 – Grawitacjonnyje metody obogaszczenija. Niedra, Moskwa.
[224] ŚREDNIAWA J., 1951 – Rzutowe schematy maszynowe. Przegląd Górniczy nr 4, Katowice.
[225] TAGGART A.F., 1950 – Handbook of Mineral Dressing Ores and Industrial Minerals. Wyd. 4, John Wiley &Sons Inc., Nowy York.
[226] TICHONOW O.N., 1973 – Wwiedienije w dinamiku massopierienosa processow obogatitielnoj tiechnołogii. Wyd. Niedra, Leningrad.
[227] TUMIDAJSKI T., 1986 – Graficzne metody analizy rozkładów własności materiałów uziarnionych. Mat. Dydakt. IPiWSM AGH, Wyd. AGH, Kraków.
[228] TUMIDAJSKI T., 1993 – Zastosowanie metod statystycznych w analizie procesów przeróbki surowców mineralnych. Śląskie Wyd. Techniczne, Katowice.
[229] TUMIDAJSKI T., BLASCHKE W., 1971 – Metoda wyznaczania parametrów równania krzywej wzbogacalności. Przegląd Górniczy nr 2, s. 78–81, Katowice.
[230] Tumidajski T. (red.), KALINOWSKI K., TRYBALSKI K., FOSZCZ D., GAWENDA T., KUNYSZ J., MĄCZKA W., SARAMAK D., NIEDOBA T., 2004 – Modelowanie matematyczne układów technologicznych przeróbki surowców mineralnych. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.

[231] TURYN B., WOJTASZEK Z., 1968 – Stosowanie węgli niskojakościowych czy ich wzbogacanie dla wielkich elektrowni. Ref. na Międzynarodowy Kongres Energetyczny, Moskwa.
[232] VAN DER GRINTEN F.L.H., 1958 – The value of low-grade coal fired in a colliery power station and its influence on coal washing. Part A. III Międzynarodowy Kongres Przeróbki Węgla, Bruksela–Liege.
[233] Van OS W.E., MEERMAN P.G., 1958 – Value and preparation of low-grade coal for power generation. III Międzynarodowy Kongres Przeróbki Węgla, Bruksela–Liege.
[234] VIDLÁŘ J., HODEK O., 1984 – Základy úpravy užitkových surovin. T. I. Fakulta Honicko-geologická. VŠB, Ostrava.
[235] VISSAC G.A., 1942 – A New Graphic Presentation of Coal – cleaning Charakteristics. Trans. Am. Inst. Min. and Metallurgical Engis. T. 149, s. 146.
[236] WEISS N.L. (editor), 1985 – SME Mineral Processing Handbook. Society of Mining Engineers, New York.
[237] WIERCHOWSKIJ I.M., 1949 – Osnowy projektirowanija i ocenki processow obogaszczenija poleznych iskopajemych. Ugletiechizdat, Moskwa.
[238] ZIEMLJAKOW B.A., 1978 – Projektirowanije charakteristik obogatimosti uglej. Niedra, Moskwa.

IGSMiE PAN – Wydawnictwo, Kraków 2009

Nakład 200 egz. Objętość ark. wyd. 21,85; ark. druk. 14,75 (× 8)
Druk i oprawa: Drukarnia „ROMA-POL” Stefan Pałka, Kraków, ul. Rydlówka 5