

Metoda określania kryteriów przemysłowości zasobów złóż kopalin z warunków ekonomicznych

Herbert Wirth¹, Konrad Wanielista², Jan Kudelko³



H. Wirth

K. Wanielista

J. Kudelko

Method of defining the extraction criteria basing on economic conditions.
Prz. Geol., 60: 341–346.

Abstract. The extraction criteria are defined while preparing the project of deposit management (prefeasibility study), which is an obligatory part of the motion for deposit extraction concession. The extraction criteria have a descriptive or parametrical form, and geological & mining or technical & quality nature from generic point of view. Many parametric criteria may be determined basing on economic conditions, which are arbitrary assumed by investors. The methodology of their determination includes the cut-off grades, average values for the mining fields and averages for the mining areas. Such classification allows to determine the boundaries of mineral reserves and makes the deposit mining rational with regard of efficiency and utilization.

Keywords: mining investments, project of deposit management, extraction criteria

Kryteria przemysłowości lub inaczej „kryteria złoża przemysłowego są to wymagania stawiane złożu lub jego części, w tym graniczne wartości parametrów złoża, przy których jego eksploatacja jest technicznie możliwa i ekonomicznie uzasadniona w warunkach konkretnego projektu zagospodarowania złoża, przy spełnieniu wymagań ochrony środowiska i bezpieczeństwa pracy; ustalone są na podstawie założeń techniczno-ekonomicznych eksploatacji, przeróbki i użytkowania kopaliny oraz rachunku ekonomicznego uwzględniającego możliwe zmiany cen surowca i kosztów eksploatacji” (Nieć, 2010).

Kryteria przemysłowości są ustalane na etapie składania przez przedsiębiorcę wniosku o koncesję na wydobywanie kopaliny, którego integralną część stanowi projekt zagospodarowania złoża wykonany na podstawie dokumentacji geologicznej („Prawo geologiczne...”, 1994).

Kryteria przemysłowości są ściśle powiązane z klasyfikacją zasobów określoną w „Rozporządzeniu Ministra Środowiska z dnia 27 czerwca 2005 r.” i „Wytycznych dokumentowania...” (1992). Wyróżnia się:

1) zasoby przemysłowe, będące częścią zasobów bilansowych złoża, a w szczególnie uzasadnionych przypadkach również zasobami pozabilansowymi złoża lub wydzielonej jego części przewidzianej do zagospodarowania, które mogą być przedmiotem eksploatacji uzasadnionej technicznie i ekonomicznie przy uwzględnieniu wymagań określonych w przepisach prawa, w tym dotyczących wymagań ochrony środowiska;

2) zasoby nieprzemysłowe, będące częścią zasobów bilansowych złoża niezaliczoną do zasobów przemysłowych w obszarze przewidzianym do zagospodarowania, których eksploatacja może stać się uzasadniona w wyniku zmian technicznych, ekonomicznych lub zmian w przepisach prawa, w tym dotyczących wymagań ochrony środowiska;

3) straty w zasobach przemysłowych i nieprzemysłowych, będące ich częścią przewidzianą do pozostawienia

w złożu, której na skutek zamierzonego sposobu eksploatacji nie da się wyeksploatować w przewidywalnej przyszłości w sposób uzasadniony technicznie i ekonomicznie;

4) zasoby operatywne dla złóż kopaliny stałych, stanowiące zasoby przemysłowe pomniejszone o przewidywane straty.

Udostępnienie i wydobywanie zasobów złoża należy zaprojektować w sposób umożliwiający zagospodarowanie w przyszłości części złoża nieobjętej zagospodarowaniem oraz zagospodarowanie zasobów złóż występujących w jego sąsiedztwie.

Opracowując kryteria przemysłowości, należy mieć na uwadze, że zazwyczaj są one rodzaju opisowego i parametrycznego w zakresie geologiczno-górnicznej i technologiczno-jakościowej charakterystyki złoża i zasobów jego kopaliny. Dobierając kryteria, należy brać pod uwagę wytyczne dotyczące projektu zagospodarowania złoża obejmujące (Rozporządzenie..., 2005):

1) informacje o położeniu i granicach udokumentowanego złoża wraz z charakterystyką uwarunkowań geograficznych, prawnych i ochrony środowiska wpływających na ograniczenie możliwości eksploatacji złoża lub jego części i na lokalizację obiektów zakładu górniczego, określenie lokalizacji obiektów zakładu górniczego ograniczających możliwość eksploatacji;

2) określenie granic projektowanego obszaru i terenu górniczego, uzasadnienie granic zamierzonej eksploatacji, projektowane granice filarów ochronnych wraz z określeniem warunków ich ewentualnej eksploatacji, przedstawienie sposobu i miejsca składowania nadkładu;

3) przedstawienie miejsca i sposobu udostępnienia złoża, proponowanych systemów eksploatacji kopaliny głównej i kopaliny towarzyszących z uwzględnieniem warunków geologiczno-górnicznych, w szczególności hydrogeologicznych i geologiczno-inżynierskich wraz z określeniem

¹KGHM Polska Miedź S.A., ul. Marii Skłodowskiej-Curie 48, 59-301 Lubin.

²Instytut Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią Polskiej Akademii Nauk, ul. Wybickiego 7, 31-261 Kraków.

³KGHM CUPRUM sp. z o.o. Centrum Badawczo-Rozwojowe, ul. gen. Władysława Sikorskiego 2-8, 53-659 Wrocław; jkudelko@cuprum.wroc.pl.

spodziewanych dopływów wody, sposobów odwadniania i jakości odpompowywanej wody;

4) przedstawienie zagrożeń mogących wpłynąć na bezpieczeństwo eksploatacji i ochronę zasobów oraz przedstawienie sposobów przeciwdziałania tym zagrożeniom, z uwzględnieniem – w zależności od potrzeb – warunków gazowych i geotermalnych;

5) przedstawienie przewidywanej wielkości wydobycia kopaliny, zamierzonego sposobu wykorzystania kopaliny głównej i kopaliny towarzyszących oraz proponowanej lub zastosowanej technologii ich przeróbki;

6) przedstawienie stanu środowiska oraz sposobu jego ochrony przed ujemnymi, bezpośrednimi i pośrednimi, skutkami eksploatacji i przeróbki kopaliny, sposobu postępowania z odpadami powstałymi w związku z wydobywaniem kopaliny, przedstawienie sposobu ochrony wód podziemnych i powierzchniowych, sposobu korzystania z wód kopalnianych, a w szczególności postępowania z wodami nienadającymi się do wykorzystania i wodami skażonymi;

7) określenie warunków wtlaczania wód do górotworu, jeżeli w związku z wydobywaniem kopaliny ze złoża projektuje się wtlaczanie do górotworu wód pochodzących z odwodnienia zakładu górniczego, wód złożowych lub wykorzystanych solanek, wód leczniczych oraz termalnych;

8) określenie kryteriów klasyfikacji zasobów do przemysłowych lub nieprzemysłowych na podstawie istniejących uwarunkowań technicznych i ekonomicznych, określenie sposobu ustalania wielkości zasobów przemysłowych i nieprzemysłowych wraz ze wskazaniem zakresu możliwych ich zmian;

9) określenie rodzaju i wielkości przewidywanych strat w zasobach przemysłowych, wskaźnika wykorzystania zasobów przemysłowych złoża wraz z uzasadnieniem oraz dla złóż kopaliny stałych wielkości zasobów operacyjnych;

10) określenie szczegółowych zasad, sposobu i zakresu ochrony zasobów nieprzemysłowych;

11) określenie przewidywanego sposobu likwidacji zakładu górniczego, ochrony zasobów pozostawionych w złożu po zakończeniu eksploatacji oraz przewidywanego sposobu rekultywacji gruntów i zagospodarowania terenów po działalności górniczej;

12) charakterystykę warunków ekonomicznych prowadzenia eksploatacji i wykorzystania złoża, a w przypadku, gdy czynniki te decydują o klasyfikacji zasobów do przemysłowych i nieprzemysłowych – przedstawienie szczegółowej analizy ekonomicznej.

W artykule przedstawiono metodę obliczania parametrów kryteryjnych wyprowadzonych z warunków ekonomicznych. Sposób wyprowadzenia wzorów polega na tym, że przyjmujemy zaakceptowaną przez przedsiębiorcę ekonomiczną funkcję efektywności (zmienną objaśnianą), do której objaśniania stosujemy przede wszystkim parametry kryteryjne, ale także i inne zmienne. Wzory wyprowadzono do obliczania zawartości metalu w rudzie – brzeźnej i średniej dla pola oraz średniej dla obszaru górniczego.

Do obliczenia tych kryteriów zaproponowano następujące funkcje:

– dla zawartości brzeźnej zrównanie rocznych przychodów i kosztów zmiennych;

– dla średniej zawartości metalu w zasobach pola przyjęto warunek zerowego zysku operacyjnego;

– dla średniej zawartości metalu w obszarze górniczym przyjęto warunek zerowej wartości zaktualizowanej netto.

Graniczne parametry kryteryjne są w istocie rzeczy progami rentowności (punktami krytycznymi), które stosuje się w cyklu życia projektu na etapie studium jego wykonalności.

BRZEŻNA ZAWARTOŚĆ METALU W RUDZIE I/LUB ŚREDNIA ZAWARTOŚĆ W POJEDYNCZYM WYROBISKU BADAWCZYM

Do obliczania brzeźnej zawartości metalu w rudzie (w profilu pionowym) lub średniej zawartości metalu w pojedynczym wyrobisku badawczym proponujemy zależność:

$$P_{bgp} = V_{bgp} \quad (1.1)$$

gdzie: P_{bgp} – przychody z wydobycia rudy o brzeźnej zawartości metalu w rudzie z pola eksploatacyjnego [zł/rok]; V_{bgp} – koszty zmienne wydobycia i przeróbki rudy o brzeźnej zawartości metalu w rudzie z pola eksploatacyjnego [zł/rok].

Brzeźne graniczne zawartości metalu w rudzie obliczamy dla konkretnego pola, ponieważ koszty zmienne dla poszczególnych pól lub bloków geologicznych mogą się różnić, chociażby ze względu na długość transportu rudy do szybów wydobywczych, natomiast przy obliczaniu kryteriów bilansowości można się posługiwać danymi średnimi.

Przy obliczaniu kryteriów przemysłowości przyjmujemy roczny poziom wydobycia rudy i dla takiego poziomu lub przedziału wydobycia koszty są stałe. Jeżeli występują rezerwy w wydobyciu rudy przy danych kosztach stałych, to możemy zwiększyć wydobycie rudy, eksploatując ją po kosztach zmiennych. Wydobycie rudy po kosztach zmiennych (głównie w profilu pionowym) jest także uzasadnione w przypadku, gdy średnia zawartość składników użytecznych w polu lub obszarze górniczym jest wyższa od parametrów granicznych i pokrywa także koszty stałe.

Szczególny przypadek występuje wówczas, gdy bardziej opłaca się eksploatować rudę ubogą furtą wyższą, niż eksploatować złożo bogate o małej miąższości i wysokich kosztach eksploatacji.

Zależność (1.1) możemy rozwinąć następująco:

$$P_{bgp} = W_{pr} \times p_r \quad (1.2)$$

przy czym:

$$p_r = 0,01\alpha_{bgp}(1-0,01u_p) \times \varepsilon(p-c_h) - c_{ZWR} \quad (1.3)$$

skąd:

$$P_{bgp} = W_{pr} \left[0,01\alpha_{bgp}(1-0,01u_p) \times \varepsilon(p-c_h) - c_{ZWR} \right] \quad (1.4)$$

$$V_{bgp} = W_{pr} \times v_{pr} \quad (1.5)$$

gdzie: W_{pr} – wydobycie rudy z pola eksploatacyjnego [Mg/rok]; p_r – cena wydobytej rudy [zł/Mg rudy]; α_{bgp} – brzeźna graniczna zawartość metalu w polu eksploatacyjnym [%]; u_p – zubożenie rudy wydobytej z pola eksploatacyjnego [%];

ε – całkowity ciągniony uzysk metalu; p – cena metalu [zł/Mg]; c_h – koszt hutniczo-metalurgiczny metalu [zł/Mg metalu]; c_{ZWR} – koszt całkowity przeróbki rudy [zł/Mg rudy]; v_{pr} – średni jednostkowy koszt zmienny wydobycia rudy [zł/Mg rudy].

Podstawiając (1.2–1.5) do (1.1), otrzymamy:

$$W_{pr} \left[0,01\alpha_{bgp} (1-0,01u_p) \times \varepsilon (p-c_h) - c_{ZWR} \right] - W_{pr} \times v_{pr} = 0 \quad (1.6)$$

skąd:

$$\alpha_{bgp} = \frac{10^4 (v_{pr} + c_{ZWR})}{\varepsilon (100 - u_p) (p - c_h)} \quad (1.7)$$

ŚREDNIA GRANICZNA ZAWARTOŚĆ METALU W POLU EKSPLOATACYJNYM LUB WYDAJNOŚĆ METALU Z 1 M² ZŁOŻA

Do obliczenia średniej granicznej zawartości metalu w polu eksploatacyjnym proponujemy zależność:

$$EBIT_p = 0 \quad (2.1)$$

co oznacza zerowy zysk operacyjny z pola eksploatacyjnego.

Zysk operacyjny jest zyskiem przed opodatkowaniem i nie uwzględnia działalności finansowej oraz zysków i strat nadzwyczajnych. Można obliczyć go metodą pośrednią lub bezpośrednią (Wanielista, 2010).

Metoda pośrednia:

$$\text{zysk brutto} - (\text{przychody finansowe} - \text{koszty finansowe}) - (\text{zyski nadzwyczajne} - \text{straty nadzwyczajne}) - (\text{wynik na pozostałej sprzedaży}) = \text{zysk operacyjny} \quad (2.2)$$

Metoda bezpośrednia:

$$EBIT_p = P - C_o - DEP \quad (2.3)$$

gdzie: $EBIT_p$ – zysk operacyjny z wydobycia rudy z pola eksploatacyjnego [zł/rok]; P – przychody ze sprzedaży [zł/rok]; C_o – koszty operacyjne [zł/rok]; DEP – koszty amortyzacji [zł/rok].

Wzór (2.3) można także opisać w postaci:

$$EBIT_p = P_{pr} - F_{pr} - V_{pr} \quad (2.4)$$

przy czym:

$$P_{pr} = W_{pr} \left[0,01\alpha_{pg} (1-0,01u_p) \times \varepsilon (p-c_h) - c_{ZWR} \right] \quad (2.5)$$

$$F_{pr} = F_r \frac{W_{pr}}{W_r} \quad (2.6)$$

$$V_{pr} = W_{pr} \times v_{pr} \quad (2.7)$$

gdzie: P_{pr} – przychody z wydobycia rudy z pola eksploatacyjnego [zł/rok]; F_{pr} – koszt stały wydobycia rudy z pola

eksploatacyjnego [zł/rok]; V_{pr} – koszt zmienny wydobycia rudy z pola eksploatacyjnego [zł/rok]; W_{pr} – wydobycie rudy z pola eksploatacyjnego [Mg/rok]; α_{pg} – średnia graniczna zawartość metalu w polu eksploatacyjnym [%]; u_p – zubożenie rudy z pola eksploatacyjnego [%]; ε – całkowity ciągniony uzysk metalu; p – cena metalu [zł/Mg]; c_h – koszt hutniczo-metalurgiczny metalu [zł/Mg metalu]; c_{ZWR} – koszt całkowity przeróbki rudy [zł/Mg rudy]; F_r – koszt stały zakładu górniczego [zł/rok]; W_r – wydobycie rudy z kopalni [Mg/rok]; v_{pr} – średni jednostkowy koszt zmienny wydobycia rudy [zł/Mg rudy].

Podstawiając (2.5–2.7) do (2.4), otrzymamy:

$$W_{pr} \left[0,01\alpha_{pg} (1-0,01u_p) \times \varepsilon (p-c_h) - c_{ZWR} \right] - F_r \frac{W_{pr}}{W_r} - W_{pr} \times v_{pr} = 0 \quad (2.8)$$

skąd:

$$\alpha_{pg} = \frac{10^4 \left(\frac{F_r}{W_r} + v_{pr} + c_{ZWR} \right)}{\varepsilon (100 - u_p) (p - c_h)} \quad (2.9)$$

Graniczną wydajność metalu z 1 m² pola opisuje wzór (Wanielista, 2010):

$$w_{opg} = 10 \times \alpha_{pg} \times h_p \times \gamma_p \quad (2.10)$$

gdzie: w_{opg} – wydajność graniczna metalu z 1 m² pola [%]; h_p – miąższość złoża określona kryteriami brzeżnymi [m]; γ_p – gęstość przestrzenna rudy [Mg/m³].

Pole eksploatacyjne zaliczamy do przemysłowych, jeżeli średnia z pomiarów zawartość metalu jest równa lub większa od zawartości granicznej:

$$\alpha_{rzp} \geq \alpha_{pg} \quad (2.11)$$

przy czym:

$$\alpha_{rzp} = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_{rzi}}{n} \quad (2.12)$$

gdzie: α_{rzp} – średnia zawartość metalu w rudzie pola eksploatacyjnego [%]; α_{rzi} – średnia zawartość metalu w i -tym pojedynczym otworze lub profilu badawczym [%]; n – ilość otworów lub profili badawczych.

Jeżeli nie jest spełniony warunek (2.11), to w trakcie analizy obniżamy brzeżną graniczną zawartość metalu i gdy nadal nie jest spełniony warunek (2.11), to zasoby takiego pola zaliczamy do nieprzemysłowych lub warunkowo przemysłowych.

ŚREDNIA GRANICZNA ZAWARTOŚĆ METALU W OBSZARZE GÓRNICZYM

Do obliczenia średniej granicznej zawartości metalu w obszarze górniczym proponujemy jako warunek ekonomiczny wartość zaktualizowaną netto, która jest standardem w ocenie projektów inwestycyjnych. Aby projekt był

opłacalny, graniczne wymagania ekonomiczne w stosunku do jakości wydobywanej rudy z obszaru górniczego muszą być wyższe niż do jakości rudy określonej przez graniczne kryteria brzeżne i dla pól eksploatacyjnych. Zróżnicowanie warunków ekonomicznych dla pól eksploatacyjnych (i w konsekwencji dla kryteriów przemysłowości) w obszarze złoża oznacza eksploatację bogatszych i uboższych parceli złoża. Gdybyśmy ograniczyli eksploatację do parceli bogatych, mogłoby się okazać, że inwestycja jest wówczas nieopłacalna, a eksploatacja ma charakter rabunkowy. Z takich między innymi powodów przyjmuje się etapowy sposób obliczania kryteriów i wyznaczania granic złoża.

Ekonomiczny warunek opłacalności opisujemy wzorem:

$$NPV = \sum_{t=0}^T \frac{NCF_t}{(1+RADR)^t} - \sum_{t=0}^{t_b} IC_t = 0 \quad (3.1)$$

gdzie: NPV – wartość zaktualizowana netto [zł]; NCF_t – przepływy pieniężne netto w t-tym roku eksploatacji złoża [zł/rok]; RADR – stopa dyskontowa uwzględniająca ryzyko [%]; IC_t – wydatki inwestycyjne w t-tym roku [zł/rok]; t_b – czas budowy kopalni [lata]; T – okres eksploatacji złoża [lata].

Wzór (3.1) jest niepraktyczny, ponieważ na etapie sporządzania projektu zagospodarowania złoża nie możemy z wystarczającą dokładnością prognozować parametrów do tego wzoru. Przyjmując uproszczenie, że wydobywanie rudy jest równomiernie rozłożone w okresie T , a nakłady inwestycyjne ponosi się całkowicie w zerowym roku, wzór (3.1) możemy przedstawić w postaci:

$$NPV = NCF_{kr} \frac{(1+RADR)^T - 1}{RADR(1+RADR)^T} - IC_{ko} = 0 \quad (3.2)$$

gdzie: NCF_{kr} – średni przepływ pieniężny netto w okresie eksploatacji złoża [zł]; RADR – stopa dyskontowa uwzględniająca ryzyko inwestycji [%]; T – okres eksploatacji złoża [lata]; IC_{ko} – całkowite początkowe wydatki inwestycyjne na budowę kopalni [zł].

Pomiędzy rocznym przepływem pieniężnym a zyskiem operacyjnym istnieje zależność (Cwynar & Cwynar, 2002):

$$NCF_{kr} = EBIT_{kr}(1-CT_{kr}) + DEP_{kr} \quad (3.3)$$

przy założeniu, że nie występuje przyrost kapitału trwałego i obrotowego.

Podstawiając (3.3) do (3.2), otrzymamy:

$$\left[EBIT_{kr}(1-CT_{kr}) + DEP_{kr} \right] \frac{(1+RADR)^T - 1}{RADR(1+RADR)^T} = IC_{ko} \quad (3.4)$$

skąd:

$$EBIT_{kr} = \frac{IC_{ko} \times RADR(1+RADR)^T}{\left[(1+RADR)^T - 1 \right] (1-CT_{kr})} - \frac{DEP_{kr}}{1-CT_{kr}} \quad (3.5)$$

gdzie: DEP_{kr} – roczny koszt amortyzacji [zł/rok]; CT_{kr} – stopa podatkowa [%]; $EBIT_{kr}$ – zysk operacyjny z obszaru górniczego [zł/rok].

Zysk operacyjny opisuje wzór:

$$EBIT_{kr} = P_{kr} - F_{kr} - V_{kr} \quad (3.6)$$

przy czym:

$$P_{kr} = W_{kr} \left[0,01\alpha_{kg}(1-0,01u_k) \times \varepsilon(p-c_h) - c_{ZWR} \right] \quad (3.7)$$

$$V_{kr} = W_{kr} \times v_{kr} \quad (3.8)$$

gdzie: P_{kr} – roczne przychody z wydobywania rudy z obszaru górniczego [zł/rok]; F_{kr} – roczne koszty stałe zakładu górniczego [zł/rok]; V_{kr} – roczne koszty zmienne zakładu górniczego [zł/rok]; W_{kr} – roczne wydobywanie rudy z zakładu górniczego [Mg/rok]; α_{kg} – średnia graniczna zawartość metalu w rudzie w obszarze górniczym [%]; u_k – średnie zużycie rudy w obszarze górniczym [%]; v_{kr} – średnie jednostkowe koszty zmienne wydobywania rudy [zł/Mg rudy].

Podstawiając (3.6–3.8) do (3.2), otrzymamy:

$$W_{kr} \left[0,01\alpha_{kg}(1-0,01u_k) \times \varepsilon(p-c_h) - v_{kr} - c_{ZWR} \right] = \frac{IC_{ko} \times RADR(1+RADR)^T}{\left[(1+RADR)^T - 1 \right] (1-CT_{kr})} - \frac{DEP_{kr}}{1-CT_{kr}} + F_{kr} \quad (3.9)$$

skąd:

$$0,01\alpha_{kg}(1-0,01u_k) \times \varepsilon(p-c_h) = \frac{IC_{ko} \times RADR(1+RADR)^T}{\left[(1+RADR)^T - 1 \right] (1-CT_{kr})} - \frac{DEP_{kr}}{W_{kr}(1-CT_{kr})} + \frac{F_{kr}}{W_{kr}} + v_{kr} + c_{ZWR} \quad (3.10)$$

skąd:

$$\alpha_{kg} = \frac{10^4 IC_{ko} \times RADR(1+RADR)^T}{W_{kr}(1-CT_{kr}) \left[(1+RADR)^T - 1 \right] (100-u_k) \times \varepsilon(p-c_h)} - \frac{10^4 DEP_{kr}}{W_{kr}(1-CT_{kr})(100-u_k) \times \varepsilon(p-c_h)} + \frac{10^4 F_{kr}}{W_{kr} \times \varepsilon(100-u_k)(p-c_h)} + \frac{10^4 (v_{kr} + c_{ZWR})}{\varepsilon(100-u_k)(p-c_h)} \quad (3.11)$$

przy czym okres eksploatacji obszaru górniczego możemy obliczyć, kierując się jednym z dwóch sposobów:

$$T = \frac{100}{s_a} \quad (3.12)$$

$$T = \frac{Q_{kr}}{W_r} \frac{100-s_{kr}}{100-u_{kr}} \quad (3.13)$$

przy czym:

$$Q_{kr} = \sum_{i=1}^n Q_{pi} \quad (3.14)$$

gdzie: s_a – średnia stopa amortyzacji środków trwałych lub stopa amortyzacji środków trwałych o największej wartości (np. szyby) [%]; Q_{kr} – zasoby przemysłowe obszaru górniczego [Mg]; s_{kr} – średnie straty eksploatacyjne w obszarze górniczym [%]; u_{kr} – średnie zubożenie rudy w obszarze górniczym [%]; Q_{pi} – zasoby przemysłowe i-tego pola eksploatacyjnego [Mg]; n – ilość pól eksploatacyjnych.

Stopa dyskontowa obejmuje średni koszt kapitału oraz premię za ryzyko:

$$\text{RADR} = \text{WACC} + \text{PR} \quad (3.15)$$

gdzie: WACC – średnioważony koszt kapitału, PR – premia za ryzyko.

Ustalając premię za ryzyko, uwzględnia się czynniki wynikające z otoczenia transakcyjnego i kontekstowego.

Przy ustalaniu wydatków inwestycyjnych uwzględniamy wydatki: na środki trwałe, na środki obrotowe, na wartości niematerialne i prawne oraz przedprodukcyjne wydatki inwestycyjne.

Źródłami ustalania wydatków inwestycyjnych są przede wszystkim projekt zagospodarowania złoża, kosztorysy, zapytania ofertowe itp.

Jeżeli średnia zawartość metalu w zasobach obszaru górniczego jest równa lub większa od zawartości granicznej, to zasoby obszaru górniczego zaliczamy do przemysłowych.

$$\alpha_{rzk} \geq \alpha_{kg} \quad (3.16)$$

przy czym:

$$\alpha_{rzk} = \frac{\sum_{i=1}^n \alpha_{rzpi} \times Q_{pi}}{\sum_{i=1}^n Q_{pi}} \quad (3.17)$$

gdzie: α_{rzk} – średnia rzeczywista zawartość metalu w obszarze górniczym [%]; α_{rzpi} – średnia z pomiarów rzeczywista zawartość metalu w i-tym polu eksploatacyjnym [%]; Q_{pi} – zasoby przemysłowe i-tego pola eksploatacyjnego [Mg]; n – ilość pól eksploatacyjnych.

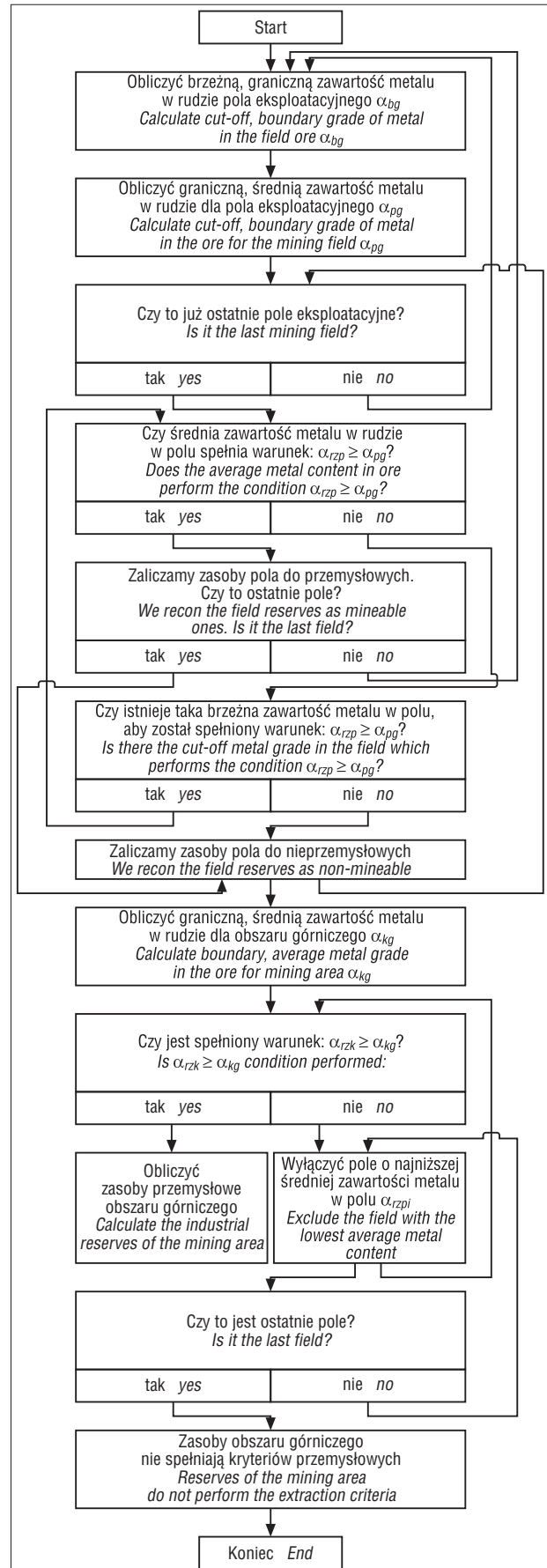
Jeżeli warunek nie jest spełniony, to wykluczamy kolejno z zasobów przemysłowych pola o najniższej zawartości metalu. Uproszczoną procedurę obliczenia kryteriów przemysłowości przedstawiono na rycinie 1.

PRZYKŁAD OBLICZEŃ

Wzory do obliczeń:

$$\alpha_{bgp} = \frac{10^4 (v_{pr} + c_{ZWR})}{\varepsilon (100 - u_p) (p - c_h)}$$

$$\alpha_{pg} = \frac{10^4 \left(\frac{F_r}{W_r} + v_{pr} + c_{ZWR} \right)}{\varepsilon (100 - u_p) (p - c_h)}$$



Ryc. 1. Uproszczony schemat ustalania kryteriów przemysłowości rudy

Fig. 1. Simplified procedure of determining the extraction criteria

$$\alpha_{kg} = \frac{10^4 IC_{ko} \times RADR (1 + RADR)^T}{W_{kr} (1 - CT_{kr}) [(1 + RADR)^T - 1] (100 - u_k) \times \varepsilon (p - c_h)} - \frac{10^4 DEP_{kr}}{W_{kr} (1 - CT_{kr}) (100 - u_k) \times \varepsilon (p - c_h)} + \frac{10^4 F_{kr}}{W_{kr} \times \varepsilon (100 - u_k) (p - c_h)} + \frac{10^4 (v_{kr} + c_{ZWR})}{\varepsilon (100 - u_k) (p - c_h)}$$

Dane:

- jednostkowa cena metalu $p = 10\,000$ zł/Mg Cu;
- jednostkowy całkowity koszt hutniczo-metalurgiczny $c_h = 500$ zł/Mg Cu;
- jednostkowy koszt zmienny wydobycia rudy $v_{pr} = v_{kr} = 18$ zł/Mg rudy;
- jednostkowy koszt całkowity przeróbki rudy $c_{ZWR} = 12$ zł/Mg rudy;
- roczny koszt stały w zakładzie górniczym $F_{kr} = F_r = 300 \times 10^6$ zł/rok;
- roczny koszt amortyzacji w zakładzie górniczym $DEP_{kr} = 150 \times 10^6$ zł/rok;
- wydatki inwestycyjne na budowę zakładu górniczego $IC_{ko} = 10 \times 10^9$ zł;
- roczne wydobycie rudy $W_{kr} = W_r = 6 \times 10^6$ Mg/rok;
- całkowity uzysk miedzi $\varepsilon = 0,8$;
- średnie zubożenie rudy $u_p = u_k = 10\%$;
- czas eksploatacji obszaru górniczego $T = 20$ lat;
- stopa dyskontowa $CT_{kr} = 0,2$;
- stopa dyskontowa z uwzględnieniem ryzyka $RADR = 0,06$.

Obliczenia:

$$\alpha_{bgp} = \frac{10^4 (18 + 12)}{0,8 (100 - 10) (10\,000 - 500)} = 0,44\% \text{ Cu}$$

$$\alpha_{pg} = \frac{10^4 \left(\frac{300 \times 10^6}{6 \times 10^6} + 18 + 12 \right)}{0,8 (100 - 10) (10\,000 - 500)} = 1,17\% \text{ Cu}$$

$$\alpha_{kg} = \frac{10^4 \times 10 \times 10^9 \times 0,06 (1 + 0,06)^{20}}{6 \times 10^6 (1 - 0,2) [(1 + 0,06)^{20} - 1] (100 - 10) \times 0,8 (10\,000 - 500)} - \frac{10^4 \times 150 \times 10^6}{6 \times 10^6 (1 - 0,2) (100 - 10) \times 0,8 (10\,000 - 500)} + \frac{10^4 \times 300 \times 10^6}{6 \times 10^6 (100 - 10) \times 0,8 (10\,000 - 500)} + \frac{10^4 (18 + 12)}{0,8 (100 - 10) (10\,000 - 500)} = 3,36\% \text{ Cu}$$

ZAKOŃCZENIE

Kryteria przemysłowości opracowuje się na etapie sporządzania projektu zagospodarowania złoża, który stanowi integralną część wniosku o udzielenie koncesji na eksploatację złoża. Służą one do wydzielenia i obliczenia zasobów przemysłowych w obszarze zasobów bilansowych ustalonych w dokumentacji geologicznej.

Kryteria przemysłowości mają charakter opisowy i parametryczny. Kryteria parametryczne można zazwyczaj opisać funkcjami ekonomicznymi, ustalonymi arbitralnie przez inwestora, projektanta lub analityka, którzy powinni się kierować efektywnością projektu i wykorzystaniem złoża.

Kryteria przemysłowości są to graniczne parametry, którym powinna odpowiadać kopalina oraz jej złożo, aby zasoby tego złoża mogły być opłacalnie eksploatowane, zgodnie z przyjętymi funkcjami.

Ogólnie wśród parametrów kryterijnych wyróżnia się dwie grupy: geologiczno-górnice i technologiczno-jakościowe.

W artykule opisano metodę wyznaczania granicznej zawartości metalu w rudzie, przyjmując taką procedurę, że kolejno wyznacza się zawartość metalu brzeżną, następnie średnią dla pól, a później dla obszaru górniczego, stopniowo zaostrzając warunki ekonomiczne.

Parametry graniczne konfrontuje się z rzeczywistymi parametrami, kwalifikując zasoby do przemysłowych lub nieprzemysłowych.

LITERATURA

- CWYNAR A. & CWYNAR W. 2002 – Zarządzanie wartością spółki kapitałowej. Wyd. Fund. Rozw. Rach. w Polsce, Warszawa.
- NIEĆ M. 2010 – Kryteria geologiczne złoża – kryteria bilansowości. Studia, Rozprawy, Monografie, 160. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- Prawo** geologiczne i górnicze 1994. Ustawa z dnia 4 lutego 1994 r. (Dz.U. Nr 27, poz. 96 z późn. zm.).
- Rozporządzenie** Ministra Środowiska z dnia 27 czerwca 2005 r. w sprawie szczegółowych wymagań, jakim powinny odpowiadać projekty zagospodarowania złóż (Dz.U. Nr 128, poz. 1075 z późn. zm.).
- WANIELISTA K. (red.) 2010 – Rachunek ekonomiczny w przedsiębiorstwach górniczych. Wyd. IGSMiE PAN, Kraków.
- Wytyczne** dokumentowania złóż kopalni stałych w kategoriach D₁ do A. MOŚZNIŁ, Komisja Zasobów Kopalni, Warszawa, 1992.

Praca wpłynęła do redakcji 18.07.2011 r.

Po recenzji akceptowano do druku 8.11.2011 r.