

PRACE NAUKOWE GIG

GÓRNICTWO I ŚRODOWISKO

MINING & ENVIRONMENT

RESEARCH REPORTS	Quarterly
KWARTALNIK	2



GŁÓWNY INSTYTUT GÓRNICTWA
CENTRAL MINING INSTITUTE

KATOWICE 2006

Rada Programowa: *prof. dr hab. inż. Jakub Siemek (przewodniczący), prof. dr hab. inż. Tadeusz Chmielniak, prof. dr hab. inż. Bernard Drzęźła, prof. dr hab. inż. Józef Dubiński, prof. dr hab. inż. Korneliusz Miksch, prof. dr hab. inż. Joanna Pinińska, prof. dr hab. inż. Janusz Roszkowski, prof. dr hab. inż. Antoni Tajduś, prof. dr hab. inż. Janusz W. Wandrasz, prof. dr hab. inż. Piotr Wolański*

Komitety Kwalifikacyjno-Opiniotwórcze: *prof. dr hab. inż. Antoni Kidybiński (przewodniczący), prof. dr hab. inż. Krystyna Czaplicka, prof. dr hab. inż. Jan Hankus, prof. dr hab. inż. Władysław Konopko, prof. dr hab. inż. Jerzy Kwiatek, doc. dr hab. Kazimierz Lebecki, prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan, prof. dr hab. inż. Kazimierz Rulka, prof. dr hab. Jerzy Sablik, doc. dr hab. inż. Jan Wachowicz*

Redaktor Naczelny

prof. dr hab. inż. Adam Lipowczan

Redakcja wydawnicza i korekta

Ewa Gliwa

Małgorzata Kuśmirek-Zegadło

Barbara Jarosz

Skład i łamanie

Krzysztof Gralikowski

ISSN 1643-7608

Nakład 100 egz.

Adres Redakcji:

Zespół Wydawnictw i Usług Poligraficznych

Głównego Instytutu Górniczego, 40-166 Katowice, Pl. Gwarków 1

tel. (0-32) 259-24-03, 259-24-04, 259-24-05

fax 032/2592774

e-mail: cintexmk@gig.katowice.pl

Spis treści

JON WILLIAMSON, GRZEGORZ GZYL, ADAM FROLIK, JANUSZ KUBICA, KAROL KURA Model koncepcyjny Głównego Zbiornika Wód Podziemnych Tychy–Siersza w rejonie prawdopodobnego wpływu zatapiania byłej kopalni „Siersza” 5 Conceptual model of the Major Groudwater Aquifer (MGWA) Tychy–Siersza in the area of the possible flooding impact of the former “Siersza” mine	5
URSZULA SANETRA, KRZYSZTOF PACZEŚNIEWSKI Obliczanie kąta tarcia wewnętrznego i spójności skał metodą stycznej do obwiedni kół Mohra w postaci paraboli 23 Calculation of internal friction angle and rock coherence by means of the method tangent to the envelope of Mohr’s circles in the form of a parabola	23
LECH MALARA Kompleksowa termomodernizacja wraz z poprawą sprawności systemu grzewczego oraz wymianą źródeł ciepła w obiektach szkolnych w Siemianowicach Śląskich 35 Complex termomodernization including heating system efficiency improvement and heat sources replacement in school buildings in Siemianowice Śląskie	35
MARIAN B. NANTKA, MAGDALENA BIENIEK Wentylacja a środowisko wewnętrzne w budynkach 47 Ventilation and internal environment in buildings	47
EUGENIUSZ ORSZULIK, MAŁGORZATA JARON-KOCOT Proces zgazowania odpadów drewnopochodnych 65 Process of wood derivative wastes gasification	65
BARBARA BIALECKA, DARIUSZ NOWAK Separacja membranowa gazów procesowych 73 Membrane separation of process gases	73
MAREK ROTKEGEL, ROMAN DANIŁOWICZ Zastosowanie kotwi do stabilizacji obudowy odgałęzienia 81 Use of bolts for the stabilisation of roadway junction support	81
HALINA MAKSYMIAK-LACH, RYSZARD LACH, MARCIN CARUK Wpływ restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego na zasolenie wód powierzchniowych zlewni Górnej Wisły 91 Impact of hard coal mining restructuring on surface water salinity in the Upper Vistula catchment area	91
JAN HANKUS, ŁUKASZ HANKUS Nowa metoda badań diagnostycznych lin stalowych z wykorzystaniem magnetycznej pamięci metalu 107 New method of diagnostic tests of steel ropes using the magnetic memory	107

Jon Williamson, Grzegorz Gzyl, Adam Frolik, Janusz Kubica, Karol Kura*

MODEL KONCEPCYJNY GŁÓWNEGO ZBIORNIKA WÓD PODZIEMNYCH TYCHY–SIERSZA W REJONIE PRAWDOPODOBNEGO WPLYWU ZATAPIANIA BYŁEJ KOPALNI „SIERSZA”

Streszczenie

Główny Zbiornik Wód Podziemnych (GZWP) Tychy–Siersza wyznaczono w szczelinowo-porowych skałach krakowskiej serii piaskowcowej (Rózkowski, Chmura 1996). Przebiega on stosunkowo wąskim pasem na północ od Wisły, od centralnej do wschodniej części Górnośląskiego Zagłębia Węglowego (GZW). Obszar GZWP Tychy–Siersza obejmuje obszary górnicze wielu kopalń, z których część została zlikwidowana. Jedną z tych kopalń była kopalnia „Siersza”, najdalej wysunięta na wschód w całym GZW. Była to jedyna kopalnia na opisywanym terenie, przeznaczona do całkowitego zatopienia. Jako, że wszystkie wyrobiska łączące dół kopalni z powierzchnią zostały zasypane, nie przewiduje się wypływu wód kopalnianych na powierzchnię i zasilania nimi wód powierzchniowych. Nie należy jednak wykluczyć wpływu pośredniego, przez czwartorzędowe piętro wodonośne. Ponadto, obszar tej kopalni znajduje się w strefie zasilania GZWP Tychy–Siersza, który jest ważnym źródłem wody pitnej. Zasadne wydaje się więc przeprowadzenie badań w celu oszacowania możliwego zagrożenia, jakie dla jakości wód GZWP może stanowić zatopienie kopalni.

W niniejszym artykule opisano model koncepcyjny – stanowiący pierwszy etap w procesie ustalenia rzeczywistych warunków przepływu wód w obrębie karbońskiego Głównego Zbiornika Wód Podziemnych Tychy–Siersza. Model ten jest podstawą do wykonania modelu matematycznego, za pomocą którego będzie można oszacować prawdopodobny wpływ zatapiania wyrobisk kopalni „Siersza” na krążenie oraz jakość wód GZWP wydzielonego w obrębie krakowskiej serii piaskowcowej.

Conceptual model of the Major Groudwater Aquifer (MGWA) Tychy–Siersza in the area of the possible flooding impact of the former “Siersza” mine

Abstract

The Tychy–Siersza Major Groudwater Aquifer (MGWA) was determined in fissure-porous strata of the Cracow sandstone series (Rózkowski, Chmura 1996). It runs in the form of a relatively narrow strip to the north of the Vistula river, from the central to the eastern part of the Upper Silesian Coal Basin (USCB). The region of the Tychy–Siersza MGWA comprises mining areas of many mines; some of these mines have been closed. One of the closed mines was the “Siersza” Colliery, located in the most eastern part of the entire USCB. This was the only mine in the described area designed for total flooding. Because all mine workings connecting the underground part of the mine with the surface have been filled, underground water outflow and feeding of surface waters with mine waters are not anticipated. However, one should not exclude indirect impact through the quaternary groudwater aquifer. Furthermore, the area of the mine is located in the feeding zone of the Tychy–Siersza MGWA,

* Sinclair Knight Merz Water Resource Management Team Leader, 25 Teed Street Newmarket, Auckland, Nowa Zelandia.

which is an important drinking water source. Thus it seems legitimate to conduct investigations in order to assess the possible hazard, which mine flooding can constitute for the quality of USCB waters.

The present article describes the conceptual model that constitutes the first stage in the process of determination of real conditions of water flow within the Tychy–Siersza Carboniferous Major Groudwater Aquifer. This model constitutes the basis to work out a mathematical model, by help of which it will be possible to assess the probable impact of flooding the workings of the “Siersza” mine on the circulation and quality of waters of the Major Groudwater Aquifer within the Cracow sandstone series.

1. POŁOŻENIE REJONU BADAŃ

Obszar górniczy byłej kopalni „Siersza” znajdował się na pograniczu Wyżyny Śląskiej i Wyżyny Krakowskiej, i administracyjnie na pograniczu województwa małopolskiego (powiat chrzanowski) i śląskiego (powiat grodzki Jaworzno).

Północno-zachodnia granica obszaru górniczego „Siersza I” zazębiała się z obszarem górniczym „Błędów III” utworzonym dla złoża piasku podsadzkowego, które jest eksploatowane przez Kopalnię Piasku „Szczakowa” S.A. Południowa część obszaru zazębiała się z obszarem górniczym „Trzebionka” utworzonym dla złoża rud cynku i ołowiu.

Morfologia powierzchni w rejonie byłej kopalni „Siersza” jest urozmaicona; w części południowej, wschodniej oraz częściowo środkowej ciągną się pasma wzgórz.

Obszar byłej kopalni „Siersza” znajdował się w obrębie zlewni rzek: Przemsza, Chechło i Rudawa, lewobrzeżnych dopływów Wisły. Głównymi ciekami powierzchniowymi są:

- potoki Kozibród, Jaworznik i Żabnik oraz Ciek IV (zlewnia Przemszy),
- potoki Młoszówka, Pstrużnik i Stawki oraz Ciek XV (zlewnia Chechło),
- potok Dulówka (zlewnia Rudawy).

Dodatkowo, w rejonie byłej kopalni Siersza występuje około 30 zbiorników powierzchniowych.

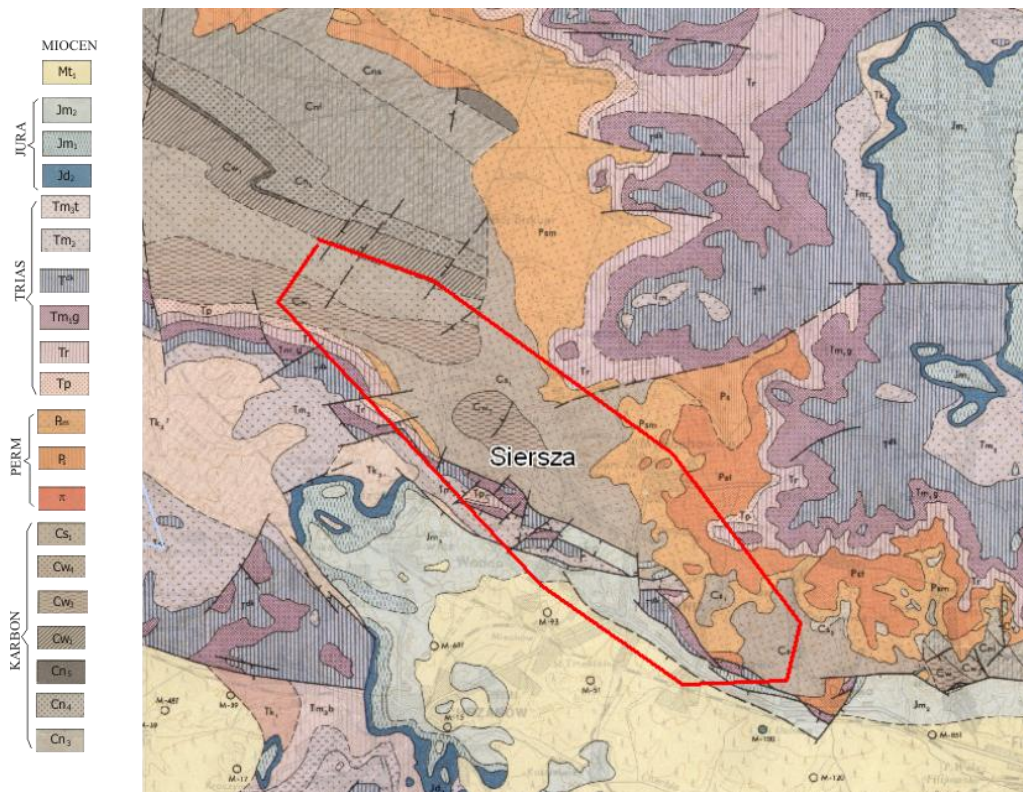
Zasięg przestrzenny modelu koncepcyjnego wykracza daleko poza granice byłego obszaru górniczego, zwłaszcza w kierunku południowym i zachodnim. Jego granice wyznaczają:

- od południa Wisła,
- od zachodu Przemsza,
- od północy i północnego wschodu wschodnie krakowskiej serii piaskowcowej pod utworami nadkładu karbonu,
- od wschodu granica umowna przebiegająca w okolicy Woli Filipowskiej wzdłuż generalnego kierunku spływu wód podziemnych w piętrze karbońskim.

2. ZARYS BUDOWY GEOLOGICZNEJ

Obszar kopalni „Siersza” znajdował się we wschodniej części Górnśląskiego Zagłębia Węglowego, we wschodniej części niecki Wilkoszyńskiej, wchodzącej w skład pasma synklin Bytom-Brodła (Rogoż i inni 1999).

Utwory karbonu (rys. 1.) mają miąższość rzędu kilkuset metrów i są reprezentowane w grupie brzeźnej przez warstwy sarnowskie, florowskie i grodzieckie zaliczane do górnego namuru A, w grupie siodłowej przez warstwy siodłowe zaliczane do namuru B i warstwy dolnorudzkie zaliczane do namuru C, a w grupie łękowej przez warstwy górnorudzkie, orzeskie, łaziskie i libiąskie zaliczane do westfalu. Pod względem litologicznym karbon przedstawia kompleks dość monotonnych, naprzemianległych warstw piaskowców i iłowców z występującymi między nimi pokładami węgla, przy czym leżące głębiej warstwy florowskie, grodzieckie, rudzkie i orzeskie są wykształcone głównie jako iłowce i mułowce, rzadziej piaskowce, zaś w leżących wyżej warstwach łaziskich i libiąskich przeważają zdecydowanie piaskowce, a iłowce występują jedynie jako cienkie wkładki towarzyszące pokładom węgla.



Rys. 1. Obszar górniczy zlikwidowanej kopalni „Siersza” na tle mapy geologicznej odkrytej (Doktorowicz-Hrebicki 1960)

Fig. 1. Mining area of the closed “Siersza” mine against the background of a geological map (Doktorowicz-Hrebicki 1960)

Utwory permu zalegają bezpośrednio na zerodowanej powierzchni karbonu w sposób nieciągły. Występują one w części południowo-wschodniej badanego rejonu i są wykształcone w postaci:

- tufów i tufitów filipowickich barwy wiśniowej, szarej lub zielonkawej,
- zlepieńców myślachowickich złożonych z okruchów wapieni dolnokarbońskich, i dewońskich oraz dolomitów dewońskich, a także otoczków kwarcu; zlepieńce są słabozwięzłe, spojone czerwoną, słabo zapiaszczoną gliną,
- piasków, piaskowców oraz utworów zlepieńcowatych zawierających otoczaki skał węglanowych i wylewnych (występujące w części centralnej obszaru).

Utwory triasu występują głównie na południu badanego obszaru; ich miąższość waha się od 2,8 do 158 m. Są one reprezentowane przez:

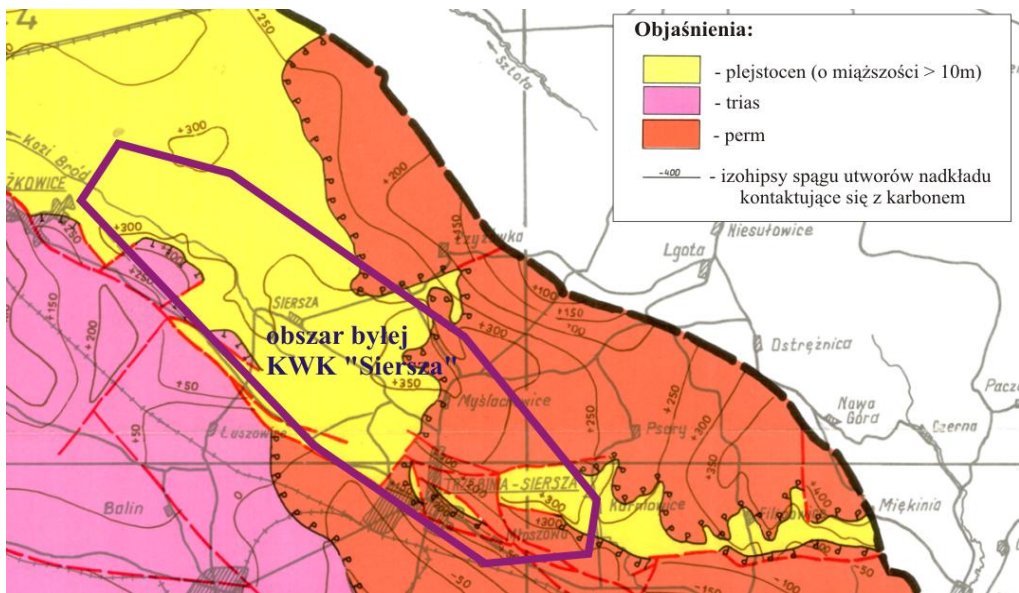
- kajper, wykształcony w postaci ilów i ilowców barwy zielonkawoszarej lub czerwawoszarej, w niższej części profilu przewarstwione cienkimi wkładkami szarych wapieni dolomitycznych, wapieni i piaskowców,
- wapień muszlowy, wykształcony w postaci wapieni i dolomitów pelitycznych, detrytycznych, krystalicznych i porowatych oraz wapieni falistych i zlepieńcowatych, zlepieńcowatych także margli warstw gogolińskich,
- pstry piaskowiec, reprezentowany przez ily i ilowce przewarstwione jasnoszarymi piaskami lub żwirkami (w dolnej części) oraz wapienie miejscami jamiste, margle dolomityczne i dolomity (ret).

Utwory jury środkowej i górnej występują w południowej i południowo-wschodniej części b. obszaru górniczego kopalni „Siersza”; ich miąższość wynosi od 1,5 do 158 metrów. Jura środkowa jest reprezentowana przez wapień piaszczyste z oolitami oraz piaskowce lub żwirowce o spoiwie wapnistym; jura górna przez wapień skaliste, płytowe, margliste i gruzłowate, a także miękkie osady marglisto-ilowcowe z wkładkami wapieni.

Utwory neogenu dolnego występują w formie płatu o miąższości 12,5–51 metrów w południowo-wschodniej części badanego obszaru. Wykształcone są przeważnie jako mioceńskie ily, lokalnie margliste.

Utwory neogenu górnego występowały na całym obszarze b. kopalni „Siersza” (rys. 2). Ich miąższość waha się od 0,2 do 49 metrów. Największą miąższość osiągają w części północnej i północno-zachodniej obszaru, w dolinie potoków Żabnik i Kozibród. Osady te można podzielić na:

- utwory plejstocenu, wykształcone jako szare i żółto-szare gliny i piaski fluwioglacjalne,
- utwory holocenu – współczesne osady rzeczne wykształcone jako piaski drobne i średnie z domieszką frakcji ilastej i materii organicznej, których występowanie ogranicza się do ścisłych dolin współczesnych rzek i potoków.

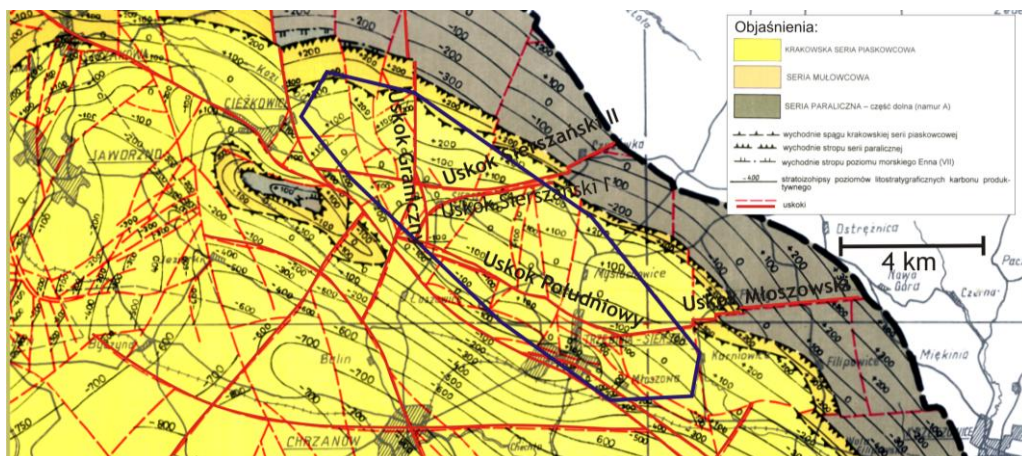


Rys. 2. Mapa utworów nadkładu karbonu kontaktujących się bezpośrednio z karbonem [5]

Fig. 2. Map of Carboniferous overburden formations contacting directly with the Carboniferous system [5]

3. TEKTONIKA

Rejon kopalni „Siersza” był pocięty szeregiem uskoków (rys. 3) o zrzutach często sięgających lub przekraczających 100 metrów. Wśród najważniejszych uskoków można wyróżnić:



Rys. 3. Ważniejsze uskoki w rejonie byłej kopalni „Siersza” na tle mapy strukturalnej utworów karbonu produktywnego [4]

Fig. 3. More important faults in the area of the former “Siersza” mine against the background of the structural map of the productive Carboniferous system formations [4]

- uskoki południkowe (uskok graniczny),
- uskoki równoleżnikowe (sierszański I, sierszański II oraz młoszowski),
- uskoki o kierunku NW-SE (południowy).

4. WARUNKI HYDROGEOLOGICZNE

W obrębie obszaru górniczego kopalni „Siersza” wyróżniono następujące piętra wodonośne: plejstoceny, jurajskie, triasowe, permskie oraz karbońskie (Rogoż i inni 1999).

Piętro wodonośne plejstocenu jest reprezentowane przez osady piaszczysto-zwirowe; miąższość tych osadów waha się od 0 do 53 metrów. Lokalnie, na skutek występowania nieciągłych wkładek osadów gliniasto-ilastych, mogą występować dwa lub więcej horyzontów wodonośnych o charakterze nieciągłym. W północnej i północno-zachodniej części omawianego obszaru występuje jeden połączony poziom wodonośny plejstocenu i karbonu; pierwotnie zwierciadło wód podziemnych miało najczęściej charakter swobodny i występowało na głębokościach rzędu 1,5–5,5 metra. W tej części b. obszaru górniczego kopalni „Siersza” połączony poziom plejstocenu i karbonu stanowi podstawę dużego ujęcia wód podziemnych w rejonie szybów Lech I i Lech II. Utwory plejstocenu uległy osuszeniu na skutek eksploatacji górniczej zarówno w części centralnej obszaru badań (eksploatacja węgla – b. kopalnia „Siersza”), jak i południowo-zachodniej części obszaru (eksploatacja rud Zn–Pb – b. kopalnia „Trzebionka”). W części południowej i wschodniej obszaru, na skutek występowania w podłożu izolujących utworów miocenowych, utrzymało się zawadnienie plejstocenu – zwierciadło wód podziemnych występuje tam na głębokościach do kilkunastu metrów.

Na podstawie danych z odwadniania szybów Lech I i Lech II uzyskano współczynniki filtracji k rzędu 10^{-6} – 10^{-5} m/s; dane z badań laboratoryjnych wskazują na k o około rząd wielkości niższy.

Zasilanie poziomu wodonośnego plejstocenu odbywa się przez bezpośrednią infiltrację wód atmosferycznych w przepuszczalne warstwy plejstocenu i w nieznacznym stopniu wynika z kontaktu z ciekami powierzchniowymi. Tam, gdzie utwory plejstocenu nie zostały odwodnione, głębokość występowania zwierciadła wody jest uwarunkowana morfologią terenu, a spływ wód podziemnych nasypuje w kierunku obniżen powierzchni i cieków powierzchniowych. Wody czwartorzędowego piętra wodonośnego należą do wód słodkich.

W obrębie tego piętra wodonośnego wydzielono Główny Zbiornik Wód Podziemnych Q/5 – Biskupi Bór o charakterze porowym. Obejmuje on północno-zachodnią część obszaru b. kopalni „Siersza”.

Jurajskie piętro wodonośne występuje wąskim pasem przy południowej i południowo-wschodniej granicy b. obszaru górniczego; osady jury mają miąższość od 1,5 do 214 metrów. Osady margliste i iłowcowe jury górnej dzielą piętro jurajskie na dwa poziomy wodonośne o charakterze szczelinowym:

- I poziom – związany z górnijurajskimi wapieniami skalistymi, płytowymi i marglistymi,
- II poziom – związany z wapieniami piaszczystymi, piaskowcami i zwirowcami jury środkowej.

Zasilanie jurajskiego poziomu wodonośnego następuje na wychodniach warstw lub przez przepuszczalne utwory plejstocenu; wody poziomu jurajskiego niewątpliwie zasilają karbońskie piętro wodonośne. Współczynnik filtracji rzędu 10^{-7} m/s uzyskany z pompowania dwóch otworów nie może być traktowany jako reprezentatywny; o przepuszczalności utworów jurajskich decyduje z pewnością lokalny stopień spękania i skrasowienia, który może znacznie zmieniać się. Wody jurajskiego piętra wodonośnego należą do wód słodkich.

Triasowe piętro wodonośne występuje głównie wzdłuż całej południowej granicy b. obszaru górniczego, generalnie nie przekraczając uskoku południowego. Miąższość utworów triasowych jest zmienna od 3 do 158 metrów, z tendencją wzrostową na południe i południowy zachód. W obrębie tego piętra stwierdzono występowanie dwóch poziomów wodonośnych rozdzielonych marglistymi osadami warstw gogolińskich:

- I poziom wodonośny – związany z silnie spękanymi i skrasowiałymi wapieniami i dolomitami wapienia muszlowego; współczynnik filtracji z próbnych pompowań waha się od 10^{-7} do 10^{-5} m/s. Zwierciadło wód podziemnych ma charakter swobodny albo słabo napięty i stabilizuje się na głębokościach od 16,5 do 40 metrów.
- II poziom wodonośny związany z wapieniami marglistymi i dolomitami oraz piaskami, żwirami i piaskowcami pstrego piaskowca; współczynnik filtracji rzędu 10^{-6} nie różni się od współczynnika poziomu I. Zwierciadło wód podziemnych ma charakter swobodny lub napięty i stabilizuje się na głębokości 6–64 metrów.

W kierunku południowym i zachodnim, wraz ze wzrostem miąższości osadów triasu liczba poziomów wodonośnych zwiększa się do trzech; występują one w:

- dolomitach diploporowych i kruszczośnych wapienia muszlowego (współczynnik k rzędu 10^{-5} m/s),
- wapieniach i dolomitach retu,
- piaskowcach pstrego piaskowca.

Pierwszy z tych poziomów wodonośnych został w znacznym stopniu osuszony wskutek eksploatacji rud cynku i ołowiu na obszarze kopalni „Trzebionka”.

Zasilanie wodami atmosferycznymi triasowego piętra wodonośnego na obszarze b. kopalni „Siersza” odbywa się na drodze bezpośredniej infiltracji na wychodniach triasu oraz pośrednio przez przepuszczalne utwory plejstocenu i jury, a także wodami dalekiego krążenia przez sieć spękań, szczelin i uskoków. Zawodnione utwory triasu, szczególnie wapienia muszlowego stanowią w południowej części b. obszaru górniczego źródło dopływu wód w głąb górotworu karbońskiego; migracji tej sprzyjają silne zaburzenia tektoniczne południowej części badanego obszaru. Wody podziemne triasowego piętra wodonośnego należą do wód słodkich.

Na południowo-zachodnim skraju byłego obszaru górniczego „Siersza I” występuje triasowy Główny Zbiornik Wód Podziemnych T/5 – Chrzanów obejmujący wszystkie poziomy wodonośne triasu; największe znaczenie mają jednak szczelinowo-krasowo-porowe poziomy w dolomitach i wapieniach triasu środkowego i retu.

Permskie piętro wodonośne tworzą utwory o miąższości od 1 do 121 metrów występujące w sposób nieciągły na zerodowanej powierzchni karbonu, głównie w części wschodniej i północno-wschodniej omawianego obszaru. Skalami zbiornikowymi są tu głównie spękane tufy filipowickie oraz zlepieńce, piaski i piaskowce serii myślachowskiej. Pomimo małych wartości współczynnika filtracji (rzędu 10^{-7} m/s) skały permu należy uznać za dość dobrze przepuszczalne i połączone hydraulicznie z piętrzem karbońskim. Zwierciadło wody w piętrze permskim ma charakter zmienny – od subartezyjskiego do swobodnego i stabilizuje się na głębokościach rzędu 2–32 metrów. Piętro to jest zasilane na drodze infiltracji przez utwory plejstocenu, przez wody jurajskie i triasowe oraz wody karbońskich poziomów piaskowcowych warstw łaziskich, przez system spękań i szczelin tektonicznych, jak również przez wody dalekiego krążenia na wychodniach permu poza granicami opisywanego terenu.

Wody permskiego piętra wodonośnego należą generalnie do wód słodkich i słabo zmineralizowanych.

Karbońskie piętro wodonośne tworzą horyzonty typu porowo-szczelinowego związane z piaskowcami warstw libiąskich, łaziskich, orzeskich, rudzkich i brzeźnych. Największe znaczenie w rejonie b. kopalni „Siersza” mają horyzonty wodonośne w obrębie trzech serii warstw:

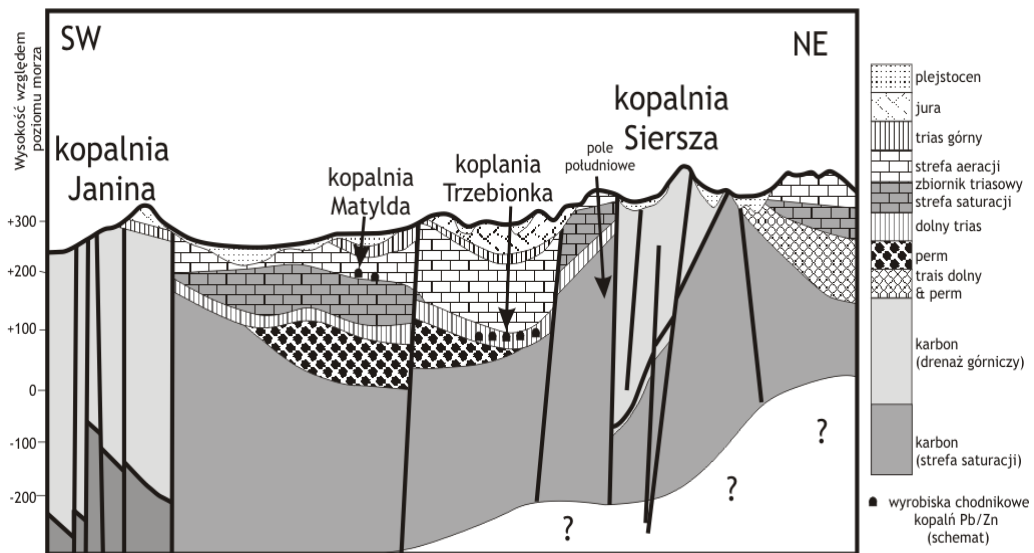
- W warstwach libiąskich są zawodnione piaskowce różnoziarniste, słabozwięzłe, o spoiwie ilastym. Współczynnik filtracji waha się w zakresie 10^{-6} – 10^{-5} m/s; napięte zwierciadło wód podziemnych stabilizowało się na głębokościach 4–42 metry.
- W warstwach łaziskich, które budują strop karbonu na większości obszaru, zbiornikową skałą, podobne jak w warstwach libiąskich, są piaskowce. Współczynniki filtracji są największe w najbardziej spękanej, przypowierzchniowej części warstw, gdzie osiągają wartości rzędu 10^{-3} – 10^{-4} m/s; w głębszych partiach 10^{-5} – 10^{-6} m/s. Zwierciadło wód podziemnych ma charakter napięty, lokalnie nawet artezyjski.
- Warstwy orzeskie mają generalnie mniej warstw piaskowcowych od wyżej opisanych; zwierciadło wód podziemnych ma charakter napięty, a współczynnik filtracji jest mniejszy od 10^{-6} m/s.

Zasilanie karbońskiego piętra wodonośnego odbywa się przez utwory plejstocenu (w części południowej i południowo-zachodniej) lub przez utwory jury, triasu i permu (w części południowej i wschodniej), a także przez sieć spękań tektonicznych wodami dalekiego zasięgu. Liczne spękania i uskoki występujące na omawianym terenie w zależności od tego, czy są otwarte, czy też wypełnione materiałem nieprzepuszczalnym, stanowią bądź uprzywilejowane drogi migracji wód podziemnych, bądź też migrację blokują. Karbońskie piętro wodonośne zostało poddane silnej antropopre-

sji na skutek wieloletniej eksploatacji węgla kamiennego w byłej kopalni „Siersza”. Wśród wielu skutków eksploatacji zmieniających naturalne warunki hydrogeologiczne należy wymienić osuszenie znacznych objętości karbońskiego górotworu (rys. 4) oraz powstanie poeksploatacyjnych pustek, wyrobisk korytarzowych i stref spękań, a także otwarcie wielu istniejących szczelin, co stwarza wodom podziemnym nowe, bardzo dogodne drogi migracji.

Na skutek mieszania się słodkich wód infiltracyjnych z mineralizowanymi wodami sedimentacyjnymi, zawartymi w głębszych partiach górotworu, mineralizacja wód podziemnych karbońskiego piętra wodonośnego jest bardzo zróżnicowana. Niemniej jednak w utworach karbonu występuje spora ilość wód słodkich, co powoduje, że karbońskie piętro wodonośne stanowi zasobny zbiornik wód podziemnych.

Karboński Główny Zbiornik Wód Podziemnych C/2 – Tychy–Siersza obejmuje w zasadzie całość byłego obszaru górniczego kopalni „Siersza”. Jest on związany ze szczelinowo-porowym kompleksem piaskowcowym warstw libiąskich i łaziskich określanych mianem krakowskiej serii piaskowcowej.



Rys. 4. Schematyczny przekrój hydrogeologiczny przez GZWP Tychy–Siersza w rejonie byłej kopalni „Siersza” (Rózkowski i Chmura 1996)

Fig. 4. Schematic hydrogeological cross-section of the Tychy–Siersza MGWA in the area of the former “Siersza” mine (Rózkowski, Chmura 1996)

5. SCHEMATYZACJA WARUNKÓW HYDROGEOLOGICZNYCH KARBOŃSKIEGO ZBIORNIKA WÓD PODZIEMNYCH

5.1. Bilans wodny zlewni

Do oceny wielkości zasilania infiltracyjnego zastosowano model bilansu wilgotnościowego SMWB (*Soil Moisture Water Balance Model*) (Mackie, Williamson, Finnegan 1998). W procesie modelowania wyróżniano strefy wychodni utworów plejstocénskich i starszych. W obliczeniach zostały wykorzystane dzienne pomiary opadów IMGW – posterunek Katowice-Muchowiec) wykonane w latach 1995–2005 (tabl. 1) oraz dane na temat typowego dla Polski miesięcznego rozkładu ewapotranspiracji (Pazdro 1983). Wyniki uzyskane na modelu porównywano z wielkościami odpływu powierzchniowego z obszaru byłej kopalni „Siersza”. W modelu SMWB w opadach atmosferycznych uwzględnia się parowanie, wody zatrzymane w glebie, odpływ powierzchniowy oraz zasilanie infiltracyjne. Wyniki modelowania zaprezentowano w tablicy 1. W dalszych badaniach zasilanie infiltracyjne zostało użyte jako początkowa wartość parametru zasilania modelu przepływu wód podziemnych.

Tablica. 1. Zestawienie wyników modelu SMWB dla rejonu badań (lata 1995–2005)

Składnik bilansu	Wychodnie plejstocenu (udział, %)	Wychodnie utworów starszych (udział, %)
Odpływ powierzchniowy, mm	2,4	27,9
Zasilanie wód podziemnych, mm	38,5	10,0
Ewapotranspiracja, mm	28,0	30,3
Zatrzymane w glebie, mm	32,3	32,3

Uwaga: wielkość średniego opadu rocznego: około 740 mm.

Na podstawie uzyskanych wyników sformułowano następujące wnioski:

- Ewapotranspiracja + zatrzymane wody w glebie, stanowi około 60% bilansu zlewni. Jest to spowodowane dużym udziałem terenów zalesionych o drzewach z głębokim systemem korzennym.
- W modelu dla wychodni plejstocenu dominuje zasilanie wód podziemnych (aż 39% opadu!), co jest spowodowane dużą przepuszczalnością gleb piaszczystych. Z kolei odpływ powierzchniowy wynosi zaledwie 2,5% rocznego opadu.
- W przypadku utworów starszych (trias, trzeciorzęd) przepuszczalność gleb jest zdecydowanie mniejsza i powoduje wzrost odpływu powierzchniowego do około 28% oraz zmniejszenie zasilania wód podziemnych do około 10% rocznego opadu.

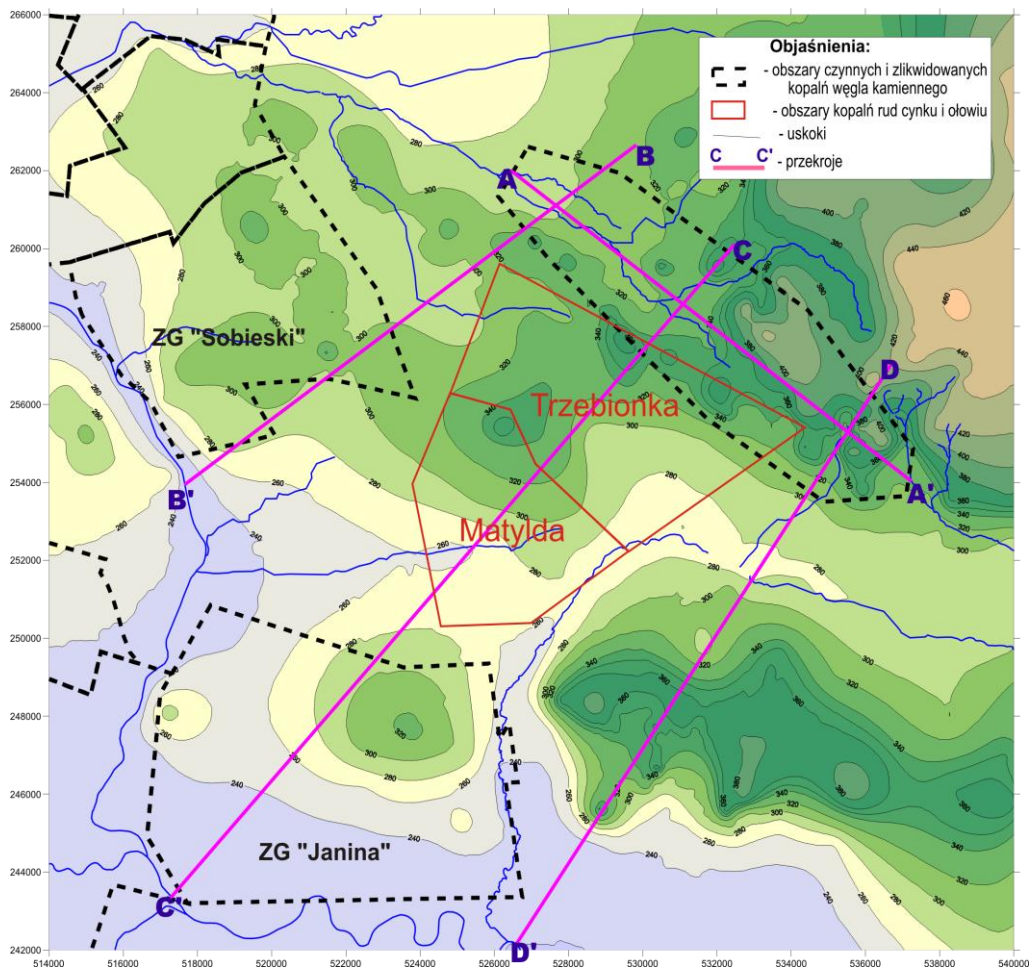
5.2. Warunki przepływu wód podziemnych

Warunki przepływu wód podziemnych zostały oszacowane na podstawie interpolacji zwierciadła wód podziemnych z pomiarów terenowych z 2005 roku uzupełnionych pomiarami starszymi z różnych okresów, zebranymi podczas wiercenia otworów złożowych. Interpolowanie danych położenia zwierciadła wód podziemnych z różnych okresów nie jest rozwiązaniem idealnym, jednak niewielka ilość dostępnych danych nie pozwoliła na zastosowanie innego rozwiązania. Trzeba zaznaczyć, że tak

wyinterpolowane zwierciadło wód podziemnych może służyć jedynie do wstępnego zorientowania się w warunkach hydrogeologicznych i w takim właśnie celu zostało użyte.

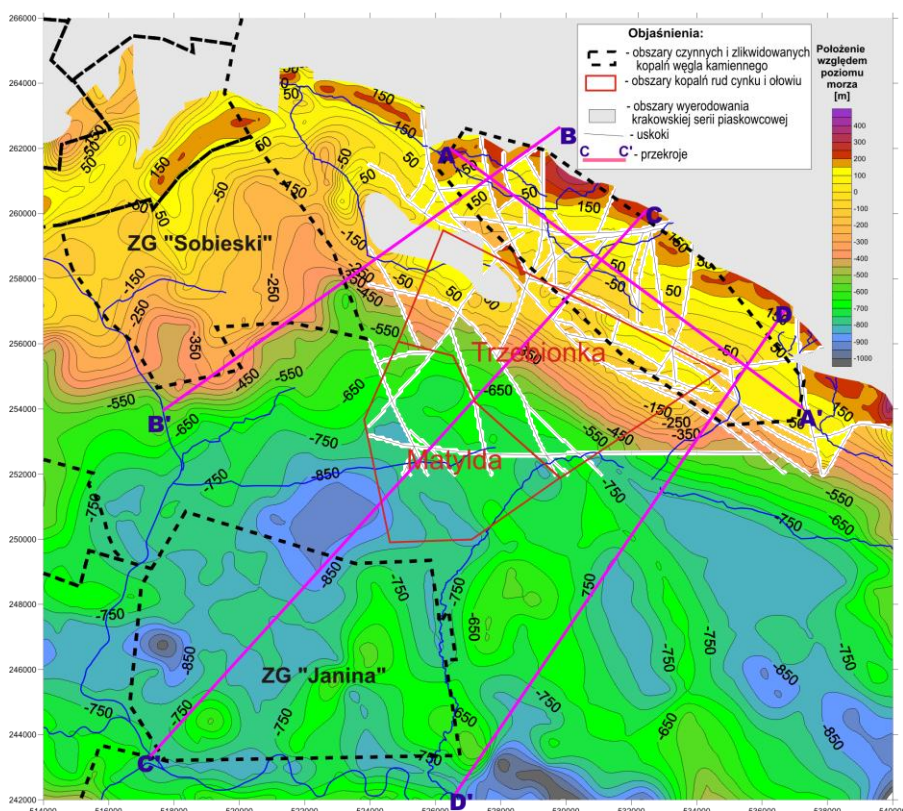
5.3. Powierzchnie granic geologicznych

Do sporządzenia przekrojów geologicznych w celu zrozumienia relacji między głównymi jednostkami geologicznymi w rejonie byłej kopalni „Siersza” wykonano mapy powierzchni terenu (rys. 5) oraz stropu i spągu krakowskiej serii piaskowcowej (rys. 6). Dwie ostatnie zostały wygenerowane w programie SURFER metodą geostatystyczną najmniejszych krzywizn (*Minimum Curvature*) na podstawie odpowiednich map geologicznych Górnośląskiego Zagłębia Węglowego [4, 5].



Rys. 5. Wyinterpolowana powierzchnia terenu w rejonie badań (na podstawie map topograficznych w skali 1: 50 000)

Fig. 5. Interpolated land surface elevation in the investigation region (on the basis of topographic maps on the scale 1:50 000)



Rys. 6. Wyinterpolowana powierzchnia spągu krakowskiej serii piaskowcowej w rejonie badań (na podstawie [4])

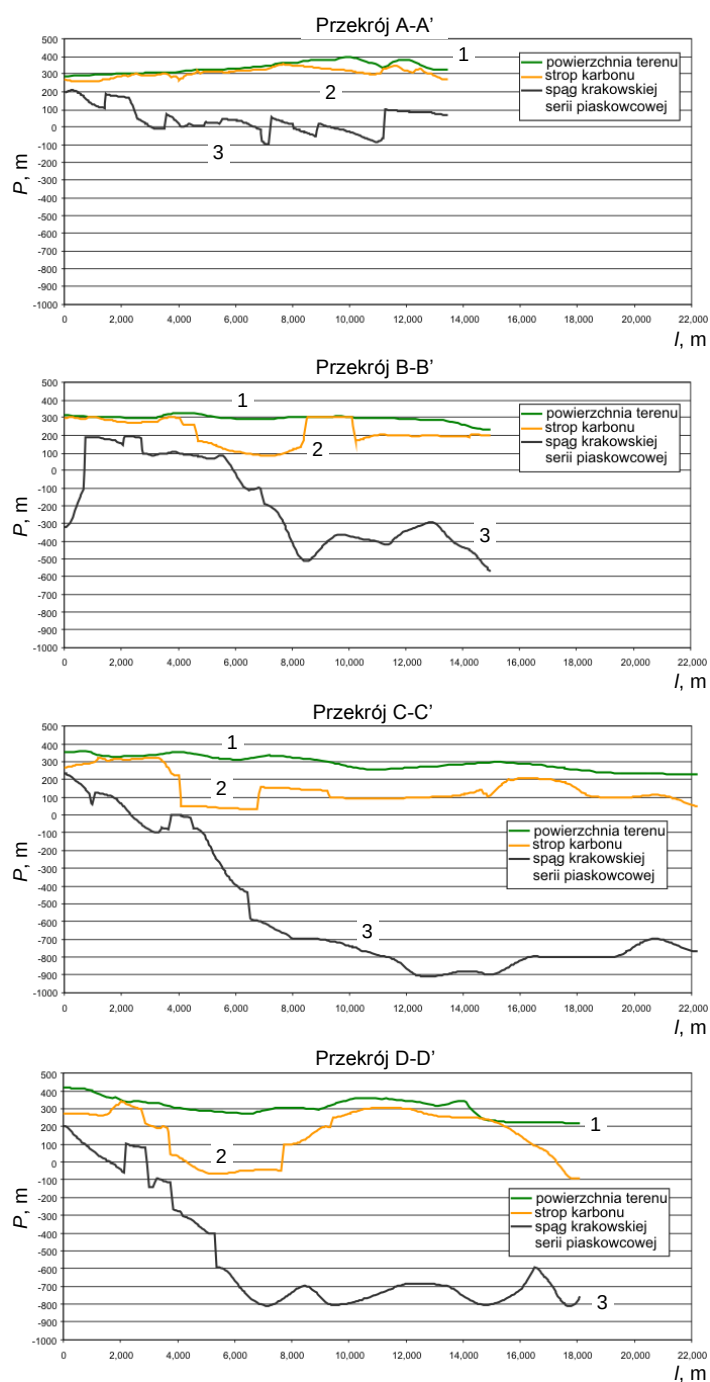
Fig. 6. Interpolated surface of the bottom of a Cracow sandstone series in the investigation region (on the basis of [4])

5.4. Przekroje geologiczne

Schematyczne przekroje geologiczne (rys. 7) zostały wygenerowane w programie SURFER z użyciem komendy Slice. Linie przekrojów są zaznaczone fioletowymi liniami na rysunku 6. Podstawową cechą geometrii warstw jest znacznie wzrastająca miąższość krakowskiej serii piaskowcowej w kierunku południowo-zachodnim oraz znaczne zuskokowanie. Może to stwarzać problemy niestabilności numerycznej modelu, spowodowane głównie przez:

- znaczne zróżnicowanie wymiarów sąsiednich komórek modelu,
- możliwość wystąpienia efektu „wysychania” komórek modelu w rejonie, w którym spąg modelu jest położony najwyżej (a więc w rejonie obszaru górniczego byłej kopalni „Siersza”).

Sposobem na zaradzenie tego typu problemom może być znaczne uproszczenie geometrii modelu, bądź też w skrajnym przypadku zrezygnowanie z użycia modeli z rodziny MODFLOW bazujących na metodzie różnic skończonych, na rzecz zastosowania modeli z wykorzystaniem metody elementów skończonych (np.: FEMWATER).



Rys. 7. Schematyczne przekroje geologiczne przez rejon badań: 1 – powierzchnia terenu, 2 – strop karbonu, 3 – spąg krakowskiej serii piaskowcowej, P – położenie względem powierzchni morza, l – odległość

Fig. 7. Schematic geological cross-sections of the investigation area: 1 – land surface, 2 – Carboniferous top, 3 – bottom of the Cracow sandstone series, P – elevation above/below sea level, l – distance

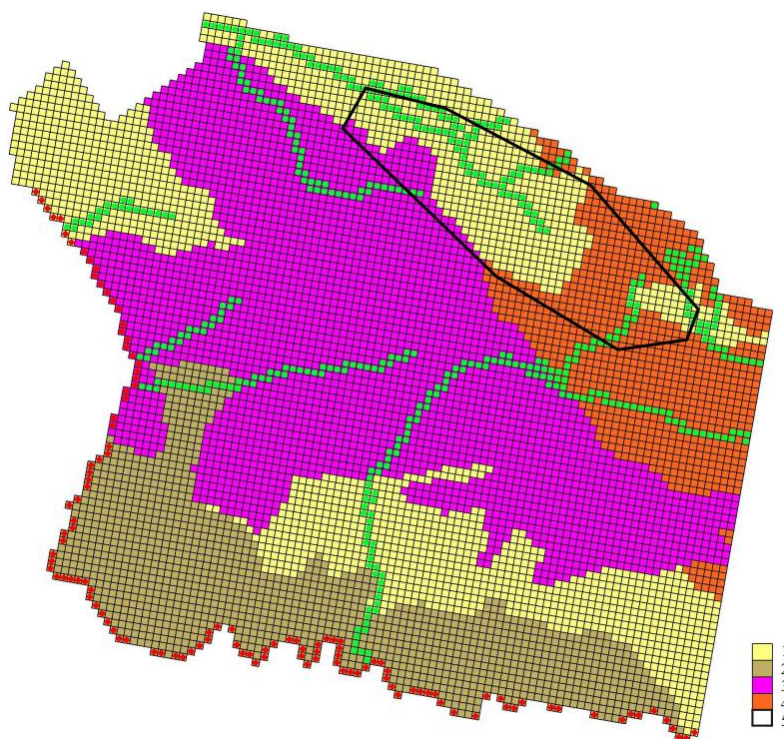
6. KONCEPCYJNY MODEL HYDROGEOLOGICZNY

6.1. Budowa modelu

Opisywany model koncepcyjny został skonstruowany według zasad modelowania metody różnic skończonych wykorzystywanej w programach z rodziny MODFLOW autorstwa Amerykańskiej Służby Geologicznej. W razie potrzeby może być on jednak łatwo przystosowany do innych programów, w których wykorzystuje się metodę elementów skończonych.

6.2. Obszar modelu

Obszar modelu regionalnego (rys. 8) obejmuje około 451 km² i składa się z 7219 bloków o orientacji NNW – SSE oraz wymiarach 250×250 m. Taką rozdzielczość modelu uznano za wystarczającą do skonstruowania modelu koncepcyjnego. W dalszych etapach modelowania matematycznego przewidziane jest zagęszczenie siatki modelu w rejonach szczególnie istotnych dla migracji zanieczyszczeń.



Rys. 8. Obszar modelu koncepcyjnego; wyróżnione strefy: 1 – plejstocen, 2 – neogen dolny, 3 – trias, 4 – perm, 5 – były obszar kopalni „Siersza”) oraz warunki brzegowe warstwy I (kolor czerwony – bloki z warunkiem brzegowym III rodzaju, kolor zielony – bloki z drenażem)

Fig. 8. Area of the conceptual model; distinguished zones: 1 – Pleistocene, 2 – Lower Neogene, 3 – Triassic period, 4 – Permian, 5 – former area of “Siersza” mine and boundary conditions of layer I (red colour – blocks with boundary condition of III kind, green colour – blocks with drainage)

W modelu koncepcyjnym wyróżniono dwie zgeneralizowane warstwy wodonośne:

- warstwę I – nadkład karbonu,
- warstwę II – krakowską serię piaskowcową.

Na rysunku 8 i 9 kolorami zaznaczono zróżnicowanie warstwy I zamodelowane na podstawie danych dotyczących geologii nadkładu karbonu na opisywanym obszarze. Wyróżnione strefy „permu”, „triasu”, „miocenu” oraz „plejstocenu” nie oznaczają ściśle stref występowania konkretnych utworów geologicznych, a raczej strefy, w których te utwory dominują w profilu nadkładu karbonu. Ze strefami tymi wiąże się zróżnicowanie współczynnika filtracji – najważniejszego parametru używanego w procesie modelowania (tabl. 2).

Tablica 2. Wartości współczynnika filtracji przyjętego jako parametr modelu koncepcyjnego

Strefa / warstwa modelu	Współczynnik filtracji, m/s
„Plejstocen” / w-wa I	$9,93 \cdot 10^{-6} - 1,48 \cdot 10^{-4}$
„Miocen” / w-wa I	brak danych – utwory izolujące
„Trias” / w-wa I	$1,38 \cdot 10^{-5} - 3,8 \cdot 10^{-6}$
„Perm” / w-wa I	$2,05 \cdot 10^{-7} - 7,22 \cdot 10^{-7}$
„Karbon” / w-wa II	$2,12 \cdot 10^{-6} - 4,57 \cdot 10^{-4}$

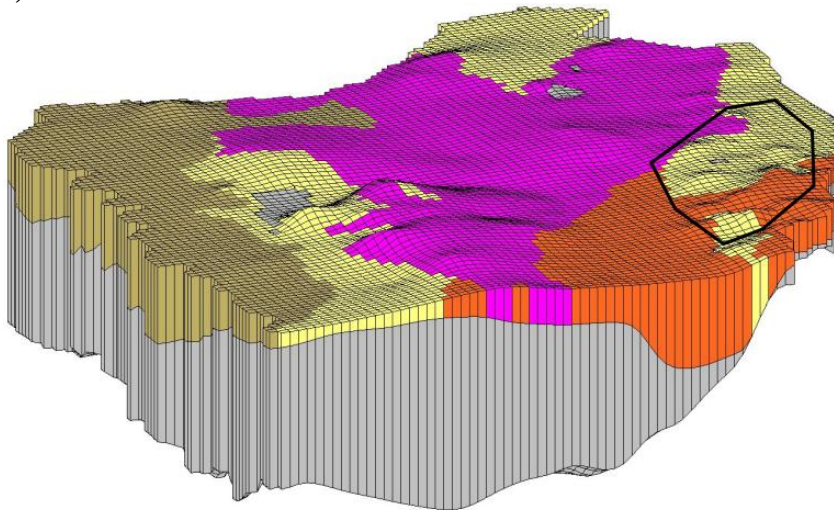
Podczas symulacji wariantów modelu z uwzględnionym drenażem górniczym planuje się zwiększenie wartości współczynnika filtracji o rząd wielkości dla stref eksploatacji górotworu karbońskiego.

6.3. Warunki brzegowe modelu

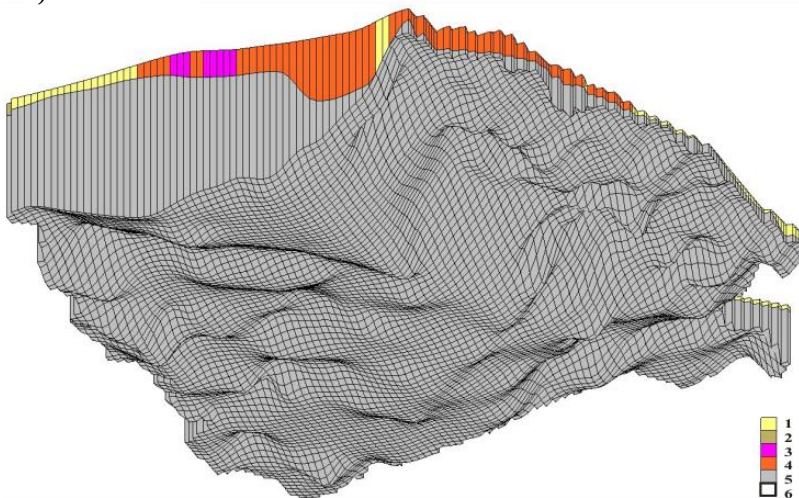
Warunki brzegowe określają formę kontaktu hydraulicznego modelu ze środowiskiem wód podziemnych i powierzchniowych na zewnątrz modelu. Rozmieszczenie opisanych poniżej warunków brzegowych zaprezentowano na rysunku 8.

- **Warunek II rodzaju ($Q = \text{const.}$)** – na wschodniej oraz północnej granicy modelu zastosowano granice typu $Q = 0$ (brak przepływu). Oznacza to, że na granicy tego typu przepływ wód podziemnych w płaszczyźnie poziomej następuje wyłącznie wzdłuż granicy (może również występować przepływ w płaszczyźnie pionowej). Jednakże nie występuje dopływ/odpływ boczny poza obszar modelu. Tego typu granice zastosowano wzdłuż wychodni (pod nadkładem karbonu) powierzchni spągu krakowskiej serii piaskowcowej oraz w strefach, gdzie granica obszaru modelu przebiega wzdłuż linii przypuszczalnego spływu wód podziemnych. Specyficznym rodzajem granicy $Q = \text{const.}$ jest również zasilanie infiltracyjne, którego wielkość Q jest określana dla każdego bloku warstwy I.
- **Bloki z warunkiem III rodzaju $Q = f(h)$** – tworzą zachodnią granicę (wzdłuż rzeki Przemszy) oraz południową granicę modelu (wzdłuż Wisły). Ilość wody przedostająca się przez granicę tego typu zależy od różnicy między poziomem wody w rzece a poziomem wody w warstwie wodonośnej. Wielkość przepływu zależy też od parametru określającego przewodność granicy – jego wartość w poszczególnych blokach modelu określa się zwykle na późniejszych etapach modelowania w drodze kalibracji.

a)



b)



Rys. 9. Obszar modelu w perspektywie 3D; A – widok ogólny od strony południowo-wschodniej: 1 – plejstocen, 2 – neogen dolny, 3 – trias, 4 – perm, 5 – karbon, 6 – obszar b. kopalni „Siersza”, B – spąg modelu widziany od strony południowo-zachodniej

Fig. 9. Model area in 3D perspective: A – general view from the southeast side: 1 – Pleistocene, 2 – Lower Neogene, 3 – Triassic period, 4 – Permian, 5 – Carboniferous system, 6 – area of former “Siersza” mine, B – bottom of model seen from the southwest side

- **Bloki symulujące drenaż rzeczny** – są szczególnym przypadkiem opisanego powyżej warunku III rodzaju. W odróżnieniu od powyższego typu granicy, bloki symulujące dren są aktywne, jeśli poziom wody w drenie jest niższy niż poziom w warstwie wodonośnej – wtedy następuje wypływ wody z modelu. Granice tego typu zostały użyte do zasymulowania drenażu wód podziemnych w obrębie obszaru modelu przez ciekły powierzchniowe. Model koncepcyjny został bowiem skonstruowany dla warunków quasi-naturalnych, bez uwzględnienia drenażu górniczego oraz ujęciami studziennymi. W takich warunkach nie występuje zwykle zjawisko infiltracji wód powierzchniowych do warstwy wodonośnej. Jednakże przed symulacją wariantów zakładających sztuczny drenaż (górniczy lub ujęciami studziennymi) należy odpowiednio przekształcić te granice, tak aby zasilanie wód podziemnych z cieków powierzchniowych było możliwe do zasymulowania.

6.4. Zasilanie infiltracyjne

Jak wspomniano przy opisie bilansu wodnego, obszar modelu regionalnego podzielono na strefy o bardzo dogodnych warunkach infiltracji wód opadowych (głównie obszar występowania nadkładu czwartorzędowego) oraz strefę o znacznie mniej dogodnych warunkach infiltracji (strefa występowania utworów starszych). Wartości infiltracji efektywnej (tabl. 3), obliczone na podstawie modelu bilansu wilgotnościowego gleby, są wartościami początkowymi, które podczas kolejnych etapów modelowania matematycznego będą ulegały nieznacznym zmianom w procesie kalibracji modelu. Możliwe jest również bardziej szczegółowe rozróżnienie stref o różnej wartości współczynnika infiltracji; na przykład wydzielanie ze strefy utworów przedplejstoczeńskich (dla których uśredniona infiltracja wynosi około 10%) rejonów wychodni triasu (o wskaźniku infiltracji >10%) oraz neogenu dolnego (o wskaźniku infiltracji <10%).

Tablica 3. Początkowe wartości zasilania infiltracyjnego jako wynik modelu SMWB dla rejonu badań (lata 1995–2005)

Podłoże geologiczne	Zasilanie infiltracyjne (udział w rocznym opadzie, %)	Zasilanie infiltracyjne mm/rok	Zasilanie infiltracyjne m/d
Plejstocen	38,5%	284,9	$7,80 \cdot 10^{-4}$
Utwory starsze	10,0%	74,0	$2,03 \cdot 10^{-4}$

Uwaga: wielkość średniego opadu rocznego: około 740 mm.

PODSUMOWANIE

Skonstruowany model koncepcyjny jest ważnym etapem w procesie poznania warunków hydrogeologicznych karbońskiego Głównego Zbiornika Wód Podziemnych Tychy–Siersza. Model ten jest podstawą do wykonania modelu matematycznego, za pomocą którego będzie można oszacować możliwy wpływ zatapiania wyrobisk byłej kopalni „Siersza” na krążenie oraz jakość wód Głównego Zbiornika wydzielonego w obrębie krakowskiej serii piaskowcowej.

Literatura

1. Doktorowicz-Hrebicki St. (1960): *Mapa geologiczna Górnośląskiego Zagłębia Węglowego bez utworów plejstocenu*. Warszawa, Wydaw. Geologiczne.
2. Mackie C., Williamson J., Finnegan L. (1998): *Computer Base Modelling of the Anna Bay Sand Beds for Sustainable Development*. IAH International Groundwater Conference, Melbourne.
3. *Mapa dynamiki zwykłych wód podziemnych Górnośląskiego Zagłębia Węglowego i jego obrzeżenia*. (1996): Rózkowski A., Chmura A. (red.) Warszawa, Państwowy Instytut Geologiczny.
4. *Mapa geologiczno-strukturalna stropu utworów karbonu produktywnego*. W: *Atlas Geologiczny Górnośląskiego Zagłębia Węglowego*. (1994) Buła Z., Kotas A. (red.) Warszawa, Państwowy Instytut Geologiczny.
5. *Mapa geologiczno-strukturalna utworów karbonu produktywnego*. W: *Atlas Geologiczny Górnośląskiego Zagłębia Węglowego*. (1994) Buła Z., Kotas A. (red.) Warszawa, Państwowy Instytut Geologiczny.
6. Pazrdo Z. (1983): *Hydrogeologia ogólna*. Warszawa, Wydaw. Geologiczne.
7. Rogoż M., Frolik A., Staszewski B., Bukowski P., Augustyniak I. (1999): *Konsekwencje hydrogeologiczne likwidacji zakładu górniczego „Siersza” w Trzebini*. Katowice, Główny Instytut Górnictwa (praca niepublikowana).

Recenzent: doc. dr hab. inż. Marek Rogoż, prof. GIG

Urszula Sanetra, Krzysztof Paczeński

OBLICZANIE KĄTA TARCIA WEWNĘTRZNEGO I SPÓJNOŚCI SKAŁ METODĄ STYCZNEJ DO OBWIEDNI KÓŁ MOHRA W POSTACI PARABOLI

Streszczenie

W artykule przedstawiono najczęściej stosowane metody obliczania kąta tarcia wewnętrznego i spójności skał, a także metodę zaproponowaną przez autorów. Podstawą tej metody jest przyjęte założenie, zgodnie z którym obwiednia kół Mohra jest parabolą. Równanie paraboli określa się metodą najmniejszych kwadratów, a wartości kąta tarcia i spójności z równania stycznej do tej paraboli w zadanym punkcie. Opracowano program komputerowy MOHR, według którego oblicza się wartości kątów tarcia i spójności.

Przedstawiono również przykłady praktycznego zastosowania opracowanego programu oraz analizę uzyskanych wyników dla kilku przykładowych skał karbońskich GZW. Badania prowadzono w trójosiowym stanie naprężenia, stosując sztywną maszynę, co umożliwiło określenie własności wytrzymałościowych skał zwięzłych (faza przedkrytyczna) i spękanych (faza pokrytyczna). Do analizy wyników wykorzystano omówiony program komputerowy. Z równania obwiedni parabolicznej kół Mohra dla danego rodzaju skały metodą stycznych do obwiedni wyznaczono zmianę wartości kąta tarcia wewnętrznego i zmianę spójności w funkcji naprężenia normalnego.

Calculation of internal friction angle and rock coherence by means of the method tangent to the envelope of Mohr's circles in the form of a parabola

Abstract

The article presents the used most frequently method of calculation of the internal friction angle and rock coherence as well as a method proposed by the authors. The basis of this method is the assumption, in conformity with which the envelope of Mohr's circles is a parabola. The parabola equation is determined using the least square method, and the values of the friction angle and coherence from the equation of tangent to this parabola in the assigned point. A MOHR computer program was developed, according to which we calculate the values of friction angles and coherence.

Furthermore, examples of practical application of the worked out program and analysis of obtained results for several exemplary Carboniferous rocks from the Upper Silesian Coal Basin have been presented. The investigations were conducted in the triaxial stress state, using a rigid machine, which enabled to determine the strength properties of cohesive rocks (precritical stage) and fissured rocks (postcritical stage). For the analysis of results the discussed computer program was used. From the equation of the parabolic envelope of Mohr's circles for the given type of rock by means of the method of tangent to the envelope, the change of the internal friction angle and change of coherence in the normal stress function were determined.

WPROWADZENIE

W projektowaniu podziemnych robót górniczych niezbędna jest znajomość wartości fizyko-mechanicznych parametrów skał zalegających w warunkach naturalnych, przede wszystkim wytrzymałości na ściskanie i ścinanie. Zwykle wartości te uzyskuje

się na podstawie badań próbek skalnych w warunkach laboratoryjnych podczas jednoosiowego lub trójosiowego stanu naprężenia, przy czym głębokość zalegania skał symuluje się za pomocą ciśnienia okólnego.

Na ogół wytrzymałość na ścinanie jest przedstawiana za pomocą dwóch parametrów: kąta tarcia wewnętrznego i spójności.

Parametry te są stosowane do określania nośności spągów, wielkości oddziaływania skał na obudowę wyrobisk korytarzowych i wybierkowych, i do obliczania działających ciśnień na obudowę szybów (Borecki, Chudek 1972). Są one również wykorzystywane do określania szerokości strefy spękań (Wilson 1981, Brady-Brown 1985, Duncan Fama 1993, Kłeczek 1994, Sanetra 2004). Znajomość kąta tarcia wewnętrznego i spójności, szczególnie pokrytycznej, są konieczne do projektowania wyrobisk zlokalizowanych poniżej głębokości krytycznej, gdzie wokół nich wytwarza się strefa plastyczna lub strefa spękań.

1. METODY WYZNACZANIA KĄTA TARCIA WEWNĘTRZNEGO I SPÓJNOŚCI SKAŁ

Do wyznaczania kąta tarcia wewnętrznego φ i spójności c skał najczęściej jest stosowana metoda stycznej do kół Mohra. Polega ona na wykreśleniu, w układzie współrzędnych: naprężenia ścinającego τ (rzędna), naprężenia normalnego σ (odcięta), kół Mohra dla znanych wartości naprężenia krytycznego i ciśnienia okólnego (Kidybiński 1982, Bukowska i inni 1998, Majcherczyk 2000). Dla uzyskanych kół wyznacza się obwiednię, a następnie wykreśla się styczną do obwiedni. Kąt utworzony między styczną i osią odciętych odpowiada wartości kąta tarcia wewnętrznego, natomiast odcinek utworzony przez przecięcie osi rzędnych styczną jest wartością spójności. Jest to jednak metoda subiektywna.

Najbardziej jednoznaczne określenie tych parametrów umożliwiają metody obliczeniowe. Do takich należy metoda, zgodnie z którą w układzie współrzędnych p, q (Bela i inni 1984) są nanoszone kolejne punkty obliczone według wzorów:

$$p = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2}, \quad q = \frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \quad (1)$$

gdzie:

p – położenie środka koła,
 q – maksymalne naprężenie styczne.

Dla otrzymanego wykresu punktowego wyznacza się równanie aproksymanty

$$q_f = p \tan \alpha + a \quad (2)$$

z którego określa się kąt tarcia wewnętrznego φ i spójności c , według wzorów:

$$\varphi = \arcsin \alpha \quad (3)$$

$$c = \frac{a}{\cos \varphi} \quad (4)$$

W innej metodzie obwiednię granicy wytrzymałości i obwiednię wytrzymałości rezydualnej (resztkowej) w układzie współrzędnych σ_1, σ_3 można aproksymować dwoma prostymi (Kovari i inni 1983) o równaniu

$$\sigma_1 = m_i p + b_i \quad (5)$$

gdzie:

- m_i – tangens kąta nachylenia,
- b_i – rzędna punktu przecięcia wyznaczonej prostej z osią σ ,
- p – ciśnienie okólne.

Parametry m_i i b_i stosuje się do obliczania wartości kąta tarcia wewnętrznego φ_i i spójności c_i według wzorów wynikających z teorii Coulomba:

$$\varphi_i = \arcsin \frac{m_i - 1}{m_i + 1} \quad (6)$$

$$c_i = b_i \frac{1 - \sin \varphi_i}{2 \cos \varphi_i} \quad (7)$$

Według Talobra (Kłeczek 1994, Pinińska 1998) obwiednię kół Mohra można uznać za krzywą zbudowaną z trzech oddzielnych łuków, przy czym łuk pierwszy odpowiada utracie ciągłości górotworu na drodze poślizgu, łuk drugi odpowiada zniszczeniu struktury górotworu przez kruche pęknięcie, a łuk trzeci – odkształceniu plastycznemu.

Fairhurst (Kłeczek 1994) zaproponował opis obwiedni określającej krytyczny stan górotworu równaniem paraboli, której parametrami są wytrzymałość skały na jednoosiowe ściskanie R_c i rozciąganie R_r przy założeniu, że $R_c/R_r > 4$. Równanie paraboli wyraża wzór

$$\tau^2 = \left(\sqrt{\frac{R_c}{R_r} + 1} - 1 \right)^2 R_r (R_r - \sigma) \quad (8)$$

Kryterium wytrzymałościowe w postaci obwiedni zaproponowane przez Brace'go (Kłeczek 1994) ma postać:

- w przedziale naprężeń rozciągających

$$\tau = 2 \sqrt{R_r} \sqrt{R_r - \sigma} \quad (9)$$

- w przedziale naprężeń ściskających

$$\tau = 2 R_r + \sigma \operatorname{tg} \rho \quad (10)$$

W przypadku skał karbońskich Górnośląskiego Zagłębia Węglowego do pełnego opisu kryterium wytrzymałościowego można posłużyć się równaniem obwiedni (Kidybiński 1982), które ma postać

$$\tau = a \sqrt{b + R_r} \quad (11)$$

gdzie:

τ – napężenie styczne, MPa;

σ – napężenie normalne, MPa;

R_r – wytrzymałość na rozciąganie, MPa;

a, b – współczynniki liczbowe (dla węgla kamiennego: $a = 18,3$; $b = 0,364$; dla piaskowca $a = 21,3$; $b = 0,50$).

Według Dunikowskiego, Kormana i Köhslinga (1969) w przypadku skał kruchych wartość ich spójności można odczytać na osi τ w miejscu przecięcia jej ze styczną łączącą koła naprężeń przy jednoosiowym rozciąganiu i jednoosiowym ściskaniu. Kąt tarcia wewnętrznego odczytuje się między tą prostą a osią σ . W przypadku skał plastycznych wartość spójności odcina na osi τ styczna do prostoliniowego odcinka obwiedni, a utworzony przez nią kąt z osią σ jest kątem tarcia wewnętrznego.

W badaniach piaskowców krośnieńskich, poddanych wysokim ciśnieniom, Łukaszewski (2004) do wyznaczania obwiedni wytrzymałościowej, według kryterium Coulomba-Mohra, wykorzystał linię regresji określoną metodą najmniejszych kwadratów.

2. OBLICZANIE KĄTA TARCIA WEWNĘTRZNEGO I SPÓJNOŚCI SKAŁ METODĄ STYCZNEJ DO OBWIEDNI KÓŁ MOHRA W POSTACI PARABOLI

2.1. Wyznaczanie równania paraboli

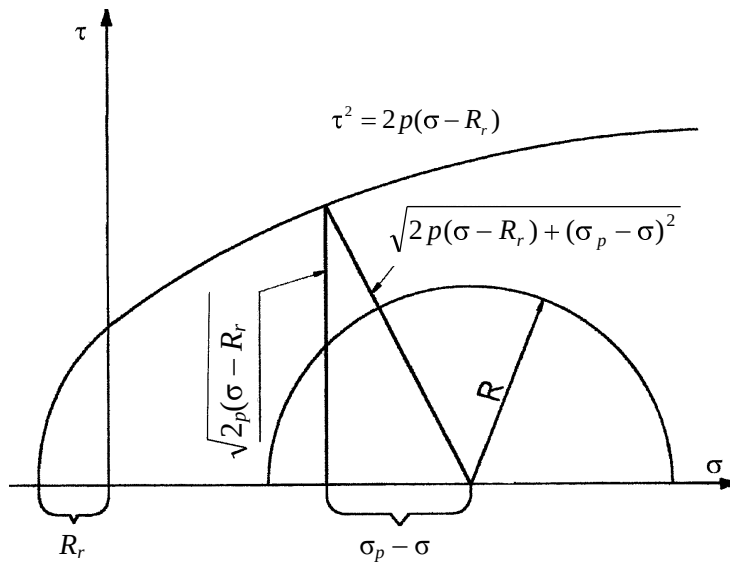
Odległość między zadaną parabolą a okręgiem obliczono wykorzystując schemat przedstawiony na rysunku 1.

Odległość Odl_1 między środkiem okręgu o promieniu R i współrzędnych $(\sigma_p, 0)$ a dowolnym punktem na paraboli określonej równaniem $\tau^2 = 2p(\sigma - R_r)$, korzystając z twierdzenia Pitagorasa, obliczono z następującej zależności

$$Odl_1(\sigma) = \sqrt{2p(\sigma - R_r) + (\sigma_p - \sigma)^2} \quad (12)$$

Odległość między środkiem okręgu o promieniu R i współrzędnych $(\sigma_p, 0)$ a parabolą $\tau^2 = 2p(\sigma - R_r)$ wyznaczono jako minimum funkcji $Odl_1(\sigma)$. Obliczono pierwszą pochodną funkcji (12) i po przyrównaniu jej do zera otrzymano

$$Odl_1(\sigma_p - p) = \sqrt{2p(\sigma_p - p - R_r) + p^2} \quad (13)$$



Rys. 1. Sposób obliczania odległości między parabolą i środkiem okręgu
Fig. 1. Calculation method of distance between the parabola and circle center

Z powyższej zależności oraz z rysunku 1 wynika, że odległość Odl , między okręgiem o promieniu R i środkiem o współrzędnych $(\sigma_p, 0)$ a parabolą wynosi

$$Odl = \sqrt{2p(\sigma_p - p - R_r) + p^2 - R^2} \quad (14)$$

Wyznaczenie obwiedni kół Mohra w postaci równania paraboli sprowadza się do określenia takiej wartości parametru p paraboli o równaniu $\tau^2 = 2p(\sigma - R_r)$, dla którego wartość sumy kwadratów odległości Odl , wyznaczonych według wzoru (14), między okręgami (kołami Mohra) o promieniach $R_{i=1..n}$ i współrzędnych środków $(X_{i=1..n})$ a parabolą ma minimalną wartość, co można zapisać w postaci wyrażenia

$$\left(\sum_{i=1}^n \left(\sqrt{2p(\sigma_{p_i} - p - R_r) + p^2 - R_i^2} \right)^2 \right)_{\min} \quad (15)$$

gdzie n – liczba kół Mohra.

2.2. Wyznaczanie kąta tarcia wewnętrznego i spójności

W celu określenia wartości kąta tarcia wewnętrznego φ i spójności c skały wyznaczono kierunkowe równanie prostej ($y = ax + b$) stycznej do paraboli $\tau^2 = 2p(\sigma - R_r)$ w punkcie o współrzędnych $(\sigma_s, \tau_s = \sqrt{2p(\sigma_s - R_r)})$, a następnie obliczono pierwszą pochodną prawej strony równania paraboli

$$2\tau\tau' = 2p \quad (16)$$

$$\tau' = \frac{p}{\tau} \quad (17)$$

Aby prosta była styczna do paraboli, musi zachodzić równość

$$a = \frac{p}{\tau_s} \quad (18)$$

gdzie τ_s – rzędna punktu styczności.

Wartość stałej b w równaniu prostej oblicza się z zależności

$$b = \tau_s - a\sigma_s \quad (19)$$

Na podstawie powyższych wzorów, podstawiając pod σ_s zadaną wartość naprężenia σ , można obliczyć wartość kąta tarcia wewnętrznego φ oraz wartość spójności c dla danej próbki skały. Znajac wartość współczynnika kierunkowego a prostej, wyznacza się wartość kąta tarcia wewnętrznego φ skały z zależności

$$\varphi = \arctan(a) \quad (20)$$

a wartość spójności c skały z zależności

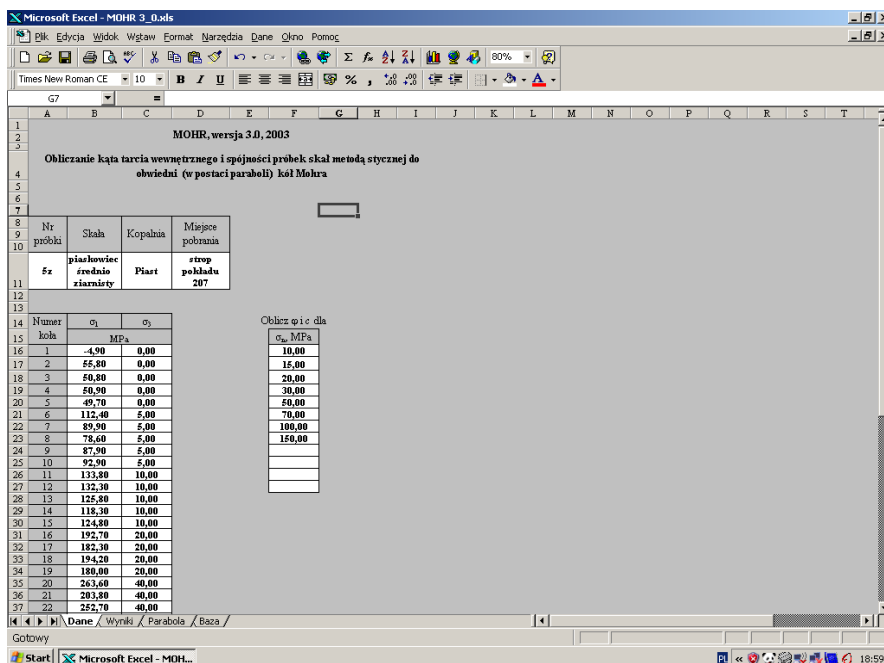
$$c = \tau_1 - a\sigma_1 \quad (21)$$

2.3. Program komputerowy MOHR

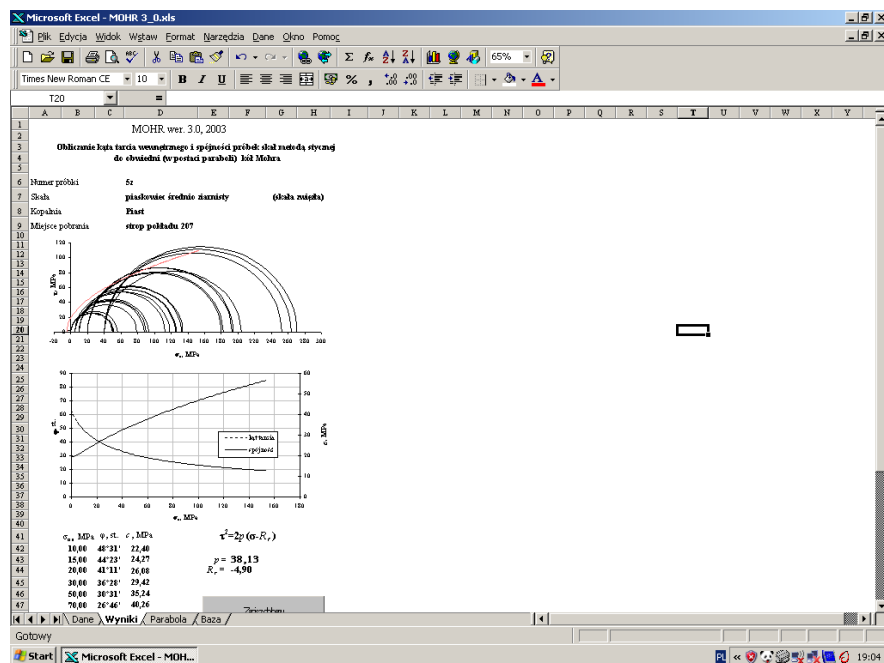
W celu praktycznego wykorzystania opisanej metody opracowano komputerowy program o nazwie MOHR (wer. 3.0), który został napisany w języku Visual Basic i pracuje w środowisku MS Excel. Program ten na podstawie empirycznych wartości naprężeń σ_1 i σ_3 pozwala na obliczanie wartości kąta tarcia wewnętrznego φ i spójności c próbki skały dla zadanych wartości naprężenia normalnego σ_n .

Informacje wejściowe do programu wprowadza się do arkusza DANE. Mogą one być zapisane do bazy danych (arkusz BAZA) stanowiącej integralną część programu, a następnie w dowolnej chwili użyte ponownie do obliczeń. Wyniki obliczeń są przedstawiane na arkuszu WYNIKI. W arkuszu tym są pokazane koła Mohra wraz z obwiednią w postaci paraboli oraz wykres przedstawiający zmiany wartości kąta tarcia wewnętrznego i spójności w zależności od wartości naprężenia. W postaci tekstowej jest prezentowane równanie paraboli oraz wartości kąta tarcia wewnętrznego i spójności dla zadanych wartości naprężenia.

Arkusz do wprowadzania danych (arkusz DANE) przedstawiono na rysunku 2, natomiast przykładowe wyniki obliczeń (arkusz WYNIKI) na rysunku 3.



Rys. 2. Arkusz wprowadzania danych w programie MOHR
Fig. 2. Sheet of data introduction in the MOHR program



Rys. 3. Arkusz wyników w programie MOHR
Fig. 3. Sheet of results in the MOHR program

3. PRZYKŁADY OBLICZENIOWE

Badania laboratoryjne próbek skał, w trójosiowym stanie naprężenia, wykonywano w sztywnej maszynie wytrzymałościowej typu MTS 810 NEW metodą konwencjonalnego ściskania $\sigma_1 \neq \sigma_2 = \sigma_3$ ze stałą prędkością odkształcenia osiowego $\dot{\epsilon} = 10^{-5} \cdot s^{-1}$, to znaczy prędkością odpowiadającą odkształcaniu się skał w sąsiedztwie wyrobisk eksploatacyjnych oraz przygotowawczych (Kwaśniewski 1986), przy zadanym ciśnieniu okólnym od 0 do 70 MPa. W badaniach stosowano komorę ciśnieniową 70 MPa, typu KTK produkcji UNIPRESS oraz kompresor typu U2 umożliwiający utrzymywanie stałego ciśnienia podczas badania.

Przykładowe wyniki badań dwóch karbońskich piaskowców średnioziarnistych oraz dwóch węgla kamiennych, które występują w Górnos Śląskim Zagłębiu Węglowym:

- piaskowca ze stropu pokładu 207 w kopalni „Piaś” (próbka 1),
- piaskowca ze spągu pokładu 419 w kopalni „Sośnica” (próbka 2),
- węgla z pokładu 502/I w kopalni „Polska Wirek” (próbka 3),
- węgla z pokładu 510 w kopalni „Niwka Modrzejów” (próbka 4)

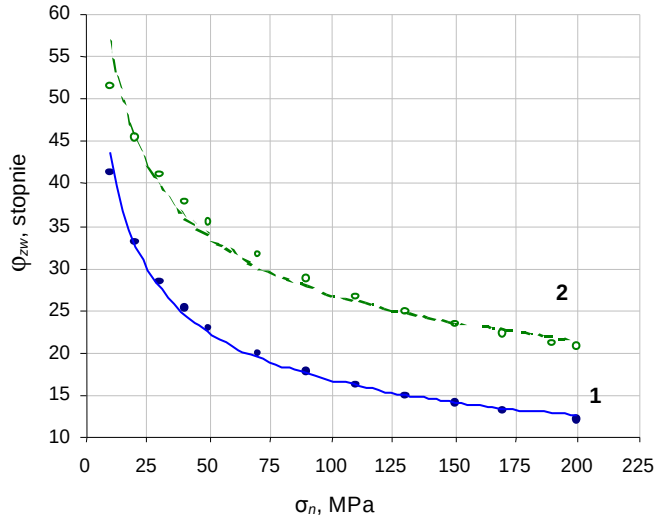
oraz równania parabolicznych obwiedni kół Mohra dla skał zwięzłych ($\tau^2 = 2p (\sigma_n - R_r)$) i spękanych ($\tau^2 = 2p \sigma_n$) obliczono za pomocą programu komputerowego MOHR i zestawiono w tablicy 1.

Tablica.1. Zestawienie równań parabolicznej obwiedni kół Mohra dla skał zwięzłych i spękanych

Typ skały	Numer próbki	σ_{kr} , MPa przy $p = 0$ MPa	Skała zwięzła	Skała spękana
Piaskowiec średnioziarnisty	1	26,2	$\tau^2 = 36,82 (\sigma_n + 2,00)$	$\tau^2 = 28,16\sigma_n$
	2	122,4	$\tau^2 = 116,96 (\sigma_n + 8,60)$	$\tau^2 = 32,72\sigma_n$
Węgiel	3	24,4	$\tau^2 = 30,90 (\sigma_n + 1,30)$	$\tau^2 = 16,38\sigma_n$
	4	48,0	$\tau^2 = 41,16 (\sigma_n + 2,20)$	$\tau^2 = 21,64\sigma_n$

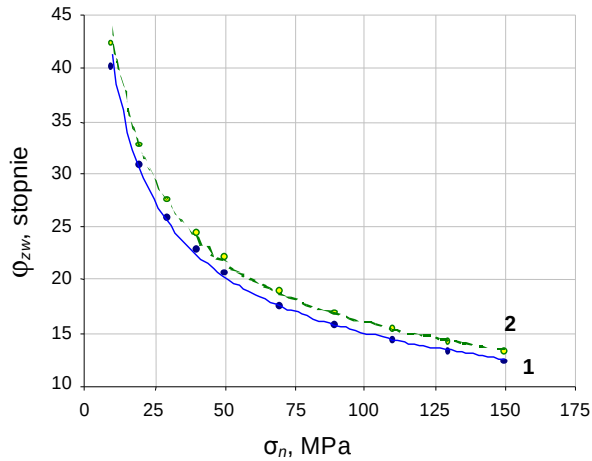
Znając równanie paraboli obliczono zmianę wartości kąta tarcia wewnętrznego φ w funkcji naprężenia normalnego σ_n dla zwięzłych i spękanych piaskowców średnioziarnistych (rys. 4 i 5) oraz węgla (rys. 6 i 7). Podobnie można obliczyć zmianę spójności w funkcji naprężenia normalnego.

Zależność między kątem tarcia wewnętrznego a naprężeniem normalnym dla badanych skał zarówno zwięzłych (faza przedkrytyczna), jak i spękanych (faza pokrytyczna) w zakresie stosowanego ciśnienia okólnego (0–70 MPa) najlepiej opisuje funkcja potęgowa (tabl. 2).



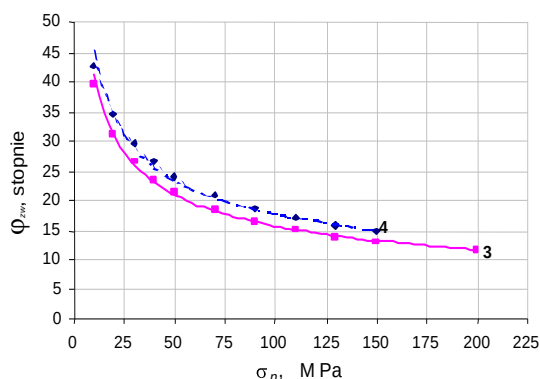
Rys. 4. Zależność $\varphi_{zw} = f(\sigma_n)$ dla piaskowców średnioziarnistych: 1, 2 – numery próbek jak w tablicy 1, φ_{zw} – kąt tarcia wewnętrznego skały zwięzłej, σ_n – napężenie normalne

Fig. 4. Relationship $\varphi_{zw} = f(\sigma_n)$ for medium granular sandstones: 1, 2 – sample numbers as in Table 1, φ_{zw} – internal friction angle of cohesive rock, σ_n – normal stress



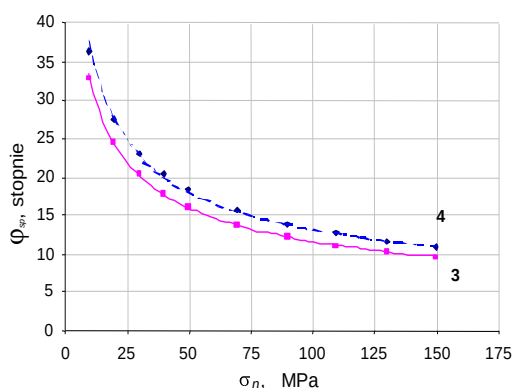
Rys. 5. Zależność $\varphi_{sp} = f(\sigma_n)$ dla piaskowców średnioziarnistych: 1, 2 – numery próbek jak w tablicy 1, φ_{zw} – kąt tarcia wewnętrznego skały zwięzłej, σ_n – napężenie normalne

Fig. 5. Relationship $\varphi_{sp} = f(\sigma_n)$ for medium granular sandstones: 1, 2 – sample numbers as in Table 1, φ_{zw} – internal friction angle of cohesive rock, σ_n – normal stress



Rys. 6. Zależność $\varphi_{zw} = f(\sigma_n)$ dla węgla: 3, 4 – numery próbek jak w tabelicy 1, φ_{zw} – kąt tarcia wewnętrznej skały zwięzłej, σ_n – napężenie normalne

Fig. 6. Relationship $\varphi_{zw} = f(\sigma_n)$ for coals: 3, 4 – sample numbers as in Table 1, φ_{zw} – internal friction angle of cohesive rock, σ_n – normal stress



Rys. 7. Zależność $\varphi_{sp} = f(\sigma_n)$ dla węgla: 3, 4 – numery próbek jak w tabelicy 1, φ_{zw} – kąt tarcia wewnętrznej skały zwięzłej, σ_n – napężenie normalne

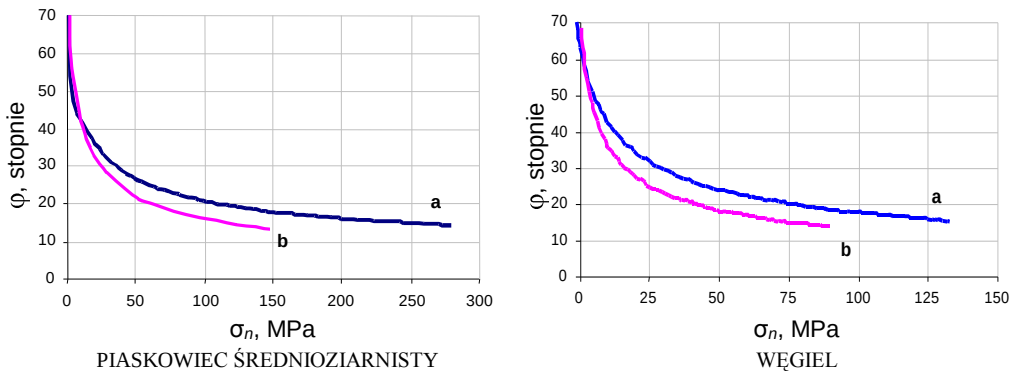
Fig. 7. Relationship $\varphi_{sp} = f(\sigma_n)$ for coals: 3, 4 – sample numbers as in Table 1, φ_{zw} – internal friction angle of cohesive rock, σ_n – normal stress

Tablica 2. Zależność między kątem tarcia wewnętrznego a napężeniem normalnym zwięzłych i spękanych piaskowców oraz węgla

Typ skały	Numer próbki	Skała zwięzła	Skała spękana
Piaskowiec średnioziarnisty	1	$\varphi_{zw} = 114,83\sigma_n^{-0,42}$	$\varphi_{sp} = 114,80\sigma_n^{-0,44}$
	2	$\varphi_{zw} = 118,78\sigma_n^{-0,32}$	$\varphi_{sp} = 119,28\sigma_n^{-0,44}$
Węgiel	3	$\varphi_{zw} = 109,62\sigma_n^{-0,42}$	$\varphi_{sp} = 97,19\sigma_n^{-0,46}$
	4	$\varphi_{zw} = 113,43\sigma_n^{-0,40}$	$\varphi_{sp} = 106,33\sigma_n^{-0,45}$

Zastosowany program umożliwia uzyskanie wykresu zależności kąta tarcia wewnętrznego i spójności od napężenia normalnego równocześnie dla skały zwięzłej,

jak i spękanej. Przykładowo na rysunku 8 przedstawiono zależność $\varphi = f(\sigma_n)$ odpowiednio dla zwięzłego i spękanego piaskowca średnioziarnistego (próbka 2) oraz węgla (próbka 4).



Rys. 8. Kąt tarcia wewnętrznej skały zwięzłej i spękanej jako funkcja naprężenia normalnego:
a – skała zwięzła, b – skała spękana

Fig. 8. Internal friction angle of cohesive and fissured rocks as a function of normal stress:
a – cohesive rock, b – fissured rock

PODSUMOWANIE

Przedstawiona metoda obliczania kąta tarcia wewnętrznego φ i spójności c skały, za pomocą stycznych do obwiedni kół Mohra w postaci paraboli, pozwala w jednoznaczny sposób obliczyć te parametry dla różnych wartości naprężenia normalnego. Dzięki temu można porównywać ze sobą wartości φ i c dla próbek pochodzących z tej samej skały, jak i pochodzących z różnych skał.

Program komputerowy MOHR, którego algorytm bazuje na opisaney metodzie, umożliwia na podstawie empirycznych wartości naprężeń σ_1 i σ_3 skały, szybko i jednoznacznie obliczać wartości kąta tarcia wewnętrznego φ i spójności c dla zadanych wartości naprężenia normalnego σ_n (Sanetra 2005). Umożliwia również zapisywanie informacji wejściowych do bazy danych oraz ich późniejsze wykorzystanie do przeprowadzenia powtórnych obliczeń.

Literatura

1. Bela i inni (1984): *Geotechnika – laboratorium z mechaniki gruntów*. Skrypty uczelniane nr 1197. Gliwice, Politechnika Śląska.
2. Brady B.H.G., Brown E.T. (1985): *Rock Mechanics for Underground Mining*. London, George Allen & Unwin (Publishers) Ltd., s. 203–206.
3. Bukowska M., Sanetra U., Szedel D. (1998): *Wyznaczanie kąta tarcia wewnętrznego i kohezji dla próbek skalnych badanych w konwencjonalnym ściskaniu w sztywnej maszynie wytrzymałościowej*. V Konferencja Naukowo-Techniczna TAPANIA'98 nt.: Bezpieczne prowadzenie robót górniczych, Katowice, GIG.

4. Duncan Fama M.E. (1993): *Numerical Modeling of Yield Zones in Weak Rock*. Comprehensive Rock Engineering. Vol. 2, Analysis and design methods, s. 49–75.
5. Dunikowski A., Korman St., Köhsing J. (1969): *Laboratoryjne badania wskaźników fizyko-mechanicznych*. Przegląd Górniczy nr 11, s. 523–528.
6. Kidybiński A. (1982): *Podstawy geotechniki kopalnianej*. Katowice, Wydaw. „Śląsk”.
7. Kłeczek Z. (1994): *Geomechanika górnicza*. Katowice, Śląskie Wydaw. Techniczne.
8. Kovari K., Tisa A., Einstein H.H., Franklin J.A. (1983): *Suggested methods for determining the strength of rock materials in triaxial compression: revised version*. Int. J. Rock. Mech. Mining Sci. & Geomech. Abstr. Vol. 20 No 6, s. 283–290.
9. Kwaśniewski M. (1986): *Wpływ stanu naprężenia, temperatury i prędkości odkształcania na mechaniczne własności skał*. Archiwum Górnictwa T. 31, z. 2, s. 383–415.
10. Łukaszeński P. (2004): *Struktura uwarunkowania wytrzymałości piaskowców krośnieńskich z Mucharza poddanych wysokim ciśnieniom*. XXVII Zimowa Szkoła Mechaniki Górniczej. Kraków, AGH 2004, s. 151–160.
11. Majcherczyk T. (2000): *Zarys fizyki skał i gruntów budowlanych*. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej, Seria z Lampką Górniczą nr 5.
12. Pinińska J. (1998): *Badania wytrzymałościowe zbiorczych skał węglanowych i klastycznych dla celów inżynierii złożowej*. XXI Zimowa Szkoła Mechaniki Górniczej. Kraków, AGH, s. 367–378.
13. Sanetra U. (1994): *Wpływ ciśnienia bocznego na własności mechaniczne skał Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w warunkach trójosiowego ściskania*. Prace Naukowe Instytutu Geotechniki i Hydrotechniki Politechniki Wrocławskiej nr 65, seria Konferencje nr 33, s. 183–191.
14. Sanetra U. (2002): *Kąt tarcia wewnętrznego i spójność skał zwięzłych i spękanych*. Warsztaty górnicze nt. Problematyka inżynierska z zakresu ochrony terenów górniczych. Sympozja i konferencje nr 55. Kraków, IGSMiE PAN, s. 393–404.
15. Sanetra U. (2004): *Określenie nośności filarów oporowych w stanie pokrytycznym na podstawie badań trójosiowego ściskania karbońskich próbek skalnych*. Katowice, GIG (Praca doktorska).
16. Sanetra U. (2005): *Kąt tarcia wewnętrznego skał zalegających na różnej głębokości*. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 6 (130), s. 54–56.
17. Wilson A.H. (1981): *Soft Rock Properties and Strata Control*. Comprehensive Rock Engineering. Vol. 2: Analysis and design methods, s. 585–630.

Recenzent: prof. dr hab. inż. Antoni Kidybiński

Lech Malara

KOMPLEKSOWA TERMOMODERNIZACJA WRAZ Z POPRAWĄ SPRAWNOŚCI SYSTEMU GRZEWczego ORAZ WYMIANĄ ŹRÓDEŁ CIEPŁA W OBIEKTACH SZKOLNYCH W SIEMIANOWICACH ŚLĄSKICH

Streszczenie

W latach 2004–2005 w Siemianowicach Śląskich przeprowadzono kompleksową termomodernizację obiektów szkolnych. Podstawą do jej przeprowadzenia były, wcześniej wykonane, w Głównym Instytucie Górnictwa w Zakładzie Oszczędności Energii i Ochrony Powietrza, prace audytorskie w postaci analiz ograniczenia potrzeb cieplnych obiektów szkolnych, na podstawie których sporządzono projekty technologiczno-wykonawcze.

W publikacji przedstawiono opis przebiegu tych prac: charakterystykę technologiczną obiektów, energooszczędne usprawnienia termomodernizacyjne (w tym również poprawę sprawności systemu grzewczego wraz z wymianą źródeł ciepła), wyniki bilansu energetycznego przed i po wykonaniu zaproponowanych usprawnień termomodernizacyjnych, analizę ekonomiczną wariantu wykonawczego (w tym oszczędności kosztów ogrzewania) oraz sposób finansowania powyższych inwestycji.

Complex termomodernization including heating system efficiency improvement and heat sources replacement in school buildings in Siemianowice Śląskie

Abstract

A number of investments related to complex termomodernization of school buildings has been done in years 2004–2005 in Siemianowice Śląskie. The base of these investments – auditing research was performed earlier by Central Mining Institute in Department of Energy Saving and Air Protection. This research contained analyses of reduction school buildings thermal needs, they were used to make technological and executive projects concerning final investments.

This publication describes progress of this research: technological characteristic of buildings, energy-saving improvements (including heating system efficiency improvement and heat sources replacement), energy balance results before and after proposed termomodernization improvements realization, economical analysis of final termomodernization variant (including cost savings of heating) and way of financing investments.

WPROWADZENIE

W celu przeprowadzenia analizy możliwości ograniczenia potrzeb cieplnych budynków szkolnych zlokalizowanych na terenie miasta Siemianowice Śląskie wykonano inwentaryzację stanu przegród budowlanych budynków. Na jej podstawie sporządzono bilans cieplny i obliczono zapotrzebowanie na ciepło i moc potrzebną do wytworzenia tego ciepła. Zaproponowano optymalne przedsięwzięcia termomodernizacyjne w celu ograniczenia potrzeb cieplnych obiektów szkolnych. Wykonano także analizy ekonomiczne, w tym: kosztów ogrzewania, wielkości nakładów inwestycyjnych na prace termomodernizacyjne i propozycje ich finansowania.

W ramach kompleksowej termomodernizacji budynków szkół przewidziano ocieplenie ścian zewnętrznych, ścian zewnętrznych piwnic, stropodachów wentylowanych nad budynkami, wymiany starych okien w ramach drewnianych, wymianę okien w ramach metalowych, eliminację przegród z luksferów, zmniejszenie powierzchni okiennej, wymianę drzwi wejściowych do budynków oraz modernizację źródeł ciepła i usprawnienie wewnętrznej instalacji grzewczej zasilanej z kotłowni węglowych znajdujących się w pomieszczeniach piwnicznych budynków szkół.

Powodem podjęcia prac termomodernizacyjnych były duże straty ciepła spowodowane brakiem izolacji termicznej ścian zewnętrznych i wewnętrznych oraz ścian piwnic ogrzewanych, stropodachów budynków, złym stanem technicznym okien drewnianych podwójnie szklonych, drzwi wejściowych do budynków oraz małą sprawnością istniejącej instalacji c.o. Uzyskano w ten sposób zmniejszenie zapotrzebowania na energię ciepłą budynków szkół, a w konsekwencji redukcję emisji zanieczyszczeń pyłowo-gazowych do powietrza w sezonie grzewczym.

Podjęcie powyższych prac było uzasadnione między innymi:

- zapisami zawartymi w Programie Ochrony Środowiska Województwa Śląskiego: Realizacja celu długoterminowego pt. „Polepszenie jakości powietrza atmosferycznego” w zakresie gospodarki cieplnej działania związane z termomodernizacją obiektów,
- listą przedsięwzięć priorytetowych planowanych do dofinansowania ze środków WFOŚiGW w latach 2001–2004 (działania OA 5.3),
- strategią rozwoju miasta Siemianowice Śląskie, należącego do strefy Górnośląskiego Okręgu Przemysłowego.

1. LOKALIZACJA OBIEKTÓW SZKOLNYCH I OCENA ICH STANU TECHNICZNEGO

Obiekty szkolne są zlokalizowane na terenie Siemianowic Śląskich – miasta w województwie śląskim, które należy do Górnośląskiego Okręgu Przemysłowego. Powierzchnia miasta stanowi obszar około 25,5 km², który zamieszkuje 73 906 mieszkańców (stan na 31.XII.2003 r.). W centrum miasta, które zajmuje zwartą zabudowę, znajdują się liczne skwery i zieleńce oraz park miejski. Poza miastem występują tereny rolnicze, leśne oraz rekreacyjne, a zabudowę mieszkaniową stanowią – rozproszone jedno- i wielorodzinne budynki mieszkaniowe.

Budynki szkolne zostały wybudowane w różnych latach. Dwa z nich w latach przedwojennych, a trzy w powojennych. Technologia budynków: tradycyjna – murowane z cegły pełnej lub wykonane z prefabrykowanych elementów żelbetowych. Mają one po dwie lub trzy kondygnacje i są podpiwniczone.

Stan techniczny obiektów nie był zadowalający ze względu na duże współczynniki przenikania ciepła U w przegrodach, wynoszące przeciętnie:

- 1,5–2,7 – dachy,
- 1,1–2,3 – stropodachy,
- 1,0–1,8 – ściany zewnętrzne budynków,
- 3,2–5,6 – okna zewnętrzne,
- 2,5–5,6 – drzwi zewnętrzne.

Okna na ścianach zewnętrznych budynków były podwójnie szklone w ramach drewnianych lub pojedynczo szklone w ramach stalowych. Były też okna drewniane typu skrzynkowego podwójnie szklone (szkoła A). Stan okien był zły – okna były nieszczelne. Drzwi wejściowe główne do budynków były najczęściej w ramach stalowych lub aluminiowych, podwójnie lub pojedynczo szklone w złym stanie technicznym. Drzwi wejściowe boczne – drewniane pełne, stan ich był niedostateczny, drzwi były nieszczelne.

Charakterystykę technologiczną obiektów szkolnych przedstawiono w tablicy 1.

Tablica 1. Charakterystyka technologiczna obiektów szkolnych

Wyszczególnienie	Obiekt szkolny			
	A	B	C	D
Rok budowy	1903 1974*)	1937	1964	1968
Technologia budynku	budynek szkoły murowany z cegły pełnej, zbudowany metodą tradycyjną; dom harcerza – konstrukcja żelbetowa	budynek murowany z cegły pełnej, zbudowany metodą tradycyjną	budynek murowany z cegły pełnej, zbudowany metodą tradycyjną	budynek wykonany z prefabrykowanych elementów żelbetowych typu SF
Powierzchnia zabudowy, m ²	881 227*	1263	1335	1556
Kubatura budynku, m ³	9 793 1884*	16 200	10 540	16 015
Powierzchnia użytkowa pomieszczeń, m ²	2020 276*	3041	1833	2456
Kubatura ogrzewanej części budynku, m ³	6445 822*	11 157	5896	12 120
Budynek podpiwniczony tak/nie	tak tak*	tak	tak	częściowo
Kotłownia w budynku tak/nie	tak nie**	nie**	tak	nie**

* dom harcerza, ** węzeł cieplny.

Obiekty wyposażone są w instalacje:

- wodno-kanalizacyjną – służącą do zaopatrywania użytkowników w wodę pitną i odprowadzającą ścieki bytowo-gospodarcze,
- wentylacyjną – służącą do wentylowania grawitacyjnego (z wnętrza pomieszczeń szkolnych, gabinetów, pracowni, sal wykładowych) oraz wentylowania mechanicznego (nawiewno-wywiewnego) z kuchni i sal gimnastycznych,
- klimatyzacyjną – umywalnie i natryski (zaplecze sali gimnastycznej – szkoła A),
- spalinowe (dymowe) – służące do odprowadzania spalin z urządzeń grzejnych – gazowych (kuchnie szkolne),
- elektryczną – służącą do oświetlenia wnętrz pomieszczeń szkolnych i napędu urządzeń elektrycznych małej mocy,
- centralnego ogrzewania – z własnymi kotłowniami węglowymi lub zasilane z węzła cieplnego (ogrzewanie budynków głównych szkół oraz sal gimnastycznych),
- przygotowywania c.w.u. – z term gazowych (kuchnie), term elektrycznych przepływowych (punkty sanitarne) lub z wymienników parowych (szkoła B).

2. BILANS ENERGETYCZNY BUDYNKÓW

Do obliczenia zapotrzebowania ciepła i mocy dla budynków zastosowano program komputerowy AUDYTOR OZC 3.0 Narodowej Agencji Poszanowania Energii S.A. w Warszawie, opracowany na podstawie obowiązujących norm.

Temperaturę zewnętrzną ustalono według PN-82/B-02403 – *Temperatury obliczeniowe zewnętrzne* [3d], a mianowicie:

- temperatury zewnętrzne dla III strefy klimatycznej – 20 °C,
- Temperaturę ogrzewanych pomieszczeń w budynkach przyjęto według PN-82/B-02402 [3c]:
 - sale wykładowe, pracownie, gabinety, biura, jadalnie, biblioteki + 20 °C,
 - łazienki, natryski, rozbieralnie, gabinety lekarskie + 25 °C,
 - klatki schodowe, korytarze, sale gimnastyczne + 16 °C.

Strumień powietrza wentylacyjnego ustalano według PN-83/B-03430 – Wentylacja w budynkach mieszkalnych zamieszkania zbiorowego i użyteczności publicznej [3f]. Zgodnie z normą w pomieszczeniach typu W.C. przewidziano wentylację grawitacyjną o strumieniu 30 m³/h, dla pomieszczeń typu łazienki z W.C. przewidziano wentylację grawitacyjną o strumieniu 50 m³/h, dla kuchni z oknem zewnętrznym – 70 m³/h.

W pomieszczeniach przeznaczonych na kotłownię – 2,5 wymiany na godz.

W pomieszczeniach przeznaczonych na naukę – 1,0–1,5 wymiany na godz.

W pomieszczeniach typu klatki schodowe oraz korytarze – 0,5 wymiany na godz.

W pomieszczeniach piwnicznych – 0,3 wymiany na godz.

Współczynniki przenikania ciepła przegród U [3g] obliczono, korzystając z katalogu materiałów programu AUDYTOR OZC 3.0.

Uzyskane wyniki obliczeń zamieszczano w opracowaniach jako załącznik w wydrukach z powyższego programu.

Charakterystykę obiektów szkolnych przed i po modernizacji przedstawiono w tablicy 2.

Tablica 2. Charakterystyka obiektów szkolnych w stanie istniejącym i po termomodernizacji (bilans energetyczny obiektów)

Wyszczególnienie	Obiekt szkolny							
	A		B		C		D	
	przed	po	przed	po	przed	po	przed	po
Obliczeniowa moc cieplna, kW	203,54 103,40*	104,88 29,59*	380,68	175,30	317,05	123,16	323,47	152,64
Roczne zapotrzebowanie na ciepło, GJ/rok	1251,71 777,78*	622,74 226,77*	2367,26	1007,39	2334,63	946,32	2215,18	1058,89
Sprawność systemu grzewczego	0,522 0,534*	0,677 0,621*	0,713	0,893	0,547	0,670	0,557	0,893
Poprawa sprawności systemu grzewczego, %	– –	22,9 14,0	–	20,2	–	18,4	–	37,6
Roczne zapotrzebowanie na ciepło z uwzględnieniem sprawności systemu grzewczego i przerw w ogrzewaniu, GJ/rok	2397,91 1456,52*	919,85 365,17*	3320,14	1128,10	2253,53	4268,06	4071,08	1220,58
Wskaźnik powierzchniowy sezonowego zapotrzebowania na ciepło, kWh·m ⁻² ·rok	172,10 782,50*	85,60 228,20*	216,30	92,00	353,80	143,40	182,80	87,60
Wskaźnik kubaturowy sezonowego zapotrzebowania na ciepło, kWh·m ⁻³ ·rok	53,90 263,60*	26,80 76,90*	58,90	25,10	110,00	44,60	50,80	24,30

* dom harcerza.

3. OPTIMALIZACJA PRZEGRÓD ZEWNĘTRZNYCH

Do wyznaczenia optymalnego dodatkowego oporu cieplnego ΔR przegrody korzystano z zależności określonej wzorem

$$SPBT = \frac{N_u}{\left[U - \frac{1}{U + \Delta R} \right] W_E}, \text{ lata}$$

gdzie:

- ΔR – dodatkowy opór cieplny przegrody zewnętrznej ($\text{m}^2 \cdot \text{K} / \text{W}$);
- N_u – planowane koszty robót na zwiększenie o wartość ΔR oporu cieplnego 1 m^2 przegrody, $\text{zł} / \text{m}^2$;
- U – współczynnik przenikania ciepła przegrody zewnętrznej, określony zgodnie z Polską Normą dotyczącą sposobu obliczania oporu cieplnego i współczynnika przenikania ciepła, dla budynku przed termomodernizacją $\text{W} / (\text{m}^2 \cdot \text{K})$;
- W_E – jednostkowa roczna oszczędność kosztów energii w wyniku usprawnienia termomodernizacyjnego ($\text{zł} \cdot \text{K} / \text{W} \cdot \text{rok}$).

Optymalny dodatkowy opór cieplny ΔR , odpowiadający optymalnej grubości warstwy ocieplenia, jest to opór, dla którego prosty czas zwrotu nakładów SPBT przyjmuje wartość minimalną.

W wyniku przeprowadzonej optymalizacji przegród otrzymano następujące współczynniki przenikania ciepła U w przegrodach, wynoszące przeciętnie:

- 0,21–0,22: dla dachów,
- 0,21–0,22: dla stropodachów,
- 0,23–0,25: dla zewnętrznych ścian budynków,
- 1,3–1,5: dla okien zewnętrznych,
- 1,1–1,2: dla drzwi zewnętrznych.

Okna na ścianach zewnętrznych budynków wymieniono na okna PCV podwójnie szklone (szyba niskoemisyjna). Drzwi wejściowe główne i boczne do budynków szkolnych wymieniono na drzwi PCV z szybą specjalną.

Charakterystykę obiektów szkolnych przed i po optymalizacji przegród zewnętrznych przedstawiono w tablicy 3.

4. MODERNIZACJA ŹRÓDEŁ CIEPŁA I SYSTEMÓW GRZEWczyCH

Systemy grzewcze w obiektach szkolnych były w złym stanie technicznym. Dotyczyło to zarówno źródeł ciepła (stare kotły stalowe, wodne niskotemperaturowe na paliwo stałe o niskiej sprawności), jak również wyeksploatowanych dwururowych stalowych instalacji grzewczych. Brak zaworów termostatycznych na grzejnikach nie pozwalał na ustalanie właściwej temperatury w zajmowanych pomieszczeniach, co z kolei powodowało brak możliwości oszczędzania energii w czasie ogrzewania pomieszczeń szkolnych.

Tablica 3. Charakterystyka obiektów szkolnych w stanie istniejącym i po optymalizacji przegród zewnętrznych

Optymalizacja przegród	Obiekt szkolny											
	A			B			C			D		
	U_0 W/m ² ·K	d_i cm	U_1 W/m ² ·K	U_0 W/m ² ·K	d_i cm	U_1 W/m ² ·K	U_0 W/m ² ·K	d_i cm	U_1 W/m ² ·K	U_0 W/m ² ·K	d_i cm	U_1 W/m ² ·K
Dachy	2,514*)	15,0	0,220	1,524 2,715	15,0 16,0	0,212 0,210	2,256	15,0	0,220	–	–	–
Stropodachy	1,739 1,779*	16,0 16,0	0,219 0,215	2,258 1,823	21,0 16,0	0,223 0,220	2,047 2,035 2,023	21,0 16,0 21,0	0,220 0,220 0,220	1,164 1,023 1,009	14,0 14,0 14,0	0,215 0,210 0,209
Ściany zewnętrzne	1,435 1,376 1,091 2,261*)	13,0 13,0 13,0 14,0	0,253 0,251 0,240 0,244	1,428 1,205 0,964	13,0 13,0 13,0	0,250 0,245 0,233	1,425 1,882	13,0 14,0	0,250 0,248	1,149 1,328	13,0 13,0	0,243 0,249
Okna zewnętrzne	3,20 3,20*	– –	1,30 1,30	3,50 5,60	– –	1,30 1,30	1,30 3,50	– –	1,30 1,30	3,20 1,70	– –	1,50 1,70
Zmniejszenie powierzchni okien	3,20* 4,50	14,0 14,0	0,240 0,240	3,50 5,60	13,0 13,0	0,250 0,240	3,50 4,50**	13,0 13,0	0,220 0,260	3,20	13,0	0,231
Drzwi zewnętrzne	5,60 5,60*	–	1,20 1,20	5,10 5,60	– –	1,20 1,20	3,50 5,60	– –	1,10 1,20	5,60 2,50	– –	1,20 1,20
Zmniejszenie powierzchni drzwi	–	–	–	–	–	–	–	–	–	5,60	13,0	0,240

Objaśnienia: U_0 i U_1 – współczynnik przenikania przegrody przed i po optymalizacji, d_i – grubość warstwy izolacyjnej, * dom harcerza, ** – luksusy.

Modernizacja systemów grzewczych w obiektach szkolnych polegała na: wymianie źródeł ciepła na nowoczesne ekologiczne o wysokiej sprawności źródła ciepła (szkoła A i C) zaopatrzone w elementy regulacyjne (np. w automatykę pogodową) oraz kompleksowej wymianie instalacji grzewczej (szkoła A, B, C i D), wymianie starych grzejników żeliwnych na grzejniki konwekcyjne, zabudowie na grzejnikach zaworów termostatycznych, hermetyzacji (przez zastosowanie naczyń w zbiorczych zamkniętych) i odpowietrzaniu instalacji (zastosowanie indywidualnych odpowietrzników na pionach), a następnie przeprowadzeniu regulacji hydraulicznej. W szkole A, która składa się z trzech budynków, zastąpiono trzy źródła ciepła (dwa stare kotły węglowe i kocioł elektryczny), jednym ekologicznym kotłem o wysokiej sprawności, a od niego poprowadzono sieci ciepłownicze z rur preizolowanych do pozostałych budynków (sala gimnastyczna i dom harcerza).

Charakterystykę źródeł ciepła w szkołach A i C przed i po modernizacji przedstawiono w tablicy 4.

Całkowitą sprawność systemów grzewczych obliczono ze wzoru

$$\eta_0, \eta_1 = \eta_w \eta_p \eta_r \eta_e$$

gdzie:

- η_w – sprawność wytwarzania ciepła określana zgodnie z Polskimi Normami, dotyczącymi kotłów grzewczych wodnych niskotemperaturowych gazowych lub przyjmowana na podstawie oceny lub z dokumentacji technicznej,
- η_p – sprawność przesyłania ciepła określana zgodnie z Polską Normą, dotyczącą izolacji cieplnej rurociągów, armatury i urządzeń lub przyjmowana na podstawie oceny lub z dokumentacji technicznej,

η_r – sprawność regulacji systemu ogrzewania obliczana ze wzoru lub przyjmowana z dokumentacji technicznej,

η_e – sprawność wykorzystania ciepła przyjmowana na podstawie oceny lub z dokumentacji technicznej.

Tablica 4. Charakterystyka źródeł ciepła w szkołach A i C przed i po modernizacji

Wyszczególnienie	Obiekt szkolny							
	A		A		A		C	
	przed	po	przed	po	przed	po	przed	po
Producent kotła/sieć ciepłownicza	Sefako	F. Spyra	Moriel	lokalna sieć ciepłow.	Sefako	lokalna sieć ciepłow.	Dozamet	F. Spyra
Typ kotła/rodzaj rurociągu	KZ-5	KW-KMP	PEP 2CS wodny elektryczny	rurociąg preizolow. z budynku 1	KZ-3K-5	rurociąg preizolow. z budynku 1	ECA IV A	KW-KMP
Moc kotła, kW	116	120	90	–	53	–	186	80
Liczba sztuk	2	2	1	–	2	–	2	2
Szacunkowa sprawność, %	65	82	92	100	65	100	75	82
Rok produkcji	1998	2004	1995	2004	1998	2004	1979	2005
Paliwo	koks	węgiel – groszek	energia elektryczna	węzeł cieplny	koks	węzeł cieplny	koks	węgiel – groszek
Średnia wartość opałowa, kJ/kg	29900	26000	–	–	29900	–	29900	26000
Średnia zawartość siarki, %	0,55	0,60	–	–	0,55	–	0,55	0,60
Średnia zawartość popiołu, %	8,50	8,00	–	–	8,50	–	8,50	8,00
Wysokość emitora, m	14,0	14,0	–	–	6,90	–	10,0	10,0

5. WYBÓR WARIANTU PRZEDSIĘWZIĘĆ TERMOMODERNIZACYJNYCH

Obliczenia ekonomiczne

Zdyskontowaną wartość netto inwestycji NPV obliczono ze wzoru

$$NPV = \sum_{t=1}^{15} \frac{1}{1+i_t} \Delta O_{rco} - N_{co}, \text{ zł}$$

gdzie:

i – stopa dyskonta określana corocznie (Rozp. Min. Finansów);

ΔO_{rco} – roczna oszczędność kosztów energii wynikająca z poprawy sprawności systemu ogrzewania, zł/rok;

N_{co} – planowane koszty robót, zł.

Wartość rocznej oszczędności kosztów energii ΔO_{rco} obliczono ze wzoru

$$\Delta O_{rco} = (w_{t0} w_{d0} Q_{0co} / \eta_0 - w_{t1} w_{d1} Q_{0co} / \eta_1) O_z + 12 O_m (q_0 - q_1), \text{ zł/rok}$$

gdzie:

- Q_{0co} – sezonowe zapotrzebowanie budynku na ciepło przed termomodernizacją, określone zgodnie z Polską Normą dotyczącą obliczania sezonowego zapotrzebowania na ciepło do ogrzewania budynków mieszkalnych, GJ/rok;
- η_0, η_1 – całkowita sprawność systemu ogrzewania przed i po modernizacji;
- w_{t0}, w_{t1} – współczynniki uwzględniające przerwy w ogrzewaniu w okresie tygodnia;
- w_{d0}, w_{d1} – współczynniki uwzględniające przerwy w ogrzewaniu w okresie doby;
- q_0, q_1 – zapotrzebowanie budynku na moc cieplną przed i po zastosowaniu termomodernizacji poprawiającej sprawność całkowitą systemu ogrzewania budynku, określone zgodnie z Polską Normą dotyczącą obliczania zapotrzebowania na ciepło lub projektu technicznego instalacji ogrzewania, MW.

Optymalny wariant termomodernizacji dotyczącej poprawy sprawności cieplnej systemu grzewczego jest to wariant, dla którego zdyskontowana wartość netto inwestycji NPV przyjmuje wartość maksymalną.

Przy wyborze wariantu termomodernizacji dla inwestora brano pod uwagę wielkość maksymalnych oszczędności uzyskanych w wyniku wykonania jak największej liczby usprawnień termomodernizacyjnych w obiektach szkolnych.

6. ANALIZA EKONOMICZNA I ENERGETYCZNA EFEKTÓW TERMOMODERNIZACJI OBIEKTÓW

Analizę ekonomiczną i energetyczną efektów termomodernizacji szkół w mieście Siemianowice Śląskie przedstawiono w tablicy 5.

Tablica 5. Analiza ekonomiczna obiektów szkolnych w stanie istniejącym i po termomodernizacji

Wyszczególnienie	Obiekt szkolny							
	A		B		C		D	
	przed	po	przed	po	przed	po	przed	po
Oplata stała O_m , zł/(MW · m-c)	24 818,0 16 434,0*	24 818,0 16 434,0*	9 894,4	9 894,4	8 556,4	8 556,4	7 215,7	7 215,7
Oplata zmienna O_z , zł/GJ	29,78 29,78*	29,78 29,78*	24,50	24,50	34,71	34,71	26,62	26,62
Cena za 1 GJ ciepła z uwzględnieniem opłaty za moc zamówioną C_e , zł/GJ	66,08 53,82*	66,08 53,82*	38,97	38,97	47,23	47,23	37,18	37,18
Jednostkowa roczna oszczędność kosztów energii W_e , zł · K/W · a	21,68 17,66*	21,68 17,66*	12,79	12,79	15,50	15,50	12,20	12,20
Oplata za ogrzanie 1 m ² powierzchni użytkowej, zł/m ²	6,54 13,10*	2,51 3,28	3,55	1,21	9,16	3,05	3,76	1,13
Oszczędność w zapotrzebowaniu na ciepło, %	–	61,6 74,9*	–	66,0	–	66,9	–	70,1
Oszczędność w zapotrzebowaniu na moc cieplną, %	–	48,5 71,3*	–	53,9	–	61,1	–	52,8
Koszt ogrzewania obiektu, zł/rok	132 026 63 767*	58 628 16 711*	126 542	48 452	180 697	61 670	136 900	46 155
Oszczędności w kosztach ogrzewania obiektu, zł/rok	–	73 398 47 056*	–	78 090	–	119 027	–	90 745

* dom harcerza.

7. FINANSOWANIE TERMOMODERNIZACJI OBIEKTÓW I MODERNIZACJI SYSTEMÓW GRZEWczyCH

W czasie przeprowadzania termomodernizacji obiektów szkolnych w Siemianowicach Śląskich korzystano z następujących środków finansowania:

- ze środków własnych,
- ze środków Powiatowego Funduszu Ochrony Środowiska i Gospodarki Wodnej,
- ze środków Wojewódzkiego Funduszu Ochrony Środowiska i Gospodarki Wodnej.

8. PRZEGLĄD OBIEKTÓW SZKOLNYCH PO WYKONANIU USPRAWNIENÍ TERMOMODERNIZACYJNYCH

Obiekty szkolne po wykonaniu termomodernizacji przedstawiono na poniższych zdjęciach.



Fot. 1. Obiekt szkolny A – budynek I po wykonaniu termomodernizacji, poprawie sprawności systemu grzewczego i wymianie źródła ciepła (fot. L. Malara)

Photo. 1. School “A” – building I, after thermomodernization improvements realization, heating system efficiency improvement and heat source replacement (photo. L. Malara)



Fot. 1a. Obiekt szkolny A – budynek II po wykonaniu termomodernizacji, poprawie sprawności systemu grzewczego i wymianie źródła ciepła (fot. L. Malara)

Photo. 1a. School “A” – building II, after thermomodernization improvements realization, heating system efficiency improvement and heat source replacement (photo. L. Malara)



Fot. 2. Obiekt szkolny B po wykonaniu termomodernizacji i poprawie sprawności systemu grzewczego (fot. L. Malara)

Photo. 2. School "B" building after thermomodernization improvements realization and heating system efficiency improvement (photo. L. Malara)



Fot. 3. Obiekt szkolny C po wykonaniu termomodernizacji, poprawie sprawności systemu grzewczego i wymianie źródła ciepła (fot. L. Malara)

Photo. 3. School "C" building after thermomodernization improvements realization, heating system efficiency improvement and heat source replacement (photo. L. Malara)



Fot. 4. Obiekt szkolny D przed wykonaniem termomodernizacji (fot. L. Malara)

Photo. 4. School "D" building before thermomodernization improvements realization (photo. L. Malara)



Fot. 5. Kotłownia szkoły C – po wykonaniu wymiany źródła ciepła (fot. L. Malara)

Photo. 5. School "C" boiler - after heat source replacement (photo. L. Malara)



Fot. 6. System instalacji grzewczej w kotłowni szkoły C po modernizacji (fot. L. Malara)

Photo. 6. Heating system in school C boiler – room after implementation of modernization improvements (photo. L. Malara)

PODSUMOWANIE

W Siemianowicach Śląskich, należących do strefy Górnośląskiego Okręgu Przemysłowego (GOP), konsekwentnie od 2004 roku, jest realizowany Program ograniczania zanieczyszczenia powietrza (tzw. niskiej emisji) przez kompleksową termomodernizację obiektów szkolnych:

Szkoła A – termomodernizację wykonaną w 2004 roku,

Szkoła B – termomodernizację wykonaną w 2004 roku,

Szkoła C – termomodernizację wykonaną w 2005 roku,

Szkoła D – planowana realizacja przedsięwzięć termomodernizacyjnych w 2006 roku.

Termomodernizacja obiektów szkolnych spowodowała zmniejszenie zapotrzebowania na energię cieplną, a w efekcie zmniejszenie ilości paliwa stałego do jej

produkcji. W konsekwencji zmniejszy się emisja zanieczyszczeń dla środowiska w skali miasta Siemianowice Śląskie, będącego częścią Górnośląskiego Okręgu Przemysłowego (GOP).

Kompleksowo prowadzona termomodernizacja jest podstawą do osiągnięcia dużych efektów ekonomicznych. W wyniku przeprowadzonych przedsięwzięć we wszystkich obiektach szkolnych przewiduje się osiągnąć oszczędność energii cieplnej łącznie w zakresie 61,6–74,9%.

Do realizacji kompleksowych przedsięwzięć termomodernizacyjnych, oprócz własnych środków finansowych, mogą być wykorzystane środki finansowe uzyskane na ten cel w postaci dotacji i niskooprocentowanych pożyczek z NFOŚiGW, WFOŚiGW i PFOŚiGW.

Literatura

1. Malara L. (2003, 2004, 2005): Prace badawczo-usługowe dotyczące kompleksowych termomodernizacji, wymiany źródeł ciepła oraz usprawnień systemów grzewczych w obiektach szkolnych w Siemianowicach Śląskich. Katowice, GIG.
2. Nowelizacja Ustawy o wspieraniu przedsięwzięć termomodernizacyjnych z dnia 21 czerwca 2001 r.
- 3a. PN-B-02025 Obliczanie sezonowego zapotrzebowania na ciepło do ogrzewania budynków mieszkalnych
- 3b. PN-91/B-02020 Ochrona cieplna budynków. Wymagania i obliczenia.
- 3c. PN-82/B-02402 Temperatuty ogrzewanych pomieszczeń w budynkach.
- 3d. PN-82/B-02403 Temperatuty obliczeniowe zewnętrzne.
- 3e. PN-83/B-03406 Obliczenie zapotrzebowania ciepła pomieszczeń o kubaturze do 600 m³.
- 3f. PN-83/B-03430 Wentylacja w budynkach mieszkalnych zamieszkania zbiorowego i użyteczności publicznej.
- 3g. PN-EN ISO 6946 Komponenty budowlane i elementy budynku. Opór cieplny i współczynnik przenikania ciepła.
4. Ustawa z dnia 18 grudnia 1998 r. dotyczącą wspierania przedsięwzięć termomodernizacyjnych. Rozporządzenia wykonawcze do tej ustawy.
5. Rozporządzenie MSWiA w sprawie ogłoszenia jednolitego tekstu rozporządzenia Ministra Gospodarki Przestrzennej i Budownictwa w sprawie warunków technicznych, jakim powinny odpowiadać budynki i ich usytuowanie (Dz. U. nr 15, poz. 140).
6. Rozporządzenie Ministra Infrastruktury z dnia 12 kwietnia 2002 r. w sprawie warunków technicznych jakim powinny odpowiadać budynki i ich usytuowanie (Dz. U. nr 75).
7. Rozporządzenie MSWiA w sprawie szczegółowego zakresu i formy audytu energetycznego oraz algorytmu oceny opłacalności przedsięwzięcia termomodernizacyjnego, a także wzorów kart audytu energetycznego (Dz. U. nr 46, poz. 459).
8. Rozporządzenie MSWiA z dnia 22 września 1999 r. zmieniające rozporządzenie w sprawie szczegółowego zakresu i formy audytu energetycznego oraz algorytmu oceny opłacalności przedsięwzięcia termomodernizacyjnego (Dz. U. nr 79, poz. 900).
9. Rozporządzenie Ministra Finansów z dnia 15 listopada 2000 r. w sprawie wartości stopy dyskonta do obliczania zdyskontowanej wartości netto dla przedsięwzięć termomodernizacyjnych (Dz. U. nr 105, poz. 1112).
10. Rozporządzenie Ministra Infrastruktury z dnia 15 stycznia 2002 r. w sprawie szczegółowego zakresu i formy audytu energetycznego (Dz. U. nr 12/02, poz. 114).

Recenzent: dr inż. Bronisław Kajewski

Marian B. Nantka, Magdalena Bieniek***

WENTYLACJA A ŚRODOWISKO WEWNĘTRZNE W BUDYNKACH

Streszczenie

W celu ochrony użytkowników budynków przed niekorzystnym wpływem klimatu zewnętrznego konieczne jest uzyskanie w ich wnętrzu akceptowalnego przez użytkowników stanu klimatu wewnętrznego. Tendencje do oszczędzania energii skutkują nie tylko stosowaniem przegród o większej izolacyjności cieplnej, ale również wykorzystywaniem doskonalszych elementów budowlanych, takich jak, na przykład okna, charakteryzujące się dużą szczelnością. Jednocześnie, w budynkach nowych oraz istniejących od dłuższego czasu są stosowane tradycyjne rozwiązania wentylacji. W takich przypadkach działanie wentylacji jest istotnym czynnikiem dla realizacji wymagań akceptowalnego klimatu wewnętrznego. W artykule przedstawiono wybrane wyniki badań dotyczące tej problematyki. Uzyskano je na podstawie kompleksowych pomiarów w budynkach istniejących, komputerowych symulacji procesów wentylacyjnych, a także przez badania ankietowe użytkowników obiektów mieszkalnych i biurowych.

Ventilation and internal environment in buildings

Abstract

In order to protect the users of buildings against unfavourable impact of external climate it is necessary to obtain an internal climate state in their interior, which is acceptable to the occupants. The tendencies to save energy are effective not only in consequence of application of partitions with higher thermal insulating power, but also as a result of use of more perfect building elements, such as for instance windows, which are characterised by high tightness. Simultaneously in new buildings as well as in those existing since a longer time traditional ventilation solutions are used. In such cases ventilation acting is an essential factor for the realisation of an acceptable internal climate. The article presents selected investigation results concerning these problems. They have been obtained on the basis of comprehensive measurements in existing buildings, computer simulations of ventilation processes as well as through questionnaire surveys of users of habitable and office objects.

WPROWADZENIE

W celu ochrony użytkowników budynków przed niekorzystnym wpływem klimatu zewnętrznego niezbędne jest utrzymywanie w pomieszczeniach odpowiedniego stanu klimatu wewnętrznego. Komfort cieplny i odpowiednią jakość powietrza wewnętrznego można uzyskać przez wybór przegród budowlanych o odpowiednich właściwościach oraz sprawne wyposażenie techniczne, w tym głównie systemy centralnego ogrzewania i wentylacji.

Tendencje do oszczędności energii, zużywanej w budynkach, spowodowały konieczność ograniczania strat ciepła. Efektem tego jest między innymi sukcesywny

* Politechnika Śląska, Wydział Inżynierii Środowiska i Energetyki.

** Śląskie Środowiskowe Studium Doktoranckie w Głównym Instytucie Górnictwa w Katowicach.

wzrost izolacyjności cieplnej i szczelności przegród zewnętrznych oraz stosowanie systemów grzewczych o coraz większych możliwościach ich regulacji. Niestety te pozytywne działania nie dotyczą systemów wentylacyjnych. Systemy te powinny współpracować z układami ogrzewania, o czym jednak często zapomina się podczas projektowania ogrzewania i wentylacji. Brak skutecznych rozwiązań wentylacji doprowadził do niekorzystnych zmian klimatu wewnętrznego i warunków zdrowotnych. Świadomość wpływu tych warunków nie tylko na produkcję, ale także na odpoczynek, zdrowie i bezpieczeństwo ludzi jest coraz większa. Jest to powodem pojawienia się rygorystycznych wymagań, zachęcających producentów do wprowadzania różnego rodzaju urządzeń regulacyjnych z funkcjami nadzoru i sterowania. Teoretycznie, technologie te są wystarczające do uzyskania pożądanych warunków wewnętrznych, przy jednoczesnym zmniejszeniu zużycia energii. W praktyce jednakże, nawet najlepsze regulatory nie zawsze działają zadowalająco. Powód jest prosty: idealne warunki przyjmowane w analizach teoretycznych rzadko występują w rzeczywistości. Dotyczy to nie tylko rozwiązań centralnego ogrzewania, ale głównie naturalnych systemów wentylacyjnych. Jest to oczywisty wynik stosowania małej liczby urządzeń technicznych lub wręcz ich braku, w tego typu systemach wentylacyjnych. Sytuacja taka jest szczególnie charakterystyczna w przypadku budynków szczelnych z naturalną wentylacją. W budynkach tych wraz ze wzrostem szczelności przegród zewnętrznych uzyskuje się małą wymianę powietrza, przy jednoczesnym i stałym wzroście liczby skarg użytkowników na stan klimatu wewnętrznego (Wyon 1993; Fanger 2000; Bluesyn, Cox 2000; Wargocki i inni 1999). Objawy te wskazują na tzw. Syndrom Budynku Chorego (ang. *SBS – Sick Building Syndrome*). Chociaż dokładne zdefiniowanie przyczyn występowania SBS jest raczej trudne, skargi na stan klimatu wewnętrznego zgłaszane przez użytkowników można traktować jako dobry wskaźnik oceny tego klimatu, a szczególnie jakości powietrza w pomieszczeniach.

Wentylacja w budynkach jedno- i wielorodzinnych oraz w większości biurów jest tradycyjną wentylacją naturalną. W budynkach takich, powietrze przepływa z zewnątrz w sposób niekontrolowany przez szczeliny w przegrodach (głównie w oknach), otwarte okna albo przez celowo zastosowane otwory, w wyniku działania sił wyporu termicznego i naporu wiatru. Usuwane jest na zewnątrz przez przewody wywiewne wentylacji grawitacyjnej. W praktyce, przeważająca liczba budynków jest wentylowana jedynie przez nieszczelności w oknach, a rzadko przez częściowo uchylone okna, więc działanie tych przewodów jest przypadkowe (Nantka 1986; Miśniakiewicz 2002; Lubina 2004). Oprócz warunków pogodowych, decydujący wpływ zarówno na działanie przewodów, jak i wymianę powietrza ma zatem szczelność przegród budowlanych (głównie okien). Parametrem określającym ilość powietrza przepływającego przez szczeliny w oknach jest współczynnik przepływu a_0 , zwany również współczynnikiem infiltracji. Według polskich unormowań prawnych (PN-83/B-03430, Rozporządzenie Ministra Infrastruktury z 15 stycznia 2002 roku w sprawie szczegółowego zakresu i formy audytu energetycznego, Dz. U. Nr 12, poz. 114) współczynnik ten powinien zawierać się między $0,5$ a $1 \text{ m}^3/\text{m} \cdot \text{h daPa}^{2/3}$. Przy szczelniejszych oknach

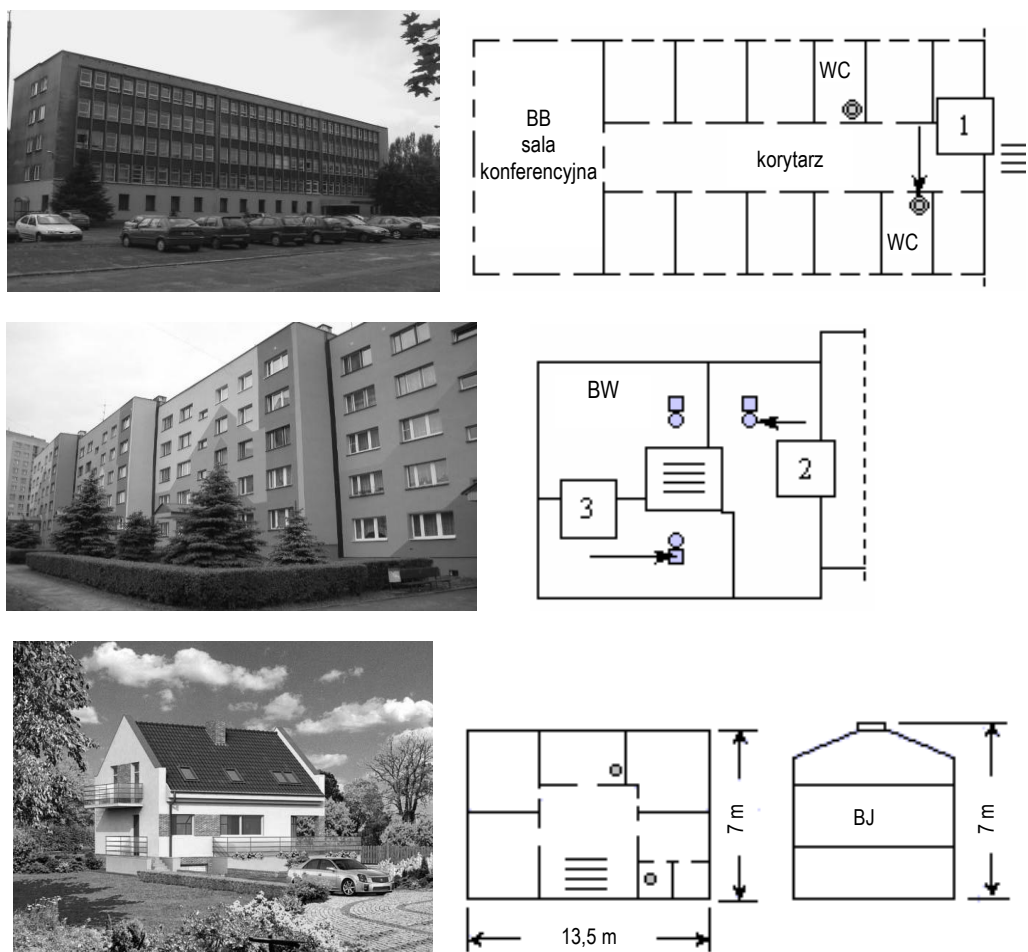
może dochodzić do pojawienia się wielu problemów z poprawnym użytkowaniem pomieszczeń. Wzrasta wilgotność, tworząc środowisko sprzyjające rozwojowi pleśni, grzybów i pojawianiu się różnego rodzaju alergii (Barabasz, Albińska 2003). W szczelnych budynkach istnieje także większe prawdopodobieństwo wystąpienia odwrotnego działania kanałów wentylacyjnych, wzrostu stężenia dwutlenku węgla oraz nasilenia niecałkowitych procesów spalania w domowych urządzeniach gazowych do przygotowywania posiłków i ogrzewania wody (Pach J., Hubalewska-Hołda, Pach D. 2001; Persiły 1996; Zyska 1999).

2. BUDYNKI I METODY BADAŃ

Przeprowadzone badania dotyczyły obiektów wielorodzinnych (BW – sześć budynków), jednorodzinnych (BJ – cztery budynki) i biurowców (BB – cztery budynki), położonych w południowych obszarach Polski (Miśniakiewicz 2002; Oparczyk 2002). Widok tych obiektów wraz z rozplanowaniem pomieszczeń przedstawiono na rysunku 1. Wysokość wszystkich budynków wielorodzinnych i biurowych jest podobna i wynosi 18 m (4 piętra) oraz 7 m w przypadku budynków jednorodzinnych (1½ piętra). Kubatura wewnętrzna BW i BB wynosi około 5000 m³, zaś BJ – 455 m³. Stosunek sumarycznej powierzchni powłoki zewnętrznej do kubatury (nazywany także współczynnikiem kształtu) wynosi 0,62/m (BW), 0,648/m (BB) i 0,984/m (BJ). Budynki mieszkalne i biurowe są położone w obszarze miejskim i wykonane z pustaków i prefabrykowanych paneli. Budynki biurowe nie były termomodernizowane, współczynniki przenikania ciepła wynoszą około 1,5 W/m²·K (dla ścian pełnych – 0,8–0,9 W/m²·K i okien – 2,6–3 W/m²·K). Budynki jedno- i wielorodzinne są po modernizacji. Współczynniki przenikania ciepła dla ścian pełnych wynoszą 0,5–0,7 W/m²·K. W większości mieszkań zastosowano nowe i szczelne okna (o ramach drewnianych lub plastikowych). Badane budynki są wyposażone w dwururowe instalacje centralnego ogrzewania z zaworami termostatycznymi (BW) lub bez nich (BB i BJ). Systemy te są zasilane z sieci ciepłowniczych (przez węzły ciepłone umieszczone w piwnicach budynków wielorodzinnych i biurowych) lub przez kocioł gazowy (budynki jednorodzinne). Wszystkie budynki mają naturalną wentylację kanałową z przewodami indywidualnymi (1 na rys. 1) lub kanałami zbiorczymi (2 na rys. 1). Budynki jedno- i wielorodzinne wyposażono w urządzenia gazowe do przygotowania posiłków i ogrzewania wody. Piecyki kąpielowe są połączone z kanałami spalinowymi (3 na rys. 1).

Badania wykonywano w trzech etapach. Pierwszy etap stanowiły badania ankietowe. Wykorzystano dwa typy kwestionariuszy. Pierwszy z nich zawierał proste pytania dotyczące komfortu cieplnego, działania wentylacji w oddzielnych pokojach i ryzyka związanego z zanieczyszczeniem wewnętrznym. W kwestionariuszu tym znajdowały się także pytania o wiek respondentów, zdrowie, liczbę pomieszczeń, ich usytuowanie, liczbę użytkowników w mieszkaniach, warunki życia w mieszkaniach (lub pracy w biurze), palenie tytoniu w pomieszczeniach, obecność kurzu, odczucie temperatury i wilgotności powietrza w pomieszczeniu,

prędkości powietrza itp. Drugi typ kwestionariuszy został opracowany przez audytorów, po ich przybyciu do budynku (Miśniakiewicz 2002). W tym kwestionariuszu wskazano dziewiętnaście symptomów składających się na „syndrom budynku chorego”.



Rys. 1. Testowane budynki: BB – budynek biurowy, BW – budynek wielorodzinny, BJ – budynek jednorodzinny; 1 – indywidualny przewód wentylacyjny, 2 – zbiorczy przewód wentylacyjny, 3 – komin spalinowy

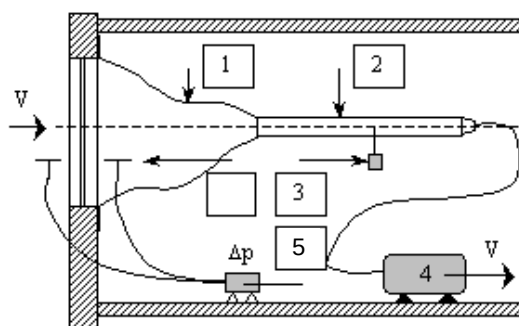
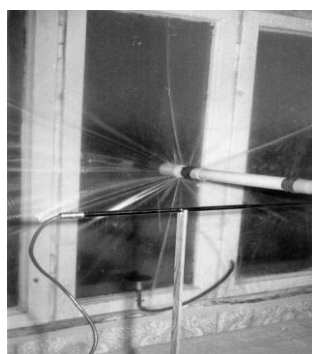
Fig. 1. Tested buildings: BB – office building, BW – multi-family building, BJ – single-family building; 1 – individual ventilation duct, 2 – collective ventilation duct, 3 – flue gas chimney

W celu dokonania szczegółowej oceny wpływu wentylacji na stan środowiska wewnętrznego w drugim etapie badań wykonywano pomiary temperatury i wilgotności względnej, stężenia tlenu i dwutlenku węgla, dwutlenku azotu, formaldehydu, jak również ozonu oraz intensywności wentylacji (Oparczyk 2002). Charakterystykę przyrządów wykorzystanych w pomiarach przedstawiono w tablicy 1.

Tablica 1. Charakterystyka przyrządów pomiarowych

Parametr	Przyrząd pomiarowy	Dokładność
Temperatura powietrza	VT 300/MM-01	$\pm 0,5$ do 50°C
Wilgotność względna		$\pm 2\%$ mierzonych wartości
Prędkość przepływu powietrza		$\pm 0,02 \text{ m/s} + 5\%$ mierzonych wartości
Różnica ciśnień		$\pm 0,5$ do 100 Pa
Stężenie CO_2	Air Tech 2006-SP	$\pm 50 \text{ ppm}$ do 10000 ppm
	Solomat MPM4100/PS 30	$\pm 1 \text{ ppm}$ do $5000/3000 \text{ ppm}$
Stężenie CO	Tox-CO	$\pm 1\%$ mierzonych wartości do 200 ppm
Stężenie NO_2 i O_3	UV-2101-PC/SHIMADZU	$\pm 1 \text{ mg/m}^3 (\pm 5\%)$
Stężenie HCOH	HP 5890 (FID detektor)	$\pm 1 \text{ mg/m}^3 (\pm 10\%)$

Do określenia szczelności okien i drzwi, zastosowano testy ciśnieniowe, wykorzystując szczelne osłony, zwane komorami badawczymi, zakładane na badane elementy (okna lub drzwi – rys. 2). Wentylator połączono z komorą badawczą przewodem o średnicy 0,2 m i długości około 1,5 m. Komora została sporządzona z folii plastikowej i uszczelniona wzdłuż obwodu taśmą plastikową (Nantka 1986; Miśniakiewicz 2002). Wydajności powietrza wentylatora zostały zmierzone dostosowaną zwężką z elementem laminarnym (dokładność $\pm 10\%$ mierzonych wartości). Wytwarzane przez wentylator różnice ciśnień mierzono za pomocą przetwornika ciśnieniowego i woltomierza cyfrowego pośrodku badanego elementu (błąd statystyczny 5% skali).

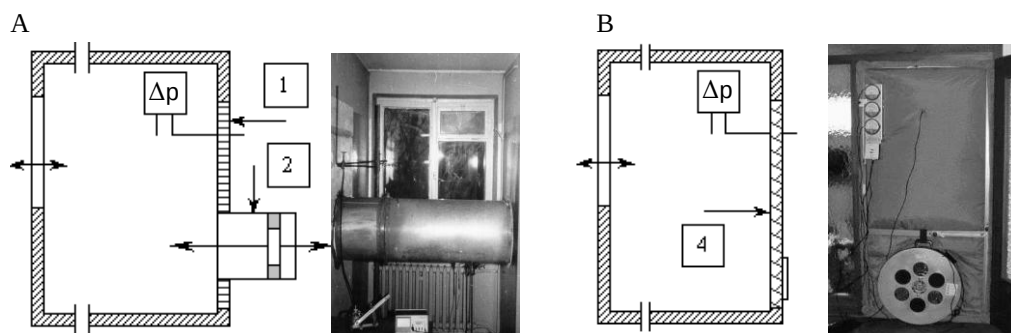


Rys. 2. Stanowisko pomiarowe do testów ciśnieniowych (okien i drzwi): 1 – komora badawcza, 2 – przewód, 3 – anemometr, 4 – wentylator, Δp – różnica ciśnień, 5 – mikromanometr

Fig. 2. Measuring stand for pressure tests (windows and doors): 1 – pressure chamber, 2 – duct, 3 – anemometer, 4 – fan, Δp – pressure difference, 5 – micromanometer

W wybranych pokojach, mieszkaniach i biurach zastosowano tzw. duże testy ciśnieniowe. Użyto dwóch typów stanowisk badawczych (rys. 3). Pierwsze z nich jest własnym projektem (patrz schemat po lewej stronie rys. 3). Zastosowano wentylator osiowy o zmiennym natężeniu przepływu powietrza, który mógł być regulowany ręcznie w celu uzyskania wydajności do $1 \text{ m}^3/\text{s}$. Wlot wentylatora został połączony przewodem o średnicy 0,4 m ze specjalnym panelem z drewna zastępującym drzwi wejściowe (fotografia po lewej stronie rys. 3). Testowane przestrzenie badano przy

różnicach ciśnień od 10 Pa do 100–120 Pa, co około 10 Pa. Przy każdej różnicy ciśnień mierzono przepływ powietrza przez pomieszczenie. W podobny sposób wykonywano badania w budynkach jednorodzinnych.



Rys. 3. Stanowiska pomiarowe do testów ciśnieniowych (budynków i pomieszczeń): A, B – testowane pomieszczenia; 1 – panel drzwiowy, 2 – wentylator z przewodem, Δp – różnica ciśnień, 3 – urządzenie Minneapolis Blower Door

Fig. 3. Measuring stand for pressure tests (buildings and rooms): A, B – tested rooms: 1 – door panel, 2 – fan with duct, Δp – pressure difference, 3 – Minneapolis Blower Door device

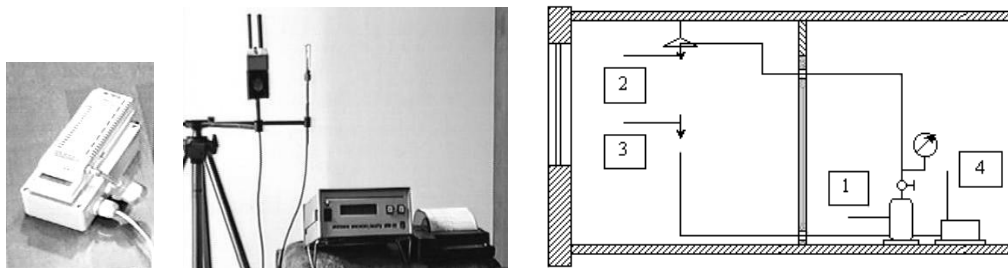
Drugi rodzaj testów polegał także na wytworzeniu w badanej przestrzeni pod- lub nadciśnienia przez uprzednio skalibrowany wentylator umieszczony w płycie plastikowej, która mogła być dopasowana do dowolnych drzwi (rys. 3) (Liddament 1996; Miśniakiewicz 2002; Nantka 1993). W tym przypadku dokładność pomiaru wynosiła $\pm 2\text{--}3\%$ (Nantka 1993).

Wszystkie zastosowane metody polegały więc na pomiarze różnicy ciśnień wytwarzanych przez wentylator między wnętrzem i otoczeniem zewnętrznym. Zmierzone przepływy powietrza przez komorę badawczą lub obudowę badanych pomieszczeń czy budynków (V), przy wytworzonych różnicach ciśnień (Δp), są związane zależnością $V = S(\Delta p)^\alpha$. Badania przepływów powietrza były wykonywane zazwyczaj dla kilkunastu wartości Δp (zwykle Δp zmieniano od 10 Pa do około 100 Pa), a w wyniku ich statystycznej oceny uzyskiwano wartości współczynnika S i wykładnika α . W konsekwencji otrzymano dane mogące posłużyć do oceny wymiany powietrza.

Wymianę powietrza w mieszkaniach i w poszczególnych pomieszczeniach mierzono także metodą testów gazowych, wykorzystując jako znacznik dwutlenek węgla. Schemat zastosowanego stanowiska przedstawiono na rysunku 4. Dwutlenek węgla, do badanych pomieszczeń, wprowadzano sondami wtryskowymi. Po 15–20 minutach pobierano próbki powietrza wewnętrznego i kierowano je do analizatora z rejestratorem (typu Air Tech 2006/SP o dokładności ± 50 ppm). Średnie stężenie CO_2 w czasie pomiarów wynosiło 5000 ppm (wartości maksymalne – 8500 ppm). Pomiary trwały 3–8 godzin. Na podstawie zarejestrowanych zmian stężeń CO_2 obliczano przepływ i wymianę powietrza.

W wybranych pomieszczeniach rejestrowano również zmiany stężeń CO_2 w poszczególnych dniach (urządzeniem Solomat MPM4100/PS-30). Pozwoliło to na

obliczenie wymiany powietrza (Miśniakiewicz 2002; Nantka 1993;). Podczas pomiarów rejestrowano również zmiany parametrów powietrza zewnętrznego (temperatury, prędkości i kierunki wiatru).



Rys. 4. Stanowisko do pomiarów wymiany powietrza metodą znaczników gazowych: 1 – zbiornik gazu ($6 \text{ m}^3 \text{ CO}_2$), 2 – dopływ gazu, 3 – pobór próbek powietrza, 4 – analizator typu Air Tech 2006-SP z rejestratorem

Fig. 4. Stand for air exchange measurements using the gas marker method: 1 – gas container ($6 \text{ m}^3 \text{ of CO}_2$), 2 – gas inflow, 3 – air sampling, 4 – analyser of Air Tech 2006-SP type with recorder

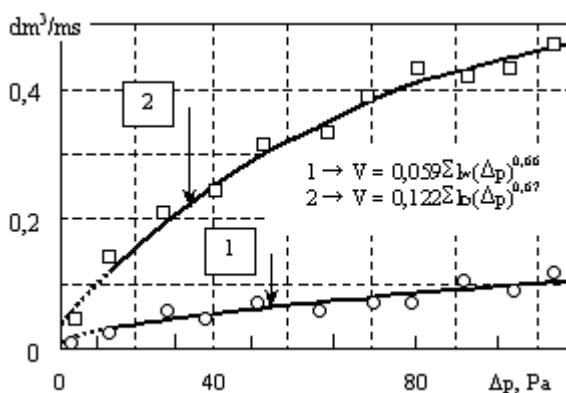
Wydaje się, że opisane pomiary są naturalnym i decydującym sposobem charakteryzowania procesów zachodzących w pomieszczeniach i budynkach. Są one jednak kosztowne, pracochłonne, często kolidują z normalnym użytkowaniem pomieszczeń, a także pojawiają się problemy związane z techniką ich przeprowadzania (Nantka 1996;). Ponadto, dostarczają one danych jedynie dotyczących konkretnej chwili, a nie dłuższego czasu. Wobec tego często korzysta się z analitycznych narzędzi badawczych, a przede wszystkim z symulacji komputerowych. Pomiary dostarczają wtedy danych, które pozwalają na weryfikację wyników symulacji i realizujących je modeli matematycznych.

W następnym etapie badań obliczano przepływy i wymianę powietrza, stosując tego typu narzędzia. Pierwsza z zastosowanych metod polegała na wykorzystaniu jednostrefowego modelu budynku, takiego jak *Infiltracja* i *AIR1* (Nantka 1986; 1993), druga natomiast na zastosowaniu modelu wielostrefowego. Analizy zostały wykonane za pomocą programów autorskich takich jak *Symvent* i *Air-Sym* (Nantka 1996). Wykonywano analizy przepływów powietrza i migracji wybranych zanieczyszczeń. Analizy te zostały wykonane za pomocą programu *ContamW* (Walton 2002). Do badań wybrano tlenek i dwutlenek węgla, jako podstawowe rodzaje zanieczyszczeń związane z użytkowaniem i wyposażeniem pomieszczeń w domowe urządzenia gazowe.

2. WYBRANE WYNIKI BADAŃ I ICH DISKUSJA

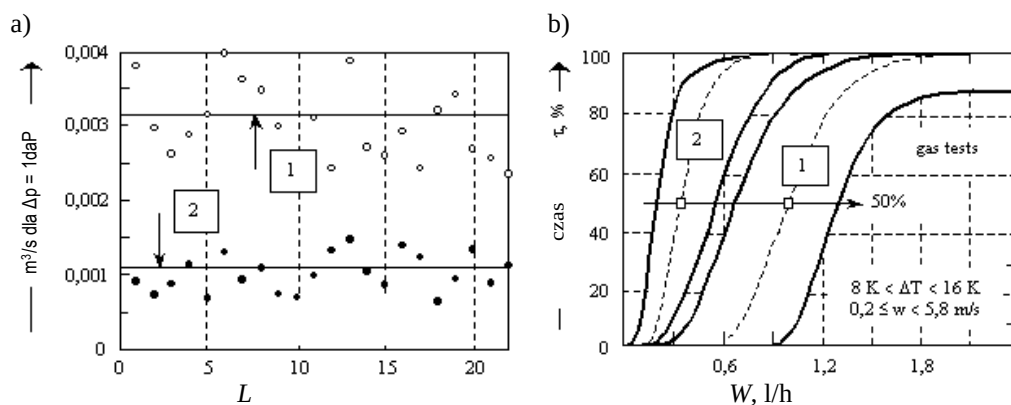
Wyniki badań szczelności okien i drzwi wejściowych do mieszkań przedstawiono na rysunku 5. Średnie współczynniki przenikania powietrza dla badanych okien wynosiły $0,06 \text{ dm}^3/\text{m} \cdot \text{s}$, a dla drzwi – $0,12 \text{ dm}^3/\text{m} \cdot \text{s}$, przy 1 Pa (lub $1 \text{ m}^3/\text{m} \cdot \text{h}$ oraz $2 \text{ m}^3/\text{m} \cdot \text{h}$ przy 1 daPa). Dla okien wartości te były zgodne z polskimi wymaganiami. Na rysunku 6 przedstawiono wyniki testów ciśnieniowych oraz testów gazowych dla

22 mieszkań znajdujących się w jednym z badanych budynków wielorodzinnych. Średnio, szczelność przegród po ich modernizacji była około trzy razy większa niż przed modernizacją. W tej sytuacji średnia wymiana powietrza zmniejszyła się z 1,1/h do 0,3/h.



Rys. 5. Wyniki testów ciśnieniowych wykonanych w mieszkaniach w budynkach wielorodzinnych: 1 – okna, 2 – drzwi

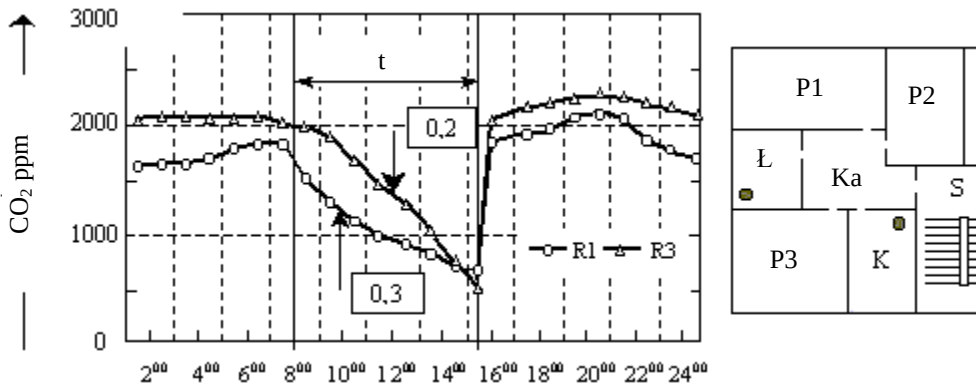
Fig. 5. Results of pressure tests carried out in flats in multi-family buildings: 1 – windows, 2 – doors



Rys. 6. Wyniki testów ciśnieniowych (a) i testów gazowych (b) wykonanych w budynku mieszkalnym (dla $-2^{\circ}\text{C} < t_e < +10^{\circ}\text{C}$ i $w < 4,2$ m/s): 1 – przed termomodernizacją, 2 – po termomodernizacji, L – liczba pomieszczeń, W – wymiana powietrza

Fig. 6. Results of pressure tests (a) and gas tests (b) carried out in an apartment building (for $-2^{\circ}\text{C} < t_e < +10^{\circ}\text{C}$ and $w < 4.2$ m/s): 1 – before thermomodernisation, 2 – after thermomodernisation, L – number of rooms, W – air exchange

Przy wykorzystaniu metody zaniku gazu wskaźnikowego uzyskać można także obraz zmienności wymiany powietrza. Przykładem są dane zebrane na rysunku 7 dla dwóch pomieszczeń. Odnotowane, po opuszczeniu pomieszczeń przez użytkowników, zmniejszenie stężenia CO_2 wskazuje, że wymiana powietrza nie przekraczała 0,3/h (średnio 0,2/h).



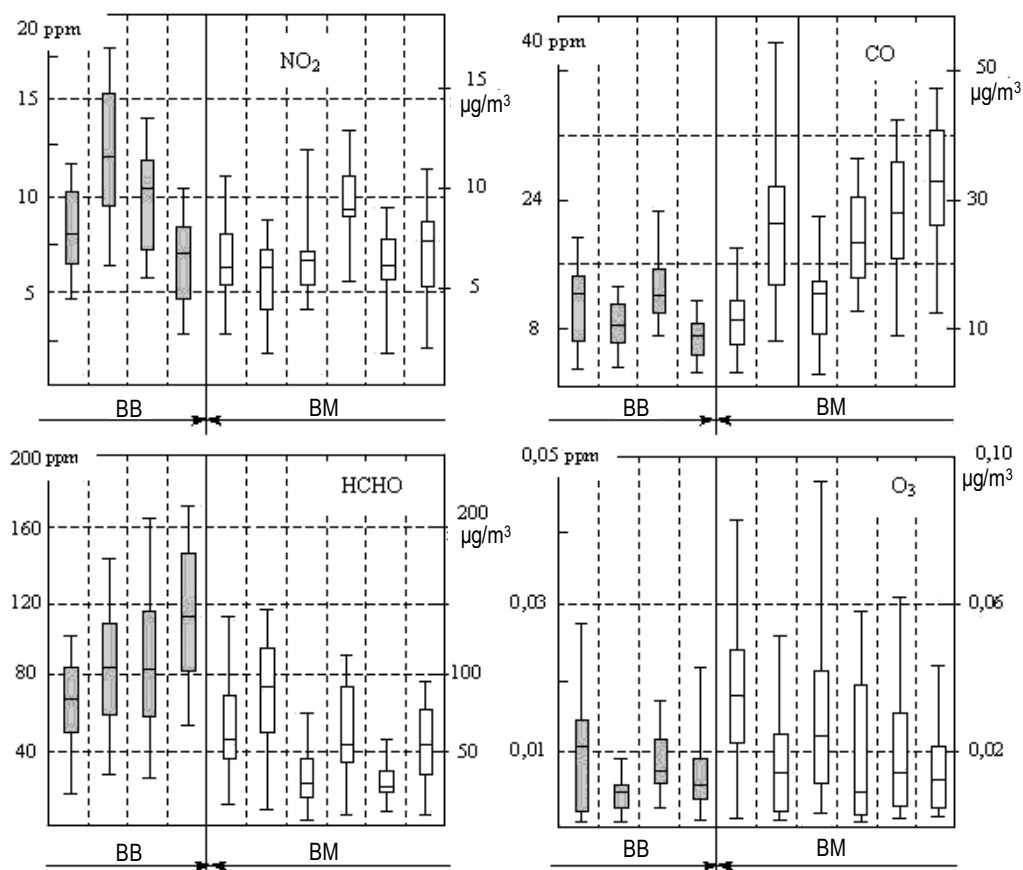
Rys. 7. Stężenie CO₂ w dwóch pokojach P1 i P3 w mieszkaniu w budynku wielorodzinnym dla typowych warunków okresu zimowego ($t_e = 0^\circ\text{C}$, $w = 0,3\text{ m/s}$): t – czas, w którym w pomieszczeniach nie było użytkowników

Fig. 7. CO₂ concentration in two rooms P1 and P3 in a flat in a multi-family building for typical conditions of the winter period ($t_e = 0^\circ\text{C}$, $w = 0.3\text{ m/s}$): t – time, when no users were present in the rooms

Podobne wyniki uzyskano w przypadku budynku jednorodzinnego. Średnia wymiana powietrza w budynkach jednorodzinnych wahała się między 0,15/h a 0,2/h. W budynkach badano również stężenia wybranych zanieczyszczeń, takich jak: tlenek węgla, dwutlenek azotu, formaldehyd, ozon. Porównanie tych stężeń zilustrowano na rysunku 8. Średnie stosunki stężeń tych substancji w warunkach wewnętrznych do wartości odnotowanych na zewnątrz ($W/2$) są zawsze większe od 1, szczególnie dla tlenu węgla i formaldehydu (tabl. 2).

Szczegółowymi pomiarami objęto rejestrację zmian stężeń dwutlenku węgla w typowych warunkach użytkowania pomieszczeń. Stężenie CO₂ jest nadal powszechnie uznawane za wskaźnik intensywności wentylacji (Liddament 1996). W pomieszczeniach zależy ono od jego wartości w otoczeniu zewnętrznym i emisji CO₂ z wewnętrznych źródeł. W biurach emisja zależy głównie od procesów metabolicznych i palenia tytoniu, ale w budynkach mieszkalnych znaczący wpływ może mieć również stan i sposób użytkowania domowych urządzeń gazowych i inne źródła wewnętrzne. W celu określenia stężenia CO₂ powinna zostać zmierzona różnica między stężeniami wewnętrznymi i zewnętrznymi. W praktyce stężenie CO₂ w powietrzu zewnętrznym jest zazwyczaj przyjmowane jako stałe, z przedziału 380–410 ppm (średnio 395 ppm). W takim przypadku jest wystarczający pomiar wartości absolutnych i pomniejszenie ich o stałą wartość stężenia CO₂(+) na zewnątrz.

Na rysunku 9 przedstawiono zmiany stężenia CO₂ w trzech badanych biurach. Wynika z niego, że godzinowe średnie stężenie dwutlenku węgla waha się od 405 ppm, podczas przerwy w pracy do około 3000 ppm w godzinach pracy. Maksymalne wartości stężenia CO₂ uzyskuje się podczas palenia tytoniu. Otrzymane w ten sposób okresy spadków stężeń CO₂ pozwoliły na obliczenie wymiany powietrza w poszczególnych pomieszczeniach.



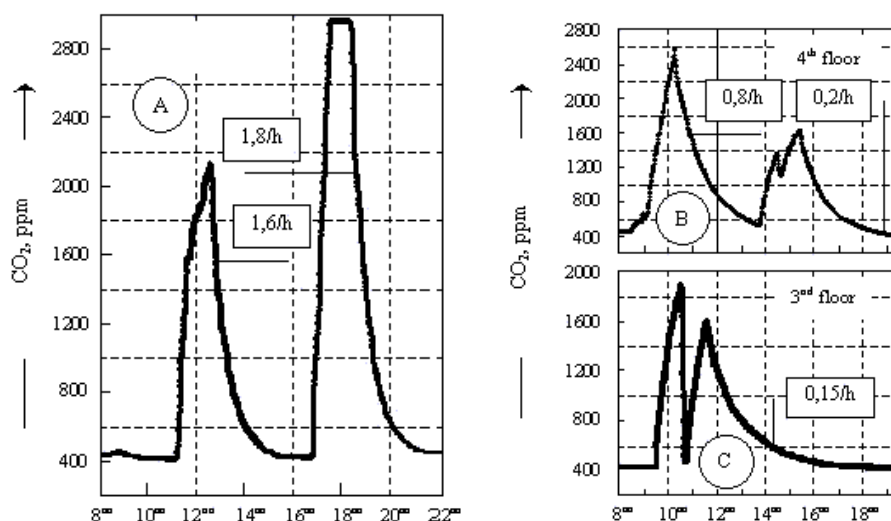
Rys. 8. Stężenie dwutlenku azotu (NO₂), tlenku węgla (CO), formaldehydu (HCHO) i ozonu (O₃) we wszystkich badanych budynkach: BB – budynki biurowe, BM – budynki mieszkalne

Fig. 8. Concentration of nitrogen dioxide (NO₂), carbon monoxide (CO), formaldehyde (HCHO) and ozone (O₃) in all tested buildings: BB – office buildings, BM – apartment buildings

Tablica 2. Średnie wartości wskaźnika W/2 w typowych warunkach użytkowania pomieszczeń (BM = BJ + BW)

Rodzaj zanieczyszczenia	Wskaźnik W/2	
	budynki mieszkalne BM = BJ + BW	budynki biurowe BB
Dwutlenek węgla (CO ₂)	1,34–7,55	1,02–1,94
Formaldehyd (HCHO)	4,7–11,8	9,6–15,5
Dwutlenek azotu (NO ₂)	0,9–3,1	1,0–2,5
Ozon (O ₃)	1,0–1,8	1,4–2,1

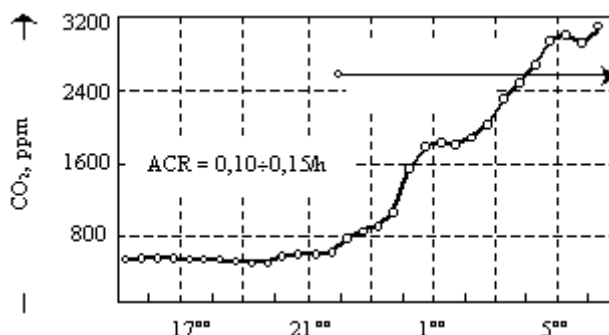
Stwierdzono, że po wyjściu użytkowników z pomieszczenia, stosunek W/Z był niewiele większy od 1. Podczas użytkowania pomieszczeń, stosunek ten może być znacznie większy od 1.



Rys. 9. Zmiany stężeń CO_2 w czasie pomiarów ciągłych w trzech pomieszczeniach biurowych w czasie ich użytkowania (w typowych warunkach zimowych): A – biuro, znajdujące się na parterze, wyposażone w stare okna, z możliwością palenia tytoniu, B – biuro, na czwartym piętrze, wyposażone w nowe szczelne okna, z możliwością palenia tytoniu, C – biuro, na trzecim piętrze wyposażone w nowe szczelne okna, bez możliwości palenia tytoniu

Fig. 9. Changes of CO_2 concentrations during continuous measurements in three office rooms in the time of their use (in typical winter conditions): A – office on the first floor, equipped with old windows, with possibility of smoking, B – office on the fifth, floor equipped with new tight window with possibility of smoking, C – office on the fourth floor equipped with new tight windows, without possibility of smoking

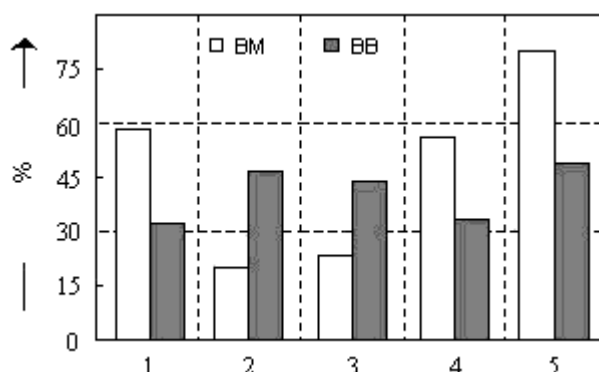
Wymiana ta w znacznym stopniu zależy od szczelności okien oraz usytuowania pomieszczenia w budynku, a także od sposobu użytkowania pomieszczenia. Podobne zmiany zaobserwowano w pomieszczeniach mieszkalnych (rys. 10). W tym przypadku stężenie dwutlenku węgla zmieniało się także od około 400 ppm do 3000 ppm (lub więcej), a średnia wymiana powietrza wynosiła około 0,1/h.



Rys. 10. Zmiany stężenia dwutlenku węgla CO_2 w budynku wielorodzinnym wyposażonym w nowe szczelne okna, w sypialni znajdującej się na pierwszym piętrze 4-kondygnacyjnego budynku użytkowanej przez dwie osoby (w okresie zimy)

Fig. 10. Changes of carbon dioxide (CO_2) concentration in a multi-family building equipped with new tight windows in a sleeping room on the second floor of a four-storey building used by two persons (during the winter season)

Uzyskane wyniki pomiarów potwierdzono badaniami ankietowymi. W badaniach tych uczestniczyło 2982 z 3523 respondentów (85%). Wśród nich 55% stanowiły osoby młodsze, poniżej 50 lat. W całej populacji 33% to osoby między 20 i 40 rokiem życia, a 12% to dzieci (poniżej 10 lat). Analiza kwestionariuszy wykazała brak akceptacji wszystkich wymienionych parametrów (rys. 11). Szczególną uwagę zwracają negatywne opinie o działaniu wentylacji w budynkach (w mieszkaniach nawet do około 80%).



Rys. 11. Ocena przez użytkowników wybranych parametrów stanu środowiska wewnętrznego w pomieszczeniach: 1 – gorąco, 2 – zimno, 3 – suche powietrze, 4 – duża wilgotność, 5 – zła wentylacja (brak świeżego powietrza) (I typ badań ankietowych)

Fig. 11. Assessment performed by users of selected parameters of the internal environment state in rooms: 1 – hot, 2 – cold, 3 – dry air, 4 – high humidity, 5 – bad ventilation (lack of fresh air) (I type of questionnaire surveys)

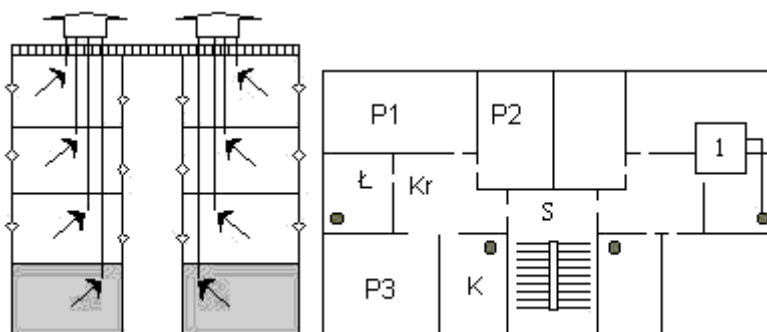
Podobne opinie dotyczyły innych parametrów. Przeciętnie, 17–58% użytkowników mieszkań i 32–47% pracowników biur, uskarżało się na zbyt wysoką lub niską temperaturę powietrza wewnętrznego. Znaczący był także procent mieszkańców uskarżających się na zbyt dużą wilgotność (średnio ponad 50%).

Analiza drugiego typu ankiet pozwoliła na określenie najczęściej występujących symptomów zdrowotnych. Szczególnie duża liczba skarg dotyczyła bólów i zawrotów głowy, podrażnienia oczu i ogólnego znużenia. Respondenci zgłosili także stosunkowo dużą częstość występowania objawów alergii, astmy i zapalenia oskrzeli. Stosunkowo duży procent respondentów nie był zadowolony z parametrów środowiskowych, takich jak nadmierny ruch powietrza i zapylenie.

Następny etap badań polegał na wykorzystaniu metod analitycznych (modeli matematycznych). Badania te skoncentrowano głównie na obliczaniu przepływów i wymiany powietrza oraz stężeń metabolicznego dwutlenku węgla. Poniżej przedstawiono wybrane wyniki badań wykonanych w mieszkaniu znajdującym się na parterze jednego z budynków mieszkalnych (rys. 12).

Do obliczeń przyjęto wartości współczynników przenikania powietrza przez okna równe $1 \text{ m}^3/\text{m} \cdot \text{h}$ i przez drzwi – $2 \text{ m}^3/\text{m} \cdot \text{h}$ dla 1 daPa lub $0,06 \text{ dm}^3/\text{m} \cdot \text{s}$ i $0,12 \text{ dm}^3/\text{m} \cdot \text{s}$ dla 1 Pa (zgodne z wartościami zawartymi w normach i wynikami pomiarów – także rys. 5). Założono, że w budynku jest wentylacja naturalna (grawitacyjna) z indywidualnymi kanałami (o wymiarach $0,14 \times 0,14 \text{ m}$) oraz otworami wywiewnymi

umieszczonymi w kuchniach i łazienkach. Profile użytkowania mieszkań przyjęto na podstawie wyników badań ankietowych (Lubina 2004). Założenia te zebrano w tablicy 3. Dane meteorologiczne (temperatura zewnętrzna, kierunki i prędkości wiatru) wykorzystane w badaniach dotyczyły rzeczywistych zmian parametrów klimatu w sezonie grzewczym odnotowywanych w Katowicach z 1-godzinnym krokiem czasowym.



Rys. 12. Przekrój budynku i rozkład pomieszczeń w jednym z mieszkań: P1, 2, 3 – pokoje, Ł – łazienka, K – kuchnia, Kr – korytarz, 1 – przewody wentylacji grawitacyjnej

Fig. 12. Cross-section of building and room distribution in one of the flats: P1, 2, 3 – rooms, Ł – bathroom, K – kitchen, Kr – corridor, 1 – gravitational ventilation ducts

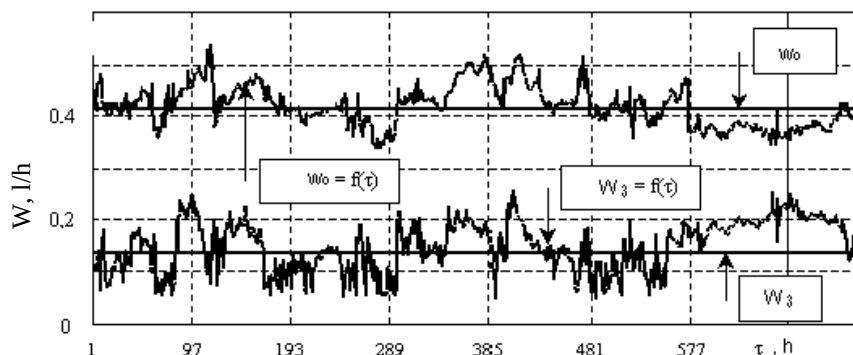
Tablica 3. Profile czasowe użytkowania pomieszczeń

	Godziny doby																							
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
A	P1							Ł	pobyt poza mieszkaniem								P1				Ł	P1		
B	P1							Ł	pobyt poza mieszkaniem								K	P2				Ł	P2	
C	P3								Ł	pobyt poza mieszkaniem						P3	P1	Ł	P3					
D	P3								Ł	pobyt poza mieszkaniem						P3	P1	Ł	P3					
E	pobyt poza mieszkaniem										P2				P3	K	pobyt poza mieszkaniem							
A – osoba dorosła (o wadze 80 kg) i emisji CO ₂ równej 10·10 ⁻⁶ m ³ /s, B – osoba dorosła (o wadze 60 kg) i emisji CO ₂ równej 10·10 ⁻⁶ m ³ /s, C – dziecko (o wadze 45 kg) i emisji CO ₂ równej 6·10 ⁻⁶ m ³ /s, D – dziecko (o wadze 35 kg) i emisji CO ₂ równej 6·10 ⁻⁶ m ³ /s, E – osoba dorosła (o wadze 60 kg) i emisji CO ₂ równej 10·10 ⁻⁶ m ³ /s.																								

Pierwsza grupa uzyskanych danych obliczeniowych dotyczyła zmienności wymiany powietrza w całych mieszkaniach. Zmienność tę, dla mieszkań położonych na parterze i ostatnim piętrze badanego budynku, przedstawiono na rysunku 13. Średnie wartości wymiany powietrza w styczniu wahały się od około 0,13/h (mieszkanie znajdujące się na najwyższym piętrze) do 0,42/h (mieszkanie znajdujące się na parterze) i były mniejsze o około 50% od wymaganych wartości ($\approx 1/h$).

Druga grupa danych dotyczyła zmienności strumieni powietrza przepływających przez poszczególne mieszkania. Na rysunku 14 przedstawiono przykład takich zmian w pomieszczeniach mieszkania znajdującego się na parterze badanego budynku (dla stycznia). Uzyskane dane są charakterystyczne dla wszystkich mieszkań z wentylacją

naturalną. Do typowych stanów można zaliczyć przepływ wsteczny w jednym z przewodów wywiewnych. Dotyczyło to przewodu kuchennego (V_{OK} na rys. 14). Natężenie przepływu powietrza w badanych mieszkaniach i pokojach wskazuje na praktyczny brak wymiany powietrza. Ilość powietrza przypadająca na pojedynczą osobę zmieniała się od $0,58 \text{ dm}^3/\text{s}$ – w pokoju P1 do $1,15 \text{ dm}^3/\text{s}$ – w pokoju P3.



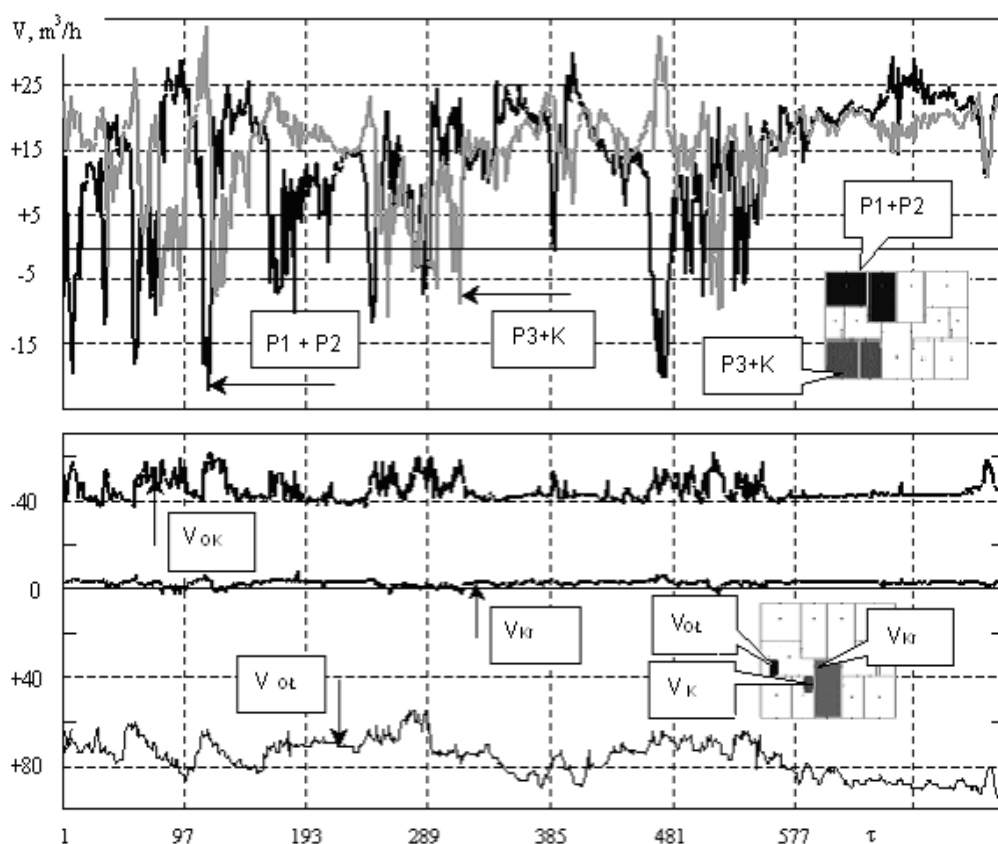
Rys. 13. Zmienność wymiany powietrza w wybranych mieszkaniach budynku wielorodzinnego (współczynnik szczelności okien: $1 \text{ m}^3/\text{m} \cdot \text{h}$ dla 1 daPa lub $0,06 \text{ dm}^3/\text{m} \cdot \text{s}$ dla 1 Pa): W_0 i W_3 – wymiana powietrza w mieszkaniach zlokalizowanych na parterze i ostatnim (trzecim piętrze), τ – czas, W – wymiana powietrza

Fig. 13. Changeability of air exchange in selected flats of a multi-family building (coefficient of window tightness: $1 \text{ m}^3/\text{m} \cdot \text{h}$ for 1 daPa or $0.06 \text{ dm}^3/\text{m} \cdot \text{s}$ for 1 Pa): W_0 and W_3 – air exchange in flats located on the first floor and last floor (fourth floor), τ – time, W – air exchange

W innych mieszkaniach przepływy powietrza były podobne, a średnie wartości stężeń CO_2 wahały się od 3000 do 5500 ppm (rys. 15). Również niebezpieczeństwem w mieszkaniach wyposażonych w tego typu urządzenia gazowe jest okresowy wzrost stężenia produktów częściowego spalania gazu (głównie CO) i ich swobodna migracja w pokojach i całych budynkach.

Wzrost stężenia zanieczyszczeń zależy przede wszystkim od szczelności okien, warunków pogodowych oraz miejsca usytuowania pomieszczenia wzdłuż wysokości budynku. Potwierdzają to także dane przedstawione na rysunku 16. Dużej szczelności okien odpowiadają równie duże stężenia tlenu węgla. Maksymalne stężenia CO pojawiają się głównie w mieszkaniach znajdujących się na najwyższych piętrach. W łazienkach wartości tych stężeń są kilkakrotnie większe niż w kuchniach.

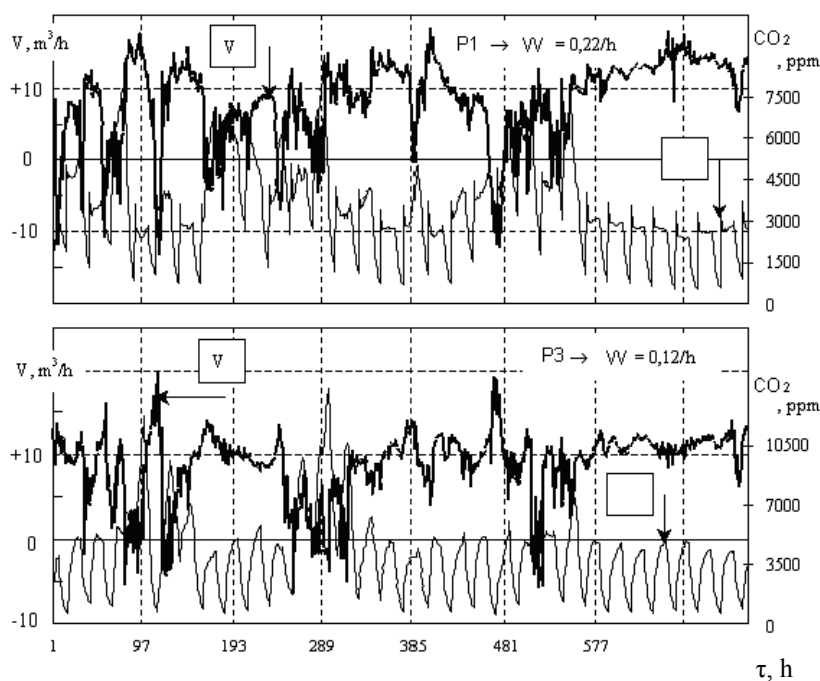
Przykładowo, w mieszkaniach z oknami o współczynniku szczelności zgodnym z normami (tzn. $1 \text{ m}^3/\text{mh}$ dla 1 daPa), stężenie CO przekraczało znacznie wartość dopuszczalną (tzn. około $6 \text{ mg}/\text{m}^3$). Na wartość stężenia wpływa wiele dodatkowych czynników, które w analizach również nie powinny być pomijane. Można do nich zaliczyć warunki pogodowe i związane z nimi siły napędowe wentylacji naturalnej: wypór termiczny i napór wiatru. Szczególnie duże zagrożenie użytkowników występuje w klimatycznych okresach przejściowych (wiosna, jesień), w których o przepływach powietrza decyduje głównie wiatr o losowo zmiennych kierunkach i prędkościach. Warunki niebezpieczne mogą występować w znacznie dłuższym czasie w przypadku budynku znajdującego się w terenie pofałdowanym lub na



Rys. 14. Zmienność natężenia przepływu powietrza w mieszkaniu znajdującym się na parterze, w styczniu, (współczynniki przenikania powietrza przez okna wynosiły $1 \text{ m}^3/\text{m} \cdot \text{h}$ dla różnicy ciśnień 1 daPa lub $0,06 \text{ dm}^3/\text{m} \cdot \text{s}$ dla różnicy ciśnień 1 Pa): $VP1 + P2$, $VP3 + K$ – przepływ powietrza przez nieszczelności w oknach, V_{KR} – jw., ale przez nieszczelności w drzwiach (z klatki schodowej), V_O – wywiew powietrza przez przewód wentylacji grawitacyjnej (V_{OK} – z kuchni, V_{OL} – z łazienki), τ – czas

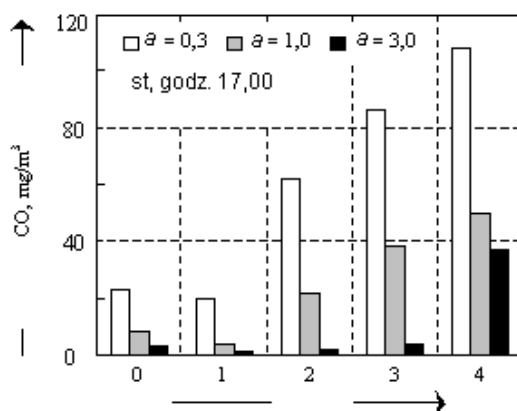
Fig. 14. Changeability of air flow intensity in a flat on the first floor, in January (coefficients of air penetration through windows amounted to $1 \text{ m}^3/\text{m} \cdot \text{h}$ for pressure difference 1 daPa or $0.06 \text{ dm}^3/\text{m} \cdot \text{s}$ for pressure difference 1 Pa): $VP1 + P2$, $VP3 + K$ – air flow through leakages in windows, V_{KR} – as above, but through leakages in doors (from the staircase). V_O – air exhaust though the gravitational ventilation (V_{OK} – from the kitchen, V_{OL} – from the bathroom), τ – time

obszarach zwartej zabudowy (np. centra miast). Charakterystyczna jest liczba godzin w sezonie zimowym ze stężeniami CO przekraczającymi wartości dopuszczalne. Liczba ta w przypadku badanych budynków wielorodzinnych wahała się od 100 do około 150 godzin (a nawet 200 godzin) (Miśniakiewicz 2002; Nantka 1996). W praktyce oznacza to, że w około 75% roku występuje duże ryzyko zagrożenia zdrowia, a nawet życia użytkowników. Otrzymane wyniki mogą zostać użyte do prognozowania tych zagrożeń. Należy zauważyć, że w słabo wentylowanych pomieszczeniach z urządzeniami gazowymi (głównie w bezokiennych łazienkach) wzrostowi stężenia CO_2 towarzyszy zmniejszenie stężenia tlenu. W takich warunkach, podczas użytkowania urządzeń gazowych jest obserwowany wzrost stężenia CO.



Rys. 15. Zmienność natężenia przepływu powietrza (V) i stężenia dwutlenku węgla CO_2 dla dwóch pokoi (P1 i P3) dla współczynników przenikania powietrza przez okna $1 \text{ m}^3/\text{m} \cdot \text{h}$ dla różnicy ciśnień 1 daPa lub $0,06 \text{ dm}^3/\text{m} \cdot \text{s}$ dla różnicy ciśnień 1 Pa (dla stycznia), τ – czas

Fig. 15. Changeability of air flow intensity (V) and carbon dioxide (CO_2) concentration for two rooms (P1 and P3) for coefficients of air penetration through windows $1 \text{ m}^3/\text{m} \cdot \text{h}$ for pressure difference 1 daPa or $0.06 \text{ dm}^3/\text{m} \cdot \text{s}$ for pressure difference 1 Pa (for January), τ – time



Rys. 16. Zależność stężenia tlenu węgla CO w pomieszczeniach od współczynnika przenikania powietrza – a – dla okien w 5-kondygnacyjnym budynku w okresie zimy (współczynniki przenikania powietrza wyrażono w $\text{m}^3/\text{m}^2 \cdot \text{h}$ dla różnicy ciśnień 1 daPa)

Fig. 16. Dependence of carbon monoxide (CO) concentration on the coefficient of air penetration for windows – a – in a five-storey building during the winter season (coefficients of air penetration have been expressed in $\text{m}^3/\text{m}^2 \cdot \text{h}$ for the pressure difference 1 daPa)

Tlenek węgla ma duże powinowactwo do hemoglobiny (około 200 razy większe niż tlen). W efekcie, w organizmie człowieka tworzy się karboksyhemoglobina (HCOb), będąca związkiem potęgującym objawy niedotlenienia. Zgodnie z badaniami May'a (Pach J., Hubalewska-Hořda, Pach D. 2001; Persily 1996) juŹ 60–65% stęŹenia tego związku we krwi uwaŹa się za śmiertelne. W większości badanych łazienek z gazowymi piecykami kąpielowymi stęŹenie to (określone na podstawie wykresu May'a), juŹ po 5–7 minutach przekraczało wartořć 40%. Stwarza to ryzykowne warunki, potwierdzone juŹ wieloletnią praktyką. Corocznie jest odnotowywanych kilka tysięcy przypadków silnych zatruci użytkowników, z których około 10% kończy się ich śmiercią. Ponadto naleŹy pamiętać, Źe około 15% wchłoniętego przez organizm tlenu węgla jest wiązana z proteinami pozanaczyniowymi i moŹe być takŹe przyczyną wielu różnych chorób.

PODSUMOWANIE

Na podstawie uzyskanych wyników pomiarów i badań analitycznych moŹna sprecyzować następujące wnioski:

- Poprawne działanie wentylacji naturalnej jest w świadości użytkowników sprawą oczywistą. Jej zaprojektowanie jest jednak trudne, co wynika nie tylko z występowania wielu czynników (często kształtowanych losowo), ale również z konieczności współuczestniczenia użytkowników w procesach wymiany powietrza.
- Rozwiązania wentylacji naturalnej w badanych budynkach są niedostosowane do ich struktury i sposobów użytkowania pomieszczeń. Działanie kanałów wentylacyjnych jest przypadkowe i w znacznym stopniu zaleŹy od warunków pogodowych i szczelności okien.
- Charakterystyczne obecnie uszczelnianie okien i powszechna ich zamiana na okna o duŹej szczelności powodują, Źe przepływy powietrza są minimalne, a wymiana powietrza jest bliska zeru. W praktyce waha się ona od 0,1/h do niewiele ponad 0,4/h. Odpowiada jej duŹe stęŹenie CO₂, przekraczające zazwyczaj 3000 ppm.
- Niedostateczna wymiana powietrza jest jedną z głównych przyczyn występowania w pomieszczeniach nadmiernych stęŹeń różnych substancji zanieczyszczających, a takŹe negatywnego odbioru warunków wewnętrznych przez użytkowników.
- Kształtowanie jakości powietrza i występowanie wielu symptomów chorobowych, a tym samym zagroŹeń nie tylko zdrowia użytkowników jest uzaleŹniona od intensywności wentylacji.
- Głównym zagroŹeniem w budynkach (szczególnie w budynkach wielorodzinnych), wyposażonych w urządzenia gazowe do przygotowywania ciepłej wody i posiłków, jest okresowy wzrost stęŹeń produktów niecałkowitego spalania gazu (głównie CO) i jego migracji w pomieszczeniach i budynkach; w okresie wiosny i jesieni częste są przypadki kilkunastokrotnego przekroczenia stęŹenia dopuszczalnego CO.

Podziękowania

Publikacja została opracowana na podstawie wyników badań wykonanych przy współudziale Polskiego Zrzeszenia Techników i InŹynierów Sanitarnych oraz Zakładu

Ekspertyz, Projektów i Usług Technicznych, którym autorzy składają serdeczne podziękowania. Autorzy dziękują także dużej grupie absolwentów Politechniki Śląskiej za ich wkład w wykonywane badania.

Literatura

1. Wyon D.P. (1993): *Healthy Buildings and their Impact on Production*. Environmental Technology 13, s. 313–322.
2. Fanger P.O. (2000): *Indoor air quality in the 21 century*. Indoor Air 10, s. 68–73.
3. Bluesyn P.M., Cox C. (2000): *Indoor environment quality and upgrading of European office buildings*. Energy and Buildings 34, s. 155–162.
4. Wargocki P. i inni (1999): *Perceived air quality, sick building syndrome symptoms (SBS) and productivity in an office with two different pollution loads*. Indoor Air 9, s. 165–179.
5. Liddament M.W. (1996): *A Guide to Energy Efficient Ventilation*. Air Infiltration & Ventilation Centre, Coventry/Berkshire 1996.
6. Nantka M.B. (1986): *Air Infiltration and Ventilation in Relation to the Thermal Performance of Dwelling Houses*. Building Services Engineering, Research and Technology, London, Vol. 7, No. 1, s. 11–19.
7. Carlsson P. i inni (1980): *Airtightness in Buildings*. Swedish Building Research Publishing, D37, Informationsprojekt AB, Stockholm.
8. Miśniakiewicz E. (2002): *Wymiana powietrza w pomieszczeniach mieszkalnych i jej wpływ na jakość powietrza wewnętrznego*. Opole.
9. Lubina P. (2004): *Badanie zmienności wewnętrznych zysków ciepła z uwagi na dynamikę potrzeb cieplnych w budynkach*. Gliwice, Politechnika Śląska (Praca doktorska).
10. Barabas W., Albińska D. (2003): *Warunki występowania grzybów pleśniowych i zagrożenia zdrowia spowodowane przez nie w budownictwie mieszkaniowym*. Materiały sympozyjne pt. Techniczne, medyczne i prawne aspekty bezpieczeństwa użytkowników pomieszczeń. Kraków, AGH, s. 47–56.
11. Pach J., Hubalewska-Hołda A., Pach D. (2001): *Scintigraphic detection of cardiac injury of actually carbon monoxide poisoned patients*. Journal of Toxicol. Clin. Toxicol. 2001, 522.
12. Persily A.K. (1996): *Carbon Monoxide Dispersion in Residential Buildings*. National Institute of Standards and Technology 5906, USA.
13. Zyska B. (1999): *Zanieczyszczenia biologiczne w budynkach*. Warszawa, Wydaw. Arkady.
14. Oparczyk G. (2002): *Badania zanieczyszczeń atmosfery wewnętrznej w pomieszczeniach mieszkalnych i biurowych*. Gliwice, Politechnika Śląska (Praca doktorska).
15. Nantka M.B. (1993): *New Concepts Aimed to Improve the Multizone Mode for Predicting Air Flows in the Building*. W: Proceedings of International Congress on Indoor Air, Vol. 5, Helsinki, s. 563–569.
16. Nantka M.B. (1996): *A Method for Prediction of Air Flows in Multizone Buildings*. Archives of Civil Engineering, Polish Scientific Academy, Vol. XLII, No. 2, s. 237–267.
17. Walton G.N. (2002): *ContamW*. National Institute of Standards and Technology Documents, No. 5385. Gaithersburg, USA.

Recenzent: dr inż. Krystian Kadlewicz

Eugeniusz Orszulik, Małgorzata Jaroń-Kocot

PROCES ZGAZOWANIA ODPADÓW DREWNOPOCHODNYCH

Streszczenie

W artykule omówiono proces niskotemperaturowego zgazowania odpadów drewnopochodnych. Scharakteryzowano podstawowy produkt zgazowania, tj. gaz procesowy, głównie pod kątem jego przydatności jako paliwa uzupełniającego wsad węgla kamiennego spalanego w kotłach wodnych w energetyce.

Proces niskotemperaturowego zgazowania odpadów drewnopodobnych przebiega w trzech fazach. Pierwsza faza to podgrzewanie i rozpalanie odpadów (350–750°C), druga to ich właściwe zgazowanie (250–350°C), a trzecia faza to dopalanie odpadów (650–950°C). W wyniku procesu zgazowania wydzielają się gaz procesowy, w skład którego wchodzi gazy palne takie, jak: wodór, tlenek węgla, metan, etan, etylen oraz gazy niepalne, tj. dwutlenek węgla i azotu oraz para wodna.

Zgazowanie odpadów drewnopochodnych należy do inwestycji proekologicznych. Wiąże się z odzyskiem surowców wtórnych (produkcja gazu procesowego), a otrzymane w wyniku spalania tego gazu spaliny charakteryzują się składem umożliwiającym ich emisję do powietrza jedynie po odpyleniu bez dodatkowego oczyszczania chemicznego. Odpady stałe są wydzielane w ilościach nieznacznych i nie przekraczają 10% masy odpadów drewnopochodnych przeznaczonych do zgazowania.

Process of wood derivative wastes gasification

Abstract

The article presents the process of low temperature gasification of wastes of wood derivatives. The basic gasification product, i.e. the process gas, has been characterised, mainly paying special attention to its usefulness as the fuel supplementing the hard coal charge burned in water heaters in the power industry.

The process of low temperature gasification of wood derivative wastes proceeds in three stages. The first stage constitutes preheating and heating of wastes (350–750°C), the second stage makes their real gasification (250–350°C), and the third stage comprises burning out of wastes (650–950°C). As a result of the gasification process gas is emitted, including such combustible gases as: hydrogen, carbon monoxide, methane, ethane, ethylene and non-combustible gases, i.e. carbon dioxide and nitrogen dioxide as well as water vapour.

Gasification of wood derivative wastes belongs to proecological investments. It is connected with the recovery of secondary raw materials (production of process gas), and the flue gases obtained as a result of this gas combustion are characterised by a content enabling their emission into the air only after dust extraction without chemical purification. Solid wastes are emitted in small quantities and they do not exceed 10% of the mass of wood derivative wastes designed for gasification.

WPROWADZENIE

Drewno, oprócz węgla kamiennego, może być liczącym się nośnikiem energii dla niektórych grup odbiorców. Istnieje wiele sposobów wykorzystywania drewna do celów energetycznych. Oprócz bezpośredniego, tradycyjnego spalania drewna, stosuje się spalanie gazu procesowego uzyskanego w wyniku przetwarzania drewna w procesie jego zgazowania (pirolitycznego lub w termogeneratorach) (Guzena, Świągół 1997; Szczukowski, Stolarski 1999; Rosik-Dulewska 2000).

W artykule omówiono proces niskotemperaturowego zgazowania odpadów drewnopochodnych (Orszulik, Jachyra, Bieniasz 2005). Scharakteryzowano produkty zgazowania, a szczególnie (gaz procesowy) pod kątem jego przydatności jako paliwa uzupełniającego wsad węgla kamiennego spalane w energetyce (gorąca woda lub para wodna). W procesie współspalania węgla i gazu, udział gazu może wynosić około 45%, a udział węgla około 55%, co odpowiada mocy kotła zawartej w ilości energii wprowadzanej do źródła w jednostce czasu, przy jego nominalnym obciążeniu.

1. WŁAŚCIWOŚCI CHEMICZNE ODPADÓW DREWNOPOCHODNYCH

Właściwości chemiczne odpadów drewnopochodnych, pod kątem ich wykorzystania w procesach energetycznych, określono na próbkach pochodzących z przemysłu meblarskiego, budowlanego, z zakładów stolarskich, a także z sortowni i składowisk odpadów komunalnych. Były to: trociny, wióry, ścinki, płyty wiórowe i zrębki drewniane. Oznaczono ich wartość opałową Q_i^r , zawartość popiołu A^r , siarki całkowitej S_i^r i wilgoci całkowitej W_i^r oraz zawartość węgla pierwiastkowego C_i^a , wodoru H_i^a , chloru Cl^a , azotu N^a i części lotnych V^a . Wyniki przedstawiono w tablicy 1.

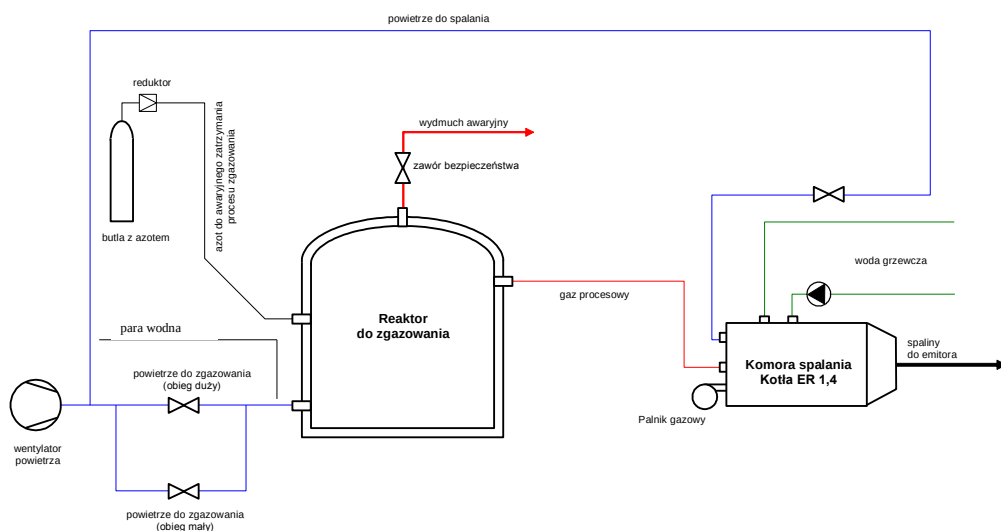
Tablica 1. Właściwości chemiczne odpadów drewnopochodnych

Numer próbki	Rodzaje oznaczeń								
	Q_i^r kJ/kg	A^r %	S_i^r %	W_i^r %	C_i^a %	H_i^a %	Cl^a %	N^a %	V^a %
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	15250	4,05	0,04	10,15	45,38	6,18	0,053	4,04	68,91
2	15854	4,25	0,03	7,67	44,10	6,12	0,027	3,83	69,32
3	16574	1,20	0,03	6,91	46,49	4,86	0,022	1,76	74,11
4	16692	0,73	0,01	5,72	45,92	5,25	0,018	5,46	73,69
5	16402	0,54	0,02	7,07	46,54	6,47	0,036	2,19	74,34
6	11039	1,12	0,02	31,35	47,95	7,87	0,163	–	72,24
7	11134	0,74	0,02	29,51	44,58	6,07	0,090	–	82,49
8	16522	1,76	0,03	7,44	45,01	5,78	0,040	–	72,80

Z powyższej charakterystyki wynika, że największą wartość opałową, tj. 16692 kJ/kg, miała próbka 4, a najmniejszą – 11039 kJ/kg – próbka 6. Zawartości wilgoci w tych próbkach wynosiły kolejno 5,72 i 31,35%. Im więcej wody zawierały odpady, tym mniejsza była ich wartość opałowa. Zawartości węgla pierwiastkowego we wszystkich próbkach były duże i porównywalne. Próbki charakteryzowały się także dużymi zawartościami części lotnych. Stwierdzono, że im więcej części lotnych, tym szybciej następuje zapłon odpadów i wydziela się więcej gazów, polepszając warunki spalania paliwa. Wszystkie próbki odpadów drewnopochodnych charakteryzowały się korzystnie bardzo małymi zawartościami siarki i popiołu.

2. OPIS TECHNOLOGII ZGAZOWANIA ODPADÓW DREWNOPOCHODNYCH

Schemat technologiczny instalacji do zgazowania odpadów drewnopochodnych przedstawiono w uproszczony sposób na rysunku 1. W skład instalacji wchodzi:



Rys. 1. Schemat instalacji do zgazowania odpadów drewnopochodnych

Fig. 1. Scheme of installation for wood derivative wastes gasification

- Reaktor w kształcie pionowego walca z płaszczem wyłożonym wykładziną termiczną, od góry jest zamykany klapą bezpieczeństwa, a z boku wyposażony w szczelnie zamykane drzwi, przez które są podawane odpady. Odpady są załadowywane w specjalnym koszu na płaski ruszt, który znajduje się w dolnej części reaktora powyżej rurociągu doprowadzającego powietrze i parę wodną. Pojemność reaktora wynosi od 350 do 400 kg odpadów na szarżę. Z tej ilości odpadów otrzymuje się około 600 m³ gazów.
- Kocioł wodny typu ER 1,4, w którym następuje spalanie gazu procesowego i węgla kamiennego. W kotle są zainstalowane kolektory doprowadzające gaz procesowy i powietrze do spalania oraz palnik gazowy inicjujący proces spalania. W opisywanej instalacji zastosowano typowy dla kotłów grzewczych palnik gazowy o mocy 550 kW. Spaliny ze spalania gazu procesowego odprowadza się bezpośrednio do emitora stalowego.
- Wentylator nawiewu służący do doprowadzenia powietrza niezbędnego do procesu zgazowania odpadów oraz powietrza do spalania gazu procesowego w palniku. Wydajność nawiewu zawiera się w przedziale 0,15–3,5 m³/godzinę. Regulacja wydatku powietrza odbywa się przy użyciu przepustnic ręcznych.
- Butle z ciekłym azotem, stanowiące środek stosowany w stanach awaryjnych do zatrzymania lub zatrzymania procesu zgazowania.

Proces zgazowania odpadów drewnopochodnych można podzielić na trzy fazy:

- fazę podgrzewania i rozpalania odpadów,
- fazę zgazowania,
- fazę dopalania odpadów.

Cały proces zgazowania odpadów drewnopochodnych jest procesem cyklicznym. Rozpoczyna się od ręcznego układania, na płaskim ruszcie reaktora, odpadów drewnopochodnych, które się następnie podpala. Jest to faza podgrzewania i rozpadania odpadów. Palące się odpady osiągają temperaturę 350–750°C. W wyniku ich spalania w atmosferze reaktora zbierają się spaliny, które zawierają CO, CO₂, NO₂, SO₂. Gazy te są od razu kierowane do komory spalania kotła wodnego typu ER 1,4. Faza podgrzewania trwa około 15 minut. Po tym czasie obniża się temperaturę we wnętrzu reaktora przez ograniczenie do niego dopływu powietrza. Po ustabilizowaniu się temperatury 350–200°C rozpoczyna się faza zgazowania odpadów drewnopochodnych. Prowadzi się ją w atmosferze mieszaniny powietrza (zawierającego do 5 lub 10% tlenu) i gazów wydzielonych w procesie podgrzewania odpadów oraz pary wodnej (przy strumieniu masy $\dot{m} = 18$ kg/godzinę, ciśnieniu pary $p_p = 0,05$ MPa i jej temperatury $t_p = 160^\circ\text{C}$), wytworzonej w kotle parowym typu NKP 05/60, opalanym węglem kamiennym. Parę wodną doprowadza się dodatkowo, aby uzyskać możliwie największą ilość gazów palnych.

Zachodzące w procesie zgazowania reakcje można przedstawić w uproszczony sposób:



Są to reakcje endotermiczne, w wyniku których, przy udziale pary wodnej i dwutlenku węgla, powstaje gaz procesowy zawierający palne produkty zgazowania węgla pierwiastkowego, zawartego w odpadach, takie, jak: wodór, tlenek węgla, metan oraz węglowodory: etylen i etan oraz niepalne gazy takie, jak dwutlenek węgla i azot.

Ciepło zapewniające prawidłowy przebieg procesu jest pobierane z ciągle zarządzających się na ruszcie reaktora odpadów drewnopochodnych. Gaz procesowy jest odprowadzany sukcesywnie do komory spalania kotła wodnego typu ER 1,4. Proces zgazowania trwa około 5 godzin. Po upływie tego czasu rozpoczyna się ostatnia faza procesu zgazowania – faza dopalania odpadów, gdyż na ruszcie reaktora pozostają odpady, które zawierają 89,85% części palnych. Zwiększa się dopływ powietrza do reaktora, aby proces mógł przebiegać w temperaturze 650–950°C. W wyniku spalania pozostałości po zgazowaniu wydzielają się popioły zawierające 9,44% części palnych.

3. CHARAKTERYSTYKA GAZU PROCESOWEGO

W celu scharakteryzowania gazu procesowego uzyskanego w wyniku zgazowania odpadów drewnopochodnych, próbki do badań pobierano we wszystkich trzech fazach procesu. Skład gazu procesowego przedstawiono w tablicy 2. Symbolem FP oznaczono gazy wydzielone w fazie podgrzewania odpadów, FZ w fazie ich zgazowania, a FD w fazie dopalania.

Przydatność gazu procesowego do spalania określa się na podstawie jego wartości opałowej. Wartości opałowe gazów palnych wchodzących w skład gazu procesowego

obliczono wykorzystując dane zawarte w tablicy 2. Wyniki przedstawiono w tablicy 3 w kolumnach 3–7. W kolumnie 8 podano sumaryczną wartość opałową gazu procesowego przy zawartościach tlenu ujętych w kolumnie 4 tablicy 2. Wartości opałowe przedstawione w kolumnach 9 i 10 zostały obliczone w odniesieniu do zawartości tlenu i azotu 0%.

Tablica 2. Skład gazu procesowego

Lp.	Próbka	Rodzaje gazów							
		H ₂	O ₂	CH ₄	CO ₂	C ₂ H ₄	C ₂ H ₆	CO	N ₂
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	FP 1	0,13	15,5	0,34	5,70	0,09	0,03	1,57	76,6
2	FP 2	0,15	12,5	0,00	8,50	0,08	0,04	2,87	75,8
3	FP 3	2,01	8,5	1,22	5,70	0,57	0,11	3,98	77,2
4	FP 4	2,57	10,5	1,39	6,99	0,51	0,11	3,96	73,9
5	FP 5	3,95	6,9	2,01	8,24	0,66	0,16	5,71	72,3
6	FZ 1	4,16	5,9	1,87	9,48	0,58	0,17	7,35	70,5
7	FZ 2	8,60	8,9	3,08	9,14	0,28	0,28	8,53	61,19
8	FZ 3	7,50	8,5	4,18	8,54	1,58	0,30	10,58	58,82
9	FZ 4	1,56	8,4	1,01	17,62	0,55	0,11	3,29	67,46
10	FZ 5	1,77	7,8	1,51	18,58	0,71	0,21	3,15	66,3
11	FD 1	0,53	11,3	0,558	6,66	0,36	0,038	2,16	78,4
12	FD 2	0,03	5,6	0,005	12,96	0,00	0,00	0,66	80,74
13	FD 3	0,31	13,7	1,20	11,44	0,13	0,13	3,58	69,51
14	FD 4	1,65	6,1	1,43	15,14	0,40	0,15	4,22	71,3
15	FD 5	1,05	10,8	0,07	7,9	0,43	0,17	3,5	76,08

Z danych zawartych w tablicy 3 wynika, że gaz procesowy otrzymany w wyniku zgazowania odpadów drewnopochodnych charakteryzuje się wartością opałową od 5547,81 do 23883,45 kJ/kg paliwa. Korzystne pod względem ekonomicznym są próbki gazu procesowego, charakteryzujące się wartością opałową przekraczającą 19000 kJ/kg (kolumna 10, tabl. 2).

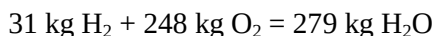
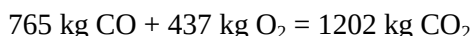
Tablica 3. Wartości opałowe gazu procesowego i jego składników

Lp.	Próbka	H ₂	CH ₄	CO	C ₂ H ₄	C ₂ H ₆	Sumaryczna wartość opałowa gazu	Sumaryczna wartość opałowa gazu	Sumaryczna wartość opałowa gazu
		KJ/kg	kJ/kg	kJ/kg	kJ/kg	kJ/kg	opałowa gazu tlen = 0% kJ/kg	opałowa gazu tlen = 0% kJ/kg	opałowa gazu azot = 0% kJ/kg
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	FP 1	13,86	120,17	195,73	52,49	18,88	401,13	1532,33	13203,86
2	FP 7	123,67	660,94	916,32	338,26	107,00	2146,19	2984,76	19946,94
3	FP 10	153,52	338,95	509,90	256,61	75,53	1334,51	1708,17	19523,39
4	FP 17	159,91	159,05	561,01	145,80	44,06	1069,84	1604,75	10061,59
5	FP 18	142,85	201,46	461,28	174,96	37,77	1018,32	1720,96	9634,40
6	FZ 4	166,31	356,98	410,16	320,76	69,24	1323,45	2210,16	9065,63
7	FZ 5	188,70	533,70	392,71	414,07	132,18	1661,36	2641,56	10333,66
8	FZ 10	886,98	353,45	544,81	542,38	302,12	2629,73	3576,43	16069,52
9	FZ 11	876,32	1109,82	567,25	285,77	144,77	2983,92	4833,95	23883,45
10	FZ 21	889,11	1074,47	484,97	390,75	226,59	3065,88	4506,85	14243,06
11	FD 4	175,90	505,43	526,11	233,28	94,41	1535,13	2164,53	15750,0
12	FD 10	59,70	388,79	336,61	69,98	56,02	911,10	1384,87	8207,17
13	FD 13	4,26	346,38	167,06	139,97	81,83	739,49	1782,17	9229,02
14	FD 15	138,59	24,74	112,20	209,95	56,65	542,14	1035,48	5547,81
15	FD 16	104,48	282,76	199,47	209,95	75,53	872,19	1604,82	9623,33

4. SPALANIE GAZU PROCESOWEGO

Otrzymany w wyniku zgazowania odpadów drewnopochodnych gaz procesowy jest kierowany do palnika usytuowanego w kotle wodnym typu ER 1,4. Gaz zapala się od węgla kamiennego żarzącego się na ruszcie tego kotła i w ten sposób obydwoma paliwami ogrzewa się wodę do celów ciepłowniczych. Z 400-kilogramowej szarży odpadów otrzymuje się około 600 nm³/h gazów.

Całkowite spalanie tych gazów obrazują stechiometryczne równania reakcji:



Biorąc pod uwagę powyższe reakcje, a także skład powietrza atmosferycznego zawierającego azot i tlen oraz gazów wydzielających się w procesie zgazowania odpadów, można obliczyć teoretyczne zapotrzebowanie powietrza do spalania gazu procesowego, a mianowicie: do spalania 765 kilogramów tlenu węgla potrzeba 1919 kg powietrza, a do spalania 31 kg wodoru – 1087 kg powietrza.

W celu wyeliminowania skutków niedoskonałego wymieszania paliwa z powietrzem, powietrze do komory spalania doprowadza się w nadmiarze. Przy założeniu, że współczynnik nadmiaru powietrza $\lambda = 1,2$, rzeczywista ilość powietrza wilgotnego potrzebna do spalania gazu procesowego powinna wówczas wynieść

$$m_{pw} = 1,2(1919 + 1087) = 3607 \text{ kg}$$

5. CHARAKTERYSTYKA ODPADÓW STAŁYCH I GAZOWYCH WYDZIELONYCH W PROCESIE ZGAZOWANIA

Po zakończeniu procesu zgazowania pozostają niedopalone odpady drewnopochodne (pozostałość po zgazowaniu) o zawartości części palnych 89,85%. Po dopaleniu pozostałości po zgazowaniu, wydzielają się popioły o zawartość części palnych 9,44%. Ilości tych popiołów nie przekraczają 10% masy odpadów drewnopochodnych przeznaczonych do zgazowania.

Średnie zawartości pierwiastków śladowych w odpadach przed i po dopaleniu są podobne (tabl. 4).

Tablica 4. Zawartości pierwiastków śladowych w odpadach

Pierwiastki śladowe	Zawartości	
	w pozostałości po zgazowaniu	w popiele
Cd	<0,2 ppm	2 ppm
Cr	95 ppm	103 ppm
Cu	145 ppm	269 ppm
Hg	–	< 0,08 ppm
Mn	8606 ppm	6313 ppm
Ni	547 ppm	160 ppm
Pb	49 ppm	25 ppm
Zn	830 ppm	734 ppm

Analiza chemiczna wyciągu wodnego po wykonaniu testu wymywalności pozostałości po zgazowaniu wskazała, że odpady te w wyniku składowania nie będą zmieniały środowiska wodnego otoczenia. Zawartość substancji rozpuszczalnych wynosiła zaledwie 133 mg/dm³, a ChZT 58,7 mg/dm³. Odczyn PH tego wyciągu miał wartość 6,45. Zawartość pierwiastków śladowych była nieznaczna (poniżej granicy oznaczalności). Odpady stałe wydzielone w procesie zgazowania odpadów drewnopochodnych nie należą do niebezpiecznych i można je gospodarczo wykorzystywać, na przykład w drogownictwie do produkcji kostki brukowej.

W wyniku spalania gazu procesowego są wydalone do atmosfery pyły i spaliny. Wykonane pomiary i obliczone na ich podstawie emisje pyłów i gazów spalinowych przedstawiają się następująco:

• pył zawieszony	30 mg/m ³ ,
• substancja organiczna w postaci gazów i par wyrażona jako całkowity węgiel organiczny	20 mg/m ³ ,
• chlorowodór	60 mg/m ³ ,
• fluorowodór	4 mg/m ³ ,
• dwutlenek siarki	200 mg/m ³ ,
• tlenek węgla	100 mg/m ³ ,
• dwutlenek azotu	400 mg/m ³ ,
• metale ciężkie i ich związki wyrażone jako metal:	
• Cd + Tl	0,05 mg/m ³ ,
• Hg	0,05 mg/m ³ ,
• Sb + As + Pb + Cr + Co + Cu + Mn + Ni + V + Sn	0,5 mg/m ³ .

Powyższe dane wykazują, że w wyniku procesu zgazowania wydzielają się pyły i spaliny w ilościach nieznacznych i mieszczących się w standardach emisyjnych zgodnie z rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 4 sierpnia 2003 roku w sprawie standardów emisyjnych z instalacji (Dz. U. 03.163.1584).

PODSUMOWANIE

Niskotemperaturowe zgazowanie odpadów drewnopochodnych należy do inwestycji proekologicznych. Jest to proces termicznego unieszkodliwiania odpadów stałych, połączony z wykorzystaniem ich właściwości energetycznych. Przebiega w trzech fazach różniących się temperaturą panującą wewnątrz reaktora. W wyniku procesu zgazowania wydzielają się gazy procesowe, w skład którego wchodzi gazy palne takie, jak: wodór, tlenek węgla, metan, etan, etylen oraz gazy niepalne, tj. dwutlenek węgla i azotu oraz para wodna. Wartość opałowa gazu procesowego mieści się w granicach od 5547,81 do 23883,45 kJ/kg paliwa. Pod względem ekonomicznym jest korzystny gaz procesowy charakteryzujący się wartością opałową przekraczającą 19000 kJ/kg paliwa.

Zgazowanie odpadów drewnopochodnych i spalanie gazu procesowego wiąże się z wydzieleniem pyłów, spalin oraz odpadów stałych. Otrzymane w wyniku spalania tego gazu spaliny charakteryzują się składem umożliwiającym ich emisję do powietrza

jedynie po odpyleniu bez dodatkowego oczyszczania chemicznego. Odpady stałe wydzielane są w ilościach nieznacznych i nie przekraczają 10% masy odpadów drewnopochodnych przeznaczonych do zgazowania.

Literatura

1. Guzena R., Świgoń J. (1997): *Techniczne i ekologiczne aspekty energetycznego wykorzystania drewna i odpadów drzewnych*. Gospodarka Paliwami i Energią nr 1.
2. Orszulik E., Jachyra J., Bieniasz T. (2005): *Współspalanie węgla z gazem ze zgazowania odpadów drewnopochodnych z przemysłu meblarskiego w kotle rusztowym*. Prace IMiUE Politechniki Śląskiej: VII Konferencja Naukowo-Techniczna 2005 „Kotły rusztowe jako jednostki wielopaliwowe”.
3. Rosik-Dulewska Cz. (2000): *Podstawy gospodarki odpadami*. Warszawa, PWN.
4. Szczukowski S., Stolarski M. (1999): *Energia ciepła z biomasy wierz krzewiastych*. Prace Uniwersytetu Warmińsko-Mazurskiego w Olsztynie.

Recenzent: prof. dr hab. Jerzy Sablik

Barbara Bialecka, Dariusz Nowak

SEPARACJA MEMBRANOWA GAZÓW PROCESOWYCH

Streszczenie

W artykule przedstawiono wyniki badań nad wzbogacaniem gazów procesowych w wodór na module membranowym wyprodukowanym przez firmę UBE. Badano wpływ warunków procesowych na skład chemiczny produktów: permeatu i retentatu. Proces prowadzono w współprądzie, a ocenie poddano wpływ wielkości stosowanego ciśnienia oraz temperatury w strefie zasilania na uzyskane wyniki rozdziału. Stwierdzono, że separacja gazu procesowego o zawartości wodoru około 30% na modułach firmy UBE z włóknem czynnym z poliimidów pozwala na uzyskanie, w procesie jednostopniowym, permeatu o zwiększonej koncentracji H_2 w stosunku do surowca, nawet o 80%.

Membrane separation of process gases

Abstract

The article presents the results of investigation into process gas upgrading with respect to hydrogen on a membrane module produced by the UBE firm. The impact of process conditions on the chemical content of the products permeate and retentate was investigated. The process was conducted in parallel current, and the influence of the value of pressure used and temperature in the supplying zone on the obtained separation results were assessed. It has been ascertained that separation of process gas with hydrogen content about 30% on modules of the UBE firm with active fibre of polyamides allows to obtain, in a single-stage process, permeate with increased H_2 concentration in relation to the raw material, even by 80%.

WPROWADZENIE

Ocenia się, że w połowie XXI wieku w całkowitym bilansie energetycznym Europy 20% produkowanej energii będzie pochodzić ze źródeł odnawialnych, 45% z gazu ziemnego i ropy, natomiast 35% będzie wytwarzane nadal przez spalanie węgla brunatnego i kamiennego. W związku z tym, że ponad połowa zasobów stałych paliw kopalnych Europy znajduje się na obszarze Polski, przy światowej tendencji do ponownego traktowania paliw kopalnych jako podstawy systemu energetycznego, wykorzystanie polskiego węgla jako przyszłej bazy energetycznej Europy do produkcji wodoru staje się racjonalne. W takiej sytuacji ważnym kierunkiem prac badawczo-rozwojowych w Polsce może być specjalizacja w zakresie technologii wytwarzania wodoru przez zgazowanie stałych paliw kopalnych. W technologii tej, oprócz problemów związanych z realizacją procesu, jego sterowaniem oraz otrzymywaniem gazu o stosunkowo wysokiej, ustabilizowanej wartości opałowej, istotny jest także rozdział otrzymanych gazów procesowych, a szczególnie wzbogacenie ich w wodór.

W artykule przedstawiono wyniki badań eksperymentalnych, wykonanych w celu określenia możliwości zastosowania modułów membranowych z poliimidów do rozdzielania i głębokiego oczyszczania mieszanin gazowych zawierających wodór.

1. PRZEGLĄD METOD WZBOGACANIA GAZÓW PROCESOWYCH

Do odzysku wodoru z mieszanin gazowych, złożonych między innymi z CO, NH₃, CO₂, CH₄ i węglowodorów wyższych, są stosowane techniki membranowe, adsorpcja zmiennociśnieniowa (PSA) (Narębska 1997), a także metody kriogeniczne.

Przez separację membranową można zwiększyć zawartość wodoru w gazach procesowych do 85–97%. Pozostałość jest stosowana jako gaz palny (Robeson 1999; Stern 1994).

Moduły membranowe do wydzielania wodoru pracują zwykle w podwyższonej temperaturze i przy podwyższonym ciśnieniu, co powoduje, że membrany, oprócz stawianych im standardowych wymagań, dotyczących szybkiego transportu i dużej selektywności, powinny cechować się znaczną wytrzymałością mechaniczną, odpornością na zmienne ciśnienie, wysoką temperaturę oraz na obecne w mieszaninach węglowodory. Obecność niewielkiej ilości H₂O, H₂S, SO₂ lub lotnych amin przyspiesza starzenie się membran, a składniki skraplające się pogarszają ich przepuszczalność (Rautenbach 1996).

W modułach do wydzielania wodoru są stosowane głównie włókna kanalikowe produkowane z polisulfonu lub moduły spiralne z membranami z octanu celulozy (Kesting, Fritzsche 1993; Mi 1995).

Adsorpcja zmiennociśnieniowa (PSA) jest to proces oczyszczania gazu, polegający na jego przepuszczaniu przez nieruchomą warstwę adsorbenta (ciśnienie do 4,0 MPa, stosowana temperatura z zakresu 563–583 °C). Jako adsorbenty stosuje się wąskoporowate zeolity – zatrzymują one wszystkie składniki gazu oprócz wodoru (Stern 1994). Z mieszaniny gazów można usunąć azot, tlenek węgla, metan, dwutlenek węgla, wodę, argon, metanol, amoniak, siarkowodór, organiczne związki siarki i inne, pozyskując gaz o dużej zawartości wodoru, zwykle powyżej 99% obj. Proces adsorpcji prowadzi się w krótkich cyklach (3–6 min), po czym strumień gazu jest kierowany do adsorbera zawierającego zregenerowany adsorbent, a zużyty adsorbent poddaje się regeneracji przez obniżenie ciśnienia w adsorberze do ciśnienia atmosferycznego, wówczas z adsorbenta desorbują zatrzymane na nim zanieczyszczenia. Technika PSA można stosować do oczyszczania różnych gazów. Zaleca się stosowanie tego procesu w przypadku gazów zawierających 50% H₂ i więcej. Stopień odzyskania wodoru zależy od składu surowca i wymaganej czystości produktu i mieści się w zakresie 60–98%. Im większa jednostka tym łatwiej uzyskać wysoką czystość i znaczny odzysk wodoru.

Metoda kriogeniczna polega na ochładzaniu gazu pod ciśnieniem do takiej temperatury, aby wszystkie składniki stanowiące zanieczyszczenia uległy wykropleniu. W praktyce stosuje się temperaturę z zakresu 373–393 °C i ciśnienie do 6 MPa.

Podstawowe cechy trzech, wyżej omówionych, metod oczyszczania gazów wodorowych przedstawiono w tablicy 1.

Tablica. 1. Porównanie metod oczyszczania gazu wodorowego

Wyszczególnienie	Proces		
	membranowy	adsorpcyjny	kriogeniczny
Czystość wodoru, %	<95	99,9	95–99
Odzysk wodoru, %	<90	75–90	90–98
Ciśnienie produktu (wodoru)	<< surowca	≈ surowca	różne
Produkty uboczne	–	–	+
Ciśnienie surowca, MPa	1,8–12,6	1–6	1,8–3,5

Separację gazów procesowych na membranach można traktować jako działanie wstępne, pozwalające na wzbogacanie gazu do zawartości wodoru co najmniej 50%. Gaz taki można poddać dalszemu wzbogaceniu w wodór z zastosowaniem techniki PSA.

2. CZĘŚĆ DOŚWIADCZALNA

Badania eksperymentalne wykonano w celu określenia możliwości zastosowania modułów membranowych z poliimidów w procesie wzbogacania w wodór gazów procesowych. Uzyskane dane pozwolą na poprawę technologii i ekonomiki procesu separacji membranowej gazów procesowych.

Dobór membrany do procesu wzbogacania

W praktyce przemysłowej do separacji składników mieszanin gazowych są stosowane moduły membranowe. Moduły te są zbudowane najczęściej z włókien kapilarnych lub z włókien pustych, przy czym w zależności od drogi przepływu mieszaniny wlotowej (wewnątrz włókien czy między nimi) aktywna warstwa membrany znajduje się odpowiednio wewnątrz lub na zewnątrz kapilar – jednak zawsze od strony wysokiego ciśnienia. Aktywne warstwy stanowią między innymi polimery typu poliimidów, poliwęglanów i polisulfonów. Również moduły spiralne mogą być użyte do separacji gazów.

Głównymi producentami modułów przemysłowych są firmy: Monsanto, UBE Industries, Dow Chemical, Du Pont Medal i GKSS Forschungszentrum. Małe moduły do celów badawczych, umożliwiające rozdzielanie mieszanin zawierających wodór, są produkowane jedynie przez UBE Europe GmbH. Do badań laboratoryjnych pozyskano moduł typu A-2, o wydajności około $0,02 \text{ N}\cdot\text{m}^3/\text{h}$, przy ciśnieniu strumienia mieszaniny podawanego na moduł $0,60 \text{ MPa}$, swobodnym ulatnianiu się permeatu oraz podziale strumienia zasilającego na permeat i retentat w proporcji 1:1; zalecany zakres zmian temperatury: $10\text{--}70^\circ\text{C}$.

Podstawowe dane zastosowanego modułu membranowego zawarto w tablicy 2.

Tablica 2. Charakterystyka modułu membranowego typu A-2 firmy UBE

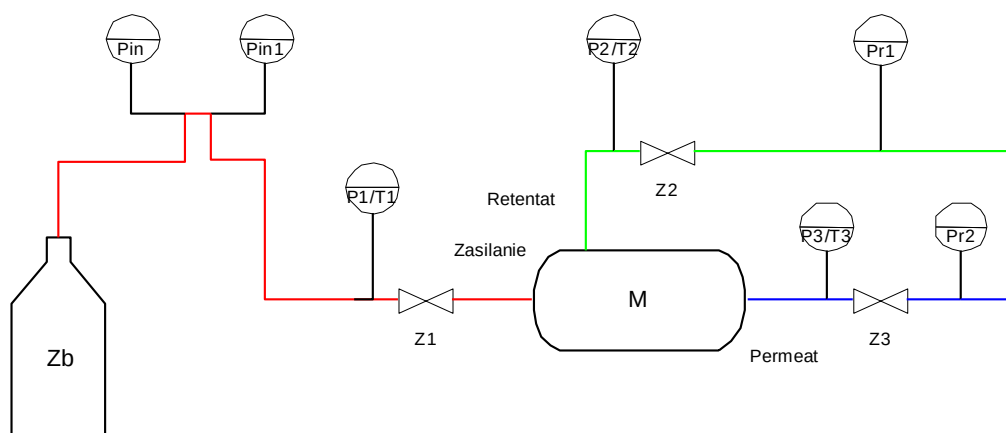
Charakterystyka modułu	
Tworzywo	– włókna kanalikowe poliimidowe
Rdzeń	– ze stali kwasoodpornej 1H18N9T
Średnica modułu, mm	– 40–210
Długość modułu, mm	– 100–540
Masa modułu, kg	– 12
Temperatura maks. $^\circ\text{C}$	– 100
Ciśnienie	– 2200 psig

Aparatura badawcza

Schemat instalacji do wzbogacania gazów procesowych metodą membranową przedstawiono na rysunku 1.

W skład instalacji badawczej, oprócz modułu membranowego, wchodzi także:

- osuszacz gazu lub moduł membranowy pełniący taką funkcję,
- podgrzewacz rurowy umieszczony w termostacie laboratoryjnym ogrzewanym elektrycznie.



Rys. 1. Schemat instalacji badawczej do wzbogacania gazów procesowych: Zb – butla z gazem procesowym, M – moduł membranowy, Z1, Z2, Z3 – układ zaworów umożliwiających pobieranie próbek, P1, P2, P3, Pin, T1, T2, T3 – aparatura kontrolno-pomiarowa umożliwiająca pomiar ciśnienia i temperatury gazów procesowych

Fig. 1. Scheme of testing installation for process gas upgrading: Zb – cylinder with process gas, M – membrane module, Z1, Z2, Z3 – system of valves enabling sampling, P1, P2, P3, Pin, T1, T2, T3 – control and measuring apparatus enabling measurements of pressure and temperature of process gases

Układ pomiarowy zapewnia dokonywanie pomiarów temperatury, ciśnienia i natężenia przepływu gazów przed i za modułem oraz wielkości strumieni permeatu i retentatu. Zawory, umieszczone na końcu rurociągów odprowadzających strumień permeatu i retentatu, umożliwiają niezależną regulację natężenia przepływu strumieni (nie będącą następstwem zdolności permeacyjnej membrany), a także pobieranie do analizy próbek gazu surowego, retentatu i permeatu.

Surowiec do badań

Gaz z procesu podziemnego zgazowania węgla (Hankus, Białecka 2005), stanowiący mieszaninę głównie wodoru i tlenku węgla, dwutlenku węgla i pary wodnej, cechuje się dużą niestabilnością składu chemicznego (tabl. 3).

Tablica 3. Skład gazu z procesu podziemnego zgazowania węgla

Podstawowy składnik	Zawartość, %	Domieszka	Zawartość, %
H ₂	15–30	H ₂ S	0,2–1
CO	30–60	COS	0,0–0,1
CO ₂	5–15	N ₂	0,5–4
H ₂ O	2–30	Ar	0,2–1
CH ₄	1–5	NH ₃ + HCN	0,0–0,3

Surowiec do badań (tabl. 4) stanowiły gazy spreparowane z wodoru (30%), tlenku węgla (50%), dwutlenku węgla (15%) i metanu (5%) o składzie chemicznym zbliżonym do średniego składu gazów faktycznie pozyskiwanych w procesach podziemnego zgazowania węgla. Stężenia poszczególnych składników w gazie surowym, permeacie i retencie oznaczano metodą chromatografii gazowej.

Zakres pracy

Wykonano badania wpływu: zmian ciśnienia strumienia zasilającego oraz temperatury na efektywność procesu separacji gazów. Proces permeacji prowadzono w układzie współprądu, jednostopniowo.

Omówienie wyników doświadczalnych

Przeprowadzono dziewięć doświadczeń w dwóch seriach badawczych, a uzyskane wyniki przedstawiono w tablicach 4 i 5.

W pierwszej serii wykonano wstępne próby określenia wpływu ciśnienia w granicach 0,15–0,75 MPa na wydajność procesu permeacji w temperaturze otoczenia (19 °C). Badania prowadzono przy swobodnym wypływie strumienia permeatu. Wykonano pięć doświadczeń permeacji, utrzymując przez 30 min zakładane parametry, a następnie pobierano próbki permeatu i retentatu do analizy chromatograficznej. W tablicy 5 przedstawiono warunki technologiczne doświadczeń i uzyskane zmiany w składzie chemicznym permeatu i retentatu. I tak permeat, w zależności od zastosowanego ciśnienia, zawierał większe stężenia wodoru, a zmniejszone stężenia metanu, CO₂ i CO. Odwrotne relacje w składzie chemicznym obserwowano w retentacie.

Zmiany ciśnienia w badanym zakresie 0,15–0,75 MPa wykazywały ukierunkowany wpływ na stężenia składników w uzyskiwanych z procesu strumieniach permeatu i retentatu.

Tablica 4. Wpływ ciśnienia na przebieg separacji membranowej gazu wodorowego

Określenie, symbol		Doświadczenie nr				
		1	2	3	4	5
Ciśnienie, MPa	p_s	0,15	0,25	0,35	0,50	0,75
	p_p	0,10	0,09	0,12	0,15	0,19
	p_r	0,15	0,23	0,34	0,49	0,76
Temperatura, °C	T_s	19	19	19	19	19
	T_p	17	18	16	17	16
	T_r	18	180	18	18	18
CO ₂ , % obj.	C_s	15,0	15,0	15,0	15,0	15,0
	C_p	13,6	12,6	10,9	9,7	9,2
	C_r	17,9	19,8	20,4	20,8	21,1
CO, % obj.	C_s	50,0	50,0	50,0	50,0	50,0
	C_p	44,5	43,8	43,2	39,7	33,6
	C_r	60,5	61,7	63,6	63,9	64,1
CH ₄ , % obj.	C_s	5,0	5,0	5,0	5,0	5,0
	C_p	4,7	4,3	3,9	3,4	3,1
	C_r	5,4	5,9	6,3	6,6	6,9
H ₂ , % obj.	C_s	30,0	30,0	30,0	30,0	30,0
	C_p	37,2	39,3	42,0	47,2	54,1
	C_r	16,2	12,6	9,7	8,7	7,9

Indeksy dolne: p – permeat, r – retentat, s – surowiec.

W drugiej serii wykonano cztery doświadczenia w celu określenia wpływu temperatury na przebieg procesu permeacji. Podczas badania starano się utrzymywać możliwie stały przepływ gazu i ciśnienie 0,31–0,34 MPa. Temperaturę zmieniano w zakresie 35–70 °C, bezpiecznym dla tworzywa, z którego wykonano membranę. Przed rozpoczęciem podawania gazu układ podgrzewano przez około 30 min w celu wyrównania temperatury.

Z przedstawionych w tablicy 5 danych wynika, że temperatura w badanym zakresie w nieznacznym stopniu wpływała na zmiany składu produktów, powodując na ogół niewielki wzrost zawartości węglowodorów w retencie. Wzrost temperatury w zakresie 35–50 °C praktycznie nie powodował jednoznacznych, istotnych i ukierunkowanych zmian w składzie chemicznym permeatu i retentatu.

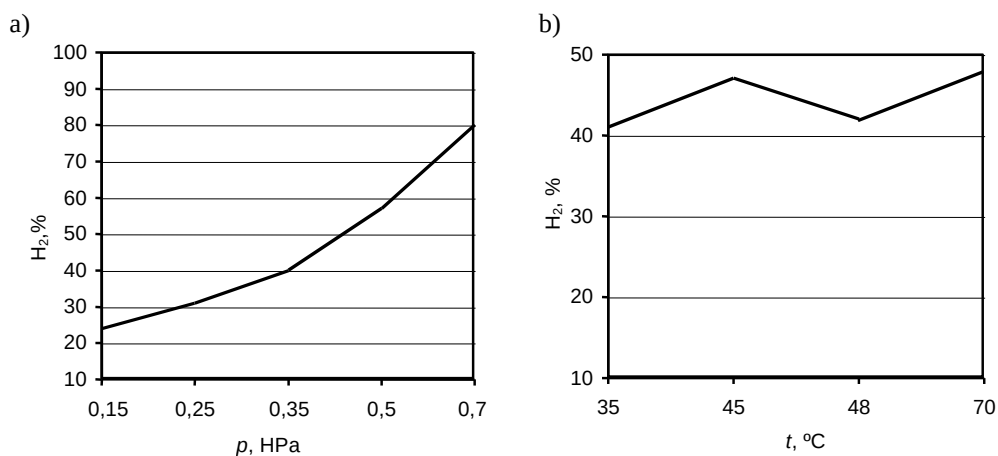
Tablica 5. Wpływ temperatury na przebieg separacji membranowej gazu procesowego

Określenie, symbol		Doświadczenie nr			
		1	2	3	4
Temperatura, °C	T_s	35	45	48	70
	T_p	28	42	42	62
	T_r	33	44	50	60
CO ₂ , % obj.	C_s	15,0	15,0	15,0	15,0
	C_p	10,5	9,90	9,7	9,9
	C_r	20,6	21,6	21,3	21,4
CO, % obj.	C_s	50,0	50,0	50,0	50,0
	C_p	43,1	42,5	41,5	42,7
	C_r	63,8	64,6	62,1	63,1
CH ₄ , % obj.	C_s	5,0	5,0	5,0	5,0
	C_p	3,7	3,4	3,2	3,1
	C_r	6,5	6,8	7,0	7,3
H ₂ , % obj.	C_s	30,0	30,0	30,0	30,0
	C_p	42,7	44,2	42,3	44,3
	C_r	9,1	7,0	9,6	8,2

Indeksy dolne: *p* – permeat, *r* – retentat, *s* – surowiec.

W zakresie temperatury 35–70 °C proces przebiegał stabilnie. Temperatura nie wpływała w istotny sposób na przebieg procesu permeacji i stopień wzbogacania permeatu w wodór.

W celu zobrazowania skuteczności procesu permeacji na analizowanym module kapilarnym z poliimidów, na rysunku 2 przedstawiono procentowe zmiany stężenia wodoru w permeacie w funkcji ciśnienia i temperatury.



Rys. 2. Zawartości wodoru w permeacie w zależności od: a – ciśnienia, b – temperatury

Fig. 2. Hydrogen content in permeate according to: a – pressure, b – temperature

PODSUMOWANIE WYNIKÓW I WNIOSKI

Badania wzbogacania gazów procesowych, zawierających wodór, wykonano na instalacji badawczej z zastosowaniem modułu membranowego U-2 produkcji firmy UBE z włóknem czynnym z poliimidów. Uzyskane powtarzalne warunki rozdziału gazów pozwoliły na określenie wpływu warunków procesowych na skład chemiczny produktów: permeatu i retentatu. Proces prowadzono we współprądzie, a ocenie poddano wpływ wielkości stosowanego ciśnienia oraz temperatury w strefie zasilania na uzyskane wyniki rozdziału.

Przeprowadzone badania uprawniają do wyciągnięcia następujących wniosków:

- Separacja gazu procesowego o średniej zawartości wodoru około 30% na module membranowym typu U-2 pozwala na uzyskanie permeatu o zwiększonej koncentracji wodoru w stosunku do surowca nawet o 80%, w procesie jednostopniowym. Temperatura procesu w zakresie 19–70°C (poniżej temperatury zeszczenia polimeru) ma nieznaczny wpływ na wydajność i własności produktów permeacji. Ciśnienie w zakresie 0,15–0,75 MPa wykazuje istotny wpływ na przebieg procesu permeacji.
- Zastosowany moduł o konkretnym rozwiązaniu konstrukcyjnym i małych rozmiarach przy zachowaniu znacznej powierzchni permeacji, wydaje się być dobrym rozwiązaniem, jednostopniowa permeacja gazu procesowego daje zadawalający efekt wzbogacenia permeatu w wodór (>50% H₂ w permeacie) umożliwiając dalsze jego wzbogacanie techniką PSA.
- Badania separacji (wzbogacania w wodór) gazów procesowych przeprowadzone na użytym do badań module, wykazały mniejszą o 15% skuteczność separacji membran poliimidowych niż podawana w materiałach reklamowych firmy UBE i w literaturze oraz inną jakościowo charakterystykę permeacji poszczególnych składników (Scott 1995; Puri 1996; Hankus, Białecka 2005).
- Produktem użytecznym z procesu prowadzonego na analizowanym module jest permeat wzbogacony w wodór. Po rozdziale strumieni pozostaje problem zagospodarowania drugiego strumienia gazu (retentatu).

Literatura

1. Hankus A., Białecka B. (2005): *Bilans zasobów do procesu podziemnego zgazowania węgla w Polsce*. Prace Naukowe GIG. Górnictwo i Środowisko nr 4.
2. Kesting R.E., Fritzsche A.K. (1993): *Polymeric gas separation membranes*. N. York, J. Wiley & Sons.
3. Langsam M. (1996): *Polyimides for gas separation*. W: Polyimides: fundamentals and applications. New York, Marcel Dekker.
4. Materiały reklamowe firmy UBE.
5. Mi Y. (1995): *Molecular design of highly selective polyimide membranes for gas separation*. Proceedings of EUROMEMBRANE '95, Univ. of Bath, Sept., p. II-166.
6. Narębska A. (1997): *Separacja gazów*. W: Membrany i membranowe techniki rozdziału. Toruń, Oficyna Wydaw. Uniwersytetu im. Mikołaja Kopernika.
7. Puri S. (1996): *Gas Separation Membranes – Industrial Application*. Materiały z seminarium "Ecological Application of Innovative Membrane Technology in Chemical Industry". Cerato (Włochy), 12–15 maja 1996.

8. Rautenbach R. (1996): *Procesy membranowe*. Warszawa, WNT.
9. Robeson L.M. (1999): *Polymer membranes for gas separation*. Current Opinion in Solid State & Material Science.
10. Scott K. (1995): *Handbook of Industrial Membranes*. Oxford, Elsevier Advanced Technology.
11. Stern S.A. (1994): *Gas separations: the next decade*. Journal of Memb. Sci.

Recenzent: doc. dr hab. inż. Krzysztof Stańczyk

Marek Rotkegel, Roman Daniłowicz

ZASTOSOWANIE KOTWI DO STABILIZACJI OBUDOWY ODGAŁĘZIENIA

Streszczenie

W artykule poruszono istotny problem właściwej stabilizacji portalowej obudowy odgałęzień wyrobisk korytarzowych. Obudowa ta najczęściej składa się z portalu rozpiętego nad łączącymi się wyrobiskami oraz wspornika usytuowanego w płaszczyźnie przenikania się brył wyrobisk. Obciążenia działające bezpośrednio na wspornik oraz pośrednio, przez odrzwia powodują wygenerowanie poziomych składowych obciążeń działających na portal. Działanie tych sił może powodować wychylenie portalu z pierwotnej płaszczyzny zabudowy, a przez to zaburzenie w przyjętym w obliczeniach schemacie podparcia i obciążenia konstrukcji. W ostateczności, prowadzi to do znacznych deformacji całej obudowy, a w skrajnym przypadku nawet do jej uszkodzenia. Znaczenia nabiera zatem zapewnienie warunków właściwej pracy obudowy, ze szczególnym uwzględnieniem jej stabilizacji. W niniejszym opracowaniu przedstawiono wyniki badań modelowych uzasadniających stabilizowanie portalu oraz sposoby stabilizacji.

Use of bolts for the stabilisation of roadway junction support

Abstract

The article brings up the essential problem of appropriate stabilisation of portal support of roadway junctions. This support consists most often of a portal over joined mine workings and an abutment situated in the penetration plane of solids of these workings. Loads acting directly on the abutment and indirectly through frames cause the generation of horizontal component loads acting on the portal. Action of these forces can cause inclination of the portal from the original plane, and thus disturbance in the adopted support scheme and construction load. Finally this leads to considerable deformations of the entire support, and in extreme cases can even cause its damage. Thus it becomes important to ensure conditions for suitable support work, taking especially into consideration its stabilisation. The present publication shows the results of model tests justifying the stabilisation of the portal and stabilisation ways.

WPROWADZENIE

Obudowa odgałęzień wyrobisk korytarzowych najczęściej składa się z portalu rozpiętego ponad łączącymi się wyrobiskami oraz wspornika usytuowanego w płaszczyźnie przenikania się brył wyrobisk. Obciążenia działające bezpośrednio na wspornik oraz pośrednio, przez odrzwia, powodują wygenerowanie poziomych składowych obciążeń działających na portal. Działanie tych sił może powodować wychylenie portalu z pierwotnej płaszczyzny zabudowy, a w konsekwencji zaburzenie w przyjętym w obliczeniach schemacie podparcia i obciążenia konstrukcji. W ostateczności prowadzi to do znacznych deformacji całej obudowy,

a w skrajnym przypadku nawet do jej uszkodzenia. Znaczenia nabiera zatem zapewnienie warunków właściwej pracy obudowy, ze szczególnym uwzględnieniem jej stabilizacji.

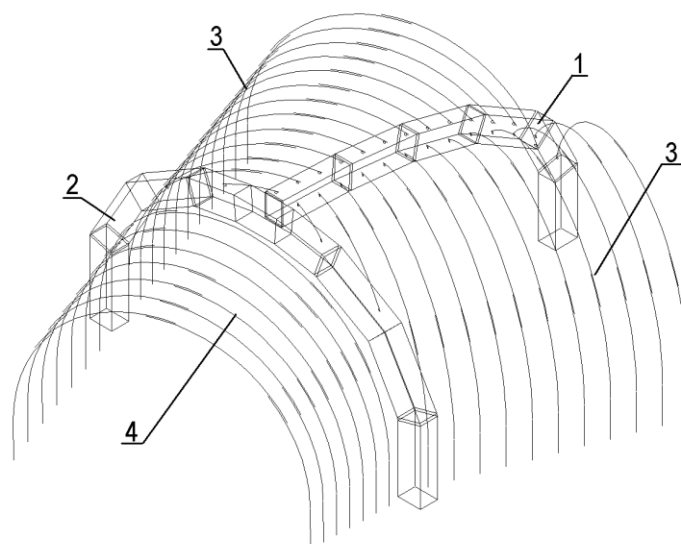
Spełnienie podstawowych zadań obudowy wyrobisk korytarzowych wymaga jej właściwego zastosowania, przez co rozumie się między innymi właściwe podparcie i obciążenie poszczególnych odrzwi. W przypadku typowej obudowy wyrobisk korytarzowych ważne jest zapewnienie jej pełnego kontaktu z otaczającymi skałami oraz właściwa stabilizacja odrzwi. Istnieją jednak obudowy, w przypadku których spełnienie powyższych wymagań jest warunkiem koniecznym, lecz niewystarczającym, do zapewnienia ich właściwej pracy. Przykładem mogą być szkieletowe obudowy połączeń wyrobisk korytarzowych.

1. PORTALOWA OBUDOWA ODGAŁĘZIEŃ

Najbardziej rozpowszechnionym połączeniem wyrobisk korytarzowych jest odgałęzienie jednostronne pod ostrym kątem. W szczególnym przypadku połączenie wyrobisk prostoliniowych przyjmuje w rzucie pionowym kształt nieco zdeformowanej litery Y. Możliwe jest także połączenie wyrobisk zakrzywionych. Obudowa odgałęzienia, w wykonaniu tradycyjnym, składa się z wieloelementowych łukowych odrzwi podatnych, których szerokość zwiększa się w miarę zbliżania się do naroża odgałęzienia. Znaczne gabaryty odrzwi, a zatem mała ich nośność, szczególnie w miejscu największej szerokości i wysokości odgałęzienia, gdzie występuje największe obciążenie prowadzi do maksymalnego zągęszczenia odrzwi.

Alternatywnym rozwiązaniem jest obudowa portalowa, dokładnie dopasowana do gabarytów łączących się wyrobisk. Składa się ona ze szkieletowej konstrukcji zasadniczej oraz odrzwi przejściowych i uzupełniających. Konstrukcję zasadniczą tworzy portal rozpięty ponad strefą połączenia wyrobisk oraz połączony z nim wspornik. Składają się one z belek dwuteowych lub skrzynkowych łączonych śrubami. Do wspornika są przymocowane odrzwia uzupełniające, natomiast przestrzeń przed portalem zabezpieczają odrzwia przejściowe. Podstawowe zadania takiej obudowy spełnia konstrukcja zasadnicza, przenosząc przeważającą część obciążeń pochodzących od górotworu. Odrzwia natomiast stanowią ważne uzupełnienie konstrukcji, przenosząc obciążenia częściowo na wspornik, a częściowo na spąg (Rotkegel 2003; Stałęga 2001).

Obudowa taka skutecznie zabezpiecza wyrobiska korytarzowe w strefie ich połączenia. Właściwie zaprojektowana, w porównaniu z tradycyjną obudową typu palmowego, ma wiele zalet. Najważniejsze z nich to korzystne wymiary gabarytowe pozwalające na zminimalizowanie wysokości wyłomu w narożu odgałęzienia oraz zwiększona, w stosunku do tradycyjnej, nośność obudowy. Przykład takiej obudowy schematycznie przedstawiono na rysunku 1.



Rys. 1. Przykładowa obudowa portalowa odgałęzienia wyrobisk korytarzowych:
1 – wspornik, 2 – portal, 3 – odrzwia uzupełniające, 4 – odrzwia przejściowe

Fig. 1. Exemplary portal support of roadway junction: 1 – bracket, 2 – portal,
3 – supplementary frames, 4 – transitional frames

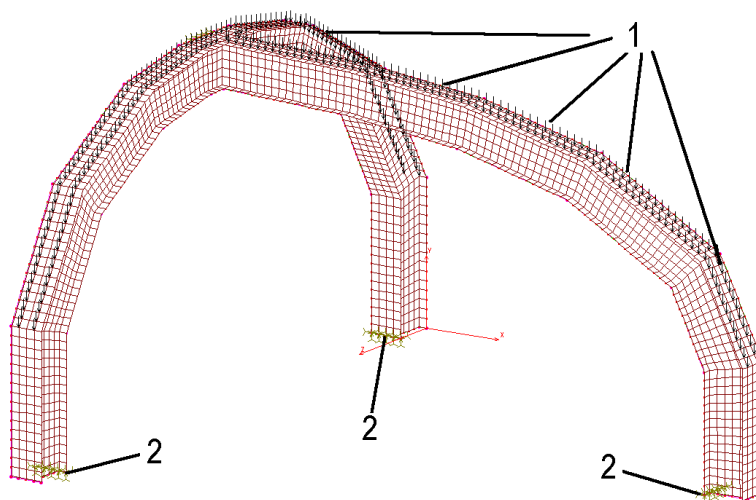
2. ANALIZA WYTRZYMAŁOŚCIOWA PORTALOWEJ OBUDOWY ODGAŁĘZIENIA

Kształt obudowy odgałęzienia, wynikający z parametrów geometrycznych połączenia zabezpieczanych wyrobisk, jest zależny od obciążenia konstrukcji. Pionowe obciążenie, działające bezpośrednio na wspornik lub poprzez odrzwia uzupełniające powoduje wygenerowanie składowej normalnej do płaszczyzny portalu, w miejscu jego połączenia ze wspornikiem. Powoduje to znaczne oddziaływania na portal, których wynikiem może być jego „wypchnięcie” z pierwotnej płaszczyzny zabudowy. O wielkości dodatkowych obciążeń oraz ich skutków można się przekonać, analizując między innymi wyniki wytrzymałościowych obliczeń modelu konstrukcji zasadniczej obudowy odgałęzienia, wykonanych za pomocą metody elementów skończonych.

W celu wykonania takiej analizy zbudowano przestrzenny model składający się z czterowęzłowych elementów powłokowych typu SHELL4T. Model ten został podparty w miejscach styku ze spągami. Tak podpartą konstrukcję obciążono siłami odpowiadającymi ciśnieniu, z jakim górotwór oddziałuje na obudowę. Uwzględniono również fakt, że część obciążenia przenoszą odrzwia. Na rysunku 2 przedstawiono model konstrukcji zasadniczej wraz z zaznaczonym sposobem podparcia i obciążenia.

Analiza wytrzymałościowa konstrukcji zasadniczej obudowy odgałęzienia została przeprowadzona w dwóch etapach. W pierwszym etapie zostały wykonane badania w zakresie liniowym. Wykazały one, że w niektórych fragmentach konstrukcji pod

wpływem przewidywanych obciążeń ze strony górotworu mogą wystąpić naprężenia przekraczające granicę wytrzymałości materiału, przy jednoczesnym występowaniu znacznych obszarów obciążonych w niewielkim stopniu. Zatem celowe było rozszerzenie analizy o badania uwzględniające nieliniową charakterystykę materiału, a przez to redystrybucję naprężeń. Dzięki temu możliwe było uwzględnienie tzw. plastycznej rezerwy materiału oraz znaczne zwiększenie dopuszczalnych wartości naprężeń występujących w konstrukcji. W związku z powyższym podstawę analizy wytrzymałościowej konstrukcji powinny stanowić badania w zakresie nieliniowym, prowadzone metodami iteracyjnymi (MNR).

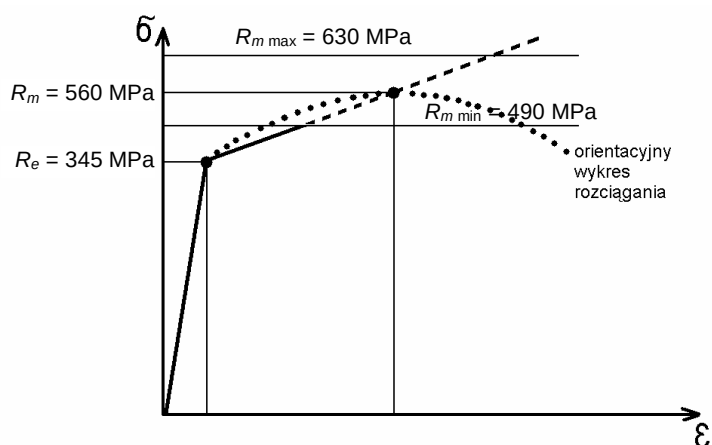


Rys. 2. Model konstrukcji zasadniczej obudowy odgałęzienia z zaznaczonym sposobem obciążenia (1) i podparcia (2)

Fig. 2. Model of fundamental roadway junction support with marked load (1) and support (2)

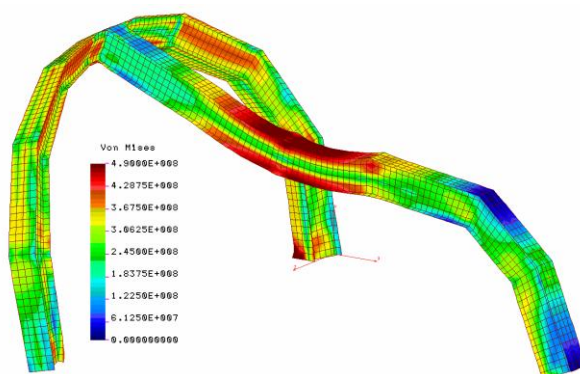
W związku z powyższym elementom nadano parametry materiałowe odpowiadające parametrom stali 18G2A, przy czym wykres rozciągania przybliżono dwiema liniami, tworząc model materiału sprężysto-plastycznego z umocnieniem liniowym (Bąk, Burczyński 2001). Krzywą materiałową przedstawiono na rysunku 3. Charakterystycznymi jej punktami są: granica plastyczności ($R_e = 345$ MPa) oraz wytrzymałość materiału na rozciąganie ($R_m = 560$ MPa), przyjęta jako wartość średnia z zakresu pomiędzy minimalną a maksymalną wytrzymałością ($R_{m18G2A} = 490\text{--}630$ MPa).

W wyniku przeprowadzonych obliczeń otrzymano rozkład naprężeń zredukowanych oraz zdeformowaną postać modelu obudowy odgałęzienia, przedstawione na rysunku 4. Wynika z niego, że maksymalne naprężenia, przekraczające minimalną granicę wytrzymałości $R_{m\min}$, osiągnęły wartość 522,8 MPa i były głównie zlokalizowane w połowie rozpiętości wspornika. Tak duża wartość naprężeń mogła spowodować uszkodzenie konstrukcji. Ponadto, bardzo wyraźne było oddziaływanie wspornika na portal, powodujące jego znaczne odchylenie. Powstałe deformacje



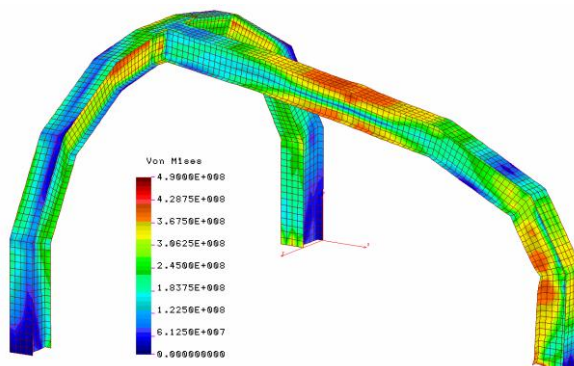
Rys. 3. Biliniowy model materiału

Fig. 3. Bilinear material model

Rys. 4. Rozkład naprężeń [Pa] i zdeformowana postać modelu:
zakres naprężeń 0 – $R_{m \min}$, skala deformacji 1xFig. 4. Stress distribution [Pa] and deformed model form:
stress range 0 – $R_{m \min}$, deformation scale 1x

całego modelu groziły utratą stateczności całej konstrukcji. Konieczne było zatem jej dodatkowe podparcie tak, aby portal nie miał możliwości przemieszczenia się pod wpływem oddziaływania wspornika. Podobne obliczenia przeprowadzono dla nieco zmodyfikowanego modelu. Zastosowano w nim dodatkowe podpory uniemożliwiające przemieszczanie się portalu. Podobnie jak poprzednio uzyskano rozkład naprężeń zredukowanych oraz deformację modelu. Wyniki, w identycznej skali jak wcześniej, przedstawiono na rysunku 5. Maksymalne naprężenia występowały, jak poprzednio, w połowie rozpiętości wspornika, lecz ich wartość została znacznie zredukowana i wynosiła 429,1 MPa. Warunkiem uzyskania takiego efektu było zastosowanie podpór działających w kierunku normalnym do płaszczyzny portalu. Sumaryczne obciążenie tych podpór wynosiło ~535 kN. W związku z tym istniały obawy, że stabilizacja portalu za pomocą rozpór może okazać się niewystarczająca, a „powiąza-

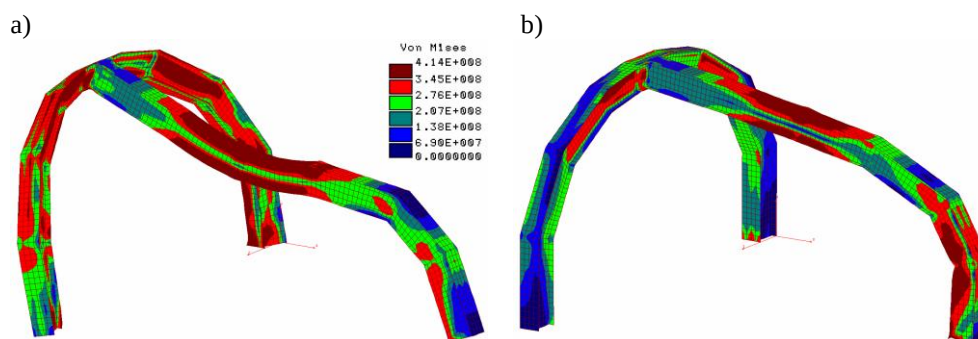
nie” portalu z górotworem nastąpi dopiero po pewnym czasie. W celu uzyskania stateczności obudowy bezpośrednio po jej zabudowie zastosowano zatem dodatkowe podpory w postaci dwóch kotwi linowych.



Rys. 5. Rozkład naprężeń [Pa] i zdeformowana postać modelu z dodatkowo podpartym portalem: zakres naprężeń 0 – $R_{m \min}$, skala deformacji 1x

Fig. 5. Stress distribution [Pa] and deformed model form with additionally supported portal: stress range 0 – $R_{m \min}$, deformation scale 1x

Dodatkowe podparcie obudowy spowodowało zmniejszenie deformacji oraz poprawę stanu wyężenia konstrukcji. Nastąpiło zmniejszenie wartości naprężeń zredukowanych σ_{red} oraz ograniczenie stref uplastycznienia materiału ($\sigma_{\text{red}} > 345 \text{ MPa}$). Na rysunku 6 kolorem bordowym przedstawiono porównanie zasięgu stref uplastycznienia w obu modelach – bez dodatkowego podparcia oraz z dodatkowym podparciem stabilizującym portal. Należy jednak zaznaczyć, że mimo znacznej poprawy stanu wyężenia konstrukcji po podparciu portalu, wartości naprężeń w dalszym ciągu budziły niepokój. Dlatego miejsca konstrukcji najbardziej narażone na deformacje plastyczne ostatecznie wzmocniono przyspawanymi nakładkami z blachy. W celu zapewnienia właściwej pracy konstrukcji w określonych warunkach górniczo-geologicznych konieczne było zastosowanie zarówno podparcia portalu, jak i wzmocnień.



Rys. 6. Porównanie uplastycznionych stref konstrukcji wyjściowej (a) oraz z dodatkowym podparciem portalu (b)

Fig. 6. Comparison of plasticised zones of initial construction (a) and with additional portal support (b)

3. STABILIZACJA PORTALU

Ważnym zagadnieniem w procesie projektowo-konstrukcyjnym jest wykorzystanie założeń przyjętych w badaniach modelowych, z uwzględnieniem warunków i możliwości technicznych. W analizowanym przypadku dotyczyło to przede wszystkim wykonania właściwego podparcia portalu.

Istotnymi wynikami obliczeń danego rodzaju obudowy są reakcje podporowe. Ich wartości wskazują możliwe do zastosowania sposoby stabilizacji konstrukcji.

Stalowa odrzwiowa obudowa podatna, najczęściej stosowana w polskim górnictwie węglowym, jest obudową pasywną, tzn. zaczyna współpracować z górotworem po wystąpieniu jego przemieszczeń. Do tego czasu jej stabilizacja jest uzyskiwana za pomocą dodatkowych elementów, akcesoriów itp. Ponadto, obciążenie na nią działające nie zawsze jest skierowane w płaszczyźnie prostopadłej do osi wyrobiska. Nachylenie warstw, zaburzenia tektoniczne i niewłaściwe wykonanie mogą być powodem jej wychylenia od pionu. Obudowa jest złożona ze znacznej liczby w zasadzie niezależnych elementów – odrzwi, często niepołączonych z górotworem, których pionowe ustawienie podtrzymują rozpory. Odpowiednie połączenie cienne górotworu z obudową poprzez wykonanie szczelnej wykładki, ze względu na wymagane postępy przodka, nie zawsze jest realizowane. W uzasadnionych przypadkach są stosowane dodatkowe przedsięwzięcia. Jednym z nich może być oklinowanie odrzwi obudowy. Powoduje ono ustalenie położenia odrzwi względem górotworu, lecz nie zastępuje szczelnej wykładki zapewniającej odpowiednią współpracę górotworu z obudową. Drewniana obudowa polygonowa wykonana w świetle obudowy stalowej, wzmacnia i stabilizuje obudowę, lecz ze względu na pracochłonność jest rzadko stosowana. Innym rozwiązaniem jest wykonanie betonowej „ławy”, obejmującej dolne odcinki łuków ociosowych odrzwi obudowy, która stanowi dodatkową stabilizację odrzwi (zwłaszcza przy obciążeniach ze strony ociosów) i izoluje obudowę przed agresywnym środowiskiem kopalnianym powodującym korozję. Całkowite zalanie betonem odrzwi, które stanowią w tym przypadku zbrojenie obudowy betonowej, oprócz zwiększenia nośności i stabilizacji, powoduje również ich usztywnienie. Ostatnio stosuje się specjalne worki wypełniane zaprawą betonową, układane bezpośrednio na odrzwiach obudowy. Z powodzeniem zastępują one wykładkę, lecz sama metoda jest pracochłonna. Narzucenie warstwy torkretu powoduje zestalanie poszczególnych elementów obudowy, przez wypełnienie części pustek między obudową a górotworem; jednak wadą jest usztywnienie obudowy. Inną metodą jest poprawa własności skał otaczających przez iniekcję zaprawy cementowej lub wprowadzenie kotwi do górotworu niepołączonych z obudową stalową. Metoda ta zmniejsza obciążenie stalowej obudowy podporowej (Daniłowicz, Rotkegel, Fraś, Najman 2004), lecz nie poprawia jej stabilizacji. Często jest stosowane przykottowanie odrzwi, czyli wprowadzanie dodatkowego elementu, łączącego odrzwia z otaczającymi skałami. Wzmacnia to obudowę i skały otaczające oraz powoduje ustalenie jej położenia.

Wymienione wyżej czynności na ogół zwiększają koszty drążenia i opóźniają postęp przodka. Podstawowym sposobem stabilizacji stalowej obudowy podatnej jest zastosowanie rozpór, w celu ustalenia i utrzymania stałych odległości między sąsiednimi odrzwiami.

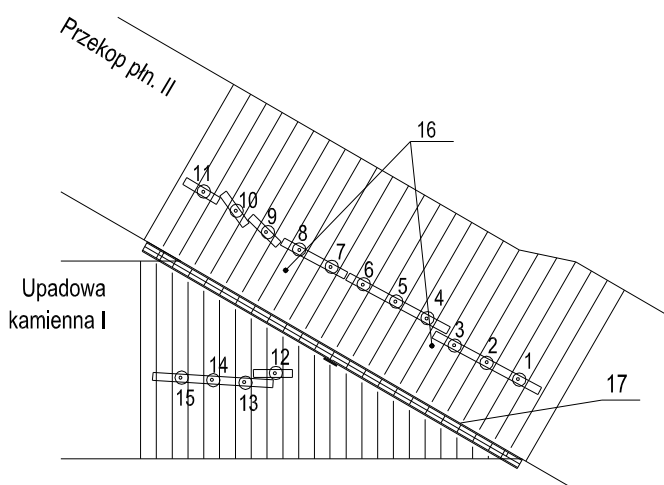
Obudowa portalowa jest projektowana najczęściej przy założeniu równomiernego obciążenia konstrukcji. Brak odpowiedniego oporu ze strony górotworu (powiązania z górotworem – pozostawienie pustek za obudową), może doprowadzić do obciążenia punktowego obudowy odgałęzienia i niekontrolowanych przemieszczeń konstrukcji. Ponadto, pionowe obciążenie wspornika generuje poziome obciążenie portalu. Dlatego tak ważne jest połączenie obudowy z górotworem i odrzwiami bezpośrednio współpracującymi z konstrukcją odgałęzienia. Istnieje możliwość zastosowania niektórych z wymienionych powyżej przedsięwzięć, sprawdzonych dla chodnikowych obudów podatnych, lecz w przypadku obudowy odgałęzień często jest to związane z znacznym zwiększeniem kosztów zabudowy.

Podstawowym problemem jest stabilizacja konstrukcji odgałęzienia. Rozwiązanie konstrukcyjne powinno stanowić więc odpowiednio zaprojektowane odgałęzienie wraz z wykonaniem szczelnej wykładki oraz zastosowaniem dodatkowych elementów stabilizujących konstrukcję odgałęzienia. Najprostszym, skutecznym i sprawdzonym sposobem w przypadku chodnikowych obudów podatnych jest kotwienie. Nie zawężając wolnej przestrzeni przekroju wyrobiska, pozwala ono na uzyskanie dodatkowych „podpór” stabilizujących konstrukcję. Zabudowanie oraz dobór odpowiednich kotwi nie stanowi aktualnie żadnego problemu. Konieczne jest jedynie, na etapie projektowania, odpowiednie przygotowanie konstrukcji do montażu kotwi.

Istnieją dwa sposoby wzmocnienia konstrukcji odgałęzienia. Jednym z nich jest zastosowanie podciągów podtrzymujących uzupełniające odrzwia obudowy, zabudowanych za pomocą kotwi. Rozwiązanie takie zastosowano do zabezpieczenia odgałęzienia upadowej kamiennej I od przekopu północnego II na poziomie 300 m w kopalni „Janina” (Daniłowicz, Rotkegel, Fraś, Najman 2004), gdzie kotwie zastosowano jako elementy dodatkowo stabilizujące całą konstrukcję oraz wzmacniające górotwór. Obudowę podporową tego odgałęzienia stanowiła stalowa konstrukcja portalowa – obudowa typu „Łabędy” 10-10-9II-550/V32-30° (szerokość portalu w świetle obudowy wynosi 11,18 m, a jego wysokość 4,5 m). Szkic odgałęzienia przedstawiono na rysunku 7, natomiast na zdjęciu 1 pokazano strop odgałęzienia wraz z przykotwionym podciągiem.

Portal wykonano z dwuteownika IPB550, odrzwia uzupełniające z kształtownika V32. Kotwie strunowe typu IR-4 długości 6,0 m, zabudowane w co drugim polu obudowy podporowej, mocują podciągi z prostych odcinków kształtownika V25 i KS/KO, wspomagając pracę obudowy podporowej i stabilizując dodatkowo całą konstrukcję.

Drugi sposób dodatkowej stabilizacji obudowy odgałęzienia to przykotwianie portalu. Rozwiązanie takie zastosowano w kopalni „Budryk” do zabezpieczenia połączenia przekopu pochyłego 1z z przekopem łączącym. W celu wyeliminowania możliwości wychylenia się portalu z pierwotnej płaszczyzny zabudowy, przykotwiono go do stropu przez dwa przystosowane do tego celu ucha na belce głównej (fot. 2), za pomocą dwóch kotwi linowych długości 4,5 m, wprowadzonych przez dwa ucha przedstawione na zdjęciu 2. Kotwie zostały wklejone na całej długości w otworach odchylonych od pionu o kąt 30° (Kompleksowe opracowanie... 2004).



Rys. 7. Szkic odgałęzienia: 1–15 – kotwie, 16 – rozwarstwiomierze, 17 – portal
Fig. 7. Sketch of roadway junction: 1-15 – bolts, 16 – separation meters, 17 – portal



Fot. 1. Podciąg mocowany kotwiami strunowymi (fot. R. Daniłowicz)
Photo 1. Stringer fastened by means of string bolts (photo R. Daniłowicz)



Fot. 2. Fragment konstrukcji obudowy odgałęzienia z zaznaczonymi uchami do przykotwienia (fot. T. Dragon)
Photo 2. Fragment of construction of roadway junction support with marked lugs for fastening (photo T. Dragon)

PODSUMOWANIE

Zastosowanie szkieletowej obudowy do zabezpieczenia odgałęzienia wyrobisk korytarzowych wiąże się z koniecznością zabezpieczenia portalu przed jego przemieszczeniem z pierwotnej, pionowej płaszczyzny zabudowy. Obciążenie działające na wspornik powoduje wygenerowanie poziomej składowej oddziałującej na portal. W prezentowanych rozwiązaniach składowa ta jest przenoszona przez rozpory na dalszą część obudowy oraz przez kotwie na górotwór. Przyjęcie takiego schematu podparcia konstrukcji pozwala na znaczną poprawę stanu jej wyężenia. Świadczą o tym przedstawione wyniki badań modelowych oraz pozytywne efekty praktycznych zastosowań.

Literatura

1. Bąk R., Burczyński T. (2001): *Wytrzymałość materiałów z elementami ujęcia komputerowego*. Warszawa, WNT.
2. Chmielewski T., Nowak H. (1996): *Mechanika budowli. Metoda przemieszczeń. Metoda Crossa. Metoda elementów skończonych*. Warszawa, WNT.
3. Cook R.D., Malkus D.S., Plesha M.E., Witt R.J. (2002): *Concepts and applications of finite element analysis*. USA, John Wiley & Sons.
4. Daniłowicz R., Rotkegel M., Fraś A., Najman W. (2004): *Obudowa szkieletowa odgałęzień chodników*. Przegląd Górniczy nr 6.
5. Kompleksowe opracowanie optymalizacji zabezpieczenia połączeń wyrobisk korytarzowych dla KWK „Budryk” S.A. połączenia przekopu pochyłego 1z z przekopem łączącym (2004). Dokumentacja pracy badawczo-usługowej – symb. komp. 411 40664-151. Katowice, GIG październik 2004.
6. Rakowski G., Kacprzyk Z. (1993): *Metoda elementów skończonych w mechanice konstrukcji*. Warszawa, Oficyna Wydaw. Politechniki Warszawskiej.
7. Rotkegel M. (2003): *Przykładowy przebieg wytwarzania obudowy połączeń wyrobisk korytarzowych*. Prace Naukowe GIG, Górnictwo i Środowisko nr 4.
8. Rusiński E. (1994): *Metoda elementów skończonych. System COSMOS/M*. Warszawa, Wydaw. Komunikacji i Łączności.
9. Stałęga S. (2001): *Podstawy teoretyczno-badawcze projektowania szkieletowych konstrukcji obudowy skrzyżowań i odgałęzień wyrobisk korytarzowych*. Prace Naukowe GIG nr 845.
10. Structural Research and Analysis Corporation (1999): *COSMOS/M User's Guide*. Los Angeles.

Recenzent: dr inż. Krzysztof Pacześniowski

Halina Maksymiak-Lach, Ryszard Lach, Marcin Caruk

WPLYW RESTRUKTURYZACJI GÓRNICTWA WĘGLA KAMIENNEGO NA ZASOLENIE WÓD POWIERZCHNIOWYCH ZLEWNI GÓRNEJ WISŁY

Streszczenie

W artykule omówiono wpływ restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego na jakość wód powierzchniowych w zlewni Górnej Wisły, wynikających ze zmian w odprowadzaniu słonych wód z odwadniania kopalń. Na podstawie wyników monitoringu przeanalizowano zmiany jakości wód Wisły na 40 km odcinku od ppk. poniżej zbiornika Goczałkowice – przed zrzutem wód kopalnianych – do ppk. Pustynia-Oświęcim – po zrzucie wód kopalnianych z zakładów wydobywczych w zlewni Wisły (bez ZG „Janina”). Przeanalizowano również zmiany jakości wód w dopływach Wisły: Gostyni, Potoku Goławieckim, Przemszy. Stwierdzono, że po roku 1994 nastąpiło zmniejszenie zasolenia wód w Gostyni i Przemszy na odcinku ujściowym do Wisły oraz w Wiśle w przekroju Nowy Bieruń (23,7 km) i Pustynia – Oświęcim (0,5 km). Ponadto, porównano bilanse zrzutu dołowych wód pochodzących z odwadniania kopalń zlokalizowanych w dorzeczu Górnej Wisły w latach 1994–2003 oraz przedstawiono prognozę bilansu na rok 2010. Analiza wykazała, że sumaryczny ładunek chlorków i siarczanów, wprowadzany do Górnej Wisły bezpośrednio i przez jej dopływy, ulegał stopniowo zmniejszaniu (o około 35% w latach 2000–2001 w stosunku do 1994 roku). Spadek ten był wynikiem ograniczania dopływu zasolonych wód do kopalń czynnych (były to tzw. działania „u źródła”), o wodach silnie zmineralizowanych. Przewiduje się, że największy efekt ekologiczny w zlewni Górnej Wisły zostanie uzyskany po 2006 roku w wyniku zatopienia kopalni „Piast” Ruch II i przekształcenia wyrobisk tej kopalni w zbiornik retencyjno-dozujący.

Impact of hard coal mining restructuring on surface water salinity in the Upper Vistula catchment area

Abstract

The article analyses the impact of hard coal mining restructuring on the quality of surface waters in the Upper Vistula catchment area, resulting from changes relating to salty waters discharge from mine draining. On the basis of monitoring results have been analysed quality changes of Vistula waters at the 40 km of the section from the measuring-control point below the Goczałkowice reservoir – before mine water discharge – to the measuring-control point Pustynia-Oświęcim – after mine water discharge from mines in the Vistula catchment area (without “Janina” mine). There have been also analysed water quality changes in the tributaries of the Vistula river: Gostynia, Goławiecki stream, Przemsza. It has been ascertained that after 1994 followed water salinity reduction in the Gostynia and Przemsza rivers in the estuary section to the Vistula river as well as in the Vistula in the cross-section Nowy Bieruń (23.7 km) and Pustynia-Oświęcim (0.5 km). Furthermore, the balances of discharge of mine waters deriving from the drainage of mines located in the Upper Vistula river basin in 1994–2003 were compared and a balance forecast for 2010 was presented.

The analysis has pointed out that the summary load of chlorides and sulphates, introduced directly to the Upper Vistula as well as through its tributaries, was subject to gradual reduction (by about 30% in the years 2000–2001 in relation to the year 1994). This decrease was the result of limitation of inflow of salty waters into operating mines (this was the so-called action “at the source”), with highly mineralised waters. We predict that the greatest ecological effect in the Upper Vistula catchment area will be achieved after the year 2006 in consequence of flooding in the “Piast-Part II” mine and transformation of workings of this mine into a storage reservoir.

WPROWADZENIE

Negatywny wpływ górnictwa węgla kamiennego na jakość wód powierzchniowych wynika z odprowadzania z kopalń zasolonych wód, które wpływają na biocenozę rzek i ograniczają możliwości wykorzystania ich do celów gospodarczych. W rzekach zlewni Górnej Wisły zwiększone ilości soli są jednym z wielu czynników zmieniających ekosystem rzeczny. Większym zagrożeniem jest zanikanie tlenu w rzece, wywoływane przez użytkowników spoza górnictwa węgla kamiennego, zrzucających do rzeki substancje organiczne, związki azotu i fosforu (Żurek 2001). Tym niemniej, silnie zasolone wody kopalniane, powodują w wodach powierzchniowych znaczne zmiany w stosunkach do warunków uważanych za naturalne.

Ze względu na zmiany zachodzące w górnictwie węgla kamiennego, związane z jego restrukturyzacją skutkującą likwidacją lub łączeniem kopalń, a także działaniami kopalń na rzecz ochrony środowiska, następują również zmiany jakości wód powierzchniowych (Lach, Maksymiak-Lach 2004). W związku z powyższym dokonano analizy zawartości chlorków i siarczanów w wodach powierzchniowych zlewni Górnej Wisły, w okresie restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego. Pod uwagę wzięto obszar działania kopalń węgla kamiennego zlokalizowanych i odprowadzających zasolone wody do zlewni Górnej Wisły.

Zmiany jakościowe w ciekach powierzchniowych na tym obszarze przeanalizowano na podstawie wyników monitoringu prowadzonego przez Śląski Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska w Katowicach oraz Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska w Krakowie [1, 4, 10]. Analizowane były zmiany stężenia chlorków i siarczanów w Wiśle **na 40 km odcinku od ppk. poniżej zbiornika Goczalkowice (przed zrzutem wód kopalnianych) do ppk. Pustynia – Oświęcim (po zrzucie wód kopalnianych ze wszystkich zakładów wydobywczych w zlewni Wisły, z wyjątkiem ZG „Janina”)**. W analizie uwzględniono również zmiany jakości wód w dopływach Wisły: Gostyni, Potoku Goławieckim, Przemszy.

Bilans wielkości zrzutu dołowych wód kopalnianych został opracowany na podstawie materiałów i wyników prac własnych, danych bilansowych z kopalń z lat 1995–2000/2002 oraz na podstawie ankietyzacji zakładów wydobywczych, zlokalizowanych na obszarze zlewni Górnej Wisły, przeprowadzonej w 2004 roku (Dane bilansowe... 2004; Magdziej i inni 2001a).

1. RESTRUKTURYZACJA ORGANIZACYJNA KOPALŃ ZLEWNI GÓRNEJ WISŁY

Od rozpoczęcia restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego, od początku lat dziewięćdziesiątych XX wieku (Czerwińska 2002; Pyka i inni 2002; www.mpips.gov.pl) obserwuje się wyraźne zróżnicowanie w natężeniu procesu likwidacji kopalń. Proces ten charakteryzują dwa okresy:

- lata 1991–1997 – w tym okresie były likwidowane głównie stare kopalnie, w których udostępnione zasoby zostały wyczerpane (nie notowano istotnych zmian wydobywania),

- lata 1998–2004, w których nastąpiła intensyfikacja procesu likwidacji (istotne ograniczenie zdolności wydobywczych – o około 27% w kopalniach Górnośląskiego Zagłębia Węglowego w stosunku do 1997 roku).

Analiza warunków hydrogeologicznych kopalń Górnośląskiego Zagłębia Węglowego wykazała istnienie licznych kontaktów hydraulicznych między poszczególnymi kopalniami. W GZW aż 37 kopalń bądź ruchów górniczych jest ze sobą hydraulicznie połączonych, tworząc bardzo duży zespół kopalń. Konieczne więc było i jest prowadzenie odwadniania w kopalniach likwidowanych, ze względu na ochronę wyrobisk sąsiednich, czynnych zakładów górniczych. W zlewni Wisły dotyczy to zlikwidowanych kopalń będących w strukturze SRK S.A. i odprowadzających wody dołowe do zlewni Przemszy w ramach Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń.

Ustawa z dnia 28 listopada 2003 roku o restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w latach 2003–2006 (opublikowana w dniu 1.12.2003 r.), stworzyła podstawy prawne do przeprowadzenia kompleksowej restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego w latach 2003–2006 i do realizacji wcześniej przyjętego programu rządowego.

Podstawą programową działań restrukturyzacyjnych na lata 2004–2006 jest dokument przyjęty przez Radę Ministrów w dniu 27 kwietnia 2004 roku „Restrukturyzacja górnictwa węgla kamiennego w latach 2004–2006 oraz strategia na lata 2007–2010”. Uwzględniając gwałtowne zmiany podaży i popytu na rynku zewnętrznym przyjęto dwuwariantowość planowanych procesów restrukturyzacyjnych:

- docelowy model, przy założeniu konieczności zlikwidowania około 14 mln ton zdolności produkcyjnych do końca 2006 roku,
- wariant alternatywny, przy założeniu zmniejszenia zdolności produkcyjnych o 7,8 mln ton do końca 2006 roku, realizowany w warunkach utrzymywania się korzystnej koniunktury oraz stabilnej rentowności przedsiębiorstw górniczych.

7 września 2004 roku, przez Radę Ministrów, został przyjęty „Plan dostępu do zasobów węgla kamiennego w latach 2004–2006” oraz „Plan zamknięcia kopalń w latach 2004–2007”. Plan stanowi podstawę wystąpienia do Komisji Europejskiej o notyfikację udzielenia przez rząd polski pomocy publicznej dla sektora górnictwa węgla kamiennego.

Istotne działania wynikające z restrukturyzacji w zlewni Górnej Wisły przeprowadzono po 2000 roku:

- 1.07.2000 roku nastąpiło przyłączenie kopalni „Czeczot” do kopalni „Piast”,
- do 1.02.2003 roku kopalnie zlokalizowane w zlewni Górnej Wisły funkcjonowały w strukturach organizacyjnych NSW S.A., KHW S.A., Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A. i Zakładu Górniczo-Energetycznego „Jaworzno-Sobieski III” Sp. z o.o. jako zakładu samodzielnego; po 1.02.2003 roku kopalnie NSW S.A. weszły w skład nowo utworzonej Kompanii Węglowej S.A.,
- w sierpniu 2004 roku Kompania Węglowa S.A. oraz Katowicki Holding Węglowy S.A. zakończyły prace nad programami likwidacji ZG „Bytom II” oraz kopalni „Katowice-Kleofas”.

Zgodnie z „Planem dostępu do zasobów węgla kamiennego w latach 2004–2006” oraz „Planem zamknięcia kopalń w latach 2004–2007”:

- w dniu 01.04.2004 roku kopalnia „Janina” weszła w skład Zakładu Górniczo-Energetycznego „Janina” Sp. z o.o.,
- w dniu 01.01.2005 roku zaplanowano połączenie kopalń „Brzeszcze” oraz „Silesia” i ograniczenie wydobywania,
- w dniu 30.09.2004 roku zakończono wydobywanie w kopalni „Katowice-Kleofas”.

Po 2006 roku jest przewidziana do likwidacji kopalnia „Piast” Ruch II (była kopalnia „Czeczott”) i jej przekształcenie w podziemny zbiornik retencyjno-dozujący dla zasolonych wód z kopalń „Piast” Ruch I i „Ziemowit”. Działanie to będzie miało największy wpływ na stan środowiska w Górnej Wiśle i jej dopływach.

Czynne kopalnie, z których wody są odprowadzane do zlewni Górnej Wisły (tabl. 1) znajdują się obecnie w strukturach organizacyjnych: Kompanii Węglowej S.A., Katowickiego Holdingu Węglowego S.A. oraz Południowego Koncernu Węglowego S.A (ZG „Sobieski” i ZG „Janina”).

Południowy Koncern Węglowy S.A. powstał 25.01.2005 roku, w wyniku połączenia dwóch należących do Grupy Kapitałowej PKE S.A. zakładów wydobywczych: „Sobieski Jaworzno III” oraz „Janina”.

Zlikwidowane zakłady górnicze są zorganizowane w ramach Spółki Restrukturyzacji Kopalń S.A., a odprowadzanie ich wód dołowych do cieków powierzchniowych jest w gestii Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń (CZOK).

Tablica 1. Zakłady górnicze w zlewni Górnej Wisły

Kopalnia	Struktura organizacyjna	Miejsce zrzutu (potok/rzeka)
Kopalnie czynne		
Brzeszcze-Silesia	KW S.A.	Wisła
Ziemowit	KW S.A.	Potok Goławiecki
Piast	KW S.A.	Gostynia
Wesoła	KHW S.A.	Mleczna/Gostynia
Mysłowice	KHW S.A.	Rawa
Wujek	KHW S.A.	Rawa
Staszic	KHW S.A.	Bolina Zach.
Katowice-Kleofas	KHW S.A.	Rawa
Kazimierz-Juliusz	KHW S.A.	Bobrek
Wieczorek	KHW S.A.	Bolina Pld. I
Murcki	KHW S.A.	Bolina Zach.
ZG Piekary	KW S.A.	Brynica
ZG Sobieski	PKW S.A.	Przemsza
ZG Janina	PKW S.A.	Potok Gromiec
Kopalnie zamknięte		
Ruch I Rejon Saturn	SRK	Brynica
Ruch I Rejon Sosnowiec	SRK	Czarna Przemsza
Ruch I Rejon Paryż	SRK	Potok Pogoria
Ruch I Rejon Klimontów	SRK	Bobrek
Ruch I Rejon Niwka-Modrzejów	SRK	Czarna Przemsza
Ruch I Rejon Katowice	SRK	Rawa
Ruch I Rejon Siemianowice – Pompownia Siemianowice	SRK	Brynica
Ruch III Rejon Jan Kanty	SRK	Przemsza

2. ANALIZA WYNIKÓW MONITORINGU JAKOŚCI WÓD POWIERZCHNIOWYCH ZLEWNI GÓRNEJ WISŁY

2.1. Zmiany zasolenia w ciekach powierzchniowych wynikające z dopływu wód kopalnianych w okresie 1994–2005

Na omawianym obszarze oddziaływania zasolonych wód kopalnianych na wody powierzchniowe znajdują się następujące punkty monitoringu [4, 10]:

na Wiśle:

- Przekrój: Wyływ ze zbiornika Goczałkowice (41,3 km), przed zrzutem zasolonych wód kopalnianych.
- Przekrój: Jawiszowice (23,7 km), po zrzucie zasolonych wód z Ruchu Silesia KWK „Brzeszcze-Silesia” (dawna KWK „Silesia”).
- Przekrój: Bieruń Nowy (3,6 km), poniżej ujścia Gostyni. Przekrój ten znajduje się poniżej zrzutu wód dołowych z kopalń:
 - „Brzeszcze-Silesia” (zrzut przez zbiorniki retencyjne),
 - „Piast” Ruch II (zrzut do Wisły przez Gostynię),
 - „Piast” Ruch I (zrzut do Wisły przez Gostynię),
 - „Wesoła”, odprowadzającej wody dołowe do Mlecznej (dopływ Gostyni).
- Przekrój: Pustynia – Oświęcim (0,5 km), poniżej ujścia Przemszy. Przekrój ten pozwala na określenie wpływu zrzutu wód z kopalń do zlewni Wisły (bez ZG „Janina”) na jakość wód Wisły.

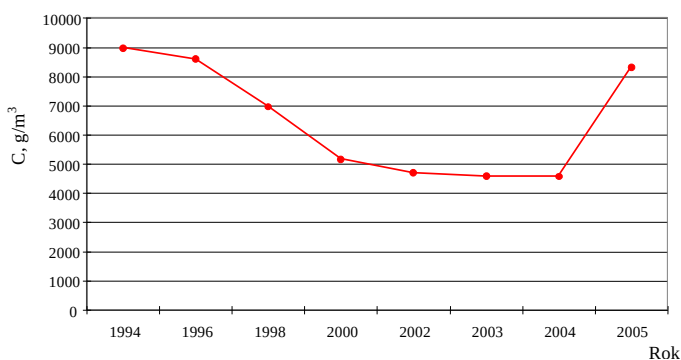
na dopływach Wisły:

- Przekrój: Mleczna ujście do Gostyni (0,1 km), po zrzucie zasolonych wód z kopalni „Wesoła”,
- Przekrój: Gostynia (1,0/6,4 km) ujście do Małej Wisły (Bojszowy), po zrzucie zasolonych wód z kopalni „Wesoła” i „Piast” Ruch I i II,
- Przekrój: Potok Goławiecki (0,3/3,5 km) ujście do Małej Wisły (po zrzucie zasolonych wód z kopalni „Ziemowit”),
- Przekrój: Przemsza (5,7 km) w Chelmku (po zrzucie zasolonych wód z ZG „Sobieski”) oraz z kopalń i zakładów górniczych wchodzących w skład Centralnego Zakładu Odwadniania Kopalń (CZOK) Spółki Restrukturyzacji Kopalń.

Zmiany zasolenia wód w zlewni Górnej Wisły w latach 1994–2005 przedstawiono na rysunkach 1–4.

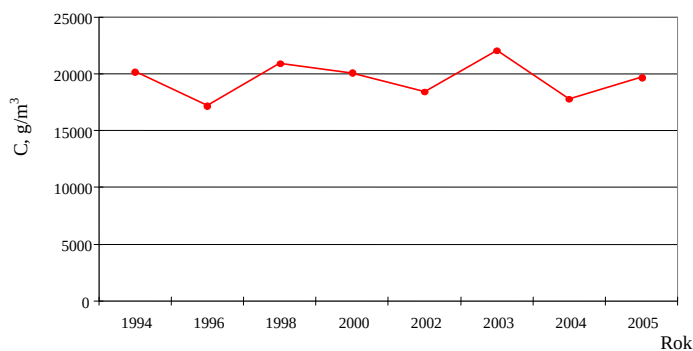
Na podstawie wyników monitoringu wód powierzchniowych w zlewni Górnej Wisły można stwierdzić, że w okresie restrukturyzacji sektora węglowego, od 1994 do 2002 roku, odnotowano zmniejszenie sumarycznego stężenia chlorków i siarczanów w wodach w wyżej wymienionych punktach kontrolno-pomiarowych.

Istotne znaczenie dla środowiska naturalnego zlewni Wisły ma fakt, że źródła zanieczyszczeń są zlokalizowane w górnym odcinku biegu rzeki.



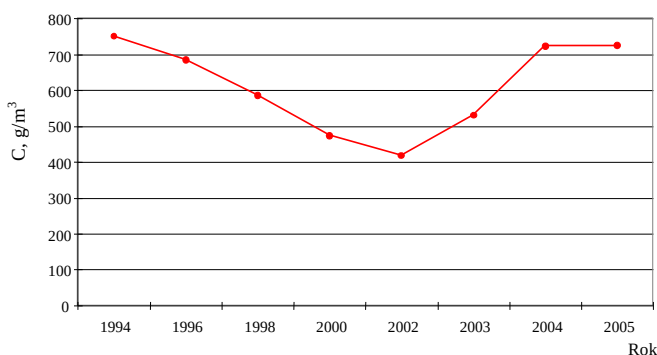
Rys. 1. Gostynia (1,0 km) – zmiany sumarycznego stężenia C chlorków i siarczanów po zrzucie wód kopalnianych w latach 1994–2005

Fig. 1. Gostynia river (1.0 km) – changes of total concentration C of chlorides and sulphates after mine waters discharge within the period 1994–2005



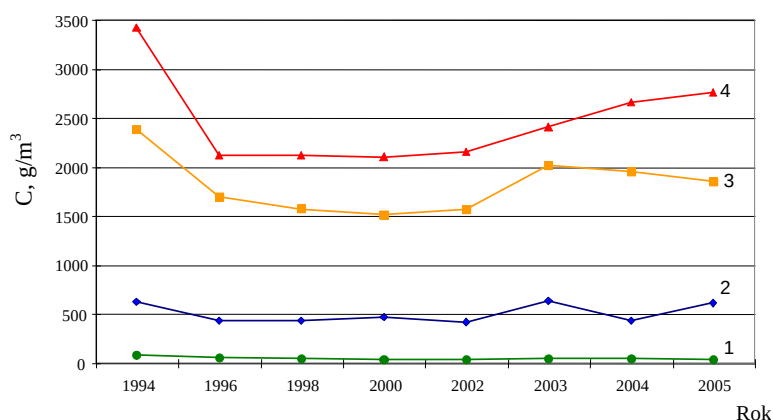
Rys. 2. Potok Goławiecki (0,3 km) – zmiany sumarycznego stężenia C chlorków i siarczanów po zrzucie wód kopalnianych w latach 1994–2005

Fig. 2. Goławiecki stream (0.3 km) – changes of total concentration C of chlorides and sulphates after mine waters discharge within the period 1994–2005



Rys. 3. Przemsza (5,7 km) – zmiany sumarycznego stężenia C chlorków i siarczanów po zrzucie wód kopalnianych w latach 1994–2005

Fig. 3. Przemsza river (5.7 km) – changes of total concentration C of chlorides and sulphates after mine waters discharge within the period 1994–2005



Rys. 4. Górna Wisła – zmiany sumarycznego stężenia C chlorków i siarczanów po zrzucie wód kopalnianych w latach 1994–2005: 1 – Górna Wisła (Goczałkowice – 41,3 km), 2 – Górna Wisła (Jawiszowice – 23,7 km), 3 – Górna Wisła (Nowy Bieruń – 3,6 km), 4 – Górna Wisła (Pustynia – 0,5 km)

Fig. 4. Upper Vistula – changes of total concentration C of chlorides and sulphates after mine waters discharge within the period 1994–2005: 1 – Upper Vistula (Goczałkowice – 41.3 km), 2 – Upper Vistula (Jawiszowice – 23.7 km), 3 – Upper Vistula (Nowy Bieruń – 3.6 km), 4 – Upper Vistula (Pustynia – 0.5 km)

W związku z koniecznością odprowadzania wód z kopalń należy pamiętać ponadto, że o jakości wód – stężeniu zanieczyszczeń – decyduje sytuacja hydrologiczna w rzece. Opisuje ją między innymi wielkość przepływów charakterystycznych (np. SSQ – średni przepływ w okresie prowadzonych obserwacji; SNQ – średni z minimalnych rocznych przepływów w okresie obserwacji).

Wartości średnich rocznych przepływów w Wiśle i Przemszy w latach 1995–2003 zestawiono w tabelicy 2 [1]. Zwracają w niej uwagę małe, w porównaniu z latami poprzednimi, wartości przepływów w rzekach w 2003 roku, wskutek niskiej wartości opadów w tym okresie. Ma to, oprócz wielkości odprowadzanego z kopalń sumarycznego ładunku chlorków i siarczanów, istotny wpływ na wzrost wskaźników zasolenia rzek.

Tabela 2. Przepływy średnie w Wiśle i Przemszy w głównych profilach wodowskazowych

Rzeka/Posterunek wodowskazowy	Km rzeki	Powierzchnia zlewni do wodowskazu	Przepływ średni, m³/s						
			1995	1997	1998	1999	2000	2002	2003
Wisła /Nowy Bieruń	3,6	1747,4 km²	18,8	29,2	23,2	24,4	27,3	23,1	15,1
Przemsza /Jeleń	12,8	1995,9 km²	16,4	24,0	22,4	21,5	21,6	22,6	17,1

2.2. Jakość wód powierzchniowych zlewni Górnej Wisły w 2005 roku

Na podstawie analizy wyników państwowego monitoringu jakości wód powierzchniowych, płynących w punktach pomiarowo-kontrolnych województwa śląskiego i małopolskiego [4, 10], w 2005 roku stwierdzono następujące wartości (stężenia średnie) analizowanych wskaźników zasolenia wód:

Wisła

- Sumaryczne stężenie chlorków i siarczanów w Wiśle poniżej zbiornika Goczałkowice (41,3 km) wynosiło 35,42 mg/dm³.
- W punkcie monitoringowym w Jawiszowicach (23,7 km), po zrzucie zasolonych wód z Ruchu Silesia KWK „Brzeszcze-Silesia”, stężenie chlorków w Wiśle wynosiło 568,8 mg/dm³, a siarczanów 37,83 mg/dm³.
- W punkcie monitoringowym w Bieruniu Nowym (3,6 km), gdzie jest monitorowany wpływ najbardziej zasolonych wód odprowadzanych z kopalń „Brzeszcze-Silesia”, „Piaś Ruch I i II” oraz „Wesoła”, stężenie chlorków w Wiśle wzrosło do 2579 mg/dm³, a siarczanów do 177,9 mg/dm³.
- W punkcie monitoringowym Pustynia-Oświęcim (0,5 km), za ujściem Przemszy, następuje zmniejszenie zawartości zanieczyszczeń nieorganicznych w Wiśle w wyniku rozcieńczenia jej wód. Sumaryczne stężenie chlorków i siarczanów osiąga wartość 1846 mg/dm³, w tym chlorków 1610 mg/dm³.

Dopływy Wisły

- Potok Goławiecki – w punkcie monitoringowym „ujście do Wisły” (0,3 km), stwierdzono następujące wartości stężeń: chlorków – 18 680 mg/dm³, siarczanów – 996,3 mg/dm³.
- Gostynia – w punkcie monitoringowym „ujście do Wisły” (1,0 km) notuje się następujące wartości stężeń: chlorków – 7751 mg/dm³, siarczanów – 562,0 mg/dm³.
- Przemsza nie jest narażona w takim stopniu jak Gostynia na oddziaływanie wód zasolonych. W punkcie monitoringowym w Chełmku (5,7 km) zanotowano następujące wartości stężeń: chlorków – 465,3 mg/dm³, siarczanów – 259,3 mg/dm³.

W okresie restrukturyzacji górnictwa nastąpiły istotne zmiany w przepisach prawnych, dotyczące możliwości odprowadzania wód kopalnianych do wód lub do ziemi. I tak:

- A. Możliwość zrzutu przez kopalnie zasolonych wód do wód powierzchniowych jest regulowana Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 8 lipca 2004 roku w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub do ziemi, a także w celu wykorzystania ścieków oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego (Dz. U. 2004, nr 168 poz. 1763). Rozporządzeniem tym w stosunku do poprzednio obowiązujących zostały wprowadzone istotne zmiany, które dotyczą:
- możliwości bezpośredniego wprowadzania do wód powierzchniowych zasolonych wód bez ograniczenia ich stężenia, podczas gdy w poprzednich uregulowaniach prawnych istniało ograniczenie do 35000 mg/l chlorków i siarczanów,
 - możliwości wprowadzania zasolonych wód do odbiornika powierzchniowego tak, aby zasolenie w rzece nie przekraczało zawartości 1000 mg/l chlorków i siarczanów, przez 328 dni w roku (90% czasu w roku).

Rozporządzenie stanowi również, że: *w uzasadnionych przypadkach, gdy nie ma możliwości zastosowania odpowiedniego rozwiązania technicznego lub jest to ekonomicznie nieuzasadnione i nie można dotrzymać parametrów określonych powyżej, na krótkich odcinkach rzek poniżej miejsca wprowadzania wód zasolo-*

nych, można dopuścić w tych wodach sumaryczną zawartość chlorków i siarczanów większą niż 1 g/l, jeżeli nie spowoduje to szkód w środowisku wodnym i nie utrudni korzystania z wód przez innych użytkowników.

- B. W sposobie prezentowania stanu wód powierzchniowych i ich klasyfikacji zmiany zostały wprowadzone Rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 11 lutego 2004 roku w sprawie klasyfikacji dla prezentowania stanu wód powierzchniowych i podziemnych, sposobu prowadzenia monitoringu oraz sposobu interpretacji wyników i prezentacji stanu tych wód (Dz. U. 2004 nr 32, poz. 284). Zgodnie z nim dla prezentowania stanu wód powierzchniowych została wprowadzona klasyfikacja obejmująca pięć klas jakości tych wód, z uwzględnieniem kategorii jakości wody A1, A2 i A3, określonych w przepisach w sprawie wymagań, jakim powinny odpowiadać wody powierzchniowe wykorzystywane do zaopatrzenia ludności w wodę przeznaczoną do spożycia.

Na podstawie wymienionego Rozporządzenia stan wód na analizowanym obszarze ocenia się następująco:

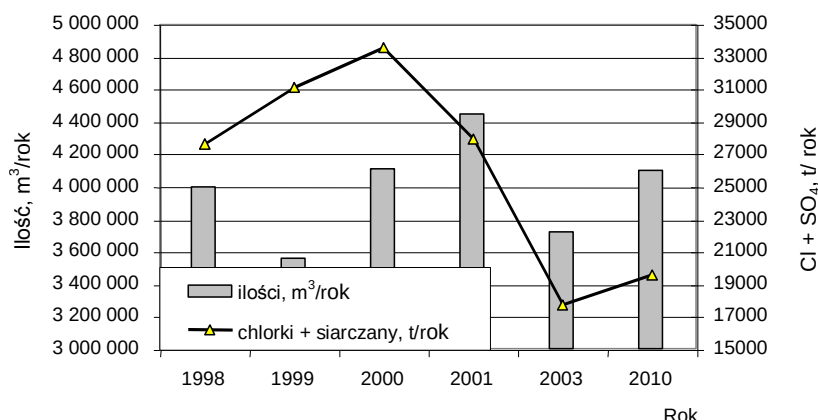
- Wody Wisły przed zrzutem wód kopalnianych (ppk. Goczałkowice – 41,3 km), ze względu na wartości wskaźników zasolenia (zawartość substancji rozpuszczonych, stężenie chlorków i siarczanów) należy zaliczyć do wód klasy I – wody bardzo dobrej jakości:
 - wody te spełniają wymagania określone dla wód powierzchniowych wykorzystywanych do zaopatrzenia ludności w wodę przeznaczoną do spożycia, w przypadku ich uzdatniania sposobem właściwym dla kategorii A1,
 - wartości wskaźników jakości wód nie wskazują na żadne oddziaływania antropogeniczne;
- Wody Wisły w Jawiszowicach, po zrzucie zasolonych wód z Ruchu Silesia kopalni „Brzeszcze-Silesia”, ze względu na wartości wskaźników zasolenia należy zaliczyć do wód klasy IV – wody niezadowolającej jakości, które po uzdatnieniu sposobem właściwym dla kategorii A3, spełnią wymagania określone dla wód powierzchniowych wykorzystywanych do zaopatrzenia ludności w wodę przeznaczoną do spożycia.
- Wody Wisły po zrzucie wód dołowych z kopalń GZW (od ppk. w Bieruniu Nowym 3,6 km do ppk. Pustynia-Oświęcim 0,5 km), ze względu na wartości wskaźników zasolenia należy zaliczyć do wód klasy V – złej jakości, które nie spełniają wymagań dla wód powierzchniowych wykorzystywanych do zaopatrzenia ludności w wodę przeznaczoną do spożycia.
- Wody dopływów Wisły, ze względu na wartości wskaźników zasolenia (zawartość substancji rozpuszczonych i stężenie chlorków), jak również ze względu na wskaźniki tlenowe i biogenne należy zaliczyć:
 - do wód klasy V – złej jakości, które nie spełniają wymagań dla wód powierzchniowych wykorzystywanych do zaopatrzenia ludności w wodę przeznaczoną do spożycia – wody Gostyni i wody Potoku Goławieckiego,
 - do wód klasy IV – niezadowolającej jakości, które po ich uzdatnieniu spełniają wymagania określone dla wód powierzchniowych wykorzystywanych do zaopatrzenia ludności w wodę przeznaczoną do spożycia – sposobem właściwym dla kategorii A3 – wody Przemszy.

3. BILANSE WÓD KOPALNIANYCH ODPROWADZANYCH DO WÓD POWIERZCHNIOWYCH W ZLEWNI GÓRNEJ WISŁY W LATACH 1994–2003

W bilansach uwzględniono ilości wód kopalnianych odprowadzanych do rzek oraz zawarty w nich sumaryczny ładunek chlorków i siarczanów (Dane bilansowe... 2004; Magdziorz i inni 2001a). Na rysunkach (rys. 5–9) porównano bilanse wód kopalnianych odprowadzanych do wód powierzchniowych w latach 1998–2003, przedstawiono również prognozę na 2010 rok. Przeanalizowano bilanse wód wprowadzonych do następujących cieków w zlewni Górnej Wisły: Mlecznej, Gostyni, Potoku Goławieckiego, Przemszy oraz zbiorczo dla Górnej Wisły (do punktu monitoringowego w Pustyni, po ujściu Przemszy – 0,5 km).

Mleczna – dopływ Gostyni

Na zasolenie Mlecznej wpływają głównie dolowe wody z kopalni „Wesoła”.

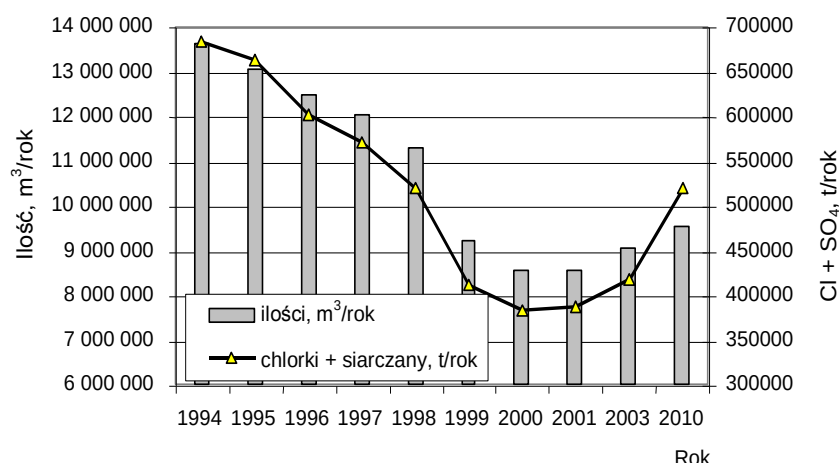


Rys. 5. Bilans wód kopalnianych odprowadzanych do Mlecznej

Fig. 5. Balance of mine waters discharged to the Mleczna river

Zlewnia Gostyni

Na zasolenie rzeki Gostyni zasadniczy wpływ ma kopalnia „Piast” Ruch I i II. Zwraca uwagę systematyczne zmniejszanie się ładunku chlorków i siarczanów, odprowadzanego do Gostyni do roku 2000/2001 (poprzez ograniczenie dopływów zasolonych wód w wyniku działań „u źródła”). Tendencję wzrostową obserwuje się w 2003 roku, co może być związane z eksploatacją coraz głębszych, bardziej zasolonych pokładów. Po 2006 roku zakłada się zaprzestanie zrzutu z kopalni „Piast” Ruch II (dawna kopalnia „Czeczott”) i przekształcenie jej w zbiornik retencyjno-dozujący.



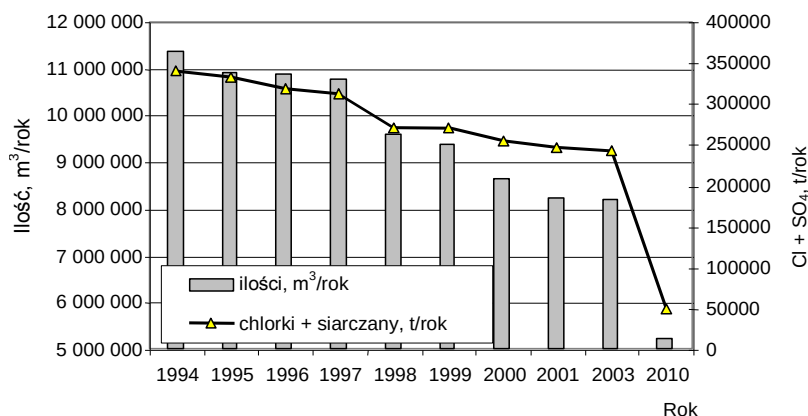
Rys. 6. Bilans wód kopalnianych odprowadzanych do Gostyni

Fig. 6. Balance of mine waters discharged to the Gostynia river

Zlewnia Potoku Goławieckiego

Na zasolenie Potoku Goławieckiego decydujący wpływ ma kopalnia „Ziemowit”. Wskutek działań ograniczających dopływ zasolonych wód do kopalni, w 2003 roku został ograniczony o około 25%, ładunek chlorków i siarczanów w odprowadzanych wodach. Tym niemniej średnie sumaryczne stężenie chlorków i siarczanów w ujściowym przekroju Potoku Goławieckiego wynosiło od 16 do 21 g/l.

Sytuacja ulegnie poprawie po 2006 roku, w związku z uruchomieniem zbiornika retencyjno-dozującego (dawna kopalnia „Czeczott”) i zmianą kierunku odprowadzania zasolonych wód z poz. III (650 m) kopalni „Ziemowit” z Potoku Goławieckiego do Gostyni. Prognozuje się, że ładunek chlorków i siarczanów ulegnie wtedy zmniejszeniu o około 80%, a sumaryczne stężenie chlorków i siarczanów nie powinno wówczas przekraczać 5 g/l w przekroju ujściowym Potoku Goławieckiego.



Rys. 7. Bilans wód kopalnianych odprowadzanych do Potoku Goławieckiego

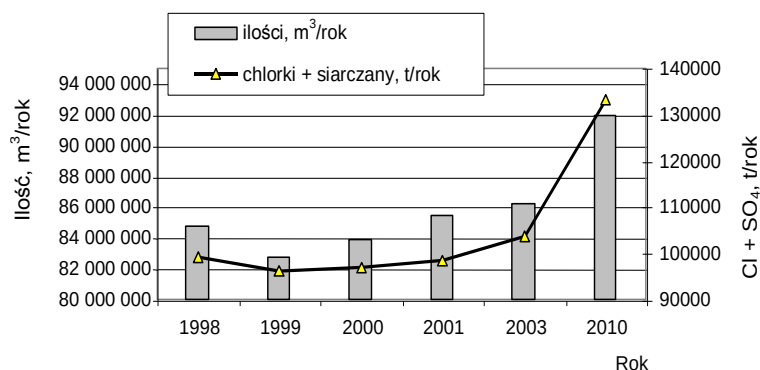
Fig. 7. Balance of mine waters discharged to the Goławiecki stream

Zlewnia Przemyszy

Do Przemyszy są odprowadzane wody z kopalń węgla kamiennego należących do Katowickiego Holdingu Węglowego S.A. („Staszic”, „Wieczorek”, „Murcki”, „Mysłowice”, „Wujek”, „Katowice-Kleofas”, „Kazimierz-Juliusz”); do Kompani Węglowej S.A., z Zakładu Górniczego „Piekary” oraz ze zlikwidowanych kopalń Spółki Restrukturyzacji Kopalń i z Zakładu Górniczego „Sobieski”, wchodzącego w skład PKW S.A.

Kopalnie usytuowane w zlewni Przemyszy należą do najstarszych w GZW i znajdują się na etapie restrukturyzacji związanej z zakończeniem eksploatacji w części obszarów górniczych lub z całkowitą likwidacją, nie powiązaną jednakże z zaprzestaniem odwadniania.

Pomimo intensyfikacji procesu restrukturyzacyjnego, skutkującego zamknięciem wielu kopalń bądź ruchów górniczych, do zlewni Przemyszy od 2000 roku odprowadzano nieco większe, w porównaniu z 1998 rokiem, ładunki chlorków i siarczanów. Na podstawie danych uzyskanych z kopalń (ankieta z 2004 r.), prognozuje się dalsze zwiększenie ładunku chlorków i siarczanów w wodach odprowadzanych do zlewni Przemyszy.



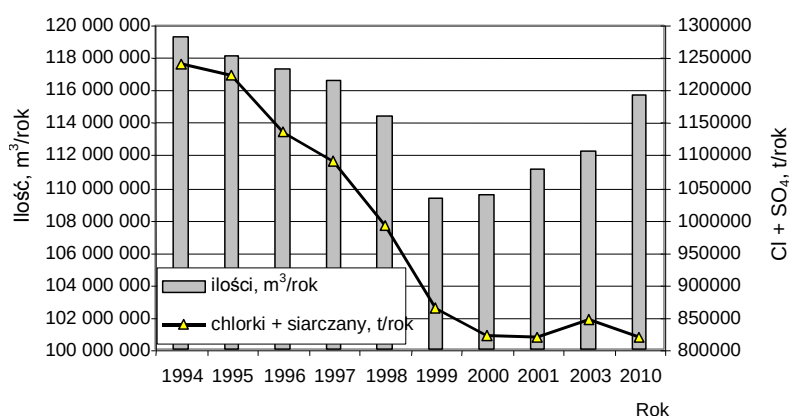
Rys. 8. Bilans wód kopalnianych odprowadzanych do Przemszy

Fig. 8. Balance of mine waters discharged to the Przemsza river

Zlewnia Górnej Wisły

Bezpośrednio do Górnej Wisły, w jej źródłowych odcinkach, są odprowadzane zasolone wody z kopalni „Brzeszcze-Silesia” (przez zbiorniki retencyjno-dozujące). Wody z pozostałych kopalń GZW są odprowadzane przez Gostynię, Potok Goławiec-ki i Przemszę.

W okresie restrukturyzacji, do 2001 roku, sumaryczny ładunek chlorków i siarczanów, wprowadzany do Górnej Wisły bezpośrednio i przez wyżej wymienione dopływy, ulegał stopniowemu zmniejszaniu. Zmniejszanie odprowadzanego ładunku (o około 35% w stosunku do 1994 roku) było wynikiem działań ograniczających dopływy zasolonych wód do kopalń czynnych (tzw. działania „u źródła”), mających wody silnie zmineralizowane (kopalnie: „Silesia”, „Brzeszcze”, „Piast”, „Ziemowit” i „Wesoła”).



Rys. 9. Bilans wód kopalnianych odprowadzanych do Górnej Wisły

Fig. 9. Balance of mine waters discharged to the Upper Vistula river

Zgodnie z prognozą na 2010 rok (według danych ankietowych z kopalń) nastąpi dalsze zmniejszenie, o około 4% w stosunku do 2003 roku, sumarycznego ładunku chlorków i siarczanów, odprowadzanego z wodami kopalnianymi do zlewni Górnej Wisły.

Największy efekt ekologiczny w zlewni Górnej Wisły zostanie uzyskany po 2006 roku, w wyniku likwidacji (zatopienia) kopalni „Piast” Ruch II (dawnej kopalni „Czeczott”) i przekształcenia jej wyrobisk w zbiornik retencyjno-dozujący. W okresie zatapiania kopalni (6–7 lat) zostanie wyeliminowany ze zrzutu do rzeki Gostyni sumaryczny ładunek chlorków i siarczanów wynoszący około 150 tys. t/rok (ok. 412 t/d).

4. DZIAŁANIA ZMIERZAJĄCE DO POPRAWY JAKOŚCI WÓD GÓRNEJ WISŁY I JEJ DOPIŁYWÓW W OKRESIE RESTRUKTURYZACJI KOPALŃ

W Kompanii Węglowej S.A. jest realizowany „Ramowy program działań w zakresie przedsięwzięć proekologicznych związanych ze zrzutem słonych wód kopalnianych z kopalń „Piast”, „Ziemowit”, „Czeczott”, „Silesia”, „Janina”, byłej Nadwiślańskiej Spółki Węglowej SA.” (program działań na lata 2000–2010) między innymi przez działania „u źródła” (ograniczenie dopływów zasolonych wód). Ponadto jest wdrażany system hydrotechnicznej ochrony wód.

W celu ochrony Górnej Wisły przed nadmiernym zasoleniem wodami z kopalń nadwiślańskich, w Głównym Instytucie Górnictwa w Zakładzie Ochrony Wód została opracowana koncepcja hydrotechnicznego rozwiązania problemu słonych wód z kopalń: „Silesia”, „Brzeszcze”, „Piast” i „Ziemowit”, polegająca na czasowej retencji wód w wyrobiskach likwidowanej kopalni „Czeczott” oraz w zbiornikach retencyjnych kopalni „Brzeszcze” i „Silesia” (Magdziarz 2001b, 2002, 2004).

W proponowanym systemie można wyodrębnić dwa podsystemy:

- zintegrowany system retencyjno-dozujący dla kopalń „Silesia” i „Brzeszcze”, funkcjonujący od lipca 2003 roku z wykorzystaniem zbiornika w Kaniowie,

Analiza warunków hydrogeologicznych kopalń GZW wykazała, że 37 kopalń bądź ruchów górniczych jest ze sobą hydraulicznie połączonych. Konieczne więc było i jest prowadzenie odwadniania w kopalniach likwidowanych, ze względu na ochronę wyrobisk sąsiednich, czynnych zakładów górniczych. W zlewni Wisły dotyczy to zlikwidowanych kopalń w strukturze SRK S.A., z których wody są odprowadzane do zlewni Przemszy, w ramach CZOK.

Ze względu na wskaźniki zasolenia (zawartość substancji rozpuszczonych i stężenie chlorków) wody Wisły, w wyniku zrzutu wód dołowych z kopalń, na odcinku od ppk. Jawiszowice – 23,7 km do ppk. Pustynia – Oświęcim – 0,5 km, są wodami – klasy V – złej jakości. Wody dopływów Wisły: Gostyni i Potoku Goławieckiego – są wodami klasy V – złej jakości ze względu na wartości wskaźników zasolenia, jak również ze względu na wskaźniki tlenowe i biogenne. Wody Przemszy są wodami klasy IV – niezadowalającej jakości.

Na podstawie wyników monitoringu wód powierzchniowych stwierdzono, że w okresie restrukturyzacji sektora górnictwa po 1994 roku nastąpiło zmniejszenie zasolenia wód w punktach kontrolno-pomiarowych na Gostyni i Przemszy na odcinku ujściowym do Wisły oraz w Wiśle w przekrojach: Nowy Bieruń (23,7 km) i Pustynia-Oświęcim (0,5 km). W okresie restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego do 2001 roku, sumaryczny ładunek chlorków i siarczanów, wprowadzany do Górnej Wisły bezpośrednio i przez wyżej wymienione dopływy, ulegał stopniowo zmniejszeniu. Zmniejszenie o około 35%, w stosunku do 1994 roku, było wynikiem działań ograniczających dopływy zasolonych wód do kopalń (tzw. działania „u źródła”) „Silesia”, „Brzeszcze”, „Piast”, „Ziemowit” i „Wesoła”. Pomimo intensyfikacji procesu restrukturyzacyjnego, skutkującego zamknięciem wielu kopalń bądź ruchów górniczych, do zlewni Przemszy od 2000 roku odprowadzano nieco większe, w porównaniu z 1998 rokiem, ładunki chlorków i siarczanów. Na podstawie danych uzyskanych z kopalń, prognozuje się dalsze zwiększenie ładunku chlorków i siarczanów w wodach odprowadzanych do zlewni Przemszy.

Zgodnie z prognozą do 2010 roku, opracowaną na podstawie przeprowadzonej w 2004 roku ankietyzacji kopalń, nastąpi dalsze zmniejszenie o około 4%, w stosunku do 2003 roku, sumarycznego ładunku chlorków i siarczanów, odprowadzanego z wodami kopalnianymi do zlewni Górnej Wisły.

W celu poprawy jakości wód Potoku Goławieckiego planuje się po 2006 roku skierowanie zasolonych wód z poz. III (650 m) kopalni „Ziemowit” do Gostyni i zastosowanie hydrotechnicznej metody zrzutu. Prognozuje się, że ładunek chlorków i siarczanów odprowadzany z kopalni ulegnie wówczas zmniejszeniu o około 80%, a sumaryczne stężenie chlorków i siarczanów zmniejszy się z około 20 g/l do około 5 g/l w przekroju ujściowym Potoku Goławieckiego.

Największy efekt ekologiczny w zlewni Górnej Wisły zostanie uzyskany po 2006 roku, w wyniku zatopienia kopalni „Piast” Ruch II (dawna kopalnia „Czczott”) i przekształcenia wyrobisk tej kopalni w zbiornik retencyjno-dozujący. W okresie zatapiania kopalni (6–7 lat) zostanie wyeliminowany ze zrzutu do rzeki Gostyni sumaryczny ładunek chlorków i siarczanów wynoszący około 150 tys. t/rok (ok. 412 t/d).

Literatura

1. Atlas posterunków wodowskazowych dla Państwowego Monitoringu Środowiska (1995–1996): Warszawa – Katowice, PIOŚ 1995–1996.
2. Czerwińska E. (2002): *Restrukturyzacja górnictwa węgla kamiennego w Polsce*. Informacja nr 891 Biura Studiów i Ekspertyz Kancelarii Sejmu RP.
3. *Dane bilansowe kopalń węgla kamiennego w zlewni Wisły z lat 1995–2000/2003 i wyniki ankietyzacji kopalń z 2004 roku*.
4. *Jakość śródlądowych wód powierzchniowych w latach 2002–2005*. Kraków, Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska.
5. Lach R., Maksymiak-Lach H. (2004): *Analiza zmian jakości wód powierzchniowych zlewni Górnej Wisły w wyniku restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego*. Dokumentacja nr 14020504-344. Katowice, GIG.
6. Magdziorz A. i inni (2001a): *Zrzuty wód kopalnianych do wód powierzchniowych dorzeczy Odry i Wisły w województwie śląskim – charakterystyka stanu i prognozy*. Dokumentacja nr 42207441-344. Katowice, GIG.
7. Magdziorz A. i inni (2001b): *Koncepcja zintegrowanego systemu retencyjno-dozującego i zintegrowanego systemu kontrolno-pomiarowego oraz systemu sterowania zrzutem zasolonych wód z kopalń „Silesia” i „Brzeszcze”*. Dokumentacja nr 42321411-344. Katowice, GIG.
8. Magdziorz A. i inni (2002): *Koncepcja ochrony hydrotechnicznej rzeki Wisły dla zasolonych wód dołowych z KWK „Piaś” i KWK „Ziemowit”, z wykorzystaniem wyrobisk górniczych Ruchu II KWK „Piaś”*. Dokumentacja nr 42325222-344. Katowice, GIG.
9. Magdziorz A. i inni (2004): *Koncepcja systemu retencyjno-dozującego dla wód słonych z poz. II KWK „Ziemowit”*. Dokumentacja nr 58231744-344. Katowice, GIG.
10. *Oceny jakości powierzchniowych wód płynących w punktach pomiarowo-kontrolnych województwa śląskiego za lata 1993–2005*. Katowice, Śląski Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska.
11. Pyka J. i inni (2002): *Przekształcenia organizacyjne w procesie likwidacji kopalń węgla kamiennego w latach 2000–2001*. Wiadomości Górnicze nr 7–8.
12. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 8 lipca 2004 roku w sprawie warunków, jakie należy spełnić przy wprowadzaniu ścieków do wód lub do ziemi, a także w celu wykorzystania ścieków oraz w sprawie substancji szczególnie szkodliwych dla środowiska wodnego. Dz. U. 2004 nr 168, poz. 1763.
13. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 11 lutego 2004 r. w sprawie klasyfikacji dla prezentowania stanu wód powierzchniowych i podziemnych, sposobu prowadzenia monitoringu oraz sposobu interpretacji wyników i prezentacji stanu tych wód. Dz. U. 2004 nr 32, poz. 284.
14. Strony internetowe www.mpips.gov.pl
 - Reforma górnictwa – kompendium,
 - Restrukturyzacja górnictwa węgla kamiennego w latach 2004–2006 oraz Strategia na lata 2007–2010,
 - Plan dostępu do zasobów węgla kamiennego w latach 2004–2006 oraz Plan zamknięcia kopalń w latach 2004–2007.
 - Informacja Ministerstwa Pracy i Polityki Społecznej o przebiegu restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego, listopad 2004.
15. Żurek R. (2001): *Biocenozy Wisły wg stanu wiedzy do roku 2000*. Kraków, Zakład Badań Ekologicznych (Opinia dla Nadwiślańskiej Spółki Węglowej S.A.).

Recenzent: dr Irena Pluta

Jan Hankus, Łukasz Hankus

NOWA METODA BADAŃ DIAGNOSTYCZNYCH LIN STAŁOWYCH Z WYKORZYSTANIEM MAGNETYCZNEJ PAMIĘCI METALU

Streszczenie

Diagnostyka techniczna pracujących lin stalowych obejmuje szeroki zakres badań prowadzonych zarówno w warunkach ruchowych, jak i laboratoryjnych. Badania takie między innymi od przeszło pięćdziesięciu lat są prowadzone w Laboratorium Lin i Urządzeń Szybowych Głównego Instytutu Górnictwa w Katowicach.

W artykule przedstawiono próbę wykorzystania, w diagnostyce technicznej drutów i lin stalowych, nowej metody, której podstawą jest efekt magnetycznej pamięci metalu MPM i naturalne namagnesowanie w magnetycznym polu Ziemi. Metoda ta jest uważana za metodę diagnostyki XXI wieku. Magnetyczna pamięć metalu MPM jest to nieodwracalna zmiana stanu namagnesowania drutów stalowych, spletek i całej liny. Początkowa MPM nowej liny przejawia się w postaci magnetyzmu szczątkowego, „uformowanego” po wykonaniu drutów, spletek i skróceniu ich w linę w magnetycznym polu Ziemi. Charakteryzuje ona strukturalną i technologiczną dziedziczność wyrobu, który był poddany wielooperacyjnej obróbce. Pod wpływem cyklicznie zmiennych obciążeń roboczych, przewyższających średni poziom naprężeń wewnętrznych, druty i cała lina są poddawane dalszemu „samonamagnesowaniu” w słabym magnetycznym polu Ziemi.

Nowa metoda MPM rozwijana przez A.A. Dubowa oparta jest na znanym zjawisku rozproszenia strumienia magnetycznego na obszarach materiału o odmiennej przenikalności magnetycznej. Ma ona wiele zalet. Nie wymaga czyszczenia i sztucznego magnesowania badanych elementów, co znacznie ułatwia prowadzenie badań diagnostycznych. Zjawisko magnetycznej pamięci metalu zostało najpierw potwierdzone w badaniach drutów linowych o różnym stopniu ich zmęczenia. Zauważono bowiem różne ilości podwieszonych opilek na poszczególnych próbkach, świadczące o różnym stopniu ich namagnesowania. Jedynie koniec próbki drutu z liny nowej nie został oklejony opilkami. Przeprowadzone w Laboratorium Lin i Urządzeń Szybowych GIG połączone badania zmęczeniowe liny oraz badania z wykorzystaniem magnetycznej pamięci metalu dostarczyły dalszych ważnych wniosków. Stwierdzono, że między klasycznymi (mechanicznymi) i magnetycznymi wskaźnikami postępującego zmęczenia istnieje duża współzależność. Współczynniki korelacji wszystkich zmiennych są istotne przy poziomie istotności $\alpha < 0,05$.

Między magnetycznym wskaźnikiem zmęczenia (zużycia) m a liczbą cykli zmęczeniowych N , liczbą pęknięć drutów n i wydłużeniem ϵ istnieje znaczna zależność regresyjna. Opracowane modele regresyjne pozwoliły na określenie dla badanej liny przybliżonej wartości granicznej magnetycznego wskaźnika zużycia $m_{gr} = 6$. Zagadnienia te wymagają dalszych badań z linami różnych konstrukcji i w różnych warunkach obciążeń.

New method of diagnostic tests of steel ropes using the magnetic memory

Abstract

The technical diagnostics of steel ropes comprises a wide range of investigations conducted both in operational and laboratory conditions. Such investigations are carried out among others since fifty years in the Laboratory of Ropes and Shaft Equipment of the Central Mining Institute in Katowice.

The article presents a trial to use in the technical diagnostics of wires and steel ropes a new method, the basis of which is the effect of metal magnetic memory and natural magnetisation in the magnetising field of the Earth. This method is considered as the method of diagnostics of the 21st century. The metal

magnetic memory is the irreversible change of the magnetisation state of steel wires, rope strands and the entire rope. The initial metal magnetic memory appears in the form of residual magnetism, "formed" after the performance of wires rope strands and rope laying in the magnetic field of the Earth. It characterises the structural and technological heredity of the product, which was subject to multioperational treatment. Under the influence of cyclically variable working loads, exceeding the average level of internal stresses, the wires and the entire rope are subject to further "self-magnetisation" in a weak magnetic field of the Earth.

The new metal magnetic memory method developed by A.A. Dubov is based on the known phenomenon of magnetic flux dissipation in material of different magnetic permeability. It has many advantages. This method does not require cleaning and artificial magnetisation of tested elements, what considerably facilitates conducting of diagnostic tests. The phenomenon of metal memory has been at first proved in tests of rope wires with a different degree of their fatigue. One has observed various quantities of suspended filings on individual samples, showing a different degree of their magnetisation. Only the end of wire sample from a new rope has not been covered with filings. The carried out in the Laboratory of Ropes and Shaft Equipment of CMI joint fatigue tests and investigations using the metal magnetic memory were the source of further important conclusions. It has been stated that between classic (mechanical) and magnetic indices of following fatigue exists a great interdependence. The correlation coefficients of all variables are essential in case of significance level $\alpha < 0,05$.

Between the magnetic fatigue (wear) index m and the number of fatigue cycles N , number of wire cracks n and elongation ε there exists a considerable regressive relationship. The developed regressive models enabled to determine for the tested rope the approximate boundary value of the magnetic wear index $m_{gr} = 6$. These problems require further tests with ropes of different constructions and in different load conditions.

1. PODSTAWY TEORETYCZNE METODY

Magnetyczna pamięć metalu MPM jest to nieodwracalna zmiana stanu namagnesowania ferromagnetyków, czyli wyrobów stalowych (drutów stalowych, liny itp). Początkowa MPM nowej liny przejawia się w postaci magnetyzmu szczątkowego, „uformowanego” po wykonaniu drutów i skróceniu ich w linę, a następnie schłodzeniu w magnetycznym polu Ziemi. Charakteryzuje ona strukturalną i technologiczną dziedziczność drutów, które były poddane różnej wielooperacyjnej obróbce. Pod wpływem cyklicznie zmiennych obciążeń roboczych, przewyższających średnie wartości naprężeń wewnętrznych, druty są poddawane dalszemu „samonamagnesowaniu” w słabym magnetycznym polu Ziemi.

Metoda diagnostyczna, w której została wykorzystana magnetyczna pamięć metalu MPM bazuje na znanym zjawisku rozpraszania strumienia magnetycznego materiału o odmiennej przenikalności magnetycznej. Rozproszone pole magnetyczne jest od dawna wykorzystywane w defektoskopii magnetycznej do ujawniania wad powierzchniowych i podpowierzchniowych takich, jak pęknięcia czy korozyjne ubytki grubości. W odróżnieniu od klasycznej defektoskopowej metody MFL, metoda magnetycznej pamięci metalu MPM, rozwijana przez A.A. Dubowa, służy do badania odkształceń i naprężeń w stalowych elementach konstrukcyjnych (Deputat 2002). Polega na rejestracji własnych magnetycznych pól rozproszenia (WMPR) splotek nośnych liny w obszarach koncentracji naprężeń (OKN) pod wpływem obciążeń roboczych w słabym **magnetycznym polu Ziemi**. Różnice między metodami MFL i MPM dotyczą nie tylko zakresu zastosowań, ale także samej techniki badania, aparatury i sposobu oceny wyników. W badaniach defekto-

skopowych MFL, badany element jest silnie magnesowany za pomocą elektromagnesów albo magnesów stałych. Przy stosowaniu metody MPM badanych elementów nie magnesuje się w sposób sztuczny. Wykorzystuje się ich naturalne namagnesowanie w magnetycznym polu Ziemi. Natężenie prostopadłej do powierzchni składowej pola magnetycznego H_p rejestrują sondy przemieszczane przy powierzchni badanego elementu. Zmiany znaku i wartości H_p są wskazaniami, na podstawie których jest dokonywana ocena naprężenia i odkształcenia w materiale badanego elementu. W szczególności są wykrywane tak zwane obszary koncentracji naprężenia, w których mogą zachodzić procesy prowadzące do zmniejszenia wytrzymałości materiału.

Związek między rejestrowanymi wskazaniami H_p i odkształceniami czy naprężeniem materiału opiera się na zależności między naprężeniem i przenikalnością magnetyczną ferromagnetyków, zwanej jako zjawisko magnetosprężyste.

Podstawowym kryterium w diagnostyce nowych i używanych elementów (znajdujących się w eksploatacji) z zastosowaniem metody magnetycznej pamięci metalu jest określenie na powierzchni badanego elementu stref koncentracji naprężeń (KN), charakteryzujących się zmianą znaku pola magnetyzmu szczątkowego H_p lub linii na powierzchni metalu, charakteryzujących się zerową wartością składowej normalnej pola H_p . Pomiar pola magnetycznego H_p jest dokonywany specjalistycznymi magnetometrami typu IMNM-1F.

1.1. Magnesowanie

Miarą stopnia namagnesowania materiału ferromagnetycznego jest wartość indukcji magnetycznej B , jaka została wytworzona wewnątrz materiału (Deputat 2002). Stopień namagnesowania jest zależny od natężenia pola magnetycznego H i od przenikalności magnetycznej materiału μ

$$B = \mu H \quad (1)$$

Przenikalność magnetyczna jest tangensem kąta nachylenia stycznej do krzywej magnesowania

$$\mu = \frac{\delta B}{\delta H} \quad (2)$$

Wartość przenikalności magnetycznej μ dla danego materiału nie jest stała i zależy od natężenia pola magnetycznego H i od historii magnesowania.

1.2. Zjawisko magnetosprężyste

Wskutek działania obciążeń zewnętrznych powodujących odkształcenia mechaniczne w materiale ferromagnetycznym, nawet przy istnieniu magnetycznego pola Ziemi, zachodzi zmiana indukcji magnetycznej i stanu naprężenia. Zjawisko to nazywa się efektem magnetosprężystym.

W materiale ferromagnetycznym, znajdującym się w polu magnetycznym, pod wpływem naprężenia zmienia się stopień namagnesowania. Miarą czułości efektu magnetosprężystego jest stosunek wielkości zmiany indukcji do przyrostu naprężenia, który tę zmianę spowodował

$$\lambda = \left(\frac{\Delta B}{\Delta \sigma} \right)_{H,T} \quad (3)$$

Czułość λ określa się przy ustalonych wartościach naprężenia pola magnesującego i temperatury.

Kolejne cykle zginania prowadzą do stopniowego narastania namagnesowania. Mechanizm ten powoduje silne magnesowanie cyklicznie obciążanych elementów stalowych.

1.3. Pole magnetyczne nad miejscem osłabienia

Wewnątrz namagnesowanego jednorodnego elementu linie sił biegną równolegle do powierzchni i nie ma składowej indukcji prostopadłej do powierzchni. Strumień magnetyczny wewnątrz zamkniętego obwodu magnetycznego o jednakowym przekroju i jednakowych własnościach magnetycznych materiału nie powoduje wytworzenia pola magnetycznego na zewnątrz, nie generuje rozproszonego pola magnetycznego. Natężenie pola magnetycznego przy powierzchni jednorodnego zamkniętego obwodu magnetycznego jest równe zero. Oddzielne elementy konstrukcji namagnesowane w polu magnetycznym Ziemi zachowują się jak magnesy sztabkowe. Elementy konstrukcji zamocowane w instalacji mogą być odcinkami zamkniętego obwodu. Pole magnetyczne powstałe w wyniku rozproszenia spowodowanego przez wadę, występującą w materiale, ma podobne własności do pola wytwarzanego przez magnes sztabkowy.

Sondy magnetometrów przesuwane nad powierzchnią namagnesowanych elementów mogą rejestrować oddzielnie składową natężenia pola, zorientowaną w kierunku stycznym do powierzchni H_x i składową natężenia pola rozproszonego skierowaną prostopadle do powierzchni badanego elementu H_p .

Składowe w różny sposób zmieniają się wzdłuż drogi sondy. Składowa prostopadła do powierzchni ma największą wartość naprzeciwko bieguna północnego, a w miarę oddalania się od bieguna północnego maleje do zera w połowie odległości między biegunami, zmienia znak na przeciwny, osiąga ekstremum po stronie wartości ujemnych i zdąża do zera.

1.4. Związek między składową pionową natężenia pola i naprężeniem

W metodzie MPM do oceny stopnia odkształcenia materiału są wykorzystywane rozkłady pionowej składowej natężenia rozproszenia pola magnetycznego H_p wyznaczone blisko powierzchni badanych elementów. W ogólnym przypadku wewnątrz elementu ferromagnetycznego o przenikalności magnetycznej μ powstaje indukcja $B = \mu H$, gdzie H jest natężeniem pola magnesującego, którym w przypadku

metody MPM jest pole magnetyczne Ziemi. Powstanie rozproszonego pola magnetycznego nad powierzchnią elementu jest zależne od składowej indukcji prostopadłej do powierzchni badanego elementu B_p . Składowa ta powstaje wtedy, gdy na drodze strumienia indukcji wewnątrz elementu znajdzie się obszar materiału o odmiennej przenikalności magnetycznej μ .

Wartość H_p jest wprost proporcjonalna do wartości pionowej składowej indukcji B_p

$$H_p = l \frac{B_p}{\mu_0} \quad (4)$$

gdzie l jest odległością między biegunami magnesu.

Stała $\mu_0 = 2\pi \cdot 10^{-7}$ jest przenikalnością magnetyczną powietrza $\left[\frac{H}{m}\right]$ (przenikalność stali transformatorowej $\mu = 6000 \left[\frac{H}{m}\right]$, żelaza chemicznie czystego około 280 000 $\left[\frac{H}{m}\right]$).

Po dalszych przekształceniach (Deputat 2002) otrzymuje się

$$H_p = \frac{l}{\mu_0 \lambda_{H,T} \Delta \sigma} \quad (5)$$

We wzorze tym $\lambda_{H,T}$ jest czułością zjawiska magnetosprężystego materiału, w stałym polu magnesującym H i w stałej temperaturze T .

Wartość H_p jest wprost proporcjonalna do zmiany naprężenia na odcinku Δz i zależy od czułości zjawiska magnetosprężystego badanego materiału.

Zależność między H_p i σ , albo między H_p i odkształceniem materiału, jest zależna od wielu czynników, w tym, oprócz wymienionych, także od rodzaju odkształcenia (rozciąganie, ściskanie, stany złożone). Przy ilościowej ocenie wyników badań metodą MPM wykorzystuje się specyfikę badanych elementów, warunków ich pracy i warunków badania.

1.5. Magnetyczny współczynnik intensywności naprężenia

Podstawowym kryterium w diagnostyce lin nowych i eksploatowanych z wykorzystaniem metody magnetycznej pamięci metalu jest określenie stref koncentracji naprężeń (KN) na powierzchni splotek, charakteryzujących się zmianą znaku magnetycznego pola rozproszenia H_p lub linii charakteryzujących się zerową wartością składowej normalnej pola H_p . Z liniami koncentracji naprężeń mogą być związane znaczne odkształcenia plastyczne, wżery korozyjne, starcia i zmęczeniowe pęknięcia drutów, które powodują lokalne zmniejszenie przenikalności magnetycznej. Linia $H_p = 0$ odpowiada przekrojowi części elementu (drutu) z maksymalną odporno-

ścią magnetyczną i opisuje obszar największej niejednorodności struktury metalu oraz maksymalnej koncentracji naprężeń wewnętrznych (OKNW). Drugim wskaźnikiem stanu jest magnetyczny współczynnik intensywności naprężenia K_{in} , określony jako gradient (intensywność zmiany) składowej pionowej rozproszonego pola magnetycznego na ustalonym odcinku $2l_0$, równy

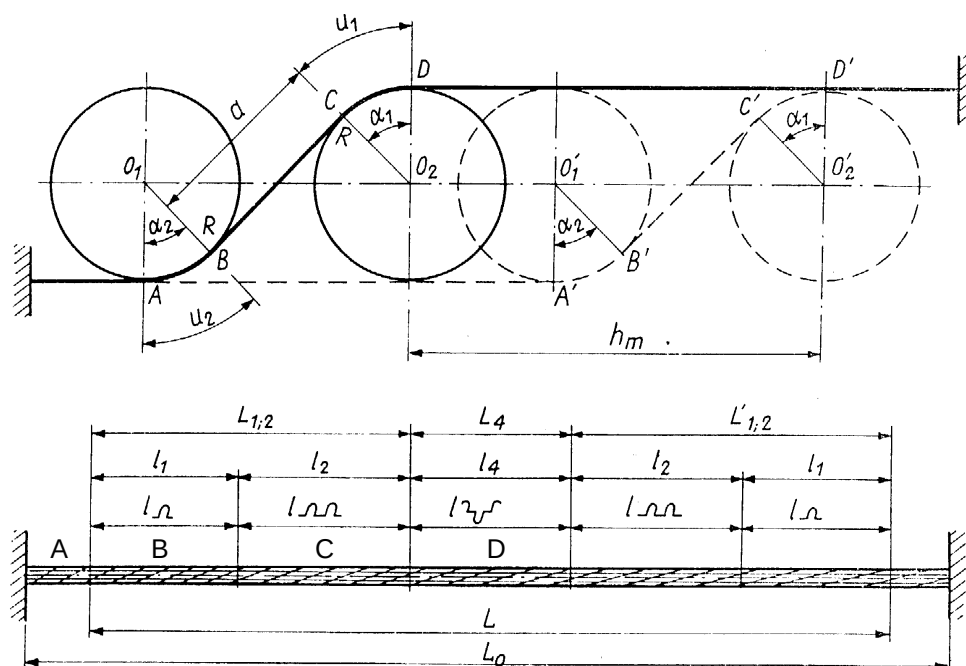
$$K_{in} = \frac{|\Delta H_p|}{2l_0} = \frac{|H_{p1} - H_{p2}|}{2l_0} \quad (6)$$

Jest to bezwzględna wartość różnicy H_p między dwoma punktami położonymi w równej odległości l_0 po przeciwnych stronach KN. Magnetyczny współczynnik koncentracji ma zatem wartość wprost proporcjonalną do bezwzględnej wartości różnicy naprężenia na odcinku $2l_0$.

2. WARUNKI PRACY LIN STALOWYCH

Liny stalowe pracują najczęściej w trudnych warunkach obciążeń cyklicznie zmiennych, w środowisku korozyjnym itp. Z tego też powodu ulegają znacznie szybciej zużyciu od innych elementów maszyn i urządzeń. Ich stan techniczny ma decydujący wpływ przede wszystkim na bezpieczeństwo ludzi biorących udział w procesach produkcyjnych lub obsługujących urządzenia, a także na ciągłą bezawaryjną pracę. Bardzo ważnym zagadnieniem są więc badania diagnostyczne stanu bezpieczeństwa lin przy wykorzystaniu różnych metod (Hankus 2002). Podczas pracy lin w drutach występują naprężenia rozciągające, zginające, skręcające oraz naciski między liną a dnem rowka koła linowego. Działa więc złożony stan naprężeń cyklicznie zmiennych, powodujący zmęczenie materiału i pękanie drutów. W celu odtworzenia skutków działania obciążeń zmiennych, w warunkach laboratoryjnych są prowadzone badania zmęczeniowe odcinków lin nowych i odłożonych na maszynach zmęczeniowych (Hankus 2000). Podczas tych badań w znacznym stopniu są odwzorowywane warunki, w jakich pracują liny w urządzeniach wyciągowych, dźwigowych itp. Liny podlegają dwustronnemu (dwukierunkowemu) zginaniu, przy sile rozciągającej statycznej lub pulsującej. Maszyna ma mechanizm pokrętny, dzięki któremu badana próbka obraca się dookoła własnej osi. Rozkład przegięć w odcinku badanym w maszynie typu P4-GIG-2 przedstawiono na rysunku 1.

Podczas każdego cyklu (ruch wózka tam i z powrotem) odcinki l_1 (rys. 1) są przeginane jednostronnie jeden raz, odcinki l_2 jednostronnie dwa razy, a odcinek środkowy l_4 jest przeginany dwustronnie dwa razy. Na tym odcinku następuje zerwanie badanej próbki.



Rys. 1. Rozkład przegięć w odcinku badanym w maszynie typu P4-GIG-2

Fig. 1. Distribution of contraflexures in the tested section in the machine of P4-GIG-2 type

3. WSTĘPNE BADANIA DOŚWIADCZALNE

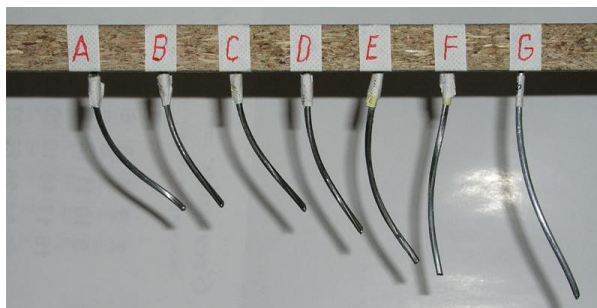
Badania wykonano w celu potwierdzenia, czy zjawisko magnetycznej pamięci metalu występuje w drutach linowych o różnym stopniu ich zmęczenia, a także w splotkach liny. Wykonanie badań było możliwe dzięki życzliwości i pomocy firmy „Resurs” z Warszawy w osobach Panów mgr. inż. Andrzeja Radziszewskiego i mgr. inż. Tomasza Śliwińskiego.

3.1. Badania drutów

Z odcinka liny po zakończeniu badania zmęczeniowego na maszynie typu P4-GIG-2 (rys. 1), wycięto cztery próbki drutów o długości około 100 mm, które uzupełniono trzema próbkami (fot. 1):

- A – drut z miejsca nieprzeginanego,
- B – drut z miejsca przeginanego jednostronnie jeden raz,
- C – drut z miejsca przeginanego jednostronnie dwa razy,
- D – drut z miejsca przeginanego dwustronnie dwa razy,
- E – drut pęknięty w warunkach ruchowych,
- F – drut z nowej liny,
- G – drut z innej liny nowej po statystycznej próbie rozciągania aż do zerwania.

Próbki drutów po wycięciu z liny nie były prostowane, aby nie powodować zmiany naprężeń wewnętrznych, dlatego zachowały kształt przestrzennej linii śrubowej.

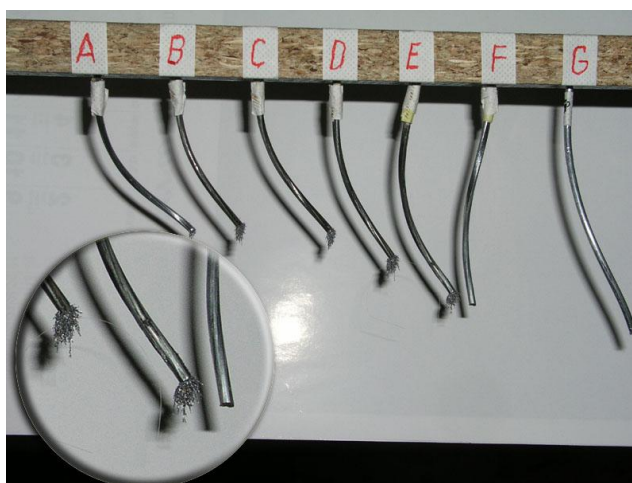


Fot. 1. Próbki drutów przygotowane do badań

Photo 1. Wire samples prepared for tests

Próbki drutów od A do E pochodzą z liny o powierzchniowym styku drutów typu DYFORM, która została zastosowana w kopalni „Rozbark”. Podczas pracy w drutach liny występowały naprężenia rozciągające, zginające, skręcające oraz naciski między liną a dnem rowka koła linowego. Działal więc złożony stan naprężeń cyklicznie zmiennych, powodujący zmęczenie materiału i pękanie drutów. Odcinek liny odłożonej badany w maszynie zmęczeniowej zerwał się po wykonaniu 60 275 cykli zmian obciążeń (lina nowa wytrzymała 82 430 cykli), przy sumarycznej liczbie 112 pęknięć drutów. Wynika z powyższego, że zmniejszenie trwałości liny po zakończeniu eksploatacji w odniesieniu do liny nowej wynosiło około 27%.

Do kolejnych próbek drutów zbliżano następnie pojemnik z opiłkami metalu i stwierdzono z zaskoczeniem, że opiłki są przyciągane do drutów tak, jak do magnesu trwałego. Uwidocznione zostało to na fotografii 2.



Fot. 2. Próbki drutów przyciągające opiłki żelaza

Photo 2. Wire samples attracting iron filings

Tym samym zostało ujawnione po raz pierwszy (lipiec 2003 roku) zjawisko namagnesowania się drutów liny obciążanej w warunkach eksploatacji i w czasie badania zmęczeniowego. Jedynie koniec próbki F nie został oklejony opiłkami, co świadczy o znacznie słabszym jej namagnesowaniu niż pozostałych próbek. Nasuwało się pytanie, dlaczego drut z nowej liny zachował się zdecydowanie odmiennie niż druty z lin pracujących. Odpowiedzią może być potwierdzenie hipotezy o magnetyzmie szczątkowym uformowanym w czasie produkcji i schłodzeniu w magnetycznym polu Ziemi. Charakteryzuje on tylko strukturalną i technologiczną dziedziczność drutu powstałą w procesie jego wykonania.

Zauważono także różne ilości opiłków na poszczególnych próbkach, świadczące o różnym stopniu ich namagnesowania. Najmniej opiłków było na próbce A, a najwięcej na próbce D. Postanowiono kontynuować to doświadczenie, zamieniając opiłki na gwoździe małych rozmiarów. Stwierdzono, że poszczególne próbki w sposób trwały przyciągały gwoździe o długościach:

- A – 10 mm,
- B – 17,5 mm,
- C – 17,5 mm,
- D – $2 \times 17,5$ mm,
- E – 17,5 mm,
- F – 0 mm.

Próbka D przyciągała również w sposób trwały spinacz biurowy.

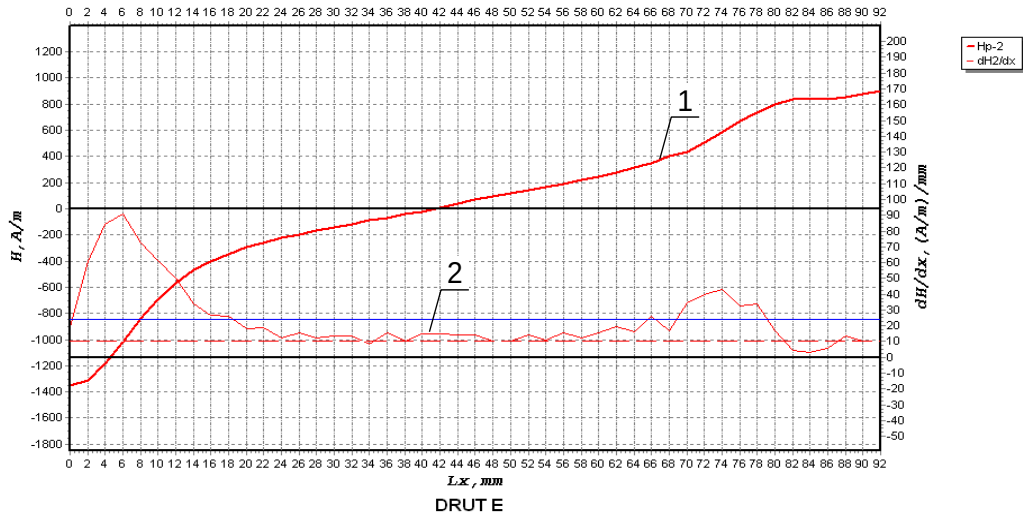
Próbki drutów poddano badaniom; dla każdej z nich określono przebiegi zmian składowej pionowej magnetycznego pola rozproszenia H_p i magnetycznego współczynnika koncentracji naprężeń K_{in} (magnetogramy). Przebiegi te były zróżnicowane. Uwzględniając, że średnica drutów wynosiła 2,70 mm, na podstawie danych z wykresów i zależności (6), obliczono przybliżone wartości magnetycznego współczynnika intensywności (koncentracji) naprężenia K_{in} . Uzyskane wyniki zestawiono w tablicy 1.

Tablica 1. Przybliżone wartości magnetycznego współczynnika koncentracji naprężenia badanych próbek drutów

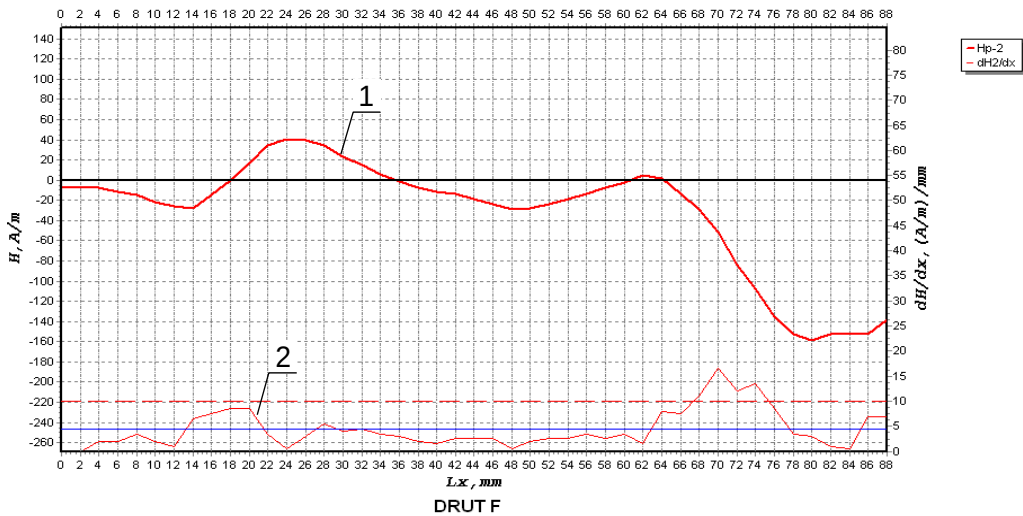
Oznaczenie próbki	Współczynnik koncentracji naprężeń K_{in} (A/m)/mm
A	13,70
B	32
C	51
D	52
E	16
F	8,75
G	13,75

Przybliżone wartości magnetycznego współczynnika koncentracji naprężeń K_{in} dla badanych drutów zawierają się w granicach od około 8 do 52 (A/m)/mm.

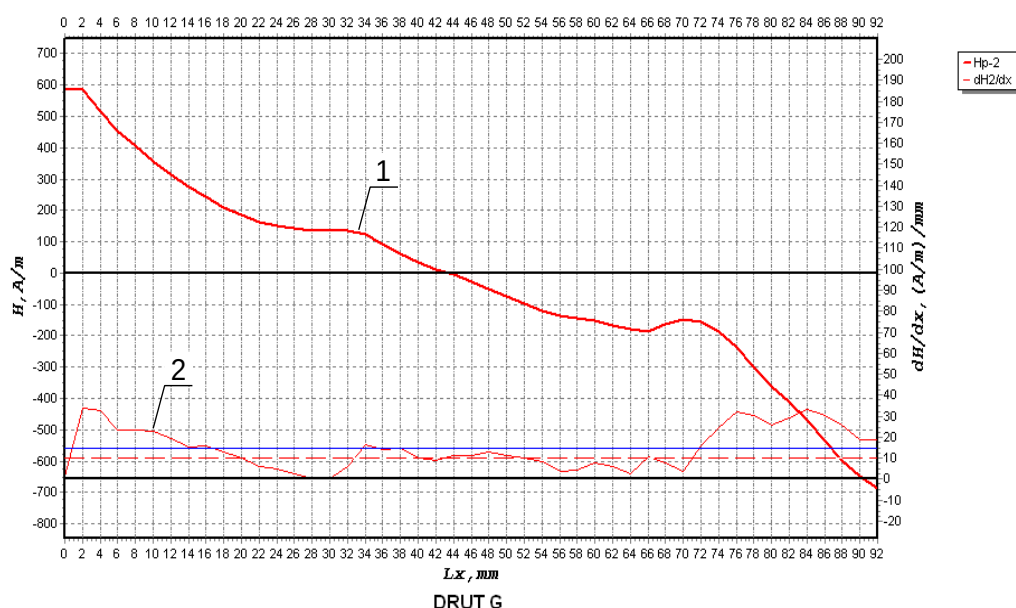
Przykładowe przebiegi zależności $H_p = f(x)$ i $K_{in} = \varphi(x)$ uzyskane dla próbek E, F, G przedstawiono na rysunkach 2–4.



Rys. 2. Przebieg zmian H_p (1) i K_{in} (2) uzyskany podczas przesuwania sondy wzdłuż osi próbki drutu E
 Fig. 2. Course of H_p (1) and K_{in} (2) changes obtained during probe displacement along the axis of wire sample E



Rys. 3. Przebieg zmian H_p (1) i K_{in} (2) uzyskany podczas przesuwania sondy wzdłuż osi próbki drutu F
 Fig. 3. Course of H_p (1) and K_{in} (2) changes obtained during probe displacement along the axis of wire sample F



Rys. 4. Przebieg zmian H_p (1) i K_{in} (2) uzyskany podczas przesuwania sondy wzdłuż osi próbki drutu G

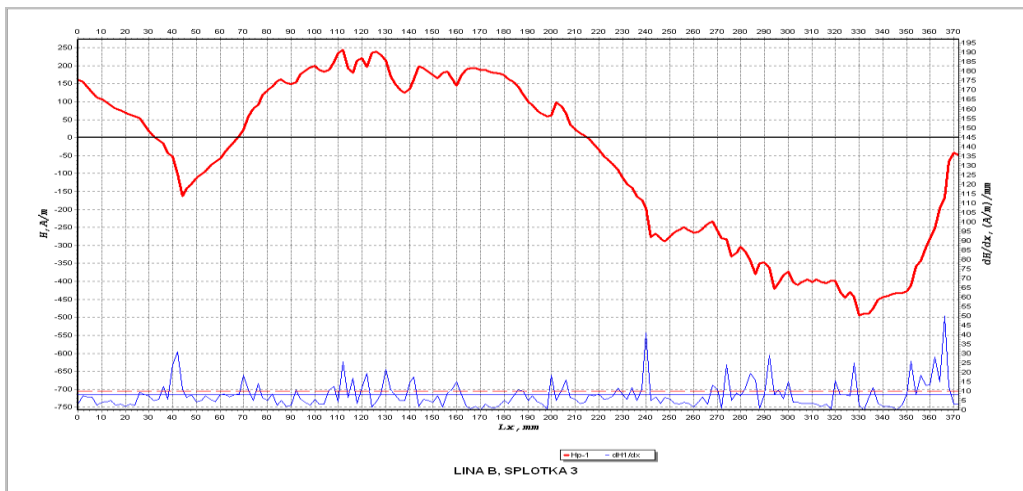
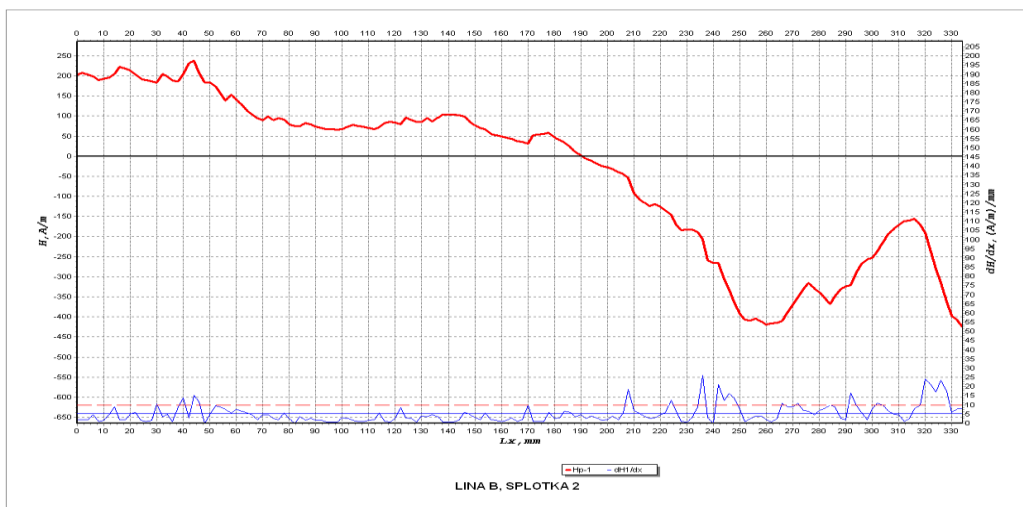
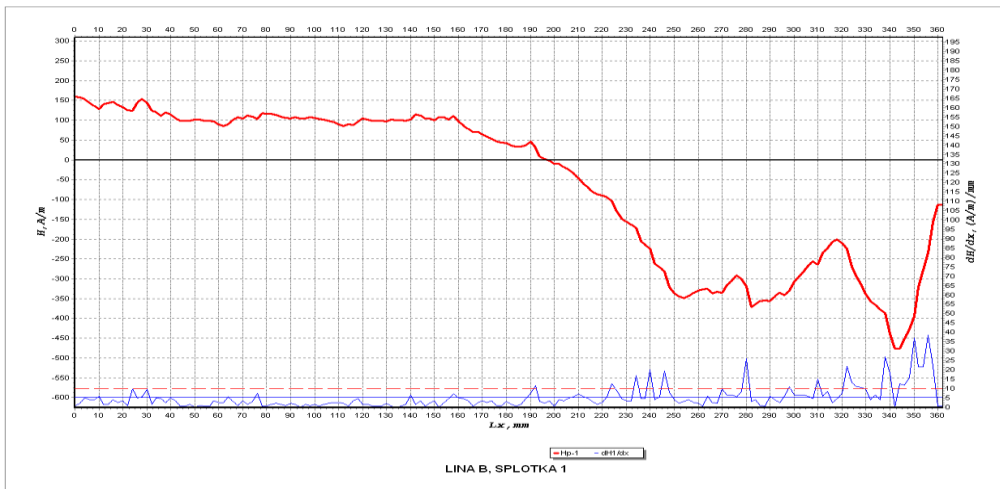
Fig. 4. Course of H_p (1) and K_{in} (2) changes obtained during probe displacement along the axis of wire sample G

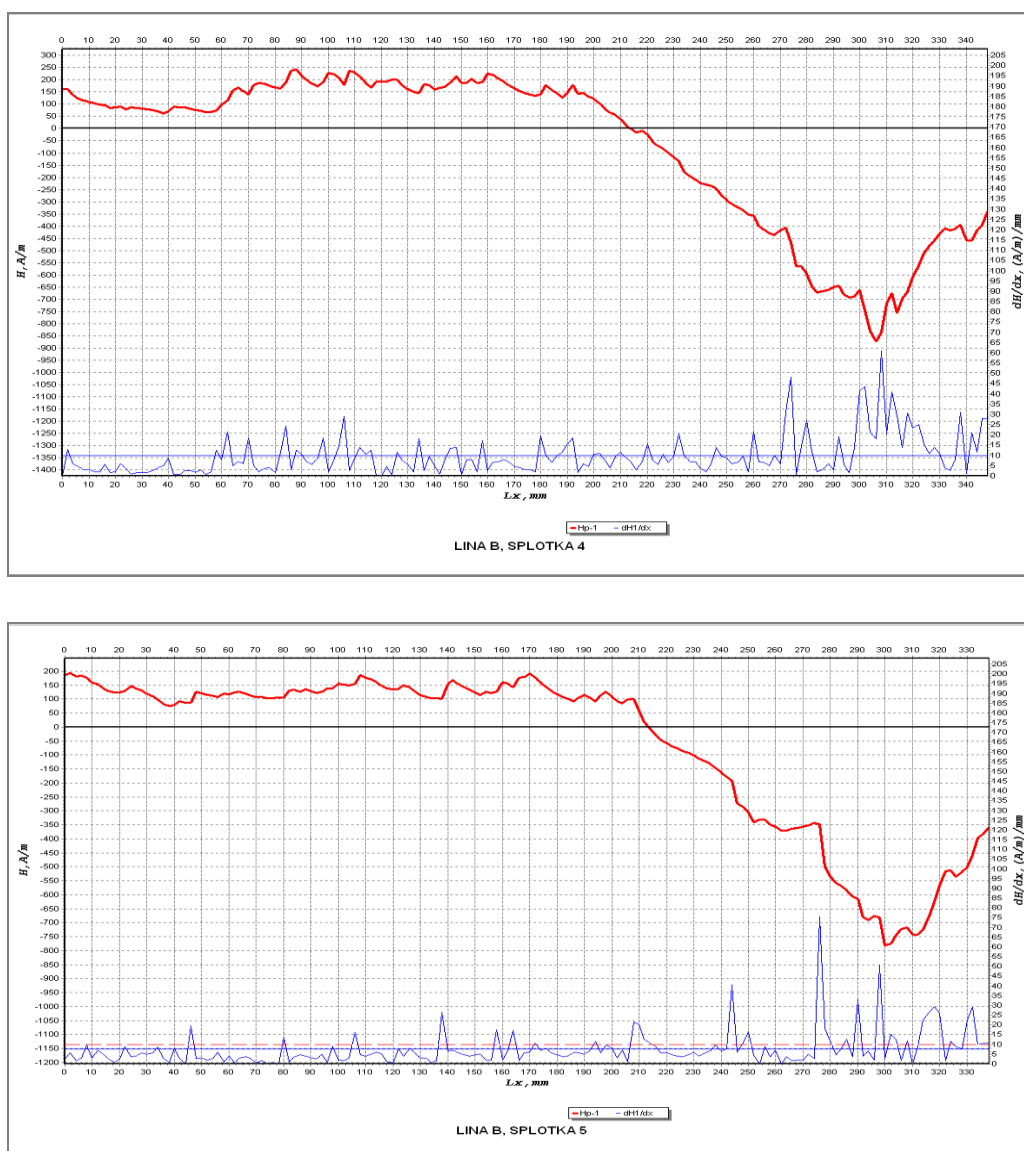
Najniższą wartość magnetycznego współczynnika koncentracji naprężenia wykazuje próbka F reprezentująca drut z liny w stanie nowym.

Wykonanie drutu składało się z wielu operacji technologicznych (Hankus i inni 2004) takich, jak obróbka termiczna (patentowanie) oraz kilku operacji przeróbki plastycznej na zimno w postaci ciągnięcia. Ponadto, drut był dwa razy zwijany, pierwszy raz w czasie skręcania spłotki, a drugi raz podczas skręcania liny. Charakteryzuje on tylko strukturalną i technologiczną dziedziczość w postaci magnetyzmu szczątkowego. Nieco wyższe i jednakowe wartości K_{in} , uzyskano dla próbek A i G, które podlegały tylko wzdłużnemu rozciąganiu.

3.2. Badania spłotek liny

W drugim etapie badaniom poddano dwie próbki liny okrągłosplotkowej o średnicy 16 mm konstrukcji 6×7+FN przeciwzitej. Lina poprzednio była również cyklicznie przeginana i rozciągana w maszynie zmęczeniowej aż do zerwania. Badanie metodą MPM, w firmie Resurs, polegało na skanowaniu kolejnych sześciu spłotek. Na rysunku 5 przedstawiono przykładowo magnetogramy obrazujące przebiegi zmian zależności $H_p = f(x)$ i $K_{in} = \varphi(x)$ uzyskane dla oddzielnych spłotek liny B.





Rys. 5. Przebiegi zmian H_p i K_{in} uzyskane podczas przesuwania sondy wzdłuż oddzielnych sześciu splotek liny B
Fig. 5. Courses of H_p and K_{in} changes obtained during probe displacement along separate six rope strands of rope B

W przypadku trzech splotek (4, 5 i 6) przebiegi zmian $H_p = f(x)$ były bardzo podobne. Również podobieństwo zmian H_p wystąpiło dla splotek 1 i 2, w przeciwieństwie do splotki 3, gdzie w trzech punktach $H_p = 0$ i wystąpiła zmiana znaku.

Biorąc pod uwagę, że średnica splotek wynosiła 5,33 mm, na podstawie danych pomiarowych i zależności (6) obliczono również przybliżone wartości magnetycznego współczynnika intensywności (koncentracji) naprężeń. W tabelicy 2 zestawiono uzyskane wyniki.

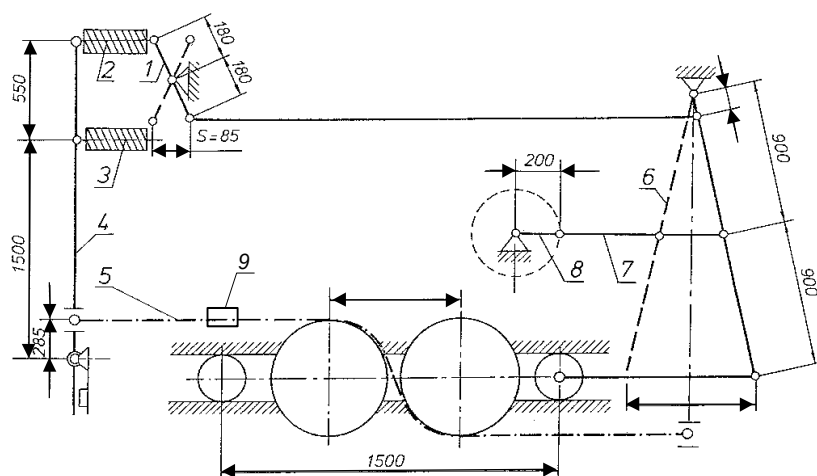
Tablica 2. Przybliżone wartości magnetycznego współczynnika koncentracji naprężenia badanych próbek lin

Oznaczenie splotki	Magnetyczny współczynnik koncentracji naprężeń $K_{in} (A/m)/mm$	
	lina A	lina B
1	4,221	5,628
2	6,566	5,159
3	4,503	4,690
4	7,317	5,628
5	3,471	9,380
6	3,752	4,690

Zróznicowane przebiegi zależności $H_p = f(x)$ i $K_{in} = \varphi(x)$ i rozrzut wartości magnetycznego współczynnika koncentracji naprężenia obrazuje prawdopodobnie nierównomierny rozkład obciążeń splotek podczas badania zmęczeniowego lin, a tym samym zróżnicowany stopień ich zmęczenia. Średnie wartości K_{in} dla splotek liny A i B różniły się nieznacznie i wynosiły odpowiednio 4,97 i 5,55.

4. BADANIA ZMĘCZENIOWE LINY

Wyniki, jakie uzyskano w badaniach wstępnych, omówionych w rozdziale 3, były podstawą do odpowiednio zaprogramowanych dalszych badań. Wykonano połączone badania zmęczeniowe liny w maszynie typu P5-GIG-3 (rys. 6) oraz badania z wykorzystaniem magnetycznej pamięci metalu. Zastosowano do nich specjalną głowicę wykonaną w GIG i aparaturę rejestrująco-analizującą wypożyczoną z firmy Resurs.

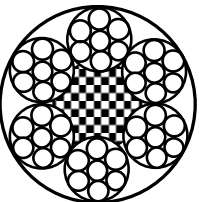


Rys. 6. Schemat kinematyczny maszyny zmęczeniowej typu P4-GIG-3 do badania lin o średnicy 10–20 mm: 1 – wahacz górny, 2 – sprężyna pulsacyjna, 3 – sprężyna napinająca, 4 – wahacz tylny, 5 – lina, 6 – wahacz przedni, 7 – łącznik, 8 – korba, 9 – głowica pomiarowa

Fig. 6. Kinematic scheme of fatigue-testing machine of P4-GIG-3 type for testing ropes of diameter 10–20 mm: 1 – upper rocker, 2 – pulsatory spring, 3 – pull spring, 4 – rear rocker, 5 – rope, 6 – frontal rocker, 7 – connector, 8 – crank, 9 – measuring head

Przedmiotem badań była próbka liny, której przekrój poprzeczny oraz dane konstrukcyjne i wytrzymałościowe podano w tablicy 3.

Tablica 3. Przekrój poprzeczny oraz dane konstrukcyjne i wytrzymałościowe badanej liny

	Parametr	Wartość parametru
	Średnica nominalna d , mm	16
	Przekrój nośny F , mm ²	95,332
	Masa 1 m q , kg	0,865
	Druły o wytrzymałości R_m , MPa	1570
	Konstrukcja	16 NAT + NF, prawa przeciwwzita Z/S
	Nominalna siła zrywająca linę P_n , kN	149,67

Lina była przeginana dwustronnie przy cyklicznie zmiennych obciążeniach rozciągających i obrocie liny wokół własnej osi. Poniżej podano warunki badań.

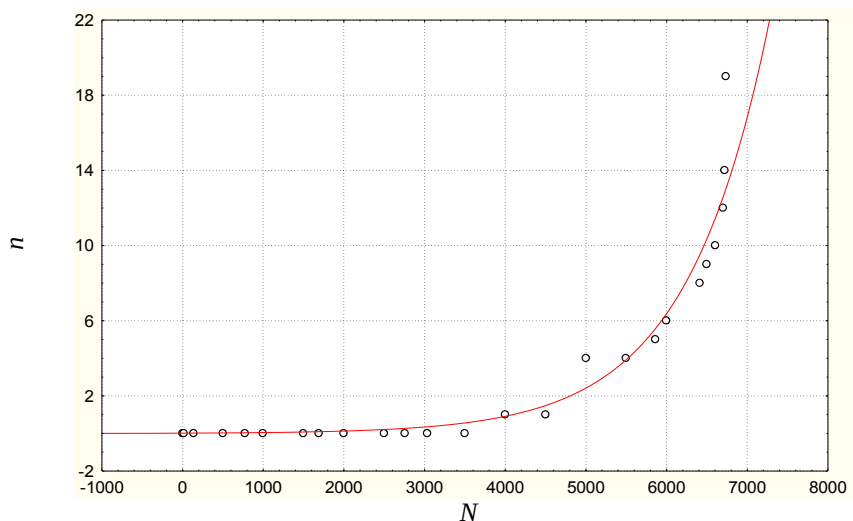
Warunki badań

Siła statyczna	$P_s = 29,81$ kN
Współczynnik pewności	$n = 5,00$
Średnica koła zginającego	$D = 510$ mm
Stosunek	$D/d = 31,87$
Nacisk na dno rowka koła linowego	$p = 7,306$ MPa
Długość odcinka liny	$L = 2780$ mm
Długość zginanego odcinka liny	$L_{zg} = 1600$ mm

Przy ustalonych liczbach cykli przerywano badanie zmęczeniowe i za pomocą odpowiednio skonstruowanej głowicy mocowanej na linie (rys. 6), prowadzono rejestrację zmian rozproszonego pola magnetycznego wzdłuż jednej splotki.

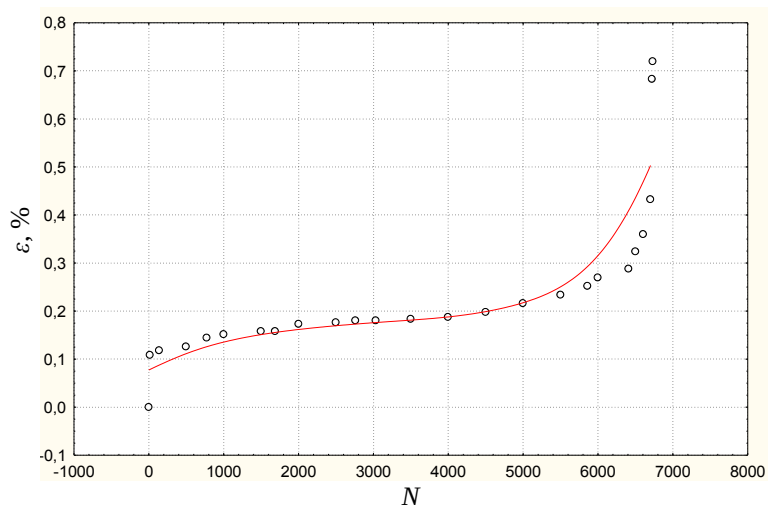
4.1. Mechaniczne wskaźniki postępującego zmęczenia – zużycia

Wieloletnie badania zmęczeniowe (Hankus 2000) wykazały, że głównymi mechanicznymi wskaźnikami postępującego zmęczenia jest narastanie pęknięć drutów oraz wydłużanie się badanej próbki aż do zerwania liny. Na rysunkach 7 i 8 przedstawiono przebiegi krzywych narastania liczby pęknięć drutów i wydłużania się liny w funkcji liczby cykli zmęczeniowych. Przebiegi $n = f(N)$ i $\epsilon = \varphi(N)$ są typowe, jakie uzyskuje się w laboratoryjnych badaniach zmęczeniowych (Hankus 2000). Zerwanie liny nastąpiło przy liczbie cykli zmęczeniowych $N = 6735$.



Rys. 7. Wykres narastania liczby pęknięć drutów liny 16 NAT 6x7 + NF badanej w maszynie typu P4-GIG-3: N – liczba cykli, n – liczba pęknięć drutów

Fig. 7. Diagram of accretion of the number of wire cracks of the rope 16 NAT 6x7 + NF tested in the machine of P4-GIG-3 type: N – number of cycles, n – number of wire cracks



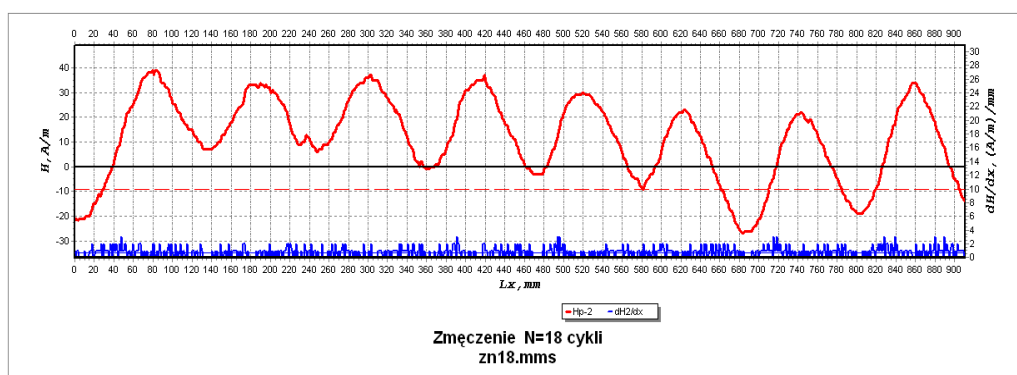
Rys. 8. Punkty odwzorowujące wyniki badań oraz przebiegi krzywej empirycznej wydłużania się liny 16 NAT 6x7+ NF badanej w maszynie typu P4-GIG-3: N – liczba cykli, ε – wydłużenie

Fig. 8. Points reproducing the testing results and courses of the empirical curve of rope elongation 16 NAT 6x7+ NF tested in the machine of P4-GIG-3 type: N – number of cycles, ε – elongation

4.2. Magnetyczne wskaźniki postępującego zmęczenia – zużycia (umocnienia) lin

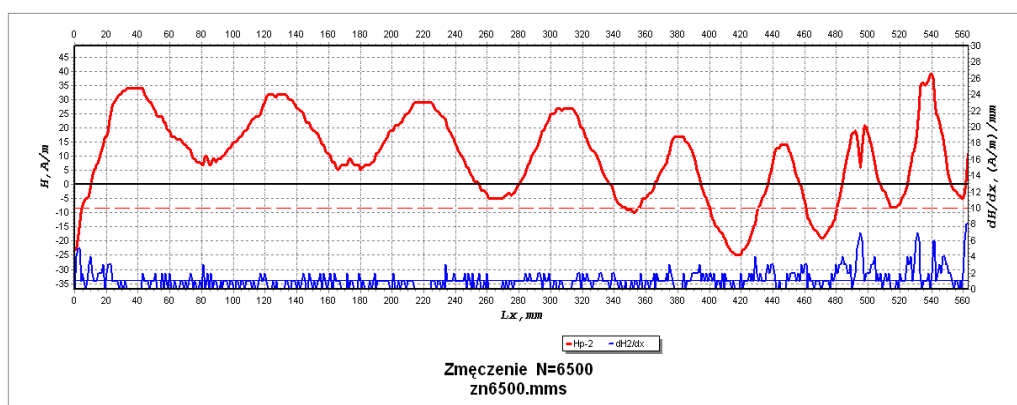
Pomiary postępującego zmęczenia z wykorzystaniem efektu magnetycznej pamięci metalu wykonywano za pomocą specjalnej głowicy (rys. 6), którą przesuwano nad powierzchnią splotek ruchem śrubowym o skoku równym skokowi liny. Pomiary zmian

pionowej składowej pola magnetycznego H_p i magnetycznego współczynnika koncentracji naprężeń K_{in} prowadzono sukcesywnie przy różnych liczbach cykli zmęczeniowych. Na rysunkach 9 i 10 przedstawiono przykładowo przebiegi zależności $H_p = f(x)$ i $K_{in} = \varphi(x)$ uzyskane dla badanej liny po wykonaniu 18 i 6500 cykli zmęczeniowych.



Rys. 9. Przebiegi zmian H_p i K_{in} uzyskane podczas przesuwania sondy ruchem śrubowym wzdłuż osi splotki po 18 cyklach zmęczeniowych liny

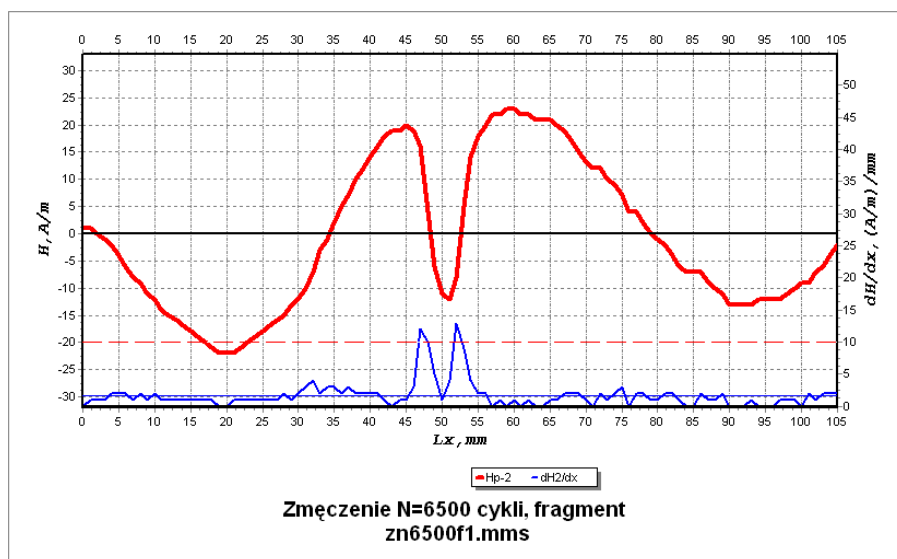
Fig. 9. Courses of H_p and K_{in} changes obtained during probe displacement using the screw motion along the rope strand axis after 18 rope fatigue cycles



Rys. 10. Przebiegi zmian H_p i K_{in} uzyskane podczas przesuwania sondy ruchem śrubowym wzdłuż osi splotki po 6500 cyklach zmęczeniowych liny

Fig. 10. Courses of H_p and K_{in} changes obtained during probe displacement using the screw motion along the rope strand axis after 6500 rope fatigue cycles

Z magnetogramów widać zmienne przebiegi H_p i K_{in} dla liny prawie nowej i liny tuż przed zerwaniem. Zauważa się znaczny wzrost wartości magnetycznego współczynnika koncentracji naprężeń K_{in} w obszarze, gdzie odcinek liny był przeginany dwustronnie przy cyklicznie zmiennych obciążeniach rozciągających. W tym miejscu było najwięcej pękniętych drutów i po dalszych 235 cyklach nastąpiło zerwanie dwóch splotek liny.



Rys. 11. Przebiegi zmian H_p i K_{in} uzyskane podczas przesuwania sondy ruchem śrubowym wzdłuż osi splotki nad pękniętymi drutami

Fig. 11. Courses of H_p and K_{in} changes obtained during probe displacement using the screw motion along the rope strand axis over cracked wires

Wyraźne zmiany pionowej składowej pola magnetycznego H_p i magnetycznego współczynnika koncentracji naprężeń K_{in} w miejscu napotkanej przerwy (rozdz. 1.3 pole magnetyczne nad miejscem osłabienia), wskazuje na dużą czułość metody MPM (rys. 11).

5. ILOŚCIOWA OCENA STOPNIA ZMĘCZENIA DRUTÓW I LINY Z WYKORZYSTANIEM METODY MPM

Dalszym etapem prac było sprawdzenie czy opracowana przez A.A Dubowa i jego zespół metodyka określania stopnia zużycia pracujących elementów i urządzeń z wykorzystaniem MPM może być również przydatna w przypadku drutów i lin stalowych. Autorzy (Dubow 2003; Dubow A.A., Dubow A.L.A., Kołokolnikow 2004) na podstawie wyników badań doświadczalnych prowadzonych w warunkach rozciągania i cyklicznego obciążania próbek z różnych gatunków stali (węglowych i perlitycznych niskostopowych) opracowali metodykę cyfrowej analizy wyników pomiarów obejmującą:

- przegląd uzyskanych magnetogramów na ekranie monitora (fot. 1, rys. 2–4, rys. 9–10),
 - wyszukanie obszarów koncentracji naprężeń KN na podstawie największych zmian H_p i K_{in} na każdym kanale pomiarowym,
 - zestawienie tablic maksymalnych wartości K_{in}^{max} dla każdego obszaru KN ,
 - obliczanie średniej wartości $K_{in}^{sr} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n K_{in}^i$ (7) ze wszystkich obszarów KN
- gdzie: n – liczba obszarów KN ,

- określenie magnetycznego wskaźnika zużycia dla wszystkich obszarów koncentracji naprężeń (OKN) według wzoru

$$\frac{K_{in}^{max}}{K_{in}^{sr}} = m \quad (8)$$

Jeżeli uzyskana wartość m jest większa od granicznej wartości m_{gr} to można stwierdzić, że badany element jest tuż przed uszkodzeniem w analizowanym OKN. Dla pozostałych odcinków z OKN, dla których wartość $m \leq m_{gr}$ dokonuje się obliczeń końcowego okresu pracy według wyżej opisanej metodyki.

Według autorów metodyki wartości m mogą zmieniać się w zależności od strukturalno-mechanicznego stanu metalu po różnych obróbkach technologicznych lub wpływu różnych czynników eksploatacyjnych. Dla badanych materiałów w zależności od ich stanu strukturalno-mechanicznego wartości parametru m zawierały się w przedziale od 2 do 4.

Dla konkretnych przypadków należy ustalić graniczne wartości parametrów m_{gr} , przy których możliwa jest jeszcze bezpieczna eksploatacja elementów konstrukcji i maszyn. Eksperymenty, laboratoryjne i przemysłowe, przeprowadzone przez autorów metodyki, wykazały, że dla badanych materiałów graniczne dopuszczalne wartości m_{gr} z uwzględnieniem zapasu nie powinny być mniejsze niż 2,0. W praktyce, w zależności od warunków obciążenia, charakteru stanu naprężeń i deformacji, temperatury, ciśnienia medium roboczego, prędkości i cykliczności obciążenia, wpływu otaczającego środowiska i innych czynników dopuszczalne graniczne wartości m_{gr} w OKN mogą różnić się od wartości otrzymanych w warunkach laboratoryjnych. Korekty wartości m_{gr} dokonuje się na podstawie nagromadzonych w banku danych z wyników kontroli rzeczywistych wyrobów znajdujących się w eksploatacji.

5.1. Analiza stopnia zmęczenia drutów

Wykorzystując opisaną powyżej metodykę przeprowadzono analizę wyników badań drutów omówionych częściowo w punkcie 3.1, z zastosowaniem programów komputerowych MPM-System i MPM-Resurs. Wyniki analizy zestawiono w tablicy 4.

Druty linowe wykonuje się ze stali węglowej, przy czym próbki A, B, C, D, E i F miały wytrzymałość na rozciąganie 1770 MPa, a próbka G wytrzymałość 1670 MPa. Druty linowe w procesie produkcji poddaje się wielu operacjom technologicznym, w tym również przeróbce plastycznej na zimno, tzw. ciągnięciu. Powoduje to, że na wykresie rozciągania nie ma wyraźnie zaznaczonej granicy plastyczności R_e (Hankus 2000). Wobec tego wyznacza się umowną granicę plastyczności $R_{0,2}$ odpowiadającą naprężeniu, przy którym próbka doznaje 0,2% względnego wydłużenia trwałego. Z tablicy 4 wynika, że w przypadku próbek drutów A, B, C, D i E wartości magnetycznego wskaźnika podatności na odkształcenia m przewyższają wartość graniczną 2,0 (Dubow 2003; Dubow A.A., Dubow A.L.A., Kołokolnikow 2004). Jest to uzasadnione, gdyż próbki te pobrano z liny po zakończonym badaniu zmęczeniowym.

Znacznie mniejsze wartości $m < 2$ uzyskano natomiast dla próbek F (pobrana z liny nowej) i G (pobrana z liny nowej po próbie rozciągania aż do zerwania).

Tablica 4. Wyniki analizy MPM drutów

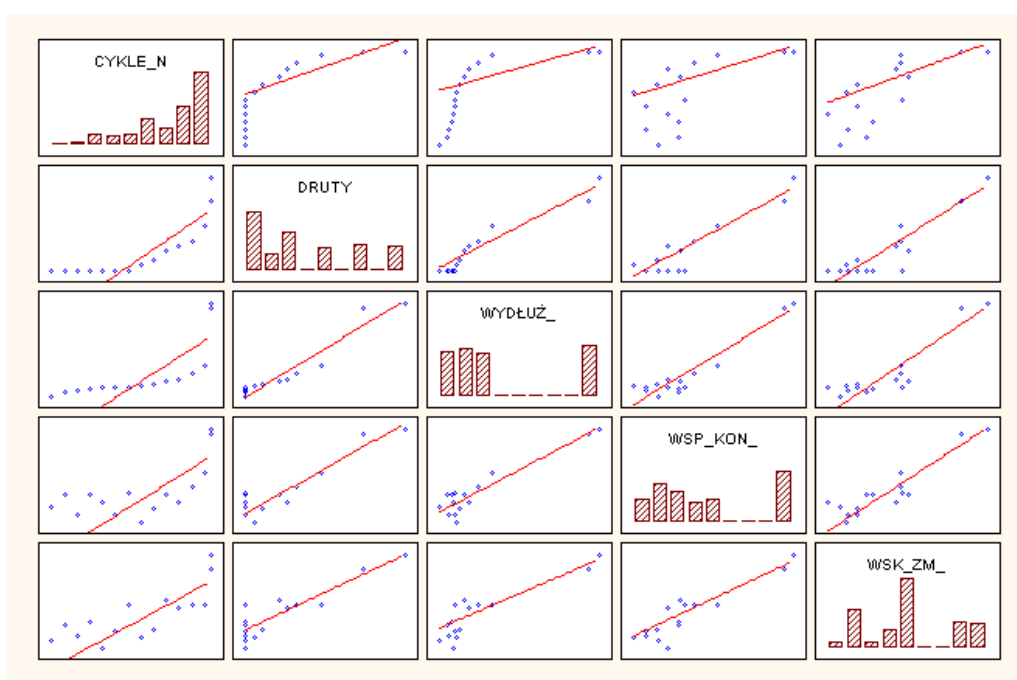
Oznaczenie próbki	K_{in}^{sf} (A/m)/mm	K_{in}^{maxr} (A/m)/mm	m
A	18,361	69,000	3,758 > 2,0
B	38,383	90,143	2,349 > 2,0
C	33,910	111,357	3,284 > 2,0
D	58,681	368,000	6,271 > 2,0
E	1,900	4,000	2,105 > 2,0
F	1,901	0,500	0,263 < 2,0
G	1,902	1,000	0,526 < 2,0

5.2. Analiza własności liny

Uzyskane z pomiarów magnetogramy poddano ilościowej analizie, zgodnie z punktem 4.3. Przeprowadzono również analizę procesów narastania pęknięć drutów i wydłużania się liny. W tablicy 5 zestawiono zmianę klasycznych (mechanicznych) i magnetycznych wskaźników postępującego zmęczenia w funkcji liczby cykli zmęczeniowych. Widzimy, że wszystkie wartości magnetycznego wskaźnika podatności na odkształcenia m przewyższają wartość graniczną 2,0 proponowaną dla elementów litych stalowych (Dubow 2003). Wyniki pomiarów charakteryzuje pewien rozrzut, dlatego też w celu wykrycia wzajemnych współzależności, dalszą analizę zbiorów prowadzono metodami statystyki i rachunku prawdopodobieństwa (metody probabilistyczne). Rysunek 12 przedstawia macierzowy wykres rozrzutu dla wybranej piątki zmiennych (analizowanych parametrów diagnostycznych liny). Wizualna ocena wykresów rozrzutu umożliwia wstępne określenie siły i rodzaju zależności, i ułatwia prowadzenie dalszej analizy.

Tablica 5. Analiza wyników badań własności lin

Liczba cykli N	Liczba pęknięć drutów n	Wydłużenie względne liny ϵ , %	Współczynnik koncentracji naprężeń K_{in}^{maxr} (A/m)/mm	Wskaźnik zmęczenia m
18	0	0,108	3,000	4,071
500	0	0,126	12,000	13,309
1000	0	0,151	8,000	5,435
1500	0	0,158	5,000	4,531
2000	0	0,173	8,000	5,702
2500	0	0,176	7,000	3,564
3000	0	0,180	5,000	4,976
3500	0	0,183	11,00	11,346
4000	1	0,187	4,000	4,440
4500	2	0,198	6,000	5,013
5000	4	0,216	12,00	13,309
5500	5	0,234	7,000	6,893
6000	6	0,270	5,000	4,908
6500	9	0,323	8,000	7,072
6723	14	0,683	22,00	12,778
6735	19	0,719	22,00	11,297



Rys. 12. Macierzowy wykres rozrzutu zmian pięciu parametrów diagnostycznych liny

Fig. 12. Matrix dispersion diagram of changes of five diagnostic rope parameters

5.2.1. Analiza korelacyjna

Siłę współzależności (powiązania liniowego) między dwoma zmiennymi X , Y określa współczynnik korelacji liniowej Pearsona r_{xy} . W tabelicy 6 zestawiono przykładowe wartości r_{xy} dla pięciu zmiennych badanych parametrów liny.

Tabela 6. Korelacja między parametrami badanej liny 1

Parametr	Liczba cykli N	Liczba pęknięć drutów n	Wydłużenie ϵ	Współczynnik koncentracji K_{in}	Wskaźnik zmęczenia m
Liczba cykli N	1,00	0,88	0,94	0,71	0,79
Liczba pęknięć drutów n	0,88	1,00	0,96	0,81	0,80
Wydłużenie ϵ	0,94	0,96	1,00	0,85	0,81
Współczynnik koncentracji K_{in}	0,71	0,81	0,85	1,00	0,82
Wskaźnik zmęczenia m	0,79	0,80	0,81	0,82	1,00

Z danych zawartych w tabelicy wynika, że wszystkie współczynniki korelacji są istotne przy poziomie istotności $\alpha < 0,05$. Uwzględniając przyjmowaną w analizie statystycznej skalę korelacji, można stwierdzić, że między wszystkimi zmiennymi istnieje duża współzależność.

Między współczynnikiem koncentracji naprężeń K_{in} i wskaźnikiem zmęczenia m a liczbą cykli zmian obciążeń N , liczbą pęknięć drutów n i wydłużeniem ϵ , istnieje wysoka dodatnia korelacja ($r_{xy} > 0,70$). Oznacza to zależność znaczną.

5.2.2. Analiza regresyjna

Analiza regresyjna jest metodą umożliwiającą określenie analitycznego związku między zmienną zależną, będącą wynikiem badanego zjawiska a innymi zmiennymi, które mają istotny wpływ na przebieg tego zjawiska. Związek taki zwany jest funkcją (modelem regresji). Z tablicy 6 wynika, że między wyznaczonymi wartościami magnetycznego wskaźnika zużycia (umocnienia) m a liczbą cykli zmęczeniowych N , liczbą pęknięć drutów n i względnym wydłużeniem próbki liny ϵ istnieje wysoka współzależność, a współczynniki korelacji liniowej są istotne, przy poziomie istotności $\alpha < 0,05$ ($r_{xy} > 0,70$). Oznacza to, że między rozproszone wyniki pomiarów najlepiej wpisują się proste regresji o równaniach

$$m(N, n, \epsilon) = y = a_i + b_i x \quad (9)$$

gdzie:

m – magnetyczny wskaźnik zużycia liny,

a_i, b_i – parametry strukturalne modeli.

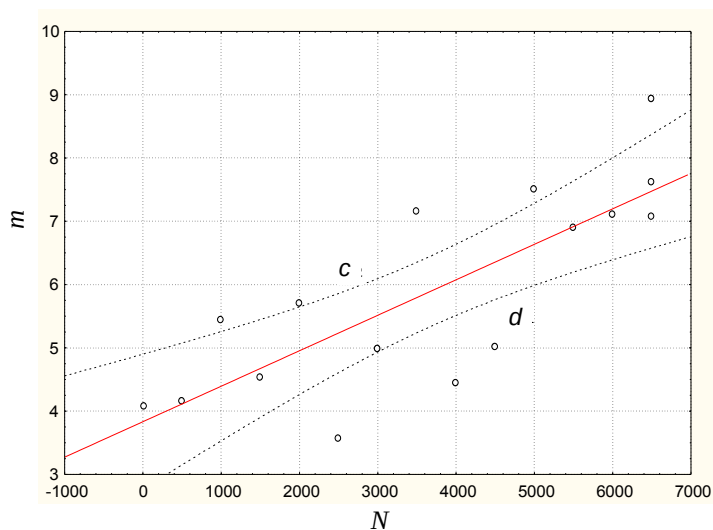
W wyniku obliczeń dla analizowanej liny uzyskano zależności:

$$n(N) = 3,8336 + 0,00056 N \quad (10)$$

$$m(n) = 4,9016 + 0,3421 n \quad (11)$$

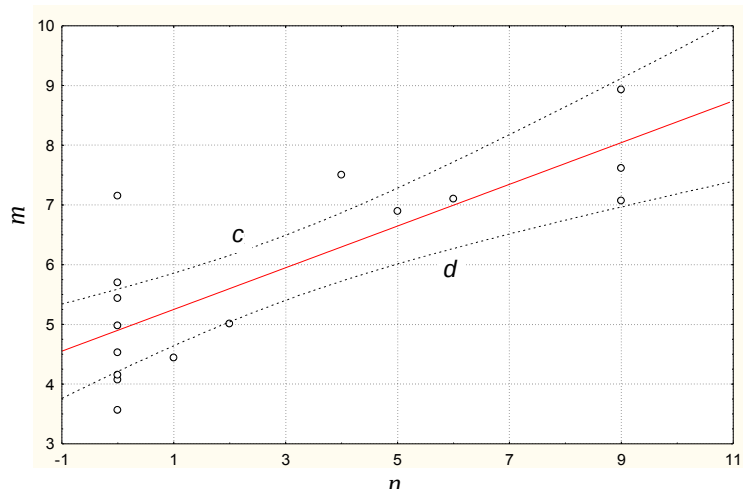
$$m(\epsilon) = 1,9811 + 18,757 \epsilon \quad (12)$$

Na rysunkach 13–15 przedstawiono wartości magnetycznego wskaźnika m , przebiegi prostych regresji oraz przedziały ufności (linie c i d) wyznaczone przy poziomie ufności $P = 95\%$.



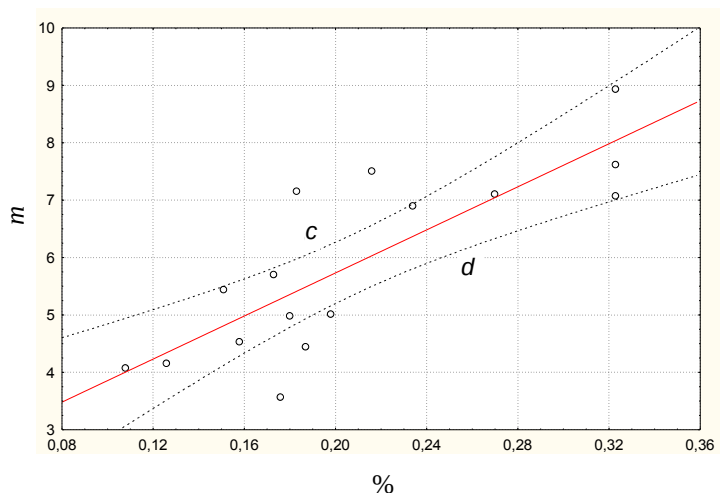
Rys. 13. Magnetyczny wskaźnik zużycia $m = \psi(N)$ liny 6x7 + FN; linie c, d – granice przedziału ufności

Fig. 13. Magnetic wear index $m = \psi(N)$ of rope 6x7 + FN; lines c, d – boundaries of confidence interval



Rys. 14. Magnetyczny wskaźnik zużycia $m = \psi(n)$ liny 6x7 + FN; linie c, d – granice przedziału ufności

Fig. 14. Magnetic wear index $m = \psi(n)$ of rope 6x7 + FN; lines c, d – boundaries of confidence interval



Rys. 15. Magnetyczny wskaźnik zużycia $m = \psi(\epsilon)$ liny 6x7 + FN; linie c, d – granice przedziału ufności

Fig. 15. Magnetic wear index $m = \psi(\epsilon)$ of rope 6x7 + FN; lines c, d – boundaries of confidence interval

5.3. Graniczna wartość magnetycznego wskaźnika zużycia

Wykorzystując otrzymane modele regresyjne zmiany magnetycznego wskaźnika zużycia m , zależne od liczby cykli zmęczeniowych N , liczby pęknięć drutów n i względnego wydłużenia próbki liny ϵ , można wyznaczyć przybliżone graniczne wartości m_{gr} na podstawie dopuszczalnych granicznych wartości klasycznych wskaźników zużycia. Dla lin przeciwzwitych konstrukcji 6x7 + FN dopuszczalne, ze względów bezpieczeństwa, liczby pęknięć drutów wynoszą:

- 1) na odcinku o długości $6 \times d$ – dwa pęknięcia,
- 2) na odcinku o długości $30 \times d$ – 4 pęknięcia (d – średnica liny).

Dla badanej liny wcześniej wystąpiło kryterium drugie, przy liczbie cykli $N_{gr} = 5000$, n_{gr} wynosiło 4. Z wykresu wydłużania wynika, że ponowne znaczne wydłużenie liny wystąpiło po przekroczeniu $\epsilon_{gr} = 0,23\%$. Podstawiając powyższe wartości do (10), (11) i (12) otrzymuje się:

$$\begin{aligned} m(N) &= 6,634 \\ m(n) &= 6,27 \\ m(\epsilon) &= 6,295 \end{aligned} \tag{13}$$

Są to wartości mało różniące się. Można przyjąć, że dla badanej liny przeciwwziewnej konstrukcji $6 \times 7 + \text{FN}$ $m_{gr} = 6$. Jest to wartość większa od uzyskanych dla elementów litych stalowych (Dubow 2003). Lina ma budowę złożoną. Elementami składowymi są druty, splotki, organiczny rdzeń oraz smary. Proces makroumocnienia przebiega odmiennie niż w jednorodnych cięgnach lub prętach. Zagadnienia te wymagają dalszych badań lin różnych konstrukcji i przy różnych warunkach obciążeń. Otrzymane wstępne wyniki potwierdzają, że wartość magnetycznego wskaźnika m zależy od przebiegu procesu postępującego zmęczenia. W miarę wzrostu liczby cykli pracy, liczby pęknięć drutów i narastającego wydłużenia zmniejsza się przekrój liny, co powoduje wzrost naprężeń.

UWAGI KOŃCOWE I WNIOSKI

Magnetyczna pamięć metalu MPM jest to nieodwracalna zmiana stanu namagnesowania drutów stalowych, splotek i całej liny. Początkowa MPM nowej liny przejawia się w postaci magnetyzmu szczątkowego, „uformowanego” po wykonaniu drutów, splotek i skróceniu ich w linę w magnetycznym polu Ziemi. Charakteryzuje ona strukturalną i technologiczną dziedziczność wyrobu, który był poddany różnej wielooperacyjnej obróbce. Pod wpływem cyklicznie zmiennych obciążeń roboczych, przewyższających średni poziom naprężeń wewnętrznych, druty i cała lina poddawane są dalszemu „samonamagnesowaniu” w słabym magnetycznym polu Ziemi.

Metoda oceny stanu naprężenia i odkształcenia, której podstawę stanowi efekt magnetycznej pamięci metalu MPM ma wiele zalet. Nie wymaga czyszczenia i sztucznego magnesowania badanych elementów, co znacznie ułatwia prowadzenie badań diagnostycznych. Metoda znana jest od dwudziestu lat. Jej twórcą i propagatorem jest A.A. Dubow, który opublikował wiele prac, uzyskał wiele patentów i przyczynił się do wdrożenia metody do badań różnych elementów nośnych i konstrukcji.

Badania drutów i splotek wykonane metodą magnetycznej pamięci metalu MPM pozwoliły na określenie przebiegu zmian składowej pionowej magnetycznego pola rozproszenia H_p i magnetycznego współczynnika koncentracji naprężeń K_{in} . Wyniki te pozwalają ocenić zróżnicowany stopień zmęczenia tych elementów.

Zastosowanie metody MPM do badań diagnostycznych lin stalowych wymaga opracowania odpowiednich głowic pomiarowych i wykorzystania specjalistycznej małowabarytowej aparatury oraz oprogramowania komputerowego.

Przeprowadzone w Laboratorium Lin i Urządzeń Szybowych GIG połączone badania zmęczeniowe liny oraz badania z wykorzystaniem magnetycznej pamięci metalu dostarczyły dalszych ważnych wniosków. Między klasycznymi (mechanicznymi) i magnetycznymi wskaźnikami postępującego zmęczenia istnieje duża współzależność. Współczynniki korelacji wszystkich zmiennych są istotne przy poziomie istotności $\alpha < 0,05$.

Między magnetycznym wskaźnikiem zmęczenia (zużycia) m a liczbą cykli zmęczeniowych N , liczbą pęknięć drutów n i wydłużeniem ϵ istnieje znaczna zależność regresyjna. Opracowane modele regresyjne pozwoliły na określenie dla badanej liny przybliżonej wartości granicznej magnetycznego wskaźnika zużycia $m_{gr} = 6$.

Zagadnienia te wymagają dalszych badań z linami różnych konstrukcji i przy różnych warunkach obciążeń, co uzasadnia zakupienie niezbędnej aparatury i programów komputerowych.

Literatura

1. Deputat J.(2002): *Podstawy metody magnetycznej pamięci metalu*. Dozór Techniczny nr 5(203).
2. Dubow A.A. (1999): *Diagnostyka przewodów rurowych, oprzyrządowania konstrukcji z wykorzystaniem magnetycznej pamięci metalu*. Zbiór artykułów i wykładów. Warszawa, Wydawca mgr inż. Andrzej Radziszewski, inż. Piotr Buczkowski.
3. Dubow A.A. (2003): *Sposób określenia stanu granicznego metalu i oceny resursu oprzyrządowania na podstawie magnetycznych parametrów diagnostycznych*. Zbiór referatów III Międzynarodowej Konferencji „Diagnostyka oprzyrządowania i konstrukcji z wykorzystaniem magnetycznej pamięci metalu”, Moskwa 26–28 lutego 2003 r. (w języku rosyjskim).
4. Dubow A.A., Dubow A.L.A., Kołokolnikow S.M. (2004): *Metoda magnetycznej pamięci metalu (MPM) i przyrządy kontroli*. Poradnik. Warszawa, Firma Resurs.
5. Hankus J. (2000): *Budowa i własności mechaniczne lin stalowych*. Katowice, Główny Instytut Górnictwa.
6. Hankus J. (2002): *Zintegrowane metody badań i oceny stanu bezpieczeństwa lin stalowych*. Prace Naukowe GIG, Górnictwo i Środowisko nr 4.
7. Hankus J. i inni (2004): *Podstawy badawcze nowej metody nieniszczących badań lin i innych elementów nośnych urządzeń szybowych z wykorzystaniem magnetycznej pamięci metalu (MPM)*. Dokumentacja pracy statutowej GIG symbol komputerowy 11040704 – 181/2004 (niepublikowana).
8. Hankus J. (2005): *Biomagnetyzm i magnetyzm ziemski sprzymierzeńcami badań diagnostycznych lin stalowych*. Dozór Techniczny nr 1 (217).
9. Hankus J., Hankus Ł. (2005): *Niekonwencjonalne metody badań diagnostycznych drutów lin stalowych*. Wiadomości Hutnicze nr 2.
10. Hankus J. i inni (2005): *Głowica do badań nieniszczących lin stalowych z wykorzystaniem efektu magnetycznej pamięci metalu*. Zgłoszenie patentowe.

Recenzent: dr inż. Mariusz Szot