

JCEE

Czasopismo
Inżynierii Lądowej,
Środowiska
i Architektury

Journal of Civil
Engineering,
Environment
and Architecture

Kwartalnik
tom XXX
zeszyt 60 (nr 1/2013)
styczeń-marzec

(e-ISSN 2300-8903)

Wydano za zgodą Rektora

R e d a k t o r n a c z e l n y
Wydawnictw Politechniki Rzeszowskiej
prof. dr hab. inż. Leonard ZIEMIAŃSKI

R a d a N a u k o w a
prof. Mohamed Eid (Francja), prof. David Valis (Czechy)
prof. Nadežda Številová (Słowacja)
prof. Antonio João Carvalho de Albuquerque (Portugalia)
prof. Volodymyr V. Cherniuk (Ukraina)
prof. João Antonio Saraiva Pires da Fonseca (Portugalia)
prof. Dušan Katunsky (Słowacja), prof. Vincent Kvočák (Słowacja)
prof. Zinviy Blikharsky (Ukraina), prof. Tomasz Winnicki (Polska)
prof. Czesława Rosik-Dulewska (Polska), prof. Krzysztof Knapik (Polska)
prof. Janusz A. Tomaszek (Polska), prof. Jerzy Ziółko (Polska)
prof. Ryszard L. Kowalczyk (Polska), prof. Stanisław Kuś (Polska)

K o m i t e t R e d a k c y j n y
(afiliacja: Polska)

redaktor naczelny

dr hab. inż. Piotr KOSZELNIK, prof. PRz

redaktorzy tematyczni (naukowi)

prof. dr hab. inż. Aleksander KOZŁOWSKI, prof. dr hab. inż. Janusz RAK

redaktor statystyczny

dr hab. inż. Szczepan WOLIŃSKI, prof. PRz

sekretarz redakcji

mgr inż. Katarzyna PIETRUCHA-URBANIK

członkowie

dr inż. Renata GRUCA-ROKOSZ, dr inż. arch. Anna SIKORA

dr inż. Zdzisław PISAREK, dr inż. Lucjan ŚLĘCZKA

R e d a k t o r z y

Marta JAGIEŁOWICZ

James RICHARDS – native English speaker (UK)

P r z y g o t o w a n i e m a t r y c

Joanna MIKUŁA

p-ISSN 2300-5130

e-ISSN 2300-8903

Wersja drukowana Kwartalnika jest wersją pierwotną

Redakcja czasopisma: Politechnika Rzeszowska, Wydział Budownictwa i Inżynierii Środowiska,
al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, www.oficyna.portal.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/czasopismo-inzynierii-ladowej-s/ (e-mail: kpiet@prz.edu.pl)

Wydawca: Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, al. Powstańców Warszawy 12,
35-959 Rzeszów, www.oficyna.portal.prz.edu.pl (e-mail: oficyna1@prz.edu.pl)

Informacje dodatkowe i stopka – str. 185

SPIS TREŚCI

Jacek ABRAMCZYK: Deployable structures as supports for light gauge steel shells	5
Marek GOSZTYŁA, Bogdan MOTYL: Przemysł materiałów budowlanych na przełomie XIX I XX wieku w Przemysłu i okolicy	19
Galina KALDA: Kontrola skażeń promieniotwórczych w Polsce	31
Galina KALDA, Igor KOVTUN, Katerina SOKOLAN: Solar energy and possibilities of its usage	49
Natalia MIRONOVA, Galina KALDA, Oleg LISHCHUK: Hydrochemical and toxicological composition in technogenic lakes of Male Polissya in Ukraine	59
Witold NIEMIEC, Monika ZDEB: Plantacja wierzby energetycznej nawożona osadami ściekowymi	67
Izabela PIEGDOŃ, Barbara TCHÓRZEWSKA-CIEŚLAK: Stan gospodarki wodno-ściekowej w gminie Błażowa w kontekście wdrażania ramowej dyrektywy wodnej	79
Vyacheslav PISAREV, Anna CZERNIECKA: Analiza systemu klimatyzacji dwuprzewodowej z wykorzystaniem pompy ciepła	93
Vyacheslav PISAREV, Anna CZERNIECKA: Analiza zaopatrzenia w energię budynku z wykorzystaniem instalacji kogeneracyjnej i fotowoltaicznej	113
Vyacheslav PISAREV, Agnieszka KAMYCKA: Analiza zaopatrzenia w energię małej wsi z wykorzystaniem instalacji kogeneracyjnej i geotermalnej pompy ciepła	129
Sławomir RABCZAK: Metody akumulacji chłodu w instalacjach klimatyzacyjnych	145
Piotr RUTA, Małgorzata MEISSNER: Rozwiązanie zagadnienia własnego dla niepryzmatycznego łuku kołowego z wykorzystaniem szeregów Czebyszewa	161
Grzegorz STRAŻ: Laboratory investigation of strain properties on peat from Rzeszów area	175

Jacek ABRAMCZYK¹

DEPLOYABLE STRUCTURES AS SUPPORTS FOR LIGHT GAUGE STEEL SHELLS

The paper concerns using deployable bar structures as basic parts of structural systems of light gauge steel compound shells. Applying such structural systems should improve the shells assembly because of exploiting: a) planes and nodes appointed by pairs of intersecting bars to set directrices of their individual shells, b) prefabrication of their structural systems. Thus, the main aim of using the deployable bar structure is to get the ends of its bars at the expected nodes after lying it out but not continuity of this structure or constancy of the positions of the flexible joints on the length of its bars during unfolding/unfolding. Such a structure has not to let itself fold to a linear shape and unfold to a planar one. The presented issues are a ground for studying a method of shaping light gauge steel shells supported with the changeable bar structures, which allows for creating free and original shell forms. In the paper, the author applies auxiliary, conceive and continue tetrahedral pyramids to get structures, whose general forms approximate spheres. The examined example shows that it is possible to change a type of the auxiliary tetrahedral compositions to get a variety of original shell forms by differentiation of the lengths and divisions of the bars as well as by disconnecting chosen ends of a few bars or using the flexible joints which are able to change their position on the length of chosen bars.

Keywords: geometrical shaping, compound structures, bar structures, shell structures

1. Introduction – peculiar properties of light gauge steel shells

The paper presents geometrical shaping deployable structural bar systems of light gauge steel shells made of flat trapezoidal steel sheets similar to each other. These sheets are joined with their longitudinal edges in a flat strip, and next, after lying out on directrices, transformed to spatial forms (see Fig. 1).

The flat sheet can be easily transformed to a spatial shape, which depends on its physical and geometrical properties as well as a mutual position and shape of the supporting directrices [1]. Because of its unidirectional corrugation, the

¹ Autor do korespondencji: Jacek Abramczyk, Rzeszow University of Technology, 2 Poznańska Street, 35-959 Rzeszow, tel. +48 17 8651307, jacabram@prz.edu.pl.

sheet is characterized by great longitudinal stiffness, so even after transformation to the shell shape the axes of its folds remain rectilinear. Every individual shell is characterized by a contraction in the middle of the length of its folds and its form is compatible with properties of a ruled surface (see Fig. 2).



Fig. 1. The multi-segment shell structure [2]

Rys. 1. Wielosegmentowa struktura powłokowa [2]



Fig. 2. The single shell made up of the free deformed flat sheets

Rys. 2. Pojedyncza powłoka wykonana ze swobodnie zdeformowanych płaskich arkuszy

The examined shell sheets have to undergo such a transformation during which the freedom of the transversal width increments of their folds, being the result of this transformation, is assured. This transformation is called free deformation. It is the initial folds deformation before loading a shell. The specificity of these changes consists in decreasing the width of the fold in its half length and increasing the fold ends width along the directrices.

From the character of the above changes it results the fact, that two adjacent such transformed shells cannot be connected one to the another by their crosswise ends to obtain a smooth resultant shell [3]. They can be put together into a complex shell by leaning their crosswise edges against: a) the shared directrix to get a continuous structure whose characteristics are rectilinear or curvilinear edges disturbing the smoothness of the complex shell (see Fig. 4),

b) various, mutually displaced or turned directrices to receive a discontinuous structure which is characterized, for example, by flat areas of discontinuity (see Fig. 3) [1].



Fig. 3. The discontinue shell structure

Rys. 3. Nieciągła struktura powłokowa

It is possible to create shell structures of various types characterized by free original forms which are composed of individual shells called the segments and located in three-dimensional space according to initially accepted various base surfaces characterized by any sign of the Gaussian curvature [4]. Algorithms of action used by elaborated ways permit to distinguish two stages in the process of shaping an expected structure. In the first stage, the way enables allocating tetrahedral “cells” in three-dimensional space. In the examined example (see Fig. 4) the tetrahedral “cells” are reduced to the lateral surfaces of a pyramids called the pyramid tetrahedrons. In the second stage, the segments have to be created in the interior of these pyramid tetrahedrons (see Fig. 4). The controlling structure is a sum of the pyramid tetrahedrons also called the controlling tetragonal pyramids [2, 4]. These pyramids are separated from each other with planes. It is possible to use these planes as the ones which contain pairs of bars of a deployable structure in an expected location, that is, in which the structure can be accepted as a part of the structural system of the shell structure.

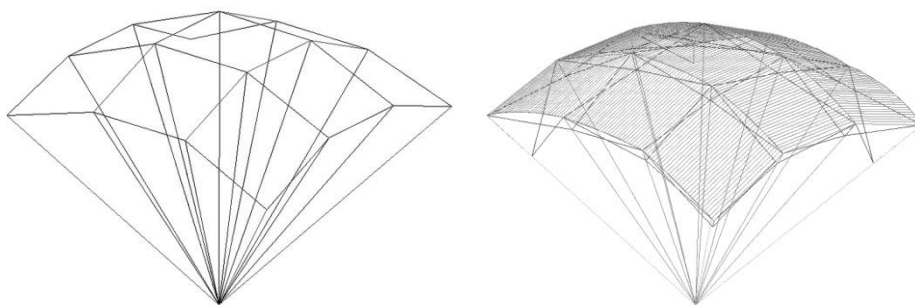


Fig. 4. The continue shell structure supported with the deployable structural system and created on the base of a system of pyramids

Rys. 4. Układ ostrosłupów i model struktury powłokowej podpartej strukturą prętową

2. Possibility and restrictions in shaping free forms of shell structures supported with deployable bar systems

From the works [3, 4] it results the fact that a shell structure can take a general form approximate any regular surface in the range of curvature most often used in constructions. But if it is supported with deployable bar structure, then the diversity of its possible forms will be radically limited. The known deployable structures, which have been erected until now, are approximated to chosen types of regular surfaces including sphere, paraboloid, rotational or translation surfaces [5, 6]. The works accessible to the author don't refer to light gauge shells composed of flat steel sheets transformed to spatial shapes.

The assumption concerning the assurance of the freedom of the transversal width increments of all shell folds makes troubles connected with calculating suitable widths of transversal folds ends and length of shell directrices.

It was accepted that the main aim of using a deployable bar structure is to get the ends of its bars of adjacent pairs at the expected shared nodes after laying it out. Proper points and planes of the unfolded deployable structure are used for appointing planes and joints of the directrices. The assembly of additional bars and ties in final stage improving the resistance of the shell structural system to dead load is intentional.

The individual bar section and its auxiliary pyramid with the vertex W is presented in the figure (see Fig. 5). Let us assume that the 9-sectional deployable structure of identical length bars ought to be shaped. First five segments being lain orthogonally in the structure (see Fig. 6) have to be built with bars of identical length and having the same division done by flexible joints. However, last four sections have to be lain diagonally and they may be shaped with bars of other divisions and the same lengths.

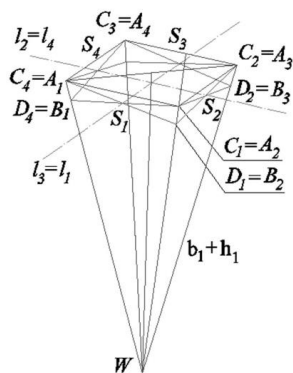


Fig. 5. The single bar section with the auxiliary pyramid tetrahedron

Rys. 5. Pojedynczy układ prętowy z pomocniczym czworokątnym ostrosłupowym

Thus each deployable structure is composed of many single bar sections and every section consists of four pairs of bars. The bars of one pair cross each other at their intermediate points, close to their centre points. They are exclu-

sively turned around the shared axis perpendicular to the plane of these bars and passing through the point of their intersection. The ends of the bars of the neighbouring pairs are joined by flexible joints, which ensures the continuity of the structure while unfolding or folding caused by the change of a rotation angle of every pair of bars. Each pair of the bars fixes a “conceivable” triangle called the auxiliary triangle. A sum of four such triangles fixed for each of the bar sections is the lateral surface of a pyramid. All four side edges of each pyramid tetrahedron have to intersect each other at the same vertex and it is called the auxiliary pyramid tetrahedron. In general, it is said to be the auxiliary tetrahedron. In the case of well-known deployable structures, presented for example in works [5, 7] the author is able to find auxiliary tetrahedrons of a pyramid, prism or cuboidal type.

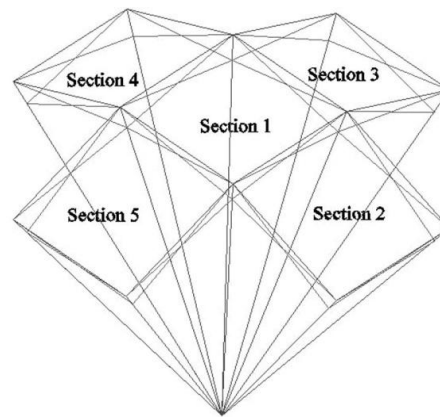


Fig. 6. The structure of the 5 sections of the pyramid type arranged in orthogonal directions

Rys. 6. Struktura pięciu układów prętowych typu ostrosłupowego rozmieszczonych w ortogonalnych kierunkach

By changing a mutual position of the bars of one pair we also cause a change of angles of inclination of the remaining bars of both the single section as well as a change of the entire structure. At the same time, geometrical properties of the auxiliary tetrahedrons – the property and mutual position of the triangular faces of the tetrahedrons also change. In addition, the structure and the tetrahedron preserve continuity during these changes.

However, the main assumption concerns the fact that triangular faces of each auxiliary tetrahedron have to have one changeable common point – the tetrahedron vertex. Mutual positions of its faces and their geometrical properties also change by preserving the continuity along their common edges. Additionally, if we take the assumption that all bars of the pyramid tetrahedron are of an identical length and it appears only one their division, then it will be possible to create exclusively bar structure unfolding to the spherical form and having a few symmetry planes. In extreme cases it can be unfolded to the flat shape and folded to the linear one.

Because the light gauge shell structures can take almost free forms, [3, 4], which are really diversified but not only similar to multi-symmetrical segments

of a sphere, then it is also desirous to getting the great diversity of forms of deployable structures supporting them at the cost of the diversity of lengths and divisions of bars.

In order to increase the diversity of forms of the shell structures supported with deployable bars, the changes of the division ratio of the chosen bars from among A_iD_i and B_iC_i with the flexible joints S_i while spreading the deployable structure were accepted (see Fig. 7).

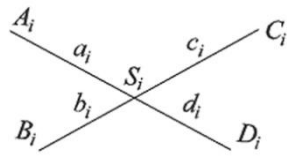


Fig. 7. One pair of bars contained in one face of the auxiliary pyramid tetrahedron

Rys. 7. Para prętów zawarta w jednej ścianie pomocniczego utworu ostrosłupowego

It requires carrying out appropriate joints of physical constructions changing their positions along appropriate bars along with the change of the angle γ_1 between the bars. Such action constitutes the preliminary stage for elaborating the way of creating diversified forms of shell structures supported with deployable bar structures different from spherical shapes [7], where the following conditions: $a_i + d_i = \text{const}$ and $b_i + c_i = \text{const}$ have to be performed for the bars.

3. Principles of shaping a deployable part of a structural system

The demonstrative figure (see Fig. 5) presents the single bar section with the auxiliary right pyramid having the vertex W . A 9-sectional structure composed of identical bars is sought. The first five sections arranged in orthogonal directions in the structure will be built by preserving their identical divisions carried out by flexible joints (see Fig. 8). However, the last four

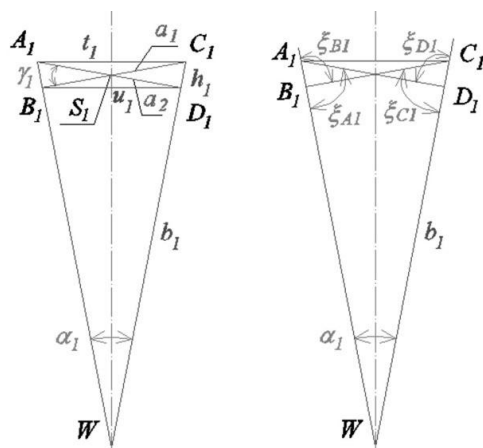


Fig. 8. The face of the auxiliary tetrahedron together with the pair of bars

Rys. 8. Ściana pomocniczego czworościanu wraz z parą prętów
sections arranged in diagonal direc-

tions can be built with using another divisions (see Figs. 9-12).

Pairs of bars assign four planes which intersects each other in straight lines containing the side edges of the auxiliary pyramid tetrahedron (see Fig. 5).

These edges allocate four angles α_i of characterized by the common vertex W. If we change the angle $\gamma_i = \gamma_1$ of inclination of one pairs of the section, then we will change the angles of inclination of the remaining pairs with keeping the continuity of the section at all shared ends of bars of the neighbouring pairs. The mutual location of bars, the section form as well as the geometrical properties of the auxiliary pyramid tetrahedron are changed together with the angle γ_1 . The lengths and divisions of bars with the points S_i do not change.

Let us assume that geometrical objects will be denoted in italics, for example α_i, γ_1 , but variables and their values will be in mathematics, for example $\gamma_i = \gamma_1$.

The following algorithm leading to creating an individual bar section of orthogonal stripes along with the auxiliary tetrahedron was elaborated. The quotient $\frac{a_1}{a_2} = a_x$ and the length a of all bars was accepted. The dependence between

a location of four pairs of bars of a section of the above presented type and geometrical properties each of its auxiliary pyramid tetrahedron is described by (1)-(8) (see Fig. 8).

We assume that

$$a_1 = A_1S_1 = S_1C_1 \quad (1)$$

$$a_2 = B_1S_1 = S_1D_1 \quad (2)$$

$$a_1 + a_2 = a, A_1B_1 = D_1C_1 = h_1 \quad (3)$$

From the properties of the triangle $A_1S_1B_1$ they follow:

$$A_1B_1 = D_1C_1 = h_1 = \sqrt{a_1^2 + a_2^2 - 2 \cdot a_1 \cdot a_2 \cdot \cos \gamma_1} \quad (4)$$

$$a_2^2 = a_1^2 + h_1^2 - 2 \cdot a_1 \cdot h_1 \cdot \cos \xi_{A1} \quad (5)$$

From the properties of the triangle A_1D_1W we get (6):

$$b_1^2 = (b_1 + h_1)^2 + (a_1 + a_2)^2 - 2 \cdot (b_1 + h_1) \cdot (a_1 + a_2) \quad (6)$$

On the base of (3) and the accepted quotient a_x we can calculate the variable a_1 i a_2 . From (4) the variable h_1 and from (5) the measure of the angle ξ_{A1} can be calculated.

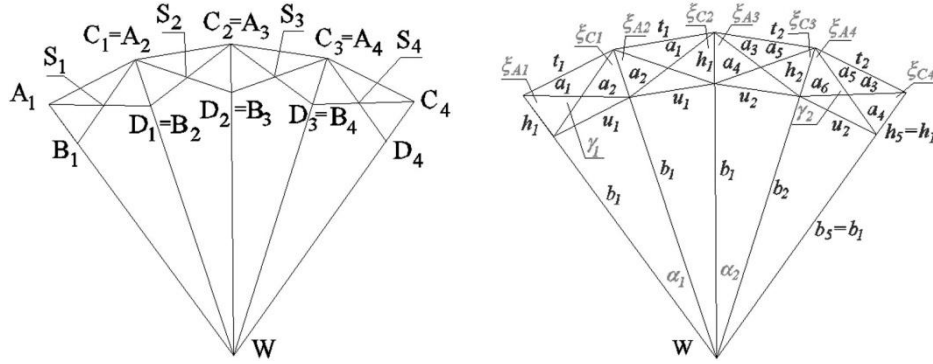


Fig. 9. The development of four faces of the additional section and its auxiliary pyramid tetrahedron

Rys. 9. Rozwinięcie czterech ścian dodatkowego układu prętowego i jego ostrosłupowego czworościanu

In order to create the auxiliary pyramid tetrahedron which is helpful in creating a bar section, we ought to fix a square whose edge length t_1 can be calculated from (7) based on the properties of the triangle A_1C_1W , where: the angle α_1 can be calculated from (8) assigned on the base of the triangle A_1D_1W .

$$t_1 = 2 \cdot (b_1 + h_1) \cdot \sin \frac{\alpha_1}{2} \quad (7)$$

$$(a_1 + a_2)^2 = (b_1 + h_1)^2 + b_1^2 - 2 \cdot (b_1 + h_1) \cdot b_1 \cdot \cos \alpha_1 \quad (8)$$

Next, the straight line normal to the plane of this square should be led through the square centre. The vertex W should be fixed in this line in the distance $b_1 + h_1$ from the square vertices A_i ($i = 1-4$) (Fig. 5). The vertices B_i ought to be measured out on the straight lines (W, A_i) in the distances h_1 from the points A_i in the direction to the point W . The vertices C_i and D_i can be accepted on the base of the above A_i and B_i points.

The deployable structure (Fig. 6) was obtained as the result of setting five identical bar sections with using auxiliary pyramid tetrahedrons of the presented above type. It can be folded to a linear form and unfolded to a flat one.

The obtained 5-sectional deployable structure is going to be extended to the 9-sectional structure with four additional sections being lain diagonally in it.

In order to get such a 9-sectional structure the following activities ought to be conducted. The bars of the 5-sectional structure are of the same length and have an identical division. However, two additional divisions: a_3, a_6 and a_4, a_5 were executed in the newly created four Sections 6 to 9.

As a result, two types of triangular faces of the new additional pyramid tetrahedron were received. Two its faces are shared with the 5-segmental structure

being got before. Two remaining faces of each diagonal auxiliary tetrahedron are congruent. The development of all four faces of the additional section was shown in the figure (Fig. 9) where the faces A_1A_2W and A_3A_2W are common with the 5-sectional structure.

In order to create the Section 6 (Fig. 10), that is lain diagonally in a 9-sectional structure being continuous while changing the angle γ_1 , the relations: $A_1B_1 = h_1 = C_4D_4 = h_5 = A_3B_3 = h_3 = A_2B_2 = h_2$, $WB_1 = b_1 = WB_4 = b_5 = WB_3 = b_3 = WB_2 = b_2$ (Fig. 9) have to be preserved. Additionally, it was accepted the fact that the triangles WA_4C_4 and WA_3C_3 have to be congruent and the lengths b_2 , h_2 of their shared edge may be different from the values b_1 , h_1 . On the base of the above dependences, the system (*) composed of (9)-(15), whose independent variables are: b_1 , a_1 , a_2 , a_3 , h_1 and dependent variables are: b_2 , a_4 , a_5 , h_2 , ξ_{A4} , ξ_{C4} , γ_2 was created.

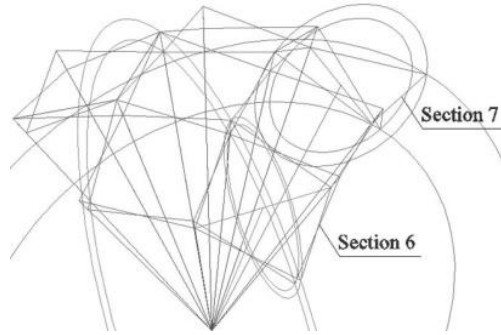


Fig. 10. Sections 6 and 7 being lain diagonally in the structure

Rys. 10. Układy 6 i 7 położone diagonalnie w strukturze

From the properties of the triangle WB_4C_4 it follows:

$$b_2^2 = (b_1 + h_1)^2 + (a_3 + a_6)^2 - 2 \cdot (b_1 + h_1) \cdot (a_3 + a_6) \cdot \cos \xi_{C4} \quad (9)$$

where $b_1 = b_5$, $h_1 = h_5$.

From the properties of the triangle $C_4S_4D_4$ it results:

$$\cos(\xi_{C4}) = \frac{h_1^2 + a_3^2 - a_4^2}{2 \cdot h_1 \cdot a_3} \quad (10)$$

where: $h_1 = h_5$.

Equation (11) follows from the properties of the triangle WD_4A_4 .

$$b_1^2 = (b_2 + h_2)^2 + (a_4 + a_5)^2 - 2 \cdot (b_2 + h_2) \cdot (a_4 + a_5) \quad (11)$$

where $b_1 = b_5$.

From the properties of the triangle $A_4S_4B_4$ we get:

$$\cos(\xi_{A_4}) = \frac{h_2^2 + a_5^2 - a_6^2}{2 \cdot h_2 \cdot a_5} \quad (12)$$

To get (13) we have to examine properties of the triangle $C_3S_3D_3$.

$$h_2 = \sqrt{a_5^2 + a_6^2 - 2 \cdot a_5 \cdot a_6 \cdot \cos \gamma_2} \quad (13)$$

From the properties of the triangle $A_3S_3B_3$ we have:

$$\cos(\gamma_2) = \frac{a_3^2 + a_4^2 - h_1^2}{2 \cdot a_4 \cdot a_3} \quad (14)$$

where $h_1 = h_5$.

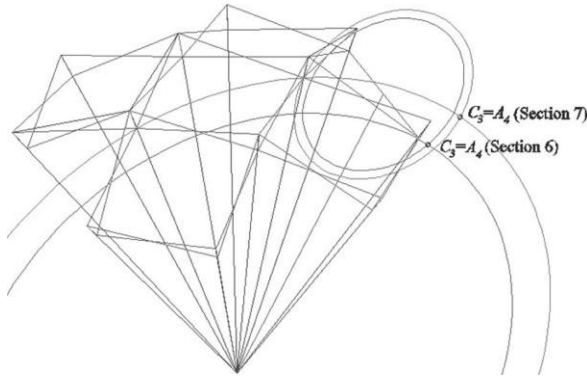


Fig. 11. The differentiation of geometrical properties of Sections 6 and 7

Rys. 11. Zróżnicowanie geometrycznych właściwości układów 6 i 7

The length of all bars of the 9-sectional structure is identical. Hence the equation (15) is appeared in the system (*).

$$a_5 = a_1 + a_2 - a_4 \quad (15)$$

The value a_6 can be calculated from the eq. (16).

$$a_6 = a_1 + a_2 - a_3 \quad (16)$$

For the purpose of fixing the last four Sections 6 to 9 the following assumptions were taken. These four sections ought to be congruent in pairs. Two among them, that is, The Sections 7 and 9 have to be identical ones and the division of their bars will be identical as in Sections 1 to 5 (Figs. 10, 12). The above sections are different from the Sections 1 to 5 because of the angles of inclination

between the auxiliary tetrahedrons planes. However, the Sections 6 and 8 have other divisions: constant $\frac{a_3}{a_6} = \frac{1}{3}$ and changeable $\frac{a_4}{a_5}$ dependent on the angle aperture γ_1 .

The characteristic feature distinguishing examined structure from the ones presented in available works, for example in [6, 7] is the fact, that it can only be of a multi-symmetrical spherical or rotational form. Such a possibility results from the assumption that it is possible to change the division ratio $\frac{a_4}{a_5}$ of chosen bars together with the changes of the angle aperture γ_1 . The above assumption constrain to work out practical solutions of such a changeable joints. Such a joint has to be constant on the length of the bar A_3D_3 and it has to be able to change its position on the length the bar B_3C_3 along with the change of the angle aperture γ_1 . A description of creating such a physical the joints goes beyond the scope of the work.

Characteristics of the presented 9-sectional structure were calculated from the system (*) for the angle of the measure $\gamma_1 = 20.4361^\circ$ and they are shown in Table 1.

Table 1. Characteristics of the bar structure

Tabela 1. Charakterystyka struktury prętowej

Variable	Value [m] or [°]	Variable	Value [m] or [°]
a_1	3.10407	ξ_{A1}	68.88854
a_2	2.89593	α_1	21.78682
a_3	1.50000	ξ_{A4}	62.39379
a_4	1.17657	ξ_{C4}	51.13234
a_5	4.82343	α_2	20.64417
a_6	4.50000	t_1	6.10968
h_1	1.08390	u_1	5.70000
h_2	3.64240	t_2	5.96643
b_1	15.08076	u_2	5.38635
b_2	13.25035	v	4.69814
γ_1	20.4361	w	3.88398
γ_2	45.8297	d	7.46390

The diversification of the properties of Sections 6 and 7 is depicted in the figure (Fig. 11) on the example of diversified locations of the chosen points $C_3 = A_4$ of these sections.

However, the diagonal arrangement of Sections 6 and 7 in the structure is presented in the figure, Fig. 10. A way of setting positions of the points $C_3 = A_4$ and $D_3 = B_4$ of Section 6 on the basis of the points common to this section and

earlier created Sections 1 to 3 of the bar structure (Figs. 6, 10) is shown in the figure (Fig. 12).

The point $C_3 = A_4$ we get at the intersection of the circle o_2 having the centre in the point T – the centre of the section B_3B_1 and the radius v and the circle o_3 having the centre in the point W and the radius $b_2 + h_2$. However, the point $D_3 = B_4$ is lain at the intersection of the circle o_1 having the centre in the point T and the radius w and the circle o_4 having the centre in the point W and the radius b_2 . All these circles are lain on the plane passing through the point T and perpendicular to the straight line (B_3, B_1) .

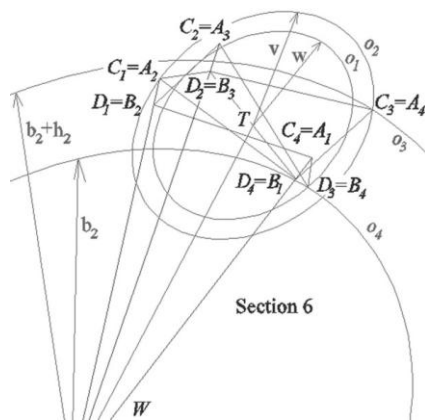


Fig. 12. The way of creating Section 7

Rys. 12. Sposób wyznaczania układu 7

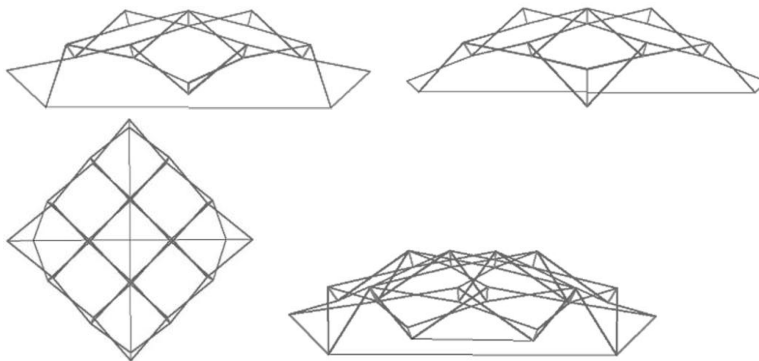


Fig. 13. The projections of the ultimate deployable 9-sectional structure

Rys. 13. Rzuty finalnej dziewięciosegmentowej struktury rozkładalnej

The values w and v can be calculated from (17) and (18) where the values $u_2 = B_3D_3 = B_4D_4$, $a_4 + a_5 = C_3B_3 = A_4D_4$ are calculated from the system (*). However, the value $d = B_1B_3$ is obtained on the base of the 5-segmental structure.

$$w = \sqrt{u_2^2 - \frac{d^2}{4}} \quad (17)$$

$$v = \sqrt{(a_4 + a_5)^2 - \frac{d^2}{4}} \quad (18)$$

The projections of the ultimate deployable structure are shown in the figure (Fig. 13). The model of the shell structure along with the above deployable structure is presented in (Fig. 4).

4. Conclusions

Deployable structures which are built with bars of identical length and characterized by identical division caused by their flexible joints enables creating only one type of forms of shell structures. Each of such forms has to be spherical sectors of identical spans in orthogonal directions of its base horizontal plane. A differentiation of such forms results from accepting various lengths of a radius of a base sphere.

Elaborating a way of shaping such structures by the change of the division quotient of chosen bars is presented in the work. This way is the preliminary stage used for working out a method leading to increasing diversity of possible forms of the shell structures supported with deployable bar structure.

The accepted solutions do not radically increase this diversity in relation to the forms mentioned above in first conclusion. Therefore further works concerned with these problems and taking into account of the possibility of increasing the number of different lengths, divisions as well as types of auxiliary tetrahedrons are necessary.

Applying a fold-out part of a structural system of a shell structure reduces the time of the assembly because of the possibility of using: a) planes and nodes appointed by the pairs of intersecting bars to set the directrices of the shell segments, b) prefabrication [8] of this deployable part of the structural system.

References

1. Abramczyk J.: Nowe możliwości kształtowania formy przekrycia powłokowego wykonanego z blach trapezowych. 58 Konferencja Naukowa Komitetu Inżynierii Lądowej i Wodnej PAN oraz Komitetu Nauki PZITB „Rzeszów–Krynica” 2012, 300-308.
2. Reichhart A.: Geometrical and structural shaping of shells made of profiled metal sheets (in Polish). Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, Rzeszów 2002.
3. Abramczyk J.: Free forms of light gauge steel shell structures. Lightweight Structures in Civil Engineering. Proc. XVIII Intern. Sem. of IASS Polish Chapter, MICRO-PUBLISHER-C-P Jan B. Obrębski, Warszawa 2012, 48-53.

4. Abramczyk J.: Multi-segment shell structures. *Lightweight Structures in Civil Engineering. Proc. XVIII Intern. Sem. of IASS Polish Chapter, MICRO-PUBLISHER-C-P Jan B. Obrębski, Warszawa 2012, 38-47.*
5. Pellegrino S.: Fifty years of progress for shell and spatial structures. *IASS 2009.*
6. Pellegrino S.: Deployable structures. *International Centre For Mechanical Sciences No 412, Springer-Verlag Wien New York, Italy 2001.*
7. Obrębski J.B.: Observations on rational designing of space structures. *IASS 2004 Symposium Montpellier Shell and Spatial Structures for Models to Realization, September, Montpellier, France 2004, 24-25.*
8. Abramczyk J.: Nowe możliwości kształtowania formy przekrycia powłokowego wykonanego z blach trapezowych. *Inżynieria i Budownictwo, 11/2012, 605-607.*

ROZKŁADALNE STRUKTURY JAKO PODPARCIA DLA POWŁOKOWYCH PRZEKRYĆ Z BLACH FAŁDOWYCH

Streszczenie

Artykuł dotyczy geometrycznego kształtowania rozkładalnych struktur prętowych przyjmowanych jako zasadnicze części kształtowanych ustrojów konstrukcyjnych przekryć powłokowych, wykonanych z przekształcanych do postaci powłokowych płaskich arkuszy blachy trapezowej. Przyjmuje się więc, że zasadniczym celem wykorzystania rozkładalnej struktury prętowej jest to, aby po jej rozłożeniu końce odpowiednich prętów sąsiednich par znalazły się w oczekiwanych wspólnych węzłach. Dopiero w kolejnym etapie montażu są podejmowane działania prowadzące do usztywnienia struktury prętowej i zamocowania do niej kierownic segmentów powłokowych, których płaszczyzny i punkty końcowe przyjmuje się w płaszczyznach i węzłach struktury prętowej. Możliwa jest też prefabrykacja takich systemów konstrukcyjnych. Działania te mogą znacząco usprawnić montaż całego ustroju konstrukcyjnego. Celowy jest montaż dodatkowych prętów i ściąągów zwiększających odporność tego ustroju na obciążenia użytkowe. Osiągnięcie przedstawionych celów jest ważniejsze niż składanie się struktury do postaci dokładnie liniowej czy rozkładanie do postaci płaskiej. Zagadnienia prezentowane w pracy stanowią podstawę dla opracowania metody geometrycznego kształtowania przekryć powłokowych z przekształcanych swobodnie do postaci przestrzennej płaskich arkuszy podpartych rozkładalnymi strukturami prętowymi. W pracy zostały wykorzystane pomocnicze, wyobrażalne i zarazem ciągle czworoboki ostrosłupowe w celu uzyskania struktur o ogólnej postaci zbliżonej do sfery. Aby otrzymać zróżnicowane oryginalne formy powłokowe, w dalszych działaniach, prowadzących do opracowania omówionej metody, należy wykorzystywać również inne rodzaje pomocniczych utworów czworobocznych.

Słowa kluczowe: kształtowanie geometryczne, złożone struktury, prętowe struktury, powłokowe struktury

DOI: 10.7862/rb.2013.1

Przesłano do redakcji w kwietniu 2013 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Marek GOSZTYŁA¹
Bogdan MOTYL²

PRZEMYSŁ MATERIAŁÓW BUDOWLANYCH NA PRZEŁOMIE XIX I XX WIEKU W PRZEMYSŁU I OKOLICY

Artykuł podejmuje zagadnienia o tematyce przemysłu budowlanego na przełomie XIX i XX wieku w Przemyśle i okolicy. Opierając się na przeprowadzonych badaniach terenowych, badaniach archiwalnych oraz studiach literatury, został omówiony przemysł budowlany ze szczególnym uwzględnieniem charakterystyki zakładów i firm, takich jak: cegielnie, tartaki, wapienniki, działających w badanym okresie. Odnalezione źródła pozwoliły nakreślić historyczny stan strefy przemysłowej miasta na przełomie wieków. Na podstawie przyjętej metodyki badań zaistniały przesłanki do podania kierunków rozwoju przestrzennego miasta, uwarunkowanych budową nowych zakładów produkcyjno-rzemieślniczych. Poddano opisu używane w ówczesnym czasie maszyny, urządzenia i linie technologiczne. Przybliżono architekturę przemysłową i towarzyszące jej zabudowania. Mimo że artykuł został ukierunkowany na przemysł materiałów budowlanych, przedstawiono również kolejnych właścicieli, którzy wnieśli liczący się wkład w rozwój ośrodka miejskiego. Na przykładzie badanego ośrodka wykazano, że przełom XIX i XX wieku zaznaczył się powstawaniem nowych dzielnic miejskich. Zaistniałe wydarzenia historyczne oraz zmieniające się formacje społeczno-polityczne niosły ze sobą zmiany właścicieli, przebudowy obiektów, modernizację technologii oraz również likwidację produkcji. W artykule zaakcentowano także te budowle przemysłowe, które w wyniku zdarzeń historycznych zostały opuszczone, a następnie stopniowo rozebrane.

Słowa kluczowe: przemysł budowlany, badania terenowe, badania archiwalne

1. Wprowadzenie

Lata 90. XX wieku, a zwłaszcza ich koniec, to okres gwałtownych przemian w Polsce. Zlikwidowano wtedy wiele zakładów pracy, co skutkowało rozbiorami opuszczonych budynków i pozostawionych maszyn i urządzeń. Proces

¹ Autor do korespondencji: Marek Gosztyła, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 12, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651939, gosztyla@prz.edu.pl.

² Bogdan Motyl, ul. Monte Casino 16B/57, 37-700 Przemyśl, tel. +48 73 1618700, motyl.bogdan@gmail.com.

ten nie ominął Przemysła i powiatu przemyskiego. Najbardziej dotknęło to przemysł związany z budownictwem, w którym w wyniku postępu nowych technologii zrezygnowano z wielu dotychczas działających firm i przestarzałych fabryk domów.

W dużym stopniu likwidacji uległy wytwórnie materiałów ceramicznych, znacznie zmniejszyła się liczba tartaków, całkowicie niemal zaprzestano produkcji drewnianych materiałów podłogowych. Jedynie utrzymała się produkcja nowoczesnych energooszczędnych plastikowo-metalowych okien. Pozostało też niewiele obiektów, które mogą świadczyć o dawnej przemysłowej przeszłości Przemysła i jego okolic.

2. Charakterystyka zakładów

Koniec XIX wieku w Przemysłu to okres wzmożonej rozbudowy miasta związanej z budową twierdzy strzegącej Bramy Karpat, jak nazywano przejście rzeki Sanu z gór na nizinę. Przyrost ludności skutkował dużym ożywieniem w budownictwie mieszkaniowym, publicznym i przemysłowym. Podstawowym budulcem była cegła i spoiwo wapienne, a po 1880 r. beton. Struktura miasta rozrastała się na materiale ceramicznym, z cegły budowano budynki administracyjne, szpitale, koszary, osiedla i mniej ważne dzieła forteczne. W związku z tym zapotrzebowanie na cegłę znacznie wzrosło po 1880 r., gdy rozpoczęto kolejną fazę budowy twierdzy.

Dotychczasowe cegielnie o piecach mielerzowych czy też polowych nie nadążały z produkcją cegły, stąd pojawiła się potrzeba budowy cegielni o większej wydajności. W rejonie przemyskim pierwsza nowoczesna cegielnia powstała w Orzechowcach. Zapewne zastąpiła ona cegielnię polową³ produkującą na potrzeby twierdzy, zlokalizowaną w jej łańcuchu zewnętrznym. W jej miejscu powstał fort Xa, który zaczęto nazywać „fort cegielnia”. Cegielnię w Orzechowcach wybudowano w 1888 r. Mimo przeprowadzonej kwerendy archiwalnej, nie udało się ustalić jej pierwszego właściciela. Kolejne wzmianki podają, że do 1939 r., a także po 1945 cegielnia należała do Gromady Orzechowce, a następnie do Gminy Orzechowce. W 1950 roku przejęło ją Prezydium Wojewódzkiej Rady Narodowej w Rzeszowie Wydział Materiałów Budowlanych, które przekazało ją w zarząd Jarosławskim Zakładom Terenowym Przemysłu Materiałów Budowlanych⁴.

Cegielnia posiadała powierzchnię 3,65 ha, na której wybudowano piec kręgowy systemu Danneberga 12-komorowy z kominem o wysokości 6 m w środku tego pieca. Pojemność pieca wynosiła 165 000 sztuk cegieł, a jego wydajność miesięczna 360 000 sztuk cegieł.

³ Autorzy potwierdzili to w badaniach terenowych na podstawie rozmów z miejscowym geodetą w listopadzie 2012 r.

⁴ Archiwum Państwowe w Przemysłu, zespół 1332, sygn. 23, s. 1-3.

Cegielnia posiadała suszarnie surówek o powierzchni 400 m² i pojemności 600 000 sztuk cegieł, magazyn cegły, kierat konny do mieszania gliny, 8 stołów strycharskich, a także napędzane napędem zbiorowym: ucinacz półautomatyczny, prasę ślimakową Ø450, walce szybkobieżne Ø600, mieszadło dwuwalkowe, zasilacz skrzyniowy. Początkowo napęd zbiorowy napędzał lokomobil parowy zdemontowany w 1958 r. i zastąpiony silnikiem wysokoprężnym typu Wola DT 150 o mocy 150 KM i obrotach 1500 obr/min. W latach 60. napęd zbiorowy zastąpiono silnikami elektrycznymi⁵. Surowiec i cegły transportowano na taczakach, a po 1950 r. na wózkach szynowych (w liczbie 6 sztuk) na torowisku o długości 500 mb. Cegielnia posiadała budynek administracyjno-socjalny, gdyż w okresie szczytu produkcyjnego obsługiwało ją 27 pracowników.

Po modernizacji w latach 70. ubiegłego wieku wybudowano piec tunelowy. Z powodów ekonomicznych cegielnie zamknięto w latach 90. ubiegłego wieku⁶. Wśród zapisów archiwalnych zachowała się wzmianka rejestrująca jedną z najstarszych cegielń w dzielnicy Zasanie. Cegielnia ta działała w 1803 r.⁷, jednak nie natrafiono na zapisy przybliżające jej dane techniczne. Próbę budowy fabryki „mularskiej” cegielni w 1790 r. podjął Józef Rozental, który dysponował podpisanymi kontraktami z „mularzami” na zakup materiałów. Z nieznanых powodów budowa została wstrzymana. W archiwach zachowała się skarga właściciela⁸.

W latach 1895-1899 powstała cegielnia Jana Bielawskiego w Nehrybce z nowoczesnym piecem kręgowym systemu Hoffmana z bocznym kominem (fot. 1.). Piec był 16-komorowy, okład pieca wynosił 120 000 sztuk cegieł, a dobową produkcją 15 000 sztuk cegieł. Długość kanału ogniowego mierzyła 33,5 m, szerokość 1,6 m, wysokość 1,6 m, powierzchnia przekroju 2,56 m², odległość komina od pieca 4,7 m, wysokość komina 38 m, średnia temperatura wypału 950°C. Cegielnia posiadała pięć suszarni odstelażowanych o łącznym składzie 280 000 sztuk cegieł, dwa magazyny na odsuszoną surówkę, budynek administracyjny i budynek wyrobni, które wybudowano w 1922 r. W obiekcie wyrobni zamontowano: ucinacz ręczny, prasę ślimakową Ø300, walce gładkie Ø400, gniotownik kotłowy, wyciągarkę cierną, zasilacz okrągły, prasę dachówczarkę i prasę rewolwerową⁹. Wszystkie te urządzenia były zasilane napędem zbiorowym poruszonym najpierw lokomobilą parową o mocy 60 KM¹⁰, a po modernizacji silnikiem wysokoprężnym marki Dangren o mocy 120 KM i obro-

⁵ Ibidem, sygn. 105.

⁶ Ibidem, sygn. 23, s. 1-3.

⁷ Archiwum Państwowe w Przemyśle, Akta Miejskie Przemyśla, sygn. 1697, s. 3.

⁸ Ibidem, sygn. 1682, s. 10.

⁹ Archiwum Państwowe w Przemyśle, zespół 1332, sygn. 21.

¹⁰ Księga adresowa przemysłu, handlu i finansów, opracował inż. Antoni Rościśław Sroka, wyd. Ministerstwo Przemysłu i Handlu Al. Ujazdowskie 37, Warszawa 1922, poz. 6499.

tach 360 obr/min. W 1960 roku wymieniono część przestarzałych maszyn i wprowadzono napęd elektryczny¹¹.



Fot. 1. Ruiny cegielni Beryla Mendela w Buszkowicach, fot. B. Motyl

Foto 1. The ruins of brickworks factory to Beryl Mendel in Buszkowice, photo: B. Motyl

Transport wewnętrzny był realizowany za pomocą wózków karuzelowych, kolebowych i platformowych popychanych ręcznie po torze o rozstawie szyn 600 mm. Stosowano również taczki do wywozu cegły z pieca. Cegielnię obsługiwało od 25 do 50 pracowników. Do czasu II wojny światowej cegielnia produkowała cegłę i dachówkę. Po wojnie ze względu na brak surowca do produkcji wyrobów cienkościennych produkowała tylko cegłę. Po 1945 roku cegielnia wielokrotnie zmieniała właściciela. Została zlikwidowana w 1992 r. Pozostał po niej komin i resztki fundamentów obudowy pieca.

W granicach Przemysła przy ulicy Słowackiego 177 działała cegielnia zbudowana przez Izaaka Kneppeła. Od 1934 roku wchodziła w skład firmy Grossman i Spadkobiercy¹². Była nieco mniejsza od cegielni w Nehrybce, posiadała piec kręgowy systemu Hoffmana o nieznaną liczbę komór, jedną suszarnię, budynek wyrobni, magazyn cegły obsuszonej i budynek administracyjny. Cegielnię zlikwidowano w 1991 r. wraz z cegielnią w Nehrybce.

W dzielnicy Pikulice do lat 70. XIX wieku działała cegielnia będąca własnością do 1939 r. Lipy Gallera i Richtera¹³. Po II wojnie światowej cegielnia została przejęta przez skarb państwa, a na jej terenie w latach 70. XX wieku urządzono wysypisko miejskie (obecnie zlikwidowane). Po cegielni została tylko nazwa ulicy Cegielniana.

¹¹ Archiwum Państwowe w Przemysłu, op.cit., sygn.105.

¹² M. Dalecki: Przemysł w latach 1918-1939. Przestrzeń, Ludność, Gospodarka. Archiwum Państwowe w Przemysłu, Przemysł 1999, s. 160.

¹³ Ibidem, s. 161.

Nieopodal centrum miasta, przy ulicy Wandy znajdowała się cegielnia Dawida Ticha, którą w 1933 r. przejął J. Ringelheim i Spółka. Wiadomo, że dysponowała ona urządzeniami mechanicznymi i działała do 1939 r.¹⁴ Ponadto istniały jeszcze dwie mniejsze cegielnie: Herscha Tuchmanna zlikwidowana w 1930 r. i Leona Bara utworzona w 1929 przy ulicy Grunwaldzkiej¹⁵.

Na granicy Przemysła i wsi Buszkowice funkcjonowały dwie cegielnie: Beryla Mendela (fot. 2.) i firmy Freudenheim i ska¹⁶ (fot. 3.). Cegielnia Beryla Mendela posiadała piec kręgowy o mocy produkcyjnej 300 000 sztuk cegieł miesięcznie i zatrudniała 25 pracowników¹⁷. Po II wojnie światowej w 1950 r. na mocy zarządzenia Ministerstwa Przemysłu Lekkiego cegielnię przejęło Prezydium Rady Narodowej w Przemysłu. Do lat 70. ubiegłego wieku właściciele zmieniali się często, początkowo od 1952 r. były to Przemyskie Zakłady Terenowe Przemysłu Materiałów Budowlanych, następnie Jarosławskie Przedsiębiorstwo Ceramiki Budowlanej. W 2010 roku spłonęła obudowa pieca, w wyniku czego piec wyburzono, pozostawiając jedynie komin.

Jedyną zachowaną cegielnią jest założona w 1902 r.¹⁸ przez firmę Kalman Freudenheim, a następnie Freudenheim K. Spadk.¹⁹ (fot. 4.). Cegielnię tę również w 1950 r. przejął skarb państwa; wchodziła w skład najpierw Przemyskich Zakładów Terenowych Materiałów Budowlanych, potem Przemyskich Zakła-



Fot. 2. Ruiny cegielni Jana Bielawskiego w Nehrybce, fot. B. Motyl

Foto 2. The ruins of brickworks factory to John Bielawski in Nehrybka, photo: B. Motyl

¹⁴ Ibidem, s. 160.

¹⁵ Ibidem, s. 160.

¹⁶ Archiwum Państwowe, op.cit., sygn. 22.

¹⁷ Księga Adresowa, op.cit., poz. 6552.

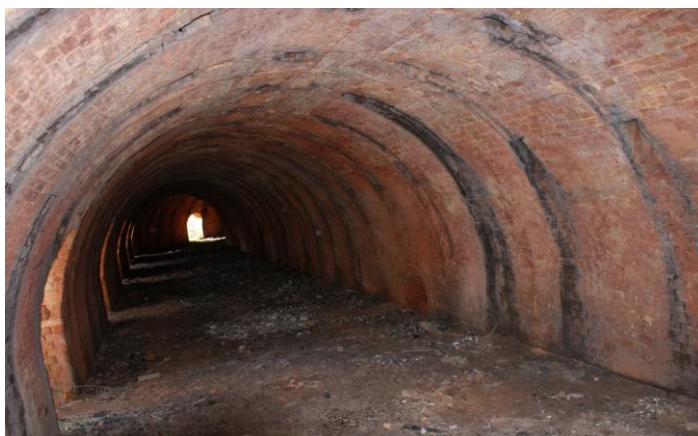
¹⁸ Archiwum Państwowe, op.cit., sygn. 21.

¹⁹ Księga Adresowa, op.cit., poz. 6516.



Fot. 3. Widok pieca i komina cegielni Freudenheimów w Buszkowicach, fot. B. Motyl

Foto 3. The brickworks factory to Freudenheims in Buszkowice – the view of the stove and chimney, photo: B. Motyl



Fot. 4. Wnętrze pieca cegielni Freudenheimów w Buszkowicach, fot. B. Motyl

Foto 4. The brickworks factory to Freudenheims in Buszkowice – the view of the Interior brick oven, photo: B. Motyl

dów Przemysłu Kruszyw i Betonów, które w 1963 r. przekazały ją Jarosławskiemu Przedsiębiorstwu Ceramiki Budowlanej. W 1985 roku spłonęła obudowa pieca, a w 1986 przedsiębiorstwo przekazało cegielnię miastu Przemysł²⁰. Obecnie cegielnia znajduje się w rękach inwestora prywatnego. W skład cegielni

²⁰ Archiwum Państwowe, op.cit., sygn. 22.

wchodziły: 16-komorowy piec kręgowy systemu Hoffmana (obecnie bez obudowy) z kominem bocznym (zachowanym w całości), pięć suszarni (zachowana jedna), trzy magazyny wyrobów obsuszonych (niezachowane), wyrobnia (niezachowane), budynek administracyjno-socjalny (zachowany). Wydajność miesięczna cegielni wynosiła 400 000 sztuk cegieł.

Oprócz cegielni istniały także zakłady produkcji wapna, które były ulokowane w graniczącej z Przemysłem wsi Prałkowce. Pierwotnie znajdował się tam jedyny kamieniołom w okolicach Przemyśla, własność Pana Mniszka, w latach 1872-1875 dostarczający kamień do budowy Twierdzy Przemyśl, chociaż był to materiał o zróżnicowanej jakości²¹. Następnie powstała Fabryka Wypalania Wapna i Kamieniołom Arona Bergera i Spółki oraz Wapniarka inż. Schafera i Spółki²². Po wyczerpaniu złóż wapienia zakłady te zamknięto. Przed I wojną światową znany był kamieniołom w Grochowcach, którego właścicielem był Jakub Felsen²³.

Kolejnym ważnym materiałem budowlanym, który powszechnie stosowano w omawianym okresie, było drewno, co skutkowało powstaniem licznych tartaków i fabryk wyrobów drzewnych. Jednak one również uległy likwidacji w końcu XX wieku.

Trzeba tu wspomnieć o największym kompleksie, a w zasadzie kombinacie produkcji wyrobów drewnianych, oczywiście na miarę ówczesnych czasów, a mianowicie o Parowej Fabryce Wyrobów Stolarskich i Parkietów Michała Bystrzyckiego (fot. 5.). Firma ta powstała w 1890 r., a w 1939 składała się z dwóch zakładów. W 1930 roku zatrudniała 200 pracowników i posiadała w zakładzie przy ul. Strycharskiej lokomobile o mocy 120 KM, a w zakładzie przy ul. Klonowiczów lokomobile o mocy 100 KM²⁴. Pozostały po nim budynki przy ulicy Klonowiczów (obecnie Klonowicza) oraz Strycharskiej (obecnie Bohaterów Getta). Michał Bystrzycki dorobił się dużego majątku na początku swojej działalności, realizując głównie zamówienia dla wojska, a później zajmując się eksportem²⁵.

Na Zasaniu przy ul. Borelowskiego przed I wojną światową również na potrzeby wojska uruchomiono duży tartak, który po 1918 r., aż do 1929 był własnością państwa. Ponownie został on uruchomiony w 1932 r., a w 1933 wydzierżawiony firmie Izrael Bakon Tartak Parowy i Wyrobów Wełny Drzewnej²⁶. Po II wojnie światowej tartak z powrotem przejął skarb państwa.

²¹ F. Forstner: Twierdza Przemyśl, Dom Wydawniczy „BELLONA”, Warszawa 2000, s. 78.

²² M. Dalecki, op.cit., s. 196.

²³ Archiwum Państwowe w Przemyślu, Skorowidz Przemysłowo Handlowy Królestwa Galicji, Lwów 1906, s. 158, poz. 5.

²⁴ Księga Adresowa, op.cit., poz. 13405.

²⁵ J. Szabaga, A. Sarkandy: Saga Rodu Bystrzyckich, Muzeum Narodowe Ziemi Przemyskiej, Przemyśl 2010, s. 13.

²⁶ M. Dalecki, op.cit., s. 160.



Fot. 5. Zakłady Michała Bystrzyckiego przy ulicy Klonowicza w Przemyślu, fot. B. Motyl

Foto 5. The Michał Bystrzycki Factory in Przemyśl – the building Klonowicza street, photo: B. Motyl

W 1921 roku przy ulicy Józefa Piłsudskiego powstał tartak założony przez firmę Goliger i synowie, funkcjonujący od 1934 r. pod szyldem „Parkiet” Tartak i Fabryka Parkietów Goliger i Spółka. Był to duży tartak, posiadający lokomobilę parową i zatrudniający około 48 robotników²⁷.

W 1918 roku przy ulicy Św. Jana 13 został założony tartak przez Józefa Grabowskiego, wchodzący w skład firmy Grabowski i S-ka. Zatrudniał on 65 pracowników i posiadał 60-konny lokomobil²⁸.

Obecnie jako jedyny funkcjonuje tartak założony w 1928 r. przez Emila Goldmana w Kuńkowcach. W okresie największej produkcji w 1938 r. zatrudniał 60 pracowników²⁹, posiadał dwa budynki administracyjno-socjalne, z których jeden rozebrano po wojnie, a drugi spłonął w 2011 r. Dzisiaj jest to mały lokalny tartak o niewielkiej produkcji.

W latach 1924-1939 funkcjonował tartak inż. Jana Baranieckiego, który był zlokalizowany przy ulicy Krasieńskiego³⁰. Podczas okupacji Niemcy zlikwidowali tartak, a rodzinę Baranieckich wysiedlili³¹.

Na podstawie przeprowadzonych studiów należy zaznaczyć, że w tym czasie istniało wiele mniejszych zakładów produkcji drzewnej, które zatrudniały po kilku pracowników i często działały w krótkich okresach. Po II wojnie świato-

²⁷ Ibidem, s. 160.

²⁸ Księga Adresowa, op.cit., poz. 13439.

²⁹ M. Dalecki, op.cit., s. 160.

³⁰ Ibidem, s. 160.

³¹ Informację tę uzyskali autorzy podczas badań terenowych od syna J. Baranieckiego w listopadzie 2012 r.

wej w 1949 r. wszystkie tartaki upaństwowiono, a w 1950 utworzono Rejon Przemysłu Leśnego w Przemyśle, który przejął 12 tartaków, w tym tartak w Kuńkowcach i dwa tartaki w Przemyśle. Tartak w Kuńkowcach, dawniej własność Emila Goldmana, wydzierżawiono najpierw w 1952 r. Gminnej Spółdzielni „Samopomoc Chłopska” w Przemyśle³², a w 1957 osobie prywatnej³³. Tartak nr 1 mieścił się w dawnej Fabryce Parowej Michała Bystrzyckiego przy ulicy Strycharskiej (obecnie Bohaterów Getta), który rozbudowując swoje przedsiębiorstwo, wybudował w 1918 r. nowe budynki i hale produkcyjne. Zakład ten zajmował teren o powierzchni 4,39 ha³⁴ i składał się z hali traków, fryzarni, składu surowca oraz tarcicy. Produkował głównie tarcicę bukową i dębową oraz fryzy. Od 1964 roku przeszedł pod zarząd Okręgowego Przedsiębiorstwa Przemysłu Drzewnego w Przemyśle. W 1967 roku zatrudniał 156 pracowników³⁵. Obecnie należy do firmy „Szpak”. Tartak nr 2 powstał w Przemyśle w miejscu dawnego tartaku dzierżawionego przed II wojną światową przez Izraela Bakona przy ulicy Borelowskiego. Zajmował on powierzchnię 1,43ha³⁶, posiadał halę traków z dwoma trakami³⁷ i skład surowca. Produkował głównie tarcicę iglastą ze świerku, jodły, sosny i modrzewia, a także zrżyny papiernicze. Po wojnie był w zarządzie Rejonu Przemysłu Leśnego w Przemyśle, a od 1964 r. należał do Okręgowego Przedsiębiorstwa Przemysłu Drzewnego w Przemyśle. W 1969 roku zatrudniał 90 pracowników. Tartak ten zlikwidowano w 1975 r.³⁸ Obecnie na jego miejscu stoją dziesięciopiętrowe bloki z wielkiej płyty.

Z chwilą likwidacji tartaków nr 1 i 2 obok Zakładów Płyt Pilśniowych przy ul. Ofiar Katynia powstał nowoczesny tartak, zlikwidowany pod koniec lat 90. XX wieku. W okolicy działały i nadal działają małe lokalne tartaki zatrudniające do pięciu ludzi.

Do przemysłu budowlanego należały również zakłady produkujące inne materiały budowlane. Jednak ze względu na ich często rzemieślniczy charakter i znaczne rozdrobnienie zagadnienie to wymaga dalszych szczegółowych badań. Należy tu niewątpliwie wspomnieć o fabryce papy dachowej i wyrobów asfaltowych „Asfalt” sp. z o.o., uruchomionej w 1924 r. przy ul. Wilsona. Wyposażono ją w lokomobilę parową, a jej zatrudnienie w 1938 r. wynosiło 55 pracowników³⁹.

³² A. Dziedziuk: Inwentarz zespołu 355 REJON Przemysłu Leśnego w Przemyśle w zbiorach Archiwum Państwowego w Przemyśle, s. 7.

³³ Zespół 356 w zbiorach AP w Przemyśle, sygn. 283, s. 2.

³⁴ Zespół 356 w zbiorach AP w Przemyśle, sygn. 278, s. 11.

³⁵ K. Szajny-Buchtalarz: Inwentarz zespołu 356 zbiorach Archiwum Państwowego w Przemyśle, s. 3.

³⁶ Zespół 356, op.cit., sygn. 278, s. 11.

³⁷ Ibidem, sygn. 16, s. 1.

³⁸ K. Szajny-Buchtalarz: op.cit., s. 5.

³⁹ M. Dalecki: op.cit., s. 161.

3. Podsumowanie

Przeprowadzona skala badań nie objęła powszechnie znaną różnorodność przemysłu budowlanego. Złożyły się na to uwarunkowania natury wymiaru przeprowadzonej kwerendy archiwalnej. Jednak ten obszar analiz nie może być zapomniany, dlatego też badania z zakresu rozwoju przemysłu budowlanego będą kontynuowane. Zmiany gospodarcze w Przemysłu wpłynęły na przekształcenia przestrzeni miejskiej. Jeszcze w latach 70. XX wieku krajobraz kulturowy Przemysłu był zaakcentowany przez subdominanty kominów warsztatów i fabryk, które swój rodowód wywodziły z drugiej połowy XIX wieku. Nowy plan zagospodarowania przestrzennego miasta z końca lat 70. XX wieku przyczynił się do rozbiórek kominów, budynków i hal fabrycznych; na ich miejscu budowano osiedla z wielkiej płyty. Powstała fabryka domów, zakłady elementów betonowych i inne wielkie fabryki tzw. „ery Gierka”, które zlikwidowano na początku XXI wieku. Przetrwały nieliczne i to znacznie zmniejszone.

Literatura

1. Dalecki M.: Przemysł w latach 1918-1939. Przestrzeń, Ludność, Gospodarka. Archiwum Państwowe w Przemysłu, Przemysł 1999.
2. Forster F.: Twierdza Przemysł. Dom Wydawniczy „BELLONA”, Warszawa 2000.
3. Księga adresowa przemysłu, handlu i finansów, opr. inż. A.R. Sroka. Ministerstwo Przemysłu i Handlu, al. Ujazdowskie 37, Warszawa 1922.
4. Skorowidz Przemysłowo-Handlowy Królestwa Galicji. Lwów 1906.
5. Szabaga J., Sarkandy A.: Saga Rodu Bystrzyckich. Muzeum Narodowe Ziemi Przemyskiej, Przemysł 2010.

THE CONSTRUCTION MATERIALS INDUSTRY IN THE LATE NINETEENTH AND EARLY TWENTIETH CENTURY IN PRZEMYSŁ AND VICINITY

Summary

Paper concerns building industry during the turn of the XIX and XX century in Przemysł and vicinity. On the basis of cross-country and archival research, as well as analysis of literature, building industry was characterized, especially institutions and firms as: brick-yards, sawmills, limestone quarries, active in this period. Historical condition of the industrial sphere during the turn of the century was discussed. On the basis of accepted methodology, it was possible to describe directions of developing city, conditioned by new industrial plant. Machines, installations and technological lines, used in the period, were described. Industrial architecture and its buildings were characterized, including owners, which developed the city. It was exemplified that the turn of the XIX and XX century marked itself by rising new city districts. Historical events, social and political changes were main causes of owner replacements, rebuilding of objects,

technological modernization and liquidation of production, as well. The paper also outlines industry buildings, which were left and pulled down.

Keywords: building industry, cross-country, archival research

DOI: 10.7862/rb.2013.2

Przesłano do redakcji w styczniu 2013 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Galina KALDA¹

KONTROLA SKAŻEŃ PROMIENIOTWÓRCZYCH W POLSCE

Artykuł przedstawia system monitoringu skażeń promieniotwórczych w Polsce, Francji, na Ukrainie, w Japonii i Kanadzie oraz omawia ustawy prawne z zakresu ochrony przed promieniowaniem jonizującym. W artykule przedstawiono także obiekty i instalacje jądrowe w Polsce, źródła odpadów promieniotwórczych, obiekty jądrowe zlokalizowane w państwach sąsiadujących oraz obiekty związane z przetwarzaniem i składowaniem odpadów promieniotwórczych.

Kontrola skażeń promieniotwórczych w Polsce jest prowadzona w ramach Służby Pomiarów Skażeń Promieniotwórczych (SPSP) oraz Państwowego Monitoringu Środowiska. Monitorowanie sytuacji radiacyjnej polega na systematycznym prowadzeniu pomiarów. System bezpieczeństwa jądrowego i ochrony radiologicznej w Polsce to szereg przedsięwzięć prawnych, organizacyjnych i technicznych, zapewniających odpowiedni stan bezpieczeństwa jądrowego i radiacyjnego. Polska nie posiada elektrowni jądrowych, natomiast w krajach sąsiednich jest czynnych 10 elektrowni. W związku z eksploatacją elektrowni jądrowych w najbliższym sąsiedztwie Polski istotnym elementem wpływającym na bezpieczeństwo radiacyjne kraju jest współpraca z dozorami jądrowymi krajów ościennych.

Organizacja bezpieczeństwa jądrowego we Francji oparta jest na zasadzie pierwotnej odpowiedzialności osoby kierującej obiektem jądrowym bądź jego źródłem. Kwestia monitoringu leży w gestii Ministra Zdrowia. System bezpieczeństwa jądrowego na Ukrainie opiera się na wytycznych Normative Technical Documents (NTD), opracowanych przez *International Atomic Energy Agency* (IAEA). Decyzje z zakresu bezpieczeństwa jądrowego Japonii podejmuje Ministerstwo Edukacji, Kultury, Sportu, Nauki i Technologii (MEXT) oraz Ministerstwo Ekonomii Handlu i Przemysłu (METI). Wprowadzają one w życie politykę jądrową, uwzględniając opinie organów doradczych, jakimi są Komisja Energii Atomowej (*Atomic Commission Energy*) oraz Komisja Bezpieczeństwa Nuklearnego (*Nuclear Commission Safety*). Oba ciała doradcze składają się z ekspertów fizyki i energetyki jądrowej.

Słowa kluczowe: skażenia promieniotwórcze, kontrola, bezpieczeństwo jądrowe i radiacyjne

¹ Autor do korespondencji: Galina Kalda, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651068, kaldagal@prz.edu.pl.

1. Wprowadzenie

Istotnym źródłem zagrożenia radiacyjnego jest przede wszystkim promieniowanie jonizujące pochodzące ze sztucznych źródeł, a więc radionuklidy, które znalazły się w środowisku na skutek działalności człowieka. Radionuklidy przedostają się do środowiska w sposób niekontrolowany bądź kontrolowany. Niekontrolowane wyzwolenie się promieniowania radiacyjnego następuje m.in. podczas przeprowadzania doświadczalnych wybuchów jądrowych bądź awarii obiektów jądrowych. W sposób kontrolowany niewielkie ilości substancji promieniotwórczych są uwalniane podczas działalności elektrowni jądrowych czy zakładów przerobu zużytego paliwa jądrowego, przy czym uwolnienia z reaktorów jądrowych zawierają głównie promieniotwórcze gazy szlachetne, które ze względu na nieaktywność nie stanowią większego zagrożenia dla środowiska naturalnego [1]. Potencjalnymi źródłami zagrożenia radiacyjnego kraju są więc obiekty jądrowe znajdujące się na jego terenie, elektrownie jądrowe krajów sąsiednich zlokalizowane w pobliżu granic Polski oraz obiekty związane z przetwarzaniem i składowaniem odpadów promieniotwórczych, a także wszyscy inni użytkownicy źródeł promieniowania jonizującego.

2. System monitoringu skażeń promieniotwórczych w Polsce

Kontrola skażeń promieniotwórczych w Polsce jest prowadzona w ramach Służby Pomiarów Skażeń Promieniotwórczych (SPSP) oraz Państwowego Monitoringu Środowiska. Nadzór oraz koordynację działań w ramach systemu kontroli skażeń promieniotwórczych sprawuje Państwowa Agencja Atomistyki, przygotowująca okresowe raporty oceniające sytuację radiacyjną kraju.

Służba Pomiarów Skażeń Promieniotwórczych ma za zadanie wykrywanie skażeń środowiska i żywności izotopami promieniotwórczymi, dokonywanie ich pomiarów oraz opracowywanie analiz i ocen sytuacji radiologicznej. Państwowy Monitoring Środowiska, w którego podsystemie znajduje się sieć wczesnego wykrywania skażeń promieniotwórczych, jest odpowiedzialny za systematyczne oznaczanie radioizotopów w środowisku.

Służbę pomiarów tworzy sieć placówek pomiarowych wraz z Centralnym Ośrodkiem Pomiarów Skażeń Promieniotwórczych, znajdującym się w Centralnym Laboratorium Ochrony Radiologicznej. Stacje pomiarowe są zorganizowane w laboratoriach i placówkach kontrolnych należących do różnych instytucji. Składają się na nie:

- stacje pomiarowe tworzące system wczesnego wykrywania skażeń promieniotwórczych,
- podstawowe placówki pomiarowe prowadzące pomiary skażeń promieniotwórczych materiałów środowiskowych i żywności,
- placówki specjalistyczne jednostek badawczo-rozwojowych, wyższych uczelni oraz innych instytucji.

Placówki te dokonują ogólnej oceny sytuacji radiacyjnej na podstawie pomiarów poziomu promieniowania gamma oraz zawartości naturalnych i sztucznych izotopów promieniotwórczych w głównych komponentach środowiska naturalnego.

Monitorowanie sytuacji radiacyjnej polega na systematycznym prowadzeniu pomiarów, których wyniki są przekazywane do Państwowej Agencji Atomistycznej. W zależności od zakresu wykonywanych zadań wyróżnia się:

- monitoring krajowy, który pozwala na uzyskanie danych niezbędnych do oceny sytuacji radiacyjnej na obszarze całego kraju w warunkach normalnych i w sytuacjach zagrożenia radiacyjnego,
- monitoring lokalny, pozwalający na uzyskanie danych z terenów, na których są lub były prowadzone działania mogące powodować lokalne zwiększenie narażenia radiacyjnego ludności (ośrodek atomowy w Świerku, składowisko odpadów promieniotwórczych w Różanie, teren byłych zakładów wydobywczych i przetwórczych rud uranu).

Placówki pomiarowe funkcjonalnie podlegają macierzystym instytucjom, natomiast ich merytoryczne działanie jest koordynowane i nadzorowane przez Centralny Ośrodek Pomiarów Skażeń Promieniotwórczych (COPSP). Funkcję COPSP pełni Centralne Laboratorium Ochrony Radiologicznej, stanowiące jednocześnie bazę naukowo-badawczą SPSP. Rysunek 1. obrazuje system pomiarów skażeń promieniotwórczych w Polsce.

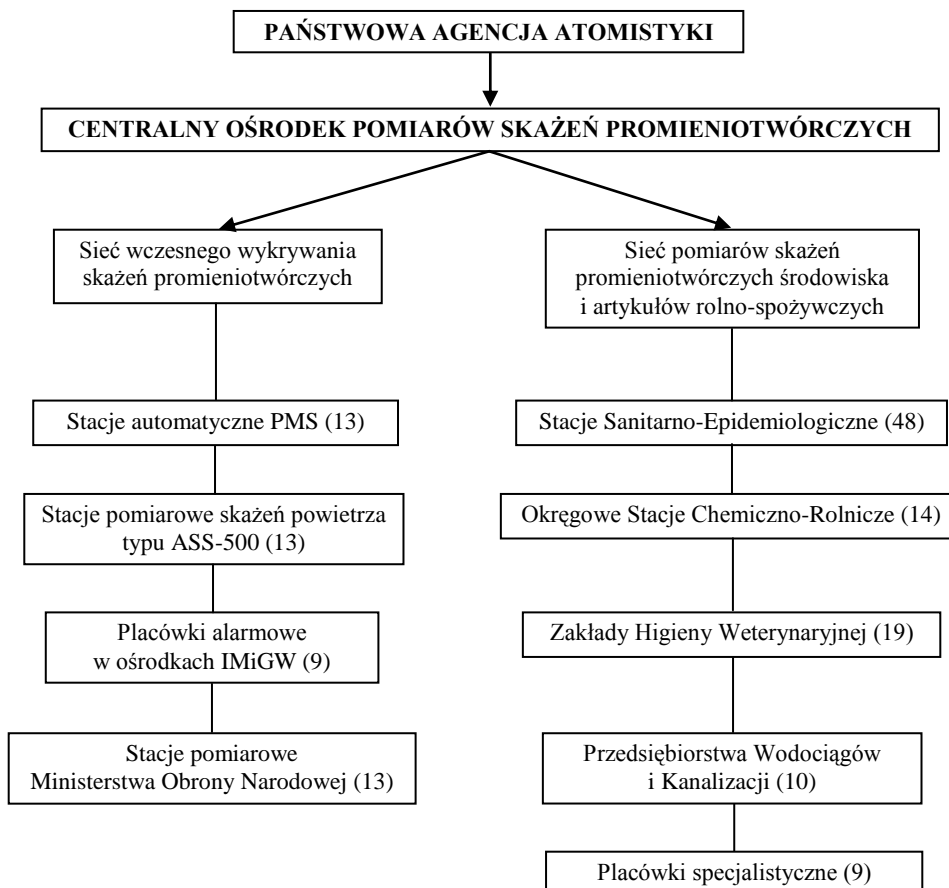
Sieć wczesnego wykrywania skażeń promieniotwórczych tworzą stacje pomiarowe Państwowej Agencji Atomistyki, obejmujące:

a) 13 stacji automatycznych PMS (*Permanent Monitoring Station*) działających w międzynarodowym systemie UE (system EURDEP) i Rady Państw Morza Bałtyckiego; stacje te wykonują ciągłe pomiary mocy dawki promieniowania gamma oraz widma promieniowania gamma powodowanego skażeniem powietrza i powierzchni ziemi, a także intensywności opadów atmosferycznych oraz temperatury otoczenia,

b) 13 stacji typu ASS-500, które dokonują ciągłego zbioru aerozoli atmosferycznych na filtrze, i spektrometryczne umożliwiające wykrycie w ciągu 1 godziny stężenia izotopów Cs-137 i I-131 w powietrzu odpowiednio powyżej określonej granicy,

c) 9 placówek alarmowych usytuowanych w ośrodkach Instytutu Meteorologii i Gospodarki Wodnej (IMiGW), które wykonują nieustanny pomiar mocy dawki promieniowania gamma oraz aktywności całkowitej alfa i beta aerozoli atmosferycznych; zajmują się także pomiarem aktywności całkowitej beta i zawartości Cs-137 w próbach tygodniowych i miesięcznych opadu całkowitego,

d) 13 stacji pomiarowych Ministerstwa Obrony Narodowej zlokalizowanych na terenach jednostek wojskowych, które wykonują ciągłe pomiary mocy dawki promieniowania gamma rejestrowane automatycznie w Centralnym Ośrodku Analizy Skażeń (COAS).



Rys. 1. System pomiarów skażeń radiacyjnych

Fig. 1. The system of radiation contamination measurements

Sieć pomiarów skażeń promieniotwórczych środowiska i artykułów rolno-spożywczych tworzą:

a) 48 placówek podstawowych działających w Stacjach Sanitarно-Epidemiologicznych, wykonujących pomiary całkowitej aktywności beta w mleku i produktach spożywczych; ich zadaniem jest także oznaczanie zawartości radionuklidów Cs-137, Cs-134 i Sr-90 w wybranych produktach spożywczych oraz ciągły pomiar mocy dawki promieniowania gamma,

b) stacje pomiarowe Ministerstwa Rolnictwa i Rozwoju Wsi (MRiRW), tj.:

- 14 Okręgowych Stacji Chemiczno-Rolniczych, które wykonują pomiary całkowitej aktywności beta podstawowych gatunków zbóż i warzyw,
- 19 zakładów higieny weterynaryjnej, które wykonują pomiary całkowitej aktywności beta mięsa, pasz oraz trawy, a także oznaczają Cs-137 w wybranych próbkach,

- 10 placówek Przedsiębiorstwa Wodociągów i Kanalizacji, które dokonują pomiarów mocy dawki oraz badają wodę pitną i ścieki komunalne,
- c) 9 placówek specjalistycznych wykonujących bardziej rozbudowane analizy promieniotwórczości prób środowiskowych, zlokalizowanych w:
 - Centralnym Laboratorium Ochrony Radiologicznej w Warszawie,
 - Państwowym Zakładzie Higieny w Warszawie,
 - Instytucie Energii Atomowej w Ośrodku Jądrowym w Świerku,
 - Instytucie Fizyki Jądrowej w Krakowie,
 - Głównym Instytucie Górnictwa w Katowicach,
 - Akademii Górniczo-Hutniczej w Krakowie,
 - Instytucie Meteorologii i Gospodarki Wodnej w Warszawie,
 - Wojskowym Instytucie Higieny i Epidemiologii w Warszawie,
 - Wojskowym Instytucie Chemii i Radiometrii w Warszawie.

Zgodnie z obowiązującymi w Polsce przepisami wszelka działalność powodująca lub mogąca powodować narażenie na promieniowanie podlega nadzorowi i kontroli. Dotyczy to jądrowych reaktorów badawczych oraz wszelkiego rodzaju zakładów stosujących źródła promieniowania jonizującego. Kontrolą jest objęty transport i składowanie źródeł promieniotwórczych, materiałów jądrowych i odpadów promieniotwórczych. Zadania służb ochrony radiologicznej w zakresie kontroli skażeń promieniotwórczych środowiska polegają na ich wykrywaniu i prowadzeniu systematycznych pomiarów radioaktywności: powietrza, opadu całkowitego, wód powierzchniowych i wodociągowych, ścieków, gleby, roślin, artykułów i produktów żywnościowych.

3. Uwarunkowania prawne

System bezpieczeństwa jądrowego i ochrony radiologicznej w Polsce to szereg przedsięwzięć prawnych, organizacyjnych i technicznych, zapewniających odpowiedni stan bezpieczeństwa jądrowego i radiacyjnego, uwzględniającego eksploatację w kraju i za jego granicami obiektów jądrowych oraz prowadzenie innej działalności z wykorzystaniem źródeł promieniowania jonizującego. System ten funkcjonuje na podstawie ustawy z dnia 29 listopada 2000 roku „Prawo atomowe” oraz aktów prawnych niższego rzędu, jak również rozporządzeń UE oraz traktatów i konwencji międzynarodowych.

Ustawa „Prawo atomowe” określa działalność w zakresie pokojowego wykorzystywania energii atomowej, związaną z rzeczywistym i potencjalnym narażeniem na promieniowanie jonizujące od sztucznych źródeł promieniotwórczych, materiałów jądrowych, urządzeń wytwarzających promieniowanie jonizujące, odpadów promieniotwórczych i wypalonego paliwa jądrowego. Ponadto określa ona obowiązki kierownika jednostki organizacyjnej prowadzącej prace związane z promieniowaniem, a także organów właściwych w sprawach bezpieczeństwa jądrowego i ochrony radiologicznej. Ustawa ta zawiera zasady odpowiedzialności cywilnej za szkody jądrowe, a także zasady wypełniania zobowią-

zań międzynarodowych, w tym w ramach Unii Europejskiej, dotyczących bezpieczeństwa jądrowego, ochrony przed promieniowaniem jonizującym oraz zabezpieczeń materiałów jądrowych i kontroli technologii jądrowych. „Prawo atomowe” ustanawia także kary pieniężne za naruszenie przepisów dotyczących bezpieczeństwa jądrowego i ochrony radiologicznej oraz tryb ich nakładania. Ustawa określa zasady monitorowania skażeń promieniotwórczych i reguluje działania podejmowane w przypadku zdarzeń radiacyjnych i długotrwałego narażenia w następstwie zdarzenia radiacyjnego lub działalności wykonywanej w przeszłości, jak również szczególne zasady ochrony osób przed zagrożeniami wynikającymi ze stosowania promieniowania jonizującego w celach medycznych.

W załączniku do ustawy „Prawo atomowe” dokonano wyjaśnienia następujących pojęć:

a) dawka graniczna promieniowania jonizującego będąca wartością dawki promieniowania jonizującego, wyrażona jako dawka skuteczna lub równoważna dla określonych osób pochodząca od kontrolowanej działalności zawodowej; dawki tej poza przypadkami przewidzianymi w ustawie nie wolno przekraczać,

b) dawka pochłonięta, czyli energia promieniowania jonizującego przekazana materii w elemencie objętości podzielona przez masę tego elementu; dawka pochłonięta oznacza dawkę uśrednioną w tkance lub narządzie; legalną jednostką miary dawki pochłoniętej jest Grej (Gy),

c) dawka równoważna to dawka pochłonięta w tkance lub narządzie; legalną jednostką miary dawki równoważnej jest Siwert (Sv),

d) dawka skuteczna (efektywna) to suma ważonych dawek równoważnych od zewnętrznego i wewnętrznego napromieniowania tkanek i narządów.

Regulacja prawna w zakresie ochrony przed promieniowaniem jonizującym ujęta jest również w aktach wykonawczych do „Prawa atomowego”. Są to m.in:

1. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 18 stycznia 2005 r. w sprawie dawek granicznych promieniowania jonizującego (Dz.U. Nr 20, poz. 168).

2. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 12 lipca 2006 r. w sprawie szczegółowych warunków bezpiecznej pracy ze źródłami promieniowania jonizującego (Dz.U. Nr 140, poz. 994).

3. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 23 marca 2007 r. w sprawie wymagań dotyczących rejestracji dawek indywidualnych (Dz.U. Nr 131, poz. 913).

4. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 2 stycznia 2007 r. w sprawie wymagań dotyczących zawartości naturalnych izotopów promieniotwórczych potasu K-40, radu Ra-226 i toru Th-228 w surowcach i materiałach, stosowanych w budynkach, przeznaczonych na pobyt ludzi i inwentarza żywego, a także w odpadach przemysłowych stosowanych w budownictwie, oraz kontroli zawartości tych izotopów (Dz.U. Nr 4, poz. 29).

5. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 3 grudnia 2002 r. w sprawie odpadów promieniotwórczych i wypalonego paliwa jądrowego (Dz.U. Nr 230, poz. 1925).

6. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 17 grudnia 2002 r. w sprawie stacji wczesnego wykrywania skażeń promieniotwórczych i placówek prowadzących pomiary skażeń promieniotwórczych (Dz.U. Nr 239, poz. 2030).

7. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 27 kwietnia 2004 r. w sprawie ochrony przed promieniowaniem jonizującym pracowników zewnętrznych narazonych podczas pracy na terenie kontrolowanym (Dz.U. Nr 102, poz. 1064).

8. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 27 kwietnia 2004 r. w sprawie udzielania zgody na przywóz na terytorium Rzeczypospolitej Polskiej, wywóz z terytorium Rzeczypospolitej Polskiej i tranzyt przez to terytorium odpadów promieniotwórczych (Dz.U. Nr 98, poz. 985).

9. Rozporządzenie Rady Ministrów z dnia 27 kwietnia 2004 r. w sprawie określenia podmiotów właściwych w sprawach kontroli po zdarzeniu radiacyjnym żywności i środków żywienia zwierząt na zgodność z maksymalnymi dopuszczalnymi poziomami skażeń promieniotwórczych (Dz.U. Nr 98, poz. 988).

Współpraca międzynarodowa, będąca elementem systemu bezpieczeństwa jądowego i ochrony radiologicznej, to udział państwa polskiego w konwencjach, traktatach międzynarodowych oraz umowach dwustronnych i wynikające z tego udziału zobowiązania i rozwiązania organizacyjne. Wszystkie te akty prawne zobowiązują Polskę do stosowania określonych w nich zasad i mechanizmów, co jest kontrolowane m.in. przez weryfikację przedkładanych przez Polskę odpowiednich raportów krajowych w czasie regularnych konferencji przeglądowych oraz przez inspektorów organizacji międzynarodowych.

Do najważniejszych traktatów i porozumień międzynarodowych należą:

1. Układ o nierozprzestrzenianiu broni jądowej (NPT), podpisany 1 lipca 1968 roku, ratyfikowany przez Polskę 3 maja 1969 roku (Dz.U. 1970 Nr 8, poz. 60).

2. Porozumienie między Rządem PRL a MAEA w sprawie stosowania zabezpieczeń w związku z układem o nierozprzestrzenianiu broni jądowej podpisany 8 marca 1972 roku, ratyfikowany przez Polskę 11 października 1972 roku (M.P. 2004 Nr 23, poz. 398).

3. Konwencja o ochronie fizycznej materiałów jądowych, podpisana 3 marca 1980 roku, ratyfikowana przez Polskę 08 września 1983 roku (Dz.U. 1989 Nr 17, poz. 93).

4. Konwencja o pomocy w przypadku awarii jądowej lub zagrożenia radiologicznego, podpisana 26 września 1986 roku, ratyfikowana 24 kwietnia 1988 roku (Dz.U. 1988 Nr 31, poz. 218).

5. Konwencja o wczesnym powiadamianiu o awarii jądowej, podpisana 26 września 1986 roku, ratyfikowana 24 kwietnia 1988 roku (Dz.U. 1988 Nr 31, poz. 216).

6. Konwencja Wiedeńska o odpowiedzialności cywilnej za szkodę jądową, podpisana 21 maja 1963 roku, ratyfikowana przez Polskę 8 grudnia 1989 roku (Dz.U. 1990 Nr 63, poz. 370).

7. Wspólny Protokół dotyczący stosowania Konwencji Wiedeńskiej i Konwencji Paryskiej, podpisany 21 września 1988 roku, ratyfikowany 27 kwietnia 1992 roku (Dz.U. 1994 Nr 129, poz. 633).

8. Konwencja bezpieczeństwa jądrowego (NSC), podpisana 20 września 1994 roku, ratyfikowana 14 czerwca 1995 roku (Dz.U. 1997 Nr 42, poz. 262).

9. Traktat o całkowitym zakazie prób jądrowych (CTBT), podpisany 24 września 1996 roku, ratyfikowany przez Polskę 25 maja 1999 roku (Dz.U. 1999 Nr 15, poz. 136). Traktat ten nie wszedł w życie.

10. Protokół Dodatkowy do porozumienia między Rządem PRL a Międzynarodową Agencją Energii Atomowej o stosowaniu zabezpieczeń w związku z układem o nierozprzestrzenianiu broni jądrowej, podpisany 30 września 1997 roku, ratyfikowany przez Polskę 09 marca 2000 roku (Dz.U. 2003 Nr 15, poz. 145).

11. Wspólna konwencja bezpieczeństwa w postępowaniu z wypalonym paliwem jądrowym i bezpieczeństwa w postępowaniu z odpadami promieniotwórczymi, podpisana 03 października 1997 roku, ratyfikowana 09 marca 2000 roku (Dz.U. 2002 Nr 202, poz. 1704).

12. Traktat ustanawiający Europejską Wspólnotę Energii Atomowej – Euratom, podpisany 16 kwietnia 2003 roku, ratyfikowana 23 lipca 2003 roku.

4. Współpraca międzynarodowa w zakresie ochrony przed promieniowaniem jonizującym

Na skutek zwiększającego się zagrożenia promieniowaniem jonizującym wywołanym postępem techniki ochrona radiologiczna stała się problemem na skalę międzynarodową. Wydarzenia związane z atakiem na Hiroszimę i Nagasaki, a także historia elektrowni atomowej w Czarnobylu w 1986 r. i Japonii w 2011 stały się impulsem do tworzenia organizacji międzynarodowych, których zadaniem jest m.in. ochrona ludzi i środowiska przed promieniowaniem jonizującym. Ogrom zagrożenia spowodował, że niezbędna stała się współpraca wielu jednostek badawczych na całym świecie [1].

Wśród międzynarodowych organizacji badawczych, z którymi współpracuje Polska, znajdują się:

1. Międzynarodowa Agencja Energii Atomowej (MAEA) w Wiedniu. Agencja jest najważniejszym międzynarodowym forum rządowym w dziedzinie naukowej i technicznej współpracy dla pokojowego wykorzystania energii jądrowej. Została utworzona w 1957 r. jako autonomiczna organizacja Narodów Zjednoczonych. Agencja działa na rzecz promowania roli, jaką we wspieraniu zrównoważonego rozwoju ludzkości odgrywa nauka i technika jądrowa. Znaczący zakres jej działania jest związany z energetyką jądrową, a przede wszystkim jej bezpieczeństwem i postępowaniem z odpadami promieniotwórczymi oraz zapewnieniem wykorzystania technologii jądrowej wyłącznie do celów pokojowych. Zgodnie z potrzebami państw członkowskich (obecnie 134) MAEA

ułatwia transfer technologii jądrowych wykorzystywanych w medycynie, rolnictwie, przemysłowej gospodarce wodnej i innych dziedzinach życia. W dziedzinie bezpieczeństwa jądrowego jej działania są ukierunkowane na tworzenie wielostronnych, prawnie wiążących porozumień, które stają się coraz ważniejszymi mechanizmami zwiększania bezpieczeństwa jądrowego i radiacyjnego oraz bezpiecznego postępowania z odpadami radioaktywnymi na całym świecie. Polska jest członkiem założycielem MAEA od 1957 r. Członkostwo umożliwia udział kraju w działaniach międzynarodowych na rzecz podnoszenia bezpieczeństwa instalacji jądrowych, lepszego zabezpieczenia świata przed niebezpieczeństwem użycia ładunków jądrowych oraz dalszego rozwoju bezpiecznych dla ludzi technologii z wykorzystaniem promieniowania jonizującego.

2. Europejska Organizacja Badań Jądrowych (CERN) w Genewie. Jest to największy na świecie ośrodek badawczy fizyki cząstek elementarnych i struktury materii, utworzony w 1954 r. Laboratorium było jednym z pierwszych europejskich wspólnych przedsięwzięć i stało się modelowym przykładem międzynarodowej współpracy. Od czasu podpisania konwencji przez 12 założycieli CERN liczba państw członkowskich wzrosła do 20. W laboratorium pracuje ok. 7000 naukowców, którzy reprezentują 500 uczelni i ponad 80 narodowości. Tutaj też szkoli się przyszłych naukowców i inżynierów. Narzędzia laboratorium, akceleratory i detektory cząstek należą do największych i najbardziej skomplikowanych naukowych instrumentów. W 1994 roku podjęto decyzję o budowie kolejnego kompleksu akceleratorowego: LHC (*Large Hadron Collider*), obecnie największej na świecie inwestycji służącej nauce. Efekty międzynarodowych programów badawczych wykraczają poza sferę nauki. Realizując zaawansowany program badawczy, CERN stał się również przodującym ośrodkiem rozwoju i transferu technologii oraz tzw. *know-how*, przyczyniając się w ten sposób do przyspieszenia postępu technicznego w krajach członkowskich. Obecnie cały świat korzysta z wynalazku CERN – sieci World Wide Web (internetu). Polska jest pełnoprawnym członkiem tej organizacji od lipca 1991 r.

3. Zjednoczony Instytut Badań Jądrowych (ZIBJ) w Dubnej. Instytut został utworzony w 1956 r. w Dubnej niedaleko Moskwy, obecnie składa się z 18 państw członkowskich. Stanowi międzynarodową naukową organizację międzyrządową prowadzącą badania m.in. z zakresu fizyki teoretycznej i fizyki skondensowanej fazy materii. Wraz z badaniami podstawowymi są prowadzone badania stosowane. W ostatnich latach instytut stał się także miejscem kształcenia uniwersyteckiego. Polska jest członkiem założycielem organizacji od 1957 r.

4. Organizacja Traktatu o Całkowitym Zakazie Prób Jądrowych (CTBTO). Traktat został ratyfikowany przez Polskę w maju 1999 r. Dotychczas został on podpisany przez 176 państw, a ratyfikowało go 126 państw-sygnatariuszy. Niezależnie od nieoficjalnego statusu Organizacji Traktatu – CTBTO (dotychczas nie wszedł on w życie) powołany na mocy traktatu światowy system weryfikacji przestrzegania jego postanowień (tj. nieprzeprowadzania wybuchów głowic jądrowych) jest stale rozbudowywany i funkcjonuje prawidłowo. Podstawowy cel

CTBTO to całkowity zakaz jakichkolwiek prób broni jądrowej w jakimkolwiek środowisku, co ma służyć zapobieganiu rozwojowi oraz jakościowemu ulepszeniu broni jądrowej i ostatecznemu wejściu w życie zakazu rozwoju nowych zaawansowanych typów tej broni.

5. Europejskie Towarzystwo Energii Atomowej (EAES). Organizacja utworzona w 1954 r. skupia przedstawicieli agend rządowych i środowisk naukowych z ponad dwudziestu krajów europejskich. Polska jest członkiem tej organizacji od 1991 r.

6. Rada Państw Morza Bałtyckiego CBSS (*Council of the Baltic Sea States*), którą powołano w marcu 1992 r. na Konferencji Ministrów Spraw Zagranicznych w Kopenhadze, powstała z inicjatywy rządów Polski i Szwecji. Oba kraje w dniach 2-3 września 1990 r. przyjęły na konferencji w Ronneby w Szwecji Deklarację Morza Bałtyckiego. Celem działalności organizacji jest wzmacnianie bezpieczeństwa i stabilności w regionie poprzez współpracę w takich obszarach, jak: ochrona środowiska, transport, komunikacja, rybołówstwo, turystyka, współpraca regionalna, ochrona zasobów Bałtyku, energetyka, kultura i edukacja. W jej skład wchodzi przedstawiciele: Danii, Estonii, Finlandii, Islandii, Niemiec, Litwy, Łotwy, Norwegii, Polski, Federacji Rosyjskiej i Szwecji. Krajami o statusie obserwatora są: Francja, Włochy, Holandia, Słowacja, Ukraina, Wielka Brytania i Stany Zjednoczone. W drugim półroczu 2004 r. Polska sprawowała przewodnictwo w radzie.

Przystąpienie Polski do Unii Europejskiej rozszerzyło znacznie możliwości współpracy z krajami członkowskimi w zakresie ochrony środowiska, w tym także ochrony radiologicznej. Współpracę tę gwarantuje wspomniany w niniejszym rozdziale traktat Euratom. „(...) Jego Królewska Mość Król Belgów, Prezydent Republiki Federalnej Niemiec, Prezydent Republiki Francuskiej, Prezydent Republiki Włoskiej, Jej Królewska Wysokość Wielka Księżna Luksemburga, Jej Królewska Mość Królowa Niderlandów, uznając, że energia atomowa stanowi zasadnicze źródło rozwoju i ożywienia przemysłu, które umożliwi rozprzestrzenienie idei pokoju, przekonani, że jedynie wspólny wysiłek podjęty natychmiastowo może zaowocować osiągnięciami proporcjonalnymi do twórczego potencjału ich krajów, zdecydowani stworzyć warunki niezbędne do rozwoju silnego przemysłu jądrowego zapewniającego szeroki dostęp do zasobów energetycznych, prowadzącego do modernizacji procesów technicznych i zapewniającego, dzięki wielu innym zastosowaniom, dobrobyt ich narodów, pragnąc stworzyć warunki bezpieczeństwa niezbędne do eliminacji zagrożeń dla życia i zdrowia ludności, pragnąc włączyć inne kraje w swoje prace i współpracować z organizacjami międzynarodowymi zaangażowanymi w pokojowe wykorzystanie energii atomowej, postanowili ustanowić Europejską Wspólnotę Energii Atomowej (Euratom) (...)”[2].

Europejska Wspólnota Energii Atomowej – Euratom (*European Atomic Energy Community*) jest jedną z trzech Wspólnot Europejskich, obok Europejskiej Wspólnoty Węgla i Stali (EWWiS) i Europejskiej Wspólnoty Gospodarczej

(EWG). Traktat Euratom został zawarty 25 marca 1957 r. na mocy traktatów rzymskich, ustanawiając zadania wspólnoty w realizacji celu określonego jako podnoszenie poziomu życia w krajach członkowskich poprzez odpowiednie bezpieczne wykorzystanie energii atomowej. Traktat ten stanowi więc organizację sprawującą kontrolę i koordynację w zakresie cywilnej gospodarki jądrowej.

Główne założenia traktatu opierają się na stworzeniu warunków dla badań i rozwoju przemysłu atomowego, wspieraniu powstawania i rozwoju przemysłu związanego z promieniowaniem jonizującym poszczególnych państw członkowskich, wzmożonej działalności w dziedzinie pokojowego wykorzystania energii atomowej, prowadzeniu stałego nadzoru i kontroli oraz ustanowieniu jednolitych standardów i norm bezpieczeństwa ochrony radiologicznej wspólnoty. Zadania prowadzące do realizacji tych założeń to rozwój badań naukowych, dbałość o odpowiednie zaopatrzenie w surowce i paliwa jądrowe, nadzór nad normami bezpieczeństwa związanymi z tym sektorem gospodarki, stworzenie wspólnego rynku materiałów i urządzeń wykorzystywanych w przemyśle jądrowym oraz umożliwienie pozbawionego barier przepływu inwestycji i specjalistów w tej branży. Organizacja Euratom współpracuje także z krajami Europy Środkowej i Wschodniej oraz krajami powstałymi po rozpadzie ZSRR.

Traktat Euratom składa się z dziesięciu rozdziałów i jest obok innych traktatów stanowiących UE i tzw. traktatów rewizyjnych jednym z elementów prawa pierwotnego UE. Oprócz traktatów na prawo unijne w dziedzinie atomowej składają się też przepisy stanowiące prawo wtórne (tzw. *acquis communautaire*), czyli rozporządzenia mające moc odpowiadającą ustawom i dyrektywy, których postanowienia kraje członkowskie mają obowiązek wprowadzić do prawa narodowego, a także decyzje mające moc obowiązującą w odniesieniu do określonych podmiotów lub sytuacji. Istnieją także instrumenty o charakterze niewiążącym: zalecenia, wytyczne, uchwały, komunikaty i opinie.

W kwestii promieniowania w środowisku największe znaczenie posiada przyjęta w 1996 r. dyrektywa Rady nr 96/29/Euroatom, która zawiera podstawowe normy bezpieczeństwa dotyczące ochrony zdrowia pracowników i innych osób przed niebezpiecznym oddziaływaniem promieniowania jonizującego. Jednym z celów tej dyrektywy jest zwiększenie stopnia harmonizacji odpowiednich przepisów między państwami członkowskimi w warunkach powstałego, począwszy od 1993 r., jednolitego rynku UE.

Ponadto nie bez znaczenie są dyrektywy 97/43/Euratom w sprawie indywidualnej ochrony zdrowia przed zagrożeniami płynącymi z promieniowania jonizującego w związku z narażeniem medycznym oraz 89/618/Euratom z 22 listopada 1989 r. w sprawie informowania społeczeństwa o przewidzianych środkach ochrony zdrowia i działaniach podejmowanych w razie wystąpienia zdarzenia radiacyjnego. Równie ważne są dyrektywy 90/641/Euratom w sprawie praktycznej ochrony pracowników zewnętrznych narażonych na promieniowanie jonizujące podczas pracy na terenie kontrolowanym oraz 92/3/Euratom

w sprawie nadzoru i kontroli przesyłek odpadów promieniotwórczych między państwami członkowskimi oraz do i ze Wspólnoty.

Wśród wielu istotnych zaleceń Komisji Europejskiej z zakresu ochrony radiologicznej duże znaczenie odgrywają zalecenia dotyczące radonu: nr 90/143/Euratom z 1990 r. w sprawie ochrony ludności przed promieniowaniem wewnątrz pomieszczeń spowodowanym obecnością radonu (200 Bq/m^3) oraz nr 2001/928/Euratom z 2001 r. w sprawie ochrony ludności przed narażeniem pochodzącym od radonu znajdującego się w wodzie pitnej. Ustalenie dopuszczalnej wartości stężenia radonu w wodzie wodociągowej pozostawiono w gestii krajów członkowskich, przy czym rekomenduje się wartość 100 Bq/l . Jeżeli w wodzie pitnej stwierdzi się przekroczenie rekomendowanego stężenia radonu wody, takie należy objąć systematyczną kontrolą, a w razie konieczności poddać je procesowi uzdatniania. Stężenie radonu w wodzie wodociągowej nie powinno przekraczać wartości 1000 Bq/l .

5. Obiekty jądrowe zlokalizowane w sąsiedztwie Polski

Polska nie posiada elektrowni jądrowych, ma natomiast w sąsiedztwie (w odległości do 310 km od granic) 10 czynnych elektrowni jądrowych, w tym 27 bloków – reaktorów energetycznych o łącznej mocy ok. 18 tys. MW(e), co odpowiada mocy cieplnej ok. 55000 MW(t).

Wymienione elektrownie jądrowe obejmują:

1) 16 bloków z reaktorami WWER-440 każdy o mocy elektrycznej 440 MW, tj.

- 4 bloki elektrowni Bohunice zlokalizowane na Słowacji, w tym dwa bloki typu WWER-440/230,
- 2 bloki elektrowni Równe na Ukrainie,
- 4 bloki elektrowni Paks na Węgrzech,
- 2 bloki elektrowni Mochovce oraz 4 bloki elektrowni Dukovany w Czechach,

2) 6 bloków z reaktorami WWER-1000 każdy o mocy elektrycznej 1000 MW, tj.

- 2 bloki elektrowni Chmielnicki,
- 2 bloki elektrowni Równe na Ukrainie,
- 2 bloki elektrowni Temelin w Czechach,

3) 4 bloki z reaktorami BWR, tj.

- 3 bloki elektrowni Oskarshamn zlokalizowane w Szwecji, o mocach elektrycznych 495, 625 i 1200 MW,
- blok elektrowni Krümmel w RFN o mocy elektrycznej 1315 MW,

4) blok z reaktorem RBMK, tj. blok elektrowni Ignalino na Litwie o mocy elektrycznej 1500 MW.

W 2005 roku wyłączono z eksploatacji jeden reaktor typu BWR w elektrowni Barsebeck w Szwecji.

W związku z eksploatacją elektrowni jądrowych w najbliższym sąsiedztwie Polski istotnym elementem wpływającym na bezpieczeństwo radiacyjne kraju jest współpraca z dozorami jądrowymi krajów ościennych, realizowana na podstawie międzyrządowych, bilateralnych umów o wczesnym powiadamianiu o awarii jądrowej i o współpracy w dziedzinie bezpieczeństwa jądrowego i ochrony radiologicznej. W ocenie skali występujących zdarzeń radiacyjnych partnerzy umów posługują się jednolitymi kryteriami określonymi przez tzw. system INES (*International Nuclear Event Scale*) opracowany przez MAEA.

6. System bezpieczeństwa jądrowego w wybranych krajach Europy i świata

6.1. Bezpieczeństwo jądrowe na przykładzie Francji i Ukrainy

Organizacja bezpieczeństwa jądrowego we Francji oparta jest na zasadzie pierwotnej odpowiedzialności osoby kierującej obiektem jądrowym bądź jego źródłem. Bezpieczeństwo radiologiczne jest nadzorowane przez dyrektora bezpieczeństwa instalacji nuklearnych (DSIN), który odpowiada przed Ministrem Przemysłu i Środowiska oraz reguluje politykę bezpieczeństwa jądrowego wszystkich obiektów cywilnych. Zagadnienie monitoringu leży w gestii Ministra Zdrowia, do którego obowiązków należy również kontrola, czy osoby kierujące obiektem lub źródłem stosują się do ograniczeń gwarantujących brak ich negatywnego oddziaływania na środowisko i zdrowie ludzkie. Zadania monitoringu realizuje OPRI (*Office for Protection Against Ionizing Radiation*).

System bezpieczeństwa jądrowego na Ukrainie opiera się na wytycznych Normative Technical Documents (NTD), opracowanych przez International Atomic Energy Agency (IAEA). Decyzje w dziedzinie bezpieczeństwa jądrowego podejmuje MEPNS, czyli Ministerstwo Środowiska i Bezpieczeństwa Nuklearnego. Podstawowe akty prawne to [3]:

- NRBU-97 – reguluje normy bezpieczeństwa radiacyjnego zapewniającego bezpieczeństwo poszczególnym obywatelom, jaki i całej społeczności,
- OPB-U – określa podstawowe definicje i zasady obowiązujące na terenie zakładów wykorzystujących promieniowanie jądrowe; określa zasady odpowiedzialności i kontroli w obiektach jądrowych,
- PNAE G-1-024-90 – określa strategię energetyczną Ukrainy oraz zasady projektowania i budowania elektrowni jądrowych.

Obecnie na Ukrainie działają cztery reaktory energetyczne oraz cztery instytuty badawcze zajmujące się promieniotwórczością. Lokalizację wymienionych i oficjalnych baz wojskowych posiadających pociski jądrowe, a także pozostałych obiektów jądrowych przedstawiono na rys. 2.



Rys. 2. Obiekty jądrowe na Ukrainie

Fig. 2. Nuclear facilities in Ukraine

6.2. Bezpieczeństwo jądrowe na świecie na przykładzie Japonii i Kanady

Ze względu na ograniczone własne źródła energii oraz duże zapotrzebowanie na energię elektryczną dynamicznie rozwijającej się gospodarki japońskiej wzrosło zainteresowanie energią pochodzącą z rozszczepienia jąder uranu. Uwzględniając specyficzne uwarunkowania geologiczne Japonii, a więc możliwość występowania trzęsień ziemi, obiekty jądrowe (głównie w postaci elektrowni) lokalizuje się na podłożach z litej skały, natomiast konstrukcje obiektów jądrowych są wznoszone tak, aby wytrzymały trzęsienia ziemi, stąd też są one często zagłębiane znacznie poniżej poziomu ziemi. Jedynie w marcu 2011 r. w wyniku tsunami awarii uległa elektrownia Fukushima-1 [1]. Na rysunku 3. przedstawiono lokalizację reaktorów jądrowych na terenie Japonii.

Decyzje w zakresie bezpieczeństwa jądrowego Japonii podejmuje Ministerstwo Edukacji, Kultury, Sportu, Nauki i Technologii (MEXT) oraz Ministerstwo Ekonomii Handlu i Przemysłu (METI). Wprowadzają one w życie politykę jądrową, uwzględniając opinie organów doradczych, jakimi są Komisja Energii Atomowej (*Atomic Commission Energy*) oraz Komisja Bezpieczeństwa Nuklearnego (*Nuclear Commission Safety*). Oba ciała doradcze składają się z ekspertów fizyki i energetyki jądrowej. MEXT odpowiada za politykę atomową w dziedzinie technologii i nauki. Promuje badania i wprowadza w życie regula-

cje zapewniające bezpieczne, pokojowe użycie energii jądrowej oraz zabezpieczenia odszkodowania ze wyrządzone ewentualnie szkody. METI jest odpowiedzialne za politykę w sprawie energii jądrowej. MEXT odpowiada za bezpieczeństwo reaktorów badawczych i doświadczalnych (z wyjątkiem energetycznych). Odpowiedzialność za reaktory energetyczne ponosi METI. Do obowiązków Komisji Bezpieczeństwa Nuklearnego należy kontrola wydanych decyzji i pozwoleń. Ponadto do działań MEXT należy wprowadzanie regulacji prawnych dotyczących obrotu izotopami radioaktywnymi i monitoringu skażeń promieniotwórczych [4].



Rys. 3. Reaktory jądrowe w Japonii

Fig. 3. Nuclear reactors in Japan

Odpowiednikiem Państwowej Agencji Atomistyki w Kanadzie jest Canadian Nuclear Safety Commission's (CNSC). System prawny skonstruowany w sposób zapewniający bezpieczeństwo ludności i ochronę środowiska polega na szczegółowej kontroli źródeł promieniowania oraz wydawaniu specjalnych licencji na wykorzystanie energii i materiałów jądrowych. Podstawową zasadą obowiązującą podczas wydawania licencji jest świadomość, że żaden proces technologiczny nie jest bezpieczny. Wymagane jest więc zastosowanie wielostopniowego zabezpieczenia, zwłaszcza w przypadku używania materiałów radioaktywnych. CNSC kontroluje import, eksport oraz transport materiałów rozszczepialnych, a także technologii i wyposażenia koniecznego do ich użycia.

7. Podsumowanie

Próby uzyskania odpowiedzi na pytania związane z omawianym zagadnieniem mają więc ogromne implikacje zarówno w sferze nauk przyrodniczych i medycznych, jak również aspektów psychologicznych. Przestrzeganie przepisów przez pracowników ma kluczowe znaczenie dla ochrony ich zdrowia i życia. Należy przy tym pamiętać, że odpady promieniotwórcze są bardzo niebezpieczne. Nawet małe dawki napromieniowania organizmu, lecz rozłożone w czasie, stanowią zagrożenie dla zdrowia. Osoby mające do czynienia z materiałami radioaktywnymi powinny podlegać swoistej samokontroli. Pracodawca powinien często organizować szkolenia na temat bezpieczeństwa pracy ze źródłami promieniowania jonizującego, pracownicy zaś znać trzy podstawowe zasady ochrony radiologicznej:

- 1) im krótszy czas przebywania w pobliżu źródła promieniowania, tym mniejsza dawka,
- 2) im dalej od źródła promieniowania, tym bezpieczniej,
- 3) osłona osłabia promieniowanie.

Literatura

1. Kalda G., Shevelya V., Kylymnyk O.: Ochrona od promieniowania radioaktywnego i elektromagnetycznego. Chmielnickij 2012.
2. <http://europa.eu.int/eur-lex/lex/pl/treaties/dat/12006A/12006A.htm> (z dnia 19 stycznia 2008).
3. Kalda G., Shevelya V., Sokolan K.: Analiza stanu radiacyjnego środowiska terytorium Ukrainy. Prace Naukowe Niemieckiego Narodowego Uniwersytetu 53, 40, 2006, 87-92.
4. <http://www.if.pw.edu.pl/~pluta/pl/dyd/mfj/zal03/kalinowski/www/6.htm1#6.1>.

RADIOACTIVE CONTAMINATION CONTROL IN POLAND

Summary

The paper represents radioactive contamination monitoring system in Poland, France, Ukraine, Japan and Canada, and also legislative documents in the area of protection against ionizing radiation. The paper represents objects and nuclear installations in Poland, sources of radioactive wastes, nuclear objects located around Poland, and also objects dealing with converting and utilizing radioactive wastes.

A control of radioactive contamination in Poland is carried out within the Service of Measurements of Radioactive Contamination and the State Environmental Monitoring. Radiation situation monitoring relies on conducting systematic measurements.

The nuclear safety and radiobiological protection in Poland consists of a number of legal, organizational and technical projects securing a proper state of nuclear and radiation safety.

Poland doesn't have any nuclear power plants, however, in the neighborhood there are 10 active nuclear power plants. In connection with the exploitation of nuclear power plants in the

immediate vicinity of Poland, an important factor contributing to the country's radiation safety is cooperation with nuclear supervision services of neighboring countries.

The French Nuclear Safety Authority is based on the principle of prime responsibility of the head of a nuclear facility or its source. The issue of monitoring is the responsibility of the Minister of Health. The nuclear safety in Ukraine based on the guidelines of Normative Technical Documents (NTD), developed by the International Atomic Energy Agency (IAEA). Decisions in the scope of nuclear safety in Japan are taken by the Ministry of Education, Culture, Sports, Science and Technology and the Ministry of Economy, Trade and Industry. They implement nuclear policy, taking into account the opinions of advisory bodies, which are the Atomic Energy Commission and Nuclear Safety Commission. Both advisory bodies are composed of experts on physics and nuclear energy.

Keywords: radioactive contamination, control, nuclear and radiation safety

DOI: 10.7862/rb.2013.3

Przesłano do redakcji w styczniu 2013 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Galina KALDA¹
Igor KOVTUN²
Katerina SOKOLAN³

SOLAR ENERGY AND POSSIBILITIES OF ITS USAGE

This paper represents ways to produce electric power and heat by means of solar radiation. There are described advantages and disadvantages of using solar energy in modern conditions. There are shown examples of using Sun energy in variety of manufacturing branches and transport.

Solar energy is assumed a solar radiation which is used to produce some kind of power. Solar power uses renewable source of energy and can become one which would be, in perspective, ecologically clean so as to not produce hazardous wastes. Now solar power is being widely used when scarce of other sources of energy added by plenitude of solar radiation is economically reasonable.

Theoretically the advantage of solar energy is in its total safety for environment (however manufacturing photo-cells uses harmful substances). There's potential risk that total implementing of solar power can change albedo of the Earth surface and bring to changes in its climate. But in the modern level of using this power it's highly unlikely.

The problem of having large spaces of the ground under solar installations is solved by using solar aerostat power stations, applicable to land, sea or air bases.

Solar energy flow that reaches the Earth surface strongly depends on latitude and climate. For different places the average annual amount of sunny days can vary significantly.

The problem that power of solar power station depends on time of the day and weather is solved by solar aerostat power stations.

The next problem is the high price set on solar photocells. This disadvantage can be probably eliminated with developing technology. Today prices for photocells lower at the average by 4% annually.

Keywords: solar radiation, solar energy, using energy

¹ Autor do korespondencji: Galina Kalda, Rzeszow University of Technology, 6 Powstancow Warszawy Avenue, 35-959 Rzeszow, tel. +48 17 8651068, kaldagal@prz.edu.pl.

² Igor Kovtun, Khmelnytsky National University, 11 Instytutska Street, Khmelnytsky, 29016 Ukraine, tel. +38 0682023812, ikov@tup.km.ua.

³ Katerina Sokolan, Khmelnytsky National University, 11 Instytutska Street, Khmelnytsky, 29016 Ukraine, tel. +38 0681732840, sokolan@tup.km.ua.

1. Introduction

Solar energy is assumed a solar radiation which is used to produce some kind of power. Solar power uses renewable source of energy and can become one which would be, in perspective, ecologically clean so as to not produce hazardous wastes.

Now solar power is being widely used when scarce of other sources of energy added by plenitude of solar radiation is economically reasonable. Some individuals and organizations are also using it due to their idea to focus on exploring ecological harmless dispersed solar energy.

2. The ways to generate electricity and heat by solar radiation

Generating electricity by photo-cell

Let's consider the ways to generate electricity and heat by variety of photo-cells, which are used now in solar power stations.

Helio-thermal power industry uses heating surface, by absorbing solar rays, and further distributing and using produced heat (focusing solar radiation on vessel with water to use hot water for heating or steam power generators).

Solar sail can transform solar rays into kinetic power in vacuum.

Thermal air power stations are those transforming solar power into power of airflow led to turbo-generator.

Helio-power stations are solar installations using high-concentration solar radiation as a power to activate thermal and other machines (vapor, gas-turbine, thermal-electrical).

Solar aerostat power stations generate water steam inside a balloon of aerostat by solar radiation heating aerostat's surface covered with selective-absorbing coat. The advantage of such power stations is that vapor resource in balloon is enough to keep power station working in conditions of low illumination and unfavorable weather.

Solar radiation stream incident to 1 m^2 surface perpendicular to this radiation at the distance of one astronomic unit from Sun center (out of Earth atmosphere) equals 1367 Wt/m^2 (solar constant). The absorbing of Earth atmosphere makes it equal 1020 Wt/m^2 at the sea level. However it's important to consider the fact that daily average rate of solar radiation is at least three times lower (because of changing day and night, and angle between Sun and horizon). In winter in the middle latitude this value is two times lower. This quantity of energy gained from one unit of illuminated area determines perspectives of solar power.

Photo-electric cells are semi-conductors directly transforming solar power into electricity (photo-cells). A set of assembled cells is called solar battery.

Solar collectors are solar heated low-temperature installations.

Fig. 1. Generating energy by photo-cells

Rys. 1. Wytwarzanie energii przez fotokomórki



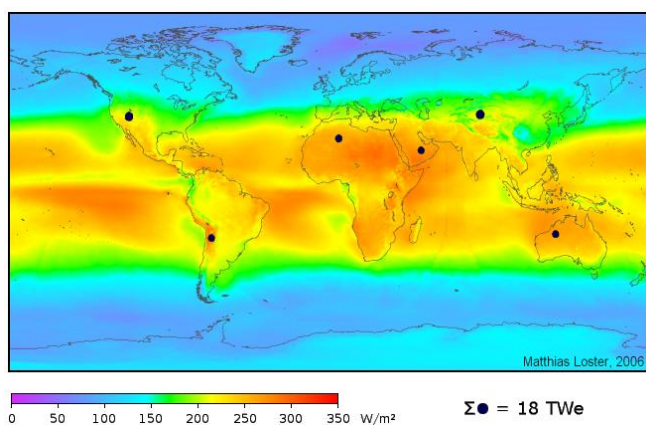
Fig. 2. Laundry supplied by solar power

Rys. 2. Pralnia zaopatrywana przez energię słoneczną



Fig. 3. Solar radiation map

Rys. 3. Mapa promieniowania słonecznego



Organic batteries are units transforming solar rays into electricity by genetically modified cells, printed on thin plastic with conductor.

Figure 1 represents example of photo-cell generating energy. Figure 2 demonstrates effective usage of photo-cells supplying laundry [1, 2]. Regions of our planet, which are richly provided with solar radiation during the whole year are shown in Fig. 3 [3].

3. Advantages of solar power

Availability and inexhaustibility of the source

Theoretically the advantage of solar energy is in its total safety for environment (however manufacturing photo-cells uses harmful substances). There's potential risk that total implementing of solar power can change albedo of the Earth surface and bring to changes in its climate. But in the modern level of using this power it's highly unlikely [4, 5]. Figure 4 shows solar batteries on the roof of Science Academy of Russia supplying illumination and heating.



Fig. 4. Solar batteries on the roof of Science Academy of Russia

Rys. 4. Baterie słoneczne na dachu Akademii Nauk Rosji

4. Disadvantages of solar power

4.1. Fundamental problems

Relatively low value of the solar constant makes solar industry occupy large areas for power stations (for example, 1 GWt power station may need a few square kilometers area). However this disadvantage is not that big, for example hydro-power industry takes away much larger piece of the ground. Besides,

photo-cells are installed at the height of 1.8-2.5 m, what allows using the ground under it for agriculture or a stock walk.

The problem of having large spaces of the ground under solar installations is solved by using solar aerostat power stations, applicable to land, sea or air bases. Solar energy flow that reaches the Earth surface strongly depends on latitude and climate. For different places the average annual amount of sunny days can vary significantly.

4.2. Technical problems

Solar power station works neither in night hours nor effectively in morning and evening hours. At the same time the peak consumption of electricity occurs in evening. Besides, the power of the station can rapidly and unexpectedly vary because of weather changes. To overcome these disadvantages it's needed either to use effective electric accumulators (this problem hasn't been solved by now) or to build hydro-accumulative stations, which occupy also large territory, or to use hydrogen power concept, which is still far from economic benefits.

The problem that power of solar power station depends on time of the day and weather is solved by solar aerostat power stations.

The next problem is the high price set on solar photocells. This disadvantage can be probably eliminated with developing technology. Today prices for photocells lower at the average by 4% annually.

Another disadvantage of solar elements is their insufficient efficiency factor. The surface of photo-panels should be regularly cleaned from dust and other contamination, but having their area measured in square kilometers can complicate it.

Photo-cell efficiency reduces at its warming, what entails necessity to install cooling systems, usually water ones. After 30 years exploring effectiveness of photo-cells will decrease.

4.3. Ecological problems

Although this type of energy is ecologically pure, the photo-cells themselves contain harmful substances, for example, lead, cadmium, gallium, arsenic etc., and their manufacturing uses lots of another dangerous substances. The lifetime of modern photo-cells is limited (30-50 years) and their global using will pose the complicated problem of their utilizing, which also doesn't have a solution acceptable for ecology.

Recently it's been developing manufacturing of thin-film photo-cells whose structure contains about 1% silicium. Due to low contents of silicium thin-film photo-cells are cheaper but have lower efficiency so far. For example in 2010 "Shell" Company made a decision to focus on manufacturing thin-film elements and sold its business on manufacturing silicium photo-cells.

5. Using solar power in chemical industry

Solar energy can be applied to many chemical processes. For example, Israel Weizmann Institute of Science in 2010 tested new technology to produce non-oxidated zinc in solar tower. Zinc oxide in presence of charcoal was heated to 1200 deg C temperature on the top of solar tower. The process results in pure zinc. Further zinc can be sealed and transported to plants generating electric power. Having been delivered to the plant zinc is settled in the water, and chemical reaction generates hydrogen and zinc oxide. Zink oxide can be recycled to get pure zinc in solar tower. Technology has passed testing in solar tower of Canadian Institute for the Energies and Applied Research.

Swiss Company Clean Hydrogen Producers (CHP) has developed technology for manufacturing hydrogen from water by means of parabolic solar concentrators. The area of mirrors in installation makes 93 m². In the focus of concentrator temperature reaches 2200 deg C. Water gets to separate into hydrogen and oxygen at more than 1700 deg C temperature. For the light time of the day 6.5 hours (6.5 kWt · hr/m²) CHP installation can separate 94.9 liters of water into hydrogen and oxygen. This will produce 3800 kg of hydrogen annually (about 10.4 kg per day).

Hydrogen can be used for manufacturing electric power or as a transport fuel.

6. Solar transport

Photo-cells can be installed on various means of transport: boats, electro-cars and hybrid-cars, planes, airships etc. (Figs. 5 and 6). Photo-cells generate electricity, which can be used as on-board supply or to power electric engine of the transport means.



Fig. 5. Unmanned plane Helios with photo-cells on wings

Rys. 5. Bezzałogowy samolot Helios z fotokomórkami na skrzydłach



Fig. 6. Photo-cells on the roof of car Prius, 2008

Rys. 6. Fotokomórki na dachu samochodu Prius, 2008

In Italy and Japan photo-cells are installed on the train roof. They supply with electricity conditioning, lighting and emergency systems.

Solatec LLC Company trades thin-film photo-cells to be installed on the roof of hybrid-car Toyota Prius. Thin-film photo-cells have thickness of 0.6 mm what has no effect on car aero-dynamics. Photo-cells are purposed to charge car accumulator what allows 10% increasing of its mileage.

7. Using solar batteries

Solar batteries are widely used in tropic and sub-tropic regions with high amount of sunny days (Fig. 3). They are especially popular in Mediterranean countries where they are set on the roofs of living buildings for heating water and generating electricity. In perspective they will be used to charge electro-cars (Fig. 6) [6, 7].

Solar battery is a type of alternative energy generators, transforming solar electromagnetic radiation into electricity. It's in the research objective of helio-power industry. Manufacturing solar batteries is developing very intensively. One of the types of solar batteries is shown in Fig. 7.

Solar radiation flow incident to one square meter not taking into consideration its loss in atmosphere makes 1350 Watts. At the same time partial power of solar radiation in Europe in cloudy weather even during the day can be less than 100 Wt/m². By means of mostly used solar batteries this energy can be transformed into electricity with 9-24% efficiency. In this case the price for battery makes 1-3 dollars at one kilo Watt of nominal power. At industrial generating electricity by photo-cells the price for one kilo Watt will make 0.25 dollars. By 2013 their prime price will go down to 0.15 dollars. Figure 8 shows one of the industrial types of solar-wind installations.



Fig. 7. Solar battery

Rys. 7. Bateria słoneczna



Fig. 8. Solar-wind installation

Rys. 8. Instalacja Solar-wind

Some laboratories have created solar elements with 44% efficiency factor. Russian scientists (c. Dubna) have created elements with 54% efficiency factor, but these highly effective panels can't be widely used because of their high price [4].

Solar battery is one of the main ways to get electric power on space ships: they have long lifetime with no spending any material and at the same time are ecologically clean (unlike nuclear and radio-isotope reactors).

However while the flights remote from sun (behind Mars orbit) their usage becomes complicated because the sun energy flow is inversely proportional to square distance from Sun. As for flying to Venus and Mercury, on contrary, the power of solar batteries significantly rises (in Venus area – by two times, in Mercury area – by six times).

8. Conclusion

Thus, possibilities of using solar energy in various branches aimed at reducing price for energy resources and improving ecology on our planet are quite high and insufficiently used by many states today. Reaching for usage of solar energy is the actual goal of mankind now, what will give a chance to have cheap electricity and heat on one hand and to improve ecology on the planet on the other hand.

References

1. Kalda G., Pietrucha-Urbanik K., Studziński A.: Możliwości zastosowania powietrznych kolektorów słonecznych w gospodarce polskiej. Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, seria: Budownictwo i Inżynieria Środowiska, 2/2012, 59, 365-372.
2. Kalda G., Pietrucha-Urbanik K., Studziński A.: Możliwości zastosowania ogniw fotowoltaicznych w budownictwie. Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, seria: Budownictwo i Inżynieria Środowiska, 2/2012, 59, 361-364.
3. Romanov J.: Solar market. Delovoj Vestnik, 09(172), 2008.
4. Krylov O.V.: Limited resources as the cause of forthcoming crisis. Vestnic of Russian Science Academy, 70, 2, 2000, 136-146.
5. Kalda G., Smorąg A.: Budowa i obliczanie powierzchni kolektorów słonecznych. Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, seria: Budownictwo i Inżynieria środowiska, 283, 59/(1/12/I), 103-115.
6. Kalda G., Smorąg A.: Stan obecny sektora energetyki słonecznej w Polsce i prognoza jej wykorzystania w przyszłości. Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, seria: Budownictwo i Inżynieria Środowiska, 283, 4/2012, 59, 59-68.
7. Kalda G., Paterek R.: Perspektywy wykorzystania energii słonecznej w Polsce. Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, seria: Budownictwo i Inżynieria Środowiska, 2/2011, 58, 89-95.

ENERGIA SŁONECZNA I MOŻLIWOŚCI JEJ ZASTOSOWANIA

Streszczenie

Artykuł reprezentuje zasoby otrzymania energii elektrycznej i ciepła w wyniku promieniowania słonecznego. W pracy opisano zalety i wady zastosowania energetyki słonecznej, a także przytoczono przykłady wykorzystania energii Słońca w różnych rodzajach przemysłu i transportu. Energia słoneczna jest przyjmowana z promieniowania słonecznego, które jest wykorzystywane do produkcji pewnej ilości energii. Energia słoneczna używa odnawialne źródło energii i może stać się jedną z ekologicznie czystych, nieprodukującą niebezpiecznych ubytków. Obecnie energia słoneczna jest coraz częściej używana, ponieważ jest ekonomicznie opłacalna.

Ogólnie, energia słoneczna jest bezpieczna dla środowiska, mimo szkodliwych substancji w produkcji ogniw, które uzupełniają energię słoneczną, mogą zmieniać powierzchnię Ziemi

i doprowadzać do zmian klimatu. Jednak przy obecnym wykorzystaniu energii Słońca jest to mało prawdopodobne.

Problem udostępnienia wielkich powierzchni na ziemi pod instalacje solarne jest rozwiązywany przez zastosowanie stacji słonecznych zlokalizowanych na lądzie, morzu lub nad powierzchnią ziemi. Ilość energii słonecznej docierającej do powierzchni Ziemi zależy od szerokości i klimatu. Dla różnych miejsc przeciętna roczna suma dni słonecznych może znacząco się zmieniać. Moc energii słonecznej zależy od pory dnia i pogody. Znaczącym utrudnieniem jest wysoka cena instalacji ogniw, które prawdopodobnie zostanie wyeliminowane wraz z rozwojem technologicznym. Dzisiaj cena ogniw obniża się, osiągając rocznie 4% spadek.

Słowa kluczowe: promieniowanie słoneczne, energetyka słoneczna, wykorzystanie energii

DOI: 10.7862/rb.2013.4

Przesłano do redakcji w styczniu 2013 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Natalia MIRONOVA¹
Galina KALDA²
Oleg LISHCHUK³

HYDROCHEMICAL AND TOXICOLOGICAL COMPOSITION IN TECHNOGENIC LAKES OF MALE POLISSYA IN UKRAINE

The article presents the research results of hydrochemical indicators and assessment phytotoxic conditions (heavy metals content) in inactive water-filled sandpit (technogenic lakes) in the area of Male Polissya of Ukraine. Determined that these new man-made elements hydrographic network of have allowable values hydrochemical parameters and heavy metals in water and pit-bottom sediments, therefore suitable for recreational use. Extraction of mineral resources by opencast methods involve violations of lithogenic base of the landscape, changing the hydrological regime, and thus the destroying of natural ecosystems. The physical-geographical area of Male Polissya is located between Volhynia forest-steppe sublimity in the north, Roztochchiam north-west and by Podil'skoy forest-steppe sublimity on a southeast. Stretched out from Zhytomyr part of Ukrainian Polissya on east to Rava-Ruska on a west and farther passes to territory of Poland. A special feature of the sand extraction in the eastern part of Male Polissya is development of water-filled pits, which initially had the sand extraction from the surface layer, and then, when the pit depth reached groundwaters level and the pit got gradually filled with them - from the water layers with the help of dredges. The objects of the research are man-made water body that were formed in the eastern part of the Male Polissya from the late 60-ies of the 20th century during active development of the area as a resource base for sand extraction for the needs of the construction industry. At present, most of the water-filled sand pits are not being developed and essentially they are man-made lakes. They differ from natural lakes by the structure of the bottom and littoral zone, as in the formation of them the leading role was played by not natural, but technological and economic factors of pit

¹ Autor do korespondencji: Natalia Mironova, National Forestry University of Ukraine, Khmelnytsky National University, 11 Instytutska Street, Khmelnytsky, 29016 Ukraine, +38 0671177093, miron@tup.km.ua.

² Galina Kalda, National Forestry University of Ukraine, Khmelnytsky National University, 11 Instytutska Street, Khmelnytsky, 29016 Ukraine, +38 0974785986, kalda@tup.km.ua.

³ Oleg Lishchuk, National Forestry University of Ukraine, Khmelnytsky National University, 5 Naukowa Street, Lviv, 38012 Ukraine, +38 0678023871, olishczuk@lftu.lv.ua.

development. The considerable depth of these lakes (5-25 m) and low levels of suspended solids in the water makes it blue color, so that local people often call cascades of these reservoirs "Blue Lakes".

Keywords: technogenic lakes, sand pits, hydrochemical composition, heavy metals

1. Introduction

Extraction of mineral resources by opencast methods involve violations of lithogenic base of the landscape, changing the hydrological regime, and thus the destroying of natural ecosystems.

Choice in remediation directions of the used pit fields depends on the technological features of mining activities. Today the water remediation of pit becomes a very important, and the result of this is the creation of reservoirs to replace the sand pits. An example of this approach is the recultivation of quarry in Germany [1], Poland [2], sulfur pits in Lviv region [1, 3]. Further tasks of converting these reservoirs into recreational objects are the study and monitoring of hydrochemical parameters that will serve as the basis for development of biological reclamation.

The physical-geographical area of Male Polissya is located between Volhynia forest-steppe sublimity in the north, Roztochchiam north-west and by Podil'skoy forest-steppe sublimity on a southeast. Stretched out from Zhytomyr part of Ukrainian Polissya on east to Rava-Ruska on a west and farther passes to territory of Poland.

A special feature of the sand extraction in the eastern part of Male Polissya is development of water-filled pits, which initially had the sand extraction from the surface layer, and then, when the pit depth reached groundwaters level and the pit got gradually filled with them – from the water layers with the help of dredges.

At the end of operation terms, such pits represent artificial reservoirs of technogenic origins (man-made lakes) with a specific and unique combination of environmental factors. This eliminates the need for flooding to be carried out as the first phase of water reclamation, and displays the priorities to determine hydrochemical and toxicological conditions for the created reservoirs with further development of reclamation measures to optimize water environment and formation real reservoir, which can be used for the purposes of recreation and environmental protection.

2. Materials and methods of research

The objects of the research are man-made water body that were formed in the eastern part of the Male Polissya from the late 60 of the 20th century during active development of the area as a resource base for sand extraction for the needs of the construction industry.

At present, most of the water-filled sand pits are not being developed and essentially they are man-made lakes. They differ from natural lakes by the structure of the bottom and littoral zone, as in the formation of them the leading role was played by not natural, but technological and economic factors of pit development. The considerable depth of these lakes (5-25 m) and low levels of suspended solids in the water makes it blue color, so that local people often call cascades of these reservoirs „Blue Lakes”.

In order to determine the hydrochemical and toxicologic conditions man-made lakes and development of directions for further use of these reservoirs, the hydrochemical indicators and concentration of heavy metals in the water and and pit-bottom sediments was studied. When collecting the samples, preparing them for analysis, and evaluation of results, the current Ukrainian regulatory and methodical documents were used. Determination of heavy metals were carried out by atomic absorption spectroscopy.

3. Research results and discussion

In man-made landscapes where specific conditions are created due to changes in lithogenic base and hydrological regime, one of the leading preliminary stages of the research and basic foundation for the fitomelioration activities are hydrochemical and hydrotoxic conditions of the technogenic reservoir. It is they characterize the suitability of abiogenic factors reservoir for the formation and development of the ecological community.

Technogenic lakes of Male Polissya have a mixed type of power supply (groundwater, snow melt water and precipitation). The biggest influence on the hydrochemical parameters due to the considerable depth of lakes has a chemical composition of groundwater, which is a positive condition because snow water and precipitation today referred to as potential carriers of anthropogenic pollution and they often worsen the hydrochemical composition of waterbodies.

Groundwater of study area formed in the Quaternary sediments and are called hydrocarbon calcium or hydrocarbon sodium-calcium with mineralization of 0,39-0,62 g/dm³, moderate hardness 3,7-6,7 mg · ekv/dm³ and weakly alkaline reaction pH [4].

We set the chemical composition of technogenic lakes of Male Polissya (Table 1), which in general is not significantly different from the chemical composition of groundwater and concentration standards in the field of fisheries and water for industrial, cultural and domestic purposes, approved in Ukraine. So hydrochemical conditions of these lakes are favorable for fitomelioration activities and secure development of biocenosis and recreational use.

An important condition for the security of technogenic lakes is to match their toxicological parameters for standards, especially on the content of heavy metals. From the environmental point of view, the entry of toxic substances into the water of technogenic lakes is considered as a process of toxification.

Table 1. Average values of hydrochemical parameters of technogenic lakes

Tabela 1. Średnie wartości parametrów hydrochemicznych jezior technogennych

No	Parameter	Measurement unit	Standards for industrial water and drinking water	Standards for fishery water	Average parameters
1	pH	instrument	6,5-8,5	-	7,9
2	Color	[degree]	< 35	-	9
3	Suspended solids	[mg/dm ³]	-	-	24,1
4	Ammonium salt	[mg/dm ³]	2,6	0,5	0,2
5	Nitrites	[mg/dm ³]	3,30	0,08	0,01
6	Nitrates	[mg/dm ³]	45,0	40,0	0,7
7	Soluble oxygen	[mg O ₂ /dm ³]	≥ 4,0	≥ 6,0	6,6
8	BSK ₅ /BSK ₂₀	[mg O ₂ /dm ³]	-/≤ 3,0	-/≤ 3,0	1,5/1,7
9	Alkalinity	[mg-ekv/dm ³]	0,5-6,5	-	2,8
10	Stiffness	[mg-ekv/dm ³]	7,0	-	2,7
11	Dry residue	[mg/dm ³]	1000	-	230
12	Chlorides	[mg/dm ³]	350	300	4,7
13	Sulfates	[mg/dm ³]	500	100	44
14	Calcium	[mg/dm ³]	180	180	63
15	Magnesium	[mg/dm ³]	40	-	2,5
16	Hydro-carbonates	[mg/dm ³]	-	-	164,1
17	Phosphates	[mg/dm ³]	-	3,12	0,03
18	Sulfide ions	[mg/dm ³]	0	-	0
19	Silikat ions	[mg/dm ³]	30	-	2,7

Marker „-” means that this option for this reservoir is not standardized.

Among the heavy metals the most important role in water pollution plays zinc, lead, cadmium, copper, nickel etc. Toxicity of some compounds varies greatly and differs for different aquatic organisms. Lead is highly toxic for many macrophytes in concentrations above 0,1 mkg/dm³, cadmium – 1 mg/dm³ [5].

Aquatic organisms can accumulate in their tissues unusually high concentrations of heavy metals. Moreover, the levels of accumulation of metals in their organisms reflect not only the concentration of pollutants in the environment, but also their bioavailability to living organisms, which is based on toxicity. Ecological effects of pollutants appear on the level of organisms, population, biocenotic level and ecosystem levels.

At the level of organisms there may be observed violations of certain physiological functions, behavior change, reduction in the growth rate, the increase in mortality due to direct poisoning or decrease in the resistance to stress state of the environment. At the population level, the pollution can cause changes in the numbers and biomass, fertility and mortality, sex and size structure, dynamics and a number of functional properties [6].

In biocenotical levels the pollution appears to change the structure and function of a community as one and the same contaminant affects differently the components of the biological community. Under the influence of toxic substances the chorological structure changes and the chain decomposition begins to dominate, anaerobic processes dominate over aerobic processes, destruction over products. Finally, the degradation of ecosystems take place, they deteriorate as elements of human environment and reduce their positive role in shaping of biosphere, depreciation in economic terms (replacing valuable species by the species of little value, the appearance of harmful species etc.) [5]. For this reason, we determined the content of heavy metals in water of technogenic lakes (Table 2).

Table 2. Average content of heavy metals in technogenic lakes water

Tabela 2. Średnia zawartość metali ciężkich w technogennych wodach jezior

Chemical element	The content in water sample [mg/dm ³]	Standard for water objects of industrial and drinking, cultural and common purpose [mg/dm ³]
Cu	0,012	1,0
Ni	0,07	0,1
Zn	0,06	1,0
Pb	<0,01	0,03
Cd	<0,0001	0,001
Fe	0,030	0,3

Analysis of the data table indicates the compliance of their concentration to the standards in the field of fisheries and water for industrial, cultural and domestic purposes, approved in Ukraine.

Evaluation of toxic conditions on the content of heavy metals in the water only can not be complete, because the formation of technogenic lakes accompanied by the gradual uncovering of rocks that may have increased the concentration of heavy metals with depth.

At the expense of dynamic processes in the system „water – bottom sediments” is potentially a transition of toxic substances in the water column, which may influence the toxicity of the water environment for aquatic organisms. In addition, the development rooted higher aquatic plants that perform multiple functions in water (decorative aesthetic, sedimentation, consolidation etc.), on the toxic substrates is limited [7].

We examined content of mobile forms of heavy metals in pit-bottom sediments (Table 3), as they characterize migration ability of elements and their ability to move into other media, and especially – water and in plant biomass.

It must be noted that today in Ukraine there are no approved standards for the content of heavy metals in bottom sediments of natural waters. Therefore,

the relative assessment of the degree of contamination of bottom sediments can be given on the basis of comparison with clark content in sedimentary rocks. Analysis of Table 3 indicates small content of water-soluble forms of heavy metals in pit-bottom sediments.

Table 3. The content of mobile forms of heavy metals in pit-bottom sediments of technogenic lakes

Tabela 3. Zawartość mobilnych form metali ciężkich w osadach dennych jezior technogennych

Chemical element	Content in sediments [mg/kg]	Clark metal [mg/kg]
Cu	0,17	57
Ni	0,028	95
Zn	2,1	80
Pb	<0,05	20
Cd	<0,005	23

4. Conclusions

Inactive water-filled sandpit (technogenic lakes) in the area of Male Polissya of Ukraine can serve as a formation element of artificial aquatic landscape suitable for recreational use, because the determined by us hydrochemical parameters and content of heavy metals in water meets the maximum permissible concentration for standards in the field of fisheries and water for industrial, cultural and domestic purposes.

Small amounts of heavy metals in bottom sediments make it possible to conclude about the improbability of re-contamination of water masses by the metals due to their remobilization from bottom sediment.

References

1. Didukh O.I.: Formation of hydrochemical parameters in artificial lakes (on the example of Javoriv Lake). First Ukrainian Meeting of the Ecologists (ECOLOGY-2006): Abstracts from the International Scientific Conference, O.I. Didukh, M.S. Malyovany (ed.). Vinnytsya October 4-7, 2006, UNIVERSUM-Vinnytsya 2006.
2. Kasztelewicz Z.: Poprawianie krajobrazu. Rekultywacja terenów pogórnich w polskich kopalniach odkrywkowych. Cz. II. Surowce i Maszyny Budowlane, 1, 2011, 73-74.
3. Kucheryavy V.P.: Reclamation and fitomelioration. Manual. V.P. Kucheryavy, Y.V. Genyk, A.P. Dyda, M.M. Kolodko (ed.). Svit, Lviv 2006.
4. Zylov E.A.: Hydrobiology and water Ecology (organization, functioning and pollution of ecosystems): training manual. Publishing house of Irkutsk State University, Irkutsk 2009.
5. Kucheryavy V.P.: General Ecology. Svit, Lviv 2010.
6. Krot Y.G.: Using of up-water aquatic plants in biotechnology for cleaning of upper waters and sewage waters. Hydrobiological Journal, 42, 1, 2006, 47-61.
7. Sadchikov A.P.: Ecology of coastal-water vegetation (training manual for students of high schools. Publishing house NIA-Priroda, REFIA 2004.

HYDROCHEMICZNY I TOKSYKOLOGICZNY SKŁAD TECHNOGENNYCH JEZIOR NA TERENIE MAŁEGO POLESIA UKRAIŃSKIEGO

Streszczenie

Artykuł prezentuje rezultaty poszukiwań wskaźników hydrochemicznych i oceny warunków fitotoksycznych (zawartości metali ciężkich) w nieczynnej, wypełnionej wodą piaskownicy (jeziorze technogennym) na terenie Polesia Ukraińskiego. Ustalono, że te nowe sztuczne elementy sieci hydrograficznej, mające dopuszczalne wartości parametrów hydrochemicznych i metali ciężkich w wodzie i osadach dennych, nadają się do wykorzystania rekreacyjnego. Wydobycie surowców mineralnych metodami odkrywkowymi wiąże się z litologicznym naruszeniem stanu krajobrazu, zmianą reżimu hydrologicznego, a tym samym ze zniszczeniem naturalnego ekosystemu.

Fizyczno-geograficzny obszar Polesia jest zlokalizowany pomiędzy wołyńskimi leśno-stepowymi wyniosłościami na północy Ukrainy, Rostoczem na północnym zachodzie i podolskimi leśno-stepowymi wyniosłościami na południowym wschodzie. Obszar ten jest rozciągnięty od części żytomierskiego Polesia Ukraińskiego do Rawy Ruskiej, a dalej przechodzi na terytorium Polski.

Szczególną cechą wydobycia piasku we wschodniej części Polesia jest rozwój wypełnionych wodą dołów, które były początkowo wydobywane z warstwy powierzchniowej, a potem – gdy głębokość dołów osiągnęła poziom wód gruntowych i zostały one stopniowo nimi wypełnione – z warstwy wodnej za pomocą pogłębiarek.

Obiektami badań były sztuczne zbiorniki wodne, które zostały utworzone we wschodniej części Polesia w latach 60. XX wieku w okresie intensywnego rozwoju obszaru jako bazy surowcowej dla wydobycia piasku na potrzeby budownictwa. Obecnie większość piaskowych dołów wypełnionych wodą to sztuczne jeziora. Różnią się one od naturalnych jezior strukturą dna i strefą brzegową, a w ich tworzeniu wiodącą rolę odegrały nie naturalne, lecz technologiczne i ekonomiczne czynniki rozwoju dołów. Znaczna głębokość tych jezior (5-25 m) oraz niski poziom zawiesiny w wodzie sprawiają, że woda przybiera kolor niebieski. Miejscowa ludność kaskady tych zbiorników często nazywa „niebieskimi jeziorami”.

Słowa kluczowe: jeziora technogenne, piaskownica, skład hydrochemiczny, metale ciężkie

DOI: 10.7862/rb.2013.5

Przesłano do redakcji w styczniu 2013 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Witold NIEMIEC¹
Monika ZDEB²

PLANTACJA WIERZBY ENERGETYCZNEJ NAWOŻONA OSADAMI ŚCIEKOWYMI

Zwiększające się potrzeby energetyczne przy jednoczesnym zmniejszaniu się ilości zasobów paliw kopalnych wymuszają stosowanie alternatywnych źródeł energii. Najczęstszym jest biomasa. Istotne jest, jak dla każdej uprawy, uzyskanie jak najwyższego plonu na jak najmniejszej powierzchni, co można osiągnąć przede wszystkim przez dostarczenie właściwych składników pokarmowych dla roślin w odpowiednich ilościach. Alternatywą dla nawozów mineralnych i organicznych są komunalne osady ściekowe. Problemy z wyczerpywaniem paliw kopalnych oraz systematycznie wzrastającą ilością osadów ściekowych determinują stworzenie wspólnego rozwiązania, jakim może być plantacja wierzby energetycznej, nawożona osadami ściekowymi. W opracowaniu dokonano krótkiej charakterystyki wierzby energetycznej i zabiegów agrotechnicznych związanych z jej uprawą. Podano sposoby nawożenia plantacji wierzby energetycznej, ze szczególnym uwzględnieniem nawożenia komunalnymi osadami ściekowymi. Zaprezentowano schemat postępowania ułatwiający dawkowanie osadów ściekowych do gleby, w zależności od stopnia zapotrzebowania roślin na azot i od jego zawartości w glebie. W związku z koniecznością badania każdej dawki nawozowej osadu ściekowego oraz gleby wskazano konkretną metodykę badań gleby i osadów ściekowych, zgodną z obowiązującym w Polsce prawem, dostosowanym do prawa Unii Europejskiej. Omówiono procedury związane z analizą ilościową i jakościową dotyczącą zawartości metali ciężkich oraz organizmów chorobotwórczych (*Salmonella sp.*, pasożyty jelitowe) osadów ściekowych i gleby. Zaproponowano również stosowanie urządzenia do zbierania i pomiaru wody infiltrującej w warunkach polowych w celu stałej kontroli składu chemicznego gleby na plantacji wierzby energetycznej nawożonej osadami ściekowymi.

Słowa kluczowe: odnawialne źródła energii, biomasa, wierzba energetyczna, komunalne osady ściekowe

¹ Autor do korespondencji: Witold Niemieć, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651504, wniemiec@prz.edu.pl.

² Monika Zdeb, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651949, mzdeb@prz.edu.pl.

1. Wprowadzenie

Stały wzrost zapotrzebowania na energię jest ściśle związany z nieustannym rozwojem cywilizacji. Prognozy energetyczne zakładają, że zasoby paliw kopalnych i węgla kamiennego przy obecnym tempie eksploatacji wyczerpią się za ok. 180 lat. Dbłość o ochronę środowiska przyrodniczego wymusza redukcję emisji zanieczyszczeń związanych m.in. ze spalaniem tradycyjnych surowców energetycznych. Światowa Strategia Rozwoju Energetyki Odnawialnej zakłada zwiększenie udziału energii ze źródeł odnawialnych w bilansie paliwowo-energetycznym dla Polski do 15% w 2020 r. [1]. Jednym z najbardziej dostępnych i od zarania dziejów stosowanym źródłem energii odnawialnej jest biomasa. W Polsce ma ona 98% udziału w rynku energii odnawialnej. Poza tym Polska zobowiązała się do systematycznego zwiększania pozyskiwania i wykorzystywania odnawialnych źródeł energii, co dodatkowo wzmaga konieczność ich poszukiwania [2].

O przydatności rośliny na cele energetyczne decydują: plenność i przyrosty roczne, wartość energetyczna, rodzaj węglowodanów tworzących biomasę, zasięg występowania, wymagania glebowe.

Wierzba energetyczna (*Salix viminalis*) jest rośliną wieloletnią, powstałą na skutek krzyżowania i selekcji kilku gatunków z rodzaju wierzba. Szybko przyrasta zarówno na długości (40-180 cm na rok), jak i na grubości (1,5 mm na rok) [3, 4]. Umiarkowane wymagania glebowe umożliwiają uprawę nie tylko na glebach żyznych, ale też na tych należących do niższych klas bonitacyjnych, pod warunkiem odpowiednio wysokiego poziomu wód gruntowych. Mimo preferencji wilgotnego podłoża przez rośliny, okresowe zalewanie terenów plantacji nie jest korzystne, nie zaleca się więc uprawy w zagłębieniach terenu i nieckach bezodpływowych, okresowo zalewanych [5, 6]. Zebrane po okresie wegetacyjnym i suszone w przewiewnych wiatkach drewno ma wysoką wartość opałową (274,87-419,95 GJ/ha/rok) [7-9]. Ponadto podczas spalania drewna zanotowano niski poziom emisji związków siarki i popiołów, co czyni wierzbę paliwem bezpiecznym dla środowiska [10].

W przypadku wierzby energetycznej bardzo ważnym etapem jest zakładanie plantacji i zastosowanie odpowiedniej agrotechniki podczas jej eksploatacji. Wierzba jest powszechnie uważana za rodzaj dobrze przystosowany do różnych warunków, mimo to wskazany jest wybór odpowiedniego klonu, którego wymaganiom środowiskowym będą odpowiadać warunki na użytku rolnym oraz pozyskanie dobrej jakości sadzonek z pewnego źródła. Roślinę rozmnaża się wegetatywnie za pomocą sadzonek sztabowych, jest więc możliwa ich produkcja własna. Ważne jest również przygotowanie gleby zgodnie z preferencjami wybranego genotypu z uwzględnieniem odchwaszczenia i spulchnienia gleby. Istotne jest właściwe prowadzenie zabiegów pielęgnacyjnych i ochronnych podczas wzrostu sadzonek [11-13].

Wielkoobszarowe plantacje wierzby należy zakładać na bazie kilku klonów, różniących się podatnością na choroby, wrażliwością na uszkodzenia przez szkodniki oraz wymaganiami pokarmowymi. Obsada roślin na jednostce powierzchni wynosi najczęściej 32 tys. szt. · ha⁻¹. Uważa się, że najbardziej efektywne ekonomicznie jest użytkowanie plantacji w cyklu trzyletnim [14]. Uprawa wierzby na cele energetyczne jest inwestycją wieloletnią (25-30 lat), dlatego niezbędne jest uzupełnianie zużywanych przez rośliny składników pokarmowych przez stosowanie nawozów.

2. Nawożenie plantacji osadami ściekowymi

Pierwszym etapem dobrego przygotowania gleby pod plantację jest wykonanie analizy pod kątem zawartości składników mineralnych (azotu, potasu, fosforu, wapnia), odczynu oraz ilości metali ciężkich, węglowodorów, środków ochrony roślin, pestycydów i innych czynników uważanych za zanieczyszczenia. Poznanie szczegółowych parametrów gleby pozwala dostosować dawkę nawozów do rzeczywistego zapotrzebowania na nie, zgodnie z rozporządzeniem Ministra Środowiska z dnia 9 września 2002 r. w sprawie standardów jakości gleby oraz standardów jakości ziemi [15]. Badania kontrolne gleby są również wymagane w trakcie prowadzenia uprawy [16].

W oznaczaniu wysokości dawek poszczególnych składników, czyli potrzeb nawozowych, należy brać pod uwagę (oprócz wymagań pokarmowych rośliny) również stan gleby, która jest buforem pochłaniającym składniki pokarmowe (także te dostarczane z nawozami) i umożliwiającym roślinom ich pobieranie. Na potrzeby nawozowe ma wpływ nie tylko ogólna zawartość składników w glebie, ale także ich dostępność, która zależy od składu mechanicznego gleby, wilgotności, odczynu, temperatury, zawartości materii organicznej. Analiza chemiczna i fizyczna gleby pozwala uzyskać informacje o zasobności gleby w przyswajalne dla roślin składniki. Glebę można zasilić:

- mieszaniną nasion strączkowych w postaci przedplonu (tylko przed pierwszym nasadzeniem; przedplon przyoruje się),
- nawozami sztucznymi,
- nawozami naturalnymi (gnojowica, obornik, kompost),
- osadami ściekowymi [17, 18].

W rozwiniętych państwach, również w Polsce, narastają problemy ze składowaniem osadów ściekowych. Według danych GUS z 2012 r. w Polsce nagromadzono 6267176 ton suchej masy osadów ściekowych z oczyszczalni ścieków przemysłowych i komunalnych [19]. W Polsce zagospodarowanie osadów ściekowych jest unormowane w głównej mierze przepisami wykazującymi pełną zgodność z Dyrektywą Rady 86/278/EEC z dnia 12 czerwca 1986 r. w sprawie ochrony środowiska, a szczególnie gleb przy stosowaniu osadów ściekowych w rolnictwie oraz Dyrektywą Rady 75/442/EEC z dnia 15 lipca 1975 r. w sprawie odpadów (tzw. Dyrektywa Ramowa) [20, 21] (tab. 1.).

Tabela 1. Podstawowe uregulowania prawne dotyczące zakładania i eksploatacji plantacji wierzby energetycznej w Polsce

Table 1. Basic legal regulation concerning assume and exploitation plantation of energetic willow in Poland

Rodzaj aktu prawnego	Tytuł	Data i miejsce publikacji
Ustawa	o odpadach	z dnia 14 grudnia 2012 r. (Dz.U. z 2013 r. Nr 0, poz. 21) [2]
Rozporządzenie MŚ	w sprawie komunalnych osadów ściekowych	z dnia 13 lipca 2010 r. (Dz.U. z 2007 r. Nr 39, poz. 251 z późn. zm.) [22]
Ustawa	o ochronie gruntów rolnych i leśnych	z dnia 3 lutego 1995 r. (Dz.U. z dnia 22 lutego 1995 r.) [23]
Ustawa	o nawozach i nawożeniu	z dnia 26 lipca 2000 r. (Dz.U. z dnia 24 października 2000 r.) [24]
Ustawa	prawo ochrony środowiska	z dnia 27 kwietnia 2001 r. (Dz.U. z dnia 20 czerwca 2001 r.) [25]
Ustawa	o zbiorowym zaopatrzeniu w wodę i zbiorowym odprowadzaniu ścieków	z dnia 7 czerwca 2001 r. (Dz.U. z dnia 13 lipca 2001 r.) [26]
Ustawa	o planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym	z dnia 27 marca 2003 r. (Dz.U. z dnia 10 maja 2003 r.) [27]
Rozporządzenie	w sprawie metod i sposobu ustalania ilości zebranych roślin energetycznych	z dnia 28 maja 2008 r. [28]
Rozporządzenie	w sprawie standardów jakości gleby oraz standardów jakości ziemi	z dnia 9 września 2002 r. (Dz.U. Nr 165, poz. 1359) [15]

Stosowanie osadów ściekowych jako nawozu jest bardzo korzystne z wielu powodów. Po pierwsze jest to sposób na zagospodarowanie coraz większej ilości osadów zgodnie z ustawowymi wymogami. Zwiększanie udziału osadu ściekowego w dawce nawozowej działa stymulująco na wartości ogólnej liczebności bakterii i grzybów w glebie, co przyczynia się do zwiększenia zasobów próchnicy w glebie, a tym samym do poprawy jej żyzności. Osady ściekowe jako nawóz doskonale wspomagają procesy rekultywacji składowisk odpadów, nawożenia skarp i terenów miejskich obsadzanych roślinnością, poprawiają strukturę użytków rolnych do produkcji roślin przemysłowych (np. wierzby, kukurydzy, zboża).

Ponadto badania wykazały, że osad ściekowy wpływa stymulująco na wydajność aparatu fotosyntetycznego roślin wyższych, co odzwierciedla się w szybkości wzrostu roślin. Nawożenie osadami ściekowymi powoduje zwiększenie przyrostów rocznych na długość oraz wzrost liczby nowych pędów [29].

Do obliczenia dawki osadów, jaka może być zastosowana na danej plantacji, wykorzystuje się różne metody. W każdej z nich kluczowym etapem postępowania jest wykonanie badań zarówno gleby (25 cm warstwa gruntu), którą chce się nawozić, jak i każdej partii stosowanych osadów. Należy przy tym pamiętać o uwzględnieniu stopnia uwodnienia osadu oraz wilgotności gleby.

Korzystając z otrzymanych danych, można obliczyć możliwą do zastosowania dawkę osadów. Należy przy tym pamiętać, że dawka osadów zależy nie tylko od ilości zawartych w nich metali, ale również od rodzaju gruntu, sposobu jego użytkowania i zapotrzebowania roślin na składniki pokarmowe (głównie fosfor i azot).

$$D = \frac{Z_N \cdot a_N}{S_N \cdot R_N \cdot 100} \text{ [kg s.m.o./ha]} \quad (1)$$

gdzie: D – dawka osadu [Mg s.m./ha],

Z_N – zapotrzebowanie upraw na azot [kg N/ha/rok],

a_N – stopień pokrycia zapotrzebowania na azot [%],

S_N – zawartość azotu (w czystym składniku azotu N) [kg/kg s.m. osadu],

R_N – równoważnik nawozowy azotu w osadach ściekowych zależny od rodzaju gleby, terminu nawożenia, zmieniający się w granicach 0,3-0,4.

Zapotrzebowanie wierzby na azot przyjmuje się na poziomie 70-240 kg N/ha/rok. Doświadczenia przeprowadzane w Polsce wskazują, że rośliny wymagające nawożenia na glebach piaszczystych można nawozić osadami ściekowymi w ilości nawet 60 ton s.m./ha/rok. Suchą masę osadu określa się z zależności [18]:

$$x = \frac{m - m_2}{V} \cdot 1000 \text{ [kg s.m.o./m}^3\text{]} \quad (2)$$

gdzie: m – masa parownicy z osadem po wysuszeniu [g],

m_2 – masa parownicy bez osadu [g],

V – objętość osadu [cm³] [18].

Gdy stężenie co najmniej jednej z substancji przekracza wartość dopuszczalną, glebę uznaje się za zanieczyszczoną. Niedopuszczalne jest więc stosowanie osadów zawierających choćby śladowe ilości tej substancji [18, 22].

3. Monitoring

Każdy ściek dopływający do oczyszczalni, a więc też każdy osad, jest inny oraz każda gleba zmienia się po uprzednim nawożeniu i eksploatacji. Konieczne jest badanie osadów i gleby, do której będziemy je dawkować przed każdym

nawożeniem. Szczegółowy zakres badań osadów i gleby określa rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 13 lipca 2010 r. w sprawie komunalnych osadów ściekowych [22]. Osady ściekowe przeznaczone do rolniczego wykorzystania powinny spełniać wymagania chemiczne i higieniczno-sanitarne dotyczące:

- zawartości metali ciężkich [mg/kg s.m.],
- odczynu (wyrażonego wartością pH) [30],
- zawartości azotu, fosforu, wapnia, magnezu [mg/kg s.m.],
- obecności bakterii chorobotwórczych z rodzaju *Salmonella* [kg s.m.],
- liczby żywych jaj pasożytów jelitowych *Ascaris sp.*, *Trichuris sp.*, *Toxocara sp.* [w 1 kg s.m.].

Przyjmuje się, że osady ściekowe są bezpieczne, gdyż wychodząc z oczyszczalni, są poddawane procesom wymaganym prawnie (tj. stabilizacji biochemicznej, unieczynnianiu organizmów chorobotwórczych, zagęszczaniu i odwadnianiu). Poza tym stosowanie osadów jedynie jako nawozu dla roślin przeznaczonych do produkcji kompostu i nieprzeznaczonych do spożycia i produkcji pasz uniemożliwia przenikanie zawartych w nich metali ciężkich do łańcucha troficznego ludzi i zwierząt hodowlanych. Bardzo często osady, w których zawartość metali ciężkich lub innych substancji przekracza dopuszczalne stężenia, wzbogaca się innymi komponentami niezawierającymi substancji limitujących [31, 32].

Sposób poboru próbki osadów lub gleby oraz warunki jej transportu mają istotny wpływ na uzyskiwane wyniki badań, dlatego konieczne jest stosowanie szczegółowych instrukcji [30, 33]. Zawartość metali ciężkich w osadach oraz glebie można określić za pomocą metody woltamperometrycznej. To bardzo precyzyjne, a zarazem proste oznaczenie wykorzystuje zjawisko tworzenia przez metale roztworów z rtęcią. Dlatego też do pomiarów używa się elektrod rtęciowych, najczęściej w postaci wiszącej kroplowej elektrody rtęciowej lub błonkowej elektrody rtęciowej [22].

Do oznaczenia ilości azotu, fosforu, wapnia i magnezu wykorzystuje się różne metody. Do ilościowego oznaczania azotu najczęściej stosuje się metodę destylacyjną Kjeldahla. Polega ona na przeprowadzeniu całkowitej zawartości azotu w próbce gleby do postaci amonowej i jego oznaczenie metodą destylacji. W tym celu dokonuje się rozkładu substancji organicznej gleby za pomocą stężonego kwasu salicylowo-siarkowego na gorąco. W tych warunkach azot amonowy przechodzi w $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$. Jako katalizatora reakcji dodaje się mieszaninę selenową (CuSO_4 , K_2SO_4 , SeSO_4 zmieszane w stosunku 1:1:1). Obecny w glebie azot azotanowy ulega redukcji w reakcji z tiosiarczanem sodu w obecności kwasu siarkowego. Po przejściu całkowitej ilości azotu w siarczan amonu azot oznacza się metodą destylacji. Wskutek dodania zasady sodowej siarczan amonu ulega rozkładowi z wydzieleniem amoniaku, wiązanego następnie przez kwas borowy. Ilość związanego przez kwas borowy NH_3 , a na tej podstawie ilość azotu, określa się przez miareczkowanie 0,1 M kwasem solnym. Metoda oznaczania fosforu polega na jego ekstrakcji z osadu (lub gleby) roztworem mleczanu wap-

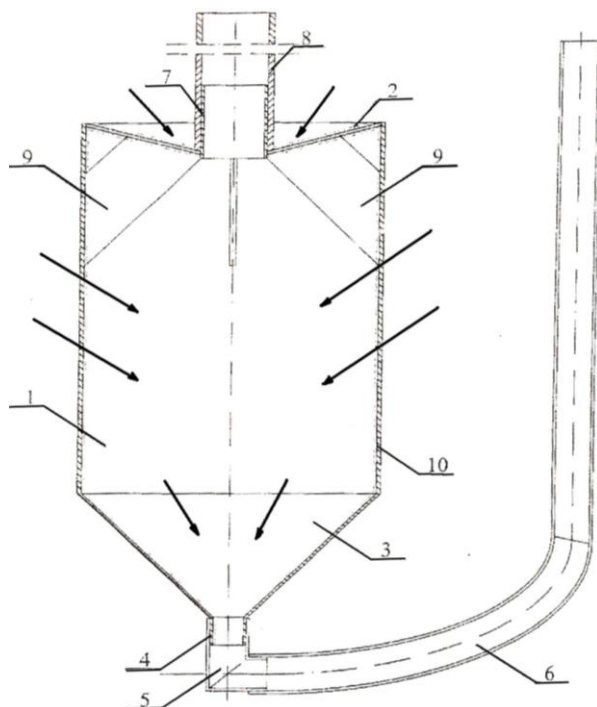
nia (pH ok. 3,6). W tak uzyskanym ekstrakcie fosfor oznacza się kolorymetrycznie, po jego przeprowadzeniu w niebiesko zabarwiony błękit fosforomolibdenowy, tworzący się w reakcji fosforu z molibdenianem amonu. Wykrywanie i oznaczanie ilościowe wapnia i magnezu wykonuje się np. z wykorzystaniem fotometru płomieniowego. Fotometr mierzy promieniowanie emitowane przez odpowiednio wzbudzoną próbkę. Jako źródło wzbudzenia stosuje się płomień palnika, do którego wprowadza się osady ściekowe, zwykle w postaci rozpylnego roztworu. Badany roztwór za pomocą sprężonego powietrza jest zasysany z naczynka i rozpylany do płomienia gazowego. Atomy spalanej substancji emitują charakterystyczne widmo. Światło płomienia przechodzi przez układ optyczny z filtrem przepuszczającym jedynie widmo badanego pierwiastka i trafia na fotoogniwo. Prąd elektryczny powstały w fotoogniwie jest miarą ilości badanej substancji [4, 34].

Badania na obecność bakterii chorobotwórczych z rodzaju *Salmonella* przeprowadza się w dwóch etapach. Pierwszym jest badanie wstępne – hodowla na podłożu płynnym wybiórczo-namnażającym z kwaśnym seleninem sodu, w którym niektóre pałeczki chorobotwórcze ulegają namnożeniu, a wzrost innych jest w różnym stopniu zahamowany. Następnie należy wykonać badanie potwierdzające obecność bakterii z rodzaju *Salmonella* w temperaturze 37°C na podłożach wybiórczo-różnicujących stałych, na których w zależności od właściwości biochemicznych kolonie drobnoustrojów mogą wykazywać różnice o znaczeniu rozpoznawczym [35].

Wykrywanie żywych jaj pasożytów jelitowych przeprowadza się podczas trzystopniowego badania. Wstępnie należy wyekstrahować jaja pasożytów z próbki gleby z użyciem 5% wodorotlenku sodu. Następnie przeprowadza się flotację, stosując 5% roztwór siarczanu cynku i zagęszczenie wyflotowanych na powierzchnię roztworu glebowego jaj pasożytów. Rozpoznawania i określania ilości jaj dokonuje się podczas obserwacji mikroskopowych [36].

Badanie osadów ściekowych jest konieczne tylko dla tych partii, które posłużą jako nawóz. W przypadku gleby będącej ośrodkiem dynamicznie zmieniającym się, zwłaszcza pod wpływem zabiegów agrotechnicznych, nawożenia i eksploatacji, potrzeba monitoringu liczby oraz tempa i sposobu migracji różnych substancji dozowanych do gleby wraz z osadami wymusza ciągły pobór próbek celem kontroli składu gleby w każdym momencie jej eksploatacji.

Proponuje się zastosowanie urządzenia do zbierania i pomiaru infiltrującej wody w warunkach polowych. Ma ono postać pojemnika od góry zamkniętego perforowanym wiekiem, o dnie ukształtowanym w postaci stożka zakończonego króćcem. Zarówno górne wieko, jak i króciec dna są zakończone elastycznymi wężykami, łączącymi przestrzeń wewnętrzną urządzenia z jego otoczeniem. Wieko pojemnika jest usztywnione wspornikami umieszczonymi wewnątrz pojemnika oraz w zewnętrznym wieku wymiennym. Schemat urządzenia i kierunek przepływu wody przedstawiono na rys. 1. Wodę z pojemnika można pobrać za pomocą wężyków, przenośnej pompki próżniowej [37-39].



Rys. 1. Schemat urządzenia do poboru infiltrującej wody w warunkach glebowych – przekrój osiowy: 1 – pojemnik, 2 – perforowane wieko, 3 – stożkowo zakończone dno pojemnika, 4 – walcowata końcówka, 5, 7 – króćce, 6, 8 – elastyczne wężyki, 9 – wsporniki, 10 – wewnętrzna warstwa izolacyjna; strzałki wyznaczają kierunek przepływu wody z gleby do naczynia

Fig. 1. Diagram of the device for collect infiltration wather from soil – axial section: 1 – container, 2 – perforated lid, 3 – tapered end, 4 – cylindrical ending, 5, 7 – spout, 6, 8 – flexible tubing, 9 – brackets, 10 – inner insulating coating; arrows – direction of the flow of wather from soil to container

W porównaniu z istniejącymi już urządzeniami spełniającymi taką samą funkcję proponowane rozwiązanie ma kilka cech znacznie ułatwiających pobór próbek wody glebowej. Umocniona konstrukcja pozwala nie tylko umieszczać urządzenie na dowolnej głębokości, ale także swobodnie korzystać z ciężkiego sprzętu rolniczego, bez konieczności omijania miejsca z zamontowanym urządzeniem. Stożkowaty kształt pojemnika ułatwia jego stabilne umieszczenie w glebie oraz wyprowadzenie odcieku na zewnątrz (woda zbiera się na dnie tuż przy wlocie do wężyka odprowadzającego). Umocnienie połączenia wężyków z wiekiem i pojemnikiem za pomocą króćców zapobiega wydostawaniu się próbki poza pojemnik.

Jedyną wadą urządzenia wydaje się być jego metalowa konstrukcja. Metal, z którego jest zbudowany pojemnik, może przenikać do próbki i fałszować wyniki jej analizy. Rozwiązaniem może być pokrycie wnętrza pojemnika warstwą materiału, który nie reaguje z próbką i nie przedostaje się do niej lub nie jest istotny dla analizy.

4. Podsumowanie

1. Zakładanie plantacji wierzby energetycznej powinno być starannie zaplanowane i poprzedzone kluczowymi czynnościami przygotowawczymi.
2. Rozwiązaniem problemu nawożenia plantacji roślin energetycznych i zagospodarowania osadów ściekowych jest zastosowanie osadów do wzbogacania gleby w substancje niezbędne dla rozwoju uprawianych roślin.
3. Zgodnie z prawem Polski i Unii Europejskiej, zarówno podczas zakładania, jak i eksploatacji plantacji roślin energetycznych nawożonych osadami ściekowymi, należy w sposób ciągły kontrolować parametry fizyko-chemiczne i mikrobiologiczne gleby.
4. Do efektywnej i wiarygodnej kontroli składu gleby warto wykorzystywać urządzenia zapewniające stały pobór próbek, np. urządzenie do zbierania i pomiaru wody infiltrującej w warunkach polowych.

Literatura

1. Grecka K.: Wykorzystanie energii zasobów odnawialnych – nowa dyrektywa. *Czysta Energia*, 9, 2009, 14-15.
2. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. o odpadach (Dz.U. Nr 62, poz. 628).
3. Kaniuczak J., Hajduk E., Puchalski C., Niemiec W., Jasiński T.: Produkcyjność biomasy wierzby energetycznej uprawianej na odłogu piaszczystym zrekultywowanym osadami ściekowymi, [w:] *Wybrane aspekty zagospodarowania odpadów organicznych a produkcja biomasy wierzby energetycznej*, red. J. Kaniuczak, J. Kostecka, W. Niemiec. Uniwersytet Rzeszowski, Politechnika Rzeszowska, Rzeszów 2005.
4. Styszko L., Fijałkowska D., Sztyma M.: Wpływ nawożenia kompostem z osadów komunalnych na wzrost wierzby energetycznej w 3-letnim cyklu uprawy na glebie lekkiej na Pomorzu. *Woda – Środowisko – Obszary Wiejskie*, 213-217.
5. Niemiec W., Jasiński T., Kaniuczak J., Zamorska J.: Technologia agromelioracji odłogu piaszczystego przy użyciu osadów ściekowych, [w:] *Wybrane aspekty zagospodarowania odpadów organicznych a produkcja biomasy wierzby energetycznej*, red. J. Kaniuczak, J. Kostecka, W. Niemiec. Uniwersytet Rzeszowski, Politechnika Rzeszowska, Rzeszów 2005.
6. Ostrowski J., Gutkowska A.: Model diagnostyczny typowania gruntów przydatnych do uprawy roślin energetycznych. *Probl. Inż. Rol.*, 2, 2008, 145-152.
7. Jackowska I.: *Biomasa jako źródło energii*. Warszawa 2009.
8. Kaniuczak J., Błażej J., Jasiński T., Niemiec W., Puchalski C.: Wartość energetyczna jednorocznych pędów wierzby energetycznej uprawianej na agromeliorowanej glebie piaszczystej, [w:] *Wybrane aspekty zagospodarowania odpadów organicznych a produkcja biomasy wierzby energetycznej*, red. J. Kaniuczak, J. Kostecka, W. Niemiec. Uniwersytet Rzeszowski, Politechnika Rzeszowska, Rzeszów 2005.

9. Tworkowski J., Szczukowski S., Stolarski M.: Produktywność i wartość opałowa biomasy wierzby. *Czysta Energia*, 9, 2005, 17.
10. Ulbrich R. (red.): Energetyczne wykorzystanie biomasy. Politechnika Opolska, Opole 2005.
11. Błażej J., Błażej J.: Przydatność różnych siedlisk na obszarze województwa podkarpackiego pod uprawę szybko rosnącej krzaczastej formy wierzby. Cz. I. W świetle literatury, [w:] Wybrane aspekty zagospodarowania odpadów organicznych a produkcja biomasy wierzby energetycznej, red. J. Kaniuczak, J. Kostecka, W. Niemiec. Uniwersytet Rzeszowski, Politechnika Rzeszowska, Rzeszów 2005, 157-163.
12. Harasimowicz-Herman G.: Uprawa wierzby krzewiastej – nowe wyzwania, cz. I. *Czysta Energia*, 4, 2005, 21.
13. Harasimowicz-Herman G.: Uprawa wierzby krzewiastej – nowe wyzwania, cz. II. *Czysta Energia*, 5, 2005, 16.
14. Faber A., Kuś J., Matyka M.: Uprawa roślin na potrzeby energetyki. PKPP Lewiatan, Vattenfall AB, Warszawa 2008.
15. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 9 września 2002 r. w sprawie standardów jakości gleby oraz standardów jakości ziemi (Dz.U. Nr 165, poz. 1359).
16. Kabała C., Karczewska A., Kozak M.: Przydatność roślin energetycznych do rekultywacji i zagospodarowania gleb zdegradowanych. *Zeszyty Naukowe Uniwersytetu Przyrodniczego we Wrocławiu – Rolnictwo*, 156, 97-117.
17. Niemiec W., Sobolewska P., Jasiński T.: Wybrane możliwości przyrodniczego zagospodarowania osadów ściekowych. *Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej*, 240, 2007, 63-72.
18. Sikorski M., Bauman-Kaszubska H.: Wybrane problemy gospodarki osadami ściekowymi na terenach wiejskich. *Inżynieria Ochrony Środowiska*, 11, 3, 2008, 343-353.
19. Dmochowska H. (red.): Rocznik statystyczny województw 2012. Zakład Wydawnictw Statystycznych, Warszawa 2012.
20. Dyrektywa Rady 75/442/EEC z dnia 15 lipca 1975 r. w sprawie odpadów (tzw. Dyrektywa Ramowa), znowelizowana dyrektywą Rady 91/156/EEC, dyrektywą Rady 91/692/EEC oraz decyzją Komisji 96/350/EC (tekst pierwotny: OJ L 194 25.07.75, p. 39).
21. Dyrektywa Rady 86/278/EEC z dnia 12 czerwca 1986 r. w sprawie ochrony środowiska, a szczególnie gleb, przy stosowaniu osadów ściekowych w rolnictwie znowelizowana dyrektywą Rady 91/692/EEC (tekst pierwotny: OJ L 181 04.07.86 p. 6).
22. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 13 lipca 2010 r. (Dz.U. z 2007 r. Nr 39, poz. 251 z późn. zm.) w sprawie komunalnych osadów ściekowych.
23. Ustawa z dnia 3 lutego 1995 r. o ochronie gruntów rolnych i leśnych (Dz.U. z dnia 22 lutego 1995 r.).
24. Ustawa z dnia 26 lipca 2000 r. o nawozach i nawożeniu (Dz.U. z dnia 24 października 2000 r.).
25. Ustawa z dnia 27 kwietnia 2001 r. – Prawo ochrony środowiska (Dz.U. z dnia 20 czerwca 2001 r.).

26. Ustawa z dnia 7 czerwca 2001 r. o zbiorowym zaopatrzeniu w wodę i zbiorowym odprowadzaniu ścieków (Dz.U. z dnia 13 lipca 2001 r.).
27. Ustawy z dnia 27 marca 2003 r. o planowaniu i zagospodarowaniu przestrzennym (Dz.U. z dnia 10 maja 2003 r.).
28. Rozporządzenie Ministra Rolnictwa i Rozwoju Wsi z dnia 28 maja 2008 r. w sprawie metod i sposobu ustalania ilości zebranych roślin energetycznych.
29. Augustynowicz J., Pietkiewicz S., Kalaji M.H., Russel S.: Wpływ nawożenia osadem ściekowym na wybrane parametry aktywności biologicznej gleby oraz wydajności aparatu fotosyntetycznego słonecznika bulwiastego (*Helianthus tuberosus* L.). Woda – Środowisko – Obszary Wiejskie, 10, 2 (30), 7-18.
30. Jakość gleby. Oznaczanie pH. PN-ISO 10390:1997.
31. Kaniuczak J., Niemiec W., Właśniewski S., Zamorska J., Jasiński T., Hajduk E.: Wybrane właściwości osadów ściekowych zastosowanych do agromelioracji odłogu piaszczystego, [w:] Wybrane aspekty zagospodarowania odpadów organicznych a produkcja biomasy wierzby energetycznej, red. J. Kaniuczak, J. Kostecka, W. Niemiec. Uniwersytet Rzeszowski, Politechnika Rzeszowska, Rzeszów 2005.
32. Krzywy E., Krzywy J.: Optymalizacja właściwości nawozowych odpadów pochodzenia organicznego w wyniku ich kompostowania, [w:] Wybrane aspekty zagospodarowania odpadów organicznych a produkcja biomasy wierzby energetycznej, red. J. Kaniuczak, J. Kostecka, W. Niemiec. Uniwersytet Rzeszowski, Politechnika Rzeszowska, Rzeszów 2005.
33. PN-R 04031: Analiza chemiczno-rolnicza gleby. Pobieranie próbek.
34. Cygański: Metody spektroskopowe w chemii analitycznej. WNT, Warszawa 1997.
35. PN-ISO 6579: Mikrobiologia. Ogólne zasady metod wykrywania pałeczek *Salmonella*, 1998.
36. PN-Z-19000-4: 2001: Jakość gleby. Ocena stanu sanitarnego. Wykrywanie jaj pasożytów jelitowych *Ascaris*, *Lumbricoides* i *Trichuris trichura*.
37. Niemiec W.: Prawo ochronne nr 64580 na wzór użytkowy pt. Urządzenie do zbierania i pomiaru infiltrującej wody w warunkach polowych. Urząd Patentowy Rzeczypospolitej Polskiej, Warszawa 2009.
38. PN-EN ISO 5667-13:2011: Jakość wody – Pobieranie próbek – Część 13: Wytyczne dotyczące pobierania próbek osadów z oczyszczalni ścieków i stacji uzdatniania wody.
39. Szczepaniak W.: Metody instrumentalne w analizie chemicznej. PWN, Warszawa 1999.

PLANTATION OF ENERGETIC WILLOW FERTILIZING BY MUNICIPAL SEWAGE SLUDGE

Summary

The increasing energy requirements and running out of its natural resources lead to searching for alternative energy sources. Biomass is the most common. For each cultivation its important to obtain a high yield at the least acreage. This can be achieved by delivery appropriate nutrients at the right amounts. Alternative to minerals and standard organic fertilizers are municipal sewage

sludge. In the paper presented a short specification of energetic willow (*Salix viminalis*) and the possibilities of the use of municipal sewage sludge as fertilizers. Presented workflow for easy dosing of sludge to soil depending on the needs of the plants and nitrogen content of the soil. In connection with the necessity the study each batch of fertilizer of sludge and of the soil indicated a concrete methodology of the research of soil and sludge. Collected basic legislation on sludge fertilizer in force in Poland and in the European Union. Discussed procedures for the analysis of quantitative and qualitative information on the content of heavy metals and the presence of pathogenic organisms (intestinal parasites, *Salmonella sp.*) in sludge and soil. On account of high variability of the contents of heavy metals in sludge indicates the necessity to test in detail each batch of the sludge and soil. In the paper proposed to use innovation installation for collect infiltration water which is vehicle for pollution.

Keywords: renewable energy resources, biomass, energetic willow, municipal sewage sludge

DOI: 10.7862/rb.2013.6

Przesłano do redakcji w styczniu 2013 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Izabela PIEGDOŃ¹
Barbara TCHÓRZEWSKA-CIEŚLAK²

STAN GOSPODARKI WODNO-ŚCIEKOWEJ W GMINIE BŁĄŻOWA W KONTEKŚCIE WDRAŻANIA RAMOWEJ DYREKTYWY WODNEJ

W pracy scharakteryzowano gospodarkę wodno-ściekową jednej z gmin województwa podkarpackiego – gminy Błażowa. Szczególnie uwzględniono jakość wód podziemnych, które stanowią główne źródło zaopatrywania ludności w wodę. Ponadto scharakteryzowano gospodarkę ściekową, a także stopień zwodociągowania i skanalizowania gminy jako główny aspekt przyczyniający się do ograniczenia skażenia wód powierzchniowych i podziemnych. Problematykę pracy stanowią również zagadnienia dotyczące poprawy gospodarki wodno-ściekowej, tj. ciągła rozbudowa sieci wodociągowej i kanalizacyjnej, budowa zbiornika retencyjnego, strefowanie sieci, zmniejszenie liczby nieszczelnych zbiorników bezodpływowych znajdujących się na działkach mieszkańców oraz wdrożenie monitoringu sieci wodociągowej i kanalizacyjnej w zakresie efektywnego usuwania nieprzewidzianych awarii. W pracy odniesiono się również do uregulowań prawnych wynikających z procesu wdrażania Ramowej Dyrektywy Wodnej. Podano wymagania dotyczące głównych założeń Ramowej Dyrektywy Wodnej, mającej na celu racjonalne zużycie wody na cele bytowe i przemysłowe, zwiększenie ilości ścieków oczyszczonych. Przedstawiono wyniki badań próbek mieszaniny wody surowej pobranej ze studni S1 i S2 mieszczących się na terenie gminy Błażowa oraz odniesiono się do uregulowań prawnych dotyczących jakości wody przeznaczonej do spożycia przez ludzi. W zakresie usuwania zanieczyszczeń ulegających biodegradacji zawartych w ściekach komunalnych, przedstawiono wymogi wynikające z opracowania Krajowego Programu Oczyszczania Ścieków Komunalnych (KPOŚK). Praca ma na celu ukazanie niekorzystnego wpływu braków w infrastrukturze technicznej na atrakcyjność gospodarczą i inwestycyjną gminy.

Słowa kluczowe: system zbiorowego zaopatrzenia w wodę, gospodarka ściekowa, Ramowa Dyrektywa Wodna

¹ Autor do korespondencji: Izabela Piegdoń, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651427, piegi@prz.edu.pl.

² Barbara Tchórzewska-Cieślak, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651435, cbarbara@prz.edu.pl.

1. Wprowadzenie

Ochrona środowiska to jedno z najważniejszych wyzwań stawianych dziś gminom. Tylko od ludzi zależy, w jakim stanie przekażą go dalszym pokoleniom. Decydującymi czynnikami wpływającymi na stopień degradacji środowiska naturalnego są wielkość zanieczyszczenia, skażenia i jego wszelakie przekształcenia. Ciągłe przemiany gospodarcze w Polsce nie pozostawiają obojętnego wpływu na środowisko. Człowiek produkuje coraz więcej odpadów, śmieci, intensywniej są eksploatowane zasoby środowiska, takie jak woda czy gleba. Infrastruktura techniczna odgrywa szczególną rolę w kształtowaniu osadnictwa i rozwoju miast, miasteczek i wsi, jest ważnym czynnikiem stymulującym aktywizację społeczno-gospodarczą otoczenia. Odpowiedni poziom infrastruktury technicznej jest jednym z ważniejszych czynników rozwoju gospodarczego kraju.

Podstawowym aktem prawnym określającym zasady gospodarowania wodą i jej ochrony jest dyrektywa Parlamentu Europejskiego i Rady w sprawie ustanowienia ram działalności Wspólnoty w dziedzinie polityki wodnej, zwana Ramową Dyrektywą Wodną (RDW) (ang. *Water Framework Directive*) [1]. Wprowadzając zintegrowane zarządzanie jakością wody RDW, ustala zależność oraz eliminuje liczne niekonsekwencje występujące pomiędzy różnymi dyrektywami dotyczącymi ochrony jakości wód w państwach członkowskich Unii Europejskiej [2].

Zapewnieniu odpowiedniej jakości zarówno wód powierzchniowych, jak i podziemnych służy m.in. stały monitoring stanu tych wód, który jest podstawowym elementem niezbędnym do wypełniania celów RDW. Ramowa Dyrektywa Wodna jest najważniejszym europejskim aktem prawnym dotyczącym wody od ponad dwudziestu lat. Zgodnie z założeniami RDW z dnia 23 października 2000 r. nr 2000/60/WE Błazowa jako gmina państwa członkowskiego UE jest zobowiązana do osiągnięcia dobrego stanu i potencjału ekologicznego wód powierzchniowych i podziemnych do 2015 r. W tym celu należy [3]:

- dla wód powierzchniowych
 - zapobiegać pogarszaniu się stanu jednolitych części wód,
 - osiągać dobry stan części wód (z wyłączeniem sztucznych i silnie zmienionych),
 - osiągnąć dobry potencjał ekologiczny i dobry stan chemiczny w sztucznie i silnie zmienionych częściach wód,
- dla wód podziemnych
 - zapobiegać lub ograniczać wprowadzanie zanieczyszczeń do wód podziemnych oraz zapobiegać pogarszaniu stanu części wód podziemnych,
 - osiągać dobry stan części wód podziemnych.

2. Położenie i charakterystyka gminy Błażowa

Miasto i gmina Błażowa położona jest w odległości 25 km na południe od Rzeszowa, w centralnym obszarze Pogórza Dynowskiego, wzdłuż dolin rzeki Ryjak. Gmina Błażowa graniczy z gminami: od zachodu z Lubenią, od północy z Tyczynem, od wschodu z Hyżnem, od południa zaś z Niebylcem i byłym województwem przemyskim. Odległość od stolicy kraju wynosi 385 km.

Powierzchnia gminy wynosi 112,7 km², z tego na miasto Błażowa przypada 4,24 km², reszta to tereny ośmiu wsi:

- Białki 8,04 km²,
- Błażowej Dolnej 13,4 km²,
- Błażowej Górnej 7,23 km²,
- Futomy 16,01 km²,
- Kąkolówki 23,86 km²,
- Lecka 13,85 km²,
- Nowego Borku 15,74 km²,
- Piątkowej 10,33 km².

W gminie 65% stanowią użytki rolne, natomiast 20% lasy. Główne masywy leśne są zlokalizowane przy południowej i zachodniej granicy gminy, przy wschodniej granicy przysiółka Wilczak i przy granicy z gminą Hyżne. W gminie Błażowa występują zróżnicowane warunki klimatyczne i glebowe. Przeważają gleby IV klasy. Według przeprowadzonego w 2011 r. Narodowego Spisu Powszechnego gmina Błażowa liczyła 10766 mieszkańców, z tego w mieście zamieszkiwało 2164 osoby, a we wsiach sołeckich 8602 osoby [4].

3. Zasoby wodne gminy Błażowa

3.1. Wody powierzchniowe

Gmina Błażowa jest położona w województwie podkarpackim, które posiada bogatą sieć hydrograficzną. Zasoby wód powierzchniowych są stosunkowo duże i charakteryzują się bardzo dużą zmiennością przepływów w czasie, co wynika ze zróżnicowania warunków hydrogeologicznych oraz górskiego charakteru większości cieków. Główne rzeki: San, Wisłoka i Wisłok, które pokrywają ok. 85% potrzeb wodnych w województwie, są podstawowym źródłem zaopatrzenia w wodę dla Rzeszowa i Krosna (Wisłok), Sanoka, Przemysła i Jarosławia (San) oraz Jasła, Dębicy i Mielca (Wisłoka) [5].

Obszar gminy Błażowa prawie w całości jest położony w dorzeczu rzeki Wisłok, w zlewni jego dopływu, zwanego na odcinku przepływającym przez gminę rzeką Ryjak. Wszelkie ciek, które dopływają do rzeki Ryjak, są ciekami krótkimi, o znacznych spadkach koryt i mają swój początek na obszarze gminy Błażowa. Ryjak ze względu na charakter koryta oraz spadki przybiera cechy rzeki podgórskiej. Źródła rzeki Ryjak leżą na wysokości 420 m n.p.m., a granicę

gminy rzeka przekracza na wysokości 219,2 m n.p.m. Płynąc przez obszar gminy korytem wciętym w dno doliny na głębokość od 2 do 12 m, pokonuje wysokość 200 m, przy czym największe spadki występują w górnym odcinku jej biegu. Rzeka Strug ma długość 35 km. Jej szerokość waha się od 3 do 5 m, przy głębokości nieprzekraczającej 3 m. Na terenie gminy Błażowa można również wyróżnić potok Piątkówka, który jest dopływem rzeki Ryjak. Zaczyna swój bieg na wysokości ok. 400 m n.p.m., pokonując na długości ok. 6 km wysokość 160 m. Potok Kąkolówka wypływa ze źródła na wysokości ok. 400 m n.p.m., a wpada do rzeki Ryjak po pokonaniu trasy o długości 8 km. Kolejnym potokiem znajdującym się na terenie gminy jest Futomka przepływająca przez Futomę i uchodząca do rzeki Ryjak. Futomka pokonuje wysokość 150 m na odległości ok. 4 km. Sumaryczna długość cieków wodnych, które należą do podstawowych urządzeń melioracyjnych, wynosi 33,8 km, w tym jest uregulowane 1,21 km [6]. Część wód powierzchniowych jest odprowadzana rzeką Ulanką do Sanu. Wody te pochodzą z niewielkiego fragmentu wschodniej części gminy.

Pod względem fizyko-chemicznym wody rzeki Ryjak (poniżej oczyszczalni ścieków) klasyfikuje się według rozporządzenia [7] do II klasy jakości wód. Stan ekologiczny wód powierzchniowych rzek Strug i Ryjak określa się jako dobry, jednakże nie stanowią one źródła zaopatrzenia mieszkańców w wodę przeznaczoną do spożycia. Zanieczyszczenie wód płynących jest wynikiem przedostawania się zanieczyszczeń bytowo-gospodarczych z nieszczelnych zbiorników bezodpływowych i szamb, wysypywania śmieci oraz stosowania środków chemicznych do upraw i nawożenia przez spływ rowami melioracyjnymi.

3.2. Wody podziemne

Zasoby wód podziemnych w województwie podkarpackim są rozmieszczone nierównomiernie i w porównaniu z innymi regionami kraju są niewielkie. Wody podziemne pokrywają ok. 16% zapotrzebowania na wodę w regionie i w ponad 80% są wykorzystywane na potrzeby wodociągowe. Największe zasoby wód podziemnych występują w północnej części województwa. Z ujęć wód podziemnych korzystają m.in. miasta: Tarnobrzeg, Stalowa Wola, Nisko, Nowa Sarzyna, Kolbuszowa, Łańcut, Leżajsk, Ropczyce, Sędziszów Małopolski, Lubaczów [5].

Głównym źródłem wody wykorzystywanej do celów konsumpcyjnych i gospodarczych oraz na potrzeby przemysłowe w powiecie rzeszowskim są wody podziemne. Największe ujęcia wód podziemnych powiatu rzeszowskiego są zlokalizowane w gminach: Boguchwała, Głogów Małopolski, Sokołów Małopolski oraz Trzebownisko, mniejsze zaś są w gminach: Dynów, Chmielnik, Kamień i Błażowa.

Miasto Błażowa jest zaopatrywane w wodę w przeważającej części z wodociągu komunalnego, który współpracuje z ujęciem wody głębinowej. Wody podziemne są ujmowane za pomocą dwóch studni głębinowych.

Według rozporządzenia [8] wody podziemne obejmują pięć klas jakości wód. Na terenie miasta Błazowa wody podziemne zakwalifikowano do II klasy; są to wody dobrej jakości, w których wartości niektórych parametrów fizykochemicznych są podwyższone wyłącznie w wyniku naturalnych procesów zachodzących w wodach podziemnych.

Na tle województwa podkarpackiego obszar gminy pod względem podziemnych zasobów wodnych jest określany jako „mało zasobny w wodę, o sezonowej zmienności wydajności ujęć”. Uwarunkowane jest to ukształtowaniem powierzchni terenu. Poziom wodonośny zależy od wielu czynników, w głównej mierze od wielkości szczelin, spękań, a także wypełnienia szczelin.

Głównym i trudnym do opanowania zagrożeniem dla czystości wód podziemnych na wszystkich obszarach województwa podkarpackiego, w tym gminy Błazowa, są zanieczyszczenia obszarowe związane z działalnością rolnictwa (nawozy, chemiczne środki ochrony roślin, gnojowica, soki kiszonkowe itp.), nieskanalizowanym osadnictwem miejskim i wiejskim, a także zanieczyszczeniami pochodzącymi z atmosfery (tlenki siarki i azotu, „kwaśne deszcze”, metale ciężkie). Wodom podziemnym, ze względu na ługowanie substancji szkodliwych, zagrażają również w wysokim stopniu stacje benzynowe, magazyny materiałów pędnych (substancje ropopochodne), składowiska odpadów komunalnych.

4. System zbiorowego zaopatrzenia w wodę w gminie Błazowa

4.1. Ujęcia wody

Miasto Błazowa jest zaopatrywane w wodę z wodociągu miejskiego, czerpaną z zasobów wód podziemnych ujmowanych z dwóch studni głębinowych S1 i S2. Dodatkowo, w mieście istnieją cztery czynne publiczne studnie awaryjne. Warunki krążenia wody podziemnej są zróżnicowane, kształtowane budową geologiczną. W przypadku struktur szczelinowych prędkość przepływu wód jest szybka, waha się od 2,2-11,0 m/d. W mieście Błazowej studnie eksploatuje się następująco [9]:

- 1) studnie S1 i S2 pracują równolegle w godzinach od 7:00 do 22:00,
- 2) w zależności od rozbioru wody studnie napełniają wodą zbiornik wyrównawczy średnio jeden raz co dwie godziny,
- 3) studnie pracują z przerwami,
- 4) eksploatacja studni odbywa się na poziomie
 - studnia S1 – $Q_{\max h} = 22 \text{ m}^3/\text{h}$,
 - studnia S2 – $Q_{\max h} = 7 \text{ m}^3/\text{h}$.

Na podstawie zatwierdzonych zasobów wyliczono ilość wody możliwą do pobrania:

- studnia S1 – $Q_{\max h} = 22 \text{ m}^3/\text{h} \cdot 24 \text{ h} = 528,0 \text{ m}^3/\text{d}$,
- studnia S2 – $Q_{\max h} = 7,0 \text{ m}^3/\text{h} \cdot 24 \text{ h} = 168,0 \text{ m}^3/\text{d}$,

$$\Sigma = 696 \text{ m}^3/\text{d}.$$

Obszary nieobjęte siecią wodociągową są zaopatrywane w wodę ze studni przydomowych. Z braku danych nie można określić dokładnej liczby studni przydomowych. Z miejskiej sieci wodociągowej korzysta ok. 90% mieszkańców miasta Błazowa oraz część mieszkańców Błazowej Górnej, Błazowej Dolnej oraz Nowego Borku. Wraz z możliwościami pozyskiwania wszelkich dofinansowań na dalszy rozwój regionu sieć wodociągowa jest sukcesywnie rozbudowywana.

4.2. Jakość wody surowej

Cechą, która charakteryzuje wodę pochodzącą z ujęcia w Błazowej, jest skłonność do wytrącania osadów węglanowych. Według zasady równowagi węglanowo-wapniowej nadmiar węglanów w stosunku do dwutlenku węgla powoduje ich wytrącenie w postaci osadu. Osad ten może być główną przyczyną uszkodzenia i korozji wodomierzy czy samych pomp. Jeśli z kolei osady będą się gromadzić w przewodach, mogą przyczynić się do rozwoju niektórych mikroorganizmów oraz wtórnego zanieczyszczenia wody. Zjawisko to może zaistnieć w sieci wodociągowej miasta Błazowa, czemu sprzyja dodatkowo występujący w wodzie amoniak, będący pożywką dla bakterii. W tabeli 1. przedstawiono wyniki analiz mieszaniny wody surowej ze studni S1 i S2 pobranej w SUW w Błazowej. Badania przeprowadzono 27 kwietnia 2011 r.

Tabela 1. Wyniki badań próbek mieszaniny wody surowej ze studni S1 i S2 pobranej w SUW w Błazowej, badania własne

Table 1. The results of tests on samples of the mixture of raw water taken from wells S1 and S2 in Błazowa, own research

Wskaźnik	Jednostka	Najwyższa dopuszczalna wartość*	Próbka 1.	Próbka 2.
Odczyn	pH	6,5-9,5	7,25	7,27
Zapach	-	-	akceptowalny	akceptowalny
Mętność	NTU	1	2	2
Barwa	Hazen	-	4	4
Żelazo	mg Fe/l	0,2	0,96	0,98
Mangan	mg Mn/l	0,05	0,30	0,31
Twardość ogólna	mg CaCO ₃ /l	60-500	398	395

* wg rozporządzenia Ministra Zdrowia z dnia 20 kwietnia 2010 r. zmieniające rozporządzenia Ministra Zdrowia z dnia 29 marca 2007 r. w sprawie jakości wody przeznaczonej do spożycia przez ludzi (Dz.U. z 2010 r. Nr 72, poz. 466) [10]

Na podstawie przeprowadzonych badań w laboratorium Politechniki Rzeszowskiej stwierdzono, że woda surowa pobrana w SUW w Błazowej zdecydowanie wymaga uzdatniania, gdyż nie spełnia wymogów zawartych w rozporząd-

dzeniu Ministra Zdrowia z dnia 20 kwietnia 2010 r. w sprawie jakości wody przeznaczonej do spożycia przez ludzi (Dz.U. z 2010 Nr 72, poz. 466). Szczególną uwagę należy zwrócić na przekroczenia związków żelaza i manganu w wodzie surowej, gdyż ich ilości znacznie odbiegają od norm. Badania te powinny być podstawą do uświadamiania mieszkańców gminy, że niekorzystanie z wody wodociągowej, lecz czerpanie wody ze studni przydomowych może skutkować zwiększeniem zachorowalności ludności na skutek namnażania się bakterii na osadach powodowanych przez żelazo i mangan.

W celu zapewnienia odpowiedniej jakości wody zgodnie z obowiązującym rozporządzeniem Ministra Zdrowia, którą spożywają mieszkańcy miasta Błazowa oraz części sołectw gminy, wybudowano stację uzdatniania wody. Stacja ta znajduje się w północnej części miasta, w pobliżu ujęcia wody ze studni S1, przy ul. Myśliwskiej. Woda surowa pobrana z budynku SUW jest poddawana procesom odżelaziania, odmanganiania i dezynfekcji.

4.3. Sieć wodociągowa

Istniejąca sieć wodociągowa w mieście Błazowa jest eksploatowana od lat 70. ubiegłego stulecia. Sieć wodociągowa jest wykonana z rur stalowych czarnych spawanych zabezpieczonych antykorozyjnie. Zarówno sieć wodociągowa, jak i armatura są w złym stanie technicznym. Występują częste awarie, a zasuwy z powodu przestarzałej konstrukcji i nieszczelności uniemożliwiają prawidłowe eksploataowanie sieci [11, 12]. Sieć wodociągowa nie spełnia wymogów zabezpieczenia pożarowego ze względu na niewielką liczbę hydrantów przeciwpożarowych, szczególnie w rejonie osiedli mieszkaniowych. Zróżnicowanie wysokościowe w gminie Błazowa powoduje problemy związane z brakiem wymaganego ciśnienia wody, a także skargi mieszkańców.

Sieć wodociągowa jest zasilana z SUW w mieście Błazowa. Ciśnienie dyspozycyjne w punkcie włączenia wynosi 55 mH₂O. Sieć wodociągowa dla miejscowości Błazowa, Błazowa Dolna i Nowy Borek stanowi w pełni zmodernizowany system, który był realizowany etapowo. W czerwcu 2010 r. zakończył się III i zarazem ostatni etap rozbudowy sieci. W planach wodociągowych znajduje się jeszcze rozbudowa sieci w Nowym Borku – Przylasek, Błazowej Dolnej – Mokłuczka oraz w Futomie – Dalnica.

Obecnie łączna długość sieci po jej rozbudowie wynosi 59,09 km, długość przyłączy wodociągowych 24,87 km. Oceniając rozwój sieci wodociągowej, można stwierdzić, że wraz z realizacją kolejnych etapów długość wykonywanej sieci wodociągowej malała. W etapie II wykonano o 23% mniej sieci wodociągowej w stosunku do etapu I, z kolei w etapie III mniej sieci w stosunku do etapu pierwszego o 53%. Jest to przyczyną niższych kosztów dofinansowania z Unii Europejskiej w ramach Europejskiego Funduszu Rozwoju Regionalnego.

5. Gospodarka ściekowa

5.1. Źródła powstawania ścieków na terenie gminy

Ścieki powstające na terenie gminy Błazowa są wodami zużyтыми, powstającymi w wyniku działalności życiowej i produkcyjnej mieszkańców, wodami opadowymi lub roztopami. Należy zaznaczyć, że do oczyszczalni ścieków (OŚ) nie są doprowadzane ścieki przemysłowe zawierające substancje szczególnie szkodliwe dla środowiska wodnego, gdyż na obszarze skanalizowanym tego typu zakłady przemysłowe nie występują.

Na terenie sołectw gminy Błazowa nie występuje kanalizacja deszczowa. Wody opadowe są zagospodarowywane na posesjach przez mieszkańców gminy. Wody te są gromadzone w przydomowych studniach, a następnie wykorzystywane do podlewania zieleni. W mieście Błazowa mieszkańcy, oprócz zagospodarowywania wód deszczowych w obrębie swych posesji, posiadają rozwiniętą w niewielkim stopniu deszczową kanalizację rozdzielczą. Kanalizacja deszczowa w mieście bezpośrednio odprowadza wody opadowe z ulic do rzeki Ryjak.

5.2. Oczyszczanie ścieków

Oczyszczalnia ścieków położona jest na terenie miasta Błazowa, w jego północnej części przy granicy z Błazową Dolną. Do oczyszczania ścieków powstających na terenie gminy Błazowa jest eksploatowana oczyszczalnia typu ARBF 2 X F150.B.S. o przepustowości $Q_{\text{śrd}} = 300 \text{ m}^3/\text{d}$, $Q_{\text{maxd}} = 370 \text{ m}^3/\text{d}$. Oczyszczalnia jest obiektem licencyjnym ITT FLYGT Sp. z o.o. Warszawa – Dawidy. Na podstawie ustaleń z Urzędem Gminy w Błazowej przyjęto liczbę mieszkańców obciążającą oczyszczalnię w wysokości 2200 Równoważnej Liczby Mieszkańców (RLM) (ang. *Population equivalents*). Oczyszczalnię oddano do użytku 30 września 2003 r. Jest to OŚ mechaniczno-biologiczno-chemiczna i działa na zasadzie Automatycznego Reaktora Biologicznego „ARBF” [13].

Do oczyszczalni ścieków w Błazowej są odprowadzane ścieki bytowo-gospodarcze z następujących źródeł:

1) ścieki z 621 nieruchomości z miejscowości Błazowa, Błazowa Górna i Błazowa Dolna,

2) ścieki z obiektów użyteczności publicznej, łącznie 72 jednostki; zakłady pracy i obiekty użyteczności publicznej odprowadzające ścieki do kanalizacji zrzucają głównie ścieki o stężeniach porównywalnych do stężeń ścieków z gospodarstw domowych; są to te same obiekty z terenu miasta Błazowa oraz Błazowej Górnej i Błazowej Dolnej, które są zaopatrywane w wodę z gminnej sieci wodociągowej.

Właściciele nieruchomości zlokalizowanych na terenie gminy Błazowa, gdzie nie ma sieci kanalizacyjnej, muszą zadbać o system sprawnej gospodarki

ściekowej w obrębie własnego gospodarstwa. Dzieje się tak w przeważającej części na obszarach o rozproszonej zabudowie, gdzie system kanalizacji zbiorczej nie został jeszcze rozbudowany bądź jest nieopłacalny. Najczęściej ludność niekorzystająca z sieci kanalizacyjnej jest zmuszona odprowadzać nieczystości do zbiorników bezodpływowych.

Dane zestawione w tab. 2. uzyskano z Gospodarki Komunalnej oraz protokołów kontrolnych przeprowadzonych w latach 2007-2010. Z uzyskanych danych określono roczne ilości ścieków ze zbiorników bezodpływowych przyjętych na OŚ z gminy Błazowa.

Tabela 2. Zestawienie dopływu ścieków do oczyszczalni ścieków ze zbiorników bezodpływowych w gminie Błazowa za lata 2007-2010, obliczenia własne

Table 2. Statement of sewage flow to the wastewater treatment plant from the septic tanks from district of Błazowa for the period 2007-2010, own calculation

Rok	Ścieki przyjęte do oczyszczalni ze zbiorników bezodpływowych [m ³ /rok]	Qśrd [m ³ /d]
2007	520,0	1,42
2008	486,0	1,33
2009	412,5	1,13
2010	408,0	1,12

Na podstawie uzyskanych wyników można stwierdzić, że ilość ścieków doprowadzanych do oczyszczalni ścieków ze zbiorników bezodpływowych z roku na rok maleje. Porównując dane, stwierdza się, że ilość ścieków w 2010 r. zmalała w stosunku do 2007 o 118,2 m³/rok. Zjawisko to mogą powodować przecieki ścieków do gruntu wywołane nieszczelnością zbiorników. Dodatkowo należy zwrócić uwagę na fakt, że na wsi mieszkańcy mają skłonności do „nawożenia” pól uprawnych nieczystościami z gospodarstw. Takie działanie może mieć wpływ na rzadszy ich wywóz. Należy jednak podkreślić, że ilość ścieków przyjętych ze zbiorników nie przekracza 10% ilości ścieków dopływających kanalicją, a więc jest spełniony warunek pozwolenia wodno-prawnego z dnia 05 lutego 2010 r.

Mimo rozproszenia zabudowy kanalizacja sanitarna w gminie Błazowa połączona z oczyszczalnią ścieków odgrywa podstawową formę gospodarki ściekowej. W tabeli 3. przedstawiono sumaryczne roczne ilości ścieków dopływających do OŚ.

Tabela 3. Sumaryczne zestawienie dopływu ścieków dopływających do oczyszczalni ścieków za lata 2007-2010, obliczenia własne

Table 3. Summary statement of sewage flow flowing into wastewater treatment plant, for the period 2007-2010, own calculation

Rok	Ścieki przyjęte do oczyszczalni ze zbiorników bezodpływowych [m ³ /rok]	Ścieki przyjęte do oczyszczalni z sieci kanalizacyjnej [m ³ /rok]	Sumaryczna ilość ścieków [m ³ /rok]	Qśrd [m ³ /d]
2007	520,00	44484	45004,0	123,29
2008	486,00	45077	45563,0	124,80
2009	412,50	44296	44708,5	122,49
2010	401,80	46259	46660,8	127,84

5.3. Kanalizacja sanitarna

W latach 1995-2007 rozdzielcza sieć kanalizacyjna na obszarach wiejskich była jednym z najdynamiczniej rozwijających się elementów infrastruktury gospodarczej [14]. W skład sieci kanalizacyjnej eksploatowanej przez dostawcę wody (Gospodarka Komunalna) wchodzi przewody kanalizacyjne: kolektory, kanały boczne oraz przykanaliki (łącznie z uzbrojeniem). Wyposażenie gminy Błazowa w sieć kanalizacyjną jest zagadnieniem bardzo istotnym z punktu widzenia poprawy warunków życia w mieście, jak i na wsiach sołeckich oraz ochrony środowiska naturalnego.

Istniejąca sieć kanalizacji sanitarnej jest zaprojektowana w systemie grawitacyjno-ciśnieniowym. Rozwiązanie takie narzuca ukształtowanie terenu oraz rozproszona zabudowa. Kanalizacja sanitarna, podobnie jak sieć wodociągowa, była realizowana etapami. Sieć kanalizacyjną posiadają następujące miejscowości:

- Błazowa 90%,
- Błazowa Górna 60%,
- Błazowa Dolna 7%.

Pozostałe sołectwa gminy (Białka, Lecka, Kąkolówka, Futoma, Piątkowa, Nowy Borek) nie posiadają systemu kanalizacji sanitarnej. Mieszkańcy tych sołectw nieczystości ze swych gospodarstw odprowadzają do zbiorników bezodpływowych. Długość sieci kanalizacyjnej w gminie Błazowa wynosi 47,0 km, w tym 15,7 km połączeń do budynków. Według danych Głównego Urzędu Statystycznego [4] łączna liczba mieszkańców korzystających z sieci w mieście Błazowa wynosi 1823 osoby, a w Błazowej Górnej oraz Błazowej Dolnej 420. Analizując łączną liczbę korzystających z sieci kanalizacji sanitarnej, można stwierdzić, że zaledwie 21% mieszkańców (w stosunku do łącznej liczby mieszkańców gminy) korzysta z tej infrastruktury.

5.4. Kanalizacja deszczowa

Kanalizacja deszczowa została wykonana w latach 60. i 70. ubiegłego wieku z rur betonowych \varnothing 200-600 mm. Kanalizacja deszczowa w mieście Błazowa odprowadza wody deszczowe z placów utwardzonych i ulic bezpośrednio do rzeki Ryjak, z częściowym odprowadzeniem wód deszczowych do rzeki Piątkówki. Sieć kanalizacji deszczowej w mieście Błazowa wymaga systematycznej konserwacji, szczególnie czyszczenia osadników wpustów ulicznych, które po zimie są stale zamulane. Brak prac związanych z konserwacją sieci powoduje stałe zatykanie przewodów kanalizacyjnych. Dodatkowo proponuje się wykonanie zbiornika retencyjnego przed wylotem kolektora wód opadowych do odbornika, aby zredukować natężenia przepływu ścieków podczas intensywnych opadów.

6. Podsumowanie

1. Obecny rozwój społeczno-gospodarczy zarówno województwa podkarpackiego, jak i powiatu rzeszowskiego wywiera bezpośredni wpływ na zjawiska zachodzące w gminie Błazowa. Mimo że miejscowość posiada wystarczającą infrastrukturę telekomunikacyjną, energetyczną i gazową, nadal najważniejszym problemem jest doprowadzenie wody wodociągowej do wszystkich budynków mieszkalnych, co z kolei wiąże się z koniecznością rozbudowy sieci kanalizacji sanitarnej. Procent osób korzystających z sieci kanalizacyjnej w mieście wynosił 84% w stosunku do łącznej liczby osób mieszkających w tym mieście. Procent osób korzystających z kanalizacji sanitarnej na obszarze pozostałych wsi sołectkich wynosi zaledwie 5% w stosunku do łącznej liczby osób zamieszkujących w gminie na terenach wiejskich. Procent zwodociągowania miasta wynosi 95%, na wsi zaś zaledwie 25%.
2. Istniejące ujęcie wód podziemnych (studnie S1 o wydajności $Q = 22 \text{ m}^3/\text{h}$ oraz S2 o wydajności $Q = 7 \text{ m}^3/\text{h}$) przy stosunkowo dużej liczbie przyłączy wodociągowych oraz planach rozbudowy sieci powinno być powiększone o dodatkowe miejsca poboru wody.
3. Zróżnicowanie wysokościowe w gminie Błazowa powoduje konieczność podziału istniejącej sieci wodociągowej na strefy, w których będą zachowane wymagane przez odbiorców wartości ciśnienia. W tym celu konieczne byłoby wykonanie pompowni sieciowej dla strefy II (osiedla na ul. Pułaskiego). Taki układ sieci wraz z budową zbiornika wyrównawczego stworzyłby lepsze warunki pracy dla obu pompowni.
4. W celu ciągłej poprawy warunków życia mieszkańców niezbędna jest systematyczna kontynuacja rozwoju gminy Błazowa. Stworzyłoby to perspektywy rozwoju agroturystyki, co skutkowałoby podniesieniem standardu życia mieszkańców. Rozbudowa infrastruktury technicznej

spowodowałyby zwiększenie bezpieczeństwa ludności w przypadku sytuacji kryzysowych, tj. brak dostawy wody do odbiorców, oraz dostosowanie się do regulacji prawnych obowiązujących w Unii Europejskiej.

5. Wdrażanie Ramowej Dyrektywy Wodnej i ustaw jej towarzyszących przyczyniło się do poprawy jakości środowiska wodnego w województwie podkarpackim. Przejawia się to głównie w racjonalizacji zużycia wody na cele bytowe i przemysłowe, rozbudową infrastruktury sanitarnej, głównie na wsi, zwiększeniu ilości ścieków oczyszczanych. Działania te przyczyniają się do zmniejszania ładunków zanieczyszczeń zawartych w ściekach, głównie biogenych, przez budowę oczyszczalni z podwyższoną redukcją związków azotu i fosforu.
6. W zakresie usuwania zanieczyszczeń ulegających biodegradacji zawartych w ściekach komunalnych został opracowany Krajowy Program Oczyszczania Ścieków Komunalnych (KPOŚK) określający wykazy:
 - aglomeracji, które powinny być wyposażone – w ustalonych terminach – w systemy kanalizacji zbiorczej i oczyszczalnie ścieków oraz wielkości ładunków zanieczyszczeń biodegradowalnych z tych aglomeracji koniecznych do usunięcia,
 - przedsięwzięć w zakresie budowy i modernizacji zbiorczych sieci kanalizacyjnych oraz oczyszczalni ścieków komunalnych oraz terminów ich realizacji.

Literatura

1. Dyrektywa 2000/60/WE Parlamentu Europejskiego i Rady Wspólnoty Europejskiej z dnia 23 października 2000 roku ustanawiająca ramy działań Wspólnoty w zakresie polityki wodnej.
2. Miłaszewski R.: Analizy ekonomiczne w Ramowej Dyrektywie Wodnej Unii Europejskiej. *Gospodarka Wodna*, 4, 2004, 133-137.
3. Griffiths M.: *The European Water Framework Directive: An approach to integrated river basic management*. Official Publication of the European Water Association, EWA 2002.
4. Główny Urząd Statystyczny, <http://www.stat.gov.pl>.
5. Wojewódzki Inspektorat Ochrony Środowiska w Rzeszowie: Raport o stanie środowiska w województwie podkarpackim w roku 2009, Rzeszów 2010.
6. Plan Rozwoju Lokalnego. Dokument Urzędu Gminy Błażowa, czerwiec 2004.
7. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 9 listopada 2011 r. w sprawie sposobu klasyfikacji stanu jednolitych części wód powierzchniowych oraz środowiskowych norm jakości dla substancji priorytetowych (Dz.U. z 2011 r. Nr 257, poz. 1545).
8. Rozporządzenie Ministra Środowiska z dnia 23 lipca 2008 w sprawie kryteriów i sposobów oceny stanu wód podziemnych (Dz.U. z 2008 r. Nr 143, poz. 896).
9. Kojder A. i in.: *Operat wodno-prawny*. Rzeszów 2009.

10. Rozporządzenia Ministra Zdrowia z dnia 20 kwietnia 2010 r. zmieniające rozporządzenia Ministra Zdrowia z dnia 29 marca 2007 r. w sprawie jakości wody przeznaczonej do spożycia przez ludzi (Dz.U. z 2010 r. Nr 72, poz. 466).
11. Boryczko K.: Zastosowanie metody ARIMA w prognozowaniu liczby uszkodzeń przewodów sieci wodociagowych na terenie Rzeszowa, Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, Budownictwo i Inżynieria Środowiska, Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, 57(3/2010), s. 51-60.
12. Boryczko K., Rak J.: Rozważania na temat podwyższania niezawodności systemu o podstawowych strukturach niezawodnościowych, Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, Budownictwo i Inżynieria Środowiska, 57(1/2010), s. 17-29.
13. Kojder A. i in.: Operat wodno-prawny. Rzeszów 2010.
14. Dolata M., Lira J.: Sieć kanalizacyjna na obszarach wiejskich. Wodociągi-Kanalizacja, 5/2009, 62-64.

ANALYSIS OF WATER SUPPLY AND SEWAGE MANAGEMENT IN DISTRICT OF BŁAŻOWA WITHIN THE CONTEXT OF IMPLEMENTATION OF THE WATER FRAMEWORK DIRECTIVE

S u m m a r y

The main aim of the thesis is the water and sewage management analysis in the district of Błażowa. The study shows description of Błażowa with water resources, collective water supply system and sewage draining system. Several solutions to improve water and wastewater management have been suggested.

In the study a detailed analysis has been made for: the state and groundwater resources, the quality of raw water, quantity analysis of sewage generating by the district of Błażowa. The analysis was based on GUS statistics, materials obtained from Public Utilities and Office of Municipalities in Błażowa. In addition plans for implementation of Water Framework Directive for Podkarpacie have been showed.

Keywords: collective water supply system, sewage management, Water Framework Directive

DOI: 10.7862/rb.2013.7

Przesłano do redakcji w marcu 2013 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Vyacheslav PISAREV¹
Anna CZERNIECKA²

ANALIZA SYSTEMU KLIMATYZACJI DWUPRZEWODOWEJ Z WYKORZYSTANIEM POMPY CIEPŁA

Celem publikacji jest analiza systemu klimatyzacji dwuprzewodowej z wykorzystaniem pompy ciepła współpracującej z chłodnicą centrali klimatyzacyjnej i nagrzewnicą przewodową. Przedstawiono przykład projektowania systemu klimatyzacji dwuprzewodowej z wykorzystaniem pompy ciepła oraz dokonano obliczeń niezbędnych w doborze urządzeń pracujących w systemie. Sporządzono obliczenia klimatyzacji dwuprzewodowej dla założonych w projekcie parametrów, dzięki czemu możliwe było określenie mocy chłodniczej i grzewczej potrzebnej do klimatyzacji pomieszczeń w celu zapewnienia komfortu cieplnego. Dla obliczonej mocy chłodniczej dokonano doboru pompy ciepła firmy VATRA, zapewniając źródło chłodu dla chłodnicy centrali klimatyzacyjnej oraz źródło ciepła dla nagrzewnicy powietrza. Ciepło, które powstało podczas eksploatacji pompy ciepła, jest alternatywnym źródłem energii zapewniającym odpowiednie parametry w pomieszczeniach.

Zamieszczony w pracy schemat ilustruje powiązanie systemu klimatyzacji dwuprzewodowej współpracującej z pompą ciepła, gdzie pompa ciepła jest głównym źródłem zasilania chłodnicy w chłód, a nagrzewnica powietrza w ciepło. Parametry powietrza w pomieszczeniach przedstawiono w formie graficznej w postaci wykresu i-x Moliera. Opisano możliwości zagospodarowania nadwyżek ciepła, które powstały podczas eksploatacji pompy ciepła.

Słowa kluczowe: klimatyzacja, pompa ciepła, wykorzystanie pompy ciepła

1. Wprowadzenie

W praktyce projektowania i eksploatacji instalacji obróbki powietrza do wentylacji pomieszczeń są znane różne rozwiązania systemów klimatyzacji dwuprzewodowej. Systemy klimatyzacji dwuprzewodowej charakteryzują się procesami ogrzewania i chłodzenia w centralach klimatyzacyjnych i przewodach

¹ Autor do korespondencji: Vyacheslav Pisarev, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651263, pisarev@prz.edu.pl.

² Anna Czerniecka, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651263.

powietrznych. Interesującym rozwiązaniem jest jej wykorzystanie do wytwarzania ciepła i chłodu przez jedno urządzenie, tj. pompę ciepła. Celem niniejszej pracy jest analiza wstępna systemu klimatyzacji dwuprzewodowej z wykorzystaniem pompy ciepła. Przedstawiono zasady projektowania systemu klimatyzacji, jak również doboru pompy ciepła. Omówiono również możliwości zagospodarowania nadwyżek ciepła, które powstały podczas eksploatacji pompy ciepła. Instalację klimatyzacji dwuprzewodowej rozpatrywano na przykładzie dwóch pomieszczeń w układzie nawiewno-wywiewnym. Pompa ciepła to urządzenie, które może nie tylko ogrzewać, ale również chłodzić.

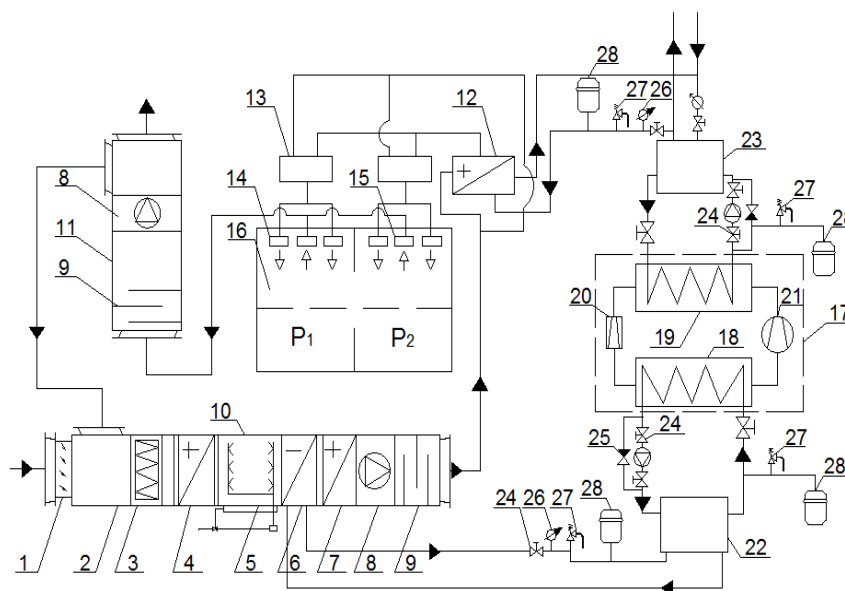
2. System klimatyzacji dwuprzewodowej z pompą ciepła

Pompa ciepła odbiera ciepło z chłodnicy centrali klimatyzacyjnej za pomocą parownika. Ciepło to jest następnie odprowadzane za pomocą skraplacza do systemu grzewczego (nagrzewnicy przewodowej).

Na rysunku 1. przedstawiono schemat systemu klimatyzacji dwuprzewodowej z pompą ciepła, która współpracuje z nagrzewnicą powietrza (12) i chłodnicą powietrza (6). Powietrze czerpane z zewnątrz (stan ten obrazuje punkt Z na rys. 3.) oraz recyrkulowane (punkt M_1 na rys. 3.) jest doprowadzona do komory mieszania (2) centrali klimatyzacyjnej (10) w ilości ustalonej dla okresu letniego.

Powietrze po zmieszaniu (punkt M_2 na rys. 3.) przechodzi przez filtr (3) oraz nagrzewnicę wstępną (4), gdzie w zimie zostaje ogrzane do temperatury, która jest potrzebna do realizacji procesu adiabatycznego nawilżania. Następnie powietrze przechodzi do komory zraszania (5), w której w okresie zimowym podlega nawilżaniu. Powietrze jest kierowane do chłodnicy (6), gdzie w lecie jest ochładzane i osuszane (punkt O na rys. 3.) za pomocą pompy ciepła (17). W okresie zimowym powietrze może być ogrzewane, przechodząc przez nagrzewnicę powietrza (7). Dalej powietrze przechodzi przez wentylator (8) oraz tłumik akustyczny (9). Następnie zostaje rozdzielone na dwie części oraz skierowane do pomieszczeń po dwóch przewodach; na jednym z przewodów zainstalowano nagrzewnicę powietrza (12).

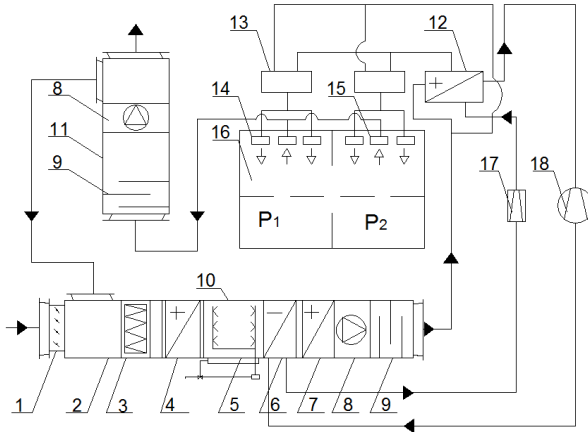
Czynnikiem obiegu dolnego jest woda, która krąży między chłodnicą centrali klimatyzacyjnej (10) a zbiornikiem wody zimnej (22). W parowniku (18) czynnik obiegu dolnego źródła oddaje ciepło czynnikowi robocznemu obiegu wewnętrznego pompy ciepła (17). W skraplaczu (19) ciepło jest oddawane do górnego źródła (nagrzewnica powietrza (12)). Podczas przejścia powietrza przez nagrzewnicę powietrza (12) następuje jego ogrzanie (proces O'K na rys. 3.). W skrzynkach mieszających (13) strumienie powietrza (punkty K i O') mieszają się w proporcji niezbędnej do osiągnięcia odpowiednich wartości temperatury (opisanych punktami N_1 oraz N_2 na rys. 3.).



Rys. 1. Schemat systemu klimatyzacji dwuprzewodowej z pompą ciepła: 1 – przepustnica wielopłaszczyzowa, 2 – komora mieszania, 3 – filtr, 4 – nagrzewnica wstępna, 5 – komora zraszania, 6 – chłodnica, 7 – nagrzewnica wtórna, 8 – wentylator, 9 – tłumik akustyczny, 10 – centrala nawiewna, 11 – centrala wywiewna, 12 – nagrzewnica powietrza, 13 – skrzynka mieszająca, 14 – nawiew powietrza, 15 – wylot powietrza, 16 – pomieszczenie, 17 – pompa ciepła, 18 – parownik, 19 – skraplacz, 20 – zawór rozprężny, 21 – sprężarka, 22 – zbiornik wody zimnej (wymiennik pośredni), 23 – zbiornik wody ciepłej, 24 – zawór odcinający, 25 – zawór zwrotny, 26 – termomanometr, 27 – zawór bezpieczeństwa, 28 – naczynie zbiorcze

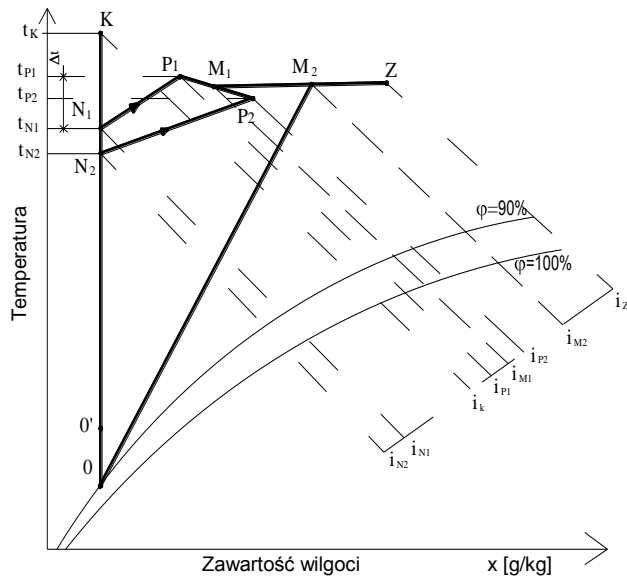
Fig. 1. The scheme of two-pipe air-conditioning system with heat pump: 1 – multi-surface throttle, 2 – mixing chamber, 3 – filter, 4 – preheater battery, 5 – air washer, 6 – cooler, 7 – reheat battery, 8 – cooling fan, 9 – acoustic suppressor, 10 – supply air handling unit, 11 – exhaust air handling unit, 12 – air heater, 13 – mixing box, 14 – air supply, 15 – air exhaust, 16 – accommodation, 17 – heat pump, 18 – evaporator, 19 – condenser, 20 – expansion valve, 21 – compressor, 22 – cold water reservoir (intermediate exchanger), 23 – warm water reservoir, 24 – cut-off valve, 25 – non-return valve, 26 – thermometer, 27 – safety valve, 28 – expansion vessel

W systemach klimatyzacji dwuprzewodowej z wykorzystaniem pompy ciepła możliwe jest zastosowanie powietrznej pompy ciepła. Na rysunku 2. przedstawiono schemat obrazujący połączenie centrali klimatyzacyjnej, w której odbiór ciepła z powietrza następuje w parowniku (chłodnicy) (6). Powietrze zostaje doprowadzone do centrali nawiewnej, gdzie pompa ciepła odbiera ciepło za pomocą parownika, które następnie jest odprowadzane przez skraplacz do systemu grzewczego (nagrzewnica (12)).



Rys. 2. Schemat systemu klimatyzacji dwuprzewodowej z powietrzną pompą ciepła: 1-16 – jak na rys. 1., 17 – zawór rozprężny, 18 – sprężarka

Fig. 2. The scheme of two-wire air-conditioning system with heat air-pump: 1-16 – as in Fig. 1, 17 – expansion valve, 18 – compressor



Rys. 3. Przebieg zmian stanu powietrza wentylacyjnego na wykresie i-x powietrza wilgotnego w okresie letnim w systemach klimatyzacji dwuprzewodowej z recyrkulacją (rys. 1.)

Fig. 3. The course of changes concerning the state of the ventilation air presented on I-X diagram of humid air in the summer term in the two-wire air-conditioning systems with recirculation (Fig. 1)

3. Projektowanie systemu klimatyzacji z pierwszą recyrkulacją w okresie letnim

Teoretyczne zasady projektowania systemów klimatyzacji

Dane wyjściowe

- a) parametry powietrza zewnętrznego wg normy PN-76/B-03420 [1]:
 - temperatura – t_z [°C],
 - wilgotność względna powietrza – φ_z [%],
 - entalpia właściwa powietrza – i_z [kJ/kg],
 - zawartość wilgoci – x_z [g/kg],
- b) parametry powietrza wewnętrznego wg normy PN-78/B-03421 [2]:
 - temperatura w pomieszczeniach P1, P2 – t_{P1}, t_{P2} [°C],
 - wilgotność względna w pomieszczeniach P1, P2 – $\varphi_{P1}, \varphi_{P2}$ [%],
- c) parametry technologiczne:
 - zyski ciepła całkowitego w pomieszczeniach P1, P2 – Q_{C1}, Q_{C2} [kW] (określane dla danego obiektu),
 - zyski ciepła jawnego w pomieszczeniach P1, P2 – Q_{j1}, Q_{j2} [kW] (określane dla danego obiektu),
 - zyski wilgoci w pomieszczeniach P1, P2 – W_1, W_2 [kg/s] (określane dla danego obiektu),
 - niezbędny strumień objętościowy powietrza zewnętrznego zalecany ze względów higienicznych dla zapewnienia odczucia komfortu i świeżości w pomieszczeniach P1, P2 – G_{Z1}, G_{Z2} [m³/s].

Projektowanie procesów zmiany stanu powietrza dla systemu klimatyzacji rozpoczyna się na wykresie i-x powietrza wilgotnego (rys. 3.) od umiejscowienia punktu odpowiadającego parametrom powietrza zewnętrznego Z (t_z, φ_z). Następnie ustala się parametry powietrza w pomieszczeniach, które są zalecane względami komfortu lub produkcji. Ustalone parametry powietrza w pomieszczeniu nanosi się na wykres i-x powietrza wilgotnego, w wyniku czego otrzymuje się punkty P₁ i P₂ o parametrach (t_{P1}, φ_{P1}) i (t_{P2}, φ_{P2}).

Następnie należy ustalić parametry powietrza nawiewanego. Temperatura tego powietrza zależy od dopuszczalnej różnicy temperatury Δt^* pomiędzy powietrzem nawiewanym a powietrzem w pomieszczeniu. Różnica temperatury zależy m.in. od umiejscowienia wylotów nawiewnych, przeznaczenia pomieszczenia, wysokości zysków ciepła. Dla systemów „góra-góra” różnica temperatury Δt^* zawiera się w granicach 5-12°C. Należy przy tym pamiętać, że powietrze nawiewane może się dodatkowo ogrzać wskutek przejścia przez wentylator i przewody złożone w pomieszczeniach nieklimatyzowanych, a więc o temperaturze wyższej niż ma powietrze. Przyrost tej temperatury należy obliczyć każdorazowo. W przypadku urządzeń o średniej wielkości orientacyjnie można przyjmować przyrost temperatury $\Delta t'$ w granicach 1,0-1,5°C.

Mając obliczone zyski ciepła całkowitego i wilgoci dla rozpatrywanych pomieszczeń, można określić współczynniki kierunkowe procesów zmiany stanu powietrza dla [3]:

- pomieszczenia P1

$$\varepsilon_1 = Q_{C1}/W_1 \text{ [kJ/kg]} \quad (1)$$

- pomieszczenia P2

$$\varepsilon_2 = Q_{C2}/W_2 \text{ [kJ/kg]} \quad (2)$$

Odnajdujemy parametry powietrza nawiewanego dla strefy z największym współczynnikiem kierunkowym procesu. Niech $\varepsilon_1 = \varepsilon_{\max}$. Mając obliczone zyski ciepła jawnego Q_j , dla rozpatrywanych pomieszczeń należy ustalić niezbędny strumień objętościowy powietrza wentylacyjnego G_{01} dla pomieszczenia P1 ($\varepsilon_1 = \varepsilon_{\max}$) [3]:

$$G_{01} = Q_{j1}/(c \cdot \rho \cdot \Delta t^*) \text{ [m}^3/\text{s]} \quad (3)$$

gdzie: c – pojemność cieplna właściwa powietrza [kJ/(kg · °C)],

ρ – gęstość powietrza [kg/m³].

Powinien być spełniony warunek: $G_{01} \geq G_{z1}$.

Następnie, po uwzględnieniu nie szczelności przewodów przy ich długości do 50 m, do wielkości G_{01} dodajemy 10% G_{01} . Otrzymuje się wówczas uściślony strumień objętościowy powietrza wentylacyjnego [3]:

$$G_{01}^* = G_{01} + 10\% G_{01} \text{ [m}^3/\text{s]} \quad (4)$$

Przy długości przewodów L większej niż 50 m współczynnik strat powietrza k_S oblicza się ze wzoru [3]:

$$k_S = 1 + 0,002 \cdot L \quad (5)$$

wtedy strumień objętościowy powietrza wentylacyjnego:

$$G_{01}^* = G_{01} \cdot k_S \text{ [m}^3/\text{s]} \quad (6)$$

Rzeczywista różnica temperatury pomiędzy powietrzem nawiewanym a powietrzem w pomieszczeniu P₁ według przekształconego wzoru (3):

$$\Delta t = Q_{j1}/(c \cdot \rho \cdot G_{01}^*) \text{ [}^\circ\text{C]} \quad (7)$$

Stąd temperatura nawiewu powietrza do pomieszczenia P1:

$$t_{N1} = t_{P1} - \Delta t \text{ [}^\circ\text{C]} \quad (8)$$

Temperatura t_{N_1} odpowiada pomieszczeniu z najwyższym współczynnikiem ε (pomieszczenie P1), wówczas punkt N_1 leży na przecięciu linii $\varepsilon_1 = \text{const}$ i $t_{N_1} = \text{const}$. Parametry powietrza wypływającego z chłodnicy (6, rys. 1.) znajdują się na przecięciu linii $x_{N_1} = \text{const}$ i $\varphi = 0,9-0,95$ (punkt O, $x_O = x_{N_1} = x_{N_2}$).

Punkt N_2 (stan powietrza nawiewanego do pomieszczenia P2) leży na przecięciu linii $\varepsilon_2 = \text{const}$ i $x_O = \text{const}$. Punkty N_1 i N_2 oznaczają powietrze nawiewane do pomieszczeń po zmieszaniu dwóch strumieni powietrza zimnego (punkt O') i powietrza gorącego (punkt K).

Następnie oblicza się wydajność powietrza oraz moc nagrzewnicy i chłodnicy. Wydajność powietrza w strefie 1. dla pomieszczenia P1 obliczono ze wzorów (3) i (4), wydajność zaś powietrza w strefie 2. dla pomieszczenia P2:

$$G_{02} = \frac{Q_{j2}}{c \cdot \rho \cdot t_{P2} - t_{N2}} \quad [\text{m}^3/\text{s}] \quad (9)$$

Analogicznie do pomieszczenia 1. określa się uściślony strumień objętościowy powietrza G_{02}^* , z uwzględnieniem nieszczelności przewodów przy ich długości do 50 m:

$$G_{02}^* = G_{02} + 10\% G_{02} \quad [\text{m}^3/\text{s}] \quad (10)$$

Ogólny strumień powietrza:

$$G_0 = G_{01}^* + G_{02}^* \quad [\text{m}^3/\text{s}] \quad (11)$$

Z katalogów producentów należy dobrać centralę klimatyzacyjną z recyrkulacją powietrza z parametrem optymalnym G_{OPT} , która odpowiada wielkości G_0 .

Aby wyznaczyć punkt K, należy obliczyć parametr i_k z bilansu cieplnego [3]:

$$i_k = (G_{01}^* \cdot i_{N1} + G_{02}^* \cdot i_{N2} - 0,5 \cdot G_{OPT} \cdot i_O) / 0,5 \cdot G_{OPT} \quad [\text{kJ}/\text{kg}] \quad (12)$$

gdzie: G_{01}^* – wydajność powietrza w pomieszczeniu P1 [m^3/h],
 i_{N1} – entalpia właściwa powietrza w punkcie N_1 [kJ/kg],
 G_{02}^* – wydajność powietrza w pomieszczeniu P2 [m^3/h],
 i_{N2} – entalpia właściwa powietrza w punkcie N_2 [kJ/kg],
 G_{OPT} – optymalna wydajność systemu klimatyzacji [m^3/h],
 i_O – entalpia właściwa powietrza w punkcie O [kJ/kg].

Przecięcie linii $i_k = \text{const}$ i $x_o = \text{const}$ wyznaczy punkt K.

Punkty N_1 i N_2 charakteryzują mieszaninę powietrza po skrzynce mieszającej (13, rys. 1.), do której wpływają strumienie powietrza z chłodnicy

(6, rys. 1.) (punkt O' na rys. 3.) i powietrza po ogrzaniu w nagrzewnicy (12) (punkt K na rys. 3.). Podgrzanie powietrza odbywa się wzdłuż linii $x_o = \text{const}$.

Strumienie powietrza wywiewane z pomieszczeń P1 i P2 mieszają się ze sobą. W ten sposób powstaje punkt M_1 . W wyniku zmieszania się strumieni powietrza (punkty M_1 i Z) powstaje nowy strumień powietrza (punkt M_2 na rys. 3.) [3]:

$$P_2M_1 = \frac{G_{02}^*}{G_{01}^*} \cdot P_1P_2 \quad (13)$$

$$M_1M_2 = M_1Z \cdot \frac{G_Z}{G_0} \quad (14)$$

gdzie G_Z – niezbędny strumień objętościowy powietrza zewnętrznego, $G_Z = G_{Z1} + G_{Z2}$.

Wartości strumieni powietrza są znane, a odcinki prostych P_1P_2 i M_1Z odmierza się na wykresie i-x powietrza wilgotnego (rys. 3.) w dowolnej jednostce długości [mm] lub [cm]. Odmierzając od punktu P_2 obliczoną długość odcinka P_2M_1 , wyznacza się położenie punktu M_1 , odmierzając zaś od punktu M_1 obliczoną długość odcinka M_1M_2 , położenie punktu M_2 .

Moc cieplna nagrzewnicy powietrza (12, rys. 1):

$$Q_N = 0,5 \cdot G_0 \cdot (i_k - i_o) \cdot \rho \quad [\text{kW}] \quad (15)$$

Moc chłodnicy [3]:

$$Q_{\text{CHL}} = G_0 \cdot (i_{M2} - i_o) \cdot \rho \quad [\text{kW}] \quad (16)$$

gdzie: i_{M2} – entalpia właściwa powietrza w punkcie M_2 na wykresie i-x powietrza wilgotnego [kJ/kg],

i_o – entalpia właściwa powietrza w punkcie O na wykresie i-x powietrza wilgotnego [kJ/kg].

Strumień wilgoci wykroplonej z powietrza wentylacyjnego w chłodnicy (6, rys. 1.) [3]:

$$w = G_0 \cdot (x_{M2} - x_o) \cdot \rho \quad [\text{g/s}] \quad (17)$$

gdzie x_{M2} – zawartość wilgoci powietrza w punkcie Z na wykresie i-x powietrza wilgotnego [g/kg].

4. Przykładowe projektowanie systemu klimatyzacji

Dane wyjściowe: budynek użyteczności publicznej w Rzeszowie, tj. w II strefie klimatycznej w lecie, godzina 15⁰⁰, lipiec

a) parametry powietrza zewnętrznego wg normy PN-76/B-03420 [1]:

- temperatura – $t_z = 30^\circ\text{C}$,
- wilgotność względna powietrza – $\varphi_z = 45\%$,
- entalpia właściwa powietrza – $i_z = 61 \text{ kJ/kg}$,
- zawartość wilgoci – $x_z = 12 \text{ g/kg}$,

b) parametry powietrza wewnętrznego wg normy PN-78/B-03421 [2]:

- temperatura w pomieszczeniach P1 i P2 – $t_{p1} = 24^\circ\text{C}$ i $t_{p2} = 21^\circ\text{C}$,
- wilgotność względna w pomieszczeniach P1 i P2 – $\varphi_{p1} = 50\%$ i $\varphi_{p2} = 60\%$,

c) parametry technologiczne:

- zyski ciepła całkowitego w pomieszczeniach P1 i P2 – $Q_{c1} = 46,716 \text{ kW}$ i $Q_{c2} = 4,84 \text{ kW}$,
- zyski ciepła jawnego w pomieszczeniach P1 i P2 – $Q_{j1} = 26,916 \text{ kW}$ i $Q_{j2} = 2,55 \text{ kW}$,
- zyski wilgoci w pomieszczeniach P1 i P2 – $W_1 = 7,54 \cdot 10^{-3} \text{ kg/s}$ i $W_2 = 9,02 \cdot 10^{-4} \text{ kg/s}$.

Projektowanie procesów zmiany stanu powietrza dla systemu klimatyzacji rozpoczyna się od umiejscowienia punktu odpowiadającego parametrom powietrza zewnętrznego Z (30°C , 45%) na wykresie i-x powietrza wilgotnego (rys. 4.). Nanosząc parametry powietrza w pomieszczeniach na wykres i-x powietrza wilgotnego, otrzymuje się punkt P₁ (24°C , 50%) i punkt P₂ (21°C , 60%).

Przyjmuje się różnicę temperatury Δt^* pomiędzy powietrzem nawiewanym a powietrzem w pomieszczeniu dla systemu „góra-góra”, $\Delta t^* = 7,5^\circ\text{C}$. Powietrze nawiewane może dodatkowo ogrzać się wskutek przejścia przez wentylator i przewody złożone w pomieszczeniach nieklimatyzowanych.

Współczynniki kierunkowe oblicz się ze wzorów (1) i (2):

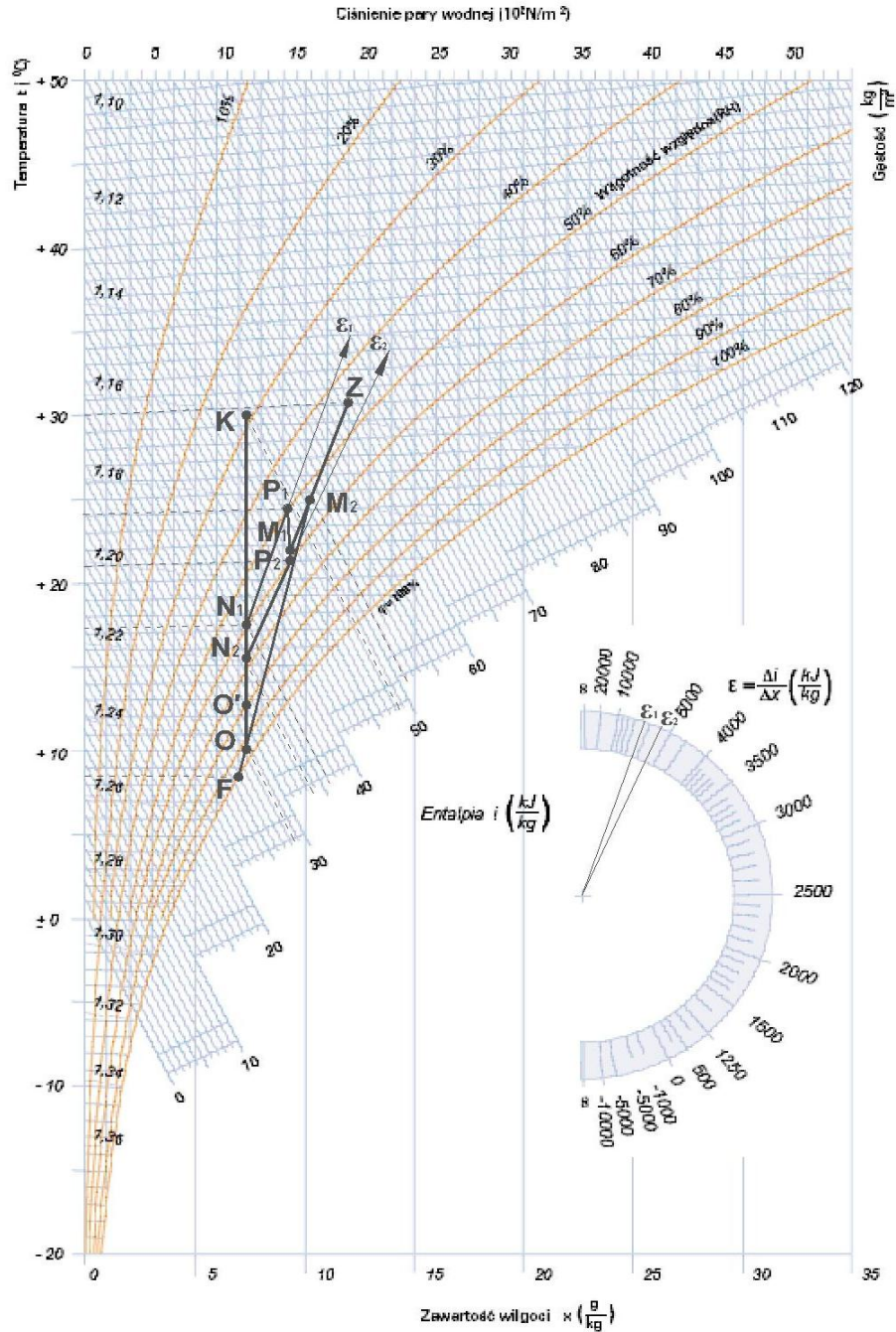
- dla pomieszczenia P1

$$\varepsilon_1 = \frac{46,716}{7,54 \cdot 10^{-3}} = 6195 \text{ [kJ/kg]},$$

- dla pomieszczenia P2:

$$\varepsilon_2 = \frac{4,84}{9,02 \cdot 10^{-4}} = 5365 \text{ kJ/kg},$$

stąd $\varepsilon_1 = \varepsilon_{\max}$.



Rys. 4. Przebieg zmiany stanu powietrza na wykresie i-x powietrza wilgotnego

Fig. 4. The course of changes concerning the state of the air presented on i-x diagram of humid air

Ustalamy niezbędny strumień objętościowy powietrza wentylacyjnego dla okresu letniego w pomieszczeniu P1, korzystając ze wzoru (3):

$$G_{01} = 26,916 \text{ kW} / [1,02 \text{ kJ}/(\text{kg} \cdot ^\circ\text{C}) \cdot 1,2 \text{ kg}/\text{m}^3 \cdot 7,5^\circ\text{C}] = 2,93 \text{ m}^3/\text{s} = 10548 \text{ m}^3/\text{h}.$$

Uwzględniając nieszczelności przewodów przy ich długości do 50 m, do wielkości G_{01} dodaje się 10% G_{01} (wzór (4)):

$$G_{01}^* = 10548 + 1055 = 11603 \text{ m}^3/\text{h} = 3,22 \text{ m}^3/\text{s}.$$

Rzeczywistą różnicę temperatury pomiędzy powietrzem nawiewanym a powietrzem w pomieszczeniu P1 oblicza się ze wzoru (7):

$$\Delta t = 26,916 \text{ kW} / [1,02 \text{ kJ}/(\text{kg} \cdot ^\circ\text{C}) \cdot 1,2 \text{ kg}/\text{m}^3 \cdot 3,22 \text{ m}^3/\text{s}] = 6,83^\circ\text{C}.$$

Temperaturę nawiewu powietrza do pomieszczenia P1 wyznacza się z zależności (8):

$$t_{N1} = 24 - 6,83 = 17,2^\circ\text{C}.$$

Punkt N_1 leży więc na przecięciu linii $\varepsilon_1 = 6195 \text{ kJ}/\text{kg}$ i linii $t_{N1} = 17,2^\circ\text{C}$.

Strumień powietrza w pomieszczeniu P2 oblicza się ze wzoru (9). Dla pomieszczenia P2 (Δt_2 odczytano z wykresu i-x (rys. 4.), $\Delta t_2 = t_{P2} - t_{N2} = 6^\circ\text{C}$):

$$G_{02} = \frac{Q_{j2}}{c \cdot \rho \cdot \Delta t_2} = \frac{2,55}{1,02 \cdot 1,2 \cdot 6} = 0,35 \text{ m}^3/\text{s} = 1260 \text{ m}^3/\text{h}.$$

Po uwzględnieniu nieszczelności przewodów przy ich długości do 50 m do wielkości G_{02} dodajemy 10% G_{02} . Ze wzoru (10) oblicza się:

$$G_{02}^* = 1260 + 126 = 1386 \text{ m}^3/\text{h} = 0,39 \text{ m}^3/\text{s}.$$

Ogólny strumień powietrza wyznacza się z zależności (11):

$$G_0 = 11603 \text{ m}^3/\text{h} + 1386 \text{ m}^3/\text{h} = 12989 \text{ m}^3/\text{h} = 3,61 \text{ m}^3/\text{s}.$$

Z katalogu firmy VTS Clima [4] dobieramy centralę klimatyzacyjną z parametrem optymalnym G_{OPT} , który odpowiada wielkości G_0 . Dobieramy zestaw NW – 1147A, $G_{OPT} = 12100 \text{ m}^3/\text{h} = 3,36 \text{ m}^3/\text{s}$.

Entalpię właściwą powietrza w punkcie K wyznacza się ze wzoru (12):

$$\begin{aligned} i_k &= \frac{11603 \text{ m}^3/\text{h} \cdot 36 \text{ kJ}/\text{kg} + 1386 \text{ m}^3/\text{h} \cdot 33,5 \text{ kJ}/\text{kg} - 0,5 \cdot 12100 \text{ m}^3/\text{h} \cdot 28,5 \text{ kJ}/\text{kg}}{0,5 \cdot 12100 \text{ m}^3/\text{h}} = \\ &= 48,22 \text{ kJ}/\text{kg}. \end{aligned}$$

Temperatura w punkcie F (punkt przecięcia linii ZM_2 i linii $\varphi = 1,0$) wynosi $8,5^\circ\text{C}$. Kolejno wyznacza się położenie punktu M_1 i M_2 . Z rysunku 4. odczytano $P_1P_2 = 11 \text{ mm}$. Korzystając ze wzoru (13), oblicza się:

$$P_2M_1 = \frac{1386 \text{ m}^3/\text{h}}{11603 \text{ m}^3/\text{h}} \cdot 11 \text{ mm} = 1,31 \text{ mm}.$$

Z rysunku 4. odczytano także $M_1Z = 33 \text{ mm}$. Korzystając ze wzoru (14), oblicza się:

$$M_1M_2 = 33 \text{ mm} \cdot \frac{4000}{12989} = 10,2 \text{ mm},$$

przy czym niezbędny strumień objętościowy powietrza zewnętrznego $G_Z = 4000 \text{ m}^3/\text{h}$ (z założenia).

Moc cieplną nagrzewnicy powietrza (12, rys. 1.) oblicza się ze wzoru (15):

$$Q_N = 0,5 \cdot 3,61 \text{ m}^3/\text{s} \cdot (48,22 \text{ kJ/kg} - 28,5 \text{ kJ/kg}) \cdot 1,2 \text{ kg/m}^3 = 42,7 \text{ kW}.$$

Moc chłodnicy (6) (wzór (16)):

$$Q_{\text{chl}} = 3,61 \text{ m}^3/\text{s} \cdot (51 \text{ kJ/kg} - 28,5 \text{ kJ/kg}) \cdot 1,2 \text{ kg/m}^3 = 97,5 \text{ kW}.$$

Strumień wilgoci wykroplonej z powietrza wentylacyjnego w procesie ZM_2 wyznacza się, przyjmując dane z wykresu i - x powietrza wilgotnego (rys. 4.): $x_{M2} = 10,3 \text{ g/kg}$, $x_O = 7,3 \text{ g/kg}$. Korzystając ze wzoru (17), oblicza się:

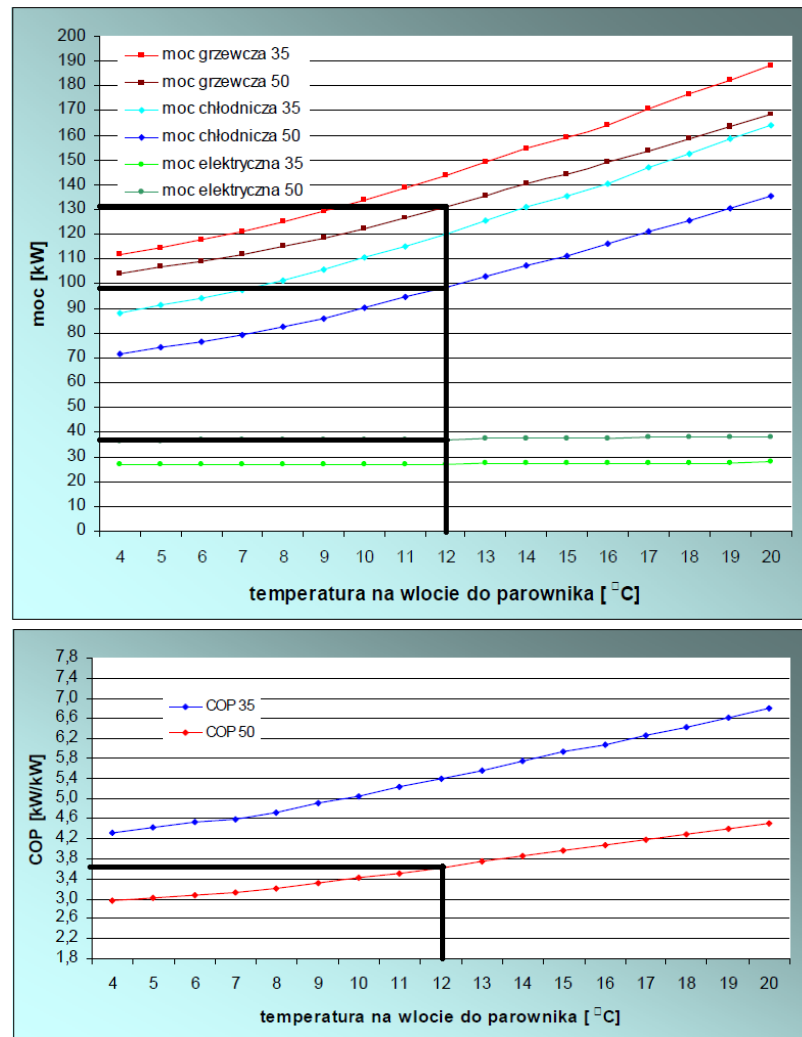
$$w = 3,61 \text{ m}^3/\text{s} \cdot (10,3 - 7,3) \text{ g/kg} \cdot 1,2 \text{ kg/m}^3 = 12,99 \text{ g/s} = 46,76 \text{ kg/h}.$$

5. Dobór pompy ciepła

Pompa ciepła jest urządzeniem, które wymaga dokładnego doboru mocy oraz starannego skojarzenia z innymi elementami instalacji. Podstawowym parametrem jest moc pompy ciepła w danych warunkach jej pracy. W tym przypadku konieczna jest więc znajomość zapotrzebowania obiektu na ciepło (grzanie oraz chłodzenie).

Główne kryterium doboru pompy ciepła stanowi moc pompy, która jest równa mocy chłodniczej: $Q_{\text{PC}} = Q_{\text{CHL}} = 97,5 \text{ kW}$. Dobrano pompę ciepła firmy VATRA typu VATRA GIGA 160 W woda-woda [5] (dane pompy opisano w materiałach firmowych). Rysunek 5. przedstawia wykresy wydajności dobranej pompy ciepła. Na ich podstawie można dokładnie odczytać główne parametry pracy pompy, takie jak: moc grzewcza, moc elektryczna i stopień efektywności pracy pompy w określonym punkcie jej pracy.

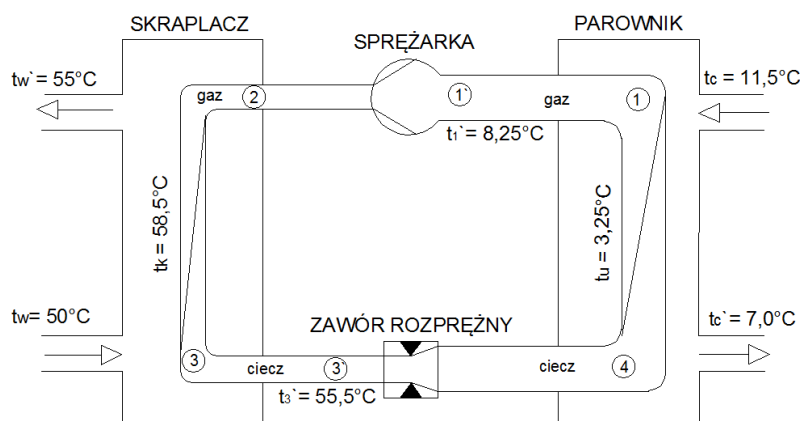
Na podstawie analizy wykresu (rys. 4.) oraz wskazówek metodycznych [6] można określić temperaturę nośnika ciepła na wejściu do parownika pompy ciepła, tj. $11,5^{\circ}\text{C}$, natomiast temperaturę czynnika grzewczego na wejściu do skraplacza pompy ciepła, tj. 50°C .



Rys. 5. Wykres wydajności pompy ciepła firmy VATRA typu VATRA GIGA 160 W

Fig. 5. The diagram presenting the efficiency of VATRA heat pump, type VATRA GIGA 160 W

Parametry pracy pompy typu VATRA GIGA 160 W wyznaczono na wykresie wydajności dobranej pompy ciepła (rys. 5.): moc grzewcza 132 kW, moc chłodnicza 97,5 kW, pobór mocy elektrycznej 37 kW, wskaźnik efektywności COP 3,6, czynnik roboczy R407c. Rozkład temperatury w charakterystycznych punktach pracy pompy ciepła zgodnie z metodą [6] przedstawiono na rys. 6.



Rys. 6. Rozkład temperatury w pompie ciepła: t_c – temperatura na wejściu do parownika, t_c' – temperatura na wyjściu z parownika, t_u – temperatura odparowania czynnika chłodniczego, t_i' – temperatura czynnika chłodniczego na ssaniu sprężarki, t_w' – temperatura czynnika grzewczego na wyjściu ze skraplacza, t_w – temperatura wody na wejściu do skraplacza, t_k – temperatura skraplania czynnika chłodniczego, t_3' – temperatura przechłodzenia czynnika chłodniczego w stanie cieczy przed zaworem rozprężnym

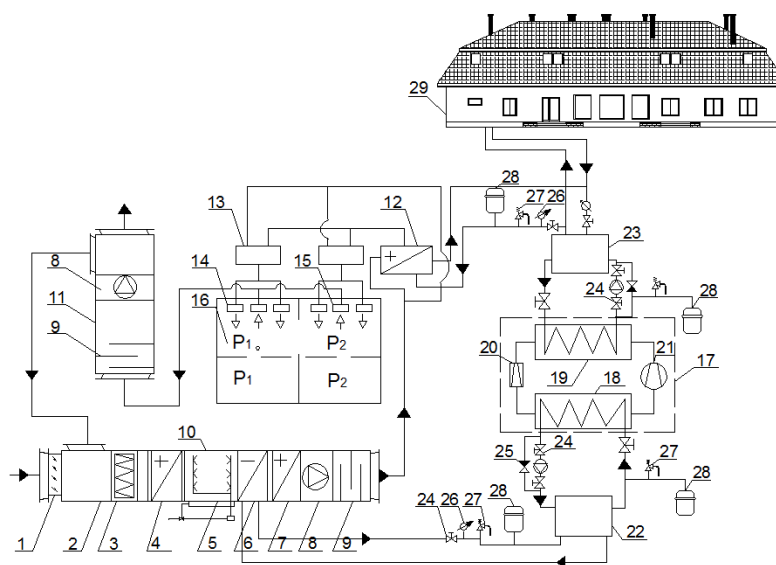
Fig. 6. The temperature distribution in heat pum: t_c – the temperature on the inlet of the evaporator, t_c' – the temperature on the outlet of evaporator, t_u – the temperature of the evaporation of refrigerant, t_i' – the temperature of the refrigerant on the suction of the compressor, t_w' – the temperature of heating medium on the outlet of evaporator, t_w – the temperature of water on the inlet of evaporator, t_k – the temperature of the condensation of the refrigerant, t_3' – the temperature of overcooling of the refrigerant in the liquid state before the expansion valve

Aby zapewnić odpowiedni przepływ wody przez pompę ciepła oraz instalację, zaleca się stosowanie zbiornika buforowego (zbiornika wody ciepłej (23, rys. 1.)) pełniącego rolę akumulatora. Kierując się doбором zbiornika buforowego, jako zasadę należy przyjąć 20-30 l na 1 kW mocy cieplnej pompy ciepła. Według wskazań firmy SOLIS, na podstawie której dokonano doboru pompy [7], pojemność zasobnika $V_{zas} = 1950 \text{ dm}^3$. Dobrano zasobnik wody firmy Ecolich typu PS2R [8] o pojemności 2000 l.

6. Zagospodarowanie nadwyżek ciepła

Pompa ciepła została dobrana ze względu na moc chłodniczą, a powstałe nadwyżki ciepła muszą być zagospodarowane. Moc grzewcza pompy ciepła firmy VATRA typu VATRA GIGA 160 W, odczytana z wykresu na rys. 5., wynosi 132 kW. Dobrana pompa ciepła posiada większą moc grzewczą niż jest to konieczne do celów klimatyzacji, gdzie zapotrzebowanie wynosi 42,7 kW. Nadwyżka ciepła powstała w ilości 89,3 kW musi zostać zagospodarowana. Dalej opracowano warianty przekazania ciepła m.in. na cele ciepłej wody użytkowej w budynkach użyteczności publicznej czy też w obiektach basenów kąpielowych. Opracowano również wariant likwidacji nadwyżki ciepła w wieżach chłodniczych. Oczywiście należy pamiętać, że stosowanie odzysku ciepła skraplania należy traktować jako dodatkowe (alternatywne), lecz nie podstawowe źródło grzania, gdyż odzysk ciepła będzie możliwy tak długo, aż będzie występowało zapotrzebowanie na moc chłodniczą systemu klimatyzacji.

W wariantcie pierwszym, który przedstawia schemat na rys. 7., zaproponowano zagospodarowanie ciepła na cele ciepłej wody użytkowej w budynku użyteczności publicznej. Nadwyżka ciepła, czyli 89,3 kW, może ogrzać wodę zgod-

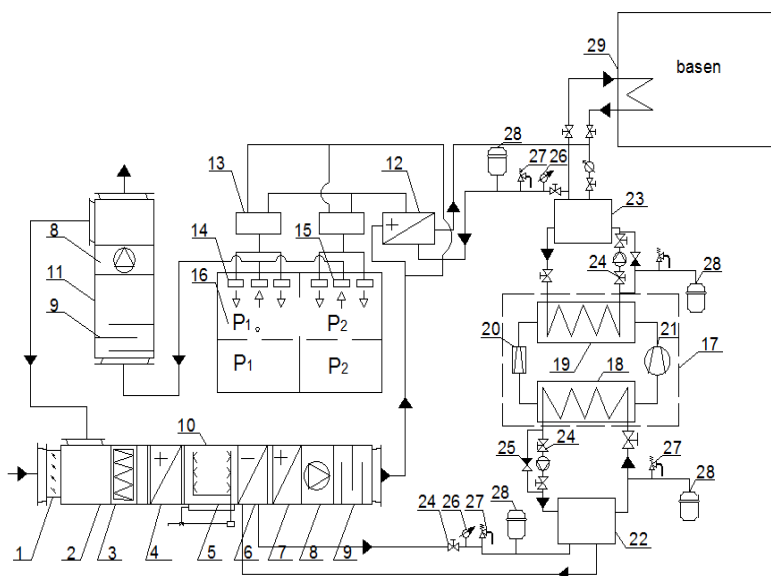


Rys. 7. Schemat systemu klimatyzacji dwuprzewodowej z pompą ciepła i przykładem zagospodarowania ciepła na cele ciepłej wody użytkowej dla budynku: oznaczenia 1-28 – jak na rys. 1., 29 – budynek użyteczności publicznej

Fig. 7. The scheme of two-wire air-conditioning system with heat pump and with the example of heat management to obtain the domestic hot water for the building: designations 1-28 – as in Fig. 1, 29 – public utility building

nie z metodą [8] w ilości 1,93 m³/h. Taka ilość ogrzanej wody może zaopatrzyć ok. 800 osób w ciepłą wodę użytkową. Może to być zatem budynek użyteczności publicznej, taki jak centrum handlowe, sklepy, kino, szkoła, przychodnia czy też biurowiec.

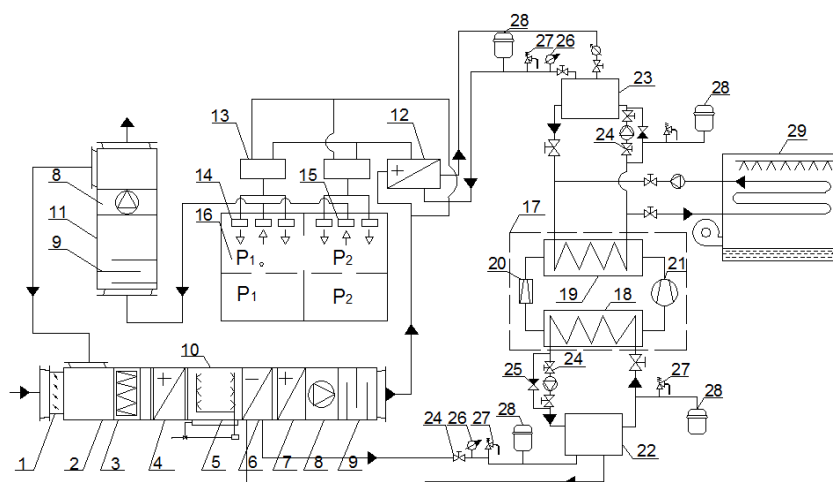
W wariantcie drugim opracowano schemat wykorzystania powstałego nadmiaru mocy cieplnej do podgrzewania wody w obiektach basenów kąpielowych (rys. 8.). W lecie odbiornikiem wytworzonego w instalacji ciepła są baseny kąpielowe otwarte. Duża masa wody znajdująca się w basenie wymaga stałego dostarczania ciepła, aby utrzymać jej wymaganą temperaturę. Temperatura wody w basenie kąpielowym powinna wynosić 24-30°C. Baseny otwarte tracą ciepło głównie przez konwekcję, parowanie, promieniowanie oraz przewodzenie przez obudowę basenu. Suma tych strat ciepła zależy głównie od temperatury wody i powietrza, ciśnienia, siły wiatru i wilgotności powietrza [9]. O wielkości zapotrzebowania na ciepło w basenach otwartych decyduje głównie wielkość powierzchni basenu (jego objętość), zakładany czas użytkowania, warunki pogodowe, wymagana temperatura wody w basenie oraz różnica temperatury między wodą ogrzewaną a ogrzaną. Im basen jest większy, tym większe są koszty



Rys. 8. Schemat systemu klimatyzacji dwuprzewodowej z pompą ciepła i przykładem zagospodarowania ciepła na cele ciepłej wody użytkowej dla budynku: oznaczenia 1-28 – jak na rys. 1., 29 – basen kąpielowy

Fig. 8. The scheme of the two-wire air-conditioning system with heat pump and with the example of heat management to obtain domestic hot water for the building: designations 1-28 – as in Fig. 1, 29 – swimming pool

jego ogrzewania. Dlatego też wykorzystanie ciepła powstającego podczas eksploatacji pompy ciepła jest ze względów ekonomicznych opłacalnym rozwiązaniem.



Rys. 9. Schemat systemu klimatyzacji dwuprzewodowej z pompą ciepła i przykładem zagospodarowania ciepła na cele ciepłej wody użytkowej dla budynku: oznaczenia 1-28 – jak na rys. 1., 29 – wieża chłodnicza

Fig. 9. The scheme of two-wire air-conditioning system with heat pump and with the example of heat management to obtain domestic hot water for the building: designations 1-28 – as in Fig. 1, 29 – cooling tower

Okres użytkowania basenu otwartego w Polsce wynosi średnio 120 dni w ciągu roku. Przez wykorzystanie nadmiaru mocy cieplnej powstałej podczas pracy pompy ciepła, możliwe jest wydłużenie tego okresu nawet do 6 miesięcy [10]. Ilość wody możliwa do ogrzania w basenie kąpielowym $V = 3,85 \text{ m}^3/\text{h}$.

W wariantcie trzecim opisano przekazanie nadmiaru mocy cieplnej powstającej w skraplaczu pompy ciepła do wieży chłodniczej w celu odprowadzania ciepła do środowiska (rys. 9.). Dobrano wieżę chłodniczą suchą, dry-cooler chłodzoną powietrzem typu EVEC 1180.4-90% produkcji „Refrion XCHANGE coolers division” [11]. Wydajność wieży wynosi $Q = 90 \text{ kW}$, a przepływ powietrza $19600 \text{ m}^3/\text{h}$.

7. Wnioski

Przedstawiono przykład projektowania systemu klimatyzacji dwuprzewodowej z wykorzystaniem pompy ciepła oraz dokonano obliczeń niezbędnych do doboru urządzeń pracujących w systemie. Sporządzono obliczenia klimatyzacji dwuprzewodowej dla założonych w projekcie parametrów, dzięki czemu możli-

we było określenie mocy chłodniczej i grzewczej potrzebnej do klimatyzacji pomieszczeń w celu zapewnienia komfortu cieplnego. Dla obliczonej mocy chłodniczej dokonano doboru pompy ciepła firmy VATRA, zapewniającej źródło chłodu dla chłodnicy centrali klimatyzacyjnej oraz źródło ciepła dla nagrzewnicy powietrza. Ciepło, które powstało podczas eksploatacji pompy ciepła, jest alternatywnym źródłem energii zapewniającym odpowiednie parametry w pomieszczeniach.

Zamieszczony w pracy schemat ilustruje powiązanie systemu klimatyzacji dwuprzewodowej współpracującej z pompą ciepła, gdzie pompa ciepła jest głównym źródłem zasilania chłodnicy w chłód, a nagrzewnica powietrza w ciepło. Parametry powietrza w pomieszczeniach przedstawiono w formie graficznej w postaci wykresu i-x Moliera. Opisano możliwości zagospodarowania nadwyżek ciepła, które powstały podczas eksploatacji pompy ciepła.

Literatura

1. PN-76/B-03420: Wentylacja i klimatyzacja, parametry obliczeniowe powietrza zewnętrznego.
2. PN-78/B-03421: Wentylacja i klimatyzacja, parametry obliczeniowe powietrza wewnętrznego.
3. Pisarev V.: Projektowanie systemów klimatyzacji jednoprzewodowej scentralizowanej. Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, Rzeszów 2009.
4. Katalog central klimatyzacyjnych VTS Clima DTR-CVA-ver.2 (03.2005).
5. <http://www.vatra.pl/>.
6. Adamczyk M., Sałaciński B., Pisarev V.: Temperaturowy zakres pracy chłodziarki sprężarkowej. Prace Kół Naukowych Politechniki Rzeszowskiej w roku akademickim 2005/2006. Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, Rzeszów 2006.
7. http://www.solis.pl/index.php/projektowanie_instalacji/instalacjeodbioru/dobor_zbiornika_buforowego.
8. <http://www.ekolech.pl/2010/06/d-hot-ps2r/>.
9. Danielewicz J., Golecki K.: Poradnik projektanta systemów grzewczych. Oficyna Wydawnicza Politechniki Wrocławskiej, Wrocław 2010.
10. Dudek G., Wilk J.: Basen na całe lato. Ładny Dom, 6, 2005.
11. Katalog wież chłodniczych firmy Refion XCHANGE, www.climaveneta.pl.

THE DESIGNING OF TWO-WIRE AIR-CONDITIONING SYSTEMS WITH USING A HEAT PUMP

Summary

The publication presents the example of designing the two-wire air-conditioning system with the use of heat pump. What is more, there are calculations presented, which are indispensable when it comes to the selection of devices working in the system. Two-wire air-conditioning calculations have been made for the parameters established in the project. Thanks to that fact, it was

possible to determine cooling and heating power needed for the air-conditioning of the accommodations in order to provide thermal comfort. For the calculated cooling power, VATRA heat pump has been selected. It provides the source of coolness for the cooler of air-handling unit and on the other hand the source of heat for the air-heater. Heat, which was generated during the operating of the heat pump is an alternative source of energy, which guarantees suitable parameters in accommodations.

The scheme enclosed in the work, illustrates the connection between two-wire air-conditioning system using heat pump, where the pump is the main source of coolness for the cooler and the air -heater which is the main source of heat. The air parameters in rooms were shown in graphic form by means of i-x Molier's diagram. Additionally there were several proposals presented on how to manage the heat excesses, which occurred during the operating of the heat pump.

Keywords: air conditioning, heat pump, utilization

DOI: 10.7862/rb.2013.8

Przesłano do redakcji w październiku 2012 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Vyacheslav PISAREV¹
Anna CZERNIECKA²

ANALIZA ZAOPATRZENIA W ENERGIĘ BUDYNKU Z WYKORZYSTANIEM INSTALACJI KOGENERACYJNEJ I FOTOWOLTAICZNEJ

Celem publikacji jest opracowanie zintegrowanego systemu energetycznego zaopatrzenia budynku w energię elektryczną i ciepłą. Analizę dokonano na przykładzie budynku sklepu piekarniczego. Przedstawiono również analizę ekonomiczną zintegrowanego systemu w porównaniu z systemem konwencjonalnym, zaopatrującym w energię z sieci energetycznej. Omówiono hybrydowy system energetyczny składający się z agregatu kogeneracyjnego i współpracujące z nim panele fotowoltaiczne. Analizę wykonano dla sklepu piekarniczego w celu zaopatrzenia na ciepło i energię elektryczną. Przedstawiono wariant pokrycia zapotrzebowania na energię i dokonano analizy ekonomicznej. Po przeprowadzeniu tej analizy, można stwierdzić opłacalność stosowania agregatów kogeneracyjnych i paneli fotowoltaicznych, mimo dużych kosztów inwestycyjnych. Czas zwrotu nakładów inwestycyjnych wynosi 11 lat i 1 miesiąc podczas użytkowania instalacji przez cały rok. Duży wpływ na opłacalność inwestycji ma cena agregatu kogeneracyjnego. Koszty eksploatacyjne instalacji hybrydowej są niższe w porównaniu z instalacjami konwencjonalnymi (tj. elektrycznych urządzeń zaopatrujących w energię ciepłą i elektryczną). Zasilanie w energię elektryczną z sieci jest kosztowne, co przemawia za stosowaniem kogeneracji i instalacji fotowoltaicznej. Dobierając instalację, należy pamiętać, że analiza ekonomiczna jest konieczna. Ponadto wykwalifikowana obsługa zintegrowanych urządzeń pozwala uzyskać najbardziej efektywną pracę hybrydowej instalacji.

Przeprowadzona analiza teoretyczna ukazuje korzyści wynikające ze stosowania wspólnej instalacji kogeneracyjnej i fotowoltaicznej. Jednak w celu sprawdzenia poprawności działania hybrydowego systemu oraz uzyskania korzyści z jego eksploatacji system należy przetestować w warunkach naturalnych podczas praktycznego użytkowania instalacji (tj. należy przeprowadzić analizę doświadczalną).

Słowa kluczowe: kogeneracja, energia, energia słoneczna, ekonomia

¹ Autor do korespondencji: Vyacheslav Pisarev, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651263, pisarev@prz.edu.pl.

² Anna Czerniecka, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651263.

1. Wprowadzenie

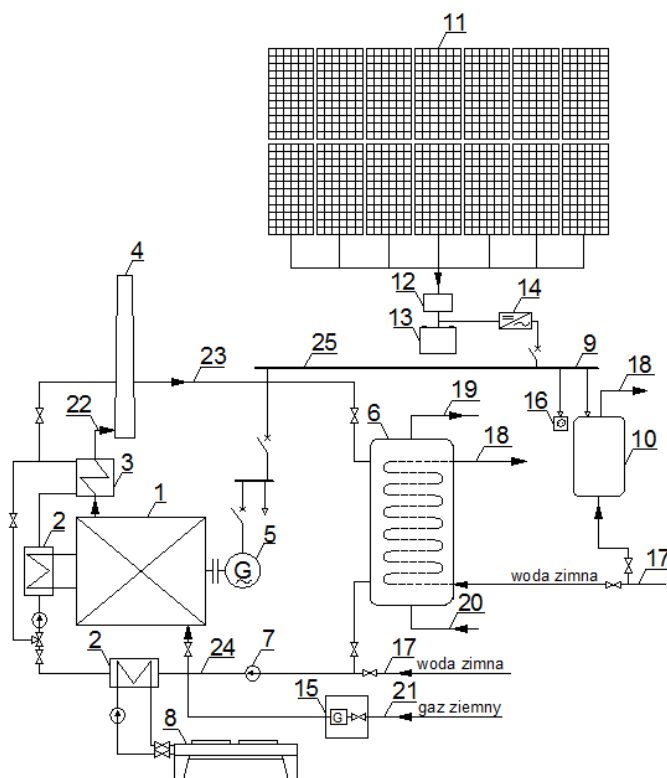
Obecnie można albo korzystać z jednego źródła energii, albo stworzyć system produkcji energii oparty na szeregu osiągalnych zasobów energetycznych. Racjonalizacja wykorzystania odnawialnych źródeł energii wymaga zwrócenia uwagi na hybrydowe systemy energetyczne. Największą korzyścią wynikającą z zastosowania systemu hybrydowego jest wzajemne uzupełnienie się zasobów energii. Gdy jedno źródło zasilania nie jest w stanie dostarczyć wymaganej ilości energii, inne źródła produkują energię w ilości niezbędnej do prawidłowego działania instalacji. Skojarzone układy energetyczne mogą wykorzystywać zarówno konwencjonalne, jak i odnawialne źródła energii, np. połączenie panelu fotowoltaicznego i agregatu kogeneracyjnego zasilanego gazem ziemnym. Należy również ocenić ekonomiczną i techniczną wykonalność technologii, przeanalizować różnicę w kosztach technologii i dostępności zasobu energetycznego.

Hybrydowe systemy pozyskiwania energii to połączenie w jeden układ źródeł energii na cele energetyczne, ogrzewania pomieszczeń lub ciepłej wody użytkowej; mogą one także współpracować ze sobą. Wszystkie zastosowane urządzenia funkcjonują bezpiecznie i ekonomicznie w jednym układzie i są wspólnie sterowane. W czasie pracy podstawowego urządzenia, kiedy tylko jest to możliwe, system przełącza się na zasilanie z drugiego tańszego, ekonomiczniejszego i bardziej ekologicznego źródła, np. energii słonecznej. Kiedy drugie źródło przestaje pracować (np. gdy warunki uniemożliwią pracę urządzenia wykorzystującego alternatywne źródło energii), system wraca do zasilania ze źródła podstawowego. Synchronizacją pracy obu źródeł sterują aparatura kontrolno-pomiarowa, czujniki, regulatory i termostaty. W ten sposób udziałem ekologicznej energii odnawialnej można zmniejszyć zużycie paliwa w tradycyjnych źródłach ciepła [1]. W polskiej strefie klimatycznej systemy zintegrowane wykorzystujące alternatywne źródła energii pozwalają na oszczędność energii konwencjonalnej i ochrony środowiska naturalnego [1].

2. Hybrydowa instalacja kogeneracyjna i fotowoltaiczna dla budynku

Projektowana dla budynku – sklepu piekarniczego instalacja kogeneracyjna i fotowoltaiczna jest rozwiązaniem zarówno wspólnej produkcji energii elektrycznej, jak i ciepłej. Zaprojektowana instalacja kogeneracyjna pracuje na gaz wysokometanowy GZ 50 i dostarcza do budynku energię elektryczną oraz ciepłą, instalacja fotowoltaiczna wykorzystuje zaś darmową energię promieniowania słonecznego i ma za zadanie przekształcić ją w energię elektryczną potrzebną do prawidłowego funkcjonowania budynku.

Opracowano uproszczony schemat zaopatrzenia w energię budynku z wykorzystaniem zintegrowanego systemu energetycznego – instalacji kogeneracyjnej współpracującej z instalacją fotowoltaiczną (rys. 1.) (zagadnienie sterowania



Rys. 1. Schemat układu kogeneracyjnego z panelami fotowoltaicznymi i zasobnikiem ciepła

Fig. 1. The scheme of cogeneration system with photovoltaic panels and heat accumulator

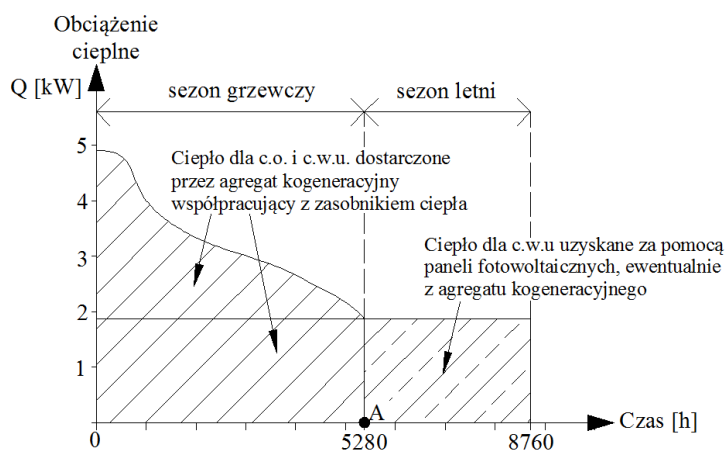
układem przekracza zakres niniejszej pracy). Panele fotowoltaiczne (11) wytwarzają energię elektryczną, która po przejściu przez inwerter (14) trafia do odbiorników elektrycznych (9), znajdujących się w budynku. Nadmiar wytworzonej energii elektrycznej jest magazynowany w akumulatorach (13). Naładowane akumulatory dostarczają energię elektryczną do urządzeń, gdy nie występuje promieniowanie słoneczne lub gdy jest ono niewystarczające. W przypadku braku możliwości naładowania akumulatorów przez energię słoneczną następuje ich ładowanie przez agregat kogeneracyjny (1). W lecie panele fotowoltaiczne dostarczają do budynku odpowiednią ilość energii wykorzystywaną przez urządzenia elektryczne, w tym do elektrycznego podgrzewacza ciepłej wody użytkowej (10). Gdy ilość energii jest niewystarczająca, zostaje uruchomiony agregat kogeneracyjny. W sezonie grzewczym podczas 16 godzin (założono w obliczeniach) pracy sklepu piekarniczego pracuje agregat kogeneracyjny, który wytwarza energię elektryczną i ciepłą. Powstała energia elektryczna wykonana

przez generator (5) trafia do urządzeń potrzebujących tej energii do prawidłowego działania. W zimie energię elektryczną częściowo uzyskuje się za pomocą paneli fotowoltaicznych. Energia cieplna wytworzona przez agregat kogeneracyjny jest przekazywana na cele ciepłej wody użytkowej oraz do centralnego ogrzewania w okresie grzewczym. Nadmiar energii cieplnej, jaki powstanie podczas eksploatacji systemu, jest magazynowany w zasobniku ciepła (6). Zmagazynowane ciepło jest wykorzystywane w nocy, kiedy agregat kogeneracyjny zostaje wyłączony. Powstałe głównie w lecie nadwyżki mocy cieplnej są chłodzone za pomocą chłodnicy wentylatorowej (8).

Na rysunku 1. przyjęto następujące oznaczenia: 1 – agregat kogeneracyjny z silnikiem gazowym, 2 – wymiennik ciepła ciec-z-ciecz, 3 – wymiennik ciepła gaz-ciecz, odzysk ciepła ze spalin, 4 – komin, 5 – generator, 6 – zasobnik ciepła, 7 – pompa ładująca, 8 – chłodnica wentylatorowa, 9 – odbiór energii elektrycznej, 10 – podgrzewacz elektryczny ciepłej wody, 11 – panele fotowoltaiczne, 12 – regulator ładowania, 13 – akumulator, 14 – inwerter, 15 – skrzynka gazowa (kurek główny, gazomierz), 16 – gniazdko elektryczne, 17 – przewód wody zimnej, 18 – przewód ciepłej wody użytkowej, 19 – przewód zasilający centralnego ogrzewania, 20 – przewód powrotny centralnego ogrzewania, 21 – przewód gazowy zasilający agregat, 22 – przewód odprowadzający spaliny, 23 – przewód zasilający zbiornik ciepła, 24 – przewód powrotny ze zbiornika ciepła, 25 – przewód instalacji elektrycznej

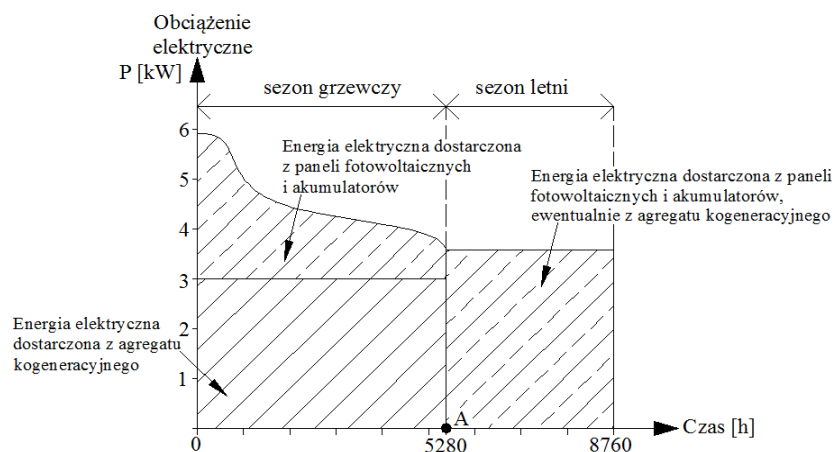
Uporządkowane wykresy całkowitego zapotrzebowania na energię cieplną i elektryczną

Moc źródła energii jest uzależniona od potrzeb odbiorcy. Potrzeby te mają decydujące znaczenie dla ilości energii i czasu jej dostarczenia, tak aby zapewnić odpowiednie warunki komfortu. W przypadku energii związanej z zapewnieniem potrzeb cieplnych i elektrycznych do opisanego rocznego zapotrzebowania odbiorcy na energię stosuje się tzw. uporządkowany wykres obciążeń cieplnych i elektrycznych. Na rysunku 2. został przedstawiony wykres dla budynku, który charakteryzuje sposób pracy systemu grzewczego podczas pracy źródeł ciepła, z uwzględnieniem potrzeb związanych z centralnym ogrzewaniem i przygotowaniem ciepłej wody użytkowej. Wykres przedstawiony na rys. 3. charakteryzuje sposób pracy systemu elektrycznego, z uwzględnieniem potrzeb związanych z wykorzystaniem energii elektrycznej. Koszty wytworzenia energii przez dane źródło zależą m.in. od stopnia jego wykorzystania w czasie. Może się więc okazać, że najniższe koszty wytworzenia energii będą cechować źródła korzystające z różnych rodzajów nośników energii, stosujących różne systemy i urządzenia (instalacje hybrydowe). Połączenie kilku źródeł wytwarzania energii będzie skutkowało uzyskaniem poziomu kosztów, który nie byłby możliwy do osiągnięcia przy wykorzystaniu tylko jednego źródła.



Rys. 2. Zmienność obciążeń cieplnych w zintegrowanym systemie; A – czas pracy agregatu kogeneracyjnego

Fig. 2. Variability of heat loads in integrated system; A – working time of the cogeneration unit



Rys. 3. Zmienność obciążeń elektrycznych w zintegrowanym systemie; A – czas pracy agregatu kogeneracyjnego

Fig. 3. Variability of electric loads in integrated system; A – working time of cogeneration unit

Rysunek 2. przedstawia zmienność obciążeń cieplnych we współpracy instalacji kogeneracyjnej, zasobnika ciepła i paneli fotowoltaicznych. W zintegrowanym systemie podczas sezonu grzewczego energia cieplna, na potrzeby centralnego ogrzewania oraz dla zapewnienia odpowiedniej ilości ciepłej wody użytkowej, jest pozyskiwana z instalacji kogeneracyjnej współpracującej z za-

sobnikami ciepła. Natomiast w lecie do pokrycia obciążenia cieplnego w celu zapewnienia odpowiedniej ilości ciepłej wody użytkowej energia jest pozyskiwana z instalacji fotowoltaicznej. W systemie zintegrowanym instalacja kogeneracyjna pracuje podczas sezonu grzewczego, który trwa 220 dni (5280 godzin) przez 16 godzin dziennie, współpracując z zasobnikiem ciepła dostarczającym ciepło do systemu przez 8 godzin dziennie. Nadwyżki ciepła powstające podczas pracy kogeneratora są magazynowane w zasobniku ciepła, a następnie wykorzystywane, gdy agregat kogeneracyjny jest wyłączony. Podczas sezonu letniego, który trwa 145 dni, czyli 3480 godzin, obciążenie cieplne pokrywają panele fotowoltaiczne. Nadwyżka energii elektrycznej jest gromadzona w akumulatorach, z których może być zastosowana do procesów zasilania urządzeń elektrycznych znajdujących się w budynku, w tym elektrycznego podgrzewacza ciepłej wody użytkowej.

Rysunek 3. przedstawia zmienność obciążeń elektrycznych we współpracy instalacji kogeneracyjnej, paneli fotowoltaicznych i akumulatorów energii elektrycznej. Pokrywają one wspólnie obciążenia elektryczne podczas sezonu grzewczego, który trwa 220 dni, czyli 5280 godzin. Nadwyżki energii elektrycznej powstające podczas pracy kogeneratora i paneli fotowoltaicznych są magazynowane w akumulatorach, a następnie w razie konieczności wykorzystywane. Podczas sezonu letniego, który trwa 145 dni, czyli 3480 godzin, obciążenia elektryczne pokrywają panele fotowoltaiczne, gdzie nadwyżka energii elektrycznej jest gromadzona w akumulatorach, a następnie wykorzystywana do procesów zasilania urządzeń znajdujących się w budynku. W zintegrowanym systemie w sezonie grzewczym energię elektryczną, dzięki której urządzenia elektryczne mogą sprawnie działać, pozyskuje się z agregatu kogeneracyjnego i paneli fotowoltaicznych oraz akumulatorów. Natomiast w lecie energia elektryczna jest pozyskiwana głównie z instalacji fotowoltaicznej. Gdy energia ta nie będzie wystarczająca, wówczas agregat kogeneracyjny pokryje wymagane obciążenie.

3. Zapotrzebowanie na energię budynku oraz dobór urządzeń

W pracy analizowano mały budynek parterowy, wolno stojący o powierzchni 35 m², przeznaczony do pracy dwóch osób. Zapotrzebowanie na energię cieplną do centralnego ogrzewania i ciepłej wody użytkowej określono na podstawie przeznaczenia budynku. Ilość potrzebnej energii elektrycznej dla sklepu piekarniczego wyznaczono na podstawie zestawienia wszystkich urządzeń elektrycznych znajdujących się w sklepie. Sumując moce poszczególnych urządzeń, uzyskano zapotrzebowanie na energię elektryczną, jakie powinno być dostarczone do sklepu.

Zestawienie zapotrzebowania na energię dla sklepu piekarniczego

1. Całkowite zapotrzebowanie na energię elektryczną dla okresu letniego:
 $\sum Q_{el} = 3,60 \text{ kW}.$

2. Całkowite zapotrzebowanie na energię elektryczną dla okresu zimowego:
 $\sum Q_{el} = 5,92 \text{ kW}$.
3. Całkowite zapotrzebowanie na ciepło na potrzeby c.o.: $\sum Q_n = 3,04 \text{ kW}$.
4. Całkowite zapotrzebowanie na ciepło na potrzeby c.w.u.: $\sum Q_{c.w.u.} = 1,81 \text{ kW}$.

Dobór urządzeń

1. Dobór urządzenia kogeneracyjnego
Dobrano agregat kogeneracyjny firmy PowerPlus Technologies typu e3.0 [2]. Agregat kogeneracyjny jest zasilany gazem ziemnym GZ 50. Cena agregatu kogeneracyjnego: $C_{ak} = 25\,600 \text{ PLN}$ [3], moc elektryczna: 1,3-3 kW, moc cieplna 4-8 kW, zużycie gazu ziemnego: 0,59-1,3 m³/h.
2. Dobór elektrycznego pojemnościowego ogrzewacza wody (dla pracy w okresie letnim)
Dobrano elektryczny pojemnościowy ogrzewacz wody firmy Elektromet typu WJ-Q Nordic 2000 [4]. Cena ogrzewacza wody: $C_o = 746,0 \text{ PLN}$ [4], pojemność: 80 l, moc grzałki: 2 kW.
3. Dobór paneli fotowoltaicznych
Dobrano panele fotowoltaiczne na zapotrzebowanie na energię elektryczną w sezonie letnim. Dobór paneli fotowoltaicznych: $Q_{el} = 3,60 \text{ kW} = 3600 \text{ W}$, $Q_{1panel} = 265 \text{ W}$ (odczytane z katalogu producenta [5]). Liczba paneli fotowoltaicznych:
$$n = Q_{el} / Q_{1panel} = 3600 \text{ W} / 265 \text{ W} = 13,6$$

Przyjmuje się 14 paneli fotowoltaicznych firmy Etsolar typu ET-P672-UL265 [5]. Cena jednego panelu fotowoltaicznego wynosi $C_{pf} = 3\,220 \text{ PLN}$ [6], moc: 265 W, napięcie nominalne: 36,0 V, prąd nominalny: 7,28 A.
4. Dobór kontrolera ładowania akumulatora
Dobrano kontroler ładowania akumulatorów firmy Phocos typu PL40 [7]. Cena kontrolera ładowania $C_{kl} = 360 \text{ PLN}$ [7], maksymalny prąd ładowania: 40 A, napięcie systemu: 12/24/36/48 V.
5. Dobór akumulatora
Dobrano cztery akumulatory żelowe firmy TOYAMA typu NPG200 [8]. Akumulator magazynuje energię wyprodukowaną przez panel fotowoltaiczny (każdy daje możliwość pobrania ok. 13,4 kWh energii). Cena jednego akumulatora: $C_a = 1\,350 \text{ PLN}$ [8], pojemność: 200 Ah.
6. Dobór inwertera
Dobrano inwerter firmy SMA typu Sunny Island 4248 [9]. Inwerter przetwarza prąd stały DC powstały za pomocą paneli fotowoltaicznych na prąd zmienny AC. Inwerter Sunny Island jest idealnym rozwiązaniem w budowie w pełni funkcjonalnego, hybrydowego systemu pozwalającego na efektywne

wykorzystanie energii wyprodukowanej przez moduły fotowoltaiczne oraz energii pobieranej z agregatu kogeneracyjnego. Cena inwertera: $C_i = 11\,206$ PLN [9], moc wyjściowa AC: 4200 W, prąd wyjściowy: 18 A, zakres napięcia wejściowego DC: 36(31-53 V), napięcie wejściowe AC: 230 V (172,5-250 V), częstotliwość: 50 Hz.

7. Dobór chłodnicy wentylatorowej

Dobrano chłodnicę wentylatorową firmy JUWENT typu CHW-1-1w-II [10]. Cena chłodnicy wentylatorowej: $C_{ch} = 6\,440$ PLN [10], moc nominalna: 7 kW, przepływ cieczy: 1,2 m³/h, typ wentylatora: FB040.VDK.2F.6S, liczba wentylatorów: 1 szt., wydajność powietrza: 4200 m³/h.

8. Dobór zasobnika ciepła

Dobrano zasobnik ciepła firmy Reflex typu PHW 800 z izolacją cieplną typu PW [11] na podstawie zapotrzebowania na ciepło, które zostanie wykorzystane w czasie wyłączenia agregatu kogeneracyjnego. Ciepło zmagazynowane w zasobniku [12]:

$$Q_{\max} = Q_n \cdot \tau \text{ [MJ]}.$$

Do obliczeń przyjęto następujące dane: zapotrzebowanie na ciepło na potrzeby c.o.: $Q_n = 3,04$ kW, czas magazynowania ciepła w zasobniku: $\tau = 8$ h. Stąd $Q_{\max} = 3,04$ kW · 8 h = 87,55 MJ.

Cena zasobnika ciepła z izolacją cieplną i płaszczem foliowym: $C_{zc} = 3\,957 + 827 + 233 = 5\,017$ PLN [11], pojemność: 750 dm³.

4. Analiza ekonomiczna zaopatrzenia budynku w energię

Przedstawiono analizę ekonomiczną zastosowania hybrydowego systemu zaopatrującego budynek w energię w porównaniu z konwencjonalnym rozwiązaniem. Celem tych systemów jest dostarczenie odpowiedniej ilości ciepła i energii elektrycznej do budynku przez cały rok. Porównano koszty inwestycyjne związane z zakupem oraz montażem agregatu kogeneracyjnego i paneli fotowoltaicznych z kosztami przyłączenia do sieci elektroenergetycznej, montażem i zakupem urządzeń elektrycznych, takich jak kocioł i podgrzewacz ciepłej wody użytkowej. Zestawiono koszty eksploatacji systemów oraz określono czas zwrotu nakładów inwestycyjnych.

Zapotrzebowanie na ciepło do centralnego ogrzewania sklepu wynosi 3,04 kW, a do przygotowania ciepłej wody użytkowej 1,81 kW. Ilość potrzebnej energii elektrycznej zaopatrującej w prąd urządzenia znajdujące się w sklepie w sezonie letnim wynosi 3,6 kW, w sezonie zimowym zaś 5,92 kW.

W porównaniu kosztowym przyjmuje się:

- koszt energii elektrycznej – 0,35 PLN/kWh [13] (stan na listopad 2010 r.),

- koszt gazu ziemnego GZ – 50 – 1,44 PLN / m³ [14] (stan na listopad 2010 r.),
- sezon grzewczy w województwie podkarpackim – 220 dni,
- sezon letni w województwie podkarpackim – 145 dni,
- praca sklepu piekarniczego – 16 godzin dziennie.

Układ hybrydowy

W sezonie grzewczym współpracują następujące urządzenia:

- agregat kogeneracyjny firmy PowerPlus Technologies typu e3.0 [2], $C_{ak} = 25\,600$ PLN [3],
- zasobnik ciepła firmy Reflex typu PHW 800 [11], $C_{zs} = 5\,017$ PLN [11],
- chłodnica wentylatorowa firmy Juwent typu CHW-1-1w-II [10], $C_{ch} = 6\,440$ PLN [10],
- zestaw fotowoltaiczny, który składa się z 14 paneli fotowoltaicznych firmy Etsolar typu ET-P672-UL265 [5] ($C_{pf} = 3\,220$ PLN [6]), kontrolera ładowania akumulatorów firmy Phocos typu PL40 [7] ($C_{kl} = 360$ PLN [7]), 4 akumulatorów żelowych firmy Toyama typu NPG200 [8] ($C_a = 1\,350$ PLN [8]), inwertera firmy SMA typu Sunny Island 4248 [9] ($C_i = 11\,206$ PLN [9]).

Cena zestawu fotowoltaicznego według katalogów producentów:

$$C_z = n_u \cdot C_{pf} + n_u \cdot C_{kl} + n_u \cdot C_a + n_u \cdot C_i \text{ [PLN]} \quad (1)$$

gdzie: n_u – liczba urządzeń [szt.],

C_{pf} – cena panelu fotowoltaicznego [PLN],

C_{kl} – cena kontrolera ładowania akumulatorów [PLN],

C_a – cena akumulatora [PLN],

C_i – cena inwertera [PLN].

Korzystając ze wzoru (1), oblicza się:

$$C_z = 14 \cdot 3\,220 + 1 \cdot 360 + 4 \cdot 1\,350 + 1 \cdot 11\,206 = 62\,046 \text{ PLN.}$$

W sezonie letnim do zaopatrzenia w ciepło i energię elektryczną służą następujące urządzenia:

- zestaw fotowoltaiczny (cena ze wzoru (1)), $C_z = 62\,046$ PLN,
- elektryczny pojemnościowy ogrzewacz wody firmy Elektromet typu WJ-Q Nordic 2000 [4], $C_o = 746,0$ PLN [4].

Układ konwencjonalny

Do zaopatrzenia w energię cieplną i elektryczną służą:

- kocioł elektryczny wodny do centralnego ogrzewania firmy ELTERM typu EKW AsZN-W o mocy 4 kW [15], $C_k = 3025,60$ PLN [16],

- elektryczny pojemnościowy ogrzewacz ciepłej wody użytkowej firmy Elektromet typu WJ-Q Nordic 2000 o mocy 2,0 kW [4], $C_o = 746,0$ PLN [4].

W energię elektryczną budynek sklepu będzie zaopatrzonej z sieci energetycznej. Całkowity poniesiony nakład inwestycyjny układu hybrydowego [3] oblicza się ze wzoru:

$$J_0 = J_k + J_w \quad (2)$$

gdzie: J_k – część nakładów inwestycyjnych sfinansowana z kredytów bankowych, $J_k = 0$ PLN,

J_w – część nakładów inwestycyjnych sfinansowana ze środków własnych (zakup urządzeń + montaż + wykonanie instalacji) $J_k = 0$ PLN – inwestycja jest finansowana ze środków własnych

$$J_w = C_{ak} + C_{zs} + C_{ch} + C_z + C_o + C_m + C_{wi} \text{ [PLN]} \quad (3)$$

przy czym: C_{ak} – cena agregatu kogeneracyjnego [PLN],

C_{zs} – cena zasobnika ciepła [PLN],

C_{ch} – cena chłodnicy wentylatorowej [PLN],

C_z – cena zestawu fotowoltaicznego, wyznaczana ze wzoru (1) [PLN],

C_o – cena elektrycznego ogrzewacza wody [PLN],

C_m – cena montażu urządzeń (przyjmując 15% ceny urządzeń) [PLN],

C_{wi} – cena wykonania instalacji przyłączeniowej [PLN].

Korzystając ze wzoru (3), wyznacza się:

$$\begin{aligned} J_w &= 25\,600 + 5\,017 + 6\,440 + 62\,046 + 746 + 14\,977,35 + 1\,500 = \\ &= 116\,326,35 \text{ PLN,} \end{aligned}$$

ze wzoru zaś (2):

$$J_0 = 116\,326,35 \text{ PLN.}$$

Całkowity poniesiony nakład inwestycyjny układu konwencjonalnego [3] oblicza się z zależności:

$$J_0 = J_k + J_w \quad (4)$$

gdzie: J_k – część nakładów inwestycyjnych sfinansowana z kredytów bankowych, $J_k = 0$ PLN, czyli inwestycja jest finansowana ze środków własnych,

J_w – część nakładów inwestycyjnych sfinansowana ze środków własnych (zakup urządzeń + montaż + wykonanie instalacji)

$$J_w = C_k + C_o + C_m + C_{wi} \text{ [PLN]} \quad (5)$$

gdzie: C_k – cena kotła elektrycznego [PLN],

C_o – cena elektrycznego ogrzewacza wody [PLN],

C_m – cena montażu urządzeń (przyjmując 15% ceny urządzeń) [PLN],

C_{wi} – cena wykonania instalacji przyłączeniowej [PLN].

Korzystając ze wzoru (5), oblicza się:

$$J_w = 3\,025,60 + 746,0 + 565,7 + 1\,200 = 5\,537,3 \text{ PLN,}$$

ze wzoru zaś (4):

$$J_0 = 5\,537,30 \text{ PLN.}$$

Z analizy kosztów inwestycyjnych wynika, że z instalacją kogeneracyjną i fotowoltaiczną są związane wysokie koszty inwestycyjne. Koszt montażu i zakupu urządzeń instalacji kogeneracyjnej i fotowoltaicznej jest ponad 20 razy większy w porównaniu z zakupem kotła elektrycznego i podgrzewacza elektrycznego. Najtańszym rozwiązaniem ze względów inwestycyjnych jest kocioł elektryczny i elektryczny podgrzewacz ciepłej wody użytkowej.

Obliczenie kosztów eksploatacyjnych

Koszty eksploatacji obejmują [3]:

$$K_e = K_{en} + K_m + K_p + K_{rem} + K_{\text{śr.}}$$

Przyjęto $K_e = K_{en}$.

Składnikami kosztów eksploatacji układu są: koszty energii napędowej K_{en} , koszty materiałów i surowców K_m , koszty płac K_p , koszt obsługi, napraw i remontów K_{rem} oraz koszty korzystania ze środowiska $K_{\text{śr.}}$

Koszty paliwa i energii napędowej dla modułu CHP [3] oblicza się ze wzoru:

$$K_{en} = P_{\text{CHP}} \cdot k_{\text{fCHP}} \cdot h + E_G \cdot k_{el} \quad (6)$$

gdzie: $P_{\text{CHP}} = 0,59 \div 1,3 \text{ m}^3/\text{h}$ – zużycie gazu przez kogenerator (przyjęto $P_{\text{CHPmax}} = 1,3 \text{ m}^3/\text{h}$),

$k_{\text{fCHP}} = 1,44 \text{ PLN/m}^3$ – jednostkowy koszt zakupu gazu do modułu CHP,

$E_G = 0 \text{ kW}$ – zużycie energii elektrycznej z sieci (w okresie wyłączenia agregatu),

$k_{el} = 0,35$ PLN/kWh – jednostkowy koszt zakupu energii elektrycznej,
 $h = 3520$ h – czas użytkowania agregatu kogeneracyjnego w ciągu roku
 (sezon grzewczy 220 dni razy 16 h/dobę).

Korzystając ze wzoru (6), oblicza się:

$$K_{en} = 1,3 \cdot 1,44 \cdot 3520 \text{ h} + 0 \cdot 0,35 = 6\,589,44 \text{ PLN/rok.}$$

Koszty paliwa i energii napędowej (dla układu konwencjonalnego) [3] wyznacza się z zależności:

$$K_{et} = P \cdot k_f \cdot h + E_G \cdot k_{el} \cdot h \quad (7)$$

gdzie: $P = 0 \text{ m}^3 / \text{h}$ – zużycie paliwa przez instalację,

$k_f = 1,44$ PLN / m^3 – jednostkowy koszt zakupu paliwa,

E_G – zużycie energii elektrycznej z sieci dla instalacji elektrycznych (kocioł elektryczny, podgrzewacz ciepłej wody użytkowej), przy czym w zimie $E_G = 5,92 \text{ kW} + 3,04 \text{ kW} + 2 \text{ kW}$ (urządzenia elektryczne + c.o. + c.w.u.), w lecie $E_G = 3,6 \text{ kW}$ (urządzenia elektryczne + c.w.u.), w nocy zaś (podczas zamknięcia sklepu) $E_G = 0,64 \text{ kW}$,

$k_{el} = 0,35$ PLN / kWh – jednostkowy koszt zakupu energii elektrycznej,

h – czas użytkowania instalacji w ciągu roku:

- centralne ogrzewanie – w okresie grzewczym: 220 dni x 16 h/dobę,
- ciepła woda użytkowa – w okresie grzewczym: 220 dni x 16 h/dobę,
- czas zużywania prądu elektrycznego – w sezonie grzewczym: w czasie pracy sklepu – 220 dni x 16 h/dobę + w porze nocnej – 220 dni x 8 h w porze nocnej,
- zużycie prądu – w sezonie letnim na cele ciepłej wody użytkowej i dla urządzeń elektrycznych: w czasie pracy sklepu – 145 dni x 16 h dziennie + w porze nocnej – 145 dni x 8 h w porze nocnej.

Korzystając ze wzoru (7), oblicza się:

$$K_{et} = [(3,04 \cdot 220 \cdot 16) + (2,0 \cdot 220 \cdot 16) + (5,92 \cdot 220 \cdot 16) + (0,64 \cdot 220 \cdot 8) + (3,6 \cdot 145 \cdot 16) + (0,64 \cdot 145 \cdot 8)] \cdot 0,35 = 17\,080 \text{ PLN / rok.}$$

Obliczenie czasu zwrotu nakładów inwestycyjnych SPB [3]

$$SPB = \frac{J_0}{CF} \quad (8)$$

gdzie: J_0 – całkowity poniesiony nakład inwestycyjny układu hybrydowego [PLN],

CF – oszczędności powstałe w porównaniu z układem konwencjonalnym

$$CF = K_{et} - K_{en}, CF = 17\,080 - 6\,589,44 = 10\,490,56 \text{ PLN / rok.}$$

Korzystając ze wzoru (8), oblicza się wartość:

$$SPB = 116\,326,35 / 10\,490,56 = 11 \text{ lat } 1 \text{ miesiąc.}$$

Z przeprowadzonej analizy ekonomicznej wynika opłacalność stosowania instalacji kogeneracyjnej i fotowoltaicznej przez sklep piekarniczy. W porównaniu z układem konwencjonalnym, czyli elektrycznym kotłem i podgrzewaczem, koszty zakupu agregatu kogeneracyjnego oraz zestawu fotowoltaicznego zwrócą się po 11 latach i 1 miesiącu. Koszty eksploatacyjne agregatu kogeneracyjnego współpracującego z panelami fotowoltaicznymi są niższe w porównaniu z elektrycznymi urządzeniami zaopatrywanymi w energię cieplną i elektryczną. Zasilanie w energię elektryczną z sieci jest kosztowne, a cena energii elektrycznej w każdym momencie może ulec zmianie. Stosowanie hybrydowej instalacji jest więc opłacalne.

5. Wnioski

Przedstawiono hybrydowy system energetyczny składający się z agregatu kogeneracyjnego i współpracujące z nim panele fotowoltaiczne. Analizę wykonano dla sklepu piekarniczego w celu zaopatrzenia w ciepło i energię elektryczną. Przedstawiono wariant pokrycia zapotrzebowania na energię i dokonano analizy ekonomicznej. Po przeprowadzeniu tej analizy, można stwierdzić opłacalność stosowania agregatów kogeneracyjnych i paneli fotowoltaicznych, mimo dużych kosztów inwestycyjnych. Czas zwrotu nakładów inwestycyjnych wynosi 11 lat i 1 miesiąc podczas użytkowania instalacji przez cały rok. Duży wpływ na opłacalność inwestycji ma cena agregatu kogeneracyjnego. Koszty eksploatacyjne instalacji hybrydowej są niższe w porównaniu z instalacjami konwencjonalnymi (tj. elektrycznych urządzeń zaopatrujących w energię cieplną i elektryczną). Zasilanie w energię elektryczną z sieci jest kosztowne, co przemawia za stosowaniem kogeneracji i instalacji fotowoltaicznej. Dobierając instalację, należy pamiętać, że analiza ekonomiczna jest konieczna. Ponadto wykwalifikowana obsługa zintegrowanych urządzeń pozwala uzyskać najbardziej efektywną pracę hybrydowej instalacji.

Przeprowadzona analiza teoretyczna ukazuje korzyści wynikające ze stosowania wspólnej instalacji kogeneracyjnej i fotowoltaicznej. Jednak w celu sprawdzenia poprawności działania hybrydowego systemu oraz uzyskania korzyści z jego eksploatacji system należy przetestować w warunkach naturalnych podczas praktycznego użytkowania instalacji (tj. należy przeprowadzić analizę doświadczalną).

Literatura

1. www.systemgaz.com.pl/index.php?strona=70&wysw=2.
2. www.ecopower.de.
3. Skorek J., Kalina J.: Gazowe układy kogeneracyjne. Wydawnictwa Naukowo-Techniczne, Warszawa 2005.
4. <http://www.elektromet.com.pl/>.
5. <http://www.soldar.pl/wp-content/plugins/product-listing/files/pdf/99-ET-P672-UL.pdf>.
6. <http://www.soldar.pl/wp-content/uploads/2010/05/ET-SOLAR.pdf>.
7. <http://www.ecotechnologies.pl/kontrolery-ladowania/6-producent-1-kontrol-lad.html>.
8. http://www.sonar.x12.pl/akumulator-zelowy-toyama-npg200_elektrowni-p-160.html.
9. <http://www.ecotechnologies.pl/inwertery/38-inwertery-typu-sunny-island.html>.
10. <http://www.juwent.com.pl>.
11. <http://www.reflex.pl/>.
12. Czerniecka A.: Systemy zaopatrzenia w ciepło budynków użyteczności publicznej z wykorzystaniem alternatywnych źródeł energii. Politechnika Rzeszowska, Rzeszów 2011 (praca niepublikowana).
13. <http://www.zelt.pl/docs/taryfaabcd.pdf>.
14. <http://www.ksgaz.pl/taryfa/2095/>.
15. http://www.eterm.pl/pl/karty/ekw_asznw.pdf.
16. http://www.eterm.pl/pl/cennik_asznw.php?wyroby=27&cennik=19&deklaracje=0&instrukcje=0.

THE ANALYSIS OF ENERGY SUPPLY OF THE BUILDING WITH USAGE OF THE COOPERATING COGENERATION AND PHOTOVOLTAIC INSTALLATIONS

Summary

The aim of this publication is to elaborate the integrated energy system supplying the building with the electricity and heat. The publication presents hybrid, energetic system which consists of cogeneration unit, as well as photovoltaic panels cooperating with the system. The analysis was conducted for the baker's shop in order to supply it with heat and electricity. It also presents variant of meeting the needs for the electricity with the economic analysis. After conducting this analysis, it can be said that it is profitable to use cogeneration units and photovoltaic panels, despite the high investment costs. The time needed for the return of the money invested equals approximately 11 years and 1 month, assuming operation of the system for the whole year. The profitability of the investment is highly influenced by the price of cogeneration unit. Operating costs of hybrid system are lower when compared to conventional systems (i.e. Electric devices supplying with electricity and heat). It is expensive to supply energy from the grid, that is why using cogeneration and photovoltaic system are much more cost-effective. When selecting the system, it is essential to remember that economic analysis is indispensable. Additionally, qualified maintenance of integrated devices allows to obtain the most effective performance of hybrid system.

The conducted theoretical analysis points out the benefits which arise from operating common cogeneration and photovoltaic system. However, in order to check the correctness of working

of the hybrid system and obtaining the benefits from its operating, it is important to test it in natural conditions, during practical usage of the system (i.e. It is vital to conduct an analysis by means of the experiment).

Keywords: kogeneration, energy, solar energy, economy

DOI: 10.7862/rb.2013.9

Przesłano do redakcji w październiku 2012 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Vyacheslav PISAREV¹
Agnieszka KAMYCKA²

ANALIZA ZAOPATRZENIA W ENERGIĘ MAŁEJ WSI Z WYKORZYSTANIEM INSTALACJI KOGENERACYJNEJ I GEOTERMALNEJ POMPY CIEPŁA

Celem publikacji jest przedstawienie koncepcji zaopatrzenia w ciepło i energię elektryczną małej wsi z wykorzystaniem instalacji kogeneracyjnej i geotermalnej pompy ciepła. Prowadzono analizę pozwalającą na dobór agregatu kogeneracyjnego współpracującego z pompą ciepła w celu zaopatrzenia małej wsi w ciepło i energię elektryczną. Rozpatrzono trzy warianty (I – dwa agregaty kogeneracyjne, II – agregat kogeneracyjny wspomagany pompą ciepła, III – kotły gazowe) pokrycia zapotrzebowania na energię i dokonano analizy ekonomicznej. Po przeprowadzeniu wstępnej analizy ekonomicznej dla danego przykładu można stwierdzić opłacalność stosowania układów CHP dla zasilania w energię elektryczną i ciepło, przy oddaleniu wioski od źródła energii o ok. 6 km z zastosowaniem dwóch modułów kogeneracyjnych Tedom Premi 22 SP lub o ok. 9,3 km z zastosowaniem pompy ciepła Viessmann Vitocal 300 współpracującej z agregatem kogeneracyjnym Tedom Plus 44 AP. Roczne koszty eksploatacji modułów są niższe w porównaniu z konwencjonalnym kotłem c.o. i zasilaniem w energię elektryczną z sieci. Argumenty te przemawiają za zastosowaniem kogeneracji i pompy ciepła. Rozproszona kogeneracja pozwala zaopatrywać w energię wsie, które nie mają możliwości podłączenia do centralnej sieci energetycznej, ale posiadają niewielkie źródło gazu. Pozwala to rokować rozwój tej technologii. Do używania instalacji hybrydowej konieczna jest wykwalifikowana obsługa, by instalacja ta przynosiła jak najlepsze efekty.

Słowa kluczowe: kogeneracja, pompa ciepła, energia

¹ Autor do korespondencji: Vyacheslav Pisarev, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651946, pisarev@prz.edu.pl.

² Agnieszka Kamycka, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 6, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651946.

1. Wprowadzenie

Kogeneracja jest procesem wytwarzania energii, w którym jednocześnie jest generowana energia elektryczna oraz ciepło. Typowy układ CHP (ang. *Combined Heat Power*) małej mocy składa się z:

- silnika tłokowego lub turbiny gazowej,
- generatora,
- systemu wymienników ciepła lub kotła odzyskowego,
- systemu automatycznego sterowania,
- systemu filtrów powietrza i układu odprowadzania spalin.

Silnik tłokowy lub turbina gazowa napędzają generator energii elektrycznej. Ciepło, nazywane często ciepłem odpadowym, jest częściowo wykorzystywane w wymiennikach ciepła. Po zastosowaniu silnika spalinowego system wymienników jest rozbudowany, ponieważ w silniku występuje kilka źródeł ciepła o różnicowanej temperaturze. Są to: układ chłodzenia płaszcza wodnego, układ chłodzenia i oleju, układ chłodzenia mieszanki doładowanej, układ schładzania spalin. Silnik gazowy jest posadowiony na wspólnym wale z generatorem energii elektrycznej. Praca tych elementów umożliwia produkcję energii elektrycznej dla wioski. Na skutek spalania gazu w silniku powstaje ciepło składające się na całkowitą produkcję ciepła urządzenia. Odbierane jest ono przez układ wymienników ciepła. Ciepło jest odprowadzane przez układ wodny zintegrowany z modulem kogeneracyjnym do zewnętrznej instalacji grzewczej i wykorzystywane jako ciepło użytkowe (na potrzeby socjalne, procesów technologicznych itp.) [1, 2].

Jedną z istotnych cech gazowych układów kogeneracyjnych jest możliwość zasilania ich różnymi paliwami gazowymi. Do podstawowych paliw gazowych mogących znaleźć zastosowanie w układach kogeneracyjnych dla małych wsi (osiedli) zalicza się:

- gaz ziemny zaazotowany,
- biogazy
 - gaz z fermentacji biologicznej (np. z oczyszczalni ścieków),
 - gaz wysypiskowy,
 - gaz ze zgazowania biomasy lub innych paliw stałych,
- propan i mieszaniny propanu z butanem (LPG),
- gaz z małych złóż gazu niepodłączonych do centralnej sieci gazowej.

Systemy kogeneracyjne mają różnorodne zastosowania jako źródła energii rozproszonej dla ciepłowni miejskich, oczyszczalni ścieków, szpitali, basenów, hoteli, szklarni.

Pompa ciepła jest urządzeniem, które umożliwia przekazywanie ciepła z obszaru o temperaturze niższej (dolne źródło ciepła, np. grunt) do obszaru o temperaturze wyższej (górne źródło ciepła). Proces podnoszenia potencjału cieplnego zachodzi w wyniku dostarczenia z zewnątrz energii mechanicznej

(w pompach ciepła sprężarkowych) lub ciepła (w pompach absorpcyjnych). Sprężarkowa pompa ciepła jest zbudowana z:

- parownika – urządzenia pobierającego ciepło ze źródła dolnego,
- sprężarki – urządzenia, w którym para czynnika roboczego zostaje sprężona, przez co zostaje podniesiona jego temperatura,
- skraplacza – urządzenia, dzięki któremu sprężony, wysokotemperaturowy czynnik oddaje energię do źródła górnego,
- zaworu rozprężnego – elementu, który reguluje przepływ i obniża ciśnienie w układzie.

2. Hybrydowe systemy energetyczne

Odnawialne źródła energii są niewyczerpalne i nieograniczone, ale podlegają wahaniom dobowym, sezonowym, rocznym, co może ograniczać ich dostępność. Pokrywając całoroczne zapotrzebowanie na energię, można korzystać z jednego źródła albo z kilku źródeł jednocześnie. Systemy ogrzewania hybrydowego stosują energię pochodzącą z dwóch lub więcej konwencjonalnych albo alternatywnych źródeł ciepła w jednej instalacji odbiorczej. Korzyścią wynikającą z zastosowania zintegrowanych systemów energetycznych jest wzajemne uzupełnianie się zasobów energii. Gdy w pewnych okresach jedno źródło nie jest w stanie pokryć zapotrzebowania na energię, wtedy drugie źródło wspomaga układ w prawidłowym funkcjonowaniu. Aby system hybrydowy był uwarunkowany ekonomicznie, należy zwrócić uwagę na osiągnięcie najwyższego poziomu wykorzystania stworzonego systemu i oszacowanie ilości zasobu na danym obszarze, przez co zostaną zminimalizowane koszty całej instalacji. Natomiast odpowiednia wielkość układu dopasowana do zapotrzebowania na energię odbiorcy sprawi, że koszt produkowanej energii może być stosunkowo niewysoki. W skład systemów hybrydowych mogą wchodzić konwencjonalne urządzenia grzewcze (np. kotły, generatory), jak i urządzenia (pompy ciepła, kolektory słoneczne) wykorzystujące odnawialne źródła energii. Synchronizacją pracy obu źródeł steruje aparatura kontrolno-pomiarowa, czujniki, regulatory i termostaty. Systemy hybrydowe są instalowane na całym świecie w różnych miejscach, np. w domach mieszkalnych, szkołach, ośrodkach kultury, sklepach.

3. Układy współpracy instalacji kogeneracyjnej i gruntowej pompy ciepła do pokrycia zapotrzebowania na energię na wsi

Celem pracy była analiza układu hybrydowego instalacji kogeneracyjnej z silnikiem spalinowym i pompą ciepła (rys. 1.), mająca na celu zaopatrzenie w energię małej wsi ze źródłem gazu niskiej wydajności zlokalizowanym obok (bez uwzględnienia kosztów przesyłu gazu). Aby umożliwić produkcję energii

elektrycznej, gdy brak jest zapotrzebowania na ciepło, w układzie występuje chłodnica wentylatorowa. Mieszanka gaz-powietrze jest spalana w silniku, na skutek czego powstaje ciepło, które jest odbierane przez układ wymienników ciepła. Ciepło za pomocą układu wodnego jest odprowadzane do odbiorników ciepła. Gdy zapotrzebowanie na ciepło w wiosce jest mniejsze od jego produkcji w układzie kogeneracyjnym, wówczas jego nadmiar akumulowany jest w zasobniku ciepła, gdy zaś zapotrzebowanie na ciepło jest większe, wówczas jest ono pobierane z zasobnika. Gdy zakumulowana ilość ciepła w zasobniku jest niewystarczająca do pokrycia zapotrzebowania uruchamiana jest pompa ciepła. Pobiera ona ciepło z gruntu za pomocą poziomego gruntowego wymiennika ciepła. Instalacja jest wyposażona w zawory odcinające, zawór czerpalny, filtr, pompę obiegową, naczynie wzbiorcze, zawór bezpieczeństwa, manometr. Pompa ciepła jest zasilana energią pochodzącą z agregatu kogeneracyjnego.

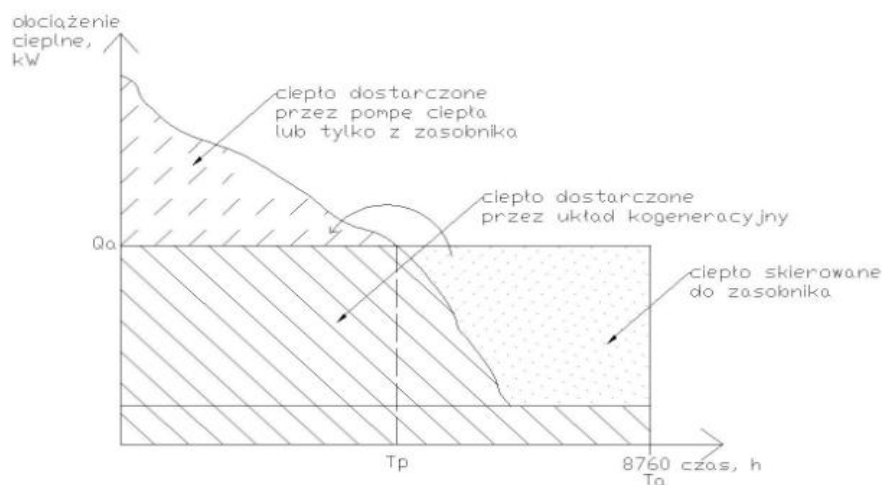
Na rysunku 1. przyjęto następujące oznaczenia: K – komin, OCS – odzysk ciepła ze spalin, P – powietrze, S – silnik spalinowy, CHPM – chłodnica płaszcza wodnego i doładowania mieszanki, CHO – chłodnica oleju, CHW – chłodnica wentylatorowa, G – generator, EE – energia elektryczna, PAR – parownik, SPR – sprężarka, SKR – skraplacz, ZR – zawór rozprężny, GWC – gruntowy wymiennik ciepła, WG – woda grzewcza, WP – woda powrotna, ZC – zasobnik ciepła, OC – odbiornik ciepła, ZO – zawór odcinający, ZC – zawór czerpalny, F – filtr, PO – pompa obiegowa, ZB – zawór bezpieczeństwa, M – manometr, NW – naczynie wzbiorcze

Instalacja kogeneracyjna współpracuje z pompą ciepła w systemie biwalentnym. Oznacza to, że zapotrzebowanie na ciepło pokrywane jest przez dwa źródła ciepła.

Moc chwilowa źródła energii jest uzależniona od potrzeb odbiorców, czyli mieszkańców wsi. W przypadku energii związanej z zabezpieczeniem potrzeb cieplnych odbiorcy do analizy rocznego zapotrzebowania na moc i energię odbiorcy jest wykorzystywana tzw. uporządkowana krzywa zapotrzebowania na moc grzewczą [3]. Na rysunkach 2. i 4. opracowano przykładową krzywą dla obiektów mieszkalnych w wiosce w różnych wariantach pracy źródeł ciepła, z uwzględnieniem potrzeb związanych z centralnym ogrzewaniem i przygotowaniem ciepłej wody użytkowej. Rysunki 3. i 5. przedstawiają uporządkowaną krzywą zapotrzebowania na moc elektryczną.

W literaturze specjalnej nie znaleziono przykładów podobnych systemów hybrydowych dla małych osiedli lub wsi w przypadku oddalenia od źródła energii elektrycznej. Charakter ich pracy przy różnych obciążeniach opisano w kolejnych akapitach.

Na rysunku 2. przyjęto następujące oznaczenia: Q_a – moc cieplna agregatu kogeneracyjnego, T_p – czas pracy pompy ciepła, T_a – czas pracy agregatu kogeneracyjnego.



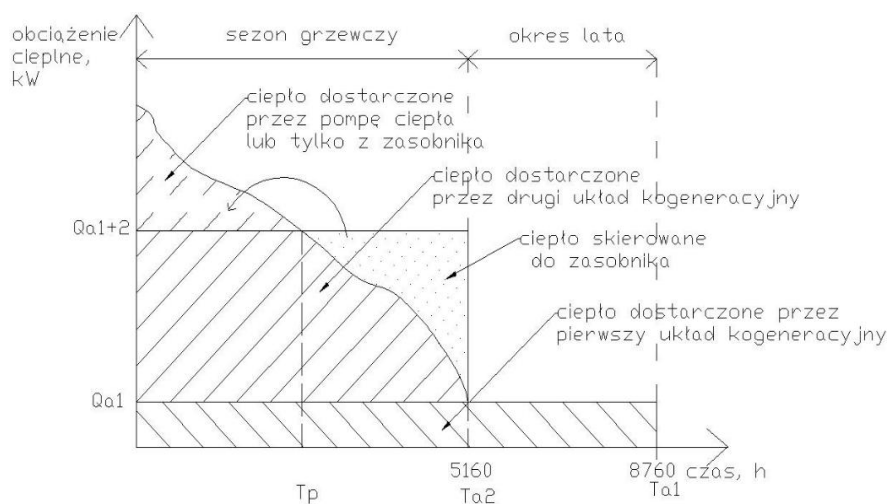
Rys. 2. Zmienność obciążeń cieplnych w bivalentnym systemie

Fig. 2. Variation of thermal loads in dual-system

W systemie bivalentnym (rys. 2.) instalacja kogeneracyjna na wsi pracuje całodobowo przez cały rok (8760 godzin), produkując ciepło i energię elektryczną. Jeśli jest produkowane więcej ciepła niż odbiorcy zużyją, to jego nadmiar jest akumulowany w zasobniku ciepła. Jednak gdy ilość zakumulowanego ciepła byłaby niewystarczająca do pokrycia potrzeb cieplnych odbiorców, a taka sytuacja może wystąpić w zimie, gdyż zapotrzebowanie na ciepło jest znacznie większe niż w innych porach roku, dodatkowo jest uruchamiana pompa ciepła. Pompa ta jest zasilana energią pochodzącą z układu kogeneracyjnego. Ciepło z zasobnika może być wykorzystywane także w rolniczych procesach technologicznych na wsi. Zapotrzebowanie na energię elektryczną jest pokrywane przez układ kogeneracyjny, a nadmiar wyprodukowanej energii wykorzystywany na potrzeby technologiczne lub cieplne. Na rysunku 3. przedstawiono wariant, w którym pracują dwa agregaty kogeneracyjne.

Na rysunku 3. przyjęto następujące oznaczenia: Q_{a1} – moc cieplna agregatu kogeneracyjnego pierwszego, Q_{a1+2} – moc cieplna pierwszego i drugiego agregatu kogeneracyjnego, T_p – czas pracy pompy ciepła, T_{a1} – czas pracy pierwszego agregatu kogeneracyjnego, T_{a2} – czas pracy drugiego agregatu kogeneracyjnego.

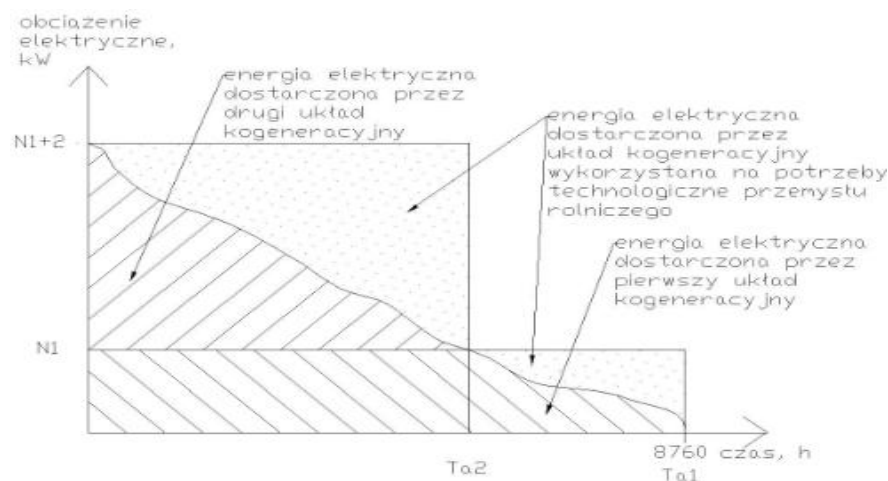
W sezonie grzewczym, który trwa 215 dni, czyli 5160 godzin, oba agregaty jednocześnie pokrywają dane zapotrzebowanie na ciepło w wiosce. Przy zwiększonym zapotrzebowaniu na ciepło zostaje uruchomiona pompa ciepła, która jest napędzana energią pochodzącą z układu kogeneracyjnego. Podczas okresu letniego, który trwa 150 dni, czyli 3600 godzin, obciążenie cieplne jest pokrywane przez jeden układ kogeneracyjny. Nadmiar ciepła jest gromadzony w zasobniku,



Rys. 3. Zmienność obciążeń cieplnych w biwalentnym systemie

Fig. 3. Variation of thermal loads in dual-system

z którego może on być wykorzystywany do procesów technologicznych na obszarach wiejskich. Energię elektryczną w lecie dostarcza jeden agregat kogeneracyjny, natomiast podczas zimy oba jednocześnie. Nadmiar energii może być wykorzystywany na potrzeby technologiczne lub ciepłe (rys. 4.).



Rys. 4. Zmienność obciążeń elektrycznych w biwalentnym systemie

Fig. 4. Variation of electrical loads in dual-system

Na rysunku 4. przyjęto następujące oznaczenia: N1 – moc elektryczna agregatu kogeneracyjnego pierwszego, N1+2 – moc elektryczna pierwszego

i drugiego agregatu kogeneracyjnego, Ta_1 – czas pracy pierwszego agregatu kogeneracyjnego, Ta_2 – czas pracy drugiego agregatu kogeneracyjnego

4. Wstępna analiza wielowariantowa pokrycia zapotrzebowania wsi na ciepło i energię elektryczną na obszarach wiejskich

Jako przykład rozpatrywano osiedle składające się z sześciu domów jednorodzinnych, zlokalizowane w pobliżu małego złoża gazu ziemnego niepodłączonego do sieci gazowej [2]. Średnia powierzchnia domu jednorodzinnego wynosi 190 m^2 i zamieszkuje ją osiem osób. Zapotrzebowanie na ciepło c.o. każdego z domów wynosi $15,2\text{ kW}$, a do przygotowania c.w.u. potrzebne jest $2,31\text{ kW}$. Dla sześciu domów zapotrzebowanie to wynosi odpowiednio: $91,2\text{ kW}$ na ciepło dla c.o. i $13,86\text{ kW}$ dla c.w.u. Ilość zużywanej energii elektrycznej przez jeden dom określono na podstawie wykazu sprzętu elektronicznego i artykułów gospodarstwa domowego na poziomie $6,75\text{ kW}$, co dla całej wsi daje zapotrzebowanie energii elektrycznej $40,54\text{ kW}$.

Rozpatrzono trzy warianty pokrycia zapotrzebowania na energię na wsi.

I wariant

Na podstawie zapotrzebowania na ciepło dobrano dwa agregaty kogeneracyjne firmy Tedom typ Premi 22 (dane techniczne agregatu zestawiono w tab. 1.) [2]. Dobrano dwa agregaty, tak aby zwiększyć niezawodność zasilania w ciepło i energię elektryczną oraz dopasować nominalne obciążenie agregatu dla warunków zimowych i letnich. Zimą jednocześnie pracują oba agregaty, latem pojedynczo (na przemian).

Tabela 1. Dane techniczne agregatu kogeneracyjnego Premi 22 SP

Table 1. Specifications of Premi 22 SP cogeneration unit

Typ agregatu	Moc elektryczna [kW _e]	Moc cieplna [kW _t]	Zużycie gazu ziemnego [m ³ /h]	Sprawność elektryczna [%]	Sprawność cieplna [%]	Sprawność ogólna [%]
PREMI 22 SP	22	45,5	7,74	24,7	62,5	87,2

II wariant

Na podstawie zapotrzebowania na energię elektryczną dobrano agregat kogeneracyjny firmy Tedom [4], typ Plus 44 AP (dane techniczne agregatu zestawiono w tab. 2.). Dobrany agregat nie stanowi całkowitego zapotrzebowania na ciepło budynków na wsi, dlatego dodatkowo dobrano geotermalną pompę ciepła współpracującą z agregatem. Energia elektryczna do zasilania pompy ciepła pochodzi z agregatu kogeneracyjnego. Zakłada się ciągłą pracę agregatu kogeneracyjnego.

Tabela 2. Dane techniczne agregatu kogeneracyjnego Plus 44 AP

Table 2. Specifications of Plus 44 AP cogeneration unit

Typ agregatu	Moc elektryczna [kW _e]	Moc cieplna [kW _t]	Zużycie gazu ziemnego [m ³ /h]	Sprawność elektryczna [%]	Sprawność cieplna [%]	Sprawność ogólna [%]
PLUS 44 AP	44	91	16,4	28,4	58,3	87,2

Pompę ciepła dobrano z katalogu firmy Viessmann [5], tj. pompę Vitocal 300 solanka/woda, typ BW 113 o parametrach:

- moc grzewcza – $Q_{pc} = 14$ kW,
- pobór mocy elektrycznej – $P_{el} = 3,05$ kW,
- stopień efektywności – $\varepsilon = 4,59$,
- czynnik roboczy – R 407 C,
- wymiary – 945/650/600 mm,
- ciężar – 160 kg.

Układ kogeneracyjny pracuje w trybie pracy według zapotrzebowania elektrycznego. W tym trybie pracy produkcja ciepła jest zazwyczaj niedopasowana do zmiennego zapotrzebowania. Problem ten można rozwiązać przez akumulację ciepła. Gdy zapotrzebowanie na ciepło jest mniejsze od jego produkcji w układzie skojarzonym, nadmiar ciepła akumuluje się w zasobniku gorącej wody. Gdy natomiast zapotrzebowanie na ciepło jest większe niż jego produkcja, brakującą ilość ciepła pobiera się z zasobnika. Jeśli jednak ilość ciepła zakumulowana w zasobniku byłaby niewystarczająca do pokrycia zapotrzebowania ciepła u odbiorców (głównie w zimie), dodatkowo jest uruchamiana pompa ciepła. Pompa ta współpracuje z instalacją kogeneracyjną w systemie biwalentnym równoległym. Pokrywa ona różnicę pomiędzy zapotrzebowaniem cieplnym a mocą cieplną układu CHP. W układzie kogeneracyjnym jest także instalowana wentylatorowa chłodnica, która ma odprowadzać ciepło do otoczenia w chwili całkowitego zaniku odbioru ciepła.

III wariant

Zastosowano tradycyjne kotły gazowe indywidualne dla każdego domu oraz doprowadzono energię elektryczną z sieci energetycznej. Dobrano kocioł firmy Valliant, typ VU Plus 205-5 o mocy znamionowej 7,7-20 kW [2]. Kocioł będzie pracował w priorytecie c.w.u., czyli w momencie powstania zapotrzebowania na c.w.u. kocioł będzie chwilowo zaprzestawał dostarczania ciepła do układu c.o. i kierował je do zasobnika c.w.u. Domy będą zaopatrywane w energię elektryczną z sieci energetycznej.

5. Analiza ekonomiczna zaopatrzenia w energię małej wsi

Małe osiedla, wioski są często oddalone od miast, co oznacza, że źródła energii są także znacznie oddalone. Prowadzi to do powstania wysokich kosztów związanych z doprowadzeniem energii elektrycznej i umożliwia wykorzystanie indywidualnych źródeł energii. Ponieważ moduł kogeneracyjny, produkując energię elektryczną, wytwarza również ciepło, umożliwia tym samym pokrycie zapotrzebowania na ciepło wsi bez stosowania indywidualnych kotłów grzewczych i doprowadzania energii elektrycznej z sieci energetycznej. Pozwala to małym osadom całkowicie uniezależnić się od dostaw energii z zewnątrz [2].

Z instalacją kogeneracyjną są związane koszty inwestycyjne, tj. koszt zakupu i montażu urządzeń. W tabeli 3. porównano koszty inwestycyjne dostarczania energii ze źródeł konwencjonalnych, czyli z sieci elektroenergetycznej i kotłów w stosunku do modułu kogeneracyjnego oraz modułu i pompy ciepła.

W celu przeprowadzenia porównania kosztowego tradycyjnego sposobu zaopatrywania w energię ciepłą i elektryczną osiedla w stosunku do zaopatrywania z dwóch modułów CHP oraz modułu współpracującego z pompą ciepła obliczono roczne koszty eksploatacyjne (tab. 4.). Przyjęto, że koszt kWh energii elektrycznej wynosi 0,36 PLN, koszt m³ gazu ziemnego GZ50 1,64 PLN [6], chociaż dla źródła gazu niskiej wydajności zlokalizowanego obok wsi koszt m³ gazu może być inny (brak danych). Zużycie gazu przez kocioł gazowy firmy Valliant wynosi 1,68 m³ na godzinę, przez agregat kogeneracyjny Premi 22 SP 7,74 m³ na godzinę, przez agregat kogeneracyjny Plus 44 AP 16,4 m³ na godzinę.

Z tabeli 4. wynika, że przy zakupie gazu z sieci gazowej roczne koszty użytkowania instalacji kogeneracyjnych są niższe niż podczas korzystania z kotłów gazowych. Porównując wariant III z wariantem II, można stwierdzić, że koszty instalacji kogeneracyjnej z pompą ciepła zwrócą się po ponad 11 latach, a porównując wariant III z I, zwrot kosztów inwestycyjnych w dwa agregaty kogeneracyjne uzyska się po niecałych 6 latach.

Z analizy rocznych nakładów eksploatacyjnych wynika opłacalność stosowania kogeneracji dla wsi. Dane zawarte w tab. 3. wskazują, że koszty zakupu i montażu instalacji kogeneracyjnej są większe niż instalacji tradycyjnych. Jednak należy pamiętać o możliwości zasilania z sieci elektroenergetycznej miejscowości położonych w znacznej odległości od źródła energii. Ponieważ tab. 3. przedstawia koszty instalacji niskoprądowych dla wsi znajdujących się w pobliżu sieci elektroenergetycznej, należy rozważyć przypadek znacznego oddalenia wioski od sieci. Zestawienie kosztowe wykonania przyłącza instalacji energetycznej w zależności od odległości od sieci energetycznej obrazuje rys. 5. Na podstawie sumy kosztów inwestycyjnych z tab. 3 dla trzech wariantów sporządzono linie obrazujące koszty poszczególnych instalacji. W przypadku instalacji tradycyjnej dla wioski (wariant III) koszt wzrasta o 40000 zł co 1 km.

Tabela 3. Koszty inwestycyjne źródeł energii

Table 3. The investment costs of energy sources

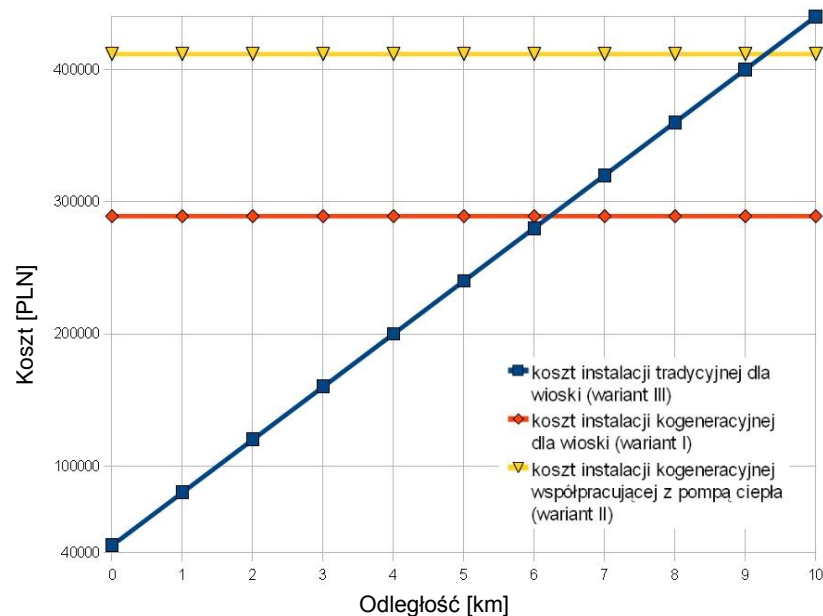
	WARIANT I dwa moduły kogeneracyjne Tedom Premi 22 SP	WARIANT II agregat kogeneracyjny Tedom Plus 44 AP wspomagany pompą ciepła Viessmann Vitocal 300	WARIANT III kocioł gazowy Valliant VU Plus 205-5 (6 sztuk)
Źródło energii cieplnej	układ kogeneracyjny	pompa ciepła, agregat kogeneracyjny	kocioł gazowy
Źródło energii elektrycznej	układ kogeneracyjny	agregat kogeneracyjny	sieć elektroenergetyczna
Koszty zakupu urządzeń wraz z osprzętem, KZU [PLN]	2 moduły kogeneracyjne [1], KZU = 92400 zł	agregat kogeneracyjny [1] + pompa ciepła [7] + kolektor gruntowy [8], KZU = 92400 + 35000 + 14000 = 141400 zł	kocioł gazowy [9] – 6000 zł za jeden kocioł (6 sztuk), KZU = 6 · 6000 = 36000 zł
Koszt wykonania instalacji w obrębie wsi [PLN]	instalacja ciepłownicza 1 km = 250000 [10], instalacja elektroenergetyczna 1 km = 40000 [11]	instalacja ciepłownicza 1 km = 250000 [10], instalacja elektroenergetyczna 1 km = 40000 [11]	instalacja elektroenergetyczna 1 km = 40000 [11]
Inne koszty, KZU" [PLN]	odpowiednio z danymi [1]: KZU" = 104-460% · KZU; założono szacunkowo dla wsi KZU" = 150% · KZU, KZU" = 138600 zł	KZU" = 150% · KZU KZU" = 212100 zł	–
koszty nieprzewidziane, ubezpieczenie, przyrost kapitału obrotowego, KZU"" [PLN]	odpowiednio z danymi [1]: KZU"" = 13-38% (KZU + KZU"), założono szacunkowo dla wsi: KZU"" = 20% · (KZU + KZU"), KZU"" = 231000 zł	KZU"" = 20% · (KZU + KZU"), KZU"" = 353500 zł	–
Suma kosztów inwestycyjnych [PLN]	289000 zł	411500 zł	44000 zł

Tabela 4. Roczne koszty użytkowania źródeł energii przy zakupie gazu z sieci

Table 4. Annual operating costs of energy sources assuming the purchase of gas from the network

	WARIANT I dwa moduły kogeneracyjne Tedom Premi 22 SP	WARIANT II agregat kogeneracyjny Tedom Plus 44 AP wspomagany pompą ciepła Viessmann Vitocal 300	WARIANT III kocioł gazowy Valliant VU Plus 205-5
Źródło energii cieplnej	układ kogeneracyjny	pompa ciepła, agregat kogeneracyjny	kocioł gazowy
Źródło energii elektrycznej	układ kogeneracyjny	agregat kogeneracyjny	sieć elektroenergetyczna
Roczny koszt zakupu gazu [PLN]	$V \cdot t \cdot c_g = 7,74 \text{ m}^3/\text{h} \cdot 8760 \text{ h} \cdot 1,64 \text{ PLN}/\text{m}^3 = 111196 \text{ zł}$, 1 agregat 222392 – 2 agregaty	$V \cdot t \cdot c_g = 16,4 \text{ m}^3/\text{h} \cdot 8760 \text{ h} \cdot 1,64 \text{ PLN}/\text{m}^3 = 235608 \text{ zł}$	$V \cdot t \cdot c_g = 1,68 \text{ m}^3/\text{h} \cdot 8760 \text{ h} \cdot 1,64 \text{ PLN}/\text{m}^3 = 24136 \text{ zł} - 1 \text{ dom}$, 144816 zł – 6 domów
Roczny koszt energii elektrycznej [PLN]	0,00	0,00	$Q_{\text{el}} \cdot t \cdot c_e = 6,76 \text{ kW} \cdot 8760 \text{ h} \cdot 0,36 \text{ PLN}/\text{kWh} = 21\,318 \text{ zł} - 1 \text{ dom}$, 127908 zł – 6 domów
Suma kosztów rocznych zakupu gazu i energii elektrycznej [PLN]	222392 zł	235608 zł	144816 + 127908 = 272724 zł
Oszczędności z zakupu gazu i energii elektrycznej w porównaniu wariantu III z I i III z II		272724 – 222392 = 50332 zł 272724 – 235608 = 37116 zł	
Okres zwrotu kosztów z inwestycji w agregat kogeneracyjny		150400 (suma kosztów inwestycyjnych z tab. 3. dla wariantu I)/50332 = 5,74, okres zwrotu niecałe 6 lat; 199400 (suma kosztów inwestycyjnych z tab. 3. dla wariantu II)/37116 = 11,08, okres zwrotu ponad 11 lat	

W tabeli 4. przyjęto następujące oznaczenia: V – zużycie gazu przez urządzenie, m^3/h [t] – czas pracy instalacji w roku [+], h , c_g – cena m^3 gazu ziemnego [PLN/ m^3], Q_{el} – zapotrzebowanie na energię elektryczną dla jednego domu, kW, c_e – cena kWh energii elektrycznej [PLN/kWh].



Rys. 5. Kosztowe wykonania przyłącza instalacji energetycznej w zależności od odległości wsi od sieci energetycznej

Fig. 5. Cost of the connection to the energy system, depending on the distance of the village from the power grid

Z rysunku 5. wynika, że koszty zakupu i montażu instalacji kogeneracyjnej dla wioski z przykładu są porównywalne z kosztami instalacji tradycyjnej na wiosce odległej od sieci elektroenergetycznej o ok. 6 km, a układu kogeneracyjnego z pompą ciepła o ok. 9,3 km. Jest to spowodowane tym, że koszty instalacji kogeneracyjnej we wsi nie zwiększają się wraz z odległością, ponieważ moduł kogeneracyjny jest indywidualnym źródłem energii instalowanym w pobliżu odbiorców.

6. Podsumowanie

Prowadzono analizę pozwalającą na dobór agregatu kogeneracyjnego współpracującego z pompą ciepła w celu zaopatrzenia małej wsi w ciepło i energię elektryczną. Rozpatrzono trzy warianty (I – dwa agregaty kogeneracyjne, II – agregat kogeneracyjny wspomagany pompą ciepła, III – kotły gazowe) pokrycia zapotrzebowania na energię i dokonano analizy ekonomicznej. Po przeprowadzeniu wstępnej analizy ekonomicznej dla danego przykładu można stwierdzić opłacalność stosowania układów CHP do zasilania w energię elektryczną i ciepło, przy oddaleniu wioski od źródła energii o ok. 6 km z zastosowaniem dwóch modułów kogeneracyjnych Tedom Premi 22 SP lub o ok. 9,3 km

z zastosowaniem pompy ciepła Viessmann Vitocal 300 współpracującej z agregatem kogeneracyjnym Tedom Plus 44 AP. Roczne koszty eksploatacji modułów są niższe w porównaniu z konwencjonalnym kotłem c.o. i zasilaniem w energię elektryczną z sieci. Argumenty te przemawiają za stosowaniem kogeneracji i pompy ciepła. Rozproszona kogeneracja pozwala zaopatrywać w energię wsie, które nie mają możliwości podłączenia do centralnej sieci energetycznej, ale posiadają niewielkie źródło gazu. Pozwala to rokować rozwój tej technologii. Do użytkowania instalacji hybrydowej konieczna jest wykwalifikowana obsługa, by instalacja ta przynosiła jak najlepsze efekty.

Literatura

1. Skorek J., Kalina J.: Gazowe układy kogeneracyjne. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, Warszawa 2005.
2. Pisarev V., Czarnik G.: Analiza ekonomiczna wykorzystania układu kogeneracyjnego dla małych osiedli (wsi). Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, Budownictwo i Inżynieria Środowiska, 57, 4, 2010.
3. Pająk L.: Optymalizacja kompozycji i harmonogramu pracy hybrydowych źródeł energii. Część I. Ciepłownictwo, Ogrzewnictwo, Wentylacja, 2009.
4. Agregaty kogeneracyjne Tedom. Energia XXI wieku. Oferta handlowa wstępna.
5. www.viessmann.pl. Produkty – pompy ciepła.
6. www.operator.enea.pl/index.php?page_id=333.
7. www.twenga.pl/.
8. www.tfkable.pl/.
9. www.ekosklep.ekologika.com.pl.
10. www.pompaciepła.eu/.
11. www.prim-lublin.pl/.

THE CONCEPT OF AN ENERGY SUPPLY OF A SMALL VILLAGE WITH THE USE OF A COGENERATIVE INSTALLATION AND A GEOTHERMAL HEAT PUMP

Summary

The aim of this publication was to present the idea of a thermal and electric energy supply of a small village with the use of a cogenerative installation and a geothermal heat pump. Conducted an analysis which allows to select a cogeneration unit co-operating with the heat pump to supply the small village of heat and electricity. Considered three options (I – two cogeneration units, II – CHP unit assisted heat pump, III – gas boilers) for demand response in energy and performed economic analysis. After conducting a preliminary economic analysis for the example it can be concluded profitability of used CHP system for electric power and heat supply, assuming the distance from the village of energy source by about 6 km from the use of two Tedom Premi 22 SP cogeneration modules or about 9.3 km using Viessmann Vitocal 300 heat pump co-operating with Tedom Plus 44 AP cogeneration unit. Annual operating costs of modules are lower compared to conventional heating boiler and the supply of electricity from the grid. These arguments militate in

favor of the use of cogeneration and heat pumps. Distributed cogeneration allows to provide energy to the small villages that do not have the ability to connect to the central power grid, but have a small gas source. This permit to negotiate the development of this technology. To use the hybrid system is necessary qualified staff to bring the best results.

Keywords: cogeneration, heat pump, energy

DOI: 10.7862/rb.2013.10

Przesłano do redakcji w październiku 2012 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Sławomir RABCZAK¹

METODY AKUMULACJI CHŁODU W INSTALACJACH KLIMATYZACYJNYCH

Kwestie zmniejszenia zużycia energii stanowią obecnie obszar, wokół którego skupia się większość prac badawczych i ich technicznych aplikacji. W pracy przedstawiono możliwości magazynowania energii chłodniczej w postaci jawnej bazującej na pojemności cieplnej materiału akumulacyjnego, którym najczęściej jest woda, oraz w postaci utajonej, która umożliwia magazynowanie energii chłodniczej w przemianach fazowych zachodzących podczas procesu ładowania i rozładowywania materiału akumulacyjnego, często określanego jako materiał PCM (ang: *Phase Change Material* – materiał zmieniający stan skupienia). Ponieważ ciepło związane ze zmianą stanu skupienia jest kilkanaście razy większe w porównaniu z ciepłem właściwym danego materiału, uzyskuje się mniejsze pojemności zasobników chłodu. W artykule zestawiono objętości akumulatorów energii chłodniczej dla wybranych systemów produkcji chłodu oraz związane z tym wymagane moce urządzeń ładujących zasobniki. Opracowano autorską metodę obliczeniową (w chwili publikacji bez weryfikacji eksperymentalnej), umożliwiającą określenie mocy agregatu chłodniczego w poszczególnych systemach akumulacji z uwzględnieniem dobowej zmienności w zapotrzebowaniu na energię chłodniczą lub przy założeniu procentowego stopnia wykorzystania mocy chłodniczej pochodzącej z zasobnika chłodu. Umożliwia ona obliczenia systemu produkcji chłodu dla układów w postaci akumulacji pełnej, częściowej i z limitem wydajności chłodniczej. Przedstawiono porównanie wymaganej pojemności całkowitej zasobników w systemie akumulacji pełnej dla wybranych metod akumulacji z wykorzystaniem różnych materiałów akumulacyjnych, zaczynając od wody, lodu binarnego, przez lód w kapsułkach oraz systemy z bezpośredniego i pośredniego wytwarzania wody lodowej.

Słowa kluczowe: zasobnik chłodu, akumulacja chłodu, metody akumulacji dobowej

1. Wprowadzenie

W systemach akumulacji energii ciepło jest odbierane lub dostarczane do medium magazynującego w celu późniejszego wykorzystania. Magazynowanie energii dla systemów klimatyzacji może odbywać się w dużym przedziale tem-

¹ Autor do korespondencji: Sławomir Rabczak, Politechnika Rzeszowska, al. Powstańców Warszawy 12, 35-959 Rzeszów, tel. +48 17 8651699, rabczak@prz.edu.pl.

peratury, zarówno na potrzeby grzewcze, jak i chłodnicze. Energia ta jest akumulowana w cyklach: dobowych, tygodniowych, rocznych lub sezonowych. W procesach składowania energii wykorzystuje się zjawiska fizyczne i chemiczne. Podstawowym znaczeniem akumulacji jest umożliwienie przechowywania energii chłodniczej dla najwyższych, szczytowych okresów zapotrzebowania na chłód, a zasobnik chłodu pozwala na rozłożenie czasu ładowania chłodu i znaczące obniżenie mocy agregatów chłodniczych obsługujących instalację klimatyzacyjną.

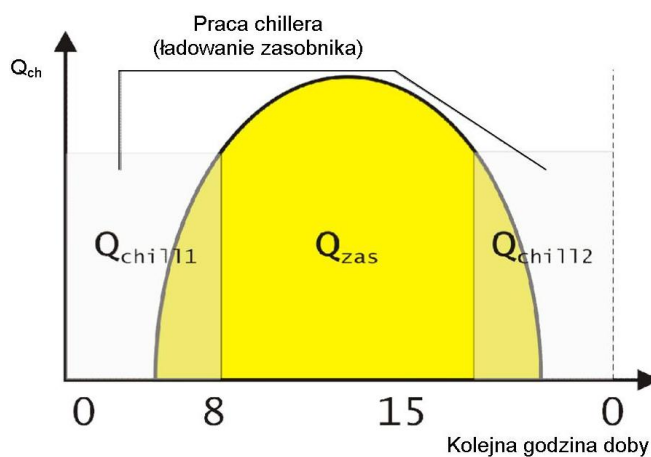
2. Porównanie systemów akumulacji chłodu

Akumulacja chłodu odbywająca się w cyklu dobowym może być realizowana jako pełna, częściowa lub z limitem wydajności. Podczas magazynowania pełnego chłód jest wytwarzany tylko poza godzinami szczytowymi (agregat chłodniczy pracuje w czasie obowiązywania taryfy nocnej). Podczas magazynowania częściowego chłód w okresie jego największego zapotrzebowania jest dostarczany zarówno z zasobnika, jak i agregatu chłodniczego. Magazynowanie z limitem wydajności łączy cechy obu tych systemów akumulacji, pozwalając racjonalnie wykorzystać taryfę nocną i obniżając wydajność w okresie obowiązywania taryfy dziennej na energię elektryczną.

System pełnego magazynowania chłodu ma pokrywać zapotrzebowanie chłodu podczas jego szczytowego zapotrzebowania wyłącznie za pomocą energii chłodniczej zmagazynowanej w zasobniku. Zasobnik jest ładowany podczas małego zapotrzebowania na chłód lub gdy zapotrzebowanie takie nie występuje. Sytuacja taka ma miejsce w godzinach nocnych, w których energia elektryczna jest tańsza (przy systemie dwutaryfowym). Jak zilustrowano na rys. 1., agregat chłodniczy – chiller pracuje wyłącznie w godzinach nocnych, wytwarzając chłód wykorzystywany później do pokrycia zapotrzebowania w okresie szczytowym.

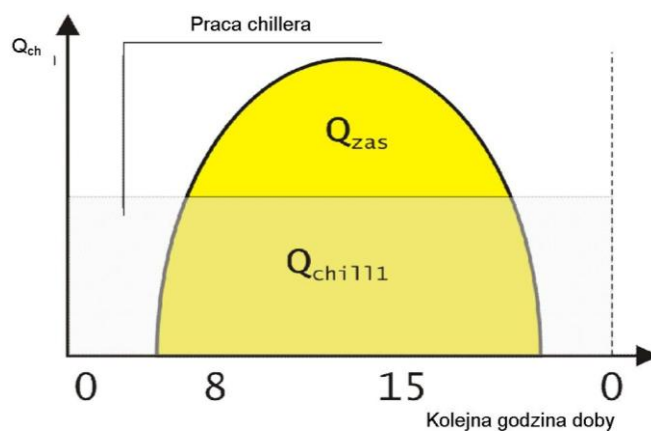
System taki przynosi korzyści, jeżeli klimatyzowany obiekt charakteryzuje się wysokim szczytowym zapotrzebowaniem na chłód lub gdy okresy szczytowego zapotrzebowania są krótkie [1]. Praca agregatu chłodniczego w czasie taryfy nocnej pozwala na duże oszczędności kosztów eksploatacyjnych, jednakże konieczność stosowania większego agregatu chłodniczego i zasobnika podnosi koszty inwestycyjne. Akumulacja częściowa umożliwia zmniejszenie kosztów inwestycyjnych przez zastosowanie agregatu chłodniczego o mniejszej mocy w porównaniu z akumulacją pełną. W systemie magazynowania częściowego chłód w okresie szczytowym pochodzi zarówno z agregatu chłodniczego, jak i zasobnika chłodu. Agregat chłodniczy działa z taką samą wydajnością przez całą dobę. W godzinach małego zapotrzebowania część wytwarzanego chłodu jest dostarczana do instalacji klimatyzacyjnej, a jego nadwyżka magazynowana w zasobniku. Gdy w godzinach szczytowych zapotrzebowanie na chłód przekracza moc agregatu chłodniczego ($Q_{ch} > Q_{chill}$), brakujący chłód jest dostarczany

z zasobnika [2]. Pracę agregatu chłodniczego w układzie akumulacji częściowej przedstawiono na rys. 2.



Rys. 1. Rozkład zapotrzebowania na chłód z magazynowaniem pełnym: Q_{chill1} , Q_{chill2} – chłód wytwarzany przez agregat chłodniczy, Q_{zas} – chłód zmagazynowany w zasobniku

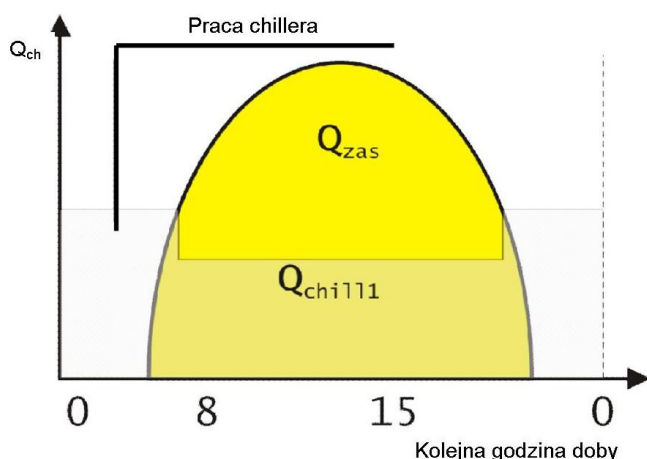
Fig. 1. Cold distribution at full accumulation: Q_{chill1} , Q_{chill2} – cold produced by chiller, Q_{zas} – cold accumulated in storage



Rys. 2. Rozkład zapotrzebowania na chłód z magazynowaniem częściowym: Q_{chill1} – chłód wytwarzany przez agregat chłodniczy – chiller, Q_{zas} – chłód zmagazynowany w zasobniku

Fig. 2. Cold distribution at partly accumulation: Q_{chill1} , Q_{chill2} – cold produced by chiller, Q_{zas} – cold accumulated in storage

Najbardziej efektywny w magazynowaniu chłodu jest system z limitem wydajności. Agregat chłodniczy pracuje w cyklu ciągłym, podobnie jak podczas akumulacji częściowej, lecz jego wydajność się zmienia. W nocy wydajność agregatu chłodniczego jest największa ze względu na mniejsze koszty energii elektrycznej niezbędnej do napędu sprężarki w agregacie chłodniczym. Podobnie jak podczas akumulacji pełnej, w okresie tym zasobnik jest ładowany chłodem wykorzystywanym w godzinach szczytowych. W czasie największego zapotrzebowania na energię chłodniczą zasobnik jest rozładowywany, a chiller pracuje ze zmniejszoną wydajnością w porównaniu z pracą w godzinach nocnych. Koszty inwestycyjne akumulacji z limitem wydajności są niższe niż koszty akumulacji pełnej i nieznacznie wyższe od kosztów akumulacji częściowej. Natomiast w czasie eksploatacji zapewnia on większe oszczędności niż eksploatacja układu z magazynowaniem częściowym i porównywalne z eksploatacją systemu magazynowania pełnego. Pracę agregatu chłodniczego w układzie akumulacji z limitem wydajności przedstawiono na rys. 3.



Rys. 3. Rozkład zapotrzebowania na chłód z magazynowaniem z limitem wydajności: Q_{chill1} – chłód wytwarzany przez agregat chłodniczy-chiller, Q_{zas} – chłód zmagazynowany w zasobniku

Fig. 3. Cold distribution at limited accumulation: Q_{chill1} , Q_{chill2} – cold produced by chiller, Q_{zas} – cold accumulated in storage

3. Moc agregatów chłodniczych

Moc agregatów pracujących w systemach z akumulacją wyznacza się na podstawie wykresu dobowego zapotrzebowania na chłód dla dnia z największymi zyskami ciepła w ciągu roku. Najłatwiej określić moc agregatu dla systemu z akumulacją częściową [3]. Nieco bardziej skomplikowane obliczenia stosuje się dla akumulacji pełnej i akumulacji z limitem wydajności. Zasada obliczania

mocy agregatów opiera się na zrównoważeniu dobowego zapotrzebowania na chłód z ilością chłodu wytwarzaną przez agregat chłodniczy.

Moc agregatu chłodniczego w systemie akumulacji częściowej

Moc agregatu chłodniczego w systemie akumulacji częściowej można obliczyć, stosując zależność:

$$\sum[(Q_{\text{chill}} - Q_i) \cdot t_i] = 0 \quad (1)$$

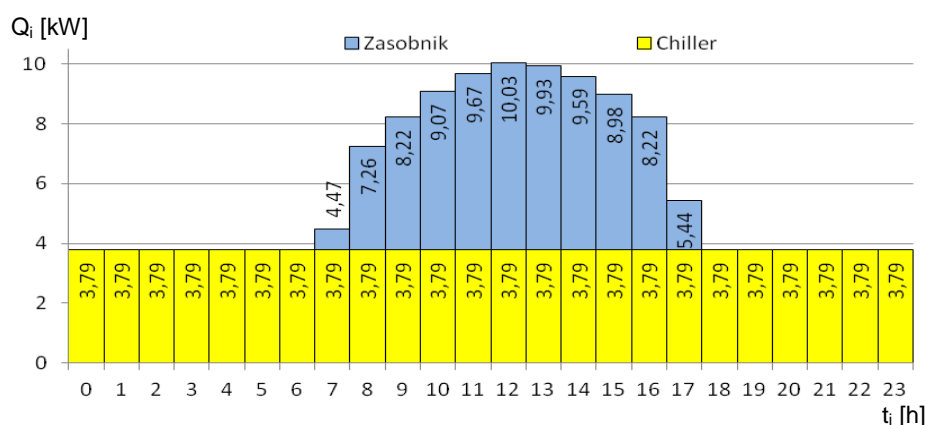
Zakładając 24-godzinną pracę agregatu chłodniczego i przedział czasu $t_i = 1$ h, wzór (1) można zapisać jako:

$$24 \cdot Q_{\text{chill}} - \sum Q_i \cdot t_i = 0 \quad (2)$$

Wyznaczając z równania (2) moc agregatu chłodniczego Q_{chill} , ostatecznie otrzymuje się:

$$Q_{\text{chill}} = \frac{\sum Q_i \cdot t_i}{24} \text{ [kW]} \quad (3)$$

Do obliczenia mocy agregatu chłodu potrzebny jest dobowy wykres zapotrzebowania na moc chłodniczą. Przykładowy wykres łącznie z pracą agregatu chłodniczego w systemie akumulacji częściowej przedstawiono na rys. 4. Jest to wykres zapotrzebowania na chłód dla budynku biurowego, w którym pracuje 20 osób. Budynek jest wyposażony w system klimatyzacji centralnej obsługującej siedem pomieszczeń biurowych i salę konferencyjną.



Rys. 4. Przykładowy wykres godzinowego zapotrzebowania na chłód przez system klimatyzacji z akumulacją częściową

Fig. 4. Example diagram hourly cold distribution in air-conditioned system with partly accumulation

Moc agregatu chłodniczego w systemie akumulacji pełnej

W tym przypadku moc agregatu chłodniczego pracującego poza okresem szczytowym powinna się równoważyć mocy koniecznej do zapewnienia chłodzenia w systemie szczytowym, w którym system magazynowania chłodu nie działa. Moc agregatu chłodniczego w akumulacji pełnej określa zależność:

$$\sum(Q_{\text{chill}} - Q_i) \cdot t_i - \sum Q_{\text{max}i} \cdot t_i = 0 \quad (4)$$

Wprowadzając czas pracy agregatu chłodniczego t_{chill} , równanie (4) przekształca się do postaci:

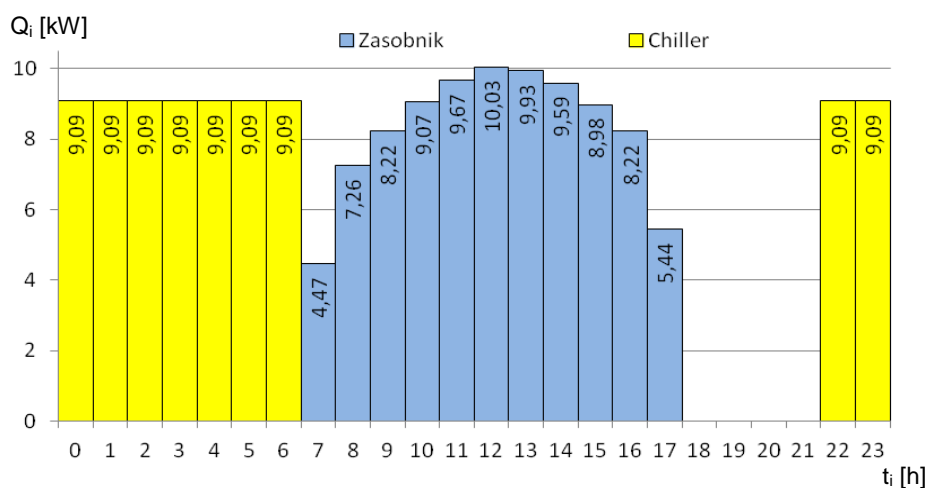
$$Q_{\text{chill}} \cdot t_{\text{chill}} - \sum Q_i \cdot t_i - \sum Q_{\text{max}i} \cdot t_i = 0 \quad (5)$$

Wyznaczając z równania (5) moc agregatu chłodniczego Q_{chill} , ostatecznie otrzymuje się:

$$Q_{\text{chill}} = \frac{\sum Q_{\text{max}i} \cdot t_i + \sum Q_i \cdot t_i}{t_{\text{chill}}} \quad [\text{kW}] \quad (6)$$

Korzystając z rys. 5., przy założeniu, że agregat chłodniczy pracuje w godzinach od 22 do 6 (co daje czas pracy agregatu chłodniczego $t_{\text{chill}} = 10$ h), wyznacza się sumy zapotrzebowania na chłód w okresie szczytu, tj. od 7 do 21:

$$\begin{aligned} \sum Q_{\text{max}i} \cdot t_i &= 4,47 \cdot 1 + 7,26 \cdot 1 + 8,22 \cdot 1 + 9,07 \cdot 1 + 9,67 \cdot 1 + 10,03 \cdot 1 + \\ &+ 9,93 \cdot 1 + 9,59 \cdot 1 + 8,98 \cdot 1 + 8,22 \cdot 1 + 5,44 \cdot 1 = 90,88 \text{ kWh.} \end{aligned}$$



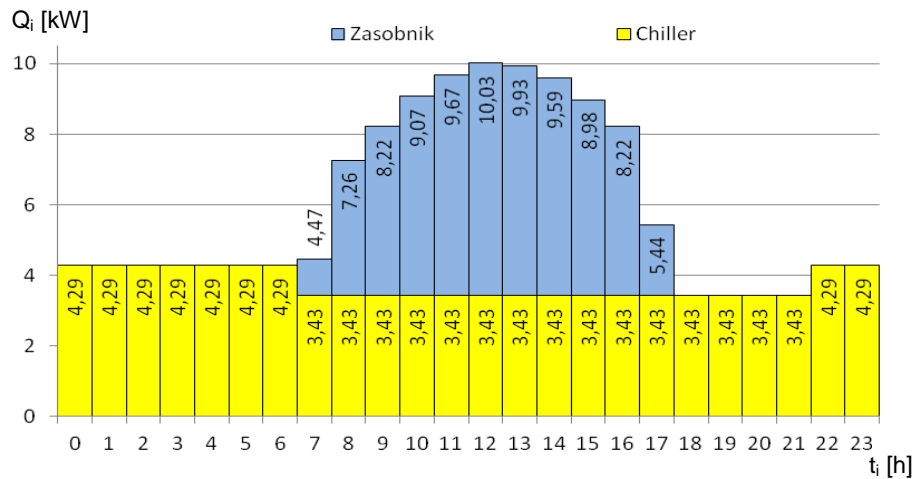
Rys. 5. Godzinowy harmonogram pracy agregatu chłodniczego w systemie akumulacji pełnej

Fig. 5. Example diagram hourly cold distribution in air-conditioned system with full accumulation

Ponieważ między 22 a 6, czyli w godzinach pracy agregatu chłodniczego, nie występuje zapotrzebowanie na chłód, suma ta równa się zero: $\sum Q_i \cdot t_i = 0$ kW. Stąd moc agregatu chłodniczego dla akumulacji pełnej: $Q_{\text{chill}} = 9,09$ kW.

Moc agregatu chłodniczego w systemie akumulacji z limitem wydajności

W przypadku akumulacji z limitem wydajności (rys. 6.) należy ustalić, o ile należy obniżyć moc agregatu pracującego z limitem w okresie dziennym, dzięki czemu można regulować maksymalną moc agregatu niezbędnego do pracy w tym systemie akumulacji. Na ogół określa się stosunek obniżenia mocy agregatu pracującego w szczycie chłodniczym w stosunku do całkowitej mocy agregatu Q_{chill} na poziomie $a = 0,1$ do $0,3$ [3].



Rys. 6. Godzinowy harmonogram pracy agregatu chłodniczego w systemie akumulacji z limitem wydajności

Fig. 6. Example diagram hourly cold distribution in air-conditioned system with limited accumulation

Wzór na bilans energetyczny agregatu chłodniczego i zasobnika w okresie dobowym można więc zapisać w postaci:

$$\sum (Q_{\text{chill}} - Q_i) \cdot t_i + \sum [Q_{\text{chill}} \cdot (1 - a) - Q_{\text{max}i}] \cdot t_i = 0 \quad (7)$$

Wprowadzając do zależności (7) czas pracy agregatu chłodniczego z wykorzystaniem pełnej mocy (t_{chill1}) i czas pracy agregatu chłodniczego z limitem wydajności (t_{chill2}), otrzymuje się:

$$Q_{\text{chill}} \cdot t_{\text{chill1}} - \sum Q_i \cdot t_i + Q_{\text{chill}} \cdot (1 - a) \cdot t_{\text{chill2}} - \sum Q_{\text{max}i} \cdot t_i = 0 \quad (8)$$

Z równania (8) wyznacza się moc agregatu Q_{chill} :

$$Q_{\text{chill}} = \frac{\sum Q_{\text{max } i} \cdot t_i + \sum Q_i \cdot t_i}{t_{\text{chill1}} + (1-a) \cdot t_{\text{chill2}}} \quad [\text{kW}] \quad (9)$$

Korzystając z rys. 6. i zakładając, że agregat chłodniczy pracuje z pełną mocą od 22 do 6, a w pozostałych godzinach jego moc jest o 20% mniejsza (co daje czas pracy agregatu $t_{\text{chill1}} = 10$ h, $t_{\text{chill2}} = 14$ h oraz współczynnik $a = 0,2$), można wyznaczyć sumę zapotrzebowania na chłód w okresie szczytowym:

$$\begin{aligned} \sum Q_{\text{max } i} \cdot t_i &= 4,47 \cdot 1 + 7,26 \cdot 1 + 8,22 \cdot 1 + 9,07 \cdot 1 + 9,67 \cdot 1 + 10,03 \cdot 1 + \\ &+ 9,93 \cdot 1 + 9,59 \cdot 1 + 8,98 \cdot 1 + 8,22 \cdot 1 + 5,44 \cdot 1 = 90,88 \text{ kWh.} \end{aligned}$$

Ponieważ między 22 a 6, czyli w godzinach pracy agregatu chłodniczego, nie występuje zapotrzebowanie na chłód, suma ta równa się zeru: $\sum Q_i \cdot t_i = 0$ kW. Podstawiając otrzymane wartości do równania (9), wymagana moc agregatu: $Q_{\text{chill}} = 4,29$ kW.

4. Objętości zasobnika chłodu

Objętość zasobnika chłodu zależy głównie od materiału magazynującego chłód oraz rodzaju systemu akumulacji. Najistotniejszy jest jednak sposób magazynowania energii. Energia chłodnicza może być magazynowana w postaci jawnej (SHS) bądź utajonej (LHS) [4-6]. Szczególną uwagę należy zwrócić na systemy magazynowania LHS, które wykorzystując ciepło przemian fazowych, są w stanie zakumulować znacznie większe ilości energii przypadające na 1 kg masy akumulacyjnej. Istotnym parametrem jest wskaźnik opisujący gęstość magazynowanej energii, umożliwiający określenie wydajności chłodniczej z m^3 materiału zmieniającego fazę – PCM [7]. Gęstość magazynowania energii DLHS nie jest stała, zmienia się w zależności od zakładanej temperatury czynnika na wlocie i wylocie z zasobnika chłodu. DLHS uwzględnia zarówno ciepło utajone, jak również ilości ciepła jawnego powstającego z dochłodzenia czy przegrzania materiału akumulacyjnego.

$$\text{DLHS} = Q_L + Q_{\text{SL}} \cdot (T_z - T_{\text{st}}) + Q_{\text{DD}} (T_p - T_{\text{st}}) \quad (10)$$

Gęstość magazynowania energii dla wody lodowej o parametrach zasilania i powrotu odpowiednio 2 i 8°C oraz wartościach $Q_L = 81,93$ kW/ m^3 , $Q_{\text{SL}} = 1,16$ kW/ Km^3 , $Q_{\text{DD}} = 0,53$ kW/ Km^3 przyjmuje wartość DLHS = 88,94 kWh/ m^3 .

Minimalna wielkość zasobnika w zależności od gęstości magazynowanej energii:

$$V = \frac{Q_{dst}}{DLHS} \text{ [m}^3\text{]} \quad (11)$$

Ilość energii odprowadzanej z cyklu rozładowywania zasobnika Q_{dst} można określić na podstawie histogramów (rys. 4-6.) obrazujących godzinowe zapotrzebowanie na chłód. Jest to różnica sumarycznego zapotrzebowania na chłód w godzinach rozładowywania zasobnika, pomniejszona o ilość chłodu wytworzoną przez agregat chłodniczy w tym okresie. Objętość zależy od rodzaju stosowanego systemu akumulacji. Objętość zasobników z magazynowaniem pełnym będzie większa niż z magazynowaniem częściowym i z limitem wydajności. Zakładając $DLHS = 88,94 \text{ kWh/m}^3$ oraz odczytując wartości z wykresów na rys. 4-6., można określić objętość zasobników dla opisanych systemów. W przypadku akumulacji pełnej całość chłodu potrzebnego w okresie szczytowym jest dostarczana z zasobnika. Ilość energii odprowadzanej z zasobnika w cyklu rozładowywania będzie równa sumarycznemu zapotrzebowaniu na chłód w okresie szczytowym. Stąd

$$V = \frac{90,88}{88,94} = 1,02 \text{ m}^3.$$

W przypadku akumulacji częściowej ilość ciepła dostarczanego do instalacji w fazie rozładowywania (Q_{dst}) wynosi:

$$Q_{dst} = \sum Q_{max\ i} \cdot t_i - Q_{chill} \cdot t_{max} \text{ [kWh]} \quad (12)$$

Po uwzględnieniu poprzednich obliczeń $Q_{chill} = 3,79$ i odczytaniu z wykresów wartości $\sum Q_{max\ i} \cdot t_i = 90,88$ oraz $t_{max} = 11 \text{ h}$, otrzymuje się:

$$Q_{dst} = 90,88 - 3,79 \cdot 11 = 49,19 \text{ kWh.}$$

Stąd objętość zbiornika przy akumulacji częściowej:

$$V = \frac{46,19}{88,94} = 0,55 \text{ m}^3.$$

Ilość energii dostarczanej przez zasobnik w akumulacji z limitem wydajności można określić z zależności podobnej do (12). Różnica polega na obniżeniu wartości maksymalnej mocy agregatu chłodniczego w okresie fazy szczytowego zapotrzebowania na chłód – okresu dziennej taryfy elektrycznej:

$$Q_{dst} = \sum Q_{maxi} \cdot t_i - Q_{chill} \cdot (1-a) \cdot t_{max} \quad [kWh] \quad (13)$$

Podstawiając do wzoru (13) wartości wcześniej określone ($Q_{chill} = 4,29$, $a = 0,2$), otrzymuje się:

$$Q_{dst} = 90,88 - 4,29 \cdot (1 - 0,2) \cdot 11 = 53,15 \text{ kWh.}$$

Objętość zasobnika dla akumulacji z limitem wydajności:

$$V = \frac{53,15}{88,94} = 0,60 \text{ m}^3.$$

Obliczone objętości odnoszą się jedynie do materiału magazynującego chłód. Rzeczywiste objętości zasobników powinny być odpowiednio zwiększone ze względu na rozszerzalność zamarzającego materiału oraz charakterystykę procesu produkcji lodu. Ogólny wzór do obliczenia rzeczywistej objętości zasobnika przedstawia się następująco:

$$V_{rz} = (1+c) \cdot V \quad [m^3] \quad (14)$$

Tabela 1. przedstawia sugerowane wartości współczynnika c w celu określenia rzeczywistej objętości zasobnika. Tabela podaje również uzasadnienie sugerowanych wartości c .

Tabela 1. Wartości współczynnika zwiększającego objętość zasobników chłodu c

Table 1. Increasing factor value of cold storage volume c

Lp.	Rodzaj systemu wytwarzania lodu	c [-]	Uwagi
1	magazynowanie lodu na węzownicy ze schładzaniem wewnętrznym	0,19	przyrost objętości lodu przy zamarzaniu, obecność węzownicy w zasobniku
2	magazynowanie lodu na węzownicy ze schładzaniem zewnętrznym	1,00	przyrost objętości lodu przy zamarzaniu, konieczność stworzenia warunków do przepływu czynnika pośredniczącego, obecność węzownicy w zasobniku
3	lód w kapsułkach	0,66	konieczność stworzenia warunków do przepływu czynnika pośredniczącego
4	lód binarny*	1,5	niskie stężenie lodu w mieszaninie (max 40%) spowodowane koniecznością jej pompowania

* inaczej lód zawieszony – jest mieszaniną zawierającą kryształki lodu o średnicy 1 mm lub mniejszej, a także substancji obniżającej temperaturę krzepnięcia wody

W tabeli 2. zestawiono wyniki obliczeń rzeczywistych objętości zasobników chłodu dla wybranych systemów chłodzenia oraz magazynowania chłodu pod postacią materiału zmieniającego stan skupienia podczas akumulacji (materiał PCM, ang. *phase change material*) [8, 9]. Nieco prostsza do określenia wydaje się objętość zasobnika magazynującego chłód w postaci jawnej. W zasobnikach ze stratyfikacją zależy ona głównie od różnicy temperatury materiału magazynującego przed i po ochłodzeniu. Wartość ciepła właściwego Q_{SL} [kWh/m³·K] określa się z zależności:

$$Q_{SL} = \frac{c_w}{3600} \cdot \rho \quad [\text{kWh}/\text{m}^3 \cdot \text{K}] \quad (15)$$

Objętość czynną zasobnika można obliczyć, stosując wzór:

$$V = \frac{Q_{dst}}{Q_{sl} \cdot (T_p - T_z)} \quad [\text{m}^3] \quad (16)$$

gdzie: V – czynna objętość zasobnika [m³],
 Q_{dst} – chłód odprowadzany z zasobnika w fazie rozładowywania [kWh],
 Q_{SL} – ciepło właściwe materiału [kWh/m³·K],
 T_p – temperatura czynnika na powrocie [°C],
 T_z – temperatura czynnika na zasilaniu [°C].

Tabela 2. Rzeczywiste objętości zasobników chłodu dla różnych systemów przy tym samym dobowym zapotrzebowaniu na chłód

Table 2. Real volume of cold storage for various systems at the same daily cold demand

Rzeczywiste objętości zasobników chłodu [m ³]		Rodzaj akumulacji		
		pełna	częściowa	z limitem wydajności
Rodzaj systemu wytwarzania chłodu	magazynowanie lodu na węzownicy ze schładzaniem wewnętrznym	1,21	0,65	0,71
	magazynowanie lodu na węzownicy ze schładzaniem zewnętrznym	2,04	1,10	1,20
	lód w kapsułkach	1,69	0,91	1,00
	lód binarny	2,55	1,38	1,50

Korzystając z rys. 5-7. oraz wcześniejszych obliczeń Q_{dst} , przy założeniu temperatury pracy układu na zasilaniu i powrocie odpowiednio na poziomie 2 i 8°C, można wyznaczyć objętości zasobnika wody lodowej ($Q_{SL} = 1,19$ kWh/m³·K):

- dla akumulacji pełnej ($Q_{dst} = 90,88$ kWh)

$$V = \frac{90,88}{1,19 \cdot (8 - 2)} = 12,73 \text{ m}^3,$$

- dla akumulacji częściowej ($Q_{dst} = 49,19$ kWh)

$$V = \frac{49,19}{1,19 \cdot (8 - 2)} = 6,89 \text{ m}^3,$$

- dla akumulacji częściowej z limitem ($Q_{dst} = 53,15$ kWh)

$$V = \frac{53,15}{1,19 \cdot (8 - 2)} = 7,44 \text{ m}^3.$$

Objętości rzeczywiste zasobników różnią się w zależności od sposobu podłączenia zasobnika wody lodowej do instalacji. Objętość zasobnika podłączonego bezpośrednio należy zwiększyć o 5-10%, podczas gdy objętość zasobnika podłączonego pośrednim układem pompowym należy zwiększyć o 30-35% [10-12]. Dodatkowo 25% wynika ze sprawności stosowanych wymienników w układach pośrednich. Podobnie jak w przypadku zasobników ciepła utajonego, do obliczenia rzeczywistej objętości zasobnika zimnej wody można posłużyć się wzorem (14), przyjmując współczynnik c równy 0,05-0,01 dla systemów bezpośrednich i 0,30-0,35 dla systemów pośrednich. W tabeli 3. zestawiono wyniki obliczeń objętości zasobników dla akumulacji jawnej.

Tabela 3. Rzeczywiste objętości zasobników chłodu w warunkach akumulacji jawnej dla tych samych wartości zapotrzebowania dobowego na chłód

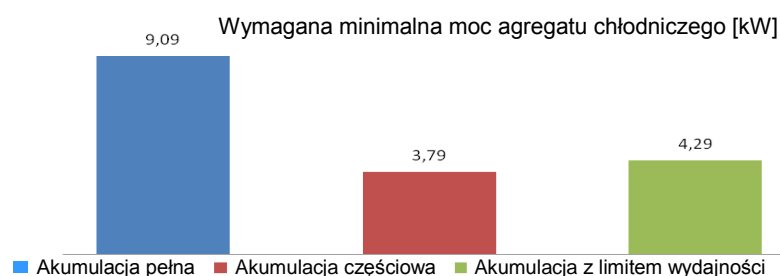
Table 3. Real volume of cold storage for sensible heat storage systems at the same daily cold demand

Rzeczywiste objętości zasobników chłodu [m ³]		Rodzaj akumulacji		
		pełna	częściowa	z limitem wydajności
System podłączenia	bezpośredni	13,37	7,23	7,81
	pośredni	16,55	8,96	9,67

5. Dyskusja

Wymagane minimalne moce agregatów chłodniczych dla przedstawionych systemów magazynowania chłodu zestawiono na rys. 7. Analizując wykres, można stwierdzić, że największe moce agregatów są wymagane podczas pracy systemu akumulacji pełnej (prawie trzykrotnie większe od akumulacji częściowej).

wej i dwukrotnie większe od akumulacji z limitem wydajności). Należy podkreślić, że czas pracy agregatów chłodniczych podczas akumulacji pełnej jest 15 godzin krótszy niż w przypadku dwóch pozostałych systemów akumulacji (tu czas pracy agregatu wynosi 24 h), co prowadzi do zapotrzebowania na energię elektryczną o wartości ok. 82 kWh.



Rys. 7. Porównanie minimalnych mocy agregatów chłodniczych w zależności od systemu akumulacji chłodu

Fig. 7. Comparison of minimum chiller power according to cold accumulation systems

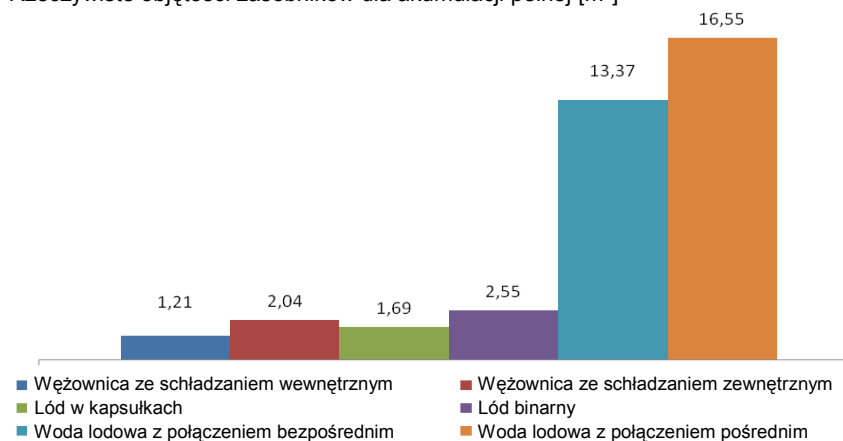
W przypadku akumulacji częściowej jest to zapotrzebowanie rzędu 91 kWh i porównywalne do akumulacji z limitem wydajności. Wynika z tego, że pojemność zbiorników jest znacznie różna, zależnie od systemu akumulacji, co pociąga za sobą konieczność zabezpieczenia odpowiednich środków inwestycyjnych. Niemniej zużycie energii przez sam agregat chłodniczy może przemawiać za rozwiązaniem droższym inwestycyjnie, ale tańszym w późniejszej eksploatacji.

Na rysunku 8. przedstawiono objętości zasobników magazynujących ciepło utajone (LHS) i jawne (SHS). Jak wynika z wykresu, objętości czynne zasobników magazynujące chłód w postaci utajonej są ponad dziesięciokrotnie mniejsze



Rys. 8. Porównanie czynnych objętości zasobników chłodu w postaci jawnej (SHS) i utajonej (LHS)

Fig. 8. Comparison of effective cold storage volume at sensible (SHS) and latent manner

Rzeczywiste objętości zasobników dla akumulacji pełnej [m³]

Rys. 9. Porównanie objętości rzeczywistych różnych typów zasobników chłodu

Fig. 9. Comparison of real cold storage volume at various type of storages

od zasobników ciepła jawnego. Daje to duże korzyści w postaci niższych kosztów inwestycyjnych czy mniejszego zapotrzebowania na miejsce. Jednak w przypadku niewielkich systemów zapotrzebowanie na magazynowany chłód może być zbyt małe, aby techniczne wykonanie takiego zasobnika było możliwe [13].

Na rysunku 9. porównano różne typy zasobników chłodu. Zasobniki magazynujące chłód w materiale ciekłym są zdecydowanie największe. Zasobnik z połączeniem pośrednim jest większy o ok. 25% od zasobnika z połączeniem bezpośrednim. Spośród zasobników magazynujących energię utajoną najmniejszą objętością charakteryzuje się zasobnik magazynujący lód na wężownicy ze schładzaniem wewnętrznym [14, 15]. Mimo podobieństwa do systemu ze schładzaniem zewnętrznym, jego objętość rzeczywista jest prawie dwukrotnie mniejsza. Największą objętość ma zasobnik lodu binarnego. Stosunkowo niewielką objętość ma również zasobnik z lodem w kapsułkach.

Oznaczenia

- a – stosunek obniżenia mocy agregatu chłodniczego w czasie szczytu do mocy całkowitej [-]
- c – współczynnik zwiększający w zależności od systemu wytwarzania lodu [-]
- c_w – ciepło właściwe materiału [kJ/kg·K]
- DLHS – gęstość magazynowania energii [kWh/m³]
- LHS – system magazynowania energii w postaci utajonej [-]
- Q_{chill} – moc agregatu chłodniczego [kW]
- Q_i – godzinowe zapotrzebowanie na chłód [kW]

$Q_{\max i}$	– godzinowe zapotrzebowanie na chłód w czasie szczytu [kW]
PCM	– materiał zmieniający stan skupienia [-]
SHS	– system magazynowania energii w postaci jawnej [-]
t_{chill}	– czas pracy agregatu chłodniczego podczas ładowania zasobnika [h]
t_i	– długość przedziału czasu i [h]
t_{\max}	– czas trwania rozładowywania zasobnika [h]
T_p	– temperatura płynu pośredniczącego na wlocie do zasobnika [°C]
T_{st}	– temperatura zmiany fazy [°C]
T_z	– temperatura płynu pośredniczącego na wylocie z zasobnika [°C]
Q_{chill}	– moc agregatu chłodniczego [kW]
Q_{DD}	– pojemność cieplna objętościowa materiału PCM w fazie stałej [kWh/m ³ ·K]
Q_{dst}	– ilość energii odprowadzanej z zasobnika w cyklu rozładowywania [kWh]
Q_L	– ciepło właściwe utajone zasobnika (ciepło przemiany fazowej) [kWh/m ³]
Q_{SL}	– pojemność cieplna objętościowa materiału PCM w fazie ciekłej [kWh/m ³ ·K]
$\Sigma Q_{\max i} \cdot t_i$	– sumaryczne zapotrzebowanie na chłód w okresie szczytowym [kWh]
V	– objętość zasobnika chłodu [m ³]
V_{rz}	– rzeczywista objętość zasobnika [m ³]
ρ	– gęstość materiału w granicach temperatury występującej w zasobniku [kg/m ³]

Literatura

1. Rubik M.: Pompy ciepła. Poradnik. Technika ciepła w budownictwie. Warszawa 2006.
2. Mehling H., Cabeza L.F.: Heat and cold storage with PCM. Springer, 2008.
3. Semadeni M.: Energy storage as an essential part of sustainable energy systems. CEPE working paper 24, May 2003.
4. Eckerlin H.: Thermal Energy Storage: Analysis and application. A diploma thesis submitted to the Graduate Faculty of North Carolina State University, Raleigh, North Carolina 2009.
5. Wilson P.: Source energy and environmental impacts of thermal energy storage. California Energy Commission, Governor 1996.
6. ASHRAE Handbook. HVAC systems and equipment. ASHRAE Inc., Atlanta, GA 1996.
7. Dorgan C.E., Elleson J.S.: Design guide for cool thermal storage. ASHRAE Inc., Atlanta 1993.
8. Williams C.D.: Optimizing TES chiller management. ASHRAE Journal, 4, 1996, 43-48.

9. Stamm R.H.: Thermal storage systems. Heating/Piping/Air Conditioning, January 1985, 133-151.
10. Lumpkin R.M.: Thermal storage: A reversible process. HPAC, 1, 1998, 136-142.
11. Shan K. Wang: Handbook of air conditioning and refrigeration, 2nd ed. McGraw-Hill, New York 2000.
12. Wang S.K., Lavan Z.: Air-conditioning and refrigeration. Mechanical Engineering Handbook, Frank Kreith (ed.). CRC Press LLC, Boca Raton 1999.
13. Wojtas K.: Systemy akumulacji chłodu sposobem na podniesienie efektywności instalacji klimatyzacyjnej. Geneza i opis systemu. Chłodnictwo i Klimatyzacja, 9/2001.
14. Bonca Z.: Czynniki chłodnicze i nośniki ciepła. IPPU Masta, Gdańsk 1997.
15. ASHRAE Handbook-HVAC Applications. Thermal storage. ASHRAE Inc., Atlanta 2007, 34.1-34.33.

METHODS OF COLD ACCUMULATION IN THE AIR CONDITIONING SYSTEMS

Summary

Reduce energy consumption issues becomes currently area around which most of the research and technical applications are made. The paper presents the possibility to store cooling energy in the form of sensible based on the heat capacity of the accumulated material, which is mostly water, and in the form of latent, which allows storage of energy in cooling phase transitions occurring during the loading and unloading of accumulated material, often referred to as a material PCM (Eng: Phase Change Material). As the heat associated with the change of state is several times higher than that of the specific heat of the material, obtained in this way volume of cold storages is much less than in sensible method of cold accumulation. Comparison of the volume of the cooling energy production for selected cooling systems and associated charging chiller power has been obtained as well as cold storage volumes. An original method of calculation developed by author (at the time of publication without experimental verification) allows to determine the chiller capacity in each individual accumulation system taking into account the various in cooling energy demand, or assuming the percentage of utilization of cold storage. It allows the calculation of the cold production system for such systems as full accumulation, partial and limited cooling capacity. A comparison of the total required capacity in the full accumulation systems for selected accumulated materials, starting with water, water ice, binary ice, through ice in capsules and systems of direct and indirect production of cold water.

Keywords: cold storage, cold accumulation, method of daily accumulation

DOI: 10.7862/rb.2013.11

Przesłano do redakcji w styczniu 2013 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Piotr RUTA¹
Małgorzata MEISSNER²

ROZWIĄZANIE ZAGADNIENIA WŁASNEGO DLA NIEPRYZMATYCZNEGO ŁUKU KOŁOWEGO Z WYKORZYSTANIEM SZEREGÓW CZEBYSZEW A

Przedmiotem analizy jest zagadnienie własne łuku kołowego o zmiennym przekroju, opisane według teorii Bernoulliego-Eulera. Problem jest rozwiązywany z wykorzystaniem metody aproksymacyjnej, w której do aproksymacji wykorzystuje się szeregi wielomianów Czebyszewa I rodzaju. Zastosowana w pracy metoda jest oparta na ogólnym twierdzeniu opisującym związki rekurencyjne dla równań różniczkowych o zmiennych współczynnikach. Metoda ta prowadzi do wyznaczenia nieskończonego układu równań algebraicznych, którego współczynniki są określone zamkniętymi formułami analitycznymi. Formuły te w sposób jawny zależą od wyrazów szeregów, w które rozwinięto zmienne współczynniki wyjściowych równań różniczkowych. Otrzymana w ten sposób ogólna postać równań algebraicznych pozwala na rozwiązanie analizowanego zagadnienia dla dowolnych geometrycznych parametrów łuku, takich jak: krzywizna, zmienne pole i zmienny moment bezwładności przekroju czy gęstość łuku. Do analitycznych formuł opisujących współczynniki układu równań algebraicznych wystarczy bowiem podstawić współczynniki szeregów opisujących parametry materiałowe i geometryczne łuku. W celu weryfikacji poprawności oraz skuteczności otrzymanego algorytmu uzyskane prezentowaną w pracy metodą częstości i formy własne porównano z wynikami uzyskanymi metodą elementów skończonych. Obliczenia wykonano programem Cosmos/M, stosując do aproksymacji elementy belkowe 3D o liniowo zmiennym przekroju. W celu oceny różnicy między formami własnymi wyznaczono dla nich standardowy indeks MAC (*Modal Assurance Criterion*). Otrzymane rezultaty potwierdziły poprawność oraz skuteczność omawianej w pracy metody.

Słowa kluczowe: zagadnienie własne, łuk niepryzmatyczny, szeregi Czebyszewa

¹ Autor do korespondencji: Piotr Ruta, Politechnika Wrocławska, Wyb. Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław, tel. +48 71 3204850, piotr.ruta@pwr.wroc.pl.

² Małgorzata Meissner, Politechnika Wrocławska, Wyb. Wyspiańskiego 27, 50-370 Wrocław, tel. +48 71 3204850, malgorzata.meissner@pwr.wroc.pl.

1. Wprowadzenie

Zagadnienie drgań łuków jest istotne ze względu na zastosowanie tych układów w budownictwie i mechanice. Rozwiązanie tego problemu znacznie się komplikuje, gdy łuk jest niepryzmatyczny.

Zagadnienie drgań swobodnych łuków było analizowane m.in. w pracach Chidamparam i Leiss [1] oraz Lee i in. [2]. W publikacji [1] problem rozwiązano analitycznie z uwzględnieniem i pominięciem odkształcalności osiowej. W pracy Lee i in. [2] fundamentalne rozwiązanie układu równań różniczkowych wyznaczono metodą szeregów potęgowych. Problem drgań swobodnych łuków o zmiennym przekroju rozwiązali różnymi metodami m.in. Huang i in. [3], Kawakami i in. [4], Liu i Wu [5], Shin i in. [6], Tong i in. [7]. Huang i in. [3] do analizy łuku o dowolnej krzywiźnie i dowolnym przekroju zastosowali metodę Frobeniusa. Ta sama metoda została wykorzystana w pracy Huang i in. [8] do rozwiązania problemu drgań swobodnych i stateczności. Kawakami i in. [4] rozwiązali zagadnienie własne, stosując dyskretną funkcję Greena. Liu i Wu [5] do analizy zagadnienia własnego zastosowali uogólnioną zasadę kwadratur różnicowych, przyjmując założenie o braku odkształcalności osiowej. Metoda transformacji różnicowych oraz uogólniona metoda kwadratur różnicowych zostały zastosowane przez Shin i in. [6]. W pracy [7] wyprowadzono rozwiązanie analityczne łuku pryzmatycznego, a następnie zastosowano je do rozwiązania łuku o skokowo zmiennym przekroju. Nieh i in. [9] metodą szeregów potęgowych rozwiązali zagadnienia drgań swobodnych oraz stateczności pryzmatycznego łuku eliptycznego. W wielu pracach do analizy drgań zastosowano metodę elementów skończonych, np. w pracach Krishnana i in. [10], Yanga i in. [11], Öztürki i in. [12].

Analizowany w niniejszej pracy problem rozwiązano metodą zastosowaną we wcześniejszych pracach autora do rozwiązania zagadnień drgań własnych belek Eulera [13] i Timoshenki [14] oraz drgań wymuszonych obciążeniem ruchomym dźwigara zakrzywionego w planie [15]. Metoda ta jest oparta na twierdzeniu opisującym przybliżony sposób rozwiązywania równań różniczkowych zwyczajnych, przedstawiony w monografii Paszkowskiego [16], i wykorzystuje ona do aproksymacji rozwiązań szeregi Czebyszewa. W klasycznej metodzie wyznaczania rozwiązań w postaci szeregów porównuje się wprost współczynniki rozwinięć obu stron analizowanych równań. Przedstawiona w pracy metoda wykorzystuje natomiast związki rekurencyjne między tymi współczynnikami, co stanowi oryginalne podejście do analizowanego zagadnienia.

Opisane twierdzenie, ze względu na swój ogólny charakter, nie daje ostatecznych rozwiązań lub równań wprost prowadzących do takich rozwiązań, pozwala natomiast na opracowanie skutecznego algorytmu dla konkretnego co do struktury układu równań różniczkowych. Celem niniejszej pracy jest opracowanie takiego algorytmu dla równań opisujących zagadnienie drgań niepryzmatycznych łuków kołowych. Należy podkreślić, że uzyskane końcowe równania

pozwalają na rozwiązanie łuku kołowego o dowolnych parametrach geometrycznych i materiałowych.

W celu sprawdzenia poprawności wyprowadzonych wzorów, otrzymane w wyniku rozwiązania zagadnienia własnego częstości i wektory własne porównano z częstościami i wektorami własnymi wyznaczonymi metodą elementów skończonych.

2. Sformułowanie problemu

Przedmiotem analizy jest zagadnienie własne dla łuku kołowego o zmiennym przekroju, którego oś jest krzywą płaską leżącą w płaszczyźnie xy . Zakłada się również, że rozkład materiałowych i geometrycznych parametrów dźwigara jest symetryczny względem tej płaszczyzny. Równania opisujące drgania łuku w postaci bezwymiarowej mają w tym przypadku postać:

$$\left\{ \begin{array}{l} -d \kappa EA \frac{\partial v}{\partial s} - d \kappa \frac{\partial}{\partial s} EA v + d EA \frac{\partial^2 u}{\partial s^2} + d \frac{\partial EA}{\partial s} \frac{\partial u}{\partial s} + g \rho \Omega^2 u = 0 \\ -EI_z \frac{\partial^4 v}{\partial s^4} - 2 \frac{\partial EI_z}{\partial s} \frac{\partial^3 v}{\partial s^3} - \left(\frac{\partial^2 EI_z}{\partial s^2} + 2 \kappa^2 EI_z \right) \frac{\partial^2 v}{\partial s^2} - 2 \kappa^2 \frac{\partial}{\partial s} EI_z \frac{\partial v}{\partial s} \\ - \left(d \kappa^2 EA + \kappa^2 \frac{\partial^2}{\partial s^2} EI_z + \kappa^4 EI_z \right) v + d \kappa EA \frac{\partial u}{\partial s} + g \rho \Omega^2 v = 0 \end{array} \right. \quad (1)$$

Siły przekrojowe są określone następującymi wzorami:

- siły osiowe

$$n = \frac{N}{P_0} = \frac{1}{f} \left(d EA \left(\frac{\partial u}{\partial s} - \kappa v \right) - EI_z \kappa \left(\frac{\partial^2 v}{\partial s^2} + \kappa^2 v \right) \right) \quad (2)$$

- momenty gnące

$$m = \frac{M}{P_0 a} = \frac{1}{f} \left(EI_z \left(\frac{\partial^2 v}{\partial s^2} + \kappa^2 v \right) \right) \quad (3)$$

gdzie: $u(s, t) = U(S, t)/a$, $v(s, t) = V(S, t)/a$ – odpowiednio bezwymiarowe przemieszczenia styczne i prostopadłe do osi łuku leżące w płaszczyźnie dźwigara,

$s = S/a$ – parametr opisujący oś dźwigara $s \in \langle -1, 1 \rangle$,

$\kappa = a/R$ – stała krzywizna łuku,

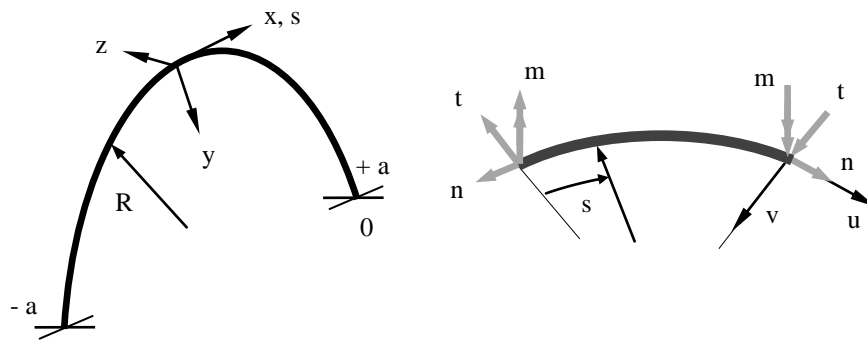
$\rho = \bar{\rho}/\rho_0$ – gęstość na jednostkę długości,

$EA = \bar{EA}/EA_0$ – sztywność osiowa,

$EI_z = \bar{EI}_z/EI_0$ – sztywność giętna oraz stałe $d = a^2 EA_0/EI_0$,

$f = a^2 P_0/EI_0$, $g = a^4 \rho_0/EI_0$; parametry ρ_0, EI_0, EA_0, P_0 są wielkościami porównawczymi.

Wielkość \bar{EA} to odpowiadająca EA charakterystyka w postaci wymiarowej itd. Występujący w równaniu (1) symbol Ω określa wymiarową kołową częstość własną, a \bar{I}_z jest uogólnionym momentem bezwładności przekroju. Schemat układu, przyjęte oznaczenie dotyczące osi lokalnego układu współrzędnych oraz siły wewnętrzne przedstawiono na rys. 1.



Rys. 1. Schemat układu, lokalny układ współrzędnych, przemieszczenia oraz siły wewnętrzne

Fig. 1. Scheme of the system, local coordinate system, displacements and internal forces

3. Rozwiązanie

Do rozwiązania układu (1) zastosowano przedstawione w monografii [16] twierdzenie (patrz [16]) opisujące metodę rozwiązywania równań różniczkowych o zmiennych współczynnikach. Nawiązując do oznaczeń cytowanego twierdzenia, układ równań (1) można zapisać w następującej postaci macierzowej:

$$\sum_{n=0}^4 \hat{\mathbf{P}}_n(s) \mathbf{f}^{(4-n)}(s) + \Omega^2 \hat{\mathbf{R}}(s) \mathbf{f}(s) = 0 \quad (4)$$

W przypadku układu równań różniczkowych czwartego rzędu z cytowanego twierdzenia wynika, że współczynniki rozwinięcia poszukiwanego wektora \mathbf{f} spełniają następujący nieskończony układ równań:

$$\begin{aligned}
& \sum_{l=0}^{\infty} \left[8(k^2-9)(k^2-4)(k^2-1)k a_{k-1}[\mathbf{Q}_0] + a_{k+1}[\mathbf{Q}_0] \right. \\
& + 4(k^2-9)(k^2-4)(k^2-1) a_{k-1}[\mathbf{Q}_1] + a_{k+1}[\mathbf{Q}_1] - a_{k-1}[\mathbf{Q}_1] - a_{k+1}[\mathbf{Q}_1] \\
& + 2(k^2-9)(k^2-4)(k+1) a_{k-2}[\mathbf{Q}_2] + a_{k+2}[\mathbf{Q}_2] - 2k a_{k-1}[\mathbf{Q}_2] + a_{k+1}[\mathbf{Q}_2] \\
& + (k-1) a_{k-1+2}[\mathbf{Q}_2] + a_{k+1+2}[\mathbf{Q}_2] \\
& + (k^2-9)(k+1)(k+2) a_{k-1-3}[\mathbf{Q}_3] + a_{k+1-3}[\mathbf{Q}_3] - 3(k-1)(k+2) a_{k-1}[\mathbf{Q}_3] + a_{k+1}[\mathbf{Q}_3] \\
& + 3(k+1)(k-2) a_{k-1+1}[\mathbf{Q}_3] + a_{k+1+1}[\mathbf{Q}_3] - (k-1)(k-2) a_{k-1+3}[\mathbf{Q}_3] + a_{k+1+3}[\mathbf{Q}_3] \\
& + \frac{1}{2}(k+1)(k+2)(k+3) a_{k-1-4}[\mathbf{Q}_4] + a_{k+1-4}[\mathbf{Q}_4] - 4(k+3)(k^2-4) a_{k-1-2}[\mathbf{Q}_4] + a_{k+1-2}[\mathbf{Q}_4] \\
& + 6k(k^2-9) a_{k-1}[\mathbf{Q}_4] + a_{k+1}[\mathbf{Q}_4] - 4(k-3)(k^2-4) a_{k-1+2}[\mathbf{Q}_4] + a_{k+1+2}[\mathbf{Q}_4] \\
& + (k-1)(k-2)(k-3) a_{k-1+4}[\mathbf{Q}_4] + a_{k+1+4}[\mathbf{Q}_4] \quad a_1[\mathbf{f}] \\
& + \Omega^2 \frac{1}{2} (k+1)(k+2)(k+3) a_{k-1-4}[\mathbf{S}] + a_{k+1-4}[\mathbf{S}] - 4(k+3)(k^2-4) a_{k-1-2}[\mathbf{S}] + a_{k+1-2}[\mathbf{S}] \\
& + 6k(k^2-9) a_{k-1}[\mathbf{S}] + a_{k+1}[\mathbf{S}] - 4(k-3)(k^2-4) a_{k-1+2}[\mathbf{S}] + a_{k+1+2}[\mathbf{S}] \\
& + (k-1)(k-2)(k-3) a_{k-1+4}[\mathbf{S}] + a_{k+1+4}[\mathbf{S}] \quad a_1[\mathbf{f}] = \mathbf{0} \\
& \qquad \qquad \qquad k = 0, 1, 2, 3, \dots
\end{aligned} \tag{5}$$

gdzie funkcje macierzowe \mathbf{Q}_m i \mathbf{S} są określone wzorami:

$$\begin{aligned}
\mathbf{Q}_0 &= \hat{\mathbf{P}}_0, \quad \mathbf{Q}_1 = -4\hat{\mathbf{P}}_0^{(1)} + \hat{\mathbf{P}}_1, \quad \mathbf{Q}_2 = 6\hat{\mathbf{P}}_0^{(2)} - 3\hat{\mathbf{P}}_1^{(1)} + \hat{\mathbf{P}}_2 \\
\mathbf{Q}_3 &= -4\hat{\mathbf{P}}_0^{(3)} + 3\hat{\mathbf{P}}_1^{(2)} - 2\hat{\mathbf{P}}_2^{(1)} + \hat{\mathbf{P}}_3, \quad \mathbf{Q}_4 = \hat{\mathbf{P}}_0^{(4)} - \hat{\mathbf{P}}_1^{(3)} + \hat{\mathbf{P}}_2^{(2)} - \hat{\mathbf{P}}_3^{(1)} + \hat{\mathbf{P}}_4, \quad \mathbf{S} = \hat{\mathbf{R}}
\end{aligned} \tag{6}$$

a symbol sumy definiuje następującą operację $\sum_{l=0}^{\infty} a_l = 1/2 a_0 + a_1 + a_2 + \dots$

W przypadku analizowanego zagadnienia $a_1[\mathbf{f}] = \mathbf{u}_1 \mathbf{v}_1^T$, gdzie $\mathbf{u}_1, \mathbf{v}_1$ są poszukiwanymi współczynnikami rozwinięć funkcji przemieszczeń $u(s)$ i $v(s)$ w szeregi Czebyszewa:

$$\mathbf{u}(s) = \sum_{l=0}^{\infty} \mathbf{u}_l T_l(s), \quad \mathbf{v}(s) = \sum_{l=0}^{\infty} \mathbf{v}_l T_l(s) \tag{7}$$

a $T_l(s)$ jest l -tym wielomianem Czebyszewa I rodzaju.

Występujące w równaniu (5) funkcje \mathbf{Q}_m i \mathbf{S} wyznaczone na podstawie zależności (6) przyjmują postać:

$$\begin{aligned} \mathbf{Q}_0 &= \begin{bmatrix} 0 & 0 \\ 0 & -EI_z \end{bmatrix}, & \mathbf{Q}_1 &= \begin{bmatrix} 0 & 0 \\ 0 & 2 EI_z \end{bmatrix} \quad (1) \\ \mathbf{Q}_2 &= \begin{bmatrix} d EA & 0 \\ 0 & -EI_z \end{bmatrix} \quad (2) \quad -2\kappa^2 EI_z, & \mathbf{Q}_3 &= \begin{bmatrix} -d EA & -d \kappa EA \\ d \kappa EA & 2\kappa^2 EI_z \end{bmatrix} \quad (1) \\ \mathbf{Q}_4 &= \begin{bmatrix} 0 & 0 \\ -d \kappa EA & -d \kappa^2 EA - \kappa^2 EI_z \end{bmatrix} \quad (2) \quad -\kappa^4 EI_z, & \mathbf{S} &= \begin{bmatrix} g\rho & 0 \\ 0 & g\rho \end{bmatrix} \end{aligned} \quad (8)$$

Po podstawieniu współczynników rozwinięć w szeregi Czebyszewa funkcji \mathbf{Q}_m i \mathbf{S} do równania (5) otrzymano następujący układ równań różniczkowych zwyczajnych:

$$\begin{aligned} \sum_{l=0}^{\infty} \begin{bmatrix} k_{11}(k,l) & k_{12}(k,l) \\ k_{21}(k,l) & k_{22}(k,l) \end{bmatrix} \begin{bmatrix} u_1 \\ v_1 \end{bmatrix} + \Omega^2 \sum_{l=0}^{\infty} \begin{bmatrix} b_{11}(k,l) & 0 \\ 0 & b_{22}(k,l) \end{bmatrix} \begin{bmatrix} u_1 \\ v_1 \end{bmatrix} = \\ = 0, \quad k = 0, 1, 2, 3, \dots \end{aligned} \quad (9)$$

Na tym etapie rozwiązania elementy $k_{ij}(k,l)$, $i, j = 1, 2$ równania (9) zawierają współczynniki rozwinięcia funkcji EI_z , EA , jak również współczynniki rozwinięć ich pochodnych. W celu eliminacji współczynników rozwinięć pochodnych wykonano przekształcenia elementów $k_{ij}(k,l)$ z wykorzystaniem wzoru [16] $f_1 = (f_{1-1}^{(1)} - f_{1+1}^{(1)})/2l$, $l \neq 0$, gdzie $f_1 = a_1[f]$, a $f_1^{(p)} = a_1[\partial^p f / \partial x^p]$. Po tych przekształceniach współczynniki $k_{ij}(k,l)$ równania (9) przyjmują ostatecznie postać:

$$\begin{aligned} k_{11}(k,l) &= 2d(k^2 - 9)l \quad (k+1)(k+2) \quad a_{k-1-2} - a_{k+1-2} \\ &\quad - 2(k^2 - 4) \quad a_{k-1} - a_{k+1} \quad + (k-1)(k-2) \quad a_{k-1+2} - a_{k+1+2} \end{aligned} \quad (10)$$

$$\begin{aligned} k_{12}(k,l) &= -2d\kappa(k^2 - 9) \\ &\quad (k+1)(k+2) \quad a_{k-1-3} + a_{k+1-3} \quad - 3(k-1)(k+2) \quad a_{k-1-1} + a_{k+1-1} \\ &\quad + 3(k+1)(k-2) \quad a_{k-1+1} + a_{k+1+1} \quad + (k-1)(k-2) \quad a_{k-1+3} + a_{k+1+3} \end{aligned} \quad (11)$$

$$k_{21}(k, l) = d \kappa \left[(k+1)(k+2)(k+3) a_{k-1-3} - a_{k+1-3} - 3(k+2)(k^2-9) a_{k-1-1} - a_{k+1-1} \right. \\ \left. + 3(k-2)(k^2-9) a_{k-1+1} - a_{k+1+1} + (k-1)(k-2)(k-3) a_{k-1+3} - a_{k+1+3} \right] \quad (12)$$

$$k_{22}(k, l) = -8l(k^2-9)(k^2-4) \left((k-1)(l+1) e_{k-1} - 2 \sum_{j=0}^l (k+2j-1) e_{k+2j-1} + (k+1)(l+1) e_{k+1} \right) \\ - 2\kappa^2 \left((k+1)(k+2)(k+3) k(k-5) + 6 + l(l-1) e_{k-1-2} + k(k-5) + 6 + l(l+1) e_{k+1-2} - \right. \\ \left. - 2(k-2)(k-3)(k(k+2)(k+3) + 6l + l^2(k+5)) e_{k-1} \right. \\ \left. - 2(k+2)(k+3)(k(k-2)(k-3) - 6l + l^2(k-5)) e_{k+1} \right. \\ \left. + (k-1)(k-2)(k-3) k(k+5) + 6 + l(l+1) e_{k-1-2} + k(k+5) + 6 + l(l-1) e_{k+1-2} - \right. \\ \left. - 120l \sum_{j=0}^l (k+2j-1) e_{k+2j-1} \right) \\ - \frac{1}{2} d \kappa^2 \left((k+1)(k+2)(k+3) a_{k-1-4} + a_{k+1-4} - 4(k+3)(k^2-4) a_{k-1-2} + a_{k+1-2} \right. \\ \left. + 6k(k^2-9) a_{k-1} + a_{k+1} - 4(k-3)(k^2-4) a_{k-1+2} + a_{k+1+2} \right. \\ \left. + (k-1)(k-2)(k-3) a_{k-1+4} + a_{k+1+4} \right) \\ - \frac{1}{2} \kappa^4 \left((k+1)(k+2)(k+3) e_{k-1-4} + e_{k+1-4} - 4(k+3)(k^2-4) e_{k-1-2} + e_{k+1-2} \right. \\ \left. + 6k(k^2-9) e_{k-1} + e_{k+1} - 4(k-3)(k^2-4) e_{k-1+2} + e_{k+1+2} \right. \\ \left. + (k-1)(k-2)(k-3) e_{k-1+4} + e_{k+1+4} \right) \quad (13)$$

Pozostałe współczynniki równania (9) wyrażają się wzorami:

$$b_{11}(k, l) = b_{22}(k, l) = \\ = \frac{1}{2} g \left((k+1)(k+2)(k+3) \rho_{k-1-4} + \rho_{k+1-4} - 4(k^2-4)(k+3)(k^2-4) \rho_{k-1-2} + \rho_{k+1-2} \right. \\ \left. + 6k(k^2-9) \rho_{k-1} + \rho_{k+1} - 4(k^2-4)(k-3)(k^2-4) \rho_{k-1+2} + \rho_{k+1+2} \right. \\ \left. + (k-1)(k-2)(k-3) \rho_{k-1+4} + \rho_{k+1+4} \right) \quad (14)$$

Występujące we wzorach (10)-(14) współczynniki są współczynnikami rozwińnięć w szeregi Czebyszewa następujących funkcji: $e_1 = a_1[EL_z]$, $a_1 = a_1[EA]$, $\rho_1 = a_1[\rho]$.

Pierwsze osiem równań układu (9) (gdzie $k = 0, 1, 2, 3$) jest spełnionych tożsamościowo. Równania te zastępuje się sześcioma równaniami opisującymi warunki brzegowe. W formułowaniu tych warunków korzysta się z następujących wzorów pozwalających na obliczenie wartości wielomianów Czebyszewa w punktach $s = \mp 1$ [16]:

$$T_n(1) = 1, \quad T_n^{(m)}(1) = n^2, \quad T_n^{(m)}(-1) = (-1)^{n-m} T_n^{(m)}(1) \quad (15)$$

Układ równań (9) po uwzględnieniu warunków brzegowych, ograniczeniu go do skończonego układu $N = 2(m + 1)$ równań oraz po zmianie kolejności wyrazów ostatecznie przyjmuje postać:

$$\mathbf{K}\mathbf{q} + g\Omega^2\mathbf{B}\mathbf{q} = \mathbf{0} \quad (16)$$

gdzie $\mathbf{q} = [\mathbf{u} \ \mathbf{v}]^T$, a $\mathbf{u} = [u_0, u_1, u_2, \dots, u_m]^T$, $\mathbf{v} = [v_0, v_1, v_2, \dots, v_m]^T$.

4. Przykład numeryczny

Przedstawiony algorytm zastosowano do rozwiązania zagadnienia własnego dla niepryzmatycznego łuku kołowego. Kąt rozwarcia łuku wynosi $2\varphi_0 = 2/3\pi$. Końce łuku są utwierdzone. W tym przypadku równania opisujące warunki brzegowe na końcach dźwigara przyjmują postać:

$$\left. \begin{aligned} u(-1) &= \sum_{l=0}^{\infty} (-1)^l u_l = 0, & u(1) &= \sum_{l=0}^{\infty} u_l = 0 \\ v(-1) &= \sum_{l=0}^{\infty} (-1)^l v_l = 0, & v(1) &= \sum_{l=0}^{\infty} v_l = 0 \\ \frac{\partial v(-1)}{\partial s} + u(-1) &= -\sum_{l=0}^{\infty} (-1)^l l^2 v_l = 0, & \frac{\partial v(1)}{\partial s} + u(1) &= \sum_{l=0}^{\infty} l^2 v_l = 0 \end{aligned} \right\} \quad (17)$$

Zagadnienie rozwiązano w postaci bezwymiarowej, przyjmując, że przekrój belki jest prostokątem o stałej szerokości b i zmiennej wysokości $h(S) = 2c(S/a)^2 + c$, gdzie $c/b = 2/3$, a $S \in \langle -a, a \rangle$. Pozostałe parametry to: $\rho_0 = \rho(0)$, $EI_0 = EI(0)$. Do aproksymacji każdego z przemieszczeń wykorzystano 40 wyrazów szeregu. W celu weryfikacji poprawności otrzymanego algorytmu uzyskane częstości i wektory własne porównano z częstościami i wektorami

otrzymanymi metodą elementów skończonych. Do obliczeń wykorzystano program komputerowy Cosmos/M. W modelu MES zastosowano podział na 40 elementów belkowych typu 3D o 12 stopniach swobody i liniowo zmiennym przekroju, a funkcje kształtu opisujące przemieszczenia wewnątrz elementu są wielomianami pierwszego i trzeciego stopnia. Wartości pierwszych sześciu częstości własnych uzyskane tymi metodami przedstawiono w tab. 1. Wykresy wyznaczonych za pomocą obu metod form własnych pokazano na rys. 2.

Tabela 1. Bezwymiarowe częstości własne $\omega = \Omega a^2 \sqrt{\rho_0/EI_0}$

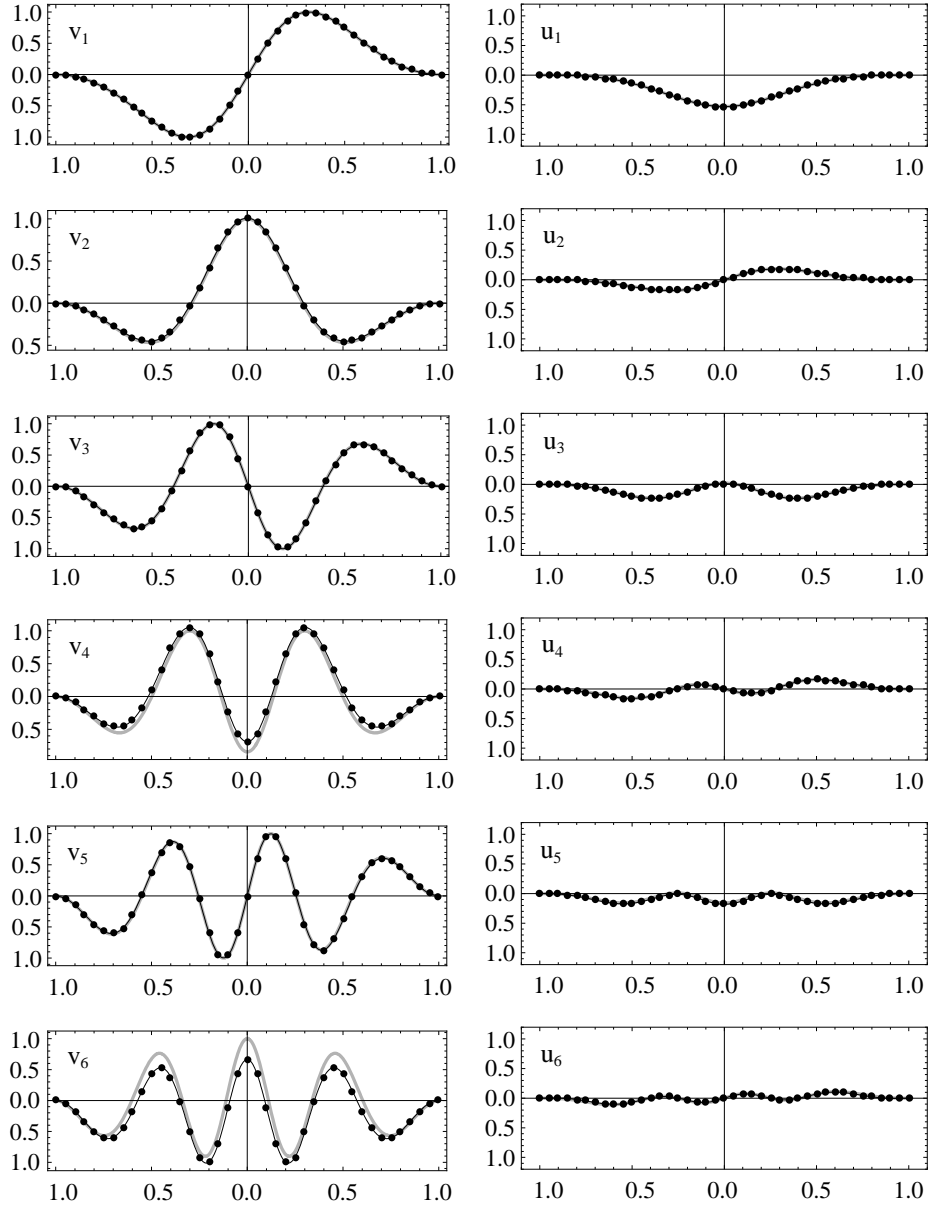
Table 1. Non-dimensional vibration frequencies $\omega = \Omega a^2 \sqrt{\rho_0/EI_0}$

ω	MES	Niniejsza praca	Błąd względny [%]
ω_1	26,30	26,33	0,11
ω_2	46,60	46,90	0,64
ω_3	78,67	78,89	0,28
ω_4	112,44	114,71	2,02
ω_5	160,51	161,45	0,59
ω_6	218,50	212,44	2,77

Aby ocenić błąd między formami własnymi wyznaczonymi dwoma sposobami, dla pierwszych sześciu form obliczono standardowy indeks MAC (*Modal Assurance Criterion*). Zastosowany indeks jest określony wzorem:

$$MAC[i, j] = \frac{\left(\sum_{k=1}^{lw} W_{ik} w_{jk} \right)^2}{\left(\sum_{k=1}^{lw} W_{ik} W_{ik} \right) \left(\sum_{k=1}^{lw} w_{jk} w_{jk} \right)} \quad (18)$$

gdzie w_{jk} określa przemieszczenie k-tego węzła modelu MES w j-tej formie, W_{ik} to przemieszczenie punktu odpowiadającego k-temu węzłowi w i-tej formie, wyznaczonej opisaną w pracy metodą, $lw = 41$ jest liczbą węzłów w modelu MES. Wartości tego indeksu zawierają się w przedziale [0, 1]. Wartość 1 indeks przyjmuje przy pełnej zgodności form, a wartość 0 przy całkowitym jej braku (wektory są wtedy do siebie ortogonalne). Otrzymane wyniki przedstawiono w tab. 2.



Rys. 2. Wykresy form własnych; formy wyznaczone: metodą MES $\bullet\text{---}\bullet\text{---}\bullet$, metodą przedstawioną w pracy ---

Fig. 2. Diagrams of eigenforms, forms designated by FEM $\bullet\text{---}\bullet\text{---}\bullet$, by method presented in paper ---

Tabela 2. Standardowy indeks MAC[i, i]

Table 2. Standard MAC index MAC[i, i]

Nr form	Składowe przemieszczeń	
	v	u
1	0,999998	0,999993
2	0,999087	0,999846
3	0,999968	0,999429
4	0,974970	0,996564
5	0,999760	0,989556
6	0,894394	0,988412

5. Wnioski

Analiza uzyskanych w tab. 1. wyników pokazuje dużą zgodność otrzymanych częstości własnych z rezultatami uzyskanymi z wykorzystaniem MES. W przypadku pierwszych sześciu częstości błąd względny przyjmuje wartości z przedziału 0,11-2,77%. Dobra zgodność jest też widoczna między wektorami własnymi. Większość z pokazanych na rys. 2., wyznaczonych dwoma metodami, wektorów własnych nie można rozróżnić. Różnice są widoczne tylko dla form 4 i 6. Jakość tej zgodności potwierdzają przedstawione w tab. 2. wartości standardowego indeksu MAC. Większość z nich jest praktycznie równa 1. Uzyskane wyniki potwierdzają zatem poprawność i skuteczność prezentowanej metody.

Należy też podkreślić, że końcowa postać układu równań (9) (ze współczynnikami określonymi wzorami (10)-(14)) pozwala na bezpośrednią analizę zagadnienia własnego łuku kołowego o dowolnych, innych niż przyjęte w niniejszej pracy, parametrach EI_z , EA, ρ . W tym celu do wzorów (10)-(14) wystarczy wstawić odpowiednie wartości współczynników rozwinięć w szeregi Czebyszewa nowych funkcji EI_z , EA, ρ .

Literatura

1. Chindamparam P., Leissa A.W.: Influence of centerline extensibility on the in-plane free vibrations of loaded circular arches. *Journal of Sound and Vibration*, 183(5), 779-795, 1995.
2. Lee S.-Y., Sheu J.-J., Lin S.-M.: In-plane vibrational analysis of rotating curved beam with elastically restrained root. *Journal of Sound and Vibration*, 315, 1086-1102, 2008.
3. Huang C.S., Tseng Y.P., Leissa A.W., Nieh K.Y.: An exact solution for in-plane vibrations of an arch having variable curvature and cross section. *International Journal of Mechanical Sciences*, 40(11), 1159-1173, 1998.

4. Kawakami M., Sakiyama T., Matsuda H., Morita C.: In-plane and out of plane free vibrations of curved beams with variable sections. *Journal of Sound and Vibration*, 187(3), 381-401, 1995.
5. Liu G.R., Wu T.Y.: In-plane vibration analyses of circular arches by the generalized differential quadrature rule. *International Journal of Mechanical Sciences*, 43, 2597-2611, 2001.
6. Shin Y.-J., Kwon K.-M., Yun J.-H.: Vibration analysis of a circular arch with variable cross-section using differential transformation and generalized differential quadrature. *Journal of Sound and Vibration*, 309, 9-19, 2008.
7. Tong X., Mrad N., Tabarrok B.: In-plane vibration of circular arches with variable cross-sections. *Journal of Sound and Vibration*, 212(1), 121-140, 1998.
8. Huang C.S., Nieh K.Y., Yang M.C.: In-plane free vibration and stability of loaded and shear-deformable circular arches. *International Journal of Solids and Structures*, 40, 5865-5886, 2003.
9. Nieh K.Y., Huang C.S., Tseng Y.P.: An analytical solution for in-plane free vibration and stability of loaded elliptic arches. *Computers and Structures*, 81, 1311-1327, 2003.
10. Krishnan A., Dharmaraj S., Suresh Y.J.: Free vibration studies of arches. *Journal of Sound and Vibration*, 186(5), 856-863, 1995.
11. Yang F., Sedaghati R., Esmailzadeh E.: Free in-plane vibration of general curved beams using finite element method. *Journal of Sound and Vibration*, 318, 850-867, 2008.
12. Öztürk H., Yeşilyurt I., Sabuncu M.: In-plane stability analysis of non-uniform cross-sectioned curved beams. *Journal of Sound and Vibration*, 296, 277-291, 2006.
13. Ruta P.: Application of Chebyshev series to solution of non-prismatic beam vibration problems. *Journal of Sound and Vibration*, 227(2), 449-467, 1999.
14. Ruta P.: The application of Chebyshev polynomials to the solution of the nonprismatic Timoshenko beam vibration problem. *Journal of Sound and Vibration*, 296, 243-263, 2006.
15. Meissner M., Ruta P.: Out-of-plane vibrations of curved nonprismatic beam under a moving load. *Journal of Civil Engineering and Management*, 18(6), 773-782, 2012.
16. Paszkowski S.: *Zastosowanie numeryczne wielomianów i szeregów Czebyszewa*. PWN, Warszawa 1975.

EIGENPROBLEM OF NONPRISMATIC CIRCULAR ARCH SOLUTION USING CHEBYSHEV SERIES

Summary

The subject of analysis is eigenproblem of circular arch with variable cross-sections, described by the Bernoulli-Euler theory. The problem is solved using approximation method, in which Chebyshev polynomials of first kind series are used. Method used in paper is based on general theorem describing recursive relationships for differential equations with variable coefficients. This method leads to the designation of an infinite system of algebraic equations, coefficients of which are defined by closed analytical formulas. These formulas depend explicitly on

terms of the series, which are expansions of the variable coefficients of output differential equations. Thus obtained the general form of algebraic equations allows one to solve analysed problem for any geometrical arch parameters such as: curvature, variable cross-section area and moment of inertia, or arch density. It is enough to substitute coefficients of the series describing material and geometrical parameters to analytical formulas describing coefficients of the system of algebraic equations. In order to verify the effectiveness and correctness of obtained algorithm natural frequencies and eigenforms received from presented method were compared to the results obtained with the finite element method. Calculations were made in Cosmos/M program using 3D beam elements with linearly variable cross-section for approximation. In order to evaluate differences between eigenforms the standard MAC (Modal Assurance Criterion) index was designated. The obtained results confirmed effectiveness and correctness of the method presented in paper.

Keywords: eigenproblem, nonprismatic arch, Chebyshev series

DOI: 10.7862/rb.2013.12

Przesłano do redakcji w listopadzie 2012 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Grzegorz STRAŻ¹

LABORATORY INVESTIGATION OF STRAIN PROPERTIES ON PEAT FROM RZESZÓW AREA

Laboratory tests of strain properties on a selected peat from Rzeszow. Sampling methods for soil of undisturbed structure and methodology of oedometric tests. These tests were carried out under procedures set by Polish standards, using for this purpose a set of oedometers with an automatic system of data acquisition GEOLAB. The oedometric tests conducted on peat samples in a possibly wide range permitted, on the basis of obtained average values, to develop curves of: primary loading, unloading and reloading. These curves show strain properties of the tested soil under an applied load. The specific values of oedometric moduli of primary loading, unloading and reloading obtained from own tests were subjected to an elementary statistical analysis. Due to a potential heterogeneity of the tested peat, the values of coefficients of variation were also determined with regard to a specific range of vertical stresses. While analysing tests results, it was noticed that the deformation of peat, exposed to a load that causes the highest primary loading, makes up to 40% against the primary height of the sample. After an unloading process was carried out according to standard guidelines and after the reloading process with identical loads took place, it turned out that an average deformation caused by the highest secondary stress increase not exceed 3% of primary strains. A conclusion can be drawn that if there is a need for improvement of this type of soil for construction purposes, they must undergo consolidation.

Keywords: peat, organic soil, oedometric modulus of primary loading, oedometric modulus of reloading, oedometric modulus of unloading

1. Introduction

A complex structure, large heterogeneity, lithological variability and above all insufficient investigation result, despite all our efforts, in organic soils, especially peats, being classified as soft soils. Specific properties, i.e. a very high compression and low shear strength in regards to mineral soils cause that they are regarded to be totally void of bearing capacity. It translates to the fact that foundation engineering on organic soil subsoil culminate, as a rule, in a expen-

¹ Autor do korespondencji: Grzegorz Straż, Rzeszow University of Technology, 2 Poznanska Street, 35-084 Rzeszow, tel. +48 17 8651006, gstraz@prz.edu.pl.

sive deep foundation or a change into bearing soils in a case of shallow foundations.

There are also cases where it is necessary to locate investments that do not require special precautions, e.g. storage areas, small depots on soft soil sites, including peats, in form of interbeddings of a relatively low thickness at a depth which do not exceed the active zone, but deeply enough that soil replacement is unprofitable, not to mention the deep foundation. Then, according to the author, it can be attempted to think through a possibility of using the local organic soils as a part of foundation soil, whereas the knowledge of their geotechnical parameters, in particular the way of behaviour under a specific load, is the priority, which decides about their usefulness and has a direct influence on the reduction of investment costs. Of course, one should be aware of the fact that the possible settlements will be much bigger than in case of typical foundation soils.

The following study presents the results of laboratory tests on peat from Rzeszów and aims to determine strain properties of soil under an applied load. These tests were carried out under procedures set by Polish standards [1], using for this purpose a set of oedometers with an automatic system of data acquisition GEOLAB. The undertaken task proved to be exceptionally strenuous and time-consuming, especially because of the nature of the tested centre, since peats are organic soils containing organic components above 30%. They are mostly formed from dead parts of plants and undergo a gradual carbonization [2, 3]. The PN-EN ISO [4] code, which was introduced in 2006 in Poland, has modified the present classification of organic soils and peats have been classified as high organic soils, i.e. containing organic matter above 20%.

2. Soil under investigation

The investigation on ground and water conditions was performed on a military training area located in the south-eastern part of the city of Rzeszów by making ten boreholes for this aim. On the basis of the boreholes, a layer of peat was detected of a changeable thickness, occurring at a depth from 0,9 m to 7,5 m b.g.l. in the immediate neighbourhood of organic soils and muds. It was also noticed that the water table is situated very near the ground surface and as it turned out in the course of time it is highly susceptible to precipitations. This was concluded from considerable level variations seen in the well on this military area. Thus, even after a short, but heavy, rain shower the local water table level went above the soil horizon causing some local flooding [5, 6].

After analysing the geotechnical investigation performed on soil samples taken from the boreholes, it was assumed that the representative depth for the sampled peat, i.e. allowing to take samples with properties as similar as possible, is the depth 1,35 m b.g.l. From this depth, there were taken peat undisturbed samples for laboratory tests. It should be pointed out that obtaining high quality of undisturbed samples for oedometric tests in such complex ground and water

conditions was the most difficult and the most time-consuming stage of the research [7, 8].

Laboratory tests of the collected peat were started from marking its degree of decomposition which allowed its precise classification. This was achieved in a macroscopic way by comparing the behaviour of plant residues, the plastic and structural properties, the colour of the peat and the colour of water squeezed from the peat and eventually the smears that were made. It was noticed that the degree of peat decomposition is included within the range 50-60% which corresponds to H₆ group according to van Post scale [2], the most common scale in Geotechnical Engineering, and to the table developed by Maciak and Liwski with additional features [9]. Moreover, further markings showed that the tested peat of an average water content amounting to about 290% and density of soil amounting to about 1,10 g/cm³ includes about 75% of organic matters. The average value of the liquidity index amounted to 0,5 which allowed to classify the tested peat as a soil on the verge of plastic and slightly-plastic. The peat water pH was identified with a calorimetric method, using an indicator paper and was estimated at around 6 pH.

The oedometric tests of strain properties of the selected peat from Rzeszów were carried out on 23 carefully selected of undisturbed samples. These samples had a diameter of 65 mm and a height of 20 mm and were optimally protected from moisture loss, both during the transportation, the storage, as well as during the tests.

3. Investigation methodology

The attempts aiming at determining the deformation of the tested peat were made under laboratory conditions by means of a set of oedometers and under the following assumptions:

1. The tests were carried out exclusively on peat of undisturbed samples which were put into steel testers from a depth of about 1,35 m b.g.l.
2. The specimens of undisturbed structure dedicated for testing had a standard size: a diameter of 65 mm and a height of 20 mm.
3. All these samples were tested in oedometers with an automatic system of data acquisition GEOLAB under the same conditions and by applying identical testing parameters.
4. In general, 23 full test cycles were carried out. Their results involve the determination of the values of oedometric moduli of primary loading, unloading and reloading.
5. After the highest load predicted had been applied and the settlements stabilised, the samples were unloaded and then reloaded according to standard guidelines [1].

6. The load in oedometers was applied within the range that causes vertical stresses from 0 to 400kPa, and the next degrees differed by 12,5 kPa, 25 kPa, 50 kPa, 100 kPa and 200 kPa.
7. The specimens were not exposed to primary consolidation before testing.

4. Tests results

A high organic matters in the tested peat caused that it can be characterised by an extremely large compressibility in comparison to mineral soils. As a result of this, the determination of its strain properties proved to be very difficult. The main reason for these difficulties was connected with incomparably longer periods, essential for the stabilization of the settlements of these samples. This stabilization was, in turn, necessary for further tests, applying another specific load values.

The oedometric tests conducted on peat samples in a possibly wide range permitted, on the basis of obtained average values, to develop curves of: primary loading (*C.P.L.*), unloading (*C.U.*) and reloading (*C.R.*). These curves show strain properties of the tested soil under an applied load. These properties are presented on Fig. 1.

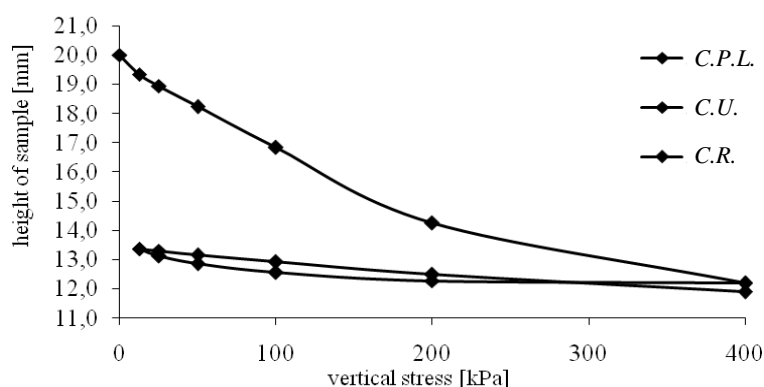


Fig. 1. Curves of primary loading, unloading and reloading for samples of peat plotted on the basis of average values

Rys. 1. Krzywe ścisłości pierwotnej, odprężenia i wtórnej wykreślone na podstawie wartości średnich

The specific values of oedometric moduli of primary loading, unloading and reloading obtained from own tests were subjected to an elementary statistical analysis. Due to a potential heterogeneity of the tested peat, the values of coefficients of variation were also determined with regard to a specific range of vertical stresses. The results of the conducted tests and calculations are listed, in detail, in the tables (Tables 1-3).

Table 1. The values of oedometric moduli of primary loading specified for the tested peat

Tabela 1. Wartości edometrycznych modułów ścisłości pierwotnej określone dla badanego torfu

Change of the vertical stress acting on the sample σ [kPa]	Vertical stress increase $\Delta\sigma$ [kPa]	The values of oedometric modulus of primary loading $E_{\text{oed L}}$ [kPa]			Coefficient of variation [-]
		the range of values	the average value	the standard deviation	
0-12,5	12,5	255,10-675,68	398,62	100,25	0,25
12,5-25	12,5	459,91-805,00	599,24	78,74	0,13
25-50	25	444,76-1086,05	634,25	95,84	0,15
50-100	50	397,07-2563,89	673,38	139,63	0,21
100-200	100	491,85-992,90	735,99	120,23	0,16
200-400	200	892,73-2262,60	1323,32	371,72	0,28

Table 2. The values of oedometric moduli of unloading specified for the tested peat

Tabela 2. Wartości edometrycznych modułów odprężenia określone dla badanego torfu

Change of the vertical stress acting on the sample σ [kPa]	Vertical stress increase $\Delta\sigma$ [kPa]	The values of oedometric modulus of unloading $E_{\text{oed U}}$ [kPa]			Coefficient of variation [-]
		the range of values	the average value	the standard deviation	
400-200	200	7154,29-20083,33	14654,87	5189,63	0,35
200-100	100	2775,00-7872,22	4753,77	1470,17	0,31
100-50	50	1784,38-2585,42	2208,91	247,68	0,11
50-25	25	757,05-2020,59	1363,68	462,59	0,34
25-12,5	12,5	276,12-1701,25	772,83	485,71	0,63

Table 3. The values of oedometric moduli of reloading specified for the test peat

Tabela 3. Wartości edometrycznych modułów ścisłości wtórnej określone dla badanego torfu

Change of the vertical stress acting on the sample σ [kPa]	Vertical stress increase $\Delta\sigma$ [kPa]	The values of oedometric modulus of reloading $E_{\text{oed R}}$ [kPa]			Coefficient of variation [-]
		the range of values	the average value	the standard deviation	
12,5-25	12,5	1534,09-2301,79	1872,77	249,92	0,13
25-50	25	1544,32-3561,11	2115,32	637,66	0,30
50-100	50	1500,00-7956,25	3125,31	1467,02	0,47
100-200	100	2505,77-4209,68	3323,76	425,54	0,13
200-400	200	2288,89-7470,59	4043,26	1719,67	0,43

After analysing the test results shown in Tables, an attempt was made to specify the correlation between empirically obtained values of an oedometric modulus of primary loading (Fig. 2), an oedometric modulus of unloading (Fig. 3) and an oedometric modulus of reloading (Fig. 4) for the tested peat and the vertical stress increase.

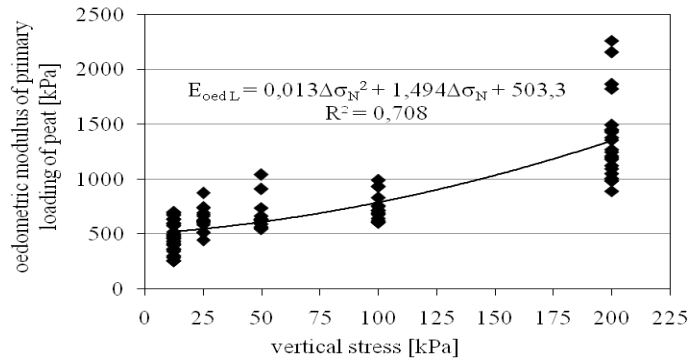


Fig. 2. An example of relationship between values of an oedometric modulus of primary loading and the vertical stress increase

Rys. 2. Przykład zależności pomiędzy wartościami edometrycznych modułów ścisłości pierwotnej badanego torfu od przyrostu naprężeń normalnych

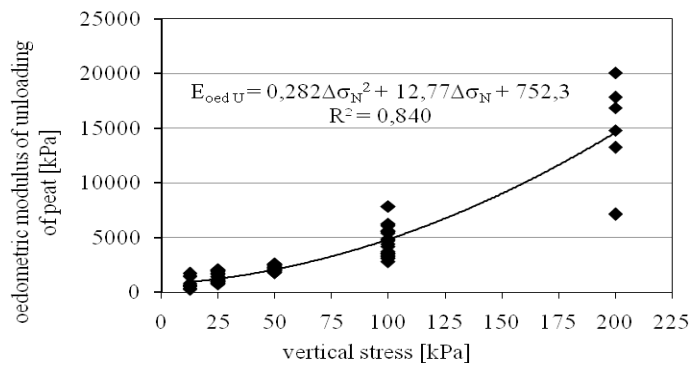


Fig. 3. Relationship between an oedometric modulus of unloading of peat and the vertical stress increase

Rys. 3. Przykład zależności pomiędzy wartościami edometrycznych modułów odprężenia badanego torfu od przyrostu naprężeń normalnych

The correlation shown on Fig. 2 between empirically obtained values of an oedometric modulus of primary loading and the vertical stress increase was described with a specific formula:

$$E_{\text{oedL}} = 0,0138\Delta\sigma_{\text{N}}^2 + 1,4941\Delta\sigma_{\text{N}} + 503,36 \quad (1)$$

where: E_{oedL} – oedometric modulus of primary loading,
 $\Delta\sigma_{\text{N}}$ – vertical stress increase.

The relationship between empirically determined values of oedometric moduli of unloading of the peat from Rzeszów and the vertical stress increase was presented on Fig. 3 and described with the following formula:

$$E_{\text{oedU}} = 0,2852\Delta\sigma_{\text{N}}^2 + 12,774\Delta\sigma_{\text{N}} + 752,32 \quad (2)$$

where: E_{oedS} – oedometric modulus of unloading,
 $\Delta\sigma_{\text{N}}$ – vertical stress increase.

The relationship between the values of oedometric moduli of reloading and the vertical stress increase, determined in own tests, was presented on Fig. 4 and described with a formula:

$$E_{\text{oedR}} = -0,0603\Delta\sigma_{\text{N}}^2 + 24,131\Delta\sigma_{\text{N}} + 1615,1 \quad (3)$$

where: E_{oedR} – oedometric modulus of reloading,
 $\Delta\sigma_{\text{N}}$ – vertical stress increase.

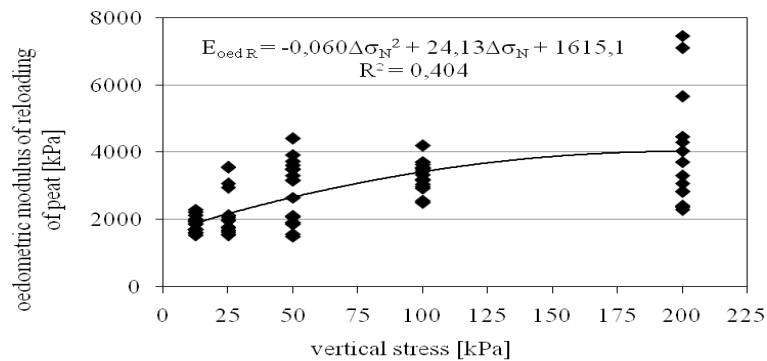


Fig. 4. Relationship between an oedometric modulus of reloading of peat and the vertical stress increase

Rys. 4. Przykład zależności pomiędzy wartościami edometrycznych modułów ściśliwości wtórnej badanego torfu od przyrostu naprężeń normalnych

5. Closing remarks

The values of oedometric moduli of primary loading, unloading and reloading, determined in own tests, are considered valid because they are supported by tests of other scientists [2, 10-16]. While analysing tests results

(Fig. 1), it was noticed that the deformation of peat, exposed to a load that causes the highest primary loading (400 kPa), makes up up to 40% against the primary height of the sample. After an unloading process was carried out according to standard guidelines [1] and after the reloading process with identical loads took place, it turned out that an average deformation caused by the highest secondary stress increase does not exceed 3% of primary strains. A conclusion can be drawn that if there is a need for improvement of this type of soil for construction purposes, they must undergo consolidation. Of course, this can happen only in cases where there is no possibility of soil replacing and the peat itself occurs in form of regular interbeddings with an approximate and rather small water content. The efforts aiming at improving the properties of a peat through dynamic compaction have been undertaken and published by the author [17]. The relationships determined on the basis of the conducted tests (1)-(3) can be relevant for calculating the potential settlements of this substratum containing interbeddings of the analysed peat. It must be borne in mind that organic soils, including peats, are centres of incredibly high nonhomogeneity, which is confirmed by the values of the obtained coefficients of variation (Tables 1-3). Furthermore, organic soils depending on the actual ground and water conditions undergo a number of destructive processes, for example mineralisation or secondary humification [18]. These processes directly influence their geotechnical parameters which must be measured very carefully [19].

References

1. PN-88/B-04481: Grunty budowlane. Badania próbek gruntu.
2. Myślińska E.: Grunty organiczne i laboratoryjne metody ich badania. Wydawnictwo Naukowe PWN, Warszawa 2001.
3. PN-86/B-02480: Grunty budowlane. Określenia, symbole, podział i opis gruntów.
4. PN-EN ISO 14688-2: Badania geotechniczne. Oznaczanie i klasyfikowanie gruntów. Część 2: Zasady klasyfikowania. PKN, Warszawa 2006.
5. Straż G.: Badania parametrów geotechnicznych organicznych gruntów Podkarpacia. Politechnika Rzeszowska, Rzeszów 2009 (praca niepublikowana).
6. Straż G.: Parametry wytrzymałościowe rzeszowskich namulów i torfów. Oficyna Wydawnicza Politechniki Rzeszowskiej, Rzeszów 2011.
7. Straż G.: O awarii budynku mieszkalnego posadowionego na podłożu z gruntów organicznych w Rzeszowie. Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, Seria: Budownictwo i Inżynieria Środowiska, 262, 51, 2009, 107-116.
8. Straż G.: O niektórych problemach związanych z określaniem parametrów geotechnicznych rzeszowskich gruntów organicznych, [w:] J. Bzówka, Badania i analizy wybranych zagadnień z budownictwa. Wydawnictwo Politechniki Śląskiej, Gliwice 2011.
9. Maciak F., Liwski S.: Ćwiczenia z torfoznawstwa. Wydawnictwo SGGW, Warszawa 1996.

10. Jaremski J.: Parametry geotechniczne niektórych gruntów występujących na obszarze województwa podkarpackiego. XIII Krajowa Konferencja Mechaniki Gruntów i Fundamentowania. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, 97, 2003, 421-430.
11. Jaremski J.: Przyczyny powstawania niszczących odkształceń podłoża obiektów stacji paliw w Radymnie. XI International Scientific Conference „Lviv-Koszyce-Rzeszów”. Politechnika Lwowska, Lwów 2007, 380-385.
12. Krok R., Meyer Z.: Interpretacja badań edometrycznych torfu. Inżynieria Morska i Geotechnika, 2/1994, 69.
13. Molisz R., Werno M., Baran L.: Budowa nasypu drogowego na torfie. Drogownictwo, 1, 1978, 21-23.
14. Molisz R., Werno M., Baran L.: Posadawianie nasypów na gruntach organicznych metodą wstępnej konsolidacji. Wydawnictwa Komunikacji i Łączności, Warszawa 1981.
15. Pisarczyk S.: Grunty nasypowe. Właściwości geotechniczne i metody ich badania. Oficyna Wydawnicza Politechniki Warszawskiej, Warszawa 2004.
16. Zadroga B., Damicz J., Werno M.: Osiadanie i konsolidacja gruntów organicznych obciążonych nasypami ziemnymi. Inżynieria Morska i Geotechnika, 1/2003, 21-29.
17. Straż G.: Badanie własności próbek preparowanych na bazie torfu naturalnego poddanych zagęszczeniu dynamicznemu. Inżynieria Morska i Geotechnika, 5, 2011, 413-418.
18. Olchawa A.: Właściwości gruntowych kompozytów jako materiału do budowy obwałowań przeciwpowodziowych. Wydawnictwo IMUZ, Falenty 2003.
19. PN-EN 1997-2:2007: Eurokod 7. Projektowanie geotechniczne. Część 2. Rozpoznanie i badanie podłoża gruntowego.

BADANIA LABORATORYJNE WŁAŚCIWOŚCI ODKSZTAŁCENIOWYCH GRUNTU ORGANICZNEGO NA PRZYKŁADZIE TORFU Z RZESZOWA

Streszczenie

W pracy przedstawiono rezultaty badań mających na celu określenie właściwości odkształceniowych lokalnie występującego gruntu organicznego – torfu, który po obciążeniu charakteryzował się wyjątkowo wysoką odkształcalnością w porównaniu z typowymi gruntami budowlanymi. Zaprezentowano sposób pozyskania próbek o nienaruszonej strukturze badanego gruntu, wyniki oznaczeń podstawowych cech fizycznych oraz przyjętą metodykę dalszych badań. Zasadniczą ich część przeprowadzono w warunkach laboratoryjnych, wykorzystując w tym celu zestaw edometrów sprzężony z systemem automatycznego gromadzenia danych GEOLAB. Obciążenia zadawano w zakresie wywołującym naprężenia normalne od 0 do 400 kPa, stopniując o 12,5; 25; 50; 100 oraz 200 kPa. Opracowano krzywe ściśliwości pierwotnej, odprężenia i ściśliwości wtórnej, na których podstawie obliczono wartości edometrycznych modułów ściśliwości pierwotnej, odprężenia i ściśliwości wtórnej poddanych podstawowej analizie statystycznej. Otrzymane wyniki przeanalizowano w aspekcie zadawanego naprężenia oraz znaleziono korelacje adekwatne do rozpatrywanych sytuacji. Ze względu na potencjalną niejednorodność badanego torfu, określono również wartości współczynników zmienności w odniesieniu do konkretnych zakresów naprężeń normalnych. Ustalono na podstawie badań

własnych właściwości edometrycznych modułów ściśliwości pierwotnej, wtórnej i odprężenia rzeszowskiego torfu znalazły potwierdzenie w pracach innych badaczy [2, 10-16], uznano je więc za prawidłowe. Analizując wyniki badań, zaobserwowano, że odkształcenie torfu poddanego obciążeniu wywołującemu maksymalne naprężenie pierwotne stanowi aż 40% w stosunku do początkowej wysokości próbki. Po przeprowadzeniu procesu odciążania i obciążeniu wtórnym torfu wykazano, że średnie odkształcenie próbek spowodowane maksymalnym przyrostem naprężeń wtórnych nie przekracza 3% odkształceń pierwotnych. Nasuwa się wniosek, że jeżeli w szczególnych przypadkach zachodzi potrzeba ulepszenia tego typu gruntów do celów budowlanych, to należy je poddać konsolidacji.

Słowa kluczowe: torf, grunt organiczny, edometryczny moduł ściśliwości pierwotnej, edometryczny moduł ściśliwości odprężenia, edometryczny moduł ściśliwości wtórnej

DOI: 10.7862/rb.2013.13

Przesłano do redakcji w marcu 2013 r.

Przyjęto do druku w czerwcu 2013 r.

Informacje dodatkowe

1. Lista recenzentów współpracujących będzie opublikowana w czwartym numerze *Czasopisma Inżynierii Lądowej, Środowiska i Architektury*: 60(4/13) oraz na stronie internetowej:
www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/czasopismo-inzynierii-ladowej-s/
(dotychczasowa nazwa: *Zeszyty Naukowe Politechniki Rzeszowskiej, Budownictwo i Inżynieria Środowiska*), strona internetowa:
www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/budownictwo-i/
2. Zasady recenzowania są udostępnione na stronie internetowej:
www.oficyna.portal.prz.edu.pl/zasady-recenzowania/
3. Informacje dla autorów artykułów są udostępnione na stronie internetowej:
[oficyna.portal.prz.edu.pl/informacje-dla-autorów/](http://oficyna.portal.prz.edu.pl/informacje-dla-autorow/)
4. Formularz recenzji jest udostępniony na stronie internetowej:
www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/czasopismo-inzynierii-ladowej-s/
5. Instrukcja dla autorów omawiająca szczegółowo strukturę artykułu, jego układ, sposób przygotowywania materiału ilustracyjnego i piśmiennictwa jest zamieszczona na stronie internetowej:
[www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/instrukcja-dla-autorów/](http://www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/instrukcja-dla-autorow/)
oraz
[www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/czasopismo-inzynierii-ladowej-s/
w zakładce „Instrukcja dla autorów”](http://www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/czasopismo-inzynierii-ladowej-s/wzakladce-Instrukcja-dla-autorow)
6. Dane kontaktowe do redakcji czasopisma, adresy pocztowe i e-mail do przesyłania artykułów oraz dane kontaktowe do wydawcy są podane na stronie internetowej (Komitet Redakcyjny):
www.oficyna.portal.prz.edu.pl/pl/zeszyty-naukowe/czasopismo-inzynierii-ladowej-s/