

Andrzej KOWALSKI*

**SURFACE SUBSIDENCE AND RATE OF ITS INCREMENTS BASED ON MEASUREMENTS
AND THEORY**

**OBNIŻENIA POWIERZCHNI I PRĘDKOŚCI ICH NARASTANIA NA PODSTAWIE POMIARÓW
I TEORII**

The paper contains an analysis of investigations into surface subsidence above a mined longwall coal-face. It is based on the results of surveys, in the context of the defined parameters of the Budryk-Knothe theory, comparison of measured and calculated deformation values and the prediction of the rate of the variable subsidence of the surface consequent upon face advance and stoppages, with the use of a new general time function.

Key words: rock mass, mining with stoppages, transient surface deformations, description of phenomenon

Treścią referatu jest analiza wyników geodezyjnych pomiarów deformacji powierzchni zaobserwowanych nad przemieszczającymi się frontami eksploatacyjnymi w Kopalni Węgla Kamiennego Kazimierz-Juliusz ze zmienną prędkością i z przerwami, ich konfrontacja z obliczonymi obniżeniami i prędkościami ich narastania przy zastosowaniu teorii Budryka-Knothego i nowej-uogólnionej funkcji czasu zaproponowanej przez autora (wzór 6 i rys. 6).

Do prognozowania deformacji powierzchni przyjmuje się dotychczas najczęściej eksploatację prowadzoną w sposób ciągły i ze stałą prędkością. W praktyce przerwy eksploatacyjne są nieuniknione. Są to przerwy wynikające głównie z dni wolnych od pracy (soboty i niedziele oraz inne święta), technologiczne oraz nieprzewidywalne (spowodowane zagrożeniami naturalnymi występującymi w czasie eksploatacji lub awariami urządzeń). Ogólne uwagi dotyczące niekorzystnego wpływu przerw eksploatacyjnych na deformacje górotworu i powierzchni terenu oraz powstawanie uszkodzeń obiektów budowlanych pojawiły się dotychczas sporadycznie w literaturze zagranicznej i polskiej. Pierwsze polskie doświadczenie z wpływu dużych prędkości frontu eksploatacyjnego ($v > 120$ m/miesiąc lub $v > 6$ m/dobę) na deformacje powierzchni przedstawiono w pracach: Kowalski (1993, 1999), Kwiatek, Kowalski, Jędrzejec (1994), Kwiatek i in. (1997), Dubiński i in. (1999), Kowalski, Jędrzejec (2000). Dotyczyło ono eksploatacji kopalni Staszic prowadzonej ścianami 1002 i 1003 w pokładzie 352, z prędkościami do 12,2 m/dobę. Wynikało z niego, że nieregularna prędkość eksploatacji powoduje

* GŁÓWNY INSTYTUT GÓRNICICTWA, 40-166 KATOWICE, PLAC GWARKÓW 1

nieregularność narastania deformacji, wyraźnie zaznaczają się wpływy przerw eksploatacji w prędkości narastania deformacji, występują fluktuacje deformacji w stosunku do wartości średnich. Wyznaczono opóźnienie ujawniania się deformacji powierzchni występujące od chwili wyeksploatowania elementu pokładu. Nie wystąpiło istotne zmniejszenie maksymalnych deformacji nieustalonych w stosunku do ustalonych.

Przedmiotem analizy jest eksploatacja z zawalem stropu warstwy przystropowej pokładu 510, kolejno ścianami 255, 256 i 257 (rys. 1) w partii złoża, które dotychczas nie było eksploatowane. Górnotwór nad pokładem 510 stanowią utwory karbońskie oraz czwartorzęd. Czwartorzęd ma miąższość 30–40 m. Skały karbońskie, ze względu na własności ich deformowania się, można scharakteryzować jako średnio zwięzłe. Rozciągłość pokładu jest w kierunku W-E, upad pokładu wynosi 4–6°. Grubość eksploatowanej warstwy wynosiła średnio 3,35 m, głębokość średnio 435 m. Prędkości frontu eksploatacyjnego w dni robocze wynosiły do 3,75 m/dobę. W soboty, niedziele i święta eksploatacji nie prowadzono. Średnie postępy ściany 256 wynosiły 2,3, a ściany 257 — 1,66 m/dobę (we wszystkie dni miesiąca). Postępy frontu ściany 257 w okresie od 6.04 do 11.06.1999 r. (odpowiadającym zagęszczonym pomiarom) przedstawiono na rysunku 5c. Długość ściany 256 wynosiła 160 m, a ściany 257 — 190 m.

Linia pomiarowa składa się z 39 punktów rozmieszczonych w przybliżeniu wzdłuż linii prostej w odległościach co około 35 m (rys. 1). Na linii tej wykonywano pomiary wysokościowe niwelacją precyzyjną i pomiary długości w następującym zakresie:

- 29 cykli obniżień i odkształceń poziomych na całej linii pomiarowej (punkty 301–339), w odstępach od 2 tygodni do 3 miesięcy,
- 67 cykli obniżień 12 punktów 317–328, w odstępach jednego dnia od 6.04. do 11.06.1999 r.

Na rysunkach 2 i 3 przedstawiono wybrane wyniki pomiarów, obrazujące ustalone (asymptotyczne) obniżenia i odkształcenia poziome wzdłuż linii, dla następujących zakresów eksploatacji:

- 1) po wyeksploatowaniu ścian 255 i 256,
- 2) spowodowane eksploatacją ściany 257,
- 3) sumaryczne po wyeksploatowaniu ścian 255–257.

Na rysunkach 4 i 5 przedstawiono wykresy obniżień (wybranych do analizy) dwóch punktów nr 316 i 320, usytuowanych w przybliżeniu nad środkami aktywnych powierzchni ścian eksploatacyjnych 256 i 257 (po uwzględnieniu obrzeża eksploatacyjnego). Dni okresowego występowania zmniejszonych prędkości narastania obniżień odpowiadają dniom przerw w eksploatacji z opóźnieniem 1–3 dni (rys. 5b i 5c). Wyznaczono parametry teorii: współczynnik eksploatacyjny — a , parametr górnotworu — $tg\beta$, obrzeże eksploatacyjne — p , przy zastosowaniu metody najmniejszych kwadratów, przez dopasowanie niecek teoretycznych do pomierzonych, a także współczynnik proporcjonalności B . Na rysunkach 2 i 3, przedstawiono pomierzone i obliczone obniżenia i odkształcenia poziome wyznaczonych dla parametrów teorii. Z porównania pomierzonych i obliczonych obniżień i odkształceń poziomych w rejonach nad eksploatacją i jej sąsiedztwie wynika duża ich zgodność jakościowa i ilościowa (w odniesieniu do odkształceń poziomych po uwzględnieniu współczynnika $B = 0,3r$). Różnice między pomierzonymi i obliczonymi deformacjami występują w rejonach nad calizną, w odległościach większych od 0,2 H . Identyfikując wyznaczone współczynniki czasu z prędkościami eksploatacji, w rejonie linii pomiarowej, dla ściany 256 — $v = 2,3$ m/dobę i dla ściany 257 — $v = 1,7$ m/dobę, stwierdza się ich zależność od prędkości eksploatacji. Wyznaczono parametry nowej-uogólnionej funkcji czasu (wzór 6 i rys. 6), gdzie:

- | | |
|-------------|--|
| t | — czas upływający od chwili wybrania elementu pokładu, |
| $l - A$ | — wpływy eksploatacji elementarnej (np. jednodniowej), które ujawniają się na powierzchni po pewnym opóźnieniu natychmiastowo, |
| τ_{op} | — opóźnienie ujawniania się wpływów eksploatacji na powierzchni od chwili wybrania elementu pokładu, |
| c | — współczynnik czasu. |

Jeśli parametry funkcji czasu wyznaczane są z pomiarów obniżień, a w toku obliczeń nie uwzględniono obrzeża od strony przemieszczającego się frontu eksploatacyjnego, opóźnienie τ_{op} składa się z czasu przejścia frontu eksploatacyjnego na odcinku obrzeża p oraz „właściwego” opóźnienia. Jeśli natomiast uwzględniono to obrzeże — τ_{op} odzwierciedla „właściwe” opóźnienie.

Wyznaczone opóźnienie $\tau_{op} = 30$ dni zinterpretowano na rysunkach 5b i c. Na rysunku 7 przedstawiono obliczone prędkości obniżenia punktu 320 stosując uogólnioną funkcję (6) dla wyznaczonych parametrów $A = 1,0$, $c = 6,6 \text{ rok}^{-1}$ i $\tau_{op} = 30$ dni. W celu matematycznego zamodelowania fluktuacji narastania obniżenia (i deformacji) w stosunku do wartości średnich, parametr A powinien wynosić $0 \leq A < 1$. Na rysunku 8 przedstawiono obraz obliczonych prędkości obniżenia dla następujących założonych parametrów funkcji (6): $A = 0,8$, $c = 6,6 \text{ rok}^{-1}$ i $\tau_{op} = 30$ dni.

Najważniejsze wnioski artykułu:

Wykazano, że dla tych samych warunków geologiczno-górnicznych wartość współczynnika czasu c Knothego z równania (5) zależy od prędkości eksploatacji.

Wykonane pomiary wykazały wpływ przerw w eksploatacji na kształtowanie się deformacji powierzchni także dla małych prędkości frontu eksploatacyjnego, wynoszących około 50 m/miesiąc. Wyznaczone teoretycznie opóźnienie $\tau_{op} = 30$ dni. Jeśli przyjmiemy, że czas przejścia wpływów natychmiastowych przez górotwór wynosi około 1–3 dni, to czas przejścia frontu eksploatacyjnego na odcinku obrzeża p wynosi około 28 dni.

Stosując uogólnioną funkcję czasu (6) do prognozowania deformacji powierzchni spowodowanych eksploatacją prowadzoną z przerwami prognozuje się deformacje, które zgadzają się z pomiarami.

Artykuł został opracowany na podstawie pomiarów wykonanych przez pracowników Działu Mierniczo-Geologicznego KWK Kazimierz-Juliusz Sp. z o.o., pod kierunkiem mierniczego górniczego Jacka Sobczyka, za co składam Wykonawcom uznanie i podziękowanie.

* **Słowa kluczowe:** górotwór, eksploatacja górnicza z przerwami, nieustalone deformacje powierzchni, opis zjawiska

1. Introduction

To predict surface deformation, it has been hitherto generally assumed on the basis of mining conducted continuously and at a constant rate. In practice however, intermittent stoppages in mining are unavoidable. These interruptions result from non-working days (Saturdays, Sundays and other holidays), interruptions of continuous work for technological reasons and in unforeseen situations (e.g. caused by either natural hazards occurring in the course of mining or machinery break-downs). General comments in the question of adverse influence of interruptions to mining on the pattern and nature of deformation of the rock mass and the ground surface, as well as damage to building structures have occasionally been mentioned in Polish and international literature.

The first Polish experience in the field of the effects of mining at a face advance rate of ($v > 120 \text{ m/month}$ or $v > 6 \text{ m/day}$) on surface deformations were presented in the papers by Kowalski (1993), Kwiatek, Kowalski, Jędrzejec (1994), Kwiatek et al. (1997). These referred to mining being conducted, in the Staszic mine, at medium and high rates of up to 12.2 metres per day. It was found from this, that an irregular mining rate produces variable surface deformations, interruptions to continuous mining giving rise to increasing rates of surface subsidence as compared with the effects due to mining at a continuous rate without stoppages. The time-lapse between the removal of coal from a seam and the appearance of effects at the surface has been determined (Dubiński et al. 1999; Kowalski 1999; Kowalski, Jędrzejec 2000).

The phenomena discussed in this paper are associated with the Kazimierz-Juliusz mine and refer to the surface deformation resulting from the extraction of a roof layer of

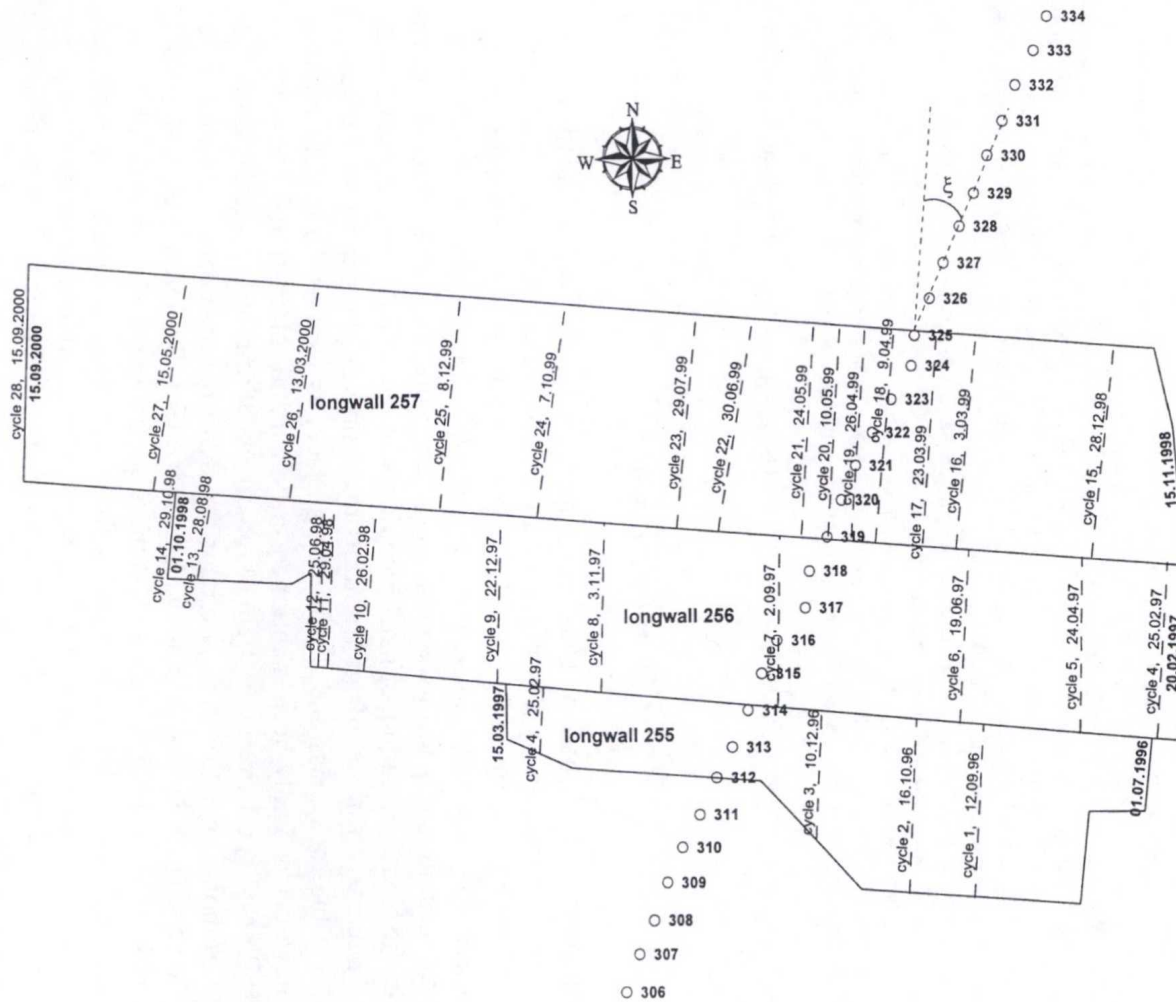


Fig. 1. Scheme of mining 255–257 longwalls, location of the measuring line, and the numbers of cycles and dates of measurements

Rys. 1. Schemat eksploatacji ścian 255–257, lokalizacja linii pomiarowej oraz numery cykli i daty wykonania pomiarów

the thick 510 seam, the layer mined, with roof caving, consecutively by three longwalls; Nos. 255, 256, 257 (Fig. 1). The rates of longwall face advance were 3.75 m/day during working days, an overall average of 2.5 m per day. On Saturday, Sunday and holidays mining operations were not conducted. Daily observations of surface subsidence above longwall 257 specifically demonstrate the effect of the rate of advance and periodic cessations in mining on the occurrence of transient subsidence). The parameters of Budryk and Knothe's theory and the relationships between the deformation indices and data characterising the conditions of mining were determined, as well as the coefficients of the new, generalised function of time which then were applied to predict the rate of surface subsidence above the mining face with stoppages of production.

2. Characteristics of geological-mining conditions

The rock mass over the 510 seam is composed of Quaternary and Carboniferous formations. The Quaternary formations have a thickness of 30 to 40 m, and consist of sands, clays and silts. The Carboniferous rock mass above seam 510 is composed of interleaved layers of shales and sandstones. The Carboniferous rocks, by reason of their deformation properties, can be designated as being fairly compact. In the part of the deposit analysed, the rock mass had not been previously disturbed by mining activities, before mining of the 255–257 longwalls commenced. The strike of the seam is in the W-E direction. In the N-S direction, the seam is deposited in the form of a trough, the bottom of which is located in the vicinity of the heading between the 256 and 257 longwalls, the dip of the seam being 4–6°.

The data characterising the process of mining of 255 and 256 longwalls:

- length of longwall 255 from 55 to 150 m, and length of longwall 256 from 80 to 150 m,
- reach of longwalls: 600 and 960 m, respectively,
- thickness of seam in each longwall; up to 3.3 m,
- depth of mining below ground surface: 440 m on average,
- advances of 256 longwall over a one month period, in the vicinity of the measuring line were from 54 to 86 m, 71.0 m in average, the average daily advance being 2.3 m.

The data characterising the process of mining longwall 257:

- length 190 m,
- reach 1090 m,
- mining commenced 15th November, 1998, and was continued until 15th September, 2000. From March 1999 to the end of mining, the caving goaf was additionally sealed by means of hydraulic filling,
- height of excavated layer; up to 3.4 m,
- depth of mining below ground level 430 m on average,
- daily advances were from 1.25 to 3.75 m; mining was discontinued on Saturdays, Sundays and during holidays,

- average longwall advance in the area of mining, in the neighbourhood of the measuring line was 50.8 m/month, and the overall daily average including non-working days was 1.66 m: standard deviation over the period from 6th April to 11th June, 1999 was ± 1.23 m/day (the variability index $\pm 74\%$).

The advances of longwall 257 in the time interval corresponding with measurements are presented in Fig. 5c. The time of an operational day was recorded for a 24hr period from 6.00, the mining period on Friday terminating on Saturday morning.

The process of mineral extraction using a shearer was performed continuously during all shifts.

3. Measurements of surface deformations and their results

The measuring line consisted of 39 points distributed approximately along a straight line at intervals of ca. 35 m (Fig. 1).

The measurements of the level of the ground surface were performed using the precision levelling technique. The average error in determining the subsidence of a measured point, calculated a posteriori, was ± 0.45 mm. The measurements were conducted with the use of a distance meter. The average error in determining the dimensional change was 2 mm.

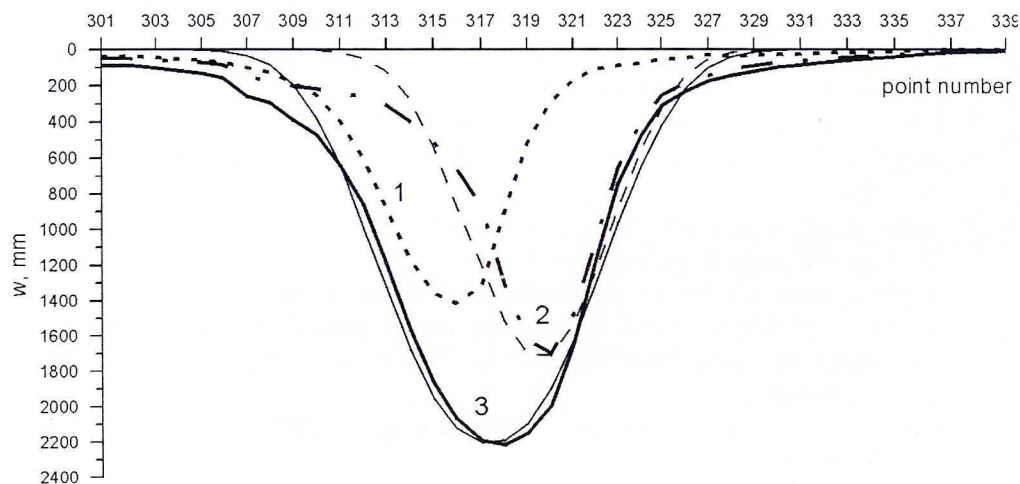


Fig. 2. Steady-state levels of subsidence at the measuring line, induced by mining longwalls 255–257, on the basis of measurements and calculations

1 — subsidence trough resulting from mining longwalls 255 and 256, 2 — trough caused by mining longwall 257, 3 — total, trough — bold lines, fine lines — results of calculations

Rys. 2. Ustalzone obnizenia na linii pomiarowej spowodowane eksploatacją ścian 255–257 na podstawie pomiarów i obliczeń

1 — niecka spowodowana eksploatacją ścian 255 i 256, 2 — niecka spowodowana eksploatacją ściany 257, 3 — niecka sumaryczna, linie grubsze — pomiar ciśnienia, linie cieńsze — obliczenia

The following measurements were recorded:

- 29 cycles of subsidence and horizontal deformation along the entire measuring line (points 301–339) over time-intervals from 2 weeks to 3 months,
- 67 cycles of subsidence of 12 points (317–328) at one-day intervals from 6th April, 1999 to 11th June, 1999.

Figs. 2 and 3 present selected measurement results which represent the steady-state (asymptotic or final) levels of subsidence and horizontal deformations along the line, for the following mining operations:

- 1) after total extraction of longwalls 255 and 256,
- 2) caused by mining longwall 257,
- 3) total, after mining out longwalls 255–257.

It follows from the graphs of subsidence and deformations (Figs. 2 and 3) that after 255 and 256 longwalls were mined out, the maximum subsidence reached 1420 mm, and horizontal deformations were from +4.1 to -7.3 and to +3.3 mm/m, after mining out three longwalls, 255, 256, 257, the maximum subsidence was 2220 mm, and horizontal deformations from +5.0 to -8.6 and to +3.4 mm/m.

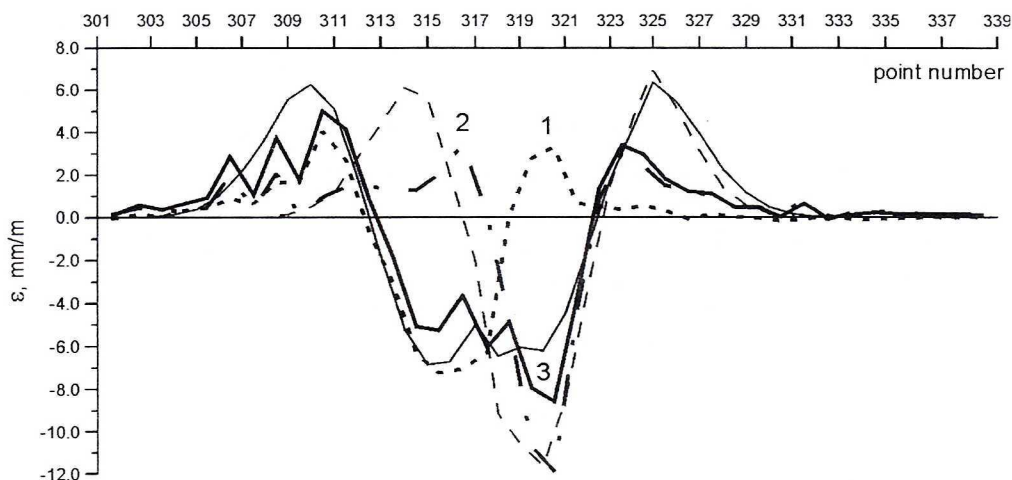


Fig. 3. Steady-state horizontal deformations caused by mining longwalls 255–257, on the basis of measurements and calculations. Notation as in Fig. 2

Rys. 3. Ustalone odkształcenia poziome na linii pomiarowej spowodowane eksploatacją ścian 255–257 na podstawie pomiarów i obliczeń.
Oznaczenia jak na rysunku 2

Figs. 4 and 5 present the graphs of subsidence values (taken for an analysis) of two points, N^{os} 316 and 320, situated approximately above the centres of active sur faces of longwalls 256 and 257 (including the mining periphery):

- effects corresponding to mining longwall 257 are: maximum subsidence 1707 mm, and horizontal deformations from + 4.8 to -8.3 and to +3.5 mm/m,

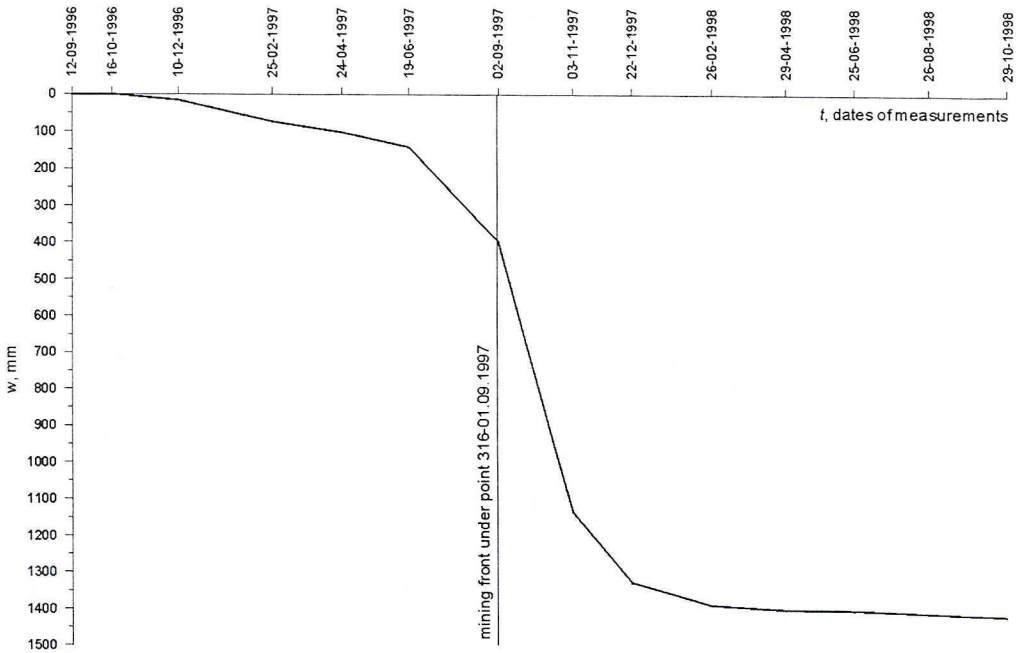


Fig. 4. Subsidence of point 316 over time

Rys. 4. Obniżenia punktu 316 w czasie

- maximum trough dips are, at the southern wing $T_{\xi} = 10.1$ mm/m, at the northern dip $T_{\xi} = 13.15$ mm/m (compare formula (3)).

From analysis of subsidence values of point 316 over time (Fig. 4) it follows that its subsidence on the day of passage of the face of longwall 256 front under this point was 400 mm (earlier a shorter longwall 255 was extracted) final subsidence was 1420 mm, maximum subsidence rate was 11.9 mm/day.

From an analysis of subsidence values of point 320 over time (Fig. 5) it follows that:

- on the day of the passage of 257 longwall front under this point (30th April, 1999), its subsidence was $w_t = 230$ mm, final subsidence was $w_k(d) = 1707$ mm, maximum average subsidence rate was 14,2 mm/day (Fig. 5a and b),
- daily rates of subsidence (Fig. 5b) were distinctly disparate from average values; for example from 29th May to 11th June, 1999, the standard deviation was $\delta_w = \pm 3.7$ mm/day, and the variability index $Mv_w = \pm 34\%$.
- Days of periodical occurrence of the reduced rates of subsidence rise correspond with the days of interruptions in the process of mining, with the delay of 1–3 days. (Figs. 5b and 5c)

With the aim to check the use, in the transient deformation forecasts, of a generalised time function (see Section 5), the results of subsidence measurements of point 320 were applied, caused by mining longwall 257, by reason of its length and regular mode of advance (after suitable inclusion of the mining periphery at the outward limits of the coal

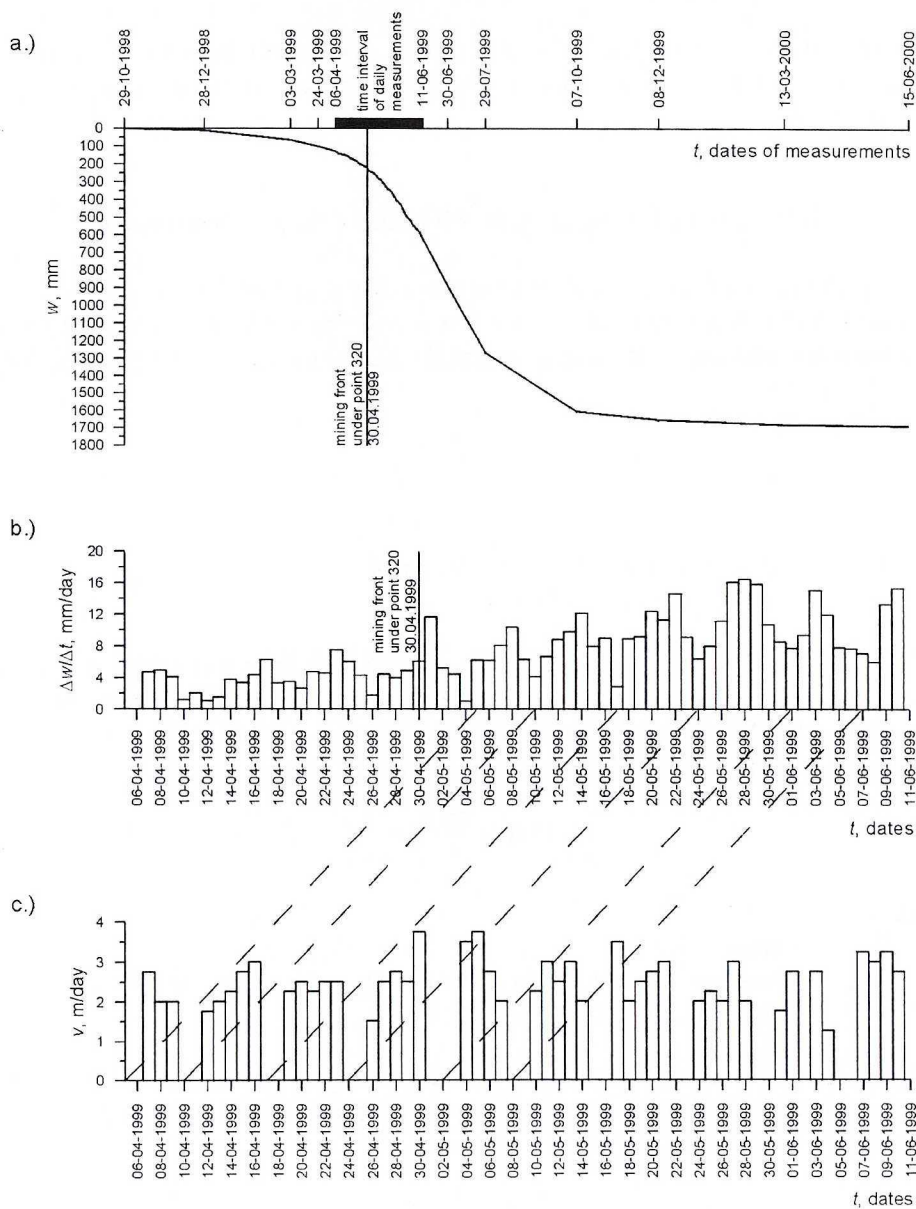


Fig. 5. Subsidence values and subsidence rates of point 320, and mining front advance rates of longwall 257 over the period from 6th April to 11th June, 1999

a — subsidence; b — daily subsidence (subsidence rates); c — mining front rates;
 — — — time lag determined

Rys. 5. Obniżenie i prędkość obniżenia punktu 320 oraz prędkości frontu ściany 257 w okresie od 6.04 do 11.06.1999 r.

a — obniżenie; b — obniżenie dobowe (prędkości obniżenia); c — prędkości frontu ściany;
 — — — wyznaczone opóźnienie czasowe

body and at the side of the goaf of longwall 256), and mainly because of an increased regularity of mensuration at this point (daily subsidence measurements from 4th April to 11th June, 1999).

4. Parameters of Budryk and Knothe's theory determined

The parameters of the theory, determined using a classical method (i.e. by their definition), on the basis of results of the last measuring cycle, and which depict total steady-state subsidence, for the whole series selected for measurements, are as follows

- Mining coefficient:

$$a = \frac{w_{\max}}{g} \quad (1)$$

where:

- w_{\max} — maximum subsidence of the full trough,
- g — thickness of extracted seam layer.

Assuming that the mining panel formed by 255–257 longwall causes a maximum subsidence of the surface, being $w_{\max} = 2.22$ m, and $g = 3.35$ m, the mining coefficient, calculated by the formula (1), is $a = 0.66$.

- Rock mass parameter (dissipation of effects):

$$\operatorname{tg}\beta = \frac{HT_{\max}}{w_{\max}} \quad (2)$$

where:

- H — depth of mining,
- T_{\max} — maximum dip of the ground for the full trough, defined in the direction perpendicular to the mining edge.

By reason of a diagonal position of the measuring line in relation to the northern mining edge (Fig. 1), the maximum dip of the ground was determined from the relationship:

$$T_{\max} = T_{\xi} / \cos\xi \quad (3)$$

where:

- $\xi \cong 20^{\circ}$ — angle between the normal to the mining edge and the measuring line.

The maximum dips of the trough are: for the southern wing $T_{\xi} = T_{\max} = 10.1$ mm/m (as it was assumed that the mining edge, formed by longwalls 255–257, was approximately a straight line), for the northern wing $T_{\max} = 13.8$ mm/m ($T_{\xi} = 13.15$ mm/m). By taking $H = 435$ m and $w_{\max} = 2.22$ m, the rock mass parameter is, for the southern wing $\operatorname{tg}\beta = 2.0$, and for the northern wing $\operatorname{tg}\beta = 2.7$.

- Coefficient of proportionality:

$$k = \varepsilon_{pom}/\varepsilon_{obl} \quad (4)$$

Assuming the measured horizontal deformations (ε_{pom}) and calculated (ε_{obl}), for the determined parameters of the theory, and for $B = 0.4r$, as depicted in Fig. 3, the determined coefficient $k = 0.75$.

Mining periphery, determined graphically (on the basis of graph (3), Fig. 2) is, in the vicinity of the southern edge, $p = 25$ m, and in the vicinity of the northern edge $p = 85$ m and 55 m on the average.

Independently on the parameters given above, they were determined, for the trough formed in consequence of mining longwall 257 (graphs 2 in Figs. 2 and 3), using the fewest squares method, being as follows:

- mining coefficient $a = 0.66$ (in this longwall and partly on its extremities, the post-mining goaf was additionally sealed with the use of dust-water mixture),
- rock mass parameter $\text{tg}\beta = 2.3$,
- mining periphery $p = 85$ m,

With the aim to make a comparison, ibn cf Figs. 2 and 3, respectively, the measured and calculated values of subsidence and horizontal deformations for the determined parameters of the theory are compared. The calculations were made using SZKODY software, developed by Jędrzejec (Jędrzejec 1993). By comparing the measured and calculated subsidence values and horizontal deformations in the regions above the mined area and in its neighbourhood, one can see their high close correspondence in both qualitative and quantitative terms (in relation to horizontal deformations, taking into account the value of coefficient $B = 0.3r$). The differences between the measured and calculated values occur in the areas over the rock mass, at distances greater than $0.2H$.

- Time coefficient c (Knothe 1984):

$$c = \frac{dw/dt}{w_k(t) - w_t} \quad (5)$$

where:

- c — is a constant coefficient, independent of time,
- dw/dt — rate of subsidence,
- $w_k(t)$ — steady-state subsidence resulting from mining related to moment t ,
- w_t — subsidence of the point at moment t ,
- t — elapsed time from starting the mining operation.

The time coefficients determined for points 316 and 320 are $c = 9.3 \text{ year}^{-1}$ and $c = 6,6 \text{ year}^{-1}$. These coefficients were determined by matching the theoretical subsidence curve to that measured (in the part of the measured curve which depicts the subsidence of the surface when the mining front had moved beyond $r = H \text{ ctg}\beta$), using an algorithm developed at CMI (Kowalski et al. 2000).

By identifying the determined time coefficient with the mining rates, in the neighbourhood of the measuring line, being $v = 2.3$ m/day for longwall 256, and $v = 1.7$ m/day for longwall 257, a dependence on the rate of mining emerges, $c = F(v)$.

5. Generalised time function and its application

The generalised time function given in the publications (Dubiniński et al. 1999; Jędrzejec 1999; Kowalski 1999, Kowalski, Jędrzejec 2000) has the form

$$T(t) = \Theta(t)q(t) \quad (6)$$

where the principal time function Θ has the form

$$\Theta(t) = 1 - A \exp[-c(t - \tau_{op})] \quad (6a)$$

and the auxiliary function q is given by the formula

$$q(t) = \begin{cases} 0 & \text{for } t < \tau_{op} \\ 1 & \text{for } t \geq \tau_{op} \end{cases} \quad (6b)$$

where:

A , c , τ_{op} — coefficients of the equation that can be determined using the fewest squares method.

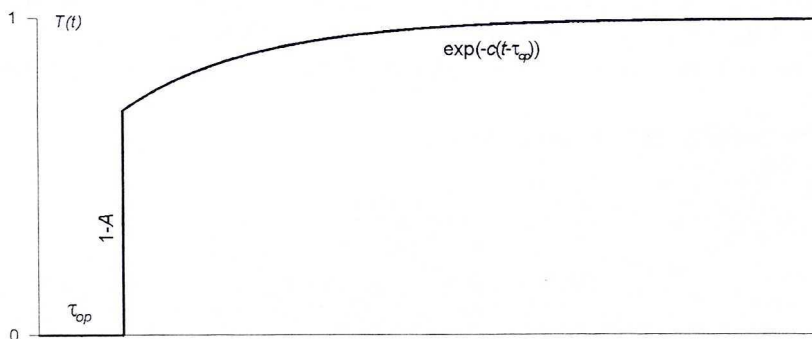


Fig. 6. Schematic shape of generalised time function

t — time passing from the moment of extracting a seam element; $1 - A$ — effects of an elemental mining operation (e.g. one-day long) that manifest themselves the surface immediately, after a defined time lag; τ_{op} — time lag of manifestation of mining effects on the surface after extraction of a seam element; c — time coefficient

Rys. 6. Schematyczny kształt uogólnionej funkcji czasu

t — czas upływający od chwili wybrania elementu pokładu; $1 - A$ — wpływy eksploatacji elementarnej (np. jednodniowej), które ujawniają się na powierzchni po pewnym opóźnieniu natychmiastowo; τ_{op} — opóźnienie ujawniania się wpływów eksploatacji na powierzchni od chwili wybrania elementu pokładu; c — współczynnik czasu

The function (6) substitutes three selected time functions:

- Knothe's function, when: $A = 1$, $\tau_{op} = 0$, c is a parameter (see formula (5)),
- Zener model applied by Kwiatek (Kwiatek et al. 1997), when: $\tau_{op} = 0$; A , c are parameters,
- function of immediate influence, when ($A = 0$ or $c = \infty$), and $\tau_{op} = 0$.

If the parameters of the time function are determined from measurements of subsidence and, in the course of performing calculations the periphery from the moving front side have not been included, then the delay τ_{op} is composed of the time of mining front passage at the section p of the periphery and the "specific" delay.

The parameters of the time function (6) are calculated using the least squares method (by comparing the theoretically calculated with the subsidence values of the point in time), according to the formula:

$$S(A, c) = \sum_{n=1}^N \sum_{i=1}^m [w_n(t_i; A, c) - w_{ni}]^2 = \min \quad (7)$$

where:

- $w_n(t_i; A, c)$ — theoretical subsidence value of the n -th point in i -th measurement with the parameters A , c ,
- w_{ni} — real subsidence of the n -th point in the i -th measurement,
- N — number of measuring points,
- m — number of measurements.

It has been assumed that the theoretical subsidence $w_n(t_i; A, c)$ is a sum of partial subsidence caused by extracting subsequent rectangular blocks on a daily basis; the width (one-day front advance) and thickness may vary. In practice, the parameters of function (6) are determined using the CMI-developed algorithm and PC program for Windows 95/98/NT, following the formula (7), for subsequently assumed time lags τ_{op} .

Using the measured subsidence values of point 320 (over the interval from 29th October, 1998 to 15th June, 2000), the parameters determined are as follows:

- $A = 0.9958 \cong 1.0$,
- $c = 6.6 \text{ year}^{-1}$,
- $\tau_{op} = 30$ days.

The standard deviation of matching is $\delta_w = 28.15$ mm. In the analysed case, there is lack of occurrence of immediate effects (parameter $1 - A \cong 0$). The theoretically determined time lag $\tau_{op} = 30$ days, without including the periphery, has been interpreted in Figs. 5b and c. The time of passage of the effects through the rock mass is 1–3 days, and the time of passage of the mining front at a section p of the periphery is about 28 days.

For considerable mining rates currently gained in the coal mining industry in Germany, being even over 20 m/day, and at the lengths of longwall fronts up to 300 m, the manifestation of the effects of mining occur practically with no delay (compare: Sroka, 1999). One can predict that with the increasing rate of mining, the time of passage of the effects of mining through the rock mass decreases.

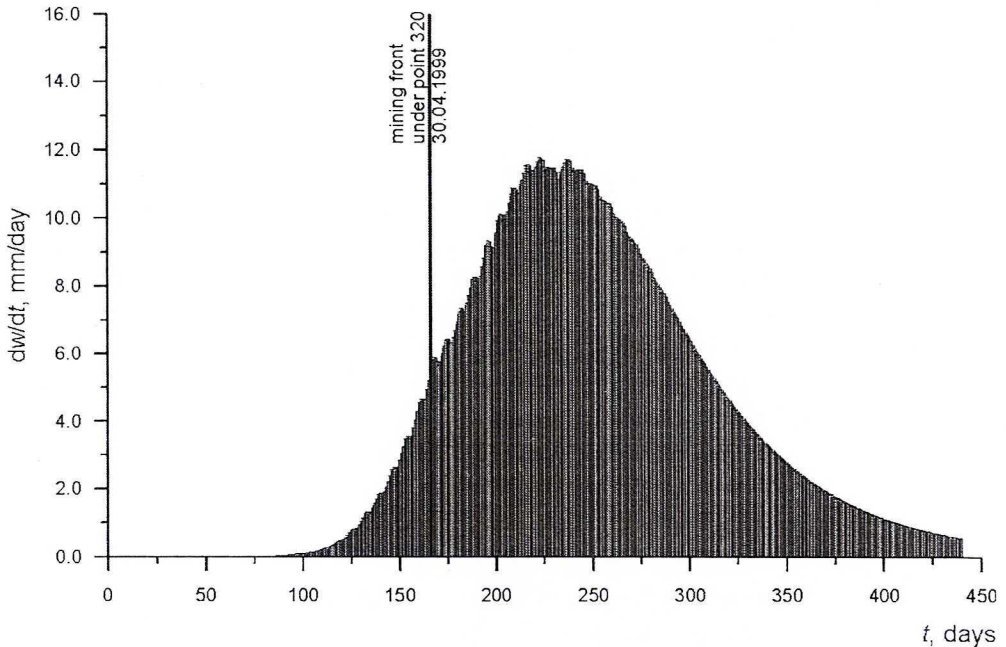


Fig. 7. Calculated subsidence rates of 320 point affected by mining longwall 257, with the use of time function (6) with the parameters: $A = 1.0$, $\tau_{op} = 30$ days, $c = 6.6 \text{ year}^{-1}$

Rys. 7. Obniżenie prędkości obniżenia punktu 320 pod wpływem eksploatacji ściany 257 przy zastosowaniu funkcji czasu (6) o parametrach: $A = 1,0$, $\tau_{op} = 30$ dni, $c = 6,6 \text{ rok}^{-1}$

Presented in Fig. 7 are the theoretical rates of subsidence of point 320, these being performed using the generalised function (6) for the determined parameters $A = 1.0$, $c = 6.6 \text{ year}^{-1}$ and $\tau_{op} = 30$ days. An inverse problem to determining the parameters of a generalised time function. By comparing the calculated subsidence rates of point 320 from Fig. 7, and measured ones (Figs. 5a, b), it follows that:

- there is a concordance between the theoretical maximum subsidence rates (12 mm/day) and those (14.2 mm/day), and the time of their occurrence, within 220–235 days from the beginning of mining,
- there is satisfactory accordance of the calculated subsidence values (after integration) at the day of passage of the mining face under the point amounting to 273 mm with the measured 230 mm, as well as final subsidence values being 1700 mm and 1707 mm, respectively,
- no irregularities in calculations of the subsidence, consequent upon the value of parameter $A = 1.0$ being assumed.

With the aim to perform mathematical modelling of fluctuations of subsidence rise in relation to average values, the parameter should be $0 \leq A < 1$. This has been demonstrated in Fig. 8 where the results of calculations are presented for the assumed parameters: $A = 0.8$, $c = 6.6 \text{ year}^{-1}$ and $\tau_{op} = 30$ days.

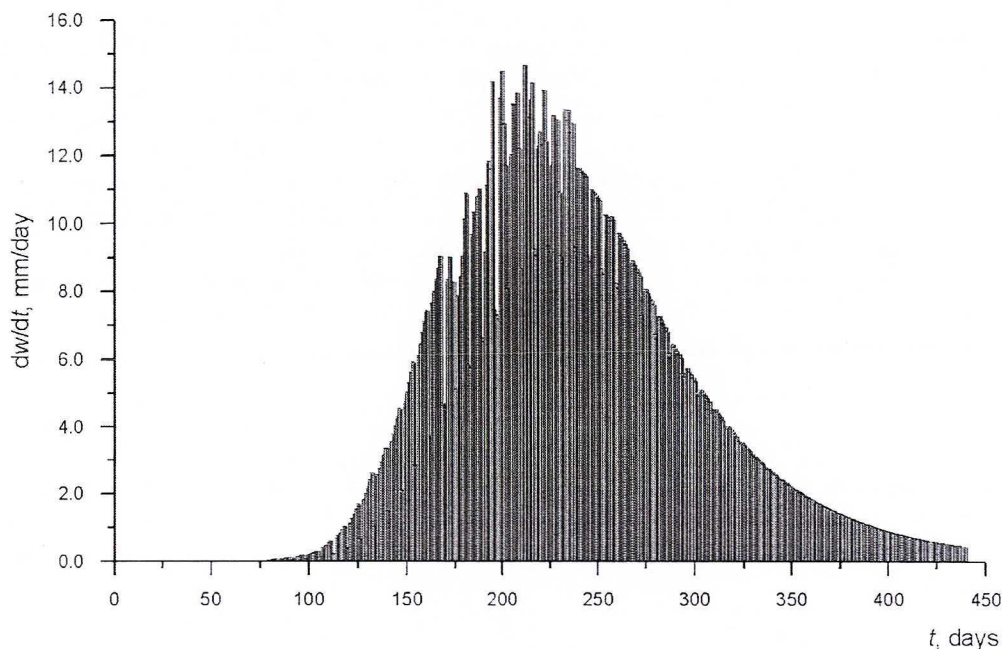


Fig. 8. Calculated subsidence rates of 320 point affected by mining longwall 257, with the use of time function (6) with the parameters: $A = 0.8$, $\tau_{op} = 30$ days, $c = 6.6 \text{ year}^{-1}$

Rys. 8. Obniżenie prędkości obniżenia punktu 320 pod wpływem eksploatacji ściany 257 przy zastosowaniu funkcji czasu (6) o parametrach: $A = 0,8$, $\tau_{op} = 30$ dni, $c = 6,6 \text{ rok}^{-1}$

In both examples (Figs. 7 and 8), the identical geological and mining data were assumed, characterising the active mining area of longwall 257, including mining advance rates (particularly at the time it passed under the point, see Fig. 5c).

Conclusions

1. The results of measurements presented are useful both for the evaluation of surface deformations arising as a result of mining, for the validity of control of forecasts, and the verification of the parameters and assumptions of the deformation prediction theory.

2. It has been demonstrated, on the basis of subsidence observations, that for the same geological-mining conditions, the value of Knothe's parameter c in equation (5) depends on the rate of mining advance.

3. The measurements performed have shown the effect of mining stoppages on formation of surface deformation for low mining front rates, being ca. 50 m/month. The existence of a relationship between mining stoppages and rate of subsidence rise, has been found. In same time periods, a decrease in the rate of subsidence rise is observed, with the delay of 1–3 days after the process of mining has been stopped. The theo-

retically determined delay $\tau_{op} = 30$ days is composed of the time of passage of the effects through the rock mass, being 1–3 days, and time of passage of the mining front at the section of the periphery p , being ca. 28 days. It seems that, taking the experience from Staszic mine and that from Ruhr mines, the time of passage of the effects of mining decreases with the increasing mining rate. It seems that, taking into account experience from Staszic mine and mines from Ruhr coal basin, that with the increasing mining rate, the time of passage of mining-induced effects through the rock mass decreases.

4. Using a generalised time function (6) to predict the surface deformation resulting from the process of mining conducted with stoppages, the predicted deformations are being in agreement with the measurements made in situ.

Acknowledgements

This paper has been prepared on the basis of measurements of surface deformations performed by the staff of the Surveying-Geological Department of Kazimierz-Juliusz mine under the leadership of Jacek Sobczyk, approved mining surveyor. I would like to render thanks for the efforts and reliability on the part of those involved for the results yielded.

REFERENCES

- Dubiński J., et al., 1999. Koncentracja wydobywania a zagrożenia górnicze. Wydawnictwo Głównego Instytutu Górnictwa, Katowice, s. 223–281.
- Jędrzejec E., 1993. Komputerowy system prognozowanie wpływów podziemnej eksploatacji górniczej na górotwór. Materiały z Konferencji II Dni Miernictwa Górniczego i Ochrony Terenów Górniczych, Ustroń-Jaszowice 19.09–21.05, s. 83–95.
- Jędrzejec E., 1999. Prognozowanie deformacji powierzchni pochodzących od frontu ścianowego dla wybranych funkcji czasu. Seria Konferencje nr 30, V Dni Miernictwa Górniczego i Ochrony Terenów Górniczych, Szczyrk 29.09–1.10, s. 142–150.
- Knothe S., 1984. Prognozowanie wpływów eksploatacji górniczej. Wyd. Śląsk, Katowice.
- Kowalski A., 1993. Deformacje terenu powstałe w wyniku szybkiej eksploatacji górniczej. Materiały z Konferencji II Dni Miernictwa Górniczego i Ochrony Terenów Górniczych, Ustroń-Jaszowice 19.09–21.05, s. 135–147.
- Kowalski A., 1999. Funkcja czasu do prognozowania nieustalonych deformacji powierzchni spowodowanych eksploatacją frontem ścianowym z przerwami. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa. Seria Konferencje nr 30. V Dni Miernictwa Górniczego i Ochrony Terenów Górniczych, Szczyrk 29.09–1.10, s. 132–141.
- Kowalski A., et al., 2000. Eksploatacja górnictwa a ochrona powierzchni. Doświadczenia z wałbrzyskich kopalń. Wydawnictwo Głównego Instytutu Górnictwa, Katowice, s. 325–342.
- Kowalski A., Jędrzejec E., 2000. Prediction of surface deformations caused by longwall front mining with interruptions. 11th International Congress of the International Society for Mine Surveying, Cracow, t. 2, pp. 37–47.
- Kwiatkiewicz J., Kowalski A., Jędrzejec E., 1994. Ochrona powierzchni nad szybko postępującym frontem eksploatacyjnym. Wyniki prac z realizacji projektu celowego nr 231/CS6-9/92 pt.: Wysoko wydajny kompleks ścianowy i nowa technologia wybierania węgla w KWK Staszic. Politechnika Śląska, Gliwice, s. 15–67.
- Kwiatkiewicz J., et al., 1997. Ochrona obiektów budowlanych na terenach górniczych. Wydawnictwo Głównego Instytutu Górnictwa, Katowice, s. 31–279.
- Sroka A., 1999. Dynamika eksploatacji górniczej z punktu widzenia szkód górniczych. Wydawnictwo Instytutu Gospodarki Surowcami Mineralnymi i Energią PAN, Studia, Rozprawy, Monografie 58, Kraków.

REVIEW BY: PROF. DR HAB. INŻ. STANISŁAW KNOTHE, KRAKÓW

Received: 20 July 2001