

Tabla 4 Parámetros termodinámicos del oxígeno disuelto en el sinter flotado

T K	G (Ox) J/mol	a(Ox)
1 073	- 3 309,2	0,690
1 123	- 3 342,4	0,699
1 173	- 3 366,5	0,708
1 223	- 3 395,8	0,716
1 323	- 3 460,5	0,730
1 373	- 3 497,9	0,736
1 423	- 3 513,3	0,743
1 473	- 3 571,1	0,747
1 523	- 3 607,8	0,752
1 573	- 3 656,9	0,756
1 623	- 3 666,5	0,762
1 673	- 3 688,5	0,767
1 723	- 3 724,2	0,771

CDU: 624.131.53

ESTABILIDAD

DE LAS EXCAVACIONES SIN FORTIFICAR

Tabla 5 Valores de las fracciones molares para los principales elementos constituyentes del sinter en las fracciones flotada y flotada y reducida

	X(Ni)	X(Co) (10 ⁻²)	X(O) (10 ⁻²)	X(Fe) (10 ⁻²)	X(Mn) (10 ⁻²)	X(Zn) (10 ⁻²)
Sinter flotado	0,948	1,84	2,69	4,58	7,7	0,6
Sinter flotado y reducido	0,97	2,06	-	7,0	8,7	1,3

Ing. Roberto Blanco T.; Ing. Gilberto Sargentón R., Instituto Superior Minero Metalúrgico

RESUMEN

En el presente trabajo se propone una metodología para valorar la estabilidad de las excavaciones sin fortificar, basado en el criterio comparativo de las tensiones actuantes en el contorno de la excavación con la resistencia de la roca.

Lo novedoso de la metodología que se propone es que en ella se tienen en cuenta una serie de factores, que se obtuvieron por vía experimental, que en otros trabajos no han sido considerados.

ABSTRACT

Stability to assess the stability of the excavations without timbering based on the comparative criterion of the acting tensions in the outline of the excavations with the rock resistance is presented in this work.

The newness of this experimental method consists of that it takes into consideration a serie of factors which were not taken into account in previous works.

A pesar de que existen en la literatura mundial una cantidad de trabajos relacionados con la estabilidad de las excavaciones mineras, y en particular con las que no están fortificadas, aún no se ha creado una metodología de cálculo que satisfaga las distintas situaciones que pueden existir. Esto se debe a la gran variabilidad que tienen las condiciones de sostenimiento, incluso dentro de los límites de una misma excavación y a la gran cantidad de factores que influyen sobre este aspecto.

A partir del estudio realizado en las minas de cromo del nordeste de Holguín se propone una metodología para la valoración de la estabilidad de las excavaciones sin fortificar. Como base de la metodología que se propone se utiliza el criterio, muy conocido, de comparar las tensiones actuantes en el contorno de la excavación con la resistencia de la roca [5, 7].

La diferencia entre la metodología que se propone con las ya existentes consiste en tener en cuenta además otros factores que se obtienen por vía experimental.

DESARROLLO

La mayor parte de las minas y excavaciones estudiadas se encuentran a una profundidad de la superficie no mayor de 130 a 140 m las rocas que rodean a las excavaciones generalmente son firmes y poseen un enlace estructural elástico lo cual las acerca, en cierta medida, a un cuerpo duro.

A partir de las excavaciones visuales y mediciones realizadas se establece que en las rocas no se ve una dirección definida de las superficies de debilitamiento (sistema de grietas y estratificación). Como es conocido, en caso de no existir ordenamiento en la orientación de las superficies de debilitamiento se puede considerar

que las rocas poseen iguales propiedades mecánicas en todas direcciones, o sea se puede considerar al macizo como un medio isotrópico [1, 3].

Todo esto permite a la hora de estudiar el estado tensional del macizo emplear los criterios de la mecánica de los medios compactos, y considerar el macizo como elástico e isotrópico.

El estudio del proceso de aparición y acción de la presión minera, en las condiciones de minas, muestra que después de la destrucción inicial que sufren las rocas del techo (formación de la bóveda), ellas conservan durante un largo tiempo su estabilidad. En muchas de las excavaciones estudiadas después del proceso inicial de destrucción de las rocas del techo en varios años no se ha observado ningún tipo de afectación, en tanto a las excavaciones que se les dio desde inicio una sección con techo abovedado han conservado su estado estable a través de los años.

De tal forma se puede plantear que las excavaciones que tengan una sección con techo abovedado serán estables si la tensión que actúa en su contorno σ_0 es inferior al límite de la resistencia de cálculo a compresión de las rocas $R_{c.c}$ o sea:

$$\sigma_0 < R_{c.c} \quad (1)$$

La tensión actuante en los hastiales de la excavación depende, de su profundidad, de la forma de la sección de la excavación, de las condiciones técnico-mineras y se determina por la fórmula:

$$\sigma_0 = K_1 \cdot K_2 \cdot \gamma H_c \quad (2)$$

- K_1 - Coeficiente de concentración de las tensiones a compresión.
- K_2 - Coeficiente que tiene en cuenta la influencia de otras excavaciones.
- γ - Densidad volumétrica ponderada de las rocas que yacen sobre la excavación.

H_c - Profundidad de cálculo de la excavación.

La magnitud de la tensión σ_0 obtenida por la fórmula anterior es la que actúa directamente en el contorno de la excavación, a medida que nos alejamos del contorno esta tensión tiende a disminuir y se hace igual a la del macizo no afectado.

El coeficiente K_1 de concentración de tensiones depende entre otros factores de la forma de la sección transversal de la excavación, y la relación entre su ancho y altura. Como regla sus valores oscilan entre 1,8 y 3,2 [6].

El coeficiente K_2 de influencia de otras excavaciones se toma según la distancia entre excavaciones. Para distancias mayores de 15 m este coeficiente se toma igual a 1; para distancias entre 10 a 15 m y 5 a 10 m se toma respectivamente de 1,5 a 2,0 y para distancias inferiores a los 5 m de 2,5 [4].

La profundidad de cálculo (H_c) de la excavación se puede determinar por la expresión:

$$H_c = H \cdot K_g$$

donde

- H - Profundidad real de la excavación.
- K_g - Coeficiente que tiene en cuenta las condiciones minero-geológicas.

La magnitud de este coeficiente K_g se recomienda determinar experimentalmente, pero debido a que esta problemática está poco estudiada, incluso a nivel mundial, se considera factible utilizar un valor de $K_g = 1,5$.

El valor de la resistencia de cálculo a la compresión $R_{c.c}$ depende de una serie de factores, y puede ser determinado por la siguiente expresión:

$$R_{c.c} = \bar{R}_c \cdot K \quad (4)$$

donde

- \bar{R}_c - Valor promedio del límite de resistencia a compresión obtenido en el laboratorio.
- K - Coeficiente que tiene en cuenta la influencia de una serie de factores que disminuyen la resistencia de la roca.

Entre los factores que disminuyen la resistencia de la roca, en primer lugar es necesario referirse a la destrucción complementaria que sufren las rocas que rodean a las excavaciones. La influencia de este factor se tiene en cuenta con la utilización del coeficiente de debilitamiento estructural (K_1). El valor de este coeficiente varía en grandes límites (0,25 a 0,95), y depende en lo esencial de la cantidad de las superficies de debilitamiento en el macizo y de la distancia entre ellas.

Otro factor a tener en cuenta es el tiempo de utilización de las excavaciones, en particular cuando se prevee utilizarlas para otros fines de la economía después de concluido el trabajo minero. Este aspecto en el cálculo se tiene en cuenta con el empleo del coeficiente de resistencia a largo plazo (K_2), el cual para las rocas estudiadas tiene un valor de 0,8 a 0,9 [2].

Mediante las investigaciones realizadas en las minas en estudio hemos observado que, la resistencia de la roca disminuye con el transcurso del tiempo. El valor límite de resistencia de la roca en el contorno de la excavación disminuye de un 20 a un 40 %. Este factor se tiene en cuenta en el cálculo, con el uso del coeficiente de estoicidad (K3), el cual oscila (en las condiciones estudiadas) entre 0,6 y 0,8. La disminución de la resistencia de la roca tiene también lugar cuando ellas se saturan con agua, esto puede ocurrir cuando las excavaciones sean usadas como depósitos de agua. De ser necesario tener en cuenta este aspecto, él se introduce en los cálculos a través del coeficiente K4 cuyo valor según datos experimentales obtenidos oscila entre 0,8 - 0,85.

De tal forma el coeficiente K se puede ver como el producto de una serie de coeficientes, cada uno de los cuales tiene en cuenta un factor que influye sobre la resistencia de la roca.

$$K = K1 \cdot K2 \cdot K3 \cdot K4 \quad (5)$$

Es necesario señalar que los coeficientes K1 y K2 para la determinación de la resistencia de la roca han sido tenidos en cuenta por gran número de investigadores. Con respecto al uso de los coeficientes K3 y K4 no se conoce ningún trabajo.

CONCLUSIONES

En el presente trabajo se propone una metodología para evaluar la estabilidad de las excavaciones sin fortificar. Esta metodología se basa en la comparación de las tensiones actuantes en el contorno de la excavación y la resistencia de la roca, teniendo en cuenta una serie de factores obtenidos en forma experimental.

El cálculo de la estabilidad de las excavaciones sin fortificar con el uso de esta metodología arrojó que alrededor del 70 % de las excavaciones estudiadas se pueden explotar sin necesidad de usar fortificación portadora. Este resultado se corresponde plenamente con los obtenidos mediante la observación visual.

REFERENCIAS

1. BAKLASHOV, I. V., y A. KARTOZIA: Mecánica de las obras subterráneas y construcción de la fortificación. Moscú, Nedra, 1984.
2. BARON, L. I. y OTROS : Determinación de las propiedades de las rocas. Moscú, Ed. Técnica, 1962.
3. BULICHEV, N. S. : Mecánica de las obras subterráneas. Moscú, Nedra, 1982.
4. BOKY, B. V. y OTROS: Tecnología, mecanización y organización del laboreo de excavaciones. Moscú, Nedra, 1983.
5. IZAKSON, V. Y.: "Evaluación de la estabilidad de rocas denudadas durante la construcción de obras subterráneas", en Estabilidad y fortificación de excavaciones mineras. No. 5, 1976.
6. KATSAUROV, I. N.: Presión minera. Moscú, Editorial Ciencia, 1972.
7. TSINBAREVICH, P. M.: Fortificación de minas. Moscú, Editorial Técnica del Carbón, 1951.

CDU: 669, 173 : 543.226

REACTIVIDAD DE OXIDO DE HIERRO (III)
A TRAVES DE ANALISIS TERMICO DE EMANACION
Y ANALISIS
TERMICO DIFERENCIAL

Lic. Nelson Alvarez A., Universidad de La Habana; C.Dr. Tesker Aleksandr Marksovich, Universidad Estatal de Moscú

RESUMEN

Se utiliza el análisis térmico de emanación (A.T.E.) y el análisis térmico diferencial (A.T.D.) para evaluar la reactividad del Fe_2O_3 obtenido por el Instituto de Materiales y Reactivos para la Electrónica (I.M.R.E.) y del obtenido por la marca REACHIM, como posibles materias primas para la producción de ferritas. Como resultado de las mediciones del poder de emanación de ambos óxidos y las diferencias observadas en los emanogramas y termogramas correspondientes se llegan a conclusiones sobre la mayor reactividad del óxido obtenido por el I.M.R.E.

ABSTRACT

Differential Thermal Analysis (D.T.A.) and Emanation Thermal Analysis (E.T.A.) were used to evaluate the reactivity of iron (III) oxide obtained by the Institute of Materials and Reagents for Electronics (I.M.R.E.) and the labelled reachim as possible raw materials for the production of ferrites. As a results of the determination of the emanation power of both oxides and the differences observed in the correspondent thermograms and emanograms it was concluded that the most reactive oxide was the one obtained in the I.M.R.E.