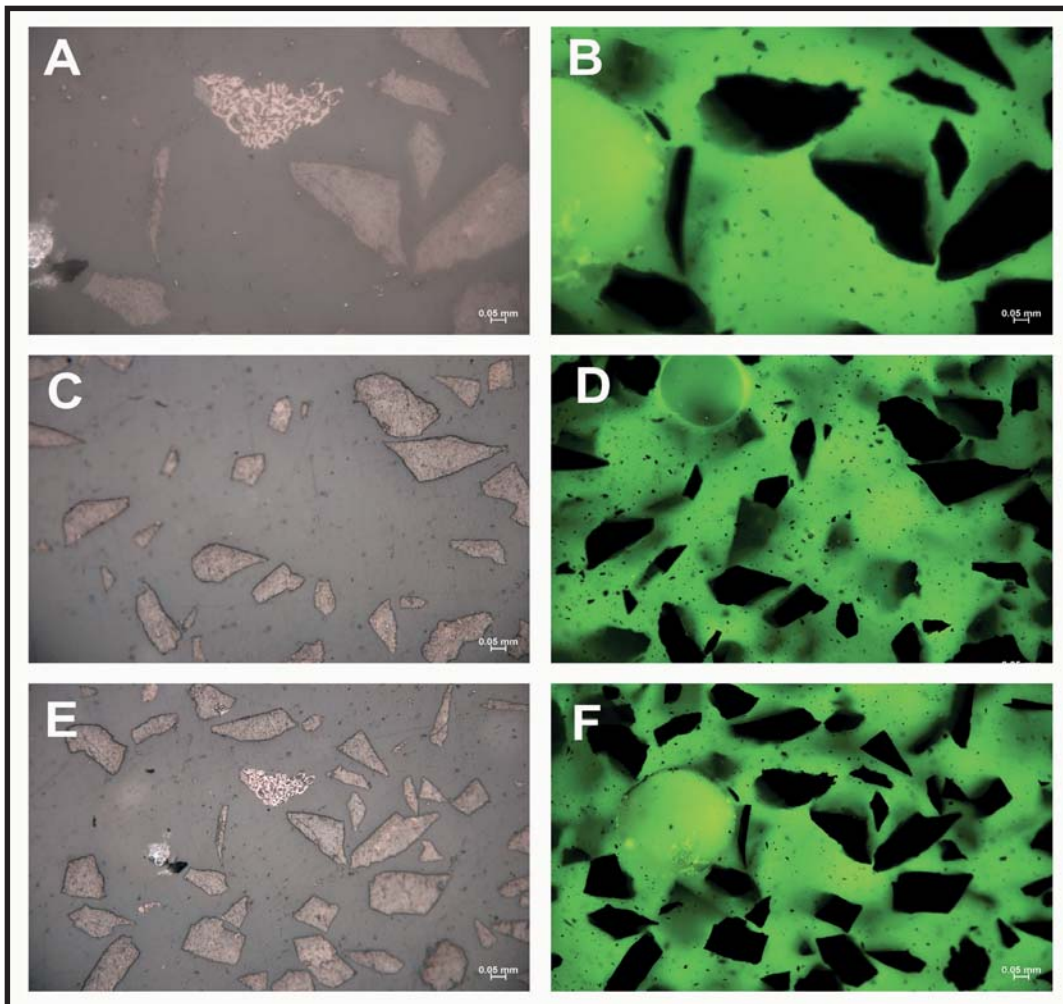


# BOLETÍN DE CIENCIAS DE LA TIERRA

No. 45, Agosto de 2018 - Enero de 2019

ISSN 0120 - 3630



Microfotografías de muestras de Carbón de la formación Cuervos.  
Paredes-C. et al.

TARIFA POSTAL REDUCIDA No. 2015-456 . 4-72  
La Red Postal de Colombia, vence 31 de Dic. 2019



UNIVERSIDAD  
NACIONAL  
DE COLOMBIA

SEDE MEDELLÍN  
FACULTAD DE MINAS

DEPARTAMENTO DE GEOCIENCIAS Y MEDIO AMBIENTE



UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA  
SEDE MEDELLÍN  
FACULTAD DE MINAS

# BOLETÍN DE CIENCIAS DE LA TIERRA

Número 45, Agosto de 2018 - Enero de 2019

Publicación del Departamento de Geociencias y Medio Ambiente  
Programa Curricular de Ingeniería Geológica  
FACULTAD DE MINAS - UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA  
ISSN 0120 - 3630

**Boletín de Ciencias de la Tierra** es una publicación creada en 1978, del Programa Curricular de Ingeniería Geológica, Departamento de Geociencias y Medio Ambiente de la Facultad de Minas, Universidad Nacional de Colombia, Sede Medellín. La revista publicará artículos originales resultados de investigación en las diferentes áreas de las geociencias y pretende dinamizar la discusión científica en torno al conocimiento del territorio colombiano, sus recursos y restricciones. Se publicaran tanto artículos de análisis específicos como de interés regional, que promuevan el desarrollo de las Ciencias de la Tierra.

**Boletín de Ciencias de la Tierra** es una publicación dirigida a investigadores e interesados en las áreas de las geociencias y la ingeniería. Publica artículos sobre las siguientes áreas:

- Geodinámica
- Geofísica
- Georecursos
- Geografía
- Mineralogía
- Geomecánica
- Geología regional
- Geomorfología
- Geotecnia
- Geología ambiental
- Aprovechamiento y explotación de recursos
- Paleontología
- Vulcanología
- Estratigrafía
- Petrografía
- Petrofísica

**Boletín de Ciencias de la Tierra** publicará dos números en el año con editorial, artículos de investigación, ensayos, comunicaciones breves e imágenes diagnósticas. Los artículos enviados deberán ser siempre originales y no estar sometidos a otra publicación; todos los artículos se someten a revisión por pares o árbitros académicos de conocida idoneidad en el tema.

La orientación general para la presentación de artículos e información interesante se puede encontrar en la dirección electrónica:

<https://revistas.unal.edu.co/index.php/rbct/about/submissions#authorGuidelines>.

El correo electrónico de la revista es: [rbct\\_med@unal.edu.co](mailto:rbct_med@unal.edu.co), Teléfono y Fax: (57-4) 425 53 43

**Foto carátula:** Figura 9. Microfotografías de muestras de Carbón de la formación Cuervos.

**Artículo:** Análisis próximos y petrografía orgánica del carbón de la formación Los Cuervos en el sector de Chucarima (Chitagá, Norte de Santander) Colombia.

**Autores:** Jairo Alonso Paredes-C., Luis Miguel Romero-R., Julián David De Bedout-O. & Carlos Mauricio Bernal-R.

Revista indexada en:

Georef

SciELO - Scientific Electronic Library Online

Índice Actualidad Iberoamericana, del Instituto Iberoamericano de Información en Ciencia y Tecnología de Chile.

Base de Datos Periódica de La Universidad Nacional Autónoma de México.

Redalyc, Red de Revistas Científicas de América Latina y el Caribe, España y Portugal.

BOLETÍN DE CIENCIAS DE LA TIERRA

ISSN 0120 - 3630

Periodicidad semestral: Febrero - Julio y Agosto - Enero

Tarifa Postal Reducida No. 2015-456 . 4-72 La Red Postal de Colombia, vence 31 de Dic. 2019

Carrera 80 No. 65 - 223

Facultad de Minas - Bloque M9 - Of.: 107

Medellín - Colombia

Teléfono: (57+4) 425 53 43, Fax: (57+4) 425 53 43

e-mail: [rbct\\_med@unal.edu.co](mailto:rbct_med@unal.edu.co)

VERSIÓN ELECTRÓNICA DISPONIBLE EN:

<http://www.scielo.org.co/scielo.php>

<http://revistas.unal.edu.co/index.php/rbct>

SE SOLICITA CANJE - EXCHANGE SOLICITED

Los pedidos de esta serie de publicaciones en Suscripción y/o Canje, pueden ser solicitados a:

UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA

Biblioteca Facultad de Minas - Bloque M5

Carrera 80 No. 64 - 223

Teléfonos: (57+4) 425 53 43, 430 97 86 Medellín - Colombia

Correo Electrónico: [canje@unal.edu.co](mailto:canje@unal.edu.co)

## DIRECTOR

JUAN DAVID VELÁSQUEZ HENAO

Departamento de Ciencias de la Computación y de la Decisión - Facultad de Minas  
Universidad Nacional de Colombia, Medellín

## COMITÉ EDITORIAL

MARION WEBER S.

Departamento de Geociencias y Medio Ambiente - Facultad de Minas  
Universidad Nacional de Colombia, Medellín

ANTONIO ROMERO H.

Departamento de Geociencias y Medio Ambiente - Facultad de Minas  
Universidad Nacional de Colombia, Medellín

SERGIO LOPERA C.

Departamento de Procesos y Energía - Facultad de Minas  
Universidad Nacional de Colombia, Medellín

JOHN WILLIAN BRANCH B.

Departamento de Ciencias de la Computación y de la Decisión - Facultad de Minas  
Universidad Nacional de Colombia, Medellín

GLORIA TORO V.

Departamento de Geología

Universidad EAFIT

GIOVANNI FRANCO

Departamento de Materiales y Minerales - Facultad de Minas

Universidad Nacional de Colombia, Medellín

JOSÉ HUMBERTO CABALLERO ACOSTA

Departamento de Geociencias y Medio Ambiente - Facultad de Minas  
Universidad Nacional de Colombia, Medellín

## COMITÉ CIENTÍFICO

EDUARDO PARRA P.

INGEOMINAS Medellín

JAVIER HELENES E.

Departamento de Geología - CICESE, México

ARTURO MARTIN

Departamento de Geología - CICESE, México

JORGE LEDESMA V.

Área de Geología - UABC, México

JEAN FRANCOIS TOUSSAINT

Colombia

RICARDO SMITH QUINTERO

Asesor externo

## Grupo Centro Editorial - Facultad de Minas

Universidad Nacional de Colombia - Sede Medellín

Juan David Velásquez Henao, Director

Mónica Del Pilar Rada T., Coordinación Editorial

Catalina Cardona A., Asistente editorial

Byron Llano V., Asistente editorial

Amilkar David Álvarez C., Diagramación

Landsoft Ltda, Sistemas y marcación



UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA

SEDE MEDELLÍN  
FACULTAD DE MINAS

**BOLETIN  
DE  
CIENCIAS DE LA TIERRA**



UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA

SEDE MEDELLÍN  
FACULTAD DE MINAS

## CONTENT

Analysis of the geotechnical vulnerability in the works of engineering of the region nicquelifera of Holguin starting from the employment of geodesic methods Luis Enrique Acosta-González, M. Clara de Lacy-Pérez de Los Cobos, Sergio Edilio Ricardo-Desdín , Jorge García-Díaz & Osmany Hernández-Cruz	5
Relationship between the productivity, the maintenance and the replacement in the large mining Esmilka Guerra-López & Alexis Montes de Oca-Risco	14
Short note: publish computational programs applied to Earth Sciences Ludger O. Suarez-Burgoa	22
Complexities in the resources estimation of Besshi type minerals deposits on the north-west of Pinar del Río, Cuba, using non Linear Geostatistics Abdiel Díaz-Carmona & José Quintín Cuador-Gil	26
Los Cuervos formation's proximate analysis and coal's organic petrography in the Chucarima sector (Chitagá, Norte de Santander), Colombia Jairo Alonso Paredes-C., Luis Miguel Romero-R., Julián David De Bedout-O. & Carlos Mauricio Bernal-R.	34
Recovery evaluation of P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> through three models of froth flotation of phosphoric rock Moises Oswaldo Bustamante-Rúa, Alan José Daza-Aragón, Pablo Bustamante-Baena & Julián David Osorio-Botero	41

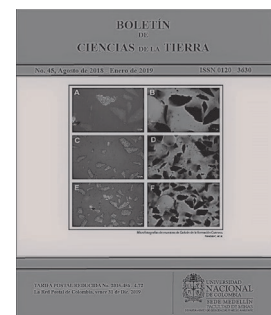
### Our cover

Image alluding to Article:

Los Cuervos formation's proximate analysis and coal's organic petrography in the Chucarima sector (Chitagá, Norte de Santander), Colombia

### Authors:

Jairo Alonso Paredes-C., Luis Miguel Romero-R., Julián David De Bedout-O. & Carlos Mauricio Bernal-R.



## CONTENIDO

Análisis de la vulnerabilidad geotécnica en las obras de ingeniería de la región niquelífera de Holguín a partir del empleo de métodos geodésicos Luis Enrique Acosta-González, M. Clara de Lacy-Pérez de Los Cobos, Sergio Edilio Ricardo-Desdín , Jorge García-Díaz & Osmany Hernández-Cruz	5
Relación entre la productividad, el mantenimiento y el reemplazo del equipamiento minero en la gran minería Esmilka Guerra-López & Alexis Montes de Oca-Risco	14
Nota corta: publicación de programas computacionales aplicados a las Ciencias de la Tierra Ludger O. Suarez-Burgoa	22
Complejidades de la estimación de recursos en yacimientos tipo Bechi en el noroeste de Pinar del Río, Cuba, usando Geoestadística no Lineal Abdiel Díaz-Carmona & José Quintín Cuador-Gil	26
Análisis próximos y petrografía orgánica del carbón de la formación Los Cuervos en el sector de Chucarima (Chitagá, Norte de Santander) Colombia Jairo Alonso Paredes-C., Luís Miguel Romero-R., Julián David De Bedout-O. & Carlos Mauricio Bernal-R.	34
Evaluación de la recuperación de P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> a través de tres modelos de flotación espumante de roca fosfórica Moises Oswaldo Bustamante-Rúa, Alan José Daza-Aragón, Pablo Bustamante-Baena & Julián David Osorio-Botero	41

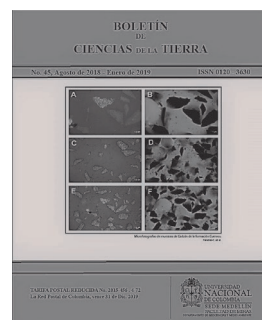
### Nuestra carátula

Imagen alusiva al artículo:

Análisis próximos y petrografía orgánica del carbón de la formación Los Cuervos en el sector de Chucarima (Chitagá, Norte de Santander) Colombia

**Autores:**

Jairo Alonso Paredes-C., Luís Miguel Romero-R., Julián David De Bedout-O. & Carlos Mauricio Bernal-R.



# Analysis of the geotechnical vulnerability in the works of engineering of the region nicquelifera of Holguin starting from the employment of geodesic methods

Luis Enrique Acosta-González <sup>a</sup>, M. Clara de Lacy-Pérez de Los Cobos <sup>b</sup>, Sergio Edilio Ricardo-Desdín <sup>c</sup>, Jorge García-Díaz <sup>c</sup> & Osmany Hernández-Cruz <sup>a</sup>

<sup>a</sup>Departamento de Construcciones, Facultad de Ingeniería, Universidad Holguín, Holguín, Cuba. [luis.acosta@uho.edu.cu](mailto:luis.acosta@uho.edu.cu), [ohernandezc@uho.edu.cu](mailto:ohernandezc@uho.edu.cu)

<sup>b</sup>Departamento de Ingeniería Cartográfica, Geodesia y Fotogrametría, Universidad de Jaén, Jaén, España. [mclacy@ujaen.es](mailto:mclacy@ujaen.es)

<sup>c</sup>UCT Geocuba Investigación y Consultoría, La Habana, Cuba. [sergior@uct.geocuba.cu](mailto:sergior@uct.geocuba.cu), [jgarcia120866@uct.geocuba.cu](mailto:jgarcia120866@uct.geocuba.cu)

Received: August 22<sup>th</sup>, 2017. Received in revised form: June 11<sup>th</sup>, 2018. Accepted: August 25<sup>th</sup>, 2018

## Abstract

In the work the problem of the analysis of geotechnical vulnerability is approached in the industrial works, with a new focus on models and terminologies in the analysis of deformation. A methodology for the determination of geotechnical vulnerability indexes is presented, based on the comparison of settlement values determined by geodetic methods with the tolerances fixed by current standards. It is carried out the validation of the methodology in four cases of study of the region nicquelifera of Holguín: machineries industrial "Rotational tubular dryer", deposits of toxic substances "Base of ammonia", deposits of substances inflammable "Fuel tank" and mineral deposits. It demonstrates the feasibility of the results and the importance of comprehensive vulnerability studies, based on the interaction of conclusive criteria from various disciplines such as Geodesy, Geophysics, Geotechnics and Civil Engineering.

*Keywords:* región nicquelifera; geotechnical vulnerability; deformation; settlement.

# Análisis de la vulnerabilidad geotécnica en las obras de ingeniería de la región niquelífera de Holguín a partir del empleo de métodos geodésicos

## Resumen

En el trabajo se aborda la problemática del análisis de vulnerabilidad geotécnica en las obras industriales, con un nuevo enfoque sobre los modelos y terminologías en el análisis de la deformación. Se presenta una metodología para la determinación de los índices de vulnerabilidad geotécnica, a partir de la comparación de los valores de asentamientos determinadas por métodos geodésicos con las tolerancias fijadas por las normativas vigentes. Se realiza la validación de la metodología en cuatro casos de estudio de la región niquelífera de la provincia de Holguín: maquinarias industriales "Secaderos tubulares rotatorios", depósitos de sustancias tóxicas "Base de amoníaco", depósitos de sustancias inflamables "Tanque de combustible" y depósitos de mineral. Se demuestra la factibilidad de los resultados y la importancia de los estudios integrales de vulnerabilidad, a partir de la interacción de criterios concluyentes de varias disciplinas como la Geodesia, la Geofísica, la Geotecnia y la Ingeniería Civil.

*Palabras clave:* región niquelífera; vulnerabilidad geotécnica; deformación; asentamiento.

## 1. Introducción

La construcción de grandes obras, tales como: hidrotécnicas, centrales nucleares y edificios de considerables alturas, implica exigencias de gran rigor con respecto a su seguridad,

duración en servicio y eficiencia. Por tal motivo, no se concibe su ejecución sin la aplicación de tecnologías apropiadas de las geociencias, que incluyen las mediciones geodésicas de alta precisión para el monitoreo de las deformaciones en los procesos de construcción y explotación.

**How to cite:** Acosta-González, L.E., de Lacy-Pérez de Los Cobos, M.C., Ricardo-Desdín, S.E., García-Díaz, J. and Hernández-Cruz, O., Análisis de la vulnerabilidad geotécnica en las obras de ingeniería de la región niquelífera de Holguín a partir del empleo de métodos geodésicos. Boletín de Ciencias de la Tierra, 45, pp. 5-13, Agosto 2018 - Enero 2019.

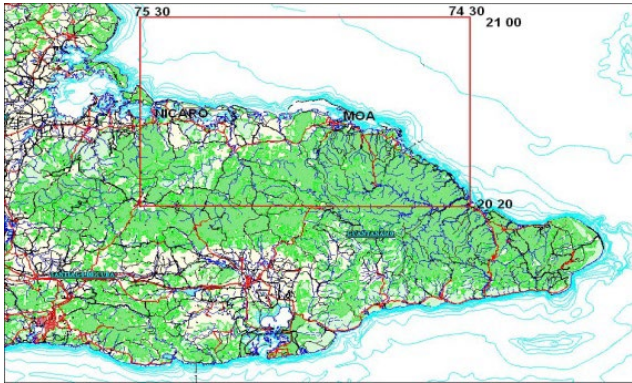


Figura 1. Ubicación de la región de estudio.  
Fuente: [3].

En la actualidad se manifiesta la problemática de que los estudios para el monitoreo de las deformaciones no se realizan de forma multidisciplinaria (Geodesia, Geofísica, Geotecnia e Ingeniería Civil), ni se planifican con la rigurosidad necesaria durante los procesos de diseño, construcción y explotación, limitándose el alcance de la Geodesia en la predicción oportuna de la vulnerabilidad de las estructuras [1]. En ocasiones se solicitan los estudios cuando los daños o desviaciones son apreciados a simple vista o afectan la seguridad y funcionamiento de la estructura y su maquinaria industrial, trayendo como consecuencia daños y pérdidas irreparables en el orden tecnológico, económico y social.

Estos aspectos han propiciado el desarrollo de nuevos procedimientos y terminologías en la modelación y análisis de las deformaciones a partir de un enfoque integrador [2,3], con el empleo de novedosos modelos (descriptivos y causa-respuesta), que describen el comportamiento de la interrelación terreno-estructura, expresando los resultados a través de un Sistema de Información Espacial de Deformaciones (SIED), con criterios concluyentes del período de vida de la estructura a partir del nivel de vulnerabilidad geotécnica.

En el presente trabajo se analizan las aplicaciones [3] de la metodología “Determinación de índices de vulnerabilidad geotécnica por métodos geodésicos” en la región niquelífera de la provincia de Holguín, Cuba, ubicada en los municipios de Mayarí y Moa (Ver Fig. 1).

En el diseño de los experimentos para validar la metodología se seleccionaron cuatro casos de estudio:

1. Maquinaria industrial (Secaderos).
2. Depósitos de sustancias tóxicas (Base de amoniaco).
3. Depósitos de mineral.
4. Depósitos de sustancias inflamables (Tanque de combustible).

Estos objetos están conformados por elementos estructurales comunes, presentes en la mayoría de las industrias, así como las condiciones de su cimentación, sustentada principalmente sobre estratos de baja resistencia con características de expansividad, que facilitan la ocurrencia de asentamientos diferenciales; tienen la particularidad de incluir los procesos de construcción y explotación.



Figura 2. Secador tubular rotatorio (Secadero).  
Fuente: Los autores.



Figura 3. Base de Amoniaco.  
Fuente: Los autores.

*Maquinaria industrial “Secaderos”*: Esta estructura forma parte de la mayoría de las industrias del níquel y de materiales de la construcción; formado por siete secaderos tubulares rotatorios, los cuales van a girar sobre rodillos y engranajes apoyados sobre los cimientos tecnológicos. (Ver Fig. 2)

*Depósitos de sustancias tóxicas “Base de amoniaco”*: Se encuentran en las obras de apoyo a la industria, como es el caso de las Bases de Amoniaco y soportan depósitos de sustancias tóxicas (tanques horizontales y verticales), redes de tuberías y obras auxiliares de funcionamiento (Casa de bombas, Panel de control, Casa de compresores y Panel eléctrico). Ver Fig. 3.

*Depósito de mineral*: Es una estructura formada por muros de contención que soportan el ferrocarril y las cargas dinámicas que transitan por las vías, como son: trenes y vagones, alimentadores, grúas pórticos y transportador de mineral. Tiene una longitud de 370 m, un ancho de 70 m y altura o profundidad de 4.5 m, su capacidad efectiva es de 116 550 m<sup>3</sup>. (Ver Fig. 4).

*Depósitos de sustancias inflamables “Tanque de combustible”*: Es una estructura metálica, con un diámetro exterior de 32 m y una altura de 22.5 m, está cubierto por una bóveda de acero. La superestructura se cimentó sobre un anillo circular de hormigón armado de 0.9 m de espesor, a





Figura 4. Vista frontal del depósito.  
Fuente: Los autores.



Figura 5. Tanque de combustible  
Fuente: Los autores.

1.40 m sobre la superficie del terreno, apoyada en una capa de 1.9 m de macadán confinado y material de la cantera de Pílon en capas de 0.3 m. El peso muerto de la estructura es aproximadamente de 3 000 t [3]. Ver Fig. 5.

## 2. Materiales y métodos

### 2.1. Metodología para la determinación de los índices de vulnerabilidad geotécnica en las obras estructurales

La esencia de la determinación de los índices de vulnerabilidad geotécnica (IVG) radica en la relación empírica que existe entre los valores de las deformaciones obtenidos por métodos teóricos y los determinados a partir de mediciones geodésicas a escala real y en condiciones de campo [3]. Los métodos teóricos, es decir, determinísticos y estadísticos han propiciado el perfeccionamiento de los valores admisibles, que hoy conforman las normativas existentes para diferentes países, entre los cuales se encuentra

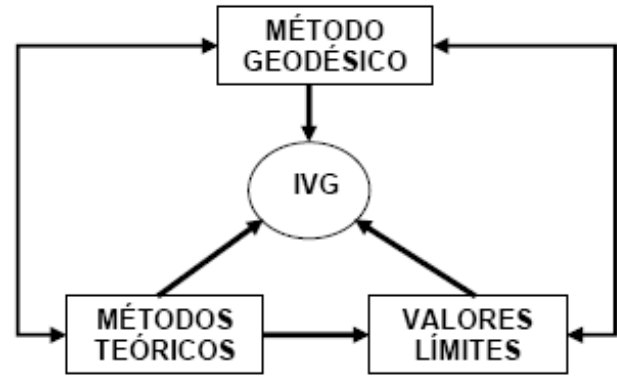


Figura 6. Determinación de los IVG  
Fuente: [3].

el nuestro, estos valores límites se utilizan para la revisión del diseño de las construcciones, donde actualmente [4-6] uno de los más utilizados es el Método de los Estados Límites (MEL). Ver Fig. 6.

De acuerdo con [3], la metodología para la determinación de los índices de vulnerabilidad geotécnica en la vigilancia de las estructuras en los procesos de construcción y explotación, se distingue por combinar los valores de las deformaciones límites proyectadas con las observadas realmente por métodos geodésicos, lo que facilita los análisis multidisciplinarios e integrados de la deformación. Su esquema tecnológico se muestra en la Fig. 7.

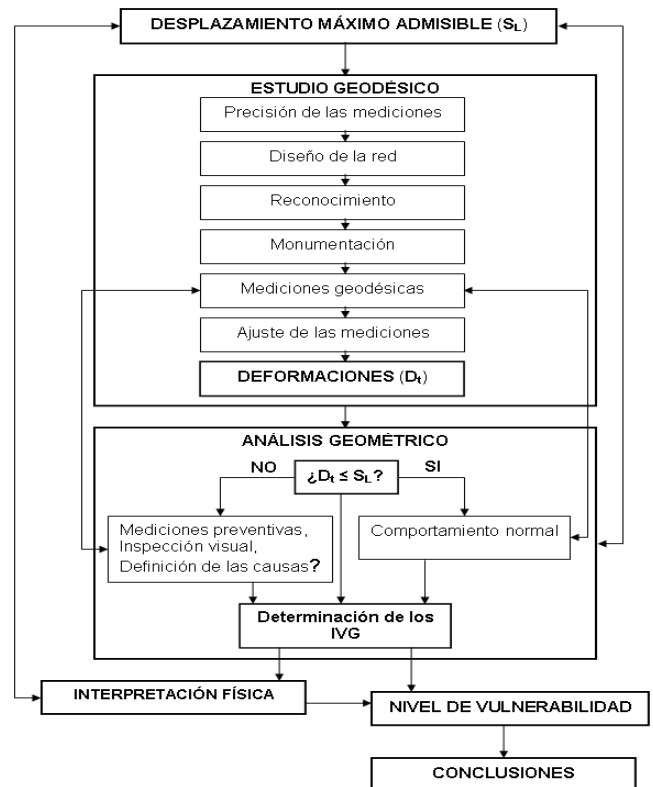


Figura 7. Esquema tecnológico de la metodología.  
Fuente: [3].

## 2.2. Deformaciones límites

A medida que particularizamos en la investigación de obras estructurales especiales en nuestro país, contribuimos al perfeccionamiento de [8], debido a que los valores actuales, aunque han sido aceptados por la mayoría de los especialistas, son el resultado de la experiencia de otros países, principalmente de la ex-URSS.

La definición del valor máximo admisible [7] es imprescindible para el inicio del estudio geodésico, debido a que actualmente en muchos casos se obvia este parámetro, lo que trae como consecuencia afectaciones económicas y conclusiones que no se correspondan con la realidad del fenómeno que estamos investigando. Las tolerancias se tomarán de [8] y excepcionalmente para determinados casos, serán calculadas con la utilización de los métodos teóricos.

Para cada proyecto de ejecución de la obra los proyectistas civiles deben calcular el Estado Límite de deformación para un período determinado que incluye la puesta en servicio, al cual en lo adelante llamaremos deformaciones límites de la obra. En el procedimiento de cálculo [8] se especifica la revisión de las deformaciones límites (en los procesos de construcción y explotación). Donde se establece [4] la condición:

$$D_t \leq T \quad (1)$$

Donde  $D_t$  son las deformaciones totales medidas (absolutas y relativas) y  $T$  son las tolerancias límites definidas por las normativas para el diseño de cimentaciones.

Al exponer estas tolerancias [8] utiliza la terminología de asentamiento medio, absoluto y distorsión angular, que detallaremos su significado a continuación. El asentamiento medio se determina por las formulas:

$$S_{medio} = \left| \frac{S_1 + S_2 + \dots + S_n}{n} \right| \quad (2)$$

$$S_{medio} = \left| \frac{S_1 F_1 + S_2 F_2 + \dots + S_N F_N}{\sum_1^N F} \right| \quad (3)$$

Donde:

$S_1, \dots, S_n$  – Asentamientos de los puntos de control.

$F_1, \dots, F_n$  – Áreas de la base de los cimientos, correspondientes a los puntos de control.

$n$ : Número de puntos y  $N$ : número de cimientos.

En la práctica se pueden emplear cualquiera de las dos fórmulas, ya que los resultados son similares, en el caso de las losas de cimentación [9] recomienda utilizar la expresión (3) y para cimientos aislados, donde el área no es representativa, se usará la expresión (2).

El asentamiento absoluto es el valor máximo del desplazamiento en toda el área de la cimentación.

La distorsión angular ( $\beta$ ) es una deformación relativa, producida por los asentamientos diferenciales, contiene elementos de la flecha relativa, inclinación, sus valores se dan en radianes y de acuerdo con [10], se calcula mediante la expresión:

$$\beta = \frac{\Delta S}{L} \quad (4)$$

Donde  $\Delta S$  es el asentamiento diferencial entre dos puntos y  $L$  la distancia entre los puntos donde se produce el asentamiento.

$$\Delta S = S_{m\acute{a}x} - S_{m\acute{i}n} \quad (5)$$

Donde  $S_{m\acute{a}x}$ ,  $S_{m\acute{i}n}$  son los valores máximos y mínimos de los asentamientos absolutos, en toda el área cargada de la cimentación.

Ambos indicadores de la deformación límite ( $S_L$  y  $\beta$ ), se emplearán luego para el cálculo de los índices de vulnerabilidad geotécnica en diferentes objetos de obras.

Lo establecido en [8] presenta la limitante, que en la mayoría de los casos para las cimentaciones superficiales solo se hace referencia al asentamiento producido por las cargas verticales, excepto en las construcciones (presas y taludes) que poseen muros de contención y se deben considerar los desplazamientos horizontales producidos principalmente por la acción (empuje activo) de las cargas.

## 2.3. Estudio geodésico

El estudio geodésico se realiza en correspondencia con [11] desarrollada por GEOCUBA y tiene como máxima expresión la obtención del valor de la deformación ( $D_t$ ).

Las observaciones para la determinación de las deformaciones en las obras ingenieras deben cumplir las siguientes condiciones:

1. *Precisión*, donde el error de determinación ( $e_{m\acute{a}x}$ ) de las coordenadas debe ser menor o igual a un cuarto de la deformación total máxima esperada ( $e_{m\acute{a}x} \leq 1/4 D_t$ ). En los estudios de la deformación [10] calcula el error de máximo por:

$$e_{m\acute{a}x} = 1.96 \sqrt{\sigma_i^2 + \sigma_f^2} \quad (6)$$

Donde  $\sigma_i$  es la precisión obtenida durante el ciclo inicial y  $\sigma_f$  la precisión durante el ciclo final.

2. La periodicidad de las observaciones será una función del crecimiento de la carga sobre la base de la cimentación, de las velocidades de las deformaciones y de la ocurrencia de eventos extremos.
3. Se considera movimiento o desplazamiento total ( $D_t$ ), aquel que sea mayor que el error máximo de determinación ( $D_t > e_{m\acute{a}x}$ ).

Los métodos a emplear para el control de deformaciones pueden ser tradicionales [9]: Nivelación geométrica, nivelación trigonométrica, trilateración de lados cortos, nivelación hidrostática, microtriangulación con metodologías rigurosas y otros no tan tradicionales [10] como las mediciones combinadas que facilitan las Estaciones Totales y la tecnología GPS.

La confirmación de la estabilidad de los puntos de referencia es uno de los problemas principales en el análisis de las deformaciones, aún no resuelto, la dificultad radica en los defectos de los datos de las redes de monitoreo y cualquier distorsión puede afectar la fiabilidad de los resultados. En nuestro país se ha desarrollado una metodología para los análisis de estabilidad [11], que ha sido aplicada sucesivamente en la mayoría de los proyectos, con resultados satisfactorios.

Los puntos de control se ubicarán en el objeto de estudio de forma tal que permita el análisis geométrico y la interpretación física de las deformaciones, lo que propicia que con los resultados de las observaciones se pueda valorar sobre su deformación (asentamiento, desplazamiento horizontal e inclinación) en su base. Estos puntos se colocarán directamente en el cuerpo de los elementos estructurales (cimientos, columnas, losas y vigas).

El reconocimiento es una de las etapas más importantes para el estudio geodésico, en él debe participar un equipo multidisciplinario. La tarea principal es diseñar una red que modele el comportamiento del objeto, donde se le presta especial atención a la ubicación de los puntos de referencia, que constituyen la base y fiabilidad del estudio.

Los puntos de referencia y las marcas se construyen según las metodologías establecidas por el grupo empresarial Geocuba [11]. Para determinar las deformaciones se necesitan como mínimo tres ciclos de observaciones y, como máximo, cuantos sean necesarios en dependencia de las exigencias y de la magnitud del proceso de deformación a evaluar, por lo que, la periodicidad de las mediciones es determinante desde el punto de vista técnico y económico y es una problemática no resuelta en la actualidad.

De forma general se recomienda [9-12], que la periodicidad de las mediciones dependerá de la velocidad de las deformaciones en los procesos de construcción y explotación de la obra. En la etapa constructiva de las obras estructurales suelen ocurrir las mayores deformaciones, esto implica que se deben realizar las mediciones en función del crecimiento de la carga (0, 25, 50, 75 y 100 %), y luego en el proceso de explotación los ciclos se espaciarán hasta alcanzar la fase de atenuación de las deformaciones, excepto, en suelos arcillosos donde el proceso de atenuación puede demorar varios años. El criterio más usado para la definición de la fase de atenuación o estabilización es la condición [9] de que el valor de la deformación en los últimos tres ciclos permanezca dentro del rango de los límites de precisión o su error máximo de determinación.

El procesamiento de las mediciones se realizó por las herramientas desarrolladas en [11], que incluye el ajuste de las observaciones por el programa "AJUSNIV". De esta forma fueron determinadas las coordenadas de los puntos de

control para cada ciclo. El valor de la deformación ( $D_i$ ) se obtuvo a partir de la comparación de las coordenadas de las marcas entre cada ciclo.

Una vez concluido el estudio geodésico estamos en condiciones de realizar el análisis geométrico del proceso de la deformación, donde se chequeará el cumplimiento de la condición en el estado límite de servicio, con la particularidad de verificarlo a partir de mediciones a escala real y en condiciones de campo.

#### 2.4. Análisis de vulnerabilidad geotécnica

Al chequear la condición  $\mathbf{D} \leq \mathbf{T}$ , si la respuesta es afirmativa (**SI**), el comportamiento de la estructura es normal, pero es necesario revisar en que etapa se encuentra la misma, si es en el proceso de construcción, deben continuarse los estudios, teniendo en cuenta que las deformaciones pueden incrementarse por el crecimiento de la carga sobre su base, principalmente la de uso; cuando la obra está en el periodo de explotación, puede concluir el análisis de la deformación. Si el resultado es **NO**, entonces debemos definir las causas que producen las deformaciones como parte de la interpretación física, para ello realizaremos inspecciones visuales y mediciones preventivas por un equipo multidisciplinario, que a partir del nivel de vulnerabilidad geotécnica tomará las decisiones correspondientes, desde el mantenimiento hasta la paralización o fuera de servicio, por requisitos de seguridad operacional.

La relación entre los valores de las deformaciones máximas medidas en un objeto de obra ( $D_i$ ) y las límites calculadas en el proyecto de ejecución de la obra ( $S_L$ ) se puede definir como el *índice de vulnerabilidad geotécnica absoluto* ( $IVG_a$ ).

$$IVG_a = \frac{D_i}{S_L} \quad (7)$$

La relación entre los valores máximos de las distorsiones angulares medidas y los límites calculada en el proyecto de ejecución de la obra se puede definir como el *índice de vulnerabilidad geotécnica relativo* ( $IVG_r$ ).

$$IVG_r = \frac{\beta_{observado}}{\beta_{limite}} \quad (8)$$

La determinación de los índices de vulnerabilidad está sujeta a la vigilancia de la estructura en los procesos de construcción y explotación, en correspondencia con [1], las relaciones (7) y (8) se pueden dar los siguientes casos:

1. Las deformaciones medidas son menores que las deformaciones límites calculadas por proyecto. El  $IVG_{a,r}$  es menor que 1. Se concluye que la vulnerabilidad geotécnica es baja. La obra se comporta según los parámetros de diseño. (Etapa de compactación)

Las deformaciones medidas son aproximadamente iguales a las deformaciones límites calculadas por proyecto.

Tabla 1.  
Clasificación de la vulnerabilidad geotécnica

IVG	$(IVG_{a,r}) < 1$		$(IVG_{a,r}) > 1$		
	$(IVG_{a,r}) < 1$	$(IVG_{a,r}) \approx 1$	$1 > (IVG_{a,r}) < 1.5$	$1.5 > (IVG_{a,r}) < 2$	$(IVG_{a,r}) > 2$
NVG	BAJA	LÍMITE	MEDIA	ALTA	MUY ALTA
Etapas	Comportamiento normal	Desplazamientos locales	Incremento de los desplazamientos	Desplazamientos considerables	Daños estructurales

Fuente: [3]

El  $IVG_{a,r}$  es aproximadamente igual a 1. Se concluye que la vulnerabilidad geotécnica es "límite". La obra se comporta según los parámetros de diseño, puesto que no han sido superados; pero deben evitarse factores externos que puedan intensificar las deformaciones y hacer que estas superen sin dificultad los estados límites calculados.

2. Las deformaciones medidas son mayores que las deformaciones límites calculadas por proyecto. El  $IVG_{a,r}$  es mayor que 1.

- Para  $IVG_{a,r}$  entre 1 y 1.5 se concluye que la vulnerabilidad geotécnica es media. Los cimientos de la obra se comportan fuera de los parámetros de diseño y deben adoptarse medidas para minimizar los riesgos que puede provocar un comportamiento anómalo de los suelos. (Etapa de deformación, "compactación y desplazamientos locales")
- Para  $IVG_{a,r}$  entre 1.5 y 2.0 se concluye que la vulnerabilidad geotécnica es alta. Los cimientos de la obra se comportan fuera de los parámetros de diseño. Comportamiento anómalo de los suelos. (Etapa de deformación "desplazamientos considerables")
- Para  $IVG_{a,r}$  mayores que 2.0 se concluye que la vulnerabilidad geotécnica es muy alta. Los cimientos de la obra se comportan muy por encima de los parámetros de diseño. (Etapa de deformación "Levantamiento", aparecen desplazamientos laterales y daños estructurales).

Esta clasificación se perfeccionará en la medida que se realicen ensayos a escala real para diferentes obras estructurales y para casos puntuales, desde un elemento estructural hasta un objeto de obra. En la Tabla 1 se muestra un resumen, que facilita el entendimiento multidisciplinario y la toma de decisiones en las etapas de construcción y explotación de una obra de ingeniería, a partir de las condiciones expresadas anteriormente, en función de los Índices de Vulnerabilidad Geotécnica (IVG) y de los Niveles de Vulnerabilidad Geotécnica (NVG). [3].

El informe final con los resultados de los análisis de vulnerabilidad geotécnica se confecciona sin ambigüedades, se debe dejar claro la precisión con que se determinaron las deformaciones absolutas y relativas, así como el nivel de vulnerabilidad geotécnica a que está expuesta la obra.

### 3. Resultados y discusión

#### 3.1. Control de las deformaciones

En los objetos investigados se realizó el estudio de la deformación por métodos geodésicos en función de las cargas verticales, es decir, el asentamiento [13], excepto en

el depósito de mineral donde se consideraron los desplazamientos horizontales. Para la determinación de los asentamientos se utilizó el método de la nivelación geométrica de precisión y para los desplazamientos horizontales se usó el método combinado.

La nivelación de primera categoría como caso especial se utilizó en los objetos que conforman la Base de amoniaco. Estableciendo por [11] un Error Medio Cuadrático (EMC) en la determinación de las alturas menor o igual que  $\pm 1,0$  mm y un error de cierre de la nivelación ( $f_h$ ) menor o igual al calculado por la fórmula:

$$f_h = \pm 0.3mm\sqrt{n} \quad (9)$$

La nivelación de segunda categoría se utilizó para el resto de las obras estructurales (secaderos, depósito de mineral y el tanque de combustible), debido a que su cimentación se sustenta principalmente sobre suelos arcillosos de baja compresibilidad, con un EMC en la determinación de las alturas  $< \pm 2,0$  mm y el error de cierre de la nivelación ( $f_h$ ) menor o igual al calculado por la fórmula:

$$f_h = \pm 0.5mm\sqrt{n} \quad (10)$$

Donde n es el número de puestas de instrumento.

El método combinado se utilizó en el depósito de mineral, debido a que la mayor componente de la deformación se manifiesta en los desplazamientos horizontales. Las coordenadas (x, y) de los puntos de referencia y de las marcas se determinaron por la combinación de la tecnología GPS y la Estación Total. Se obtuvo una precisión de  $\pm 5$  mm, lo cual satisface las exigencias para este tipo de estructura.

Las observaciones de la base de referencia se realizaron utilizando la tecnología GPS, por el método estático-relativo de forma radial. El tiempo de medición en los puntos principales fue de 1 hora y en los puntos de control de 30 minutos.

La curvatura por desplazamientos horizontales del muro 'E' se determinó utilizando el método de las alineaciones, tomando como referencia la alineación entre los puntos 'E0' y 'E30' ubicados en el inicio y final del muro respectivamente. Las coordenadas del resto de las marcas se determinaron por el método polar.

El análisis de la estabilidad de la base de referencia de los objetos estudiados se realizó según [11], los resultados obtenidos son confiables y satisfacen las exigencias para el análisis integrado de las deformaciones, ya que los valores de los desplazamientos determinados no están influenciados por los datos iniciales.

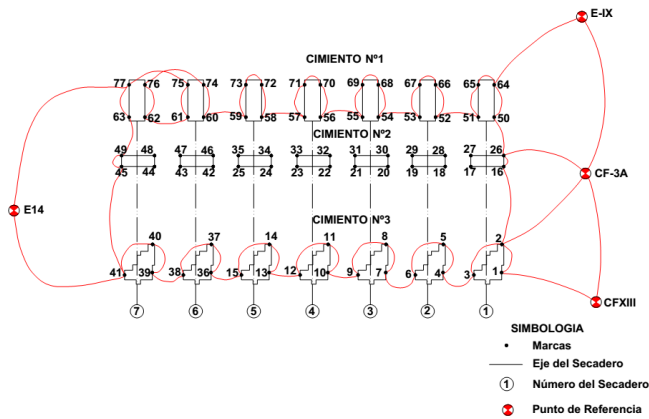


Figura 8. Esquema de la base geodésica  
Fuente: [3].

Los puntos de control se situaron en los elementos estructurales de forma tal que representen las áreas más deformables y pueda modelarse la geometría del objeto por sus puntos característicos, lo que permite poder juzgar sobre el tipo de deformación (asentamiento, desplazamiento horizontal, inclinación y torsión) en su base.

El objeto “Secaderos” se controla a partir de los puntos 'CF-XIII', 'CF-3A' y 'E-14', por estar próximos al mismo. Para su monitoreo se colocaron un total de 77 marcas. Ver Fig. 8.

En la “Base de amoniaco” se realizó el análisis integrado de las deformaciones para todas las estructuras que la conforman, es decir, los tanques de solución amoniaco, balsas de almacenamiento de amoniaco y las construcciones auxiliares de funcionamiento (panel eléctrico, compresores, panel de mando y casa de bombas), colocando los puntos de control en las cimentaciones y elementos estructurales de cada objeto. El sistema de referencia para el control de los asentamientos está formado por tres puntos o ramillete de profundidad ('PR-1', 'PR-2' y 'PR-3'), situados fuera del área de influencia de la obra, que se enlazan con los puntos de control por dos polígonos (interior y exterior), siguiendo el esquema de medición mostrado en la Fig. 9.

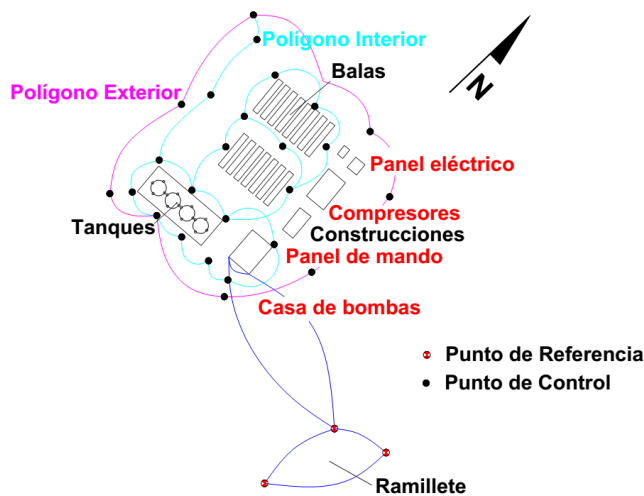


Figura 9. Esquema de la base geodésica  
Fuente: [3].

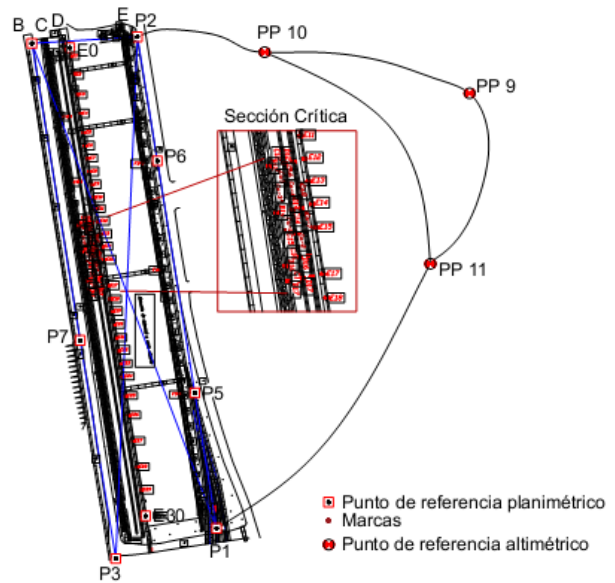


Figura 10. Esquema de la base geodésica  
Fuente: [3].

Para el monitoreo de las deformaciones (asentamientos y desplazamientos horizontales) en el “Depósito de mineral” se creó una base de referencia conformada por puntos planimétricos y altimétricos, ubicados fuera del objeto de estudio, a partir de la cual se determinaron las coordenadas (x,y,z) de los puntos de control (marcas) empotrados en los diferentes cimientos y muros del objeto. La zona situada en el centro de la luz de los diferentes muros de contención que conforman el objeto se le llamó sección (área crítica). (Ver Fig. 10).

Para supervisar [14] la deformación vertical (asentamiento) del “Tanque de combustible” fueron empotrados 6 puntos de control en su cimentación ('T1', 'T2',..., 'T6') distribuidos uniformemente alrededor de su perímetro, que se controlan de los puntos de referencia: auxiliar 'C-8' y del ramillete (PR1', 'PR2' y 'PR3'), siguiendo el esquema de medición ilustrado en la Fig. 11, los cuales están situados fuera del área de influencia de la cimentación (bulbo de presiones), a 60 y 150 m respectivamente.

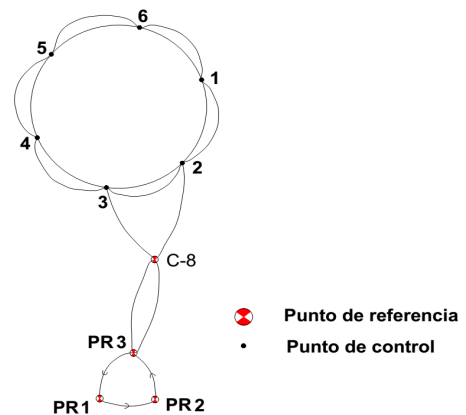


Figura 11. Esquema de la base geodésica  
Fuente: [3].

Tabla 2.  
Evaluación de la vulnerabilidad geotécnica

Objetos	Magnitud de las deformaciones		IVG <sub>ar</sub>		NVG
	Absolutas (mm)	Relativas	IVG <sub>a</sub>	IVG <sub>r</sub>	
Secaderos	5	- 59.0	0.00144	0.7	Límite
	6	- 61.0	0.00170	0.8	Límite
	7	- 81.5	0.00175	1.0	Límite
Depósitos de sustancias tóxicas "Base de amoniaco"	Tanques(TK 603)	+ 5.00	0.00014	0.1	Baja
	Balas (RP- 08)	+ 2.68	0.00041	0.04	Baja
	Bombas	5.34	0.00038	0.1	Baja
	Mando	3.92	0.00089	0.05	Baja
	Compresores	- 71.76	0.0040	0.9	Alta
	Panel eléctrico	- 19.02	0.0026	0.2	1.3
Depósitos de Mineral	- 260.0	0.008	3.2	4.0	Muy Alta
Depósitos de sustancias Inflamables "Tanque de combustible".	- 127.01	0.0021	0.7	1.0	Límite

Fuente: [3]

### 3.2. Evaluación de la vulnerabilidad geotécnica

Luego de realizado el análisis geométrico y la interpretación física del proceso de la deformación, determinamos los índices y niveles de vulnerabilidad geotécnica, que demuestran la factibilidad de la aplicación de la metodología [3] a los casos de estudios y permiten la toma de decisiones para alertar sobre la seguridad operacional de estas obras, durante su vigilancia en los procesos de construcción y explotación. Los resultados se muestran en la Tabla 2.

En los secaderos las mayores deformaciones se observan en los secaderos 5, 6 y 7, en este último con un valor de -81.5 mm, llegando a alcanzar un nivel de vulnerabilidad límite. De acuerdo con [3], el comportamiento diferencial se debe al cambio de litología en la sustentación de la cimentación, los secaderos del 1 al 4 están ubicados sobre un horizonte de terreno natural y del 5 al 7 sobre un suelo de relleno. Este nivel de vulnerabilidad puede aumentar en la medida que inicie el proceso de explotación producto de la incidencia de las cargas dinámicas.

En la Base de amoniaco el nivel de vulnerabilidad en sus objetos fundamentales (tanques y balas) es baja, estos están apoyados sobre cimentaciones profundas (pilotes) [3], sin embargo, en las obras auxiliares (Casa de compresores y Panel eléctrico) tienen niveles de vulnerabilidad de alta y media respectivamente, producto del comportamiento diferencial de los asentamientos, lo que afecta su seguridad operacional teniendo en cuenta las características de esta obra donde sus objetos están unidos por interconexiones que se apoyan en cimentaciones superficiales. En el caso de los compresores han influido negativamente las vibraciones, propias de su funcionamiento, generando cargas dinámicas que inciden en el comportamiento diferencial de las deformaciones.

El depósito exterior de mineral presenta un nivel de vulnerabilidad de muy alta, producto a la ocurrencia de deformaciones excesivas, con un mayor valor absoluto de -260.0 mm, que supera los valores límites establecidos en las normativas vigentes [3], estos desplazamientos se localizan en los puntos de control situados en el área central (sección

crítica) donde se concentran las mayores cargas, observándose daños en los elementos estructurales, lo que afecta la seguridad operacional en las vías que soportan los muros de contención.

El Tanque de combustible alcanzó un nivel de vulnerabilidad límite, producto de los valores significativos de los asentamientos durante la prueba de la carga de agua [3,14], con un mayor valor de -127.0 mm y como aspecto más crítico el comportamiento de los asentamientos tuvo un carácter diferencial, lo que ha producido grietas en la estructura de la cimentación [3].

### 4. Conclusiones

Se crea una nueva metodología integral que permite incorporar los métodos geodésicos a los estudios de vulnerabilidad geotécnica para la industria cubana, demostrándose su factibilidad en las obras estructurales: maquinaria industrial (secaderos), depósitos de sustancias tóxicas (base de amoniaco), depósitos de sustancias inflamables (tanque de combustible) y depósitos de mineral.

En los secaderos las mayores deformaciones se observan en los secaderos 5, 6 y 7 llegando a alcanzar un nivel de vulnerabilidad límite. Este nivel de vulnerabilidad puede aumentar en la medida que inicie el proceso de explotación producto de la incidencia de las cargas dinámicas.

En la Base de amoniaco el nivel de vulnerabilidad en sus objetos fundamentales es baja, no obstante, en sus obras auxiliares (Casa de compresores y Panel eléctrico) tienen niveles de vulnerabilidad de alta y media respectivamente, producto del comportamiento diferencial de los asentamientos, lo que afecta su seguridad operacional teniendo en cuenta las características de esta obra donde sus objetos están unidos por interconexiones. En el caso de los compresores incide significativamente en el alto índice de vulnerabilidad las vibraciones producidas por el funcionamiento del equipamiento tecnológico.

El depósito exterior de mineral presenta un nivel de vulnerabilidad de muy alta, observándose daños en sus elementos estructurales, que son más significativos en su parte central, lo que afecta la seguridad operacional en las

vías que soportan los muros de contención.

El Tanque de combustible alcanzó un nivel de vulnerabilidad límite, se observa un comportamiento diferencial en los asentamientos que han producido grietas en la estructura de la cimentación.

### Agradecimientos

Los autores desean agradecer a los colaboradores de las Empresas Oriente Norte y UCT del Grupo Empresarial Geocuba, a los técnicos y especialistas del Taller Geodesia de la Agencia Geocuba Holguín, por el apoyo en las investigaciones de campo. Agradecemos a los revisores anónimos, cuyos consejos y sugerencias ayudaron a mejorar la claridad y la estructura del manuscrito.

### Referencias

- [1] Acosta, L.E y García, J., La Geodesia en los estudios de peligro, vulnerabilidad y riesgos de desastres. Informática, XII Convención y Expo Internacional 2007, La Habana, Cuba. 2007.
- [2] Chrzanowski, A. et al., Combination of geometrical analysis with physical interpretation for the enhancement of deformation modelling. XIX. FIG Congress, Helsinki, Proceedings, Com. 6, pp. 326-341, 1990.
- [3] Acosta, L.E., Determinación de índices de vulnerabilidad geotécnica por métodos geodésicos, Tesis Doctoral, ITM, La Habana, Cuba, 2009.
- [4] Quevedo, G., Aplicación de los estados límites y teoría de seguridad en el diseño geotécnico en Cuba, Tesis de grado científico, UCLV, Cuba, 2002.
- [5] Recarey, C.A., Modelación del terreno y las estructuras en el dominio del tiempo. Memorias 4to. Simposio Internacional de Estructuras, Geotecnia y Materiales de Construcción, La Habana, Cuba, 2000.
- [6] Das, B.M., Fundamentals of geotechnical engineering. Third edition. CL-Engineering ed. ISBN-10: 0-495-29572-8, 2008.
- [7] Heunecke, O. and Welsch, W., A contribution to terminology and classification of deformation models in engineering surveys. Journal of Geospatial Engineering, 2(1), pp. 35-44, 2000.
- [8] NC 1., Norma para el diseño geotécnico de cimentaciones superficiales. La Habana, Cuba, 2007.
- [9] Sundakov, A.Ya., Trabajos geodésicos para la construcción de grandes obras industriales y altos edificios, Editorial Mir, Moscú, Rusia, 1981.
- [10] USACE.EM.1110-2-1009, Structural deformation surveying, Washington, DC 20314-1000, Junio, 2002.
- [11] MET 30-27. Metodología para el control de deformaciones de obras a partir de métodos geodésicos, 2004.
- [12] Vila-Ortega et al., Monitoreo y control topográfico de obras, Quindío, Armenia, 2012.
- [13] USACE.EM.1110-1-1904, U.S. Army Corps of Engineers Manual, Settlement analysis, Washington, DC 20314-1000, September, 1999
- [14] Acosta, L.E. et al., Monitoreo geodésico de los asentamientos en tanques verticales de almacenamiento de combustibles. Minería y Geología, 33(3), pp. 266-278, 2017.

**L. E. Acosta-González**, es Ingeniero Civil de la Universidad de Holguín (1995). Master en Geodesia Aplicada. Doctor en Ciencias Técnicas. Profesor Titular e Investigador Auxiliar del Departamento de Construcciones de la Facultad de Ingeniería de la Universidad de Holguín. Especialista en Topografía y Geotecnia con experiencia en la dirección de proyectos vinculados al sector empresarial.  
ORCID:0000-0002-2723-9850

**M. C. de Lacy-Pérez de los Cobos**, es Licenciada en Ciencias Matemáticas de la Universidad Complutense de Madrid (1993). Doctora en Ciencias Matemáticas (2001). Actualmente es Profesora Titular del Departamento de Ingeniería Cartográfica, Geodésica y Fotogrametría de la Universidad de Jaén. Pertenece al Grupo de Investigación de Microgeodesia y al Centro de Estudios Avanzados de Ciencias de la Tierra, Jaén, España. Dentro de su investigación ha trabajado fundamentalmente en los sistemas GNSS y sus aplicaciones. Ha sido responsable de proyectos de investigación sobre los sistemas GPS modernizado y Galileo. Se desempeña como Coordinadora de la Red Iberoamericana de Investigación en Ingeniería geodésica (RIBINGEO).  
ORCID: 0000-0003-0654-778X

**S. E. Ricardo -Desdín**, es Ingeniero Aerofotogeodesta (1994). Doctor en Ciencias Técnicas. Investigador Auxiliar de la Empresa UCT Geocuba Investigación y Consultoría, donde actualmente se desempeña como Director Adjunto. Ha ejecutado múltiples proyectos de alcance territorial y nacional, entre ellos, la caracterización de los movimientos recientes de la corteza terrestre en polígonos geodinámicos.  
ORCID: 0000-0002-8110-4850

**J. García-Díaz**, es Ingeniero Astrónomo Geodesta del MIIGAIK, Rusia (1990). Doctor en Ciencias Técnicas. Profesor e Investigador Titular de la Empresa UCT Geocuba Investigación y Consultoría, La Habana, Cuba. Ha participado y dirigido proyectos de investigación relacionados con la Geodinámica y los estudios de PVR, principalmente en la región oriental de Cuba. ORCID: 0000-0002-4505-2715

**O. Hernández-Cruz**, es Ingeniero civil de la Universidad de Holguín (2016). Es Profesor instructor del Departamento de Construcciones, de la Facultad de Ingeniería de la Universidad de Holguín. Actualmente cursa estudios de maestría en la mención de estructuras en la Universidad Tecnológica de La Habana "ISPJAE".  
ORCID: 0000-0003-1663-1790



UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA  
SEDE MEDELLÍN  
FACULTAD DE MINAS

Área Curricular de Ingeniería Civil

Oferta de Posgrados

Especialización en Vías y Transportes  
Especialización en Estructuras  
Maestría en Ingeniería - Infraestructura y Sistemas de Transporte  
Maestría en Ingeniería – Geotecnia  
Doctorado en Ingeniería - Ingeniería Civil

Mayor información:

E-mail: asisacic\_med@unal.edu.co  
Teléfono: (57-4) 425 5172

## Relationship between the productivity, the maintenance and the replacement in the large mining

Esmilka Guerra-López<sup>a</sup> & Alexis Montes de Oca-Risco<sup>b</sup>

<sup>a</sup> Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra, Escuela Superior Politécnica del Litoral - ESPOL Polytechnic University, Campus Gustavo Galindo Guayaquil, Ecuador. [esguerra@espol.edu.ec](mailto:esguerra@espol.edu.ec)

<sup>b</sup> Facultad de Geología y Minería, Instituto Superior Minero Metalúrgico "Dr. Antonio Núñez Jiménez" Moa, Holguín, Cuba. [amontes@ismm.edu.cu](mailto:amontes@ismm.edu.cu)

Received: November 05<sup>th</sup>, 2017. Received in revised form: June 11<sup>th</sup>, 2018. Accepted: August 25<sup>th</sup>, 2018

### Abstract

The mining industry is one of the most important sectors of economy in most countries, developing it as efficiently as possible is a major task for science, due to this reason great efforts are being devoted to study the main operations that make it up in order to optimize resources. The problem that bases this investigation is the need to establish the relationship between productivity, maintenance and replacement of mining equipment that is used in large-scale in the open-pit mining, based on the analysis of their performance under specific exploitation conditions. For this purpose we have done the description of the technological flow of the mine, characterizing the mining equipment that intervenes in the exploitation process, have been evaluated the conditions under which the machinery is replaced and the effects that the deficiencies in this process cause the cost of operations. A field research has been carried out, applying the method of case study as a main technique, whose most relevant result has been the calculation of the total productivity index of transport equipment, excavation - load and bulldozers, yielding values of 51.72%, 48.88% and 55.51% respectively, showing reductions in productivity of the park of machines between 44% and 51%. Among the main causes that have influenced the reduction of the productivity index of the machinery park is the technical availability, increased by the deficiencies in the compliance of the maintenance plans, which in turn is closely related to the acquisition modality that applies to each specific team and the decision to replace at the right time.

*Keywords:* mining equipment; productivity index; technical availability.

## Relación entre la productividad, el mantenimiento y el reemplazo del equipamiento minero en la gran minería

### Resumen

La industria minera constituye uno de los renglones más importantes de la economía de la mayoría de los países, desarrollarla con la mayor eficiencia posible es tarea de primer orden para la ciencia, por lo que se emplean grandes esfuerzos en el estudio de las principales operaciones que la componen con el fin de optimizar recursos. El problema que fundamenta esta investigación es la necesidad de establecer la relación entre la productividad, el mantenimiento y el reemplazo del equipamiento minero que se utiliza en la minería a cielo abierto a gran escala, partiendo del análisis de su desempeño bajo condiciones concretas de explotación. Para tal fin se ha realizado la descripción del flujo tecnológico de la mina, caracterizando el equipamiento minero que interviene en el proceso de explotación, se han evaluado las condiciones bajo las que se realiza el reemplazo de la maquinaria y las afectaciones que las deficiencias en este proceso provocan al costo de operaciones. Se ha realizado una investigación de campo, aplicando como técnica principal el estudio de caso, cuyo resultado más relevante ha sido el cálculo del índice de productividad total del equipamiento de transporte, de excavación - carga y buldóceros al 6<sup>o</sup> año de explotación, cuyos valores han sido 51.72 %, 48.88 % y 55.51 % respectivamente, mostrando reducciones de productividad del parque de máquinas entre el 44% y el 51%. Dentro de las principales causas que han influido en la reducción del índice de productividad del parque de máquinas esta la disponibilidad técnica, acrecentada por las deficiencias en el cumplimiento de los planes de mantenimiento, que a su vez guarda estrecha relación con la modalidad de adquisición que se aplique en cada equipo en concreto y la decisión de reemplazar en el momento preciso.

*Palabras claves:* equipos mineros; índice de productividad; disponibilidad técnica.

**How to cite:** Guerra-López, E. and Montes de Oca-Risco, A., Relación entre la productividad, el mantenimiento y el reemplazo del equipamiento minero en la gran minería. Boletín de Ciencias de la Tierra, 45, pp. 14-21, Agosto 2018 - Enero 2019.



## 1. Introducción

La minería es un renglón de vital importancia para el desarrollo económico de cualquier país y fuente de riquezas que contribuye a la sustentabilidad de la comunidad. Su desarrollo generalmente se caracteriza por el movimiento de considerables volúmenes de materiales, por lo que se requiere de equipos preparados para operar de forma continua durante toda su vida útil, capaces de realizar este trabajo. Para cumplir con la producción planificada, estas máquinas con frecuencia son expuestas a condiciones severas causadas por grandes esfuerzos y jornadas continuas, que con el transcurso del tiempo ocasionan desgastes prematuros en algunos de sus componentes.

Los desperfectos técnicos y los altos costos operativos son las principales causas por las cuales se decide retirar el equipamiento minero. La primera, relacionada con la destrucción física del equipo, provoca dificultades para llevar a cabo los trabajos de forma óptima para los cuales fueron adquiridas. Los altos costos operativos comprometen la competitividad del equipo, con el tiempo se produce una degradación del rendimiento económico por necesidad de mantenimiento excesivo y aumento del consumo de energía, llamándose a esto envejecimiento, el cual se evidencia cuando es preciso gastar cada vez más, obteniendo cada vez menos disponibilidad y productividad. Por otra parte la obsolescencia por la evolución del contexto socioeconómico y especialmente el progreso tecnológico en el cual se desarrollan las actividades de la empresa también ejercen una influencia negativa [4].

A medida en que envejecen los equipos se hacen más frecuentes las fallas por diversas causas que generan paros, por lo que deben ser sometidos al mantenimiento correctivo, de esta manera, a los costos estimados de operación se le adicionan los costos por concepto de corrección de averías. Aunque la misión del mantenimiento es la de conservar los equipos en la mejor forma posible, muchas fuerzas se oponen a este empeño, de modo que tarde o temprano el equipo pierde por completo las condiciones técnicas que lo habilitan para prestar determinado servicio [12].

El mantenimiento es una de las principales partidas que se consideran en el presupuesto de cualquier proyecto minero a gran escala en el que se utilice transporte automotor y arranque mecánico. Su planificación es cuidadosamente elaborada partiendo del análisis de criterios técnicos y económicos que permiten establecer plazos y procedimientos capaces de asegurar rentabilidad y seguridad en el proceso extractivo.

El mantenimiento preventivo ofrece una disminución de paradas no programadas, mejor conservación de los equipos, menores costos de mantenimiento comparado con el mantenimiento correctivo, generación de información de programación y buena relación entre producción y mantenimiento. Por otra parte, el mantenimiento predictivo al evitar paradas por roturas, mejora considerablemente la disponibilidad de los equipos. Un servicio de mantenimiento, para que sea óptimo, debe ser una combinación del mantenimiento preventivo y predictivo, pero esta mezcla

debe ser tal, que cada componente del activo sea sometido a las prácticas justas que hagan posible su disponibilidad en tiempo y forma en el proceso productivo [9].

Según estudios preliminares, los problemas operacionales del equipamiento provocan un incremento del costo total del mantenimiento en la en la minería, estos problemas traen consigo un deterioro precoz del equipamiento, afectando su disponibilidad e imposibilitándolo para realizar la operación para la cual fue destinado.

El problema que fundamenta este estudio es la necesidad de establecer la relación entre la productividad, el mantenimiento y el reemplazo del equipamiento minero en la minería a gran escala, que permita trazar estrategias para la adquisición de maquinaria en el tiempo preciso, evitando reducciones de productividad e incrementos de costos operativos.

## 2. Materiales y métodos

### 2.1. Descripción del flujo tecnológico de la unidad básica minera

La unidad básica minera trabaja para suministrar la materia prima a la planta de preparación de minerales bajo los criterios técnicos y económicos que rigen la ley de corte, garantizando la rentabilidad del proceso extractivo. La planta de tratamiento de minerales proporciona un material preparado mecánicamente a la planta metalúrgica, que cuenta con un esquema tecnológico basado en la lixiviación carbonato amoniacal del mineral reducido o proceso Caron. Para dar cumplimiento a su objeto social, la unidad básica minera desarrolla las actividades que se relacionan a continuación:

- a) Desarrollo geológico.
- b) Preparación minera.

El Desbroce, se ejecuta con buldóceres marca KOMATSU D85ex. Durante esta operación es retirada la capa vegetal con la finalidad de realizar posteriormente el destape. En la actualidad se hace énfasis en la sostenibilidad de la minería, la conservación de la capa vegetal durante su almacenamiento permitirá ejecutar los planes de cierre adecuados, que permitan al final de la minería reestablecer la flora autóctona, partiendo de la reposición de la capa vegetal que cuenta con los nutrientes necesarios para lograr un elevado índice de supervivencia de las especies plantadas.

En el Destape, actualmente los equipos más usados son las retroexcavadoras hidráulicas R974, R984, EC-460, dragalinas andantes ESH5/45, camiones articulados VOLVO A40D y A40E.

En la construcción de los caminos mineros y drenajes, se utilizan principalmente:

- Buldóceres LIEBHERR PR- 742, KOMATSU D85ex.
- Motoniveladoras GALION 830B, VOLVO G780B.
- Compactadores AMMANN ASC- 110D.
- Camiones articulados VOLVO A40D y KOMATSU HM400-2.

## c) Extracción y Transporte del mineral.

Actualmente esta operación se lleva a cabo con dragalinas andantes modelo ESH 5/45, con un alcance de 36,7 m y una profundidad de corte máxima de 22 m, óptimas en relación a las condiciones de potencia de los yacimientos en explotación, pero contraproducentes debido a la complejidad del cuerpo mineral por su baja capacidad de selectividad, lo que conduce a desventajosas pérdidas y empobrecimiento de la mena. La introducción de retroexcavadoras hidráulicas marca VOLVO, DOOSAN y LIEBHERR, ha permitido la extracción en zonas donde existen intercalaciones de gabros o bloques flotantes y en áreas con condiciones hidrogeológicas difíciles. El mineral se transporta hasta la planta de recepción de minerales o hasta depósitos intermedios con camiones articulados VOLVO A-40D, VOLVO A40E y camiones rígidos TEREX TR-60.

## d) Protección al medio ambiente.

## 2.2. Equipamiento minero en explotación en la unidad básica minera

Para desarrollar el proceso de explotación de yacimientos en condiciones de rentabilidad y seguridad, la unidad básica minera cuenta con un parque de máquinas agrupado por tipo de equipos, mostrando además el estado técnico por línea y modelo (Tablas 1, 2 y 3).

Tabla 1.

Equipamiento de transporte.

Línea de equipos/ Marca	Modelo	Estado técnico
Camiones articulados VOLVO	A40D	Bueno
Camiones articulados VOLVO	A40E	Bueno
Camiones rígidos TEREX	TR-60	Bueno

Fuente: elaboración propia

Tabla 2.

Equipamiento de excavación – carga.

Línea de equipos/ Marca	Modelo	Estado técnico
Retroexcavadoras VOLVO	EC-460	Bueno
Retroexcavadoras LIEBHERR	R 974B	Regular
Retroexcavadoras LIEBHERR	R 984D	Bueno
Retroexcavadoras DOOSAN	Solar 500	Bueno

Fuente: elaboración propia

Tabla 3.

Equipamiento de acarreo.

Línea de equipos/ Marca	Modelo	Estado técnico
Bulldóceres LIEBHERR	PR-742	Regular
Bulldóceres KOMATSU	D85EX	Regular
Bulldóceres DRESSTA	TD-20M	Regular

Fuente: elaboración propia

## 2.3. Productividad de los equipos mineros

La productividad de los equipos mineros está catalogada como un parámetro de máxima importancia en la explotación de

yacimientos minerales, pues marca la posibilidad del cumplimiento de los planes de producción planificados cuidadosamente a partir del análisis de criterios técnicos y económicos. Dentro del proceso productivo se pueden encontrar pérdidas que influyen de manera significativa en el desempeño de la maquinaria, muchas de ellas han pasado a formar parte de la rutina de explotación por lo que su detección constituye una tarea difícil que adquiere más complejidad conforme aumenta el número de equipos que componen el parque.

La correcta planificación y ejecución del mantenimiento es una herramienta de efectividad comprobada para reducir estas pérdidas, su control y monitoreo posibilitan evaluar su impacto a través del comportamiento de indicadores preestablecidos que permitirán determinar si se ha optimizado el desempeño de la maquinaria o caso contrario, se han incrementado los costos operativos sin obtener un aumento proporcional de la productividad.

Se definen como pérdidas del proceso productivo a todas las actividades que no agregan valor, pero que consumen tiempo, recursos y espacio, generando costos en el proceso de producción [2].

La disponibilidad técnica es una de las principales causas del descenso de la productividad en equipos mineros, su efecto se traduce en la reducción de los volúmenes que han dejado de moverse y en el incremento del costo operativo por concepto de mantenimientos correctivos. Para atenuar el efecto de este problema se hace necesario atacarlo partiendo del análisis de sus principales componentes: las pérdidas de materiales y energía y las pérdidas por el rendimiento del equipamiento utilizado y de la mano de obra.

## 2.4. Situación del reemplazo

El reemplazo de los equipos juega un papel fundamental en cualquier empresa de producción, favoreciendo un aumento de la disponibilidad técnica y con esto un aumento de la productividad de explotación del parque de equipos, aparejado a esto también se logra disminuir los costos de producción al reducirse los costos por concepto de mantenimiento tanto preventivo planificado como correctivo.

En una primera instancia, para validar la decisión del reemplazo de los equipos mineros, se emplea la depreciación como uno de los criterios principales, que no es más que la reducción progresiva de su valor de adquisición durante el plazo de vida útil planteado.

Actualmente el equipamiento minero de arranque, carga y transporte en la mayoría de las empresas mineras se adquiere por dos vías: compra y arrendamiento. Los contratos de adquisición de los equipos incluyen servicios técnicos y de mantenimiento [6].

## 2.5. Parámetros claves del servicio de mantenimiento

En proyectos de gran minería a cielo abierto, el mantenimiento tiene un fuerte impacto en el cumplimiento de la capacidad productiva y se considera un elemento clave para alcanzar unas condiciones de rentabilidad y seguridad de la operación, garantizando la implementación de políticas ambientales acordes con las premisas del desarrollo sostenible. Es por tanto y desde

todo punto de vista, una actividad que adquiere un papel preponderante en la viabilidad de un proyecto o de una empresa [8].

Una vez iniciado el proceso de mantenimiento, es necesario monitorear el progreso alcanzado a través de observaciones y comparaciones a lo largo del tiempo, de parámetros que definan claramente el nivel de calidad del desempeño organizacional, constatando sin subjetivismo, si se ha mejorado o no respecto a la situación inicial [3].

En referencia a la actividad de mantenimiento que tiene lugar en la gran minería, la necesidad de un procedimiento establecido bajo criterios concretos que validen los planes de trabajo es mucho más reconocida. Con la finalidad de evaluar el desempeño de la planificación del mantenimiento se han establecido los siguientes indicadores:

- Índice de productividad total
- Aprovechamiento de los equipos.
- Disponibilidad técnica.
- Rendimiento.
- Efectividad neta de los equipos

### 2.5.1. Índice de productividad total de los equipos

El índice de productividad total de los equipos (T) (ec.1) es un parámetro muy útil para la planificación de las operaciones, ya que indica la productividad real y efectiva [1]. Se compone de los siguientes factores:

- Aprovechamiento del equipo (A): medida de utilización del equipo, representa el porcentaje del tiempo que realmente se utiliza.
- Efectividad global del equipo (G): Representa el estado de funcionamiento general del equipo. Se han considerado dos índices fundamentales para el caso de estudio: disponibilidad técnica y rendimiento, esto con la finalidad de ajustar la metodología a la maquinaria pesada de minería.

$$T = AxG; \% \quad (1)$$

Para obtener la productividad real de los equipos se parte de la estimación del tiempo total en el que teóricamente estos deberían funcionar, estos tiempos se describen en la Fig. 1.

Tiempo calendario ( $\tilde{N}$ ): Es el tiempo total expresado en horas que el equipo puede trabajar. El valor máximo que puede tener este parámetro son 8760 horas, equivalente a los 365 días del año trabajando 24 horas al día. Es un parámetro teórico, ya que en condiciones normales aparecen afectaciones que disminuyen el tiempo efectivo de trabajo.

Tiempo no programado (TNP): Se mide en horas y está constituido por el tiempo que el equipo no debe trabajar según la planificación.

Tiempo de operación (TO): Es el número de horas efectivas en las que se espera que el equipo trabaje a plena capacidad. Excluye el tiempo por concepto de paradas programadas, ya

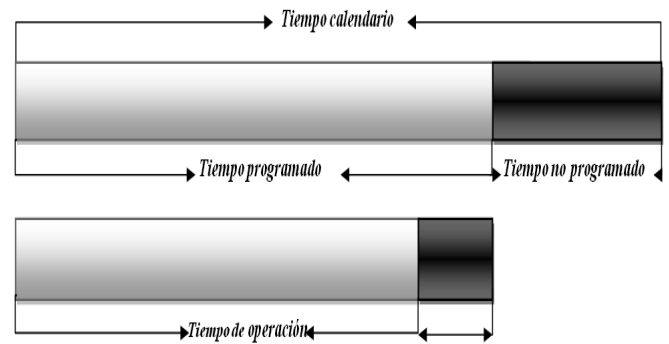


Figura 1. Estructura de los tiempos para el análisis de la productividad. Fuente: [1].

sean por mantenimiento o tiempos improductivos vinculados a cuestiones intrínsecas del proceso de la maquinaria.

Paradas programadas (PP): Incluye el tiempo empleado para realizar acciones de mantenimientos periódicos y de rutina, paradas anuales y reparaciones importantes. En cada turno de trabajo como parte de las tareas cotidianas destinadas a la información de los operarios, es necesario suspender el equipo durante un corto periodo de tiempo, estas paradas deben ser consideradas dentro de las programadas.

### 2.5.2. Aprovechamiento del equipo (A)

Los factores que se consideran para efectuar el cálculo de este parámetro [1] (ec. 2), son:

$$A = \frac{(\tilde{N}-D) \times 100}{\tilde{N}} \quad (2)$$

Donde:

D: Tiempo total de paradas programadas (h) (ec. 3).

$$D = \tilde{N} \quad (3)$$

### 2.5.3. Disponibilidad técnica

La disponibilidad técnica (S) (ec. 4) es una excelente medida de la capacidad de uso del equipo durante el tiempo programado. Representa el tiempo que se dispone de este para que funcione sin detenerse durante el tiempo esperado.

Otros parámetros relacionados con la disponibilidad son: tiempo efectivo de operación, averías y fallos de los equipos, ajustes a los programas de producción, fallos en la operación de los equipos y tiempo total por paradas no programadas.

Tiempo efectivo de operación (TO): es el número de horas del tiempo de operación del equipo que trabaja efectivamente (Fig. 2). Se obtiene restando del tiempo de operación, el tiempo que se pierde debido a paradas por averías internas, fallos en el proceso por factores externos y cambios en el programa de producción que implican parar para realizar modificaciones [1].

Averías y fallos de los equipos (V): Son el resultado de desperfectos técnicos que se producen en los equipos, no permitiéndoles ejecutar el trabajo en condiciones óptimas, inducen

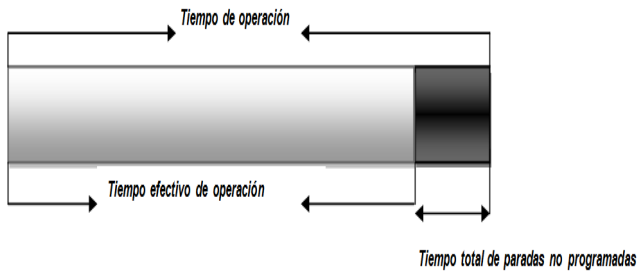


Figura 2. Tiempo efectivo de operación.  
Fuente: [1].

paradas prolongadas no programadas para corregir la falla. Sus principales inconvenientes son la pérdida de la productividad y los gastos por corrección de la avería. Tiene una influencia directa significativa en la disminución de la Efectividad Global del Equipo.

Ajustes a los programas de producción (d): Son pérdidas expresadas en tiempos que tienen lugar cuando la maquinaria se detiene o disminuye su ritmo de trabajo por ajustes en la planificación, por ejemplo cambios de frentes de minería, cambios de maquinaria tanto en planta como en el frente de minería.

Fallos en operación de los equipos (E): Se deben a problemas diferentes a los producidos por averías, pero que también detienen su funcionamiento. Estas paradas pueden tener su origen en las características del material que se procesa (humedad y granulometría) y otros fenómenos físicos que lo afectan como suciedad o atascamiento. Estos factores deterioran el funcionamiento del equipo y en numerosas oportunidades son el resultado de una mala operación. Esta clase de problemas se deben atacar de forma independiente a los producidos por fallos en del sistema mecánico [1].

Tiempo total por paradas no programadas (TT) (ec. 5): Se obtiene sumando el total del tiempo que ha estado detenido debido a las averías y fallos de operación de las máquinas auxiliares y ajustes de los programas de producción. Se mide desde que se detecta el fallo y se para el equipo hasta que queda apto para el trabajo y es puesto en operación con los parámetros de calidad y seguridad requeridos [1].

$$S = \frac{TO - TT}{TO} \quad (4)$$

$$TT = V + d + E \quad (5)$$

#### 2.5.4. Rendimiento del equipo

El nivel de rendimiento del equipo (R) (ec. 6) permite evaluar el funcionamiento del equipo con base en los parámetros de diseño. En ocasiones se tiene una disponibilidad técnica elevada con eficiencia muy baja, en el caso de la maquinaria minera, esto puede estar provocado por fallas de fábrica que no permiten alcanzar los estándares normales de las líneas de equipos, así, permanece disponible por el tiempo previsto pero no opera a plena capacidad o presenta consumos y desgastes muy elevados.

Generalmente, y como parte de las especificaciones técnicas que ofrece el fabricante, es posible obtener un valor referencial del rendimiento, que al ser un valor teórico es muy difícil de alcanzar. Su empleo solo queda como valor de referencia para realizar estimaciones teóricas y valorar desempeños.

Representa el nivel de efectividad del proceso asumiendo que el equipo no tiene paradas programadas de ningún tipo. Se puede obtener dividiendo el nivel de producción real sobre el nivel de producción teórica, tomando el valor de diseño del equipo [1].

$$R = \frac{\text{Nivel medio de producción real}}{\text{Nivel teórico de producción}} \quad (6)$$

La determinación de las pérdidas de rendimiento se realiza considerando las siguientes pérdidas:

- Pérdidas de producción normal (PPN): Se traducen en los tiempos que se pierden durante la puesta en marcha de los equipos, empieza desde la arrancada y culmina en el momento exacto en el que se alcanzan las productividades proyectadas bajo condiciones óptimas de seguridad y rentabilidad. Lo más relevante es la diferencia de productividad que tiene lugar por concepto de la disminución del ritmo de trabajo con el que se arranca.
- Pérdidas de producción anormal (PPA): Son el resultado de la explotación del equipo a una capacidad inferior a la de diseño, que entre otras cosas, se relaciona con la fluctuación de velocidades. Esta pérdida se acrecienta en el caso del equipamiento de transporte, pues está sujeto a las condiciones de las pistas y las plataformas de trabajo donde se realiza la carga. La mala calidad de las primeras obliga al operador a reducir la velocidad constantemente para evitar saltos bruscos que afectan su comodidad. Las segundas, al ser zonas de elevado tráfico de máquinas pesadas, bajo ciertas condiciones relacionadas con las propiedades de los materiales que la componen y condiciones climatológicas, puede favorecer al atascamiento de estas unidades. En ambos casos es necesario contar con el apoyo de maquinaria auxiliar para solucionar tales situaciones.
- Total de pérdidas de rendimiento y velocidad (TRV) (ec. 7): Se expresa en tiempo y se definen como la sumatoria de las pérdidas de producción normal y las pérdidas de producción anormal.

$$TRV = PPN + PPA \quad (7)$$

#### 2.5.5 Efectividad global del equipo

$$G = S \times R \quad (8)$$

#### 2.5.6. Efectividad neta de los equipos (N)

La efectividad neta de los equipos (ec. 9) muestra claramente la verdadera efectividad y calidad del equipo mientras está en funcionamiento. Es una medida orientada a valorar la calidad técnica del equipo ya que no considera las paradas programadas y los tiempos de preparación, cambios de herramientas y ajustes [1].

$$N = F \times R \quad (9)$$

Donde:

F: Relación de funcionamiento.

Para obtener la relación de funcionamiento (F) (ec. 10) debe ser calculado el tiempo de funcionamiento del equipo (TF) (ec. 11), que es el resultado de sustraerle al tiempo de operación las pérdidas de preparación y ajustes realizados (TPA). Representa el tiempo en que el equipo realiza las actividades mineras planificadas.

Se obtiene como resultado de la relación entre el tiempo de funcionamiento y el tiempo de operación. El resultado permite evaluar la capacidad del equipo para trabajar sin detenerse, permitiendo además valorar el efecto que causan las averías durante la explotación.

Esta es una medida de fiabilidad de los equipos.

$$F = \frac{TF}{TO} \quad (10)$$

Tiempo de funcionamiento:

$$TF = TO - TPA \quad (11)$$

### 3. Resultados

#### 3.1. Afectación a la vida útil de los equipos

Según la experiencia en la minería del níquel cubana, la vida útil de los equipos puede tener un comportamiento diferente al estimado por los suministradores, lo que interfiere en los planes que se hacen cuando estos son adquiridos. Esto ocurre como resultado del daño prematuro que sufren los componentes de los sistemas de los equipos, dentro de las principales causas que lo provocan están:

- Largos períodos de detención por deficiente presupuesto para la ejecución de los mantenimientos.
- Problemas operacionales.

En la medida que pasan los años de explotación de los equipos, se produce una disminución en la productividad anual de estos como se expone la Fig. 3. Se muestra el comportamiento de este parámetro para el equipamiento de transporte y de arranque – carga partiendo del análisis desde el primer año de explotación del equipamiento.

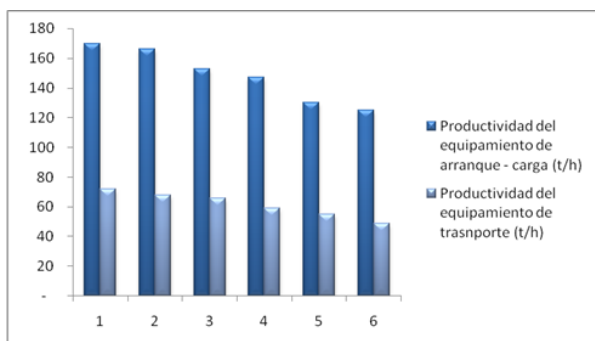


Figura 3. Comportamiento de la productividad del equipamiento de transporte y de arranque – carga durante su vida útil.

Fuente: elaboración propia

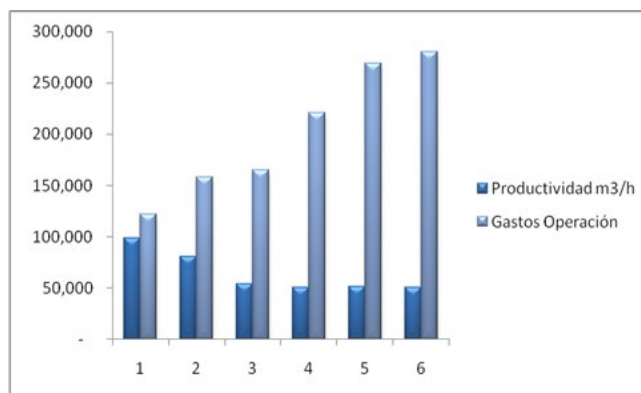


Figura 4. Comportamiento de la productividad y de los gastos de operaciones del parque de buldóceres durante su vida útil.

Fuente: elaboración propia

La afectación a la productividad en la mina no es el único problema que resulta del deterioro gradual de los equipos, también los costos operativos aumentan cada vez más debido a las reiteradas averías que estos van presentando. En la Fig. 4, se describe el comportamiento de la productividad y de los gastos de operación para los buldóceres en un tiempo medio de vida útil igual a 6 años. Estos se consideran usualmente como parte del equipamiento auxiliar, pero por su imprescindible actuación para la continuidad de la explotación en los yacimientos lateríticos, se ha considerado como equipamiento principal.

#### 3.2. Situación del reemplazo

Para el desarrollo de las actividades extractivas en la minería cubana del níquel, se ha adquirido equipamiento por contratos de compra, por arrendamientos sin opción de compras (Leasing) y por contratos de servicios a empresas de movimiento de tierra, este último sin implicaciones directas en el incremento de los costos de mantenimiento debido a que el proveedor se encarga de garantizar las disponibilidad pactada en los contratos de servicio.

Con el paso del tiempo es inevitable el deterioro de los componentes del parque de máquinas de la mina, la disponibilidad técnica cae gradualmente debido al aumento de las interrupciones por averías, esto se muestra en la Fig. 5, donde se describen las horas anuales de averías del equipamiento de transporte, de arranque – carga y buldóceres.

Los contratos de arrendamiento sin opción de compra se pactan con un tiempo de vigencia que puede variar entre 3 y 5 años dependiendo del comportamiento de los equipos durante su vida útil, en ocasiones este contrato puede extenderse un año más si los indicadores establecidos lo permiten. Después de vencido el plazo de vigencia del contrato se gestiona la reposición del arrendamiento valorando solo las cuestiones legales negociadas.

La determinación de la propuesta de equipos a adquirir debe corresponder con el objeto social de la entidad, e incluye la evaluación económica financiera, el costo de la inversión, el capital de trabajo, el costo de operación y la fuente de financiamiento.

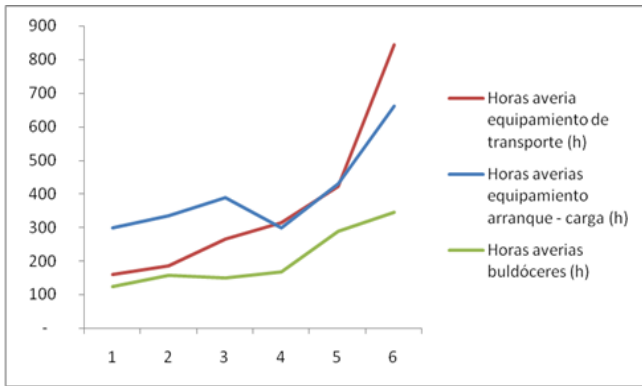


Figura 5. Comportamiento de las horas de averías del equipamiento de transporte, de arranque – carga y del parque de buldóceres durante su vida útil. Fuente: elaboración propia

Tabla 4. Parámetros claves del servicio de mantenimiento de la mina.

Datos	Valor (horas)
Tiempo calendario (N)	8760
Tiempo de operación (TO)	8160
Paradas programadas (PP)	1642
Tiempo no programado (TNP)	0
Averías y fallos de los equipos (V)	463
Fallos en operación de los equipos (E)	1270
Ajustes a los programas de producción (d)	490
Pérdidas de producción normal (PPN)	129
Pérdidas de producción anormal (PPA)	155
Pérdida de preparación y ajustes realizados (TPA)	180

Fuente: elaboración propia

Tabla 5. Resultados del cálculo del índice de productividad para el equipamiento de transporte, excavación – carga y buldóceres al 6<sup>o</sup> año de explotación.

Parámetros de cálculo	Equipos de transporte	Equipos de excavación - carga	Buldóceres
Índice de productividad total de los equipos (%)	51.72	48.88	55.51
Efectividad neta de los equipos	0.855	0.77	0.8
Aprovechamiento del equipo (%)	81.25	79.69	82.37
Tiempo total de paradas programadas (h)	551	555	544
Tiempo total de paradas no programadas (h)	2223	2395	1834.5
Disponibilidad	0.72	0.69	0.76
Rendimiento del equipo	0.87	0.87	0.87
Total de pérdidas de rendimiento y velocidad (h)	284	756	409
Efectividad global de los equipos.	0.63	0.61	0.67
Relación de funcionamiento	0.97	0.88	0.91
Tiempo de funcionamiento (h)	7980	7738	7288

Fuente: elaboración propia

Tabla 6. Comparación de parámetros de los equipos de la mina.

	Parámetros	Equipo a 5 años de explotación	Equipo nuevo
Equipamiento de transporte	Productividad (t/h)	40	47
	Disponibilidad técnica	0.84	0.95
	Costo de operación(\$/t)	1.63	0.9
	Costo de mantenimiento (\$/t)	0.35	0.25
	Norma de consumo de combustible (l/h)	26	24
	Índice de averías	0.2	0
Equipamiento de excavación – carga	Valor residual (\$)	80 000	540 000
	Productividad (t/h)	140	138
	Disponibilidad técnica	0.62	0.95
	Costo de operación (\$/t)	1.37	0.90
	Costo de mantenimiento (\$/t)	0.47	0.33
	Norma de consumo de combustible (l/h)	60	54
Buldóceres	Índice de averías	0.35	0
	Valor residual (\$)	97 295	947 000
	Productividad (t/h)	98.5	187
	Disponibilidad técnica.	0.71	0.95
	Costo de operación (\$/t)	1.45	0.67
	Costo de mantenimiento (\$/t)	0.35	0.24
Buldóceres	Norma de consumo de combustible (l/h)	38	30
	Índice de averías	0.42	0
	Valor residual(\$)	70 123	445 000

Fuente: elaboración propia

### 3.3. Cálculo del índice de productividad total de los equipos

La Tabla 4 muestra los resultados del cálculo de cada uno de los parámetros claves del servicio de la mina, mientras que la Tabla 5 muestra los resultados del índice de productividad para el equipo de transporte, excavación-carga y buldóceres al 6<sup>o</sup> año de explotación.

Al llegar al 5<sup>o</sup> año de operación, ya se presentan indicadores técnicos económicos desfavorables por problemas operacionales y deficiencias en el mantenimiento, lo que se traduce en unos costos operativos elevados y productividades insuficientes. En la Tabla 6 se muestra una comparación de estos indicadores que son los principales a tener en cuenta a la hora de evaluar el reemplazo de un equipo. Los resultados han sido expuestos de manera independiente para las máquinas de transporte, de arranque - carga y buldóceres, demostrando el significativo aumento de los costos de operación y la disminución de la eficiencia del equipamiento al acercarse el fin de su vida útil.

### 3. Conclusiones

El estudio de la productividad del equipamiento minero en la minería a gran escala es de vital importancia por el volumen de inversión que representa la maquinaria tanto como costo de inversión como costo operativo. Las principales pérdidas que influyen en la productividad de los equipos son las de

rendimiento, de aprovechamiento y de utilización de los equipos de minería, relacionadas entre otras cosas, con la correcta ejecución de la planificación del mantenimiento y de la organización de las operaciones mineras.

La planificación y ejecución del mantenimiento ejerce gran influencia en la operatividad de los equipos conforme avanza los años de explotación, aunque este no puede garantizar valores de productividad y costos operativos óptimos a medida de estos envejecen, por lo que el estudio de su comportamiento junto al estudio del índice de productividad total, es un buen indicador para la decisión de reemplazo.

Este estudio ha demostrado que el índice de productividad total del equipamiento minero cae entre el 44 % y el 51% al 6to año de explotación, lo que implica un empeoramiento de su régimen de trabajo al ser forzados a operar bajo condiciones extremas, poniendo de manifiesto la necesidad de adquirir maquinaria nueva por concepto de reemplazo o como complemento para alcanzar las productividades planificadas.

## Referencias

- [1] Álvarez, L., Punto de partida: medir la productividad real de los equipos. formación avanzada para líderes de fábrica, Seminario Gestión y desarrollo de los pilares, mejoras enfocadas, Mantenimiento Autónomo y Planificado, Madrid, España, [en línea]. 2016. Disponible en: <http://www.ceroaverias.com/articulos/fundamentos/perdidas.pdf>
- [2] Botero, B. and Álvarez, V., Identificación de pérdidas en el proceso productivo de la construcción. Revista Universidad EAFIT, 130, pp. 64-78, 2003.
- [3] De Gusmao, C., Índices de desempenho da manutencao: un enfoque práctico. Revista Club de Mantenimiento, 4(1), pp.1-7, 2001.
- [4] Figuera, J. y Figuera, J.R., Renovación de equipos industriales. Barcelona: Hispanoeuropea, 1979, 455 P.
- [5] García, D., Ulloa, C. y Belete, F., El reemplazo de equipos mineros: un enfoque desde el rendimiento y los servicios técnicos de la contratación. Minería y Geología, 29(2), pp. 46-70, 2013.
- [6] García, D., Ulloa, C. y Belete, F., Influencia del cumplimiento de los servicios técnicos de la contratación en el rendimiento de equipos mineros. Minería y Geología, 29(3), pp. 65-88, 2013.
- [7] García, D., Perfeccionamiento del procedimiento de adquisición y explotación de los equipos mineros en la Empresa Comandante Ernesto Che Guevara, MSc. Tesis, Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, Holguín, Cuba, 2008.
- [8] Herrera, H., Introducción al mantenimiento minero. Escuela Técnica Superior, Universidad Politécnica de Madrid, España, 2009, 27 P.
- [9] Klimasauskas, R., Mantenimiento en minería. [en línea]. 2005. Disponible en: <http://www.mantenimientomundial.com/sites/mmm/notas/pesadas2.pdf>
- [10] Llanes, A., Medición de la gestión del mantenimiento en la empresa. España, [en línea]. 2006, Disponible en: <http://www.gestiopolis.com/medicion-gestion-mantenimiento-empresa/>
- [11] Tavares, L., Tercerización de mantenimiento. Revista Electrónica de Mantenimiento, 3, pp. 1-5, 2000.
- [12] Viveros, F., González, V. and Rodríguez, B., Aproximación al reemplazo de equipo industrial. Scientia et Technica, X(25), pp. 163-168, 2004. DOI: 10.22517/23447214.7245

**E. Guerra-López**, es Ing. en Minas en 2006, MSc. en Minería con mención en Explotación de Yacimientos Minerales, en 2012, todos realizados en el Instituto Superior Minero Metalúrgico Dr. "Antonio Núñez Jiménez" Moa, Holguín, Cuba. Desde el año 2006 trabajó como Ingeniera en Minas, específicamente en control de la producción en explotación de yacimientos lateríticos, con énfasis en el estudio de maquinaria minera para la

explotación a cielo abierto a gran escala. Desde el año 2015 trabaja como profesora a tiempo completo de la carrera de Ingeniería en Minas de la Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra de la Escuela Superior Politécnica del Litoral, Ecuador, donde dirige investigaciones en el campo de la minería artesanal y en pequeña escala y en el campo del proceso de aprendizaje y desarrollo de habilidades mediante la realización de prácticas pre profesionales de servicios comunitarios en estudiantes de la carrera de Ingeniería en Minas.

ORCID: 0000-0002-6225-4052

**A. Montes de Oca-Risco**, es profesor auxiliar en el Departamento de Minas del Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, Holguín, Cuba, con 12 años de experiencia en la actividad de docencia, en el año 2012 obtuvo el MSc. en Minería y el grado de Dr. en Ciencias Técnicas en el año 2017, en este periodo ha participado en 36 eventos nacionales e internacionales, ha publicado 33 artículos en revistas y eventos, ha recibido 25 e impartido 5 cursos de postgrado, tutoradas 20 tesis de grado y 2 de maestría.

ORCID: 0000-0001-6645-5639



UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA

SEDE MEDELLÍN  
FACULTAD DE MINAS

Área Curricular de Ingeniería Administrativa e  
Ingeniería Industrial

Oferta de Posgrados

Especialización en Gestión Empresarial  
Especialización en Ingeniería Financiera  
Maestría en Ingeniería Administrativa  
Maestría en Ingeniería Industrial  
Doctorado en Ingeniería - Industria y Organizaciones

Mayor información:

E-mail: [acia\\_med@unal.edu.co](mailto:acia_med@unal.edu.co)  
Teléfono: (57-4) 425 52 02

## Short note: publish computational programs applied to Earth Sciences

Ludger O. Suarez-Burgoa

*Departamento de Ingeniería Civil, Universidad Nacional de Colombia, Medellín, Colombia. losuarezb@unal.edu.co*

Received: April 16<sup>th</sup>, 2018. Received in revised form: October 11<sup>th</sup>, 2018. Accepted: November 25<sup>th</sup>, 2018

### Abstract

In the era of the big data, the art of creating an applied computational program to develop a calculation procedure in Earth Sciences has become one skill more among the abilities of the scientist. This short technical note comments on the minimum rules the author must be present to divulge computational codes applied to the Earth Sciences. Finally, the author encourages every geoscientist to become a code developer.

*Keywords:* applied computational program; computer science, earth sciences.

## Nota corta: publicación de programas computacionales aplicados a las Ciencias de la Tierra

### Resumen

En la era de los grandes datos, el arte de crear un programa computacional aplicado para desarrollar un procedimiento de cálculo en las Ciencias de la Tierra se ha convertido en una habilidad más para el científico. La presente nota técnica corta comenta acerca de las mínimas reglas que se debe tomar presente para publicar código computacional aplicado a las Ciencias de la Tierra. Finalmente, el autor incentiva a todo geocientífico para que se convierta en un productor de códigos aplicados.

*Palabras clave:* programa computacional aplicado; ciencias de la computación; ciencias de la tierra.

El Boletín de Ciencias de la Tierra (BCT) fue creada con el fin de difundir la investigación de las *Ciencias de la Tierra* (CT) inicialmente en Colombia. Hoy en día este boletín ha trascendido y publica sobre CT más allá de su inicial frontera. Este fenómeno es parecido a la trascendencia de las *Ciencias de la Computación* (CC) hacia las CT, que es lo que aquí se escribe brevemente. Las CC están ahora inmersas en toda ciencia, en toda disciplina, en la academia superior, en la industria, en la educación escolar y en la familia. Ha trascendido de forma notoria en los últimos cinco años a similar tasa a la que predijo Gordon Moore para el caso de la tecnología electrónica.

Por ejemplo, hace no más de cinco años en los pasillos de las universidades de Colombia (tomando como referencia la UNAL), los estudiantes de cada disciplina estaban abocados a sus temas particulares de su disciplina y solo en las carreras relacionadas a los sistemas computacionales se tenía la

preocupación del desarrollo de una herramienta computacional profesional y comercialmente competitiva.

El proceso de desarrollo de un programa (bajo el concepto de la década de los noventas del siglo pasado y el primer decenio de siglo XXI) estaba inicialmente reservado sólo a los profesionales que hayan cursado y tenido experiencia relacionados a las CC; aquí el fin ha sido crear un negocio entorno al software. Ahora, casi finalizando el segundo decenio de este siglo, se ve una proporción de docentes y estudiantes (no relacionados a las CC) con la satisfacción de haber codificado un programa computacional aplicado, destinado a resolver un problema dentro de su amplio campo de la disciplina que la domina. No es un programa industrial ni comercial, es una aplicación particular.

Si está leyendo esta nota corta es muy probable que sea un *geocientífico* que ha alcanzado el punto tal de tener un *programa computacional aplicado* (PCA) de su autoría. Pero posiblemente su PCA resuelve un problema trivial dentro de

**How to cite:** Suarez-Burgoa, L.O., Nota corta: Publicación de programas computacionales aplicados a las ciencias de la tierra. Boletín de Ciencias de la Tierra, 45, pp. 22-25, Agosto 2018 - Enero 2019.



su campo y/o posiblemente es un programa que no abarca más del diez por ciento de lo que un programa comercial profesional lo hace; pero al final de cuenta es su obra de arte, es la transmisión de su pensamiento plasmado en un código que sí funciona. Sin embargo, dentro de este su código puede estar plasmado una mejor alternativa de solución computacional o algorítmica que merece ser publicada para beneficio de su disciplina. Sin embargo, puede ser una información efímera y desordenada o una recolección de códigos tomados de otros autores. Por tanto, es necesario ser selectivos y analizar qué se puede publicar.

Es bueno ahora enmarcar algunas reglas que siempre existieron en las CC para publicar sobre desarrollos computacionales aplicados; y se hará para el caso de las CT.

Si uno va entregar un PCA a la comunidad que no es parte de las CC, se aconseja hacer la documentación tal que contenga los siguientes aspectos (adaptado de [1], página VIII en contenidos).

1. Lo que resuelve o soluciona el PCA y su aplicación: describa la aplicabilidad y alcance del algoritmo.
2. Antecedentes teóricos y formulismo de la solución: describa brevemente la teoría y las ecuaciones relevantes.
3. Lista formal de variables de entrada y salida: especifique detalladamente todas las variables de entrada y salida.
4. Los algoritmos que componen el PCA: detalle cada algoritmo implementado en pseudocódigo o en el lenguaje de programación escogido, explique y comente sobre los aspectos especiales del algoritmo y muestre con algunas corridas los algoritmos que ya se usan con preferencia para solucionar cada problema; compare con otras posibles soluciones de otros autores. También detalle lo innovador de sus nuevos algoritmos y compare su eficiencia computacional. Asimismo, referencie y haga un análisis de errores y eficiencias de los mismos.
5. La estructura del PCA: describa el módulo, las clases, los objetos, los métodos y las funciones que lo componen. También liste las librerías de las que el PCA depende y su compatibilidad en cuanto a licencias; aspecto importante, ya que todo el PCA debe usar librerías con licencias compatibles.
6. Las pruebas, los ejemplos y la validación: presente los resultados de las pruebas realizadas; presente ejemplos sobre el uso del algoritmo con el fin de facilitar el correcto uso del mismo. Tanto las pruebas, ejemplos como la validación deben tener un enlace en Internet de libre descarga donde se pueda descargar los datos de entrada para la réplica por parte del lector.  
Las pruebas, los ejemplos de preferencia, deben ser tomadas de artículos con datos reales. Para la validación, esta condición es obligatoria; no se puede validar con ejemplos hipotéticos sino entraríamos en un mundo de fantasía numérica.  
En lo que respecta la publicación del código computacional se debe proporcionar al lector los siguientes.
1. El código abierto: coloque su código en un repositorio de desarrollos computacionales (e.g. GitHub, SourceForge, Bitbucket, entre otros) y publique la ruta de acceso a ese repositorio.
2. El lenguaje de programación: cada lenguaje de programación tiene su norma de estricto cumplimiento en cuanto a la forma de escribir un código (por ejemplo, si usa el lenguaje C debe usar ANSI-C, si escribe en lenguaje Python use las recomendaciones PEP8). Los comentarios dentro del código es lo más importante para la publicación del mismo y deben ser escritos obligatoriamente en inglés aun cuando su interfaz de usuario este pensado a servir en otro idioma.
3. Autores: todo desarrollo es hecho por personas, por tanto, en cada archivo que define el código computacional se debe colocar el autor o los autores y sus respectivas afiliaciones. No puede ponerse el nombre de un grupo de trabajo o una empresa, el grupo o la empresa como tal no son personas. Un programa es un desarrollo artístico, es una forma de expresión humana, es como una canción, una obra literaria o una pintura.
4. Poseedores: los poseedores de los derechos patrimoniales sí pueden pertenecer a un grupo o empresa, un grupo de desarrollo, una universidad, etc.; se debe colocar los poseedores de los derechos del programa.
5. Licencia: es muy importante elegir el tipo de licencia del programa, si no se coloca explícitamente el tipo de licencia su PCA se convertirá automáticamente en un programa de libre dominio; al ser de dominio público tanto los autores como los poseedores de derecho podrían ser ignorados sin ninguna responsabilidad por parte del que lo omitió.
6. Versión: la versión del PCA: normalmente será un número menor a la unidad (e.g. 0.1.4) por ser un desarrollo nuevo; pero la versión tiene mucho que ver con la estabilidad del programa y eso solo se observa si muchos usuarios la están usando y si han reportado *gusanos* que han sido ya resueltos.
7. Descargo de responsabilidad: publique los términos y límites de responsabilidad de los creadores del PCA; los descargos de responsabilidad es un texto donde se define explícitamente que los desarrolladores del PCA no se hacen responsables del uso que se le pueda dar al PCA y a veces puede evitar acciones legales innecesarias.
8. Documentación: si no se tiene una documentación que explique detalladamente lo que cada variable es, lo que cada método ejecuta o la estructura de los objetos, entonces solo los autores entienden su propio programa y nadie más; por tanto, la documentación es esencial y obligatoria.
9. Metadatos del PCA: en forma de metadatos se debe colocar lo más sintético posible lo descrito en los ítems de arriba: nombre, versión, enlace permanente (repositorio), licencia, sistema de administración del programa, lenguaje de programación, requisitos para su ejecución o compilación con lista de librerías dependientes, requisitos de plataforma (i.e. sistema operativo y arquitectura del hardware), enlace a la documentación, correo electrónico de los autores.  
Es importante resaltar que lo que se quiere promover como publicación es la forma cómo se resuelve un problema no el aspecto estético del PCA; por tanto, el PCA no

necesariamente debe tener una interfaz gráfica de usuario. Bajo el mismo término, un PCA publicable no es un archivo ejecutable .exe encriptado, donde el lector no pueda tener acceso al código fuente.

En este aspecto ¿será bienvenida una publicación de un PCA que hace de todo, que sea profesional? –Posiblemente ¡no! porque al hacer de todo no puede ser descrito en un artículo, al ser profesional tiene grandes posibilidades de ser comercial, y al ser comercial no estaría disponible el código para entenderlo, estudiarlo, modificarlo y mejorarlo. Este espacio no sería el lugar para publicitar sobre el PCA sino es el espacio para promocionar el estudio y comprensión de los algoritmos que resuelven uno o varios problemas aplicados a las CT.

También se resalta aquí sobre la publicación de aquellos PCA a las CT que solucionan un problema en particular (no la colección de problemas que hacen todo un proceso). Bajo este término se puede caer en programas triviales que hacen un cálculo tan sencillo como resolver una ecuación algebraica empírica aplicado a las CT. Para limitar este aspecto, el PCA útil de difundir en una publicación tiene que ser uno tal que requiera necesariamente una carga computacional que no pueda ser reemplazada por un cálculo manual o una solución gráfica como un ábaco.

El PCA además debe enseñar al geocientífico cómo calcular, de tal forma que cuando se publique su código abierto se transforme en una herramienta más de las múltiples herramientas computacionales que pueda tener el usuario para lograr la interacción con el grupo de investigadores de otras ciencias que necesitarán que su resultado sea proporcionado bajo los requisitos actuales enmarcados en las CC. También tome en cuenta que al mencionar un *problema particular* no se refiere a que tenga una única función computacional, ya que hoy en día un problema en específico se resuelve con una serie de funciones computacionales; más aún, uno o más módulos, conteniendo en cada uno de ellos: clases, objetos y métodos.

¿Ya existe un PCA similar desde hace años? --Sí, es muy probable que su desarrollo computacional que resuelve un problema ya exista desde hace años; sin embargo, no lo resuelve de la manera que ahora se hizo, no bajo el paradigma computacional que ahora empleó o no en el lenguaje de programación que hizo (los más importante es que sea su pensamiento, no la copia de otro código u otro algoritmo).

Pero además, es muy probable que lo que se hizo hace años esté bajo un código totalmente cerrado por las restricciones de la mentalidad comercial; es decir, no es a lo mínimo un código abierto.

Si hacemos una analogía con una pintura artística de un caballo, pregúntese ¿Cuántos caballos han sido pintados por tantos artistas o amadores? Simplemente ponga en la Internet las palabras clave *famous artistic paintings of horses* y verá que hay al menos 22 pinturas de caballos hechos por artistas famosos y ahora piense cuántos más no famosos cuadros de caballos existe en la expresión de las humanidades. No espere a verificar si su cuadro de caballo es el más innovador o si nadie se ha puesto a pensar (más que usted) a pintar por primera vez un caballo.

Lo que se quiere aquí es difundir nuevas expresiones de pensamiento computacional aplicados a las CT pero que estén regidas por la documentación necesaria y con el mínimo de condiciones para que sea útil a los lectores. Al tener expresiones de pensamiento de diversas formas de solucionar computacionalmente problemas en CT, con el tiempo, se podrá cubrir gran parte de los requerimientos de cálculo de estas ciencias. Con esto es muy alentador que a corto plazo se tenga una colección de módulos (de licencia libre) que se puedan acoplar y adaptar fácilmente para formar una solución más extensa y compleja. Posiblemente su solución será igual de competente (o hasta mejor) que el programa profesional completo y sofisticado que le cuesta a su institución anualmente por la compra de su licencia limitada a pocos usuarios.

Una última pregunta que se puede hacer el geocientífico es ¿Qué estoy programando: *software*, códigos, rutinas, programas o qué? –Se puede decir que lo que un geocientífico puede lograr con mucho esfuerzo bajo las recomendaciones de arriba es hacer un Software Aplicado o Software de Aplicación (pero no un Software como tal); según la definición presentada en el Glosario.

¿Quiénes serían los interesados en estas publicaciones? – Sería todo geocientífico que tiene conocimiento para programar o que desea aprender a programar y crear herramientas computacionales para las CT. Los PCA que se publicarían no serían en primera instancia productos de aplicación industrial para el usuario inexperto con necesariamente una interfaz gráfica; esto porque la interfaz gráfica restringe al usuario a un tipo de análisis y lo que se quiere es más bien abrir hacia la creatividad.

El desarrollo de PCA bajo el contexto mencionado arriba ya se está haciendo a nivel mundial, eso porque hoy en día la tendencia es hacer PCA con capacidades intercambiables, flexibles, fáciles de acoplar a otras implementaciones de PCA en distintos intérpretes y multiplataforma.

Una revista internacional que publica PCA bajo estos términos es SoftwareX. Debido a que en el BCT somos relativamente nuevos en la promoción de este tipo de artículos, recomiendo que visite y explore el artículo de la referencia [2], también puede consultar artículos de PCA que ya se han publicado en el BCT y otras revistas latinoamericanas en temas relacionados a las CC; por ejemplo, refiérase a [3, 4].

Que los aportes de los autores latinoamericanos en el desarrollo de PCA para las CC no se quede atrás. Se espera que cada vez más se vea publicaciones de PCA en el campo de las CC y el Boletín de Ciencias de la Tierra es una alternativa.

## Glosario de términos

**Software.** Como software se define al conjunto de programas computacionales, procedimientos, documentación asociada y datos pertinentes para la operación de un sistema computacional [6].

**Software de aplicación.** Es aquel conjunto de programas computacionales diseñado para ayudar a los usuarios a llevar

a cabo tareas específicas o encargarse de ciertos tipos de problemas, distinto de aquel software que controla el computador [6].

**Programa computacional.** Es una unidad sintáctica que usa un particular lenguaje de programación y que está compuesto por declaraciones, sentencias condicionales e instrucciones necesarias para lograr una o varias tareas o la solución de uno o más problemas, adaptado de [5].

**Programa computacional aplicado.** Es una versión menos sofisticada y elaborada de un software de aplicación basado en la definición de programa computacional. Lo que convierte un programa computacional aplicado en un software de aplicación son los siguientes insumos adicionales: programas que ayudan a ordenar y unificar un conjunto de programas, interfaz gráfica y documentación asociada (i.e. a parte de los manuales de usuario, páginas web con ayudas tipo Wiki, ejemplos de descarga, ayuda al usuario).

**Código abierto.** Es un conjunto de archivos no encriptados y almacenados en formato legible para cualquier editor de texto escritos en lenguajes de programación estándares de alto nivel y de dominio público; archivos que conforman la base para crear los ejecutables de un PCA.

**Código libre.** Es un código abierto que tiene una licencia que posibilita a cualquier persona de leer, estudiar, entender y modificar el código sin restricciones de licencia que les impida crear a partir de ello una nueva implementación computacional bajo una licencia también del tipo libre.

**Programa libre.** Programa que tiene código abierto y libre.

**Programa gratis.** Programa que no necesariamente es ni abierto ni libre pero que no tiene costo para ejecutarlo.

**Interfaz gráfica de usuario.** Un entorno normalmente gráfico que ayuda a interactuar un usuario con un PCA de forma de hacer el trabajo humano intuitivo sin necesidad de entrar a detalles de programación computacional.

## Referencias

- [1] Wilkinson, J.H. and Reinsch, C. Handbook for automatic computation, volume 2. Springer, Berlin, [online]. 1 edition, 1971. Available at: <https://www.springer.com/la/book/9783642869426>
- [2] Montoya-Araque, E.A. and Suarez-Burgoa, L.O., pyBIMstab: application software for 2D slope stability analysis of block-in-matrix and homogeneous materials. SoftwareX, [online]. 7, pp. 383-387, 2018. Available at: <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S2352711018301638>
- [3] Suarez-Burgoa, L.O., Geonetdigitizer: código abierto para digitalizar información plasmada en mallas Wulff y Lambert. Bol. Cienc. Tierra, [online]. 37, pp. 25-34, 2015. Disponible en: <https://revistas.unal.edu.co/index.php/rbct/article/view/43392/61376>
- [4] Montoya-Araque, E.A. y Suarez-Burgoa, L.O., Programa en código abierto para el análisis bidimensional de estabilidad de taludes por el método de equilibrio límite. Rev. Fac. Cienc. [en línea]. 5(2), pp. 88-104, 2016. Disponible en: <https://revistas.unal.edu.co/index.php/rfc/article/view/59914>
- [5] ISO/IEC. International standard information technology vocabulary. Technical Report 100.649305555556, International Organization for Standardization, International Electrotechnical Commission, Geneva Switzerland, 2015.
- [6] ISO/IEC/IEEE. International standard systems and software engineering vocabulary. Technical Report 24765:2017(E), International Organization for Standardization, International Electrotechnical Commission, Institute of Electrical and Electronics Engineers, Geneva - Switzerland, Aug 2017. DOI: 10.1109/IEEESTD.2017.8016712.

**L.O. Suárez-Burgoa**, es graduado como Ing. Civil en el 2001 de la Universidad Mayor de San Andrés, La Paz, Bolivia, MSc. en Ingeniería Geotécnica el 2008 de la Universidad Nacional de Colombia, Medellín Colombia y PhD. en Geotecnia el 2012 de la Universidad de Brasilia, Brasil. En la actualidad es profesor asociado en dedicación exclusiva del Departamento de Ingeniería Civil de la Facultad de Minas, de la Universidad Nacional de Colombia en Medellín. Ha desarrollado actividades como consultor e investigador por más de diez años en el campo de la geotecnia civil y minera en Bolivia, Chile, Brasil y Colombia. Actualmente dirige el Semillero de Geología Matemática y Computacional del Grupo de Investigación de Geotecnia de la Facultad de Minas, habiendo desarrollado software de aplicación para la geología.  
ORCID: 0000-0002-9760-0277



UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA

SEDE MEDELLÍN  
FACULTAD DE MINAS

Área Curricular de Ingeniería  
de Sistemas e Informática

Oferta de Posgrados

Especialización en Sistemas  
Especialización en Mercados de Energía  
Maestría en Ingeniería - Ingeniería de Sistemas  
Doctorado en Ingeniería- Sistemas e Informática

Mayor información:

E-mail: [acsei\\_med@unal.edu.co](mailto:acsei_med@unal.edu.co)  
Teléfono: (57-4) 425 5365

# Complexities in the resources estimation of Besshi type minerals deposits on the north-west of Pinar del Río, Cuba, using non Linear Geostatistics

Abdiel Díaz-Carmona <sup>a</sup> & José Quintín Cuador-Gil <sup>b</sup>

<sup>a</sup> Empresa Geólogo Minera de Pinar del Río & Departamento de Geología, Universidad de Pinar del Río, Cuba. [abdiel.diazcarmona@gmail.com](mailto:abdiel.diazcarmona@gmail.com)

<sup>b</sup> Departamento de Física, Facultad de Ciencias Técnicas, Universidad de Pinar del Río, Cuba. [cuador@upr.edu.cu](mailto:cuador@upr.edu.cu)

Received: July 07<sup>th</sup>, 2018. Received in revised form: October 11<sup>th</sup>, 2018. Accepted: November 25<sup>th</sup>, 2018

## Abstract

Resources estimation of the copper grade values (Cu) using geostatistical methods was carried out in the “Hierro Mantua” (Cobre Mantua) mineral deposit, which is located at the north-west of Pinar del Río province, Cuba. The geologic complexities in the region of the deposit indicate the non-existence of homogeneity in the Cu values. The structural analysis showed a high asymmetric distribution in the variable studied. The non-existence of normality was verified by different mean and median values, a coefficient of variability greater than one, and the moving windows statistics of the mean was different. Under the previous conditions the data were log-transformed to assure the necessary stationarity in them and consequently to achieve an adequate accuracy in the resources estimation, using a rational Selecting Mining Unit (SMU). The log-transformed data revealed a homogeneous behavior in Cu grade values, demonstrated by better results in basic and moving windows statistics. Semivariograms showed defined structures with anisotropy in the 0° and 90° directions (considering 0 to the north). To apply the Lognormal Kriging estimation is the main objective of this work, because of the complexities of the geology in the studied area.

*Keywords:* lognormal distribution; lognormal kriging; selecting mining unit Besshi.

# Complejidades de la estimación de recursos en yacimientos tipo Bechi en el noroeste de Pinar del Río, Cuba, usando Geoestadística no Lineal

## Resumen

Se presenta la estimación de los contenidos de Cobre (Cu) en el yacimiento “Hierro Mantua” usando métodos geoestadísticos. Este yacimiento se localiza al noroeste de la provincia de Pinar del Río, Cuba, las complejidades geológicas de la región indican la inexistencia de homogeneidad en los contenidos de Cu. El análisis estructural muestra alta asimetría de la variable estudiada, la inexistencia de normalidad fue verificada por: diferencias notables entre la media y la mediana, el coeficiente de variación es mayor que 1 y diferencias en la media de los contenidos de Cu en ventanas móviles. Los datos se transformaron logarítmicamente con el objetivo de asegurar la estacionalidad necesaria y consecuentemente lograr la mejor exactitud posible en la estimación de recursos, utilizando la unidad de selección minera (USM) racional. Los datos transformados revelaron un comportamiento más homogéneo, lo cual fue demostrado por mejores resultados en la estadística básica y en valores medios estables en ventanas móviles. Los semivariogramas mostraron estructuras definidas con anisotropía en las direcciones 0° y 90° (considerando 0° al norte). La aplicación del Krigado Lognormal en la estimación de los recursos es el objetivo principal de este trabajo debido a las complejidades geológicas de la región de estudio.

*Palabras clave:* distribución lognormal; krigado lognormal; unidad de selección minera Bechi.

## 1. Introducción

En el noroeste de la provincia de Pinar del Río, Cuba, existen un grupo de yacimientos minerales, así como otras pequeñas

acumulaciones clasificadas como tipo Bechi. Los más importantes son: “Hierro Mantua”, “Unión 1”, “Juan Manuel”, “Unión 2”, “Flanco Este”. Algunos de ellos se encuentran en la

**How to cite:** Díaz-Carmona, A. and Cuador-Gil, J.Q., Complejidades de la estimación de recursos en yacimientos tipo Bechi en el noroeste de Pinar del Río, Cuba, usando Geoestadística no lineal. Boletín de Ciencias de la Tierra, 45, pp. 26-33, Agosto 2018 - Enero 2019.

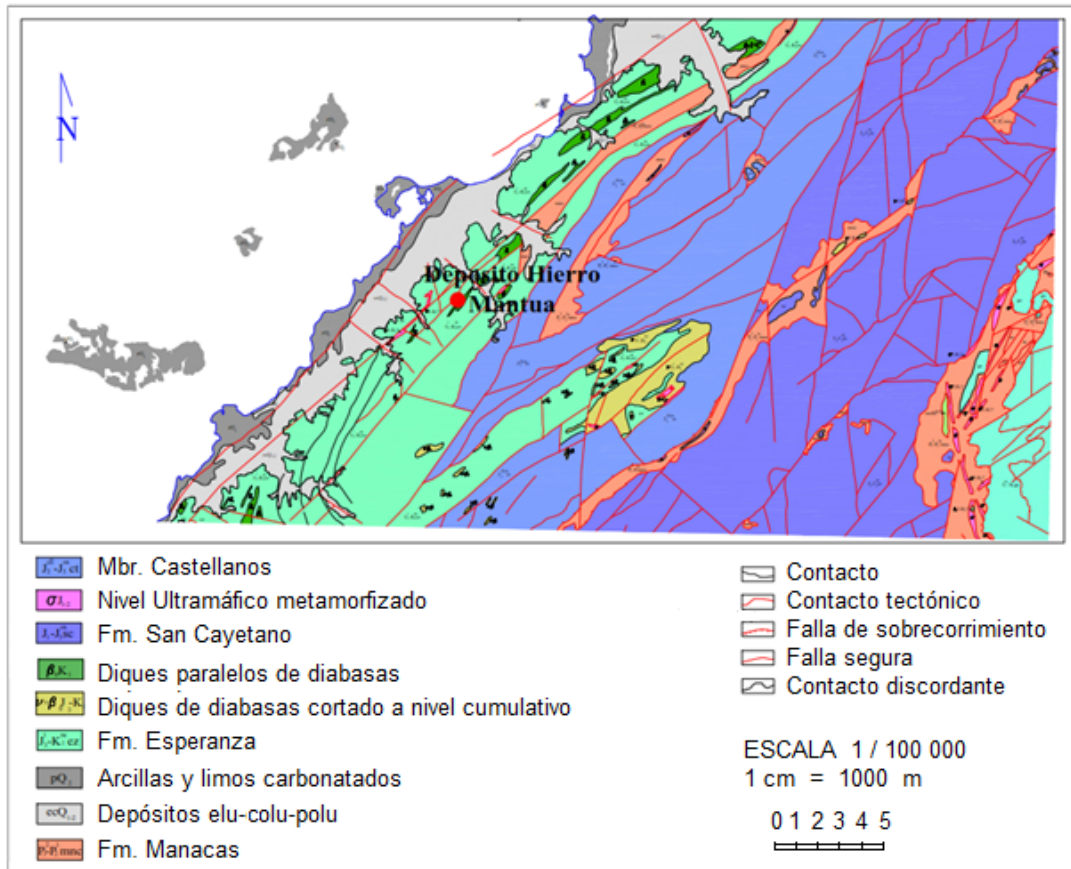


Figura 1. Esquema Geológico de la Región.  
Fuente: los autores

etapa de factibilidad para futura explotación. Los mismos están asociados a rocas de la Formación Esperanza (J3ox - K1ne).

Según García Delgado et al., 2003, la faja esperanza ha sido considerada por algunos autores como una sub-zona independiente y por otros como una prolongación de la secuencia de Rosario Norte. Su corte puede dividirse en dos partes:

**Corte inferior:** Secuencia carbonatada- terrígena constituida por calizas arenosas, a veces micro-organógenas, calizas fragmentarias o gravelíticas, calizas arcillosas con material orgánico, calizas dolomitizadas. Entre las calizas aparecen capas finas a medias de areniscas y limolitas cuarcíferas. Se intercalan a veces paquetes de dolomitas y anhidritas, además de cuerpos de diabasas o basaltos toleíticos.

**Corte superior:** Secuencia terrigena- carbonatada constituida por areniscas y limolitas cuarcíferas, con intercalaciones de capas de arcillas con material orgánico, calizas arenosas, gravelitas calcáreas y calizas micro-organógenas.

El cuerpo mineral es un lente alargado, que se asocia a una colina de dirección NE, paralela a la costa, con alturas entre 60 y 75 metros sobre el nivel del mar (msnm) (Fig. 1), este aflora a la superficie, concordante con las rocas encajantes, donde los procesos de enriquecimiento

secundario alcanzan un desarrollo total, como resultado de un proceso de extrema oxidación, lixiviación y concentración del Cu, de la mineralización sulfurosa primaria de origen vulcanógeno - sedimentario, tipo Bechi.

En las Figs. 2 y 3 se muestran un esquema geológico de superficie y un corte transversal típico del yacimiento, respectivamente, en ellos se destaca la gran complejidad geológica estructural representada por numerosas fallas e intensos plegamientos acompañado de una oxidación total y posterior enriquecimiento de todos los sulfuros primarios.

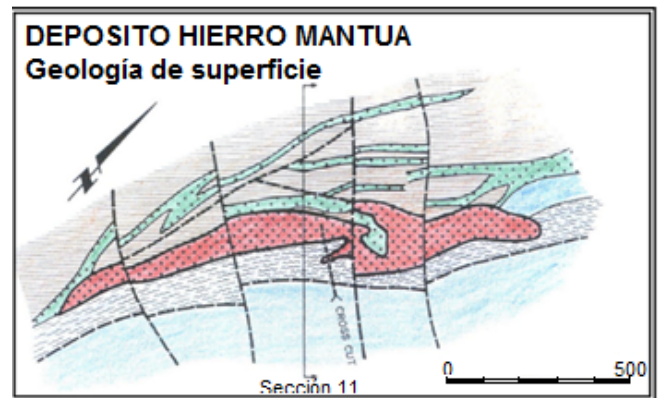


Figura 2. Esquema geológico del yacimiento.  
Fuente: los autores

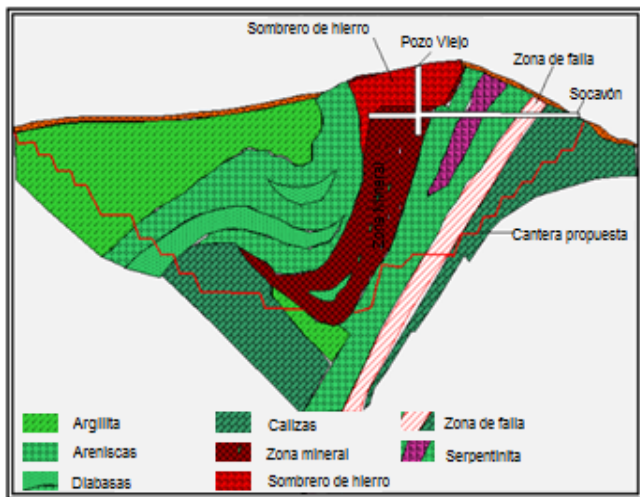


Figura 3. Sección geológica del yacimiento  
Fuente: los autores

Históricamente, se utilizaron métodos clásicos para la estimación de recursos en estos yacimientos, pero como es conocido estos métodos no garantizan la precisión necesaria, lo que se acentúa por las complejidades geológicas de la región. Con el objetivo de lograr la precisión adecuada en la estimación de recursos en el yacimiento “Hierro Mantua” dos objetivos son tratados en este trabajo: obtener la Unidad de Selección Minera (USM) racional para cuantificar los recursos minerales en el yacimiento en estudio, y aplicar métodos de la Geoestadística no lineal para la estimación de recursos minerales, específicamente el Krigado Lognormal por la presencia de distribuciones asimétricas en los contenidos de Cu, particularmente por la ocurrencia de pocos valores altos de esta variable en el yacimiento Hierro Mantua.

En relación al Krigado Lognormal, existen algunas publicaciones relativas a este método de estimación, clasificado dentro de la Geoestadística no lineal, algunos de los más importantes son: (Matheron, 1974; Marechal, 1974; Rendu, 1979; Journel, 1980; Krige, 1981; Dowd, 1982; Krige y Magri, 1982; Thurston y Armstrong, 1987; Armstrong y Boufassa, 1988; Rivoirard, 1990; Marcotte y Groleau, 1997; Lee y Ellis, 1997; Roth, 1998; Clark, 1998; Cressie, 2006; Yamamoto, 2007; Yamamoto y Furuie, 2010; Paul y Cressie, 2011). Algunas ideas discutidas en estos trabajos son: la sensibilidad del semivariograma experimental con relación a pequeños valores altos (Journel, 1980), los altos valores causan deformidades en el semivariograma que impiden el uso del Krigado lineal. De acuerdo con Clark (1998), “...los problemas potenciales en el Krigado Lognormal están relacionados en la transformación inversa de las estimaciones logarítmicas a la escala de valores originales, con relación a la cual han existido desacuerdos en la literatura Geoestadística en cuanto a cómo se debe desarrollar la transformación inversa. En este sentido no es fácil encontrar en la bibliografía Geoestadística una expresión para la transformación inversa en el caso del Krigado de Bloques.

Un resumen sobre la estimación del Krigado Lognormal en una forma ordenada es presentado en Rivoirard (1990), este autor concluye que la ecuación de transformación inversa para la estimación de bloques no es teóricamente óptima. Roth (1998) concluye que “...los especialistas deben decidir si el Krigado Lognormal es factible para las estimaciones locales. Cressie (2006), puntualiza “...que los datos que describen una distribución asimétrica pueden ser satisfactoriamente modelados a partir de procesos espaciales log-normales. De una forma práctica la transformación inversa puede ser obtenida por la exponencial de las estimaciones de Krigado más un término de no sesgo (Yamamoto, 2007). Finalmente, en nuestro trabajo los valores de Cu son estimados siguiendo las ideas presentadas en Rivoirard (1990), específicamente la ecuación de transformación inversa, ecuación 6 de la página 218. La precisión de este método ha sido probada por algunos autores en diferentes yacimientos minerales y otros estudios cuando la distribución asimétrica ha sido encontrada.

## 2. Materiales y métodos

La calidad de la información primaria es uno de los elementos más importantes para la estimación de recursos usando el Krigado como interpolador, este aspecto determina la calidad de los resultados (Armstrong y Carignan, 1997). La base de datos del yacimiento “Hierro Mantua” usada en este trabajo fue validada en el 2008 por la compañía “Coffey Mining” a solicitud de RSG Global de la Empresa “Cobre Mantua S.A.” (Arce-Blanco y Santana-Okamoto, 2008). Una revisión exploratoria inicial de las muestras fue desarrollada determinándose que la longitud de las muestras varían entre 0.05 m a 4.65 m, con un promedio de 1.22 m. Se realizó una regularización en compósitos de 1 m de longitud en el interior del cuerpo mineral. Se estudiaron los valores de Cu de 318 pozos regularmente distribuidos en dos campañas de exploración de 100x100 m y 50x50 m, creando 5304 compósitos de 1 m longitud.

### 2.1. Análisis exploratorio de datos

La Tabla 1 muestra la estadística descriptiva de los valores de Cu. Se puede observar que la media y la mediana presentan valores muy diferentes y muy pequeños con relación al valor máximo, el coeficiente de variación es mayor que 1. Por lo que se puede inferir que la distribución de los contenidos de Cu es asimétrica, lo cual puede ser observado en el histograma, Fig. 4. El valor de la prueba de normalidad Kolmogorov-Smirnov es de 0.265, el cual es mayor que 0.05. Los resultados muestran un comportamiento no normal de los valores de Cu. Por esta razón los procedimientos de la Geoestadística lineal, Krigado Simple o Krigado Ordinario no pueden ser aplicados, es más apropiado usar métodos no lineales de la Geoestadística (Journel y Huijbregts, 1978; Isaaks y Srivastava, 1989; Rivoirard, 1990).

Tabla 1.  
Estadística descriptiva.

Estadística básica	Cu (%)
Población	4955
Mínimo	0.005
Máximo	34.660
Media	2.371
Mediana	0.890
Desviación estándar	3.624
Varianza	13.136
Coefficiente de variación	1.528
Asimetría	3.040
Curtosis	16.289
Kolmogorov-Smirnov	0.265

Fuente: los autores

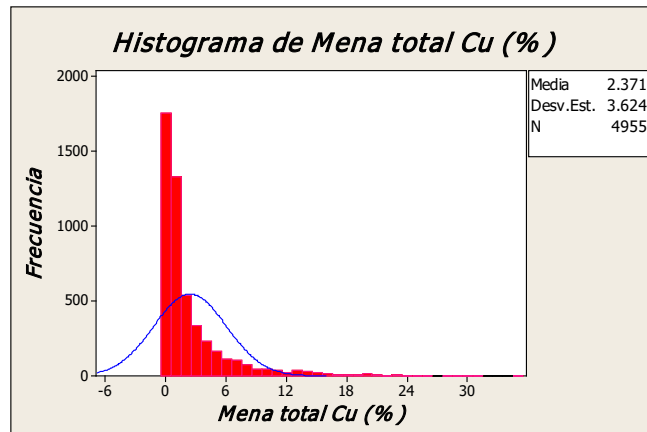


Figura 4. Histograma del Cu  
Fuente: los autores

## 2.2. Metodología

El procedimiento propuesto para la solución del problema planteado consiste en transformar los datos de forma logarítmica, de modo que se obtenga una nueva variable que sea estacionaria, posteriormente aplicar el Krigado Simple o Krigado Ordinario, se utiliza en este caso la segunda variante. Posteriormente los datos son anti-transformados para devolverlos a su rango original. Este procedimiento se conoce como Krigado Log-normal. Con el objetivo de lograr una mayor precisión en la estimación de recursos, se propone además, un procedimiento para determinar la Unidad de Selección Minera racional a utilizar en la estimación, en cual consiste en usar la simulación Geoestadística para obtener una realización de la variable transformada y probar la calidad de la estimación por Krigado para diferentes tamaños de los bloques de estimación. Para esto se logra obtener un posible valor real a través de los valores medios simulados por ventanas móviles con igual tamaño que los bloques propuestos, y comparar la estimación con lo posibles valores reales utilizando el criterio del erro cuadrático medio. Las estimaciones obtenidas utilizando la variable transformada de forma logarítmica unido al tamaño racional de la Unidad de Selección Minera proporciona una valor más preciso.

## 3. Resultados y discusión

### 3.1. Transformación Lognormal

Los valores de Cu fueron transformados logarítmicamente, obteniéndose una nueva variable LnCu ( $LnCu = Ln[Cu]$ ), la Tabla 2 muestra la estadística básica y la Fig. 5 el histograma de los datos transformados. Se puede observar una distribución normal en correspondencia con la estadística básica. Los valores de la media y la mediana de la nueva variable LnCu son ahora cercanos. La prueba Kolmogorov-Smirnov es 0.026, la cual es menor que 0.05, lo que asegura un comportamiento normal en los valores de LnCu. Adicionalmente, la estadística de ventanas móviles muestra valores estables de la media de los valores de LnCu. El rango calculado por la diferencia de los valores máximos y mínimos de la media de las ventanas móviles es de 1/5 del rango de los valores de LnCu. Por lo anterior la estacionaridad puede ser asumida en el comportamiento de la variable transformada LnCu, el Krigado Lognormal puede ser aplicado (Journel y Huijbregts, 1978; Isaaks y Srivastava, 1989; Cressie, 1993).

### 3.2. Análisis de variabilidad

La distancia entre las localizaciones más alejadas por el rumbo es de 650 m, 230 m por le buzamiento y 60 en la dirección vertical. Los parámetros para el cálculo del semivariograma se presentan en la Tabla 3. En todas las direcciones, la variabilidad fue estudiada hasta aproximadamente la mitad de la distancian máxima.

Tabla 2.  
Estadística descriptiva del LnCu

Estadística básica	LnCu (%)
Población	4955
Mínimo	-2.303
Máximo	3.546
Media	0.003
Mediana	-0.116
Desviación estándar	1.319
Varianza	1.739
Asimetría	0.270
Curtosis	-0.810
Kolmogorov-Smirnov	0.026

Fuente: los autores

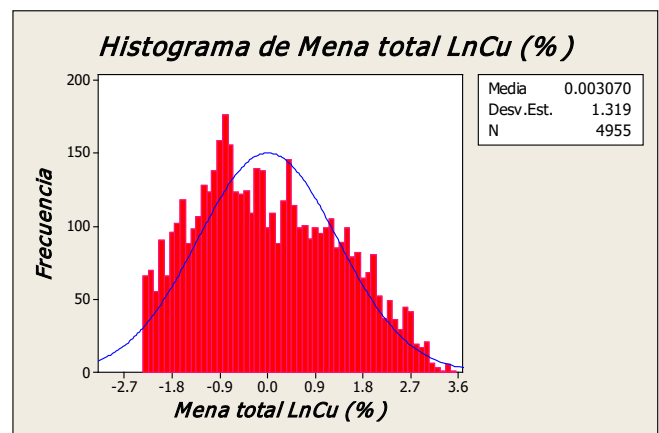


Figura 5. Histograma del LnCu  
Fuente: los autores

Tabla 3.

Parámetros para el cálculo del semivariograma experimental.

Dir.	Inc. (m)	No. de puntos	Azimut (°)	Inclinación (°)	Tolerancia angular (°)	Ancho de Banda (m)
Rumbo	35	10	0	0	45	140
Buza-miento	10	10	270	-55	45	40
Pozo abajo	1	30	90	-42	10	10

Fuente los autores

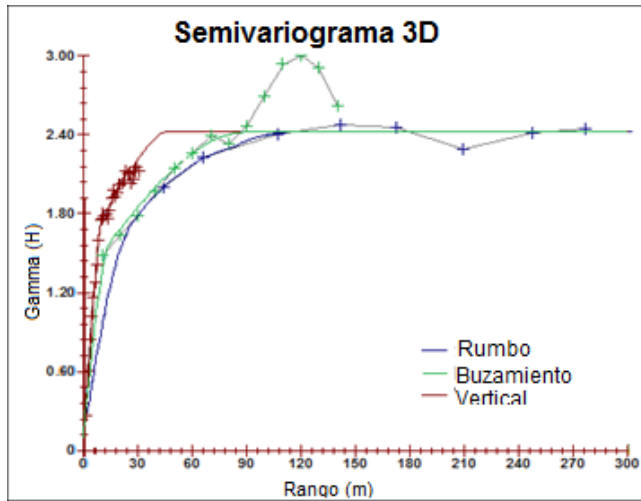


Figura 6. Semivariogramas de LnCu

Fuente los autores

El semivariograma experimental y el modelo ajustado son mostrados en la Fig. 6. Todos los semivariogramas fueron calculados con el sistema automatizado GEMCOM. Se observa una anisotropía geométrica. El ajuste del semivariograma experimental fue realizado por un modelo imbricado, compuesto por dos modelos esféricos con un efecto de pepita. La expresión analítica de modelo de variabilidad y correlación espacial obtenida se muestra en la siguiente ecuación (Ec. 1):

$$\gamma(h) = 0.1 + 1.21 \text{Sph}(26,15,11) + 1.11 \text{Sph}(114,90,40) \quad (1)$$

Dónde:

- 0.10 = Efecto de Pepita
- Sph = Modelos Esférico
- 1.22 = Meseta de la primera estructura
- (25,20,10) = Alcances para la primera estructura según el rumbo, el buzamiento y pozo abajo
- 1.19 = Meseta de la segunda estructura
- (110,90,30) = Alcances de la segunda estructura según el rumbo, el buzamiento y pozo abajo

### 3.3. Validación del modelo

El modelo de variabilidad obtenido fue validado usando el procedimiento de la validación cruzada. La correlación entre estimados y valores medidos es buena (Fig. 7), esta figura muestra una alta concentración de valores alrededor de

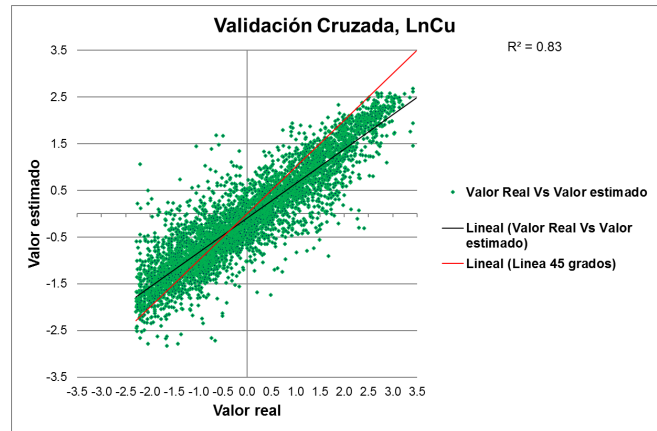


Figura 7. Valores reales vs estimados por validación cruzada

Fuente los autores

la pendiente 45°, el coeficiente de Pearson es de 0.92. Este resultado muestra que el modelo de variabilidad obtenido en el análisis estructural describe adecuadamente la variabilidad y correlación espacial de la transformación log-normal de los contenidos de Cu en el fenómeno mineralizado bajo estudio.

Con los resultados de la validación cruzada, valores reales y estimados, se desarrolló un análisis de los errores de estimación, se obtuvo que el 94.34% de los datos reales están incluidos en el intervalo de predicción ( $Z_i \pm 2\sigma$ ) considerando  $\sigma$  como la desviación estándar de los errores de estimación, y el 87.11% de los datos reales están incluidos en este intervalo de predicción considerando  $\sigma$  como la desviación estándar de Krigeado.

### 3.4. Determinación de la unidad de selección minera

Por medio de la simulación Geoestadística se aplicó un procedimiento para la determinación de la unidad de selección minera. Una realización de la variable regionalizada estudiada (LnCu) fue obtenida utilizando la simulación secuencial gaussiana (SSG) por medio de la librería Geoestadística GsLib (Deutsch y Journel, 1998), particularmente por medio del programa “sgsim”. La SSG es una técnica ponderosa y la más utilizada para obtener valores simulados de forma regionalizada (Gómez-Hernández y Cassiraga, 1994). En este sentido como los valores de Cu muestran una extrema distribución asimétrica, la nueva variable obtenida por transformación logarítmica LnCu, fue simulada en una red densa con el objetivo de reproducir posibles valores reales. Estos posibles valores reales fueron calculados a partir del promedio de los valores simulados en el interior de bloques con diferentes tamaños de USM.

Este procedimiento consiste en comparar posibles valores reales con los valores estimados por Krigeado Ordinario para un conjunto de USM propuestas (Tabla 4). Posteriormente se utiliza el criterio del Error Cuadrático Medio para obtener el tamaño racional de los bloques de estimación. De esta forma se garantiza una alta precisión en la estimación de recursos tanto a nivel global como local. El tamaño racional obtenido como racional fue de 32x40m.



El procedimiento propuesto fue repetido para otras realizaciones obtenidas a partir de la Simulación Secuencial Gaussiana, los resultados obtenidos fueron similares, es decir se obtuvo 32x40m como tamaño racional de la USM. Gómez-González y Cuador-Gil (2011) desarrollaron una primera investigación para un yacimiento no metálico, basados en la opinión de que el equipamiento minero no debe ser el factor determinante del tamaño de la USM, sino debe ser el resultado de aplicar adecuadamente el método de estimación desde el punto de vista matemático, el cual tiene en cuenta el comportamiento natural del fenómeno regionalizado. Finalmente, se emplea el Krigeado Lognormal para la estimación de recursos utilizando el tamaño de la unidad de selección minera obtenido anteriormente.

La simulación desarrollada con los datos transformados, LnCu, se presenta en la Fig. 8, usando el modelo de variabilidad especial representados por la Ec. 1 en una red de simulación de (1x1x1 m). Esta simulación fue verificada, la estadística básica de los datos reales y simulados son iguales, así como que el histograma y el semivariograma de éstos, que muestran un comportamiento similar, Fig. 9.

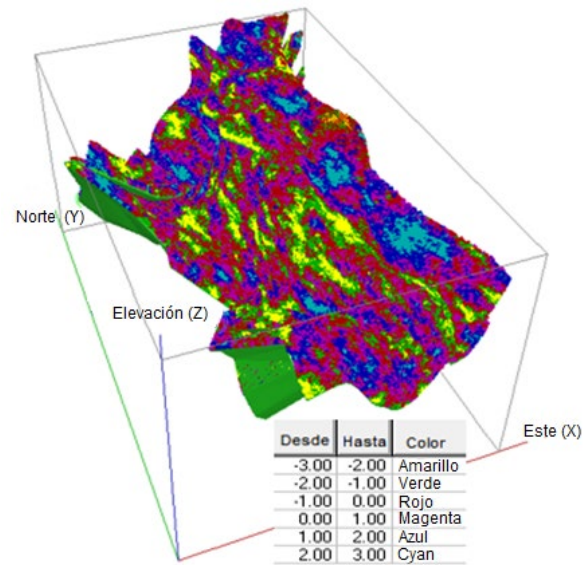


Figura 8. Simulación de los valores de LnCu  
Fuente los autores

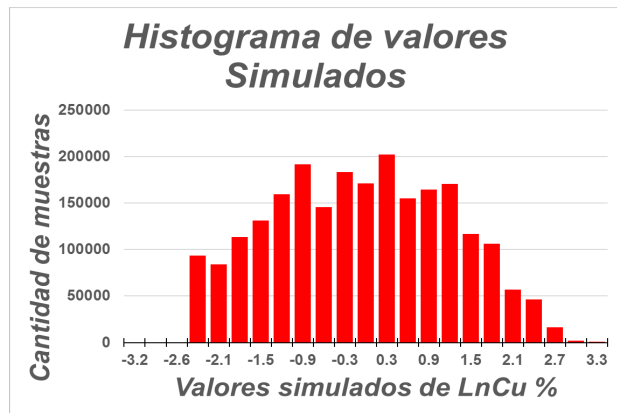
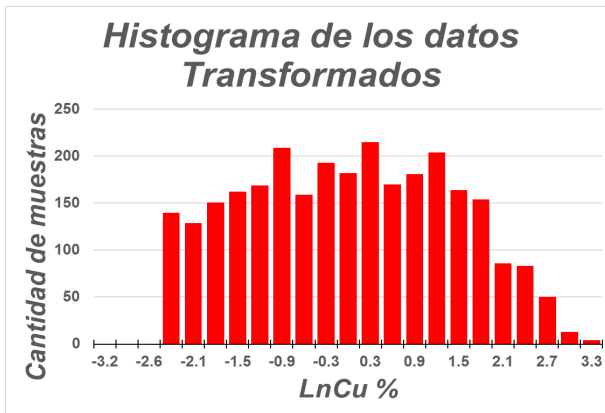


Figura 9. Histograma de los valores LnCu y los simulados  
Fuente los autores

La red de simulación fue muy densa con el objetivo de obtener los posibles valores reales en el interior de cada USM propuesta (Tabla 4). Los valores estimados fueron obtenidos por el Krigeado Ordinario para cada USM propuesta, los errores fueron calculados comparando los posibles valores reales con los valores estimados para cada USM. Los resultados se muestran en la Tabla 4 y Fig. 9. El error cuadrático medio y errores relativos fueron utilizados en la comparación. La Fig. 9 muestra los nomogramas de los errores cuadráticos medios y relativos contra el tamaño de la USM. Las USM fue propuesta en dos formas: la cuadrada y la rectangular, para tomar en cuenta la anisotropía.

Tabla 4.  
Errores de estimación por USM

USM	Error cuadrático medio	Valores medios		Diferencias (%)	Error relativo
		Estimación	Simulación		
<b>USM cuadrada</b>					
5*5	1.61	-0.26	-0.02	69%	1.70

10*10	1.67	-0.50	-0.04	67%	1.69
15*15	1.43	-0.39	-0.05	61%	1.55
20*20	1.38	-0.42	-0.07	60%	1.46
25*25	1.56	-0.64	-0.08	57%	1.56
30*30	1.35	-0.46	-0.05	56%	1.62
35*35	1.46	-0.58	-0.05	46%	1.71
40*40	1.28	-0.46	-0.04	44%	1.66
45*45	1.32	-0.55	-0.08	41%	1.47
50*50	1.49	-0.75	-0.04	48%	1.80
<b>USM Rectangular</b>					
4*5	1.62	-0.25	-0.02	70%	1.73
8*10	1.69	-0.48	-0.04	68%	1.70
12*15	1.46	-0.37	-0.05	64%	1.54
16*20	1.46	-0.41	-0.05	61%	1.56
20*25	1.58	-0.65	-0.07	59%	1.63
24*30	1.38	-0.45	-0.05	51%	1.56
28*35	1.28	-0.52	-0.08	47%	1.44
32*40	1.20	-0.43	-0.07	49%	1.42
36*45	1.43	-0.55	-0.04	47%	1.72
40*50	1.46	-0.73	-0.03	49%	1.82
44*55	1.46	-0.59	-0.04	41%	1.73

Fuente los autores

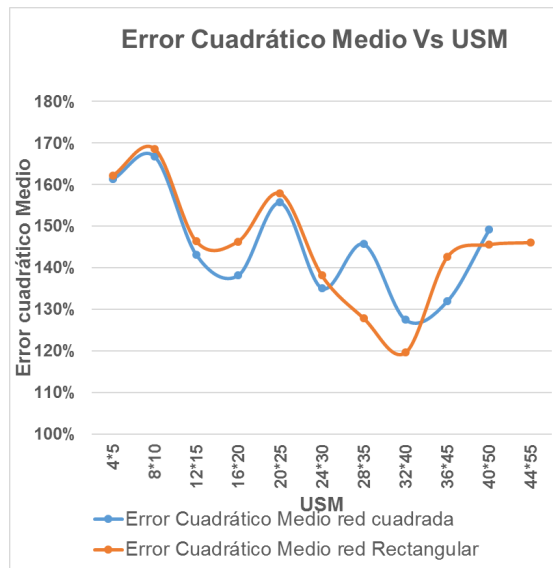


Figura 10a. Errores cuadrático medio contra USM. Fuente los autores

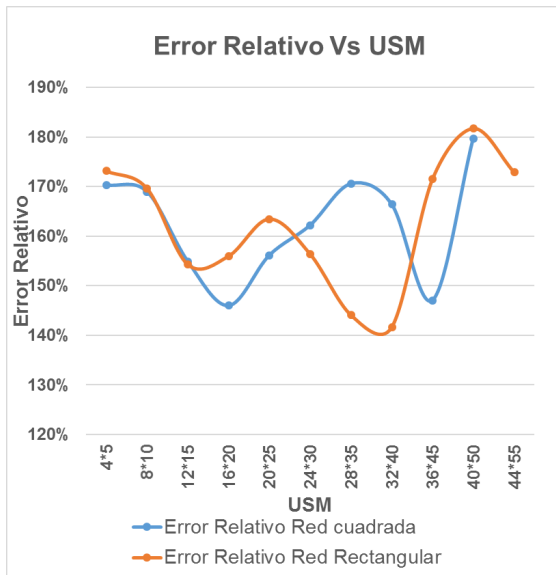


Figura 10b: Error cuadráticos relativo contra USM. Fuente los autores

La influencia de la forma de la USM fue verificada (Fig. 10a y 10b). El menor valor del error cuadrático medio se presenta en la USM de 32x40m, la cual es la más precisa para la estimación de recursos. Usando esta USM como racional se aplicó el Krigeado Lognormal sobre el cuerpo mineralizado (Fig. 9). La transformación inversa fue realizada por la siguiente expresión (Rivoirard, 1990).

$$Z^*(v) = \text{Exp}(L(v)^{KO} + (\sigma^2_{KO} + \gamma(v,v))/2 - \mu) \quad (2)$$

donde:

$L(v)^{KO}$  = Estimación de los valores transformados por Krigeado Ordinario.

$\sigma^2_{KO}$  = Varianza de Krigeado.

$\gamma(v,v)$  = Semivariograma medio Bloque-Bloque.

$\mu$  = Multiplicador de Lagrange.

La Tabla 5 muestra la estadística básica entre los contenidos originales y estimados después de la transformación inversa. Los valores medios son próximos. La varianza tiene valores adecuados, en correspondencia con las características de suavizado de los métodos de interpolación. No se obtuvieron valores extremos en la estimación. Otra variante a emplear cuando la transformación logarítmica no garantiza la estacionaridad necesaria es el Krigeado Multigaussiano.

#### 4. Conclusiones

En este artículo se muestra como obtener una adecuada estimación de recursos cuando los datos exhiben una distribución asimétrica, la cual es muy común en estudios mineros. Las complejidades geológicas en la región del yacimiento indican que los métodos de la Geoestadística lineal no pueden ser aplicados. La no normalidad de los de los contenidos de Cu en el yacimiento “Hierro Mantua” fue probada por la estadística descriptiva, por la prueba de bondad de ajuste Kolmogorov-Smirnov y la no estacionaridad por la estadística de ventanas móviles. El Krigeado Lognormal ha sido ampliamente aplicado en diversos estudios mineros, así como en otros problemas de las geo-ciencias.

Tabla 5.

Estadística básica de los contenidos originales y estimados Elaboración Autores

	N	Mínimo	Máximo	Media	Desviación estándar	Varianza
Valores muestreados	4955	0.100	34.660	2.371	3.624	13.136
Valores estimados	4955	0.100	20.368	2.156	2.854	8.146

Fuente: Autores

Los contenidos de Cu fueron transformados logarítmicamente en una nueva variable, LnCu, para la cual la estadística básica y de ventanas móviles, muestran normalidad y estacionaridad. El análisis estructural de los datos transformados muestra anisotropía geométrica, en la dirección N-S y E-O. El modelo ajustado es una estructura

imbricada compuesta por un efecto pepita más dos modelos esféricos, el cual fue validado por validación cruzada.

La USM obtenida como racional muestra los valores mínimos del error cuadrático medio cuando comparamos los valores reales y estimados, usando diferentes USM. Este procedimiento se basa en la idea de que el equipamiento minero no debe ser el factor determinante de tamaño de la

USM, sino resultado de aprovechar las potencialidades adecuadamente un método de estimación matemático, el cual toma en cuenta el comportamiento natural del fenómeno.

La estimación desarrollada por Krigeado Lognormal es adecuada para la estimación de recursos en el caso de estudio presentado. La estadística básica de los valores reales y estimados muestra proximidad en los valores de la media y adecuados valores de la varianza.

## Referencias

- [1] Armstrong, M. and Carignan, J., Géostatistique linéaire, application au domaine minier. Fontainebleau: École des Mines de Paris, 1997.
- [2] Armstrong, M. and Boufassa, A., Comparing the robustness of ordinary kriging and lognormal kriging outlier resistance, *Mathematical Geology*, 20(4), pp. 447-457, 1988. DOI: 10.1007/BF00892988
- [3] Arce-Blanco, M. and Santanna-Okamoto, F., Memorandum database's rebuilding. Pinar del Río Geology Enterprise, Pinar del Río, Cuba, 2008, 18 P.
- [4] Clark, I., Geostatistical estimation and the lognormal distribution, *Geocongress*, Pretoria, South Africa Republic, 1998.
- [5] Cressie, N., *Statistics for spatial data* (revised edition): Wiley, New York, 1993, 900 P. DOI: 10.1002/9781119115151.ch1, 10.1002/9781119115151
- [6] Cressie, N., Block kriging for lognormal spatial processes, *Mathematical Geology*, 38(4), pp. 413-443, 2006. DOI: 10.1007/s11004-005-9022-8
- [7] Deutsch, C.V. and Journel, A.G., *GSLIB: geostatistical software library and user's guide*. Second Edition. Oxford University Press, 1998.
- [8] Dowd, P., Lognormal kriging--The general case, *Math. Geol.*, 14(5), pp. 474-500, 1982.
- [9] García-Delgado, D.E., Gil-González, S., Delgado-Damas, R., Millán-Trujillo, G., Leandro-Peñalver, L., Cabrera-Castellanos, M. y Díaz-de Villalvilla, L., Informe proyecto 228. Generalización y actualización geológica de la provincia de Pinar del Río. Escala 1: 100 000. La Habana: Geology and Paleontology Institute, 2003, 249 P.
- [10] Gómez-González, O. y Cuador-Gil, J.Q., Determinación del tamaño racional del bloque para la estimación de recursos minerales en el yacimiento Mariel, *Revista Minería y Geología*, 27(4), pp. 20-39, 2011.
- [11] Gómez-Hernández, J.J. and Cassiraga, E.F., Theory and practice of sequential simulation. In *Geostatistical Simulation*, M. Armstrong and P.A. Dowd, eds, Kluwer, Dordrecht, Netherlands, 1994, pp. 111-124. DOI: 10.1007/978-94-015-8267-4\_10
- [12] Isaaks, E.H. and Srivastava, R.M., *Applied Geostatistics*. Oxford: Oxford University Press, 1989, 561 P.
- [13] Journel, A.G. and Huijbregts, C.J., *Mining Geostatistics*. New York: 1978, 500 P.
- [14] Journel, A.G., The lognormal approach to predicting local distributions of selective mining unit grades: *Math. Geol.*, 12(4), pp. 285-303, 1980. DOI: 10.1007/BF01029417
- [15] Krige, D.G., *Lognormal-De Wijsian geostatistics for ore evaluation*: S. African Inst. Min. Metall, Monograph series, 1981, 40 P.
- [16] Krige, D.G. and Magri, E. J., Geostatistical case study of the advantage of Lognormal De Wijsian Kriging with mean for a Base Metal Mine and a Gold Mine, *Math. Geol.*, 14, pp. 547-555, 1982. DOI: 10.1007/BF01033878
- [17] Lee, Y.M. and Ellis, J.H., Estimation and simulation of lognormal random fields, *Computers & Geosciences*, 23(1), pp. 19-31, 1997. DOI: 10.1016/S0098-3004(96)00069-6
- [18] Marcotte, D. and Groleau, P., A simple and robust lognormal estimator, *Mathematical Geology*, 29(8), pp. 993-1008, 1997. DOI: 10.1023/A:1022357502767
- [19] Marechal, A., Krigeage normal et lognormal: Ecole des Mines de Paris, Centre de Morphologie Mathématique, unpublished note, N376, 1974, 10 P.
- [20] Matheron, G., Effet proportionnel et lognormalité ou: le retour du serpent de mer. Centre de Morphologie Mathématique, Ecole des Mines de Paris, Publication N-374, 1974, 43 P.
- [21] Paul, R. and Cressie, N., Lognormal block kriging for contaminated soil, *European Journal of Soil Science*, 62, pp. 337-345, 2011. DOI: 10.1111/j.1365-2389.2011.01371.x
- [22] Rendu, J.M., Normal and lognormal estimation: *Jour. Math. Geol.*, 11, pp. 407-422, 1979. DOI: 10.1007/BF01029297
- [23] Rivoirard, J., A review of lognormal estimators for in situ reserves, *Math. Geol.*, 22(2), pp. 213-221, 1990. DOI: 10.1007/BF00891825
- [24] Roth, C., Is lognormal kriging suitable for local estimation? *Math. Geol.*, 30(8), pp. 999-1009, 1988. DOI: 10.1023/A:1021733609645
- [25] Thurston, M. and Armstrong, M., A simplification of lognormal kriging to suit moderately skew data: in *Proceedings of APCOM*; Johannesburg, South Africa, 3, pp. 53-64, 1987.
- [26] Yamamoto, J.K., On unbiased backtransform of Lognormal Kriging estimates, *Computer and Geosciences*, 1, p. 219-234, 2007. DOI: 10.1007/s10596-007-9046-x
- [27] Yamamoto, J.K. and Furuie, R., A survey into estimation of lognormal data, São Paulo, UNESP, *Geociências*, 29(1), pp. 5-19, 2010.

**A. Díaz-Carmona**, es Ing. Geólogo del Instituto Superior Minero Metalúrgico de Moa, Cuba, en 1986, MSc. de Geología de la Universidad de Pinar del Río, Cuba, en el 2017. Trabaja desde 1986 como especialista de la Empresa Geólogo Minera de Pinar del Río, Cuba, del Instituto de Geología y Paleontología, Habana, Cuba, de la Empresa COMANTUA S.A., de la asociación Holmer Gold Mines - Geominera S.A. Actualmente es especialista de la Empresa Geólogo Minera de Pinar del Río, Cuba y profesor titular adjunto del Departamento de Geología de la Facultad de Ciencias Técnicas de la Universidad de Pinar del Río, Cuba. Sus campos de interés investigativo incluyen: geología, estimación de recursos minerales usando geoestadística, exploración mineral y control geológico en operaciones mineras, simulación modelación de yacimientos minerales, software geólogo mineros.

ORCID: 0000-0002-5353-567X

**J.Q. Cuador-Gil**, es Lic. en Educación, Especialidad Física y Astronomía del Instituto Superior Pedagógico de Pinar del Río, Cuba, en 1989. MSc. en Informática Aplicada a la Ingeniería y la Arquitectura, del Instituto Superior Politécnico José Antonio Echeverría, CUJAE, Habana, Cuba, en 1997. Graduado del Ciclo de Formación Especializada en Geoestadística, "CFSG", del Centro de Geoestadística de la Escuela Nacional Superior de Miner del París, Fontainebleau, Francia, en 1998. Dr. en Ciencias Técnicas de la Universidad de Pinar del Río, Cuba, en el 2002. Ha trabajado como profesor de Física en la Universidad de Pinar del Río desde 1993. Sus campos de interés incluyen: física general y moderna, física cuántica, geoestadística, estimación de recursos minerales. Actualmente es profesor titular del Departamento de Física de la Universidad de Pinar del Río, Cuba.

ORCID: 0000-0002-6483-0172

## Los Cuervos formation's proximate analysis and coal's organic petrography in the Chucarima sector (Chitagá, Norte de Santander), Colombia

Jairo Alonso Paredes-C.<sup>a</sup>, Luís Miguel Romero-R.<sup>a</sup>, Julián David De Bedout-O.<sup>b</sup> & Carlos Mauricio Bernal-R.<sup>a</sup>

<sup>a</sup> Programa de Geología, Universidad de Pamplona, Villa del Rosario, Colombia. [jairo.paredes@unipamplona.edu.co](mailto:jairo.paredes@unipamplona.edu.co), [miguel.romero@unipamplona.edu.co](mailto:miguel.romero@unipamplona.edu.co), [carlos.bernal@unipamplona.edu.co](mailto:carlos.bernal@unipamplona.edu.co)

<sup>b</sup> Escuela de Geología, Universidad Industrial de Santander, Bucaramanga, Colombia. [julian2188574@correo.uis.edu.co](mailto:julian2188574@correo.uis.edu.co)

Received: November 12<sup>th</sup>, de 2018. Received in revised form: January 15<sup>th</sup>, 2019. Accepted: January 31<sup>th</sup>, 2019

### Abstract

In this study Los Cuervos formation's coals' macerals and proximate analysis were analyzed, those belonging to La lomita mine located in the San Luis of Chucarima village of Chitagá's Town (Norte de Santander) which is located in the Catatumbo basin. Initially, the samples were analyzed in order to determine their calorific value, moisture content, ash, fixed carbon, sulfur, coking properties. Giving as a result a very good quality of the coal, mainly due to the low sulfur content (0.59% in dry basis according to the ASTM D4239-14 standard), with free swelling index of 5.0 air drying according to ASTM-D720M15 standard), which gives it a strong binder character making it a caking coal. In addition, based on the petrographic analysis, initially a summary of the nomenclatures and visual characteristics of all macerals was performed, then it was possible to analyze the samples obtained in the sector. In which, a predominance of the vitrinite was observed, making this a vitric highly composed of type III kerogen present in four layers of approximately 30cm thick in the study area.

**Keywords:** Los Cuervos formation; macerals; La Lomita Mine; caking coal; proximate analysis.

## Análisis próximos y petrografía orgánica del carbón de la formación Los Cuervos en el sector de Chucarima (Chitagá, Norte de Santander) Colombia

### Resumen

En este estudio se analizaron los macerales y análisis próximos de los carbones de la formación Cuervos perteneciente a la mina La Lomita ubicada en la vereda de San Luis de Chucarima del Municipio de Chitagá (Norte de Santander), la cual está localizada en la cuenca del Catatumbo. Inicialmente, se analizaron las muestras para determinar su poder calorífico, contenido de humedad, cenizas, carbono fijo, azufre y propiedades coquizables. Dando como resultado una muy buena calidad del carbón principalmente por los bajos contenidos de azufre (0.59% en base seca según la normal ASTM D4239-14), con índice de hinchamiento libre de 5.0 secado al aire según la norma ASTM-720M15, lo que le da un fuerte carácter aglomerante haciéndolo un carbón coquizable. Además, a partir del análisis petrográfico, inicialmente se realizó un resumen de las nomenclaturas y características visuales de todos los macerales y después fue posible analizar las muestras obtenidas en el sector. En el cuál, se observó un predominio de la vitrinita haciendo este un carbón vítrico altamente compuesto por kerógeno tipo III presente en cuatro mantos de aproximadamente 30cm de espesor en la zona de estudio.

**Palabras clave:** formación los Cuervos; macerales; Mina la Lomita; carbón coquizable; análisis próximos.

### 1. Introducción

Ubicada en la margen noroccidental de la cordillera oriental (Ver Fig. 1). La cuenca del Catatumbo es de tipo

Antepaís (Foreland), limitada al Oeste por el Macizo de Santander y la Serranía del Perijá y al Suroeste por los Andes de Mérida [3], además según [13] su desarrollo tectónico está ligado al de la Cuenca de Maracaibo y en términos generales

**How to cite:** Paredes-C., J.A., Romero-R., L.M., De Bedout-O., J.D. and Bernal-R., C.M., Análisis próximos y petrografía orgánica del carbón de la formación Los Cuervos en el sector de Chucarima (Chitagá, Norte de Santander), Colombia. Boletín de Ciencias de la Tierra, 45, pp. 34-40, Agosto 2018 - Enero 2019.

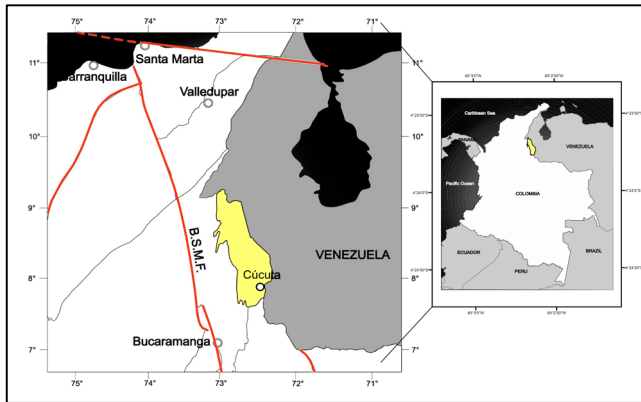


Figura 1. Localización de la cuenca del Catatumbo en la cordillera oriental con incidencia del sistema de fallas de Bucaramanga-Santa Marta (B.S.M.F) Fuente: Modificado de [3]

a la evolución de los Andes del Norte y se pueden resumir en 4 eventos principales según [1]. i) A una etapa del desarrollo de tipo rift en el Jurásico -Triásico ii) Etapa del margen pasivo (Aptiano - Campaniano), iii) Etapa de transición hacia una cuenca Antepaís (Maastrichtiano-Paleoceno), iv) La formación de la cuenca foreland (Thanetiano-Priaboniano). La formación Cuervos (Tplc) de edad Paleógeno tardío (Thanetiano 58.2Ma) de ambiente continental con un dominio transicional y pantanos marginales marinos [10] en contacto suprayacente gradacional con la formación Barco [3]; con predominancia de litologías lodosas intercaladas con arenitas líticas acumuladas en ambientes continentales que evidencia la exhumación de la cordillera oriental [12] con capas de arenisca delgada, limolitas y algunos mantos de Carbón. La formación Cuervos (Tplc) infrayace en forma concordante a la formación Mirador. El espesor a escala regional varía entre 182 metros aproximadamente, hacia el este de la cuenca del Catatumbo, a 1.100 hacia el occidente, en el sector de Santa Helena de acuerdo con [4].

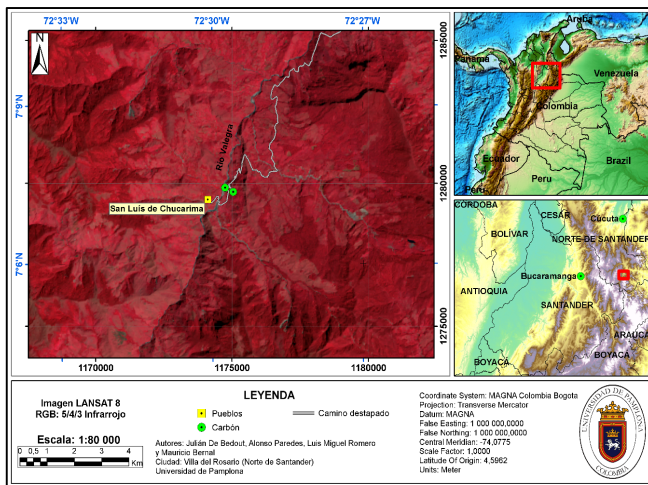


Figura 2. Ubicación del área de estudio, vista desde el cruce de bandas Landsat 8 en donde los colores marrones a morados representan bajo índice de vegetación y los colores rojos en intensidad representan un índice de vegetación alto. Fuente: Autores

La formación Cuervos en el sector del corregimiento de San Bernardo de Bata es de 340m el cual es donde se localiza el área de estudio (Ver Fig. 2). Esta unidad se correlaciona con las partes superiores de las formaciones Lisama del Valle Medio del Magdalena y Angostura, Marcelina y Trujillo, en Venezuela [18].

La implicación de este estudio es documentar los diferentes macerales y análisis próximos presentes en los carbones que fueron recolectados en la mina la Lomita

## 2. Marco geológico

El bloque Maracaibo es una zona que se encuentra limitada por tres grandes sistemas de fallas La cuenca del Catatumbo es el nombre dado en Colombia al extremo sur de la cuenca de Maracaibo ubicada en Venezuela (Ver Fig. 1) el cual es una cuenca Antepaís (Foreland) la cual ha tenido depositación de sedimentos a partir del cretácico. Tales como el grupo Uriabante. La cuenca Maracaibo Catatumbo hacia el oeste limitada por la serranía del Perija y el sistema de fallas Bucaramanga Santa Marta y al este por la cuenca Maracaibo y los andes de Merida [5].

El registro estratigráfico reportado en los piedemontes de la cuenca del Catatumbo indica una acumulación relativamente continua durante el Cenozoico [11,23] caracterizada por condiciones marginales a continentales [22,6]. En la cuenca del Catatumbo el dominio de los sedimentos son de carácter siliciclástico. [2]

Definida por [11] en la Concesión Barco para denominar una alternancia de arcillolitas y lodolitas, capas de areniscas y de carbón. En el área aflora en casi la totalidad del área Compuesta por arcillolitas y shale con escasas capas de arenitas y de ocho a diez manifestaciones de carbón cuyos espesores oscilan entre 0.10 m. hasta 2,5 m., localizadas hacia la parte inferior y media de la formación. La parte inferior de la formación está constituida por shale gris oscuro, shale carbonoso, con capas de arena y carbón. Hacia la parte superior consta principalmente de arcillolitas usualmente sideríticas, parcialmente limosas, gris y gris verdoso con escasas capas de arenita arcillosa [11].

En la formación Cuervos se pueden identificar tres miembros uno superior que se compone de intercalaciones de Lodolitas y arcillolitas y arcosas, el miembro intermedio caracterizado intercalaciones de lodolitas, lutitas y algunos mantos de carbón y un miembro inferior por arcillolitas, lodolitas, lutitas y algunos mantos de carbón; con procesos de sedimentación relacionados a ambientes deltaicos y corrientes fluviales, particularmente llanuras de inundación. El espesor estimado de la formación variable y puede alcanzar los 200 metros. Los estudios han permitido asignarle una edad que va desde mediados del Paleoceno hasta comienzos del Eoceno. El contacto inferior, normalmente se marca en el techo de la primera arenita prominente, inmediatamente bajo los mantos de carbón. El contacto superior es concordante y se marca donde las arcillolitas de la Formación Los Cuervos dan paso a las arenitas de grano grueso de la Formación Mirador. [13]

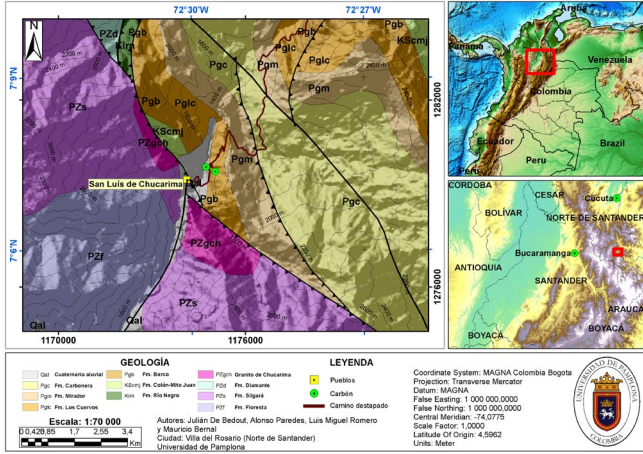


Figura 3. Geología regional de la zona de estudio en donde el muestreo se ubica en la Formación Cuervos.

Fuente: Autores.

Los mantos y cintas de carbón se localizan en los niveles inferiores y medios de la formación donde se identificaron 13 manifestaciones con espesores que oscilan entre 0.12 y 1.5 metros, distribuidos en una secuencia estratigráfica que oscila entre 152 m y 222 m, iniciando a los 50 m por encima del contacto con la infrayacente Formación Barco.

El contacto inferior es gradacional, mientras el superior es neto y concordante marcado por un cambio brusco de pendiente; Se presenta en una franja longitudinal con dirección Sur – Norte (Ver Fig.3) y su expresión morfológica está determinada por una topografía ondulada entre las encajantes rocas duras de las Formaciones Barco y Mirador. [11]

### 3. Materiales y métodos

Se realizó un muestreo de canal en 2 frentes de explotación activos, las muestras distribuidas aleatoriamente, fueron almacenadas en bolsas plásticas inmediatamente para evitar contaminación y oxidación; además de una descripción estratigráfica de la sección mediante la descripción de [7] y el levamiento en campo de una columna estratigráfica. Posteriormente según la norma [16] en laboratorio las muestras se prepararon y caracterizaron mediante análisis próximos realizados para determinar: humedad residual (ASTM D3173); cenizas (ASTM D3174); materia volátil (ISO 562); carbono fijo (ASTM D 3172); azufre total (ASTM D4239); poder calorífico (ASTMD 5865) y FSI ASTM D720.

Se realizó la caracterización petrográfica, que permite identificar los componentes orgánicos e inorgánicos del carbón (macerales y minerales respectivamente). Los análisis petrográficos los cuales consisten en el conteo de macerales de acuerdo a [19], el análisis se realizó en los laboratorios de la universidad de Pamplona, usando un microscopio petrográfico NIKON-BX-51 con una cama NIKON C-30 que cuenta con un sistema integrado de luz reflejada normal y fluorescente y un fottomultiplicador para estudios cuantitativos de reflectancia media de la vitrinita. La

fluorescencia en carbones se utiliza para complementar el análisis de maduración térmica. La clasificación del carbón, se realizó utilizando la norma [16].

## 4. Resultados y discusión

### 4.1. Estratigrafía

En el sector San Bernardo de Bata – Vereda Chucarima se describe la formación los cuervos como una secuencia sedimentaria constituida en su parte inferior por niveles gruesos y medios de cuarzoareniscas varicoloreadas de tonos grises, rosa y café que se presentan generalmente con una granulometría de grano fino a medio con alta esfericidad y una buena selección, intercaladas con niveles finos de lutitas carbonosas grises. La parte media está compuesta por areniscas líticas de color negro de grano medio con esfericidad alta, bien seleccionadas, intercaladas con niveles gruesos de cuarzoareniscas y estratos esporádicos finos de carbón (0.15 a 0.2m) (Ver Fig. 4). La parte superior está constituida por niveles medios de shales carbonosos negros intercalados con areniscas negras y estratos esporádicos finos de carbón (0.2m a 0.3m) (Ver Fig. 5). Los sedimentos de esta unidad se depositaron predominantemente en un ambiente transicional (deltaico), evidenciado por la presencia de mantos de carbón.



Figura 4. Manto de carbón de la Mina la Lomita de San Bernardo de Bata con un espesor de 0,15m en contacto con arenitas de grano medio.

Fuente: Autores

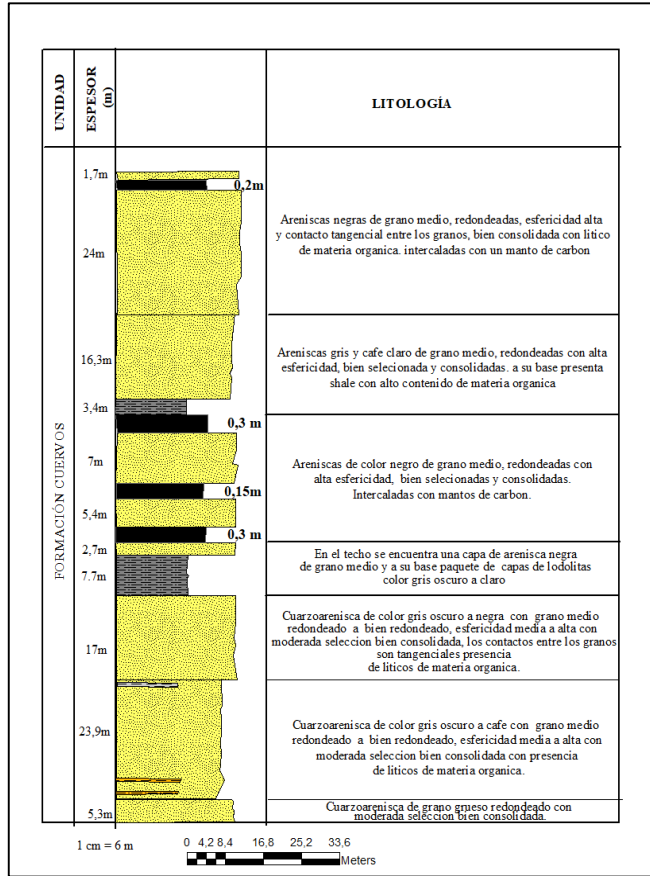


Figura 5. Columna estratigráfica detallada de la formación Cuervos en la mina la Lomita. Nótese la presencia de los cuatro mantos de carbón.  
Fuente: Autores

#### 4.2. Características petrográficas

Los carbones de la mina la lomita en el análisis petrográfico teniendo en cuenta la técnica de descripción de [19]. Fueron analizados con luz reflejada y fluorescencia, esto con el fin de identificar los macerales que lo componen. Para esto se partió de la creación de un resumen que se muestra en la Fig. 6, el cual trata de simplificar los tipos de nomenclaturas que se usan en el análisis visual del kerógeno ya que en ocasiones hay distintos términos para el mismo maceral según el tipo de origen que produce cada uno. Además, se muestra en la Fig. 7 las diferencias de nomenclaturas cuando se analizan carbones de baja madures termal (menores a 0.5%Ro) donde se resaltan las variedades de huminita las cuales se correlacionan con los tipos de vitrinita. Finalmente, se desea hacer una contribución con la identificación de los tipos de macerales, es por esto que en la Fig. 8 se muestra un resumen visual de los submacerales que componen los grupos de la vitrinita, liptinita e inertinita. [20, 8]

En la microfotografía en la sección A se logra apreciar un fragmento considerable de Inertinita de variedad Fusinita 3% el cual se reconoce por su textura y color blanco en luz reflejada, además de no poseer fluorescencia debido a su bajo contenido de Hidrógeno (Ver Fig. 9 apartado B).

GRUPO	MACERAL	DESCRIPCIÓN
VITRINITA	•Telinita	Paredes celulares de los tejidos vegetales algo deformados (hojas, tallos, etc.)
	•Colotelinita	(Telocolinita/Colinita) hojas, tallos, cortezas, raíces gelificadas, masivas
	•Vitrodetrinita	(Detrovitrinita) Fragmentos muy pequeños de vitrinita (menos 10 micras)
	•Corpogelinita	(Corpocolinita/Gelinita) Rellenos gelificados homogéneos (esféricos u ovoides)
LIPTINITA	•Colodetrinita	(Desmocolinita) Matriz (Cemento) de restos triturados que une otros macerales
	•Esporinita	Paredes celulares de las esporas y el polen
	•Cutinita	Paredes externas alargadas (cutículas) de las hojas y tallos
	•Resinita	Resinas, aceites y grasas de los tejidos celulares de las plantas
	•Alginita	Restos de algas ricas en lípidos. (Tiene forma de "nube o algodón")
	•Exudatinita	Maceral secundario (formado de otros lípidos) que rellena cavidades celulares
	•Suberinita	Red de paredes celulares de plantas como el corcho (Asociada a corpogelinita)
INERTINITA	•Liptodetrinita	Partículas detriticas muy pequeñas (menos 10 micras) de lípidos
	•Bituminita	Matriz orgánica irreconocible (Groundmass) poco fluorescente
	•Fusinita	Estructuras vegetales conservadas sin hidrógeno (hojas, tallos, raíces, cortezas)
	•Semifusinita	Estructura vegetal preservada pero de menor reflectancia que la fusinita
	•Funginita	Esporas de hongos con forma esférica o alargada (Asociada a la exudatinita)
	•Macrinita	Restos homogéneos y gelificados de forma ovalada y alargada
	•Micrinita	Maceral secundario (menor de 2 micras) con forma de partículas redondeadas
	•Inertodetrinita	Fragmentos muy pequeños (menores a 10 micras) aislados de forma variada
•Secretinita	(Esclerotinita) Resinas oxidadas ovaladas que presentan fisuras	

Figura 6. Comparación del origen de los tres principales tipos de Macerales y grupos Sub-Macerales

Fuente: Modificado de [19, 20, 8]

VITRINITA (>0,5% Reflectancia)	HUMINITA (<0,5% Reflectancia)
•TELOVITRINITA	•TELOHUMINITA
•Telinita	•Textinita
•Colotelinita (Telocolinita/Colinita)	•Ulminita
•DETROVITRINITA	•DETROHUMINITA
•Vitrodetrinita (Detrovitrinita)	•Atrinita
•Colodetrinita (Desmocolinita)	•Densinita
•GEOLOVITRINITA	•GEOLOHUMINITA
•Corpogelinita (Corpocolinita/Gelinita)	•Corpohuminita
INERTINITA	LIPTINITA
•Fusinita	•Esporinita
•Semifusinita	•Cutinita
•Funginita	•Resinita
•Macrinita	•Alginita
•Micrinita	•Exudatinita
•Inertodetrinita	•Suberinita
•Secretinita (Esclerotinita)	•Liptodetrinita
	•Bituminita

Figura 7. Tipos de Macerales y grupos Sub-Macerales donde se detalla la diferencia termal entre la Vitrinita y la Huminita.

Fuente: Modificado de [19, 20, 8]

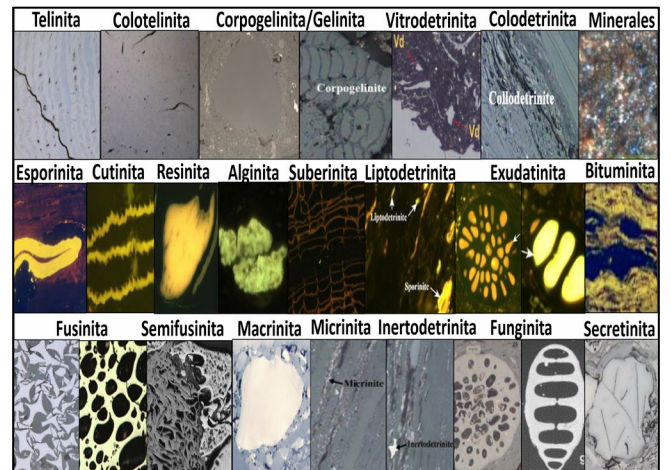


Figura 8. Diferencias visuales de los tipos de Sub-Macerales. Nótese en la parte superior los tipos de vitrinita, seguido de las variaciones fluorescentes de liptinita y la manera de diferenciar las inertinitas.

Fuente: Modificado de [19, 20, 8]

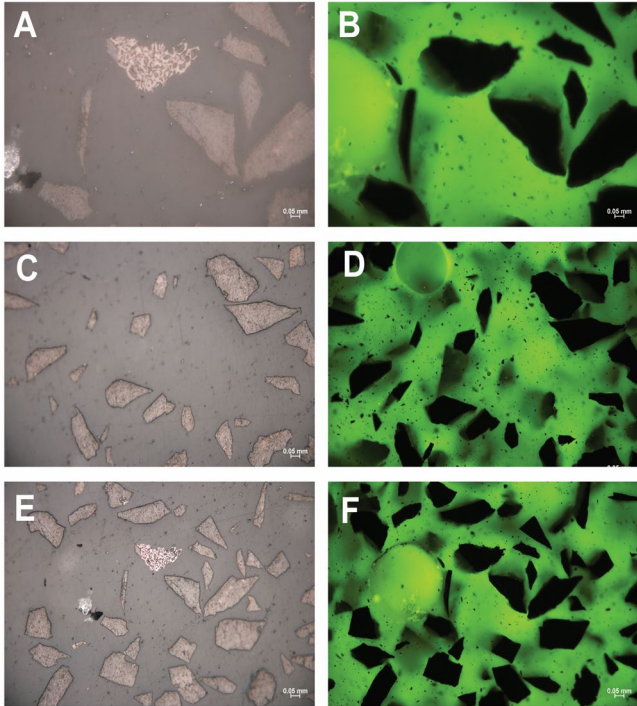


Figura 9. Microfotografías de muestras de Carbón de la formación Cuervos en la parte izquierda se aprecian bajo luz reflejada y en la parte derecha en luz de fluorescencia. Nótese la gran abundancia de Vitrinita en tonos grises y en menor medida Inertinita de coloración más clara.  
Fuente: Autores

En los otros apartados (Ver Fig. 9 secciones A,C,E) se visualizan fragmentos de Vitrinita 95%, la cual evidencia un color gris en luz reflejada, bordes rectos y ausencia de estructuras de tallo presentando una forma gelificada y masiva; propiedades comunes de la variedad Colotelinita dichos fragmentos no poseen fluorescencia como se muestra en los apartados B,D,F y es el maceral más abundante en la sección.

Se aprecian pequeños glóbulos redondeados de Liptinita 2% (Color amarillo) de variedad Resinita la cual presenta una alta fluorescencia debido a su mayor contenido de Hidrógeno como logra ser evidenciado en los en la Fig. 8 apartados B y F de la microfotografía. Finalmente, como se muestra en la Fig. 10, basado en los valores de los macerales se procedió a clasificar el carbón de la formación cuervos siendo este de tipo Vitrico según la clasificación de [17].

#### 4.3. Análisis próximos

En el lugar del muestreo realizado en campo, los dirigentes de la mina La Lomita contrataron el servicio de análisis de características fisicoquímicas de carbón, para el cual se trasladaron muestras de carbón hasta los laboratorios de la S.G.S. COLOMBIA S.A, en donde utilizaron el “Método Estándar de la Preparación de Carbón para Análisis” (Norma D2013-86 de la ASTM) metodología desarrollada por el INGEOMINAS. El análisis se hace con el fin de conocer la calidad de los carbones por medio de los

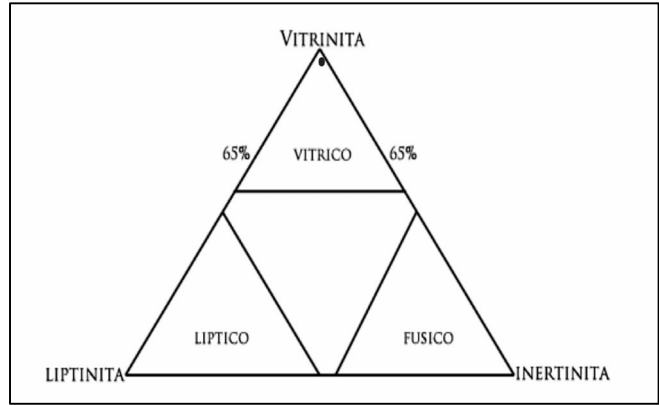


Figura 10. Diagrama triangular de predominio maceral que muestra la clasificación del carbón por tipo de carbón estudiado  
Fuente: Modificado de [17]

Tabla 1.  
Resumen características fisicoquímicas.

Análisis	Unidad	Base Húmeda	Base Seca	Secado al aire
Humedad Total	(%)	7,92	-	-
Ceniza	(%)	1,35	1,47	-
Materia Volátil	(%)	28,79	31,26	-
Carbono fijo	(%)	61,94	67,27	-
Azufre	(%)	0,54	0,59	-
Poder calorífico	(BTU/Lb)	14099	15065	-
Índice de hinchamiento libre (FSI)	-	-	-	5.0

Fuente: Autores

diferentes ensayos de caracterización sobre las muestras tomadas en los frentes de trabajo. La caracterización comprendió la realización de ensayos de: cenizas, materia volátil, carbono fijo, azufre total en carbón, poder calorífico e índice de hinchamiento. Estos parámetros y normas son seguidos en el laboratorio de carbones según las normas ASTM.

En los estudios desarrollados en la mina la Lomita los análisis fisicoquímicos realizados a los carbones y se plasman en la Tabla 1.

#### 4.4. Clasificación del carbón

##### 4.4.1. Clasificación por rango

Se ha utilizado la clasificación por rango de la American Standard For Testing and Materials (A.S.T.M), la cual se basa en parámetros como el carbono fijo, materia volátil y poder calorífico. Los carbones de alto rango, son aquellos que presentan un poder calorífico superior a 14000 Btu/Lb. en base húmeda y libre de materia mineral, y más del 67% del carbono fijo en base seca libre de materia mineral.



Tabla 2.  
Parámetros físicoquímicos de los carbones coquizables.

Parámetro	Cenizas	Materia volátil	Carbono fijo	F.S.I.	Azufre
Porcentaje	<10	18 y 35	50 y 70	>3.5	<1

Fuente: Autores

Con los resultados obtenidos en laboratorio se puede observar que estos carbones se catalogan como carbones de alto rango ya que presentan poder calorífico superior a los 14099 Btu/Lb. (base húmeda y libre de materia mineral) y más del 67% del carbono fijo (base seca libre de materia mineral).

#### 4.4.2. Clasificación gráfica

En la clasificación gráfica de carbones se tienen en cuenta distintos parámetros tales como, materia volátil, carbono fijo, F.S.I entre otros.

Conforme a los resultados obtenidos de Materia volátil= 28.79% y Poder calorífico= 14099 (Btu/Lb) (Base húmeda) y los valores de Materia volátil= 31,26% y Poder calorífico= 15065 (Btu/Lb) en Base Seca, se determina que los carbones de la mina La Lomita son de tipo bituminosos, pertenecientes al grupo alto en volátiles A y con propiedades físicas aglomerantes. Por su parte el FSI de 5.0 indica que estos carbones son fuertemente aglomerantes.

Respecto a los usos del carbón de la mina se deben tener en cuenta distintos parámetros tales como cenizas, materia volátil, carbono fijo, F.S.I y azufre. La Tabla 2 muestra los valores tomados como ideales para definir un carbón como coquizable.

De acuerdo a los valores adquiridos en laboratorio de los carbones: Ceniza: 1.35%, Materia volátil: 28.79%, Carbono fijo: 61.94% y Azufre: 0.54% (base húmeda) y Ceniza: 1.47%, Materia volátil: 31.26%, Carbono fijo: 67,27% y Azufre: 0.59% (Base seca), y un F.S.I de 5.0 (base seca al aire), se estiman que estos carbones cumplen con los parámetros establecidos para ser denominado como carbones coquizables.

## 6. Conclusiones

Los carbones presentes en la mina La Lomita presentan unas excelentes propiedades medidas en los análisis próximos, las cuales le dan un carácter económico muy favorable debido a su alto contenido de vitrinita, bajo contenido de azufre, alto poder calorífico y fuerte carácter aglomerante dándole una clasificación de carbón coquizable que incluso puede ser considerado para exportación debido a su alta calidad.

A partir de la petrografía orgánica se pudo identificar un claro predominio del maceral vitrinita (variedad colotelinita) muy angulosa con presencia menor de fusinita (inertinita) y liptinita fluorescente de la variedad resinita, dándole una clasificación según el diagrama de (Stach, 1975) de carbón Vítico, lo cual se debe a un ambiente pantanoso favorable para la depositación de grandes cantidades de kerógeno de tipo III presentes en este tipo de carbón húmico.

## Agradecimientos

Los autores desean agradecer a Giovanni Avendaños Chavez de Carbones Carinco LTDA por permitir el ingreso y recolección de muestras en la mina La Lomita. Además, se desea expresar agradecimiento a Carlos Augusto Celis del laboratorio de preparación de muestras de la Universidad de Pamplona por su ayuda en el proceso.

## Referencias

- [1] Alfonso, C.A., and Mondragón J.C., Nuevos conceptos exploratorios en la cuenca de Catatumbo, Colombia: VII Simposio Bolivariano Exploración Petrolera en las Cuenas Subandinas, Caracas. 2000.
- [2] Ayala, R., Análisis tectonoestratigráfico y de procedencia en la subcuenca del Cesar: relación con los sistemas petroleros. Tesis de grado MSc., Universidad Simón Bolívar, Caracas, Venezuela, 2009, 183 P.
- [3] Barrero, D., Perdo, A., Vargas, C. and Martínez, J., Colombian sedimentary basins: Nomenclature, boundaries, and petroleum geology, a new proposal, ANH, 2007, 91 P.
- [4] Bouman, Q. and Gibson, G., A geological review of the barco area. Reporte interno colpet, isn, 1964, 426 P.
- [5] Comet, J.N. and Martínez, A.A., Cretaceous and Tertiary petroleum systems in the Catatumbo basin (Colombia), CEPESA E.P., S.A., c/ Ribera del Loira, 50, 28042, Madrid, Spain, 2006.
- [6] Cooper, M.A., Addison, F.T., Alvarez, R., Coral, M., Graham, R.H., Hayward, A.B., Howe, S., Martínez, J., Naar, J., Peñas, R., Pulham, A.B., and Taborda, A., Basin development and tectonic history of the Llanos basin, Eastern Cordillera, and middle Magdalena Valley, Colombia. AAPG Bulletin, 79(10), pp.1421-1443, 1995.
- [7] Folk, R.L., Petrology of Sedimentary rocks, Hamphill, Austin, Texas, 1974, 182 P.
- [8] Flores, R., Coal and coalbed gas. Fueling the Future, Elsevier, 2014, 705 P.
- [9] Jiménez A., Martínez-Tarazona R. and Suárez-Ruiz I., Paleoenvironmental conditions of Puertollano coals (Spain): petrological and geochemical study. International Journal of Coal Geology, 41(3), pp. 189-211, 1999. DOI: 10.1016/S0166-5162(99)00016-6
- [10] Llerena, J. and Marcano, F., El sistema petrolífero en la subcuenca de Catatumbo, cuenca de Maracaibo, Venezuela. VI Simposio Bolivariano, Tomo I, 1997, 540 P.
- [11] Notestein, F.B., Hubman, C.W. and Bowler, J.W., Geology of the Barco concession, Republic of Colombia, South America. Geological Society of America Bulletin, 55(9), pp. 1165-1216, 1944. DOI:10.1130/GSAB-55-1165
- [12] PDVSA, Léxico Estratigráfico Venezolano, PDVSAINTEVEP2008. [en línea]. 2008. Disponible en: [www.pdvs.com/lexico/lexicoh.htm](http://www.pdvs.com/lexico/lexicoh.htm)
- [13] Rangel, A. and Hernández, R., Thermal maturity history and implications for hydrocarbon exploration in the Catatumbo Basin, Colombia. 2007, pp. 7-24.
- [14] Rodríguez, C.G. y Báez, H.A., Cuenas sedimentarias de Colombia [paper in spanish] sedimentary basins of Colombia, 1985.
- [15] Sarmiento, G., Estratigrafía y medios de depósito de la formación guadas, Boletín Geológico, 32(1), pp. 1-44, 1992.
- [16] Standard, A.S.T.M., Annual Book of ASTM Standards. Test Method for Ash in the Analysis Sample of Coal and Coke, 2011.
- [17] Stach, E., Textbook of coal petrology. Gebruder Berlin, Gebruder Borntraeger. 1975.
- [18] Sutton, F.A., Geology of Maracaibo basin, Venezuela: part 1. AAPG Bulletin, 30(10), pp. 1621-1741, 1946.
- [19] Taylor, G.H., Teichmüller, M., Davis, A., Diessel, C.F.K., Littke, R. and Robert, P., Organic petrology. A new Handbook incorporating some revised parts of Stach's textbook of coal petrology, 1998, 704 P.
- [20] Thomas, L., Coal Geology, Wiley-Blackwell, Second Edition, 2013, 456 P.
- [21] Vessey S.J. and Bustin, R.M., Sedimentology of the-coalbearing mist mountain formation, line creek, Southern Canadian cordillera:

relationships to coal quality. *International Journal of Coal Geology*, 42(2-3), pp. 129-158, 2000. DOI: 10.1016/S0166-5162(99)00037-3

- [22] Villamil, T., Campanian-Miocene tectonostratigraphy, depocenter evolution and Basin development of Colombia and Western Venezuela. *Palaeogeography, Palaeoclimatology, Palaeoecology*, 153, pp. 239-275, 1999. DOI: 10.1016/S00310182(99)00075-9
- [23] Ward, D., Goldsmith, R. y Restrepo, H., Geología de los cuadrángulos H-12 Bucaramanga y H-13 Pamplona, Departamento de Santander. *Boletín del Ingeominas*, 1973, pp.77-84.

**J.D. De Bedout-Ordóñez**, es Geólogo egresado de la Universidad Industrial de Santander (UIS), Colombia, ha trabajado en geoquímica orgánica de crudos y SIG de 7 cuencas colombianas, geofísica de varios campos de diversas regiones del país, haciendo interpretación estructural e inversión sísmica. Trabaja en la exploración de yacimientos offshore de gas biogénico del Caribe colombiano. Además, ha sido docente de la Universidad de Pamplona, Colombia en asignaturas de geología del petróleo, geología de hidrocarburos, prospección geoquímica de yacimientos minerales, yacimientos industriales, metamorfismo, mineralogía física, mineralogía óptica y sensores remotos. Finalmente ha dirigido trabajos de investigación de prospección y teledetección de placeres de oro y platino en el Chocó, prospección geoquímica de oro en Santander y geología estructural aplicada a la exploración de carbón de Norte de Santander, sedimentología y petrofísica en Colombia y el mar del norte de Noruega.  
ORCID: 0000-0001-8718-9392

**L.M. Romero-Rincón**, es candidato a BSc. de la Universidad de Pamplona, Colombia, se desempeña como presidente del capítulo estudiantil SEG (Society of Economic Geologist) de la Universidad de Pamplona. Actualmente inicia en la investigación de minerales estratégicos para la caracterización de posibles yacimientos minerales y su proyecto de grado se encontrará enfocado en la prospección y búsqueda yacimientos polimetálicos.  
ORCID: 0000-0002-7630-4284

**J.A. Paredes-Celi**, es Candidato a BSc. en Geología de la Universidad de Pamplona, Colombia, miembro actual del capítulo estudiantil SEG (Society of Economic Geologists) de la Universidad de Pamplona. Actualmente investigador en líneas de estratigrafía, sedimentología, geología de hidrocarburos (petróleo, carbón y gas), su proyecto de grado aborda la temática de integración de datos de núcleos de perforación, modelos sedimentológicos y mapeo de depósitos aplicados a la definición de áreas de interés en la prospección de petróleo.  
ORCID: 0000-0002-4206-8228

**C.M. Bernal-Ruiz**, es Candidato a BSc. de la Universidad de Pamplona, Colombia, tesorero del capítulo estudiantil de la Asociación Americana de Geólogos del Petróleo (AAPG) de la Universidad de Pamplona. Actualmente realizando una prospección geoquímica en el área de la Playa de Belén, Norte de Santander y el enfoque del trabajo de grado es llevar a cabo un análisis geomorfológico de Norte de Santander.  
ORCID: 0000-0002-3432-1561



UNIVERSIDAD NACIONAL DE COLOMBIA

SEDE MEDELLÍN  
FACULTAD DE MINAS

Área Curricular de Ingeniería  
Geológica e Ingeniería de Minas y Metalurgia

Oferta de Posgrados

Especialización en Materiales y Procesos  
Maestría en Ingeniería - Materiales y Procesos  
Maestría en Ingeniería - Recursos Minerales  
Doctorado en Ingeniería - Ciencia y Tecnología de  
Materiales

Mayor información:

E-mail: [acgeomin\\_med@unal.edu.co](mailto:acgeomin_med@unal.edu.co)  
Teléfono: (57-4) 425 53 68

# Recovery evaluation of P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> through three models of froth flotation of phosphoric rock

Moises Oswaldo Bustamante-Rúa, Alan José Daza-Aragón, Pablo Bustamante-Baena & Julián David Osorio-Botero

*Facultad de Minas, Universidad Nacional de Colombia, Medellín, Colombia. mobustam@unal.edu.co. ajdazaa@unal.edu.co, pabustamanteba@unal.edu.co, judosoriobo@unal.edu.co*

Received: May 22<sup>th</sup>, 2018. Received in revised form: November 11<sup>th</sup>, 2018. Accepted: December 15<sup>th</sup>, 2018

## Abstract

The main objective of the research is to evaluate the recovery of P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> in phosphoric rock through 3 models of froth flotation (direct, inverse and direct-inverse). Representative samples were taken from the department of Tolima and parameters were established for each of the flotations with a conditioning time of 5 minutes and flotation times between 7-10 minutes. Contact angle measurements were made with a value of 39° reflecting its hydrophilicity for the quartz case. According to Zeta potential measurements, a separation region between pH 2-5,8 was determined using anionic collectors for direct flotation and pH 5,8-10 using cationic collectors for reverse hydroxylapatite flotations. Finally, it was found that the direct-inverse flotation allowed a greater recovery of P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, using as oleic acid and Aero® 845 Promoter collectors in the anionic process, and the Aeromine® 3030C collector and the phosphoric acid depressant in the cationic process.

*Keywords:* flotation of minerals; phosphoric rocks; recovery; apatite; metallurgical indices.

# Evaluación de la recuperación de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> a través de tres modelos de flotación espumante de roca fosfórica

## Resumen

El objetivo fundamental de la investigación es evaluar a través de 3 modelos de flotación espumante (directa, inversa y directa-inversa) la recuperación de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> en roca fosfórica. Se tomaron muestras representativas del departamento del Tolima y se establecieron parámetros para cada una de las flotaciones con un tiempo de acondicionamiento de 5 minutos y tiempos de flotación entre 7-10 minutos. Se realizaron mediciones de ángulo de contacto, encontrándose para el caso del cuarzo un valor de 39° que refleja su hidrofiliidad. De acuerdo a las mediciones de Potencial Z, se determinó que existe una región de separación entre pH 2-5,8 usando colectores aniónicos para flotación directa y pH 5,8-10 usando colectores catiónicos para flotaciones inversas de Hidroxilapatito. Finalmente, se encontró que la flotación directa-inversa permitió una mayor recuperación de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, utilizando como colectores el ácido oleico y el Aero® 845 Promoter en el proceso aniónico, y el colector Aeromine® 3030C y el depresante ácido fosfórico en el proceso catiónico.

*Palabras clave:* flotación de minerales; rocas fosfóricas; recuperación; apatito; índices metalúrgicos.

## 1. Introducción

### 1.1 Roca fosfórica

Se denomina roca fosfórica, a las unidades litológicas y compuestos químicos que presentan alta concentración de minerales fosfatados por procesos naturales, usualmente de la serie apatito-francolita, es también el producto obtenido de la extracción de una mina y del procesamiento subsiguiente de los minerales fosfatados [1,2].

Dentro de los minerales del grupo de los fosfatos presentes en las rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas, el más importante es el apatito-[Ca<sub>5</sub>(F,Cl,OH)·(PO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>], que representa una mezcla entre el fluorapatito [Ca<sub>5</sub>(F)·(PO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>], clorapatito [Ca<sub>5</sub>(Cl)·(PO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>] e hidroxiapatito [Ca<sub>5</sub>(OH)(PO<sub>4</sub>)<sub>3</sub>]. La composición química de los primeros dos minerales es la siguiente: 55,5% CaO, 42,3% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, 3,9% F y 53,8% CaO, 41% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> y 6,8% Cl, respectivamente. El apatito con flúor es el más difundido en la naturaleza [3]. Las rocas fosfatadas, también llamadas fosfatos, están formadas por fluorofosfato de calcio - Ca<sub>10</sub>F<sub>2</sub>(PO<sub>4</sub>)<sub>6</sub> - más

**How to cite:** Bustamante-Rúa, M.O., Daza-Aragón, A.J., Bustamante-Baena, P. and Osorio-Botero, J.D., Evaluación de la recuperación de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> a través de tres modelos de flotación espumante de roca fosfórica. Boletín de Ciencias de la Tierra, 45, pp. 41-46, Agosto 2018 - Enero 2019.

o menos puro. Ellas se presentan como rocas duras, hasta masas granulares débilmente consolidadas.

En Colombia se encuentran niveles fosfáticos en formaciones arenosas del Cretácico Superior de la Cordillera Oriental, los cuales han configurado como yacimientos en varios lugares de esta cordillera. El espesor de los niveles mineralizados varía entre 0,5 a 5,4 metros y los tenores de  $P_2O_5$  oscilan entre 10 y 37%. Actualmente se explota la roca fosfórica en 15 áreas localizadas en los Departamentos de Boyacá, Norte de Santander y Huila. En Colombia, una de las formaciones más importante de roca fosfórica es la Formación Monserrate, que se presenta al sur, en Tolima y Huila, con facies de areniscas gruesas en el techo, las cuales gradan a grano medio, con intercalaciones de limonitas, cherts, algunas arcillolitas y niveles fosfáticos [3,4].

El óxido fosfórico o pentóxido de difósforo ( $P_2O_5$ ) es un polvo blanco corrosivo e higroscópico que se utiliza principalmente como fertilizante, ya que hace parte de uno de los macronutrientes primarios, los cuales son el nitrógeno (N), el fósforo (P) y el potasio (K). El fósforo es un nutriente fundamental en el crecimiento de las plantas, y sus compuestos son esenciales para las funciones energéticas de todos los seres vivos, está presente en bajas proporciones en la mayoría de las rocas ígneas (0,4%  $P_2O_5$  en rocas intermedias) y sedimentarias (0,04% en areniscas), así como en agua dulce y salada [5].

El óxido fosfórico se caracteriza por reaccionar violentamente con el agua formando ácido fosfórico. Entre sus principales características se encuentran la solubilidad en agua, además de atacar los metales en presencia de agua y es una sustancia muy corrosiva para la piel y el aparato respiratorio [6].

La flotación espumante es un proceso de separación fisicoquímica compleja, en el cual se estudian las propiedades superficiales de los minerales y la interacción de éstas con el agua, con el propósito de ser aprovechadas para la recuperación de un mineral de interés [7].

El mecanismo más importante en el proceso de flotación espumante es la adhesión de las partículas a las burbujas de aire, las cuales comprenden la mayor cantidad de mineral de interés en el concentrado [8]. El tratamiento químico por medio de reactivos de flotación busca enfatizar las diferencias en las propiedades superficiales de los minerales que se encuentran en la pulpa, generando una reacción superficial entre el mineral de interés y el reactivo (colector) que lo hidrofobiza y permite una adhesión selectiva durante el proceso. Esto quiere decir que el agregado partículas-burbujas es menos denso que la pulpa sobre la cual está flotando [9].

La agitación es el mecanismo durante el proceso de flotación que permite la adición de energía cinética necesaria para que se genere una mayor probabilidad de colisión entre partículas de mineral y burbujas (ver Fig. 1), y posteriormente la mayor recuperación de mineral de interés en el concentrado [8,10].

Para que el proceso sea óptimo es necesario que la espuma, en la cual se encuentran las partículas adheridas a las burbujas de aire, sea lo suficientemente estable para permanecer en el rebosadero de la celda de flotación sin reventarse, evitando que dichas partículas vuelvan al seno del fluido donde se está dando el proceso [11]. Las fuerzas que tienden a mantener una partícula adherida a una burbuja de aire se pueden representar por medio

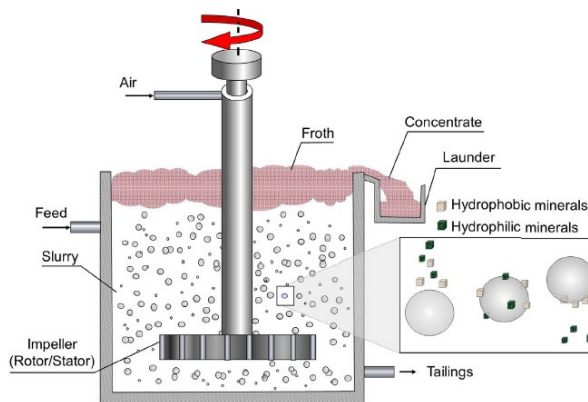


Figura 1. Mecanismo de flotación espumante convencional. Fuente: [7]

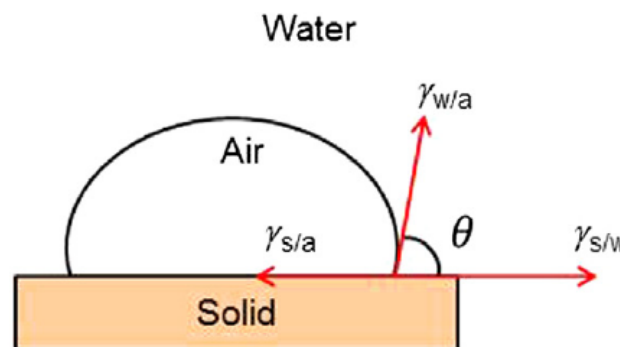


Figura 2. Esquema de ángulo de contacto en una partícula sólida. Fuente: [7]

del modelo común de ángulo de contacto (ver Fig. 2), en el cual las fuerzas de tracción son las que dominan el mecanismo

Cuando las fuerzas se encuentran en equilibrio, la ecuación que rige la dinámica del sistema es:

$$\gamma_{s/a} = \gamma_{s/w} + \gamma_{w/a} \cos\theta \quad (1)$$

Donde  $\gamma_{s/a}$ ,  $\gamma_{s/w}$  y  $\gamma_{w/a}$  son las superficies de las tensiones (o energías) entre el sólido y el aire, el sólido y el agua, y el agua y el aire, respectivamente. Y  $\theta$  es el ángulo de contacto en donde coexisten las tres fases, agua, aire y sólido. El trabajo requerido para romper la interface entre partícula-burbuja es llamado trabajo de adhesión ( $W_{s/a}$ ) y está dado por la ecuación [11]:

$$W_{s/a} = \gamma_{w/a} + \gamma_{s/w} - \gamma_{s/a} \quad (2)$$

De las ecuaciones (1) y (2) se puede concluir que:

$$W_{s/a} = \gamma_{w/a} (1 - \cos\theta) \quad (3)$$

Por lo cual se puede decir que a mayor sea el ángulo de contacto, mayor es el trabajo de adhesión entre la partícula y la burbuja, por lo cual se establece que la hidrofobicidad aumenta a mediad que aumenta el ángulo de contacto [8].

Se denomina flotación directa al modelo de flotación en el cual se genera adhesión del mineral de interés sobre la burbuja de aire y se obtiene en la espuma como concentrado del proceso, dejando en las colas, la ganga. El proceso de flotación inversa, como su nombre lo indica, es el modelo contrario al de flotación directa, en el cual la ganga es flotada y sale en la espuma del proceso, y en las colas queda el mineral de interés [12].

Se pueden encontrar procesos combinados en los que se busca optimizar la recuperación de la mena por medio de varias etapas, y por tal motivo se han generado modelos de flotación llamados directo-inverso o inverso-directo [11].

La separación de apatito de la calcita, es un proceso complejo debido a que las propiedades superficiales de ambos minerales son similares, lo que conlleva a que los reactivos de flotación interactúen de igual forma sobre ellos, indistintamente si se utiliza un colector aniónico o catiónico [10].

Los ácidos grasos son los más usados para la flotación de fosfatos como colector en el proceso de flotación directa. Las cadenas largas y sus ácidos grasos son los más utilizados, principalmente el ácido oleico o el oleato sódico [9].

La recuperación es uno de los índices metalúrgicos que determina la calidad del proceso de flotación y se define como la relación que existe entre el peso del mineral de interés que hay en el concentrado con respecto a la cantidad de ese mismo mineral que hay en la alimentación [13].

$$R = \frac{\text{Peso de mineral de interés en concentrado}}{\text{Peso de mineral de interés en alimento}} \quad (4)$$

De la Ecuación (4), se puede llegar a la siguiente expresión de recuperación:

$$R = \frac{C \cdot t_c}{A \cdot t_a} \quad (5)$$

Donde C es el peso del concentrado,  $t_c$  es el tenor del concentrado, A es el peso del alimento y  $t_a$  es el tenor del alimento [13]:

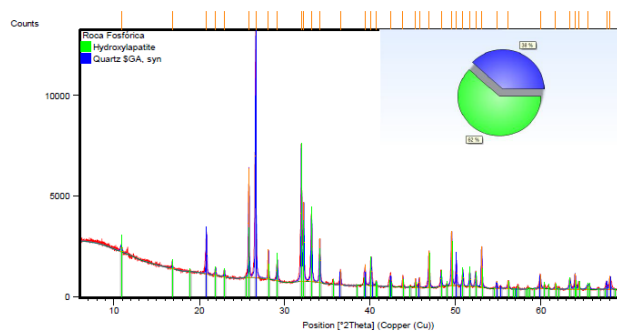
## 2. Materiales y métodos

Las muestras sometidas a flotación espumante son provenientes del departamento de Tolima, Colombia. La flotación se realizó sobre 3 muestras de iguales características mineralógicas, las cuales fueron sometidas a flotación directa, inversa y directa-inversa. La composición porcentual de los elementos químicos de la muestra se describe en la Tabla 1. Los reactivos y condiciones de flotación se muestran en la Tabla 2, Tabla 3 y Tabla 4.

Tabla 1. Composición porcentual de los elementos químicos de la muestra.

	Fe (%)	Ca (%)	Mg (%)	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	Insolu (%)
Cabeza	0.38	24.09	0.012	28.85	19.99
-16/+30	0.32	23.01	0.009	28.52	22.08
-30/+50	0.29	23.74	0.010	31.35	14.91
-50/+70	0.30	23.51	0.010	30.09	15.99
-70 /+100	0.36	21.79	0.011	29.46	19.56
-100 /+140	0.36	20.27	0.011	27.38	23.95
Colector	0.52	18.89	0.013	25.40	25.71

Fuente: Los autores



Ref. Code	Compound Name	Chemical Formula
01-078-1252	Silicon Oxide	Si O <sub>2</sub>
01-086-0740	Calcium Phosphate Hydroxide	Ca <sub>5</sub> ( P O <sub>4</sub> ) <sub>3</sub> ( O H )

Figura 3. DRX de las muestras sometidas a flotación.

Fuente: Los autores.

Tabla 2. Reactivos para la flotación inversa.

Flotación	Inversa
Colector principal	Aeromine® 3030C
Colector secundario	---
Espumante	Ore Prep® F-549 Frother
Regulador de pH	Ácido fosfórico
pH de Flotación	3

Fuente: Los autores.

Tabla 3. Reactivos para la flotación directa.

Flotación	Directa
Colector principal	Ácido oleico
Colector secundario	Aero® 845 Promoter
Depresante	Silicato de sodio
Espumante	Ore Prep® F-549 Frother
Regulador de pH	Hidróxido de sodio
pH de Flotación	8

Fuente: Los autores.

Tabla 4. Reactivos de flotación para la flotación directa-inversa.

Flotación	Directa - Inversa	
	Directa	Inversa
Colector principal	Ácido oleico	Aeromine® 3030C
Colector secundario	Aero® 845 Promoter	---
Colector terciario	Diésel	---
Depresante	---	Ácido fosfórico
Espumante	Ore Prep® F-549 Frother	Ore Prep® F-549 Frother
Regulador de pH	---	---
pH de Flotación	5,5	7

Fuente: Los autores.

La composición química de la muestra se realizó por medio de Difracción de Rayos X (DRX) y se clasificó como un Hydroxilapatito con cuarzo (ver Fig. 3).

### 2.1 Procedimiento experimental

Las flotaciones se realizaron con un d<sub>80</sub> pasante malla 200 (Malla ASTM E 11-87) con el propósito de obtener una buena recuperación de la misma.



Figura 4. Celda de Flotación del ensayo.  
Fuente: Los Autores

Cada una de las flotaciones se realizó en celdas Denver D-12 con capacidad de 1 litro (ver Fig. 4), se adicionaron los colectores y depresantes con un tiempo de acondicionamiento de 5 minutos y se determinó un tiempo de flotación entre 7 y 10 minutos. El ajuste del pH se hizo antes de la adición de los reactivos descritos anteriormente.

En el proceso de flotación directa-inversa, se realizó el proceso de “Doeling” el cual permite lavar el concentrado de la primera etapa de la flotación, con el propósito de disponerla adecuadamente para la fase final, eliminando residuos de reactivo que puedan interferir con la etapa posterior.

Para el análisis químico se disuelve el mineral del concentrado y el precipitado en ácido clorhídrico (HCL) y se determinaron los porcentajes de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, Ca e insolubles presentes por medio de colorimetría y espectrofotometría de absorción atómica, respectivamente.

Para la medición de ángulo de contacto se utilizó el equipo Dataphysics OCA14, donde se prepararon muestras gruesas de cuarzo provenientes de la roca fosfórica y por medio del microscopio binocular. Para la medición del ángulo de contacto del Hydroxilapatito, se usó la técnica de Washburn, de incremento del peso de una muestra por el ascenso capilar de agua. La magnitud del ángulo de contacto  $\theta$  se calcula indirectamente de la forma (ver Ecuación (6)):

$$l^2 = \frac{R \cdot t \cdot \gamma_{LV} \cdot \cos \theta}{2\mu} \quad (6)$$

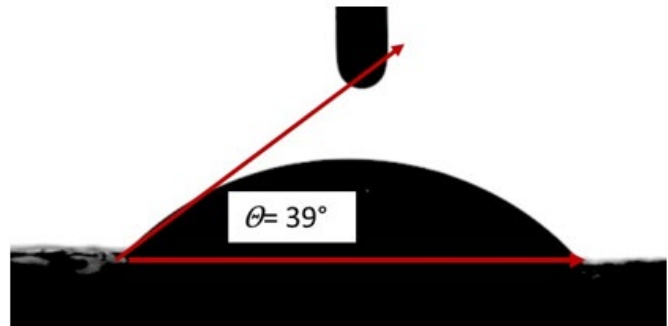


Figura 5. Ángulo de contacto de cuarzo proveniente de Roca fosfórica del Tolima ( $\theta = 39^\circ$ )  
Fuente: Los Autores

Donde R es el radio promedio de poro; l la altura del fluido alcanzado en su ascenso en un tiempo t, y  $\gamma_{LV}$  es la tensión interfacial agua-aire (72,7 mN/m).

### 3. Resultados y discusión

#### 3.1 Medición de ángulos de contacto

Sobre partículas de cuarzo relativamente gruesas, usando microscopio binocular, se pudo efectuar la medición del ángulo de contacto. Se observa en la Fig. 5, que el valor del ángulo de contacto del cuarzo es de  $39^\circ$  lo que le genera hidrofiliidad.

Los valores de ángulo de contacto calculados por medio de la técnica de Washburn oscilaron entre  $20^\circ$ - $30^\circ$ . De la literatura se obtuvo que el ángulo de contacto para la dolomita y calcita están en el intervalo de  $18^\circ$  y  $0^\circ$ , lo que los hace fuertemente hidrofílicos.

#### 3.2. Medición de potencial Z

En el laboratorio de sistemas particulados del I.M CIMEX se midió el potencial Z de la fracción de cuarzo y de Hydroxilapatito. Los resultados se presentan en la Figura 6.

Los valores se ajustan a los encontrados en la literatura, para minerales de apatito de génesis sedimentaria.

De la Fig. 6 se observa que el ZPC del apatito es de 5,8 aproximadamente, la adición de sales de fósforo como ión determinante de potencial reconfigura la curva y genera un ZPC en 2,3 aproximadamente. Se puede ver una región de separación entre pH 2 a pH 5,8 usando colectores aniónicos para flotación directa y pH 5,8 a pH 10 usando colectores catiónicos para flotaciones inversas de Hydroxilapatito.

#### 3.3. Flotación de mineral

Se estudió la recuperación de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> con 3 métodos diferentes de flotación espumante.

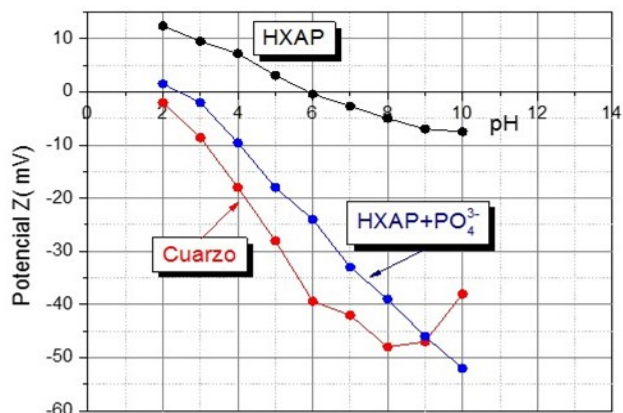


Figura 6 Potencial Z de Hidroxilapatito en medio de una solución con sales de fósforo y cuarzo.  
Fuente: Los Autores.

### 3.3.1. Flotación inversa

Los resultados de la flotación inversa se describen mediante el cálculo de los porcentajes de óxidos y elementos por análisis químico y el cálculo de la recuperación según los pesos y tenores como se describen en la Tabla 5 y Tabla 6.

### 3.3.2. Flotación directa

Los resultados de la flotación directa se describen mediante el cálculo de los elementos por análisis químico y el cálculo de la recuperación según los pesos y tenores como se describen en las Tabla 7 y 8.

Tabla 5.  
Análisis químico de flotación inversa.

Análisis químico			
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	Ca (%)	Insolubles (%)
Concentrado	20,20	26,80	25,21
Colas	30,75	23,40	17,96

Fuente: Los Autores

Tabla 6.  
Pesos, tenores y recuperación de la flotación inversa.

Pesos Flotación	
Alimento, A (gr)	4,19,80
Colas, T (gr)	329,50
Concentrado, C (gr)	90,30
<b>Tenores P<sub>2</sub>O<sub>5</sub></b>	
Tenor alimento, tA (%)	28,85
Tenor colas, tT (%)	30,75
Tenor concentrado, tC (%)	20,20
<b>Índice metalúrgico</b>	
Recuperación, R (%)	84

Fuente: Los Autores

Tabla 7.  
Análisis químico de flotación directa.

Análisis químico			
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	Ca (%)	Insolubles (%)
Colas	27,61	33,95	23,07
Concentrado	29,67	25,38	21,07

Fuente: Los Autores.

Tabla 8.  
Pesos, tenores y recuperación de la flotación directa.

Pesos Flotación	
Alimento, A (gr)	330,38
Concentrado, C (gr)	66,99
Colas, T (gr)	263,39
<b>Tenores</b>	
Tenor alimento, tA (%)	28,85
Tenor concentrado, tC (%)	29,67
Tenor colas, tT (%)	27,61
<b>Índice metalúrgico</b>	
Recuperación, R (%)	21

Fuente: Los Autores

### 3.3.3. Flotación directa-inversa

Los resultados de la flotación directa-inversa se describen mediante el cálculo de los elementos por análisis químico y el cálculo de la recuperación según los pesos y tenores como se describen en las Tablas 9 y 10.

Se observa que en todas las pruebas de flotación realizadas se produce un aumento del tenor de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> en el concentrado, la recuperación más baja se obtuvo en la flotación directa con un 21% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> y una recuperación de Ca e insolubles del 21%. El valor más alto de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> obtenido se generó en el proceso de flotación directo-inverso con resultados del 95% de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, una recuperación de Ca de 86% y de insolubles del 72%.

Para la industria de los fertilizantes, es indispensable tener en consideraciones algunas parámetros establecidos, los cuales son: (1) P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>>30% y (2) una relación másica de CaO a P<sub>2</sub>O<sub>5</sub><1,6 [14]. En la Tabla 5 el tenor del concentrado de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de la flotación inversa alcanza un valor de 30,75% (>30%) y una relación másica de 1,07 (<1,6). En la Tabla 7 el tenor del concentrado de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de la flotación directa alcanza un valor de 29,67% (<30%) y una relación másica de 1,2 (<1,6). Por último, en la Tabla 9 el tenor del concentrado de P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> de la flotación directa-inversa alcanza un valor de 30,43% (>30%) y una relación másica de 0,84 (<1,6).

Tabla 9.  
Análisis químico de flotación directa-inversa.

Análisis químico			
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> (%)	Ca (%)	Insolubles (%)
Colas	28,20	18,17	18,17
Concentrado	30,43	23,08	15,86

Fuente: Los Autores

Tabla 10.  
Pesos, tenores y recuperación de la flotación directa-inversa.

Pesos Flotación	
Alimento, A (gr)	394,45
Concentrado, C (gr)	355,65
Colas, T (gr)	38,80
<b>Tenores</b>	
Tenor alimento, Ta	28,85
Tenor concentrado, Tc	30,43
Tenor colas, Tt	28,20
<b>Índice metalúrgico</b>	
Recuperación, R	95%

Fuente: Los Autores

#### 4. Conclusiones

Al desarrollar los 3 procesos, se encontró que la flotación directa-inversa permitió una mayor recuperación de  $P_2O_5$  comparado con las demás pruebas que se realizaron. Se utilizó como colectores primarios para la primera etapa de la flotación directa-inversa (proceso aniónico) el ácido oleico y para la segunda etapa (proceso catiónico) el Aeromine® 3030C. El colector secundario se utilizó exclusivamente para el proceso aniónico al igual que el colector terciario, aplicándose Aero® 845 Promoter y diésel respectivamente. Por otro lado, en la segunda etapa de la flotación directa-inversa que en este caso se refiere al proceso catiónico, se utilizó como depresante ácido fosfórico. En general, para esta flotación se aplicó como espumante el Ore Prep® F-549 Frother y se tuvieron condiciones de pH de 5,5 para la primera etapa y pH de 7 para la segunda etapa, teniendo en cuenta las regiones de separación que se pudieron visualizar en la figura de Potencial Z de Hidroxilapatito en medio de una solución con sales de fósforo y cuarzo.

Las concentraciones de reactivos en la flotación directa-inversa fueron las siguientes: Colector ácido oleico (577 gr/ton), Aero® 845 Promoter (535gr/ton) y diésel (488 gr/ton) en el proceso aniónico; y Colector Aeromine® 3030C (1572 gr/ton) y depresante ácido fosfórico (618 gr/ton) en el proceso catiónico. La concentración de espumante fue de 188 gr/ton de Ore Prep® F-549 Frother para ambas etapas de la flotación.

Según los parámetros establecidos por la industria de los fertilizantes, y considerando cada uno de los resultados obtenidos en las diferentes flotaciones, se puede concluir que tanto la flotación inversa como la flotación directa-inversa cumplen con dichos requerimientos.

#### Reconocimiento

Agradecemos al Instituto de Minerales CIMEX de la Universidad Nacional de Colombia por su apoyo en financiamiento y pruebas de laboratorio para el desarrollo del trabajo.

#### Referencias

- [1] Cantera, V., Mateus, E., Muñoz, F., Montoya, C., Herrera, J. y Loy, J., Selección de la mejor alternativa para la industrialización de la roca fosfórica en el Departamento de Huila. 2008,139 P.
- [2] Barros-Daza, M.J., Bustamante-Baena, P., Bustamante-Rúa, M.O., Blanqueo de caolín por medio de lixiviación en pilas con ácido oxálico. Respuestas, 21, pp. 65-76, 2016. DOI: 10.22463/0122820X.638.
- [3] Unión Temporal GI., Georecursos. Análisis de la estructura productiva y mercados de la roca fosfórica. Bogotá, 2005.
- [4] Bustamante-Rúa, M.O., Aragón-Daza, A.J., Bustamante-Baena, P. y Barros-Daza, M.J., Simulación de plantas de procesamiento de minerales a través de MODSIM®. Boletín de Ciencias la Tierra, 39, 2016. DOI: 10.15446/rbct.n39.50451.
- [5] Rodas-González, M. y Barrenechea, J.F., Minerales utilizados en agricultura, 14, 2006.
- [6] Comité Internacional de Expertos del IPCS. Pentaóxido de difósforo, 2, 2005.
- [7] Wills, B.A. and Finch, J.A., Will's mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral. 2016.

- [8] Bustamante-Rúa, M.O., Naranjo-Gómez, D.M., Daza-Aragón, A.J., Bustamante-Baena, P. and Osorio-Botero, D.J., Flash flotation of free coarse gold using dithiophosphate and dithiocarbamate as a replacement for traditional amalgamation, 85, PP. 163-170, 2018. DOI: 10.15446/dyna.v85n205.69882.
- [9] Abdel-Khalek, N.A., Selim, K.A. AND Abdallah, M.M., Flotation of Egyptian newly discovered fine phosphate ore of Nile Valley. Proc Int Conf Mining, Mater Metall Eng., 2014, pp. 1-8.
- [10] Haseman, J.F., Flotation of phosphate ores. US 1968, 3 P. DOI: 10.1016/B978-0-444-53083-7.00001-4.
- [11] Bustamante-Rúa, M.O., Notas de clase: flotacion avanzada de minerales, 2015, 40 P.
- [12] Boulos, T.R., Yehia, A., Ibrahim, S.S. and Yassin, K.E., A modification in the flotation process of a calcareous-siliceous phosphorite that might improve the process economics. Miner Eng., 69, pp. 97-101, 2014. DOI: 10.1016/j.mineng.2014.07.017.
- [13] Bustamante-Rúa, M.O., Gaviria-Cartagena, A.C. y Restrepo-Baena, O.J., Concentracion de minerales. Medellín, 2008.
- [14] Zhou, F., Wang, L., Xu, Z., Liu, Q. and Chi, R., Reactive oily bubble technology for flotation of apatite, dolomite and quartz. Int J Miner Process, 134, pp. 74-81, 2015. DOI: 10.1016/j.minpro.2014.11.009.

**M.O. Bustamante-Rúa**, es BSc. Ingeniero de Minas y Metalurgia de la Universidad Nacional de Colombia, MSc. en Ciencias de la Ingeniería con mención en Metalurgia Extractiva - mención Mineralurgia de la Universidad de Concepción, Chile, Dr. en Ciencias de la Ingeniería con mención Metalurgia Extractiva - Minería de la Universidad de Concepción - Chile. Es profesor titular de la Universidad Nacional de Colombia, Medellín, director e investigador del Instituto Mineral CIMEX.  
ORCID: 0000-0002-1692-991X

**P. Bustamante-Baena**, es BSc. Ingeniero de Minas y Metalurgia. de la Universidad Nacional de Colombia. MSc. en Recursos Minerales de la misma universidad. Ha ganado el premio al mejor trabajo de pregrado y al Concurso Nacional Otto de Greiff. Pertenece al grupo de investigación CIMEX Instituto de Minerales. Actualmente es el ganador del "Joven Investigador" para Colciencias. Ha trabajado en la industria en el sector subterráneo del carbón, carbón a cielo abierto, procesamiento y transformación de minerales.  
ORCID: 0000-0002-8409-5531

**A.J. Daza-Aragón**, es BSc. Ingeniero de Minas y Metalurgia de la Universidad Nacional de Colombia, finalizó sus estudios en 2015, MSc. en Recursos Minerales de la Universidad Nacional de Colombia. Fue alumno auxiliar del Instituto Mineral CIMEX, donde participó en dos semilleros en asociación con el Programa Nacional de Semillas de Investigación, Creación e Innovación de la Universidad Nacional de Colombia, 2013-2015.  
ORCID: 0000-0001-7596-9666

**J.D. Osorio-Botero**, es BSc. Ingeniero de Minas y Metalurgia. de la Universidad Nacional de Colombia, completó sus estudios en 2015. Actualmente es estudiante del MSc. en Ingeniería - Recursos Minerales de la Universidad Nacional de Colombia. Trabaja como ingeniero de soporte en el proyecto de flotación y separación de minerales magnéticos que realizó entre la Universidad Nacional de Colombia y la empresa AngloGold Ashanti.  
ORCID: 0000-0002-2845-937X



Entregando  
lo mejor de los  
**colombianos**



Línea de atención al Cliente Nacional: 01 8000 111 210  
Línea de atención al Cliente Bogotá: (57-1) 472 2000  
» [www.4-72.com.co](http://www.4-72.com.co)



**BOLETÍN DE CIENCIAS DE LA TIERRA No. 45**

Es una edición de 100 ejemplares en papel  
y se terminó de imprimir en el mes de enero de 2019

En Todográficas Ltda.

Medellín - Colombia

Analysis of the geotechnical vulnerability in the works of engineering of the region nicquelífera of Holguín starting from the employment of geodesic methods  
Luis Enrique Acosta-González, M. Clara de Lacy-Pérez de Los Cobos, Sergio Edilio Ricardo-Desdín, Jorge García-Díaz & Osmany Hernández-Cruz

Relationship between the productivity, the maintenance and the replacement in the large mining  
Esmilka Guerra-López & Alexis Montes de Oca-Risco

Short note: publish computational programs applied to Earth Sciences  
Ludger O. Suarez-Burgoa

Complexities in the resources estimation of Besshi type minerals deposits on the north-west of Pinar del Río, Cuba, using non Linear Geostatistics  
Abdiel Díaz-Carmona & José Quintín Cuador-Gil

Los Cuervos formation's proximate analysis and coal's organic petrography in the Chucarima sector (Chitagá, Norte de Santander), Colombia  
Jairo Alonso Paredes-C., Luis Miguel Romero-R., Julián David De Bedout-O. & Carlos Mauricio Bernal-R.

Recovery evaluation of  $P_2O_5$  through three models of froth flotation of phosphoric rock  
Moisés Oswaldo Bustamante-Rúa, Alan José Daza-Aragón, Pablo Bustamante-Baena & Julián David Osorio-Botero

Análisis de la vulnerabilidad geotécnica en las obras de ingeniería de la región niquelífera de Holguín a partir del empleo de métodos geodésicos  
Luis Enrique Acosta-González, M. Clara de Lacy-Pérez de Los Cobos, Sergio Edilio Ricardo-Desdín, Jorge García-Díaz & Osmany Hernández-Cruz

Relación entre la productividad, el mantenimiento y el reemplazo del equipamiento minero en la gran minería  
Esmilka Guerra-López & Alexis Montes de Oca-Risco

Nota corta: publicación de programas computacionales aplicados a las Ciencias de la Tierra  
Ludger O. Suarez-Burgoa

Complejidades de la estimación de recursos en yacimientos tipo Bechi en el noroeste de Pinar del Río, Cuba, usando Geoestadística no Lineal  
Abdiel Díaz-Carmona & José Quintín Cuador-Gil

Análisis próximos y petrografía orgánica del carbón de la formación Los Cuervos en el sector de Chucarima (Chitagá, Norte de Santander) Colombia  
Jairo Alonso Paredes-C., Luis Miguel Romero-R., Julián David De Bedout-O. & Carlos Mauricio Bernal-R.

Evaluación de la recuperación de  $P_2O_5$  a través de tres modelos de flotación espumante de roca fosfórica Colombia  
Moisés Oswaldo Bustamante-Rúa, Alan José Daza-Aragón, Pablo Bustamante-Baena & Julián David Osorio-Botero