# MINERÍA & PLANIFICACIÓN

LIBRO DE MEMORIAS IV SIMPM 2023

"Hacia una Minería como pilar de la Transición Energética"

Número 01 • Volumen 01 ISSN 2981-684X En línea

EDITOR: GIOVANNI FRANCO SEPÚLVEDA Diciembre de 2023 • Medellín, Colombia.

Giovanni Franco Sepúlveda Director, Minería & Planificación - (IV SIMPM 2023) Grupo de Investigación en Planeamiento Minero (GIPLAMIN) Universidad Nacional de Colombia - Sede Medellín

Información Dirección Postal del Programa Giovanni Franco Sepúlveda E-mail: simpm\_med@unal.edu.co Cl. 65 # 78 -28 Bloque M1 Oficina 301 Medellín, Antioquia, Colombia.

Libro de Memorias Oficial ISSN 2981-684X (*En línea*) IV Seminario Internacional de Minería y Planeamiento Minero (IV SIMPM 2023) Primera Edición, Minería & Planificación, en el Marco del (IV SIMPM 2023) Frecuencia bienal, en el mes de Diciembre. Los autores asumen la responsabilidad de la información aquí publicada.

Este trabajo está bajo la licencia Creative Commons Attribution-NonCommercial-NoDerivatives 4.0 International License.

## COMITÉ TÉCNICO EDITORIAL

Giovanni Franco Sepúlveda, PhD. Editor en Jefe / Director Profesor Asociado Departamento de Minerales y Materiales Facultad de Minas Universidad Nacional de Colombia Medellín, Colombia

Enrique Jélvez Montenegro, PhD. Investigador y Director Asociado Delphos Mine Planning Lab Advanced Mining Technology Center Santiago, Chile.

Asieh Hekmat, PhD. Profesora Asociada Departamento de Metalurgia Universidad de Concepción Concepción, Chile

Rodrigo de Lemos Peroni, PhD. Profesor Asociado Departamento de Ingeniería de Minas Universidad Federal do Rio Grande do Sul Porto Alegre, Brasil Nelson Victor Morales Varela, PhD. Profesor Asociado Department of Civil, Geological and Mining Engineering Polytechnique Montréal Montreal (QC), Canadá

Néstor Ricardo Rojas Reyes, PhD. Profesor Asociado Departamento de Materiales y Minerales Universidad Nacional de Colombia Medellín, Colombia

Carlos Enrique Arroyo Ortíz, PhD. Profesor Asociado Departamento de Ingeniería de Minas Universidad Federal de Ouro Preto Ouro Preto, Brasil.

Mario Raul Baudino, PhD. Profesor Asociado Departamento de Ingeniería de Minas Universidad de San Luis San Luis, Argentina















## GRUPO EDITORIAL

Jheyson Bedoya Londoño, MSc. Auxiliar editorial

David Oliveros Sepúlveda, MSc. Auxiliar editorial

Zain Eduardo González Rosas Auxiliar editorial / Diagramación

Miguel Alejandro Patiño Parra Auxiliar editorial

Dayana Carolina Robayo Olaya Auxiliar editorial

María Fernanda Marín Quintero Auxiliar editorial

Mayra Cristina Franco Velásquez Auxiliar editorial

Grupo de Investigación en Planeamiento Minero GIPLAMIN

# EJES TEMÁTICOS

TÓPICO 01 EXPLORACIÓN

AC 01 - Artículo RE 01 - Resumen

> TÓPICO 02 MINERÍA 4.0

> > AC 02 - Artículo RE 02 - Resumen

# TÓPICO 03 TRANSICIÓN ENERGÉTICA

AC 03 - Artículo RE 03 - Resumen

> TÓPICO 04 OPERACIONES UNITARIAS

> > AC 04 - Artículo RE 04 - Resumen

# TÓPICO 05 COMUNIDADES Y MEDIO AMBIENTE

AC 05 - Artículo RE 05 - Resumen

## TÓPICO 06 PLANEAMIENTO MINERO

AC 06 - Artículo RE 06 - Resumen

## TÓPICO 07 OPTIMIZACIÓN MINERA

AC 07 - Artículo RE 07 - Resumen

## TÓPICO 08 ECONOMÍA CIRCULAR

AC 08 - Artículo RE 08 - Resumen

## TÓPICO 09 CIERRE MINERO

AC 09 - Artículo RE 09 - Resumen

## TÓPICO 10 REGISTRO FOTOGRÁFICO

Galería

## EDITORIAL



Por: Giovanni Franco Sepúlveda, PhD. Editor Jefe Director GIPLAMIN

En esta editorial de las memorias del IV Seminario Internacional de Minería y Planeamiento Minero 2023 (IV SIMPM 2023) "Hacia una minería como pilar de la transición energética", quiero agradecer a todo el equipo de trabajo del Grupo de Planeamiento Minero - GIPLAMIN, quienes con un esfuerzo inconmensurable hicieron posible que este evento fuera todo un éxito y a todas aquellas personas de la industria minera, la academia y las empresas de servicios que se vincularon para que esta cuarta edición del SIMPM se llevará a cabo tal como lo habíamos planeado.

Pensar en realizar un evento académico internacional en tiempos de post pandemia, era un verdadero reto. La experiencia que nos ha dejado la crisis mundial por el Covid 19, evidencia que los países deben garantizar por lo menos tres seguridades a sus ciudadanos: la seguridad sanitaria, la seguridad alimentaria y la seguridad energética. Y es esta última, la que nos sirvió de base para realizar esta versión del SIMPM 2023.

Nueve ejes temáticos hicieron parte de este evento académico; la exploración, la minería 4.0, la transición energética, las operaciones unitarias, las comunidades y medio ambiente, el planeamiento minero, la optimización minera, la economía circular y el cierre minero.

Exploración, entendida como ese vínculo esencial para que los procesos mineros puedan existir. Exploración como base del conocimiento geológico que debemos tener en cuenta para cuantificar la riqueza del subsuelo en la categoría de recursos o reservas minerales. Exploración como esa primera etapa de los procesos extractivos.

Minería 4.0, en la última década, ha integrado cada vez más la inteligencia artificial en los proyectos mineros. La gran cantidad de datos disponibles facilita la toma de decisiones y la optimización de procesos, permitiendo que la inteligencia artificial, la robótica y el internet de las cosas impacten positivamente el sector. La minería 4.0 debe ser vista como una oportunidad de mejora y un complemento a los procesos productivos y manuales tradicionales.

Transición energética, sin duda alguna, la base fundamental para que en el mundo se este planeando llevar a la economía a tener procesos productivos con carbono neutralidad, es indudablemente la minería. La minería es entendida como ese sector que provee las materias primas minerales necesarias para la producción y fabricación de vehículos eléctricos, molinos de viento, paneles solares, entre otros. Y es ahí donde cobra especial interés, analizar las diversas relaciones que existen entre la minería y la transición energética.

Agradezco a los colegas del Comité Académico de las prestigiosas universidades por sus valiosos aportes en la revisión de los artículos del IV SIMPM 2023, que hicieron posible este libro de memorias.

Finalmente, quiero aprovechar esta oportunidad para invitar a toda la comunidad minera de Colombia, Latinoamérica y el mundo entero, a que sigamos construyendo el sector minero desde la posibilidad de compartir sus conocimientos a través del Libro de memorias Minería & Planificación.

# ÍNDICE

AC Gravity flow and fragmentation modelling in Block Caving	2
AC Evaluation of an open-pit mining planning model considering environmental impacts	10
AC Stochastic optimization model for cut-off grades in a gold mining company	19
AC Black sands: from alluvial mining waste to key material for the energy transition	32
RE Multispectral image analysis for the prospection of metallic mineral deposits at the Boca del Rio-Tacna, Inchupulla-Puno Projects	39
RE Primer piloto Vehículo dualizado (Diesel + hidrógeno) de Colombia	41
RE Método de minería con Dragalinas y alimentadores blindados	42
RE Optimización de Minería Subterránea: Eficiencia y Rentabilidad	44
RE Proceso de recuperación ambiental en áreas intervenidas	46
Registro fotográfico	



MINERÍA & PLANIFICACIÓN



Homepage: https://minas.medellin.unal.edu.co/iv-seminario-internacional-de-mineria-y-planeamientominero-2023

# Gravity flow and fragmentation modelling in Block Caving

# Modelamiento de flujo gravitacional y fragmentación en minería de Block Caving

René Gómez<sup>a</sup>, Raúl Castro<sup>b</sup>, Asieh Hekmat<sup>c</sup>, José Castillo<sup>d</sup>

a Facultad de Ingenieria, Universidad de Concepción, Concepción, Chile.regomez@udec.cl b Advanced Mining Technology Center, Universidad de Chile, Santiago, Chile.rcastro@ing.uchile.cl c Facultad de Ingenieria, Universidad de Concepción, Concepción, Chile.ahekmat@udec.cl d CDZ Minería, Calama, Chile.jocastillo2016@udec.cl

#### ARTICLEINFO

Article history: Received 05 June 23 Received in revised form 06 October 23 Accepted 30 October 23

Keywords: Fragmentation, Rock, Underground Mining.

#### ABSTRACT

The size of rock fragments is a key variable at various stages of mining, such as underground mine design, equipment selection, and mineral processing. In Block cave mining, the size of the fragments is affected by fragmentation during gravity flow in the ore column as ore is extracted from drawpoints. Additionally, smaller fragments can percolate between larger fragments during the flow of the material in the broken column. These two phenomena, fragmentation and percolation, are not easy to simulate on a large scale in Block Caving. In this paper, a fragmentation model developed in a cellular automata-based gravity flow simulator is proposed to model rock fragmentation during large-scale flow. The fragmentation model uses rock strength, vertical stresses, and travel distance as input parameters to estimate rock breakage. The numerical method was calibrated with experimental and mine data. The results showed a good fit of the fragmentation model included in the gravity flow simulator is a method that can estimate ore fragmentation at drawpoints from Block Caving mines and generate representative flow simulations.

#### RESUMEN

El tamaño de los fragmentos de roca es una variable clave en varias etapas en minería. En minería de Block Caving, el tamaño de los fragmentos se ve afectado por la fragmentación

\* Corresponding author. E-mail address: regomez@udec.cl Peer review under responsibility of GIPLAMIN.



PLANIFICACIÓN & MINERÍA No. 01, October, 2023 ISSN 2981-684X © The author, licensee Universidad Nacional de Colombia. This is an open access article under the CC BY-NC-ND license. durante el flujo por gravedad en la columna de mineral mientras el mineral se extrae de los puntos de extracción. Adicionalmente, los fragmentos de menor tamaño pueden percolar entre fragmentos mayores durante el flujo del material en la columna. Estos dos fenómenos, de fragmentación y la percolación, no son fáciles de simular a gran escala en Block Caving. En este artículo, se propone un modelo de fragmentación desarrollado en un simulador de flujo gravitacional basado en autómatas celulares para modelar la fragmentación de rocas durante el flujo a gran escala. El modelo de fragmentación utiliza la resistencia de la roca, los esfuerzos verticales y la distancia de viaje como parámetros de entrada para estimar el quiebre de la roca. El método numérico se calibró con datos experimentales y de mina. Los resultados presentaron un buen ajuste de la fragmentación medida en los puntos de extracción con un error menor al 10%. El modelo de fragmentación incluido en el simulador de flujo por gravedad es un método que puede estimar la fragmentación del mineral en el punto de extracción de las minas de Block Caving y generar simulaciones de flujo representativas.

© Hosting by Universidad Nacional de Colombia. 2023 ISSN 2981-684X

#### 1. Introduction

In Block Cave mining, the simulation of the ore flow due to drawpoint extraction is key to evaluate the extraction plan. The most commonly used methods to model gravitational flow in caving mines have been physical modeling, discrete element methods (DEM) and cellular automata (CA). However, continuous methods such as FEM using FLAC3D [1] have also been used, as well as a combination of different methods [2-5]. A common tool used to study complex granular media problems is the distinct element method (DEM) [6], frequently used in mining studies [7-11]. However, in cave mining studies [8,9,11], the problems have been limited to a drawbell, a short column height and simplified shape fragments because of the problem of scale. As an example, draw simulations of a cylindrical model, of 0.7 m height, takes between a week and a month to complete [12]. Thus, this section is focused on cellular automata, which provides the advantage in block caving of being able to simulate high broken columns with multiple drawpoints in short simulation times (<1 h). The main disadvantage is that this method doesn't simulate the physical interaction between the fragments.

Granular media can be described by stochastic interactions [13] mainly due to their random shapes, sizes, contact points, and contact forces [14]. These stochastic rules have prompted the development of stochastic models of granular material flow [13, 15-18]. In mining, the stochastic rules used for gravity flow have been applied using CA [2, 19-26].

The gravity flow modeling with CA is based on the void diffusion mechanism [27], which has been identified in Block and Sub-level caving mines [28–32], and in fine material fragmentation (< 0.4 mm) [33].

#### 1.1 Gravity flow simulator

The gravity flow simulator used in this study is FlowSim an CA-based gravity flow simulator, initially developed in Matlab in a 2D and 3D environment [23,34]. In its first version, FlowSim represents the gravity flow observed in a large-scale physical model, quickly and efficiently. Then, it was validated with mine data [24], simulating sectors of the El Salvador and El Teniente mines, Codelco. In this validation, the flow simulator simulated the ore dilution, mixing, and ore recovery.

#### A · Neighbourhood



Figure 1. Plot of a nonlinear surface. Representation of the descent of a superior block into a void available from a k + 1 level to a k level [26].

The flow simulator used a 3D cubic cell arrangement to represent granular material, while the material flow is generated as void cells moving upwards starting from drawpoints. The void cells are exchanged with upper granular cells. Each upper granular cell has a probability, *Pi*, of being selected to exchange (see Fig. 1) based on its distance and mean fragment size as follows [26]:

$$P_i = \frac{d_i^{-n} d_{50,i}^{-m}}{\sum_{k=1}^9 d_k^{-n} d_{50,k}^{-m}} \tag{1}$$

In this equation, di is the distance between the void cell and one of the nine cells i (k + 1 level, Fig. 1B) in meters,  $d_{50,i}$  is the mean rock size of cell i in meters and n, m are function parameters. The parameter *n* calibrates between 3 and 10 depending on rock properties, and n = 3 or n = 4 are most frequently used for coarse fragmentation; for smaller rock fragments, *n* is increased, linked to the width of the flow zone [24,32,35,36]. Additionally, a minimum number of adjacent voids are required to interchange cells.

Therefore, when a cell void is evaluated to move up, the number of void cells, *Cv*, around it are calculated (Eq. 2)

$$C_{\nu} = \sum_{k=0}^{1} \sum_{j=-1}^{1} \sum_{i=-1}^{1} (c_{ijk}), \forall c_{ijk} > 0$$
(2)

Additionally, a minimum Where,  $c_{ijk} = 1$  if there is a cell void and 0 if not. Then, the void cells flow up if,

$$C_v \ge C_v^{threshold} \tag{3}$$

where  $Cv^{\text{threshold}}$  is the minimum void cells to propagate the flow using Eq. 3. Miranda [37] implements the algorithm in the C++ language, to reduce simulation times. Then, some authors [35,36,38], incorporated a rilling logic and preferential flow. The cave-back is also applied in the flow simulator [35,39], using DXF files to discretize whether a block was caved or not.

Fuentes [40] calibrates the model with data from Esmeralda mine (Sector 2), El Teniente, collected through Smart-marker in 5 drawbells (135 markers recovered at the date of the study, 43% of the total). Figure 2.16 shows a simulation using FlowSim of the Emeralda mines (Sector 1 and 4; 370 drawpoints) after calibration with Sector 2. Vergara [41] simulated the ore entry from a previous mine level calibrated using physical modeling with an error under 10% of mine data.

In parallel with the development of the flow simulator, this model has been calibrated, validated and/or applied in various mines such as El Salvador mine, Esmeralda sector in El Teniente mine, and PC1 and PC2 in Cadia East mine [24,35,39,42]. Recently, Vega [43] used to study mud-rush events through the uniformity and drawpoint interaction of different extraction level designs.

This work complements the development of gravitational flow models based on cellular automata to allow predicting the reported fragmentation at extraction points in Block Caving mining. Here, an upgrade to a fragmentation model is proposed to estimate primary fragmentation and then a fragmentation model is integrated into a CA-based flow simulator to better represent the influence of rock fragmentation during ore extraction.

#### 2. Methodology

The fragmentation methodology considers the three stages present in Block/Panel Caving mines. These are in-situ, primary, and secondary fragmentations. In-situ and primary fragmentation are estimated using the Laubscher fragmentation methodology [44]. For this, in-situ fragmentation requires the RMRL as input data [45]. Subsequently, the primary fragmentation is defined by the stresses in the cave-back from a reduction matrix, and in this work, the effect of the undecutting and preconditioning is included. Finally, the results of the primary fragmentation are included in a block model and thus the gravitational flow is simulated in FlowSim BC. This simulator considers the size of the fragments (through the  $d_{50}$ ) in the simulation among other parameters [26]. Also, to represent fragmentation during flow, a fragmentation model is used to estimate

secondary fragmentation [46]. Fig. 2 presents the proposed fragmentation methodology.



Fig. 2. Plot of a nonlinear surface. Representation of the descent of a superior block into a void available from a k + 1 level to a k level [46].

#### 2.1 In-situ fragmentation

The empirical fragmentation methodology proposed by [44] is based on the experience in the Shabanie and Gaths mines in Zimbabwe. Table 1 defines different size ranges, where "A" represents blocks smaller than 0.5 m and "G" represents those fragments larger than 16 m.

Tab	Table 1. Intervals of fragment sizes.			
Size	Size Interval	Mean size	Mean volume	Max. Volume
	(m)	(m)	L x L/2 x L/2	(m <sup>3</sup> )
			(m <sup>3</sup> )	
А	<0.5	0.25	0.004	0.031
В	0.5 - 1.0	0.75	0.11	0.25
С	1.0 - 2.0	1.5	0.8	2
D	2.0 - 4.0	3	7	16
Е	4.0-8.0	6	54	128
F	8.0-16.0	12	432	1024
G	>16.0	24	3456	-

In-situ fragmentation is determined from the rock mass rating (RMR) and the defined sizes. Table 2 shows the percentage of rock retained in each of the size intervals for each RMR class.

Table 2. Fragment size distribution based on RMR.

C:			RM	ИR		
Size	1	2	3A	3B	4	5
А	0	2.5	7.5	15	27.5	80
В	5	12.5	2.	42.5	52.5	15
С	10	27.5	32.5	25	15	5
D	40	35	27.5	12.5	5	0
Е	30	15	10	5	0	
F	10	5	2.5	0		
G	5	2.5	0			
%>2m3	85	58	40	18	5	0

#### 2.2 Primary fragmentation

Primary fragmentation is defined as a function of stress caving [44]. If the stresses induced in the cave-back are high, compared to the strength of the rock mass and the shear strength of the structures present, fracturing and/or detachment of the blocks from the cave may occur. The stress caving depends on the RMR and the structures (discontinuities). The Stress caving has a greater effect in the higher RMR classes, as in the lower quality classes the material breaks away from the cave back before the stresses can accumulate.

Thus, the effective stress caving is affected by the three worst RMR classes and a reduction percentage is considered in the presence of geological structures. This is defined by Eq. 4:

$$\beta(\%) = 100\% - 2(\% RMR_L(C5)) - (\% RMR_L(C4)) - 0.5(\% RMR_L(C3B)) - R$$
(4)

Where  $\beta$  is the effective stress caving (%),  $\Re RMRL(Ci)$  is the percentage of in-situ rock of class i, according to Laubscher's RMR, and R is the percentage reduction by structures (5%). The stress caving generates an in-situ fragmentation matrix, which is presented in Table 3.

Table 3. Reduction matrix used for primary fragmentation.

C:	Retained or reduced rock product of stress caving (\lambda ij)			lij)			
Size	А	В	С	D	Е	F	G
А	100%						
В	10β	100% - 10β					
С		25β	100% - 25β				
D		10β	50β	100%- 60β			
Е			30β	60β	100%- 90β		
F				50β	50β	100%- 100β	
G					70β	30β	100% - 100β

The product between the stress caving and the rock weights is represented by  $\lambda i j$ , which corresponds to the percentage of rock retained or fragmented in each size interval (Table 4). Table 4 shows the in-situ distribution obtained from the rock quality (RMR) and the resulting primary distribution where the primary fragmentation equations are generated from the reduction matrix. In Table 4,  $\alpha i$  is the percentage of material retained in interval i, and  $\lambda i j$  is the percentage of material retained or transferred from interval i to j. If i = j it means that the percentage is retained in its original interval.

Table 4. Primary fragmentation calculation.

Size	In-situ distribution (%)	Primary distribution (%)
А	$\alpha_{\rm A}$	$\alpha_A + \lambda_{BA} \alpha_B$
В	$\alpha_{\rm B}$	$(1 - \lambda_{BA})\alpha_B + \lambda_{CB}\alpha_C + \lambda_{DB}\alpha_D$
С	α <sub>C</sub>	$(1 - \lambda_{CB})\alpha_C + \lambda_{DC}\alpha_D + \lambda_{EC}\alpha_E$
D	$\alpha_{\rm D}$	$(1 - \lambda_{DB} - \lambda_{DC})\alpha_D + \lambda_{ED}\alpha_E + \lambda_{FD}\alpha_F$
Е	$\alpha_{\rm E}$	$(1 - \lambda_{EC} - \lambda_{ED})\alpha_E + \lambda_{FE}\alpha_F + \lambda_{GE}\alpha_G$
F	$\alpha_{\rm F}$	$(1 - \lambda_{FD} - \lambda_{FE}) lpha_F + \lambda_{BA} lpha_G$
G	α <sub>G</sub>	$(1 - \lambda_{GE} - \lambda_{GF}) \alpha_G$
Total	$\sum \alpha_i = 100\%$	100%

Additionally, in this work, the effects of initial undercutting and preconditioning are considered to define the primary fragmentation. The fragmentation resulting in the undercut is taken from reported measurements Fig. 2. Plot of a nonlinear surface. Representation of the descent of a superior block into a void available from a k + 1 level to a k level [36,47]; and this fragmentation is considered throughout the undercut volume. While the effect of mixed preconditioning (hydraulic fracturing and confined blasting) has reported reductions of close to 30% in fragmentation [48].

#### 2.3 Secondary fragmentation

Secondary fragmentation is estimated using a gravity flow simulator to incorporate the interaction between the granular flow and the rock fragmentation of broken material in a Block Caving column. This flow simulator is based on cellular automata and allows simulating mineral extraction in caving mining based on an initial block model and an extraction plan [23,24,26,36]. This simulator has been calibrated and validated with various study cases allowing representative simulations. Today it is possible to use it to represent secondary fragmentation including the average size ( $d_{50}$ ) as an input parameter in each cell. The  $d_{50}$  is determined with the previously described methodology and is considered within the flow function [26]. This size,  $d_{50}$ , is fragmented during the material flow in the column when the cell travels a certain distance dA, through the following equation [46]:

$$R_i = \alpha \left(\frac{\sigma_v}{UCS}\right)^{\beta} \tag{5}$$

Where *R*i is the reduction ratio, which corresponds to the decrease in size of the characteristic size di as a function of the distance traveled (cm/m),  $\sigma v$  is the vertical stress (MPa), *UCS* is the uniaxial compression strength (MPa) of the rock, *a* and  $\beta$  are fitting model parameters. The flow simulator allows different characteristic sizes of the primary fragmentation to be included. Here, the sizes d<sub>20</sub>, d<sub>50</sub> and d<sub>80</sub> are used, which will be reduced by Eq. 5. With this fragmentation model and flow simulator, is possible to obtain the fragmentation observed at drawpoints.

#### 3. Study case

The proposed methodology is evaluated at the mine scale considering a study case. A Block Caving operation located in Chile with broken column heights between 800 and 1000 m. Fig. 3 presents a profile view of the different types of rock present (divided into zones). Over the ore column, there was a previous exploitation level with caved material (broken in Fig. 3).



Figure 3. Profile view of the study case

From the case study, fragmentation measurements were made at drawpoints, particularly in zones 3 and 5. These zones are predominant, as can be seen in a plan view of the production level in Fig. 4. The fragmentation measurements allowed the measured fragmentation of zones 3 and 5 to be obtained (rock class 3A and 3B, respectively).



Figure 4. Plan view. Drawpoints representation at the extraction level including the different zones.

The characteristic sizes  $d_{20}$ ,  $d_{50}$ , and  $d_{80}$  reported at drawpoints located in zones 3 and 5 were analyzed. The first column meters (0-50 m) after the undermined material is considered primary fragmentation. Figure 5 shows the sizes analyzed and their evolution depending on the extraction. Minor fragmentation is observed as a result of mixing with the blasted mineral during undercutting. Subsequently, there is an increase in size as the first fragments from the cave-back begin to appear. Then, the effect of secondary fragmentation (>20,000 t of extraction) begins to be observed, which generates a continuous decrease in fragment sizes in both zones. It is also possible to notice that the rock of minor quality (zone 5 class 3B) presents a smaller granulometry compared to the rock of better quality (zone 3 class 3A).



Figure 5. Fragmentation evolution during ore extraction measured in mine

Finally, the following values are used for the parameters of the fragmentation model:

- $\alpha = 4$  (zone 3); 2 (zone 5)
- $\beta = 1$  (zone 3); 1.5 (zone 5)
- $d_A = 10 \text{ m}$

#### 4. Results

This chapter shows the fragmentation results obtained with the proposed methodology applied in the case study and compared with the data measured in the field. First, the Laubscher methodology (sections 2.1 and 2.2) is used, including a smaller granulometry in the undercutting volume, to determine the fragment sizes resulting from the primary fragmentation and to be able to carry out subsequent simulations in the flow simulator with the estimated  $d_{50}$ . Eq. 6 shows the effective stress caving equal to 76.5% determined for the study case.

$$\beta(\%) = 100\% - 0.5(37\%) - 5\% = 76.5\% \tag{6}$$

The following figures show the measured and estimated fragmentation for zone 3 (green curve) and zone 5 (red curve). The fragmentation estimated at drawpoints is represented by the solid lines. In Fig. 6, both  $d_{50}$ of zone 3 and zone 5, obtain a good fit compared with the measured fragmentation, with a similar behavior.



Figure 6. Measured and estimated d<sub>50</sub> during ore extraction.

On the other hand, the  $d_{20}$  of both zones was well adjusted with similar behavior to the measured fragmentation (Fig. 7). In zone 5, both  $d_{20}$  and  $d_{50}$  tend to decrease with extraction without appreciating the behavior generated by undercutting. The granulometry considered because of undercutting is similar to the primary fragmentation that can be observed in the range between the 20,000 – 40,000 tons extracted (Extraction Heights < 50 m).



Figure 7. Measured and estimated d<sub>20</sub> during ore extraction.

The  $d_{80}$  obtains a good adjustment to the measured fragmentation, although above 80,000 tons the measured fragmentation tends to be underestimated (Fig. 8). The 3 characteristic sizes manage to replicate the behavior of the fragmentation measured at drawpoints. Particularly, zone 3 at the beginning with small fragmentation observed because of the undercutting, and then, increases when fragments from the cave-back appear. Thus, it is possible to note the effect of secondary fragmentation, represented in the flow simulator applying the fragmentation model, as the size of the observed material continuously decreases.



Figure 8. Measured and estimated d<sub>80</sub> during ore extraction.

Zone 3 obtains an average error of 9.4% and zone 5 presents an error below 10% on average. These errors consider all sizes evaluated. In particular, the  $d_{80}$  and  $d_{20}$  have slightly higher errors. Despite this, the proposed fragmentation methodology manages to obtain a good fragmentation estimation, following a similar behavior to the measured fragmentation, despite the great variability and scale of the phenomenon studied.

#### 5. Conclusions

The present work shows a methodology that allows the rock fragmentation generated during the ore extraction in Block Caving to be simulated. Here, the Laubscher fragmentation methodology is initially considered to estimate in-situ and primary fragmentations, including the effect of undercutting and preconditioning. Then, to represent the secondary fragmentation, a fragmentation model incorporated in a flow simulator is used to allow the interaction between flow and fragmentation to be represented at this stage. The results obtained show that it is possible to represent the behavior expected by fragmentation in Block Caving, obtaining low estimation errors (below 10%). This methodology allowed the incorporation of key variables in the fragmentation reported at drawpoints, such as RMR, UCS,  $\sigma_v$ , and the flow of broken material. Although there are still potential improvements, particularly with the calibration parameters and updating Laubscher's curves. It is possible to note that there is an evident potential to achieve representative estimations of rock fragmentation in this exploitation method.

#### 6. Acknowledgments

This paper was funded by the Vicerrectoría de Investigación y Desarrollo of the Universidad de Concepción VRID 2022000463INV. Additionally, this work was partially funded by the FONDECYT Regular 1230749.

#### References

 R. Verdugo and J. Ubilla, "Geotechnical analysis of gravity flow during block caving," in Massmin 2004, 2004, pp. 195–200.

[2] Y. Hebert and G. Sharrock, "Three-dimensional simulation of

cave initiation, propagation and surface subsidence using a coupled finite difference–cellular automata solution," in Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Caving 2018, 2018, pp. 151–166.

[3] G. B. Sharrock, D. A. Beck, G. W. Capes, and I. Brunton, "Applying coupled Newtonian Cellular Automata - Discontinuum Finite Element models to simulate propagation of Ridgeway Deeps Block Cave," in 6th International Conference & Exhibition on Mass Mining, Massmin 2012, 2012.

[4] A. Lisjak et al., "Block caving modelling using the Y-Geo hybrid finite-discrete element code," in 6th International Conference & Exhibition on Mass Mining, Massmin 2012, 2012.

[5] S. Arndt, T. Bui, T. Diering, I. Austen, and R. Hocking, "ntegrated simulation and optimisation tools for production scheduling using finite element analysis caving geomechanics simulation coupled with 3D cellular automata," in Caving 2018, 2018, pp. 247–260.

 P. A. Cundall and O. D. L. Strack, "A discrete numerical model for granular assemblies," Geotechnique, vol. 29, no. 1, pp. 47–65, 1979,
 [Online]. Available:

http://scholar.google.com/scholar?hl=en&btnG=Search&%2338;q=in title:A+discrete+numerical+model+for+granular+assemblies%230

[7] J. Hadjigeorgiou and J. F. Lessard, "Numerical investigations of ore pass hang-up phenomena," Int. J. Rock Mech. Min. Sci., vol. 44, no. 6, pp. 820–834, 2007, doi: 10.1016/j.ijrmms.2006.12.006.

[8] W. Hancock, "Gravity flow of rock in caving mines : Numerical modelling of isolated, interactive and non-ideal draw," University of Queensland, 2013.

M. E. Pierce, P. A. Cundall, G. Van Hout, and L. Lorig, "PFC 3D modeling of caved rock under draw," in Numerical Modeling in Micromechanics via Particle Methods, 2017, pp. 211–217.

[10] R. Gómez, K. Skrzypkowski, M. Moncada, R. Castro, and R. Lazo, "Segregation Modeling in Stockpile Using Discrete Element Method," Appl. Sci., vol. 12, no. 23, p. 12449, 2022, doi: 10.3390/app122312449.

[11] R. Castro, P. Cid, R. Gómez, and D. Weatherley, "The influence of drawbell geometry on hang-ups during ore extraction," Mining, Metall. Explor., vol. 40, no. 3, pp. 787–792, 2023, doi: 10.1007/s42461-023-00756-8.

[12] P. Cid, "Simulacion de flujo gravitacional en batea de extraccion a traves de elementos discretos," Universidad de Concepcion, 2019.

[13] J. Litwiniszyn, Stochastic Methods in Mechanics of Granular Bodies. Springer-Verlag, 1974.

[14] V. A. Osinov, "A model of a discrete stochastic medium for the problems of loose material flow," Contin. Mech. Thermodyn., vol. 6, no. 1, pp. 51–60, 1994, doi: 10.1007/BF00711125.

[15] W. W. Mullins, "Stochastic theory of particle flow under gravity," J. Appl. Phys., vol. 43, no. 2, pp. 665–678, 1972, doi: 10.1063/1.1661175.

[16] H. Caram and D. Hong, "Diffusing Void Model for granular Flow," Mod. Phys. Lett. B, vol. 6, no. 3, pp. 761–771, 1992.

[17] G. Chen, "Stochastic modeling of rock fragment flow under gravity," Int. J. rock Mech. Min. Sci. Geomech. Abstr., vol. 34, no. 2, pp. 323–331, 1997, doi: 10.1016/S0148-9062(96)00051-4. [18] K. Kamrin and M. Z. Bazant, "Stochastic flow rule for granular materials," Phys. Rev. E - Stat. Nonlinear, Soft Matter Phys., vol. 75, no. 4, pp. 1–28, 2007, doi: 10.1103/PhysRevE.75.041301.

 D. Jolley, "Computer Simulation of the Movement of Ore and Waste in an Underground Mining Pillar," Can. Min. Metall. Bull., vol. 61, no. 675, pp. 854–859, 1968.

[20] P. Gustafsson, "Waste Rock Content Variations During Gravity Flow in Sublevel Caving," Lulea University of Technology, 1998.

[21] C. Calderon, M. Alfaro, and J. Saavedra, "Computational model for simulation and Visualization of gravitational flow," in Massmin 2004, 2004, pp. 185–188.

[22] G. Sharrock, D. A. Beck, G. Booth, and K. Sandy, "Simulating gravity flow in sub-level caving with cellular automata," in Massmin 2004, 2004, pp. 189–194.

[23] R. Castro and W. Whiten, "A new cellular automaton to model gravity flow in block caving based on physical modelling observation," Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, pp. 233–241, 2007.

[24] R. L. Castro, F. Gonzalez, and E. Arancibia, "Development of a gravity flow numerical model for the evaluation of drawpoint spacing for block/panel caving," J. South. African Inst. Min. Metall., vol. 109, no. 7, pp. 393–400, 2009.

[25] W. H. Gibson, "Stochastic models for gravity flow: numerical considerations," in 3rd International symposium on block and sublevel caving, 2014, pp. 337–347.

[26] R. Castro, R. Gómez, and L. Arancibia, "Fine material migration modelled by cellular automata," Granul. Matter, vol. 24, no. 1, pp. 1–11, Feb. 2022, doi: 10.1007/s10035-021-01173-8.

[27] D. Laubscher, "Draw control," in Block cave manual, Brisbane: International Caving Study (1997-2000), 2000.

[28] G. Power, "Full scale SLC draw trials at Ridgeway Gold Mine," in Massmin 2004, 2004, pp. 225–230.

[29] G. Dunstan, "The thruth is stranger than fiction – the story of ridgeway gold mine," in Seventh International Conference & Exhibition on Mass Mining, Massmin 2016, 2016, pp. 19–30.

[30] G. Power and A. Campbell, "Modelling of real-time marker data to improve perational recovery in sublevel caving mines," in Seventh International Conference & Exhibition on Mass Mining, Massmin 2016, 2016, pp. 105–110.

[31] I. Brunton, G. Lett, and G. Sharrock, "Full-scale Flow markers experiments at ridgeway Deeps and cadia east cave operations," in Seventh International Conference & Exhibition on Mass Mining, Massmin 2016, 2016, pp. 817–824.

[32] D. Garcés, "Estudio de flujo gravitacional de material hundido por medio de trazadores inteligentes," Universidad de Chile, 2015.

[33] B. Hollins and J. Tucker, "Draw point analysis using a marker trial at the Perseverance Nickel Mine, Leinster, Western Australia," in Massmin 2004, 2004, pp. 498–502.

[34] R. Castro, "Study of the Mechanisms of Gravity Flow for Block Caving," University of Queensland, 2007.

[35] M. E. Valencia, "Desarrollo e implementación de FlowSim para su aplicación en minería de Block/Panel Caving," Universidad de Chile, 2014.

[36] R. Castro, L. Arancibia, D. Guzman, and J. P. Henriquez,

"Experiments and simulation of gravity flow in block caving through FlowSim," in Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Caving 2018, 2018, pp. 313–322.

[37] O. Miranda, "FlowSim: Simulador de Flujo Granular," Santiago, 2012.

[38] R. Gonzalez, "Desarrollo de FlowSim 3.0: Simulador de flujo gravitacional para minería de Block/Panel Caving," Universidad de Chile, 2014.

[39] D. Guzman, "Análisis de propagación del Caving y modelamiento mediante FlowSim BC," Universidad de Chile, 2018.

[40] M. Fuentes, "Calibración y desarrollo de FlowSim mediante la utilización de trazadores inteligentes," Universidad de Chile, 2015.

[41] P. Vergara, "Estudio experimental de flujo gravitacional en minería de Panel Caving," Universidad de Chile, 2016.

[42] C. Torres, "Recomendación de una malla de extracción en base a simulaciones de flujo gravitacional en FlowSim BC," Universidad de

Concepción, 2020.

[43] N. Vega, "Análisis de la contaminación por barro asociado a distintos diseños, mina El Teniente," Universidad de Chile, 2019.

[44] D. Laubscher, Block cave manual. Brisbane: Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, 2000.

[45] D. H. Laubscher, "Geomechanics classification system for the rating of rock mass in mine design," J. South African Inst. Min. Metall., vol. 90, no. 10, pp. 257–273, 1990, doi: 10.1016/0148-9062(91)90830-f.

[46] R. Castro, R. Gómez, J. Castillo, and O. Jerez, "(under review) Fragmentation model integrated in a gravity flow simulator for block caving planning," Granul. Matter, 2023.

[47] J. L. Lett et al., "Undercutting to surface breakthrough – Cadia East panel cave (stage 1)," in Seventh International Conference & Exhibition on Mass Mining, Massmin 2016, 2016, pp. 65–82.

[48] CODELCO, Preacondicionamiento del macizo rocoso. IM2 Codelco, 2010.



MINERÍA & PLANIFICACIÓN





# Evaluation of an open-pit mining planning model considering environmental impacts (focus on acid mine drainage in waste dumps)

# Evaluación de un modelo de planificación minera a cielo abierto teniendo en cuenta el impacto ambiental (centrado en el drenaje ácido de minas en vertederos)

Asieh Hekmat<sup>a</sup>\*, Pia Palma<sup>a</sup>, Enrique Jelvez<sup>b</sup>, Ramón Díaz<sup>a</sup>, René Gómez<sup>a</sup>

a Facultad de Ingenieria, Universidad de Concepcion, Concepcion, Chile. ahekmat@udec. cl b Advanced Mining Technology Center (AMTC), Universidad de Chile, Santiago, Chile. enrique. jelvez@amtc. uchile. cl

#### ARTICLE INFO

Article history: Received 19 June 23 Received in revised form 13 October 23 Accepted 30 October 23

Keywords: Acid mine drainage, Waste dump, Open pit mine, Mine planning.

#### ABSTRACT

This study evaluates an optimization model that addresses the extraction sequence and waste dump design to maximize the net present value (NPV) of the mine and reduce the impact of acid mine drainage (AMD). The block model considers the pyrite grade and divides the waste materials into potentially acid-generating (PAF) and non-acid-generating (NAF) materials. The extraction sequence is modelled using mixed integer programming, aiming to maximize the NPV. As a result, it was possible to implement the evaluated model and generate a production plan in a 2D conceptual case study. This plan allows for the encapsulation of PAF materials in the center of the waste dump, but it is conditioned by a high production rate of 18,500 tons per day (tpd), resulting in a mine life of 4 years and a positive NPV at a discount rate of 10%.

#### RESUMEN

Este estudio evalúa un modelo de optimización que aborda la secuencia de extracción y el diseño del botadero para maximizar el valor presente neto (VAN) del negocio y reducir el impacto del drenaje acido de mina (DAM). El modelo de bloques considera la ley de pirita y divide los materiales estériles en potencialmente generadores de ácido (PAF) y no generadores de ácido (NAF). La secuencia de extracción se modela con programación entera mixta, buscando maximizar el VAN. Como resultado, fue posible implementar el modelo evaluado y generar un plan de producción en un caso de estudio conceptual 2D, que permite la encapsulación de los materiales PAF en el centro del botadero, pero condicionado a un alto ritmo

\* Corresponding author. E-mail address: ahekmat@udec.cl Peer review under responsibility of GIPLAMIN



PLANIFICACIÓN & MINERÍA No. 01, October, 2023 ISSN 2981-684X © The author, licensee Universidad Nacional de Colombia. This is an open access article under the CC BY-NC-ND license. de producción de 18,500 tpd, generando una vida útil de la mina de 4 años y un VAN positivo a una tasa de descuento del 10%.

© Hosting by Universidad Nacional de Colombia. 2023. ISSN 2981-684X

#### 1. Introduction

In recent years, environmental concerns have become very important in mining projects, leading mining companies to strive for more sustainable mining operations. Surface mining can cause significant environmental impacts due to the substantial removal of waste material to access mineral deposits [1]. As ore grades decline over time, even more waste extraction becomes necessary, resulting in larger waste dumps and tailings. Ensuring the stability and safety of these installations is crucial to prevent harm to surrounding communities.

Acid Mine Drainage (AMD) is the phenomenon of generating acidic water (pH below 7) associated with mining activities. AMD can be observed in both open pit and underground mines, mostly in structures where a high percentage of pyrite or other acid-forming minerals exist. These structures could include waste dumps, tailings dams, areas with potential acid-generating materials, stockpiles, among others [2]. It is important to note that AMD differs from Acid Rock Drainage (ARD), which occurs naturally through rock oxidation without human activity [2].

AMD is formed due to the presence of materials with the potential to generate acid or Potential Acid Forming (PAF) materials in mining facilities. These materials have chemical characteristics that, upon contact with water and oxygen, release hydrogen cations (H<sup>+</sup>), causing a decrease in water pH. In the case of Chile, the mineral concentration is strongly associated with tectonic activity, and most copper deposits are of the porphyry copper type [2]. These deposits have a high concentration of copper-associated sulfide minerals such as chalcopyrite and other noncopper minerals like pyrite. The latter mineral represents a major problem due to its high potential for acid generation and its widespread occurrence in most mining wastes.

The factors controlling AMD formation can be listed as follows:

• *Particle size*: Smaller rock particles lead to a larger exposed surface area and lower permeability, which can increase the probability of acid generation [1]. Conversely, if the average particle size is greater than 20 cm, the likelihood of acid generation decreases [3]. Larger particle sizes also result in higher hydraulic conductivity [4].

• *Presence of bacteria*: Thiobacillus ferroxidase is a bacterium that enhances iron oxidation at pH levels below 3.2 [3].

• *Presence and availability of neutralizing materials*: Carbonate minerals like calcite and dolomite act as bases, helping to increase pH levels and counteract acidity [5].

• *Climate*: Environments with high rates of evaporation can lead to an accumulation of sulfates, contributing to increased acidity [3], as observed in Northern Chile. Additionally, since water is a crucial factor for acid generation, its presence in any state can further facilitate AMD formation.

Various authors have conducted studies on different control methods for AMD, focusing on their feasibility and costs. N. Kuyucak (2002) presents a framework for AMD control that involves material characterization, quantification, performance assessments, economic evaluation, implementation, monitoring, and maintenance [6]. K. Kefeni (2017) reviews AMD prevention and treatment techniques, and also analyzes the number of published articles on the subject. The study reveals a significant increase in remediation publications between the 1980s and 2016, while the number of prevention articles remained relatively low at around 10 per year in 2016 [7]. G. Jeffrey et al. (2019) further examine AMD treatment techniques, identifying six typical chemical substances used for remediation, and comparing their costs and neutralization efficiency [8]. Additionally, O. Aduviri (2018) proposes that predicting AMD relies on rock characterization, employing tests like the acid base accounting (ABA) test to estimate the rock's acidity potential (AP) and neutralization potential (NP) [9].

Many methods exist to prevent the generation of AMD in mining operations [10]. Encapsulation is a primary control method utilized to prevent AMD. To apply this method in waste dumps, selective hauling of waste material from the mine must be done, with PAF materials placed at the center of the dump and non-acid forming materials (NAF) arranged around them. The materials are then compacted to minimize the hydraulic conductivity of the NAF layers, thereby preventing water and oxygen infiltration into the center of the dump. Various authors have integrated the encapsulation control method into mine planning algorithm with the aim of minimizing environmental impacts, specifically to prevent AMD in waste dumps [11-13].

This paper evaluates a long-term mine planning model proposed by Ramezanalizadel et. al (2020). The optimization model was applied to a 2D block model, and it was identified that the model has some issues. As a result, several recommendations were proposed to correct the model.

#### 2. Model development

In general, this study comprises two main parts. Firstly, the creation of a two-dimensional block model is undertaken, where the blocks have descriptive characteristics concerning ore and waste grades. Based on this model, mine life, production rates, and costs is estimated, and the optimum pit limit is defined.

The second part of the study involves developing a mathematical optimization model that determines the optimal sequencing of ore materials to maximize the net present value (NPV) and the proper disposal of PAF (Potentially Acid-Forming) and NAF (Non-Acid-Forming) materials in the waste dump, in a way that prevents the generation of AMD through encapsulation.

#### 2.1 Acid cutoff grade determination

To classify waste minerals based on their potential to generate acid, a new parameter called the acid cutoff grade is defined. If a block has a pyrite grade lower than this acid cutoff grade, it will be classified as NAP; otherwise, it will be classified as PAF. Table 1 illustrates the qualitative and quantitative classification of pyrite intensity. This classification was derived from the operations conducted at Cadia Valley mine in Australia [14]. Through material characterization and static and dynamic tests, they found that acid generation occurred from a pyrite grade of 0.35% and identified a maximum grade of 0.5% where acid was generated. Indeed, for the development of this project, a decision is made to use an acid cutoff grade of 0.3%, allowing for a margin of 0.5% to ensure that Acid Mine Drainage (AMD) does not occur.

Table 1.	
Characterization of pyrite inter	nsity.
Qualitative pyrite intensity	Quantitative pyrite intensity
High	More than 0.5
High to medium	0.45-0.5
Medium	0.35-0.45
Medium to low	0.25-0.35
Low	0.2-0.25
Low to very low	0.15-0.2
Very low	0.1-0.15

Source: Adapted from [14]

#### 2.2 Database

To assess the effectiveness of the optimization model, a synthetic copper deposit was represented by creating a model with 399 blocks, each measuring 30 m x 30 m x 30 m. Descriptive statistics of the copper and pyrite grades, as shown in Table 2, reveal that 50% of the blocks have a copper grade higher than 1.43%. Conversely, as indicated in Table 2, 50% of the pyrite grades are below 0%, indicating predominantly non-acid-forming (NAF) material with fewer blocks exhibiting high pyrite grades.

#### Table 2.

Descriptive statistics of grades in the block model.

Parameter	Copper grade (%)	Pyrite grade (%)
Mean	1.34	0.07
Standard deviation	1.19	0.12
Minimum	0	0
25th Percentile	0	0
50 <sup>th</sup> Percentile	1.43	0
75 <sup>th</sup> Percentile	2.32	0.15
Maximum	4.02	0.6

Based on the mining and processing costs, a breakeven cut-off grade of 0.1% is determined to distinguish between waste and ore blocks. Furthermore, using an acidity cut-off grade of 0.3% to differentiate between PAF and NAF materials, the block model visualization is obtained, as shown in Figure 1. This model consists of a total of 246 ore blocks, 153 waste blocks, out of which 33 blocks are PAF and 120 are NAF. This corresponds to an approximate reserve 25.9 million tons of ore material and a stripping ratio of 0.62.



Environmental block model.

Using Taylor's rule (1976) [15], the mine life is determined approximately 14.7 years. Consequently, the optimal production rate can be calculated as 5,040 tpd or 1.76 million tons per year, assuming 350 operational days per year.

#### 2.3 Mining facilities configuration

To carry out mineral extraction, the following facilities are defined, along with their respective functions:

a) Open Pit: represented by a block model. Each block will be characterized by a unique number or ID.

b) Processing Plant: a facility designed to receive mineral material, which will be processed to obtain high-grade copper that can be sold in the market.

c) Waste Dump: a facility intended to receive PAF and NAF waste material as a permanent stockpile. Each cell in the waste dump will be characterized by a unique number or ID.

d) Intermediate Stockpile: a facility designed to receive NAF waste material as a temporary stockpile, which will be characterized by a unique ID represented by the letter "s."

In this way, each block in the block model of the open pit can be directed to destinations b), c), or d) based on its characteristics, as shown in Figure 2. If a block has a copper grade higher than the cut-off grade, it will go to the processing plant. Otherwise, its pyrite grade will be evaluated, and if it exceeds the acidity cut-off grade, the waste block will be directed to the center of the waste dump, where it can be encapsulated with NAF material. If not, the waste block can be sent to the intermediate pile or any cell in the waste dump.

Fig 2. Mining facilities configuration.



Each destination will have associated costs: first, costs related to extraction, including unit operations costs (drilling, blasting, loading, and transportation). Second, costs associated with material processing (crushing, grinding, concentration, refining, etc.). Finally, costs associated with waste material disposal in the waste dump or rehandling the material NAF from the intermediate pile to the waste dump.

#### 2.4 Final pit determination

After estimating the costs, the economic value of each block is calculated. Using a precedence angle of 45° and the DOPPLER software, the final pit was determined, containing a total of 377 blocks, out of which 246 are ore blocks and 131 are waste blocks, with a stripping ratio of 0.53 and a final pit value of 1,155.2 million USD.

Finally, there is an approximate reserve of 24.4 million tons. The production rate, as well as the operational costs should be adjusted to the tonnage of the final pit. However, the differences obtained in the calculations were not significant; therefore, it was decided to maintain the previously calculated cost estimates and production rate. Other required data for the optimization model configuration are presented in Table 3.

Table 3.

Required	parameters	for the	modeling.
----------	------------	---------	-----------

Parameter	Unit	Quantity
Number of periods	Year	16
Average cutoff grade	%	0.6
Acid cutoff grade	%	0.3
Recovery	%	80
Discount rate	%	10
Min. annual plant capacity	m <sup>3</sup>	0
Max. annual plant capacity	m <sup>3</sup>	476,471
Min. annual mine capacity	m <sup>3</sup>	0
Max. annual mine capacity	m <sup>3</sup>	729,000

#### 2.5 Sizing of waste dump

Having the number of waste blocks and their known volume inside the final pit, the minimum required volume for the waste dump can be determined. Considering the swell and shrinkage factor of the material, it is assumed that the volume of in-situ material remains the same after compaction. Therefore, the total volume of material sent to the waste dump corresponds to the volume of 131 blocks, which is equal to 3,537,000 m<sup>3</sup>.

The waste dump will be constructed applying the ascending benches method. The dimensions of the cells in the x-y-z axes are 50 m, 50 m, and 40 m, respectively, resulting in a base of the waste dump measuring 550 meters and a height of 240 m, as shown in the isometric view in Figure 3.

Fig. 3.

Isometric view of the waste dump.



Fig.4.

Encapsulation zone in the waste dump.



The orange blocks in Figure 4 indicate the cells designated for placing the PAF materials, positioned at the center of the waste dump and protected by adjacent cells, ensuring the encapsulation process. Assigning a unique ID to each cell in the waste dump distinguishes those cells that should be filled with PAF or NAF material.

Within the model, there are 33 blocks of PAF material, totaling a volume of 891,000 m<sup>3</sup>, demonstrating that the volumetric capacity of the waste dump is sufficient to accommodate all the PAF material.

#### 3. Optimization model

The optimization model that calculates the optimal extraction sequence to prevent the generation of DAM in waste dumps was written in Python language and is based on the study conducted by Ramezanalizadeh [13]. Each block in the model and cell in the waste dump was assigned a unique identifier (ID). Consequently, all input data to the model contains information based on the IDs of each block and cell. The input data for the model was stored in different variables, which are listed in Table 4 along with their respective nomenclature and description.

Table 4

Description of variables used in the environmental optimization model.

Nomenclature	Description of the variable
OBloques	List of the ore material blocks IDs
WBloques	List of waste material blocks IDs
U	Dictionary of the volume of each waste block.
b	Dictionary of the volume of each waste block.
PAF	List of the IDs of the waste blocks whose pyrite grade
	is higher than the acid cut-off grade.
NAF	List containing the IDs of the waste blocks whose
	pyrite grade is lower than the acid cut-off grade.
Е	Dictionary containing the ore predecessors of each
	ore block.
F	Dictionary containing the waste predecessors of
	each ore block.
W	Dictionary containing the ore predecessors of each
	waste block.
Q	Dictionary containing the waste predecessors of
	each waste block.
В	Dictionary containing the predecessors of each cell
	in the waste dump.
phi	Dictionary containing the maximum capacities of
	each destination for waste blocks (cells and
	intermediate pile).
Cost1	Dictionary containing the costs of sending each
	waste block to a cell or the intermediate pile.
Cost2	Dictionary of the costs of sending material from the
	intermediate pile to each cell in the waste dump.
Cells	List of the IDs of the cells in the waste dump.
PAFCells	List containing the IDs of the cells in the waste
	dump that can contain PAF material.
Pila	List of the identifier of the intermediate pile.

Table 4.

Continue

Nomenclature	Description of the variable
Destinos	List of all the destinations for waste blocks (i.e., the
	combination of the sets Cells and intermediate pile).
VProc	Dictionary containing the value of sending each ore
	block to the processing plant.
Т	Number of periods.
Ν	Number of cells within the waste dump.
Κ	Number of PAF cells within the waste dump.
S	Number of intermediate piles.
D	Number of destinations.
Cap_Min_min	Minimum mining capacity.
Cap_Min_max	Maximum mining capacity.

Cap_Plan_min	Minimum processing plant capacity.
Cap_Plan_max	Maximum processing plant capacity.
r	Discount rate.

The first part of the code involves the analysis of the model, reading, and creation of the input parameters. To execute the optimization model, it is necessary to know the block precedences, their volume, the destination they will have based on their characteristics, and the costs of sending them to different destinations.

Using the generated sets, the environmental optimization model is defined, comprising three parts: decision variables, objective function, and constraints.

#### 3.1 Decision variables

The decision variables of the model are listed as below:

$$x_{j}^{t} = \begin{cases} 1 & \text{if the ore block } j \text{ is extracted in period } t \\ 0 & \text{Otherwise} \end{cases}$$
(1)

$$y_i^t = \begin{cases} 1 & if the waste block i is extracted at the \\ & end of period t or earlier \\ 0 & Otherwise \end{cases}$$
(2)

$$z_n^t = \begin{cases} 1 & \text{if the cell n is completely filled at} \\ & \text{the end of period t or earlier} \\ 0 & \text{Otherwise} \end{cases}$$
(3)

The decision variable related to Extracted rock volume from block i and sent to destination d in period t is describe as eq. (4).

$$v1[i, d, t] \begin{cases} \forall i \in WB loques \\ \forall d \in Destinos \\ \forall t \in Periodos \end{cases}$$
(4)

Finally, eq. (5) represents the Volume of material extracted from stockpile s and sent to cell d in period t.

$$2[s,n,t] \begin{cases} \forall i \in Pilas \\ \forall d \in Cells \\ \forall t \in Periodos \end{cases}$$
(5)

#### 3.2 Objective function

The objective function of block sequencing is to maximize the discounted value of the obtained profits and minimize the cost of rehandling of waste material. Eq. (6) shows the objective function.

$$\max \sum_{t=1}^{T} \sum_{j \in OBloques} v_i \cdot x_j^t$$

$$- \sum_{d=1}^{D} \sum_{t=1}^{T} \sum_{i \in WBloques} Cost1(i, d) \cdot v1[i, d, t]$$

$$- \sum_{n=1}^{N} \sum_{t=1}^{T} \sum_{s=1}^{S} Cost2(s, n) \cdot v2[s, n, t]$$
(6)

#### 3.3 Model constraints

Constraint (7) indicates that each block must be extracted in only one period and sent to only one destination, while constraint (8) addresses a

numerical precision problem when the variable "y" takes a value very close to 1. This last constraint was not present in the modeling proposed by Ramezanalizadeh et al. (2020) [13].

$$\sum_{t=1}^{T} x_j^t \le 1 \;\forall \; j \in OBloques \tag{7}$$

$$y_i^t - y_i^{t-1} \ge 0 \quad \forall \ i \in WB \ loques; \ \forall \ t \in Periodos$$

$$\tag{8}$$

Constraints (9) to (11) are related to the fact that to extract an ore block, the blocks above it must be extracted first, using the set of mineral block precedences. Additionally, equations (12) to (14) represent the precedences of the waste blocks, which can be extracted fractionally.

$$x_j^t \le \sum_{r=1}^t x_e^r \,\,\forall \, t \in Periodos; \forall \, j \in OBLoques; \forall \, e \in E_j \tag{9}$$

$$x_j^t \le M \cdot y_f^t \quad \forall \ t \in Periodos; \forall \ j \in OBloques; \forall \ f \in F_j$$

$$(10)$$

$$\begin{aligned} x_j^t \ge M \cdot \left( y_j^t - 1 \right) & \forall \ t \in Periodos; \forall \ j \in OBloques; \forall \ f \\ \in F_j \end{aligned}$$
(11)

$$\sum_{d=1}^{D} v1[i, d, t] \leq \sum_{r=1}^{t} x_{e}^{r} \cdot b_{e} \ \forall \ t \in Periodos; \ \forall \ i$$

$$\in WBloques; \ \forall \ e \in W_{i}$$
(12)

$$\sum_{d=1}^{D} v1[i, d, t] \le M \cdot y_{f}^{t} \ \forall t \in Periodos; \ \forall i$$

$$\in WBloques; \ \forall f \in Q_{i}$$
(13)

$$\sum_{l=1}^{D} v1[i, d, t] \ge M \cdot (y_f^t - 1) \ \forall \ t \in Periodos; \ \forall \ i \\ \in WBloques; \ \forall \ f \in Q_i$$
(14)

Constraints (15) to (18) indicate that each waste block can be extracted at the end of period t and sent to an appropriate cell in the waste dump based on the block's characteristics. This requires PAF blocks to have only one destination within the set of PAF cells, while NAF blocks can have three possible destinations: PAF cells, NAF cells, or the intermediate stockpile.

$$\sum_{d=1}^{D} \sum_{r=1}^{l} v \mathbb{1}[i, d, r] - U_i \ge M \cdot (y_i^t - 1) \quad \forall t$$

$$\in Periodos; \forall i \in NAF$$
(15)

$$\sum_{d=1}^{D} \sum_{r=1}^{t} v \mathbb{1}[i, d, r] - U_i + \mathbb{10}^{-4} \le M \cdot y_i^t \quad \forall t$$

$$\in Periodos: \forall i \in NAF$$
(16)

$$\sum_{d=1}^{D} \sum_{r=1}^{t} v \mathbb{1}[i, d, r] - U_i \ge M \cdot (y_i^t - 1) \quad \forall t$$

$$\in Periodos: \forall i \in PAF$$
(17)

$$\sum_{d=1}^{D} \sum_{r=1}^{t} v \mathbb{1}[i, d, r] - U_i + \mathbb{10}^{-4} \le M \cdot y_i^t \quad \forall t$$

$$\in Periodos; \forall i \in PAF$$
(18)

Constraints (19) and (20) control the sequencing of material disposition in the cells of the waste dump. This means that for a cell on a higher level to be filled, there must be three cells completely filled beneath it.

$$\sum_{\substack{i \in WBloques}} v1[i,n,t] + \sum_{s=1}^{\circ} v2[s,n,t] \ge M \cdot (z_a^t - 1)$$

$$\forall t \in Periodos; \forall n \in Cells; \forall a \in B_n$$
(19)

$$\sum_{\substack{i \in WBloques}} v1[i,n,t] + \sum_{s=1}^{3} v2[s,n,t] \le M \cdot z_{a}^{t}$$

$$\forall t \in Periodos; \forall n \in Cells; \forall a \in B_{n}$$
(20)

In constraints (21) and (22), it is indicated that the cumulative volume taken to the cells in the waste dump must not exceed the maximum capacity of each cell.

$$\sum_{i \in WBloques} \sum_{r=1}^{t} v1[i, n, r] + \sum_{s=1}^{s} \sum_{r=1}^{t} v2[s, n, r] - phi_n$$

$$\geq M \cdot (z_n^t - 1)$$

$$\forall t \in Periodos; \forall n \in Cells$$

$$(21)$$

$$\sum_{i \in WBloques} \sum_{r=1}^{t} v1[i, n, r] + \sum_{s=1}^{s} \sum_{r=1}^{t} v2[s, n, r] - phi_n + 10^{-3} \qquad (22)$$
$$\leq M \cdot z_n^t$$
$$\forall t \in Periodos; \forall n \in Cells$$

Constraint (23) ensures that the total mined material in each period is greater than or equal to the minimum mining capacity, and constraint (24) indicates that the mined material is less than or equal to the maximum mining capacity.

$$\sum_{j \in OBloques} b_j \cdot x_j^t + \sum_{d=1}^{D} \sum_{i \in WBloques} v1[i, d, t] \\ \geq Cap\_Min\_min$$
(23)

$$\sum_{j \in OBloques} b_j \cdot x_j^t + \sum_{d=1}^{D} \sum_{i \in WBloques} v1[i, d, t]$$

$$\leq Cap_Min_max$$
(24)

Constraint (25) and (26) ensure that the volume of blocks processed per period falls within a range between the minimum and maximum processing plant capacity.

$$\sum_{j \in OBloques} b_j \cdot x_j^t \ge Cap\_Plan\_min$$
<sup>(25)</sup>

$$\sum_{j \in OBloques} b_j \cdot x_j^t \le Cap\_Plan\_max$$
(26)

Constraint (27) indicates that the material taken to the intermediate pile per period must be less than or equal to its maximum storage capacity. Constraint (28) indicates that the material sent from the stockpile to the waste dump cells must be less than what was accumulated in the intermediate pile at a previous time. Constraint (29) states that in the first period, the intermediate pile should not send material to the waste dump. Constraint (30) ensures that all the material that reached the intermediate pile is equal to all the material sent to the waste dump cells, thus ensuring that the pile serves as an effective temporary storage for the material. This last constraint was also not present in the model proposed by Ramezanalizadeh et al. [13].

$$\sum_{i \in NAF} \sum_{r=1}^{t} v \mathbb{1}[i, s, r] - \sum_{n=1}^{N} \sum_{r=1}^{t} v \mathbb{2}[s, n, r] \le phi_{s}$$

$$\forall t \in Periodos; \forall s \in Pila$$
(27)

$$\sum_{i \in NAF} \sum_{r=1}^{T} v1[i, s, r] - \sum_{n=1}^{N} \sum_{r=1}^{T-1} v2[s, n, r] - \sum_{n=1}^{N} v2[s, n, r] \ge 0$$
(28)

 $\forall t \in \{Periodos - \{1\}\}; \forall s \in Pila$ 

$$\sum_{n=1}^{N} v2[s, n, 1] = 0 \quad \forall s \in Pila$$
<sup>(29)</sup>

$$\sum_{i \in NAF} \sum_{r=1}^{T} v1[i, s, t] = \sum_{c \in Cells} \sum_{r=1}^{T} v2[s, n, t] \quad \forall s \in Pila \tag{30}$$

Constraint (31) indicates that the sum of the fractions of a waste block extracted over various periods of time must be less than or equal to the volume of the block. This allows the model to decide whether to extract the waste block completely or not.

Finally, constraint (32) states that the waste dump cells cannot contain more than their maximum storage capacity.

$$\sum_{t=1}^{T} \sum_{d=1}^{D} \nu 1[i, d, t] \le U_i \quad \forall t \in Periodos; \forall i$$

$$\in WBloques; \forall d \in Destinos$$
(31)

$$\sum_{t=1}^{T} \sum_{i \in WBloques} v1[i, n, t] + \sum_{t=1}^{T} \sum_{s=1}^{S} v2[s, n, t] \le phi_n \quad \forall n$$

$$\in Cells$$
(32)

#### 3.4 Differences of the proposed model from the original one

In general, both models are similar as they both seek to find the optimal extraction sequencing, including waste dump encapsulation. However, the following modifications were made in the implementation of the model:

- In the original model by Ramezanalizadeh et al.[13], the concept of waste block acidity (%) was used, which was compared with an acidity cut-off grade to classify a block as PAF. In the current model, this concept was modified, and a material is classified as PAF based on the comparison of the pyrite grade (%) with the acidity cut-off grade.
- The reading of block, cell, and destination characteristics was done using unique identifiers instead of indices that traversed different sets (one for waste blocks and another for ore blocks). This avoids confusion and makes the analysis of results more user-friendly.
- 3. Since a numerical precision problem was not considered in the model developed by Ramezanalizadeh et al., a new constraint was added (see eq. (8)), which defines the variable that indicates if a waste block was completely extracted at the end of a given period (variable "y") in a better way.
- 4. The constraints presented in equations (15), (18), and (22) differ from those proposed by Ramezanalizadeh et al. in that they include the addition of a small value (10<sup>-4</sup>) on one side of the inequality. This is done to ensure smooth functioning in cases of numerical limitations.
- The constraint found in equation (31) is a combination of constraints
   (2) and (3) proposed by Ramezanalizadeh et al. This was done because, as originally formulated, the same waste block could be extracted more than once.
- A new constraint was added to ensure that the intermediate pile is used as a temporary storage of material and not as a permanent one (see eq. (30)).

#### 4. Results

A feasible solution was generated with an accuracy of 0.01% in 1.17 hours. The objective function yielded a value of 923.89 MUSD, providing a block sequencing as shown in Figure 5, and a weighted pyrite grade in the waste dump cells as shown in Figure 6. It can be observed that the PAF cells located at the center of the waste dump contain the highest pyrite grades, achieving the encapsulation process.



The extraction sequence of the block model.



Pyrite grade in the cells of waste dump.

#### 5. Conclusions

The generation of AMD depends on various factors, especially the presence of sulfide minerals such as pyrite, which become exposed on the surface during mining and oxidize in the presence of water and oxygen. This leads to an increase in water pH, which can mobilize and carry high concentrations of heavy metals, posing a threat to living organisms.

To prevent acid mine drainage, mine planning can be done by characterizing the waste material properly, selectively hauling the material, and then sending the PAF materials to the center of the waste dump. This process isolates the sulfur-bearing materials from oxygen and water. Additionally, compacting the waste dump cells reduces hydraulic conductivity, preventing water from infiltrating into the center of the dump.

By adding the pyrite grade attribute in the block model, it becomes possible to characterize the waste blocks based on their potential to generate acid. This is done by determining the acid cutoff grade, which can be calculated in future studies using static and/or kinetic tests to better understand the threshold pyrite grade at which acid generation begins.

The optimization model for determining the optimal extraction sequence of the deposit to prevent AMD was based on the model proposed by Ramezanalizadeh et al. (2020), but it required some modifications and additional constraints for successful execution. The added constraints improve the handling of the variable determining whether a waste block is extracted completely at the end of a given period (variable "y"), ensures that the intermediate pile is considered a temporary stockpile, and addresses numerical precision issues.

The model's sensitivity to the distribution of PAF materials in the deposit is observed, where PAF materials close to the surface may not find suitable cells to be deposited in the early periods because the predecessor cells are not fully filled, and the upper cells cannot be used. One solution is to increase the parameter for the maximum mining capacity, which allows successful encapsulation of PAF materials in the center of the waste dump by extracting all the waste blocks within the final pit.

Another potential solution involves considering two intermediate piles, one for NAF material and the other for PAF material. The PAF pile would then be managed using a different prevention method such as dry or wet covers, which may increase maintenance costs.

As a future recommendation, the encapsulation process could be modified to allow PAF blocks to be encapsulated by NAF materials as they appear during extraction. This would require new constraints, ensuring that each PAF material must be accompanied by the extraction of a certain amount of NAF material for encapsulation. The proposed model can be extrapolated to three dimensions by modifying the first part of the code to calculate the block and cell precedences. This would introduce additional complexity and increase the computational time for obtaining feasible solutions.

The future challenge lies in developing models that solve real instances of waste dump sequencing, including PAF encapsulation. Efforts should focus on addressing computational time, case study size, and the number of variables to provide practical contributions to the mining industry in terms of sustainability and their application in the planning of new mining operations.

#### 6. References

- Yilmaz, E. Advances in reducing large volumes of environmentally harmful mine waste rocks and tailings. Gospodarka Surowcami Mineralnymi-Mineral Resources Management. Pp. 89-112, 2011.
- [2] Ata, A. and Soner K. Acid Mine Drainage (AMD): causes, treatment and case studies. Journal of Cleaner Production, 14 (12), pp. 1139– 1145, 2006. DOI 10.1016/j.jclepro.2004.09.006.
- [3] Wickland, B.E., Ward W., and Dharma W. Hydraulic conductivity and consolidation response of mixtures of mine waste rock and tailings. *Canadian Geotechnical Journal* 47(4), pp. 472-485, 2010.
- [4] Gobierno de Chile. Guía Metadológica sobre Drenaje Ácido en la Industria Minera. 2002, 83P.
- [5] Ferguson, K.D and Erickson, P.M. Pre-Mine Prediction of Acid Mine Drainage. Environmental Management of Solid Waste. Springer, 1988.
- [6] Kuyucak, N. Acid mine drainage prevention and control options. CIM Bulletin, 95(1060), pp. 69-102, 2002.
- [7] Kefeni, K.K., Msagati, Titus A.M. and Mamba, B. Acid mine drainage: Prevention, treatment options, and resource recovery: A review. Journal of Cleaner Production [online], (151), pp. 475–493, 2017. DOI 10.1016/j.jclepro.2017.03.082. Available from: http://dx.doi.org/10.1016/j.jclepro.2017.03.082
- [8] Skousen, J.G., Ziemkiewicz, P.F. and Mcdonald, L.M. Acid mine drainage formation, control and treatment: Approaches and strategies. Extractive Industries and Society, 6(1), pp. 241–249, 2019. DOI 10.1016/j.exis.2018.09.008.
- [9] Aduviri, O. Tecnicas De Prevencion Y Control De La Generacion Acida En Mineria. Medio Ambiente y Minería [online]. No. 4, pp. 24–31, 2018.
- [10] Park, I., Tabelin, C. B., Jeon, S., Li, X., Seno, K., Ito, M. and Hiroyoshi, N. A. Review of recent strategies for acid mine drainage prevention and mine tailings recycling. Chemosphere (219), pp. 588-606, 2019. https://doi.org/10.1016/j.chemosphere.2018.11.053.
- [11] Li, Y., Topal, E. and Williams, D. Waste rock dumping optimisation using mixed integer programming (MIP). International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 27(6), pp. 425–436, 2013. VDOI 10.1080/17480930.2013.794513.
- [12] FU, Z., Asad, M., Waqar A. and Topal, E. A new model for open-pit production and waste-dump scheduling. Engineering Optimization, 51(4), pp. 718–732, 2018. DOI 10.1080/0305215X.2018.1476501.
- [13] Ramezanalizadeh, T., Monjezi, M., Sayadi, A.R. and Mousavinogholi, A. Development of An Integrated Mathematical Model to Optimize Waste Rock dumping Satisfying Environmental Aspects. Journal of mining and environment, 11(2), pp. 577-586, 2020. DOI: 10.22044/jme.2020.9293.1829.

- [14] Fundación Chile. Buenas Prácticas en la Gestión de la Estabilidad Química en la Industria Minera. [online]. 53(9), pp. 1689–1699, 2015. Available from: https://www.sernageomin.cl/wpcontent/uploads/2017/11/Buenas-Practicas.pdf
- [15] Hustrulid, W., Kuchta, M. and Martin, R. Open Pit Mine Planning & Design, Fundamentals. 3° Edition. 2013. p. 515–516. ISBN 9781482221176.



MINERÍA & PLANIFICACIÓN



Homepage: https://minas.medellin.unal.edu.co/iv-seminario-internacional-de-mineria-y-planeamientominero-2023

# Modelo de optimización estocástica de leyes de corte para una compañía minera aurífera

# Stochastic optimization model for cut-off grades in a gold mining company

**Diego Alejandro Toro Morales**<sup>a</sup>, **Giovanni Franco Sep**ú**lveda**<sup>b</sup> a Facultad de Minas, Universidad Nacional de Colombia, Medellín, Colombia. diatoromo@unal. edu. co b Facultad de Minas, Universidad Nacional de Colombia, Medellín, Colombia. gfranco@unal. edu. co

#### ARTICLE INFO

Article history: Received 21 May 23 Received in revised form 11 October 23 Accepted 30 October 23

Palabras clave: Optimización estocástica, Ley de corte, Valor Presente Neto, Algoritmos Genéticos, Minería subterránea, Oro.

#### ABSTRACT

One of the most studied decision variables in the technical mining literature regarding its estimation and optimization is the cut-off grade, where the most accepted objective function has been the maximization of NPV (Net Present Value). In this study, a stochastic optimization model for cut-off grades is formulated for a gold deposit, considering the risks and uncertainties inherent in mining activities, with the purpose of maximizing the project's NPV for a company with underground mining operations. The formulated model exhibits a shorter project life and a dynamic cut-off grade over time, along with a 21,142,372 USD increase is observed when comparing the mean NPV of the stochastic model with that of the deterministic model. These findings demonstrate the advantages of applying such models on an industrial scale to enhance project value.

#### RESUMEN

Una de las variables de decisión más estudiada en la bibliografía técnica minera en relación con su estimación y optimización es la ley de corte, en la que la función objetivo más aceptada ha sido la maximización del Valor Presente Neto (VPN). En este artículo se formula un modelo de optimización estocástica de leyes de corte para un depósito aurífero, considerando los riesgos e incertidumbres propias de la actividad minera, con el propósito de maximizar el VPN del proyecto de una compañía con operaciones mineras subterráneas. El modelo formulado presentó una vida más corta del proyecto

\* Corresponding author.

E-mail address: diatoromo@unal.edu.co Peer review under responsibility of GIPLAMIN.



PLANIFICACIÓN & MINERÍA No. 01, October, 2023 ISSN 2981-684X © The author, licensee Universidad Nacional de Colombia. This is an open access article under the CC BY-NC-ND license. y una ley de corte dinámica en el tiempo, además de un incremento de 21,142,372 USD al comparar la media del VPN del modelo estocástico con el VPN del modelo determinístico. Los resultados obtenidos demuestran los beneficios de aplicar este tipo de modelos a escala industrial para aumentar el valor de los proyectos.

© Hosting by Universidad Nacional de Colombia. 2023. ISSN 2981-684X

#### 1. Introducción

Los modelos convencionales han sido, en gran parte, los más utilizados en los proyectos mineros para sus procesos de planificación. La utilización constante de parámetros estáticos ha conducido a la creación de planes rígidos e inflexibles que no logran reflejar el valor real de la operación, lo que se traduce en resultados que en la práctica tienen una probabilidad baja o nula de suceder. Así, uno de los principales obstáculos que se ha enfrentado en la evaluación de proyectos mineros se refiere a la incorporación del riesgo [1]. Para ello, la optimización estocástica de leyes de corte se presenta como una herramienta esencial para las compañías mineras, las cuales establecen dentro de sus objetivos maximizar la rentabilidad de las operaciones, en un entorno operativo cada vez más complejo y competitivo.

La planificación minera, definida como una acción mediante la cual se crea un plan de trabajo que permite extraer el mineral de interés de un yacimiento de la manera más óptima posible, se ha enfocado en afrontar los retos inherentes a este tipo de actividad, considerando diversas variables para proyectar el desarrollo de las minas durante la vida útil de las mismas [1]. El planeamiento minero es entonces un proceso de revisión y procesamiento de datos, en el cual es posible tomar cualquier conjunto de valores sensibles como punto de partida y luego refinarlos repetidamente hasta que los planes sean aceptables. Las leyes de corte son solo un elemento en este proceso que involucra la progresión óptima a través del cuerpo mineralizado [2].

La ley de corte tiene en cuenta la heterogeneidad natural de la calidad del material (grado o contenido de metal) dentro de un recurso mineral. Clasifica el material valioso (mineral) y el material de desecho (estéril) en la situación económica actual [3]. El material del cuerpo mineralizado debe programarse entonces para su extracción como mineral si, y solo si, la decisión de tratarlo aumenta el valor económico global de la operación, esto es, si proporciona una contribución a la utilidad [2].

La información económica, operativa o técnica y geológica constituye el conjunto de entradas de los modelos para definir la política de la ley de corte de explotación minera [2,4,5]. La ley de corte tiene una relación directa con el tonelaje de material extraído, el tonelaje y la ley media del material procesado, el tamaño de la operación minera y, en consecuencia, los costos de capital, los costos de explotación y los impactos medioambientales y socioeconómicos [6].

De esta manera, el presente trabajo tiene como finalidad formular un modelo de optimización estocástica de leyes de corte para un depósito aurífero que considere los riesgos e incertidumbres propias de la actividad minera, con el propósito de maximizar el Valor Presente Neto del proyecto de una compañía con operaciones mineras subterráneas, minimizar los riesgos asociados y facilitar la toma de decisiones, para aumentar de esta manera el valor del proyecto.

#### 2. Metodología

La metodología por seguir para el desarrollo de los objetivos específicos de este trabajo se presenta a continuación:

a. Revisión del estado del arte de modelos de optimización de leyes de corte principalmente para depósitos metálicos, aquellos que tienen como objetivo maximizar el Valor Presente Neto y/o han sido desarrollados con un enfoque en operaciones mineras subterráneas. La búsqueda de información bibliográfica se realiza en bases de datos académicas especializadas.

b. Análisis de datos de compañía minera aurífera con operaciones subterráneas, en relación con la línea base empleada en la definición de leyes de corte y la rentabilidad del proyecto en función del Valor Presente Neto.

**c.** Análisis de modelos estocásticos de referencia que permita identificar y definir las principales variables e incertidumbres asociadas a la optimización de leyes de corte para depósitos auríferos que se consideran en el modelo a desarrollar.

d. Selección del algoritmo de optimización metaheurística de las leyes de corte de acuerdo con las variables establecidas, adaptando el mismo al caso de estudio con el propósito de emplear el método de programación estocástica implícita cuyo objetivo es maximizar el Valor Presente Neto del proyecto.

e. Definición de escenarios de simulación a partir de las variables estocásticas seleccionadas y los datos del proyecto minero, con posterior ejecución de las simulaciones de Montecarlo en el software @*Risk*.

f. Análisis comparativo de los resultados obtenidos con el modelo estocástico desarrollado y la línea base del proyecto, tanto de las leyes de corte optimizadas como de la rentabilidad del proyecto minero en función del Valor Presente Neto, que permite verificar la hipótesis sobre la cual se construye el modelo.

#### 3. Marco teórico y estado del arte

#### 3.1 Concepto y estimación de la ley de corte

La ley de corte generalmente es definida como la cantidad mínima de producto valioso o metal que una tonelada métrica de material debe contener antes de que este material sea enviado a la planta de procesamiento, lo cual permite distinguir entre el material que no debe ser minado o debe ser descartado (estéril) con aquel que debe ser procesado (mineral) [6]. Mientras que, en la mayoría de los casos, el estéril es transportado a los botaderos (incurriendo en el costo de minado que incluye la excavación y el transporte desde la mina), el mineral valioso es enviado a los flujos de procesos para trituración, molienda, concentración y refinación, a partir del cual se obtiene un producto final comercializable y del cual se espera un posterior beneficio [5,7,8].

Debido a la dependencia de parámetros técnicos y económicos en la ley de corte, su determinación se considera uno de los principales pasos en el diseño y la planificación estratégica de las operaciones mineras, y ha sido considerado como uno de los problemas más complejos a los que se enfrentan los ingenieros [9,10]. Como resultado, el cálculo preciso de este valor utilizando tanto las características económicas como las del mineral, puede aumentar el Valor Presente Neto (VPN) y la utilización de los recursos de un yacimiento [11,12]. La determinación de la ley de corte es una tarea clave para las empresas mineras. Se utiliza para delimitar el yacimiento, para inscribir las reservas en el registro estatal y para planificar las operaciones [13].

Rendu [6] establece un modelo que representa la definición clásica de la ley de corte  $x_c$ , el cual se puede apreciar en la ec. (1):

$$x_c = (M + P + 0)/(r \cdot (V - R))$$
(1)

Donde, M hace referencia al costo de minado por tonelada métrica, P al costo de procesamiento, O a los costos generales, r es la proporción de producto valioso recuperado del material minado, V es el valor unitario o precio de venta del producto valioso y R son los costos de refinación.

En general, los modelos de cálculo de la ley de corte consideran los parámetros económicos, geológicos y operativos como entradas [8,14]. Adicionalmente, una política de ley de corte describe un programa o una secuencia de leyes de corte a lo largo de la vida de una operación minera, junto con la correspondiente cantidad (mineral y estéril) que debe extraerse, la calidad (ley) del mineral enviado para su procesamiento y la cantidad de metal que debe refinarse [7,15,16]. Por lo tanto, vinculándose al objetivo global de una empresa minera, esta política constituye la base de los flujos de caja y del VPN resultante a lo largo de la vida de la explotación [7,17].

#### 3.2 Concepto y estimación del Valor Presente Neto (VPN)

El objetivo más comúnmente aceptado en los estudios de optimización de la ley de corte es la maximización del Valor Presente Neto (VPN) de los flujos de caja futuros, es decir, la selección de una ley de corte está gobernada principalmente por objetivos financieros [6]. Maximizar el valor para el accionista es normalmente el objetivo de las grandes y pequeñas empresas mineras. Un excelente indicador del valor para el accionista es el VPN. Aunque existen algunas limitaciones asociadas a la incertidumbre que no se recogen explícitamente en la medida del VPN, normalmente es un instrumento muy superior a los objetivos de cada departamento y a otras medidas financieras (como el periodo de retorno y la tasa interna de rendimiento). Este indicador permite una ponderación justa entre los costos de los distintos departamentos y también reconoce el valor temporal del dinero a lo largo de la vida del proyecto [18].

El VPN de un proyecto es el equivalente actual del flujo de caja que se espera sea generado por el proyecto, asumiendo que el dinero puede ser invertido o prestado a una tasa de descuento específico (por ejemplo, i=10%) [6]. Matemáticamente, el VPN puede formularse de la siguiente manera, tal como se describe en la ec. (2):

$$VPN = \sum_{n=0}^{N} \frac{F_n}{(1+i)^n}$$
 (2)

En la cual, *N* es la vida del proyecto (años),  $F_n$  es el flujo de caja en el periodo *n* y, finalmente, *i* es la tasa de descuento. A partir de esta formulación, el VPN se entiende también como la suma de los valores presentes de todos los flujos de caja futuros descontados por un tipo de interés adecuado, que debe ser como mínimo el costo del capital [19,20]. Sin embargo, tanto el VPN como la ley de corte disminuyen cuando el material es minado, procesado y refinado año tras año, es decir, al agotar el depósito, por lo que el plan de producción definido a partir de la ley de corte influencia en gran medida la rentabilidad global de las operaciones mineras [5,6,21–23].

#### 3.3 Optimización de la ley de corte

La optimización está en todas partes, por lo que es un paradigma importante con una amplia gama de aplicaciones. En casi todas las aplicaciones de la ingeniería y la industria, se intenta optimizar algo, ya sea para minimizar el costo y el consumo de energía o maximizar el beneficio, la producción, el rendimiento y la eficiencia. En realidad, los recursos, el tiempo y el dinero son siempre limitados, por lo que la optimización es mucho más importante en la práctica [24]. En un sentido general, una solución óptima es aquella que maximiza la función objetivo que se está resolviendo [18].

Las minas clasifican el material a extraer como mineral o estéril. Un enfoque común es aplicar una ley de corte. La forma de optimizar esta ley de corte se ha investigado ampliamente y hay miles de artículos académicos que cubren este tema en el dominio público [25]. La naturaleza espaciotemporal del problema es bastante compleja; en consecuencia, también lo son las soluciones matemáticas propuestas para la optimización de esta variable [6,26]. Cuanto más precisas sean las entradas, mejor será la capacidad de representación real del modelo de optimización, lo que da lugar a programas más realistas. Los planes de producción realistas favorecen la generación de flujos de caja predecibles para la empresa debido a la mínima desviación de producción a las proyecciones [27]. Las curvas de tonelaje-ley, junto con los parámetros económicos como el precio del metal, los costos de operación, la recuperación metalúrgica y la tasa de descuento se convierten en la entrada básica para determinar la política de ley de corte óptima [28,29].

El modelo de Lane [2], presenta la formulación matemática con la cual pretende definir un programa de leyes de corte de forma que el VPN se maximice a lo largo de la vida de la operación (N), tal como fue presentado en la ec. (2). Para esto, define el flujo de caja como se presenta en la ec. (3):

$$F_n = (s - r)Qr_n - mQm_n - pQc_n - fn$$
(3)

Donde *s* corresponde al precio de venta del mineral; *r* representa los costos de refinamiento, comercialización y venta; *m* es el costo de minado; *p* es el costo de procesamiento; *f* representa los costos fijos; *n* es el periodo de tiempo;  $Qr_n$  es la cantidad de metal a ser refinado y comercializado;  $Qm_n$  es la cantidad de material a ser minado;  $Qc_n$  es la cantidad de material a ser procesado durante el periodo de tiempo *n*. Como consideración importante, el modelo presenta como restricciones para la optimización de las leyes de corte las capacidades operacionales, es decir, la ec. (2) está sujeta a las ec. (4-6) que se presentan a continuación:

$$Qm_n \le M, \forall n \tag{4}$$

$$Qc_n \le C, \forall n$$
 (5)  
 $Qr_n \le R, \forall n$  (6)

Donde M, C y R corresponden a las capacidades de minado, procesamiento y refinamiento, respectivamente. Esta última consideración es relevante, dado que ignorar las limitaciones de capacidad puede hacer que se subestimen las leyes de corte y que se procese material no rentable [6]. Es decir, las leyes de corte óptimas, que son dinámicas debido al efecto decreciente del VPN, no solo dependen del precio del metal y de los costos de las etapas de minado, procesamiento y refinado, sino que también tienen en cuenta las capacidades limitantes de estas etapas y la distribución de la ley y el tonelaje del yacimiento. Por lo tanto, la técnica que determina la política de ley de corte óptima tiene en cuenta el costo de oportunidad de no recibir los flujos de caja futuros durante la vida de la mina, debido a las capacidades limitantes de cualquiera de las etapas de minería, procesamiento o refinado [4,30].

# 3.4 Modelos determinísticos para la optimización de la ley de corte

Los algoritmos de optimización se pueden clasificar de diferentes maneras, según el enfoque o las características que se pretendan comparar. Si un algoritmo funciona sin ninguna naturaleza aleatoria se denomina determinista, por lo tanto, para un algoritmo de este tipo, se llegará a la misma solución final si se parte del mismo punto inicial; por otro lado, si hay algo de aleatoriedad en el algoritmo, este suele llegar a un punto diferente cada vez que se ejecuta, incluso comenzando con el mismo punto inicial [24]. Durante mucho tiempo se han manejado modelos deterministas basados en la programación lineal y en técnicas heurísticas. Estos algoritmos son menos eficientes porque tienden a caer en óptimos locales, un problema que algunas técnicas, como las metaheurísticas, abordan para su solución [1].

La optimización de la ley de corte ha estado usualmente centrada en modelos determinísticos que no tienen en cuenta el riesgo y la incertidumbre inmersos en la actividad minera [31]. En algunos casos, otra de las desventajas asociadas a este tipo de procesos de optimización es la relacionada a la obtención de una ley de corte con valor constante que es obtenido para la vida de la mina en su totalidad, por lo que los ingresos anuales de la mina son los mismos a través de la duración del proyecto y, de esta manera, se omite el valor del dinero en el tiempo [32].

El modelo más reconocido y estudiado en referencia a la optimización de esta variable es el propuesto por Lane [2], en el cual se describe la relación entre la ley de corte, la vida del proyecto (*Life of Mine - LoM*, por sus siglas en inglés) y el Valor Presente Neto [19]. Sin embargo, se ha considerado que el procedimiento del método de Lane para el cálculo de la ley de corte es complicado y prolongado [32]. Esta aproximación heurística al problema de optimización de la ley de corte considera una curva de tonelaje-ley constante, al igual que una aplicación limitada a operaciones mineras a cielo abierto con alimentación de mineral a una sola planta de processos e indica la necesidad de desarrollar e implementar modelos de programación matemática, asegurando la solución óptima del problema [28,33,34]. Lane demostró que existe una combinación de la ley de corte y

la vida de la mina (como una función de la tasa de producción) para la cual el VPN del proyecto es maximizado, tal como se observa en la Fig. 1:



Figura 1. VPN y *LoM* vs Ley de corte. Fuente: [19]

La teoría de Lane ha sido modificada múltiples veces a través de modelos tradicionales de optimización, algunos de los cuales serán expuestos en el acápite 3.6 Antecedentes.

# 3.5 Modelos estocásticos para la optimización de la ley de corte

El algoritmo elegido para una tarea de optimización dependerá en gran medida del tipo de problema, de la naturaleza del algoritmo, de la calidad deseada de las soluciones, de los recursos informáticos disponibles, del límite de tiempo, de la disponibilidad de la implementación del algoritmo y de la experiencia de los responsables de la decisión [24].

En general, el valor de una opción puede estimarse mediante métodos analíticos o numéricos. Los métodos analíticos sólo son adecuados para valorar opciones sencillas como la desarrollada por Black y Scholes [35]. Pero los métodos numéricos empezaron a generar un mayor interés en la valoración de opciones complejas, como las opciones de tipo americano con múltiples variables de estado inciertas [9]. Las técnicas numéricas más conocidas son las diferencias finitas [36], la red binomial [37] y la simulación de Montecarlo [38]. Entre ellas, la técnica de Montecarlo tiene un rendimiento superior a la hora de abordar las dificultades de dimensionalidad que se encuentran en los problemas que emplean variables de estado inciertas múltiples y complejas, tal como se presenta en minería [9].

A menudo se pueden obtener mejores soluciones a los problemas del mundo real mediante la hibridación de diferentes enfoques [39]. En este sentido, uno de los campos más importantes en la optimización de procesos en las últimas décadas corresponde a la Inteligencia Artificial (IA). Una buena definición de este concepto puede encontrarse en Russell y Norvig [40], en el que se hace referencia al diseño de agentes inteligentes que operan dentro de un entorno, realizan acciones que lo afectan y reciben señales de retroalimentación de este para lograr algún objetivo [40].

Entre los métodos más comúnmente estudiados y analizados en el campo de la IA se encuentran el aprendizaje automático (*Machine Learning*), las redes neuronales artificiales (*Artificial Neural Networks*), los algoritmos evolutivos y las metaheurísticas [24]. En IA, se emplea el calificativo heurístico para referirse a un procedimiento que trata de aportar soluciones a un problema con un buen rendimiento, en lo referente a la calidad de las soluciones y a los recursos empleados [41]. Por su parte, los

algoritmos metaheurísticos se ocupan de buscar soluciones óptimas en problemas matemáticos desafiantes inspirándose en la naturaleza y la evolución, y han visto aplicaciones significativas en la ingeniería de minas [1].

Como lo describe Franco [42], la programación u optimización estocástica corresponde a un problema de optimización en el que algunos de sus parámetros son variables aleatorias, cuyas funciones de distribución de probabilidad son conocidas; como estas funciones son no lineales, es muy difícil resolverlo con algoritmos tradicionales y en tiempos razonables. Uno de los métodos empleados en los problemas de optimización hace referencia a la programación estocástica implícita, el cual es un híbrido entre una metaheurística (ensaya posibles decisiones) y la simulación de Montecarlo (evalúa su desempeño ante multiplicidad de posibles eventos aleatorios). La simulación de Montecarlo es un método no determinista de evaluación de posibles escenarios y decisiones, relacionados mediante ecuaciones complejas y costosas computacionalmente de evaluar. La simulación como tal no es un método de optimización, pero puede combinarse con metaheurísticas para lograr resolver problemas complejos de optimización estocástica [42].

Los modelos estocásticos son realistas y más relevantes, pero un número muy limitado de estudios considera la naturaleza estocástica de las entradas a los modelos de ley de corte. Por lo tanto, existe un enorme margen de contribución mediante el desarrollo y la aplicación de modelos estocásticos para definir la programación de las leyes de corte en las explotaciones mineras [7].

#### 3.5.1 Metaheurísticas

Las metaheurísticas son estrategias inteligentes para diseñar o mejorar procedimientos heurísticos muy generales con un alto rendimiento [41]. Habitualmente, las metaheurísticas son usadas para encontrar soluciones a problemas de optimización complejos y de la vida real, teniendo en cuenta su desempeño comparado con las técnicas de optimización tradicionales, las cuales tienden a demandar mayor tiempo [43]. Los algoritmos metaheurísticos modernos, en la mayoría de los casos, están destinados a la optimización global, aunque el proceso no siempre es exitoso o eficiente [24].

En el artículo "State of the art about metaheuristics and artificial neural networks applied to open pit mining" [1], los autores establecen una clasificación de algoritmos de acuerdo con su aplicación en distintos campos de optimización minera, dentro de los cuales se encuentra la ley de corte. Para esta se establecen tres principales algoritmos de optimización metaheurística: los Algoritmos Genéticos (AG), el Recocido Simulado (RS) y el Algoritmo Competitivo Imperialista (ACI). A continuación, se describe brevemente el Algoritmo Genético (AG), el cual fue seleccionado para el modelo que se expondrá posteriormente.

Algoritmos Genéticos (AG): La idea principal del algoritmo genético (AG o GA, por sus siglas en inglés) está tomada de la teoría de la evolución de Darwin, en la que se establece que los rasgos naturales que son más compatibles con las leyes naturales, tienen una mayor probabilidad de sobrevivir [32]. Pueden utilizarse para resolver una diversidad de problemas de optimización que no se adaptan bien a los algoritmos de optimización estándar, incluidos los problemas en los que la función objetivo es discontinua, no diferenciable, estocástica o altamente no lineal [44].

Un AG estándar consiste en: codificación, formación de especies, función de adecuación, selección y copia, operación cruzada y mutación. La operación genética se repite de forma iterativa, se aproxima progresivamente pero probablemente nunca llegará a la mejor solución; por lo tanto, se necesitan condiciones de terminación. La forma más común de terminación es establecer un tiempo iterativo máximo (por ejemplo, 100-1000) y una vez que el tiempo iterativo alcanza el máximo, se puede proceder a la terminación [45]. El segundo método de terminación es controlar la variación de la aptitud de los mejores individuos. Una vez que muestra una variación con la etapa anterior, la terminación se puede realizar [45].

#### 3.6 Antecedentes

Como fue mencionado, el modelo más reconocido y estudiado en referencia a la optimización de esta variable es el propuesto por Lane [2], en el que las operaciones mineras están divididas en unidades de minería, procesamiento y de refinería. Posterior a la teoría de Lane, no existen métodos o algoritmos independientes realizados por otros investigadores, puesto que estos se han enfocado en el uso de otros métodos de optimización basados en el método de Lane o investigando el papel de diversos factores basados en este caso en su teoría [32].

Como parte de los modelos tradicionales de optimización de la ley de corte que se han desarrollado y que han sido modificados de la teoría de Lane, se destacan los desarrollados por Dagdelen [22,46] y Asad [30], los cuales proponen los pasos del algoritmo que implementa el enfoque de Lane. De manera análoga, Cetin y Dowd [47] realizaron una propuesta a partir de un algoritmo genético para múltiples optimizaciones de la ley de corte. Para la optimización de las leves de corte en un depósito polimetálico, Ataei y Osanloo [48] utilizaron el algoritmo de búsqueda de la sección dorada, considerando las condiciones propuestas en el algoritmo de Lane para depósitos de un único mineral. Teniendo en cuenta la combinación de mineral de stock de baja ley, parámetros económicos y modificaciones para optimizar la ley de corte, Asad y Topal [21] determinaron un modelo basado en el algoritmo de Lane. Barr [49] creó un número de secuencias para las tasas de producción y las leyes de corte, y luego utilizó un planeamiento dinámico para optimizar y determinar las leyes de corte que maximizaran el VPN. Por otra parte, Khodayari y Jafarnejad [50] desarrollaron un modelo de optimización de la ley de corte basados en la teoría de Lane, el cual tiene tres etapas: minería, procesamiento y operaciones de mercadeo. En este modelo, el precio del mineral para la vida completa de la mina no es fijo sino variable, analizando entonces los cambios en la optimización con la modificación de esta variable.

Se tiene de esta manera que los trabajos previos citados en esta sección abordan en esencia el problema de optimización de las leyes de corte. Sin embargo, en la bibliografía revisada, se encontraron cuatro artículos que se aproximan en mayor medida al objetivo del presente trabajo académico, por lo que se analizan sus limitantes con mayor detalle en la Tabla 1. Tabla 1.

Referencia	Título	Limitaciones
[51]	Dynamic optimization of cutoff grade in underground metal mining	El método tiene un elevado requisito de muestras de exploración. En el caso de las minas con pocas muestras que no pueden reflejar la distribución real de la ley local, la ventaja del método dieminuva
[17]	A stochastic cut-off grade optimization model to incorporate uncertainty for improved project value	Desarrolla un caso de estudio en depósito de minería a cielo abierto y no tiene en cuenta los riesgos operativos.
[12]	A novel cut-off grade method for increasing the sustainability of underground metalliferous mining operations	Presenta un enfoque principal en la influencia de los sistemas de pre-concentración, por encima del uso de la inteligencia artificial para la optimización de la ley de corte.
[13]	A probabilistic approach to the dynamic cut-off grade assessment	Desarrolla un caso de estudio en depósitos de minería a cielo abierto, considerando el precio del mineral como única variable dinámica.

Fuente: El autor.

#### 4. Modelo de optimización propuesto

El modelo de optimización estocástica propuesto en el presente artículo se construyó a partir de los datos de una compañía minera aurífera con operaciones mineras subterráneas, la cual, por motivos de confidencialidad de la información, no será nombrada. La Fig. 2 presenta el flujo de procesos general del proyecto minero, que tiene como enfoque de negocio la exploración, explotación y comercialización de oro. Como aspecto importante, el proceso de clasificación de material como mineral o estéril se encuentra en función de la ley de corte, para lo cual el material que será extraído de la mina debe ser muestreado y analizado en laboratorio químico para conocer la ley promedio y disponerlo de acuerdo con su resultado (botadero o relleno detrítico en interior mina en el caso de clasificarse como estéril y planta de procesamiento en el caso de clasificarse como mineral); de manera complementaria, la compañía no realiza el proceso de refinación, por lo que el producto a comercializar son concentrados gravimétricos y de flotación:



Figura 2. Descripción del proceso extractivo de la compañía. Fuente: El autor.

#### 4.1 Características y restricciones

Las características principales que se definen en el modelo de optimización propuesto se describen a continuación:

**a.** Se considera incertidumbre geológica a partir de la estimación de recursos generada con el proceso de simulación condicional para la obtención de curvas tonelaje-ley. Para el modelo se contemplan 5 curvas (las cuales se presentan en la Fig. 4), que corresponden, cada una de ellas, al promedio de 25 simulaciones condicionales en las que se modificó como parámetro de estimación el valor de *capping*, estableciendo para cada una de las curvas un valor de *capping* de 30, 40, 50, 60 y 70 g/t respectivamente.

b. Los datos de reservas mineras son producto del análisis de los recursos obtenidos en la estimación, el(los) método(s) de explotación y el planeamiento minero general.

**c.** Se considera incertidumbre operativa, estableciendo como capacidad principal el procesamiento de material en la planta de beneficio y se iguala la capacidad de minado a este valor, analizando diferentes valores para la creación de múltiples escenarios de optimización.

**d.** A diferencia de la mayoría de los modelos revisados en la bibliografía, no se considera incertidumbre económica en relación con el precio del oro, teniendo en cuenta los constantes cambios macroeconómicos y geopolíticos que se presentan a nivel mundial y que afectan el intervalo de confianza de los pronósticos con series de tiempo frecuentemente utilizados. El valor del precio del oro a utilizar corresponde al utilizado en la compañía minera para sus procesos de planificación.

e. La metodología por seguir es la optimización estocástica implícita (simulación de Montecarlo + metaheurística). El algoritmo de optimización metaheurística a emplear es el Algoritmo Genético, descrito en el acápite 2.6. Adicionalmente, para encontrar la mejor solución, se emplea optimización binaria, la cual es una subclase comúnmente utilizada en las áreas de las ciencias de la computación y la ingeniería.

f. El modelo tiene como función objetivo maximizar el Valor Presente Neto del proyecto y el estadístico a optimizar será la media de este valor.

**g.** Las variables de decisión del modelo son la ley de corte de cada periodo, el tiempo del proyecto (*LoM*, el cual suele ser predeterminado o fijado en diferentes modelos consultados en la bibliografía) y las capacidades de minado y de procesamiento.

h. Se considera una ley de corte dinámica para la vida de la mina, la cual estará en función de los costos de operación, el precio del mineral, la recuperación metalúrgica, un porcentaje de metal pagable, las regalías y los costos de comercialización.

i. Las leyes de corte de minado y de procesamiento se consideran iguales para la vida del proyecto, al no considerar almacenamiento (stockpile) de material.

**j.** Los costos de minado y de procesamiento se consideran variables, es decir, cambian de acuerdo con la capacidad de procesamiento establecida.

**k.** Los costos generales se consideran fijos en la estructura del flujo de caja libre, es decir, no estarán en función de las toneladas de procesamiento. Esta característica del modelo tiene dos objetivos: el primero, verificar el impacto del costo fijo en los costos totales de operación, cambiando la capacidad de procesamiento de la planta sin modificar los costos generales, esto es, conservando el mismo personal y costos de áreas de soporte directo, actividad principal, generales y administrativos (*G&A*) y sostenibilidad; el segundo, analizar el cambio en el valor de la ley de corte al modificar la capacidad de procesamiento y conservar el ítem de costos generales como costo fijo.

l. Las regalías tendrán un peso del 3.2% sobre el precio del metal fijado.

m. La tasa de descuento se considera fija en un valor del 15%, tanto para el modelo determinístico como para el modelo estocástico (se presenta como dato real con el cual se realizan los modelos financieros de la compañía minera).

n. La inversión inicial o CAPEX del proyecto estará en función de la capacidad de procesamiento de cada escenario de optimización.

 Se considera depreciación lineal para la vida del proyecto en el flujo de caja.

p. Se considera un depósito de un único mineral (oro).

#### 4.2 Nomenclatura

A continuación, en la Tabla 2, se define la nomenclatura que se utiliza en el modelo propuesto en este trabajo y a su vez en el modelo determinístico empleado como línea base.

Tabla 2.

Nomenclatura de valores utilizados en el modelo.

Símbolo	Definición	Unidades
Qm	Capacidad de minado	t/año
Qc	Capacidad de procesamiento	t/año
М	Costo de minado	USD/t y USD
Р	Costo de procesamiento	USD/t y USD
0	Costos generales	USD/t y USD
С	Costos totales	USD/t y USD
V	Precio del metal	USD/oz
mp	Porcentaje de metal pagable	%
Re	Regalías	%
r	Porcentaje de recuperación metalúrgica	r
Gc	Gastos de comercialización	USD/oz
S	Valor del metal pagable	USD/oz
ω	Indicador de curva tonelaje-ley	Adimensional
Е	Número de escenarios definidos	Adimensional
Xc	Ley de corte	g/t
x <sub>cp</sub>	Ley de corte óptima	g/t
Т	Toneladas (reservas)	t
L	Ley promedio de oro (reservas)	g/t
Au	Finos de oro (reservas)	g
Ν	Tiempo del proyecto (LoM)	Años
n	Indicador de periodo	Año

Símbolo	Definición	Unidades
i	Tasa de descuento	%
$I_0$	Inversión inicial (CAPEX del	USD
	proyecto)	
VPN	Valor Presente Neto	USD
$F(\omega)$	Flujo de caja libre del proyecto	USD
	calculado con base a la curva tonelaje-	
	ley ω.	
$T_0$	Reservas iniciales	t
$T_{\mathrm{f}}$	Reservas finales	t
Qm(w,n)	Cantidad de material minado por la	t
	curva tonelaje-ley en el periodo n	
$Qc(\omega,n)$	Cantidad de material procesado por la	t
	curva tonelaje-ley en el periodo n	
Aur(ω,n)	Finos procesados recuperados por la	g
	curva tonelaje-ley en el periodo n	
Iv	Ingreso por ventas	USD
De	Depreciación	USD
Ir	Impuesto a la renta	%
OPEX	Gastos operativos	USD
CC	Gastos en efectivo (Cash Cost)	USD/oz
Mb	Margen bruto	USD
EBITDA	Beneficio antes de intereses,	USD
	impuestos, depreciaciones y	
	amortizaciones	
EBIT	Beneficio antes de intereses e	USD
	impuestos	

Fuente: El autor.

#### 4.3 Metodología de optimización estocástica implícita

Como fue mencionado en el acápite 4.1, la metodología por seguir es la optimización estocástica implícita (simulación de Montecarlo + metaheurística). En este tipo de optimización, se evalúan posibles conjuntos de valores para las variables de decisión (representadas por el individuo I en Algoritmos Genéticos), con el objetivo de determinar el impacto en los beneficios del VPN. Esto implica considerar cómo los valores específicos del conjunto I, como la ley de corte, la vida de la mina y otros factores, afectarían dichos beneficios.

Por otra parte, la formulación del modelo contempla la optimización binaria, subclase de problemas de optimización combinatoria más generales donde las variables se encuentran restringidas a un conjunto finito de valores, en este caso concreto solo dos [52]. El concepto se define a continuación: "la optimización binaria se refiere a la maximización o minimización de una función objetivo sobre un conjunto finito de soluciones binarias, donde cada solución se compone de variables binarias que pueden tomar valores de 0 o 1. El objetivo es encontrar la solución óptima que optimice la función objetivo, sujeta a restricciones en las variables binarias" [53].

Por lo tanto, un problema de optimización binaria se puede describir como el esfuerzo de maximizar la función objetivo  $F(\vec{x})$  de N variables con valores  $x_i \in \{0,1\}$  sujetos a algunas restricciones de igualdad o desigualdad [52]. En el caso del modelo propuesto, estas variables

corresponden a la capacidad máxima de procesamiento Q<sub>c</sub> y a la ley de corte de cada periodo  $x_c$ , restringidas por las capacidades máximas permitidas por la compañía y las curvas tonelaje-ley a evaluar.

En la Fig. 3 se presenta un esquema de la optimización estocástica implícita, considerando el Algoritmo Genético más la simulación de Montecarlo.



Figura 3. Esquema básico de la optimización estocástica implícita con el uso de Algoritmos Genéticos. Fuente: [42]

#### 4.4 Función objetivo

El objetivo más comúnmente aceptado en los estudios de optimización de la ley de corte es la maximización del VPN de los flujos de caja futuros, el cual fue también definido como el objetivo general del presente trabajo. Lo anterior, se debe principalmente a que el VPN es el método usado con mayor frecuencia para la evaluación de proyectos, puesto que mide la rentabilidad deseada después de recuperar toda la inversión. Además, se adopta como criterio fundamental para la toma de decisiones en el contexto financiero, dado que dicho criterio obedece al objetivo general de maximizar las utilidades del proyecto o empresa [54].

De esta manera, la función objetivo del modelo es maximizar el valor esperado del VPN de la explotación en toda la vida del proyecto, optimizando la ley de corte para todos los periodos n a partir de cada uno de los posibles escenarios de presencia de leyes con equiprobabilidad de ocurrencia ( $\omega_1, \omega_2, ..., E$ ). Tomando como referencia el marco teórico presentado en el acápite 2, la función objetivo en mención se encuentra representada en la ec. (7), con sus respectivas restricciones presentadas en las ec. (8) y (9):

$$\max VPN = \max \sum_{n=0}^{N} \frac{F(\omega)}{(1+i)^n}$$

$$Qc(\omega, n) \le Qc, \quad \forall n = 1, 2, ..., N$$

$$Qc(\omega, n) = Qm(\omega, n)$$
(8)
(9)

$$Qc(\omega, n) = Qm(\omega, n)$$
 (9)

A partir de la ec. (7), el cálculo del flujo de caja libre del proyecto para un posible escenario  $\omega$  corresponde a la suma del flujo de caja de cada periodo durante la vida del proyecto menos la inversión inicial o CAPEX de este, como se describe en la ec. (10):

$$F(\omega) = -I_0 + \sum_{n=1}^{N} f(\omega, n)$$
<sup>(10)</sup>

Consecuentemente, el cálculo del flujo de caja libre para cada periodo n, se encuentra en función de los posibles escenarios de presencia de leyes con equiprobabilidad de ocurrencia ( $\omega_1, \omega_2, \dots, E$ ), tal como se presenta en la ec. (11):

$$f(\omega, n) = sAu_r(\omega, n) - MQm(\omega, n) - PQc(\omega, n) - 0$$
(11)

En resumen, a partir del sistema de ec. (7-9) se determina la ley de corte óptima  $x_{cn}$  para cada periodo n, tal que la función presentada en la ec. (7) y extendida en (10) y (11) se maximiza teniendo en cuenta que las restricciones (8) y (9) están limitando a la operación minera, actuando como un par y no de manera individual como se encuentra en otros trabajos académicos.

El sistema de ec. (7-9) presentado se propone resolver mediante un procedimiento heurístico que maximiza el VPN de la operación, manteniendo las cantidades de materiales extraídos y procesados en un periodo determinado n dentro de las capacidades límites disponibles. El marco heurístico permite la selección de la ley de corte óptima, tal que corresponde no sólo al VPN de la operación, sino también a las capacidades operativas, dando lugar a valores dinámicos cambiantes de un periodo a otro con el agotamiento de las reservas.

Siguiendo las ecuaciones presentadas y definiendo los valores posibles de las variables consideradas como incertidumbre en el modelo, se lleva a cabo la optimización de las leyes de corte. El objetivo de esta optimización es maximizar el VPN a lo largo de la vida del proyecto, lo cual implica aumentar las utilidades y se convierte en un criterio financiero fundamental para las decisiones de los inversionistas.

#### 5. Validación del modelo propuesto y resultados

Esta sección tiene por objetivo realizar la aplicación del modelo propuesto en este trabajo a una compañía minera aurífera con operaciones mineras subterráneas, tomando como referencia las características, restricciones, nomenclatura, metodología y función objetivo descritas en el capítulo anterior. Los valores presentados en esta sección son una adaptación de los datos reales de la compañía minera (a los cuales se les aplicó un ruido aleatorio), teniendo en cuenta que por razones de confidencialidad de la información no se usan los datos originales, ni se suministra el nombre de la empresa. De esta manera, se presentan y comparan los resultados obtenidos entre los modelos determinístico (el cual se define como línea base) y estocástico para la optimización de las leyes de corte y la rentabilidad del proyecto minero (como una función del VPN).

#### 5.1 Modelo determinístico

(7)

El modelo utilizado como línea base es el que emplea la compañía minera aurífera en la actualidad para los cálculos de sus leyes de corte, el cual no tiene en cuenta el riesgo y la incertidumbre asociados a la actividad minera, es decir, en este proceso se obtiene una ley de corte con valor constante para la vida de la mina en su totalidad, por lo que los ingresos anuales del proyecto son los mismos a través de la duración de este. En este modelo se considera una curva tonelaje-ley constante y unas capacidades de minado y procesamiento fijas para todo el tiempo del proyecto. En la Tabla 3 se presentan los datos base del modelo determinístico y en la Tabla 4 se pueden apreciar los principales resultados de este modelo. Es importante mencionar que las unidades financieras tanto del modelo determinístico como del estocástico están dadas en dólares americanos, el signo punto '.' representa separador decimal y el signo coma ',' representa separador de miles:

Tabla 3.

#### Datos de entrada del modelo determinístico.

Símbolo	Entradas del modelo	Valor
Qm	Capacidad de minado	328,500 t/año
Qc	Capacidad de procesamiento	328,500 t/año
Μ	Costo Minado	45.2 USD/t
Р	Costo Procesamiento	10.0 USD/t
0	Costos Generales	27.4 USD/t
V	Precio del metal	1,800 USD/oz
Мр	Porcentaje de metal pagable	96.0%
r	Porcentaje de recuperación	97.6%
Ga	Gastos de compreielización	25.0 USD/07
Ge	Gastos de comercialización	55.0 USD/02
$I_0$	Inversión inicial	88,226,000 USD

Fuente: El autor.

Tabla 4.

Resultados del modelo determinístico.		
Símbolo	Entradas del modelo	Valor
Ν	Tiempo del proyecto (LoM)	7 años
Xc	Ley de corte	1.6 g/t
F	Flujo de caja libre total	112,335,120 USD
VPN	Valor Presente Neto	36,043,086 USD

Fuente: El autor.

#### 5.2 Modelo estocástico

A partir del modelo propuesto en el Capítulo 4, se establecen a continuación las entradas con sus respectivos valores en la Tabla 5:

Tabla 5.

Datos d	le entrada	utilizado	s en el	l model	lo propuesto.	

Símbolo	Entradas del modelo	Valor
$Qm_0$	Capacidad de minado de población I	255,500 t/año
$Qc_0$	Capacidad de procesamiento de	255,500 t/año
	población I	
М	Costo Minado	45.2 USD/t
Р	Costo Procesamiento	10.0 USD/t
$O_0$	Costos Generales de población I	35.2 USD/t
V	Precio del metal	1,800 USD/oz

Símbolo	Entradas del modelo	Valor
Мр	Porcentaje de metal pagable	96.0%
r	Porcentaje de recuperación	97.6%
	metalúrgica	
Gc	Gastos de comercialización	35.0 USD/oz
$I_0$	Inversión inicial de población I	83,226,000 USD

Fuente: El autor.

Adicionalmente, en la Fig. 4 se presentan las curvas tonelaje-ley utilizadas para el modelo estocástico:



Figura 4. Curvas tonelaje-ley del modelo estocástico. Fuente: El autor.

#### 5.2.1 Principales resultados de la optimización

En la Tabla 6, se puede apreciar el resumen de la optimización utilizando los parámetros definidos en la Tabla 5 y las variables descritas en el acápite 4.2. La validación del modelo se realizó utilizando @*Risk* (*RISKOptimizer*) de *Palisade*:

Tabla 6
---------

Resumen de la optimización de @Risk (RISKOptimizer).		
Meta		
Función objetivo	VPN	
Estadístico a optimizar	Media	
Tipo de meta	Máximo	
Resultados		
Total de pruebas	10,786	
Pruebas válidas	4,665	
Tiempo total de optimización	20:00:59	
Valor original	29,363,829 USD	
Mejor valor encontrado	57,185,458 USD	
Tiempo del proyecto (LoM)	6 años	

Fuente: El autor.

En la Fig. 5 se evidencia la forma en la cual converge el proceso gracias a la metodología de optimización estocástica implícita. De manera complementaria, en la Fig. 6 se aprecia la posibilidad de que el caso de estudio alcance un VPN mayor a 43.13 M USD y menor a 62.39 M USD, siendo todos estos positivos y mayores al obtenido en el modelo base:



Figura 5. Representación gráfica de la optimización de @Risk (RISKOptimizer).

Fuente: El autor.



Figura 6. Densidad de probabilidad del VPN del modelo optimizado vs modelo original.

Fuente: El autor.

#### 5.2.2 Análisis de resultados

En la Tabla 7 se presentan los valores mínimo, máximo, media y desviación estándar productos de la optimización estocástica del modelo.

#### Tabla 7.

Valores del VPN mínimo, máximo, media y desviación estándar del modelo estocástico.

Resultados del modelo	Resultados del modelo estocástico		
Mínimo	43,126,871 USD		
Máximo	62,385,778 USD		
Media	57,185,458 USD		
Desviación estándar	5,922,511 USD		

Fuente: El autor.

Los valores expuestos en la Tabla 7 permiten evidenciar mejores resultados respecto a los presentados en la Tabla 4 del modelo determinístico. Comparando la media del VPN del modelo estocástico con el VPN del modelo base, se genera un incremento de 21,142,372 USD, lo

cual resalta los beneficios de los métodos estocásticos para este tipo de procesos. De manera complementaria, en la Fig. 7 se presenta la política de leyes de corte optimizada para el tiempo del proyecto (*LoM*), señalando la ley de corte de cada periodo y las toneladas a procesar como producto del modelo estocástico:



Figura 7. Política de ley de corte optimizada para la vida de la mina (*LoM*). Fuente: El autor.

A diferencia de la ley de corte del modelo base, la optimización arroja como resultado una ley de corte dinámica en el tiempo, generando que los ingresos anuales del proyecto no sean los mismos a través de la duración de este. Adicionalmente, los valores de la Fig. 7 son menores al resultado de la ley de corte del modelo determinístico (1.6 g/t), lo cual permite obtener una mayor cantidad de reservas a extraer (54,463 t), y por lo tanto, un incremento en los ingresos por ventas del metal (91,202,217 USD).

El tiempo del proyecto (*LoM*) presenta también una variación en ambos modelos. Mientras que en el modelo determinístico se establece una vida de la mina de 7 años, la optimización del modelo estocástico entrega como resultado un tiempo de 6 años. En ambos, la capacidad máxima de procesamiento es diferente: para el caso base se establece una capacidad de 328,500 t/año, mientras que la optimización realizada presenta una capacidad de 438,000 t/año.

Finalmente, lo anterior permite analizar los resultados teniendo en cuenta la característica del modelo presentada en el acápite 4.1 respecto a los costos generales, a partir de la cual estos se consideraron como costos fijos en la estructura del flujo de caja libre, teniendo en cuenta que el análisis de personal, rendimientos horas-hombre y costos de las áreas de soporte directo, actividad principal, generales y administrativos (*G&A*) y sostenibilidad, presentan variaciones insignificantes para el modelo propuesto. De esta manera, se logra verificar el impacto del costo fijo en la operación, dado que al aumentar la capacidad máxima de procesamiento, el costo fijo se diluye considerablemente, es decir, disminuye el costo fijo (USD/t) al aumentar la capacidad de procesamiento de la planta (pasando de 27,4 USD/t en el modelo base a 20,6 USD/t en el modelo estocástico optimizado).

#### 6. Conclusiones y trabajos futuros

#### 6.1 Conclusiones

La bibliografía consultada considera diferentes variables e

incertidumbres asociadas a la optimización de leyes de corte. En el caso de los depósitos auríferos, es común encontrar la incertidumbre geológica y la incertidumbre económica como principales variables de los modelos estocásticos. A diferencia de los modelos consultados, no se consideró incertidumbre económica en relación con el precio del oro, teniendo en cuenta los constantes cambios macroeconómicos y geopolíticos que se presentan a nivel mundial y que afectan el intervalo de confianza de los pronósticos con series de tiempo frecuentemente utilizados. El modelo propuesto en este trabajo presentó como incertidumbres la geológica (sustentada en el uso de cinco curvas tonelaje-ley producto de la estimación de recursos a través de simulación condicional) y la operativa (sustentada en diferentes capacidades de minado y procesamiento que permitieron la definición de los escenarios de simulación evaluados).

Tomando como referencia los aspectos principales en la optimización y el modelado basados en la simulación descritos por Yang [24], se seleccionó la metodología de optimización estocástica implícita, teniendo en cuenta que es un híbrido entre una metaheurística (la cual ensaya posibles decisiones) y la simulación de Montecarlo (la cual evalúa su desempeño ante multiplicidad de posibles eventos aleatorios). De esta manera, en relación con la metaheurística, fue seleccionado el Algoritmo Genético (AG), reconociendo la eficiencia de este a través de la herramienta RISKOptimizer del software @Risk, la eficiencia y precisión de la simulación de Montecarlo para evaluar el desempeño de las posibles decisiones del algoritmo y la validez y aplicabilidad del AG en la optimización de la ley de corte.

Se aplicó el modelo propuesto a una compañía minera que presenta como enfoque de negocio la exploración, explotación y comercialización de oro a partir de las unidades mineras subterráneas con las que cuenta. Así, tomando como referencia los datos reales de la compañía, se verificó la aplicabilidad del modelo a escala industrial, entregando una alternativa al modelo de Lane frecuentemente utilizado para este tipo de problemas. La aplicación del modelo formulado brinda resultados tangibles y valiosos, lo cual demuestra la viabilidad y utilidad práctica del enfoque propuesto.

Al comparar los resultados de ambos modelos, se evidenció que el modelo formulado presentó un año menos en relación con la vida del proyecto (6 años en el modelo estocástico, en comparación con los 7 años del modelo determinístico). Adicionalmente, el modelo estocástico entregó como resultado una ley de corte dinámica en el tiempo, es decir, cambió en cada periodo, permitiendo que los ingresos anuales del proyecto no fueran los mismos a través de la duración de este, mientras que el modelo determinístico conservó una ley de corte fija para la vida de la mina, con ingresos constantes cada periodo. En cuanto a rentabilidad, se presentó un incremento de 21,142,372 USD al comparar la media del VPN del modelo estocástico con el VPN del modelo base. Incluso, considerando el intervalo de confianza del 90% del modelo estocástico, el valor mínimo o peor caso de la media del VPN presenta un incremento de 7,083,785 USD en comparación con el VPN obtenido en el modelo determinístico.

#### 6.2 Trabajos futuros

Los principales datos de entrada del planeamiento minero están asociados a la información geológica, particularmente la estimación de recursos del proyecto, lo cual permite posteriormente calcular las reservas mineras. Dado que el objetivo principal de este estudio no se centró en la obtención y análisis exhaustivo de la información geológica, es recomendable realizar un estricto seguimiento a los parámetros de estimación de recursos (por ejemplo, el número de muestras y el valor de *capping*), con el objetivo de evitar subestimar o sobreestimar los yacimientos y garantizar la confiabilidad de los datos de entrada utilizados para el cálculo de la vida de la mina, las leyes de corte y la rentabilidad. En este sentido, se considera relevante ahondar en el uso de simulaciones condicionales como grupo de herramientas geoestadísticas que tienen como objetivo modelar la incertidumbre de una estimación.

Para complementar el análisis financiero y los resultados de la rentabilidad obtenidos por medio del flujo de caja del proyecto, es importante considerar los flujos de caja de la deuda y del inversionista, con el fin de medir la rentabilidad de los recursos propios y la capacidad de pago frente a préstamos que ayuden a su financiación. Así también, se presenta como alternativa examinar la tasa de descuento como posible incertidumbre del modelo, al igual que evaluar los diferentes métodos de depreciación de los activos fijos en el flujo de caja del proyecto y los posibles efectos de la inflación en relación con la reducción del margen de rentabilidad real por la venta del mineral, los mayores costos y gastos debidos al incremento constante de los bienes y servicios y las necesidades crecientes de efectivo para financiar los mayores requerimientos de capital de trabajo del negocio.

Para ampliar el panorama de los modelos estocásticos, se recomienda realizar análisis de acopio de mineral (*stockpile*) con sus respectivos costos y ley de corte. Adicionalmente, es importante complementar el modelo propuesto para permitir su aplicación a depósitos polimetálicos, al igual que incluir otras incertidumbres, como por ejemplo, el suministro de mineral a múltiples flujos de procesamiento y la comercialización del mineral.

Se hace necesario incorporar una valoración de costos medioambientales, socioeconómicos y de cierre de mina que den cuenta de los impactos asociados y de la normatividad vigente para cada proyecto, teniendo en cuenta que hacen parte de los principales factores del desarrollo sostenible y que sus condiciones pueden cambiar con el tiempo, lo cual puede generar cambios en los flujos de caja y en los costos de oportunidad.

Finalmente, partiendo de los avances tecnológicos contemporáneos y con el objetivo de alcanzar resultados en un menor tiempo, acorde a las necesidades de la industria, sería indispensable utilizar un lenguaje de programación, algoritmo o software alternativo a *@Risk*, el cual pueda adaptarse a las necesidades específicas del modelo. Es pertinente reconocer que la industria minera continúa mostrando bajos niveles de adopción de la inteligencia artificial y las tecnologías digitales, así como una subutilización de los datos e información recolectados por las compañías mineras, a pesar de la elevada inversión que requiere esta actividad.

#### Referencias

[1] Franco-Sepúlveda, G., Del Rio-Cuervo, J. C., y Pachón-Hernández, M. A., State of the art about metaheuristics and artificial neural networks applied to open pit mining, Resources Policy, 60, pp. 125–133, 2019, doi: 10.1016/j.resourpol.2018.12.013.

[2] Lane, K. F., The economic definition of ore: Cut-off grade in theory and practice. Mining Journal Books, London, 1988.

[3] Khan, A., y Asad, M. W. A., A mixed integer programmingbased cut-off grade model for open-pit mining of complex poly-metallic resources, Resources Policy, 72, pp. 1–9, 2021, doi: 10.1016/j.resourpol.2021.102076.

[4] Osanloo, M., Ataei, M., Using Equivalent Grade Factors to Find the Optimum Cut-off Grades of Multiple Metal Deposits, Minerals Engineering, 16, pp. 771–776, 2003.

[5] Lane, K. F., Choosing the optimum cut-off grade, Colorado School of Mines Quarterly, 59, pp. 811–829, 1964.

[6] Rendu, J.M., An introduction to cut-off grade estimation. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME), 2014.

[7] Asad, M. W. A., Qureshi, M. A., y Jang, H., A review of cut-off grade policy models for open pit mining operations, Resources Policy, 49, pp. 142–152, 2016, doi: https://doi.org/10.1016/j. resourpol.2016.05.005.

[8] Taylor, H. K., General background theory of cut-off grades, in Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy, 1972, pp. A160– A179.

[9] Azimi, Y., Osanloo, M., y Esfahanipour, A., An uncertainty based multi-criteria ranking system for open pit mining cut-off grade strategy selection, Resources Policy, 38 (2), pp. 212–223, 2013, doi: 10.1016/j.resourpol.2013.01.004.

[10] Rahimi, E., y Ghasemzadeh, H., A new algorithm to determine optimum cut-off grades considering technical, economical, environmental and social aspects, Resources Policy, 46 (1), pp. 51–63, 2015.

[11] Liu, D., Li, G., Hu, N., Xiu, G., y Ma, Z., Optimization of the cut-off grade for underground polymetallic mines, Gospodarka Surowcami Mineralnymi / Mineral Resources Management, 35 (1), pp. 25–42, 2019, doi: 10.24425/gsm.2019.128198.

[12] Sotoudeh, F., Nehring, M., Kizil, M., Knights, P., y Mousavi, A., A novel cut-off grade method for increasing the sustainability of underground metalliferous mining operations, Minerals Engineering, 172, p. 107168, 2021, doi: 10.1016/j.mineng.2021.107168.

[13] Bragin, V. I., Kharitonova, M. Y., y Matsko, N. A., A probabilistic approach to the dynamic cut-off grade assessment, Journal of Mining Institute, 251 (3), pp. 617–625, 2021, doi: 10.31897/PMI.2021.5.1.
[14] King, B., Optimal Mine Scheduling Policies, London University, UK, 2001.

[15] Hirai, H., Katamura, K., Mamaclay, F. P., y Fujimura, T., Development and Mine Operation at Rio Tuba Nickel Mine, International Journal of Mineral Processing, 19, pp. 99–114, 1987.

[16] Marques, D. M., y Costa, An algorithm to simulate ore grade variability in blending and homogenization piles., International Journal of Mineral Processing, 120, pp. 48–55, 2013.

[17] Githiria, J., y Musingwini, C. A stochastic cut-off grade optimization model to incorporate uncertainty for improved project value, Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 119 (3), pp. 217–228, 2019, doi: 10.17159/2411-9717/2019/v119n3a1.

[18] King, B., Optimal mining practice in strategic planning, J Journal of Mining Science, 47 (2), pp. 247–253, 2011.

[19] Bootsma, M. T., Alford, C., Bennford, J., y Buxton, M. W. N., Cut-off grade based sublevel stope mine optimisation, en Advances in Applied Strategic Mine Planning, 1st ed., R. Dimitrakopoulos, Ed. Springer, 2018, pp. 537–558.

[20] Minnitt, R. C. A., Cut-off grade determination for the maximum

value of a small Wits-type gold mining operation., 2003.

[21] Asad, M. W. A., y Topal, E., Net present value maximization model for optimum cut-off grade policy of open pit mining operations, Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 111 (11), pp. 741–750, 2011.

[22] Dagdelen, K., Cut-off grade optimization, en Proceedings of the 23rd International Symposium on Application of Computers and Operations Research in Minerals Industry, 1992, pp. 157–165.

[23] Mohammad, W.A., Multi-mineral cut-off grade optimization with option to stockpile, Colorado School of Mines, 1997.

[24] Yang, X.S., Optimization and Metaheuristic Algorithms in Engineering, Metaheuristics in Water, Geotechnical and Transport Engineering, pp. 1–23, 2013, doi: 10.1016/B978-0-12-398296-4.00001-5.

Birch, C., Review of cut-off grade optimisation from Southern
 African mines. Student assignment based observations, Resources Policy,
 56, pp. 134–140, 2018, doi: 10.1016/j.resourpol.2017.10.004.

[26] Rafiee, R., Ataei, M., y Azarfar, A., Determination of optimal open-pit mines with the goal of maximizing net present value using colonial competition algorithm, Journal of Analytical and Numerical Methods in Mining Engineering, 11, pp. 89–99, 2016.

[27] Chimunhu, P., Topal, E., Ajak, A. D., y Asad, W., A review of machine learning applications for underground mine planning and scheduling, Resources Policy, 77, p. 102693, 2022, doi: 10.1016/j.resourpol.2022.102693.

[28] Asad, M. W. A., y Dimitrakopoulos, R., A heuristic approach to stochastic cut-off grade optimization for open pit mining complexes with multiple processing streams, Resources Policy, 38 (4), pp. 591–597, 2013, doi: 10.1016/j.resourpol.2013.09.008.

[29] Shinkuma, T., y Nishiyama, T., The grade selection rule of the metal mines; an empirical study on copper mines, Resources Policy, 26, (1), pp. 31–38, 2000.

[30] Asad, M. W. A., Development of generalized cuttoff grade optimization algorithm for open pit mining operations, Journal of Engineering and Applied Sciences, 21 (2), pp. 119–127, 2002.

[31] Arteaga, J.D., Modelo de optimización estocástica de la ley de corte para depósitos polimetálicos, Universidad Nacional de Colombia, 2015.

[32] Ahmadi, M. R., y Shahabi, R. S., Cutoff grade optimization in open pit mines using genetic algorithm, Resources Policy, 55, pp. 184–191, 2018, doi: 10.1016/j.resourpol.2017.11.016.

[33] Dagdelen, K., y Kawahata, K., Cut-off grade optimization for large scale multi-mine, multi process mining operations, Proceedings of the International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection, 2007, pp. 226–233.

[34] Dagdelen, K., y Kawahata, K., Value creation through strategic mine planning and cut-off grade optimization, Mining Engineering, 60 (1), pp. 39–45, 2008.

[35] Black, F., y Scholes, M., The pricing of options and corporate liabilities, Journal of Political Economy, 81 (3), pp. 637–654, 1973.

[36] Schwartz, E.S., The valuation of warrants: Implementing a new approach, Journal of Financial Economics, 4 (1), pp. 79–93, 1977.

[37] Cox, J. C., Ross, S. A., y Rubinstein, M., Option pricing: a simplified approach, Journal of Financial Economics, 7 (3), pp. 229–263, 1979.

[38] Boyle, P., Options: a Monte Carlo approach, Journal of Financial Economics, 4, pp. 323–338, 1997.

[39] Michalewicz, Z., y Fogel, D. B., How to Solve It: Modern Heuristics, 2nd ed. Springer Berlin, Heidelberg, 2004.

[40] Russell, S., y Norvig, P., Artificial Intelligence: A Modern Approach, 4th ed. 2020.

[41] Melián, B., Moreno, J. A., y Moreno, J. M., Metaheurísticas: Una visión global, Revista Iberoamericana de Inteligencia Artificial, 7 (19), pp. 7–28, 2003.

[42] Franco, G., Modelo de optimización estocástica para explotaciones mineras a cielo abierto, Universidad Nacional de Colombia, 2017.

[43] Dullaert, W., Sevaux, M., Sörensen, K., y Springael, J., Applications of metaheuristics, European Journal of Operational Research, 179, pp. 601–604, 2007, doi: 10.1016/j.ejor.2005.03.060.

[44] Goldberg, D.E., Genetic Algorithms in Search, Optimization and Machine Learning, 1st ed. Boston, United States: Addison-Wesley Longman Publishing Co., Inc., 1989.

[45] He, Y., Xu, S., Zhu, K., Liu, T., y Li, Y., A Genetic-Neural Method of Optimizing Cut-Off Grade, Advances in Neural Networks -ISNN 2008, Springer, Berlin, Heidelberg, 2008, pp. 588–597.

[46] Dagdelen, K., An NPV optimization algorithm for open pit mine design, Proceedings of the 24th International Symposium on Application of Computers and Operations Research in Minerals Industry, 1993, pp. 257–263.

[47] Cetin, E., y Dowd, P. A., The use of genetic algorithms for multiple cut-off grade optimization, Proceedings of the 23rd International Symposium on Application of Computers and Operations Research in Minerals Industry, Little, Colorado, 2002, pp. 769-779.

[48] Ataei, M., y Osanloo, M., Determination of optimum cut-off grades of multiple metal deposits by using the golden section search method, Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, 103 (8), pp. 493–500, 2003.

[49] Barr, D., Stochastic Dynamic Optimization of Cut-off Grade in Open Pit Mines, Queen's University, 2012.

[50] Khodayari, A. A., y Jafarnejad, A., The effect of price changes on optimum cut-off grade of different open-pit mines., J Journal of Mining y Environment, 3 (1), pp. 61–68, 2012.

[51] Gu, X., Wang, Q., Chu, D., y Zhang, B., Dynamic optimization of cutoff grade in underground metal mining, Journal of Central South University of Technology, 17, pp. 492–497, 2010, doi: 10.1007/s11771.

[52] Hanafi, S., Wang, Y., Glover, F., Yang, W., y Hennig, R., Tabu search exploiting local optimality in binary optimization, E European Journal of Operational Research, 308, pp. 1037–1055, 2023, doi: 10.1016/j.ejor.2023.01.001.

[53] Izmailov, A. F., y Solodov, M. V., A globally convergent algorithm for convex programming problems with binary variables, Mathematical Programming, 142 (1–2), pp. 233–258, 2013.

[54] Gómez, E. A., y Díez, J. M., Evaluación financiera de proyectos, Segunda Ed. Medellín, Colombia, 2015.



MINERÍA & PLANIFICACIÓN



Homepage: https://minas.medellin.unal.edu.co/iv-seminario-internacional-de-mineria-y-planeamientominero-2023

# Arenas negras: de residuo de la minería aluvial a material clave para la transición energética

# Black sands: from alluvial mining waste to key material for the energy transition

Laura Carolina Álvarez – Gil<sup>a</sup>, Wilmer Saldarriaga<sup>b</sup>, Nestor Ricardo Rojas Reyes<sup>c</sup>

a Facultad de Minas, Universidad Nacional de Colombia, Medellín, Colombia. lcalvarezg@unal. edu. co b Facultad de Ciencias, Universidad Nacional de Colombia, Medellín, Colombia. wjsaldarriagaa@unal. edu. co c Facultad de Minas, Universidad Nacional de Colombia, Medellín, Colombia. nrrojasr@unal. edu. co

#### ARTICLE INFO

Article history: Received 15 June 23 Received in revised form 11 October 23 Accepted 30 October 23

Palabras clave: Magnetita, Arenas negras, Transición energética, Minería aluvial.

#### RESUMEN

Las arenas negras derivadas de la producción aurífera de los municipios colombianos de El Bagre y Nechí contienen minerales como rutilo, magnetita y monacita. En particular, la magnetita ha sido ampliamente estudiada debido a sus propiedades térmicas y magnéticas, las cuales han permitido su uso en dispersión en los fluidos de trabajo convencionales de colectores solares para el aprovechamiento térmico de la radiación, debido a la mejora de la conductividad térmica y el calor específico. En Colombia, casi la mitad del consumo de energía es calor indirecto, cuya fuente principal son combustibles fósiles, por lo tanto, el uso de arenas negras en la producción de fluidos de trabajo para colectores solares o en otras aplicaciones energéticas puede desempeñar un papel crucial para reducir la huella de carbono de la matriz energética del país, contribuyendo a la transición energética. El presente estudio empleó información disponible respecto a la composición mineralógica de los residuos de la minería del oro de los municipios del El Bagre y Nechí para realizar la evaluación de la pertinencia de uso de los distintos minerales en la formulación de suspensiones para su uso en colectores solares, partiendo de comparaciones entre sus propiedades reportadas en la literatura, concluyendo que la magnetita y la monacita son susceptibles de ser usadas en dicha aplicación

#### ABSTRACT

\* Corresponding author. E-mail address: lcalvarezg@unal.edu.co Peer review under responsibility of GIPLAMIN.



PLANIFICACIÓN & MINERÍA No. 01, October, 2023 ISSN 2981-684X © The author, licensee Universidad Nacional de Colombia. This is an open access article under the CC BY-NC-ND license. Black sands derived from gold production in the Colombian municipalities of El Bagre and Nechí contain minerals such as rutile, magnetite and monazite. In particular, magnetite has been widely studied due to its thermal and magnetic properties, which have allowed its use in dispersion in conventional solar collector working fluids for the thermal utilization of radiation, due to the improvement of thermal conductivity and specific heat. In Colombia, almost half of the energy consumption is indirect heat, whose main source is fossil fuels, therefore, the use of black sands in the production of working fluids for solar collectors or in other energy applications can play a crucial role in reducing the carbon footprint of the country's energy matrix, contributing to the energy transition. This study used available information on the mineralogical composition of gold mining residues from the municipalities of El Bagre and Nechí to evaluate the relevance of using different minerals in the formulation of suspensions for use in solar collectors, based on comparisons between their properties reported in the literature, concluding that magnetite and monazite are susceptible to be used in this application.

© Hosting by Universidad Nacional de Colombia. 2023. ISSN 2981-684X

#### 1. Introducción

En los últimos años, el sector energético ha ejercido un papel fundamental en la promoción de avances tecnológicos, orientados hacia la optimización de las operaciones ligadas a la generación y aprovechamiento de la energía [1]. Colombia, con su consumo energético estrechamente vinculado a procesos térmicos en un 85% [2], se destaca en este contexto, acentuando la importancia de mejorar aspectos relacionados con la generación, transporte, conservación y disipación de calor en la industria [3], [4]. Teniendo en cuenta que solo alrededor del 15% de la energía total consumida en el país es electricidad, en el marco de la transición energética, se hace estratégico atender los requerimientos de generación de calor y desarrollos tecnológicos ligados a mejoras en la eficiencia, dada la alta dependencia de estos procesos respecto al consumo de combustibles fósiles.

En esta línea de pensamiento, la introducción de dispositivos de aprovechamiento de energía solar térmica, denominados colectores solares, emerge como una oportunidad significativa para reducir la demanda de combustibles fósiles. Estos dispositivos permiten reemplazar parcialmente los procesos de combustión en aplicaciones térmicas de baja temperatura, como el calentamiento de agua y los precalentamientos industriales, lo que impacta directamente en la huella de carbono de los procesos térmicos. Entre las aplicaciones específicas de estos sistemas se incluye el calentamiento de agua para hogares, instituciones de salud, turismo e industria, allanando el camino para una futura eliminación de calentadores eléctricos y a gas en el proceso de calentamiento de agua [5].

Los colectores solares captan la energía solar y la transforman en un aumento de energía interna de un fluido de trabajo. Estos dispositivos presentan una amplia variedad de diseños que se clasifican en función de su temperatura de operación y posibles aplicaciones de la energía captada. La eficiencia de un colector solar se define como la relación entre la radiación incidente sobre su superficie y la energía térmica extraída por el fluido de trabajo al pasar a través del colector. Este fluido es transportado posteriormente a un intercambiador de calor, donde se enfría antes de retornar al colector para completar el ciclo de calentamiento[6].

La última generación de colectores solares, conocidos como

colectores solares de absorción directa (DASC por sus siglas en inglés), se caracteriza por la exposición directa a la radiación solar del medio que transporta el calor [6]–[9] y requieren un control riguroso de las propiedades ópticas de los materiales, como los coeficientes de absorción, dispersión y extinción, que están relacionados con la función dieléctrica del material [10].

La optimización del rendimiento de los fluidos en aplicaciones de transporte de calor a través de colectores solares implica considerar propiedades termofísicas clave, como la conductividad térmica, el coeficiente de transferencia de calor, el calor específico, los coeficientes de absorción, dispersión y extinción, y la viscosidad [11], [12]. En términos de mejorar la captación de energía, la modificación de los fluidos de trabajo en colectores solares está siendo influenciada por una tendencia destacada: el uso de nanofluidos como fluido portador [13]–[15]. Los nanofluidos presentan ventajas significativas en comparación con los fluidos tradicionales, como:

- Conductividad térmica superior a la del fluido base, lo que deriva en una alta capacidad de transporte de calor[16].
- Propiedades ópticas adecuadas para procesos de absorción directa en procesos de calentamiento por radiación[17].
- Alta área superficial disponible para las operaciones de intercambio de calor, lo que permite incrementar la captación y con ello disminuir las pérdidas directas en el colector[18].
- Facilidad de operar en condiciones de flujo turbulento[19].
- El contenido de nanopartículas tiene implicaciones sobre el coeficiente de transferencia de calor que aumentan la eficiencia térmica en el colector[18].

Estudios recientes demuestran un enfoque particular en el ámbito energético hacia los nanofluidos que contienen dispersión de materiales como cobre, plata, nanotubos de carbono y óxidos metálicos, dada la capacidad de mejorar los fluidos bases utilizados en sistemas de calentamiento solar, incluso en bajas concentraciones [20], [21]. El uso de partículas metálicas y óxidos metálicos ha demostrado experimentalmente mejoras sustanciales, aumentando el coeficiente de transferencia de calor y la conductividad térmica en comparación con los fluidos convencionales como el agua y el etilenglicol [22]–[25]. En el ámbito de los procesos térmicos, los nanofluidos también han impulsado un interés creciente en los ferrofluidos en los últimos años. Los ferrofluidos, al interactuar con un campo magnético externo, presentan mejoras adicionales en la transferencia de calor en comparación con la ausencia de campo magnético [26]. Estudios detallados han explorado cómo las propiedades térmicas de las suspensiones, principalmente de magnético estáticos y alternos de baja frecuencia, particularmente en lo relacionado con la transferencia de calor por convección [27]. La intensidad y la dirección relativa de aplicación del campo magnético respecto a la transferencia de calor por convección, están entre los factores de mayor importancia a la hora de evaluar la mejora en los procesos térmicos mencionados [28].

Las arenas negras, también conocidas como concentrados de minerales pesados, constituyen una mezcla natural de minerales densos y opacos que se encuentran comúnmente en sedimentos de ríos, playas y zonas costeras. Estos materiales derivan su apelativo de su característico color oscuro, atribuido en su mayoría a minerales como la magnetita (Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>) y la ilmenita (FeTiO<sub>3</sub>), que exhiben propiedades magnéticas y reflectantes. Además de estos minerales, las arenas negras suelen contener otros componentes de interés como zirconia (ZrO<sub>2</sub>) y rutilo (TiO<sub>2</sub>). Debido a su composición y a las propiedades físicas y químicas de sus componentes, las arenas negras han despertado un interés continuo en diversos campos, que abarcan desde la minería y la geología hasta la investigación en nanotecnología y tecnologías de aprovechamiento energético.

El beneficio del oro en regiones como el Bajo Cauca antioqueño deriva en la disposición de grandes cantidades de arenas negras, las cuales son consideradas un residuo y no están siendo aprovechadas para la separación de componentes de alto interés económico[29]. En este sentido, resulta interesante aplicar prácticas sostenibles y responsables para mitigar los efectos ambientales debidos a la disposición de las arenas negras y maximizar los beneficios económicos y sociales, a medida que el Baco Cauca antioqueño sigue siendo un pilar en la producción aurífera nacional.

Es en este contexto que el presente estudio explora el potencial de aprovechar las arenas negras como residuo de la producción aurífera en los municipios de El Bagre y Nechí, particularmente para la obtención de magnetita, para el desarrollo de sistemas de aprovechamiento térmico que contribuyan efectivamente a la transición energética y a la economía circular, al hacer uso de residuos en la obtención de materiales de alto valor.

#### 2. Metodología

El presente estudio se constituye en una primera aproximación a la estimación del potencial de producción de magnetita a partir de las arenas negras, consideradas residuos, en el beneficio del oro en el Bajo Cauca antioqueño Por tal motivo, se realizó una búsqueda de información relativa a la composición de las arenas con el fin de identificar la concentración de diversos minerales de interés económico en las colas de los procesos de concentración gravimétrica y se realizó un compendio de las propiedades

físicas, magnéticas y eléctricas de interés para la definición de los procesos que permitirían la separación de las arenas negras en sus minerales componentes. Posteriormente, se realizó una revisión del calor específico y las propiedades térmicas de los minerales contenidos en las arenas negras de los municipios de El Bagre y Nechí, además de las propiedades del agua y el etilenglicol, como principales fluidos de trabajo empleados en los colectores solares. Finalmente, se realizó una estimación de los calores específicos de suspensiones en agua y etilenglicol de los minerales analizados, a partir de las propiedades de mezcla (ec. 1), con el fin de evaluar la mejora en dicha propiedad.

$$Cp_{sl} = \frac{Cp_s \cdot \rho_s \cdot C_v + Cp_l \cdot \rho_l \cdot (1 - C_v)}{\rho_{sl}}$$
(1)

Donde

 $\begin{array}{l} \mathcal{C}p_{sl} : \text{Calor específico de la suspensión (J/g·°C)} \\ \mathcal{C}p_{s} : \text{Calor específico del mineral (J/g·°C)} \\ \mathcal{C}p_{l} : \text{Calor específico del líquido (J/g·°C)} \\ \rho_{s} : \text{Densidad del sólido (g/cm3)} \end{array}$ 

 $\rho_l$ : Densidad del líquido (g/cm3)  $\rho_{sl}$ : Densidad de la suspensión (g/cm3)

- $C_v$ : Concentración volumétrica de sólidos en suspensión (AD)

#### 3. Resultados y análisis

El análisis de la producción aurífera de los mineros formales de los municipios de El Bagre y Nechí, permite establecer que la producción de arenas negras, como residuo en la obtención del oro, ronda las 10 T/hora, derivadas de un primer proceso de concentración gravimétrica [29].

Mediante la técnica de difracción de rayos X (Figura 1) se lograron identificar especies minerales como magnetita, ilmenita, circonia, monacita y cuarzo, presentes en las arenas negras analizadas por diversos investigadores provenientes de las colas del beneficio del oro aluvial en esta región.



Figura 1. DRX de residuo de minería aurífera en El Bagre - Nechí Fuente: Modificado de [30].

Adicionalmente, el mismo estudio reporta el resultado de un análisis elemental realizado a las colas del beneficio de oro, haciendo uso de la técnica de espectrometría de emisión óptica de plasma acoplado inductivamente (OES-ICP), encontrando que cerca del 33,7% en peso es de silicio, mientras que 18,4% es de hierro, además de elementos de tierras raras en bajas concentraciones[30].

La Tabla 1 muestras las propiedades de las especies minerales identificadas en los residuos del beneficio de oro en los municipios de El Bagre y Nechí, susceptibles de ser utilizadas para propiciar procesos de separación o concentración mineral.

Tabla 1.

Propiedades de las especies minerales identificadas					
Material	Fórmula química	Densidad	Tipo de magnetismo	Conductor	
Magnetita	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	5,2	Ferrimagnetismo	Si	
Ilmenita	FeTiO <sub>3</sub>	4,5	Paramagnetismo	No	
Monacita	CePO <sub>4</sub>	5,8	Paramagnetismo	No	
	$LaPO_4$				
	NdPO <sub>4</sub>				
	$SmPO_4$				
Circonia	$ZrO_2$	4,7	Diamagnetismo	No	
Cuarzo	SiO <sub>2</sub>	2,6	Paramagnetismo	Si	
<b>-</b> . <b>-</b> .					

Fuente: Los autores

De lo anterior, se establecen los posibles procesos de separación para la obtención de concentrados de las especies minerales identificadas. La Figura 2, muestra un diagrama de flujo en el procesamiento de arenas negras y tierras raras.





Dada la concentración de magnetita en las muestras de arenas negras de los municipios de El Bagre y Nechí, y la facilidad de generar un concentrado utilizando la separación magnética de baja intensidad, se establece que los residuos de la minería aurífera en esta región, podría constituirse en una fuente de interés de dicho mineral.

Ahora bien, el uso de los minerales identificados en las arenas negras en los colectores solares no solo se verá restringido por sus propiedades físicas, térmicas y ópticas; además, se debe tener en cuenta que, el proceso de formulación de los fluidos de trabajo está fuertemente influenciado por la distribución de tamaño de partícula, por lo tanto, es importante identificar el rango de tamaños y las técnicas que permitan la disminución de estos, con el fin de garantizar condiciones óptimas para la circulación del flujo de trabajo. La Figura 3 muestra la distribución de tamaños que posee la





Figura 1. Distribución de tamaño de partícula de la muestra Fuente: Modificado de [30]

Según lo mostrado en la Tabla 2, se logra establecer que el 64% de la muestra analizada cuenta con un tamaño de partícula inferior a 250  $\mu$ m, el cual es muy superior al reportado en la literatura para materiales empleados en la obtención de suspensiones con aplicación en colectores solares[31].

Existen diversos métodos que permiten la conminución de las partículas hasta alcanzar tamaños nanométricos (hasta 100 nm) o submicrométricos (de 100 a 1000 nm), los cuales se basan en la inversión de energía para el fraccionamiento de las partículas (Figura 4).



Figura 4. Técnicas de obtención de nanopartículas Fuente: Los autores.

La evaluación de las propiedades ópticas de los fluidos de trabajo a distintas concentraciones de sólidos de los minerales analizados, permitirían establecer el rango de tamaños deseable para una operación balanceada de los colectores solares, basada en buenas propiedades de flujo, reducción del desgaste y mayor absorción de radiación solar. Las propiedades ópticas de las suspensiones dependerán de condiciones como los rangos de absorción de longitudes de onda de los fluidos y las partículas y de la fuente de iluminación, en este caso el sol, mientras que la capacidad de transporte de calor estará sujeta al calor específico de los componentes de la suspensión y es calculada como una propiedad de mezcla, haciendo uso de la ecuación 1.

La Tabla 2 muestra el calor específico, las longitudes de onda en rango de absorción y la fracción del espectro de emisión de la radiación del sol susceptible de ser captada por el material y analiza los minerales identificados y los dos fluidos de uso regular en colectores solares y en diversos procesos térmicos.

#### Tabla 2.

Propiedades de interés de los minerales identificados y fluidos base típicos en colectores solares

Material	Cp (J/g·°C)	Rango de longitudes de onda (nm)	Fracción de espectro captado	
Magnetita	670	570 - 650 700 - 000	50%	
Ilmenita	441	200 - 400	45%	
Monacita	104	500 - 600 380 - 450	34%	
Wonacha	104	520 - 650 200 - 300	5770	
Zirconia	711	350 - 400	27%	
Cuarzo	765	450 - 500 190 - 220 250 - 300 350 - 400	8%	
Agua	4184	140 - 145 190 - 200 280 - 330 750 - 780	2,6%	
Etilenglicol	2418	230 - 250 330 - 345 1150 - 1175	0,61%	

Fuente: Los autores

La información consignada en la Tabla 2, referente a la captación de la radiación solar, permite establecer que tanto el agua como el etilenglicol no cuentan con unas propiedades ópticas que permitan su uso en colectores de absorción directa, debido la baja porción del espectro electromagnético del sol que interactúa con dichas sustancias; sin embargo, materiales como la magnetita, la ilmenita y la monacita muestran tener picos de absorción que coinciden con los picos del espectro electromagnético del sol, lo que significa que son materiales adecuados para la captación de radiación. Lo anterior indica que la formulación de suspensiones de magnetita, ilmenita y monacita en agua o etilenglicol permitiría contar con un fluido de trabajo con propiedades ópticas adecuadas su uso n colectores solares de absorción directa.

Con los datos de densidad y de calor específicos reportados en las Tablas 1 y 2 y haciendo uso de la ecuación (1), se estimaron los calores específicos de suspensiones base agua y etilenglicol de las especies minerales identificadas en un rango de concentración volumétrica hasta 5%. Las Figuras 5 y 6 evidenciar la disminución en el calor específico de las suspensiones asociado al aumento en la concentración de los diferentes materiales analizados.

Figura 5. Calor específico para suspensiones base agua. Fuente: Los autores.

La disminución en el calor específico máxima de las suspensiones

base agua y etilenglicol se genera cuando se emplea como medio disperso partículas de monacita y de magnetita respectivamente. Es importante destacar que la disminución en el calor específico de las suspensiones permite que el cambio de energía interna del fluido se evidencie en un mayor cambio de temperatura, lo que hace que la transferencia en el intercambiador de calor sea más rápida. No obstante, las demás especies minerales analizadas, presentan calores específicos con diferencias de menos del 10% respecto a los de mejor rendimiento, lo que hace de las arenas negras, en general, un conjunto de minerales que permitan generar



formulaciones de suspensiones con mejores propiedades térmicas que los fluidos de trabajo convencionales.



Figura 6. Calor específico para suspensiones base etilenglicol Fuente: Los autores.

#### 4. Conclusiones

A partir de la caracterización disponible para las arenas negras, como residuo de la producción aurífera en los municipios de El Bagre y Nechí, se

establece que, el conjunto de minerales que la componen permite mejorar tanto las propiedades ópticas como térmicas de los fluidos de trabajo de uso típico en los colectores solares.

Los minerales con mejores propiedades ópticas y térmicas para su aplicación en la formulación de fluidos de trabajo para colectores solares son la magnetita y la monacita; sin embargo, debido a la concentración de dichos minerales en la muestra de arenas negras de referencia, se establece que la magnetita tendría una mayor contribución al desempeño del colector.

Se podrían emplear diversas técnicas de concentración mineral, para aumentar la concentración de la magnetita y monacita, con el fin de acercar las propiedades de los fluidos formulados a valores más deseables para el proceso de captación de radiación y transporte de calor.

Dada la disponibilidad de las arenas negras como residuo de la minería aurífera en los municipios de El Bagre y Nechí, se podrían implementar procesos de beneficio adicionales que permitieran el aprovechamiento de dicho material en aplicaciones energéticas, con el fin de disminuir el requerimiento de capacidad de disposición y generar ingresos por su comercialización.

Finalmente, se establece que sería necesario realizar una caracterización directa de las propiedades térmicas y ópticas de los materiales obtenidos en campo, con el fin de validar la información reportada en la literatura y establecer un potencial real de aplicación de las arenas negras en colectores solares.

#### Referencias

- Naciones Unidas, "Informe de los Objetivos de Desarrollo Sostenible 2020," New York, 2020. doi: 10.2307/j.ctv14t4706.8.
- [2] Misión de Crecimiento Verde, "Energy Demand Situation in Colombia," Bogotá, 2017.
- [3] Y. Choon, Bock; Cho, "Hydrodynamic and heat transfer study of dispersed fluids with submicron metallic oxide," *Exp. Heat Transf.*, vol. 11, no. January, pp. 151–170, 1998.
- [4] E. E. S. Michaelides, "Heat transfer with nanofluids," in *Heat and mass transfer in particulate suspensions*, no. 9781461458531, 2013, pp. 121–164.
- [5] A. Jamar, Z. A. A. Majid, W. H. Azmi, M. Norhafana, and A. A. Razak, "A review of water heating system for solar energy applications," *Int. Commun. Heat Mass Transf.*, vol. 76, pp. 178– 187, 2016.
- [6] W. Chen, C. Zou, and X. Li, "Solar Energy Materials & Solar Cells An investigation into the thermophysical and optical properties of SiC / ionic liquid nano fluid for direct absorption solar collector," *Sol. Energy Mater. Sol. Cells*, vol. 163, no. October 2016, pp. 157–163, 2017, doi: 10.1016/j.solmat.2017.01.029.
- [7] T. Gorji and A. Ranjbar, "Thermal and exergy optimization of a nanofluid-based direct absorption solar collector," *Renew. Energy*, vol. 106, pp. 274–287, 2017, doi: 10.1016/j.renene.2017.01.031.
- [8] M. Turkyilmazoglu, "Performance of direct absorption solar collector with nanofluid mixture," *Energy Conversión Manag.*, vol. 114, pp. 1–10, 2016.
- [9] M. Chen, Y. He, J. Zhu, and D. Wen, "Investigating the collector efficiency of silver nanofluids based direct absorption solar

collectors," *Appl. Energy*, vol. 181, pp. 65–74, 2016, doi: 10.1016/j.apenergy.2016.08.054.

- [10] T. B. Gorji and A. A. Ranjbar, "A review on optical properties and application of nano fl uids in direct absorption solar collectors (DASCs)," *Renew. Sustain. Energy Rev.*, vol. 72, no. January, pp. 10–32, 2017, doi: https://doi.org/10.1016/j.rser.2017.01.015.
- [11] M. Gupta, V. Singh, R. Kumar, and Z. Said, "A review on thermophysical properties of nano fluids and heat transfer applications," *Renew. Sustain. Energy Rev.*, vol. 74, no. February, pp. 638–670, 2017, doi: 10.1016/j.rser.2017.02.073.
- [12] S. K. Gupta and S. Gupta, "The role of nanofluids in solar thermal energy: A review of recent advances," *Mater. Today Proc.*, pp. 1–12, 2020, doi: 10.1016/j.matpr.2020.09.749.
- [13] L. Evangelisti, R. D. L. Vollaro, and F. Asdrubali, "Latest advances on solar thermal collectors: A comprehensive review," *Renew. Sustain. Energy Rev.*, vol. 114, no. 109318, pp. 1–20, 2019.
- [14] N. K. Gupta, S. Mishra, A. K. Tiwari, and S. K. Ghosh, "A review of thermo physical properties of nanofluids," *Mater. Today Proc.*, vol. 18, pp. 968–978, 2019, doi: 10.1016/j.matpr.2019.06.534.
- [15] W. H. Azmi, K. V Sharma, R. Mamat, G. Naja, and M. S. Mohamad, "The enhancement of effective thermal conductivity and effective dynamic viscosity of nano fl uids – A review," *Renew. Sustain. Energy Rev.*, vol. 53, pp. 1046–1058, 2016.
- [16] K. Y. Leong, K. Z. K. Ahmad, H. Chyuan, M. J. Ghazali, and A. Baharum, "Synthesis and thermal conductivity characteristic of hybrid nano fl uids A review," *Renew. Sustain. Energy Rev.*, vol. 75, no. May 2016, pp. 868–878, 2017.
- [17] B. Liu *et al.*, "Optical properties and thermal stability evaluation of solar absorbers enhanced by nanostructured selective coating films," *Power Technol.*, vol. 377, pp. 939–957, 2021, doi: 10.1016/j.powtec.2020.09.040.
- [18] S. W. Sharshir, M. E. Mostafa, F. A. Essa, M. Kamal, and A. Ali, "Applications of nano fluids in solar energy: A review of recent advances," *Renew. Sustain. Energy Rev.*, vol. 106, no. October 2017, pp. 3483–3502, 2018.
- [19] W. Chen, C. Zou, and X. Li, "An investigation into the thermophysical and optical properties of SiC/ionic liquid nanofluid for direct absorption solar collector," *Sol. Energy Mater. Sol. Cells*, vol. 163, no. October, pp. 157–163, 2017, doi: 10.1016/j.solmat.2017.01.029.
- [20] M. E. Zayed, J. Zhao, Y. Du, A. E. Kabeel, and S. M. Shalaby, "Factors affecting the thermal performance of the flat plate solar collector using nano fluids: A review," *Sol. Energy*, vol. 182, no. November 2018, pp. 382–396, 2019, doi: 10.1016/j.solener.2019.02.054.
- [21] J. Shah, S. K. Gupta, Y. Sonvane, and V. Davariya, "Review: Enhancing efficiency of solar thermal engineering systems by thermophysical properties of a promising nanofluids," vol. 77, no. January, pp. 1343–1348, 2017.
- [22] L. S. Sundar and K. V. Sharma, "Heat transfer enhancements of low volume concentration Al2O3 nanofluid and with longitudinal strip inserts in a circular tube," *Int. J. Heat Mass Transf.*, vol. 53, no. 19–20, pp. 4280–4286, 2010, doi: 10.1016/j.ijheatmasstransfer.2010.05.056.
- [23] P. B. Maheshwary, C. C. Handa, and K. R. Nemade, "A comprehensive study of effect of concentration, particle size and particle shape on thermal conductivity of titania/water based nanofluid," *Appl. Therm. Eng.*, vol. 119, pp. 79–88, 2017, doi: 10.1016/j.applthermaleng.2017.03.054.
- [24] M. U. Sajid and H. M. Ali, "Recent advances in application of nanofluids in heat transfer devices: A critical review," *Renew. Sustain. Energy Rev.*, vol. 103, pp. 556–592, 2019, doi: 10.1016/j.rser.2018.12.057.
- [25] T. Ambreen and M. H. Kim, "Influence of particle size on the

effective thermal conductivity of nanofluids: A critical review," *Appl. Energy*, vol. 264, no. September 2019, p. 114684, 2020, doi: 10.1016/j.apenergy.2020.114684.

- [26] A. N. Afifah, S. Syahrullail, and N. A. C. Sidik, "Magnetoviscous effect and thermomagnetic convection of magnetic fluid: A review," *Renew. Sustain. Energy Rev.*, vol. 55, pp. 1030–1040, 2016, doi: 10.1016/j.rser.2015.11.018.
- [27] B. Sun, Y. Guo, D. Yang, and H. Li, "The effect of constant magnetic field on convective heat transfer of Fe3O4/water magnetic nanofluid in horizontal circular tubes," *Appl. Therm. Eng.*, vol. 171, no. December 2019, p. 114920, 2020, doi: 10.1016/j.applthermaleng.2020.114920.
- [28] S. Vinod and J. Philip, "Thermal and rheological properties of magnetic nanofluids: Recent advances and future directions,"

Adv. Colloid Interface Sci., vol. 307, no. 102729, 2022, doi: 10.1016/j.cis.2022.102729.

- [29] L. Ochoa, "Estudio de recuperabilidad y calidad de minerales de tierras raras como subproducto de la minería aluvial de oro," Universidad Nacional de Colombia, 2022.
- [30] L. Echeverry-Vargas and L. M. Ocampo-Carmona, "Recovery of rare earth elements from mining tailings: A case study for generating wealth from waste," *Minerals*, vol. 12, no. 8, 2022, doi: 10.3390/min12080948.
- [31] M. E. Zayed, J. Zhao, Y. Du, A. E. Kabeel, and S. M. Shalaby, "Factors affecting the thermal performance of the flat plate solar collector using nanofluids: A review," *Sol. Energy*, vol. 182, no. November 2018, pp. 382–396, 2019, doi: 10.1016/j.solener.2019.02.054.



MINERÍA & PLANIFICACIÓN



Homepage: https://minas.medellin.unal.edu.co/iv-seminario-internacional-de-mineria-y-planeamientominero-2023

# Análisis de imágenes multiespectrales para la prospección de depósitos de minerales metálicos en los proyectos de Boca del Rio-Tacna, Inchupalla-Puno, Perú

Multispectral image analysis for the prospection of metallic mineral deposits at the Boca del Rio-Tacna, Inchupulla-Puno Projects

## Diana Aristizábal

Geóloga, Universidad Industrial de Santander, Geólogo, Bucaramanga, Colombia, diana2162709@correo.uis.edu.co, https://orcid.org/0009-0005-9443-8568

### Jenny Garcia Lobo

Geóloga, Universidad Industrial de Santander, Geólogo, Bucaramanga, Colombia, jenny.garcia4@correo.uis.edu.co, https://orcid.org/0009-0004-7520-1373

### Marco Antonio Nieto

Geólogo Ms.c, MPX Geophysics Ltda., Geofísico, Ontario, Canadá, <u>marco.nieto@mpxgeo.com</u>, <u>https://orcid.org/0000-0002-7178-1612</u>

### Dilan Martínez Sánchez

MSc. en geología, Universidad Industrial de Santander, Profesor Cátedra/ Grupo de Investigación en Geofísica y Geología Aplicada, <u>dilan.martinez@correo.uis.edu.co</u>, https://orcid.org/0000-0001-9823-6131

**Resumen.** Este estudio se llevó a cabo en dos áreas de 50 km<sup>2</sup> cada una, ubicadas en ambientes áridos a semiáridos en el departamento de Tacna, al norte del poblado Boca del Río y en el departamento de Puno, al noroeste del poblado de Mazocruz, en Perú. Se aplicaron diversas técnicas espectrales (RGB, matemática de banda, índices de Ninomiya y la clasificación supervisada Spectral Angle Mapper (SAM)) en imágenes multiespectrales ASTER con el objetivo de reconocer áreas potenciales para la prospección de depósitos metálicos en superficie a través de sus alteraciones hidrotermales y presencia de óxidos. Se encontró que las combinaciones RGB 468 y 461, los cocientes de banda 4/2, 4/6 y 4/7 e índices de Ninomiya ALI, KLI y OHI, resaltan alteraciones hidrotermales debido a la alta reflectancia que presenta la banda 4 por la presencia del enlace OH. Se identificó en Tacna seis targets de exploración para sistemas IOCG, con alteración de óxidos e hidróxidos de hierro y arcillas; y cuatro targets para sistemas epitermales de baja sulfuración en Puno, con alteraciones argílica, propilítica y presencia de óxidos de hierro, siendo estos resultados correlacionables con los datos presentados en las franjas metalogeneticas del INGEMMET. Sin embargo, la utilización del método SAM presentó un alto grado de error al comparar las firmas espectrales de la

imagen con las firmas espectrales teóricas de la biblioteca USGS, por lo tanto, se recomienda usar firmas espectrales tomadas directamente de la roca expuesta para obtener un ángulo espectral más exacto.

Palabras clave: Sensores remotos, alteración hidrotermal, Exploración mineral, ASTER.

Abstract. This study was conducted in two áreas 50 km<sup>2</sup> semi-arid in the Tacna department, north of the town of Boca del Río, and in the Puno department, northwest of the town of Mazocruz, in Peru. Various spectral techniques (RGB, band math, Ninomiya indices, and the supervised classification method Spectral Angle Mapper (SAM)) were applied to ASTER multispectral images with the aim of identifying potential areas for surface exploration of metallic deposits based on their hydrothermal alterations and presence of oxides. It was found that the RGB combinations 468 and 461, the band ratios 4/2, 4/6, and 4/7, and the Ninomiya indices ALI, KLI, and OHI, highlight hydrothermal alterations due to the high reflectance exhibited by band 4 as a result of the presence of the OH bond. In Tacna, six exploration targets for IOCG systems were identified, which show iron oxide and hydroxide alterations along with clays, while in Puno, four targets for low-sulfidation epithermal systems were found, characterized by argillic and propylitic alterations and the presence of iron oxides. These results correlate with the data presented in the metallogenic belts by INGEMMET. However, the use of the SAM method yielded a high degree of error when comparing the spectral signatures of the image with the theoretical spectral signatures from the USGS library. Therefore, it is recommended to use spectral signatures directly obtained from exposed rock to obtain a more accurate spectral angle.

**Keywords:** Remote sensing, hydrothermal alterations, mineral prospecting, ASTER.



MINERÍA & PLANIFICACIÓN



Homepage: https://minas.medellin.unal.edu.co/iv-seminario-internacional-de-mineria-y-planeamientominero-2023

# Primer piloto Vehículo dualizado (Diesel + hidrógeno) de Colombia

First pilot Dualized vehicle (Diesel + hydrogen) from Colombia Minera de Cobre Quebradona with AndesH2, Solenium and Energética carried out the first pilot of a dualized truck with Hydrogen + Diesel from Colombia as a sign of a progressive transition

## María Alejandra Acero Montoya

Magister en Microbiología, AngloGold Ashanti, Profesional de Innovación y Desarrollo Tecnológico, Medellín, Colombia, <u>macero@anglogoldashanti.com</u>, <u>0009-0007-2376-5814</u>

## Sebastián Heredia

Maestría en Ingeniería-Énfasis en Energética, Ingeniería, CEO Energética, Medellín, Colombia, sebastian.heredia@energetica.com.co, 0000-0003-3130-6531

### Jonathan Castillo

Regional Entrepreneurship Acceleration Program, Entrepreneurship/Entrepreneurial Studies, Gerente Andes H2, Santiago,Chile, <u>0009-0009-3301-1068</u>

**Resumen:** Minera de Cobre Quebradona junto a Quintil Valley, Solenium y Energética realizaron el piloto del primer vehículo dualizado (Diesel+ Hidrógeno) de Colombia con el fin de dar un mensaje hacia la transición energética progresiva, el piloto tuvo como objetivo medir la reducción de emisiones de Gases Efecto Invernadero y mostrarlo en diferentes instituciones y Universidades. Con el proyecto se logró inyectar un 5% de Hidrógeno, disminuir el 7% de CO2, Disminuir el 50% del material particulado y aumentar la eficiencia en un 2%. Mostramos el piloto en 16 universidades, 31 compañías y 11 eventos.

Palabras clave: Hidrógeno, Transición, Cambio Climático, Piloto, Minería.

**Abstract:** Minera de Cobre Quebradona with AndesH2, Solenium and Energética carried out the pilot of the first dualized vehicle (Diesel + Hydrogen) in Colombia in order to give a message towards the progressive energy transition, the pilot had as objective to measure the reduction of Gas emissions Greenhouse Effect and show it in different institutions and universities. With the project it was possible to inject 5% of Hydrogen, reduce CO2 by 7%, reduce particulate matter by 50% and increase efficiency by 2%. We showed the pilot in 16 universities, 31 companies and 11 events.

Keywords: Hydrogen, Transition, Climate Change, Pilot, Mining.



MINERÍA & PLANIFICACIÓN



Homepage: https://minas.medellin.unal.edu.co/iv-seminario-internacional-de-mineria-y-planeamientominero-2023

# Método de minería con Dragalinas y alimentadores blindados

Dragline and apron feeder mining method

**Rafael Eduardo Martínez Plata** 

Ingeniero de minas, Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia Ingeniero de Planeación III, Drummond Ltd La Loma, Cesar - Mina Pribbenow / Colombia <u>rmartinez@drummondltd.com</u>, orcid: 0009-0000-7595-1722

**Resumen:** Las Dragalinas son equipos de remoción de material utilizados mundialmente en minería de carbón a cielo abierto durante el proceso de remoción de estéril para el destape de los mantos de carbón.

Los Alimentadores blindados están basados en procesos de producción continuo y se pueden encontrar en operaciones mineras, fábricas y plantas de concreto para transportar por medio de cintas o bandas móviles, objetos o materiales desde un punto a otro.

A nivel internacional se utilizan las dragalinas con un método de minado convencional en el cual el mismo equipo realiza la remoción y disposición final del estéril con la ayuda de dozer en un spoil o botadero ubicado justo al alcance de la dragalina.

En esta ponencia se describe una técnica de minado novedosa, la cual combina diferentes técnicas y tecnologías, utilizando los recursos disponibles y desarrollados en la empresa Drummond LTD durante los procesos de minado de carbón de 4 proyectos mineros a cielo abierto en Colombia. En esta presentación se describirán los retos, consideraciones y pasos que se debieron tener en cuenta para consolidar y estandarizar un método efectivo de minado con dragalinas y alimentadores blindados que hoy en día se sigue utilizando con éxito.

Palabras clave: Dragalinas, alimentadores blindados, aluvión, minería.

**Abstract:** Draglines are material removal equipment used worldwide in open pit coal mining during the overburden removal process to uncover coal seams.

The apron feeders operation is based on continuous production processes and can be found in mining operations, factories and concrete plants to transport objects or materials by moving belts or conveyors from one point to another. Internationally, draglines are used with a conventional mining method in which the same machine performs the removal and final disposal of the overburden with the help of a dozer in a spoiler or dump located just within reach of the dragline.

This paper describes an innovative mining technique, which combines different techniques and technologies, using the resources available and developed by Drummond LTD during the coal mining processes of 4 open pit mining projects in Colombia. This presentation will describe the challenges, considerations and the necessary steps to consolidate and standardize an effective mining method with draglines and apron feeders that is still successfully used today.

Keywords: Draglines, apron feeders, river alluvium, mining.



MINERÍA & PLANIFICACIÓN



Homepage: https://minas.medellin.unal.edu.co/iv-seminario-internacional-de-mineria-y-planeamientominero-2023

# "Optimización de Minería Subterránea: Eficiencia y Rentabilidad"

"Minería subterránea: Mejoras en producción, eficiencia y rentabilidad mediante planificación, simulación y modelación financiera precisa"

"Underground Mining Optimization: Efficiency and Profitability."

## Carolina Aguilera

Ingeniero Civil en Minas, Universidad Santiago de Chile, Consulting Team Lead LAM, Santiago, Chile, <u>caguilera@rpmglobal.com</u>, 0009-0005-4277-2222

## Mario Martínez

Master en Ingenieria, University of British Columbia, Mining Consultant, Santiago, Chile <u>mmartinez@rpmglobal.com</u>

## Lelio Martinez-Villalba

AAS, North Dakota State School Of Science, Ejecutivo Preventas LAM, Barranquilla, Colombia, <u>lmartinezvillaba@rpmglobal.com</u>, 0009-0009-1642-6392

**Resumen:** La implementación de soluciones de planificación para una mina subterránea de oro ha generado mejoras significativas en tonelaje extraído, eficiencia operativa y rentabilidad. Mediante el uso de herramientas de simulación de sistemas de acarreo, reducción de costos de transporte y realización de una modelación financiera precisa del plan minero, se logró identificar los mejores planes con un menor riesgo y un mayor rendimiento económico.

Estas soluciones han mejorado la productividad y eficiencia al crear horizontes de planificación, establecer modelos consistentes y escalables para presupuestos y cronogramas, proporcionando información detallada sobre la disponibilidad de equipos y la distribución de materiales. Como resultado, se logró optimizar la asignación de recursos en un 35%.

Además, se alcanzó un alto nivel de eficiencia en la gestión de flotas y equipos mineros para garantizar la rentabilidad del negocio. El análisis de datos y la simulación del rendimiento de los equipos en diferentes escenarios permitieron una asignación óptima, aumentando la efectividad operativa en un 20% y reduciendo los tiempos de inactividad en un 18%. También facilitó la comunicación y colaboración entre los diferentes actores involucrados en planificación y operación minera.

La modelación financiera precisa, elaborada desde los costos de prospección, explotación y de capital, utilizando un enfoque de base cero, ha brindado resultados impresionantes. Se logró una reducción del 95% en el tiempo de cálculo, así como una mayor agilidad en la preparación del plan financiero, pasando de semanas a horas. La información obtenida se caracteriza por su veracidad y confiabilidad a nivel corporativo.

En resumen, estas soluciones de planificación han transformado por completo la compañía, optimizando sus procesos, generando ahorros y mejorando su desempeño económico. Sin embargo, mantener o mejorar estos logros representa un nuevo desafío al que se enfrenta la empresa en su búsqueda continua de excelencia en el ámbito corporativo.

Palabras clave: productividad, rentabilidad, eficiencia, simulación, modelación, confiabilidad.

**Abstract**: Implementing planning solutions for an underground gold mine has significantly improved productivity, efficiency, and profitability. By utilizing haulage system simulation tools, reducing transportation costs, and conducting accurate financial modeling of the mining plan, the company was able to identify the best strategies with lower risk and higher economic performance.

These solutions have enhanced productivity and efficiency by creating planning horizons, establishing consistent and scalable models for budgets and schedules, and providing detailed information on equipment performance and material distribution. As a result, resource allocation was optimized by 35%.

Furthermore, a high level of efficiency was achieved in fleet and mining equipment management to ensure business profitability. Data analysis and equipment performance simulation in various scenarios enabled optimal allocation, increasing adequate operational time by 20% and reducing downtime by 18%. Communication and collaboration among stakeholders involved in mine planning and operations were also facilitated.

The precise financial modeling, encompassing exploration, development, and capital costs using a zero-based approach, has yielded impressive results. Calculation time was reduced by 95%, and the financial plan preparation became significantly faster, transitioning from weeks to hours. The obtained information is characterized by its accuracy and reliability at the corporate level.

In summary, these planning solutions have completely transformed the company, optimizing its processes, generating cost savings, and improving its economic performance. However, maintaining or improving on these achievements represents a new challenge facing the company in its ongoing quest for excellence in the corporate environment.

Keywords: productivity, profitably, efficiency, simulation, modeling, reliability.



MINERÍA & PLANIFICACIÓN



Homepage: https://minas.medellin.unal.edu.co/iv-seminario-internacional-de-mineria-y-planeamientominero-2023

# Proceso de recuperación ambiental en áreas intervenidas

Environmental reclamation process in intervened areas.

### **Decireth Silina Quintero Laverde**

Ingeniero de Minas, Fundación Universitaria del Área Andina, Coordinadora de Gestión Ambiental, Drummond Ltd. La Loma, Cesar – Mina Pribbenow Colombia dquintero1@drummondltd.com, Id Orcid. 0000-0002-4914-9573

**Resumen:** Con esta ponencia daremos a conocer el proceso de recuperación ambiental realizado por Drummond Ltd. en áreas intervenidas por el avance minero.

Este proceso se basa en la implementación de medidas y acciones necesarias para la restauración del contenido paisajístico del área afectada durante el avance de las actividades ejecutadas para la operación minera, con el propósito de mejorar ecológica y paisajísticamente las condiciones del sector, este proceso se realiza en áreas definidas previamente por planeación minera, que son áreas utilizadas como zonas de apilamiento de material estéril las cuales se les identifica como escombreras.

El proceso de recuperación implica restauración y rehabilitación de la cobertura vegetal, el cual se lleva a cabo con la ejecución de actividades como, nivelación de pendiente, extensión de suelo orgánico, arado del terreno, manejo de aguas, revegetalización y reforestación, estas acciones tienen como objetivo principal disminuir y/o mitigar los impactos asociados al proceso minero, realizar un adecuado control de los procesos erosivos en las escombreras y dar un manejo adecuado al material estéril depositado en las zonas a recuperar.

Con las acciones implementadas, además se busca la conformación de un ecosistema que conste de una cobertura vegetal compatible con el entorno y autosostenible, lo cual es muy importante debido a que debemos garantizar la restauración del ecosistema, con el fin de brindar oferta alimenticia a la fauna de la región, logrando con esto el cumplimiento a las obligaciones de la licencia ambiental establecías en el plan de manejo ambiental.

Palabras clave: Recuperación ambiental, Restauración, cobertura vegetal y licencia ambiental.

**Abstract:** With this presentation we will present the environmental reclamation process made by Drummond Ltd. in areas intervened by the mining advance.

Este proceso se basa en la implementación de medidas y acciones necesarias para la restauración del contenido paisajístico del área afectada durante el avance de las actividades ejecutadas para la explotación minera, con el fin de mejorar las condiciones ecológicas y paisajísticas del sector, este proceso se lleva a cabo en áreas previamente definidas por la planificación minera, which are areas used as stockpiles of sterile material and are identified as waste dumps.

The reclamation process involves restoration and rehabilitation of the vegetation cover, which is carried out with the execution of activities such as slope leveling, organic soil extension, plowing, water management, revegetation and reforestation, the main objective of these actions is to reduce and/or mitigate the impacts associated with the mining process, carry out adequate control of erosive processes in the waste dumps and give adequate management to the sterile material deposited in the areas to be recovered.

With the actions implemented, the formation of an ecosystem consisting of a vegetal cover compatible with the environment and self-sustainable, which is very important because we must guarantee the restoration of the ecosystem, in order to provide food supply to the fauna of the region, thus achieving compliance with the obligations of the environmental license established in the environmental management plan.

**Keywords:** Environmental reclamation, Restoration, vegetation cover and environmental license.

# REGISTRO FOTOGRÁFICO

























44.

















# REGISTRO FOTOGRÁFICO



Descubre cómo la industria minera puede impulsar un futuro sostenible y desempeñar un papel fundamental como pilar de la transición energética.

Disfruta del **#IVSIMPM2023** y construyamos juntos el futuro del sector minero.

Patrocinador Diamante



Patrocinadores Esmeralda



