

MODELO GEOMETALÚRGICO DE UN DEPÓSITO MINERAL POIMETÁLICO
UBICADO EN EL MUNICIPIO DE CALIFORNIA, SANTANDER

YENNI NAYID SANTAMARÍA BARAJAS

UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER
FACULTAD DE INGENIERÍAS FISCOQUÍMICAS
ESCUELA DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y CIENCIA DE MATERIALES
BUCARAMANGA

2018

MODELO GEOMETALÚRGICO DE UN DEPÓSITO MINERAL POIMETÁLICO
UBICADO EN EL MUNICIPIO DE CALIFORNIA, SANTANDER

YENNI NAYID SANTAMARÍA BARAJAS

TRABAJO DE GRADO PARA OPTAR EL TÍTULO DE INGENIERA
METALÚRGICA Y CIENCIA DE MATERIALES

MSc. WALTER PARDAVÉ LIVIA
INGENIERÍA METALÚRGICA

Dr. PEDRO DELVASTO
CIENCIA Y TECNOLOGÍA DE MATERIALES

UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER
FACULTAD DE INGENIERÍAS FISCOQUÍMICAS
ESCUELA DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y CIENCIA DE MATERIALES
BUCARAMANGA

2018

DEDICATORIA

Dedicado a Dios, a mis padres Rafael y Marta Lucila, a mis hermanos Yonathan Arley, Ingrid Tatiana y Sandra Angélica, por ser el motor de mi vida y mi apoyo incondicional.

A la Escuela de ingeniería metalúrgica UIS que ha hecho posible mi formación académica durante estos años de vida Universitaria, incluyendo todo su plantel docente en especial al profesor Ángel Meléndez, Walter Pardavé, Pedro Delvasto, Iván Uribe, Afranio Cardona, Elcy Córdoba, Ana Emilce Coy, Milton Manrique y Julio Pedraza; Del mismo modo, agradezco la disposición de los técnicos Mario, Javier y Padresito a colaborar en todo lo referente a elaboración de las pruebas en los laboratorios de planta de aceros.

Al departamento de ingeniería metalúrgica de la Universidad Técnica Federico Santa María, por el intercambio realizado en su institución que tanto aportó a mi educación en la metalurgia extractiva y en la vida personal. Con especial dedicatoria al profesor Manuel Cabrera, a quien aprecio enormemente.

A mi maestro del cobre el profe Miguel Meza de Codelco por todas sus enseñanzas durante mi práctica profesional.

De igual manera, para esas personas que me apoyaron en este camino: a mi tío Rodrigo, la tía Raquel en Chile y a todos mis nuevos amigos del mundo que hicieron más liviano y divertido el paso por esta etapa de mi vida, entre los más cercanos Luzdary, Silvia, Yessenia, Romy, Militza, Camila, Sofía, Merly, Nelson, Juliana, Enrique, Cote, Cortés, Robinson, Camilo, William y mi novio Carlos.

AGRADECIMIENTOS

Se agradece a la organización de mineros de California, que hizo posible el desarrollo de este proyecto a través de los aportes geológicos entregados y su disposición en fondos para llevar a cabo el proyecto; a la vez se agradece a la Universidad Industrial de Santander por los préstamos de los Laboratorios de Beneficio de minerales, al Dr Carlos Alberto Chacón por su colaboración en el Laboratorio de Microscopía óptica en la sede de Guatiguará en la realización de las pruebas SEM. Al profesor Carlos Rios y a la estudiante de geología de la UIS Carolina Santamaría, por su apoyo en los temas referidos a la de caracterización de minerales.

También, se agradece al Ingeniero de minas Yhony Ruiz de SolMine, por su curso gratuito de enseñanza de RecMin, por el cual fue posible desarrollar gran parte de este trabajo y al ingeniero de minas Vicente Makakenko de la Universidad Nacional de San Cristobal de Humanga por sus tutoriales de SGeMS.

TABLA DE CONTENIDO

| | Pág. |
|--|-------------|
| INTRODUCCIÓN | 15 |
| 1. ANTECEDENTES | 16 |
| 1.1 ANTECEDENTES GEOLÓGICOS LOCALES | 16 |
| 1.2 CARACTERIZACIÓN DE MINERALES | 18 |
| 1.3 GEOMETALURGIA..... | 19 |
| 1.4 METALURGIA ASOCIADA | 21 |
| 2. OBJETIVOS..... | 23 |
| 2.1 OBJETIVO GENERAL | 23 |
| 2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS..... | 23 |
| 3. METODOLOGÍA | 24 |
| 4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN | 30 |
| 4.1 ANÁLISIS GEOLÓGICO | 30 |
| 4.2 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA | 31 |
| 4.3 GRAVEDAD ESPECÍFICA DEL MINERAL..... | 33 |
| 4.4 PREPARACIÓN MECÁNICA DEL MINERAL | 34 |
| 4.4.1 Índice de trabajo | 34 |
| 4.4.2 Liberación de minerales | 36 |
| 4.4.3 Cinética de molienda | 37 |
| 4.4.4 Leyes energéticas asociadas al mineral | 40 |
| 4.5 CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA..... | 41 |
| 4.5.1 Mesas Wilfley | 41 |
| 4.5.2 Concentrador K Nelson..... | 42 |

| | |
|---|----|
| 4.6 DISEÑO DE EQUIPO DE MOLIENDA..... | 43 |
| 4.7 MODELO GEOMETALÚRGICO DEL DEPÓSITO..... | 45 |
| 4.7.1 Modelo de bloques..... | 45 |
| 4.7.2 Modelos de estimación | 48 |
| 5. CONCLUSIONES | 51 |
| 6. RECOMENDACIONES..... | 53 |
| REFERENCIAS | 54 |
| BIBLIOGRAFÍA..... | 58 |
| ANEXOS..... | 63 |

LISTA DE TABLAS

| | Pág. |
|--|-------------|
| Tabla 1. Pesos registrados para calcular gravedad específica..... | 34 |
| Tabla 2. Distribución de la Carga de bolas en molino Edemet | 34 |
| Tabla 3. Resultados para cálculo de gbb..... | 35 |
| Tabla 4. Grados de liberación de minerales | 36 |
| Tabla 5. Variables operativas para la molienda | 37 |
| Tabla 6. Comparación entre valores teóricos y experimentales | 40 |
| Tabla 7. Condiciones para trituración primaria y secundaria | 43 |
| Tabla 8. Variables del acondicionador de pulpa | 43 |
| Tabla 9. Variables para diseño de equipo de molienda 200TPD | 44 |
| Tabla 10. Análisis económico para diagramas de bloques | 48 |
| Tabla 11. Análisis económico de producción minero estimado | 49 |

LISTA DE FIGURAS

| | Pág. |
|---|-------------|
| Figura 1. Polígono del área del proyecto a) Vista en Google Earth b) Vista en 3D en Software RecMin..... | 18 |
| Figura 2. Pantalla principal del software: a) RecMin; b) SGeMS | 21 |
| Figura 3. Desarrollo experimental para el cálculo de la cinética de molienda..... | 27 |
| Figura 4. Procedimiento para el cálculo del índice de Bond | 27 |
| Figura 5. Alternativas para el beneficio de minerales: 1. Mesas Wilfley y Flotación; 2. K. Nelson y Flotación; 3. Flotación bulk y selectiva..... | 28 |
| Figura 6. Modelación en Recmin: a) Empalme entre el polígono y los sondajes modelados; b) Vista de litología asociada..... | 30 |
| Figura 7. Micrografías de las muestras elegidas (4, 24, 25, 41, 45, 18) para sección delgada | 33 |
| Figura 8. Resultados SEM de láminas delgadas para el Au | 33 |
| Figura 9. Liberación de minerales a) malla 25 b) malla 120 | 36 |
| Figura 10. Curva de distribución granulométrica de los productos de molienda en los distintos tiempos..... | 38 |
| Figura 11. Tiempo de molienda | 38 |
| Figura 12. Cinética de molienda según modelo Tovarov. | 39 |
| Figura 13. Resultados de pruebas en mesas a) pesos concentrado b) leyes de Au y Ag en concentrado c) % recuperación de oro | 42 |

| | |
|---|----|
| Figura 14. Precio de los metales de interés en el último mes..... | 45 |
| Figura 15. Modelo de bloques analizando el Cu..... | 46 |
| Figura 16. Modelo de bloques analizando Ag..... | 46 |
| Figura 17. Modelo de bloques analizando el Au..... | 46 |
| Figura 18. Modelo de bloques analizando el tipo de roca..... | 47 |
| Figura 19. Análisis estadístico de las leyes a) Cu b) Ag y c) Au..... | 48 |
| Figura 20. Modelo Gaussiano con su respectiva varianza para a) Au b) Ag c) Cu | 50 |

LISTA DE ANEXOS

| | |
|--|----|
| Anexo A. Tabla de muestreo | 63 |
| Anexo B. Ecuaciones para el desarrollo de la Conminución..... | 64 |
| Anexo C. Información mineralógica macroscópica | 65 |
| Anexo D. Parámetros para realización en sGeMS del modelo de bloques..... | 67 |
| Anexo E. Recomendación ractivos de Flotación..... | 68 |

RESUMEN EN ESPAÑOL

| | |
|-------------------------|---|
| TITULO | MODELO GEOMETALÚRGICO DE UN DEPÓSITO MINERAL POLIMETÁLICO UBICADO EN EL MUNICIPIO DE CALIFORNIA, SANTANDER |
| AUTOR | Yenni Nayid Santamaría Barajas |
| PALABRAS CLAVES: | Modelo geometalúrgico, mineral polimetálico, SGeMS, RecMin |

Este trabajo tiene por objetivo, realizar el modelamiento geometalúrgico de un depósito mineral polimetálico del municipio de California, Santander, para ello, se utilizaron los Software libres de SGeMS y RecMin y se realizó el estudio metalúrgico asociado; los modelos estimados arrojaron una variabilidad media-baja, lo cual indica que no se definen unidades geometalúrgicas; esto ocurre, debido a que la zona, presenta una formación geológica con brechas hidrotermales sobre las cuales se aloja la mineralización en mayor grado asociada a sulfuros. Así mismo, el modelo Gaussiano del software SGeMS arroja leyes estimadas de 3,126 ppm para el Au, 11,5 ppm de Ag y 970,53ppm para el Cu. Durante el estudio de comportamiento mecánico, se calcula un índice de trabajo de 19,8kWh/T, dicha dureza se deriva del alto contenido de la roca silícea presente en el mineral de caja; así mismo el tiempo de molienda calculado es de 20 minutos. El análisis de películas delgadas permite caracterizar el oro presente, el cual se encuentra encapsulado dentro de la pirita y la bornita, a tamaños de 2 a 7 micras, lo cual inhabilita cualquier tipo de concentración gravimétrica para el beneficio del mineral, por tanto la alternativa de beneficio más adecuada, corresponde a concentración por circuitos de flotación para obtención de concentrados de pirita y cobre.

*Proyecto de Grado

** Facultad de Ingenierías Físico-químicas. Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales. Director Walter Pardavé, Codirector Pedro Delvasto.

ABSTRACT

| | |
|-----------------|--|
| TITLE | GEOMETALLURGICAL MODEL OF A POLYMETALLIC MINERAL DEPOSIT LOCATED IN THE MUNICIPALITY OF CALIFORNIA, SANTANDER |
| AUTOR | Yenni Nayid Santamaría Barajas |
| KEYWORDS | Geometallurgical model, Polymetallic mineral, SGeMS, RecMin |

This work has the objective, to perform the geometallurgical modeling of a polymetallic mineral deposit located on the municipality of California, Santander, for this purpose, the free Software of SGeMS and RecMin was used and the metallurgical study associated was carried out; The estimated models yielded a medium-low variability, which indicates that geometallurgical units are not defined; This occurs, because the area has a geological formation with hydrothermal gaps on which the mineralization is housed to a greater degree associated with sulphides. Likewise, the Gaussian model of the SGeMS software throws estimated laws of 3.126 ppm for Au, 11.5 ppm of Ag and 970,53ppm for Cu. During the study of mechanical behavior, a work index of 19,8kWh/T is calculated, this hardness is derived from the high content of the siliceous rock present in the cash ore; Also the calculated milling time is 20 minutes. The analysis of thin films allows to characterize the present gold, which is encapsulated within the pyrite and the bornite, to sizes of 2 to 7 microns, which disables any type of gravimetric concentration for the benefit of the mineral, therefore the Alternative benefit more suitable, corresponds to concentration by flotation circuits for obtaining concentrates of pyrite and copper.

*Project Grade (Model Research)

** Faculty of Physical-chemical engineering. Metallurgical Engineering and Materials science. Director Msc. Walter Pardavé

INTRODUCCIÓN

Los minerales presentes en la zona minera de Soto Norte en el Departamento de Santander, presentan una litología muy variable y compleja, derivadas de la confluencia de diferentes fallas geológicas, entre otras el Neis de Bucaramanga, en donde se hacen presentes rocas del precámbrico, rocas ígneas y cuerpos porfídicos con alteraciones hidrotermales, primando en sus vetas la presencia de sulfuros metálicos [1]. Sin embargo, a pesar de los recursos mineros con los que cuenta esa región, la minería desde hace más de 450 años se ha enfocado únicamente en la recuperación de oro, oficio que han aprendido como parte de su cultura ancestral, aplicando técnicas tradicionales que no son muy amigables con el medio ambiente [2]. Es así, como deben desarrollarse nuevas alternativas de beneficio, cuyo producto final en vez de ser el oro metálico, sea un concentrado polimetálico, mejorando el rendimiento general de los depósitos y disminuyendo todo tipo de riesgos ambientales, de modo que el ecosistema estratégico de esta zona rica en recursos hídricos que benefician al Departamento de Santander no se vea afectado [3]. Algunos mineros de California, en contraparte a estos hechos, desean desarrollar una minería de este tipo, para lo cual, se hace necesario, implementar un concepto moderno en la minería: el modelado geometalúrgico.

Esta poderosa herramienta, se ha afianzado como el principio fundamental capaz de proporcionar información mineralógica, a tal punto, que permite la ejecución en el diseño, control y optimización de las plantas de procesamiento, basados en aspectos tanto de planificación de la exploración como de la explotación, permitiendo la maximización del flujo de caja alrededor de la envolvente general del proyecto. Para ello, al depósito que se desea procesar, se le realizarán los análisis geometalúrgicos pertinentes con el fin de determinar la viabilidad del proceso y la alternativa más adecuada para el procesamiento del mineral polimetálico presente.

1. ANTECEDENTES

1.1 ANTECEDENTES GEOLÓGICOS LOCALES

La litología presente en esta zona del macizo de Santander corresponde a diferentes eventos metamórficos e intrusivos que han tenido lugar a través de la historia geológica de la región, los cuales proporcionan información sobre la formación del yacimiento polimetálico en esta zona [4]. Estas formaciones sobre las cuales han ocurrido alteraciones hidrotermales con el paso de los distintos periodos de formación son:

- Neis de Bucaramanga (*Compuesta de cuarzo (27%), feldespatos (45%), plagioclasas (25%) y en menor proporción, anfíbol y biotita*).
- Alaskita TRtal (*Compuesta principalmente por cuarzo, feldespatos potásico-ortoclasa, plagioclasas, presenta un intenso vetilleo de qz+/- pirita*).

El polígono del proyecto se encuentra ubicado sobre el macizo de Santander en la cordillera Oriental de Colombia, esta zona presenta una historia geológica bastante compleja. El área de estudio se ubica en el municipio de California, haciendo parte del distrito minero de Vetas-California, ubicado aproximadamente a 60 Km al NW de Bucaramanga en el Departamento de Santander, en la latitud norte de 7° 22' 23" y longitud oeste de 72° 53' 52", parte oriental del macizo de Santander, Cordillera de los Andes a 6 km aproximadamente de la población de California (Santander) y al cual se accede desde Bucaramanga [5].

Si se desea conocer con exactitud el origen de la economía minera actual representada en la explotación de las minas auroargentíferas ubicadas en los

sitios La Baja, Angosturas y La Alta¹ es necesario recurrir a la memoria histórica de su población, para ello, citamos textualmente a Durán y Moreno (2012):

“Desde tiempos ancestrales, incluso antes de la llegada de los españoles, los indios Chitareros habitantes de la zona, utilizando métodos rudimentarios excavaban las entrañas del suelo en busca del noble metal; los españoles en 1513 subieron por las orillas del Río Surata hasta el Páramo Rico y con el oro allí encontrado le dieron vida y fama a la ciudad de Pamplona fundando las Reales de Minas de la Muntuosa Baja, Muntuosa Alta y Vetas de Pamplona. Durante la independencia de nuestra república y con el visto bueno del libertador Simón Bolívar, la compañía inglesa, Colombian Mining Association, inició sus labores en la Real de Minas de la Muntuosa Baja, montando en 1820 dos molinos de 18 piones cada uno, el de San Juan para beneficiar oro y el de Santa Catalina para plata; luego en 1901 la compañía francesa, Francia Gold and Silver, inició sus labores con mil obreros y ubicando su factoría en Llano Redondo. En 1945 la compañía brasilera, Anaconda Cooper, intento llevar a cabo una explotación, igual intento realizaron una compañía nipona, una coreana y Coluranio. En 1994 se registra la llegada de la compañía canadiense Greystar Sources Ltda.”²

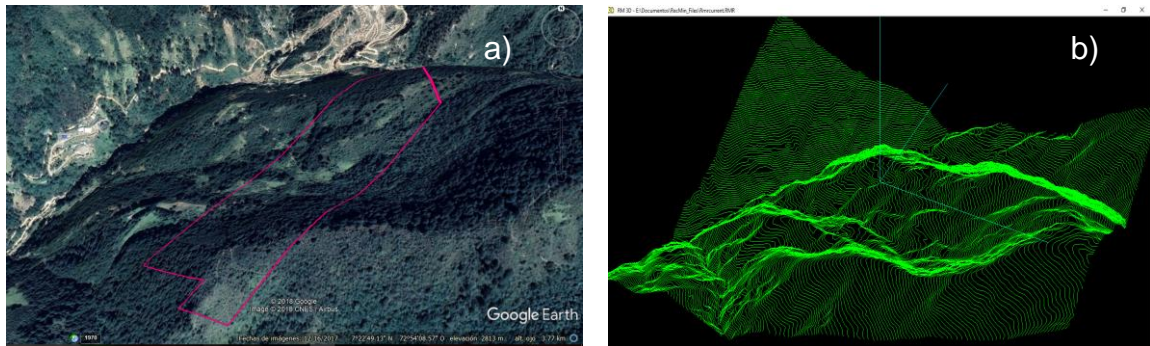
En la figura 1, se puede observar las delimitaciones del polígono. Se ha utilizado la herramienta de Google Earth y el Software libre de Recmin³. En la Tabla 1, se presentan las coordenadas de ubicación del polígono.

¹ REPÚBLICA DE COLOMBIA, Consejo Municipal para la Gestión del Riesgo de Desastres, plan nacional de gestión de riesgo y desastres, Unidad 3, 2012, Pag 6 – Recuperado de <https://repositorio.gestiondelriesgo.gov.co/bitstream/handle/20.500.11762/397/PMGR%20California%202012.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

² DURÁN, S. D. & MORENO, A. O. Análisis sustancial y procesal de los requisitos que debe cumplir el pequeño minero para que mediante la figura del contrato de concesión, le sea permitida la explotación aurífera, 2012 en un área determinada. Universidad Industrial de Santander. Colombia. 2012, pág. 98. [Libro en línea]. Recuperado de: <http://tangara.uis.edu.co/biblioweb/tesis/2012/143190.pdf>,

³ SOFTWARE DE RECURSOS MINEROS RECMIN, creado por Dr. César Castañón Fernández graduado en Ing. de Minas por la Universidad de Oviedo-Asturias-España, recuperado de: [RecMin.com](http://www.RecMin.com)

Figura 1. Polígono del área del proyecto a) Vista en Google Earth b) Vista en 3D en Software RecMin



1.2 CARACTERIZACIÓN DE MINERALES

Se hace necesario involucrar procesos de identificación de minerales, con el objeto de definir los procesos metalúrgicos que permitan el beneficio efectivo de los recursos potenciales presentes en el depósito de California analizado en el proyecto actual; para tal fin, se define el uso de las técnicas de microscopía SEM, ensayo al fuego, fluorescencia de rayos X, análisis de películas delgadas y ensayo al fuego.

Una sección o lámina delgada se elabora a partir de una muestra de roca de interés particular de la cual se requiera obtener información mineralógica que permita la caracterización de una determinada zona de estudio, estas láminas tienen un espesor aproximado de 30 μm y permiten la descripción microscópica de las rocas. La *descripción microscópica* consiste en la determinación y descripción de los minerales constituyentes de la roca, las asociaciones, aspectos texturales, secuencias de formación mineral, porcentajes cualitativos, alteraciones y finalmente la clasificación de la roca.

1.3 GEOMETALURGIA

La geometalurgia es una poderosa herramienta que integra especialistas en el campo de la geología, la microscopía, la minería y la metalurgia extractiva encaminados en optimizar los procesos de explotación y beneficio de minerales; La importancia de la geometalurgia se dirime a la comprensión de que las menas son combinaciones de minerales mas no de elementos químicos y por tanto, son las características fisicoquímicas de los minerales, las que finalmente determinan el valor económico real de un yacimiento [6].

El modelo geometalúrgico, corresponde a una herramienta de evaluación de carácter técnica-económica de un yacimiento, su construcción, requiere de una revisión geológica concreta, la elaboración de modelos de bloques, la determinación de recursos y la definición de unidades geometalúrgicas.

La realización de este modelo, presenta cinco aplicaciones básicas según García (2016), las cuales son:

- *Planificación geometalúrgica de la exploración*: se basa en la consideración de realizar pruebas metalúrgicas desde etapas tempranas de exploración, de modo que el flujo de caja diseñado sea realmente efectivo. En este punto se evalúan parámetros como el consumo de reactivos, mineralogía, entre otros.
- *Planeación geometalúrgica en la explotación*: considera la definición de aspectos tales como la caracterización de minerales, cálculo del índice de bond, flotabilidad del mineral, rendimientos, etc. Esta se realiza a modo de anticipar el comportamiento metalúrgico del mineral antes de su ingreso a la planta de tratamiento.
- *Caracterización de muestras geometalúrgicas*: considera la mineralización, alteración y formación del depósito, como variables para el consumo de

reactivos. El requisito en este punto, es trabajar con muestras representativas, productos de sondajes fundamentados y planeados.

- *Mapeo geometalúrgico*: se encarga de proporcionar información en tanto a variabilidad del depósito, permitiendo la planeación para el desarrollo del trabajo minero, a la vez que permite evaluar condiciones importantes tales como el proceso óptimo de recuperación y el tiempo de mina.
- *Aplicación en diseño de planta*: permite el diseño de posibles alternativas de beneficio de minerales, al considerar las variables de dureza, mineralogía, tamaño óptimo de alimento (liberación de minerales), etc.

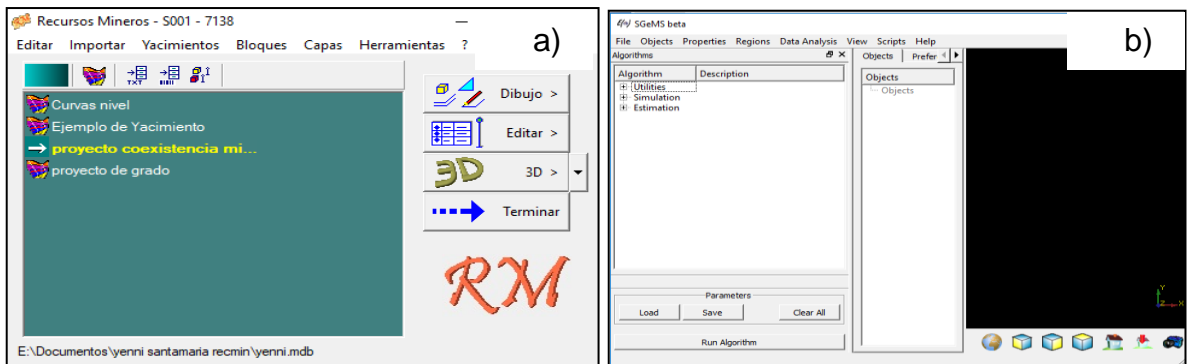
Los yacimientos más beneficiados a la hora de realizar un modelo geometalúrgico, vienen siendo los depósitos de alta variabilidad y/o aquellos con zonas fuertemente demarcadas, tales como depósitos remotos o profundos que son fácilmente perforados pero no son fácilmente muestreados en volumen, aquellos proyectos, que requieren nuevos enfoques metalúrgicos, proyectos de exploración de minas potenciales y proyectos de expansión de reservas nuevas, y/o con requerimientos de una reevaluación económica [7].

Para el estudio geometalúrgico, se hace necesario el uso de recursos de modelado, tales como software de Recmin y el de SGeMS.

- El Software de Recursos mineros Recmin, es una herramienta desarrollada por el Ingeniero Cesar Castañón, profesional de Minas y profesor titular del Departamento de Explotación y Prospección de minas de la Universidad de Oviedo. El software diseñado para gestionar proyectos de Investigación y Explotación de recursos minerales cuenta con los módulos de yacimientos, bloques, capas y dibujo, así como otros módulos asociados de visualización

en 3D [8]. El Software de modelamiento geoestadístico de Nicolas Remy de la Universidad de Stanford SGeMS, es un paquete de computación de código abierta, que proporciona a los profesionales de la geoestadística una herramienta con interfaz de fácil entendimiento y una amplia selección de algoritmos; en ella, es posible la realización de modelos de bloques, estimaciones de leyes, junto a su respectivo análisis estadístico, entre otros [9].

Figura 2. Pantalla principal del software: a) RecMin; b) SGeMS



1.4 METALURGIA ASOCIADA

Para la transformación de minerales, es necesario realizar una reducción del tamaño hasta un grado en el cual sea posible separar la parte valiosa de la ganga, hecho que es común a cualquier proceso de concentración. En este punto se estudian las funciones de distribución de tamaños desarrolladas por Gates Gaudin Schumann y Rossim Rammler para evaluar las eficiencias de chancado y molienda [10].

Del mismo modo, se debe realizar un análisis referido a la liberación de partículas, éste, corresponde por tanto a la obtención de partículas minerales unitarias; las cuales pueden estar libres, ubicadas en intersticios o formando distintos tipos de

asociaciones con otras. El grado de liberación, depende de la forma de entrelazamiento de las partículas, por tanto la liberación será sencilla para intercrecimientos simples o moteados, y será variable desde compleja hasta difícil, para asociaciones diseminadas, concéntricas, tipo sándwich, tipo retículo o tipo revestimiento [11]. A mayor grado de liberación, en general mayor porcentaje de recuperación se obtiene [12].

2. OBJETIVOS

2.1 OBJETIVO GENERAL

Elaborar el modelo geometalúrgico, que permita caracterizar y predecir el comportamiento de las Unidades mineralógicas de un depósito ubicado en el Municipio de California, Santander

2.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Caracterizar las rocas minerales ubicadas en un depósito de la zona de California, Santander, mediante el análisis mineralógico.
- Establecer los principales parámetros de molienda que permita beneficiar los minerales polimetálicos.
- Proponer el modelado geometalúrgico del depósito mineral a partir de la revisión de estudios geológicos previos de la zona y del estudio metalúrgico correspondiente.

3. METODOLOGÍA

El procedimiento experimental llevado a cabo para la elaboración del modelo geometalúrgico, involucra el desarrollo de dos amplias planeaciones, una de carácter geológico y otra metalúrgica, para finalmente empalmarlas en lo que viene siendo el modelo geometalúrgico del proyecto. Para ello la metodología planteada, se desarrolla de la siguiente manera:

| | |
|---|---|
| <i>Parte I. Búsqueda bibliográfica</i> | a. Desarrollo de alternativas para el procesamiento de minerales |
| <i>Parte II. Muestreo</i> | a. Muestreo |
| <i>Parte III. Caracterización mineral Cabeza</i> | a. Distribución granulométrica b. Caracterización mineralógica c. Fenomenología Química asociada. |
| <i>Parte IV. Pruebas metalúrgicas</i> | a. Cálculo de la Gravedad específica del mineral b. Liberación de minerales c. Estudio Cinético de las operaciones unitarias de molienda. d. Cálculo del Work index del mineral. f. Leyes energéticas para el proceso de conminución e. Concentración gravimétrica f. Alternativa para insumos de flotación |
| <i>Parte V. Diseño del equipo de molienda</i> | a. Diseño de equipo en función de las variables metalúrgicas obtenidas |
| <i>Parte VI. Elaboración del modelo Geometalúrgico</i> | a. Diagrama de bloques b. Definición circuito de beneficio del proyecto |

La información geológica ha sido proporcionada por los Mineros de California, representada en un total de 42 sondeos realizados por distintas compañías, tales

como AUX Colombia y CVS, durante etapas de exploración en la zona entre los años 2010 y 2012, dicha información se encuentra adjunta en Anexo 1. A partir de esta data, se deben generar los diagramas de sondajes, polígonos y el diagrama de bloques, mediante el uso de los Software mineros libres de RecMin y SGeMS.

Finalmente se realiza una tarea de muestreo para laboratorio, para ello, se utiliza el método de Random de Excel, solicitando 50 muestras de 1Kg cada una, con tal de realizar un compost representativo del mineral sondeado y de esa manera, poder desarrollar las pruebas metalúrgicas correspondientes. La información de las muestras recibidas se adjunta en el Anexo A.

El mineral cabeza debe ser caracterizado a través de análisis de Microscopia electrónica de barrido (SEM-EDS) [13], ensayo al fuego [14], Fluorescencia de rayos X [15] y películas delgadas. Para el presente trabajo se realizaron seis secciones delgadas pulidas las cuales además del análisis petrográfico con microscopio de luz polarizada se estudiarán mediante análisis en microscopio electrónico de barrido (SEM) con el fin de verificar el estado de los minerales metálicos de interés en el yacimiento (Au, Ag, Cu), el SEM a diferencia del microscopio de luz reflejada no permite observar las características petrográficas de estos minerales que al ser opacos no pueden ser vistos en luz transmitida, sin embargo, da una estimación de los elementos presentes en un punto específicamente elegido para el análisis.

El estudio cinético para vislumbrar el comportamiento mecánico del mineral, se realizará siguiendo los lineamientos de los estudios de investigadores como Wills B. A; Andreiev S. E; Tovarov V. V., entre otros [16]. Sin embargo el modelo más acertado ha sido el desarrollado por Tovarov, el cual se describe a continuación:

$$Q = Q_0 * e^{-k\tau^m}$$

Dónde: Q: Masa retenida de clase gruesa en el tiempo t; Q₀: Masa de la clase gruesa que ingresa para ser molida; K: constante del mineral; T: tiempo en minutos

El desarrollo experimental utilizado para el análisis de este apartado, se encuentran descritos en el procedimiento de la figura 3 y la figura 4. Se realiza el estudio cinético de molienda, utilizando el modelo de V. V Tovarov. (2009) y a la vez se calcula el índice de trabajo del mineral siguiendo la teoría de Fred Bond (1952) (1961). Las pruebas se llevan a cabo en el molino de bolas Edemet [17], disponible en el Laboratorio de Beneficio de minerales UIS; este equipo, cuenta con un programador que permite una operación más eficiente al usar un contador de vueltas y un motoreductor de frecuencia trifásico de 70 rpm; las dimensiones del molino, corresponden a 12" de diámetro y 12" de largo, de esquinas redondeadas e interior liso.

Figura 3. Desarrollo experimental para el cálculo de la cinética de molienda

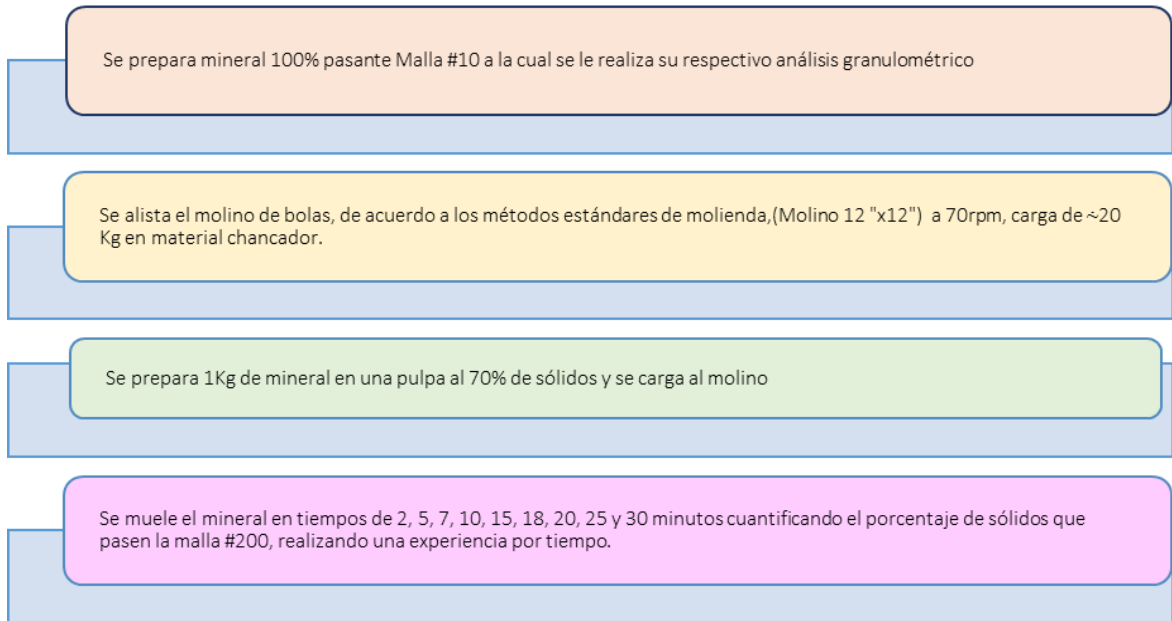
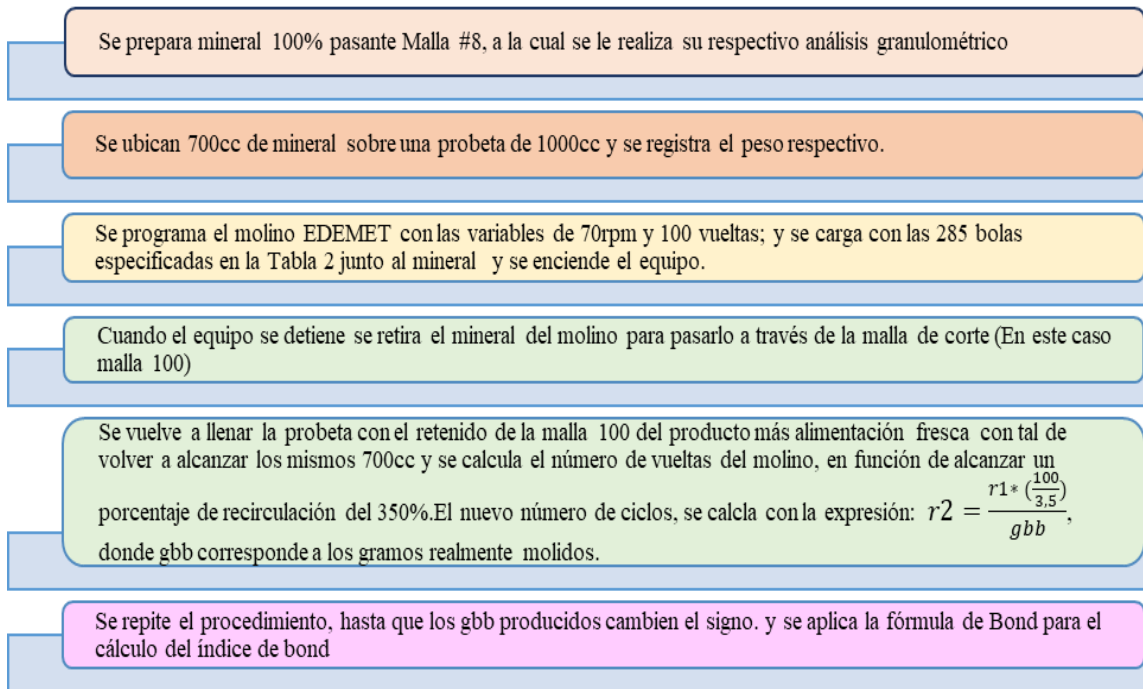


Figura 4. Procedimiento para el cálculo del índice de Bond

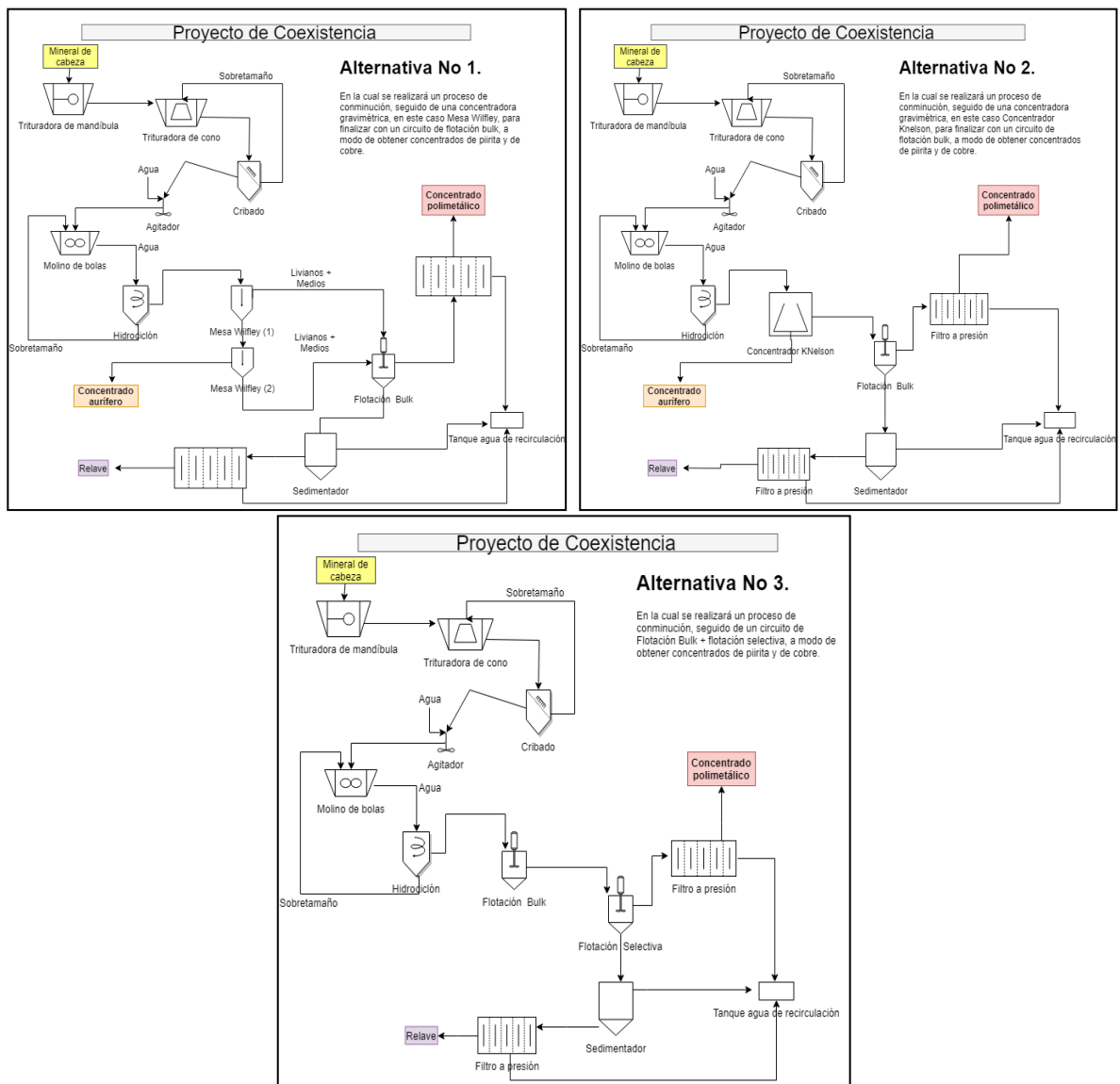


Fuente: Adaptado de Edemet (2017) / Recuperado de: [www.edemet.cl/prod_archivos/\[id8\]4.pdf](http://www.edemet.cl/prod_archivos/[id8]4.pdf)

En el anexo B, se adjuntan las ecuaciones matemáticas necesarias para el desarrollo del estudio de la molienda.

Las respectivas alternativas planteadas para el beneficio metalúrgico de este trabajo, se muestran en la Figura 5.

Figura 5. Alternativas para el beneficio de minerales: 1. Mesas Wilfley y Flotación; 2. K. Nelson y Flotación; 3. Flotación bulk y selectiva



Las alternativas 1 y 2 presentadas, involucran procesos de concentración aurífera en Mesa Wilfley [18] y concentrador K Nelson; estos dos procesos, consisten básicamente en aprovechar el alto peso molecular del oro al interactuar con fuerzas gravitatorias y centrífugas, con el objeto de obtener su concentrado.

Las pruebas se realizan en la mesa Holman - Wilfley Modelo 800 presente en el laboratorio de Beneficio de minerales de la UIS con una pulpa con 30% en sólidos y un ángulo de 20° y 1 kg de mineral. En el ensayo de K. Nelson se pretende evaluar el contenido de oro libre presente, a través del ensayo de oro libre recuperable, analizando a distintos tamaños granulométricos. Una vez definidas las variables de molienda, se procede a diseñar los equipos de conminución.

El diseño de los diagramas de bloques y de estimación de recursos para los principales valores metálicos junto a su respectivo análisis de varianza y un respectivo análisis económico, se desarrollarán paralelamente utilizando los software propuestos para finalmente determinar la alterativa que mayor beneficio aporte al proyecto.

4. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

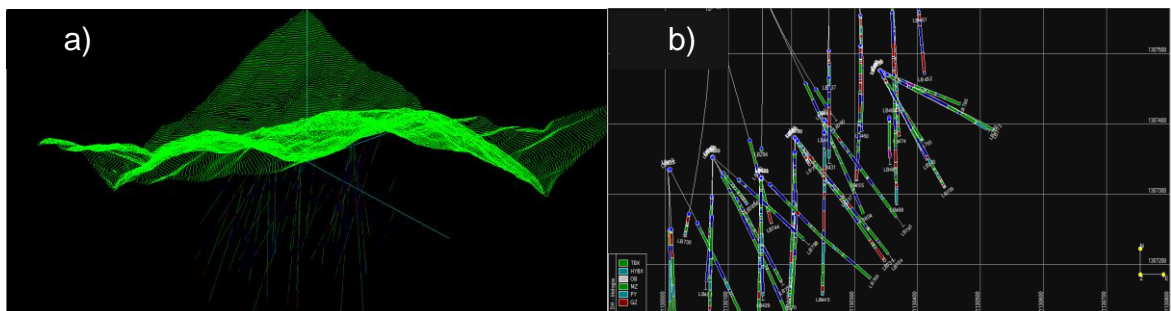
4.1 ANÁLISIS GEOLÓGICO

El empalme entre los sondajes y el polígono del proyecto, se puede visualizar en la Figura 6-a, mientras que en la Figura 6-b, se observa una vista de la información litológica respectiva de los sondeos.

En la información proporcionada, se encuentra que la roca caja principal es el neis precámbrico conocido como la unidad Neis de Bucaramanga con una variedad composicional desde neis horblendico a cuarzo feldespático y unos pequeños lentes de anfibolita, que muestran halos de alteración hidrotermal muy bien definidos.

El tipo de roca asociado corresponde a Anfibotita (ANF), Neis de Bucaramanga (GN), Brecha Tectónica (TBX), Brecha hidrotermal (HYBX), intrusivos (INT), y Suelo (OB).

Figura 6. Modelación en Recmin: a) Empalme entre el polígono y los sondajes modelados; b) Vista de litología asociada



De la figura 6-a se observa que aunque los sondajes no están distribuidos sobre todo el área del polígono, sin embargo se consideran representativos. Los

resultados obtenidos en el análisis litológico Figura 6-b muestran una distribución no homogénea de los distintos tipos de roca presentes. Esto concuerda con la bibliografía consultada, donde se afirma que la formación de la zona es compleja y variable.

4.2 CARACTERIZACIÓN MINERALÓGICA

A partir de vistas macroscópicas del mineral y los resultados obtenidos por microscopía de barrido, fluorescencia de rayos X (FRX), ensayo al fuego, revisiones en estereoscopio y láminas delgadas para la muestra inicial, fue posible establecer lo siguiente:

- El yacimiento presenta alteraciones hidrotermales de tipo: supergénea, propílica, fílica y argílica.
- Los análisis macroscópicos evidenciaron contenidos de minerales mena en mayor grado asociado a sulfuros, principalmente pirita, en menor proporción calcopirita, bornita, covelita, se encuentra también óxidos de hierro como la Magnetita, la cual se encuentra como relleno de fracturas y en menor proporción distribuida o diseminada en la roca.
- Los minerales que hacen parte de la ganga se constituyen en su mayoría por cuarzo, siendo su contenido muy alto, en porcentajes mayores al 50%, esto ocurre ya que el yacimiento se compone de brechas tectónico-hidrotermales donde se encuentra alojada la mineralización y estas brechas están compuestas por una matriz silíceas.
- Se detalla la presencia de caolinita como alteración de los feldespatos potásicos; aunque el porcentaje de caolinita en ciertas muestras puede sobrepasar el 40%, sin embargo, este contenido no es general para el

yacimiento, solo en algunas muestras donde los feldespatos han sido alterados completamente. La descripción macroscópica se detalla con mayor énfasis en anexo C.

- Mediante el análisis de SEM y FRX se identifica la presencia de neosilicatos ($ZrSiO_4$), sulfuros (FeS_2 , Cu_5FeS_4 , Cu_3AsS_4 , $CuFeS_2$), silicatos (SiO_2), y filosilicatos ($Al_2Si_2O_5(OH)_4$).
- El ensayo al fuego arroja un valor para el mineral de 11 g/t de oro y de 29 g/t de plata.
- Se ratifica la presencia de oro refractario de pirita auroargentífera asociada a telurios metálicos mediante el análisis de películas delgadas, donde el análisis SEM permitió observar las finas partículas que contienen los minerales de interés asociados a telurios e incluidos en pirita refractaria, estos minerales presentan tamaños entre 2-7 micras.

Figura 7. Micrografías de las muestras elegidas (4, 24, 25, 41, 45, 18) para sección delgada

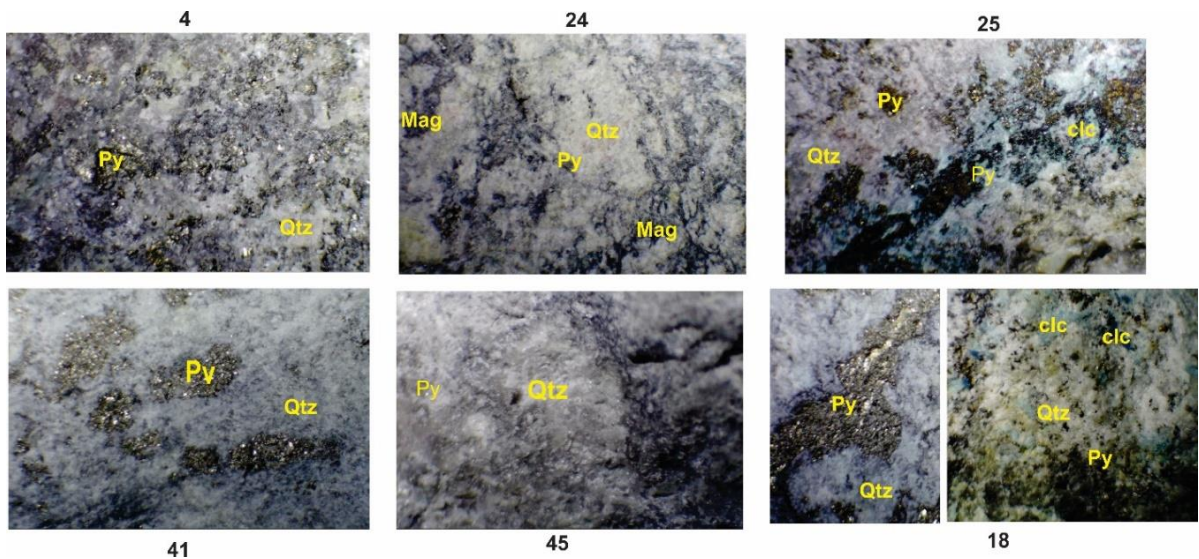
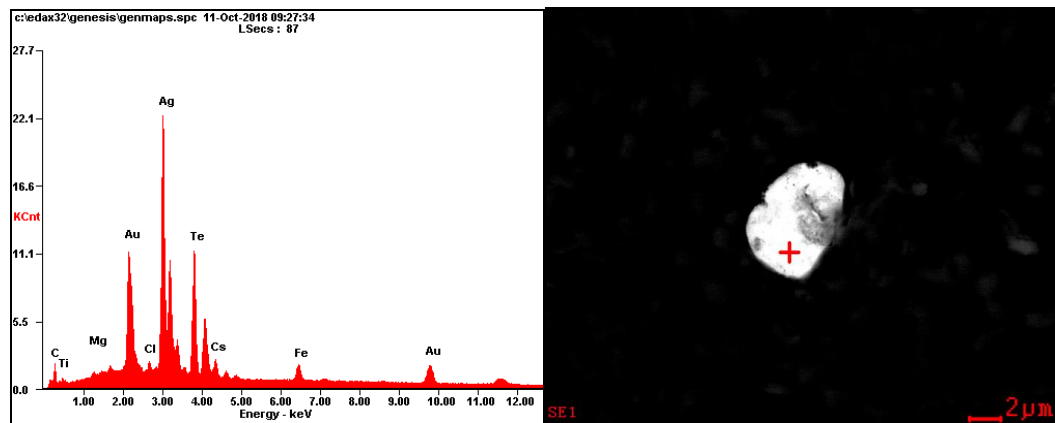


Figura 8. Resultados SEM de láminas delgadas para el Au



Fuente: Estereomicroscopio del parque tecnológico UIS Guatiguará

4.3 GRAVEDAD ESPECÍFICA DEL MINERAL

Para el cálculo de este parámetro, se sigue la norma ASTM D2320 – 98 (2017). En la tabla 1 se presentan los resultados obtenidos para su cálculo.

Tabla 1. Pesos registrados para calcular gravedad específica

| PESO | CORRESPONDENCIA | GRAMOS |
|------|-----------------------------|--------|
| W1 | Picnómetro | 50,5 |
| W2 | Picnómetro + agua | 140,3 |
| W3 | Picnómetro + mineral | 114,4 |
| W4 | Picnómetro + mineral + agua | 181,5 |

$$GE = \frac{w3 - w2}{w2 - w1 - w4 + w3} = \frac{114,4 - 50,5}{140,3 - 50,5 - 181,5 + 114,4} = 2,8149$$

4.4 PREPARACIÓN MECÁNICA DEL MINERAL

4.4.1 Índice de trabajo

Los resultados obtenidos durante las pruebas para el cálculo del índice de trabajo, en el molino Edemet, siguiendo la investigación de Bond, tal como se presenta a continuación:

Tabla 2. Distribución de la Carga de bolas en molino Edemet

| TAMAÑO | CANTIDAD | PESO INDIVIDUAL (G) | PESO TOT (G) |
|--------------|------------|---------------------|--------------|
| 3/4" | 144 | 28,2 | 4060,8 |
| 5/8" | 0 | 0 | 0 |
| 7/8" | 39 | 44,8 | 1747,2 |
| 1" | 31 | 66,8 | 2070,8 |
| 1 1/4" | 46 | 130,6 | 6007,6 |
| 1 1/2" | 25 | 225,6 | 5640 |
| TOTAL | 285 | | 19526 |

Fuente: Adaptado de Edemet (2017)/Recuperado de: [http://www.edemet.cl/prod_archivos/\[id8\]4.pdf](http://www.edemet.cl/prod_archivos/[id8]4.pdf)

Tabla 3. Resultados para cálculo de gbb

| MINERAL EN PROBETA, G | Ciclo | Retenido, g | %ret | Pas, g | %pas | #rev próx. Ciclo | Gramos reais | Gbb |
|-----------------------|-------|-------------|-------|--------|-------|------------------|--------------|----------|
| 1055.7 | 0 | 1047.0 | 99.2 | 8.7 | 0.8 | 100 | - | - |
| 1055.7 | 1 | 502.6 | 47.61 | 553.1 | 52.39 | 55 | 544.3752 | 5.443752 |
| 1003.5 | 2 | 747.7 | 74.51 | 255.8 | 25.49 | 61 | 251.6603 | 4.614726 |
| 1012 | 3 | 747.4 | 73.85 | 264.6 | 26.15 | 67 | 126.1285 | 2.063458 |
| 1028.8 | 4 | 766.9 | 74.54 | 261.9 | 25.46 | 75 | 190.1689 | 2.847077 |
| 1016.2 | 5 | 746.1 | 73.42 | 270.1 | 26.58 | 81 | 204.9174 | 2.733450 |
| 1008 | 6 | 731.1 | 72.53 | 276.9 | 27.47 | 84 | 210.2285 | 2.608779 |
| 997 | 7 | 619.2 | 62.11 | 377.8 | 37.89 | 63 | 307.1253 | 3.664307 |
| 1003 | 8 | 646.3 | 64.44 | 356.7 | 35.56 | 51 | 251.2692 | 3.976036 |
| 1018.1 | 8 | 606.4 | 59.56 | 411.7 | 40.44 | 36 | 270.8113 | 5.33393 |

Para el cálculo del WI aplicando la teoría de Bond, se tiene que:

$$W_i = \frac{44.5}{150^{0.23} * 5.03^{0.82} * \left(\frac{10}{\sqrt{288.64}} - \frac{10}{\sqrt{625.47}} \right)} = 18.56 \text{ kWh/TC}$$

Pasando de toneladas cortas a métricas, se tiene:

$$W_i = 18.56 \frac{\text{kWh}}{T_c} * \frac{1TC}{0.907185 TM} = 19.8 \frac{\text{kWh}}{T}$$

El W_i como se ha dicho corresponde a un parámetro del Material por ello en función del valor obtenido, es posible clasificarlo como muy blando (8kWh/T), blando (8-12 kWh/T), medio (12-16 kWh/T), duro (**17-19 kWh/T**), muy duro (20-24 kWh/T) y extremadamente duro (+24 kWh/T); por tanto, el mineral del proyecto de coexistencia dentro de estas categorías corresponde por tanto a uno de carácter duro, desde el punto de vista mineralógica, el valor se justifica debido a su roca de caja silícea.

4.4.2 Liberación de minerales

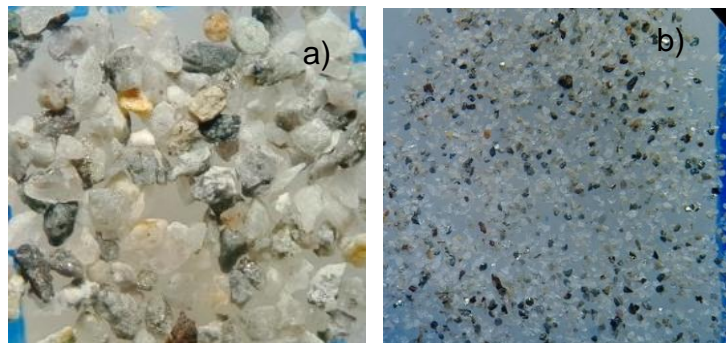
El grado de liberación de minerales, como fundamento de las pruebas de molienda, se realiza a nivel macroscópico, obteniendo los resultados presentados en la Tabla 4.

Tabla 4. Grados de liberación de minerales

| <i>Minerales/Malla</i> | MALLA 100 | MALLA 120 |
|------------------------|-----------|-----------|
| QTZ | 97 | 98 |
| FTP | 95 | 95 |
| PY | 95 | 95 |
| ALU | 90 | 90 |
| MAG | 87 | 90 |

Si partimos de que el análisis en la malla 60 arrojaba un porcentaje de 3% de libertad para la pirita, podemos observar que en la malla 120 éste se encuentra asociado aún en un 5%, y considerando que ésta tiene encapsulados los valores metálicos de plata y oro, se encuentra que la malla 120 no corresponde al tamaño adecuado para liberar los valores, del mismo modo, el hecho que el cuarzo a ese tamaño, aún no se encuentra liberado justifica el alto valor del índice de trabajo de bond obtenido.

Figura 9. Liberación de minerales a) malla 25 b) malla 120



4.4.3 Cinética de molienda

Las variables operativas para realizar las pruebas de molienda se detallan en la tabla 6. Fueron calculadas, teniendo en cuenta las ecuaciones presentadas en el anexo B.

Tabla 5. Variables operativas para la molienda

| DESCRIPCIÓN | PROPIEDAD | VALOR | |
|-----------------------|------------------------------|---------|-------------------------|
| MINERAL | Gravedad específica | 2,81 | |
| | Densidad aparente | 1,4397 | <i>g/cm³</i> |
| MOLINO | Largo | 30,48 | <i>cm</i> |
| | Diámetro | 30,48 | <i>cm</i> |
| | L/d | 1 | |
| | H | 20,48 | <i>cm</i> |
| | Volumen teoría molino | 22240,1 | <i>g/cm³</i> |
| | J: Nivel de llenado aparente | 34,39 | % |
| | Velocidad crítica | 76,437 | <i>rpm</i> |
| | Velocidad operación | 70 | <i>rpm</i> |
| CARGA DE BOLAS | Peso bolas | 19620 | <i>g</i> |
| | Porosidad (bolas) | 0,40 | |
| | Densidad bolas | 7,85 | <i>g/cm³</i> |
| | Volumen aparente bolas | 6248,41 | <i>cm³</i> |
| | Llenado de las bolas | 28,10 | % |
| PULPA | Peso mineral | 1050 | <i>g</i> |
| | Peso agua | 450 | <i>g</i> |
| | Densidad agua | 1 | <i>g/cm³</i> |
| | Volumen agua | 450 | <i>cm³</i> |
| | Volumen mineral | 373,7 | <i>cm³</i> |
| | % sólidos | 70,0 | % |
| | Densidad aparente | 1,82 | <i>g/cm³</i> |
| | Carga Total en molino | 21120 | <i>g</i> |
| | Volumen de pulpa | 823,7 | <i>cm³</i> |

Los resultados obtenidos en las pruebas de molienda en húmedo con 70% de sólidos, en primer lugar arrojan el tiempo de molienda del mineral. En la figura 10 y

11, se observa que sobre un tiempo de 20 minutos, el porcentaje de finos se mantiene, a ese tiempo se ha llegado al 98,68% de mineral bajo las 75 micras, lo cual es suficiente comparado con el 99,72% de los 30 minutos. Considerando que los costos en molienda son elevados.

Figura 10. Curva de distribución granulométrica de los productos de molienda en los distintos tiempos

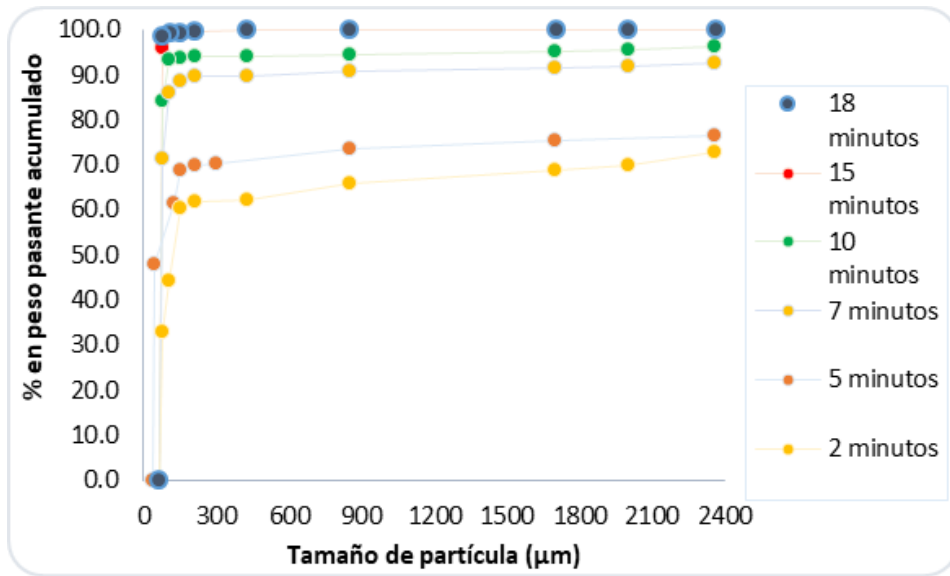
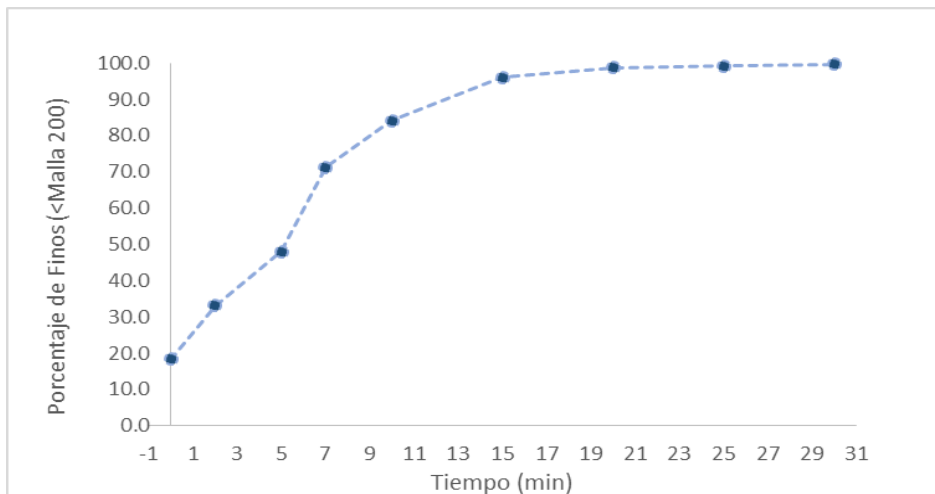


Figura 11. Tiempo de molienda



Los resultados matemáticos modelados, se presentan a continuación.

Recordemos la ecuación de Tovarov: $Q = Q_0 * e^{-kt^m}$ al aplicar el Logaritmo,

tenemos:

$$\text{Log}k_o = \text{Log}\left(\frac{Q_o}{Q_i}\right) - m \text{log}t$$

La gráfica logaritmizada se presenta en la Figura 12.

El valor de K, calculado por el método iterativo de Solver en Excel, arroja un valor de 0,19060186. Al modelar los resultados se demuestra el alto nivel de concordancia con los datos experimentales (ver Tabla 6).

La ecuación cinética de V.V Tovarov, que describe la cinética para el mineral de California, presenta valores de $Q_0=81,64$, $K=0,19060186$ y $m= 1,3084$

El modelo cinético que corresponde al mineral es:

$$Q = 81,64 * e^{-0,19060186t^{1,3084}}$$

Figura 12. Cinética de molienda según modelo Tovarov.

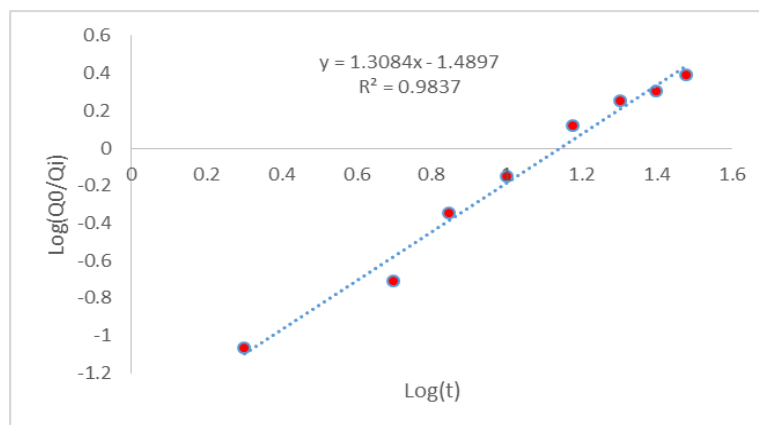


Tabla 6. Comparación entre valores teóricos y experimentales

| K | | 0.19060186 | | |
|---------------|--------------|------------------------|----------------|--------------|
| TIEMPO | Qreal | -kt^m | Qmodelo | Error |
| 2 | 52.00 | 0.28313007 | 61.50935421 | 9.51 |
| 5 | 28.70 | 0.93896782 | 26.18419672 | -2.52 |
| 7 | 15.90 | 1.45829246 | 12.0969246 | -3.81 |
| 10 | 3.94 | 2.32551077 | 2.805417182 | -1.14 |
| 15 | 1.32 | 3.95290302 | 0.305353713 | -1.02 |
| 20 | 0.76 | 5.75951617 | 0.012430396 | -0.75 |
| 25 | 0.28 | 7.71228487 | 0.000592138 | -0.28 |
| 30 | 0.00 | 9.7900251 | 4.26724E-05 | 0.00 |

4.4.4 Leyes energéticas asociadas al mineral

Siguiendo el postulado de Bond (Tercera Ley de la conminución), la energía consumida para reducir el tamaño 80% de un material, es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del tamaño 80%; siendo éste último igual a la abertura del tamiz (en micras) que deja pasar el 80% en peso de las partículas. Bond definió el parámetro KB en función del Work Index Wi (índice de trabajo del material), que corresponde al trabajo total (expresado en [kWh/ton corta]), necesario para reducir una tonelada corta de material desde un tamaño teóricamente infinito hasta partículas que en un 80% sean inferiores a 100 [µm].

$$E_B = 10 * (19,8) * \left(\frac{1}{\sqrt{288,64}} - \frac{1}{\sqrt{625,47}} \right) = 3,71 \text{ kWh/T}$$

La energía consumida en la molienda por el mineral corresponde a 3,71 kWh/T

4.5 CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

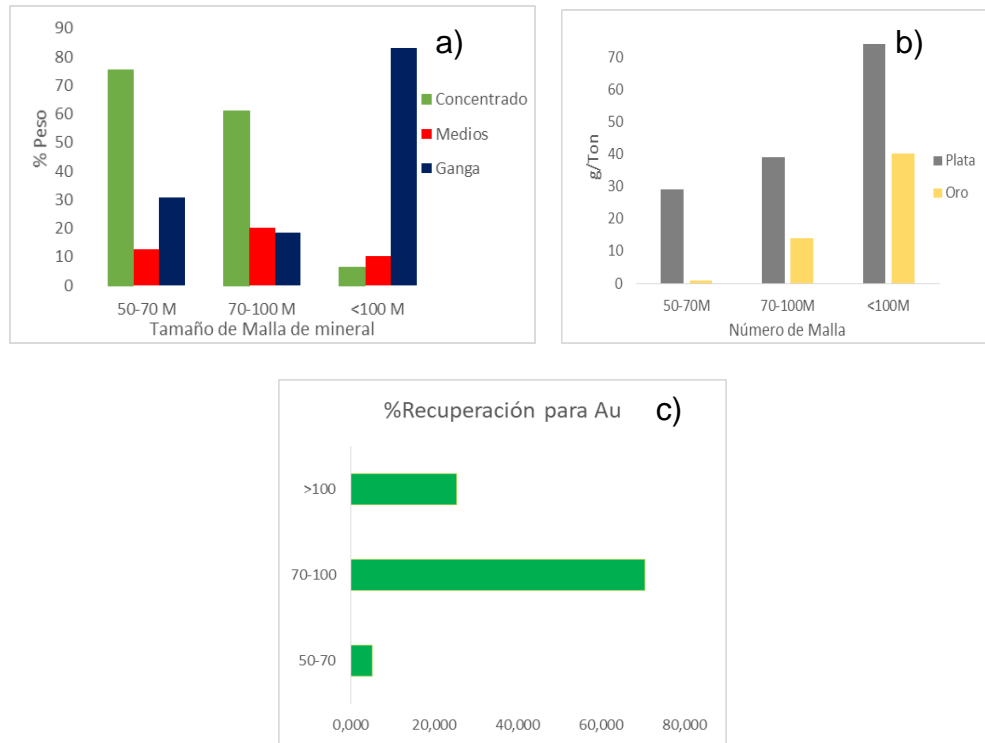
4.5.1 Mesas Wilfley

El primer análisis, se realizó con el fin de determinar el tamaño óptimo de tratamiento del mineral, para este, se tuvieron 3 muestras, la primera correspondió al mineral pasante malla 50 y retenido 70; el segundo fue pasante 70 y retenido en malla 100 y la última muestra correspondió al mineral pasante malla 100. Los resultados obtenidos se enuncian en la Figura 13.

De los resultados obtenidos, se observa que entre las mallas 50 y 70, se encuentra el porcentaje máximo de recuperación por este método de concentración, el cual es equivalente al 70%. Este valor sin embargo es bajo, si lo comparamos con otros procesos similares.

Por tanto, el método de concentración gravimétrica, debería estudiarse más a fondo para este tipo de mineral, modificando variables críticas, ya que estas corridas se han realizado con variables típicas de otros ensayos de concentración en mesa para este tipo de mineral.

Figura 13. Resultados de pruebas en mesas a) pesos concentrado b) leyes de Au y Ag en concentrado c) % recuperación de oro



4.5.2 Concentrador K Nelson

El análisis que se realizó en el concentrador K Nelson se denomina ORG (Oro Recuperable Graviméricamente), por el cual se tuvieron 4 pruebas a distintas granulometrías: la primera entre mallas 20 y 70, la segunda entre 70 y 100, la tercera entre 100 y 200; Sin embargo, las recuperaciones alcanzadas no superaron el 40%, esto se explica debido a que éste concentrador, es más eficiente para recuperar el oro libre grueso, más no para el oro fino encapsulado, que correspondería a nuestro mineral.

4.6 DISEÑO DE EQUIPO DE MOLIENDA

El diseño de la planta involucra todos los parámetros estándares de diseño. Las condiciones para la planta de chancado, se presentan en la Tabla 7, de acondicionador de pulpa en la Tabla 8 y de diseño de equipo de molienda en la Tabla 9. El desarrollo de cálculos se realizó utilizando el módulo Solver de Excel. El diseño se desarrolla teniendo en cuenta un tiempo de molienda de 20 minutos, calculado anteriormente por lo cual, el molino, puede realizar hasta 2 ciclos por hora. Del mismo modo, en la Bibliografía consultada los parámetros de ingreso a flotación se ajustan a tamaños de 65% pasante Malla 200, es decir 75 micras. Para dar holgura se trabaja con una salida de 100 micras.

Tabla 7. Condiciones para trituración primaria y secundaria

| | TRITURACIÓN PRIMARIA | TRITURACIÓN SECUNDARIA |
|---------------------|-----------------------------|-------------------------------|
| Razón de reducción | 6.58 | 5.67 |
| Alimento (μ) | 125 | 19 |
| malla | 5" | 3/4" |
| Producto (μ) | 19 | 3.35 |
| malla | 3/4" | #6 |
| Tipo de trituradora | Mandíbula | Cono |

Tabla 8. Variables del acondicionador de pulpa

| MINERAL TRITURADO | VALOR | UNIDADES |
|---------------------------|--------------|---------------------|
| Wi | 19.8 | kwh/T |
| Alimento mineral | 8.33 | tph |
| %Sólidos | 70 | % |
| Densidad específica | 2.81 | |
| Agua | 3.571428571 | tph |
| Flujo pulpa | 11.9047619 | tph |
| Tamaño óptimo de alimento | 3203.204 | micras malla 6 |
| Wi corregido | 20.27 | kwh/T |

Tabla 9. Variables para diseño de equipo de molienda 200TPD

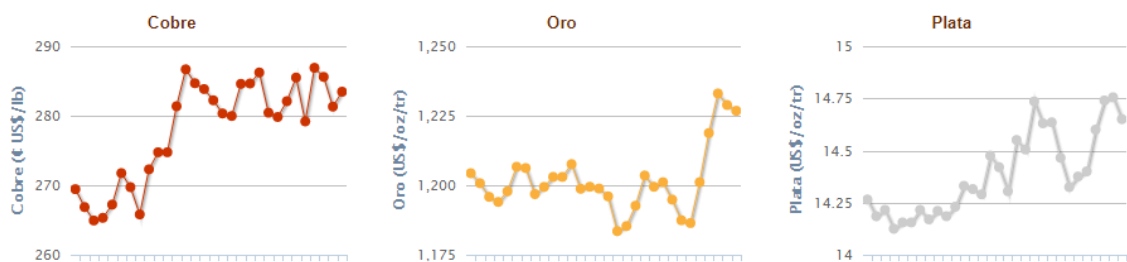
| Variables diseño de molienda | VALOR | UNIDAD |
|--|--------------|---------------|
| Ciclos de molienda por hora | 2 | |
| Densidad de la pulpa | 1.82 | ton/m3 |
| Llenado del molino | 38% | |
| Volumen ocupado por pulpa | 3.27 | m3 |
| Volumen aparente de medios de molienda | 2.94 | m3 |
| Peso total pulpa de carga al molino/ ciclo | 5.95 | t |
| Volumen del interior del molino | 16.34 | m3 |
| Peso total de bolas | 25.66 | t |
| Densidad de la carga de bolas | 7.85 | ton/m3 |
| Porosidad lecho de carga | 0.4 | |
| Largo interno del molino | 4.42 | m |
| Diámetro interno del molino | 2.17 | m |
| Altura de llenado de carga | 1.34 | m |
| Volumen de carga total | 6.21 | m3 |
| Distancia vacía en el interior del molino | 1.32 | m |
| Relación L/D | 2.04 | |
| Velocidad crítica del molino | 28.65 | rpm |
| FRACCIÓN PARA TRABAJO | 77% | |
| Tamaño de alimento al molino | 3203.204 | μ |
| Tamaño de salida del molino | 100 | μ |
| Razón de reducción | 32.0 | |
| Factor de tamaño de bolas | 0.82 | |
| Tamaño máximo de las bolas de molienda | 50.324 | mm |

El molino requerido para la molienda, tiene por dimensionamiento 2,17m de diámetro por 4,42m de largo. La potencia útil, considerando un molino de descarga por rebose según Nordberg es de 311,13kW, la potencia de Bond es de 219,1kW - 225.23 kW corregida. Las pérdidas de material moedor por desgaste de las bolas por año equivalentes a la realimentación de bolas va desde 0.96 hasta un máximo de 2.88 Toneladas.

4.7 MODELO GEOMETALÚRGICO DEL DEPÓSITO

En esta etapa conviene hacer una revisión del mercado de los metales de mayor interés a obtener en los concentrados, para ello, recurrimos a la información de la bolsa de metales de la página web del Portal Minero [19], encontrándose los precios en la Figura 14.

Figura 14. Precio de los metales de interés en el último mes



Los tres metales de mayor interés han mantenido una tendencia al alza en el último mes, lo cual es favorable para nuestro proyecto. El cobre se cotiza en promedio aproximadamente en pesos colombianos \$ 873.368,25 /libra, el oro en \$3´753.951,25/ onza troy y la plata en \$ 44.740,97 /onza troy.

El modelo de bloques se realiza en una combinación de base de datos entre Recmin y SGeMS, en los anexos G se puede encontrar tablas con parámetros de desarrollo.

4.7.1 Modelo de bloques

Los modelos de bloques fueron desarrollados en el software de SGeMS; al lado de cada modelo, se presenta el diagrama de colores indicando el barrido de concentraciones, así como el valor mínimo y máximo en los sondajes en ppm:

Figura 15. Modelo de bloques analizando el Cu

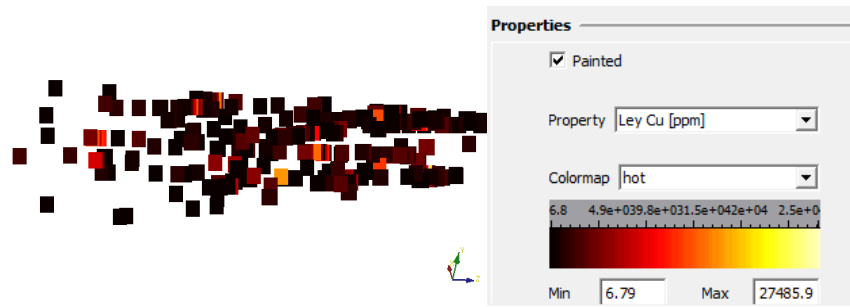


Figura 16. Modelo de bloques analizando Ag

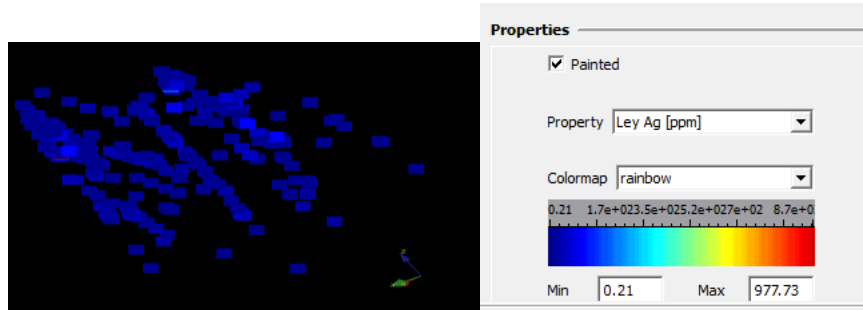


Figura 17. Modelo de bloques analizando el Au

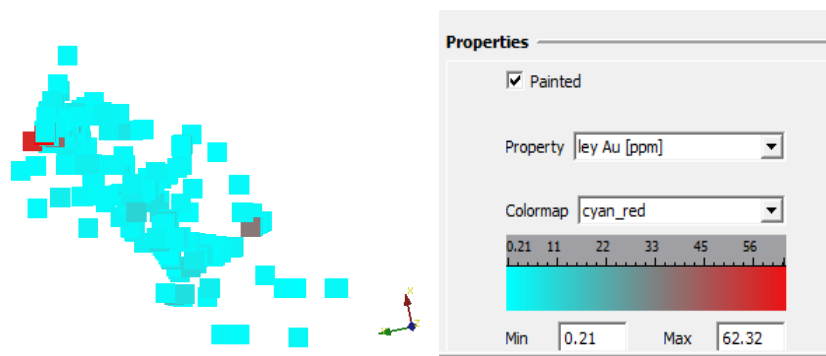
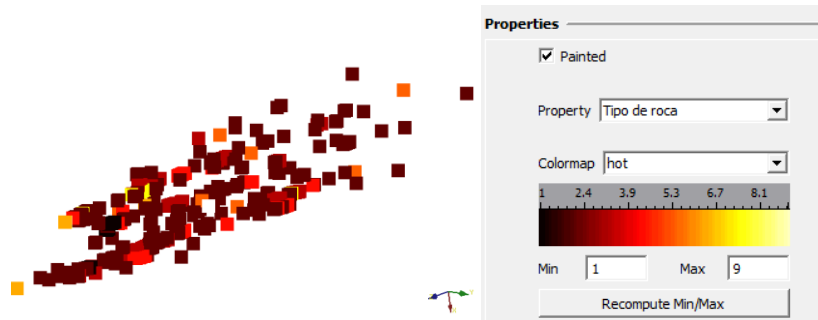


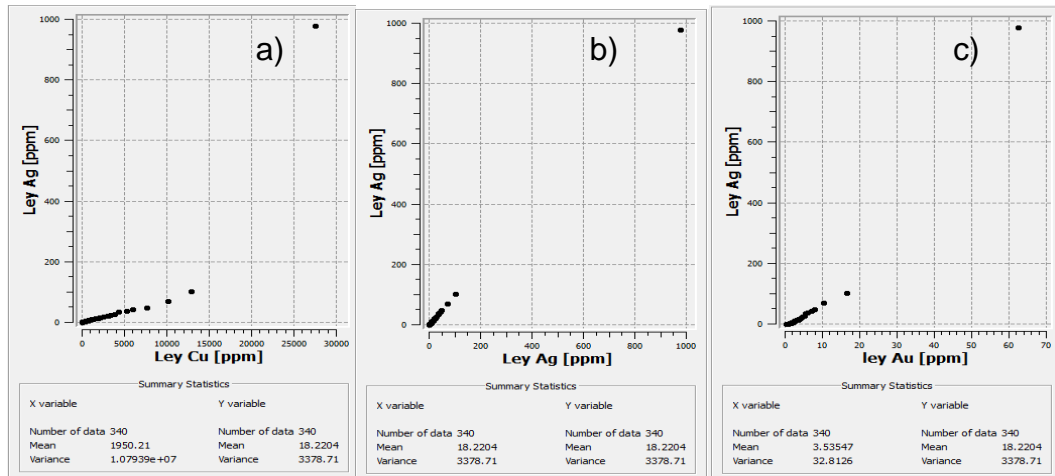
Figura 18. Modelo de bloques analizando el tipo de roca



Un primer análisis de la data entregada por los sondeos, representada en los modelos de bloques, muestra a los elementos de interés distribuidos a lo largo de todos los bloques, con un carácter de variabilidad media-baja; siendo esta una variable positiva de entrada para el procesamiento, puesto que es un indicador que hace hasta cierto punto viable la explotación de recursos en la zona, Puede inferirse que entre más pareja sea la distribución de los bloques en la banda de color, más homogénea es la composición de muestra, por tanto, se justifica el trabajo con el compost del mineral ya que no habría presencia de unidades geometalúrgicas.

El análisis estadístico de los sondajes arroja una ley general de 1950ppm para el Cu, 18,22ppm para la plata y 3,55 ppm para el oro. Sin embargo, como se dijo anteriormente el depósito no es elemental, sino es una mezcla de minerales, donde la recuperación del valor metálico varía en función de su sistema cristalino y su composición química asociada. Por tanto, la simulación de estos bloques se debe efectuar, para de esa manera calcular las leyes reales estimadas.

Figura 19. Análisis estadístico de las leyes a) Cu b) Ag y c) Au



De acuerdo a las leyes obtenidas en modelos de bloque, se encuentra el análisis económico presentado en la Tabla 10.

Tabla 10. Análisis económico para diagramas de bloques

| | Leyes | | Precio de metal | | Valor económico máximo | | Análisis económico |
|--------------|-------|-------|-----------------|---------|------------------------|--------|--------------------|
| | g/T | Lb./T | US/oztroy | US/lb. | US/T | US/Dia | |
| Cobre | 1950 | 4.299 | 0.2 | 2.85 | 12.25 | 2450 | 8% |
| Plata | 18.22 | 0.040 | 14.6 | 212.9 | 8.55 | 1711 | 5% |
| Oro | 3.550 | 0.008 | 1225 | 17864.7 | 139.82 | 27963 | 87.05% |
| | | | | | 160.62 | 32124 | 100% |

4.7.2 Modelos de estimación

Una vez se tiene la visión general de los bloques, se procede a simular el comportamiento de la estructura mineralógica para el proyecto, para ese fin, el Software cuenta con una herramienta de análisis geoestadístico de estimación de puntos conocido como *kriging*, el cual está basado en la regresión Gaussiana, Utiliza un modelo de variograma para la obtención de los ponderadores que se darán a cada punto de referencias usados en la estimación [20]. Su desarrollo

incluye tres tipos de modelos uno exponencial, uno gaussiano y uno esférico. Las variables fueron analizadas por las tres alternativas. De ese modo, se encontró para cada una, el modelo de mayor ajuste, es decir aquel que arroja la menor varianza, dichos modelos, se presentan a continuación.

Nótese que el modelo de Gauss es el que más se ajusta para la modelación de los tres elementos, arrojando una ley de cobre de 970,53 ppm, ley de plata de 11,89 ppm y de oro 3,126 ppm.

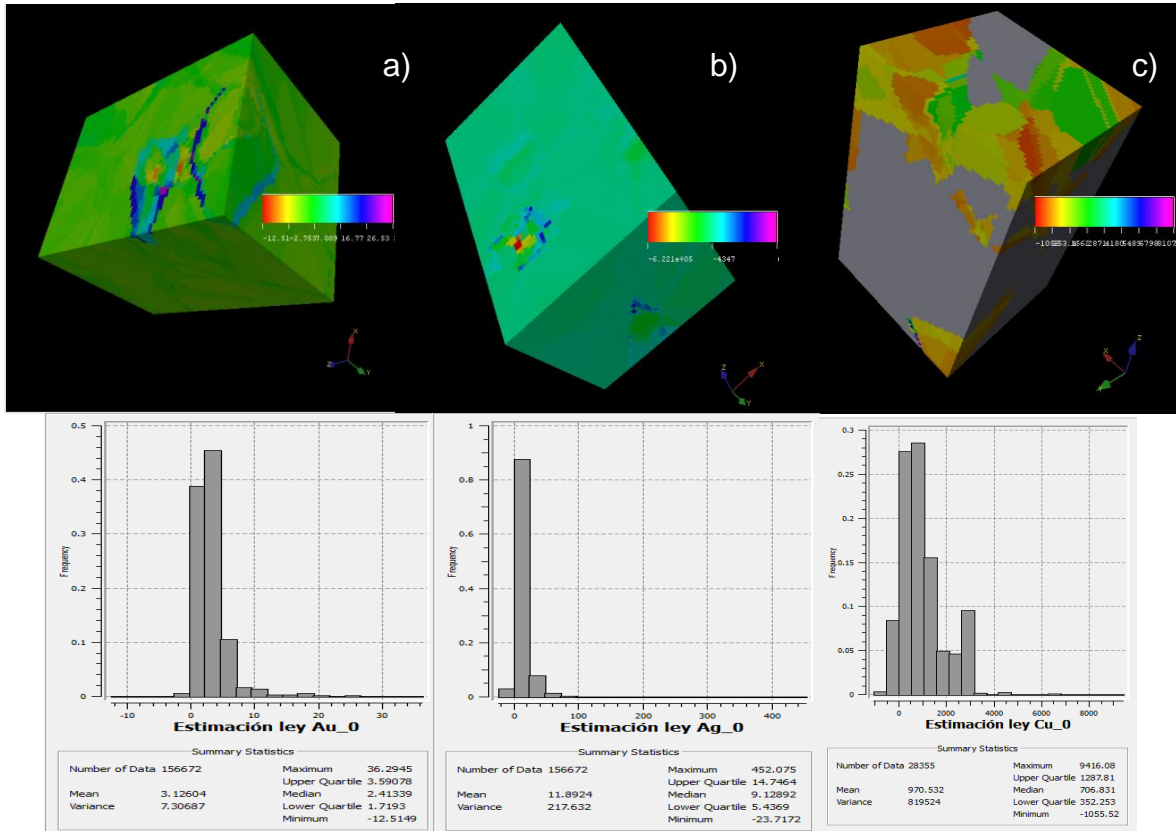
El análisis económico, suponiendo una recuperación máxima teórica del 100% de los valores metálicos en el concentrado, se presenta en la Tabla 11.

Teniendo en cuenta dicho análisis, se evidencia la necesidad de obtener concentrados polimetálicos de esa zona y no centrar el foco únicamente al beneficio del oro, se puede observar que aunque éste alcanza el 91% del total de los recursos económicos posibles, el beneficio del otro 9% no puede despreciarse, teniendo en cuenta que representa 2300 dólares/ día.

Tabla 11. Análisis económico de producción minero estimado

| | Leyes | | Precio de metal | | Valor económico máximo | | Análisis económico |
|--------------|--------|-------|-----------------|---------|------------------------|--------|--------------------|
| | g/T | Lb./T | US/oztroy | US/lb. | US/T | US/Día | |
| Cobre | 970.53 | 2.140 | 0.2 | 2.85 | 6.10 | 1220 | 5% |
| Plata | 11.50 | 0.025 | 14.6 | 212.9 | 5.40 | 1080 | 4% |
| Oro | 3.126 | 0.007 | 1225 | 17864.7 | 123.12 | 24624 | 91.46% |
| | | | | | 134.61 | 26923 | 100% |

Figura 20. Modelo Gaussiano con su respectiva varianza para a) Au b) Ag c) Cu



4.8 DISCUSIÓN

Respecto a la alternativa del diseño de planta que permita alcanzar el diseño del proceso para esta investigación, se propone un estudio de las variables de concentración gravimétrica en función del tipo de mineral para la mesa Wilfley tanto para el concentrador gravimétrico, con el objeto de mejorar las recuperaciones metálicas.

5. CONCLUSIONES

La caracterización del mineral de cabeza evidencia una roca de caja cuarcítica, sobre la cual ocurren alteraciones hidrotermales de tipo supergénea, propílica, fílica y argílica, derivadas de la formación geológica de la zona; se define una mineralización de mena en mayor grado asociada a sulfuros, principalmente piritita, y en menor grado calcopiritita, bornita y covelita; aunque también se encuentra óxidos de hierro como la Magnetita relleno de fracturas y en menor proporción distribuida o diseminada en la roca; también se distingue la presencia de plagioclasa, epidota, kaolinita, y feldespato potásico.

El oro presente en el yacimiento, corresponde a oro fino de 2-7 micras, encapsulado dentro de la piritita y la bornita.

El modelamiento geometalúrgico a través del módulo de estimación por *kriging* de SGeMs realizado, arroja leyes de cobre de 970,53 ppm, de plata 11,89 ppm y de oro 3,126ppm; Los modelos muestran una baja variabilidad de distribución de metales de interés sobre el bloque, con lo cual, no se definen unidades geometalúrgicas, sino por el contrario el diseño de una única operación de tratamiento, capaz de procesar toda la unidad.

El diagrama de flujo para obtener como producto un concentrado polimetálico, corresponde a la alternativa en la cual el mineral se prepara mecánicamente a través de circuitos de trituración y molienda para alcanzar su liberación respectiva; luego pasa a una planta de concentración por flotación y posteriormente, el concentrado se filtra y el relave se sedimenta para reciclar el agua.

El mineral presenta un índice de trabajo de 19,8kWh/T, por lo cual requiere una trituradora de mandíbula capaz de reducir el mineral 6,58 veces y una trituradora secundaria de cono con una razón de reducción de 5,67. El tamaño óptimo de

ingreso al molino, corresponde a la malla #6; asimismo, el dimensionamiento requerido del molino es de 4,42m de largo por 2,17 de diámetro, con una potencia requerida de 225,23 kW a una velocidad crítica de trabajo de 29rpm, operando al 38% de volumen de llenado con 25,66 toneladas de carga de bolas y 70% de sólidos.

El modelo cinético ajustado del mineral según modelo de Tovarov, corresponde a:

$Q = 81,64 * e^{-0,19060186t^{1,3084}}$ con un tiempo de molienda de 20 minutos.

6. RECOMENDACIONES

Se recomienda la realización de un mayor número de pruebas de concentración gravimétrica, con el fin de definir el proceso de concentración óptimo para el desarrollo del proceso, a la vez se deben ejecutar pruebas de flotación bulk y flotación selectiva; así como la realización de pruebas de sedimentación y filtrado para cumplir con la última etapa del diagrama de flujo y completar la definición del proceso.

REFERENCIAS

- [1] ROJAS, Sonia. *Metalogenia de las mineralizaciones auríferas de la Zona de California, Santander*. [en línea] Editado por Departamento de Geociencias Facultad de Ciencias. Posgrado de Geociencias.: Bogotá. 2013 (Recuperado el 27 de Julio, 2018) Disponible en: <http://bdigital.unal.edu.co/57993/1/194733.2013.pdf>
- [2] OSSA, Guillermo. Prohíben el mercurio en la minería de oro en Colombia. *El tiempo*, [en línea], Sección medio ambiente, Julio 2018. (Recuperado el 22 de Septiembre de 2018) Disponible en: <https://www.eltiempo.com/vida/medio-ambiente/entra-en-vigencia-la-prohibicion-del-mercurio-en-la-mineria-de-oro-en-colombia-244158>
- [3] VARGAS, Pedro. Oro versus agua en Santurbán: ¿un falso dilema?. [en línea], *Portafolio el Tiempo*, sección economía, Diciembre 2017. (Recuperado el 10 de Septiembre de 2018) Disponible en: <https://www.portafolio.co/economia/la-realidad-sobre-el-proyecto-minero-de-oro-512274>
- [4] WARD, D., GOLDSMITH, R., CRUZ, B., JARAMILLO, C., y RESTREPO, H. Geología de los cuadrángulos H-12 y H-13. *INGEOMINAS Boletín geológico XXI*, nº 1-3 (1973): 1-132.
- [5] AGENCIA NACIONAL DE MINERÍA. Caracterización de la actividad minera departamental Santander. [En línea] *Ministerio de minas Colombia*, Junio 2017. (Recuperado el 12 de julio de 2018) Disponible en: https://www.anm.gov.co/sites/default/files/DocumentosAnm/bullets_santander_01-06-2017_.pdf

[6] PÉREZ Efrén , GASPAR Carlos. La geometalurgia: una herramienta para integrar la industria y la universidad. *Epistemus*, Universidad de Sonora; Vol 21, nº ISBN 2007-4530, Abril 2016.

[7] SGS MINERALS SERVICES. Geometalurgia. T3 SGS 329 (Agosto 2007)

[8] CASTAÑÓN, Cesar. *Software Recmin*. Madrid, 1990. Disponible en: <https://recmin.com/WP/>

[9] STANFORD, Nicolás. Software SGeMS. s.f. Disponible en <http://sgems.sourceforge.net/>

[10] ISO 9276. Representation of results of particle size analysis. Online Browsing Platform (OBP), 9276-3, 2008.

[11] BARBUENO, Laura. Caracterización automatizada de texturas de menas mediante análisis digital de imagen para su aplicación geometalúrgica. Departamento de Ingeniería geológica. Escuela técnica superior de Ingenieros de minas, España, 2014

[12] MARCHESE, Adolfo. Conceptos y aplicaciones de la planificación metalúrgica [en línea]. *RevistaLi*, 2016. (Recuperado el 17 de Septiembre de 2018). Disponible en: http://app.tecsup.edu.pe/file/sga/documentos/revistali/li_1/4.pdf

[13] INSTITUTO DE CIENCIA DE MATERIALES. Laboratorio de Microscopía. [en línea] Principios generales de la Microscopía Electrónica de Barrido. Madrid, s.f. (Recuperado 11 de Septiembre, 2018) Disponible en: <http://www.icmm.csic.es/es/divulgacion/posters/TECMicroscopia%20Electronica%20de%20Barrido.pdf>

[14] INGEMMET. Ensayo al fuego. Dirección de Laboratorio de química analítica, Lima, s.f. [En línea] (Recuperado el 10 de Julio de 2018). Disponible en:http://www.ingemmet.gob.pe/documents/10181/20013/FLUJO-TECNICA_DE_ENSAYO_AL_FUEGO.pdf/d090e380-c6fb-41c6-97ed2bc58b27dadb

[15] UNIVERSIDAD NACIONAL DE MÉXICO. Fundamento teórico de FRX. Instituto de energías renovables [En línea]. 2005. (Recuperado el 10 de Agosto de 2018). Disponible en: http://xml.cie.unam.mx/xml/ms/Doctos/FUNDAMENTOS_FRX.pdf

[16] RAMÍREZ, Emilio, FERNÁNDEZ de La Fuente. Estudio de la cinética de molienda de la mena de cromita del yacimiento albertina. Editado por Tecnología química. *Centro de Investigaciones Siderúrgicas* ISSN 0041-8420 (2009).

[17] EDEMET. Metodología experimental para la determinación del índice de trabajo en un molino de bolas [en línea], 14 Diciembre 2017. (Recuperado el 13 de Julio de 2018) Disponible en: [http://www.edemet.cl/prod_archivos/\[id8\]4.pdf](http://www.edemet.cl/prod_archivos/[id8]4.pdf)

[18] AGUILAR, Mayra; CORELLA, Javier. Diseño y construcción de una mesa concentradora para la optimización de extracción de oro en una empresa de Zaruma. [en línea]. Universidad politécnica Salesiana, Ingeniería industrial,. Ecuador, 2016. (Recuperado el 21 de Septiembre de 2018). Disponible en: <https://dspace.ups.edu.ec/bitstream/123456789/13385/1/UPS-GT001748.pdf>

[19] PORTAL MINERO, Precio de los metales en el mercado. (Recuperado el 17 de Octubre de 2018) Disponible en: <http://www.portalminero.com/display/home/Portal+Minero#>

[20] ARGIS PRO; Cómo funciona kriging, [En línea] (Recuperado el 14 de Septiembre de 2018) Disponible en: <https://pro.arcgis.com/es/pro-app/tool-reference/3d-analyst/how-kriging-works.htm>

BIBLIOGRAFÍA

AGENCIA NACIONAL DE MINERÍA. Caracterización de la actividad minera departamental Santander. [En línea] *Ministerio de minas Colombia*, Junio 2017. (Recuperado el 12 de julio de 2018) Disponible en: https://www.anm.gov.co/sites/default/files/DocumentosAnm/bullets_santander_01-06-2017_.pdf

AGUILAR, Mayra; CORELLA, Javier. Diseño y construcción de una mesa concentradora para la optimización de extracción de oro en una empresa de Zaruma. [en línea]. Universidad politécnica Salesiana, Ingeniería industrial,. Ecuador, 2016. (Recuperado el 21 de Septiembre de 2018). Disponible en: <https://dspace.ups.edu.ec/bitstream/123456789/13385/1/UPS-GT001748.pdf>

ÁLVAREZ-RODRÍGUEZ, MENÉNDEZ-AGUADO, DZIOBA Rosa, COELLO-ARGIS PRO; Cómo funciona kriging, [En línea] (Recuperado el 14 de Septiembre de 2018) Disponible en: <https://pro.arcgis.com/es/pro-app/tool-reference/3d-analyst/how-kriging-works.htm>

BARBUENO, Laura. Caracterización automatizada de texturas de menas mediante análisis digital de imagen para su aplicación geometalúrgica. Departamento de Ingeniería geológica, Escuela técnica superior de Ingenieros de minas, España, 2014.

CASTAÑÓN, Cesar. *Software Recmin*. Madrid, 1990. Disponible en: <https://recmin.com/WP/>

CHANCAYA, Samuel. El modelo geometalúrgico. Editado por Compañía de Minas Buenaventura S. A. A. Lima: XIV Congreso Peruano de Geología, 2008.

CRAIG, J; VAUGHAN, D. Ore microscopy and ore petrography. 2da. Vol. Inc . Estados Unidos: Jhon Wiley and sons, 1994.

DURÁN, S. D. & MORENO, A. O. Análisis sustancial y procesal de los requisitos que debe cumplir el pequeño minero para que mediante la figura del contrato de concesión, le sea permitida la explotación aurífera, 2012 en un área determinada. Universidad Industrial de Santander. Colombia. 2012, pág. 98. [Libro en línea]. Recuperado de: <http://tangara.uis.edu.co/biblioweb/tesis/2012/143190.pdf>

EDEMET. Metodología experimental para la determinación del índice de trabajo en un molino de bolas. Diciembre 2017. (Recuperado el 11 de Julio de 2018). Disponible en: <http://edemet.cl/indicedebond>

FORA YANQUE, Luis. Evaluación metalúrgica a nivel laboratorio del yacimiento tipo pórfido procedente de la región de Pasco. [en línea] Tesis pregrado, Facultad de ingeniería de procesos, Universidad Nacional San Agustín, Arequipa, 2015. (Recuperado el 2 de Septiembre de 2018). Disponible en: <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/2663>

GUTIERREZ, Leonel; SEPÚLVEDA, Jaime. *Dimensionamiento de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática*. Editado por Verman. Centro de Investigación en Minas y metalurgia. Santiago de Chile, 1986.

INGEMMET. Ensayo al fuego. Dirección de Laboratorio de química analítica, Lima, s.f. [En línea] (Recuperado el 10 de Julio de 2018). Disponible en: http://www.ingemmet.gob.pe/documents/10181/20013/FLUJO-TECNICA_DE_ENSAYO_AL_FUEGO.pdf/d090e380-c6fb-41c6-97ed2bc58b27dadb

INSTITUTO DE CIENCIA DE MATERIALES. Laboratorio de Microscopía. [en línea] Principios generales de la Microscopía Electrónica de Barrido. Madrid, s.f. (Recuperado 11 de Septiembre, 2018) Disponible en: <http://www.icmm.csic.es/es/divulgacion/posters/TECMicroscopia%20Electronica%20de%20Barrido.pdf>

ISO 9276. Representation of results of particle size analysis. Online Browsing Platform (OBP), 9276-3, 2008.

JOHNSTON Adam, CANCHAYA Samuel. Geometalurgia en el contexto peruano. Editado por geomet. Lima: Instituto de ingenieros de minas del Perú, 2016.

MANTILLA, F.L.C., BISSIG, T., VALENCIA, V., and CRAIG, H. The magmatic history of the Vetas-California mining district; Santander Massif, Eastern Cordillera. *Journal of South American Earth Sciences* 45 (2013): 235-249.

MARCHESE, Adolfo. Conceptos y aplicaciones de la planificación metalúrgica. [en línea]. *RevistaLi*, 2016. (Recuperado el 17 de Septiembre de 2018). Disponible en: http://app.tecsup.edu.pe/file/sga/documentos/revistali/li_1/4.pdf

MONTUFAR CÁRDENAS Emmanuel de Jesús, OPTIMIZACIÓN DE LA RELACIÓN DE BOLAS, PARA LA MOLIENDA DE PIEDRA CALIZA MEDIANTE UN MOLINO DE USO EXPERIMENTAL, Universidad de San Carlos de Guatemala, Facultad de Ingeniería, Escuela de Ingeniería Química, Guatemala, mayo de 2013

OSSA, Guillermo. Prohíben el mercurio en la minería de oro en Colombia. *El tiempo*, [en línea], Sección medio ambiente, Julio 2018. (Recuperado el 22 de Septiembre de 2018) Disponible en: <https://www.eltiempo.com/vida/medio->

ambiente/entra-en-vigencia-la-prohibicion-del-mercurio-en-la-mineria-de-oro-en-colombia-244158

PÉREZ Efrén , GASPAR Carlos. La geometalurgia: una herramienta para integrar la industria y la universidad. *Epistemos*, Universidad de Sonora; Vol 21, nº ISBN 2007-4530, Abril 2016.

PORTAL MINERO, Precio de los metales en el mercado. (Recuperado el 17 de Octubre de 2018) Disponible en: <http://www.portalminero.com/display/home/Portal+Minero#>

RAMÍREZ, Emilio, FERNÁNDEZ de La Fuente. Estudio de la cinética de molienda de la mena de cromita del yacimiento albertina. Editado por Tecnología química. *Centro de Investigaciones Siderúrgicas* ISSN 0041-8420 (2009).

ROJAS, Sonia. *Metalogenia de las mineralizaciones auríferas de la Zona de California, Santander*. [en línea] Editado por Departamento de Geociencias Facultad de Ciencias. Posgrado de Geociencias.: Bogotá. 2013 (Recuperado el 27 de Julio, 2018) Disponible en: <http://bdigital.unal.edu.co/57993/1/194733.2013.pdf>

SALAZAR, Ana. Caracterización geometalúrgica del mineral existente en las vetas del sector “la López”, ubicado en el distrito aurífero–polimetálico ponce enríquez (bella rica), para optimizar el beneficio de minerales en la planta de procesamiento de la empresa minerei. [en línea] Tesis, Facultad en ingeniería de minas, geología y metalurgia, Universidad Central de Ecuador, Quito, 2017 (Recuperado el 12 de julio de 2018) Disponible en: <https://www.dspace.espol.edu.ec/retrieve/91590/D-70050.pdf>

SGS MINERALS SERVICES. Geometalurgia. T3 SGS 329 (Agosto 2007).

STANFORD, Nicolás. Software SGeMS. s.f. Disponible en <http://sgems.sourceforge.net/>

SUTULOV, Alexander. Flotación de minerales, Instituto de investigaciones tecnológicas, Universidad de Concepción, Ed 1. Chile, 1963

TRASLAVIÑA, H. GARCÍA PÁEZ, J. E. PEDRAZA ROSAS, D. LAVERDE CATAÑO, Caracterización de los minerales auríferos de la zona minera de san pedro frío (Bolívar Colombia), para la selección de los procesos de extracción, , Dyna, Año 72, ISSN 0012-7353, Nro. 145, pp. 23-35. Medellín, Marzo de 2005.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE MÉXICO. Fundamento teórico de FRX, Instituto de energías renovables, [En línea]. 2005. (Recuperado el 10 de Agosto de 2018) Disponible en: http://xml.cie.unam.mx/xml/ms/Doctos/FUNDAMENTOS_FRX.pdf

VARGAS, Pedro. Oro versus agua en Santurbán: ¿un falso dilema?. [en línea], *Portafolio el Tiempo*, sección economía, Diciembre 2017. (Recuperado el 10 de Septiembre de 2018) Disponible en: <https://www.portafolio.co/economia/la-realidad-sobre-el-proyecto-minero-de-oro-512274>

VELÁZQUEZ, Raw materials evaluation in a silica processing plant to increase the energy efficiency in the grinding process, dyna, vol. 80, núm. 177 (2013)

WARD, D., GOLDSMITH, R., CRUZ, B., JARAMILLO, C., y RESTREPO, H. Geología de los cuadrángulos H-12 y H-13. *INGEOMINAS* Boletín geológico XXI, nº 1-3 (1973): 1-132.

ANEXOS

Anexo A. Tabla de muestreo

| MUESTRA | AG_PPM | AU_PPM | CU_PPM | CODE |
|---------|--------|--------|--------|------|
| 1 | 16,35 | 1,13 | 605 | GN |
| 2 | 2,5 | 1,25 | 180 | GN |
| 3 | 0,57 | 0,23 | 48,7 | GN |
| 4 | 30 | 44,3 | 6660 | GN |
| 5 | 2,5 | 4,59 | 490 | GN |
| 6 | 2,3 | 0,24 | 252 | |
| 7 | 151 | 19,4 | 1440 | GN |
| 8 | 7 | 3,43 | 170 | GN |
| 9 | 5,54 | 0,77 | 295 | GN |
| 10 | 41,8 | 3,56 | 6840 | GN |
| 11 | 12,4 | 0,59 | 501 | GN |
| 12 | 90 | 15,1 | 9350 | GN |
| 13 | 3,02 | 0,47 | 215 | GN |
| 14 | 2,5 | 8,55 | 20 | GN |
| 15 | 48 | 10,45 | 32260 | TBX |
| 16 | 0,31 | 0,11 | 2,9 | GN |
| 17 | 2,07 | 1,39 | 28,4 | HYBX |
| 18 | 31,5 | 12,65 | 9470 | GN |
| 19 | 51 | 9,6 | 740 | GN |
| 20 | 0,08 | 0,02 | 88 | GN |
| 21 | 43 | 13,75 | 10600 | ANF |
| 22 | 3,8 | 0,89 | 48,1 | GN |
| 23 | 0,4 | 0,14 | 97,1 | GN |
| 24 | 10 | 18,95 | 10 | TBX |
| 25 | 156 | 47,9 | 8530 | GN |
| 26 | 1,96 | 0,5 | 494 | GN |
| 27 | 33,3 | 3,06 | 3260 | GN |
| 28 | 7 | 7,18 | 390 | GN |
| 29 | 0,92 | 0,32 | 25 | GN |
| 30 | 13 | 6,37 | 780 | GN |
| 31 | 2,41 | 0,51 | 218 | INT |
| 32 | 0,32 | 0,26 | 9 | INT |
| 33 | 2,5 | 41,7 | 420 | GN |
| 34 | 2,5 | 8,34 | 210 | GN |
| 35 | 0,92 | 0,28 | 96,2 | GN |
| 36 | 5 | 22,5 | 270 | GN |
| 37 | 1,31 | 0,39 | 122 | GN |
| 38 | 13 | 24,1 | 310 | GN |
| 39 | 0,9 | 0,41 | 69,4 | GN |
| 40 | 1 | 0,33 | 53,4 | GN |
| 41 | 40,4 | 104,5 | 1780 | GN |
| 42 | 7,3 | 0,85 | 1740 | GN |
| 43 | 161 | 123,5 | 15350 | GN |
| 44 | 0,92 | 0,58 | 91,5 | GN |
| 45 | 57 | 90,1 | 1040 | GN |
| 46 | 15 | 48 | 390 | GN |
| 47 | 3,98 | 0,36 | 244 | GN |
| 48 | 0,23 | 0,04 | 51,2 | GN |
| 49 | 2,5 | 33,5 | 380 | GN |
| 50 | 0,26 | 0,06 | 24,5 | GN |

Anexo B. Ecuaciones para el desarrollo de la Conminución

| DESCRIPCIÓN | FÓRMULA | UNIDAD |
|---|--|--|
| Velocidad crítica del molino | $V = \frac{42,3}{\sqrt{D_M}}$ | rpm |
| Volumen de carga | $VC = 1,13 - 1,26 * \frac{Hc}{D_M}$ | % |
| Factor de tamaño de las bolas | $1,102 * \left(\frac{B - 12,5 * D_M}{50,8} \right)$ | (kW/Ton de bolas) |
| Potencia útil de un molino de descarga por rebose (Bond) | $P = Mc * \left(4,879 * D_M^{0,3} * (3,2 - 3VC) * C_s * \left(1 - \frac{0,1}{2^{9-10Cs}} \right) \right) + S_s$ | kW |
| Potencia absorbida Grai (Bond) | $P_a = 10W_i * \frac{1}{0,907} * \left(\frac{1}{\sqrt{P80}} - \frac{1}{\sqrt{F80}} \right) * C$ | kW |
| Tamaño óptimo de alimentación | $F_{80} = 4000 * \sqrt{\frac{13}{W_i}}$ | micras |
| Diámetro máximo de las bolas de molienda | $D_{bola} = \sqrt{\frac{D_{80}}{K} * \sqrt[3]{\frac{W_i * S_g}{\%C_s * \sqrt{3,281 * D_M}} * 25,4}}$ | mm |
| Primera Ley de conminución (Rittinger) | $E_R = K_R * \left(\frac{1}{P_{80}} - \frac{1}{F_{80}} \right) = \frac{Potencia W}{\frac{Ton}{h}}$ | kW |
| Segunda ley de la conminución (Kick) | $E_K = K_K \text{Log} \left(\frac{F_{80}}{P_{80}} \right)$ | kW |
| Factores de corrección para la potencia de Bond (Tercera ley de la conminución) | $EF1 = \begin{cases} 1 & \text{para molienda seca} \\ 1,2 & \text{para molienda húmeda} \end{cases}$ $EF2 = \begin{cases} 1 & \text{para circuito cerrado} \\ \text{aplicar factor de Tabla para molienda húmeda} \end{cases}$ $EF3 = \begin{cases} \left(\frac{2,44}{D} \right)^{0,2} & \text{para } D < 3,96m \\ 0,914 & \text{para } D > 3,96m \end{cases}$ $EF4 = \frac{R_r + (W_i - 7) * \left(\frac{D_{80} - F_0}{F_0} \right)}{R_r}$ $EF5 = \frac{P_{80} + 10,3}{1,145 * P_{80}}$ $EF6 = \frac{2 * (R_r - 1,35) + 0,26}{2 * (R_r - 1,35)}$ | <p>EF1: Factor según tipo de molienda: Seca/Húmeda</p> <p>EF2: Molienda según tipo de circuito: Abierto/Cerrado</p> <p>EF3: Factor de Eficiencia del Diámetro</p> <p>EF4: Factor de Eficiencia por sobretamaño</p> <p>$F_{80} > 4000 * \sqrt{1,1 * \frac{13}{W_i}}$</p> <p>EF5: Factor por molienda fina $P_{80} < 75 \mu m$</p> <p>EF6: Factor de Eficiencia por alto/bajo radio de Reducción $F_{80}/P_{80} < 6$</p> |

Anexo C. Información mineralógica macroscópica

| # MUESTRA | COLOR | COMPOSICION MINERALOGICA | | | ALTERACION | OBSERVACIONES |
|-----------|-----------------|--------------------------|--|----------------------------------|-------------------|--|
| | | Composición | Minerales mena | Minerales ganga | | |
| | Color | Composición | Minerales mena | Minerales ganga | | |
| 3 | Gris rosaceo | Felsica | Py 10% Mag 5% | Qtz 75% Kao10% | Cuarzo-sericita | Posiblemente neis con alteracion hidrotermal que ha silisificado la roca |
| 4 | Gris claro | Intermedia | Py 15% Pirita gruesa relleno de fracturas, pirita diseminada | Qtz 70% Kao 15% | Cuarzo-sericita | Posible gneis con mineralización, presenta alteracion argilica intermedia |
| 6 | Blanco grisaceo | Félsica | Py10% diseminada y relleno de fracturas | Kao 80% Qtz 10% | Argilica avanzada | Posiblemente neis con alteracion hidrotermal, alteracion argilica |
| 7 | Blanco-rosaceo | Felsica | Py 10% | Qtz 40% Ftp- K 30% Kao 20% | | Posiblemente Granito |
| 9 | Blanco grisaceo | Felsica | Py10% Pirita gruesa relleno de fracturas, pirita diseminada Magnetita 3% | Qtz 65% Kao 25% | Argilica avanzada | Posible neis alterado hidrotermalmente con relleno de fracturas y alteracion argilica |
| 11 | Gris-rosacea | Felsica | Mag 10% | Fpt-K 35% Qtz 45 % Pl 10% | Cuarzo-sericita | Granito |
| 12 | Gris | Felsica | Py 17% | Qtz 80% Clc 3% | Argilica avanzada | Brecha magmatica-hidrotermal con presencia de cuarzo vuggy y calcantita como mineral secundario. |
| 18 | Grisaceo | Intermedia | Py 20% como relleno de fracturas y diseminada | Qtz 70% Kao 10% | Cuarzo-sericita | Posiblemente neis biotitico con fuerte alteracion argilica intermedia |
| 19 | Blanco | Felsica | Py 15% relleno de fracturas | Qtz 85 % | Cuarzo-sericita | Roca alterada hidrotermalmente (brecha) |
| 21 | Gris | Intermedia | Py 20% | Qtz 67% Clc8% bn 5% | Cuarzo-sericita | Fragmento siliceo con un alto contenido de pirita |

| | | | | | | |
|----|-----------------|------------|---|--|-------------------|---|
| 24 | Gris | Intermedia | Py 10% Mag 20% | Qtz 70% | Cuarzo-sericitica | Brecha hidrotermal, aumenta el contenido de oxidos(magnetita) en relación a los sulfuros. |
| 25 | Gris | felsica | Py 10% | Qtz 85% Clc 3% bn2% | Cuarzo-sericitica | Roca alterada hidrotermalmente , reemplazamiento de los minerales originales por cuarzo. |
| 31 | Blanco | Felsica | Py 5% | Kao 95% | Argilica | Posiblemente anortosita |
| 36 | Blanca rosacea | Felsica | Py 10% | Pl Ftp Qtz | Argilica | Granodiorita con alteración del feldespato |
| 38 | Blanco | Felsica | Py3% Mag 2% | Pl 30% Ftp-K 35% Qtz 30% | Argilica | Granodiorita con alteración de feldespato |
| 39 | Blanco rosaceo | Felsica | Py 15% | Pl 30% Ftp40% Qtz 20% | | Granodiorita |
| 41 | Gris blancuzco | Felsica | Py 15% | Qtz 85% | Cuarzo-sericitica | Roca con alteracion hidrotermal |
| 42 | Gris blancuzco | Felsica | Py 15% rellenando fracturas y diseminada Mag 10% | Qtz 55% Kao 20% | Argilica avanzada | Aumenta contenido de oxidos, sigue predominando los sulfuros |
| 44 | Blanca grisacea | Felsica | Py 5% Mag 3% | Feldespato K Plagioclasa Cuarzo | Argilica avanzada | Posiblemente granodiorita alterada Presenta una coloración amarilla verdusca |
| 47 | Blanca grisacea | Felsica | Py 15% | Qtz 25% Kao 60% como alteracion de feldespatos | Argilica | Disminuye contenido de oxidos, no se observan, aumenta el contenido de sulfuros |
| 49 | Blanca | Felsica | Py 3% | Qtz 37% Kao 60% como alteracion de feldespatos 65% | Argilica avanzada | Posiblemente neis, presenta fuerte alteracion argilica. |

Anexo D. Parámetros para realización en sGeMS del modelo de bloques

base de datos sgems : Bloc de notas

Archivo Edición Formato Ver Ayuda

| Sondeo | Desde | Hasta | Este | Norte | Elevacion | Au(ppm) | Cu(ppm) | Ag(ppm) | Litologia |
|--------|--------|---------------|---------------------|---------|-----------|----------|-----------|---------|-----------|
| LB445 | 94 | 96.431130252 | 121307344.95 | 2786.53 | 2.79 | 1947.98 | 1.79HYBX | | |
| LB445 | 96.43 | 98.861130252 | 121307343.44 | 2784.62 | 2.24 | 1982.79 | 1.44HYBX | | |
| LB445 | 98.86 | 101.21130252 | 131307341.96 | 2782.75 | 1.3 | 2649.24 | 8.67HYBX | | |
| LB445 | 101.2 | 103.631130252 | 131307340.48 | 2780.88 | 2.41 | 742.3 | 2.53HYBX | | |
| LB445 | 368 | 370.431130249 | 711307175.77 | 2571.02 | 1.86 | 1141.92 | 10.4GN | | |
| LB445 | 370.43 | 372.861130249 | 671307174.28 | 2569.1 | 1.19 | 360.59 | 1.71GN | | |
| LB731 | 50.29 | 52.731130222 | 081307360.56 | 2784.13 | 2.04 | 1838 | 11.82HYBX | | |
| LB731 | 52.73 | 55.281130222 | 851307359.63 | 2781.95 | 1.17 | 2958.54 | 15.02HYBX | | |
| LB731 | 55.28 | 57.711130223 | 611307358.71 | 2779.76 | 4.82 | 3116.54 | 17.79HYBX | | |
| LB731 | 57.71 | 60.041130224 | 321307357.85 | 2777.66 | 1.56 | 1936.27 | 13.01HYBX | | |
| LB731 | 60.04 | 62.471130225 | 041307356.99 | 2775.56 | 8.67 | 2979.96 | 40.83HYBX | | |
| LB731 | 74.6 | 77.031130229 | 391307351.72 | 2762.7 | 4.85 | 3641.89 | 31.39GN | | |
| LB731 | 77.03 | 79.461130230 | 111307350.84 | 2760.56 | 1.67 | 1251.02 | 9.8GN | | |
| LB731 | 91.44 | 93.871130234 | 391307345.67 | 2747.8 | 2 | 985.68 | 6.62GN | | |
| LB731 | 127.33 | 129.761130244 | 911307333.02 | 2715.91 | 1.55 | 2854.02 | 20.24GN | | |
| LB731 | 146.9 | 149.33 | 1130250.61307326.32 | 2698.43 | 1.33 | 2395.88 | 17.16MZ | | |
| LB731 | 149.33 | 151.75 | 1130251.31307325.49 | 2696.26 | 5.32 | 10922.39 | 66.22MZ | | |
| LB731 | 151.75 | 154.181130252 | 011307324.67 | 2694.09 | 4.6 | 7640.34 | 63.68MZ | | |
| LB731 | 154.18 | 156.611130252 | 711307323.85 | 2691.91 | 0.8 | 579.19 | 6.21MZ | | |
| LB731 | 156.61 | 159.041130253 | 421307323.03 | 2689.74 | 9.21 | 3799.6 | 25.34MZ | | |
| LB731 | 159.04 | 161.471130254 | 13 1307322.2 | 2687.56 | 10.14 | 14571.16 | 102.2MZ | | |
| LB731 | 168.1 | 170.531130256 | 761307319.14 | 2679.45 | 2.74 | 6294.28 | 34.7MZ | | |
| LB731 | 170.53 | 172.961130257 | 461307318.32 | 2677.27 | 2.48 | 4354.19 | 28.45MZ | | |


ley Au [ppm] vs. ley Au [ppm]

Lags

Number of lags: 10


Lag separation: 100

Lag tolerance: 50



Directions

Number of directions: 4



Angles are in degrees. Use a tolerance tol > 90 to indicate an omni-direction

| azimuth | dip | tolerance | bandwidth | measure type | head indic. cutoff | tail indic. cutoff |
|---------|-----|-----------|-----------|--------------|--------------------|--------------------|
| 1 | 0 | 90 | 1000000 | variogram | | |
| 2 | 0 | 22.5 | 500000 | variogram | | |
| 3 | 0 | 22.5 | 500000 | variogram | | |
| 4 | 0 | 22.5 | 500000 | variogram | | |

Create new cartesian grid

Grid name: sm grid

Grid Dimensions

Number of cells in X: 48

Number of cells in Y: 48

Number of cells in Z: 68

Cell Size

The dimensions of a single cell

Size in X: 10

Size in Y: 10

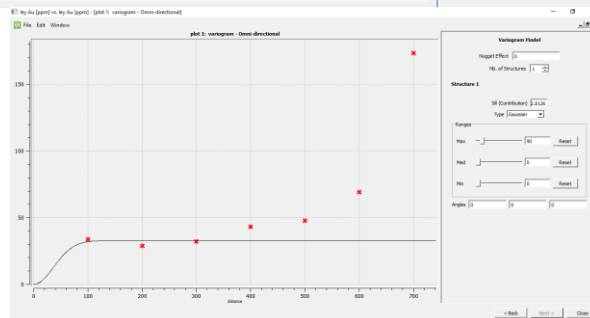
Size in Z: 10

Origin Coordinates

The coordinates of the lower left corner of the grid

Ox: 0 Oy: 0 Oz: 0

Create Grid Cancel



Anexo E. Recomendación reactivos de Flotación

Para la flotación de minerales se hace necesario el análisis de las interfaces sólido – líquido, y líquido – gas; así como el contacto trifásico que genera el llamado ángulo de contacto. Entre las interfaces líquido-sólido se presenta un Potencial electroquímico, derivado de la preferencia de hidratación de cationes sobre aniones, los cuales generan una capa negativa que rodea el mineral, produciendo con ello la capa de Helmutz y el respectivo potencial Zeta; esta diferencia de potencial, tiene una relación directa con la cantidad de iones absorbidos y entre mayor sea, atraerá las moléculas con altas constantes dieléctricas como el Agua haciendo al mineral más hidrofílico lo cual no beneficia el proceso de flotación. Por su lado en la interfase líquido-gas, se presenta una energía potencial libre derivada de las fuerzas moleculares no compensadas, esta energía se cuantifica como la Tensión superficial y es de suma importancia durante los estudios de flotabilidad. De ese modo, se debe estudiar a fondo las relaciones entre los colectores, espumantes, activadores, depresores y modificadores de pH a modo de lograr los mejores resultados.

La descripción de los reactivos de flotación recomendados, corresponde a los ofertados por la empresa peruana Renasa, cuya información técnica se presenta a continuación:

- *Xantato isopropílico de Sodio: Utilizado en la flotación de minerales complejos de Pb, Zn, Cu y Fe, en los cuales los principales minerales son calcopirita, enargita, galena, esfalerita, marmatta, pirrotita y pirita.*
- *Xantato amílico de potasio, es empleado en la flotación de minerales sulfurosos de Cu, Pb, Zn, Fe, Ni, Co y se aplica con éxito para flotar pirita que contiene oro.*

- *Ditiofosfato AR 1404 es utilizado en la flotación de pirita aurífera sólo, o en combinación con otros ditiofosfatos como AR 1242 y AR 131.*

Fuente: Contacto directo con la empresa; Av. Juan de Liaga 118 – magdalena del mar –Lima Perú, Teléfono 278000 Anexos 203 -204 email: aelera@renassa.com.peru