

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Software minero Mineplan y su influencia en el diseño
de plan de minado de la concesión minera New
Mining - Huancavelica - 2020**

Alexis Frank Gutierrez Huarocc

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2022

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Marco Antonio Carhuaz Chávez

AGRADECIMIENTO

A los docentes de la universidad que guiaron mi objetivo de culminar satisfactoriamente la carrera de Ingeniería de Minas, asimismo a mi asesor Ing. Marco Carhuaz Chávez por el apoyo en el desarrollo de la presente tesis.

De mi especial consideración al Ing. Alexis Castellón Oré por la guía y consejos a lo largo del desarrollo de mi vida preprofesional y profesional.

DEDICATORIA

A Dios Padre, por llenarme de sabiduría y conocimiento.

A mis padres, Nora Huarocc Soto y Felix Gutierrez Gabriel; a mis hermanos, Danny Gutierrez Huarocc, Kristian Gutierrez Huarocc, quienes fueron y son mi aliento e inspiración desde el inicio de mi carrera profesional, a pesar de los tropiezos siempre me apoyaron y nunca me dejaron caer.

A mi tío, Edwin Huarocc Soto, quien en vida me llenó de consejos y fuerzas para lograr mis objetivos.

ÍNDICE

Asesor	ii
Agradecimiento	iii
Dedicatoria.....	iv
Índice	v
Lista de tablas	viii
Lista de figuras.....	x
Resumen	xii
Abstract.....	xiii
Introducción.....	xiv
CAPÍTULO I.....	15
PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	15
1.1 Planteamiento y formulación del problema.....	15
1.1.1 Planteamiento del problema	15
1.1.2 Formulación del problema	16
1.2 Objetivo	17
1.2.1 Objetivo general.....	17
1.2.2 Objetivos específicos	17
1.3 Justificación e importancia	17
1.3.1 Justificación práctica.....	17
1.3.2 Justificación metodológica.....	18
1.3.3 Importancia	18
1.4 Hipótesis.....	18
1.4.1 Hipótesis general	18
1.4.2 Hipótesis específicas	18
1.5 Operacionalización de variables	20
CAPÍTULO II	21
MARCO TEÓRICO	21
2.1 Antecedentes del problema	21
2.1.1 A nivel internacional.....	21
2.1.2 A nivel nacional.....	22
2.2 Generalidades de la concesión minera <i>New Mining</i> , Huancavelica.....	24
2.2.1 Información general	24

2.2.2 Ubicación y accesos	24
2.2.3 Geología - geomorfología	26
2.2.4 Geología regional.....	26
2.2.5 Geología local	27
2.2.6 Topografía superficial	30
2.2.7 Topografía subterránea	31
2.3 Bases teóricas.....	31
2.3.1 Principales métodos de explotación subterránea.....	31
2.3.2 Selección de método de explotación subterránea	36
2.3.3 Dilución y recuperación minera	40
2.3.4 Recursos y reservas	41
2.3.5 Diseño de stopes	42
2.3.6 Parámetros geomecánicos	43
2.3.7 Secuencia de minado	47
CAPÍTULO III	51
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN.....	51
3.1 Método y alcance de la investigación	51
3.1.1 Método de la investigación	51
3.1.2 Alcance de la investigación	51
3.1.3 Nivel de la investigación	52
3.2 Diseño de la investigación	52
3.3 Población y muestra.....	52
3.3.1 Población	52
3.3.2 Muestra 52	
3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	52
CAPÍTULO IV.....	54
RESULTADOS Y DISCUSIÓN	54
4.1 Modelamiento empleando Mineplan	54
4.2 Modelamiento geológico	58
4.3 Modelo económico	65
4.4 Evaluación económica	65
4.5 Análisis de ciclo de minado.....	67
4.6 Valorización de mineral.....	71
Conclusiones.....	75

Recomendaciones.....	76
Lista de referencias.....	77
Anexos.....	79

LISTA DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de variable	20
Tabla 2. Coordenadas UTM- New Mining	25
Tabla 3. Ruta geográfica	25
Tabla 4. Criterios del método UBC.....	37
Tabla 5. Dilución según método por O´Hara.....	40
Tabla 6. Recuperación mineral según el método de explotación	41
Tabla 7. Número de estabilidad de Mathews	43
Tabla 8. Radio hidráulico según Mathews	43
Tabla 9. Clases de macizos según RMR	44
Tabla 10. Significado de clases de macizos rocosos.....	44
Tabla 11. Fórmula de aplicación RQD	45
Tabla 10. Calidad de testigo RQD.....	46
Tabla 13. Fórmula de Hoek & Brown para la resistencia del macizo rocoso	47
Tabla 14. Propiedades geológicas de la concesión minera New Mining	60
Tabla 15. Propiedades geomecánicas de la concesión minera New Mining	60
Tabla 16. Métodos de minado recomendados según Nicholas	62
Tabla 17. Cálculo de dilución para el método SLS	62
Tabla 18. Cálculo de dilución para el método cut and fill stoping	62
Tabla 19. Dilución y recuperación según O´Hara.....	63
Tabla 20. Reporte de reservas CM New Mining.	64
Tabla 21. Reservas seleccionadas para la evaluación económica.....	66
Tabla 22. Regla de Taylor aplicado a reservas de proyecto New Mining	67
Tabla 23. Parámetros del ciclo de minado	67
Tabla 24. Requerimiento de personal	68
Tabla 25. Tiempo de perforación por ala	68
Tabla 26. Tiempo de carguío por ala	68
Tabla 27. Tiempo de sostenimiento	69
Tabla 28. Tiempo de limpieza	69
Tabla 29. Tiempo de cambio de piso	69

Tabla 30. Tiempo de relleno.....	70
Tabla 31. Tiempo de ciclo de mineral.....	70
Tabla 32. Plan de producción proyecto minero New Mining.....	70

LISTA DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación de la concesión.....	26
Figura 2. Geología del área de estudio..	27
Figura 3. Geología suroeste.	29
Figura 4. Geología de área de trabajo..	29
Figura 5. Topografía superficial de New Mining en MinePlan15.4.....	30
Figura 6. New Mining, levantamiento superficial.....	31
Figura 7. Selección de método de exploración según Nicholas - geometría y distribución de leyes	39
Figura 8. Criterios de selección según Nicholas, características geomecánicas	39
Figura 9. Resultados de exploración según JORC	42
Figura 10. Longitud sin sostenimiento y tiempo de estabilidad sin soporte	45
Figura 11. Ábaco de puntuación RQD	46
Figura 12. Malla de perforación estándar.....	48
Figura 13. Arranque de malla en frentes de avance	48
Figura 14. Topografía superficial de New Mining en Mineplan 3D	55
Figura 15. Componentes superficiales de la concesión minera New Mining.....	55
Figura 16. Vista 3D de topografía superficial en Mineplan 3D	56
Figura 17. Modelamiento superficial en Mineplan 3D	56
Figura 18. Modelamiento de labores subterráneas en Mineplan 3D	57
Figura 19. Componentes del levantamiento subterráneo con Mineplan 3D	57
Figura 20. Diagrama de caja.	58
Figura 21. Histograma de frecuencia y ley de Cu..	59
Figura 22. Variograma experimental	60
Figura 23. Parámetros geológicos evaluados en Nicholas	61
Figura 24. Parámetros geomecánicos evaluados en Nicholas	61
Figura 25. Modelo de recursos de la concesión minera New Mining.....	63
Figura 26. Modelo de bloques en función a la presencia de óxidos.	64
Figura 27. Stopes económicos evaluados en MS stopes.	65
Figura 28. Stopes seleccionados para evaluación.....	66

Figura 29. Balance metalúrgico del proyecto New Mining	71
Figura 30. Datos para la evaluación económica	72
Figura 31. Estado de ganancias y pérdidas del proyecto New Mining	73
Figura 32. Flujo de caja del proyecto minero New Mining	74
Figura 38. Afloramiento en superficie de sulfuros en la concesión minera New Mining	80
Figura 39. Afloramiento en superficie de sulfuros en la concesión minera New Mining	80
Figura 40. Tajo en la concesión minera New Mining	81
Figura 41. Perforistas en la concesión minera New Mining	81

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene como finalidad dar a conocer la importancia de la aplicación de softwares mineros en el planeamiento de un proyecto minero, para conseguir el diseño del plan de minado y determinar su viabilidad económica.

La presente tesis muestra la aplicación del software minero Mineplan en la concesión minera *New Mining*, donde se realizó un levantamiento topográfico superficial en el cual destacan el relieve de la superficie, puntos de afloramiento, fallas geológicas y componentes, así mismo se realizó un levantamiento topográfico subterráneo de labores mineras preexistentes, tales como galerías, chimeneas, entre otros; la correlación de los puntos de afloramiento en superficie con las labores subterráneas sirvieron de base para poder determinar la dirección y buzamiento de la estructura mineralizada y a partir de esta información y tomando en cuenta otras variables se realiza el modelado en 3D, haciendo uso del software minero Mineplan y de sus herramientas.

Los resultados muestran el modelado de los stopes minables, con una estimación de 218 400 t en reservas con ley promedio de 2.91 % de cobre, a partir de los cuales se genera el plan de minado para la concesión minera *New Mining*, en el cual se detalla que las reservas serán explotadas en 5 años con un ritmo de producción de 66 t/día los cuales irán aumentando acorde el desarrollo de la mina, esto con la aplicación del método de corte y relleno ascendente.

ABSTRACT

The purpose of this research work is to make known the importance of the application of mining software in the planning of a mining project, to achieve the design of the mining plan and determine its economic viability.

This thesis shows the application of the Mineplan mining software in the New Mining concession, where a superficial topographical survey was carried out in which the relief of the surface, outcrop points, geological faults and components stand out, as well as a topographical survey underground of pre-existing mining works, such as galleries, chimneys, among others; the correlation of the outcropping points on the surface with the underground workings served as the basis for determining the direction and dip of the mineralized structure and based on this information and taking into account other variables, the 3D modeling is carried out using the mining software Mineplan and its tools.

The results show the modeling of the minable stopes, with an estimate of 218,400 t in reserves with an average grade of 2.91% copper, from which the mining plan for the New Mining concession is generated, in which details that the reserves will be exploited in 5 years with a production rate of 66 t/d, which will increase as the mine develops, with the application of the ascending cut-and-fill method.

INTRODUCCIÓN

La presente tesis “*Software minero mineplan y su influencia en el diseño de plan de minado de la concesión minera New Mining, Huancavelica, 2020*” se justifica ante la falta de un plan de minado para la explotación minera de la concesión en estudio; es preciso mencionar que el planeamiento estratégico en cualquier etapa de un proyecto minero permite definir objetivos, indicadores, KPI, los cuales servirán para el control de las operaciones y poder dirigir la misma de forma más eficiente, esto con el fin de tomar mejores decisiones.

Tomando en cuenta lo antes mencionado, el diseño y definición de un plan de minado es clave para una operación minera, este le permite tener una dirección tanto en labores a desarrollar y tonelajes que cumplir para que el proyecto se mantenga rentable.

El presente trabajo se compone de cuatro capítulos; el capítulo I presenta el problema, los objetivos, justificación del problema, importancia y la hipótesis.

El capítulo II contiene el marco teórico, este contiene los antecedentes del trabajo, bases teóricas y la operacionalización de las variables de la presente tesis.

El capítulo III contiene la metodología empleada, el nivel de investigación y el alcance.

El capítulo IV contiene los resultados del trabajo de investigación, los cuales son explicados.

Por último, se muestran las conclusiones y recomendaciones generales de la presente tesis.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y formulación del problema

1.1.1 Planteamiento del problema

El desarrollo de la presente tesis se da en la concesión minera *New Mining* ubicada en el departamento de Huancavelica, la cual fue trabajada de manera artesanal en la antigüedad, dato obtenido de la visita inicial que se hace a la concesión en la cual se observan restos de actividad minera en el lugar, pasivos tales como labores abandonadas, desmontera de mineral, campamento en abandono, etc.; a partir de esta visita se observa un potencial negocio minero en el lugar por las fallas muy pronunciadas, encontrándose zonas sulfatadas y afloramientos en superficie; se concesiona la zona para realizar estudios y estimar la viabilidad económica de la concesión, teniendo en cuenta que los recursos económicos para exploración son limitados, por lo cual la concesión minera *New Mining* requiere un diseño de plan de minado que le permita visualizar varias opciones de planeamiento, que le permita optimizar sus tajos, explotar de forma más segura y aumentar el valor del proyecto.

Concesionada la zona de estudio se procede a realizar un levantamiento topográfico superficial e interior de mina, asimismo, se obtienen muestras, las cuales son enviadas a laboratorio para su análisis, destacando en los resultados minerales como plata (Ag), oro (Au) y cobre (Cu), siendo el de mejor recuperación la plata (Ag); todo este proceso a cargo de la consultora Marciths S. A. C., razón por la cual se requiere el diseño de un plan de minado que permita extraer estos minerales de manera segura y económicamente viable. Conociendo la realidad de los recursos limitados para exploración y estudios más detallados en la concesión, se procede a usar el levantamiento topográfico superficial y subterráneo como base para generar el plan de minado, generando la vistas en 3D con el uso de la herramienta digital minera Mineplan, las cuales permitirán tomar decisiones tales como determinar el diseño de plan de minado, método de explotación, diseñar las labores mineras, estimar los programas de avance y producción; estimar costos de capital (capex), costos de operación (opex), LOM de la mina, todo con el fin de determinar la viabilidad económica de la concesión minera *New Mining*.

1.1.2 Formulación del problema

1.1.2.1. Problema general

¿Cuál es la influencia de la aplicación del software minero Mineplan en el diseño del plan de minado de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica, 2020?

1.1.2.2. Problemas específicos

¿Cuál es la influencia del modelamiento topográfico en el diseño del plan de minado de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica, 2020?

¿Cuál es la influencia del modelo geológico en el diseño del plan de minado de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica, 2020?

¿Cuál es la influencia del modelo económico en el diseño del plan de minado de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica, 2020?

1.2 Objetivo

1.2.1 Objetivo general

Determinar cuál es la incidencia de la aplicación del software minero Mineplan en el diseño del plan de minado la concesión minera *New Mining*, Huancavelica, 2020.

1.2.2 Objetivos específicos

Determinar cuál es la incidencia de la aplicación del software minero Mineplan en las actividades de modelamiento topográfico de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica, 2020.

Determinar cuál es la incidencia de la aplicación del software minero Mineplan en el modelo geológico de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica, 2020.

Determinar cuál es la incidencia de la aplicación del software minero Mineplan en el modelo económico de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica, 2020.

1.3 Justificación e importancia

1.3.1 Justificación práctica

La digitalización ha logrado crear diversos softwares que ayudan a poder observar una operación minera de forma digital y en 3D, que permite

tomar mejores decisiones en la etapa inicial de un proyecto minero. El estudio se justifica de forma práctica, ya que con el uso de la herramienta digital minera Mineplan se realiza el diseño de plan de minado de la concesión minera *New Mining* haciendo uso de diversos parámetros para poder generarlo, esto con el fin de determinar la viabilidad económica del proyecto.

1.3.2 Justificación metodológica

A partir de esta investigación los profesionales inmersos en el campo minero tendrán un nuevo enfoque de la herramienta digital minera Mineplan que generará una metodología distinta en la evaluación de proyectos mineros y en los diseños de planes de minado.

1.3.3 Importancia

Este estudio servirá como guía a profesionales mineros y futuros profesionales en la utilización de herramientas digitales mineras para el desarrollo del planeamiento en las operaciones mineras y tomar mejores decisiones con fines de mejorar el valor presente neto de sus respectivas operaciones.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

La aplicación del software minero Mineplan influye en gran medida en el diseño del plan de minado de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica, 2020.

1.4.2 Hipótesis específicas

La aplicación del software minero Mineplan influye en gran medida en el modelamiento geológico de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica, 2020.

La aplicación del software minero Mineplan influye en gran medida en el modelo geomecánico de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica, 2020.

La aplicación del software minero Mineplan influye en gran medida en el modelo económico de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica, 2020.

1.5 Operacionalización de variables

Tabla 1. Operacionalización de variable

Variables	Definición conceptual	Dimensiones	Subdimensión e indicadores
<p>Variable independiente</p> <p>Aplicación del software minero Mineplan</p>	<ul style="list-style-type: none"> Herramienta digital minera usada en el modelamiento y la planeación de mina, proporciona soluciones integradas para exploración, modelado geológico, diseño, planificación y operación, ya sea subterránea o en superficie. 	<ul style="list-style-type: none"> Herramienta digital minera. 	<ul style="list-style-type: none"> Actividades de modelamiento topográfico. Actividades de modelamiento geológico Actividades de modelamiento económico
<p>Variable dependiente</p> <p>Diseño de plan de minado</p>	<ul style="list-style-type: none"> Conjunto de actividades secuenciadas y planificadas que sirven para la extracción del mineral de una forma económicamente sustentable. 	<ul style="list-style-type: none"> Actividades para la extracción de mineral. 	<ul style="list-style-type: none"> Deep Plan de producción

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

El presente estudio se antecede en base a las siguientes investigaciones mostradas a nivel internacional y nacional respecto al uso de softwares mineros y diseños de planes de minado.

2.1.1 A nivel internacional

En la tesis titulada “*Underground mine plan optimization*” (1), donde se concluye que la descomposición se da en tres pasos, el más complejo de los cuales es el desarrollo de niveles y la selección de bloques de niveles. Esto puede modelarse como un problema PCEST al que se dedican otros tres capítulos de esta tesis. El resultado final de una sola ejecución de los tres pasos de optimización es un plan de mina completo para el que se maximiza el valor de la profundidad óptima de la mina en niveles. Para cada nivel minado, una selección óptima de bloques de nivel (proxies para puntos de extracción) y una red óptima para conectarlos al eje. Para cada bloque de nivel seleccionado, un árbol de bloques de rebaje / cueva que maximiza el valor que, cuando se combinan, representan los poliedros óptimos. Los parámetros de diseño que no están optimizados y que se determinarán mediante pruebas repetidas de optimización son la ubicación del eje: la ubicación del eje está restringida por factores como la

separación requerida de los poliedros, dado que antes de una optimización no se sabe exactamente dónde están los poliedros, el flujo de trabajo propuesto incluye experimentar con la posición del eje a través de repetidos ensayos de optimización hasta encontrar una solución satisfactoria. Una solución satisfactoria en este caso es aquella en la que se cumplen los requisitos mínimos de separación, con un impacto mínimo en el valor de la mina, la distancia entre niveles / separación de niveles; la separación de niveles está asociada con la selección del método de extracción. Cada método de extracción tiene asociado un conjunto de costos de desarrollo, recuperaciones mineras, dilución minera, costos de extracción y tasa de producción. El flujo de trabajo para efectuar la selección del método de minería y asociado con eso, la separación de niveles, los costos y otros factores son ensayos de optimización repetidos hasta que se encuentre la selección del método con el valor más alto para el yacimiento (1).

2.1.2 A nivel nacional

En la tesis “*Aplicación de software minero Surpac - MineSched para el diseño de la mina de caliza Peña Blanca*” (2) se tuvo como objetivo principal elaborar el planeamiento minero a corto plazo, con ayuda de herramientas (software minero Surpac - MineSched), para la explotación de caliza de la mina Peña Blanca. Y concluye que los datos obtenidos a través del manejo del software Surpac – MineSched, para la mina Peña Blanca, cantera 7, da certeza de la vida de la mina en los próximos 15 a 20 años (en cualquier frente de explotación abierto a futuro). Además, la ejecución de perforaciones permanentes confirmaría el crecimiento o decrecimiento del yacimiento de las reservas en zona baja, media y alta. Considerando el ritmo de producción de la mina, se tiene una vida útil del proyecto, la tarea de realizar constantemente topografía donde se le hace seguimiento a través del software Surpac - MineSched dando así aumentos significativos en la producción (2).

En la tesis “*Optimización del plan de minado de cantera de caliza La Unión, distrito de Baños del Inca, Cajamarca*” (3), se tuvo como objetivo principal el

evaluar las características geomecánicas del yacimiento, reservas minerales y el ciclo de operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y transporte en la cantera de caliza La Unión, distrito Baños del Inca, Cajamarca y ver la influencia de este en el plan de minado, concluyendo con la determinación de la calidad del macizo rocoso de caliza, reservas minerales y el ciclo de operaciones unitarias de perforación, voladura, carguío y transporte se ha logrado optimizar el plan de minado en la cantera de caliza La Unión, distrito Baños del Inca, Cajamarca, de acuerdo a hipótesis y objetivos planteados en el presente trabajo de investigación (3).

En la tesis “*Aplicación del DataMine para el planeamiento estratégico de inversión en minería*” (4) se tuvo como objetivo principal determinar de qué manera, con la aplicación del software minero Datamine, se puede evaluar económicamente un depósito de minerales y establecer un plan estratégico de inversión minera y concluyen que la evaluación de proyectos de inversión minera, requiere gestionar abundante información, celeridad en los cálculos, precisión y certeza en los resultados, los que se deben obtener en cada oportunidad que se requiera para la toma de decisiones de inversión; los softwares mencionados y utilizados en esta tesis cuentan con una trayectoria de varios años de vigencia y uso en la industria minera internacional, que constituye reconocimiento a los resultados verificados y aceptados por empresas auditoras y evaluadoras de proyectos mineros (4).

En la tesis “*Plan de minado en la explotación de la unidad minera de Inmaculada, Hochschild Mining, Ayacucho, 2017*” (5), el objetivo principal fue lograr la elaboración y aprobación del Plan de minado en la explotación de la unidad minera Inmaculada, Hochschild Mining, Ayacucho, 2017. Concluyendo que con la aprobación del plan de minado se podrá realizar operaciones mineras en la unidad minera, el plan de minado garantiza un óptimo desarrollo de la mina, considerando que las fases de minado deben ser las más adecuadas, utilizando el método de minado principal es el de corte y relleno ascendente; debido

principalmente, a que se tiene una mayor selectividad, aspecto fundamental, dada la potencia de las vetas en mina (5).

En la tesis “*Optimización del secuenciamiento del plan de minado a corto plazo con software Minesight en el tajo Ferrobamba, Las Bambas, Apurímac, 2017*” (6), el objetivo principal fue optimizar el secuenciamiento del plan de minado a corto plazo para incrementar la producción minera en el tajo Ferrobamba, mina Las Bambas y concluyó que utilizar el software minero *Minesight*, en las diferentes etapas del planeamiento a corto, mediano y largo plazo, las actividades del proceso de producción mejoran con buenos resultados de producción para la obtención del Cu fino respecto al mensual, con una producción de 15 k t de más respectivamente, utilizando el principal modulo del *Minesight*, el *Interactive Planner* (IP), se puede desarrollar diferentes alternativas de corte de minado, para cada equipo, teniendo un resultado inmediato en cuanto a tonelajes y leyes de cobre, obteniendo así el *throughput* requerido por chancado (6).

2.2 Generalidades de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica

2.2.1 Información general

El proyecto *New Mining* ubicado en el departamento de Huancavelica, con código de derecho minero número 020010919 y con 200.00 h formuladas se encuentra en vigente en citación de petitorio para desarrollar actividad minera de tipo explotación de sustancia metálica y de manera subterránea.

2.2.2 Ubicación y accesos

La concesión minera *New Mining* se sitúa en el flanco occidental de los Andes centrales peruanos, se ubican en lo que geológicamente se le llama cordillera central de los Andes, pertenece al departamento de Huancavelica, provincia de Tayacaja, distrito de Daniel Hernández, cerro Atocpunta, y paraje Ayasamachina, por la parte alta de la población de Pampas. Se encuentra en la parte sur de la carta nacional de Pampas 25-n. La accesibilidad, la mayor parte de la vía es asfaltada en buen estado de conservación, desde la ciudad de

Huancayo se sigue por la carretera hacia Viques-Huacrapuquio-Pampas, en un tiempo de 1.10 horas, de aquí se sube por carretera afirmada hasta la concesión minera, en un tiempo de 1 hora, realizándose en un tiempo total de viaje de 2.10 horas en camioneta:

Tabla 2. Coordenadas UTM- New Mining

Vértice	Norte	Este
1	8 628 000.00	521 000.00
2	8 627 000.00	521 000.00
3	8 627 000.00	519 000.00
4	8 628 000.00	519 000.00

El acceso hacia la concesión minera *New Mining* partiendo de la ciudad de Lima, se detalla en la siguiente tabla:

Tabla 3. Ruta geográfica

Ruta	km	Vía
Lima - Huancayo	305	Asfaltada
Huancayo - Tayacaja	70.8	Asfaltada
Tayacaja - <i>New Mining</i>	30	Trocha carrozable

En el siguiente plano se observa la ubicación y colindancia de las 3 concesiones mineras *New Mining* que están ubicadas en el departamento de Huancavelica.

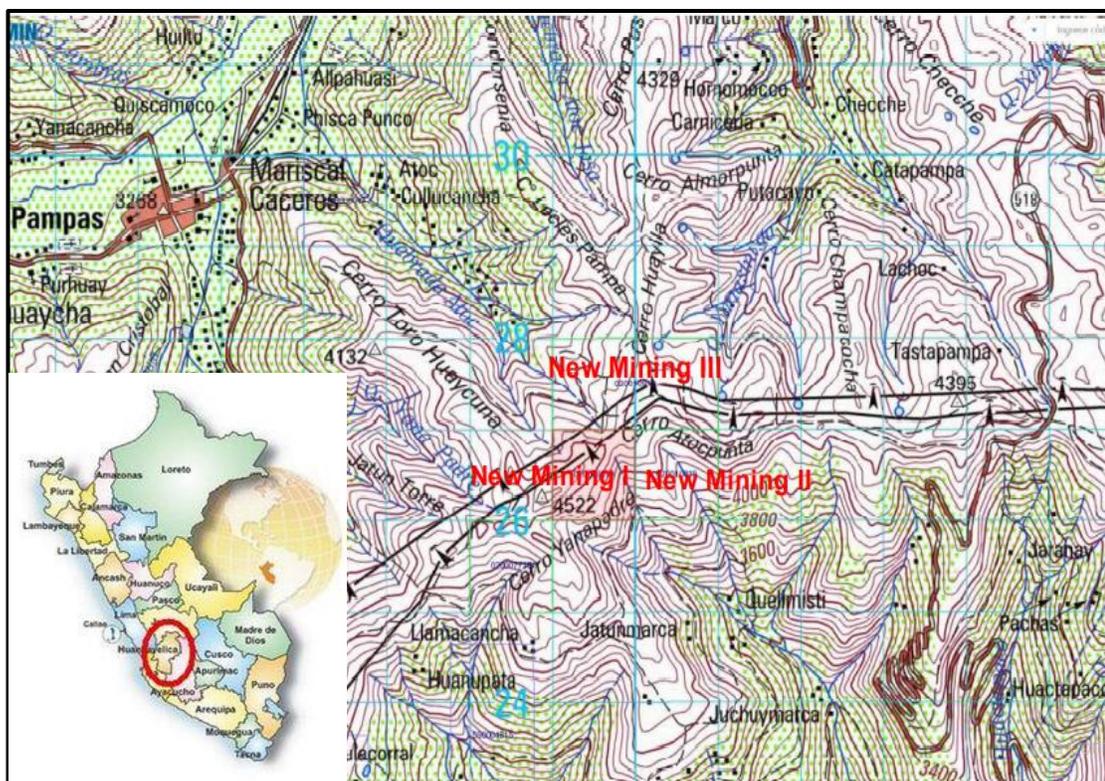


Figura 1. Ubicación de la concesión

2.2.3 Geología - geomorfología

La geomorfología de esta región corresponde al sector de la cordillera occidental del Perú que constituye un ramal de la cordillera de los Andes peruanos; la cordillera atraviesa 16 departamentos entre los cuales se encuentra Junín, limitando con el valle del Mantaro. La cordillera occidental está constituida por un núcleo paleozoico cubierto por rocas mesozoicas y cenozoicas, deformadas por intenso plegamiento, fallas inversas y grandes sobreencubrimientos; su presente altura se formó por movimientos epirogénicos hasta el Terciario tardío y Cuaternario.

2.2.4 Geología regional

La geología regional de este sector se define por la cordillera de los Andes, que constituye una unidad definida “geográfica, geomorfológica y geológicamente”. La concesión minera *New Mining* se ubica en el límite sur de la

cordillera occidental, donde afloran unidades litológicas metamórficas y volcánicas pertenecientes a la edad del Paleozoico.

2.2.5 Geología local

El mapeo geológico permitió identificar afloramientos de las unidades litológicas conformadas por rocas metamórficas y rocas volcánicas, que corresponden a edades del Paleozoico. Forman morfologías agrestes, con poca vegetación, forman suelos granulares a finos. A continuación, se describen las formaciones geológicas que se han observado en el área. En el anexo se presenta el plano de la geología local del área de estudio de las concesiones estudiadas.

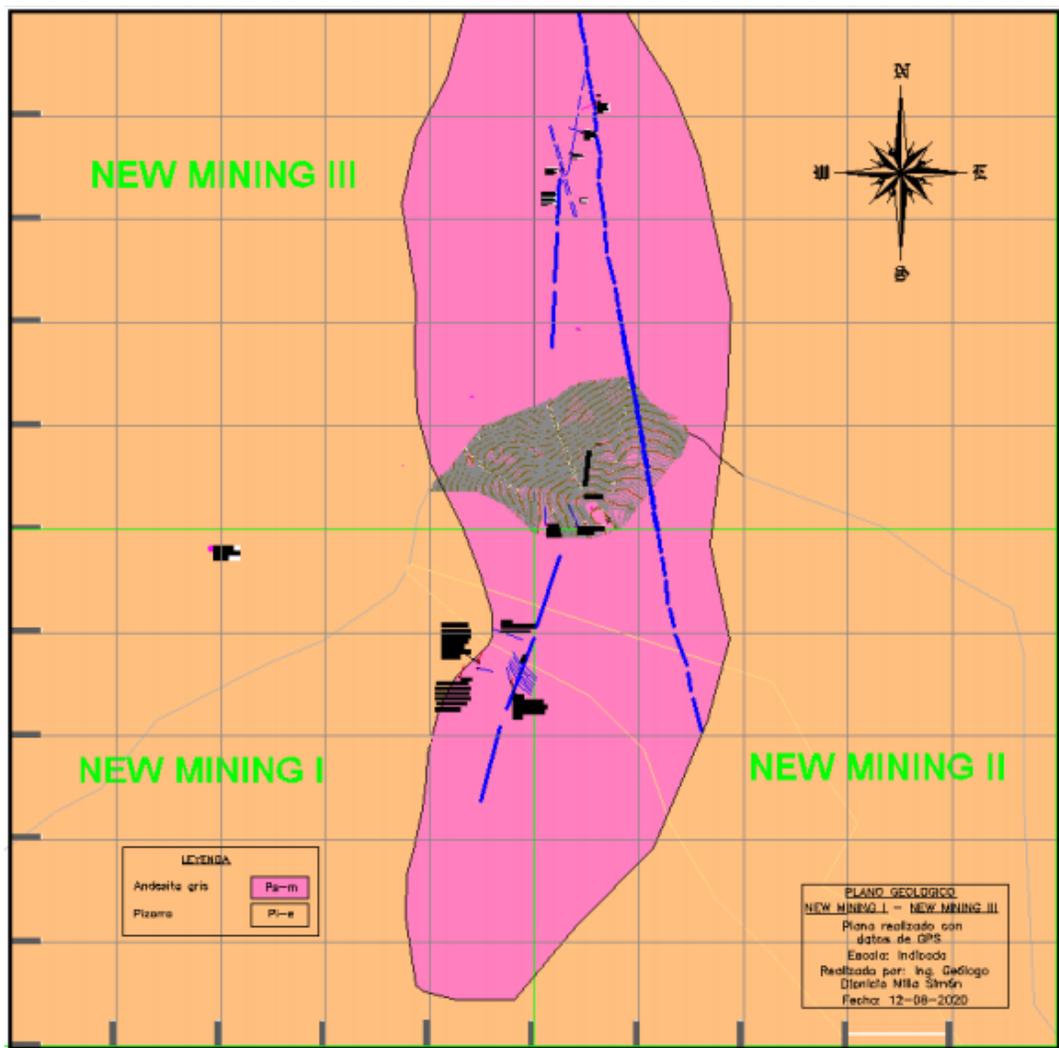


Figura 2. Geología del área de estudio. Tomada de Marciths S. A. C.

2.2.5.1. Grupo Excelsior (Pi - e)

Es considerada la unidad más antigua del área de estudio, lo constituyen rocas metamórficas representadas por pizarra gris oscura, en el recorrido se observan rocas lajeadas, que se parten en forma de láminas, forman suelos de grano fino. Esta roca se le ha encontrado en mayor porcentaje en el área de estudio.

2.2.5.2. Grupo Mito (Ps – m)

Se trata de afloramientos de roca volcánica tipo andesita de color gris claro a gris verdoso. Mayormente, se presenta en forma tabular, con diaclasas subverticales principalmente. Esta roca se presenta como un cuerpo en forma de dique de dirección sur – norte, no presenta metamorfismo de *New Mining III, New Mining I, New Mining II, 5* en contacto con la pizarra. En el área de estudio prácticamente divide al grupo Excelsior en dos partes. En el área de estudio se ha identificado que a los costados de las estructuras tipo vetiforme estas se presentan silicificadas. En campo se ha determinado que todas las estructuras se encuentran dentro de este grupo litológico.

2.2.5.3. Cuaternario (Q - al)

Está conformado por material detrítico no consolidado de edad reciente, se les ubica principalmente cubriendo las laderas de los cerros circundantes, así como en el fondo de las quebradas, y al pie de los cerros presenta depósitos coluviales, que cubren las unidades litológicas.

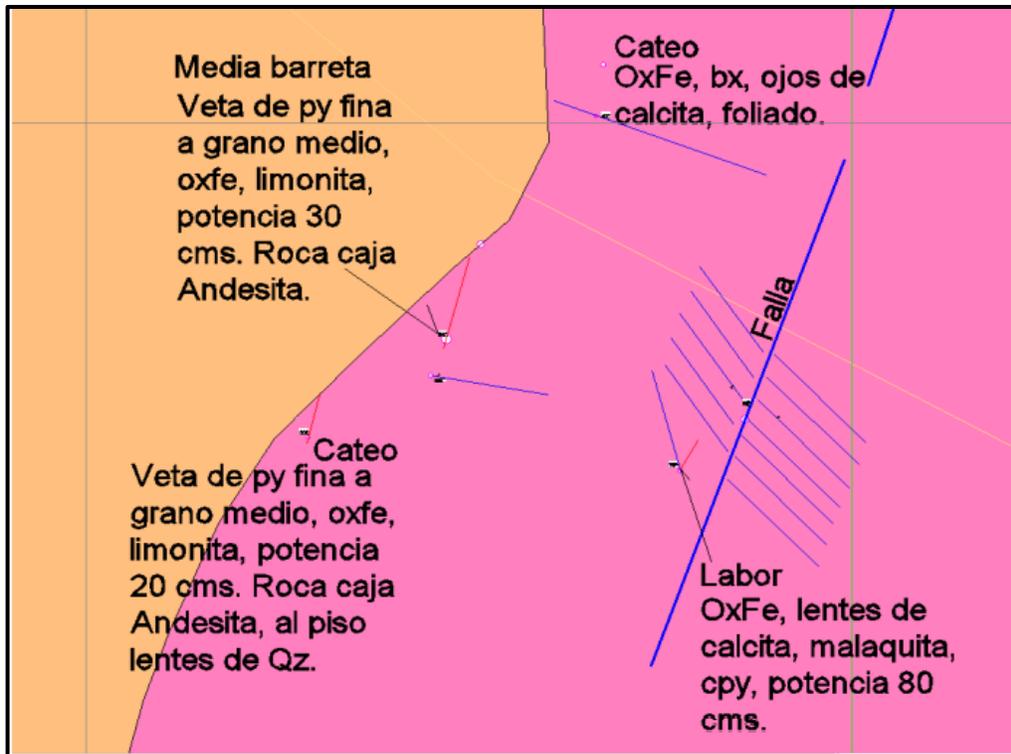


Figura 3. Geología suroeste. Tomada de Marciths S. A. C.

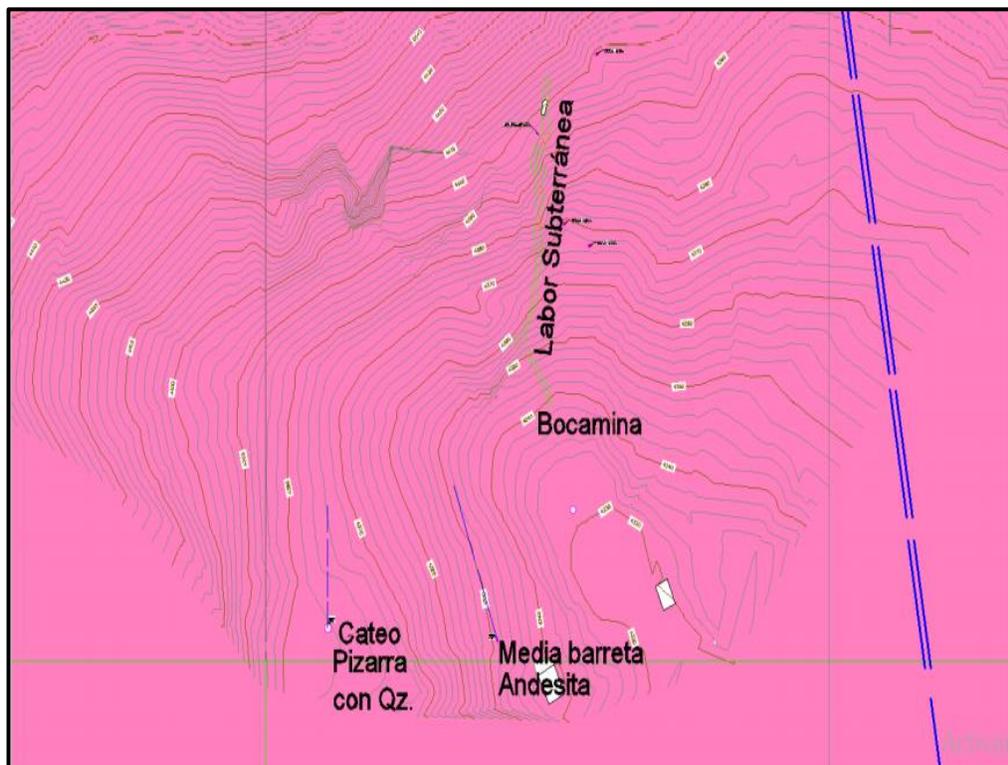


Figura 4. Geología de área de trabajo. Tomada de Marciths S. A. C.

2.2.6 Topografía superficial

El presente proyecto de investigación requiere de un estudio topográfico para poder ubicar en un plano las diferentes labores antiguas y los pasivos de la concesión minera *New Mining*, y a partir de este levantamiento superficial y subterráneo poder hacer el modelamiento en 2D y 3D en la herramienta digital minera Mineplan 15.4.

2.2.6.1. Levantamiento topográfico superficial

Se realiza el levantamiento topográfico superficial a cargo de la consultora Marciths S. A. C. un área 14 357 448.57 metros en la zona de estudio, este levantamiento se realiza con una estación total marca *Leyca* y el uso de un prisma; para luego con los datos obtenidos en campo realizar el modelamiento superficial con la herramienta informática AutoCAD y Mineplan 15.4.

En la zona se destacan los puntos de afloramiento, los cuales fueron marcados con GPS para después ser ubicados en el plano, a partir de estos puntos de afloramiento se genera el block en Mineplan 15.4; asimismo, se marcan en el plano labores preexistentes, como una galería, pasivos como campamentos antiguos, ver figura 6.

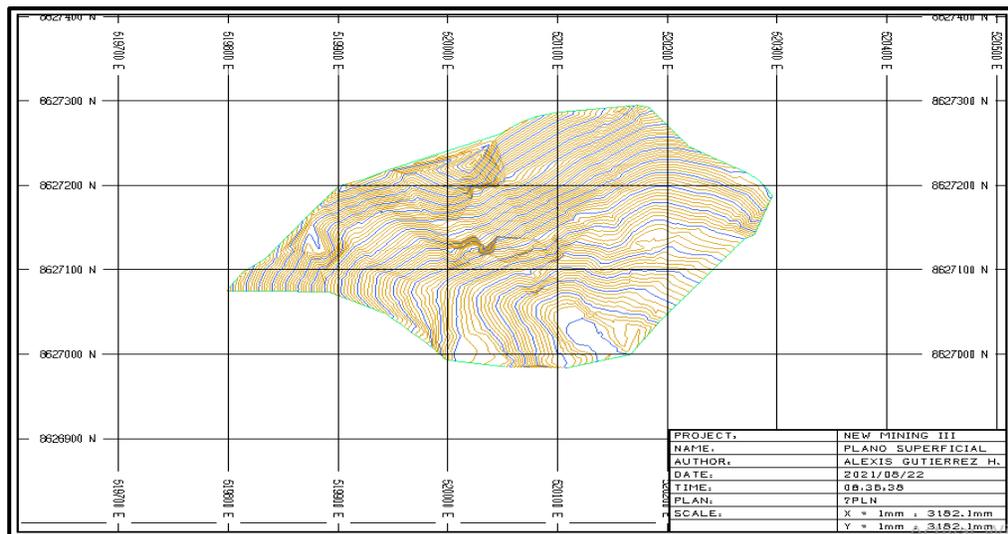


Figura 5. Topografía superficial de New Mining en MinePlan15.4



Figura 6. New Mining, levantamiento superficial

2.2.7 Topografía subterránea

El levantamiento subterráneo inicia en la bocamina de la concesión y se levanta toda la galería preexistente a una distancia aproximada de 100 metros de una sección de 1.50 x 1.80, también se puede identificar una cortada y chimeneas, este levantamiento permitirá proyectar la veta a partir de la galería subterránea con los afloramientos en superficie.

2.3 Bases teóricas

2.3.1 Principales métodos de explotación subterránea

En la minería subterránea se aplican diversas formas para poder extraer el mineral ubicado entre rocas encajonantes, estos métodos poseen características, ventajas y desventajas particulares que se adecuan a la forma del cuerpo mineralizado, con el propósito de maximizar la recuperación de mineral económico, reducir el movimiento de material estéril y realizar este proceso de forma segura.

2.3.1.1 Block caving

Es un método de explotación que consiste en socavar un cuerpo de mineral y luego permitirle colapsar bajo su propio peso, se aplica en yacimientos masivos usando la gravedad a favor del proceso, un proceso que abre el acceso a depósitos más profundos. Ciertamente, no es un método muy popular por la poca recuperación que ofrece y la alta dilución que se da en la aplicación de este método.

2.3.1.2 Sublevel stoping

Las condiciones para aplicar este método se dan preferentemente en yacimientos de forma tabular verticales o próxima a ella de gran espesor, por lo general, la potencia próxima es a 10 m, es deseable que los bordes o contactos del cuerpo mineralizado sean regulares, así mismo, las rocas encajonantes del piso y techo deben ser competentes y resistentes, siendo los límites del yacimiento regulares y amplios. Este método ofrece un alto tonelaje en avance, es un método económico y de alta productividad; por otro lado, no es un método selectivo generando de 0 a 15 % de sobrerrotura y generando dilución, es un método de alto costo en desarrollo y preparación.

2.3.1.3 Sublevel caving

Este método se aplica en yacimientos con presencia de vetas de forma irregular con potencias de entre 10 m hasta 260 m y una longitud de 200 m hasta los 1132 m como se identificó en distintas minas del Perú, la explotación del mineral se da por hundimiento, donde el material estéril superpuesto se derrumba y rellena el vacío que va dejando la extracción del cuerpo mineralizado, para esto el buzamiento puede variar entre 30° y 80°, la calidad de rocas encajonantes en techo y piso deben ser regulares a buenas.

2.3.1.4 Longwall Mining – minado por tajos largos

Método que se utiliza en los yacimientos estratificados, de poca potencia, uniformes y poco buzamiento. Inicialmente se aplicó en minas de carbón y posteriormente se ha extendido a otro tipo de yacimiento como vetas auríferas, donde el arranque se efectúa por perforación y voladura. Este método elimina el empernado del techo del frente de arranque para soportar el techo de la mina. No implica ninguna voladura con sus peligros consiguientes. También recupera más mineral de capas de yacimiento más profundas que cualquier otra explotación. El sistema de transporte del mineral es más simple, la ventilación es mejor controlada. Además, el laboreo por tajos largos ofrece la mejor oportunidad para la automatización.

- Alta recuperación
- Bajos costos de explotación
- Vigilancia eficiente
- Preparación y entrenamiento rápido de los trabajadores
- Ventilación simple

2.3.1.5 Room and Pillar

Método que se adapta mejor a los yacimientos en forma de mantos, con un buzamiento máximo de 30°, la explotación se basa en generar pilares que soporten el techo, los mismos que de contener mineral y ser económicos podrán ser recuperados de forma parcial o total posteriormente, la calidad de rocas encajonantes debe ser competente, este método es altamente selectivo, logrando generar diluciones de 5 % y se puede obtener una recuperación de hasta 90 % y una mínima de 75 %, es económico operativamente por su alta adaptabilidad a la mecanización.

2.3.1.6 Shrinkage stoping

Es un método de explotación vertical que consiste en utilizar el mineral quebrado como piso de trabajo para seguir explotando de manera ascendente aplicable a vetas (estructuras verticales), principalmente para

explotaciones menores. Este mineral provee además soporte adicional de las paredes hasta que el caserón se completa y queda listo para el vaciado. Los caserones se explotan ascendentemente en tajadas horizontales, sacando solamente el ~35 % que se esponja y dejando hasta el momento del vaciado el resto (~65 %). Es un método intensivo en mano de obra, difícil de mecanizar. Se aplica generalmente a vetas angostas de 1.2 a 30 m o a cuerpos donde otros métodos son técnica o económicamente inviables. Para asegurar que el mineral fluya (que no se “cuelgue”), el mineral no debe tener muchas arcillas, ni debe oxidarse rápidamente, generando cementación. El cuerpo mineralizado debe ser continuo para evitar la dilución. El estéril debe extraerse como dilución o dejarse como pilares aleatorios (que no impidan el flujo).

Condiciones de aplicación

Este método de explotación es aplicable en cuerpos tabulares verticales o subverticales angostos o de poco espesor (1 a 10 m), con bordes o límites regulares. Su inclinación debe ser superior al ángulo de reposo del material quebrado, vale decir, mayor a 55°. La roca mineralizada debe ser estable y competente. La roca encajadora (paredes) debe presentar también buenas condiciones de estabilidad.

Principios

Consiste en excavar el mineral por tajadas horizontales en una secuencia ascendente (realce) partiendo de la base del caserón. Una proporción del mineral quebrado, equivalente al aumento de volumen o esponjamiento (30 a 40 %), es extraída continuamente por la base. El resto queda almacenado en el caserón, de modo de servir como piso de trabajo para la operación de arranque (perforación y tronadura), también, de soporte de las paredes del caserón. Cuando el proceso de arranque alcanza el límite preestablecido superior del caserón, cesan las

operaciones de perforación y tronadura, y se inicia el vaciado del caserón, extrayendo el mineral que ha permanecido almacenado (60 % a 70 %) (7).

2.3.1.7 Cut and Fill

Este método se denomina también “*over cut and fill*”. El minado de corte y relleno es en forma de tajadas horizontales, comenzando del fondo del tajo, avanzando hacia arriba. El mineral roto es cargado y extraído completamente del tajo, cuando toda la tajada ha sido disparada, el volumen extraído es relleno con un material estéril para el soporte de las cajas, proporcionando una plataforma, mientras la próxima rebanada sea minada. El material de relleno puede ser de roca estéril proveniente de las labores de desarrollo en la mina y es distribuido sobre el área tajeada; así mismo, en el minado moderno de corte y relleno es práctica común el uso del método de relleno hidráulico, este material procede de los relaves de la planta concentradora, mezclado con agua y transportarlo a la mina a través de tuberías; cuando el agua del relleno es drenado, entonces queda un relleno competente con una superficie uniforme, en algunos casos el material es mezclado con cemento que proporciona una superficie más dura, que mejora las características del soporte.

2.3.1.8 Top slicing

Es un método de rebaje que se utiliza en la explotación de masas mineralizadas de poca consistencia. Los mineros trabajan arrancando el mineral en un frente vertical, en labores de tamaño aproximadamente igual al de una galería corriente (2 m de ancho y 3 m de alto), contiguas unas con otras y totalmente enmaderadas. Dichas labores se inician a partir de una galería principal que atraviesa la masa mineralizada uniéndose con las chimeneas de acceso y de evacuación que comunican el caserón con los niveles inferiores. En otros casos puede no existir la galería principal de manera que las labores de arranque se inician radialmente a partir de las chimeneas, barriendo de este modo toda la zona mineralizada. El piso

sobre el cual se trabaja está constituido por el mineral *in situ*, el cual, a medida que la explotación progresa, se va cubriendo con un piso de tablonos que servirá de techo artificial a la labor de la tajada inferior. Por último, las labores explotadas se dejan derrumbar, destruyendo o retirando la enmaderación. O sea, la finalidad de este método consiste en crear, encima de las labores de arranque, una especie de colchón de palos tablonos mezclados con el material derrumbado proveniente de las cajas y de la sobrecarga del yacimiento, derrumbe que como ya se dijo debe seguir inmediatamente, a continuación de la fase de explotación para evitar golpes demasiado violentos sobre las labores de arranque que obligarían a una fortificación muy cara, comprometiendo además la seguridad de la faena.

2.3.1.9 Square set stoping

Consiste en dos maderas verticales y dos horizontales generalmente ubicados en ángulo recto. Las maderas horizontales, por lo general, son llamadas sombreros, las maderas verticales son denominados postes y las maderas horizontales colocadas perpendicular al frente son denominados avances, o en los extremos de las maderas se hacen muescas a fin de agarrar a las maderas adyacentes. La aplicación del método en el tajeo consiste en disparar, extraer y entibar pequeños bloques de mineral, antes de proseguir a la siguiente sección. En general, la aplicación del *square set* está declinando debido a los altos costos de labor y materiales, también porque se han desarrollado métodos más efectivos para ser utilizados en terrenos poco competentes. El método se basa sobre sistema de cuadros, el espacio entre los cuadros es relleno; se dejan ciertas secciones que sirven como galería de acceso y “*ore pass*”.

2.3.2 Selección de método de explotación subterránea

Las técnicas de selección para evaluar el método de minado consideran generalmente aspectos fundamentales tales como:

- Las características físicas y geológicas del cuerpo mineralizado.

- Las condiciones geotécnicas del cuerpo mineralizado y de sus rocas encajonantes.

2.3.2.1 Método UBC

El método de selección UBC (Universidad de British Columbia) es una versión modificada de la técnica Nicholas. Como nuevo aporte se introduce el valor -10 para dar un peso negativo sin eliminar un método completamente, tal como lo hacía la técnica de Nicholas con el valor -49. Por otra parte, las calificaciones de mecánica de rocas fueron ajustadas (8).

Tabla 4. Criterios del método UBC

1. Forma general	
Equidimensional	Todas las dimensiones están en el mismo orden de magnitud
Tabular	Dos dimensiones tienen muchas veces el mismo espesor, que no suele superar 35 m
Irregular	Las dimensiones varían en cortas distancias.
2. Espesor del Manto	
Muy estrecho	<3 m
Estrecho	3 – 10 m
Intermedio	10 – 100 m
Gueso	30 – 100 m
Muy grueso	>100 m
3. Inclinación	
Plano	<20 grados
Intermedio	20 - 55 grados
Empinado	>55 grados
4. Profundidad	
Superficial	0 – 100 m
Intermedio	100 – 600 m
Profundo	>600 m
5. Distribución	
Uniforme	El grado en cualquier punto del depósito no varía significativamente de la calificación media.
Grabaciones	El grado tiene características zonales, y cambia gradualmente de un lugar a otro.
Errático	El grado cambia radicalmente en cortas distancias.
6. Rock mass ratings	
Muy débil	0 - 20
Débil	20 - 40
Moderado	40 - 60
Fuerte	60 - 80
Muy fuerte	80 - 100
7. Rock substance strength (Fuerza uniaxial / Estrés principal)	
Muy débil	<5
Débil	5-10
Moderado	10-15
Fuerte	>15

Nota: tomado de Selección del método de explotación minera (13)

2.3.2.2 Método de Nicholas

Se basa en definir un puntaje a los métodos de explotación considerados. Aquellos métodos que presentan un mayor puntaje, presentarán las condiciones más favorables para su aplicación, evalúa principalmente los siguientes aspectos (9):

- Geometría del yacimiento
- Distribución de leyes
- Características geomecánicas

Las siguientes tablas muestran las variables que son tomadas en cuenta para la selección del método de minado, en un formato de Excel; evaluando la geometría del yacimiento en cuanto a la forma, la potencia del mineral y su inclinación; evalúa también la distribución de leyes y la profundidad a la que se encuentra.

Las características geomecánicas del yacimiento son evaluadas en términos del RMR (*Rock Mass Rating*) y de los esfuerzos de subducción de la roca (RSS). Para la evaluación se coloca el número 1 en el casillero vacío acorde a las características del yacimiento, este en automático se procesará y presentará posibles métodos a aplicar.

1. FORMA:		
Equidimensional o masivo:	M	<input type="checkbox"/>
Tabular:	T	<input type="checkbox"/>
Irregular:	I	<input type="checkbox"/>
2. POTENCIA DEL MINERAL:		
Muy Estrecho	ME	<input type="checkbox"/>
Estrecho	E	<input type="checkbox"/>
Intermedio	I	<input type="checkbox"/>
Potente	P	<input type="checkbox"/>
Muy potente	MP	<input type="checkbox"/>
3. INCLINACIÓN:		
Echado/Tumbado	T	<input type="checkbox"/>
Intermedio	IT	<input type="checkbox"/>
Inclinado	IN	<input type="checkbox"/>
4. DISTRIBUCIÓN DE LEYES		
Uniforme:	U	<input type="checkbox"/>
Gradual o diseminado:	D	<input type="checkbox"/>
Errático:	E	<input type="checkbox"/>
5. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE		
Superficial	S	<input type="checkbox"/>
Intermedio	I	<input type="checkbox"/>
Profundo	P	<input type="checkbox"/>

Figura 7. Selección de método de exploración según Nicholas - geometría y distribución de leyes

CARACTERÍSTICAS GEOMECAÑICAS				ZONA MINERAL	CAJA TECHO	CAJA PISO
1.- RMR						
		RMR		<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Muy Débil	MD	0 - 20		<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Débil	D	20 - 40		<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>
Moderado	M	40 - 60		<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Fuerte	F	60 - 80		<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Muy Fuerte	MF	80 - 100		<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
1.- ESFUERZO DE SUBDUCCION DE LA ROCA (RSS) - ESFUERZO UNIAXIAL/ESFUERZO PRINCIPAL						
Muy Pobre	MP	(< 5)		<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Pobre	P	(5 - 10)		<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>
Moderado	M	(10 - 15)		<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Fuerte	F	(> 15)		<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>

Figura 8. Criterios de selección según Nicholas - características geomecánicas

2.3.3 Dilución y recuperación minera

Dentro de una operación minera los diversos controles que se puedan aplicar para disminuir la dilución y optimizar la recuperación; la dilución no solo significa reducir la ley del mineral *in situ*; si no también el incremento de costo de la operación minera; ya que el mineral extraído está por debajo del *cut off* y se vuelve mineral no económico.

Reducción de la ley del mineral *in situ*, esta variable es importante a la hora de estimar las reservas económicas de mineral, variable que también hay que tener en cuenta a la hora de tener un programa de producción, ya que ningún método permite una dilución al 0 %.

2.3.3.1 Dilución según O'Hara

O'Hara estimó la dilución del mineral a partir de la inclinación del yacimiento y la potencia de veta. El valor de la dilución expresa el porcentaje de estéril en el mineral extraído, para condiciones medias de resistencia de la roca encajonante, en relación con el método de exploración empleado.

Tabla 5. Dilución según método por O'Hara

Método aplicado	Fórmula
Taladros largos	$D(\%) = \frac{55}{W^{0.5} * \text{sen } A^\circ}$
Cámaras de almacenamiento	$D(\%) = \frac{33}{W^{0.5} * \text{sen } A^\circ}$
Corte y relleno	$D(\%) = \frac{35}{W^{0.5} * \text{sen } A^\circ}$
Cámaras y pilares	$D(\%) = \frac{39}{W^{0.5} * \text{sen } A^\circ}$

Donde:

- **D** : dilución
- **W** : potencia en metros
- **A°** : inclinación del yacimiento

2.3.3.2 Recuperación mineral

Las condiciones geológicas del yacimiento y la aplicación correcta del método de explotación lograrán una mejor recuperación mineral, teniendo presente que ningún método logra una recuperación total del mineral tal y como se observa en la tabla siguiente:

Recuperación minera + Pérdida de mineral = 100 %

Tabla 6. *Recuperación mineral según el método de explotación*

Método de explotación	Intervalo (%)	Medio (%)
Subniveles taladros largos	60-100	80
Corte y relleno ascendente	70-100	85
Almacenamiento provisional	75-100	90
Cámaras y pilares	50-75	60

2.3.4 Recursos y reservas

La estimación de recursos y reservas en una operación minera según el código de JORC establece estándares mínimos, recomendaciones y guías para el reporte público de resultados de exploración, recursos minerales y reservas de mena en Australasia. El comité conjunto de reservas de mena (“JORC”) se constituyó en 1971 y publicó varios informes haciendo recomendaciones sobre la clasificación y el reporte público de reservas de mena antes de la emisión de la primera edición del Código JORC en 1989 (10).

2.3.4.1 Recurso mineral

Es una concentración de material sólido que representa interés económico al interior o en superficie de la corteza terrestre, esta debe ser en cantidad razonable y ley atractiva para una eventual explotación que genere dividendos. Este recurso mineral será estimado a partir de exploraciones geológicas, recolectando evidencias a través del muestreo; los recursos minerales se subdividen en recursos minerales medidos, indicados e inferidos; esto en relación directa con el grado de confiabilidad que va de alto, medio y bajo respectivamente de los datos obtenidos del estudio geológico.

2.3.4.2 Reserva de mena

Representa la parte con atractivo económico del recurso mineral medido o indicado, para poder estimar la reserva de mineral se tienen que considerar variables tales como la dilución del material y la tolerancia a la pérdida de material en cuanto este sea explotado, esto resultará en una ley y un tonelaje estimado, estas reservas se subdividen en reservas probables y probadas de mena; la primera se estima en base a los recursos minerales indicados y medidos, la segunda se estima solo tomando en cuenta los recursos minerales medidos, esto será declarado por una persona competente y sustentado con estudios geológicos.

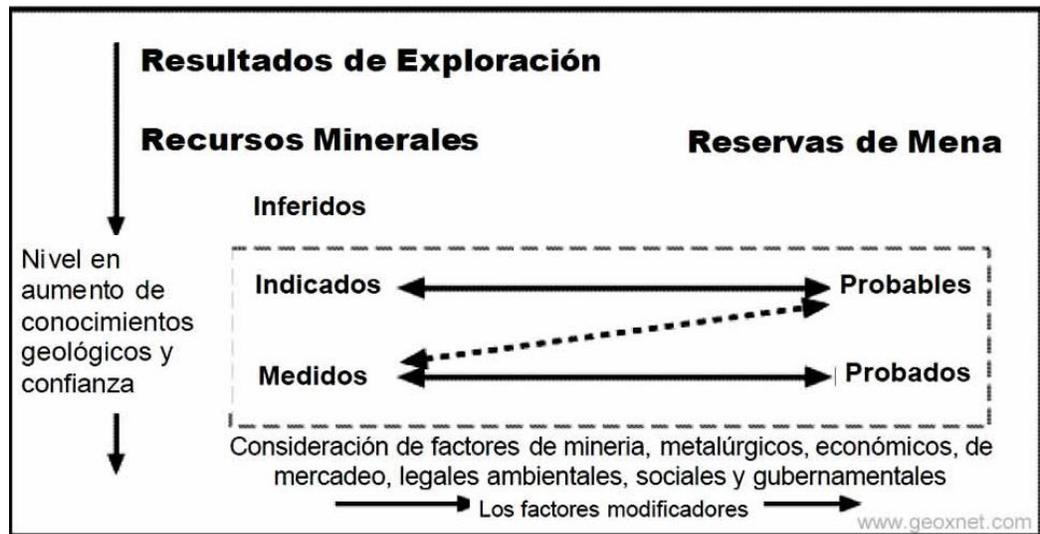


Figura 9. Resultados de exploración según JORC

2.3.5 Diseño de stopes

Con el objetivo de maximizar la recuperación mineral y de realizar una explotación de forma segura y viable, el diseño de stopes debe ser analizado acorde a las cargas soportadas por el macizo rocoso y su resistencia, con este fin Mathews (1980) desarrolló un método para el diseño de excavaciones subterráneas teniendo en cuenta dos factores principales:

a) Número de estabilidad (N)

Representa la capacidad de resistencia del macizo rocoso bajo unas condiciones tensionales dadas y mide la capacidad que tiene una pared para mantenerse estable frente a diversos radios hidráulicos (11).

Tabla 7. Número de estabilidad de Mathews

$$N = Q \cdot A \cdot B \cdot C$$

N	Número de estabilidad
Q	Índice de la roca
A	Ajuste por esfuerzo inducido
B	Ajuste por estructuras interceptando la pared a estudiar
C	Ajuste por orientación de la excavación

b) Radio hidráulico (Rh)

Da cuenta de la geometría de la superficie de la explotación y mide la extensión de una pared relativa a su geometría, toma en cuenta el área de la pared en estudio y su perímetro, esto bajo la siguiente fórmula:

Tabla 8. Radio hidráulico según Mathews

$$(RH) = \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}}$$

Área de la superficie analizada
Perímetro de la superficie analizada

2.3.6 Parámetros geomecánicos

Se emplean para el cálculo del tipo de sostenimiento a emplear y en el diseño previo para labores subterráneas, obras subterráneas, entre otros; estos parámetros se basan en experiencias pasadas, ofreciendo una solución rápida para la elección del sostenimiento a emplear. En el caso de las minas, las clasificaciones y en especial los estadios de trabajo deben de estar en cierto modo prediseñados o preestablecidos para las características propias del entorno: fracturas según una única familia (modelos de capas), cuñas, zonas de intensa fracturación, fallas y circulación de agua, emboquilles, etc. (12).

2.3.6.1 Rock Mass Rating (RMR)

Clasificación realizada por Bieniawski en 1973, que se emplea para poder caracterizar al macizo rocoso según su calidad desde la clase I siendo la de mejor calidad, hasta la clase V que es de muy mala calidad, esto en base a la suma de puntuación de parámetros que oscila entre 0 a 100 como se detalla en las tablas siguientes:

Tabla 9. Clases de macizos según RMR

Clase de roca					
RMR	81-100	81-80	41-60	21-40	<20
Clase	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala

De dicho resultado se puede estimar el tiempo de autosostenimiento acorde a la calidad del macizo rocoso, como se observa en la tabla siguiente:

Tabla 10. Significado de clases de macizos rocosos

Significado de clases de macizo rocoso					
Clase	I	II	III	IV	V
Tiempo de sostenimiento	10 años para 5 m	6 meses para 4 m	1 semana para 3 m	5 horas para 1,5 m	10 min para 0,5 m
Cohesión (kPa)	>300	200-300	150-200	100-150	<100
Ángulo de fricción	>45°	40°-45°	35°-40°	30°-35°	<30°

En la figura siguiente se detalla la longitud sin sostenimiento de una labor subterránea y el tiempo de estabilidad en horas según Bieniawski con su clasificación RMR:

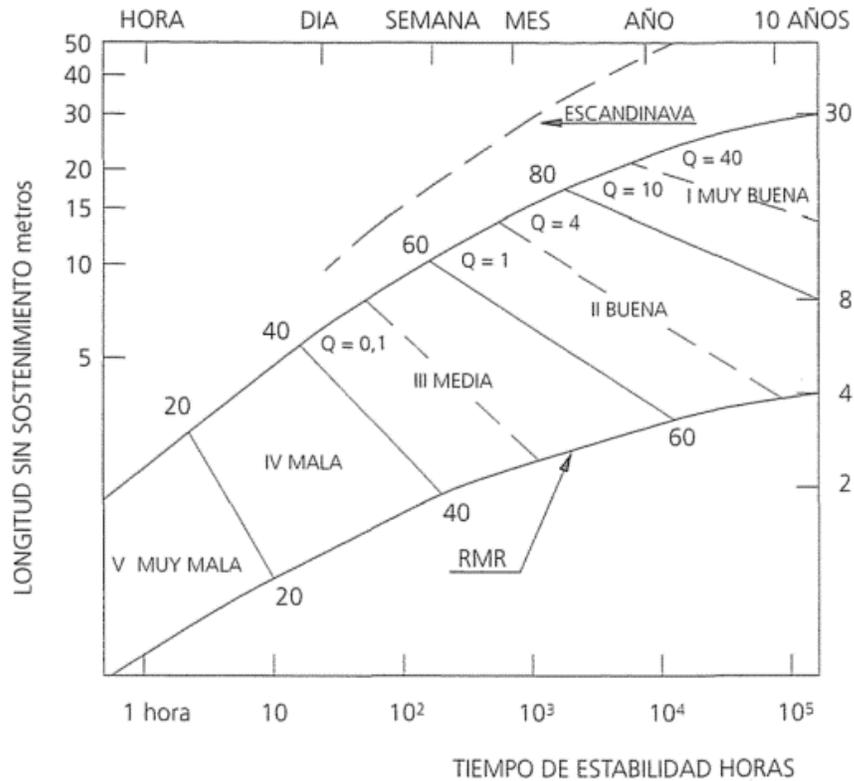


Figura 10. Longitud sin sostenimiento y tiempo de estabilidad sin soporte

2.3.6.2 Rock Quality Designation (RQD)

Este índice fue desarrollado por Deere y colaboradores en 1967 para estimar la calidad del macizo rocoso a partir de testigos de sondeos diamantinos. El método consiste en seleccionar tramos mayores a 10 cm de un testigo y relacionarlo con la longitud total del testigo

Tabla 11. Fórmula de aplicación RQD

$$RQD = \frac{\sum T > 10 \text{ cm}}{LT} (\%)$$

Sumatoria de tramos

Longitud total de testigo

En base al resultado obtenido se puede estimar la calidad del testigo con la metodología RQD bajo los siguientes intervalos mostrados en la siguiente tabla:

Tabla 12. Calidad de testigo RQD

Calidad del testigo RQD	RQD (%)
Muy mala	0-25
Mala	25-50
Media	50-75
Buena	75-90
Excelente	90-100

En el gráfico siguiente se muestra el ábaco para la obtención de la puntuación en términos del RQD.

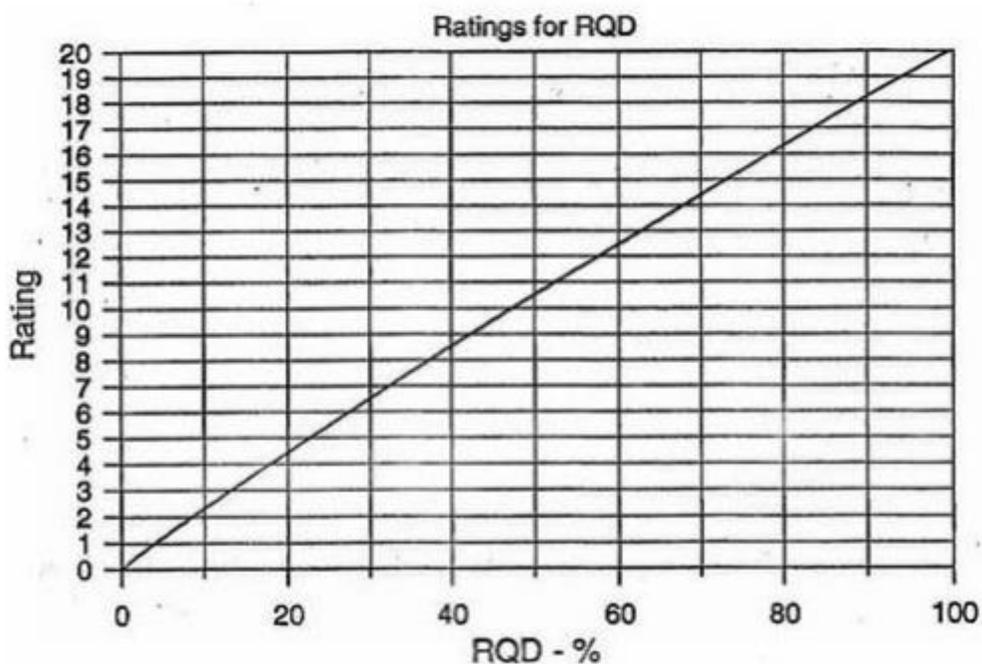


Figura 11. Ábaco de puntuación RQD

2.3.6.3 Resistencia del macizo rocoso

Las propiedades de la roca intacta difieren del concepto de macizo rocoso, ya que este segundo presenta fallas, juntas, discontinuidades, entre otros, por lo cual es imposible poder aplicar un ensayo de compresión; por lo cual existen otros criterios como el de Hoek & Brown, considerando la resistencia de la roca intacta con otros parámetros que están en función a la estructura analizada, discontinuidades y otros, bajo la siguiente fórmula:

Tabla 13. Fórmula de Hoek & Brown para la resistencia del macizo rocoso

$$\sigma'1 = \sigma'3 + \sigma ci * (mb * \frac{\sigma'3}{\sigma'1} + S) ^a$$

$\sigma'1$ y $\sigma'13$	Esfuerzo efectivo axial
σci	Resistencia compresión uniaxial de roca intacta
mb, s y a	Parámetros del macizo rocoso

2.3.7 Secuencia de minado

Es el orden mediante el cual se desarrolla la explotación del mineral en la concesión minera *New Mining*, que se compone de las siguientes operaciones unitarias: perforación, voladura, ventilación, sostenimiento, limpieza y carguío.

a) Perforación y voladura

Operaciones unitarias que tienen como propósito convertir una gran masa de roca en varios tamaños más pequeños, capaces de ser movidos o excavados por equipos. Para llevar a cabo este proceso, existen dos factores importantes a considerar, fragmentación y movimiento de la roca.

La perforación en la concesión minera *New Mining* se realizó utilizando perforadoras con martillos neumáticos que emplean aire comprimido de marca Jack Leg, modelo seco de serie 250 con brocas de 38 mm y utilizando barrenos de 4' y 6'.

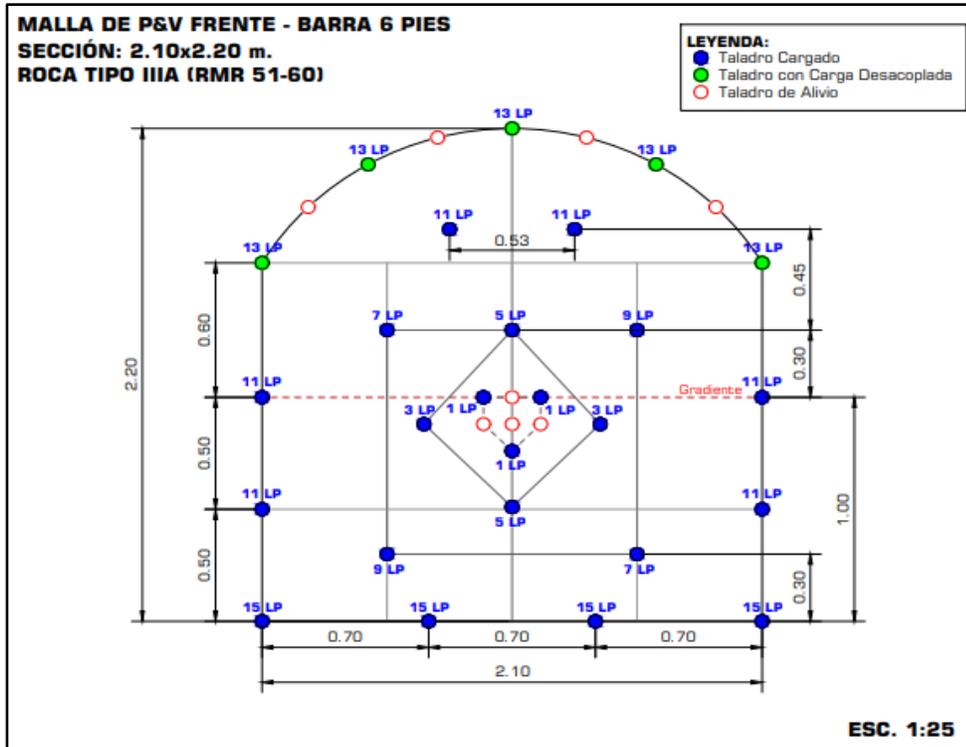


Figura 12. Malla de perforación estándar

La malla de perforación estándar empleada para las galerías de avance es la que se muestra en la figura anterior respetando la distribución de taladros.

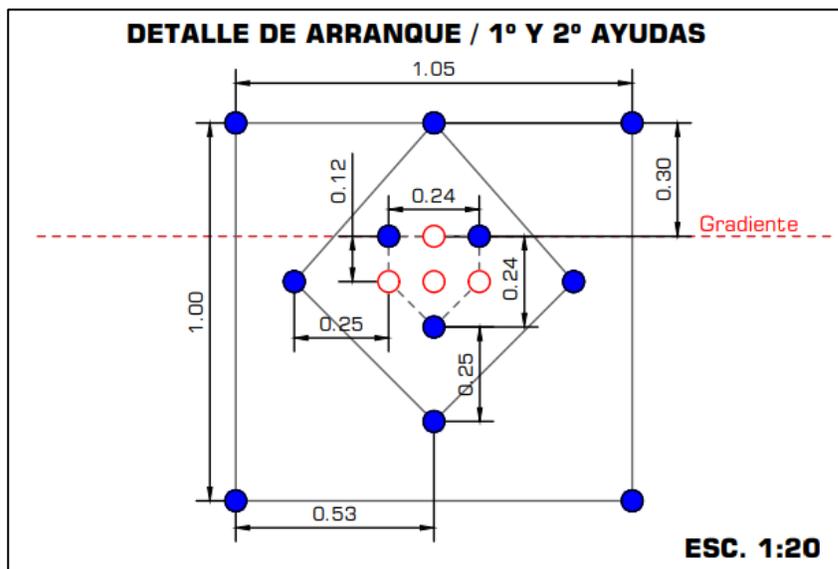


Figura 13. Arranque de malla en frentes de avance

La perforación en los tajos se dará en realce y bresting de acuerdo con las condiciones que se presenten en el tajo, evaluando la calidad del macizo rocoso, garantizando la seguridad en la operación.

b) Ventilación

La ventilación empleada en la concesión minera *New Mining* fue natural y auxiliar de acuerdo con los requerimientos de caudales que fueron calculados y actualizados a medida del avance de la operación. La ventilación natural tiene como punto de ingreso de aire fresco la galería principal y salida de aire viciado las chimeneas proyectadas que están comunicadas con la superficie.

Para la evacuación de los gases generados por la voladura se emplearon ventiladores auxiliares, los cuales transportaron el aire fresco mediante mangas de ventilación de 24, 18 y 12 pulgadas para los frentes de avance y en los tajos se empleó la ventilación con tercera línea transportada mediante tuberías de 4,2 y 1 pulgada.

c) Sostenimiento

En la concesión minera *New Mining* se aplicó el sostenimiento natural, activo y pasivo, para el sostenimiento de los frentes de avance se aplicó el sostenimiento natural por la calidad del macizo rocoso, para zonas donde la calidad del macizo rocoso cambie por posibles alteraciones o presencia de fallas se empleó el sostenimiento pasivo aplicando los cuadros de madera con puntales de 6 pulgadas.

Para iniciar el primer corte del tajeo se dejaron pilares de 3 metros, la aplicación de puntales de línea y de seguridad se dieron por necesidad del desarrollo del ala del tajo.

d) Limpieza y carguío

El proceso de carguío en interior de mina de la concesión minera *New Mining* del material fragmentado resultante de la perforación y voladura tiene que ser limpiado y trasladado a una cancha de acopio de mineral y desmonte, respectivamente, para generar las condiciones de seguir minando, para esto se empleó la limpieza de forma manual y de forma mecanizada.

La limpieza del desmonte generado de los frentes de avance se realizó con el uso de una pala neumática de modelo EIMCO de la marca Atlas Copco que utiliza aire comprimido, este a su vez llena el desmonte a 5 carros mineros U-35 de 1.5 t de capacidad, en un tiempo de 11 min 6 seg con 11 pasadas; culminado el llenado de los carros estos son evacuados hacia el exterior de la mina por los rieles y dispuestos en la cancha de desmonte.

La limpieza de mineral se realizó con winches de arrastre de 25 HP y rastras en los tajos, trasladando el mineral hasta los buzones donde se acumularon en las tolvas para que los carros mineros puedan chutear el mineral en su interior y trasladarlos a la cancha de mineral.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 Método y alcance de la investigación

3.1.1 Método de la investigación

La presente investigación se desarrolla con la aplicación del método científico, ya que se realizan las etapas que componen a dicho método, existencia de un problema, búsqueda de información, formulación de hipótesis, experimentación y la comunicación a la comunidad científica; haciendo uso de principios, criterios y estrategias que permiten desenvolver de manera sistemática y eficiente un proceso de investigación, para un óptimo ajuste a la realidad y la representación de ella.

3.1.2 Alcance de la investigación

Chávez menciona que el tipo de investigación aplicada tiene como propósito principal el resolver un problema en un periodo de tiempo corto, esto mediante acciones concretas para hacer frente al problema y no desarrollando teorías y sus resultados.

El tipo de investigación aplicado es el que se desarrolla del presente trabajo de investigación para dar solución a una situación u objeto de estudio.

3.1.3 Nivel de la investigación

El nivel de investigación desarrollado en la presente investigación es descriptivo-correlacional, ya que se busca especificar las características importantes del problema que se enfrenta, analizarlo y determinar la relación entre diversos conceptos o entre sí, así mismo, determinar si no se relacionan.

3.2 Diseño de la investigación

El diseño de la investigación es no experimental, ya que no habrá manipulación de las variables y solo se observa su desarrollo.

3.3 Población y muestra

3.3.1 Población

La población de la investigación es la concesión minera *New Mining* ubicada en el departamento de Huancavelica.

3.3.2 Muestra

Zona III de la concesión minera *New Mining* ubicada en el departamento de Huancavelica.

3.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

En la presente investigación se emplearon técnicas de recopilación de datos necesarias para la obtención de la información requerida. La observación directa se empleó en el área de estudio realizando visitas a la concesión minera *New Mining*, Huancavelica para poder así identificar las estructuras geológicas, formas del yacimiento, accesos, entre otros; esto contrastado con una lista de cotejo elaborada en gabinete y aplicada en campo, que posteriormente fue digitalizada mediante el programa Excel. La recopilación de información fue otra técnica aplicada para la presente investigación, que fue redactada en el programa Word, requiriendo información preexistente de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica detallada en informes de exploración por antiguas empresas, asimismo, se emplearon libros de planeamiento en minería subterránea, libros de economía minera, tesis de posgrado y artículos científicos, estos de forma física y de

manera digital con apoyo de Internet. Para el desarrollo del modelamiento geológico y económico de la concesión minera *New Mining*, Huancavelica se empleó el software minero Mineplan.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Modelamiento empleando Mineplan

Para poder generar los sólidos del levantamiento topográfico, tanto superficial como subterráneo, se emplea el software minero Mineplan, usando los puntos del levantamiento topográfico que se importaron desde Excel.

- **Modelamiento topográfico superficial con Mineplan**

De acuerdo con la información obtenida del correspondiente levantamiento topográfico superficial realizado en la concesión minera *New Mining* se obtuvieron las coordenadas UTM y la elevación para cada punto tomado en campo con el apoyo de la estación total.

Dicha información se procesó mediante una hoja electrónica Excel para su importación al software Mineplan, visualizando los puntos en el software se procede a generar el sólido usando la herramienta “*point cloud mesher*” el cual triangula los 631 puntos topográficos y genera el sólido que se muestra a continuación.

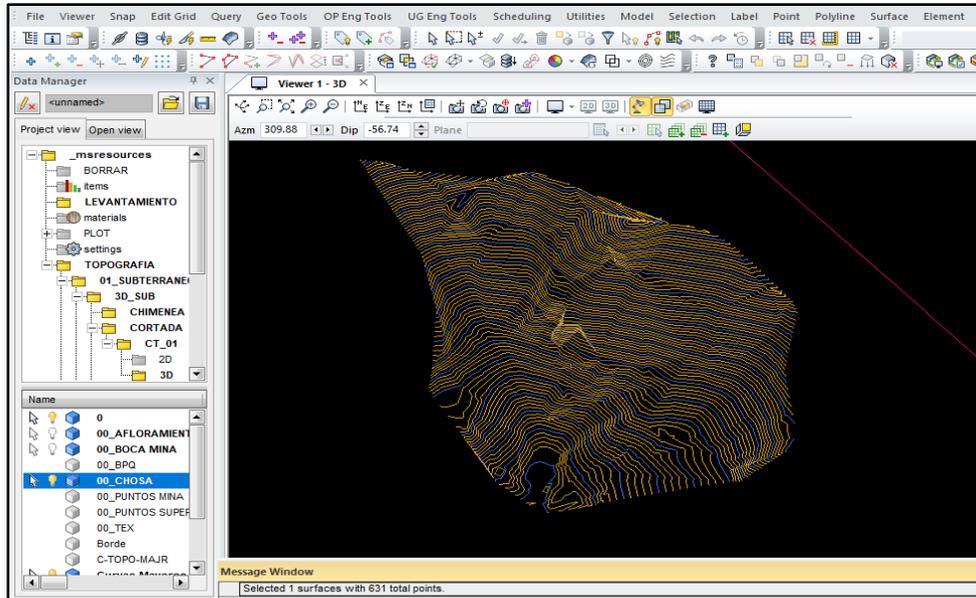


Figura 14. Topografía superficial de New Mining en Mineplan 3D

Asimismo, se identifica en superficie los componentes producto de la actividad minera residual, tal como se muestra en la figura siguiente, destacando los afloramientos en superficie y la relación tangencial con la galería preexistente.

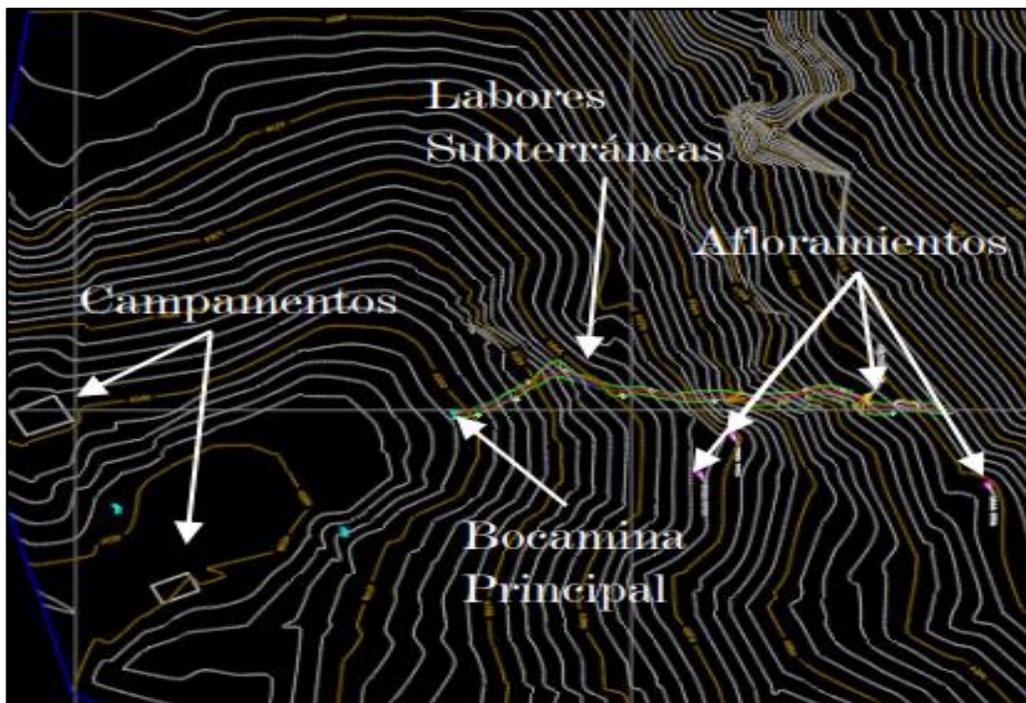


Figura 15. Componentes superficiales de la concesión minera New Mining

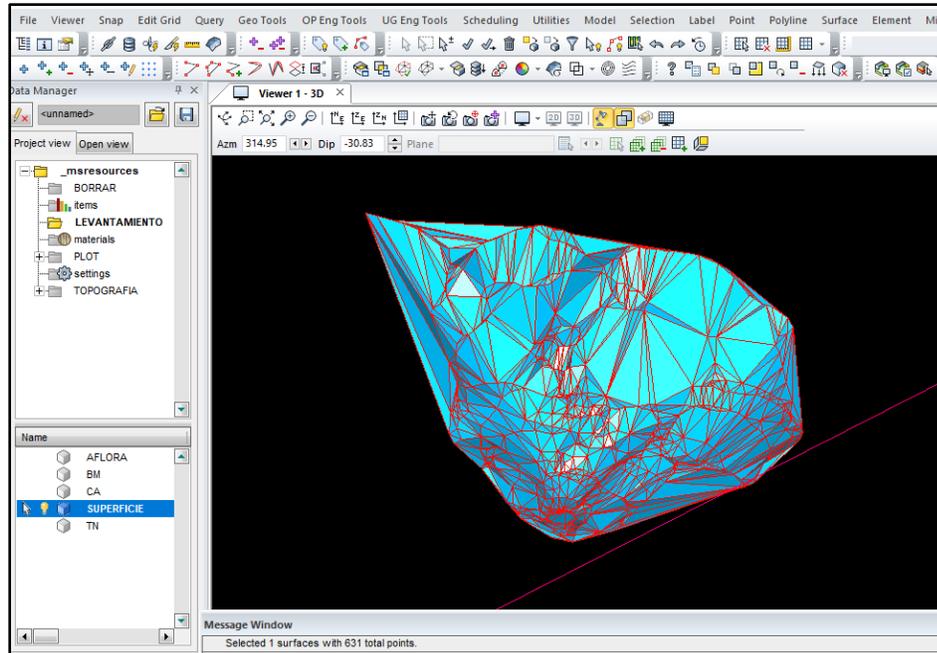


Figura 16. Vista 3D de topografía superficial en Mineplan 3D

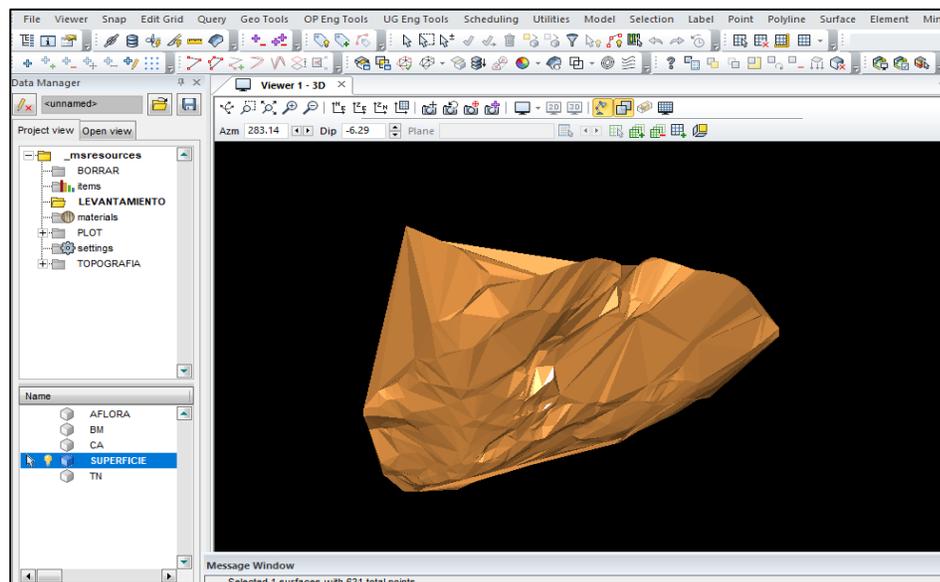


Figura 17. Modelamiento superficial en Mineplan 3D

- **Modelamiento topográfico subterráneo con Mineplan**

La información obtenida del correspondiente levantamiento topográfico subterráneo realizado en la concesión minera *New Mining* se obtuvieron las coordenadas UTM y la elevación para cada punto tomado en campo. Dicha información se procesó

mediante una hoja electrónica Excel, para su importación al software Mineplan se genera el sólido de las labores subterráneas.

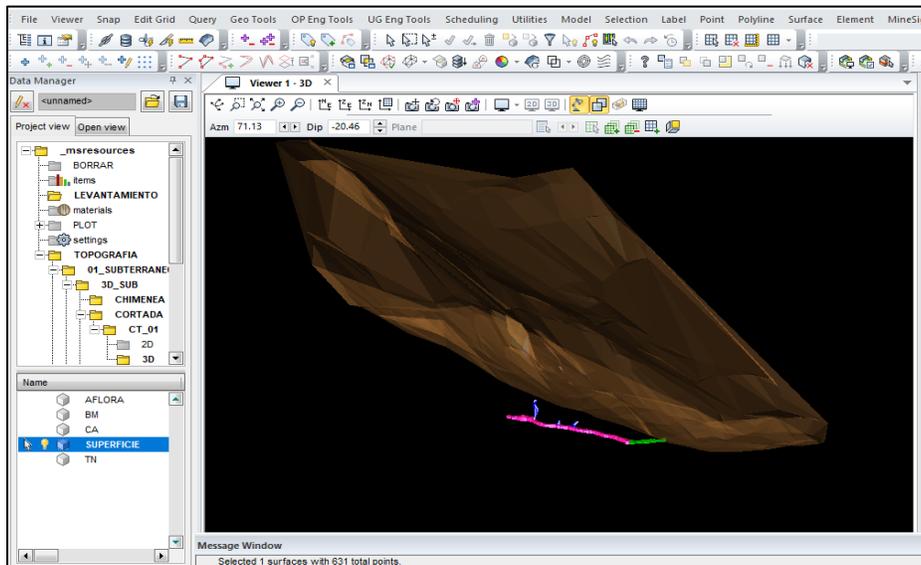


Figura 18. Modelamiento de labores subterráneas en Mineplan 3D

La concesión minera *New Mining* cuenta con una cortada de 20 m, galería de 75 m con sección de 2.1 x 2.2 m y chimeneas en promedio de 15 m; asimismo, se cuenta con presencia de un terreno bastante accidentado con un encampame de 180 m. A continuación, se muestran los componentes subterráneos modelados y presentados en Mineplan 3D.

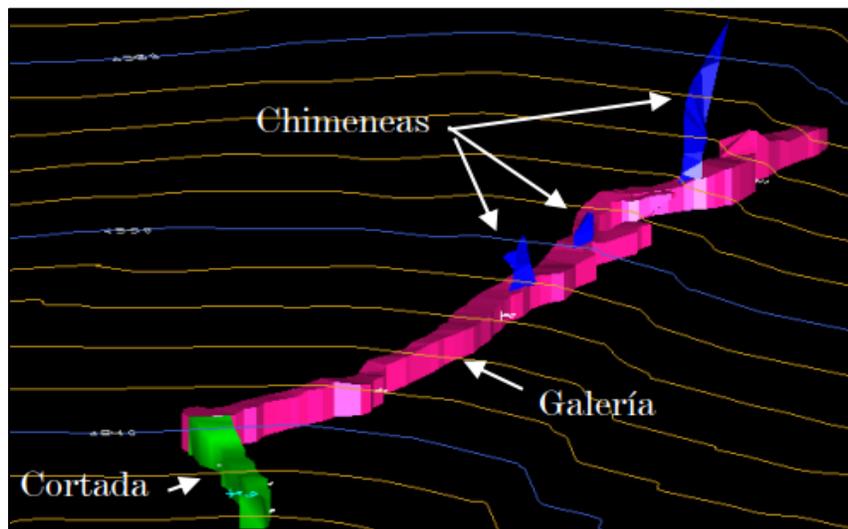


Figura 19. Componentes del levantamiento subterráneo con Mineplan 3D

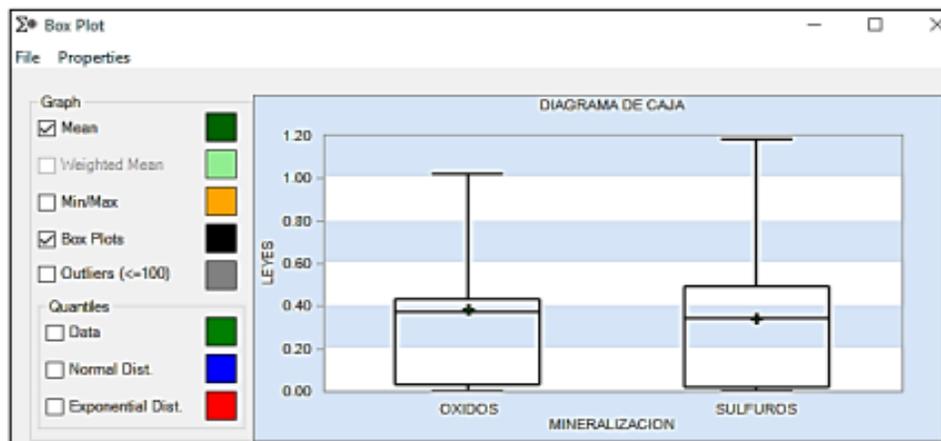
4.2 Modelamiento geológico

En base a la información de los sondajes realizados, se procesó dicha información a través un libro Excel el cual comprende información necesaria (*Assays, Collar, Survey, Geology*) la cual ha sido convertida a un formato adaptable para ser procesada en MSCcompass y ser visualizada en MS3D Mineplan a través de CONCSA desde el Menú en MSCcompass.

Una vez procesada la información es necesario realizar el composito a nivel de la altura de la sección acorde al dimensionamiento de equipos y el método de explotación a usar, que servirá de base para determinar la altura para el modelo de bloques.

- **Análisis estadístico**

Se empleo *Data Analysis* de Mineplan para realizar la evaluación estadística a la información de los sondajes empezando por encontrar y eliminar datos erráticos (*Outliers*).



Oxidos Sulfuros

Min	0	0
Max	0.5	3.72

Figura 20. Diagrama de caja. Tomada de Marciths S. A. C.

Se muestra el diagrama Box para determinar los máximos y mínimos valores con respecto a la distribución de las leyes presentes en el yacimiento con una ley máxima de

outlier de 3.72 %, por lo tanto, los altos erráticos están comprendidos entre 3.42 % y 3.72 %.

Asimismo, es indispensable realizar una evaluación estadística en base a histogramas para determinar la tendencia de las curvas obtenidas y así concluir el tipo de yacimiento acorde a la distribución de leyes.

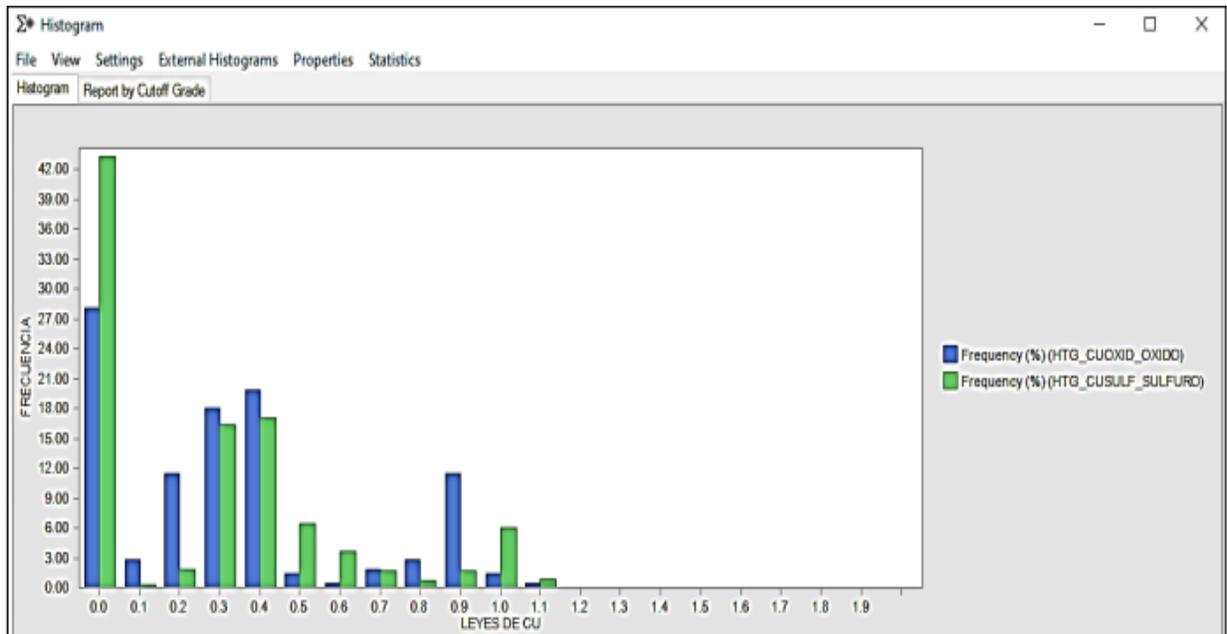


Figura 21. Histograma de frecuencia y ley de Cu. Tomada de Marciths S. A. C.

Finalmente, se realizan los variogramas para determinar los radios de búsqueda y poder determinar los parámetros para el modelo de bloques en base a modelos geoestadísticos.

A continuación, se muestra el variograma experimental como resultado de las evaluaciones estadísticas.

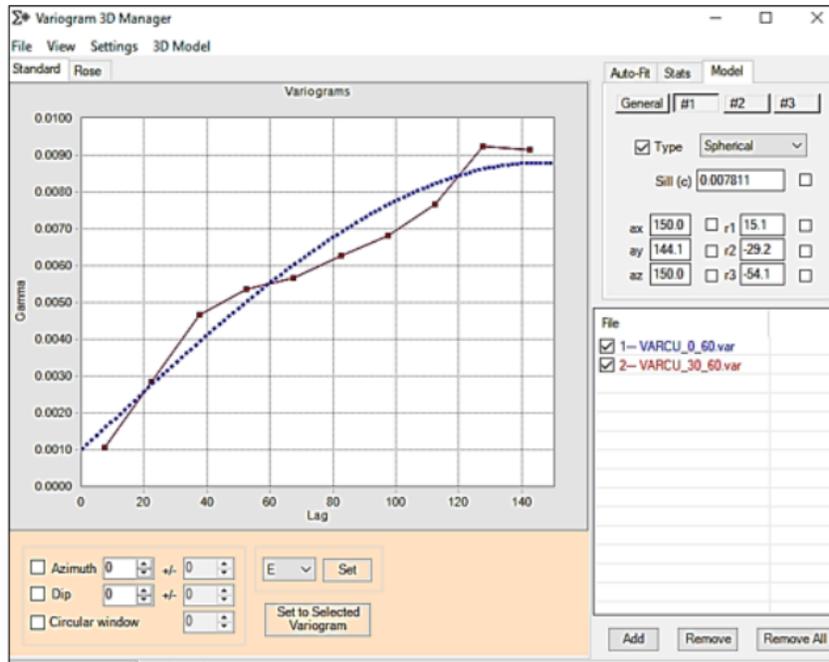


Figura 22. Variograma experimental

- **Selección del método de minado**

Empleando la metodología de Nicholas en base a los parámetros geológicos y geomecánicos ingresados acorde a las características del proyecto y en base al *trade off* que se muestra a continuación en base al cálculo de la dilución y recuperación, empleando a O'Hara.

Tabla 14. Propiedades geológicas de la concesión minera New Mining

Propiedades geológicas	
Parámetros geomecánicos	Estructura mineralizada
Forma	Tabular
Potencia	< 3
Inclinación	> 55°
Distribución de leyes	Regular

Tabla 15. Propiedades geomecánicas de la concesión minera New Mining

Propiedades geomecánicas			
Parámetros geomecánicos	Caja techo	Estructura mineralizada	Caja piso
RMR	50-70	40-50	60-70
RQD	50-70	35-45	50-70
RSS	moderado	moderado	moderado

GEOMETRÍA DEL YACIMIENTO Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES		BORRAR
1. FORMA:		
Equidimensio:	M	<input type="checkbox"/>
Tabular:	T	<input checked="" type="checkbox"/>
Irregular:	I	<input type="checkbox"/>
2. POTENCIA DEL MINERAL:		
Muy Estrecho	ME	<input checked="" type="checkbox"/>
Estrecho	E	<input type="checkbox"/>
Intermedio	I	<input type="checkbox"/>
Potente	P	<input type="checkbox"/>
Muy potente	MP	<input type="checkbox"/>
3. INCLINACIÓN:		
Echado/Tumb	T	<input type="checkbox"/>
Intermedio	IT	<input type="checkbox"/>
Inclinado	IN	<input checked="" type="checkbox"/>
4. DISTRIBUCIÓN DE LEYES		
Uniforme:	U	<input type="checkbox"/>
Gradual o dis:	D	<input checked="" type="checkbox"/>
Errático:	E	<input type="checkbox"/>
5. PROFUNDIDAD DESDE LA SUPERFICIE		
Superficial	S	<input type="checkbox"/>
Intermedio	I	<input checked="" type="checkbox"/>
Profundo	P	<input type="checkbox"/>

Figura 23. Parámetros geológicos evaluados en Nicholas

CARACTERÍSTICAS GEOMECAÑICAS			ZONA MINERAL	CAJA TECHO	CAJA PISO
1.- RMR					
Muy Débil	MD	0 - 20	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Débil	D	20 - 40	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Moderado	M	40 - 60	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>
Fuerte	F	60 - 80	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Muy Fuerte	MF	80 - 100	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
1.- ESFUERZO DE SUBDUCCIÓN DE LA ROCA (RSS) - ESFUERZO UNIAxIAL/ESFUERZO PRINCIPAL					
Muy Pobre	MP	(< 5)	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Pobre	P	(5 - 10)	<input checked="" type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>
Moderado	M	(10 - 15)	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input checked="" type="checkbox"/>
Fuerte	F	(> 15)	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>	<input type="checkbox"/>

Figura 24. Parámetros geomecánicos evaluados en Nicholas

Resultado de la evaluación en la matriz observada anteriormente, se recomienda la aplicación del método *cut & fill stoping* con una puntuación de 30 o *sublevel stoping* con 26 puntos como se muestra en la tabla siguiente:

Tabla 16. Métodos de minado recomendados según Nicholas

Método de minado	Puntuación
<i>Cut & Fill Stopping</i>	30
<i>Sublevel Stopping</i>	26

Para la estimación de la dilución y recuperación que se obtiene en la aplicación de los posibles métodos a emplear para la explotación del yacimiento, se aplican las fórmulas de O'Hara.

Tabla 17. Cálculo de dilución para el método SLS

Cálculo de la dilución para el método <i>sublevel stopping</i>			
Formula por O'Hara			
	$Dilución = \frac{k}{\sqrt{w} \times \sin \beta}$		36.60 %
	Ingresar los valores		
w = potencia de la veta en metros	2		Expresado en radianes Valor de la constante k para tajeo por subniveles es 50
β = buzamiento	75		
k = constante de minado SLS	50		
Constante π		3.14	

Tabla 18. Cálculo de dilución para el método cut and fill stopping

Cálculo de dilución para el método de <i>cut & fill stopping</i>			
Formula por O'Hara			
	$Dilución = \frac{k}{\sqrt{w} \times \sin \beta}$		18.30 %
	Ingresar los valores		
w = potencia de la veta en metros	2		Valor de la constante k para el corte y relleno es 25
β = buzamiento, expresado en radianes	75		
k = constante de minado CRA	25		
Constante π		3.14	

A partir de los cálculos mostrados en las tablas anteriores queda definido el método corte y relleno ascendente convencional como el método a emplear en el presente proyecto por el porcentaje de dilución y recuperación en contraste con el método *sub level stoping*.

Tabla 19. Dilución y recuperación según O'Hara

Método de explotación	Dilución	Recuperación minera
<i>Sub level stoping</i>	51.76 %	86.5 %
<i>Cut & fill stoping</i>	18.30 %	94.0 %

Para el modelo de bloques de reservas se verá afecto a una dilución del 18.30 % y una recuperación del 94 %.

- **Modelo de bloques**

A continuación, se procede a realizar el modelo de bloques haciendo uso del software minero Mineplan, donde se definen los límites del modelo ingresando los parámetros desde la hoja Excel, el modelo mostrado en la siguiente figura corresponde a la concesión minera *New Mining* y muestra los recursos medidos, indicados e inferidos, de color verde, azul y morado, respectivamente en base a la cantidad y la distancia de separación de los sondajes para incrementar la confiabilidad de los resultados obtenidos.

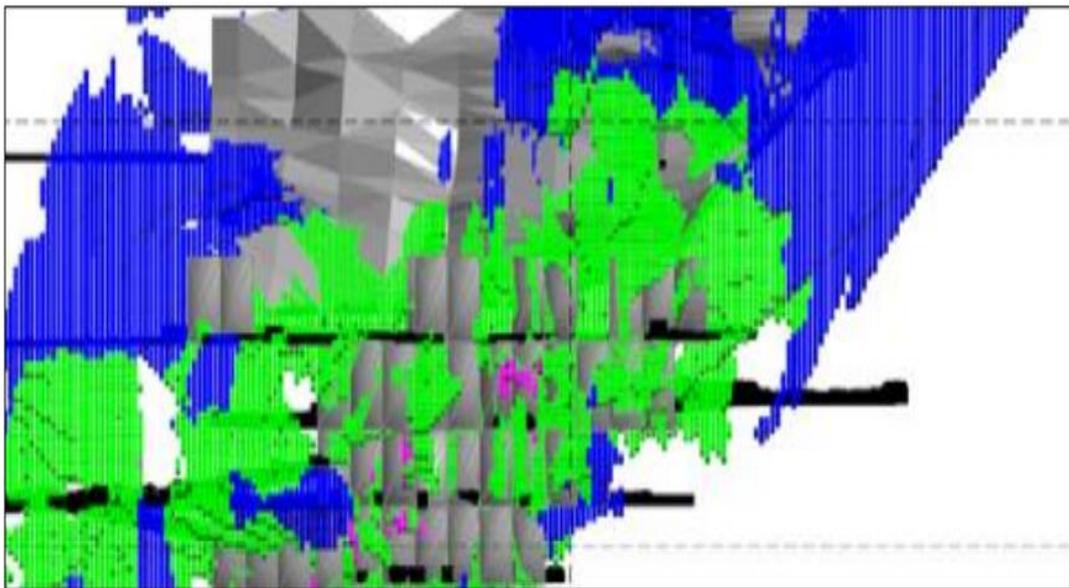


Figura 25. Modelo de recursos de la concesión minera New Mining. Tomada de Marciths S. A. C.

Debido a la poca cantidad de sondajes *packsac* realizados y la distancia existente entre estas, mayormente se cuentan con recursos medidos e indicados, es poca la presencia de recursos inferidos que se pueden distinguir en el centro del modelo.

A continuación, se presenta el modelo de bloques en función a la información referente a la presencia de óxidos en la concesión minera *New Mining*, de color rojo los óxidos y de color verde los sulfuros.

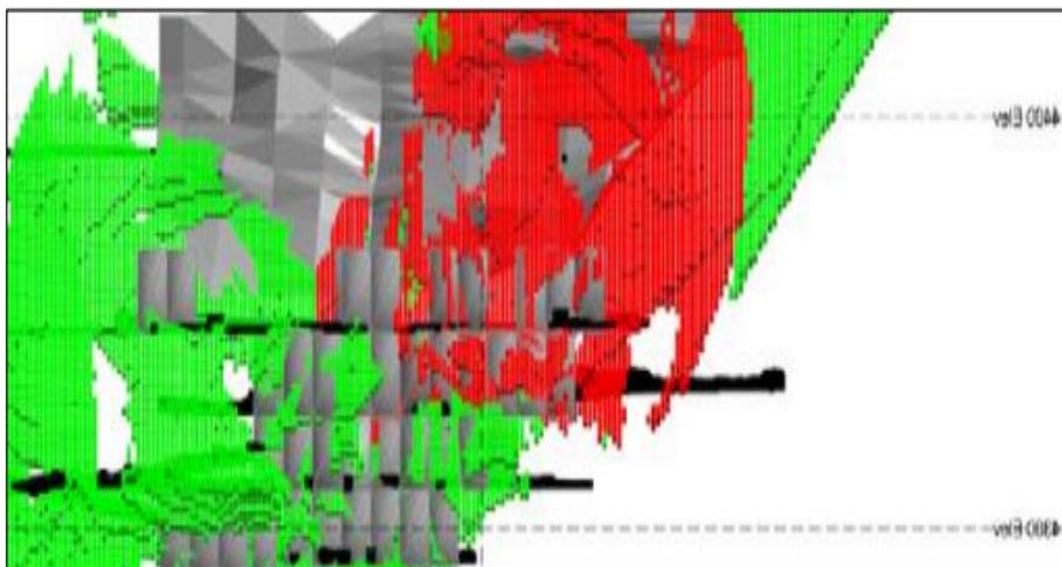


Figura 26. Modelo de bloques en función a la presencia de óxidos. Tomada de Marciths S. A. C.

Empleando MSreserve se realiza el reporte de reservas probables e inferidos minables con las que cuenta la concesión minera *New Mining* que se muestra en la tabla siguiente:

Tabla 20. Reporte de reservas CM New Mining.

Certeza	t	% CU	% PB	% Zn	Oz Ag	Gr Au	% AS	% SB	% CUOX
Reserva probable	174,161.85	2.95	1.80	1.80	13.46	1.20	1.13	0.19	0.34
Inferidos minables	358,656.80	3.05	2.14	2.14	15.23	0.95	1.28	0.23	0.48
Total general	532,818.65	3.02	2.03	2.03	14.65	1.03	1.23	0.22	0.43

Nota: tomada de Marciths S. A. C.

La concesión minera *New Mining* cuenta con un estimado total de 532,818.65 t entre reservas probables e inferidos minables con una ley promedio de 3.02 % de Cu.

4.3 Modelo económico

Para determinar los stopes económicos se hace uso de la herramienta MSStope del software minero Mineplan, que permite determinar los stopes económicos en base a parámetros geomecánicos (número de estabilidad de Matews, radio hidráulico, RMR), asimismo, parámetros económicos (precio, costos, recuperación) que se evaluó previamente.

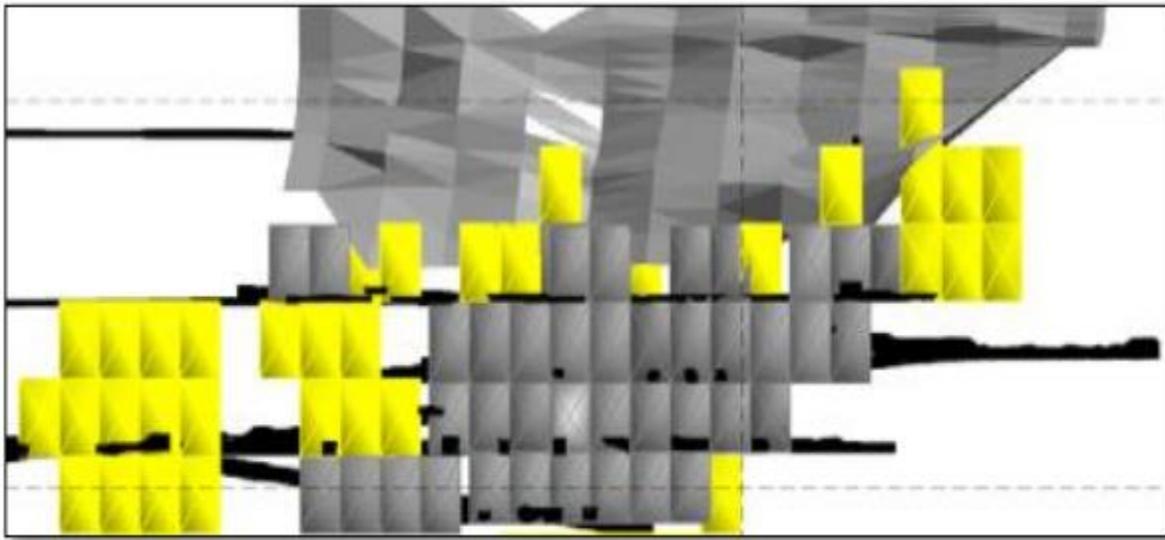


Figura 27. Stopes económicos evaluados en MS stopes. Tomada de Marciths S. A. C.

Resultado de la evaluación se estima que la dimensión de los stopes o *blocks* económicamente atractivos es de 40 m de largo por 70 m de altura y un espesor de 2 m en base a la potencia promedio de la estructura mineralizada con una densidad de 3 t/m^3 , con estos datos se puede estimar que cada stope cuenta con 16 800 t de cobre.

4.4 Evaluación económica

Para la evaluación económica del proyecto minero en la concesión minera *New Mining* se seleccionarán 13 *blocks* de las reservas probadas como se muestra en la imagen siguiente, a continuación, se muestra el tonelaje promedio y leyes que estas representan.

Cada uno de los blocks representa tanto el ala este u oeste de acuerdo con la posición espacial en la que se encuentre.

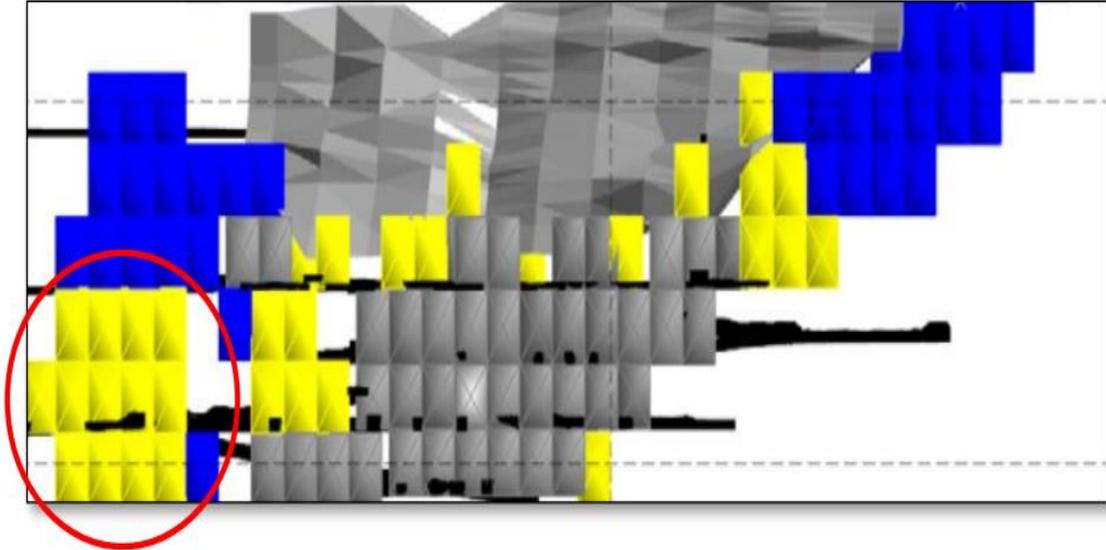


Figura 28. Stopes seleccionados para evaluación

A continuación, se muestran los datos obtenidos acorde al modelamiento económico y la estimación de reservas de los 13 stopes seleccionados, empleando Mineplan para la evaluación económica, estos representan las reservas minables de la concesión minera *New Mining* con un promedio de reservas de 218 400 t con 2.91 % de Cu; estas son las variables con las cuales se realizarán el diseño de plan de minado y la evaluación.

Tabla 21. Reservas seleccionadas para la evaluación económica

Certeza	t	% Cu	% Pb	% Zn	Oz Ag	Gr Au	% As	% Sb	% Cu ox
Reservas minables	218 400	2.91	2.09	1.40	15.56	1.02	1.05	0.3	0.45

Empleando la regla de Taylor se determina la vida óptima de producción, ritmo óptimo de producción y el tonelaje por día a producir para el proyecto *New Mining*, obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 22. Regla de Taylor aplicado a reservas de proyecto New Mining

Reservas de mineral		218,400	t
Reservas de mineral		0.22	m
Días de operación por año		360	días
Regla de Taylor (1976)			
VOE	Máx.	5.33	años
	Mín.	3.55	años
ROP	Máx.	57,506	t/a
	Mín.	38,337	
TPD		159.74	t/d

Taylor da una base de las toneladas óptimas producidas anualmente en base a las reservas; sin embargo, es necesario realizar un análisis del ciclo de minado, empleando el método de corte y relleno detrítico convencional para cada *block* en base a los recursos con los que cuenta el proyecto al momento que se detalla a continuación:

4.5 Análisis de ciclo de minado

El ciclo de minado del proyecto *New Mining* se detalla en las siguientes tablas, tomando en cuenta los parámetros siguientes:

- **Parámetros generales**

Tabla 23. Parámetros del ciclo de minado

Descripción	Longitud	Unidad
Longitud del tajo	80	m
Altura del tajo	70	m
Potencia	2	m
Densidad del mineral	3	t/m ³
Densidad del desmonte	2.2	t/m ³
Factor de esponjamiento	30	%
Longitud del puente	20	m
Altura del puente	3	m
Altura de preparación	2.4	m
Ancho de equipo	2	m
Ancho minable	2	m
Altura de corte	2.10	m
Mineral roto / corte	1010.2	TM
Mineral roto / ala	505.1	TM
Reservas	33 420	TM

Para el cálculo de la estimación de reservas por *block* se aplica los parámetros de longitud de tajo, altura del corte, ancho de minado, potencia de mineral y porcentaje de recuperación, haciendo un estimado de 28 876.8 TM.

Para el desarrollo de las operaciones, el proyecto *New Mining* tendrá 2 guardias al día, se hará el requerimiento de personal, los cuales sostendrán guardias de 12 horas, teniendo como objetivo diario el cumplimiento del ciclo de minado.

Tabla 24. Requerimiento de personal

Perforista	3	unid.
Ayudante	3	unid.
Duración de guardia	12	h
Tiempo efectivo	9	h

Tabla 25. Tiempo de perforación por ala

Descripción	Cantidad	Unidad
Longitud de perforación	8	ft
Eficiencia de perforación	0.9	%
Perforación efectiva	7.2	ft
Velocidad de perforación	0.7	ft/min
Tiempo de perf./taladro	5.6	min
Otros tiempos	3	min
Tiempo total de perf/taladro	8.6	min
Total de taladros por guardia	63	unid.
Total por día	126	unid.
Burden	0.6	m
Espaciamiento	0.6	m
Taladros / corte ala	231	unid.
Días perforados / corte ala	1.84	día

Tabla 26. Tiempo de carguío por ala

Descripción	Cantidad	Unidad
Tiempo de carguío x taladro	2	min
Tiempo de carguío / corte ala	462	min
Días carguío / corte ala	0.43	día

Realizada la perforación y voladura se estima que el tiempo de sostenimiento de toda el ala será de 0.7 día, este se realizará con mallas electrosoldadas y pernos de anclaje como se muestra en la tabla siguiente:

Tabla 27. Tiempo de sostenimiento

Descripción	Cantidad	Unidad
Desatado	5	min/m
Desatado de ala	200	min
Perno con malla	15	min/m
Perno con malla / corte ala	600	min
Sostenimiento / corte ala	800	min
Días sostenimiento / corte ala	0.7	día

La limpieza del mineral se realizará con el uso de un winche 25 HP de fuerza con capacidad de cuchara de 8 TM/ hora, bajo este ritmo la limpieza total de mineral se hará en 5.26 días.

Tabla 28. Tiempo de limpieza

Descripción	Cantidad	Unidad
Rendimiento Winche 25 HP	8	TM/hora
Tiempo de limpieza / corte ala	63.1	h
Otros tiempos	31.6	h
Tiempo total limpieza / corte ala	94.7	h
Días limpieza / corte ala	5.26	día

Tabla 29. Tiempo de cambio de piso

Descripción	Cantidad	Unidad
Barrera	1	día
Cambio de piso	1	día

El relleno del tajo se realizará con el uso de un winche de 25 HP de fuerza con capacidad de cuchara de 8 m³/ hora, bajo este ritmo el relleno del tajo se hará en 5.3 días.

Tabla 30. Tiempo de relleno

Descripción	Cantidad	Unidad
Rendimiento Winche 25 Hp	8	m ³ /hora
Tiempo de relleno/corte ala	63.1	h
Otros tiempos	31.55	h
Tiempo total relleno / corte ala	94.65	h
Días relleno / corte ala	5.3	día

Tabla 31. Tiempo de ciclo de mineral

Descripción	Cantidad	Unidad
Perforación mineral	1.8	día
Voladura de mineral	0.43	día
Sostenimiento de mineral	0.7	día
Limpieza de mineral	5.26	día
Nivelado de piso	1	día
Relleno	5.3	día
Total días ciclo	14.53	día
N.º de ciclo mes / corte ala	2.06	día

Por lo mostrado en las tablas anteriores, realizando el minado en simultáneo en 2 frentes, se tendría una producción promedio de 2020.4 t/mes resultado del minado de 2 cortes al mes, a un ritmo de producción de 66 t/d. El presente estudio pretende evaluar económicamente la vida de la mina, incrementando progresivamente la producción en base a los 13 *blocks* que representan las reservas minables de la concesión minera *New Mining*.

A continuación, se muestra la distribución del programa de producción anual durante un periodo de 5 años para la evaluación económica del proyecto.

Tabla 32. Plan de producción proyecto minero New Mining

Producción	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Total
Reservas	43680	43680	43680	43680	43680	218,400
Producción anual	24000	36000	43200	54000	61200	218,400
Producción diaria	66.667	100	120	150	170	

4.6 Valorización de mineral

A continuación, se muestra el balance metalúrgico obtenido en función a la prueba metalúrgica realizada con tonelaje piloto extraído de las operaciones mineras preliminares exploratorias.

NEW MINING	TMS	% Peso	Ensayes						Contenidos Metalicos					Recuperaciones, %					Ratio		
			% Cu	% Pb	% Zn	gr/t Au	gr/t Ag	Onz/t Ag	Cobre, t	Plomo, t	Zinc, t	Oro Gr.	Plata gr.	Plata, Oz	Cu	Pb	Zn	Au		Ag	
Tratamiento	1,000.00	100.00%	2.91	2.09	1.40	1.02	483.97	15.56	29.10	20.90	14.00	1,020.00	483,970.46	15,560.00	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00		
Conc. Cu	104.17	10.42%	25.20	1.95	1.33	4.60	3,181.89	102.30	26.25	2.03	1.39	479.17	331,446.67	10,656.25	90.21	9.72	9.90	46.98	68.48	9.60	
Conc. Pb	37.04	3.70%	1.20	50.12	3.78	0.50	2,939.28	94.50	0.44	18.56	1.40	18.52	108,862.25	3,500.00	1.53	88.82	10.01	1.82	22.49	27.00	
Conc. Zn	22.22	2.22%	0.40	1.01	50.09	0.20	128.77	4.14	0.09	0.22	11.13	4.44	2,861.52	92.00	0.31	1.07	79.51	0.44	0.59	45.00	
Relaves	836.57	83.66%	0.28	0.01	0.01	0.62	48.77	1.57	2.32	0.08	0.08	517.84	40,799.96	1,311.75	7.96	0.39	0.58	50.77	8.43		
									Total Oz Ag	927,140.90			29,808.25	100.00	100.00	100.00	100.00	100.00			

Figura 29. Balance metalúrgico del proyecto New Mining

Se muestran, a continuación, los datos para realizar la evaluación económica financiera, tomando en capex de 200 000 US\$, dato que se justifica aplicando el proceso de benchmark a costos de otras minas que contienen los acuerdos de contratos y permisos, costos de medio ambiente, estudios geológicos, costos de equipos e instalación de servicios; con una estructura de capital de 60 % de capital de terceros y 40 % de capital propio.

Con este capex se realiza la corrida para los 5 años proyectados de la concesión minera *New Mining*, en la tabla siguiente se muestra el tonelaje producido a partir del año uno, que se incrementa con el paso de los años el tonelaje inicia con 24000 t y finaliza con 61200 t para el año quinto, con un VPT/NSR de 127.5 \$/t el cual se mantiene constante para la evaluación, pero variará en función al precio de los metales, la operación se realizará 360 días al año, con un costo operativo de 108.25 \$/t.

SUPUESTOS		Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Reservas Proyecto	(000) t		24000	36000	43200	54000	61200
Datos de Ventas							
Valor Punto							
Cu	\$/%		74.8	74.8	74.8	74.8	74.8
Ag	\$/Onz		16.90	16.90	16.90	16.90	16.90
Pb	\$/%		12.9	12.9	12.9	12.9	12.9
Au	\$/Gr		14.4	14.4	14.4	14.4	14.4
Zn	\$/%		8.5	8.5	8.5	8.5	8.5
VPT	\$/t		127.5	127.5	127.5	127.5	127.5
Producción y Costos							
Días de Operación Año	Días/Año		360	360	360	360	360
Costos de Producción	US\$/t		108.25	108.25	108.25	108.25	108.25
Gastos Anuales	US\$/t		10%Ventas	10%Ventas	10%Ventas	10%Ventas	10%Ventas
Inversión del Proyecto							
Valor Activos Fijos	(000) US\$	50000.00	Tasa de Depreciación anual		10%		
Valor Activos Intangibles	(000) US\$	25000.00	Tasa de Amortización anual		20%		
Capital de trabajo		10000.00					
Datos Financieros y Tributarios							
Capital Propio	(000) US\$	80000.00					
Prestamos	(000) US\$	120000.00					
Total de Inversión	(000) US\$	200000.00					
Tasa Anual Préstamo	%	6%					
Plazo Total de Repago	Años	5					
Modalidad de Repago		Cuotas Iguales					
Regalias mineras		0					
Impuesto Especial de minería		0					
Participación de los trabajadores		0%					
Tasa de Impuesto a la Renta		30%					
Costo de Oportunidad de Accionista	COK	11.02%					
Costo de Oportunidad de Accionista	WACC	8.83%					

Figura 30. Datos para la evaluación económica

Con la información mostrada se procede a realizar la proyección del estado de ganancias y pérdidas del proyecto económico, donde se destacan las ventas producto del tonelaje producido con el VPT del mineral, realizando los descuentos mostrados, el resultado es una utilidad neta positiva, que viabiliza el proyecto minero *New Mining*.

AÑO	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Ventas		3,060,000.00	4,590,000.00	5,508,000.00	6,885,000.00	7,803,000.00
Costos de venta		2,598,000.00	3,897,000.00	4,676,400.00	5,845,500.00	6,624,900.00
Depreciacion		5,000.00	5,000.00	5,000.00	5,000.00	5,000.00
Amortizacion Int.		5,000.00	5,000.00	5,000.00	5,000.00	5,000.00
Utilidad Bruta		452,000.00	683,000.00	821,600.00	1,029,500.00	1,168,100.00
Gastos administrativos						
Gastos de ventas						
Gastos anuales		306,000.00	459,000.00	550,800.00	688,500.00	780,300.00
Utilidad Operativa		146,000.00	224,000.00	270,800.00	341,000.00	387,800.00
Regalias mineras		581.52	892.19	1,078.60	1,358.21	1,544.61
Impuesto especial a la mineria		1,109.79	1,702.69	2,058.43	2,592.05	2,947.79
Utilidad antes de part.		144,308.69	221,405.11	267,662.97	337,049.75	383,307.60
Participacion Trabajadores		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Utilidad antes imp. a la renta		144,308.69	221,405.11	267,662.97	337,049.75	383,307.60
Impuesto a la renta		43,292.61	66,421.53	80,298.89	101,114.92	114,992.28
Utilidad neta		101,016.08	154,983.58	187,364.08	235,934.82	268,315.32

Figura 31. Estado de ganancias y pérdidas del proyecto New Mining

A continuación, se muestra el flujo de la caja económica, que definirá mediante los índices de rentabilidad, la viabilidad económica del proyecto minero *New Mining*, entonces interpretando los resultados, el VAN es positivo con valor de 621 825 \$, lo cual indica que el proyecto, a pesar de sus costos, genera ganancias; asimismo, considerando un costo de oportunidad del 12 % y que el TIR del proyecto *New Mining* es de 75 %, este resultado garantiza la rentabilidad del proyecto.

El costo beneficio tiene que ser mayor a 1 para poder decidir la viabilidad del proyecto, como se observa en la tabla siguiente, el costo beneficio del proyecto minero *New Mining* es de 1.03.

FLUJO DE CAJA ECONOMICO

AÑO	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Ingresos						
Ventas		3,060,000.00	4,590,000.00	5,508,000.00	6,885,000.00	7,803,000.00
Valor Residual						25,000.00
Recuperacion capital de trabajo						10,000.00
Total Ingresos		3,060,000.00	4,590,000.00	5,508,000.00	6,885,000.00	7,838,000.00
Egresos						
Inversiones	200,000.00					
Costos de venta		2,598,000.00	3,897,000.00	4,676,400.00	5,845,500.00	6,624,900.00
Gastos administrativos						
Gastos de ventas		306,000.00	459,000.00	550,800.00	688,500.00	780,300.00
Regalias mineras		581.52	892.19	1,078.60	1,358.21	1,544.61
Impuesto especial a la mineria		1,109.79	1,702.69	2,058.43	2,592.05	2,947.79
Participacion a los trabajadores		0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Impuesto a la renta		43,292.61	66,421.53	80,298.89	101,114.92	114,992.28
Total Egresos	200,000.00	2,948,983.92	4,425,016.42	5,310,635.92	6,639,065.18	7,524,684.68
Saldo de caja	-200,000.00	111,016.08	164,983.58	197,364.08	245,934.82	313,315.32
Saldo de caja Actualizado	-200,000.00	103,823.21	144,297.18	161,433.54	188,128.35	224,142.60
Saldo de caja Acumulado	-200,000.00	103,823.21	248,120.39	409,553.93	597,682.28	821,824.89

Rentabilidad del Proyecto de la Empresa

VANE	621,825
TIRE	75%
PRI Descontado	1.70
B/C	1.03

Figura 32. Flujo de caja del proyecto minero New Mining

CONCLUSIONES

- El software minero Mineplan influye de manera positiva en el diseño y generación de plan de minado de la concesión minera *New Mining*.
- El modelamiento topográfico subterráneo y superficial sirven de base para la generación del modelado en 3D con la aplicación del software minero Mineplan, la topografía permite visualizar la coincidencia de los afloramientos en superficie con las labores preexistentes subterráneas y, a partir de este, poder proyectar la veta del proyecto minero *New Mining*, pudiendo definir una estructura mineralizada con un buzamiento de 75°.
- Se requiere del modelo geológico para la estimación de reservas que son de 218 400 t a partir de los cuales se generan los stopes o *blocks* minables, esto analizando la potencia de veta, distribución de leyes, dureza de las cajas, variables que permiten definir como método de explotación el *cut and fill*, a partir del cual se proyecta los avances de la mina y se diseña el plan de minado.
- La VOP del proyecto *New Mining* es de 5 años, el plan de minado de la concesión minera *New Mining* tiene como resultado el programa de producción anual que inicia con 24 000 t, incrementando con los años y el desarrollo de la mina con un VPT de 127.5 \$, esto se realizará a un ritmo de producción de 66 t/d.
- El plan de minado tiene relación directa con el modelo económico, ya que este determina la viabilidad del proyecto minero *New Mining*, el proyecto tiene un VAN positivo con valor de 621 825 \$, lo cual indica que el proyecto genera ganancias, asimismo el TIR del proyecto es de 75 %, este resultado garantiza la rentabilidad del proyecto, el costo beneficio del proyecto minero es de 1.03. 1, lo cual determina la viabilidad del proyecto.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda la aplicación de estudios geológicos más detallados, como la aplicación de perforaciones diamantinas, las cuales generen mayor certeza y confiabilidad a las reservas estimadas.
- Llevar controles diarios del cumplimiento del ciclo de minado mostrado para poder generar el tonelaje programado.
- Se recomienda la actualización constante del avance de la mina en el software Mineplan con el apoyo de levantamientos topográficos para poder tomar mejores decisiones y controlar el avance de la mina.
- Se recomienda cumplir con el plan de producción mostrado, ya que este permite que el proyecto minero *New Mining* sea económicamente rentable y viable.

LISTA DE REFERENCIAS

1. **WHITTLE, David.** *Underground mine plan optimization* [online]. Monash University, 2019. Available from:
http://hdl.handle.net/11343/228864%0A/bitstream/handle/11343/228864/f35d569e-9572-e911-949f-0050568d0279_D_Whittle_Thesis_Final_191008.pdf?sequence=1&isAllowed=y
2. **MENDOZA, Héctor.** Aplicación de software minero Surpac-Minedshed para el diseño de la mina de caliza “Peña Blanca”. 2016. Vol. 4, n.º 4.
3. **PIÉROLA, Demetrio.** *Optimización del plan de minado de cantera de caliza La Unión, distrito de Baños del Inca – Cajamarca* [online]. Universidad Nacional del Altiplano, 2017. Available from:
http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/5634/Piérola_Vera_Demetrio.pdf?sequence=1&isAllowed=y
4. **NEIRA, Carlos; ZEVALLOS, Yulisa.** *Aplicación del datamine para el planeamiento estratégico de inversión en minería.* Universidad Nacional del Callao Escuela de Posgrado, 2017.
5. **CALDERÓN, Giancarlo.** *Plan de minado en la explotación de la unidad minera de Inmaculada – Hochschild Mining – Ayacucho 2017.* 2018.
6. **TAMAYO, S.** *Optimización del secuenciamiento del plan de minado a corto plazo con software Minesight en el tajo Ferrobamba, Las Bambas, Apurímac 2017* [online]. Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, 2017. Available from:
<http://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/644>
7. **MAQUERA-ORDOÑEZ, Roky David.** Criterios de selección de métodos de explotación subterránea para optimizar la producción. [online]. 2019. P. 1–23. Available from: <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/14417>
8. **IVAN, Jorge; GELVEZ, Romero; ALFREDO, Leonardo; ANTONIO, Félix; ALDANA, Cortés.** Partir de información cuantificada aplicando técnicas de decisión multicriterio. 2008. N.º 2004, p. 1–6.
9. **MENDIOLA OCHANTE, Víctor.** Criterios de diseño para la toma de decisiones en la

evaluación de alternativas de minado en empresas mineras de la región central del Perú. *Prospectiva Universitaria*. 2017. Vol. 9, no. 1, p. 55. DOI 10.26490/uncp.1990-7044.2012.1.293.

10. **RESULTS, Exploration.** Resources, mineral and reserves, Ore. The JORC Code. . 2013. N.º December 2012.
11. **VEYRAT, S.; GALERA, J. M.; IBARRA, G.** Análisis tenso-deformacional y diseño de fortificaciones para una explotación de cobre. *S. C. Minera Atacama Kozan* [online]. 2015. P. 8. Available from:
<https://www.interempresas.net/Mineria/Articulos/137935-Analisis-tenso-deformacional-diseno-fortificaciones-explotacion-cobre-Sub-Level-Stopping.html>
12. **MADARIAGA, J.** Guía sobre control geotécnico en minería subterránea. 2015.
13. **GELVEZ ROMERO, Jorge Iván; TRIANA, Leonardo Alfredo; ALDANA CORTÉS, Félix Antonio.** *Selección del método de explotación minera a partir de información cuantificada aplicando técnicas de decisión multicriterio*. Bogotá: Universidad Nacional, 2012.

ANEXOS



Figura 33. Afloramiento en superficie de sulfuros en la concesión minera New Mining



Figura 34. Afloramiento en superficie de sulfuros en la concesión minera New Mining



Figura 35. Tajo en la concesión minera New Mining



Figura 36. Perforistas en la concesión minera New Mining