

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS**



**COSTOS OPERATIVOS EN LA ZONA DE LA
VETA RAMAL TECHO DE LA MINA TICLIO -
U.E.A. YAULI DE LA COMPAÑÍA MINERA
VOLCAN S.A.A.**

TESIS

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

Presentado por

Bach. MARTINEZ CUSTODIO, Stefanny Cristina

PASCO PERÚ 2018

**UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS**



**COSTOS OPERATIVOS EN LA ZONA DE LA VETA RAMAL TECHO DE
LA MINA TICLIO - U.E.A. YAULI DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN
S.A.A.**

Presentado por

Bach. MARTINEZ CUSTODIO, Stefanny Cristina

SUSTENTADO Y APROBADO ANTE LA COMISION DE JURADOS:

Mg. Joel Enrique OSCUVILCA TAPIA
PRESIDENTE

Dr. Ricardo CABEZAS LIZANO
MIEMBRO

Mg. Edgar ALCANTARA TRUJILLO
MIEMBRO

El presente trabajo está dedicado
principalmente a Dios ya que
gracias a él he logrado concluir mi carrera.

A mis padres, porque siempre
estuvieron a mi lado brindándome
su apoyo y consejos para mi
formación personal y profesional.

AGRADECIMIENTOS

Principalmente expreso mi gratitud a mi alma máter la Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, a los docentes de la Facultad de Ingeniería de Minas, Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas por formarme profesionalmente.

A la terna de Jurados Calificadores, que con sus observaciones y sugerencias enriquecerán el presente trabajo para optar el título profesional de Ingeniero de Minas.

Agradezco también al Superintendente General, Superintendente de Mina y Superintendente de Ingeniería y Planeamiento de la Compañía Minera Volcan S.A.A por su aporte y facilitación de información para realizar las investigaciones necesarias.

Finalmente, expreso mis agradecimientos a mi familia por su apoyo firme y constante, ánimo y paciencia para llegar a esta etapa.

RESUMEN EJECUTIVO

La mina Ticlio, perteneciente a la Unidad Yauli, constituye una de las operaciones actuales de la Compañía Minera Volcan S.A.A. Es un yacimiento polimetálico de Zinc, Plomo, Cobre y Plata. Está conformada por cuatro minas subterráneas y un tajo abierto, cuyo mineral es tratado en tres plantas concentradoras, con una capacidad instalada a finales del año 2015 de 11,350 tpd. Durante el 2015, el tratamiento de mineral en sus tres plantas concentradoras alcanzó las 4.0 millones de toneladas, con leyes de 4.76% Zn, 0.73% Pb, 0.15% Cu y 3.72 oz Ag/TM, lo que representó el 50% del mineral tratado de Volcan consolidado.

Los métodos de minado en la mina Ticlio se han determinado mediante la estimación de las reservas: el principal es el método Sub level Stopping, con una participación del 56% del total de mineral, mientras el método Over cut and Fill (OCF), ocupa el 32% y, el método de cámaras y pilares (OCFP) el 12%.

El tajeo por subniveles con taladros largos es usado aproximadamente por el 9 % de minas en EE.UU. y el 3 % de producción mundial metálica (Lawrence, 1982).

La mina Ticlio continuó su proceso de estabilización de la producción, logrando incrementar su aporte de mineral en 23% respecto al año 2015. Asimismo, se ha continuado con los proyectos del sistema de bombeo en la zona central y la construcción de una subestación eléctrica, los cuales han permitido tener una capacidad de bombeo de 300 l/s, asegurando las

preparaciones en profundización. Además existe una línea estratégica de exploración orientada a elevar la categoría de los recursos inferidos a medidos indicados, con resultados favorables interceptando grados de mineralización polimetálica en algunas vetas como es el caso de la Veta Ramal Techo. El sistema empleado para este proceso de exploración es el de Taladros largos, aportando seguridad y productividad, constituyéndolo como un sistema con muchas ventajas el cual abordaremos en este proyecto.

Stefanny Cristina MARTINEZ CUSTODIO

Tesista

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de tesis titulado "COSTOS OPERATIVOS EN LA ZONA DE LA VETA RAMAL TECHO DE LA MINA TICLIO - U.E.A. YAULI DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A.", pretende actualizar los costos operativos de la Mina Ticlio, tomando como área de estudio la veta Ramal Techo, a través de un adecuado proceso productivo o método de minado. Como resultado, realizaremos una evaluación económica de los métodos de minado Sublevel Stopping o Taladros Largos y Over Cut and Fill o Corte y Relleno Ascendente.

Los métodos tradicionales, aún muy utilizados, encierran un alto costo de operación y baja productividad en la mina, por lo cual aquí ahondamos y explicamos dos métodos de minado que nos permitirá tener menores costos de operación, seguridad en su ejecución y mayor productividad.

Por otro lado, analizamos los recursos y reservas de mineral estimados en la Veta Ramal Techo conforme a definiciones Internacionales ya establecidos. Las reservas mineras incluyen al mineral clasificado como probado-probable, luego de deducir el mineral extraído los años anteriores y de efectuar reestimaciones. Los recursos mineros son evaluados por factores como dilución, minado, procesamiento, economía, entre otros; siendo excluidas las zonas intangibles y/o no minables debido a varios factores como presencia de infraestructura o cercanía a la superficie.

Finalmente, este proyecto nace como respuesta a la necesidad minera de ir incorporando nuevas técnicas de excavación de chimeneas y piques

mineros más seguros y de mayor productividad que no necesariamente son nuevos, sino más bien, poco utilizados en la minería mediana y pequeña.

Stefanny Cristina MARTINEZ CUSTODIO

Tesista

ÍNDICE

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

RESUMEN EJECUTIVO

INTRODUCCIÓN

INDICDE

CAPÍTULO I

1 ASPECTOS TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.1.	Planteamiento del Problema	12
1.2.	Formulación del Problema	12
1.2.1.	Formulación del Problema General	12
1.2.2.	Formulación de los Problemas Específicos	13
1.3.	Objetivos:	13
1.3.1.	Objetivo General	13
1.3.2.	Objetivos Específicos.....	14
1.4.	Importancia y Alcances de la Investigación.....	14
1.5.	Justificación de la Investigación	15
1.6.	Diseño de la Investigación	15
1.7.	Métodos de Investigación.....	15
1.8.	Tipo de Investigación.....	15
1.9.	Metodología	15
1.10.	Población y Muestra	16
1.11.	Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos.....	16
1.12.	Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos.....	17
1.13.	Hipótesis	17
1.13.1.	Hipótesis General.....	17

1.13.2.	Hipótesis Específicos	17
1.14.	Sistema de Variables	18
1.15.	Bases Teórico – Científicas	19
1.15.1.	Costo de la Mano de Obra	19
1.15.2.	Materiales	22
1.15.3.	Costo de Equipos y Herramientas	23
1.15.4.	Métodos de Evaluación Económica Considerando el Valor del Dinero en el Tiempo.....	24
1.15.5.	Método del Valor Actualizado Neto (VAN).	24
1.15.6.	Criterios de decisión del VAN.....	26
1.15.7.	Tasa Interna de Retorno (TIR)	27
1.15.8.	Criterio de decisión de la Tasa Interna de Retorno.....	28
1.16.	Marco Teórico	29
1.16.1.	Fundamento Teórico.....	30

CAPÍTULO II

2. TRABAJO DE CAMPO

2.1.	Generalidades	34
2.1.1.	Ubicación	34
2.1.2.	Accesibilidad	35
2.2.	Geografía	39
2.3.	Clima.....	40
2.4.	Marco Geológico	40
2.4.1.	Geología Regional	40
2.4.2.	Geología Local	50
2.4.3.	Geología de la Veta Ramal Techo	56
2.5.	Método de Minado Subterráneo.....	60
2.5.1.	Método de Corte y Relleno Ascendente	63
2.5.2.	Método de Tajeo por Subniveles con Taladros Largos	65
2.5.3.	Método de Cámaras y Pilares	67
2.6.	Reservas Mineras de la Mina Ticlio	69
2.6.1.	Reservas Mineras según Método de Minado y Leyes.....	70

2.7. Recursos Minerales de la Mina Ticlio.....	72
2.7.1. Recursos Minerales de la Veta Ramal Techo:	73

CAPÍTULO III

3.ACTUALIZACIÓN DE COSTOS OPERATIVOS EN LA VETA RAMAL TECHO

3.1. Evaluación de métodos de minado.....	78
3.2. Cálculo de Reservas Minables y Valor de Mineral	81
3.2.1. Cálculo del Valor del Mineral	83
3.3. Cálculo del margen de utilidad y valor presente Neto	84
3.4. Ley mínima de corte	89
3.5. Método Corte y Relleno Ascendente “Over Cut and Fill”	90
3.5.1. Condiciones de Diseño	91
3.5.2. Sostenimiento	92
3.5.3. Preparación	92
3.5.4. Explotación.....	93
3.6. Método Tajeo por Subniveles con Taladros Largos “Sublevel Stopping”	100
3.6.1. Características Geomecánicas.....	101
3.6.2. Operaciones	103
3.7. Rentabilidad y Costos	122
3.8. Evaluación Económica por método de explotación	124
3.8.1. Costos Unitarios Minado Corte y Relleno Ascendente	124
3.8.1. Costos Unitarios Minado Tajeo por Subniveles con Taladros Largos o Sub level Stopping.....	130
3.9. Prueba de hipótesis	134

<i>CAPÍTULO IV</i>	<i>141</i>
--------------------------	------------

CONCLUSIONS

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

CAPÍTULO I

1. ASPECTOS TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. Planteamiento del Problema

La Compañía Minera Volcan requiere mantener un proceso productivo adecuado en sus unidades, como es el caso de la veta Ramal Techo de la unidad económica administrativa Ticlio y para lograrlo corresponde tener actualizados los costos operativos, lo cual nos obliga a proponer un método de minado eficaz y con las mayores ventajas.

1.2. Formulación del Problema

1.2.1. Formulación del Problema General

¿La optimización de los costos operativos en la zona de la Veta Ramal Techo influye en la rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.?

1.2.2. Formulación de los Problemas Específicos

- **PRIMER PROBLEMA ESPECÍFICO:**

¿De qué manera la optimización de los costos operativos de la mano de obra en la zona de la Veta Ramal Techo influye en la rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.?

- **SEGUNDO PROBLEMA ESPECÍFICO:**

¿De qué manera la optimización de los costos operativos de los materiales en la zona de la Veta Ramal Techo influye en la rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.?

- **TERCER PROBLEMA ESPECÍFICO:**

¿De qué manera la optimización de los costos operativos de los equipos en la zona de la Veta Ramal Techo influye en la rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.?

1.3. Objetivos:

1.3.1. Objetivo General

Determinar si la optimización de los costos operativos en la zona de la Veta Ramal Techo influye en la rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

1.3.2. Objetivos Específicos

- **PRIMER OBJETIVO ESPECÍFICO:**

Comprobar que la optimización de los costos operativos de la mano de obra en la zona de la Veta Ramal Techo influye en la rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

- **SEGUNDO OBJETIVO ESPECÍFICO:**

Demostrar que la optimización de los costos operativos de los materiales en la zona de la Veta Ramal Techo influye en la rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

- **TERCER OBJETIVO ESPECÍFICO:**

Probar en qué medida la optimización de los costos operativos de los equipos en la zona de la Veta Ramal Techo influye en la rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

1.4. Importancia y Alcances de la Investigación

El análisis de costos operativos alcanzará a la Veta Ramal Techo de la Mina Ticlio perteneciente a la Compañía Minera Volcan S.A.A., dándonos la herramienta necesaria para hacer eficiente el proceso productivo, fundamentado en los criterios económicos del VAN y el TIR.

1.5. Justificación de la Investigación

El alto costo de operación y la baja productividad de los métodos tradicionales aplicados actualmente en la mina nos obliga a cambiar a otros métodos de tal manera que nos permite mejorar el proceso productivo, esto como una alternativa que nos permita tener menores costos de operación con mayor productividad y eficiencia y lo más importante tener operaciones seguras con bajos índices de frecuencia, severidad y accidentabilidad en las operaciones.

1.6. Diseño de la Investigación

La metodología a emplear en la presente investigación es observacional, descriptiva, comparativa y analítica, luego se establecerá el grado de relación directa entre sus variables y sus resultados se evaluarán estadísticamente.

Se realizará la comparación entre el método de Corte y Relleno Ascendente y el método Sublevel Stopping.

1.7. Métodos de Investigación

En el proceso de investigación emplearemos los métodos observacional, descriptiva, comparativa y analítica. Como procedimientos emplearemos la observación y la medición de resultados.

1.8. Tipo de Investigación

El tipo de investigación es aplicada.

1.9. Metodología

La metodología es el siguiente:

- Observación y recojo de datos.
- Participación directa de las fuentes técnicas en relación de los temas a investigar.
- Toma de datos, entrevistas, revisión de información.
- Comparar los resultados del método Corte y Relleno Ascendente y el método Sublevel Stopping.

1.10. Población y Muestra

El universo a estudiar serán los diferentes datos que conforman los costos directos, e indirectos, los cuales serán determinados y calculando los factores económicos como VAN y TIR.

1.11. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

En el proyecto se utiliza las siguientes técnicas e instrumentos de recolección de datos:

- Fichas de registro, comentario y de resumen.
- Acceso a archivos técnicos.
- Cuestionario de información y ficha de campo.
- Discusión en talleres para esclarecer los problemas presentados.
- La observación y evaluación.
- Entrevistas.
- Notas de campo, fichas o guías de observación.
- Registro de evaluación.
- Elaboración de tablas y gráficos para la apreciación de los resultados comparativos.
- Cuadros analíticos operativos y económicos.

1.12. Técnicas de Procesamiento y Análisis de Datos

Los instrumentos pueden ser diversos, entre estos: el análisis cualitativo y cuantitativo; la síntesis; el resumen; emplearemos las funciones básicas de la matemática económica contable: como VAN, TIR, etc.

Para este trabajo se emplean herramientas y técnicas como los programas de cómputo para la elaboración de los costos y presupuestos para evaluar el costo de minado por los métodos en comparación.

1.13. Hipótesis

1.13.1. Hipótesis General

La optimización de los costos operativos en la zona de la Veta Ramal Techo influye significativamente en la rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

1.13.2. Hipótesis Específicos

- PRIMER HIPÓTESIS ESPECÍFICO:

La optimización de los costos operativos de la mano de obra en la zona de la Veta Ramal Techo influye en la rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

- SEGUNDA HIPÓTESIS ESPECÍFICO:

Demostrar qué efecto tiene la optimización de los costos operativos de los materiales en la zona de la Veta Ramal

Techo en la rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

- **TERCER HIPÓTESIS ESPECÍFICO:**

La optimización de los costos operativos de los equipos en la zona de la Veta Ramal Techo influye en la rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

1.14. Sistema de Variables

- **Variables Independientes**

X = Optimización de los Costos Operativos en la zona de la Veta Ramal Techo de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

INDICADORES:

X_1 = Optimización de los costos operativos de la mano de obra.

X_2 = Optimización de los costos operativos de los materiales.

X_3 = Optimización de los costos operativos de los equipos.

- **Variables Dependientes**

Y = Rentabilidad de la Mina Ticlio-U.E.A. Yauli de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

INDICADORES:

Y_1 = Valor Actual Neto (VAN) de la Mina Ticlio.

Y_2 = Tasa Interna de Retorno (TIR) de la Mina Ticlio.

- **Variables Intervinientes**

Z_1 = Normas sobre Costos y Presupuestos.

Z_2 = Políticas de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

1.15. Bases Teórico – Científicas

1.15.1. Costo de la Mano de Obra

Se conoce como mano de obra al esfuerzo tanto físico como mental que se aplica durante el proceso de producción de un bien. El concepto también se aprovecha para apuntar hacia el costo de esta labor (es decir, el dinero que se le abona al trabajador por sus servicios).

Actualmente a nivel mundial una de las problemáticas que más daño hace al mercado laboral es lo que se conoce como mano de obra barata. Con este término lo que se define es a todas aquellas personas que están dispuestas a realizar un trabajo por unos sueldos mínimos lo que repercute negativamente en todo el colectivo de trabajadores del sector en concreto, que ven como no consiguen un empleo porque hay quienes deciden realizar el mismo por precios mucho más bajos de los estipulados legalmente.

Una circunstancia esta que es favorecida, en muchos países, por empresarios que se aprovechan de la llegada de inmigrantes a su territorio dispuestos a ganarse un dinero a toda costa.

Cabe resaltar que la mano de obra puede clasificarse como directa o indirecta. Se dice que la mano de obra es directa cuando influye directamente en la fabricación del producto

terminado. Se trata de un trabajo que puede asociarse fácilmente al bien en cuestión.

La mano de obra se considera indirecta, en cambio, cuando se reserva a áreas administrativas, logísticas o comerciales.

No se asigna, por lo tanto, a la fabricación del producto de manera directa ni tiene gran relevancia en el precio de éste.

No obstante, aunque estos dos tipos de mano de obra son los más frecuentes, tampoco podemos pasar por alto lo que es la mano de obra comercial que es aquella que surge a partir de lo que es el área constructora o bien comercial de una industria o negocio.

El costo por mano de obra está definido por dos parámetros:

- a. El costo de un obrero de minas por hora o también llamado generalmente costo hora-hombre.
- b. El rendimiento de un obrero o cuadrilla de obreros para ejecutar determinado trabajo, parámetro muy variable y que de no darse los criterios asumidos por el analista puede llevar al atraso o pérdida económica en una obra.

COSTO POR HORA-HOMBRE:

Costo de la h-h = Gana el Obrero + Aportac. Empleador.

El empleador debe considerar en su costo el Jornal Básico, Bonificaciones, Gratificaciones, Asignación Escolar, Liquidación; además de los aportes al Seguro Social (9%), Impuesto Extraordinario de Solidaridad (Ex FONAVI 2%),

Seguro Complementario de Riesgo (Ex Accidente de Trabajo, 4%), aportaciones que son de cargo exclusivo del Empleador.

El costo de la h-h es diferente en función a:

a. TIPO DE OBRA: Edificación, Carreteras, Minería, etc.

En razón de que los porcentajes de aportaciones del empleador por el Seguro Complementario de Riesgo es variable.

b. UBICACIÓN DE LA OBRA: La ubicación de la obra influye en el costo de la h-h.

RENDIMIENTOS:

El tema de los rendimientos de Mano de Obra, depende:

1. Edad del Obrero
2. Capacidad Física
3. Habilidad natural.
4. Ubicación geográfica de la obra, etc.

APORTE UNITARIO DE LA MANO DE OBRA

Para calcular la cantidad de recurso de mano de obra por unidad de partida, se aplica la siguiente relación:

$$\text{Aporte m. o.} = \frac{\text{N}^\circ \text{ de obrero} \times 8 \text{ horas}}{\text{Rendimiento}}$$

Y todo ello sin olvidar tampoco que también está lo que se conoce como mano de obra de gestión que es el término que se utiliza para englobar al conjunto de trabajadores que

ocupan puestos directivos y ejecutivos en una empresa determinada. **(Beltrán & Cueva, 2003).**

1.15.2. Materiales

El costo de los materiales está determinado por dos parámetros:

a. Aporte unitario del material

Bajo este concepto, dentro de los costos directos, el aporte unitario de materiales corresponde a la cantidad de material o insumo que requiere por unidad de medida (m³, m², m, etc.)

b. Precio del material.

En este parámetro se debe considerar lo siguiente:

El precio del material puesto en obra.

Este precio se determina por la siguiente fórmula:

$$PMPO = PMO + F + A/M + m + V + O$$

Donde:

PMPO = Precio del material puesto en obra.

PMO = Precio del material en el origen (donde se cotiza)

F = Flete terrestre

A/M = Almacenaje y manipuleo, estimado en 2% de PMO

M = Mermas por transporte, estimado en 5% del PMO

V = Viáticos, estimados entre 5%-30% del PMO. Solo se

aplica a materiales explosivos, dinamitas, guías,

fulminantes, etc.

O=Otros, según condiciones de ubicación de la obra

Cuando se utiliza el término material en plural, es decir, materiales, se está haciendo referencia por lo general al conjunto de elementos que son necesarios para actividades o tareas específicas. La noción de materiales puede aplicarse a diferentes situaciones y espacios, pero siempre girará en torno a varios elementos que son importantes y útiles para desempeñar determinada acción, además de que son también objetos que deben ser utilizados de manera conjunta.

Un caso característico de la idea de materiales es cuando se habla de aquellos elementos que se utilizan en la construcción. Por ejemplo, suelen considerarse materiales a los ladrillos, a las herramientas de diverso tipo, a la pintura, el yeso, elementos eléctricos, vigas, metales, maderas y demás. Todos ellos en conjunto son necesarios para construir o reparar ciertos espacios y son siempre los elementos básicos con los que se debe contar. En este sentido, las maquinarias pueden entrar dentro del concepto de materiales pero este versará más sobre la materia prima a usar. **(Salinas Seminario, 2001).**

1.15.3. Costo de Equipos y Herramientas

El equipo para la actividad minera es uno de los bienes de capital más costosos; por ello, quién debe poseer ésta debe

tener en cuenta el capital que ha invertido en su adquisición como un dinero susceptible de ser recuperado con una utilidad razonable, gracias al trabajo realizado por el equipo mismo.

La ecuación siguiente es el método más usado para evaluar el rendimiento:

Costo Mínimo Posible por Hora

$$= \frac{\text{Rendimiento Óptimo del Equipo}}{\text{Productividad Máxima posible por Hora}}$$

(Clemente Ignacio & Clemente Lazo, 2009).

1.15.4. Métodos de Evaluación Económica Considerando el Valor del Dinero en el Tiempo

Para aplicar estos métodos es necesario establecer los flujos de caja a lo largo de la vida económica del proyecto. Existen dos métodos fundamentales:

- El valor Actualizado Neto (VAN).
- La Tasa Interna de Retorno (TIR).

1.15.5. Método del Valor Actualizado Neto (VAN).

El VAN o VPN de un proyecto se define como el valor actual de los beneficios netos que genera el proyecto, actualizando separadamente para cada año. El VAN se define como la diferencia entre la sumatoria del valor actual de los beneficios y la sumatoria del valor actual de los costos (hallados utilizando el COK), menos a inversión realizada en el periodo cero.

Esta diferencia se actualiza hasta el momento en que se supone que se ha de iniciar la ejecución del proyecto. Los valores que se obtienen para cada año se suman y se obtiene el VAN del proyecto. La tasa con la que se descuenta el VAN representa el costo de oportunidad del capital COK, que es la rentabilidad que estaría ganando el dinero de utilizarlo en la mejor alternativa de inversión; el COK representa un costo adicional a cualquier proyecto. Para el cálculo de la tasa de descuento se parte de la tasa de interés existente sobre los préstamos a largo plazo en el mercado de capitales.

La selección de una tasa de actualización adecuada es crítica para la aplicación del VAN pues esta descuenta los flujos de caja anuales. Si el VAN es positivo, la rentabilidad de la inversión está por sobre la tasa de actualización; si es cero, la rentabilidad será igual a la tasa de actualización.

Para calcular el VAN se actualizan o descuentan los flujos de efectivo trayéndolos a valor presente y se suma el valor presente de cada flujo y se le resta la inversión inicial. La ecuación del VAN es:

$$\begin{aligned}
 VAN &= \sum_{t=0}^n \frac{B_t}{(1+i)^t} - \sum_{t=0}^n \frac{C_t}{(1+i)^t} - I_0 \\
 &= \sum_{t=0}^n \frac{B_t - C_t}{(1+i)^t} - I_0
 \end{aligned}$$

$$VAN = \sum_{t=0}^n \frac{BC_t}{(1+i)^t} - I_0 \quad \dots \dots \dots (01)$$

Dónde:

B_t = Beneficios del periodo (t)

C_t = **Costos** del periodo (t)

BN_t = Beneficios netos del periodo (t)

i = Tasa de descuento (tasa de interés o costo de oportunidad del capital)

I₀ = **Inversión** en el periodo cero

n = **Vida** útil del proyecto

1.15.6. Criterios de decisión del VAN

Una vez obtenido el flujo de caja del proyecto (beneficios y costos), se puede calcular el VAN utilizando los beneficios netos de dicho flujo. El proyecto debe ser aceptado cuando el VAN es mayor que cero y rechazado cuando ésta es menor que cero. Los intervalos relevantes que puede tomar este indicador son:

Si el VAN > 0 el proyecto debe realizarse y se obtendrá una ganancia respecto a la inversión. Si el VAN = 0 el proyecto no genera ganancias, si el VAN < 0 el proyecto genera pérdidas para el inversionista.

Cuando el VAN es positivo se garantiza que la inversión inicial se recupere y el retorno financiero de la inversión a la tasa de descuento especificada. El VAN es el valor adquirido

por el depósito (incremento inmediato de la riqueza que resulta de una inversión inicial del capital a una tasa de interés anual dada). La ventaja de VAN es que es un indicador que toma en cuenta el valor de dinero en el tiempo, es decir considera el COK del inversionista. La desventaja es que para su aplicación es preciso obtener la tasa de actualización: el COK del inversionista. **(Beltrán & Cueva, 2003).**

Para representar gráficamente el VAN es necesario expresarlo como una función de la tasa de interés, donde:

$$\text{VAN} = f(\text{COK})$$

1.15.7. Tasa Interna de Retorno (TIR)

La TIR es una tasa porcentual que indica la rentabilidad promedio anual que genera el capital que permanece invertido en el proyecto. Conocemos que para que la explotación de un yacimiento sea aceptable es necesario que el flujo de caja acumulado al final de su vida sea positivo, de modo que restituya algo más que el capital total invertido. Ahora bien para que la asimilación industrial del yacimiento sea económicamente atractiva (rentable), es preciso que, además de recuperar el capital invertido, lo remunere con una tasa lo suficientemente atractiva. Se define la tasa de rentabilidad Interna "TIR" de un proyecto, como aquella a la que éste remunera el capital invertido en

él, de modo que al final de la vida del proyecto, se hayan recuperado dichos fondos y los intereses devengados cada año por el saldo acumulado pendiente de recuperación. La TIR se define como la tasa de descuento que hace que el VAN sea igual a cero, también puede interpretarse como la tasa máxima de interés que puede pagarse por el capital empleado en el transcurso de la vida de una inversión sin perder en el proyecto. Esta tasa expresa en suma la rentabilidad propia o rendimiento de la inversión.

Para el cálculo del “TIR” se determina de forma gráfica o de forma iterativa (tanteo y error), y se expresa así:

$$\sum_{t=0}^n \frac{B_t - C_t}{(1+TIR)^t} - I_0 = 0 \dots \dots \dots (02)$$

1.15.8. Criterio de decisión de la Tasa Interna de Retorno

El criterio de decisión para el TIR consiste en aceptar un proyecto cuando este tenga un TIR mayor al COK; es decir, cuando a rentabilidad que obtenga el capital en el proyecto sea mayor que la ofrecida por la mejor alternativa. De manera similar que el VAN tenemos que: Si el TIR > COK, el proyecto es factible, porque el rendimiento sobre que el proyecto genera es superior al mínimo aceptable para la realización de un proyecto. Si el TIR < COK, el proyecto no es factible pues su rendimiento es menor al de la mejor alternativa posible. Si el TIR = COK, neutral pues el rendimiento sobre el capital que el proyecto genera es igual

al interés que recibirá al invertir dicho capital en la mejor alternativa. **(Blank & Tarquin, 2002).**

1.16. Marco Teórico

La Mina Ticlio – U.E.A. Yauli está ubicada en la región central del Perú en los distritos de Chicla y Morococha, departamentos de Lima y Junín respectivamente, a 170 Km. de la ciudad de Lima y 40 Km. de la ciudad de La Oroya, interconectados mediante una carretera asfaltada y vía férrea. Las altitudes de la zona van de 4,600 a 5,000 m.s.n.m.

La mina Ticlio constituye una de las operaciones actuales de la Compañía Minera Volcan S.A.A. Debido a su ubicación en la Sierra Central del Perú, esta zona es especialmente ventajosa para la minería por sus características geológicas, su cercanía a Lima y el acceso a las principales vías de comunicación. Ticlio es un yacimiento polimetálico de Zinc, Plomo, Cobre y Plata.

La Unidad Yauli presenta mineralogías relacionadas a sistemas epitermales polimetálicos, cuerpos de reemplazamiento y sistemas de vetas polimetálicas, así como mineralización relacionada a pórfidos y skarns, lo cual indica el gran potencial del área.

Conformada por cuatro minas subterráneas y un tajo abierto, cuyo mineral es tratado en tres plantas concentradoras, con una capacidad instalada a finales del año 2015 de 11,350 tpd. Durante el 2015, el tratamiento de mineral en sus tres plantas concentradoras alcanzó las 4.0 millones de toneladas, con leyes de 4.76% Zn, 0.73%

Pb, 0.15% Cu y 3.72 oz Ag/TM, lo que representó el 50% del mineral tratado de Volcan consolidado.

Los métodos de minado en la mina Ticlio se han determinado mediante la estimación de las reservas: el principal es el método Sub level Stopping, con una participación del 56% del total de mineral, mientras el método Over cut and Fill (OCF), ocupa el 32% y, el método de cámaras y pilares (OCFP) el 12% proveniente del cuerpo Ariana.

En la siguiente tabla observamos las operaciones mineras en Yauli, tanto minas como plantas concentradoras, siendo una de ellas la Mina Ticlio.

Unidad	Minas		Plantas	
	Nombre	Tipo	Nombre	Tipo
Yauli	San Cristóbal	Subterránea	Victoria	Concentradora
	Andaychagua	Subterránea	Mahr Túnel	Concentradora
	Ticlio	Subterránea	Andaychagua	Concentradora
	Carahuacra	Subterránea		
	Carahuacra Norte	Tajo Abierto		

Tabla N° 1.1: Unidades Mineras Yauli

Fuente: Compañía Minera Volcan S.A.A.

1.16.1. Fundamento Teórico

El Método de Explotación Minera debe cumplir dos requisitos: “seguridad y rentabilidad”. Asimismo, éste responde a las condiciones del terreno, sus características físicas y geológicas, ritmo de extracción, costos, entre otros. En ese sentido, a continuación, menciono algunas referencias orientadas a seleccionar un método óptimo de

minado desde el punto de vista técnico-económico para la explotación de labores subterráneas en Mina.

- **Ladera N. (1989)** Ingeniero de Minas. Publicación, “Estado Tecnológico de las minas subterráneas en el Perú”. Considera que la geología, las labores de exploración, las reservas, la geometría de la estructura mineralizada, las características geomecánicas y la hidrogeología influyen en la selección de métodos de explotación adecuada. Sugiere que es importante el conocimiento de las características del yacimiento antes de seleccionar la tecnología más adecuada y eficiente siempre brindando seguridad a los trabajadores.
- **Gago Q. (1999)**. Ingeniero de minas. Publicación, “Selección Numérica de los Métodos de Explotación”. Considera la geometría, la distribución de valores, la resistencia de la roca y estructura mineralizada, el costo de operación, la recuperación, las condiciones ambientales y la seguridad como parámetros para la selección numérica del método de minado. Sugiere que estos parámetros se debe examinar con seguridad para efectos de evaluación, revisión, y selección de un método de minado adecuado.
- **Lopez A. (1994)** Ingeniero de Minas. Publicación “Manual para la Selección de Métodos de Explotación de Minas”.

Considera que el mejor método de explotación deberá ser aquel que proporcione la mayor tasa de retorno en la inversión, además de satisfacer condiciones de máxima seguridad y permitir un ritmo óptimo de extracción bajo las condiciones geológicas particulares del depósito.

- **Navarro V. (1999).** Ingeniero de Minas. Publicación, “Métodos y casos Prácticos”. Considera que la distribución de leyes en el depósito, las propiedades geomecánicas del mineral, propiedades de las rocas encajonantes y las consideraciones económicas tienen influencia en la selección de un método de explotación adecuado.
- **VDM Ingeniería y Construcción Ltda (2012).** Publicación, “Estrategias de Ventilación de Minas para Operaciones Subterráneas con Alto Uso de Equipos Diesel”. Considera que la Ventilación de Minas, tiene por misión principal el suministro de aire fresco con el objeto de lograr condiciones ambientales y termo-ambientales adecuadas para todo el personal que labora en explotación de minería subterránea, como también para atender la operación de diversos equipos e instalaciones subterráneas. Actualmente, las diversas operaciones minero-subterráneas son altamente intensivas en el uso de modernos equipos Diesel de grandes dimensiones y

potencia; debido a tal condición existente, la Ventilación de Minas ha debido obligadamente reorientarse estratégicamente al estudio y control de escenarios mineros subterráneos con altas concentraciones de gases notablemente mayores a aquellos períodos de menor mecanización de las operaciones mineras; las altas concentraciones de gases tóxicos claramente adversas para la salud de los trabajadores, producidas por la operación de equipos diesel, implican un fuerte aumento de los caudales de aire de ventilación requeridos para diluir y extraer dichos contaminantes; por otro lado, los altos caudales involucrados, han conllevado al necesario desarrollo de galerías de grandes secciones y de equipos de ventilación de grandes dimensiones y potencia eléctrica, lo cual implica el desembolso de fuertes sumas de dinero. (Lambe & Whitman, 1995).

CAPÍTULO II

2. TRABAJO DE CAMPO

2.1. Generalidades

2.1.1. Ubicación

La Mina Ticlio, perteneciente a la Unidad Yauli, está ubicada en la región central del Perú en los distritos de Chicla y Morococha, departamentos de Lima y Junín respectivamente, a 170 Km. de la ciudad de Lima y 40 Km. de la ciudad de La Oroya, interconectados mediante una carretera asfaltada y vía férrea. Las altitudes de la zona van de 4,600 a 5,000 m.s.n.m.

La propiedad de la mina abarca una extensión de 909.44 Has., amparadas por 116 concesiones a nombre de Volcán Cía. Minera S.A.A.

Coordenadas UTM:

Este: 370296

Norte: 8716556

2.1.2. Accesibilidad

La accesibilidad a la Mina Ticlio de la Unidad Yauli, una de las operaciones de la Compañía Minera Volcan S.A.A. es la siguiente:

- Carretera asfaltada y vía férrea Lima – La Oroya (170km), La Oroya – Yauli (40km)

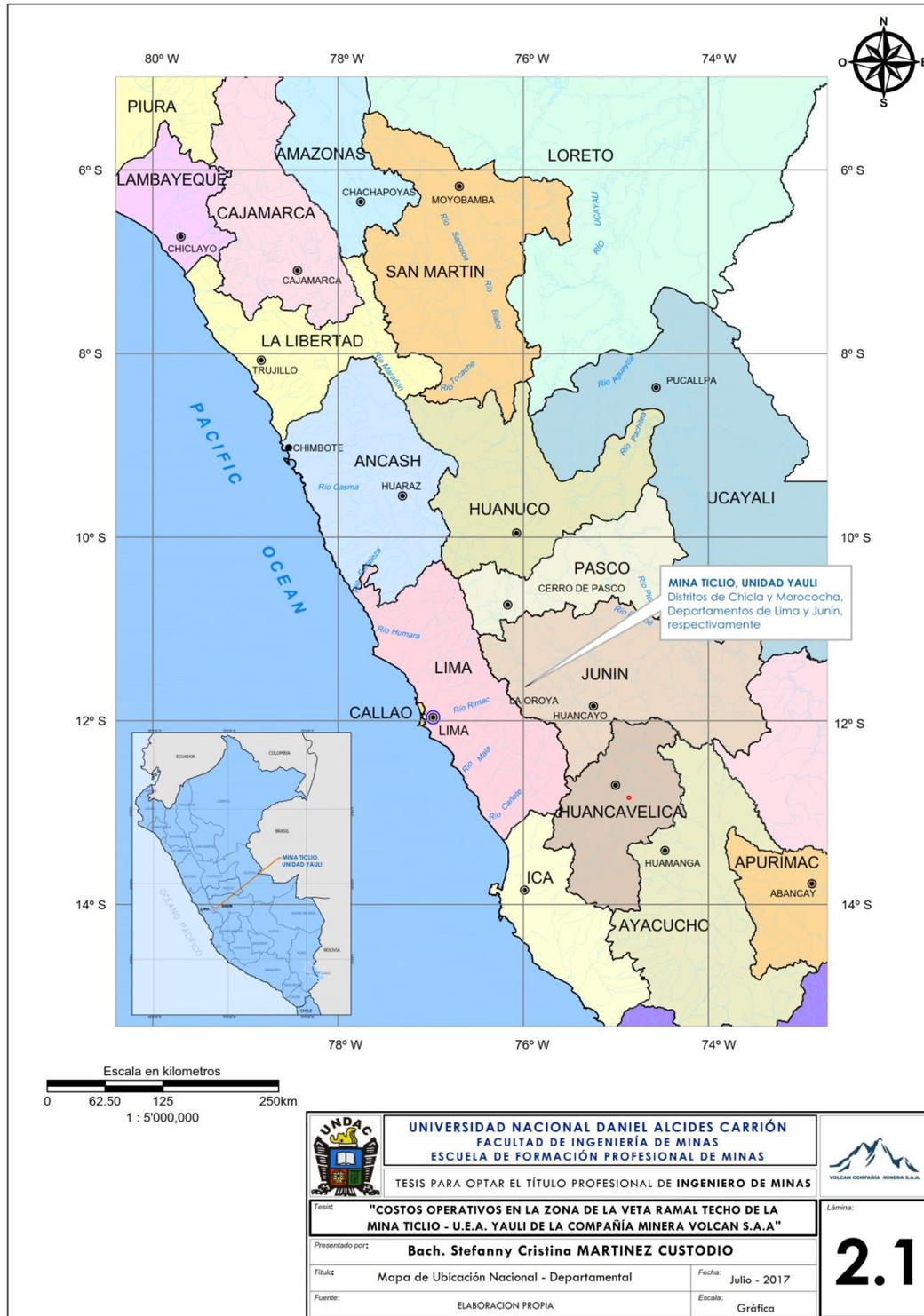
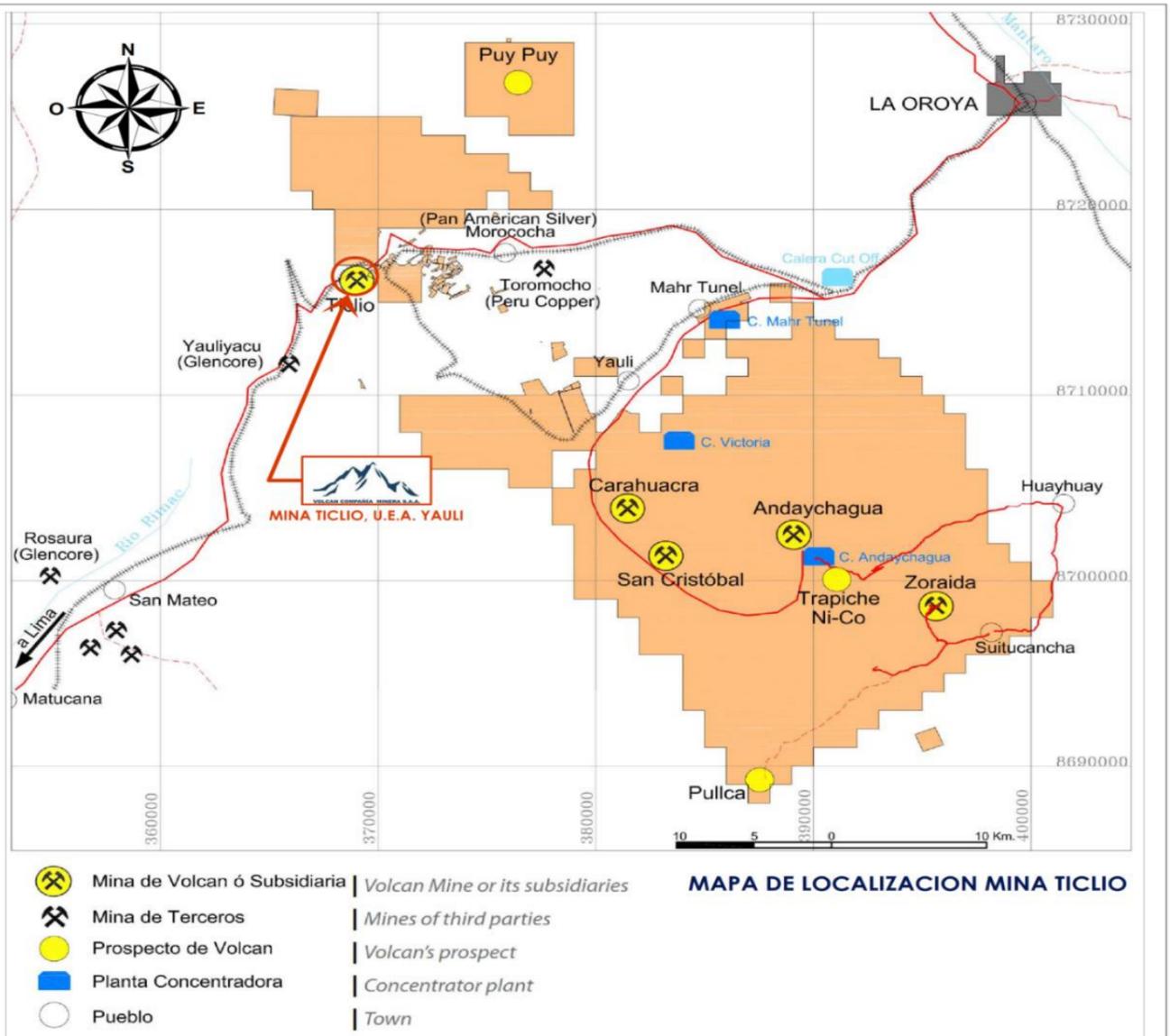
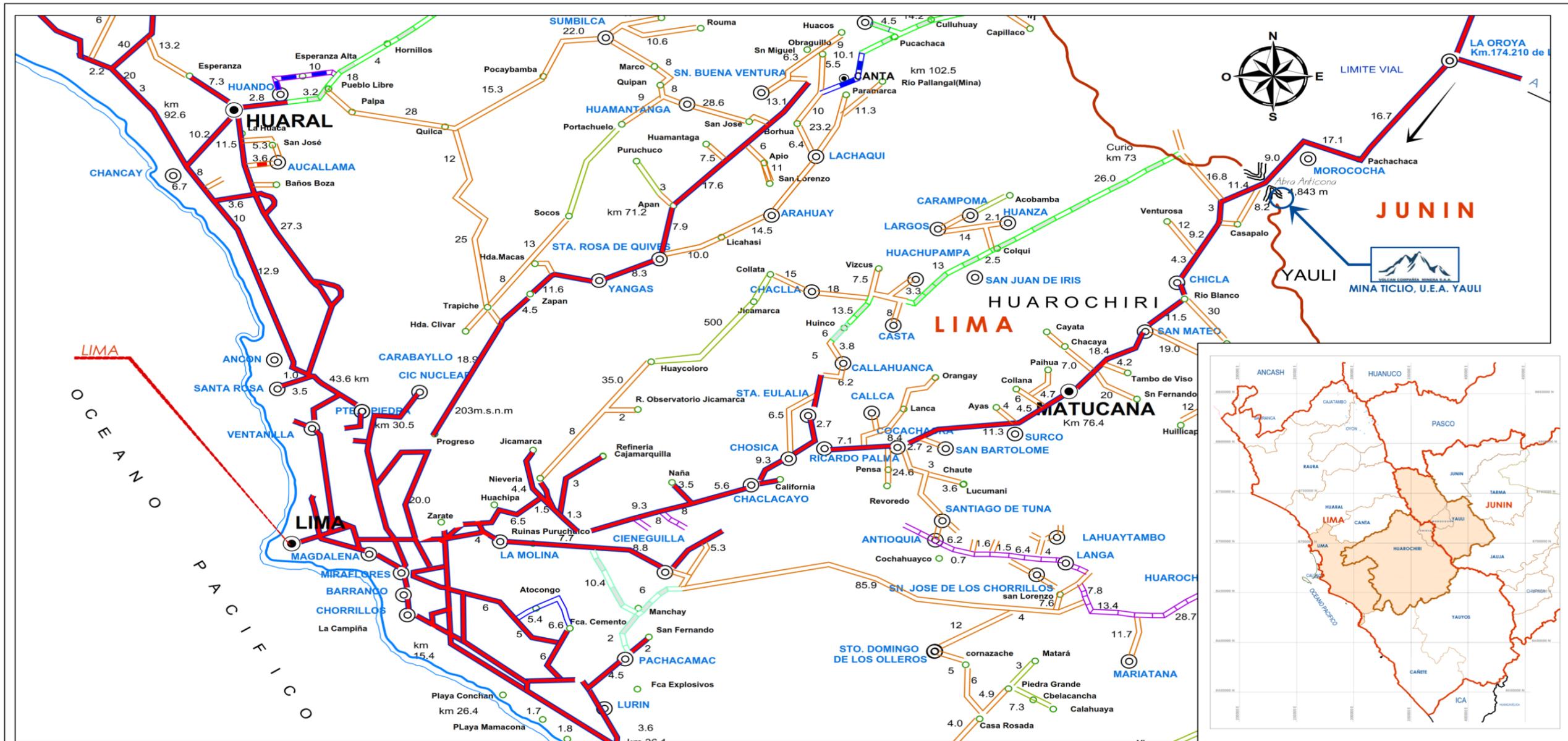


Lámina N° 2.1: Mapa de Ubicación Nacional - Departamental



	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tesis: "COSTOS OPERATIVOS EN LA ZONA DE LA VETA RAMAL TECHO DE LA MINA TICLIO - U.E.A. YAULI DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A."			
Presentado por: Bach. Steffanny Cristina MARTINEZ CUSTODIO			
Título: Mapa de Ubicación - Localización		Fecha: Julio - 2017	
Fuente: ELABORACION PROPIA		Escala: Indicada	
			2.2

Lámina N° 2.2: Mapa de Ubicación – Localización Mina Ticlio



PLANO DE ACCESIBILIDAD A LA MINA TICLIO

Fuente: MTC
Dirección de Caminos
IGN

LEYENDA	
Carretera Asfaltada	
Carretera Afirmada	
Carretera Sin Afirmar	
Carretera en Construcción	
Trocha Carrozable	
Carretera en Proyecto	
Capital Provincial	
Pueblo	
Límite Departamental	

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tests: "COSTOS OPERATIVOS EN LA ZONA DE LA VETA RAMAL TECHO DE LA MINA TICLIO - U.E.A. YAULI DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A"	Presentado por: Bach. Stefanny Cristina MARTINEZ CUSTODIO		2.3
Título: Plano de Accesibilidad a la Mina Ticlio	Fecha: Julio - 2017	Escala: S/E	
Fuente: ELABORACION PROPIA			

Lámina N° 2.3: Plano de Accesibilidad a la Mina Ticlio

2.2. Geografía

La geografía de la provincia de Yauli radica en la vertiente oriental de la Cordillera de los Andes, al margen del Río Mantaro, a unos 176 km al noreste de la capital peruana Lima. Está enclavado en las estribaciones orientales de la Cordillera de los Andes. Debido a la ubicación en la puna andina y por su gran altitud (3750 msnm), el clima es frígido y lluvioso.

La estructura regional dominante de Yauli es el Domo de Yauli (DY), que se extiende longitudinalmente por 35 Km. desde SuitucanCHA hasta el norte de Ticlio y transversalmente por 10 a 15 km; el rumbo promedio de esta estructura es N40°W, es asimétrico, su flanco oriental buza entre 30 y 40° mientras que su flanco occidental lo hace entre 45° y 70°.

La morfología que exhibe el Domo Yauli es alargada, orientada según pliegues y fracturas del dominio andino, en la zona central.

Un sistema de fracturas NE-SW cruza transversalmente el DY. Un lineamiento mayor que tiene una orientación N120°E se ubica en la parte suroeste del DY y lo cruza diagonalmente, afecta las rocas desde el basamento y condiciona la morfología del área. Este lineamiento se puede observar a través de imágenes satelitales y su traza discurre desde la localidad de Pachacayo en el extremo sureste hasta Casapalca en el noroeste cruzando por Andaychagua y Carahuacra; la posición de este lineamiento coincide con el emplazamiento de los mayores depósitos minerales del distrito.

2.3. Clima

Yauli corresponde a la región Jalca, donde el clima es frígido de tundra a veces gélido con temperaturas que descienden debajo de los 0 grados centígrados, con precipitaciones pluviales de 700 mm al año en forma variada, siendo los meses de diciembre, enero, febrero y marzo los de mayor precipitación pluvial.

2.4. Marco Geológico

2.4.1. Geología Regional

Los recursos mineros de Ticlio están estrechamente relacionados a su geología, por lo tanto, su estudio y comprensión nos dará una visión más amplia del área minera en estudio.

La estructura regional dominante es el Domo de Yauli (DY), que se extiende longitudinalmente por 35 Km. desde Suitucancho hasta el norte de Ticlio y transversalmente por 10 a 15 kilómetros; el rumbo promedio de esta estructura es N40°W, es asimétrico, su flanco oriental buza entre 30 y 40° mientras que su flanco occidental lo hace entre 45° y 70°. El Domo Yauli transversalmente es un gran Anticlinorium formado por tres anticlinales, el anticlinal de Pomacocha en el lado oeste, el de San Cristóbal - Morococha en la parte central y el de Ultimátum en el flanco este.

La morfología que exhibe el Domo Yauli es alargada, orientada según pliegues y fracturas del dominio andino, en la zona central de esta ventana tectónica aparece el “zócalo paleozoico” mientras que los flancos son cubiertos por rocas sedimentarias mesozoicas y

cenozoicas como las calizas del grupo Pucará, areniscas de la formación Goyllarisquizga, calizas de las formaciones Chulec, Pariatambo y Jumasha y capas rojas del grupo Casapalca y finalmente son instruidos por plutones de tipo Diorita Anticona, Cuarzo-monzonita Toromocho, Cuarzo-monzonita “Ticlio”, etc.

Un sistema de fracturas NE-SW cruza transversalmente el DY. Un lineamiento mayor que tiene una orientación N120°E se ubica en la parte suroeste del DY y lo cruza diagonalmente, afecta las rocas desde el basamento y condiciona la morfología del área. Este lineamiento se puede observar a través de imágenes satelitales y su traza discurre desde la localidad de Pachacayo en el extremo sureste hasta Casapalca en el noroeste cruzando por Andaychagua y Carahuacra; la posición de este lineamiento coincide con el emplazamiento de los mayores depósitos minerales del distrito.

El Anticlinal de Morococha y el área de Ticlio forman parte del Domo Yauli que es una “ventana estructural” situada en los Andes Centrales del Perú en donde la mineralización polimetálica de Pb-Zn-Ag (Cu) está emplazada en estructuras vetiforme, mantos, cuerpos de reemplazamiento, metasomatismo y disseminaciones tipo pórfido de Cu (Mo-Au) relacionadas a los diferentes eventos mineralizantes asociados a una fuerte actividad intrusiva ocurrida durante el Terciario Medio a Superior (Mioceno – R. Moritz et. Al, 2002) de tipo básico a ácido, la que presenta un cierto zoneamiento regional que controla el dominio de las mineralizaciones.

Dos Orogenias son reconocidas en la región. La primera ocurrida durante el Pre-mesozoico y que dio lugar a un intenso plegamiento de las filitas Excélsior.

La segunda corresponde al plegamiento de las rocas sedimentarias mesozoicas, que comenzó a fines del cretáceo y continuó durante el principio y mediados del Terciario. G. Steinmann reconoce tres etapas de plegamiento en la Cordillera de los Andes; el plegamiento "Peruano", ocurrió a fines del Cretáceo y antes de la deposición de las capas rojas; el "Incaico", ocurrido a principios del Terciario (fines de Eoceno), fue el más intenso y a él siguió un periodo intenso de actividad ígnea; y el plegamiento "Quechua" ocurrido en el Terciario Superior (Mioceno). Es en todo este periodo que se formó el anticlinal Morococha.

2.4.1.1. Estratigrafía

La columna estratigráfica de la zona está conformada por:

Grupo Goyllrisquizga (Cretáceo)

Representado por una secuencia de areniscas y lutitas que constituyen un conglomerado rojo expuesto al Este del yacimiento. Se identificaron horizontes basálticos amigdaloides y diabásicos intercalados en la secuencia de areniscas y lutitas rojas, cuarcitas y capas de caliza gris. Esta secuencia varía hacia el tope de una caliza masiva de color gris azulado a una caliza fosfática gris oscura que es la base del grupo Machay.

Grupo Machay (Cretáceo)

Compuesto por calizas que afloran al Norte del abra Anticona (Ticlio) de color gris oscuro con resto de fósiles en la base, sobre yaciendo una caliza de color claro y algunos horizontes lutáceos y fosfáticos continúan hasta el techo.

Formación Jumasha

Sobreyacen concordantemente a la formación Pariatambo, está compuesta por capas medias a gruesas de calizas, calizas dolomíticas, dolomitas de coloración gris claro a blanquecino y gris amarillento; al contacto con la diorita en esta zona forma un pequeño skarn de Fe, algunos niveles presentan débil marmolización con presencia de wollastonita. Esta formación ha sido cortada por estructuras tensionales de rumbo N 50° a 65° E y buzamiento de 60° a 80° SE; estructuralmente, afectan a la diorita Anticona y permiten la mineralización como parte de un sistema de vetas en Ticlio. Se observa cerca al campamento de Ticlio estas estructuras formando remanentes marmolizados con rumbo NW a S-SE, con afloramientos de pequeños remanentes de caliza que pertenecen posiblemente a la formación Jumasha; se hallan también moderadamente marmolizados y sobreyacen a los intrusivos dacíticos y dioríticos, los cuales están brechados en el contacto y bordeado por aglomerados volcánicos (Formación Carlos Francisco?); a esta formación se le asigna una edad perteneciente al Cretaceo inferior (Cenoniano – H. Salazar, 1983).

Formación Casapalca (Terciario)

Representado por las capas rojas y conglomerado Carmen, que afloran al Oeste del yacimiento. Las capas rojas se caracterizan por intercalaciones de lutitas y areniscas limolíticas, limolitas y limolitas calcáreas y calizas de coloración rojiza (alteración ferrífera, F. Mégard, 1979; H. Salazar, 1983); los ambientes calcáreos han sido skarnificados con débil a moderada intensidad por los intrusivos dacíticos y dioríticos, cuyo resultado son niveles de hornfels con calco-silicatos y epidota.

Presenta también una secuencia volcánica, compuesta por aglomerados, tufos y brechas volcánicas. Por sus relaciones estratigráficas y tectónicas se le asigna una edad entre el Cretáceo superior (Santoniano) y el Eoceno Medio (F Mégard, 1979).

Formación Carlos Francisco

Representada por una potente serie de rocas volcánicas, que se dividen en 3 miembros:

Los Volcánicos Tabla chaca que sobre yacen al conglomerado Carmen, en una sucesión de rocas volcánicas constituidas por tufos, brechas, conglomerados, aglomerados y rocas porfiríticas con afloramientos al Oeste del yacimiento. Existen afloramientos de los Volcánicos Carlos Francisco y los Tufos Yauliyacu cuyas características no son reconocidas en la unidad Ticlio.

Formación Río Blanco

En las partes más altas y ocupando la mayor extensión de los denuncios (Norte del Yacimiento), se dispone una potente serie de volcánicos bien estratificados, de constitución andesita, que corresponde a los Volcánicos Pacococha y que se manifiestan en el área sobre yaciendo a la diorita Anticona.

2.4.1.2. Rocas Intrusivas

Diorita Anticona

Constituye un “Stock” que se extiende entre Morococha y Anticona con una dirección general hacia el Noreste. Hacia el Este, ha sido intruido en varios lugares por el Pórfido Cuarzo Monzonita de Morococha y Ticlio.

Estas rocas constituyen la intrusión Miocénica más antigua existente en el Domo de Yauli y aún no está relacionada a ningún tipo de mineralización polimetálica, excepto por la formación de hornfels y pequeños cuerpos de magnetita en las calizas huéspedes. Esta ausencia de mineralización en skarn y su asociación a minerales de naturaleza hidratados sugiere la ausencia de fluidos durante el emplazamiento del cuerpo intrusivo de diorita hace 14.11 +/- 0.04 Ma. (Mioceno -S. Beuchat, R. Moritz et al 2,002).

La Diorita Anticona es color verde oscuro, textura porfirítica, mesócrata, con una matriz compuesta de plagioclasas, cuarzo y óxidos; los fenocristales consisten en plagioclasas, biotita y hornblenda; como minerales accesorios se incluye al apatito y el circón. Las plagioclasas en algunas zonas están parcialmente

alteradas a illita-esméctica, algo caolinizado y esporádicamente epidotizadas.

La Diorita Anticona contiene numerosos xenolitos negros foliados que pueden variar en diámetro desde unos pocos centímetros hasta un metro, ellos están generalmente compuestos de ensambles micro granulares de plagioclasas, epidota, corindón, cuarzo, turmalina, arcillas y pirita. (R. Moritz et al; 2,002).

Cuarzo Monzonita Ticlio (Pórfido de Ticlio)

Aflora en la parte Norte, Nor-Este y Este del campamento. Es un apófisis alargado de rumbo NW – SE e intruyen a la diorita Anticona. En la parte Norte del campamento, intruye a los carbonatos de la formación Jumasha.

Es leucócrata, de color blanquecino a rosáceo, grano grueso, textura porfirítica, panidiomórfica con fenocristales de hasta 3 cm., de diámetro de k-feldespatos euhedrales (10-15%) con textura perthítica.

Está constituido por plagioclasas euhedrales a subhedrales (10%), ojos de cuarzo (5–10%), hornblendas y biotita subhedrales; como accesorios a manera de alteración, se observan clorita, sericita y argilita. Los Feldespatos están moderadamente argilizados y esporádicamente sericitizados.

Dataciones Radiométricas por U-Pb en circones del monzo-granito de Toromocho, han reportado 9.11+/- 0.10 m.a., (Mioceno - R. Moritz,

2,002), la similitud litológica con el Pórfido de “Ticlio”, nos permiten suponer una edad semejante.

Pórfido Dacítico

Es un pequeño stock que aflora al Sur y Sur-Este de los campamentos de Ticlio, es de forma irregular y alargado con rumbo NW – SE. La longitud de afloramiento es de poco más de 1 Km., se halla intruyendo a la Diorita Anticona, a los aglomerados volcánicos de la formación Carlos Francisco Y las calizas de la formación Jumasha.

El pórfido es de color gris a gris claro, grano medio, leucócrata - melanócrata, textura porfirítica e hipidiomórfica; con fenocristales de plagioclasas y K-feldespatos subhedrales además de ojos de cuarzo anhedrales; las rocas se alteran con débil a moderada argilitización; los minerales accesorios presentes son la hornblenda y la biotita, resaltando en ellos una débil alteración clorítica.

Diorita Porfirítica Meiggs

Estas rocas afloran al Sur-Oeste del área cartografiada, (Monte Meiggs), intruyen a los conglomerados, limolitas calcáreas y limo-arenitas de la formación Casapalca en forma discordante generando a su paso halos de alteración (skarnificación) de hasta unas decenas de metros, afloran con rumbo similar a las capas de la formación Casapalca NW – SE e inclinación de 40° a 50° al SW.

Se le puede asignar una edad Terciario superior (Mioceno), ya que puede pertenecer al pulso magmático que permitió el emplazamiento del pórfido de Ticlio.

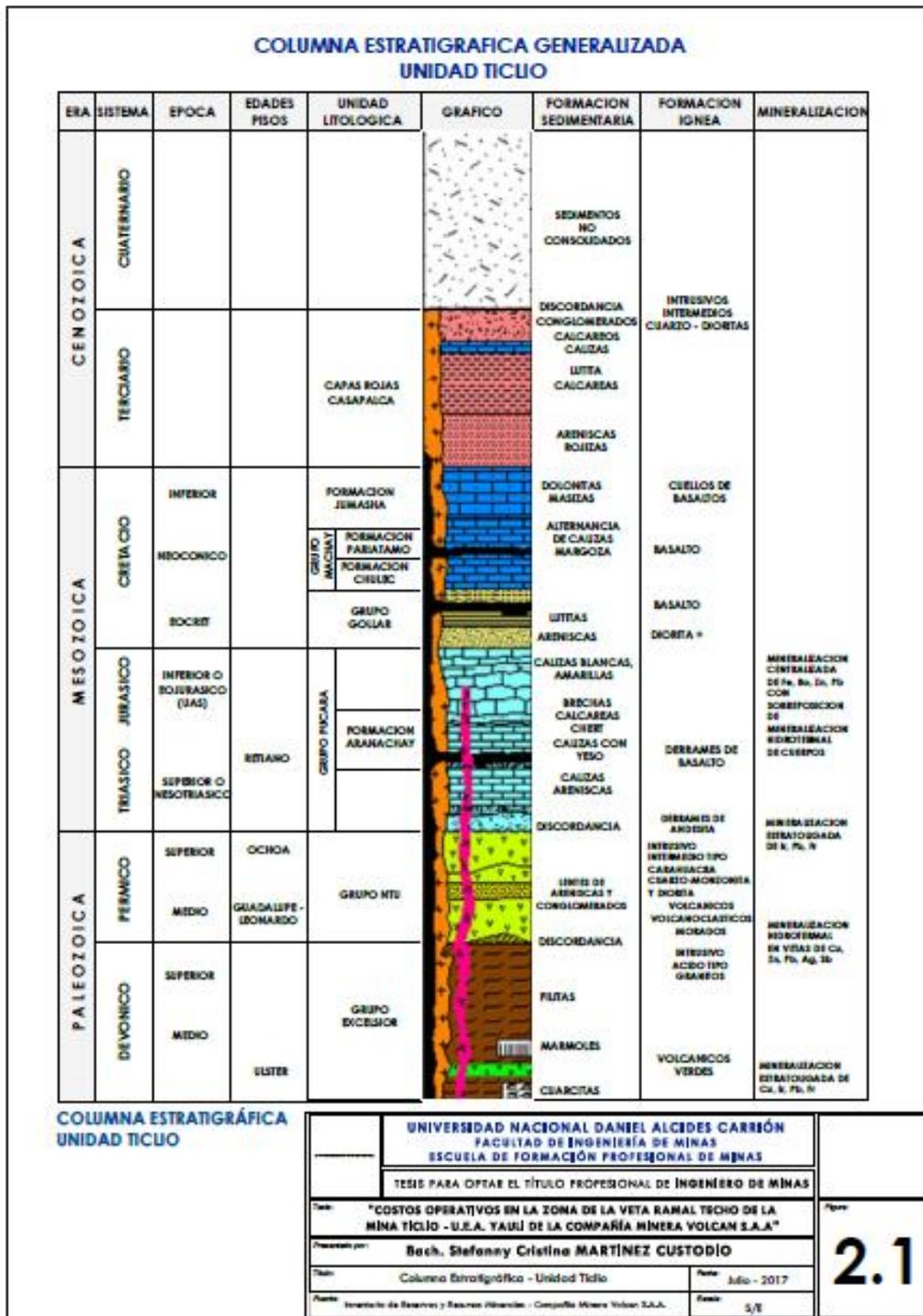
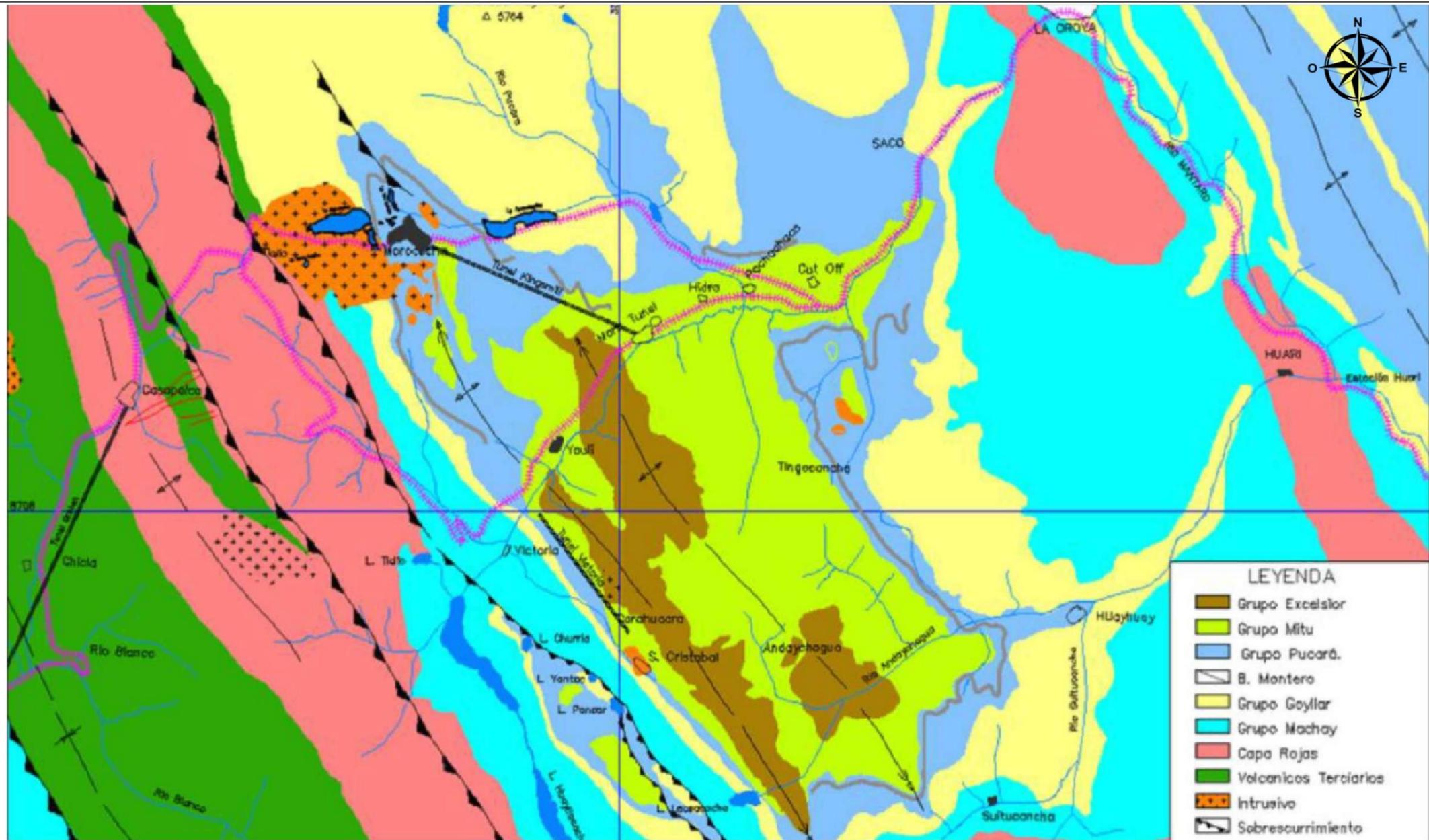


Figura N° 2.1: Columna Estratigráfica – Unidad Ticlio



MAPA GEOLOGICO REGIONAL - DOMO DE YAULI

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tesis:	"COSTOS OPERATIVOS EN LA ZONA DE LA VETA RAMAL TECHO DE LA MINA TICLIO - U.E.A. YAULI DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A"		2.4
Presentado por:	Bach. Stefanny Cristina MARTINEZ CUSTODIO		
Título:	Mapa Geológico Regional - Domo de Yauli	Fecha: Julio - 2017	
Fuente:	"Estimación de Reservas y Recursos Minerales" - Volcan SAA	Escala: S/E	

Lámina N° 2.4: Mapa Geológico Regional – Domo de Yauli

2.4.2. Geología Local

Ticlio es un yacimiento hidrotermal con características del tipo filoneano, desarrollado en vetas, cuerpos mineralizados de reemplazamiento; en rocas calcáreas (contacto intrusivo diorita – caliza jumasha, Cuerpo Ariana); brechas calcáreas silicificadas (Extremo SW, Nivel 5, túnel Huacracocho), Mantos en Calizas Jumasha (M. Adrián) y pequeños cuerpos de pirita al sur del yacimiento, todos originados por relleno de fracturas pre-existentes en rocas dioríticas, andesíticas y en calizas jumasha.. Se ha identificado un pequeño afloramiento mineralizado a manera de cuerpo en la parte Norte de Ticlio, además de impactos de estructuras mineralizadas tabulares en las calizas jumasha (Exploración superficial), de las cuales se pretende definir la continuidad.

Entre las vetas de mayor importancia se puede mencionar la veta Principal, Ramal Techo, Julisa Escondida, Giuliana y algunas estructuras secundarias como son veta Rosario y Milagro. Se han identificado con los trabajos de campo las vetas, Iris, Silvia, Pelusa y Blanca, y finalmente la veta Andrea reconocida a partir del afloramiento en superficie.

El Rumbo general predominante de las vetas es Nor-Este a Sur-Oeste, con potencias de 0.10m, a 2.00m. La extensión variable con longitudes que alcanzan hasta 1200m como es la veta principal. En este tipo de vetas se observa buena cantidad de lazos cimoides que

han sido explotados en forma incompleta y zonas de cizallamiento de buena potencia. Presentan un ensamble mineralógico de esfalerita – galena – ankerita, pirargirita, proustita, cobres grises, galena argentífera – rodocrosita – pirita - cuarzo y moderada disseminación de calcopirita, en los niveles inferiores Nv. 8 al Nv. 10. La zona de brechas calcáreas silicificadas en el extremo SW del Nv. 5, túnel Huacracochoa presenta relleno y disseminaciones de esfalerita, galena, pirita, estibina, tetraedrita.

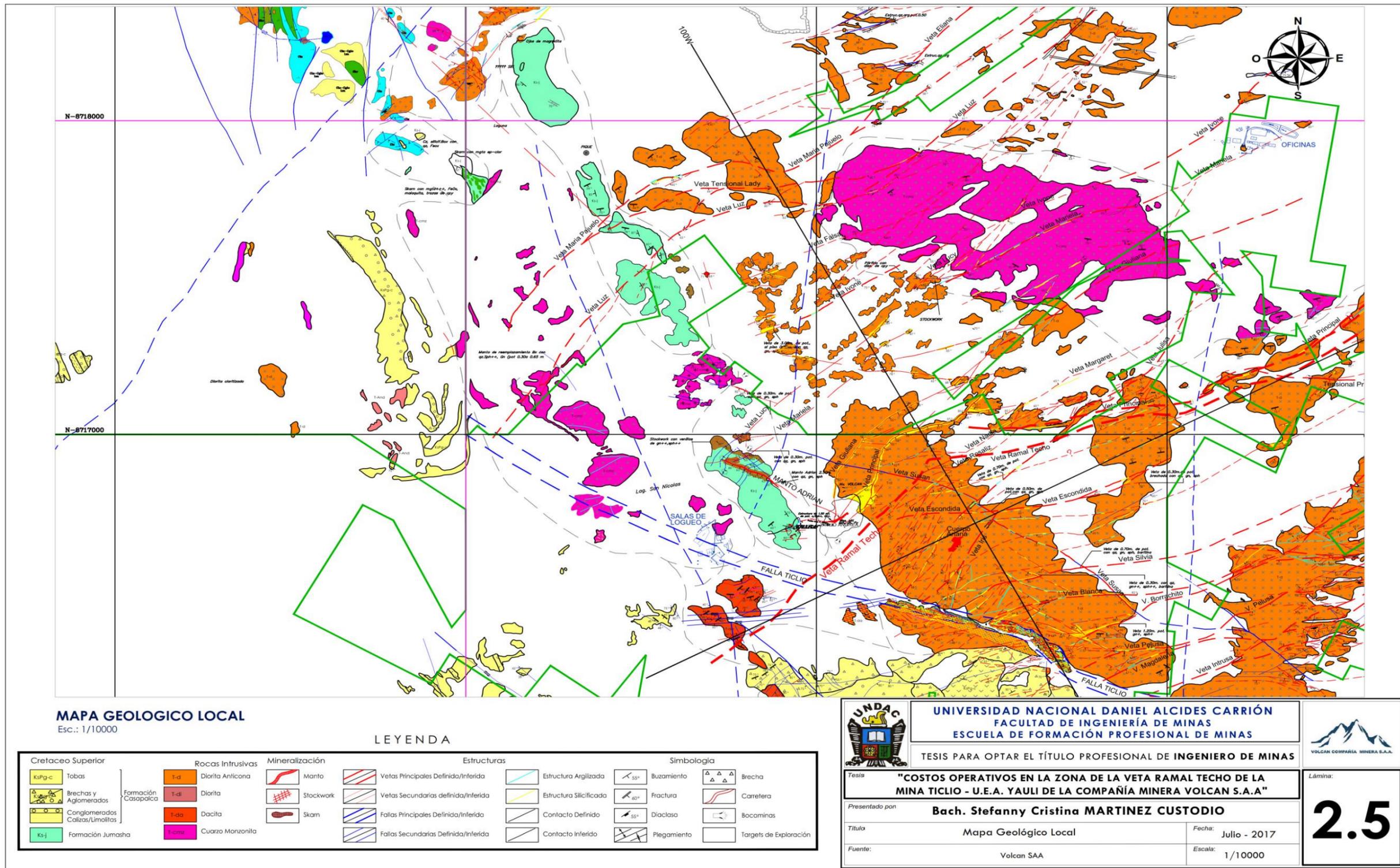


Lámina N° 2.5: Mapa Geológico Local

El Cuerpo Mineralizado Ariana

El cuerpo Ariana es una estructura constituida de una sucesión de estratos mineralizados en forma de manto, lenticular o fusiforme en la horizontal emplazada en el contacto caliza Jumasha (caja piso) - Intrusivo diorítico Anticona (caja techo).

La mineralización consiste principalmente de blenda rubia, esfalerita marmatítica, galena, pirita, calcopirita, rodocrosita, ankerita, la mineralización se presenta por reemplazamiento en intercalación de horizontes de calizas gris claras, moderadamente silicificadas y horizontes de caliza blanquecina, marmolizada, por tramos presenta fisuras abiertas y geodas que permiten la pérdida de agua a través de ellas. También se presenta mineralización en el Intrusivo pero se encuentra emplazada mayormente en las calizas Jumasha con relleno de paquetes calcáreos en la proximidad al contacto.

El cuerpo Ariana tiene un rumbo de N 40° - 60° W y un buzamiento 10° - 35° NE, SW, de forma ligeramente ovalada, achatada en los extremos con aproximadamente 40.00m., de ancho y 150.0 m. de longitud, su potencia o espesor promedio es de 30.00m. Se viene explorando en profundidad por debajo del nivel 10 con perforación diamantina, hacia el sur y hacia el oeste.

Se ha comprobado con los laboreos en el piso 01, 02, 03 y 04 que la mineralización es por reemplazamiento con buen contenido mineralógico, teniendo un buzamiento de bajo ángulo en la parte central.

Se ha comprobado con los laboreos en el piso 01, 02, 03 y 04 que la mineralización es por reemplazamiento con buen contenido mineralógico, teniendo un buzamiento de bajo ángulo en la parte central.

El cuerpo se ha formado por el aporte de mineral de las vetas Principal, Ramal Techo y probablemente veta escondida y otras vetas angostas existentes hacia el sur, transversales a las calizas y al contacto con el intrusivo diorítico, estructuras que se han comportado como feeders; presenta un moderado fallamiento y fracturamiento transversales al contacto, así mismo, se observa algunas geodas con pequeñas aberturas. Esta parte presenta mineralización de esfalerita rubia y de galena argentífera como relleno de fractura, con diseminaciones de piritita y presencia de cuarzo, calcita, ankerita.

De la parte central hacia el E. Geomecánicamente puede ser clasificada como roca tipo de II a III y hacia la parte W la caja techo es Caliza Jumasha color gris claro, marmolizados y silicificados débil a moderadamente fracturado.

La caja piso del cuerpo está constituida por intercalación de horizontes de calizas brechada, horizontes de caliza gris clara a oscura, moderadamente silicificadas y horizontes de caliza marmolizada de color blanco a gris claro, por tramos fracturada, algunos horizontes con presencia de bitumen, esporádicamente presenta horizontes de caliza descarbonatada.

Para el 2014 en el Nv. 09 por la rampa 572 (-), está proyectándose acceder al cuerpo Ariana, al piso – 5, a través del acceso 096.

Veta Principal

Estructura vetiforme de cizalla que forman lazos cimoides y uniones con la veta Ramal Techo tanto en sección horizontal como en vertical, además de comportamientos tipo rosario en cuanto a su potencia; que varía de 0.05 m. – 0.10m. a 1.20 - 3.50 m.

Es la principal estructura que fue ampliamente explotada y desarrollada en Ticlio. Tiene una extensión reconocida y trabajada en la horizontal de aproximadamente 1250.00 m. y en la vertical más de 530.00 m, reconocida con laboreos hasta la cota 4537 m (Nv-08). La zona alta desde el nivel 5 (Cota 4655) para el presente año ha sido calificado como una zona de

2da prioridad razón por ello no hay un programa de preparación ni exploración (vetas angostas). Tiene un rumbo general de NE - SW con un buzamiento entre 70° - 65° SE. El ensamble mineralógico consiste de esfalerita - galena en menor proporción ankerita, calcita, rodocrosita - cuarzo - pirita con textura bandeada o brechada.

La roca encajonante es una roca Intrusiva diorítica de textura porfirítica y de color gris verdosa; presenta débil a moderada cloritización y en las proximidades a la estructura es de color gris claro debido a la alteración argílica y tramos silicificados.

2.4.3. Geología de la Veta Ramal Techo

Estructura vetiforme de rumbo general NE - SW por tramos también forma uniones y Lazos cimoides con veta Principal, además de un comportamiento estructural y ensamble mineralógico bastante similar. Estructuralmente es del tipo rosario, con potencia que varía de 0.50 m., en los tramos más estrangulados a 6 m. en tramos de mayor ensanche y formando uniones con veta Principal hasta de 15 m.

Se ubica hacia el sur de la veta Principal y unida en varios tramos con una extensión horizontal reconocida de 800.00 m. y más de 726.00 m., en la vertical (desde superficie hasta el Nv-12), a partir del Nv. 05 en la parte central y al techo tiene un lazo cimoides conocida como veta Carla y a la misma altura hacia el norte, está la intersección con la veta Julissa, en la zona de separación de éstas estructuras existe un intenso cizallamiento donde los flujos mineralizantes rellenaron esta fracturas, teniendo un yacimiento con características del tipo stockwork, identificando esta columna con una longitud de hasta 120.00 m. Por un ancho hasta de 25.00 m. que en profundidad por debajo del nivel 7 baja el contenido mineralógico hasta desaparecer.

Tiene un rumbo general de NE - SW con buzamiento promedio de 60° - 55° S. El ensamble mineralógico está compuesto de esfalerita - galena – pirita, calcopirita, cuarzo, ankerita y rodocrosita, con contenido de proustita, pirargirita, cobres grises.

La roca encajonante hacia el Este continúa siendo la Diorita Anticona (Intrusivo) de textura granular o porfirítica de color gris verde oscura; presenta moderada silicificación y débil a moderada argilitización muy cerca de la estructura mineralizada y en la parte Oeste del yacimiento está emplazada en las calizas Jumasha, en horizontes de caliza blanquecina, marmolizada y horizontes de caliza de color gris claro de grano fino.

Los laboreos más profundos sobre esta veta se han desarrollado hacia el Este en la diorita anticona, Nv. 12, cota 4366 m.s.n.m., donde se ha podido observar la continuidad de la estructura con una importante variación mineralógica de plomo, zinc y con mayor presencia en valores de cobre.

Las operaciones se han centrado mayormente hacia el lado Oeste del yacimiento, en las calizas Jumasha, vetas Ramal Techo, Principal y Cuerpo Ariana, donde estas estructuras nos están dando mejor resultado en cuanto a potencia y contenido mineralógico.

Por lo que este año 2014 las labores de desarrollos y preparaciones se van a priorizar por debajo del Nv-08, por esta zona con la rampa 572(-) y la rampa 102 (+) por el Nv-10, para a partir de estas labores preparar accesos para Veta Ramal Techo y Cuerpo Ariana, así mismo continuar con la exploración hacia el Oeste con el subnivel 570W, Nv-08 proyectada a llegar hasta la zona de Shear Zone.

Otras Estructuras: Veta Julissa, Veta Escondida, Veta Rosario, Veta Carla 2, Veta Kelly, Veta Giuliana.

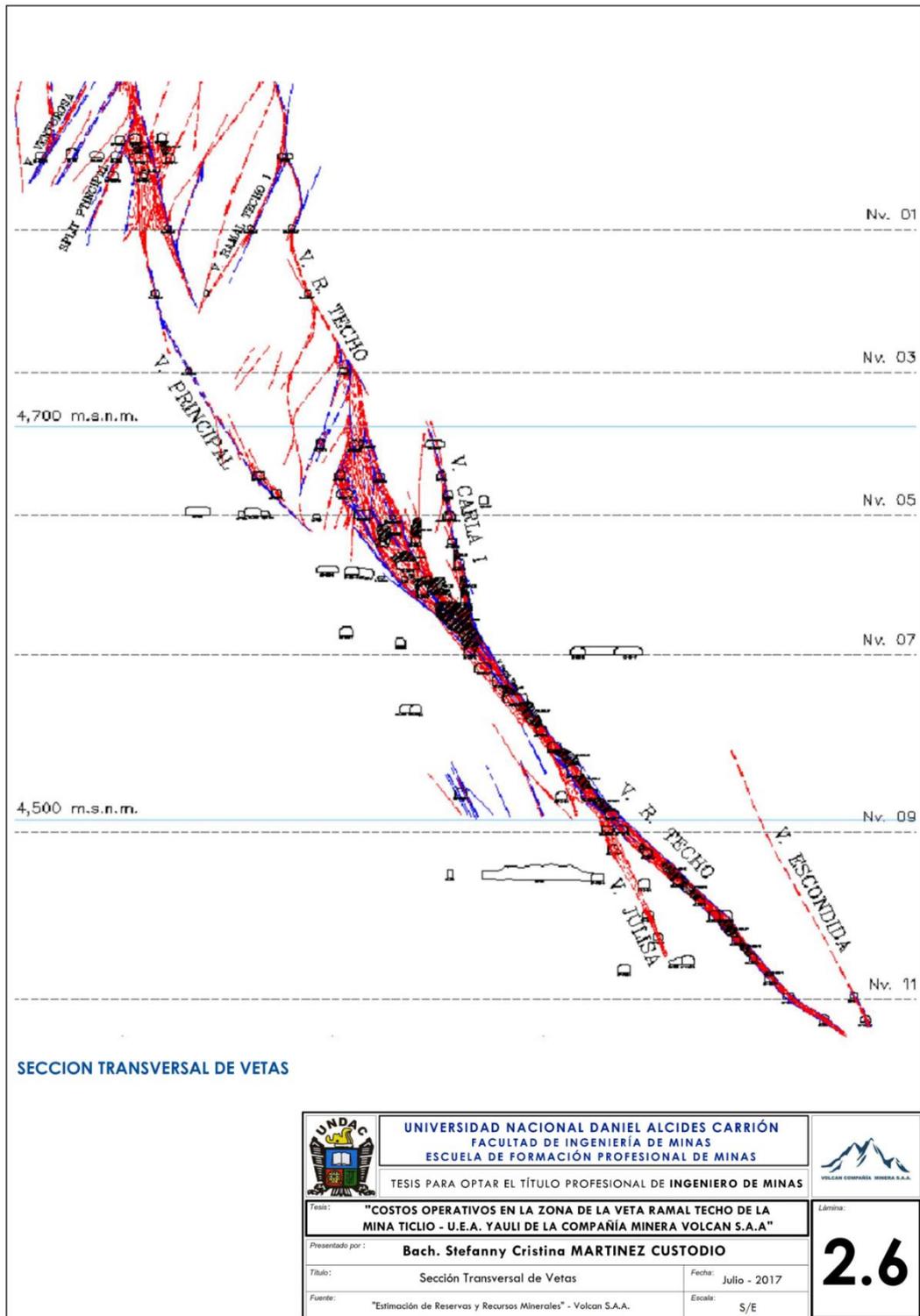
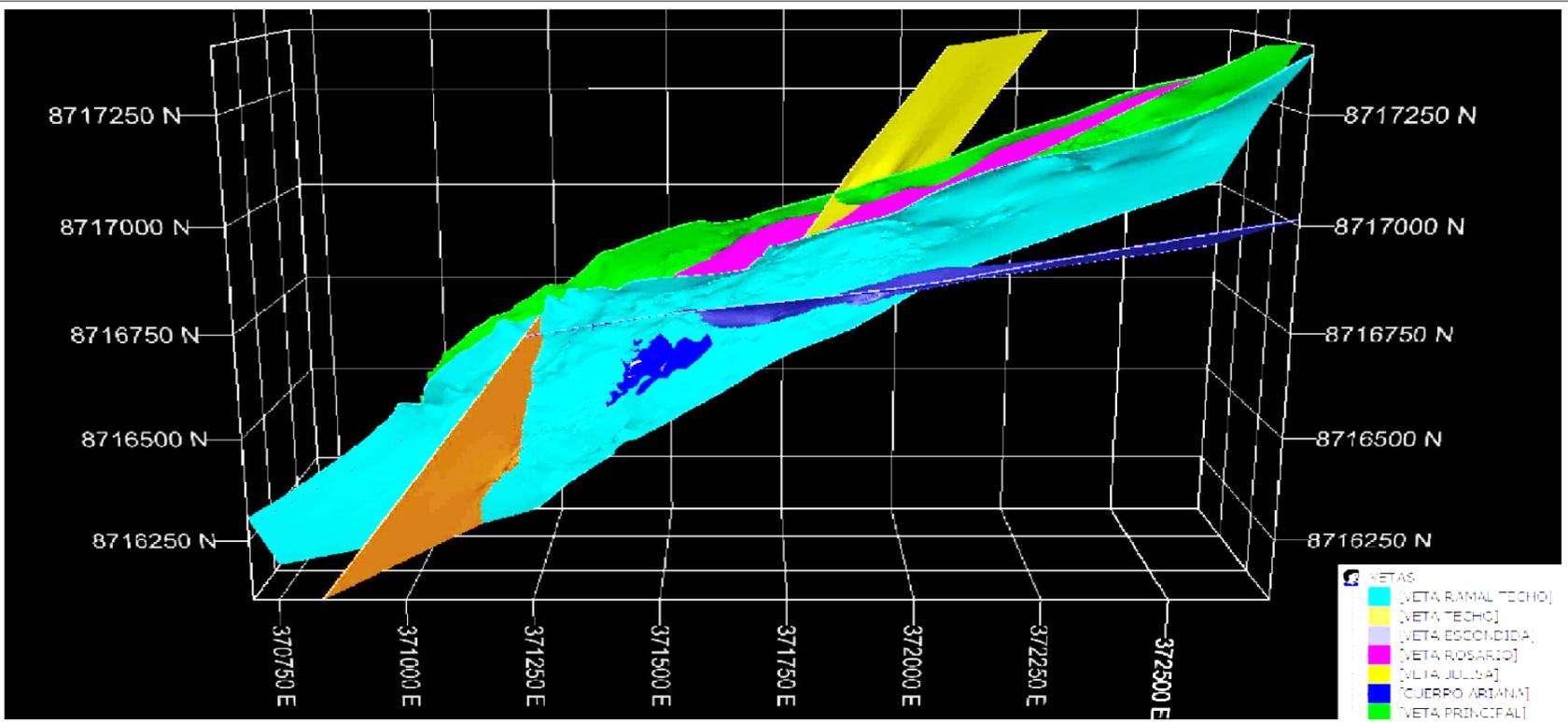


Lámina N° 2.6: Sección Transversal de Vetas – U.E.A. Ticlio.



VISTA ISOMETRICA DE LAS ESTRUCTURAS MODELADAS EN UNIDAD TICLIO

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tema: "COSTOS OPERATIVOS EN LA ZONA DE LA VETA RAMAL TECHO DE LA MINA TICLIO - U.E.A. YAULI DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A"			
Presentado por: Bach. Stefanny Cristina MARTINEZ CUSTODIO			
Tema: Vista Isométrica de las estructuras modeladas en Unidad Ticlio		Fecha: Julio - 2017	<div style="font-size: 2em; font-weight: bold; text-align: center;">2.7</div>
Fuente: INCEMMET		Escala: S/E	

Lámina N° 2.7: Vista Isométrica de las estructuras modeladas en la Mina Ticlio

Número de datos de Litología en cada estructura								
Litología	Código Numérico	Estructura						
		Ramal Techo	Principal	Ariana	Julisa	Rosario	Escondida	Techo
Caliza	3	3,231	1,123	3,715				152
Diorita	4	8,997	5,991	190	1,518	850	432	
Total	7	12,228	7,114	3,905	1,518	850	432	152

Tabla N° 2.1: Número de datos de Litología en cada estructura

Fuente: Inventario de Reservas y Recursos Ticlio al 31 de diciembre 2014

Del resumen de datos observado en la tabla 2.1, se puede deducir que las estructuras interpretadas están en su mayoría divididas por la litología DIORITA (4) y CALIZA (3) para la Veta Ramal Techo, Veta Principal y Cuerpo Ariana siendo estos sus dominios de trabajo ya que estos códigos litológicos son los más abundante en las zonas mencionadas. Sin embargo se puede observar que para el Cuerpo Ariana hay estos dos tipos de litologías pero como no tiene una significativa cantidad de datos se decide trabajar bajo un único dominio (34). Esto debe ser aclarado en futuros modelos geológicos. Asimismo se tiene que la Veta Techo se encuentra completamente en la litología 3 y la Veta Escondida, Veta Rosario y Veta Julissa se encuentran en la litología 4, siendo estos sus dominios de estimación.

2.5. Método de Minado Subterráneo

Dentro del minado subterráneo, en la mina Ticlio se han determinado tres métodos de minado:

- Método de Tajeo por Subniveles con Taladros Largos o Sub level Stopping, con una participación del 56% del total de mineral.

- El método Corte y Relleno Ascendente u Over cut and Fill (OCF) ocupa el 32%.
- El método de cámaras y pilares (OCFP) el 12% proveniente del cuerpo Ariana.

PROGRAMA OFICIAL DE PRODUCCIÓN MINA TICLIO - JULIO 2016

DETALLE DE LABORES DE PRODUCCION

MES	Julio
PROGRAMA	Semana del 13 al 19
MINER/DESM	Mineral
TIPO PROG	Avance

PLANTA	ZONA	NIVEL	VETA	MÉTODO EXPLOTACIÓN	ANCHO	ALTO	ProdT	%Cu.	%Pb.	%Zn.	Oz_Ag.	Gr_Ag	
PMTU	Alta	2	R. Techo	SUB NIVEL	3.5	3.5	1,135.00	0.06	0.7	3.29	0.96	29.78	
	Ariana	9	R. Techo	SUB NIVEL	4	4	1,535.00	0.13	2.55	6.45	1.53	47.52	
				SUB NIVEL	4	4	1,268.00	0.19	3.06	6.52	1.28	39.91	
		10	R. Techo	BREASTING	4.5	4	1,416.00	0.32	3.33	6.99	5.82	181.07	
				BREASTING	4	4	1,280.00	0.04	5.11	8.67	1.12	34.76	
				SUB NIVEL	4	4							
				C. Ariana	SUB NIVEL	4	4						
				SUB NIVEL	4	4	1,033.00	0.18	0.77	13.3	1.14	35.34	
	Baja	9	R. Techo	BANQUEO	2.5	6.5	2,587.00	0.29	0.13	7.37	0.72	22.25	
				V. Split	SUB NIVEL	3.8	3.8	217	0.08	0.04	1.94	0.14	4.48
				V. Escondida	SUB NIVEL	3.8	3.8	217	0.04	0.27	0.98	0.15	4.61
				SUB NIVEL	3.8	3.8	433	0.04	0.27	0.98	0.15	4.61	
		10	V. Kelly	FRENTE	3.8	3.8	-						
		11	V. Kelly	SUB NIVEL	3.8	3.8	1,068.00	0.26	0.27	0.93	0.59	18.3	
Total PMTU							12,189.00	0.18	1.76	6.38	1.52	47.24	
Total general							12,189.00	0.18	1.76	6.38	1.52	47.24	

Tabla N° 2.2: Programa Oficial de Producción Mina Ticlio - Julio 2016

Fuente: Compañía Minera Volcan S.A.A.

2.5.1. Método de Corte y Relleno Ascendente

También conocido como “Over Cut and Fill”, es el más indicado para el minado de vetas, mantos y en general cuerpos mineralizados cuyos ángulos de buzamiento sean mayores al del reposo del material fragmentado que contengan.

Lo relevante de la aplicación de este método en Ticlio está en la perforación horizontal (breasting), es decir que después de un corte se entra a la etapa del relleno detrítico e hidráulico, dejando una luz que servirá de cara libre para el corte superior.

El método consiste en realizar cortes horizontales a través de un acceso el cual inicia con gradiente negativa (-15%) y termina en positivo (+15%) y son perpendiculares a la estructura mineralizada.

La preparación se inicia construyendo rampas largas o en espiral; generalmente estas se construyen hacia la caja piso de la estructura mineralizada. Desde las rampas nacen los By passes paralelos a las vetas y desde esta infraestructura, nacen los accesos que se encuentran distanciados 100 m., los cuales permiten tener tajos de 50 m de longitud para cada tramo (ala este y ala oeste).

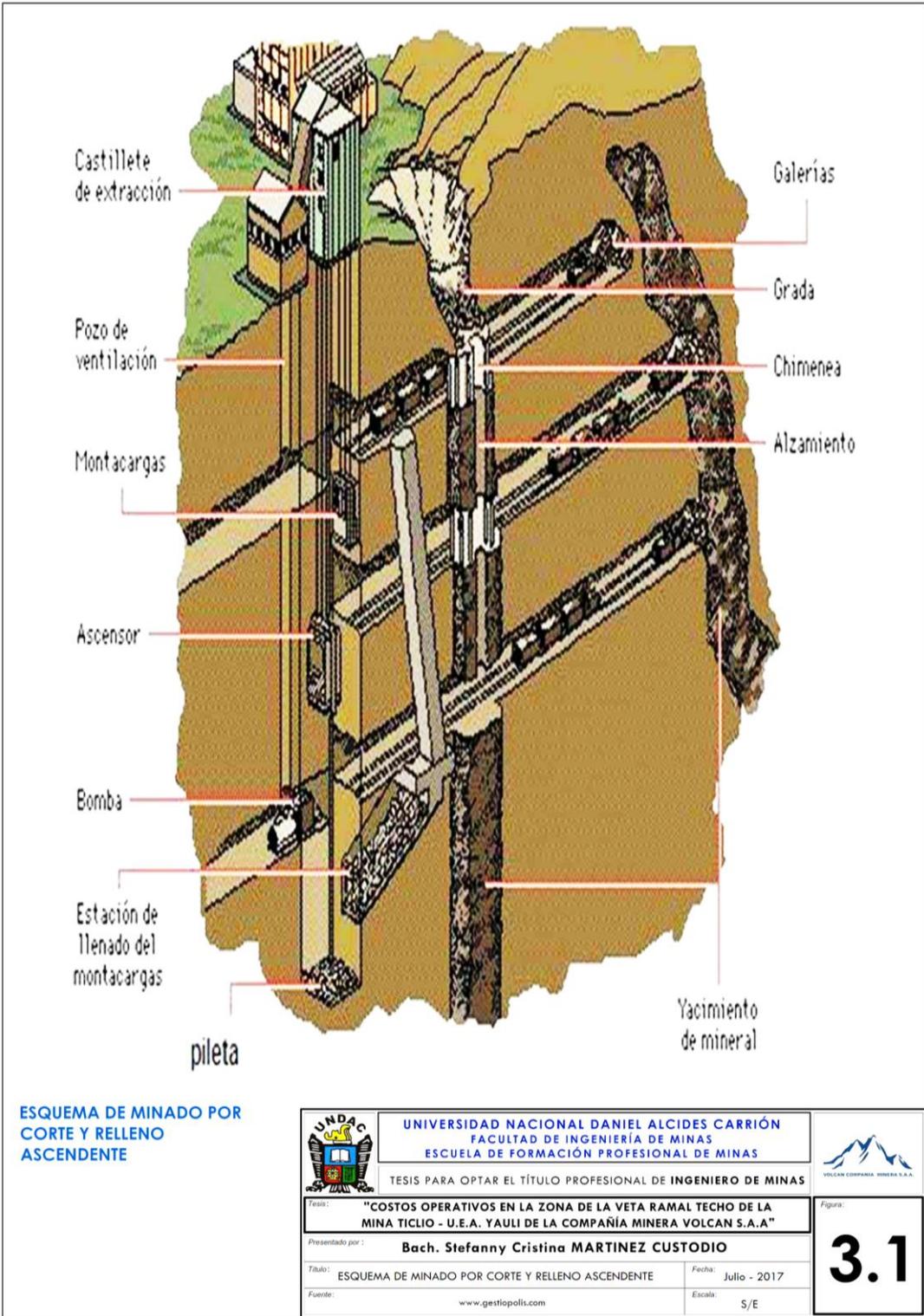
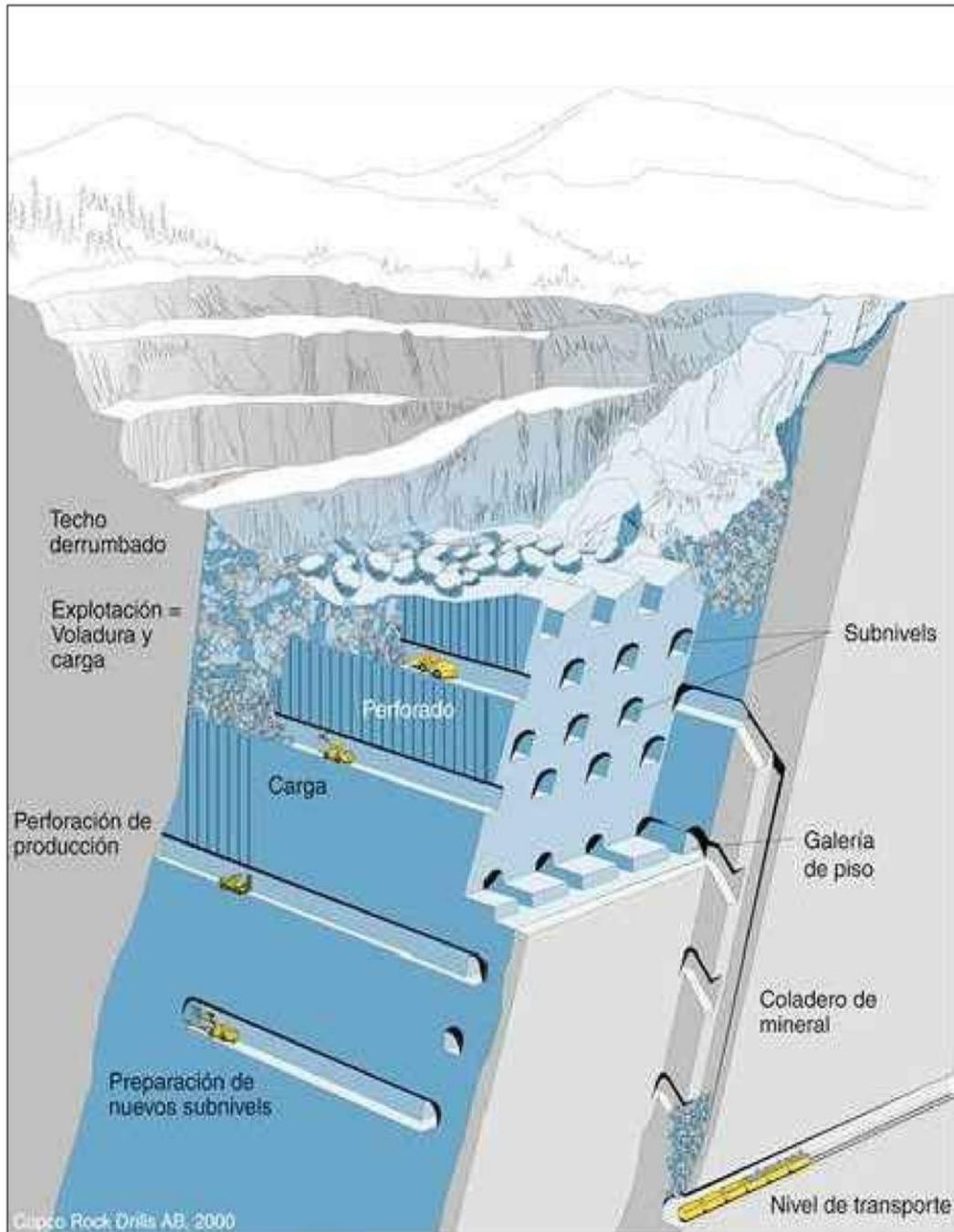


Figura N° 2.2: Esquema de minado por Corte y Relleno Ascendente

2.5.2. Método de Tajeo por Subniveles con Taladros Largos

Conocido también como “Sublevel Stopping” (SLS), este método consiste en dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo y arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con taladros paralelos y radial, posteriormente quedando vacío el tajeo después de la explotación.

Los subniveles son orientados sobre la estructura los cuales van a servir de acceso para la limpieza y perforación de los taladros largos que van entre 15-25 metros. Los bancos de minado están entre los 10 y 13.5 metros y la perforación y carguío debe realizarse previo diseño por el área de Planeamiento. El método es de forma ascendente y es una variante del “bench and fill” ó AVOCA que utiliza relleno detrítico de los desarrollos y preparaciones el cual se vierte desde el subnivel superior conforme se avanza con el minado. Es un método masivo que requiere de mucho control operativo para evitar excesivas diluciones, no se recomienda realizarlo en vetas muy angostas y con poco buzamiento.



ESQUEMA DE MINADO
SUBLEVEL STOPING

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tesis: "COSTOS OPERATIVOS EN LA ZONA DE LA VETA RAMAL TECHO DE LA MINA TICLIO - U.E.A. YAULI DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A"			
Presentado por: Bach. Stefanny Cristina MARTINEZ CUSTODIO			
Título: ESQUEMA DE MINADO SUBLEVEL STOPING		Fecha: Julio - 2017	
Fuente: Atlas Copco		Escala: S/E	
			3.2

Figura N° 2.3: Esquema de minado Sublevel Stopping

2.5.3. Método de Cámaras y Pilares

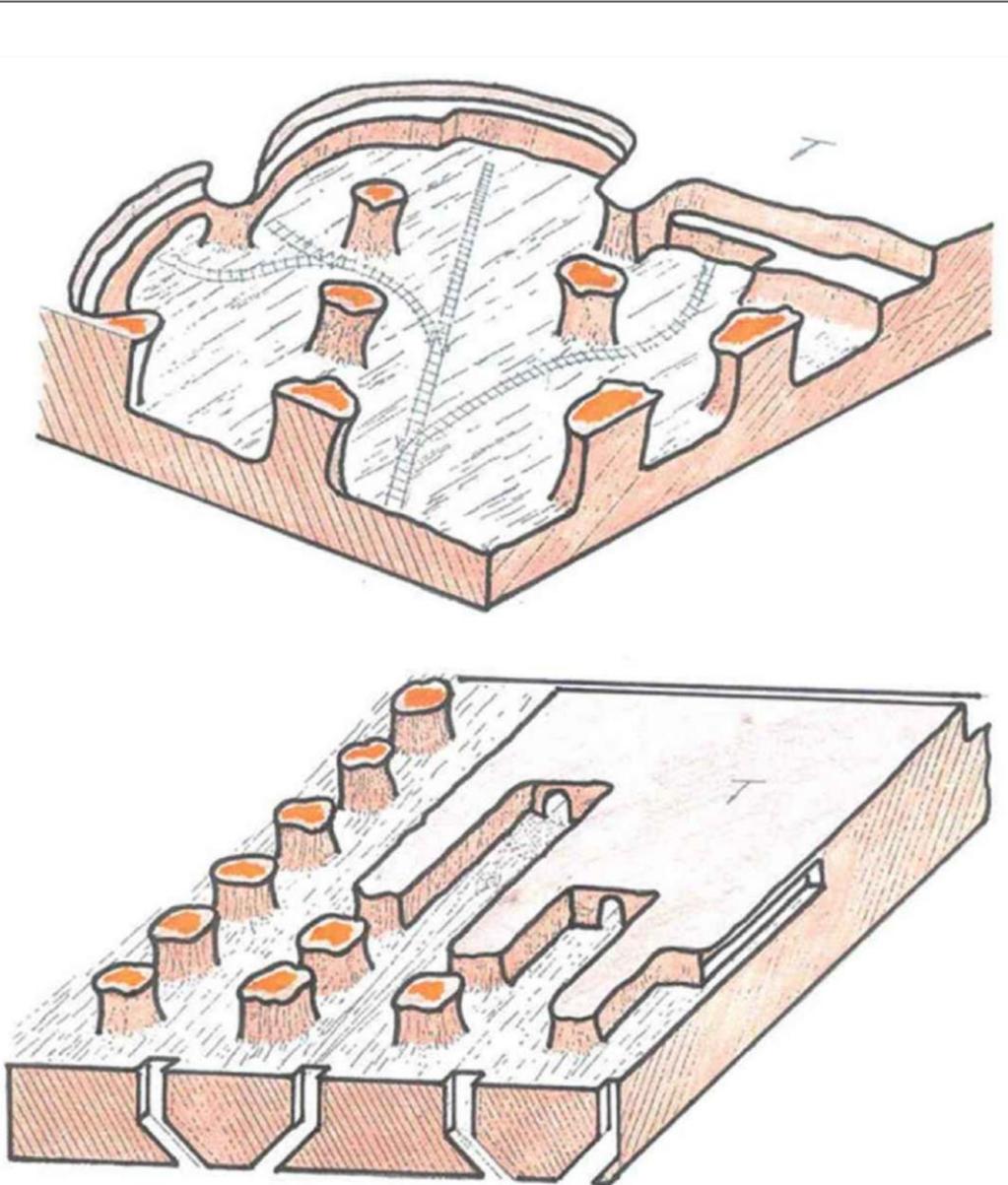
Conocido también como “Room and Pilar”.

Este método consiste en la explotación de caserones separados por pilares de sostenimiento del techo. Este método es aplicado ampliamente, y en los últimos años se ha desarrollado bastante debido a su bajo costo.

Consiste en la explotación de caserones separados por pilares de sostenimiento del techo.

Como ventaja, el método es aplicable en yacimientos de manto entre 30° y 40° , es decir, en yacimientos de manto crítico, donde el mineral no puede escurrir por gravedad. La recuperación del yacimiento aun no siendo del 100 % puede llegarse a recuperaciones satisfactorias del orden del 80 a 90 % y permite la explotación sin problemas, de cuerpos mineralizados ubicados paralelamente y separados por zonas de estériles.

La dilución de la ley, en este caso, es un problema muy importante y que en casos de techos débiles puede ser causa que llegue a limitar la aplicación del método.



ESQUEMA DE MINADO
CAMARAS Y PILARES

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tema:	"COSTOS OPERATIVOS EN LA ZONA DE LA VETA RAMAL TECHO DE LA MINA TICLIO - U.E.A. YAULI DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A."		Figura:
Presentado por:	Bach. Stefanny Cristina MARTINEZ CUSTODIO		<h1>3.3</h1>
Título:	ESQUEMA DE MINADO CAMARAS Y PILARES	Fecha: Julio - 2017	
Fuente:	www.gestopolis.com	Escala: S/E	

Figura N° 2.4: Esquema del método Cámaras y Pilares

2.6. Reservas Mineras de la Mina Ticlio

Una “Reserva Mineral” es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido o Indicado.

Las Reservas Minerales incluyen al mineral clasificado como Probado-Probable, luego de deducir el mineral extraído los años anteriores y de efectuar reestimaciones fundamentadas en las definiciones internacionales.

Durante el año 2014 la mina Ticlio ha producido 367,526 TMS con leyes de 6.45 % Zn, 2.07 % Pb, 0.26 % Cu, 2.76 Oz/t Ag, y se han estimado las reservas al 31 de diciembre 1, 009,566 TM. Probadas con leyes de 4.5 %Zn, 1.41 %Pb, 0.26 %Cu, 1.96 % Oz/t Ag, 876,423 TM probables con leyes de 4.78 % Zn, 1.41 % Pb, 0.26 % Cu, 1.71 Oz/t Ag.

Reservas Minerales Mina Ticlio 2014									
CATEGORIA	TMS	AV(m)	AM(m)	F_DIL	Zn (%)	Pb(%)	Cu(%)	Ag(oz/t)	VPT(US\$)
PROBADO	1,009,566	5.75	6.09	0.3	4.5	1.41	0.26	1.96	110.84
PROBABLE	876,423	7.24	7.55	0.3	4.78	1.55	0.26	1.71	114.51
Total general	1,885,989	6.44	6.77	0.3	4.63	1.47	0.26	1.85	112.55

Tabla N° 2.3: Reservas de Mineral Mina Ticlio

Reservas basadas en: Precios: Cobre 6500 \$/t, Plomo 2000 \$/t, Zinc 2200 \$/t, Plata 18 \$/Oz

Costos: Over Cut and Fill 64.11 \$/t, Sub Level Stoping 60.94 \$/t

Fuente: Inventario de Reservas y Recursos Ticlio 2014, Compañía Minera Volcan S.A.A.

Además, podemos observar la evolución anual de las reservas desde el año 2006 aumentando o disminuyendo por diversos motivos como trabajos de exploración, cotización del mineral, entre otros.

Reservas Mineras por Vetas - Mina Ticlio									
ESTRUCTURAS	TMS	AV(m)	AM(m)	F_DIL	Zn(%)	Pb (%)	Cu (%)	Ag(oz/t)	VPT(US\$)
PROBADO	1,009,566	5.75	F_6.09	0.3	4.5	1.41	0.26	1.96	110.84
Cuerpo Ariana	68,622	33.01	33.01	0.28	6.16	3.68	0.14	1.14	155.57
Veta Escondida	3,466	1.57	2.34	0.83	2.09	0.2	0.2	0.36	42.15
Veta Julissa Veta	59,939	1.88	2.53	0.66	3.51	0.24	0.44	1.26	79.15
Principal Veta	268,226	3.3	3.73	0.33	4.46	1.33	0.14	2.4	109.16
Ramal Techo	575,445	4.28	4.55	0.24	4.41	1.27	0.32	1.97	109.79
Veta Rosario	11,174	2.4	3.13	0.59	2.91	0.59	0.09	1.22	63.62
Veta Techo	22,695	2.12	2.83	0.64	5.94	2.47	0.18	1.5	139.45
PROBABLE	876,423	7.24	7.55	0.3	4.78	1.55	0.26	1.71	114.51
Cuerpo Ariana	155,847	22.98	22.98	0.28	7.29	2.8	0.1	0.89	153.76
Veta Escondida	9,179	1.89	2.61	0.61	3.55	0.19	0.61	0.43	76.69
Veta Julissa Veta	39,762	1.7	2.37	0.79	4.04	0.28	0.38	1.25	84.61
Principal Veta	138,381	2.82	3.38	0.38	4.01	1.27	0.13	2.4	101.73
Ramal Techo	502,319	4.41	4.71	0.24	4.3	1.36	0.34	1.86	109.42
Veta Rosario	814	2.06	2.82	0.65	3.14	0.57	0.09	1.85	72.72
Veta Techo	30,121	2.21	2.91	0.62	4.66	1.69	0.13	1.39	107.2
Total general	1'885,989	6.44	6.77	0.30	4.63	1.47	0.26	1.85	112.55

Tabla N° 2.4: Reservas Mineras por Vetas - Mina Ticlio

Fuente: Inventario de Reservas y Recursos Ticlio 2014, Compañía Minera Volcan S.A.A.

2.6.1. Reservas Mineras según Método de Minado y Leyes

Ya explicamos que los métodos de minado principales en Ticlio son: Corte y Relleno Ascendente y Tajeo por Subniveles con Taladros Largos, entonces a continuación detallamos en la siguiente tabla:

Reservas Mineras según Método de Minado – Categoría Probado										
METMIN	NIVEL	TMS	AV(m)	AM(m)	F_DIL	Zn(%)	Pb(%)	Cu(%)	Ag(oz/t)	VPT(US\$)
PROBADO		1,009,566	5.75	6.09	0.30	4.50	1.41	0.26	1.96	110.84
OCF	TOTAL	314,276	3.82	4.18	0.24	5.36	1.63	0.15	2.48	127.28
	Nv-4390	11,983	4.59	4.69	0.10	6.16	0.50	0.04	0.83	101.00
	Nv-4440	9,601	3.45	3.67	0.17	8.82	1.04	0.07	0.74	145.28
	Nv-4490	79,818	5.10	5.24	0.15	6.46	2.83	0.14	2.69	161.99
	Nv-4540	56,816	3.30	3.77	0.31	4.87	1.70	0.09	3.24	127.01
	Nv-4580	62,823	3.30	3.78	0.32	4.56	1.54	0.11	3.66	125.16
	Nv-4620	11,612	3.40	3.63	0.20	6.03	1.75	0.14	2.81	140.99
	Nv-4640	10,489	1.88	3.14	0.77	3.71	1.03	0.06	1.26	80.69
	Nv-4650	13,100	2.92	3.69	0.43	4.44	0.99	0.09	1.09	89.21
	Nv-4690	11,928	2.61	3.26	0.36	3.69	0.45	0.12	0.52	66.48
	Nv-4730	16,040	2.86	3.42	0.31	6.02	0.91	0.42	1.51	125.11
	Nv-4770	7,180	4.66	4.66	0.07	6.05	0.87	0.47	1.91	130.63
Nv-4800	22,886	4.42	4.49	0.10	4.21	0.36	0.35	1.23	87.21	
OCFP	TOTAL	68,622	33.01	33.01	0.28	6.16	3.68	0.14	1.14	155.57
	Nv-1	4,302	12.34	12.34	0.29	3.33	2.16	0.09	0.63	87.20
	Nv-9	64,320	34.39	34.39	0.28	6.35	3.78	0.14	1.18	160.14
SLS	TOTAL	626,668	3.73	4.09	0.33	3.89	1.04	0.33	1.80	97.70
	Nv-01	9,040	2.25	3.00	0.64	2.97	0.59	0.08	1.25	64.39
	Nv-02	2,133	3.08	3.65	0.40	2.69	0.60	0.11	1.11	60.35
	Nv-4	22,695	2.12	2.83	0.64	5.94	2.47	0.18	1.50	139.45
	Nv-4340	24,035	3.12	3.64	0.31	3.19	0.26	0.82	2.07	96.29
	Nv-4390	67,625	3.38	3.74	0.25	4.08	0.45	0.64	1.45	98.89
	Nv-4440	94,376	4.26	4.53	0.27	3.69	0.75	0.40	1.53	90.68
	Nv-4490	254,821	4.34	4.61	0.27	4.04	1.16	0.29	1.94	101.60
	Nv-4540	85,902	3.00	3.44	0.46	3.53	1.12	0.22	2.28	95.14
	Nv-4580	28,457	2.95	3.39	0.45	3.75	1.73	0.13	2.14	102.71
	Nv-4620	2,390	0.70	1.54	2.14	3.34	0.28	0.09	0.49	57.41
	Nv-4640	4,070	1.51	2.31	1.12	5.67	0.44	0.15	0.84	97.43
	Nv-4650	5,729	3.59	3.99	0.39	4.21	0.60	0.11	0.63	76.34
	Nv-4690	3,281	5.50	5.50	0.15	4.10	0.90	0.09	0.68	79.47
	Nv-4770	16,789	3.19	3.62	0.36	2.71	1.51	0.04	1.10	71.87
	Nv-4800	5,325	2.36	2.96	0.52	2.66	1.46	0.03	0.96	68.85

Tabla N° 2.5: Reservas Mineras según Método de Minado – Categoría Probado

Fuente: Inventario de Reservas y Recursos Ticlio 2014, Compañía Minera Volcan S.A.A.

Reservas Mineras según Método de Minado – Categoría Probable										
METMIN	NIVEL	TMS	AV(m)	AM(m)	F_DIL	Zn(%)	Pb(%)	Cu(%)	Ag(oz/t)	VPT(US\$)
PROBABLE		876,423	7.24	7.55	0.30	4.78	1.55	0.26	1.71	114.51
OCF	TOTAL	283,567	3.56	4.02	0.29	4.99	1.83	0.11	2.13	120.52
	Nv-4340	1,143	3.36	3.51	0.16	4.08	0.20	0.08	0.54	66.81
	Nv-4390	14,538	2.63	3.30	0.40	3.98	0.35	0.05	0.49	65.89
	Nv-4440	26,959	4.04	4.35	0.23	7.32	2.63	0.10	1.61	158.77
	Nv-4490	70,723	5.20	5.38	0.17	6.72	3.11	0.11	1.98	161.81
	Nv-4540	8,614	2.87	3.30	0.29	4.64	2.12	0.11	2.61	124.55
	Nv-4580	64,145	2.31	3.12	0.51	3.47	1.39	0.07	3.50	105.16
	Nv-4620	43,588	2.88	3.38	0.32	4.20	1.55	0.10	2.04	104.33
	Nv-4640	12,387	3.25	3.74	0.31	4.70	1.29	0.11	2.01	107.16
	Nv-4650	6,993	2.75	3.49	0.47	3.98	1.11	0.06	1.44	87.33
	Nv-4730	13,171	2.66	3.22	0.31	3.79	0.71	0.17	0.89	76.93
	Nv-4770	4,915	4.79	4.79	0.07	7.32	1.22	0.77	2.56	170.37
	Nv-4800	15,795	4.64	4.83	0.13	3.83	0.48	0.18	1.14	76.93
	Nv-4840	597	3.07	3.32	0.19	4.29	0.18	0.42	0.62	81.88

OCFP	TOTAL	155,847	22.98	22.98	0.28	7.29	2.80	0.10	0.89	153.76
	Nv-1	117,826	23.20	23.20	0.28	7.40	2.85	0.09	0.85	155.35
	Nv-9	38,022	22.30	22.30	0.28	6.93	2.64	0.13	1.03	148.82
SLS	TOTAL	437,009	4.01	4.35	0.31	3.75	0.93	0.42	1.73	96.62
	Nv-01	814	2.06	2.82	0.65	3.14	0.57	0.09	1.85	72.72
	Nv-4	30,121	2.21	2.91	0.62	4.66	1.69	0.13	1.39	107.20
	Nv-4340	27,202	3.59	3.88	0.18	3.44	0.25	0.98	3.13	115.71
	Nv-4390	36,065	4.10	4.32	0.21	3.54	0.62	0.90	1.99	108.68
	Nv-4440	179,135	5.50	5.67	0.20	3.88	0.99	0.37	1.53	95.69
	Nv-4490	61,924	3.48	3.86	0.32	3.36	0.67	0.51	2.05	93.73
	Nv-4540	33,524	2.13	2.72	0.56	3.30	0.98	0.27	2.03	89.00
	Nv-4580	22,980	1.60	2.26	0.81	4.36	1.31	0.36	2.19	113.25
	Nv-4620	1,386	1.18	1.98	1.29	4.44	0.43	0.06	0.54	74.36
	Nv-4640	810	0.83	1.67	1.95	3.97	0.26	0.08	0.72	67.80
	Nv-4650	14,964	2.34	2.97	0.66	4.91	0.47	0.16	0.95	88.88
	Nv-4690	14,829	4.41	4.50	0.12	3.11	0.96	0.10	0.61	66.24
	Nv-4770	6,129	2.13	2.82	0.63	2.05	1.59	0.02	1.07	63.28
	Nv-4800	7,127	1.88	2.56	0.68	2.35	1.66	0.02	0.91	66.78

Tabla N° 2.6: Reservas Mineras según Método de Minado – Categoría Probable

Fuente: Inventario de Reservas y Recursos Ticlio 2014, Compañía Minera Volcan S.A.A.

2.7. Recursos Minerales de la Mina Ticlio

Luego de afectar a la totalidad de Recursos Minerales con los factores modificadores de minado, procesamiento, metalurgia, economía, mercadeo, legales, ambientales, sociales y gubernamentales, quedaron como remanentes Recursos Minerales de baja certeza y deberán ser sujetos a mayores trabajos de recopilación de información geológica.

Para la clasificación de los recursos se hizo un análisis del espaciamiento de los taladros y/o canaletas, para el cual se tiene algunas zonas donde se observa mayor densidad de perforación y otras donde hay menos perforación.

Por lo tanto los recursos fueron clasificados como medidos, indicados e inferidos de acuerdo a la distancia al compósito más cercano y número de compósitos usados para estimar un bloque.

Siendo el inventario de recursos por categoría:

Resumen de Inventario de Recursos por Categoría						
CATEGORIA	TM	AV(m)	Zn(%)	Pb(%)	Cu(%)	Ag(oz/t)
MEDIDO	902,693	3.28	2.97	0.57	0.14	0.93
INDICADO	807,084	2.73	2.68	0.56	0.12	1
Total general	1,709,777	3.02	2.83	0.56	0.13	0.96

Tabla N° 2.7: Resumen del Inventario de Recursos por Categoría

1) No se incluye los recursos medidos e indicados que pasaron a reservas

2) Se excluyen estos recursos de zonas "No Minables"

Fuente: Inventario de Reservas y Recursos Ticlio 2014, Compañía Minera Volcan S.A.A.

Inventario de Recursos por Vetas - Mina Ticlio						
ESTRUCTURAS	TMS	AV(m)	Zn(%)	Pb(%)	Cu(%)	Ag(oz/t)
MEDIDO	902,693	3.28	2.97	0.57	0.14	0.93
Cuerpo Ariana	11,165	33.56	2.73	1.25	0.04	0.45
Veta Escondida	29,042	2.04	2.88	0.37	0.27	0.89
Veta Julissa	49,509	1.58	3.56	0.25	0.68	1.70
Veta Principal	341,185	2.99	2.71	0.58	0.08	0.89
Veta Ramal Techo	368,204	3.26	2.96	0.58	0.10	0.77
Veta Rosario	43,067	2.23	3.35	0.51	0.11	1.20
Veta Techo	2,916	1.48	4.80	2.17	0.16	2.70
Veta Giuliana	5,557	0.46	3.17	1.46	0.20	3.66
Veta Kelly	52,047	2.48	3.81	0.58	0.26	1.17
INDICADO	807,084	2.73	2.68	0.56	0.12	1.00
Cuerpo Ariana	954	10.33	3.29	1.15	0.06	0.42
Veta Escondida	22,900	1.44	3.42	0.40	0.39	0.86
Veta Julissa	33,551	1.60	3.27	0.26	0.55	1.55
Veta Principal	245,758	2.76	2.49	0.57	0.07	0.85
Veta Ramal Techo	389,922	3.14	2.72	0.60	0.10	0.78
Veta Rosario	25,284	1.58	3.46	0.57	0.11	1.34
Veta Techo	3,194	1.53	4.90	1.43	0.11	2.32
Veta Carla II	7,721	1.33	5.91	1.03	0.26	1.27
Veta Giuliana	16,310	1.02	0.72	0.30	0.19	5.86
Veta Kelly	61,491	2.13	2.28	0.47	0.07	1.19
Total general	1,709,777	3.02	2.83	0.56	0.13	0.96

Tabla N° 2.8: Inventario de Recursos por Vetas - Mina Ticlio

Fuente: Inventario de Reservas y Recursos Ticlio 2014, Compañía Minera Volcan S.A.A.

2.7.1. Recursos Minerales de la Veta Ramal Techo:

La Veta Ramal Techo es una estructura vetiforme de rumbo general NE - SW por tramos es paralela y en otros forma uniones y lazos cimoides con la veta Principal, además de un comportamiento estructural y ensamble mineralógico bastante similar. Estructuralmente es del tipo rosario, con potencia que varía de 0.50

m. en los tramos más estrangulados a 6.0 m. en tramos de mayor ensanche y formando uniones con la veta Principal hasta de 12.0 m. Se ubica hacia el sur de la veta Principal y unida en varios tramos con una extensión longitudinal reconocida de 800.00 m. y más de 726.00 m. en la vertical (desde superficie hasta el Nv-12). a partir del Nv-05 en la parte central y al techo tiene un lazo cimoide conocida como veta Carla y a la misma altura hacia el norte está la intersección con la veta Julissa, en la zona de separación de estas estructuras existe un intenso cizallamiento donde los flujos mineralizantes rellenaron estas fracturas, teniendo un yacimiento con características del tipo venilleo y diseminado identificando esta columna con una longitud de hasta 120.00 m. Con un ancho hasta de 25.00 m. que en profundidad por debajo del Nv-07 baja el contenido mineralógico hasta desaparecer.

El método de minado en esta veta es Corte y Relleno (Over Cut and Fill).

Recursos Mineros Veta Ramal Techo								
CATEGORIA	ESTRUCTURA	NIVEL	TM	AV(m)	Ag(oz/t)	Zn(%)	Pb(%)	Cu(%)
MEDIDO	Veta Ramal Techo	Nv-4340	40,148	3.27	3.10	0.26	0.09	0.55
		Nv-4390	96,397	3.25	3.44	0.46	0.05	0.52
		Nv-4440	62,860	3.41	3.13	0.70	0.11	0.59
		Nv-4490	77,289	3.39	2.66	0.58	0.17	0.66
		Nv-4540	46,304	3.14	2.57	0.84	0.07	1.03
		Nv-4580	25,852	2.70	2.31	0.78	0.07	2.21
		Nv-4620	10,404	2.66	2.94	0.63	0.08	1.01
		Nv-4640	5,290	3.23	2.00	0.61	0.05	0.99
		Nv-4650	258	1.39	7.29	0.38	0.26	1.12
		Nv-4690	3,401	5.54	3.16	0.26	0.04	0.55
		Total general			902,693	3.28	2.97	0.57
INDICADO	Veta Ramal Techo	Nv-4340	40,192	2.85	2.80	0.24	0.08	0.50
		Nv-4390	1,914	3.80	4.37	0.27	0.02	0.32
		Nv-4440	61,563	3.93	2.76	0.47	0.19	0.66
		Nv-4490	128,435	3.22	2.96	0.76	0.10	0.63
		Nv-4540	18,350	2.68	3.05	0.25	0.22	1.39
		Nv-4580	62,242	2.73	2.30	0.71	0.06	1.11
		Nv-4620	39,413	2.78	1.79	0.60	0.04	0.62
		Nv-4640	6,995	2.22	2.01	0.55	0.07	1.45
		Nv-4650	12,228	2.34	3.22	0.39	0.10	1.39
		Nv-4690	13,716	4.89	3.56	0.45	0.07	0.70
		Nv-4770	3,639	1.79	3.23	1.72	0.04	1.14
Nv-4800	1,236	1.66	3.83	2.30	0.05	1.13		
Total general			807,084	2.73	2.68	0.56	0.12	1.00
INFERIDO	Veta Ramal Techo	Nv-4290	263,708	3.36	3.89	0.37	0.43	1.72
		Nv-4340	463,953	7.06	7.54	1.76	0.41	2.06
		Nv-4390	816,586	8.53	8.40	1.95	0.44	2.49
		Nv-4440	487,580	6.66	6.77	2.15	0.36	2.88
		Nv-4490	83,717	3.56	4.58	0.98	0.44	1.84
		Nv-4540	52,002	2.91	2.33	0.29	0.22	1.19
		Nv-4580	38,495	2.88	2.19	1.21	0.07	2.00
		Nv-4620	26,909	2.41	2.80	1.52	0.07	2.15
		Nv-4640	12,746	2.31	2.62	1.13	0.07	1.83
		Nv-4650	95,003	1.98	3.99	0.94	0.15	1.90
		Nv-4690	103,176	1.74	4.23	1.22	0.12	2.10
		Nv-4730	77,470	1.82	2.80	1.24	0.06	1.28
		Nv-4770	30,890	1.30	2.34	1.68	0.03	1.66
		Nv-4800	30,015	1.48	3.80	3.08	0.04	2.14
		Nv-4840	8,525	1.68	3.91	3.07	0.04	2.79
		(en blanco)	2,978	3.87	3.80	0.28	0.47	2.66
Total general			4,917,170	4.34	5.36	1.32	0.31	1.98

Tabla N° 2.9: Recursos Mineros Veta Ramal Techo

Fuente: Inventario de Reservas y Recursos Ticlio 2014, Compañía Minera Volcan S.A.A.

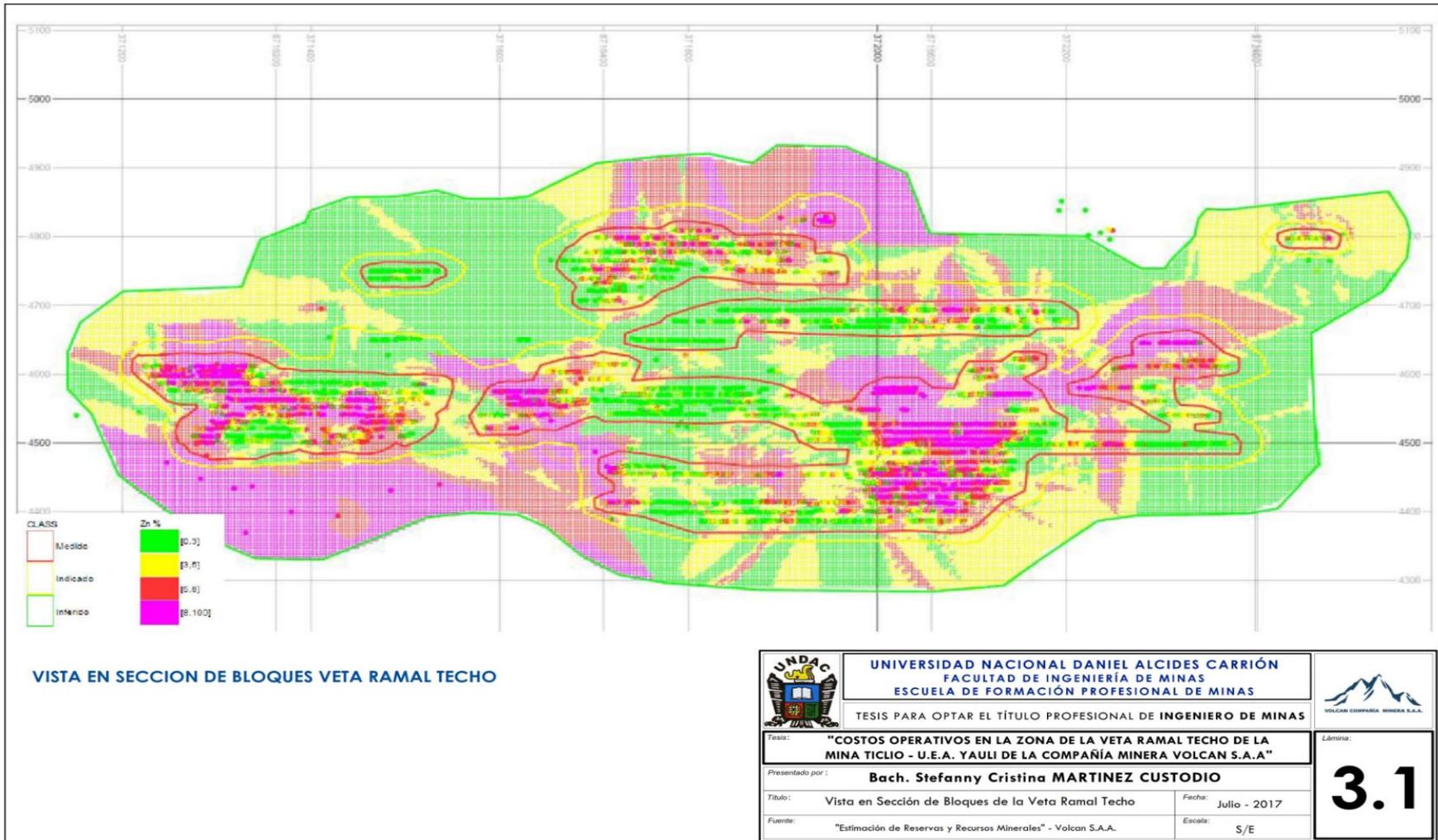
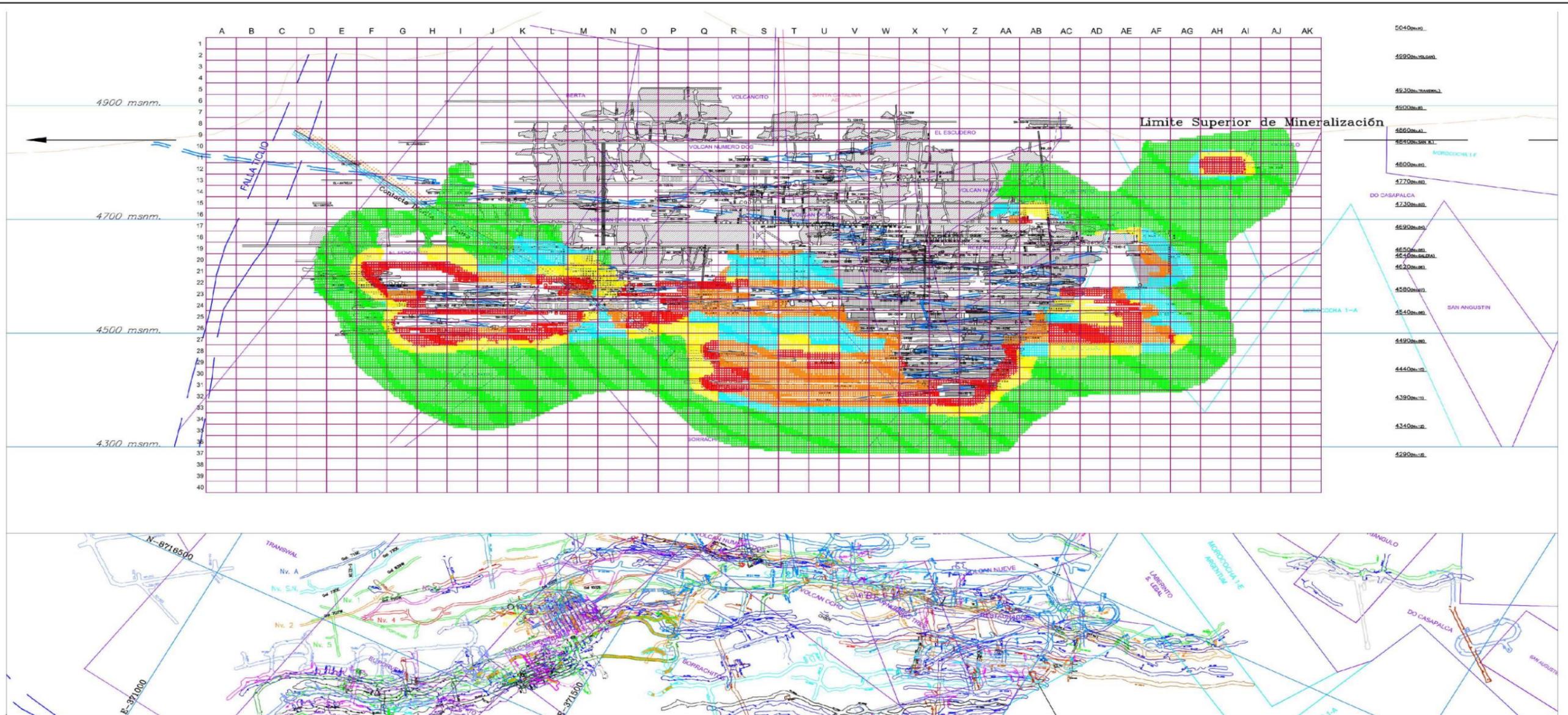


Lámina N° 2.8: Vista en Sección de Bloques de la Veta Ramal Techo



SECCION LONGITUDINAL DE LA VETA RAMAL TECHO

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tesis: "COSTOS OPERATIVOS EN LA ZONA DE LA VETA RAMAL TECHO DE LA MINA TICLIO - U.E.A. YAULI DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A"			
Presentado por: Bach. Stefanny Cristina MARTINEZ CUSTODIO			
Título: SECCION LONGITUDINAL DE LA VETA RAMAL TECHO		Fecha: Julio - 2017	
Fuente: "Estimación de Reservas y Recursos Minerales" - Volcan S.A.A.		Escala: S/E	
			Lámina: 3.2

Lámina N° 2.9: Sección Longitudinal de la Veta Ramal Techo

CAPÍTULO III

3. ACTUALIZACIÓN DE COSTOS OPERATIVOS EN LA VETA

RAMAL TECHO

3.1. Evaluación de métodos de minado

La mina Ticlio es una operación subterránea en Yauli, por lo tanto, vamos a analizar los costos directos relativos según métodos de minado subterráneo para determinar los dos posibles métodos de explotación subterránea a usar primero y luego la selección del método en función de la geometría de la veta Ramal Techo y las condiciones geomecánicas del yacimiento.

En la Tabla N° 3.1 se hace una comparación de costos directos relativos según métodos de minado subterráneo. Notamos que el Corte y Relleno mecanizado es 246.15% más costoso que usar tajeo por subniveles (4.5 contra 1.3).

Método de Minado Subterráneo	Costo Relativo
Hundimiento por bloques	1
Cámaras y pilares	1.2
Tajeo por subniveles	1.3
Hundimiento por subniveles	1.5
Tajeo por hundimiento vertical	4.3
Corte y relleno mecanizado	4.5
Tajeo por acumulación (Shrinkage)	6.7
Corte y relleno convencional	9.7

Tabla N° 3.1: Costos Directos Relativos según Método de Minado Subterráneo

La Tabla N° 3.2 elaborado por Nicholas y Marck muestra un tipo de selección del método de explotación según el tipo de yacimiento. Notamos que los métodos que se pueden usar según las características del yacimiento son Tajeo por Subniveles con Taladros Largos y Método de Corte y Relleno.

Se evaluara el margen de utilidad a obtener usando tajeo por subniveles con taladros largos y corte y relleno. Siendo el método de explotación que ofrezca la mayor rentabilidad del proyecto será el método a usar.

Selección del método de explotación según Nicholas y Marck				
Tipo de Yacimiento	Pendiente	Resistencia		Método aplicable
		Mineral	Cajas	
Tabular estrecho	Echada	Fuerte	Fuertes	Cámaras con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
Tabular potente	Echada	Fuerte	Fuertes	Cámaras con pilares ocasionales
				Cámaras y pilares
		Débil	Débiles	Rebanadas hundidas
		Fuerte	Fuertes	Cámaras abiertas
Tabular muy potente	Echada			Como en masas
Filones muy estrechos	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámaras de almacén
		Débil	Débiles	Rebanada rellena
				Explotación entibada
Filón estrecho	Echada			Como en tabulares estrechos
Potencia superior a la entibación económica	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámara vacía
				Cámaras Almacén
				Rebanada rellena
			Débiles	Rebanada rellena
				Mallas cúbicas
		Débil	Fuertes	Rebanada Hundida
				Mallas cúbicas
			Débiles	Rebanada Hundida
				Mallas cúbicas
	Echada			Como en tabulares potentes o masas
Filón ancho	Vertical	Fuerte	Fuertes	Cámaras Vacías
				Cámaras Almacén
				Cámaras y Niveles
				Rebanada rellena
			Débiles	Niveles hundidos
				Mallas cúbicas
			Fuertes	Cámaras Almacén
				Cámaras y Niveles
				Rebanadas rellenas
Masas		Débil	Débiles	Niveles hundidos
			Fuertes	Bloques hundidos
				Mallas cúbicas
				Métodos mixtos.

Tabla N° 3.2: Selección del Método de Explotación

Fuente: Nicholas y Marck

3.2. Cálculo de Reservas Minables y Valor de Mineral

Para hallar el valor del mineral, primero, vamos a determinar el porcentaje de recuperación de éste.

Según la Tabla N° 3.3 observamos que en el método de Corte y Relleno la recuperación promedio es de 85% de las reservas geológicas y en el método Tajeo por Subniveles con Taladros Largos se recupera el 80% de las reservas, ya sea por los puentes que quedan hacia el nivel superior o los pilares intermedios para hacer más estables los tajeos y el área de influencia de estas labores.

Método de Explotación	Factor de Recuperación Minera	
	INTERVALO	MEDIO
Taladros Largos	60-100	80
Corte y Relleno	70-100	85
Almacenamiento Provisional	75-100	90
Cámaras y Pilares	50-75	60

Tabla N° 3.3: Porcentaje de Recuperación del Mineral según Método de Explotación

Según O'Hara determinaremos la dilución de diseño para ambos métodos de explotación y finalmente la dilución de diseño más apropiado.

La Tabla N° 3.4 nos muestra que la dilución será mayor usando Tajeo por Subniveles con Taladros Largos.

DILUCION DISEÑO (según O'Hara)		
Dilución = $k/((w)_{1/2} * \text{sen } a)$	Taladros Largos	Corte y relleno
k : constante	55	25
w : potencia de veta (metros)	6	6
a : buzamiento veta	68	68
Dilución diseño	24.21%	11.00%

Tabla N° 3.4: Cálculo de la Dilución

En la Tabla N°3.5 vemos que en condiciones medias del terreno, por el método Taladros Largos se tiene una dilución promedio de hasta 30% y en el método de Corte y Relleno, en condiciones medias, un 15% de dilución.

Método de Explotación	FACTOR DE DILUCION		
	CONDICIONES DEL TERRENO		
	EXCELENTES	MEDIAS	MALAS
Tajeo por Subniveles con Taladros Largos	1.20	1.30	N.D
Corte y Relleno	1.05	1.1	1.15
Almacenamiento Provisional	1.10	1.15	1.25
Cámaras y pilares	1.05	1.10	1.20

Tabla N° 3.5: Cálculo de la Dilución según método de Explotación

Para evitar errores en la toma de decisiones, para el diseño utilizaremos los datos que se muestran en la Tabla N° 3.6:

Porcentaje de Dilución para Diseño		
En condiciones medias y yacimientos irregulares	Tajeo por Subniveles con Taladros Largos	Corte y relleno
	30%	15%

Tabla N° 3.6: Porcentaje de Dilución para el diseño

Continuando con la selección del método de explotación, calcularemos las reservas minerales de acuerdo a cada método de minado. En la Tabla N° 3.7 detallamos el cálculo para el método de Tajeo por Subniveles usando Taladros Largos.

Reservas y Valor del mineral Método Subniveles con Taladros Largos					
RESERVAS MINERAL SEGÚN TAJEO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS	TCS	OzAg	%Pb	%Zn	Valor Mineral (US \$/TCS)
	258,755	19.3	0.9	1.1	71.72
	269,105	14.85	0.69	0.85	55.17
	Recuperación por método minado : 80%				
		Ag	Pb	Zn	
Recuperación metalúrgica	74%	90%	68%		
Porcentaje pagable	70%	60%	60%		
Precio metal	7.0 US\$/Oz	1,000 US\$/TMS	1,400 US\$/TMS		

Tabla N° 3.7: Cálculo de Reservas y Valor del mineral por el método de Tajeo por Subniveles usando Taladros Largos

En la Tabla N° 3.8 se detalla el cálculo de las reservas minables para el método de Corte y relleno:

Reservas y Valor del mineral Método Corte y Relleno					
RESERVAS MINERALES SEGÚN TAJO CON CORTE Y RELLENO	TCS	OzAg	%Pb	%Zn	Valor Mineral (US \$/TCS)
	258,755.0	19.30	0.90	1.10	71.72
	252,933.0	16.78	0.78	0.96	62.36
	Recuperación por método minado : 85%				
		Ag	Pb	Zn	
Recuperación metalúrgica	74%	90%	68%		
Porcentaje pagable	70%	60%	60%		
Precio metal	7.0 US\$/Oz	1,000 US\$/TMS	1,400 US\$/TMS		

Tabla N° 3.8: Cálculo de Reservas y Valor del mineral por el método de Corte y Relleno

En esta primera evaluación, se observa que el valor de mineral usando método de Corte y relleno **es 7.196 US \$/TM** mayor que usando tajeo por subniveles.

3.2.1. Cálculo del Valor del Mineral

Para calcular el valor del mineral hay dos formas:

- Conociendo el valor que se paga por el concentrado y dividiéndolo entre el R.C.M (Radio de Concentración). En la Veta Ramal Techo tenemos dos tipos de concentrados de Pb-Ag y Zn los cuales tienen los siguientes R.C.M:

Radio de Concentración (R.C.M.)	
Concentrado	R.C.M.
Pb-Ag	26.61
Zinc	49.01

Tabla N° 3.9: Radio de Concentración

En la cubicación de mineral de la unidad tenemos las equivalencias con respecto a la Plata, las cuales son:(cubicación del 2005)

1 OzAg = 1% PB

1 OzAg = 1% Zn

1 OzAg = 3.367 U. S. \$/OzAg.

3.3. Cálculo del margen de utilidad y valor presente Neto

En esta etapa, calcularemos los costos de operación para cada método de explotación y luego determinaremos el margen de utilidad del acuerdo al método de explotación. En la Tabla N° 3.10 se muestra el cálculo del costo de operación del método de Tajeo por Subniveles usando Taladros Largos. Para este análisis, se ha tomado en cuenta el uso de un Jumbo electrohidráulico, una longitud de perforación de 13.0 mts, 1 Scoop Diesel a control remoto de 3.5 yd³ y una producción diaria de 500 TCS.

Se considera un 25% adicional por imprevistos y considerando una voladura secundaria mayor en este método de explotación.

Costo de Operación Método Tajeo por Subniveles con Taladros Largos	
Costo preparación	0.70
Perforación	0.60
Voladura	0.37
Sostenimiento	0.00
Transporte	1.39
Costo de Explotación	3.06
Costo de Explotación +25%	3.82
Costo de Procesamiento	6.10
Costo de Energía	2.80
Costos Administrativos	9.00
Costo Total	21.72

Tabla N° 3.10: Costo de Operación según el método Tajeo por Subniveles usando Taladros Largos

Para hallar el costo de operación en el método Corte y Relleno, se realizó una evaluación de la preparación y explotación de la Veta Ramal Techo.

El resumen del análisis se muestra en la Tabla N° 3.11, para este análisis, se ha tomado en cuenta el uso de tres perforadoras Jackleg, una altura de corte de 2.40 m. y una longitud de perforación de 8 pies, 1 Scoop eléctrico de 3.5 yd³ y una producción diaria de 250 TCS, como se nota en el Cuadro N° 11 en el método de Corte y Relleno Ascendente lo que incrementa más el costo de operación es el sostenimiento que tiene que realizarse con Split sets y mallas en toda la periferia del tajo, además el relleno provendrá de los avances de la profundización de la Rampa 626 a un ritmo de 200 metros por mes con una sección de 3.5 x 3.5 m la cual nos proveerá 2450 metros cúbicos de relleno mensual.

Costo de Operación Método Corte y Relleno	
Costo preparación	0.49
Perforación + Voladura	3.60
Sostenimiento	7.58
Transporte	1.39
Costo de Explotación	13.06
Costo de Explotación +20%	15.68
Costo de Procesamiento	6.10
Costo de Energía	2.80
Costos Administrativos	9.00
Costo Total	33.58

Tabla N° 3.11: Costo de Operación según el método Corte y Relleno

Por lo tanto, de acuerdo a los costos operativos hallados por los dos métodos de explotación, se obtiene el margen de utilidad en la siguiente tabla:

MARGEN UTILIDAD POR TCS	
TALADROS LARGOS	US \$/TCS
Costo Operativo	21.72
Valor Mineral	55.17
<i>Margen Utilidad</i>	33.45
Corte y Relleno	US \$/TCS
Costo Operativo	33.58
Valor Mineral	62.36
<i>Margen Utilidad</i>	28.78

Tabla N° 3.12: Margen de Utilidad según Método de Minado

Por lo tanto, usando el método de Tajeo por Subniveles con Taladros Largos obtenemos 4.67 US \$/TCS más de utilidad que si usáramos el método de Corte y Relleno.

Para terminar nuestro análisis evaluaremos el Valor Presente Neto por cada método de explotación para seleccionar definitivamente nuestro método de explotación a utilizar.

El Valor Presente Neto (VPN) es el método más conocido a la hora de evaluar proyectos de inversión a largo plazo. El Valor Presente Neto permite determinar si una inversión cumple con el objetivo básico financiero: MAXIMIZAR la inversión.

El Valor Presente Neto permite determinar si dicha inversión puede incrementar o reducir el valor de la empresa. Ese cambio en el valor estimado puede ser positivo, negativo o continuar igual. Si es positivo significará que el valor de la firma tendrá un incremento equivalente al monto del Valor Presente Neto. Si es negativo quiere decir que la firma reducirá su riqueza en el valor que arroje el VPN. Si el resultado del VPN es cero, la empresa no modificará el monto de su valor.

En la Tabla N° 3.13 se resume el Valor Presente Neto por método de explotación, obteniéndose 2'050,260 US \$ más si explotamos la zona de Ramal Techo usando el método de tajeo por subniveles con taladros largos en vez de usar el método de Corte y relleno Ascendente con relleno detrítico.

Valor Presente Neto Según Método de Minado	
Método	Dólares (\$)
Tajeo de Subniveles con Taladros Largos	7'967,277
Corte y Relleno	5'917,017
Margen Utilidad	2'050,260

Tabla N° 3.13: Valor Presente Neto según Método de Minado

Como vemos, esta diferencia es el resultado del mayor ritmo de producción diario (250 TCS/día más) usando Tajeo por Subniveles con Taladros Largos que usando corte y relleno.

La explotación del Tajeo por Subniveles con Taladros Largos es más rentable pues el período de recuperación de la inversión es menor que usando Corte y relleno.

Además es un método más seguro porque el personal no está expuesto directamente en la explotación.

Por otro lado, en el caso de la productividad, su objetivo es la extracción del mineral a un mejor costo. En la Tabla N° 3.14 se compara la productividad de la explotación según método de minado. Como se observa, la productividad (ton/hombre-guardia) es más baja en condiciones normales usando Corte y Relleno que usando tajeo por subniveles con taladros largos.

Método de Minado	Productividad t/h-g)	
	Normal	Alta
Cámaras y pilares	30 - 50	50 - 70
Hundimiento por subniveles	20 - 40	40 - 50
Hundimiento por bloques	15 -40	40 - 50
Tajeo por subniveles	15 - 30	30 - 40
Corte y relleno	10 - 20	30 - 40
Almacenamiento provisional	5 - 10	10 - 15
Estibación por cuadros	1 - 3	

Tabla N° 3.14: Productividad según Método de Minado

La Tabla N° 3.15 muestra la productividad que tendrá la Veta usando Tajeo por Subniveles con Taladros Largos y Método de Corte y Relleno.

Productividad TCS/(h-g)		
	Tajeo por Subniveles con Taladros Largos	Corte y relleno
TCS/Día	500	250
Tareas/Día	12.5	17.5
TCS/(h-g)	40.00	14.29

Tabla N° 3.15: Productividad

Por lo tanto, usaremos el método de Tajeo por Subniveles con Taladros Largos para explotar la zona de la Veta Ramal Techo de la Mina Ticlio.

3.4. Ley mínima de corte

Actualmente nuestro costo de operación está en 35 \$/TCS incluyendo depreciación y amortización. Decidido el método de explotación de minado y el costo operativo para el proyecto, determinaremos la ley mínima de corte de nuestro proyecto.

La ley mínima de corte será la ley de Ag que posea un valor económico que permita cubrir los el costo operativo del proyecto. Este valor está en función de la recuperación metalúrgica en Planta, el % pagable de concentrado por contrato y el precio del metal en el mercado. Para determinar dicho valor, se utilizan las equivalencias de la ley de Pb y Zn con respecto a la Plata. En la Tabla N° 3.16, se detalla la simulación hecha para determinar la ley de corte. Se observa que con una ley de 6.4508 OzAg-Eq/TCS, obtenemos un valor de mineral de 21.72 US \$/TCS que cubriría nuestro costo de operación. Es decir, el mineral es rentable a partir de una ley de 6.4508 OzAg/TCS.

Ley Plata Equivalente	Valor Mineral (US \$/TCS)	Ley de Corte OzAg/TCS	Valor del Mineral
6	20.20	6.4508	21.72 \$/TCS
7	23.57		
8	26.94		
9	30.30		
10	33.67		
11	37.04	10.395	35.00 \$/TCS
12	40.40		
13	43.77		
14	47.14		
15	50.51		
16	53.87		
17	57.24		
18	60.61		
19	63.97		
20	67.34		

Tabla N° 3.16: Determinación de la Ley de Corte

3.5. Método Corte y Relleno Ascendente “Over Cut and Fill”

Este método consiste en sacar el mineral por rebanadas horizontales en sentido ascendentes, desde la galería de fondo. Una vez volado se extrae completamente de la cámara, a través de unos coladeros, efectuándose, a continuación, el relleno del hueco creado con estériles, con lo que se consigue crear una plataforma de trabajo estable y el sostenimiento de los hastiales. El material de relleno puede ser el escombros procedente de las labores de preparación mezclado con agua y/o cemento.

El método de Corte y Relleno Mecanizado se refiere al empleo de maquinarias de gran capacidad y avanzada tecnología para alcanzar mayor de seguridad para el personal y equipos, mayor productividad y menores costos. El grado de mecanización depende del uso del relleno: hidráulico, hidroneumático o sostenimiento de tajeos con pernos o cables de anclaje.XX

Sus ventajas son recuperación cercana al 100%, seguro, buena ventilación, facilidad de cambio de método y alto grado de mecanización si se desea.

Sus desventajas son el costo elevado de explotación, bajo rendimiento por la paralización como consecuencia del relleno y requiere mano de obra en actividades no productivas.

3.5.1. Condiciones de Diseño

El método de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características: fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación; características físico-mecánicas del mineral; roca de caja relativamente mala y potencia moderada.

Actualmente es utilizado en vetas angostas de buena ley.

Método de minado	Cut and Fill	
	Aceptable	Óptimo
Geometría del Yacimiento		
Forma	Cualquiera	Tabular
Potencia	Cualquiera	> 3.0m
Buzamiento	> 30°	> 60°
Tamaño	Cualquiera	Cualquiera
Regularidad	Cualquiera	Regular
Aspectos Geotécnicos		
Resistencia (techo)	> 30 MPa	> 50 MPa
Resistencia (mena)	s/profundidad	> 50 MPa
Fracturación (techo)	Alta - Media	Media - Baja
Fracturación (mena)	Media - Baja	Baja
Campo tensional in-situ (profundidad)	Cualquiera	< 1000m
Comportamiento tenso-deformacional	Elástico	Elástico
Aspectos Económicos		
Valor Unitario de la mena	Media - Alta	Alto
Productividad y ritmo de explotación	Media - Baja	N.A.

Tabla N° 3.17: Características principales del método Corte y Relleno

Fuente: Universidad de Chile

3.5.2. Sostenimiento

Se realiza el reforzamiento con algún tipo de sostenimiento natural o artificial, en tal sentido para el cumplimiento de este plan es muy importante tener los recursos (suministros, equipos y personal calificado) más adecuados y prevenir requerimientos futuros.

3.5.3. Preparación

GALERIAS

Una galería principal (inferior) de transporte emplazada a lo largo de la base del caserón y una galería superior ambas conectadas entre ellas por dos chimeneas.

CHIMENEAS

En los extremos del block se llevan los caminos pegados a los Chuts (Chut y camino); que sirven para el acceso de material, personal y ventilación, al mismo tiempo delimita el block mineralizado o sino se corre una chimenea en la parte central del block que servirá para la ventilación y acceso de relleno a utilizar.

SUBNIVEL de corte inicial (Under Cut)

A partir de éste se inicia la rotura del mineral en sentido ascendente, hasta llegar al nivel superior donde se deja un puente de 3 ó 4 metros. El sub-nivel se construye dejando a 3m de la galería principal (nivel de transporte) un puente sobre la galería (Chut y camino) hasta comunicar las 2

chimeneas de doble compartimento. En la parte central se construye una chimenea que va a servir para la ventilación y como echadero de relleno.

3.5.4. Explotación

Después de las labores de preparación se inicia la rotura del tajeo a partir del subnivel, sacando el corte en la parte central del tajeo con la finalidad de mantener el siguiente ciclo: Perforación – Voladura – Ventilación – Limpieza – Relleno.

3.5.4.1. Perforación

La perforación se realiza con máquinas Jack-Leg y Stoper, haciendo un promedio de 20 taladros por día, con barrenos de 5 pies (juego). Aunque, actualmente existen métodos de perforación mecanizado como el Raise Bore y otros.

Jack-Leg: Utilizado para perforaciones horizontales, poseen un dispositivo de empuje, es decir, una pala neumática que permite inclinar la máquina hasta un ángulo bastante pronunciado. Utilizado en chimeneas y tajeos.

Stoper.- Esta máquina está diseñada para hacer perforaciones verticales o con pendiente muy pronunciada; en chimeneas esta máquina es insustituible.

Son usados dos sistemas diferentes de perforación, siendo el minado más común la perforación vertical, pero su inconveniente es que la altura del tajeo se va aumentando en promedio a 7.5m cuando el mineral es extraído. La voladura crea un techo escabroso y esto

dificulta el control del techo y es potencialmente peligroso para el operador minero. A menos que la superficie escabrosa este recortada con voladura controlada.

Una alternativa de la voladura vertical son los taladros horizontales, el mineral es perforado con la técnica “breasting” el tajeo es rellenado en lo posible con relleno hidráulico. La perforación se puede desarrollar con jumbos, el tamaño del área es limitado para que pueda ser perforado desde la cara libre y esto es mucho más pequeño que el área resultante de los taladros verticales.

El área disponible para realizar la perforación influye mucho en la eficiencia de los equipos, así en perforación horizontal, la cara de perforación ofrece varias ventajas sobre la perforación vertical entre ellos:

- Los taladros son horizontales y el techo volado deja una superficie lisa o lisa, además se puede controlar fácilmente el techo.
- La cara frontal permite una perforación selectiva donde los materiales de baja ley pueden ser dejados en el tajeo como relleno.
- Permite ajustar el plan general del tajeo, así para extraer la mineralización existente en las cajas irregulares.

3.5.4.2. Voladura

Para la voladura, se utilizan dinamitas de diferentes fábricas, ANFO, emulsiones, etc. Como accesorios de voladura son

utilizados fanel, nonel, mecha lenta, cordón detonante, fulminantes, conectores, etc.

El trazo de la malla de perforación influye en la fragmentación del mineral así como la densidad de la carga explosiva, secuencia de iniciación y otros parámetros.

3.5.4.3. Acarreo y Transporte

El transporte es una de las operaciones unitarias más importantes. La forma del tajeo condiciona la limpieza que influye en estas dos operaciones: acarreo y transporte. En general las distancias son de acuerdo al radio de rendimiento de cada equipo de acarreo y transporte en muchas minas. Solamente en caso de vetas angostas (tajeos largos) se puede contemplar dos equipos distintos. Lampeo directo a mano: Al armar las tolvas los “ore pass”, echaderos simples y en gran número se puede suprimir todo el transporte y acarrear el mineral a mano, directamente a echaderos, esto se puede admitir en potencias horizontales de 25m, echaderos a cada 5-7m, colocados al centro del tajeo en caso de método convencional.

Con carro minero a mano o mecánico: Es ventajoso instalar una vía de riel, poner el mineral en carro y llevar este vagón hasta el echadero más próximo pudiendo acarrear hasta 40 metros en promedio. La introducción de una pala mecánica sobre vía mejora la velocidad de carguío.

Pala con tolva o pala auto vagón sin vía: El interés de este procedimiento es la ausencia de vías, cables; estos equipos son

particularmente usados en el transporte y son bien adaptados a los tajeos de corte y relleno.

Rastrillaje: los winches usados hasta de 13 HP dependiendo del volumen del mineral. Los equipos de 3 tamboras son usados en tajeos de gran dimensión. Para potencias de 2-6m se usan tambores de 2 tamboras.

La geometría de los tajeos limita el uso del rastrillaje, pero éste sobre relleno no satisface su uso ya que hay que tener bastante cuidado de no diluir el mineral.

Transporte mecanizado: en el método mecanizado se usan equipos LHD eléctricos o diesel para acarreo hacia “ore pass”, luego pueden emplearse para la extracción volquetes de bajo perfil y evacuarse por medio de piques hacia la superficie.

También, el mineral se extrae con Scoops eléctricos, su capacidad varia de acuerdo a la producción deseada, a continuación vemos una tabla con los rendimientos para cada Scoop.

Rendimiento de Scoop	
Densidad de mineral roto	2.33 T/m ³
Distancia máxima de acarreo	50 m
Rendimiento Scoop 1 yd ³ /h	19.43 TM
Rendimiento Scoop 1.5 yd ³ /h	29.14 TM
Rendimiento Scoop 2.5 yd ³ /h	48.57 TM
Rendimiento por guardia Scoop 1 yd ³	117 TM
Rendimiento por guardia Scoop 1.5 yd ³	175 TM
Rendimiento por guardia Scoop 2.5 yd ³	291 TM

Tabla N° 3.18: Rendimiento de Scoop para acarreo

3.5.4.4. Relleno

El relleno se comporta como un soporte, después de explotar el mineral es necesario rellenar el área de manera que quede compacto para continuar el trabajo. El objetivo es que no afecte a otras áreas de trabajo, evitando el hundimiento y otros efectos tectónicos y más aún para buscar seguridad en la explotación a medida que va profundizándose la labores, las presiones son mayores.

En el minado subterráneo existen tres tipos de relleno: convencional, hidráulico e hidroneumático.

- **Relleno Convencional:** compuesto en un 40% por material estéril y un 60% son depósitos naturales de grava de superficie.

La distribución del relleno en el tajeo es muy laborioso, llegándose a consumir hasta un 30% del tiempo del personal del tajeo y en muchos casos el piso no es uniforme, como consecuencia existe una pérdida de mineral por dilución.

- **Relleno hidráulico:** El relleno hidráulico es una mezcla de relave cicloneado con el agua o bien arenas glaciares con agua y la pulpa es transportada mediante tuberías accionadas por bombas o por gravedad a las labores.

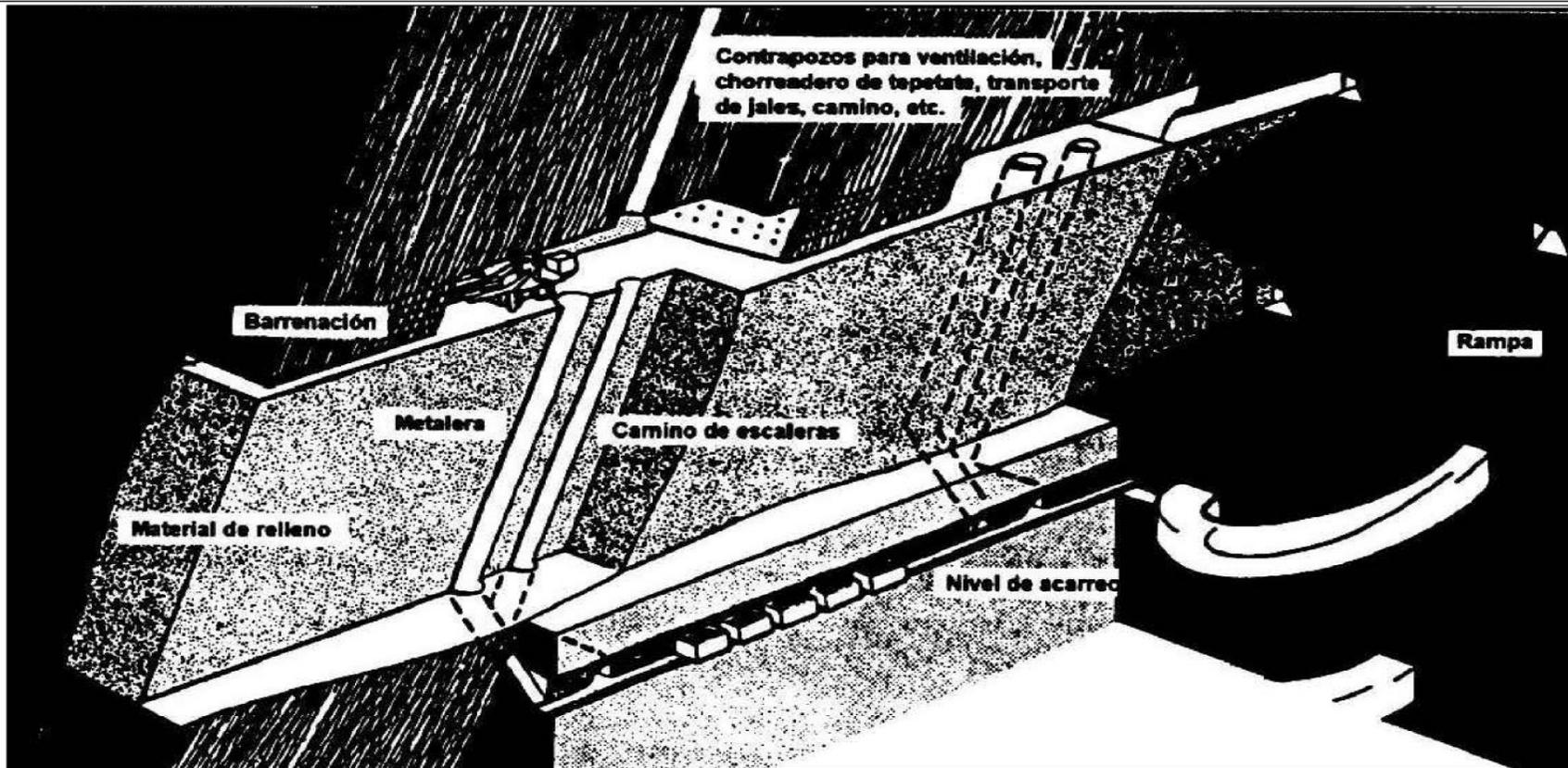
Ventajas:

- El relave como material se halla en forma gratuita

- Es más eficiente, económico y veloz.
- La adición de cemento en la capa superior reduce la capa del mineral con el relleno.
- Flexibilidad en las técnicas mineras permitiendo transformar el método de baja eficiencia a métodos eficientes.

Desventajas:

- Alta inversión inicial.
 - Mayor volumen de agua al interior de la mina, requiriendo bombeo.
 - Si la percolación no es adecuada crea el fenómeno del embudo, ocasionando derrumbes.
 - Cuando en el relave exista gran cantidad de pirita se elevara la temperatura y producirá anhídrido sulfuroso, pudiendo provocar incendios.
- **Relleno hidroneumático:** Similar al relleno hidráulico, usándose para el transporte tuberías de metal. El relleno hidroneumático consiste en enviar material chancado. Puede mezclarse con cemento y agua, preparado en mezcladoras para este fin. Se utiliza una bomba neumática para enviar a los tajeos con alta presión de aire y rellenar los espacios vacíos.



ESQUEMA DE REBAJE DEL METODO DE CORTE Y RELLENO

	UNIVERSIDAD NACIONAL DANIEL ALCIDES CARRIÓN FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE MINAS		
	TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS		
Tesis: "COSTOS OPERATIVOS EN LA ZONA DE LA VETA RAMAL TECHO DE LA MINA TICLIO - U.E.A. YAULI DE LA COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A."			
Presentado por: Bach. Stefanny Cristina MARTINEZ CUSTODIO			
Título: ESQUEMA DE REBAJE DEL METODO CORTE Y RELLENO		Fecha: Julio - 2017	
Fuente: Manual para la Elección de Métodos de Minado		Escala: S/E	
			

Figura N° 3.1: Esquema de Rebaje de Corte y Relleno

3.6. Método Tajeo por Subniveles con Taladros Largos “Sublevel Stoping”

El Tajeo por subniveles (Sublevel Stoping, Blasthole o Longhole Stoping) con taladros largos es un método de minado de alta producción aplicable: “a cuerpos o vetas extensas, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádicos o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad”.

Este método requiere una fuerte inversión en la etapa de preparación, aunque dicho costo es compensado por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral.

Los rangos de producción son de 15 a 40 ton/hombre-guardia y el tajeo puede producir encima de 25,000 ton/mes.

VENTAJAS:

- Manejable con la mecanización, y por lo tanto los tajeos son de alta eficiencia, llegando a 110 ton/hombre-guardia en grandes tajeos.
- Moderado - a muy alto ritmo de producción, con tajeos individuales que producen encima de 25,000 toneladas / por mes.
- Seguridad en el manejo y facilidad para ventilar.
- Recuperación de mineral superior al 90%, dilución generalmente hasta por debajo del 20%.

- Los tajeos pueden ser perforados mucho más adelante que los taladros sean disparados y volados dependiendo que el equipo esté disponible.

DESVENTAJAS:

- Requiere alta inversión de capital.
- El método no es selectivo y requiere que la mayor parte del cuerpo sea mineral. Las variaciones en la caja piso o caja techo son difíciles de arreglar.
- Llega a ser ineficiente en bajas pendientes donde se puede esperar que la dilución aumente.
- Cuando se realizan excesivas voladuras secundarias, los humos pueden dirigirse dentro de los tajeos.

3.6.1. Características Geomecánicas

El cuerpo de mineral requerido para este tipo de tajeo debe ser: regular, grande, fuerte a medianamente fuerte, y competente, y la roca encajonante debe auto sostenerse.

Los esfuerzos de la roca varían pero debe tener un esfuerzo mínimo de 8,000 psi (55 Mpa).

La pendiente del cuerpo de mineral y de la roca encajonante debe ser tal que esto exceda el ángulo de reposo del mineral roto, que permita el flujo por gravedad del mineral volado por los puntos de carguío y las tolvas.

Los cuerpos de mineral deben tener un mínimo de 6 metros de potencia para permitir el uso eficiente de la voladura de taladros

largos. Los cuerpos de mineral menores a 6 metros de potencia tienen un costo más alto por tonelada de mineral debido a la menor producción por disparo, y cuando las potencias son menores a 1.5 metros la maniobrabilidad de la perforación total son difíciles para lo cual se recurrirán a ciertos métodos de perforación (Boshkov y Wright, 1973; Hamrin, 1982).

El método de tajeo por subniveles con taladros largos es usado en profundidades de hasta 900 metros (Misra, 1983).

Parámetros de diseño geomecánico y operacional de Sub level Stoping		
Ancho de veta		2.5m
Buzamiento		71°
Dilución		33.44%
Ancho de minado		3.76m
Recuperación minera		84%
Reservas geológicas		103,805.47 t
Reservas minables		116,359.41 t
Leyes geológicas	Ag	4.52 Oz
	Au	0.012 Oz
	Pb	0.38%
	Zn	0.36%
Leyes minables	Ag	3.39 Oz
	Au	0.009 Oz
	Pb	0.28%
	Zn	0.27%
Ritmo de Producción		8,950.00 t/mes
Vida de tajo		13.00 meses
Altura de tajo		50.0 m
Longitud de tajo		260.0 m
Número de tajos		1
Nivel base		642
Nivel superior		710
Altura entre niveles		50 m
Número de subniveles		1
Altura entre subniveles		20 m
Altura de pilar de rumbo		8 m
Ancho de pilares de buzamiento		0 m
Distancia entre pilares de buzamiento		0 m
Distancia efectiva explotación - By Pass		13 m

Tabla N° 3.19: Parámetros de diseño Geomecánico y Operacional del Sublevel Stoping

3.6.2. Operaciones

3.6.2.1. Perforación

Para iniciar el proceso de perforación de los taladros de producción, se deben tener en consideración:

- Perforabilidad y geología estructural del macizo rocoso
- Tamaño de fragmentación requerida
- Diámetro del taladro y longitud del taladro
- Orientación y espaciamiento entre taladros
- Desviación de perforación.

Estos factores determinan el tipo de máquina perforadora así como el diseño de la malla de perforación de los taladros largos.

Es importante el control del % de desviación de los taladros que debe estar en un rango de 2 % como máximo. También es importante controlar las irregularidades en la perforación como taladros perforados fuera del diseño, taladros desviados y los taladros cortos. El mineral presenta una dureza moderada. La fragmentación del mineral proyectado es que el 80 % del mineral roto se encuentre por debajo de 7pulg.

Elementos

Galería de Perforación: La sección de estas galerías pueden ser 4x4 - 5x4 - 6x4 respectivamente, siempre separados por pilares.

Galería de Transporte: Estas son construidas en forma simultánea con la galena con la galena under cut. Las que además son paralelas entre sí, interceptadas por los correspondientes cruceros de evacuación de mineral.

Galería Undercut: Esta galería es de sección 4x4 m. y es construida en forma simultánea a la galería de transporte.

Chimenea V.C.R: Las chimeneas del tipo V.C.R. (Vertical Cráter Retreat) de sección 2,5 x 2,5 m², son construidas para crear la cara libre de un determinado cuerpo en producción.

Características para Perforación	
Equipo	Jumbo Mercury
Longitud de Perforación	13 m
Diámetro taladro	64 mm
Dirección perforación	Vertical y en abanico
Subniveles de perforación	Gal. 775, S/N-1,S/N-2
Espaciamiento malla	1.5 mts
Burden malla	2.0 mts
Fragmentación mineral (P80)	17.8 mm
long prom perforación	13.00 mts
Desviación taladros	2%
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilidad Efectiva	75%
Estado Jumbo	Buen estado.

Tabla N° 3.20: Características para la perforación de la zona Ramal Techo
Asimismo, se consideran las siguientes variables de control para la perforación:

Variables de control en la etapa de Perforación	
Días trabajados/mes	28
Longitud del barreno	1.5
Taladros perforados/odia	8
Taladros perforados/día	16
Metros perforados/día	208
Metros perforados/mes	5824
Trabajadores por guardia	2
Horas nominales	8
Tiempo total de perforación/tal (13 m)	45
Velocidad de perforación (m/min)	0.29
Toneladas/metro perforado	11.7
Costo de perforación (US \$/TCS)	0.6

Tabla N° 3.21: Variables de Control en la etapa de Perforación
La relación entre toneladas perforadas y toneladas acarreadas diarias se encuentra dentro del rango eficiente de trabajo. Se está

perforando diario 16 taladros o 2,433.6 ton diarias y el ritmo de explotación es 500 toneladas diarias.

Se consideran 28 días de trabajo del equipo de trabajo continuo y 2 días de mantenimiento y reparaciones. El costo de perforación es 0.60 US \$/TCS en el cual se incluye el costo de pago por el equipo que es 72.5 US \$/hora, las brocas, las barras, el shank y la grasa usada.

PARAMETROS DE DISEÑO	
Altura para la perforación	4.50 metros
Geometría de la malla	Rectangular.
Diámetro de perforación	2 1/2"
Burden promedio	1.50 metros
Espaciamiento promedio	2.00 metros
Tipo de perforación	Roto-percusión

Tabla N° 3.22: Parámetros de Diseño

Equipo de perforación: Jumbo TAMROCK modelo Mercury.

Especificaciones Técnicas de la Perforadora	
Modelo	HL - 500
Frecuencia de Impactos	57 – 59 Hz
Presión de Percusión	175 – 210 bares
Poder de Impacto	15 – 19 k W
Peso	135 Kg

Tabla N° 3.23: especificaciones Técnicas de la Perforadora

Para la perforación de los taladros largos se utilizó la siguiente columna de perforación con la perforadora HL 300:

- Shank Adapter T-38 HL500S
- Barras MF T-38
- Brocas de botones de 2 ½ “de diámetro.
- Adaptador piloto T-38 conicidad 12
- Broca escareadora T-38 de 4” de diámetro.

Los rendimientos promedio de los aceros de perforación son:

- Shank adapter con 11,000 metros en promedio

- Barras MF con 11,000 metros en promedio.
- Broca de botones con 7,500 metros en promedio
- Adaptador piloto con 13,000 metros en promedio.
- Broca escareadora con 13,000 metros en promedio

En la perforación del cuerpo mineralizado, los taladros de producción se realizaron en forma ascendente, los taladros que van al centro del cuerpo mineralizado se perforan con 0o en el clinómetro (verticalmente) y los taladros del contorno del cuerpo mineralizado, se perforaron según la inclinación del cuerpo para aprovechar la óptima recuperación de mineral.

Las longitudes de los taladros de todos los subniveles varían, estos son perforados hasta llegar a la caja y de esta manera se controla la dilución en la perforación. En este punto es adecuado hacer perforaciones con sondajes para que tengamos mayor información y se perfora en forma eficiente y económica Para obtener una adecuada perforación hay que tener en cuenta lo siguiente:

- Correcta limpieza de las áreas a perforar y señalización.
- Colocación de puntos a perforar y las correspondientes elevaciones y direcciones por el Departamento de Topografía
- Precisión de perforación (Control de la perforación).

- Correcta inclinación de los taladros.
- Cumplir con las longitudes de perforación requerida.
- Marcado del taladro después de la perforación.

Todos estos puntos deben ser revisados con una hoja de control de perforación en el cual se indiquen los taladros, los pies perforados, indicando los pies de mineral y los pies de estéril, las fallas, fracturas, fisuras. Angulo de inclinación, número de barras a perforar.

La malla de perforación se ha determinado en función al modelo matemático de Pearse y Langefors. De ambos resultados, se tomó el mayor valor de burden. En la Tabla N° 3.24 y Tabla N° 3.25 se detalla la obtención del burden y espaciamiento. La malla de perforación sería reajustada en función a la evaluación de la fragmentación y dilución del mineral desde el disparo de las 2 primeras filas de taladros.

Diseño de la malla de Perforación y Voladura para Taladros Largos	
Modelo matemático de Pearse BURDEN	
Parámetros geomecánicos	
Parámetros de perforación	
Características del explosivo	
Parámetros	
RQD	Índice de calidad de la roca
JSF	Factor de reducción de esfuerzos
ERQD	RQD x JSF
K	1.96-0.27 ln ERQD
PD	Presión de detonación del explosivo
RD	Resistencia dinámica de la roca
D	Diámetro del taladro (pulgadas)
Burden = $(Kx(D.taladro)/12)x(PD/RD)^{1/2}$	

RQD	75
JSF	0.5
ERQD	37.5
K	0.981
PD	3800 Mpa
RD	86 Mpa
D	2.5 Pulg.
B=1.359 m	B=1.5m

Tabla N° 3.24: Diseño de Malla de perforación y voladura para taladros largos según Pearse

Diseño de la malla de Perforación y Voladura para Taladros Largos	
Modelo matemático de Langefors	
$B_{max} = D/33x((dc \times PRP)/(c \times f \times E/B))^{1/2}$	
Bmax	Burden máximo en m
D	Diámetro del taladro en mm
c	Constante de roca
Dureza de la roca	Constante de la roca
Intermedia	0.3 + 0.75
Dura	0.4 + 0.75
f	factor de fijación
Dureza de la roca	Constante de la roca
Vertical	1.00
Inclinado, 3:1	0.90
Inclinado, 2:1	0.85
E/B	Relación entre el espaciamiento y el burden.
d/c	Densidad de carga, en g/cm ³
PRP	Potencia relativa en peso del explosivo
L	Longitud del taladro
D	Diámetro del taladro
B práctico	$B_{max} - (2 \times D) - (0.02 \times L)$
$B_{max} = 1.845 \text{ m}$	
D	64 mm
c	1.05
f	1
E/B	1
dc	0.95 gr/cm ³
PRP	1
L	13 m
D	0.0635 m
$B_p = 1.46 \text{ m}$	
E	(1 a 1.46 m) x B
B	Burden (m)
E	Espaciamiento (m)
$E = 2.0 \text{ m}$	

Tabla N° 3.25: Diseño de Malla de perforación y voladura para taladros largos según Langefors

3.6.2.2. Voladura

La selección de los explosivos apropiados para la voladura, está relacionado a:

- Tipo de fragmentación de mineral requerido
- Diámetro de taladro de perforación
- Burden y espaciamiento de malla de perforación
- Condiciones geológicas presentes
- Dureza del mineral

La fragmentación, el diámetro de taladro y la malla de perforación se determinó en la etapa previa de perforación. No hay presencia de fuertes filtraciones de agua en el área de trabajo. Asimismo, la roca es dura (86 Mpa de resistencia a compresión) y no hay presencia de cavidades naturales ni fallas fuertes que dificulten la etapa de carguío de taladros. En la Tabla N° 3.26, se detalla la información de la etapa de voladura.

Detalle de etapa de Voladura	
Equipo	Cargador neumático de anfo (JET-ANOL)
Carga por taladro	1 booster pentolita 1/3 libra
	33.094kg de ANFO
Factor de carga	0.24 Kg/TCS
Control salidas taladros	Retardos Fanel de 25 mseg de 20 metros (Per. corto)
Fragmentación mineral (P80)	17.8 mm
Costo de voladura (US\$/TCS)	0.374

Tabla N° 3.26: Voladura en la zona Ramal Techo

Se observa en el cuadro que el costo de voladura es 0.374 US \$/TCS en la cual 0.21 US \$/TCS corresponden a los explosivos y accesorios y 0.164 corresponde a la mano de obra para disparar 8 taladros en

una guardia con 4 personas que se incluyen el personal que suministra los explosivos y accesorios y los que cargan los taladros. Para el carguío de los taladros se utiliza una cargadora JET-ANOL que inyecta neumáticamente el ANFO a través de una manguera antiestática y rígida hasta el fondo del taladro con el objetivo de mejorar el confinamiento del ANFO y de esta forma aprovechar la máxima potencia y energía del explosivo. Agente de voladura y accesorios utilizados para el carguío.

Agente de voladura y accesorios en el carguío:

- Anfo
- Booster 1/3 libra
- Fulminante no eléctrico MS de 20m. (de diferentes retardos)
- Cordón Detonante (3P)
- Guía de seguridad (Carmex)
- Mecha rápida

CARGUÍO

El carguío se realiza tapando los taladros que hayan comunicado con un saco de yute el cual permitirá que la energía del explosivo no se libere, luego se procede a introducir el cebo el cual es un booster de 1/3 lb, por la parte inferior o superior, se carga el taladro con el anfo a una presión de 65 PSI, de tal manera que el ANFO pueda confinarse, después de haber cargado la longitud requerida de anfo en el taladro, se procede a colocar el segundo cebo siguiendo el mismo procedimiento como se observa en los gráficos de carguío,

dejando un espacio sin cargar que es rellenado con un taco de arcilla de 1.50 metros a 2.0 metros. Se continúa haciendo pruebas para hacer más eficiente este carguío con la cantidad de cebos adecuados y cantidad de carga adecuada con el uso de equipos que detectan las ondas de detonación de cada taladro y dan un mejor uso de los explosivos y accesorios.

DISEÑO DEL CARGUÍO EN LA VETA RAMAL TECHO

La siguiente figura nos muestra la distribución de carga explosiva:

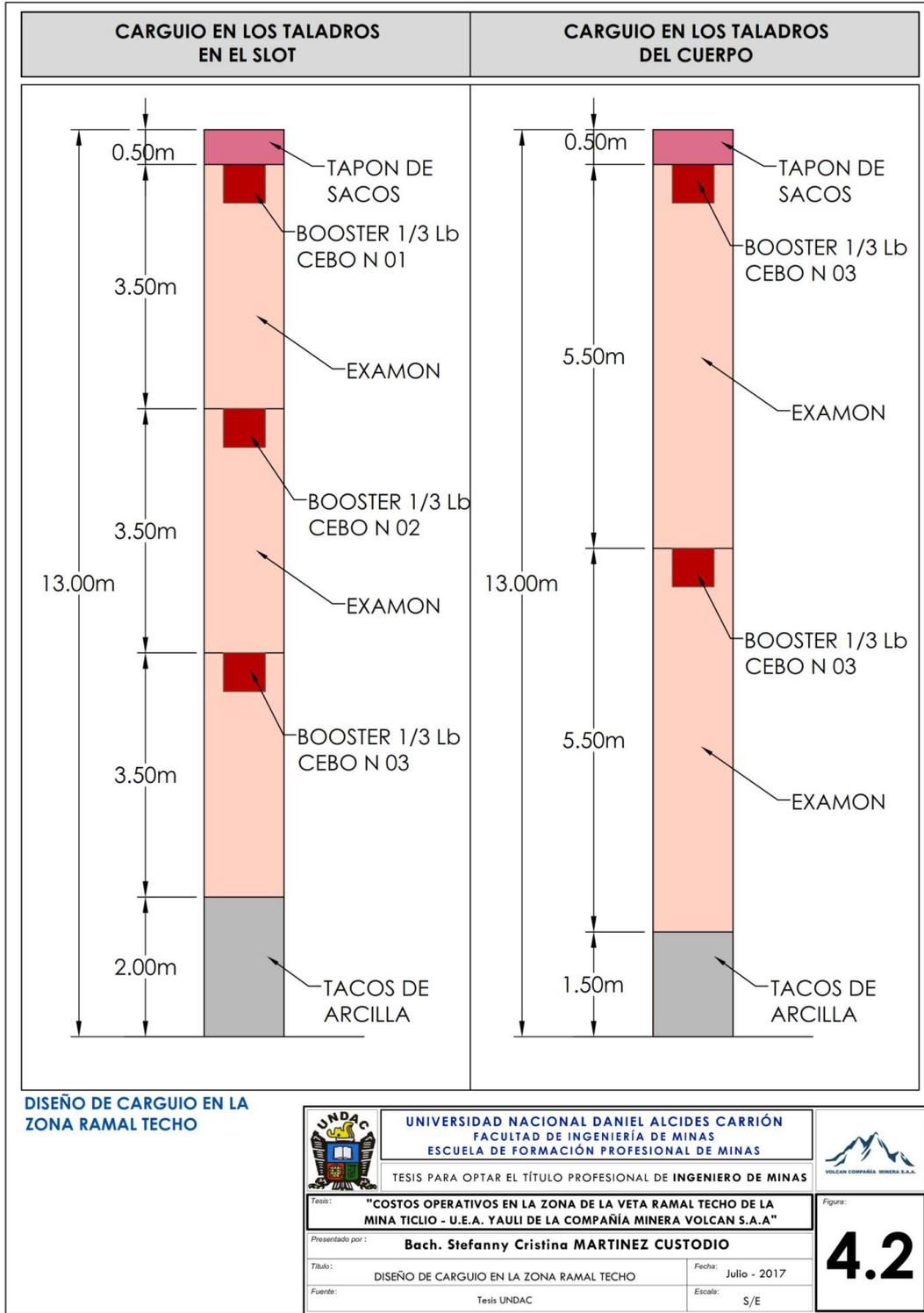


Figura N° 3.2: Diseño de carguío en la zona Ramal Techo

La fragmentación obtenida después del disparo es:

35 % de 0 a 5 cm.

40 % de 5 a 10 cm

10 % de 10 a 20 cm

15 % mayor de 20 cm

3.6.2.3. Acarreo de Mineral

El acarreo de mineral se está realizando con un Scoop de 3.5 yd³ Diesel a control remoto. El acarreo de mineral se realizara por el nivel 060 desde la ventana 1 a la ventana 13 al echadero principal que se encuentra en la parte intermedia del tajeo.

Características del equipo de acarreo SCOOPTRAM DE 3.5 yd ³	
Motor	Diesel
Cap. Cuchara	3.5 Yd ³
Espojamiento mineral	63.62%
1 yd ³	0.765 m ³
Densidad mineral	3.00 TCS/m ³
Factor llenado cuchara	85%
Capacidad por cuchara	4.17 TCS

Tabla N° 3.27: Características del equipo de acarreo

Notamos que con factor de llenado del 85% un scoop de 3.5 yd³ tiene una capacidad promedio de 4.17 TCS/cuchara.

En la siguiente tabla se detallan los índices operacionales que se evaluarán durante la explotación del tajeo. El equipo se encuentra en buen estado mecánico y eléctrico.

Se ha revisado las condiciones electrónicas del sistema a control remoto y se ha capacitado al personal en su manipulación.

El ciclo promedio por cada cuchara es 3 minutos, por lo que para producir 250 toneladas por guardia, se necesita 3.0 horas de trabaja del Scoop en este tajeo y 60 cucharas de mineral, lo que nos da un

rendimiento de 83.4 TCS/hora. Lo cual está en capacidad el equipo de realizar esta limpieza de mineral y realizar la limpieza de otras labores. La tabla N° 3.28 muestra los índices operacionales del Ciclo de Acarreo de mineral.

Índices Operacionales del Ciclo de Acarreo de Mineral	
Índices de Eficiencia	
Disponibilidad Mecánica	80%
Utilización efectiva	75%
Índices de Productividad	
Ciclo de acarreo (min.)	3
Capacidad de acarreo (TCS/hora)	83.4
Índices de Control	
Producción por guardia (TCS/guardia)	250
Horas trabajadas	3
N° cucharas/guardia	60

Tabla N° 3.28: Índices operacionales Ciclo de Acarreo de Mineral

3.6.2.4. Servicios Auxiliares Transporte de mineral

El transporte del mineral se realizará usando camiones de bajo perfil desde el echadero ubicado en el nivel 040 hasta el Nivel 180, lugar donde se encuentra el echadero del Pique Principal. (Master Shaft).

Ciclo de Transporte de Mineral	
Toneladas diarias	500
Toneladas guardia	250
Camión de bajo perfil	18 TCS/Viaje
N° viajes guardia	13.89
Tiempo por viaje	30 minutos
Costo del camión	50 US \$/hora
Camiones MT – 2000	3
Tiempo necesario con 1 solo camión	6.94 horas
Costo por guardia	347.22 US \$
Costo transporte	1.39 \$/TCS

Tabla N° 3.29: Transporte de mineral zona Ramal Techo

Como se observa en la Tabla N° 3.29 el ciclo de transporte de mineral es 30 minutos ya que los camiones de bajo perfil tienen que recorrer aproximadamente 1.5 kilómetros para transportar el mineral.

El ciclo total para cumplir con las 250 TCS por guardia es de 6.94 horas con un solo camión que es equivalente a 13.89 viajes o 2.31 horas usando los 3 camiones, lo que da tiempo de usar los camiones para evacuar desmonte de la profundización y poder sacar mineral de otros tajeos.

Relleno del tajeo

Las grandes aberturas creadas por el tajeo por subniveles típicamente requieren que algún tipo de programa de relleno sea practicado. El relleno incluye roca no cementada y relleno de arena o tierra, relleno de roca cementante, relleno hidráulico cementado, y un material arcilloso de alta densidad o relleno aluvial.

El relleno permite la futura recuperación de los pilares estabilizantes o de soporte.

La recuperación de los pilares permite la recuperación de hasta del 90 % del mineral. El relleno también reduce al mínimo la ocurrencia de hundimiento o subsidencia y permite la redistribución de esfuerzos creado por el ciclo de minado.

Esto a su vez reduce al mínimo la ocurrencia de explosión de roca o estallido de roca. El relleno esta también siendo usado satisfactoriamente eliminar o recuperar pilares intermedios entre los tajeos. En este caso el relleno contiene el suficiente material cementante para formar una unidad que se puede autosoportar. El relleno cementado no es siempre económico, en tales casos la

recuperación de pilar puede no ser práctica, y el relleno es usado para controlar el movimiento de la superficie. (Matikainen, 1981).

Es importante que en las largas aberturas que se generan luego de explotado un cuerpo o veta con taladros largos estas requieran de algún tipo de relleno.

Asimismo, se logra una recuperación del 90% de dichos pilares de mineral. El relleno permitirá en el futuro, la recuperación de los pilares de soporte. Asimismo, el relleno minimiza la ocurrencia de inestabilidad de las cajas y permite la redistribución de los esfuerzos creados por el ciclo de minado.

Agua y aire

Es importante la ubicación de redes de servicios de agua, aire cerca de las labores de preparación y explotación en buenas condiciones, es importante para un inmediato trabajo de los equipos.

En la Tabla N° 3.30 se detallan las compresoras actuales de la unidad y su respectivo caudal. Con estas 5 compresoras abastecen el requerimiento diario de aire comprimido (caudal y presión) en toda la mina.

Características de Compresoras	
3 Ingersoll Rand XLE	
Presión Servicio	90-100 psi
Caudal (Pies3/min)	2500 cfm /cada una
1 Sullair TS-32	
Presión Servicio	115-125 psi
Caudal (Pies3/min)	3500 cfm
1 Sullair 24-KT	
Presión servicio	115-125 psi
Caudal (Pies3/min)	3000 cfm

Tabla N° 3.30: Características de las compresoras

La red de tubería de aire sale de la casa de compresoras con un diámetro de 10" y luego prosigue con 6" y finalmente llega a las labores con un diámetro de 4". El agua llega hasta las labores con un diámetro de 2".

Control de Calidad

El control de la calidad del mineral tanto en las etapas de exploración, desarrollo, preparación y explotación es importante para asegurar que se pueda cumplir con la calidad de mineral que se requiere para abastecer a la planta concentradora.

También el control de calidad del mineral roto es un procedimiento importante para mejorar los parámetros de operación: perforación (espaciamiento, burden, diámetro de taladro, desviación de taladros) o voladura (factor de potencia, sobrerotura de cajas) o control geomecánico (inestabilidad y caída de la roca encajonante), que permitan:

- Informar a la operación para controlar la dilución mineral: el mineral roto será muestreado y evaluada su ley para poder guiar a los operadores sobre el rendimiento de las operaciones unitarias o configuración geométrica de la veta.
- Conciliar las reservas minerales halladas: comparar la ley de explotación con la ley del block de mineral y evaluar el grado de exactitud de cubicación de Geología.
- Tener una base de datos de la ley de producción de mina.

- Comparar la ley de producción diaria con la ley de cabeza para Planta Concentradora.

Dicho control se iniciara en el monitoreo de los detritos de perforación. La información será usada para determinar el comportamiento y distribución de ley de Plata a lo largo de la veta o para determinar zonas de desmonte o “caballos” presentes en el block de mineral.

El ayudante de perforista, apoyado por un personal de Control de Calidad serán los encargados de realizar dicho trabajo.

El trabajo continua en el análisis de dichos detritos o lama en Laboratorio. La información será importante para prever zonas de buena ley, baja ley o desmonte luego de la voladura.

Luego del disparo, se muestrea el mineral de las ventanas y se analizan ambos resultados. Así se evaluarán constantemente la efectividad de las operaciones unitarias.

3.6.2.5. Ventilación

La ventilación permitirá dar seguridad y un lugar adecuado a los trabajadores para que puedan desempeñar sus funciones en la forma más eficaz con todas las condiciones que requieren.

Requerimiento de Aire para Ventilación de la zona Ramal Techo			
REQUERIMIENTO AIRE (según Reglamento Minero)			Caudal (m3/min)
Personal	6 personas/guardia	6 m3/persona/min	36.00
Equipos (scoop)	182 HP	3 m3/HP/min	546.00
Equipos (jumbo)	53 HP	3 m3/HP/min	159.00
Equipos (camión de bajo perfil)	197.5 HP	3 m3/HP/min	592.50
TOTAL (m3/min)			1,333.50
TOTAL (CFM)			47,092.11

Tabla N° 3.31: Requerimiento de aire según reglamento

Se muestra en la Tabla N° 3.31, el requerimiento de aire para zona Ramal Techo, se han considerado que trabajaran 6 personas por guardia, 1 scoop de 3.5 yd³, 1 Jumbo mercury y 1 camión de bajo perfil los cuales requieren 47,092.11 CFM.

Este tajo se está ventilando con el ventilador principal que es de 100,000 CFM y que ventila la mina Socorro. En el monitoreo en este tajeo el caudal fue de 52,460 CFM por lo que no se utiliza ventilación secundaria ya que se encuentra dentro del circuito de ventilación principal.

3.6.2.6. Gestión de Seguridad

El método de tajeo por subniveles es un método seguro de minado por la virtud del diseño. Típicamente los trabajadores mineros trabajan sólo bajo la roca acondicionada que ha sido asegurada mediante pernos de roca, cable y pernos, y soporte artificial. Los mineros no requieren que se trabaje encima del mineral roto. Además, el método es tal que el minado es programado para retirarse de áreas no sostenidas o antes minadas.

La introducción de equipo mecanizado también ha cedido beneficios significativos en la seguridad. Unidades LHD puede ser operada mediante control remoto en áreas donde la roca no es segura o no se autosostiene. La mayor parte de equipos sofisticados de perforación modernos, permiten al operador manejar el equipo a control remoto desde una posición segura.

Siendo una mezcla de métodos de minado, tajeo por subniveles requiere que grandes volúmenes disparados sean realizados para mantener niveles de productividad.

Los grandes flujos de aire, múltiples accesos, y el sistema de piques y chimeneas permiten un muy eficiente sistema de ventilación que mantiene el aire limpio y buenas condiciones de trabajo.

El método de tajeo por subniveles usando taladros largos es un método muy seguro en virtud a su diseño. Normalmente, los trabajadores mineros están expuestos directamente o en contacto directo con la roca, sea para desatar, sostener con split set, split set y mallas, colocar Word Packs o para perforar, cargar, disparar o limpiar la carga.

Bajo este método, el personal no trabaja sobre mineral roto ni corona de mineral sostenida. Asimismo, el personal no ingresa a las zonas donde ya se produjo la explotación del cuerpo o veta.

En la zona de Casualidad, se ejecutarán los subniveles y luego se sostendrán coronas y hastiales. A continuación, ingresa personal de topografía y técnicos de perforación para el marcado de malla. Luego el operador de Jumbo, su ayudante y finalmente el cargador de taladros y su ayudante. En la etapa de producción, ingresa el equipo de acarreo de mineral a control remoto.

La gestión de la seguridad en tajeo por subniveles con taladros largos es eficaz: el tiempo y la cantidad de personal y equipos

expuestos a condiciones inseguras que produzcan accidentes en la etapa de explotación es menor que en otros métodos.

3.7. Rentabilidad y Costos

El tajeo por subniveles es netamente un método de alta producción y bajo costo y es frecuentemente seleccionado como un método subterráneo primario cuando el minado superficial de un depósito no es largamente económico (Hedberg, 1981).

Costo de Operación Relativa según Método de Excavación Elaborado por Hartman	
Método de Excavación	Clasificación del Costo (%)
HYDRAULINKING. Dragado, LEACHAING	5
Excavación a tajo abierto	10
Bloque de espeleología. Excavación a tajo largo	20
Excavación por cámaras y pilares	30
Excavación por rebajes y pilares	
Excavación por subniveles	40
Excavación por cámaras almacén, hundimiento de subniveles, excavación inducida	50
Rebaje por corte y relleno	60
Rebaje por escuadra de madera	100

Tabla N° 3.32: Costo de Operación relativa según método de excavación elaborado por Hartman

Fuente: Manual "Métodos de extracción subterránea"

Costo de Operación Relativa según Método de Excavación Elaborado por Morrison	
Método de Excavación	Clasificación de Costos
Excavación a tajo abierto	 <p>menor costo</p> <p>mayor costo</p>
Bloque de espeleología	
Excavación por subniveles	
Hundimiento por subniveles	
Excavación a tajo largo	
Excavación por cámaras y pilares	
Excavación por corte y relleno	
Corte en la parte superior	
Excavación por escuadra de madera	

Tabla N° 3.33: Costo de Operación relativa según método de excavación elaborado por Morrison

Fuente: Manual "Métodos de extracción subterránea"

La clave para minimizar costos es la mecanización. Usando tantas máquinas de gran capacidad como el cuerpo de mineral permitirá tener condiciones de capacidad de producción y tamaño de las aberturas. La utilización de máquinas de gran diámetro DTH puede reducir las labores totales de desarrollo comparado con perforaciones de taladros largos de pequeño diámetros que son limitados para longitudes de taladros menores de 90 pies (30 m) por restricciones de exactitud y desviaciones.

El tajeo por subniveles es un método de explotación de alta producción y bajo costo. En la tabla N° 3.34, se detalla el resumen de costos del proyecto.

Costos de Minado Sublevel Stoping	
Costo de Preparación	0.70 US\$/TCS
Costo de Explotación	2.36 US\$/TCS
Costo de Mina (25% Imprevistos)	3.82 US\$/TCS
Costo de Procesamiento	6.10 US\$/TCS
Costo de Energía	2.80 US\$/TCS
Costos Administrativos	9.00 US\$/TCS
	24.78 US\$/TCS
Inversión (US \$)	186,970
Valor del Mineral (US \$/TCS)	55.16
Valor Presente Neto (US \$)	7,965,277
Periodo de Explotación (meses)	17

Tabla N° 3.34: Costos de minado Sublevel Stoping

La viabilidad económica del proyecto se encuentra no sólo en el menor costo de operación, sino en el volumen de producción diario y en el menor tiempo de explotación.

El valor mínimo a partir del cual la explotación del mineral es rentable es: 21.72 US\$/TCS. Nuestro valor de mineral (55.16 US\$/TCS) es mayor al costo operativo, por lo que el margen de utilidad neta por TCS será 33.44 US\$/TCS.

En el cuadro superior se observa el costo de operación en sus diversas actividades. Se observa que el costo de preparación del tajeo es mayor que usando corte y relleno (0.69 US \$/TCS contra 0.49 US \$/TCS) pero la rentabilidad es mayor porque se explotara en menor tiempo.

3.8. Evaluación Económica por método de explotación

A continuación detallaremos los costos de minado de la Mina Ticlio por los métodos de Corte y Relleno Ascendente, con sus variantes Corte y Relleno con “Breasting” y “Mecanizado” y el Método de Tajeo por Subniveles con Taladros Largos.

3.8.1. Costos Unitarios Minado Corte y Relleno Ascendente

Los costos unitarios pueden variar de acuerdo a las medidas de las chimeneas, maquinarias y materiales a utilizar, mantenimiento, entre otros.

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO EN BREASTING – MINA TICLIO					
Datos					
Longitud	60.0	mts	Longitud de Perf.	1.5	mts
			tiempo de perf neta/tal	4.68	min
Ancho de minado	1.0	mts	tiempo de perf total/tal	5.88	min
Altura	60.0	mts	Velocidad de perf	0.33	mts/min
Tonelaje del Block	9,408	Ton	Tal/disp.	8	tal
Tonelaje por disparo	8.8	ton	Mts perf/disparo	12	mts
Nº de cortes	25.0	cortes	tiempo perf total/disp	47.04	min
Altura de labor	2.1	mts	Rendimiento	15.3	mts/hr
Perforación con barreno de 4 y 6 pies	5.0	pies	Malla	0.5	0.5 m2
			Ton Rotas/taladro	1.0	tms
			Ton Rotas/disparo	8.0	tms
COSTO DE ROTURA				US\$/Tm	18.90
COSTO DE RELLENO (Scoop de 1.25yd3)		Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
TON/HR		20			
HORAS		470.4		28.29	13307.6
COSTO POR TONELADA				US\$/Tm	1.41

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO EN BREASTING – MINA TICLIO				
PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
CHIMENEAS PEM (1) de 1.5m. x 1.5m.	60	m	247.84	14870.16
VENTANAS DE 1.2m. x 2.1m. CH A CH (6)	36	m	185.62	6682.24
SUB-TOTAL			US\$	21552.40
COSTO DE PREPARACION / TONELADA	96		US\$/Tm	2.29
	98.0			
SUB TOTAL			US\$/Tm	22.61

PLANILLA	US\$/Tm	3.49
MATERIALES	US\$/Tm	1.72
ENERGIA	US\$/Tm	1.59

MINA	US\$/Tm	29.41
PLANTA	US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO	US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS (superficie)	US\$/Tm	2.47
GASTOS LIMA (APROXIMADO)	US\$/Tm	
TOTAL COSTO OPERATIVO	US\$/Tm	38.66
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)	US\$/Tm	8.41
COSTO TOTAL	US\$/Tm	47.07

INVERSION POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Galería de Reconocimiento 2.5m. x 2.5m.	m	60	313.20	18792.0
By Pass de 3m. X 3m.	m	60	333.37	20002.0
VENTANAS (3) DE 2.5m. X 2.5m.	m	18	313.20	5637.6
Chimeneas PEM de reconocimiento (2) 1.5 X 1.5	m	120	289.14	34697.0
Total Inversión \$				79128.7
Costo unitario de inversión \$/Ton				8.41

Tabla N° 3.35: Presupuesto 1 - Minado Corte y Relleno en Breasting

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO EN BREASTING 2 - MINA TICLIO					
Datos					
Longitud	60.0	mts	Longitud de Perf.	1.5	mts
			tiempo de perf neta/tal	4.68	min
Ancho de minado	1.0	mts	tiempo de perf total/tal	5.88	min
Altura	60.0	mts	Velocidad de perf	0.33	mts/min
Tonelaje del Block	9,408	Ton	Tal/disp.	8	tal
Tonelaje por disparo	8.8	ton	Mts perf/disparo	12	mts
Nº de cortes	25.0	cortes	tiempo perf total/disp	47.04	min
Altura de labor	2.1	mts	Rendimiento	15.3	mts/hr
Perforación con barreno de 4 y 6 pies	5.0	pies	Malla	0.5	0.5 m2
			Ton Rotas/taladro	1.0	tms
			Ton Rotas/disparo	8.0	tms
COSTO DE ROTURA			US\$/Tm	18.90	

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO EN BREASTING 2 - MINA TICLIO				
COSTO DE RELLENO (Scoop de 1.25yd3)	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
TON/HR	20			
HORAS	470.4		28.29	13307.6
COSTO POR TONELADA			US\$/Tm	1.41
PREPARACION				
SUBNIVEL 0.8 X 2.10	60	m	189.46	11367.43
CHIMENEAS (1.5) de 1.5m. x 1.5m.	100	m	198.95	19894.66
OP de 1.5m. X 1.5m.	60	m	198.95	11936.80
SUB-TOTAL			US\$	43198.89
COSTO DE PREPARACION / TONELADA	220		US\$/Tm	4.59
	42.8			
SUB TOTAL			US\$/Tm	24.91
PLANILLA			US\$/Tm	3.49
MATERIALES			US\$/Tm	1.72
ENERGIA			US\$/Tm	1.59
MINA			US\$/Tm	31.71
PLANTA			US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS (superficie)			US\$/Tm	2.47
GASTOS LIMA (APROXIMADO)			US\$/Tm	
TOTAL COSTO OPERATIVO			US\$/Tm	40.96
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)			US\$/Tm	7.21
COSTO TOTAL			US\$/Tm	48.17
INVERSION POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Galería de Reconocimiento 3m. x 3m.	m	60	333.37	20002.0
By Pass	m	60	333.37	20002.0
Chimeneas de reconocimiento (2) 1.5 X 1.5	m	120	232.10	27852.5
Total Inversión \$				67856.5
Costo unitario de Inversión \$/Ton				7.21

Tabla N° 3.36: Presupuesto 2 - Minado Corte y Relleno en Breasting

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO EN REALCE - MINA TICLIO					
Datos					
Longitud	60.0	mts	Longitud de Perf.	1.5	mts
			tiempo de perf neta/tal	4.68	min
Ancho de minado	1.0	mts	tiempo de perf total/tal	5.88	min
			Velocidad de perf	0.33	mts/min
Altura	60.0	mts	Tal/guardia	28	tal
Tonelaje del Block	9,632	Ton	Mts perf/disparo	42	mts
Tonelaje por corte	252.0	ton	tiempo perf total/disp	164.64	min
Nº de cortes	25.0	cortes	Rendimiento	15.3	mts/h
Altura de labor	2.1	mts	Malla	0.5	0.5
Perforación con barreno de 4 y 6 pies	5.0	pies	Ton Rotas/taladro	1.0	tms
			Ton Rotas/disparo	27.9	tms

PU DE EXPLOTACION 2,005				US\$/Tm	12.94
COSTO DE RELLENO CON SCOOP de 1.5		Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
TON/HR		20			
HORAS		481.6		42.15	20299.4
COSTO POR TONELADA				US\$/Tm	1.79
PREPARACION		Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
SUBNIVEL 0.8 X 2.10		60	m	189.45714	11367.4
CHIMENEA de 1.5m. x 1.5m.		120	m.	198.94663	23873.6
OP de 1.5 m. x 1.5m.		60	m.	198.94663	11936.80
SUB-TOTAL				US\$	47177.8
COSTO DE PREPARACION / TONELADA				US\$/Tm	4.90
SUB TOTAL				US\$/Tm	19.6
PLANILLA				US\$/Tm	3.49
MATERIALES				US\$/Tm	1.72
ENERGIA				US\$/Tm	1.59
MINA				US\$/Tm	26.43
PLANTA				US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO				US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS				US\$/Tm	2.47
GASTOS LIMA (APROXIMADO)				US\$/Tm	
TOTAL				US\$/Tm	35.68
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)				US\$/Tm	4.97
COSTO TOTAL				US\$/Tm	40.65
INVERSION POR METODO DE MINADO		Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Galería de Reconocimiento 3m. x 3m.		m	60	333.37	20002.0
Chimeneas de reconocimiento (4) 1.5 X 1.5		m	120	232.10	27852.5
Total Inversión \$					47854.5
Costo unitario de Inversión \$/Ton					4.97

Tabla N° 3.37: Presupuesto 3 - Minado Corte y Relleno Ascendente

ANALISIS DE METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO EN REALCE - MINA TICLIO					
Datos					
Longitud	120.0	mts	Longitud de Perf.	1.5	mts
			tiempo de perf neta/tal	4.68	min
Ancho de minado	2.0	mts	tiempo de perf total/tal	5.88	min
			Velocidad de perf	0.33	mts/min
Altura	60.0	mts	Tal/guardia	28	tal
Tonelaje del Block	37,632	Ton	Mts perf/disparo	42	mts
Tonelaje por corte	17.6	ton	tiempo perf total/disp	164.64	min
N° de cortes	25.0	cortes	Rendimiento	15.3	mts/h
Altura de labor	2.1	mts	Malla	0.5	m2
Perforación con barreno de 4 y 6 pies	5.0	pies	Ton Rotas/taladro	1.0	tms
			Ton Rotas/disparo	27.9	tms
PU DE EXPLOTACION 2,005				US\$/Tm	13.30

COSTO DE RELLENO CON SCOOP de 1.5	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
TON/HR	20			
HORAS	1881.6		42.15	79309.4
COSTO POR TONELADA			US\$/Tm	2.11
PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	
SUBNIVEL de 0.8m. X 2.1m.	120	m	189.45714	22734.9
CHIMENEA de 1.5m. X 1.5m.	120	m	198.94663	23873.6
OP de 1.5m. X 1.5m.	60	m	198.94663	11936.80
SUB-TOTAL			US\$	58545.2
COSTO DE PREPARACION / TONELADA	300		US\$/Tm	1.56
SUB TOTAL			US\$/Tm	17.0
PLANILLA			US\$/Tm	3.49
MATERIALES			US\$/Tm	1.72
ENERGIA			US\$/Tm	1.59
MINA			US\$/Tm	23.77
PLANTA			US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS			US\$/Tm	2.47
GASTOS LIMA (APROXIMADO)			US\$/Tm	
TOTAL			US\$/Tm	33.02
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)			US\$/Tm	1.82
COSTO TOTAL			US\$/Tm	34.84
INVERSION POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Galería de Reconocimiento 3m. x 3m.	m	120	339.85	40781.5
Chimeneas de reconocimiento (2) 1.5 X 1.5	m	120	232.10	27852.5
Total Inversión \$				68634.0
Costo unitario de inversión \$/Ton				1.82

Tabla N° 3.38: Presupuesto 4 - Minado Corte y Relleno Ascendente

COSTO DEL METODO DE EXPLOTACION CORTE Y RELLENO MECANIZADO - MINA TICLIO					
Datos					
Longitud	180	mts	Longitud de Barra.4 pies	1.22	mts
Ancho	3	mts	Longitud de Taladro	3.66	
Altura	60	mts	Tiempo Perf/Barra	3.97	mint
Altura de Perforación	3.6	mts	Tiempo Perf/mt	3.25	mint/mt
Eficiencia de Perforación	90%		Velocidad de Perf Neta	0.87	mts/min
P.E.	2.8	Tm/m3	Rendimiento	18.4	mts/h
Tonelaje/Corte	5443	Tms	Ton rotas/taladro	18.4	Ton/tal
Tonelaje De Block	84672	Tms	Ratio de Perforación	4.2	Ton/mt-perf.
Eficiencia De Voladura	90%		Total Mts. Perf./corte	1426	mts.perf.
Kg de Explosivo	2011	Kgs	N° de secc. disp/round	20	Secc.
Factor de Potencia	0.34	Kgs/Tms	N° Disp./corte prom.	7	Disp.
Malla de Perforación	1.2	1.5	Total de secc./corte	145.2	
N° de TAL/CORTE	436	Tald.			
N° de Barras de 4 pies	3	Barras			

**COSTO DEL METODO DE EXPLOTACION
CORTE Y RELLENO MECANIZADO - MINA TICLIO**

Longitud de Barra	1.2	mts		
--------------------------	-----	-----	--	--

PERFORACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
METROS/HORA	12.00	Mts/Hr		
HORAS/GDIA	3.5	Hr/Gdia		
GDIA/DIA	3	Gdías		
DIAS/MES	25	días		
Malla de Perforación	1.8	M2		
No taladros	436	Unid		
Metros perfora	1426	mts		
Días de perf	11.31	días		
horas de perf	119	Hrs	63.68	7565.2
Subtotal				1.39
Mano de Obra (Perforista)			35.12	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	1.39

ACCESORIOS	vida util	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter	2400	m	130	0.05
Barra MF T-38 de 4 pices	2300	m	125	0.05
Broca T-38 de 64 mm	600	m	90	0.15
			US\$/ml	0.26
Costo Accesorios				369
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.068

Costo Total de Perforación			US\$/Tm	1.46
-----------------------------------	--	--	----------------	-------------

VOLADURA	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Emulnor de 1 1/2X8	436	Unid	0.36	156.8
Anfo (1.2 kg/m)	1897	kg	0.44	834.8
Fanel	436	Unid	1.01	440.0
Guias de seguridad ensamblada	14.5	Unid	0.42	6.1
Cordón detonante	479	mts	0.11	52.7
Subtotal				1490.4
Mano de Obra (Cargador+Ayudante)			45.14	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.27

LIMPIEZA SCOOP 2,5 YD3	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Ton/Hora	20			
Horas/g día	4.5			
G día/día	3			
Día/mes	25			
Horas	272.16		54.37	14797.3
Días	20.16			
Subtotal				2.7
Mano de Obra			31.98	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.00

SOSTENIMIENTO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Malla y split set		150	17.51	2626.5
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.03

TRANSPORTE LOCOMOTORA	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total

Costo /tonelada			US\$/Tm	0.00
COSTO DE SERVICIOS AUXILIARES	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
		1	0.59	0.59
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.00
RELLENO	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Ton /HORA		18		
Horas		302	47.48	14358.0
Subtotal				2.64
Mano de Obra		0.00	31.98	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	2.64
PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
SUBNIVEL 3 X 3	100	m	285.7428624	28574.2862
DESQUINCHE	2800	m3	15.10354995	42289.9399
CH. 1.5 m. x 1.5m. Waste Pass	120	m	198.9466279	23873.5953
CH. 1.5 m. x 1.5m.Ore Pass	120	m	198.9466279	23873.5953
SUB TOTAL				118611.4
Costo /tonelada	340 m		US\$/Tm	1.40
PLANILLA			US\$/Tm	3.49
MATERIALES			US\$/Tm	1.72
ENERGIA			US\$/Tm	1.59
COSTO MINA			US\$/Tm	12.61
PLANTA			US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS			US\$/Tm	2.47
GASTOS LIMA			US\$/Tm	
TOTAL			US\$/Tm	21.86
INVERSION TOTAL			US\$/Tm	3.97
COSTO TOTAL			US\$/Tm	25.8

INVERSION POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Rampa de 3m x 3m	m	318.38	339.85	108200.1
Galería de Reconocimiento 3m. x 3m.	m	180	333.37	60006.0
Ch. de reconocimiento (4) 1.5 X 1.5	m	240	232.10	168206.1
Total Inversión \$				336412.2
Costo Unitario de Inversión \$/Ton				3.97

Tabla N° 3.39: Presupuesto 5 - Minado Corte y Relleno Mecanizado

3.8.1. Costos Unitarios Minado Tajeo por Subniveles con Taladros Largos o Sub level Stopping

COSTO DEL METODO DE MINADO SUB LEVEL STOPING CUERPOS - MINA TICLIO					
Datos					
Longitud	120	mts	Longitud de Barra.4 pies	1.2	mts
Ancho	5.0	mts	Tiempo Perf/mt	2.9	mint/mt
Altura De Perforación	15.66	mts	Velocidad de Perf Neta	0.5	mts/min
Eficiencia Perforación	90%		Rendimiento	24.9	mts/h
Eficiencia Disparo	90%		Ton rotas/taladro	35052.0	Ton/tal
P.E.	2.8	Tm/m3	Tms/ml	3.9	Ton/ml
Tonelaje/Sección	328.86	Tms	Total de Taladros/corte	711.0	
Tonelaje/Corte	25200	Tms	Numero de secciones	79.0	

Altura De Block	60	mts	Metros de perforación/corte	6291.6	
Tonelaje De Block	100800	Tms	Ratio de Perforación	4.0054	
Kg de Explosivo/Corte	11200.0	Kg	N° secc. disp/raund. promedio	4	
Factor de Potencia	0.40	Kg/Tms	Número de disp. promedio	20	
Malla de Perforación	1.5	1.5			
Nº de Taladros/sección	9.0	Tal			
Long. de Taladros/sección	72.4	mts			

PERFORACION	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
METROS/HORA	17.22	m		
HORAS/GDIA	3.5	horas		
GDIA/DIA	3	Unid		
DIAS/MES	26	días		
MALLA PERFO	2.25	m2		
No taladros/Corte	711	Unid		
Metros perforados/sección.	72.4	m		
Metros perforados/corte	6291.6	m		
horas de perf/sección	4.21	hr	63.68	268
Días de perf/Sección	0.45	días		
S			US\$/Tm	0.81
Mano de Obra		0	35.12	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.81

ACCESORIOS	Rend	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter T-38	3200	m	130	0.04
Barra 4 pies	2300	m	125	0.05
Broca	650	m	90	0.14
Subtotal			US\$/ml	0.23
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.06

Costo Total de Perforación			US\$/Tm	0.87
-----------------------------------	--	--	----------------	-------------

VOLADURA	Rend	Cant.	Tarifa \$/.	Sub Total
Emulnor 3000 de 1 1/2x8		1130	0.36	406.69
Anfo Superfam (1.5 Kg/m)	1.5	10906.3	0.51	5562.20
Fanel de 17 mts		1217	1.01	1228.8
Guias de seguridad ensamblada de 9 pies		43	0.45	19.6
Cordón detonante		326	0.11	35.8
Mecha rapida		22		
Sub-total 1			US\$	7253.1
				7253.1
Subtotal			US\$/Tm	0.29
Mano de Obra (Cargador+Ayudante)		0	42	0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.29

PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
SUBNIVEL 1 S 3.5 m. X 3.5 m. (2)	120	m	331.38	39765.6

ESTOCADA ACCESO AL NIV.DE PERF. 3.5mx3.5m.	35	m	331.38	11598.3
VENTANAS 3 m. X 3 m.	72	m	224.32	16151.04
CHIMENEAS SLOT (1) 1.5 X 1.5	44.4	m	198.95	8833.230279
SUB TOTAL			US\$/Tm	76348.2
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.76

PLANILLA	US\$/Tm	3.49
MATERIALES	US\$/Tm	1.72
ENERGIA	US\$/Tm	1.59

COSTO MINA	US\$/Tm	9.32
PLANTA	US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO	US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS	US\$/Tm	2.47
GASTOS LIMA (APROXIMADO)	US\$/Tm	
TOTAL	US\$/Tm	18.57
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)	US\$/Tm	0.80
COSTO TOTAL	US\$/Tm	19.37

INVERSION POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Rampa de 3.5m x 3.5m	m	0	339.85	0.0
Galería de Reconocimiento 3.5m. x 3.5m.	m	60	379.55	22773.1
Chimeneas de reconocimiento (2) 1.5 X 1.5	m	120	232.10	27852.5
By Pass de 3.0x3.0	m	90	333.37	30003.0
Total Inversión \$				80628.6
Costo unitario de Inversión \$/Ton				0.80

Tabla N° 3.40: Presupuesto 6 - Minado Tajeo por Subniveles con Taladros Largos

COSTO DEL METODO DE EXPLOTACION TAJEO POR SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS – MINA TICLIO					
Datos					
Longitud	120	mts	Longitud de Barra.3 pies	0.91	mts
Ancho	2	mts	Tiempo Perforación/Barra	2.23	mint
Altura de Perforación	11	mts	Tiempo Perforación/mt	2.71	mint/mt
Eficiencia Perforación	90%		Velocidad de Perf Neta	0.91	mts/min
Eficiencia Disparo	90%		Rendimiento	12.00	mts/h
P.E.	2.8	Tm/m3	Ton rotas/taladro	22.9	Ton/tal
Tonelaje/Corte	7392	Tms	Ratio-Perforación	2.08	Ton/ml-perf.
Altura de Block	60	mts	Número de Taladro/corte	355	
Tonelaje de Block	32928	Tms	Total de mts. Perforación/corte	3909	
Kg de Explosivo/Corte	7155.5	Kgs	N° secc. disp/raund. promedio	2	
Factor de Potencia	0.88	Kgs/Tms	N° de disparos promedio	49	
Malla de Perforación: 2 : 1	0.60	1.20	N° de secciones/corte	99	
N° de taladros/sección	1.5	Tal			

PERFORACION	Rendimiento	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
METROS/HORA	9.61	m		
HORAS/GDIA	4	horas		
GDIA/DIA	3	Unid		
DIAS/MES	25	días		
MALLA PERFO	0.72	m2		
No taladros/corte	355	Unid		
Metros perforados/corte	3909	m		
Horas de perforación	407	hrs	29.39	11,955
Días de perforación	33.90	días		
Días de perforación		días		
Subtotal			US\$/ml	3.1
Subtotal			US\$/Tm	1.62
Mano de Obra				0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	1.62

ACCESORIOS	Rendimiento	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
Shank Adapter R32	1600	m	130	0.08
Barra 3 pies R32	1300	m	118	0.09
Broca 51 mm Retráctil	600	m	118	0.20
Subtotal			US\$/ml	0.37
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.77

Costo de Perforación			US\$/Tm	2.38
-----------------------------	--	--	----------------	-------------

VOLADURA	Rendimiento	Cantidad	Tarifa \$/.	Sub Total
Emulnor de 1 1/2x8		782	0.36	281.46
Anfo Superfam	1.5	6952	0.51	3545.61
Fanel de 17 mts		782	0.5	390.9
Carmex 9 pies		109	0.6	65.2
Pentacord 3P		543	0.5	271.6
Sub-total 1				4554.7
				4747.5
Subtotal				0.64
Mano de Obra (Cargador + Ayudante)				0.00
Costo /tonelada			US\$/Tm	0.64

PREPARACION	Cantidad	Unid	Tarifa \$/.	Sub Total
SUBNIVEL 1 S 2.5 m. X 2.5 m.	120	m	268.46	32214.89694
SUBNIVEL 2 S 2.5 m. X 2.5 m.	120	m	268.46	32214.89694
SUBNIVEL 3 S 2.5 m. X 2.5 m.	120	m	268.46	32214.89694
DRAW POINT	0	m	280.85	0
VENTANAS 3 m. X 3 m.	32	m	285.74	9143.771598
CHIMENEAS DE SERVICIO (2) 1.5 X 1.5	120	m	198.95	23873.59535
SUB TOTAL				129662.0578
Costo /tonelada	512		US\$/Tm	3.94

PLANILLA			US\$/Tm	3.49
MATERIALES			US\$/Tm	1.72
ENERGIA			US\$/Tm	1.59

COSTO MINA			US\$/Tm	15.39
PLANTA			US\$/Tm	4.93
MANTENIMIENTO			US\$/Tm	1.85
INDIRECTOS			US\$/Tm	2.47
GASTOS LIMA (APROXIMADO)			US\$/Tm	
TOTAL			US\$/Tm	24.64
INVERSION TOTAL MINA (PROMEDIO)			US\$/Tm	4.25
COSTO TOTAL			US\$/Tm	28.89

INVERSION POR METODO DE MINADO	Unid	Cantidad	Tarifa \$/.	
Rampa de 3m x 3m	m	0	339.85	0.0
Galería de Reconocimiento 3.0m. x 3.0m.	m	120	313.20	37584.0
Chimeneas de reconocimiento (4) 1.5 X 1.5	m	240	232.10	55705.1
By Pass de 3m. X 3m.	m	140	333.37	46671.3
Total Inversión \$				139960.4
Costo unitario de Inversión \$/Ton				4.25

Tabla N° 3.41: Presupuesto 7 - Minado Tajeo por Subniveles con Taladros Largos en Vetas Angostas

3.9. Prueba de hipótesis

Tomando una muestra 10 datos de análisis de costos de la mina se

tiene la siguiente información:

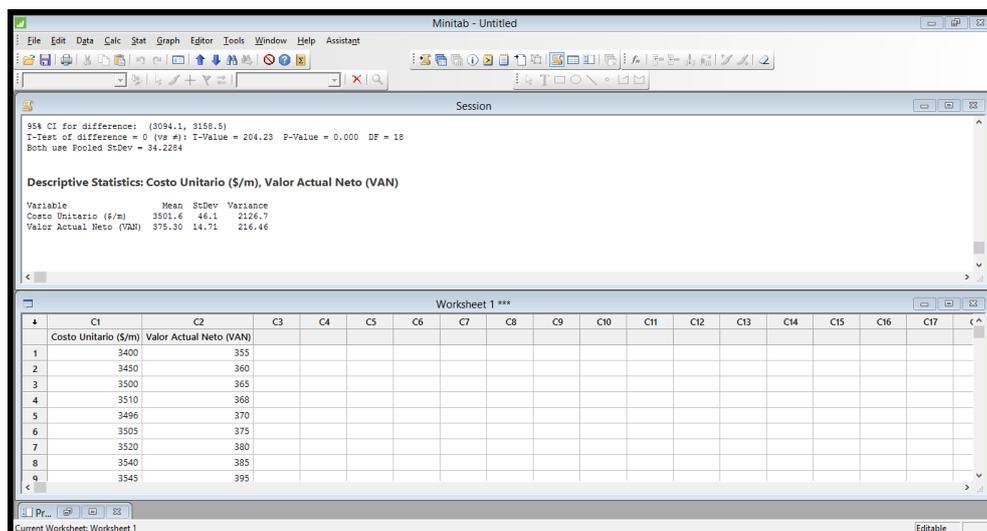
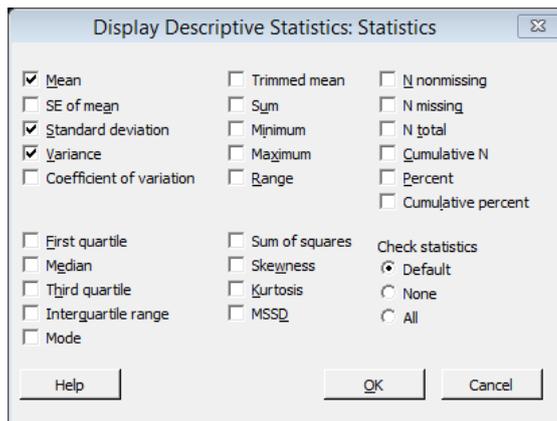
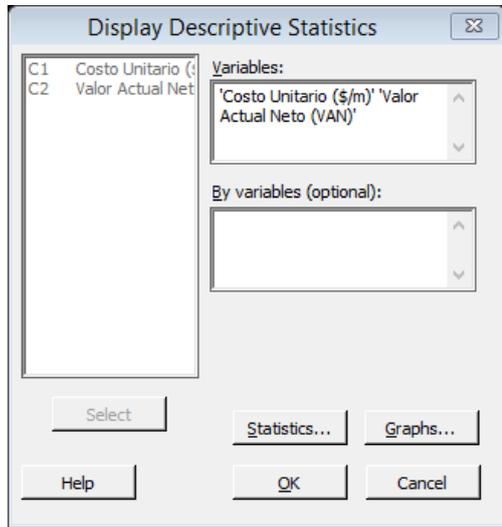
	Costos de Operaciones Unitarias (\$/m) X	Valor Actual Neto (VAN) Y
	3400	355
	3450	360
	3500	365
	3510	368
	3496	370
	3505	375
	3520	380
	3540	385
	3545	395
	3550	400
Promedio	3501.6000	375.3000
Desviación Estándar	46.11628	14.71243
Varianza	2126.711	216.456

Para la prueba de hipótesis se usa el Programa Minitab Version 17.

FASE 1:

Paso previo: Verificamos la homogeneidad de las varianzas:

Usando el Minitab calculamos la Media, Desviación Estandar y la Varianza.



CARPETA DE RESULTADOS:

Descriptive Statistics: Costo Unitario (\$/m), Valor Actual Neto (VAN)

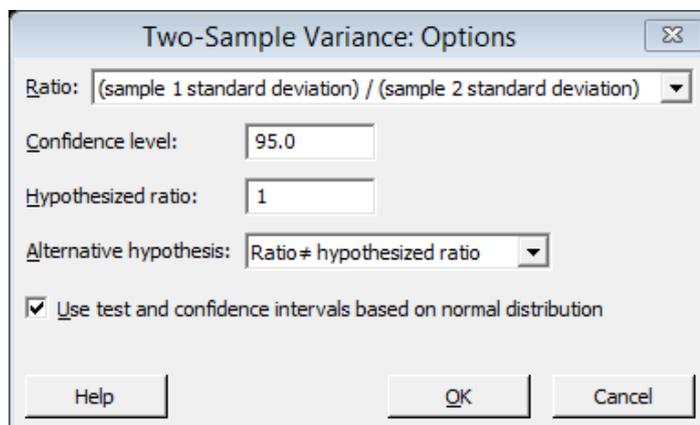
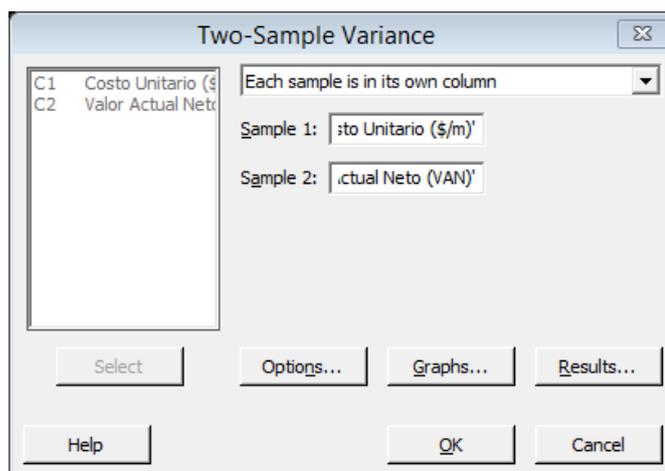
Variable	Mean	StDev	Variance
Costo Unitario (\$/m)	3501.6	46.1	2126.7
Valor Actual Neto (VAN)	375.30	14.71	216.46

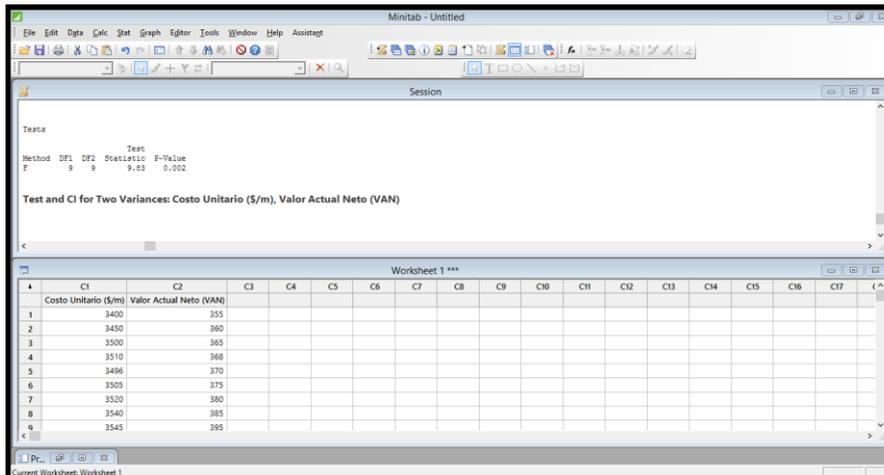
Probamos la homogeneidad de las varianzas:

La hipótesis Nula: Las dos muestras provienen o tienen las mismas varianzas, en otros términos son homogéneas.

La hipótesis Alternativa: Las dos muestras no tienen varianzas homogéneas

Usando el Minitab tenemos:





CARPETA DE RESULTADOS:

Test and CI for Two Variances: Costo Unitario (\$/m), Valor Actual Neto (VAN)

Method

Null hypothesis $\sigma(\text{Costo Unitario } (\$/m)) / \sigma(\text{Valor Actual Neto (VAN)}) = 1$

Alternative hypothesis $\sigma(\text{Costo Unitario } (\$/m)) / \sigma(\text{Valor Actual Neto (VAN)}) \neq 1$

Significance level $\alpha = 0.05$

F method was used. This method is accurate for normal data only.

Statistics

Variable	N	StDev	Variance	95% CI for StDevs
Costo Unitario (\$/m)	10	46.116	2126.711	(31.720, 84.190)

Valor Actual Neto (VAN) 10 14.712 216.456 (10.120,
26.85

Ratio of standard deviations = 3.135

Ratio of variances = 9.825

95% Confidence Intervals

Method	CI for StDev		CI for Variance	
	Ratio		Ratio	
F	(1.562, 6.289)		(2.440, 39.556)	

Tests

Method	DF1	DF2	Test	
			Statistic	P-Value
F	9	9	9.83	0.002

Como $P < 0.05$ Entonces se RHo. (Se rechaza la hipótesis nula)

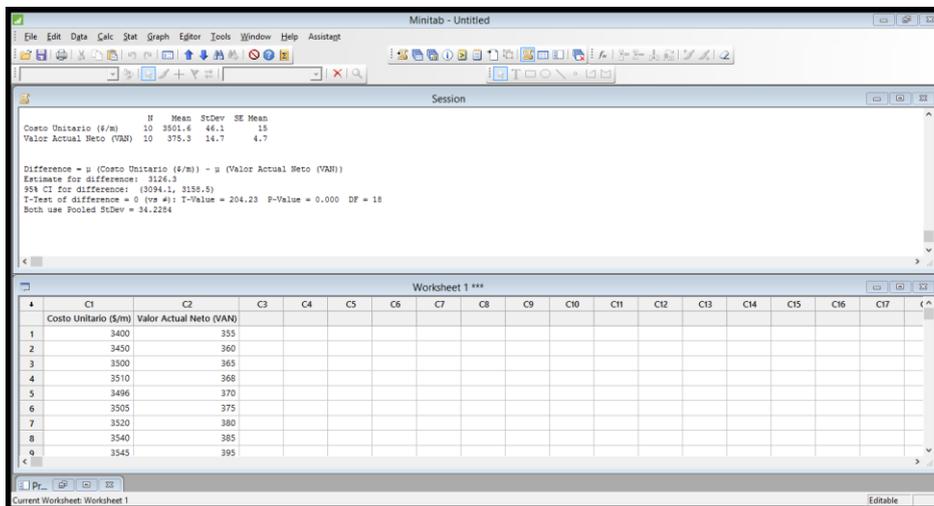
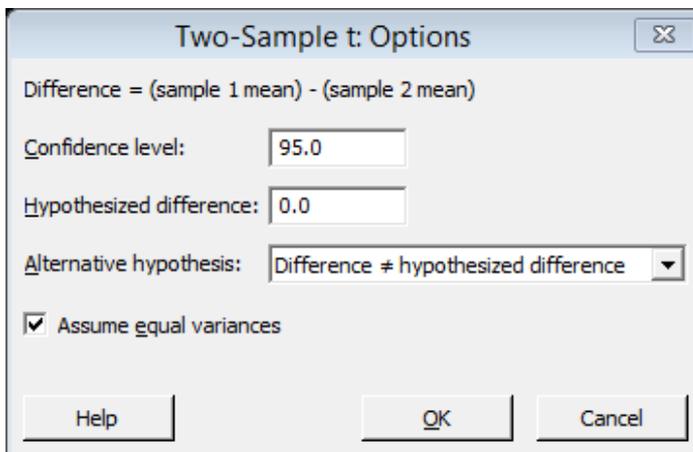
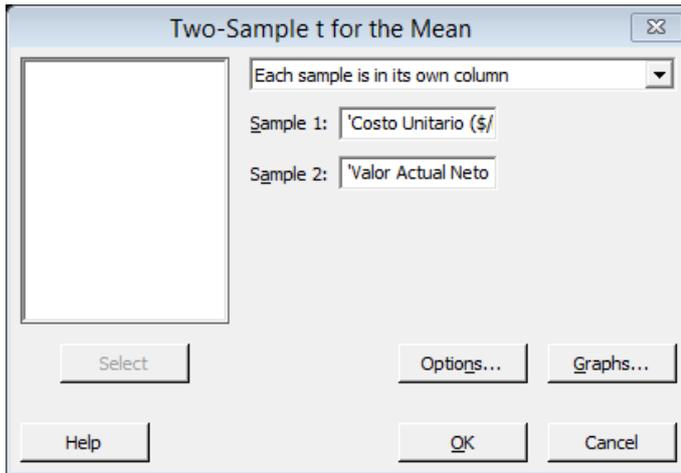
Concluimos que las muestras no provienen de varianzas iguales ($p = 0.002$)

FASE 2:

Hipótesis Nula: La media de los costos obtenidos mediante las operaciones unitarias es igual a la media de la Rentabilidad de la Mina Ticlio.

Hipótesis Alternativa: La media de los costos obtenidos mediante las operaciones unitarias, es mayor que la media de la Rentabilidad de la Mina Ticlio.

Usando el Minitab, tenemos:



CARPETA DE RESULTADOS:

Two-Sample T-Test and CI: Costo Unitario (\$/m), Valor Actual Neto

(VAN)

Two-sample T for Costo Unitario (\$/m) vs Valor Actual Neto (VAN)

	N	Mean	StDev	SE Mean
Costo Unitario (\$/m)	10	3501.6	46.1	15
Valor Actual Neto (VAN)	10	375.3	14.7	4.7

Difference = μ (Costo Unitario (\$/m)) - μ (Valor Actual Neto (VAN))

Estimate for difference: 3126.3

95% CI for difference: (3094.1, 3158.5)

T-Test of difference = 0 (vs \neq): T-Value = 204.23 P-

Value = 0.000 DF = 18

Both use Pooled StDev = 34.2284

Como $P < 0.05$ RHo (Se rechaza la hipótesis nula).

Se puede concluir que la media de los costos obtenidos mediante el análisis de

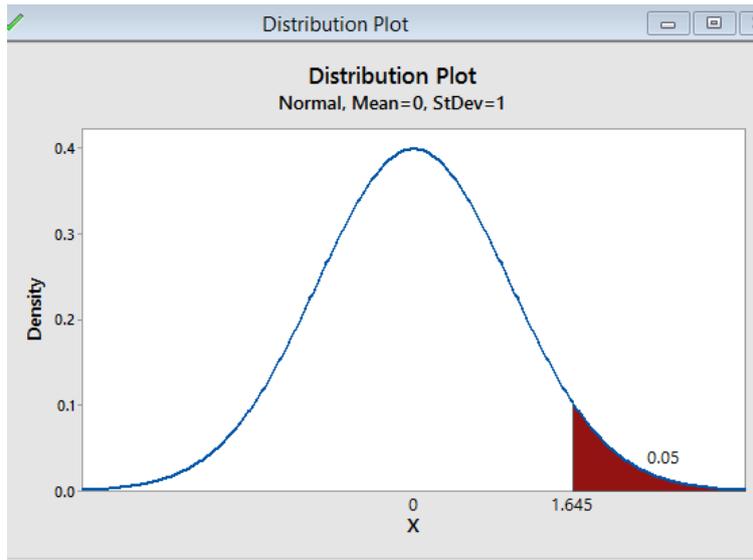
los costos unitarios, es mayor que la media de los resultados obtenidos

mediante el análisis de la Rentabilidad de la Mina Ticlio.

Esto significa que con el análisis de costos en las operaciones unitarias influye

significativamente en la Rentabilidad de la Mina Ticlio de la Compañía Minera

Volcan S.A.A.



CONCLUSIONES

1. La minería es una palanca de desarrollo y crecimiento para el país, en este caso, para Yauli. No podemos pretender minimizar su efecto integrador y descentralizador, su capacidad de generar cadenas productivas, su gran aporte económico, social, ambiental y laboral.
2. La Mina Ticlio, así como la unidad Yauli, posee un importante potencial de recursos minerales cuya explotación y exploración demandan mucho dinero y esfuerzo, felizmente la Compañía Minera Volcan S.A.A. mantiene sus operaciones de forma sostenida y es consciente de que el uso de nuevas tecnologías mecanizadas proporcionan muchas ventajas como seguridad, rapidez y productividad.
3. La zona de Ramal de Techo en la Mina Ticlio posee características geométricas y geomecánicas para ser explotada usando tajeo por subniveles con taladros largos o Corte y relleno.
4. En la perforación hay que tener en cuenta lo siguiente:
 - Selección adecuada de los equipos de perforación de acuerdo al yacimiento.
 - Cambio de estructuras mineralizadas.
 - Maximización de la recuperación de las reservas minables.
 - Tipos de alteración.
 - Conocimiento del yacimiento mediante perforaciones sistematizadas de sondajes diamantinos.

- Capacitación / entrenamiento y evaluación continua al personal
- Análisis estructural (Fallas, diaclasamiento, cambio de la litología, etc.)
- Círculos de calidad, donde las opiniones seas respetadas y tomadas en cuenta (Control total de Calidad).
- Archivos de perforación (historia de los taladros).
- Análisis de relaves de perforación.

5. Los indicadores más relevantes son:

METODOS DE EXPLOTACION				
	Taladros Largos		Corte y Relleno	
Toneladas/metro perforado	11.7	Tcs/mp	3.105	Tcs/mp
Factor de Potencia	0.24	Kg/Tcs	0.35	Kg/Tcs
Capacidad de Acarreo	83.4	Tcs/h	45	Tcs/h
Porcentaje de Dilución	30	%	15	%
Productividad	40	Tcs/hombre-gdía	14.29	Tcs/hombre-gdía
Costo de Perforación y Voladura	0.97	US \$/Tcs	3.6	US \$/Tcs
Costo de Mina	3.82	US \$/Tcs	15.68	US \$/Tcs
Costo de Operación	21.72	US \$/Tcs	33.58	US \$/Tcs

6. Para mejorar la fragmentación en la voladura de los taladros de producción es necesario considerar la secuencia de iniciación y los retardos deben ser de 50 milisegundos, en una malla rectangular para formar la siguiente cara libre.

7. Usando el método de corte y relleno, el valor de mineral es 7.195 US \$/TCS mayor que usando taladros largos.

8. Usando el método de Corte y relleno la dilución de mineral (15%) es menor que usando taladros largos (30 %).

9. Usando el método de corte y relleno el costo operativo es 11.85

US \$/TCS mayor que usando taladros largos.

10. El Valor Presente Neto del proyecto usando Taladros Largos es 2'050,260.0 US \$ mayor que usando el método de corte y relleno pues el volumen de producción mensual es mayor y menor el período de explotación.
11. Bajo condiciones metalúrgicas y precio del metal Ag, Zn y Pb, la ley mínima de corte es 6.4508 OzAg/TCS.
12. La evaluación geomecánica señala dejar pilares estabilizantes cada 65m longitudinal al rumbo de la veta y una abertura de 53m de altura. (Los pilares estabilizantes serán mínimo de 5 metros de largo y de 6 a 8 metros de potencia)
13. El rendimiento diario del Scoop de 3.5 yd³ y el Jumbo electrohidráulico permitirá cumplir con el ritmo de producción diaria del tajo de 500 TCS.
14. De acuerdo al número de personas y equipos Diesel presentes en la explotación del tajeo, el caudal presente de 52,460 pie³/min cubre el requerimiento de aire.
15. La red de agua y aire comprimido abastecerá los trabajos de preparación y explotación del tajo.
16. Se mejorará la gestión de la seguridad (personal y equipos) en la mina usando el método de tajeo por subniveles con taladros largos.
17. Realizar pruebas con emulsiones para aumentar la velocidad de detonación y poder aumentar las mallas de perforación.

RECOMENDACIONES

1. Extender el método de tajeo por subniveles con taladros largos para cuerpos y vetas en la Mina Ticlio, tomando mayor información geológica usando sondajes con equipos cortos (pack sack) y poder modelar en forma eficaz los cuerpos y vetas.
2. Realizar el levantamiento topográfico de los taladros perforados para comparar el porcentaje de desviación de los taladros.
3. Configurar la geometría de la veta Falla Socorro y Cuerpo Magaly usando softwares mineros para evitar errores en el diseño de la malla de perforación.
4. Evaluar económicamente el uso de máquinas perforadoras electrohidráulicas de mayor longitud de perforación y controles electrónicos para vetas y cuerpos.
5. Aplicar el VCR (Vertical crater retreat) para realizar las chimeneas de salida.
6. Es necesario verificar que el material a utilizar sea de la mejor calidad y de un proveedor confiable.
7. Es importante la capacitación constante del personal minero.
8. Realizar en forma continua los siguientes trabajos: Efectuar la evaluación de los circuitos de ventilación, conocer el balance de los flujos, determinar las caídas de presión, determinar las condiciones termo-ambientales y proyectar las mejoras del caso.
9. Las Empresas Especializadas están obligadas a mantener estandarizado las instalaciones y servicios de ventilación como

son mangas, ventiladores, tapones y puertas de ventilación.

10. Realizar mantenimiento y rehabilitación de galerías, cruceros, ventanas y by pass que dan acceso a chimeneas de ventilación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Ary, D., Cheser Jacobs, L., & Asghar Razavieq. (2000). *Introduction to Research in Education*. USA: Holt, Rinehart and Winston .
- Beltrán, a., & Cueva, H. (2003). *Evaluación Privada de Proyectos*. Lima Perú: Centro de Investigación de la UNIVERSIDAD DEL PACÍFICO.
- Benavides Ganoza, R. (2012). *La Minería Responsable y sus Aportes al Desarrollo del Perú*. Lima: Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.
- Billings, M. P. (1985). *Geología Estructural*. Buenos Aires Argentina: Editorial Universitaria de Buenos Aires.
- Blank, L., & Tarquin, A. (2002). *Ingeniería Económica*. México: McGraw-Hill Interamericana.
- Buenaventura, C. d. (2014). *Memoria Anual 2014*. Lima: Impreso Gráfica S.A.
- Cabos, R. (2005). *Potencial Minero en la Región Huancavelica*. Lima.
- Clemente Ignacio, T., & Clemente Lazo, J. (2009). *Análisis de Costos de Operación en Minería Subterránea y Evaluación de Proyectos Mineros*. Huancayo Perú: Centro de Investigación de la Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Coates, D. F. (1970). *Fundamentos de Mecánica de Rocas*. Canadá: BLUME.
- Compañía Minera Volcan S.A.A., Departamento de Geología. (2014). *Estimación de Reservas y Recursos Minerales al 31 de Diciembre del 2014*.

- Compañía Minera Volcan S.A.A., Departamento de Geología. (2016).
Memoria Anual 2016.
- Crisólogo Arce, A. (1994). *Conceptos, Métodos y Modelos de la Investigación Científica* . Perú: Ediciones Abedul E.I.R.L.
- Departamento Técnico Microtúneles Sonntag . (s.f.). *Sistema de Excavación: Raise Boring* .
- Flores Barboza, J. (1986). *La Investigación Educativa*. Perú: Ediciones San Marcos.
- García González, A. (1980). *Explotación de Minas*. Barcelona España: Ediciones Omega S.A.
- Gómez Ramos, M. (1981). *Cómo investigar en Educación*. España: Ediciones Morata S.A.
- Hoek, E., & Brown, E. T. (1985). *Excavaciones Subterráneas en Roca*. México: McGRAW-HILL.
- Huang, W. T., & García Díaz, R. (1968). *Petrología*. México: Unión Tipográfica Editorial Hispano Americana.
- Jiménez , E. (1999). *Educación Ecológica y Ambiental* . México: Editorial Limusa.
- Lambe, T. W., & Whitman, R. V. (1995). *Mecánica de Suelos*. México: LIMUSA.
- Moran Montoya, J. L. (2009). *Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 775 en la Unidad de Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.* Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.

- Paucar Coz, D. (2000). *Metodología de la Investigación Científica*. Perú: Ediciones Lauricocha.
- Paz, M. (1980). *El Proceso de la Investigación Científica*. México: Editorial Limusa.
- Pernia Llera, J. M., Ortiz de Urbina, F. P., López Jimeno, C., & López Jimeno, E. (2005). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. España: Instituto Geológico y Minero.
- Petersen Lay, P. P. (2014). *Evaluación y Clasificación de Recursos Minerales en la Veta Ramal Techo, Unidad de Ticlio, Volcan Cía. Minera, Junín - Perú*. Lima: Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Petrorius, D. (2002). *Manual de Estándares y Procedimientos para la Operación de Equipos Raise Bore*. Sudáfrica: Master Drilling.
- Pino Gotuzzo, R. (2007). *Metodología de la Investigación*. Perú: Editorial San Marcos.
- Regalado Bernal, M. (1988). *Investigación Científica*. Perú: Compendios Roberman.
- Rivera Rojas, E. (2015). *Método de Minado Sublevel Stopping en Corporación Minera Castrovirreyna S.A.* Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Rivera Rojas, E. F. (2015). *Método de Minado Sublevel Stopping en Corporación Minera Castrovirreyna*. Lima.
- Rivva L., E. (2007). *Diseño de Mezclas*. Lima-Perú: Universidad Nacional de Ingeniería.

- S.A.C., M. (2012). *Reglamento Nacional de Edificaciones*. Lima Perú:
Grupo Editorial Megabyte S.A.C.
- Salinas Seminario, M. (2001). *Costos, Presupuestos, Valorizaciones y Liquidaciones de Obra*. Lima Perú: Fondo Editorial del Instituto de la Construcción y la Gerencia.
- Sapag Chaín, N. (2007). *Formulación y Evaluación de Proyectos de Inversión*. México: Pearson Educación de México S.A.
- Valera Moreno, R. (2010). *Matemática Financiera*. Piura Perú: Centro de Investigaciones de la Universidad de Piura.
- Vara Horna, A. A. (2012). *Desde la Idea hasta la Sustentación: 7 pasos para una tesis exitosa* . Lima: Universidad San Martín de Porres.
- Villanueva Alvarez , R. (2013). *Diseño de Tratamiento Pasivo después del Plan de Cierre de Mina*. Lima: Universidad Nacional de Ingeniería.
- Zamora Escalante, E. (2008-2010). *Reporte Interno de Geomecánica*. Nuayllay Pasco: Empresa Administradora Chungar S.A.C.