



# FACULTAD DE INGENIERÍA

Carrera de Ingeniería de Minas

“APLICACIÓN DE LA GEOMECÁNICA EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR CORTE Y RELLENO ASCENDENTE PARA EL CONTROL DE DILUCIÓN EN MINA CORICANCHA, SAN MATEO 2020”

Tesis para optar el título profesional de:

Ingeniero de Minas

Autores:

Bach. Leonidas Jenrri Calderon Alfaro  
Bach. Jhonatan William Guerrero Caballero

Asesor:

Ing. Jesús Gabriel Vilca Pérez

Trujillo - Perú

2021

## DEDICATORIA

A Dios.

Por iluminar nuestros pasos en la vida y guiarnos en cada momento.

A nuestros padres, **Juan, Rubila y Orfiles, Roxana**

Por darnos la vida y guiarnos en cada etapa de nuestro crecimiento y desarrollo.

A nuestras esposas **Nataly y Gisella** y nuestros hermanos, **Fernando, Rodolfo, Rosa, Fiorella y Yeyson, Leydi**

Quienes estuvieron en los momentos más importantes y difíciles de nuestras vidas

Jenri Calderón  
Jhonatan Guerrero

## AGRADECIMIENTO

Quiero agradecer a mi asesor el Ing. JESUS GABRIEL VILCA PEREZ, quien con sus conocimientos y apoyo me guió en cada una de las etapas de la tesis y alcanzar los resultados que buscaba.

También quiero agradecer a todos mis docentes de por brindarme sus conocimientos y forjar en mi un profesional a carta cabal.

Jenri Calderón  
Jhonatan Guerrero

## Tabla de contenido

<b>DEDICATORIA .....</b>	<b>2</b>
<b>AGRADECIMIENTO.....</b>	<b>3</b>
<b>ÍNDICE DE TABLAS .....</b>	<b>6</b>
<b>ÍNDICE DE FIGURAS .....</b>	<b>7</b>
<b>ÍNDICE DE ECUACIONES .....</b>	<b>8</b>
<b>RESUMEN .....</b>	<b>9</b>
<b>CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN .....</b>	<b>10</b>
1.1. Realidad problemática.....	10
1.2. Formulación del problema .....	20
1.3. Objetivos .....	20
1.3.1. Objetivo general.....	20
1.3.2. Objetivos específicos .....	20
1.4. Hipótesis.....	21
1.4.1. Hipótesis general.....	21
1.4.2. Hipótesis específicas .....	21
<b>CAPÍTULO II. METODOLOGÍA .....</b>	<b>22</b>
2.1. Tipo de investigación .....	22
2.2. Población y muestra .....	23
2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos.....	24
2.4. Procedimiento.....	35
2.4.1. Primera etapa: Gabinete .....	35
A. Geología Regional .....	36

B.	Geología Local.....	39
C.	Tipo de depósito mineralizado.....	41
2.1.1.	Segunda etapa: Procesamiento de datos.....	46
<b>CAPÍTULO III. RESULTADOS .....</b>		<b>48</b>
3.1.	Estimación de dilución a través de los métodos numéricos relacionados a las características de la geomecánica del macizo rocoso.....	48
3.1.1.	Propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso .....	48
3.1.2.	Condiciones de Discontinuidades. ....	49
3.1.3.	Condiciones Del Agua Subterránea .....	50
3.1.4.	Estimación de Rock Mass Rating (RMR).....	50
3.1.5.	Estimación del índice Q .....	50
3.1.6.	Estimación del porcentaje de dilución metodología de Clark & Pakalnis .	51
3.2.	Porcentaje de dilución de leyes en la Veta Constancia nivel 3680 durante los meses de octubre y noviembre 2020 .....	53
3.3.	Análisis comparativo entre los porcentajes de dilución calculados con los métodos numéricos y los presentados durante octubre y noviembre 2020.....	60
<b>CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES .....</b>		<b>62</b>
<b>REFERENCIAS .....</b>		<b>67</b>
<b>ANEXOS .....</b>		<b>71</b>

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Metodología de Palkanis. ....	32
Tabla 2: Síntesis de propiedades físicas para la estructura mineralizada del sitio. ....	49
Tabla 3: Resultados del índice Q.....	51
Tabla 4: Dilución estimada según el volumen de sobre excavación.....	51
Tabla 5: Número de estabilidad y Radio hidráulico.....	52
Tabla 6: Leyes de cabeza de los minerales extraídos en el nivel 3680.....	54
Tabla 7: Control de dilución mes de Octubre TJ107N – Corte 3.....	55
Tabla 8: Control de dilución mes de Noviembre TJ094N – Corte 1.....	56
Tabla 9: Control de dilución mes de Noviembre TJ094S – Corte 6.....	57
Tabla 10: Control de dilución mes de Octubre TJ068N – Corte 8.....	58
Tabla 11: Control de dilución mes de Noviembre TJ068S – Corte 1.....	59
Tabla 12: Porcentaje de dilución estimado Vs dilución real.....	60

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Tipos de dilución, Mah (1997).....	13
Figura 2: Sección longitudinal de la veta Constancia.....	24
Figura 3: Gráfica en 3D y 2D ELOS. ....	28
Figura 4: Gráfica de orientación de juntas, Factor B.....	30
Figura 5: Factor de ajuste gravitatorio.....	30
Figura 6: Estimación de dilución (%)......	32
Figura 7: Guía de estimación de dilución.....	33
Figura 8: Mapa geológico regional.....	38
Figura 9: Plano geológico Local.....	40
Figura 10: Método de explotación Cut and Fill - bloque 100 x 50. ....	45
Figura 11: Estimación del % de dilución según Palkanis.....	53
Figura 12: Gráfico comparativo de los porcentajes de dilución.....	61

## ÍNDICE DE ECUACIONES

Ecuación 1: Formulación dilución por medio de ELOS. ....	27
Ecuación 2: Dilución en base porcentual. ....	27
Ecuación 3: Fórmula del Número de estabilidad.....	29
Ecuación 4: Fórmula del Radio Hidráulico .....	31

## RESUMEN

La tesis que se presenta a continuación tiene como objetivo principal aplicar la geomecánica en el método de explotación por corte y relleno ascendente para el control de la dilución de mina Coricancha, tomando como muestra de estudio 5 tajos de la veta Constancia ubicada en el distrito minero Viso -Aruri. Para lo cual se aplicaron 2 métodos numéricos propuestos por Palkanis (1993) y Mathews (1981), ambos basados en parámetros geomecánicos del macizo rocoso.

Finalmente se logró estimar la dilución mediante ELOS (Palkanis) considerando el ancho de la pared, área de la pared y volumen de sobre excavación para su posterior control en los tajos TJ 107N, TJ 094N, TJ 094S, TJ 068N y TJ 068S obteniendo 50,41 %; 57,61 %; 46,81 %; 28,29 % y 58,13 % respectivamente. De igual forma se estimó gráficamente la dilución calculando inicialmente el RMR, RH y  $N'$  (Mathews) obteniendo 15 %, 18 %, 9 %, 5 % y 7 % en el mismo orden, lo cual no guarda relación con los porcentajes presentados en planta (59%, 65%, 60%, 50% y 59%), ya que Mathews relacionó la geometría de la labor como causa ligada al incremento de dilución y Palkanis la relaciona con los daños por voladura y desprendimiento de paredes, esto nos permite concluir que en los 5 tajos analizados la geometría no es uno de los factores que incrementan la dilución., pero si se deben a problemas en las operaciones de voladura. Los porcentajes de dilución calculados con ELOS exceden a los permisibles entre un rango del 2,64 % y 16,38 %, lo cual permitió reafirmar la hipótesis general planteada en un inicio que tomo en cuenta un rango entre el 0 % y 20 %

**Palabras clave:** Geomecánica, dilución, método numérico, ELOS, tajos.

## CAPÍTULO I. INTRODUCCIÓN

### 1.1. Realidad problemática

La tesis que se presenta a continuación tiene como objetivo principal aplicar la geomecánica en el método de explotación por corte y relleno ascendente para el control de la dilución de mina Coricancha. Además de efectuar el control de carácter geomecánico utilizando los principales indicadores de carácter estático y pseudoestático que se presentan en las labores de minado y que condicionan el incremento de la dilución por encima de los niveles permisibles de explotación. Los datos analizados fueron las leyes y porcentajes de dilución estimada correspondiente a 5 tajos de la veta Constancia (TJ 107N, TJ 094N, TJ 094S, TJ 068N, TJ 068S), la cual se encuentra en el distrito minero Viso-Aruri perteneciente a la jurisdicción política del distrito de San Mateo, provincia de Huarochirí y departamento de Lima. La investigación tiene como fines realizar un análisis comparativo entre la dilución estimada y la calculada mediante modelos matemáticos basados en la geomecánica del macizo rocoso, de tal manera que se pueda definir los factores que están asociados al incremento del porcentaje de dilución. Actualmente en la operación minera se tomaron en cuenta los resultados obtenidos de esta investigación para aplicar mejoras de optimización en procesos de perforación y voladura.

La evaluación geomecánica en minería es uno de los aspectos más relevantes para la explotación de un yacimiento minero, este tiene como principal objetivo la estabilidad global de la mina de tal forma que sea productiva y segura. Dicha evaluación se fundamenta en la caracterización geomecánica del macizo rocoso del yacimiento y las condiciones circundantes a este, a partir de las clasificaciones geomecánicas obtenidas

de la información geotécnica levantada en campo y pruebas de laboratorio de la roca intacta.

El diseño de excavaciones en roca se vuelve complejo puesto que es muy difícil aplicar modelos de mecanismos físicos para el diseño, por esta razón los ingenieros han recurrido a relacionar empíricamente la calidad del macizo rocoso (por ejemplo, el Q de Barton y el RMR de Bieniawski) con la estabilidad de las excavaciones. Estas relaciones no son deducidas por principios físicos sino más bien de observaciones in situ. Se debe indicar que el análisis geomecánico integral parte desde el análisis de la geología del yacimiento, las características estructurales, la caracterización del macizo rocoso y la presencia de agua subterránea que necesariamente contribuyen a la inestabilidad de los bloques en torno a las labores de minado que, asociado a las condiciones de esfuerzo y deformación, los cuales deben ser analizados con anticipación, permiten proponer el control de la dilución en las labores de explotación. (Mercado & Obregón, 2017)

Según Castro (2015), la definición de dilución como material de carácter estéril o económicamente no rentable de extracción asociada al diseño tiene un peso crítico en la cadena de valor de un proyecto minero. Más aún, dado que la dilución planificada es de fácil delimitación en relación al diseño de las unidades, el desafío se centra en la estimación de la dilución no planificada, caracterizada principalmente por la cantidad de sobre excavación de la pared colgante de los caserones. Poder cuantificar la cantidad de dilución no planificada, permite actualizar el volumen del tonelaje a extraer, su ley y el valor de su procesamiento aguas abajo. Esto último permite entregar mayor nivel de certidumbre a la cubicación de reservas para la elaboración de la planificación minera, y tener un mejor control de los costos de producción, mejorando

así la confiabilidad del sistema minero tanto en su estabilidad, como en la valorización económica de su explotación. Si bien hoy en día los gráficos de diseño empírico poseen guías de estimación de la dilución por sobre excavación (Capes, 2009; Clark & Pakalnis, 1997; Mah, 1997), actualmente no existe un criterio para el modelamiento numérico de caserones abiertos que represente estas guías.

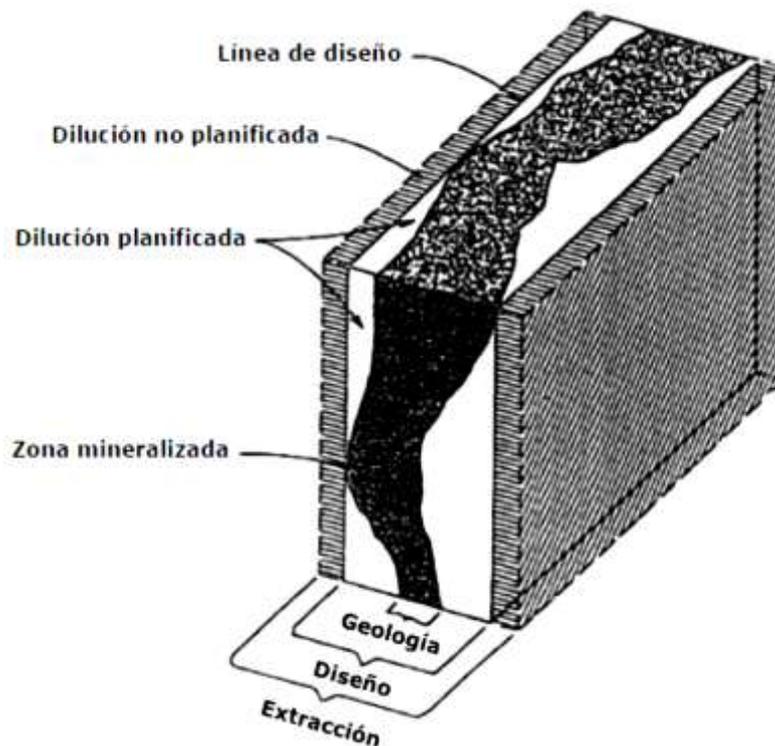
También se entiende a la dilución como un indicador de eficiencia minera, definida como la proporción de lastre introducido al proceso minero. Mayor eficiencia implicaría menor dilución, y por ende menores costos de producción. Ahora bien, dado que la dilución se cuantifica principalmente por la cantidad sobre excavación de las paredes del caserón, esta suele ser difícil de calcular ya que exige la implementación de levantamientos de cavidades por láser y posterior análisis comparativo. Sin embargo, de acuerdo al grado de certidumbre de la procedencia de la dilución, es posible distinguir dos tipos (Scoble & Moss, 1994). Dilución planificada, hace referencia al material estéril que es cubicado dentro de los márgenes de la definición física de la unidad básica minera, y forma parte de la planificación minera. Dilución no planificada, material adicional extraído que no corresponde a mineral, ya sea roca o relleno provenientes desde las afueras de los márgenes del caserón. La disponibilidad de este material ocurre debido a fracturamiento inducido en las paredes por daño por tronadura, desprendimiento de rocas desde las paredes inestables, o desprendimientos de relleno.

Dado el impacto en los costos de producción, estimar la magnitud de la dilución no planificada permite diseñar caserones con un nivel de certidumbre mayor en relación

a su estabilidad, y a la estabilidad de los pilares circundantes. A su vez, esto permite definir los costos asociados a la tolerancia a la dilución para el sistema minero, entendiendo de forma exhaustiva la relación entre la recuperación y la dilución para la valorización de las operaciones mineras. (Castro, 2015)

### Figura 1

*Tipos de dilución, Mah (1997)*



Fuente: Modelamiento numérico de la dilución por sobre excavación en minería subterránea explotada por Sublevel Stopping, Castro (2015).

Sandoval & Guillen (2012) en su trabajo de investigación “Minería sostenible en CMHSA, mediante el minado de vetas angostas con sostenimiento mecanizado”, cuyo objetivo principal fue minimizar los índices de dilución observados en el actual proceso de minado y maximizar la recuperación del mineral. Dentro de las Reservas de Minerales existentes en CMHSA se contempla estructuras con potencias de vetas

menores a 0.85 metros, cuya explotación mediante el Método de C&R Ascendente con Cuadros de Madera manifestaba niveles de dilución altos, factores de carga de explosivo altos, bajos niveles de productividad. Se consideró evaluar la factibilidad de minarlo mediante la aplicación de Shotcrete-SHFR y Pernos de anclaje. Los resultados alcanzados indican que el tiempo de exposición de área abierta se redujo en un 41% y la productividad expresada en TON/día se incrementó en un 213%; disminuyendo los porcentajes de dilución en el proceso de minado.

Según Valenzuela (2017), en su tesis denominada “Mejoramiento de las técnicas operativas en perforación y voladura para reducir la dilución en vetas angostas, caso tajo Mariano unidad minera San Rafael – MINSUR”, cuyo objetivo principal era controlar la influencia significativa de la dilución en la explotación de vetas angostas, los costos de minado y la sostenibilidad de las operaciones en la mina, específicamente en el tajo Mariano. En el cual las características geológicas que presenta la geometría de la veta Mariano han sido identificadas como uno de los factores fundamentales que influyen directamente en el resultado de la dilución, con lo cual en esta investigación se han considerado de mayor forma toda esta información que es utilizada para realizar la caracterización geomecánica de la veta Mariano, que permitió posteriormente realizar una adecuada malla de perforación mediante la aplicación de los criterios de diseño según Pearse, que prioriza estos parámetros que influyen directamente en la variable a investigar, adicionalmente se implementó la técnica de perforación tipo Casing, la cual permitió reducir el grado de desviación de los taladros, lo cual tiene por consecuencia dilución operativa en los paneles a minar. Concluyó que el diseño de mallas de perforación según Pearse es el adecuado para este tipo de explotación con los factores que se presentan en la operación, asimismo la técnica de perforación tipo

Casing disminuyó el porcentaje de desviación de los talados, y las pruebas de voladura utilizando un correcto diagrama y técnicas de carguío permitieron disminuir los problemas descritos anteriormente, con lo cual el porcentaje de dilución ponderado del tajo Mariano se redujo al objetivo propuesto por la investigación de 17 %.

Castro (2015), en su trabajo titulado “Modelamiento numérico de la dilución por sobre excavación en minería subterránea explotada por sublevel stoping”. La conciliación del diseño minero con el área de geomecánica y la calibración de nuevas metodologías para el diseño, son los objetivos principales del proyecto INNOVA CHILE-CORFO 11IDL2-10630, proyecto en el cual se encuentra enmarcado este trabajo de tesis. Concluyendo que la sobre excavación de la pared colgante, factor contribuyente a la dilución no planificada en Sublevel Stopping, se asocia a la conformación de una zona de relajación de esfuerzos detrás de la pared. El volumen de la roca sobre excavada dependerá entonces de dos aspectos: el volumen de la zona de relajación que depende de la distancia hacia los abutments, y la calidad de macizo rocoso. Por las razones anteriormente expuestas, se propusieron como variables independientes para un modelo de sobre excavación: el radio hidráulico de la pared colgante (HR [m]), la razón de aspecto de la pared colgante (h/L) y el número de estabilidad de Mathews (N). Las dos primeras variables logran definir tanto el tamaño como la forma de la excavación, mientras que la segunda es un indicador indirecto de la calidad de macizo rocoso.

Maquera (2018) en su trabajo de investigación “Aplicación de la geomecánica para el control de dilución en la implementación de la explotación por cámaras y pilares en la

unidad minera Cori Puno S.A.C. – Untuca”, las labores de explotación por el método de cámaras y pilares en el sector Pomarani de la Mina Untuca Cori Puno SAC., tiene una carga promedio de macizo rocoso de 160 m. con estructuras mineralizadas que tiene una inclinación de  $10^\circ$  hacia el SW, ajustado a los estándares planificados. Los controles de riesgo de dilución en este caso en las cámaras de una población de 40 labores que relacionado a la estimación tridimensional propuesta por Vongpaisal (2009). En el sector Pomarani de la Mina Untuca con caracterización del macizo rocoso en base a los índices Q y N' para la determinación volumétrica de ELOS (m) se determinó la zonificación de ELOS (m)  $\leq 0,5$  m, que se asocia a la dilución producida por voladura por la onda de choque que produce vibraciones y con ello la desestabilización del techo, corresponde al 81,64 % del total de las cámaras y de la zona  $0,5 \text{ (m)} \leq \text{ELOS (m)} \leq 1,0$  en 18,36 % considerando la dilución por deslizamiento de bloques por lajamiento. Además, las diluciones entre  $0 \% < \text{Dilución (\%)} \leq 20 \%$  en cambio planificado y corresponde a un 77,5 %, en cambios a una dilución no planificada entre  $20 \% \leq \text{Dil (\%)} \leq 30$  al 22,5 %.

Calixto (2015) “Control de dilución optimizando los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo: caso práctico; una mina subterránea del norte”. El trabajo demuestra que tanto la dilución estimada y la sobre dilución son factores principales que originan la disminución en la ley de cabeza, para el cálculo de la sobre dilución, se tuvo en cuenta la diferencia entre dilución operativa real y la dilución operativa de diseño, para lo cual se realizó un seguimiento puntual en campo durante un periodo de tres meses, de tres labores de explotación cuyo método es el de corte y relleno ascendente. Al realizar el cálculo de las leyes y tonelajes tanto de lo planeado y lo ejecutado se nota una gran diferencia entre las leyes de cabeza y tonelaje, esto debido

principalmente a la sobre dilución, la cual ha sido medida en campo. Con el objetivo de lograr una mejor ley de cabeza sin alterar el ritmo de producción actual de 1 500 t/día, surge la necesidad de elaborar el presente proyecto, el cual presenta algunas alternativas de mejora puntuales pero muy significativas como realizar un ajuste en la sección de diseño. En sus conclusiones referencia que la sección de diseño de 3,5 x 3,5 m., ayudó a mejorar la ley de cabeza como muestra de ello con el incremento en la ley equivalente del Zn. en las reservas y por lo tanto los márgenes operativos se incrementaron y además concluye que se debe realizar el cálculo del porcentaje de dilución, para cada método de explotación que se emplea en la mina y no tomar un valor determinado para generalizarlo en todas las zonas de explotación de la mina en estudio.

Según Jesusi (2017), ““Estrategias para reducir la dilución mediante criterios geomecánicos en el método de minado de tajeo por sus niveles””, trabajo de investigación en donde se plantea las estrategias necesarias para controlar la dilución del mineral aplicando criterios geomecánicos para reducir el porcentaje de dilución secundario y la toma en énfasis de los parámetros geomecánicos influyentes, para establecer estrategias para su control y reducir la dilución secundaria (dilución no planeada) posteriormente se procedió a levantar la información necesaria (mapeo y logeos geomecánicos), para la caracterización y clasificación geomecánica adicionalmente se tenía la información de los ensayos de laboratorio lo que permitió levantar la información necesaria en la zona de veta, para definir las propiedades índices de la roca y con esto se procedió al uso de métodos empíricos como el método gráfico de Mathews para la estabilidad de los tajeos (N extendido, el equivalente lineal de sobre rotura ELOS de Clark y Palkanis para estimar la dilución, el método de Carter

para dimensionar los pilares puentes y el método de Barton para el diseño de sostenimiento de labores y el programa Phase 2 de Rocscience , para calcular las deformaciones y esfuerzos con el fin de evaluar las condiciones de estabilidad de los tajeos diseñados.

Santillana (2013) “Reducir el % de dilución, mediante el empleo de técnicas de control en los tajos de U.P. Santa María”, Compañía Minera Poderosa S.A. La Libertad – Perú, en el que se determinó la data histórica disponible de acuerdo a las técnicas de la geomecánica en cuya fuente de datos se encuentra el porcentaje de dilución diario y también la adopción de la medida de control, para luego evaluar su cumplimiento de mejora de la recuperación a través de la mejora en el proyecto CMC “Team Zona Sur”, en donde se concluye con una meta establecida de evaluación del desempeño futuro para asegurar la continuidad de la mejora del porcentaje de dilución por debajo del 40 % en base a una evaluación diaria del performance de los contratistas en base a un BM de dilución establecida y la coordinación mediática de las áreas de mina y geología, para obtener un mejor nivel de control de las mediciones de la dilución.

Según De Nicola (2015), “Dilución operacional en mina El Soldado” Universidad de Chile, facultad de ciencias físicas y matemáticas; departamento de ingeniería civil de minas, la investigación corresponde a la determinación de la dilución operativa y la cual genera un impacto en el beneficio económico haciendo que muchas veces se incurra en menores retornos de los esperados y el objetivo generalizado es el de analizar diferentes focos de dilución en la mina El Soldado, cuantificando su importe en la dilución global y estudiando las posibles soluciones para disminuir y parte del modelo geológico de la definición de los polígonos de extracción operativos de

tronadura, forma de carguío, selectividad de equipos de carguío, caserones rellenos, errores de muestreo geológico y en sus conclusiones y recomendaciones afirman que la dilución planificada en la que es poco lo que se puede mejorar pero si es conveniente precisar la dilución inherente al modelo geológico que es parte de las características propias del macizo y la mineralogía del sector, también su mejora poco probable, además la vista de la dilución por definición de polígonos de extracción, ha condicionado a la geometría y dimensiones de los cuerpos mineralizados además de las dimensiones de los equipos; el planificador tiene que utilizar su conocimiento y experiencia e ingenio para la disminución de las pérdidas del mineral en los bordes de los disparos y las zonas de por de estéril/ mineral y finalmente la dilución operacional que debe manejarse en la mina de manera que se pueda disminuir la entre las que interviene la dilución por tronadura, por carguío, selectividad equipo de carguío, por caserones rellenos y por error de muestreo geológico.

Fernández, Belete & Rojas (2015), “Parámetros y factores asociados a la dilución interna en yacimientos cubanos de níquel y cobalto” mineralogía y geología Cuba. Donde se menciona el efecto de la dilución muy significativa en la economía minera y se reconoce actualmente como un parámetro en los que se puede trabajar en los yacimientos lateríticos de Ni y Co en el nororiente cubano , donde se explota por muchos años, sin conocimiento preciso de las fuentes de la dilución y en particular la dilución interna que se atribuye fundamentalmente a la complejidad del contacto entre los diferentes horizontes de mina y que interviene las imprecisiones derivadas de los modelos geológicos-geométricos insuficientes que afectan a la selectividad en la planificación a corto plazo específicamente en la selectividad operacional, en donde la clasificación en componentes geológicos y mineros de los parámetros asociados a los

yacimientos lateríticos de Ni y Co, permitió diferenciar aquellos elementos que condicionan e identifican las interrelaciones y que facilitan la separación de las mismas durante el laboreo minero y dentro de estas son los parámetros y factores geoquímicos del componente geológico relacionado a los equipos de arranque del mineral con una capacidad de la tecnología minera en su aspecto operacional.

## **1.2. Formulación del problema**

¿De qué manera la aplicación de la geomecánica en el método de explotación por corte y relleno ascendente mejorará el control de dilución en mina Coricancha, San Mateo 2020?

## **1.3. Objetivos**

### **1.3.1. Objetivo general**

Aplicar la geomecánica en el método de explotación por corte y relleno ascendente para el control de la dilución en mina Coricancha, San mateo 2020.

### **1.3.2. Objetivos específicos**

- Determinar el porcentaje de dilución a través de los métodos numéricos relacionados a las características de la geomecánica del macizo rocoso.
- Identificar el porcentaje de dilución que presentaron las leyes de los tajos de la Veta Constancia nivel 3680 durante los meses de octubre y noviembre 2020.
- Realizar un análisis comparativo entre los porcentajes de dilución calculados con los métodos numéricos y los presentados durante octubre y noviembre 2020.

## 1.4. Hipótesis

### 1.4.1. Hipótesis general

Al aplicar la geomecánica en el método de explotación por corte y relleno ascendente se logrará controlar la dilución de los 5 tajos pertenecientes a la veta Constancia ubicada en el distrito minero Viso – Aruri, se determinará los factores que condicionan el incremento de la dilución. Además, se identificará la diferencia entre los porcentajes de dilución planificada con la calculada mediante modelos numéricos que estarán en un rango de 0 % al 20 %.

### 1.4.2. Hipótesis específicas

- Con la evaluación del porcentaje de dilución a través de los métodos numéricos se contrarrestará el riesgo de dilución mediante el análisis geomecánico del entorno estructural de los 5 tajos de la veta Constancia disminuyendo la contaminación del mineral con material estéril.
- La identificación del porcentaje de dilución que presentaron las leyes de los tajos de la Veta Constancia en el nivel 3680 permitirá realizar un análisis de variación entre los porcentajes de las leyes de cabeza de los minerales extraídos y el de dilución durante los meses de octubre y noviembre 2020.
- Al realizar un análisis comparativo entre los porcentajes de dilución calculados con los métodos numéricos, y el porcentaje permisibles presentado durante octubre y noviembre 2020, permitirá identificar diferencias y causas ligadas al incremento en la dilución.

## CAPÍTULO II. METODOLOGÍA

### 2.1. Tipo de investigación

Según la naturaleza y las características del estudio de investigación es del tipo Aplicada, No experimental con diseño descriptivo, ya que el estudio se refiere al control del incremento en los porcentajes de dilución que afectan las leyes de cabeza de los minerales extraídos en los 5 tajos de la veta Constancia. Para lo cual se aplicará modelos numéricos basados en la geomecánica determinando así el porcentaje de dilución en base a características del macizo rocoso.

Murillo (2008), la investigación aplicada recibe el nombre de “investigación práctica o empírica”, que se caracteriza porque busca la aplicación o utilización de los conocimientos adquiridos, a la vez que se adquieren otros, después de implementar y sistematizar la práctica basada en investigación. El uso del conocimiento y los resultados de investigación que da como resultado una forma rigurosa, organizada y sistemática de conocer la realidad.

Según Hernandez, Fernández & Baptista (2012), la investigación no experimental es aquella que se realiza sin manipular deliberadamente variables. Es decir, es investigación donde no hacemos variar intencionalmente las variables independientes. Lo que hacemos en la investigación no experimental es observar fenómenos tal y como se dan en su contexto natural, para después analizarlos, es cualquier investigación en la que resulta imposible manipular variables o asignar aleatoriamente a los sujetos o a las condiciones. De hecho, no hay condiciones o estímulos a los cuales se expongan los sujetos del estudio. Los sujetos son observados en su ambiente natural, en su realidad.

Según Tamayo y Tamayo (2006), el tipo de investigación descriptiva, comprende la descripción, registro, análisis e interpretación de la naturaleza actual y la composición o procesos de los fenómenos; el enfoque se hace sobre conclusiones dominantes o sobre cómo una persona, grupo, cosa funciona en el presente; la investigación descriptiva trabaja sobre realidades de hecho, caracterizándose fundamentalmente por presentarnos una interpretación correcta.

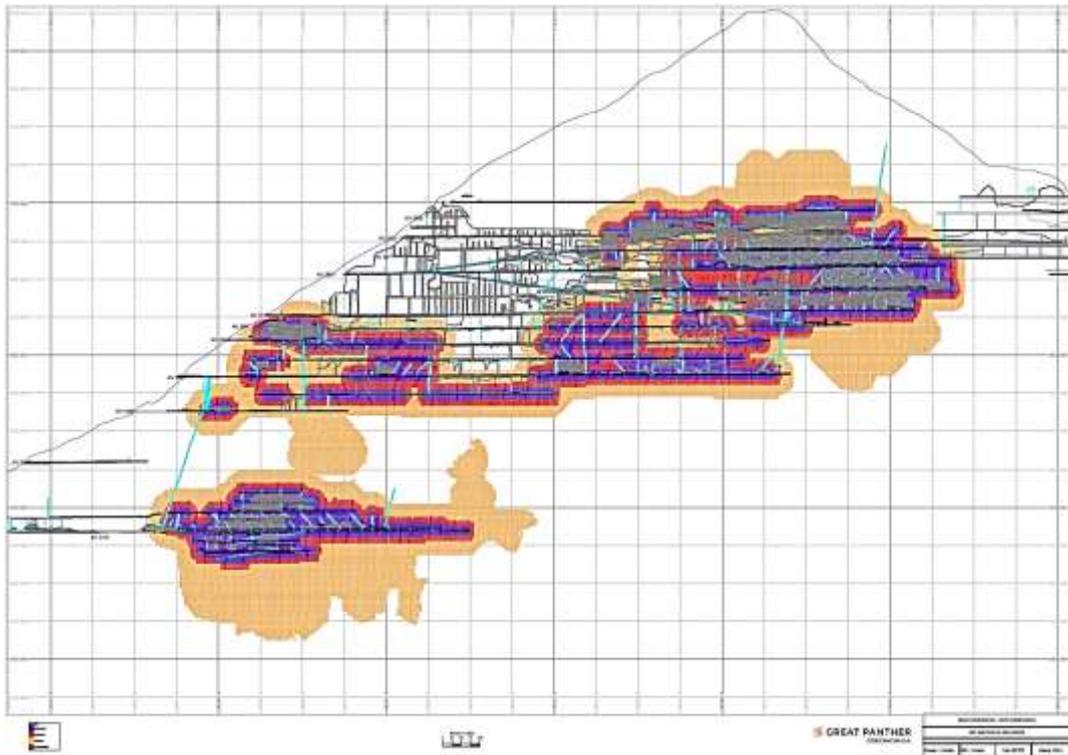
## **2.2. Población y muestra**

### **Población**

La población para el trabajo de investigación está constituida por los 11 niveles de la veta Constancia, desde el nivel superior 4015 hasta el nivel 460 (3460) con una diferencia de elevación de más de 550 m. En la parte inferior hasta el nivel 140 (3140), por lo que se observa una aparente continuidad vertical total de casi 1,000 m. Tiene una longitud cercana a los de 3 800 m.

## Figura 2

*Sección longitudinal de la veta Constancia.*



Fuente: Área de geología.

## Muestra

La muestra del proyecto de investigación está conformada por 5 tajos de la veta constancia: TJ 107N, TJ 094N, TJ 094S, TJ 068N, y TJ 068S; ubicados en el nivel 3680.

## 2.3. Técnicas e instrumentos de recolección y análisis de datos

### 2.3.1. Recopilación de la información documental

Se recopila información bibliográfica, información en revistas, folletos e información virtual estilizando el internet acerca de la dilución estimada mediante métodos numéricos ligados a la geomecánica del macizo rocoso entre los cuales destacan: ELOS, Radio hidráulico (RH) y Número de estabilidad ( $N'$ ), lo cual

ayudará a relacionar el porcentaje calculado con el valor de dilución presentado durante los meses de octubre y noviembre. Además de recabar todos los datos de la geomecánica de los 5 tajos pertenecientes a la veta Constancia en el nivel 3680.

- **Factores y mecanismos condicionantes de la dilución**

Diversos autores, a través del estudio de casos históricos o mediante modelamiento numérico de distintos casos representativos (Capes, 2009, Henning & Mitri, 2008, Henning & Mitri, 2007, Mah, 1997, Martin et al., 1999, Martin et al., 2003, Potvin, 1988), han concluido y destacan que la cantidad de dilución por sobre excavación observada y medida está fuertemente condicionada a cinco aspectos fundamentales que guardan relación con la geometría de la excavación, la orientación de los esfuerzos principales y la competencia del macizo rocoso. Siendo estos:

- a) Altura del caserón:** asociada a la desviación excesiva de los tiros de producción conforme se aumenta la distancia de perforación, o a la estabilidad del macizo rocoso a medida que se aumenta la altura y con esto la luz máxima de exposición.
- b) Ángulo de inclinación de la pared colgante:** mientras más inclinada se encuentra la pared colgante, mayor será la dilución por sobre excavación debido a la presencia de esfuerzos verticales actuando sobre el macizo circundante, y al aumento de la altura real de la pared.
- c) Tensor de esfuerzos imperante:** se genera una zona de relajación en la pared colgante, debido a una redistribución de los esfuerzos hacia los abutments. Se ha demostrado que la relajación puede causar

condiciones de esfuerzos casi nulas lo que reduce la capacidad de la excavación de autoportarse en un macizo fracturado y aumenta la probabilidad de formación de grietas nuevas (Diederichs & Kaiser, 1999, Hoek, 1968).

**d) Forma y tipo de caserón:** esto hace referencia a la relación de aspecto que presenta un caserón. Se ha concluido que caserones más altos que anchos presentan menor dilución que sus pares con forma más cúbica (Henning & Mitri, 2007).

**e) Secuencia de extracción:** se alude a la secuencia de extracción ascendente de caserones con posterior relleno, en donde los caserones primarios, que se caracterizan por estar rodeados de roca presentan índices de dilución menores que los caserones terciarios que se rodean de pilares compuestos de relleno cementado.

- **Equivalent Linear Overbreak Sloogh (ELOS)**

El término ELOS, fue introducido por Clark & Pakalnis, Dunne & Pakalnis, (1997), para representar a la dilución en términos de una densidad lineal de la excavación. Este término uniformiza el volumen total de sobre excavación de una pared a lo largo de toda la extensión de su área, tal como se puede apreciar en la Figura 4 , físicamente el término ELOS representa una profundidad promedio de sobre excavación para una pared, tiene la ventaja de entregar información de manera independiente del valor del ancho de la cámara a diferencia del término porcentual, cuando se expresa la dilución en términos porcentaje (%) en el ancho de las cámaras genera grandes distorsiones en el análisis dado su peso en el volumen total de la

excavación pudiendo ser este último el caso de comparación entre vetas angostas y cámaras de ancho considerable, que se da en el modelo siguiente:

### **Ecuación 1**

*Formulación dilución por medio de ELOS.*

$$ELOS (m) = \frac{\text{Volumen de sobre excavación de la pared (m}^3\text{)}}{\text{Área de la pared (m}^2\text{)}}$$

Fuente: Henning (2007)

El ELOS, convierte una medida volumétrica de la sobre excavación en una profundidad promedio, redistribuida sobre el área total estudiada. Así la dilución en términos porcentuales es fácilmente obtenida luego por el modelo.

### **Ecuación 2**

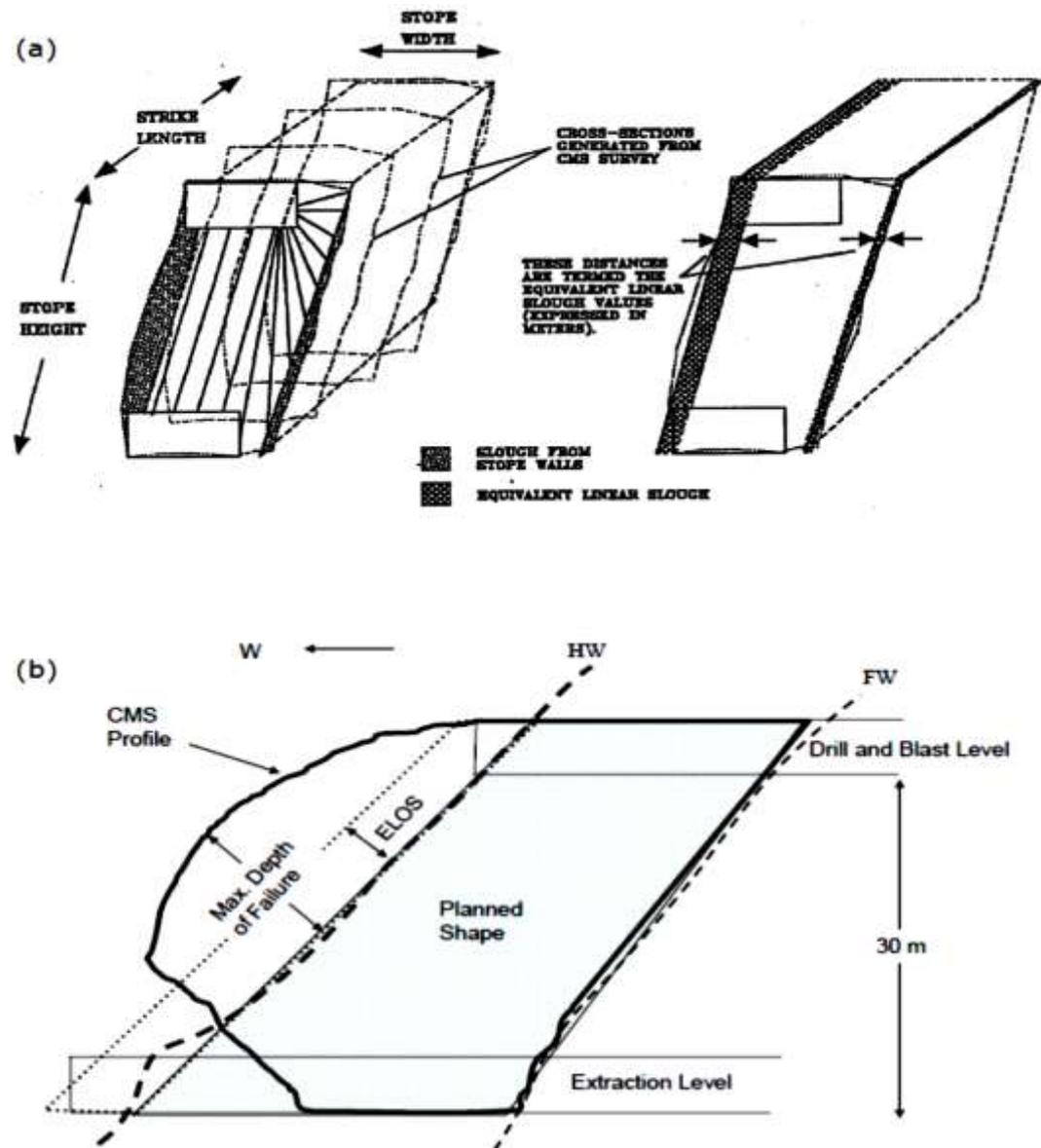
*Dilución en base porcentual.*

$$\%Dilución = \frac{ELOS (m)}{\text{Ancho de la pared (m)}} \times 100$$

Fuente: Henning (2007)

**Figura 3**

*Gráfica en 3D y 2D ELOS.*



Fuente: Mah y Capes (2009).

- **Estimación de excavación y sobre excavación (ELOS)**

Las metodologías actuales de estimación de dilución por sobre excavación, posee un carácter gráfico y empírico que los métodos de diseño de cámaras, estas guías han evolucionado de la misma forma que los métodos de diseño, las metodologías integran sus procedimientos en la estimación de ELOS, como

función de dos variables independientes que caracteriza la pared analizada de la excavación.

– Número de estabilidad  $N$  o  $N'$ .

### **Ecuación 3**

*Fórmula del Número de estabilidad.*

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Fuente: Mathews (1981).

Donde:

$Q'$  = Índice de calidad de roca de Barton (1974), con  $J_w = 1$  y  $SRF = 1$ , el cual será calculado por la siguiente fórmula  $RMR = 9 \ln Q + 44$

$A$  = Factor de condición de esfuerzos

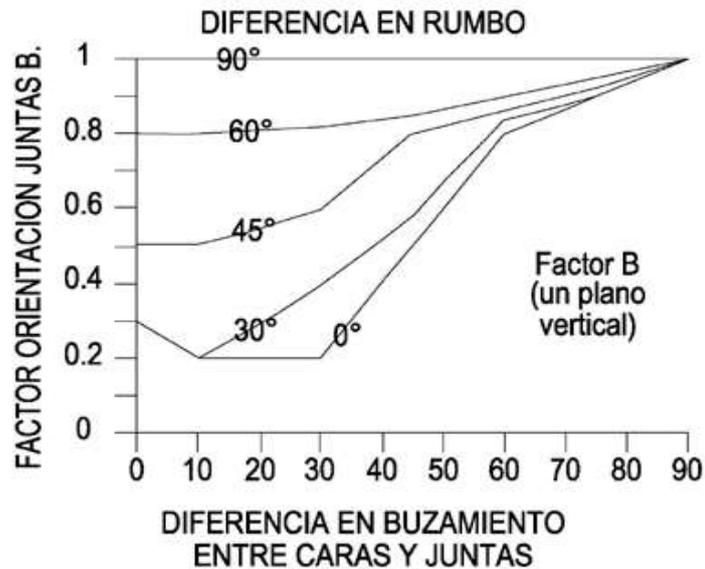
$B$  = Factor de orientación de estructuras

$C$  = Factor de componente gravitacional

El Factor “A” es generalmente igual a 1 para la caja techo debido a que ésta se encuentra en un estado de relajamiento debido a la excavación y por tanto el mecanismo de falla observado es el desprendimiento de la caja más no el de la falla por esfuerzos. El parámetro SRF se omite generalmente ya que los esfuerzos en la geometría de la mina se analizan separadamente empleando un código numérico. El Factor “A” reemplaza el Factor de Reducción de Esfuerzos (SRF). El Factor de agua  $J_w$  está dado como 1.

El Factor “B” es una medida de la orientación relativa de las estructuras dominantes con respecto a la superficie de excavación.

Figura 4: Gráfica de orientación de juntas, Factor B.



Fuente: Mathews (1981).

El Factor “C” es una medida de la influencia gravitatoria sobre la estabilidad de las superficies de excavación consideradas.

Figura 5: Factor de ajuste gravitatorio.



Fuente: Mathews (1981).

– El radio hidráulico [HR (m)]

#### **Ecuación 4**

*Fórmula del Radio Hidráulico*

$$RH (m) = \frac{\text{Área (m}^2\text{)}}{\text{Perímetro (m)}}$$

Fuente: Palkanis (1993).

La diferencia gráfica y la precisión entre una y otra metodología, corresponden a la datación correspondiente en donde un mayor volumen permite delimitar estadísticamente mejor las zonas de similar sobre excavación.

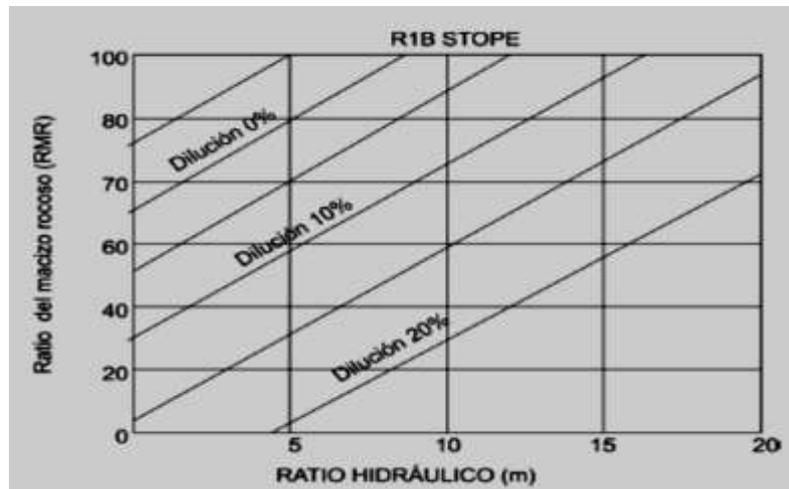
- **Metodología de Pakalnis (1993)**

Es una metodología de dimensionamiento y diseño de caserones con enfoque en la cantidad de dilución (%) estimada y propone que la dilución observada en un caserón atribuida a la pared colgante y está en función de RMR de la pared, radio hidráulico de la pared, casa de extracción y del tipo básico de configuración geométrica de la cámaras, Pakalnis & Vongpaisal (1993) para su determinación ver Figura 5, se asume que dilución proviene de la pared colgante no incluye en el análisis, otras paredes e interacción con el techo.

El modelo para el estimado de acuerdo al tipo de cámara o apertura subterránea, está básicamente compuesto por la relación geométrica y disposición de los mismos de la condición aislada, echelon y adyacentes para su determinación (Tabla 01).

**Figura 6**

*Estimación de dilución (%).*



Fuente: Pakalnis (1993).

**Tabla 1**

*Metodología de Palkanis.*

Condición de las cámaras	Modelamiento matemático
Caserones aislados	$Dil \% = 5,9 - 0,08 RMR - 0,01 ER + 0,98 HR$
Caserones en escalón	$Dil \% = 8,8 - 0,12 RMR - 0,018 ER + 0,8 HR$
Caserones adyacentes	$Dil \% = 10,1 - 0,22 RMR - 0,011 ER + 0,9 HR$

Fuente: Palkanis 81993).

- **Metodología de Clark (1998)**

Redunda en el número de estabilidad modificado ( $N'$ ) en el radio hidráulico[HR (m) para la cuantificación de la sobre excavación para definir las líneas de la división de las zonas de sobre excavación, Clark puso su experiencia de por medio y la tendencia visual u ordenado de los datos, busca a través de las regresiones logísticas y redes neuronales para afinar las curvas alcanzándose las zonas de buen ajuste, pero no siempre en su totalidad en la Figura 7, es una buena herramienta conocida en la actualidad, pero no siempre es independiente de

quién lo usa respecto al sesgo y si es así se convierte en una delimitación casi estadística.

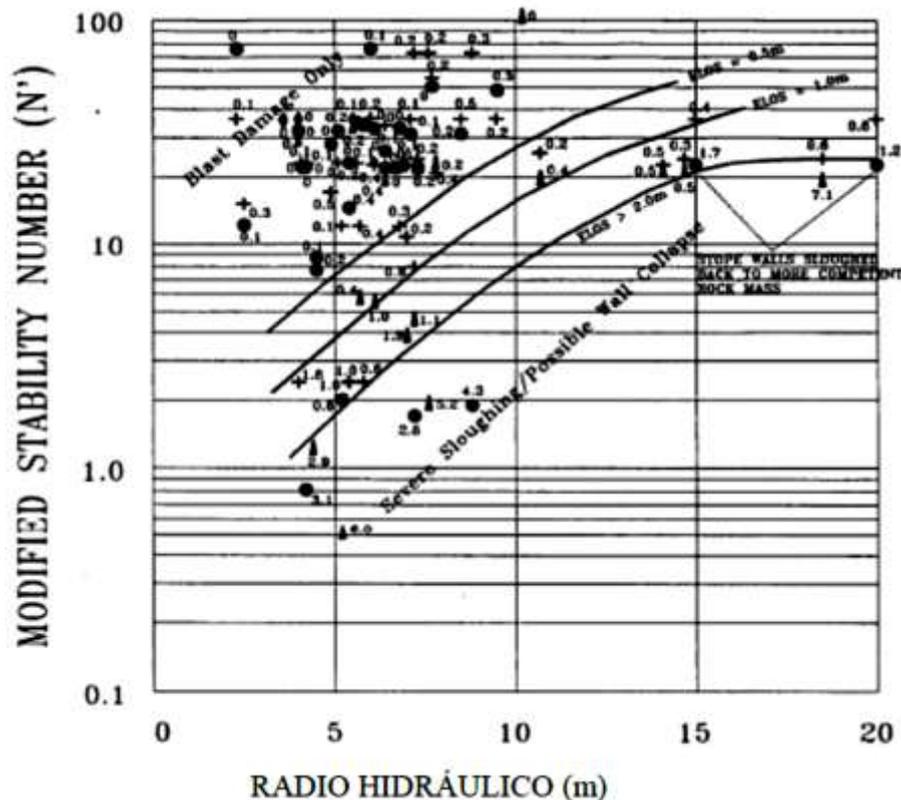
- **Metodología de Capes (2009)**

Se propone un nuevo gráfico de estimación de la sobre excavación que complementa los trabajos realizados anteriormente por Mah (1997) y Clark, propuesta en la misma dirección, capes toma la sobre excavación potencial nuevamente como formación del número de estabilidad modificada de Potvin ( $N'$ ) y el radio hidráulico para (HR).

La herramienta de diseño predictivo de capes se aparece en la Figura 8, donde se aprecian las curvas graficadas para un acierto del 80 % ( $P = 0,8$ ) este porcentaje fue variado de la manera de observar la mayor correlación entre las guías y los datos empíricos de las cámaras, Capes (2009).

**Figura 7**

*Guía de estimación de dilución.*



Fuente: Clark (1998).

- **Zonificación generalizada en gráfico empíricos**

Los métodos de producción de sobre excavación presentan gran variabilidad en los valores de la base de datos, estos son zonificados en intervalos de igual potencial de sobre excavación, estas zonas se asumen en la asociación de ciertas prácticas operacionales como:

- **Zona:  $ELOS \leq 0,5$  (m)**

Se asocia principalmente a daño por voladura, por la sobre excavación provocada por efecto de la propagación de ondas de choque, vibraciones y desviaciones de los tiros de producción que aumentan el poder rompedor de la configuración inicial de la voladura, más allá de los límites del diseño.

- **Zona:  $0,5$  (m)  $\leq$   $ELOS$   $\leq$   $1,0$  (m)**

Considerado como dilución menor provocada por fenómenos de deslizamiento de bloques de las paredes de la cámara producto de la redistribución de esfuerzo en torno a la cámara.

- **Zona:  $1,0$  (m)  $\leq$   $ELOS \leq 2,0$  (m)**

Considerado como dilución moderada, está asociada al desprendimiento y caída de bloques de roca desde la pared colgante y techo, esto está controlado por la generación de una zona de relajación de esfuerzos adyacentes a la pared colgante que provoca un efecto de des confinamiento de los bloques presentes, los que deslizan entre sí o caen por gravedad.

- **Zona:  $ELOS > 2,0$  (m)**

Considerado como dilución severa. Esta zona corresponde a una sobre excavación mayor producto del des confinamiento de la pared asociada a la zona de relajación de esfuerzos que ha concluido en un área estable mucho más atrás de la delimitación de la pared colgante.

### **2.3.2. Análisis de datos**

Para el análisis de datos se hizo uso del programa Excel, en el cual se organizó la información geomecánica del macizo rocoso de los 5 tajos en estudio (Anexo 04), para posteriormente aplicar las fórmulas de ELOS, radio hidráulico y número de estabilidad. En el mismo programa se organizó la base de datos correspondiente a los reportes de leyes de los minerales extraídos en estos tajos y los porcentajes de dilución que presentaron durante los meses de octubre y noviembre. Finalmente se utilizó la estadística descriptiva, mostrando los datos mediante gráfico de barras y cuadros estadísticos.

## **2.4. Procedimiento**

### **2.4.1. Primera etapa: Gabinete**

Inicialmente se procede a la revisión de antecedentes, estudios previos, realizados respecto al tema, en los diferentes ámbitos, tanto local, nacional como internacional, para lo cual se recurrió a los repositorios virtuales.

Se recopiló la información de la geología regional y local de la veta Constancia en el distrito minero Viso - Aruri en la cual se encuentran los 5 tajos en estudio. Además de generalidades sobre el emplazamiento del depósito mineral, potencia de la veta y el método de explotación corte y relleno ascendente.

El distrito minero pertenece a la jurisdicción política del distrito de San Mateo, provincia de Huarochirí y departamento de Lima. Ocupa un área aproximada de 60 km<sup>2</sup> incluidos en un rectángulo referencial limitado por las siguientes coordenadas UTM, WGS 84.

Viso-Aruri está emplazado en la vertiente occidental del ramal occidental de los Andes Centrales en la cuenca hidrográfica del río Rímac. La topografía es muy accidentada, producto de la erosión fluvial formando desniveles desde los 2 800 hasta los 4 500 m.s.n.m. El acceso desde Lima es por la Carretera Central pavimentada hasta la altura del km 90 y por el Ferrocarril Central cuya estación de Tamboraque dista 120 km del puerto del Callao. La población de San Mateo con 10 000 habitantes.

#### **A. Geología Regional**

En la región Viso-Aruri se observan rocas sedimentarias Cretáceas en la parte del basamento seguidas de una potente secuencia de más de 1 500 m de rocas volcánicas terciarias. Las rocas sedimentarias, que representan la base de la secuencia litológica de Viso–Aruri, están formadas por secuencias métricas de calizas grises, fuertemente plegadas, de la formación Jumasha. Afloran en el fondo de la quebrada del río Rímac, en las inmediaciones de la localidad de Viso. En este tipo de rocas y en contacto con los volcánicos, se han localizado y explotado yacimientos polimetálicos filoneanos y de reemplazamiento (Mina El Barón).

La secuencia volcánica terciaria (1 500 m) consiste de apilamientos de andesitas, de textura porfirítica y con fenocristales de plagioclasa, de colores gris a gris-verdoso-violáceo, en bancos masivos y gruesos (10 m a 40 m); están constituidas por derrames de lavas, brechas hacia la parte inferior de la secuencia, y lavas piroclásticas en las zonas altas, con algunos horizontes ligeramente alterados. Los horizontes volcánicos presentan una orientación subhorizontal buzamientos de 10° a 15° SW. A esta secuencia volcánica se la conoce como Grupo Rímac y se la considera de edad Mioceno-Medio del Terciario.

Los esfuerzos de compresión cortical provocaron un notable fracturamiento a nivel distrital, permitiendo el emplazamiento de la mineralización polimetálica dentro del campo filoneo que afectó las rocas volcánicas antes descritas. Un pequeño intrusivo (stock), con características de una granodiorita fuertemente alterada, se ha logrado identificar en la zona de Viso en la carretera que da acceso a la mina San Nonato. No se conoce, por ahora, la relación que tendría este intrusivo con la mineralización de la zona. Las únicas manifestaciones de rocas intrusivas corresponden a diques dacíticos, traquíticos y riolíticos con rumbos NE y NNE, prácticamente verticales, cortando a las rocas volcánicas.

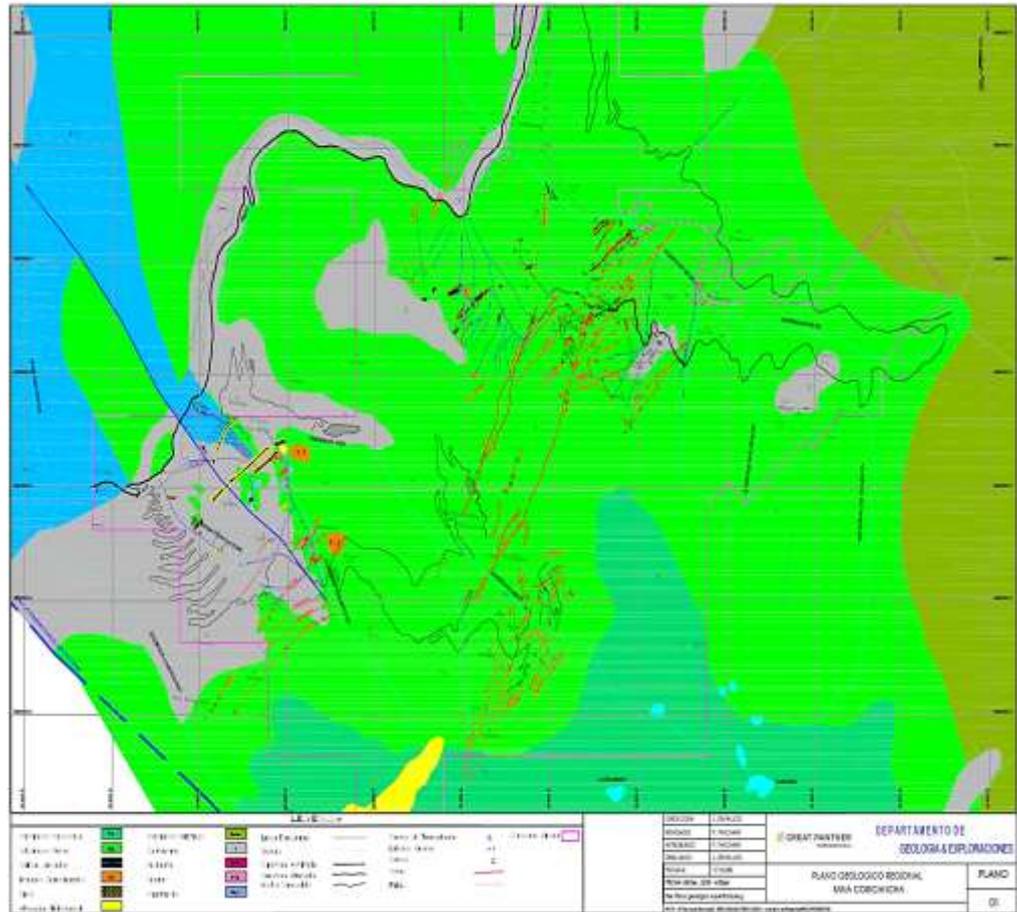
La región del Viso-Aruri presenta varios dominios estructurales previos a la mineralización ocurrida a nivel distrital. Por ello, N. Díaz y L. Banda indican la existencia de:

- a) Fallas y fracturamientos regionales de rumbo NW-SE como Pariachaca-Matucana.
- b) Fallas de desgarre y rumbo NS a NNE aproximadamente como San Pablo y Huamuyo.
- c) Fracturas NNE a NE que permitieron las intrusiones de diques leucócratos.
- d) Fracturas mineralizadas NNE-SSW como Wellington y Constancia, entre otras. (Véase el Mapa Geológico Regional)

Estos datos estructurales son de interés prospectivo a nivel distrital ya que siempre sirven de guía estructural para buscar en las quebradas y fracturas ocultas nuevas vetas mineralizadas; en particular, entorno a la Mina Coricancha y dentro del conjunto de propiedades mineras.

### **Figura 8**

*Mapa geológico regional.*



Fuente: Área de Geología.

## B. Geología Local

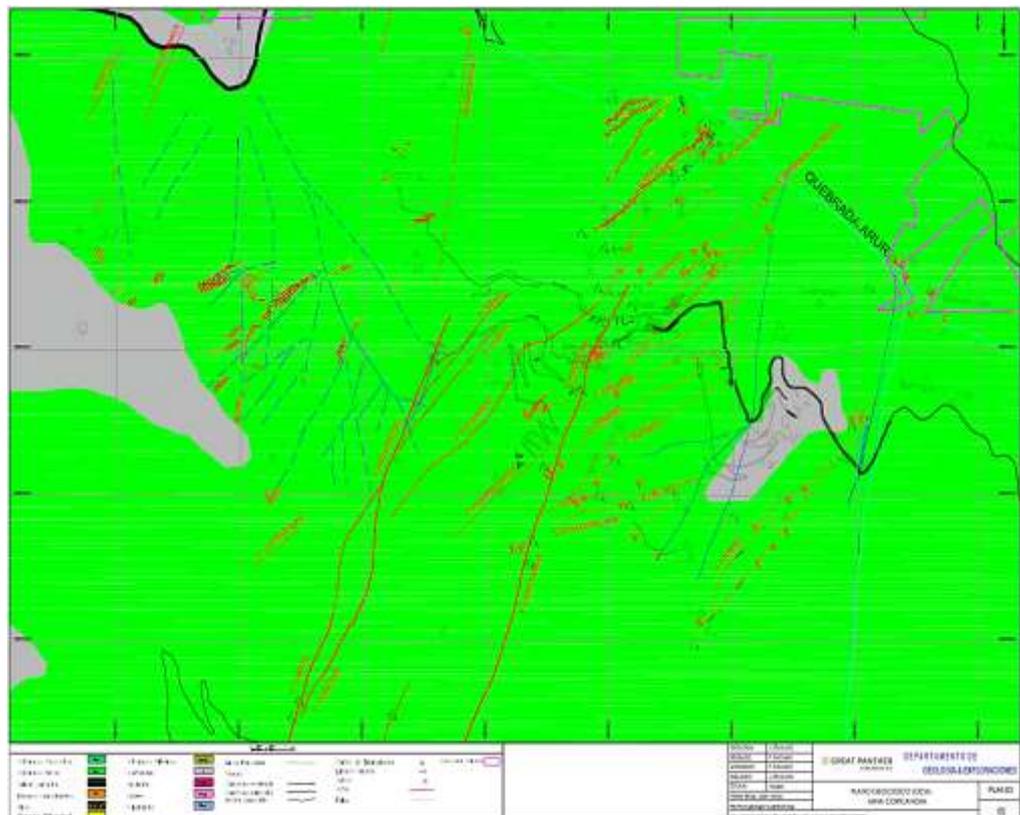
Al Sur de la quebrada Aruri, aflora toda la secuencia de los volcánicos andesíticos del grupo Rímac; consisten de brechas volcánicas en los niveles inferiores adyacentes a la quebrada Aruri hasta derrames andesíticos potentes y aglomerados volcánicos y tobas hacia las partes altas de la sierra. En el Mapa Geológico Estructural se pueden observar las principales vetas y/o estructuras del sistema mineralizado del yacimiento de Coricancha. Las principales vetas del sistema pertenecen al dominio estructural de rumbo N 15° E (subverticales) y parecen conformar un corredor tectónico, con movimientos de cizalla entre bloques, hecho que permite la aparición de otras

fracturas tensionales de rumbo NE-SW, de menor orden. En ambos casos, debido a los eventos magmáticos e hidrotermales tardíos, se produjo la mineralización polimetálica de estas fracturas abiertas formando vetas.

Al dominio estructural principal pertenecen las vetas de desgarre como Wellington, Constanza y Animas, las mismas que han delimitado tres bloques estructurales, posiblemente dislocados, que contienen las demás vetas tensionales como Escondida, Rocío, San José, Trinidad, Colquipallana, por mencionar las más importantes y reconocidas en superficie por el momento.

### Figura 9

*Plano geológico Local.*



Fuente: Área de Geología.

### C. Tipo de depósito mineralizado

El yacimiento está constituido por vetas polimetálicas, de relleno hidrotermal en fracturas tensionales y de cizalla, que atraviesan los volcánicos andesíticos del grupo Rímac. Las vetas tienen hasta 120 cm de ancho, presentando ensanchamientos locales de hasta 2 metros y lazos cimoides. La mineralización está conformada de pirita, esfalerita ferrífera (marmatita), galena argentífera, calcopirita, cuarzo y arsenopirita como los minerales más importantes; algo de tetraedrita también está presente. También se han observado pequeñas cantidades de minerales argentíferos: Pyrargyrita ( $\text{Ag}_3\text{SbS}_3$ ), Preibergita ( $(\text{Ag}, \text{Cu}, \text{Fe})_{12}(\text{Sb}, \text{As})_4\text{S}_{13}$ ), Prousitita ( $\text{Ag}_3\text{AsS}_3$ ). Otros estudios realizados por el Dr. U. Petersen y el Ing. Noel Díaz B. (1995), identificaron mejor las distintas etapas de mineralización encontradas en la veta Constancia:

**Etapas I**, de cuarzo–pirita con escasa presencia de sulfuros.

**Etapas II**, de sulfuros como esfalerita, galena argentífera, algo de calcopirita y pirita, cuarzo y arsenopirita con escaso oro.

**Etapas III**, de cuarzo–arsenopirita aurífera, relleno de la parte central de las vetas, y trazas de oro o parches “ojos de pirita”, marmatita, galena y calcopirita.

**Etapas IV** estaría conformada de cuarzo junto a tetraedrita-tenantita, enriquecidas en plata. La ganga está siempre compuesta por rellenos de cuarzo mayormente, con algo de calcita.

La alteración de la roca volcánica de caja, mayormente andesitas, es del tipo argílica (cuarzo-sericita) que resultó ser completamente estéril y se extiende

hasta 2 m desde el centro de la veta; luego, más externamente aparece una alteración propilítica notoria (epidota-clorita-pirita) hasta llegar a zonas sin alterar. Es decir, por la naturaleza mineralógica y tipo de alteración hidrotermal observados, Coricancha sería un yacimiento del tipo “baja sulfuración” (Low Sulphidation Deposit).

Constancia es la veta polimetálica del sistema más estudiada por numerosos autores; tiene rumbo N 20° E, y buzamiento poco variable de 75°-80° NW. La mineralización consiste de un relleno de Cuarzo bandeado con Arsenopirita, Pirita, Seguido de otra banda de Esfalerita-Galena-Calcopirita hasta tocar el hastial andesítico. Presenta anchos variables (10 - 120 cm), un promedio de 62 cm de ancho de veta con 0,20 oz Au/TM; 5,77 oz Ag/TM; 2,12 % Pb; 3,17 % Zn y 0,38 % Cu. Ha sido explotada en una longitud de 1 600 m x 500 m de altura, siguiendo una franja paralela horizontal. Los contenidos en oro se encuentran asociados a la estructura cristalina de la arsenopirita (mispikel) por lo que se considera oro refractario; en profundidad, aumenta el cobre y zinc y disminuyen los valores de oro.

#### **D. Método de Corte y Relleno Ascendente**

Conforme a los parámetros geológicos y geomecánicos, veta (potencia prom. 50 cm, Buz 80°), caja techo, caja piso regulares y aplicando el modelo matemático de Nicholas 1981, se determinó el método de explotación corte y relleno ascendente.

El presente método consiste en extraer el mineral mediante cortes verticales en la estructura mineralizada y con un ancho mínimo del minado de 0,9 m. Estos cortes son perforados en forma vertical o inclinadas de acuerdo a una malla de perforación preestablecida y detonada, para luego limpiar el material roto, hacia el echadero. Cabe indicar que la altura del corte en la explotación es de 1,56 m; el sostenimiento empleado es de acuerdo al estudio geomecánico. Conforme se avanza la limpieza se colocará el sostenimiento, completado la limpieza se procederá para su relleno. De esta manera se completa el ciclo de minado, el cual se repetirá hasta llegar al nivel superior del block; siendo el ciclo de minado el siguiente: Perforación (Anexo 02 y 03), Voladura, Limpieza, Sostenimiento. Cabe indicar por cada corte se colocará barreras para contener el relleno y se dejará pilares como puentes en la parte superior e inferior del block según recomendación geomecánica para su mejor performance en la estabilidad del tajo a minar.

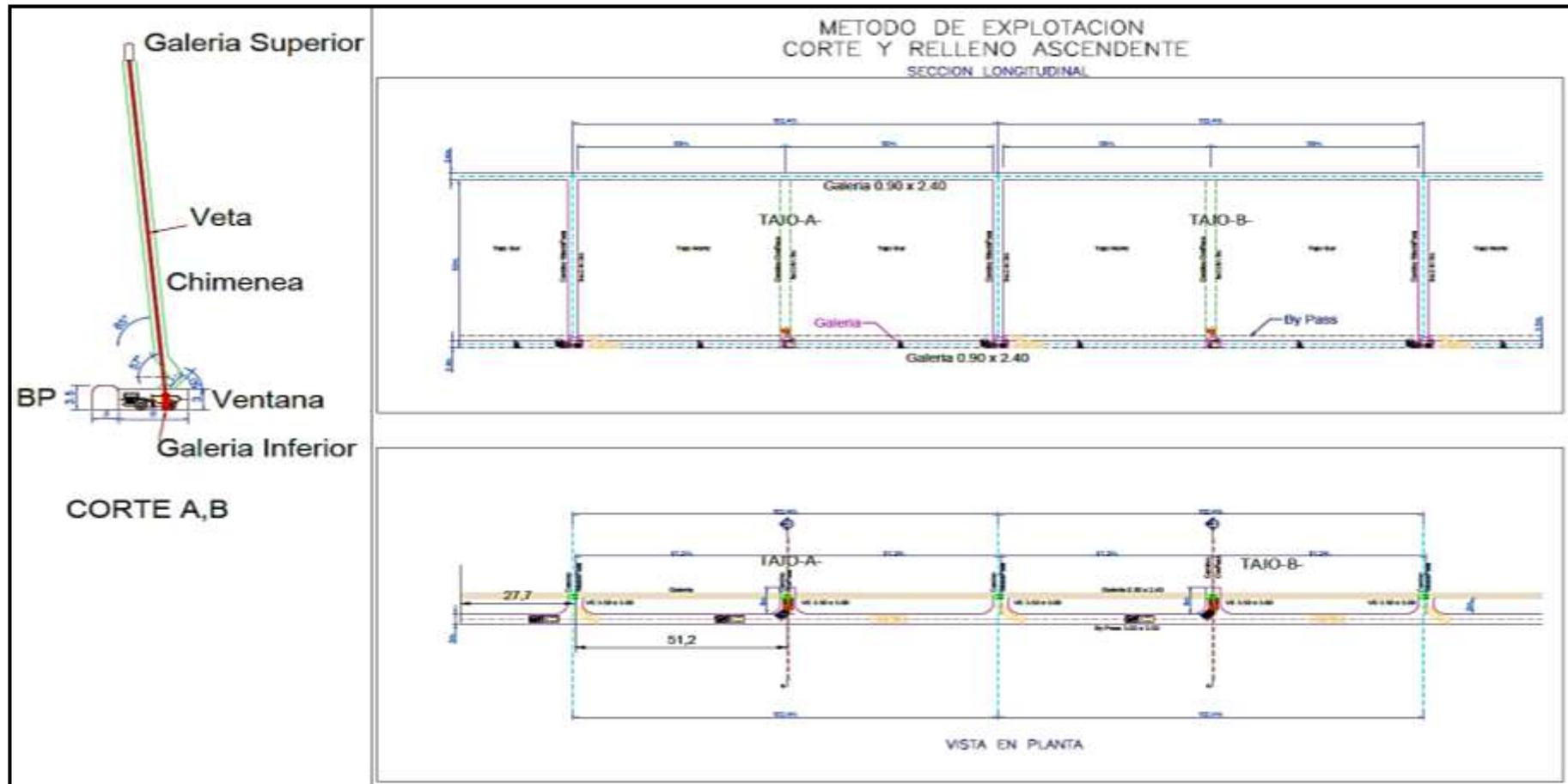
Este método será aplicado a partir de las chimeneas sobre la cual se correrán subniveles paralelos a las galerías, a 4 m de distancia vertical del techo y a ambos lados de las chimeneas. Si la explotación inicia desde la galería 0,9 x 2,4 no se considera subnivel, la galería de 0,9 x 2,4 se corre paralelo al by pass 3 x 3,5 m; reduciendo de esta forma el puente inferior y dejando solo el puente superior del block. Se utilizarán maderas con frecuencia en la preparación de tolvas, camino buzón y en el armado de barreras para contener el relleno hasta terminar la explotación de los blocks.

La explotación de Corte y Relleno Ascendente que utiliza presenta las siguientes características:

- Potencia de veta entre 0,2 a 1,2 metros.
- Mineral firme, y ley de corte 175 US\$/t.
- Veta tipo rosario.
- En la mayoría de los tajos la roca de caja es calificada como regular permitiendo un arranque seguro del mineral.
- Selectividad a fin de lograr la ley de cabeza programada sobre el CUT OFF. (Anexo 01)
- El método se ejecuta con equipos mecanizados y convencionales.
- La explotación se realiza con perforación vertical convencional (maquina Stopper) y breasting con Jack leg, limpieza con winche y relleno detrítico.

**Figura 10**

*Método de explotación Cut and Fill - bloque 100 x 50.*



Fuente: Área de planeamiento.

### 2.2.1. Segunda etapa: Procesamiento de datos

Para la obtención de los datos e geomecánica del macizo rocoso, en primera instancia se analizó los datos de las estaciones geomecánicas en el cual se determinaron cualitativamente y cuantitativamente el número de familias de fracturas (diaclasas conjugadas, familias aleatorias) por medio de la metodología descrita por Palmström (2005) para obtener el contenido volumétrico de discontinuidades ( $J_v$ ) y el RQD. El índice RQD también se obtuvo con estaciones geomecánicas para determinar valores de variación de las clasificaciones RMR y Q.

Posteriormente en las mismas estaciones geomecánicas se realizó un inventario de fracturas, rellenos, alteraciones, rumbos e inclinaciones, para determinar el estado de las discontinuidades para las clasificaciones RMR y Q. Con el esclerómetro, se determinó el rebote de la matriz rocosa y de algunas discontinuidades, con el fin de estimar una función de correlación respecto al ángulo de aplicación, rebote y la resistencia a la compresión inconfiada o uniaxial (RCI). En las estaciones, se estimaron las condiciones tensionales de la roca y presencia de agua freática en el macizo, finalmente se obtuvo la resistencia a la compresión inconfiada por métodos de estimación cualitativa de campo, y con esclerómetro.

Por medio de hojas de cálculo programadas y aplicaciones en Mecánica de Rocas y estimación de parámetros en la bibliografía disponible, se realizaron las clasificaciones geomecánicas **RMR** (Bieniawski, 1989) y **Q** (Barton, Lien & Lunde, 1974).

Con los datos geomecánicos se calculó el porcentaje de dilución mediante ELOS, RH y  $N'$ . Para finalmente realizar un análisis comparativo entre la dilución que presentaron los tajos y la calculada, determinando las causas del incremento porcentual de dilución e identificando si estas se encuentran ligadas a la estructura del macizo rocoso o por parte de los procesos operacionales.

## **CAPÍTULO III. RESULTADOS**

### **3.1. Estimación de dilución a través de los métodos numéricos relacionados a las características de la geomecánica del macizo rocoso**

Las Labores mineras desarrolladas en la zona alta de Veta Constancia, permitió caracterizar la geomecánica del macizo rocoso - sector Norte por medio de las clasificaciones RMR y Q. Asimismo, se estimaron los parámetros de resistencia al corte para la matriz rocosa y discontinuidades aplicando los criterios de Hoek & Brown (1980). Levantamientos, pruebas in situ y de laboratorio estiman una cohesión de 3,21 a 5,06 MPa y un ángulo de fricción de 36° a 41,0° para la matriz rocosa mientras que las discontinuidades poseen valores de 5,34 MPa y 34,92°. Por medio del método de Morelli (2017), se encontraron variaciones de GSI entre 28 y 72, las cuales se asocian a las cuatro familias principales de discontinuidades encontradas que generan variaciones del RQD del macizo. Este macizo se clasifica de calidad regular a buena según el RMR y como mala a buena según el índice Q, con ausencia de agua subterránea a nivel de afloramiento.

#### **3.1.1. Propiedades físicas y mecánicas del macizo rocoso**

La matriz rocosa del macizo se identifica como roca de composición Andesítica de moderada resistencia a alta; la estructura mineralizada (Veta Constancia) conformada por un relleno de cuarzo bandeado con arsenopirita, pirita, seguido de otra banda de esfalerita-galena-calcopirita hasta tocar el hastial andesítico. La zona de contacto entre la andesita y la estructura mineralizada podría indicarse como una Zona de Transición compuesta por andesita alterada.

**Tabla 2**

*Síntesis de propiedades físicas para la estructura mineralizada del sitio.*

<b>Parámetro</b>	<b>Valor</b>	<b>Parámetro</b>	<b>Valor</b>
Peso específico (kN/m <sup>3</sup> )	34,07	Resistencia Tracción (Mpa)	7,44
Ángulo fricción básico (°)	41,77	Módulo deformación (GPa)	7,20
Ángulo fricción residual (°)	33,36	Coefficiente de Poisson	0,30
Resis. compresión uniaxial	69,23	Constante roca intacta (mi )	23,17

Fuente: Datos de laboratorio.

### 3.1.2. Condiciones de Discontinuidades.

Este parámetro incluye las siguientes propiedades, que han sido determinados para cada conjunto.

- **Persistencia:** describe la longitud discontinuidad; casi todas las masas de roca examinados (86 %) se caracterizan por una persistencia lateral media, es decir entre 50 % y 90 % (es decir, entre 3 y 10 m) del macizo rocoso evaluado.
- **Apertura:** se ha medido o estimado utilizando clases ISRM Cuando la clase de abertura sólo se ha estimado, con el fin de pasar de una cualitativa para una descripción cuantitativa de aberturas, el valor máximo de cada clase se ha considerado. Los valores medios de abertura intervalo de 5 a 15 mm.
- **Rugosidad de las superficies:** El coeficiente de rugosidad de las fracturas (JRC) es probablemente la medida más utilizada de la rugosidad de las superficies de fracturas de roca. El JRC ha sido evaluado por comparación visual de un conjunto de perfiles con estándares producido por Barton y Choubey. Los valores medios del JRC son entre 5 y 7,5 Ligeramente rugoso y 12,5 a 15 Rugoso.

- **Presencia y tipo de relleno:** en él, las discontinuidades están ausente en casi el 80 % de los conjuntos investigados.
- **Condición paredes:** el macizo rocoso muestra un grado de alteración bajo, en particular, es frecuente observar ligeramente degradado o fresca por ser una excavación subterránea.

### 3.1.3. Condiciones Del Agua Subterránea

El quinto parámetro de la clasificación RMR, tiene en cuenta la aparición de agua a lo largo de las discontinuidades; valores diferentes han sido asignados sobre la base de las condiciones generales de humedad de la masa de roca, que puede ser: completamente seco (observada en 10 % de los sitios estudiados), húmedo (70 %), goteo (18) y flujo de (2 %).

### 3.1.4. Estimación de Rock Mass Rating (RMR)

Todos los valores de RMR ajustado para labores de explotación, están contenidas en dos clases, con independencia: Que miden entre 15 y 65, la primera clase con 61 % pertenece a la clase “mala” (20 a 40 RMR), la segunda clase con de 39 % corresponde a la “calidad regular” clase (41 a 60 RMR); la mayoría de los valores de RMR se incluyen entre 35 y 55.

Con la clasificación de sub clases se tendría un tipo roca V con 12 % que corresponde a (RMR<20), seguido de IVB con 21 % (21 a 30 RMR), IVA 28 % (31 a 40 RMR), IIIB 26 % (41 a 50 RMR) y IIIA 13 % (51 a 60 RMR).

### 3.1.5. Estimación del índice Q

Para este caso, se hizo variar los valores como máximo, mínimo y promedio del JSC, índice RQD y JRC para el número de familias de diaclasas, la tabla 3

muestra los parámetros empleados para el cálculo del índice Q y criterios para selección de soportes de excavación (Barton, Lien & Lunde, 1974).

**Tabla 3**

*Resultados del índice Q*

	<b>Parámetro</b>	<b>TJ107N</b>	<b>TJ094N</b>	<b>TJ094S</b>	<b>TJ068S</b>	<b>TJ068N</b>
RQD	Calidad de testigo	19,2	40,4	50,8	68,4	79,8
Jn	Índice diaclasado	12	11	11	9	9
Jr	Índice rugosidad discontinuidades	2	2	2,5	2,5	3
Ja	Índice alteración discontinuidades	1	1	1	1	1
Jw	Factor reducción presencia agua	0,66	0,83	1	1	1
SRC	Condiciones tensionales de roca	2,5	2,5	2,5	2,5	2,5
	<b>Valor de Q</b>	<b>0,84</b>	<b>2,44</b>	<b>4,62</b>	<b>7,60</b>	<b>10,64</b>

Fuente: Elaboración propia.

### 3.1.6. Estimación del porcentaje de dilución metodología de Clark & Pakalnis

Con los valores de la caracterización geomecánica de los 5 tajos se procede a la estimación del porcentaje de dilución, haciendo uso de las ecuaciones 1 y 2.

**Tabla 4**

*Dilución estimada según el volumen de sobre excavación*

<b>Parámetro</b>	<b>TJ107N</b>	<b>TJ094N</b>	<b>TJ094S</b>	<b>TJ068S</b>	<b>TJ068N</b>
Volumen de sobre excavación (m <sup>3</sup> )	0,98	1,12	0,91	0,55	1,13
Área de la pared (m <sup>2</sup> )	2,16	2,16	2,16	2,16	2,16
Ancho de la pared (m)	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
<b>ELOS (m)</b>	<b>0,45</b>	<b>0,52</b>	<b>0,42</b>	<b>0,25</b>	<b>0,52</b>
<b>Dilución (%)</b>	<b>50,41</b>	<b>57,61</b>	<b>46,81</b>	<b>28,29</b>	<b>58,13</b>

Fuente: Elaboración propia.

**Tabla 5**

*Número de estabilidad y Radio hidráulico*

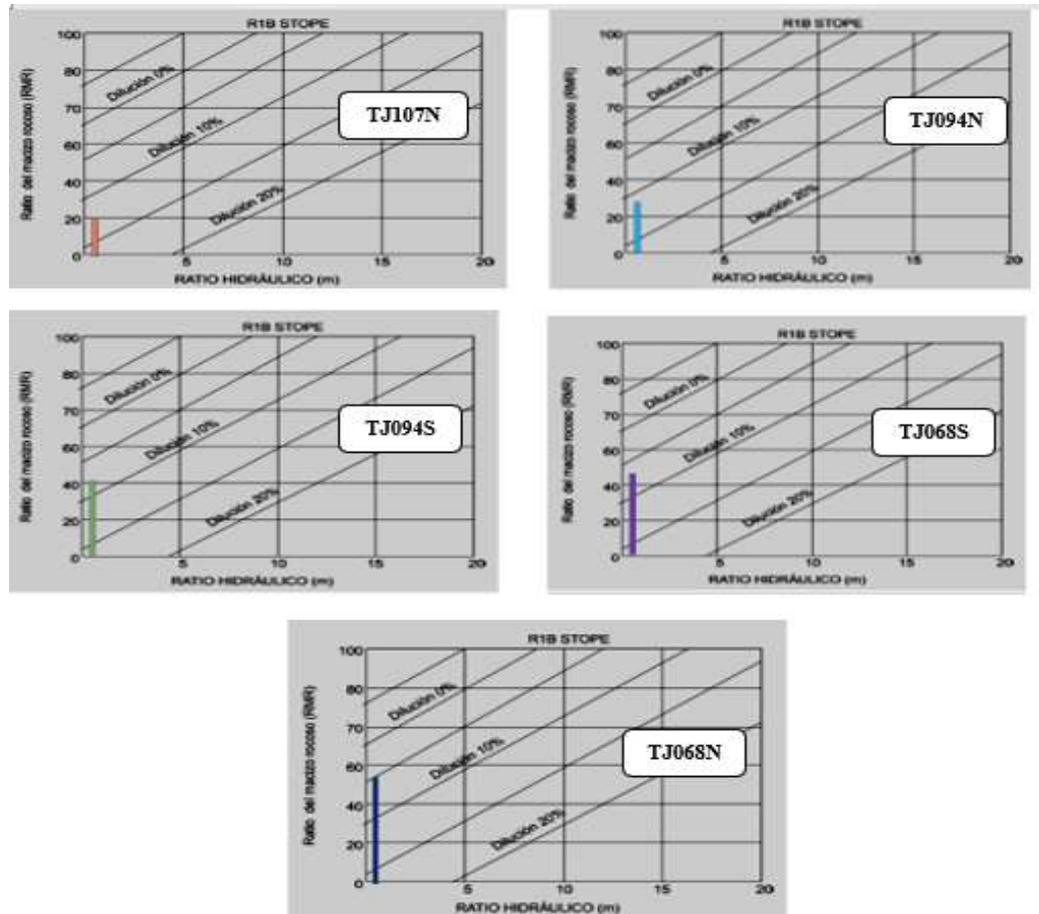
<b>Parámetro</b>	<b>TJ107N</b>	<b>TJ094N</b>	<b>TJ094S</b>	<b>TJ068S</b>	<b>TJ068N</b>
RMR	20	28	40	45	55
Q	0,84	2,44	4,62	7,60	10,64
Factor A	1	1	1	1	1
Factor B	0,3	0,4	0,4	0,3	0,3
Factor C	7,48	7,48	7,48	7,48	7,48
Ancho pared (m)	0,9	0,9	0,9	0,9	0,9
Largo pared (m)	2,4	2,4	2,4	2,4	2,4
<b>RH (Radio Hidráulico)</b>	<b>0,33</b>	<b>0,33</b>	<b>0,33</b>	<b>0,33</b>	<b>0,33</b>
<b>N´ (número de estabilidad)</b>	<b>1.9</b>	<b>7.3</b>	<b>13.82</b>	<b>17.65</b>	<b>23.88</b>

Fuente: Elaboración propia.

Con los datos obtenidos del número de estabilidad, radio hidráulico y RMR de los 5 tajos se interpolan los datos en el gráfico propuesto por Palkanis para la estimación del porcentaje de dilución. (Figura 6)

**Figura 11**

*Estimación del % de dilución según Palkanis*



Fuente: Elaboración propia.

### 3.2. Porcentaje de dilución de leyes en la Veta Constancia nivel 3680 durante los meses de octubre y noviembre 2020

Inicialmente se tenía un tonelaje de 3 658 TMH con leyes de 0,20 % Cu; 2,38 % Pb; 2,64 % Zn; 145,66 Ag gr/t y 4,15 Au gr/t. Estas tenían una certeza en un recurso inferido, el cual con el desarrollo de la veta en el Nv 3680, con el muestreo realizado en dicho nivel se verifico que el modelo geológico tiene el alcance con una variación en leyes 7 % en Cu, 7 % en Pb, -9 % en Zn, -29 % en Ag y -19 % en Au, en promedio -9 % de lo cual se deduce que ha disminuido la ley con respecto al modelo geológico. De la nueva data encontrada, la producción en los tajos se vio afectada por la sobre

dilución debido a la operación ejecutada. A continuación, se presenta los datos correspondientes a las leyes y dilución de los 5 tajos en estudio durante octubre y noviembre.

**Tabla 6**

*Leyes de cabeza de los minerales extraídos en el nivel 3680*

VETA	Labor	LEY AL ANCHO DE MINADO OPTIMO					
		A.M. Opt.	Cu %	Pb %	Zn %	Ag (gr/t)	Au (gr/t)
CONSTANCIA	TJ107S	0,90	0,15	1,50	1,84	65,87	3,96
CONSTANCIA	TJ094N	0,90	0,27	2,53	3,23	120,92	3,19
CONSTANCIA	TJ094S	0,90	0,30	5,80	4,45	217,65	3,96
CONSTANCIA	TJ068N	0,90	0,29	3,08	2,33	108,70	3,98
CONSTANCIA	TJ068S	0,90	0,25	3,98	2,56	167,92	4,89
<b>TOTAL</b>		<b>0,90</b>	<b>0,25</b>	<b>3,38</b>	<b>2,88</b>	<b>136,21</b>	<b>4,00</b>

Fuente: Datos de planta.

La dilución programada permisible es 52 % y la Sobre dilución ejecutada llegó a 14 %, parámetro por debajo dentro del Plan del Control de Dilución.

**Tabla 7***Control de dilución mes de Octubre TJI07N – Corte 3*

Referencia	Distancia	Potencia veta	A. Minado programado	Dilución veta	A. Minado - ej-prog	A. Minado ej-pot	A. Minado ejecutado	% dilución		Dilución
								Permisible	Total	
F/CH 107+0.00	0	0,65	0,90	0,25	0,30	0,55	1,20	25,18 %	42,54 %	22,58 %
F/CH 107+2.00	2	0,40	0,90	0,50	0,30	0,80	1,20	52,24 %	63,64 %	22,58 %
F/CH 107+4.00	4	0,50	0,90	0,40	0,30	0,70	1,20	41,18 %	55,06 %	22,58 %
F/CH 107+6.00	6	0,50	0,90	0,40	0,20	0,60	1,10	41,18 %	51,22 %	16,28 %
F/CH 107+8.00	8	0,50	0,90	0,40	0,20	0,60	1,10	41,18 %	51,22 %	16,28 %
F/CH 107+10.00	10	0,50	0,90	0,40	0,00	0,40	0,90	41,18 %	41,18 %	0,00 %
F/CH 107+12.00	12	0,35	0,90	0,55	0,00	0,55	0,90	57,89 %	57,89 %	0,00 %
F/CH 107+14.00	14	0,40	0,90	0,50	0,00	0,50	0,90	52,24 %	52,24 %	0,00 %
F/CH 107+16.00	16	0,35	0,90	0,55	0,00	0,55	0,90	57,89 %	57,89 %	0,00 %
F/CH 107 +18.00	18	0,27	0,90	0,63	0,20	0,83	1,10	67,12 %	72,90 %	16,28 %
F/CH 107 +20.00	20	0,40	0,90	0,50	0,50	1,00	1,40	52,24 %	68,63 %	32,71 %
F/CH 107 +22.00	22	0,50	0,90	0,40	0,40	0,80	1,30	41,18 %	58,33 %	28,00 %
F/CH 107 +24.00	24	0,50	0,90	0,40	0,10	0,50	1,00	41,18 %	46,67 %	8,86 %
F/CH 107 +26.00	26	0,40	0,90	0,50	0,10	0,60	1,00	52,24 %	56,76 %	8,86 %
<b>DILUCIÓN PROMEDIO</b>	<b>26</b>	<b>0,44</b>	<b>0,90</b>	<b>0,46</b>	<b>0,19</b>	<b>0,65</b>	<b>1,09</b>	<b>47,77 %</b>	<b>56,38 %</b>	<b>15,59 %</b>

Fuente: Datos de Planta.

**Tabla 8**

*Control de dilución mes de Noviembre TJ094N – Corte 1*

Referencia	Distancia	Potencia veta	A. Minado programado	Dilución veta	A. Minado ejecutado	% dilución		Dilución
						Permisible	Total	
F/CH+0.00	2	0,50	0,90	0,40	1,40	41,18 %	61,17 %	32,71 %
F/CH+4.00	4	0,35	0,90	0,55	0,90	57,89 %	57,89 %	0,00 %
F/CH+6.00	6	0,45	0,90	0,45	0,90	46,67 %	46,67 %	0,00 %
F/CH+8.00	8	0,45	0,90	0,45	0,90	46,67 %	46,67 %	0,00 %
F/CH+10.00	10	0,35	0,90	0,55	0,80	57,89 %	52,94 %	0,00 %
F/CH+12.00	12	0,35	0,90	0,55	0,80	57,89 %	52,94 %	0,00 %
F/CH+14.00	14	0,35	0,90	0,55	0,80	57,89 %	52,94 %	0,00 %
<b>DILUCIÓN PROMEDIO</b>	<b>14</b>	<b>0,40</b>	<b>0,90</b>	<b>0,50</b>	<b>0,93</b>	<b>52,24 %</b>	<b>53,69 %</b>	<b>2,83 %</b>

Fuente: Datos de Planta.

**Tabla 9**

*Control de dilución mes de Noviembre TJ094S – Corte 6*

Referencia	Distancia	Potencia veta	A. Minado programado	Dilución veta	A. Minado ejecutado	% dilución		Dilución
						Permisible	Total	
F/CH 094 + 2.00	2	0,30	0,90	0,60	1,20	63,64 %	72,41 %	22,58 %
F/CH 094 + 4.00	4	0,40	0,90	0,50	1,20	52,24 %	63,64 %	22,58 %
F/CH 094 + 6.00	6	0,40	0,90	0,50	1,20	52,24 %	63,64 %	22,58 %
F/CH 094 + 8.00	8	0,40	0,90	0,50	1,20	52,24 %	63,64 %	22,58 %
F/CH 094 + 10.00	10	0,50	0,90	0,40	1,20	41,18 %	55,06 %	22,58 %
F/CH 094 + 12.00	12	0,90	0,90	0,00	1,30	0,00 %	28,00 %	28,00 %
F/CH 094 + 14.00	14	0,80	0,90	0,10	1,40	9,86 %	39,62 %	32,71 %
F/CH 094 + 16.00	16	0,70	0,90	0,20	0,90	20,00 %	20,00 %	0,00 %
F/CH 094 + 18.00	18	0,70	0,90	0,20	1,20	20,00 %	38,46 %	22,58 %
F/CH 094 + 20.00	20	0,90	0,90	0,00	1,30	0,00 %	28,00 %	28,00 %
F/CH 094 + 22.00	22	0,60	0,90	0,30	1,20	30,43 %	46,67 %	22,58 %
<b>DILUCIÓN PROMEDIO</b>	<b>22</b>	<b>0,60</b>	<b>0,90</b>	<b>0,30</b>	<b>1,21</b>	<b>30,43 %</b>	<b>47,08 %</b>	<b>23,16 %</b>

Fuente: Datos de Planta.

**Tabla 10**

*Control de dilución mes de Octubre TJ068N – Corte 8*

Referencia	Distancia	Potencia veta	A. Minado programado	Dilución veta	A. Minado ejecutado	% dilución		Dilución
						Permisible	Total	
F/CH 068+0.00	0	0,40	0,90	0,50	1,20	52,24 %	63,64 %	22,58 %
F/CH 068+2.00	2	0,40	0,90	0,50	1,10	52,24 %	60,49 %	16,28 %
F/CH 068+4.00	4	0,35	0,90	0,55	0,90	57,89 %	57,89 %	0,00 %
F/CH 068+6.00	6	0,35	0,90	0,55	0,95	57,89 %	60,00 %	4,64 %
F/CH 068+8.00	8	0,35	0,90	0,55	1,10	57,89 %	65,22 %	16,28 %
F/CH 068+10.00	10	0,30	0,90	0,60	1,10	63,64 %	70,00 %	16,28 %
F/CH 068+12.00	12	0,35	0,90	0,55	1,00	57,89 %	61,90 %	8,86 %
F/CH 068+14.00	14	0,30	0,90	0,60	1,10	63,64 %	70,00 %	16,28 %
F/CH 068+16.00	16	0,30	0,90	0,60	0,90	63,64 %	63,64 %	0,00 %
F/CH 068+18.00	18	0,40	0,90	0,50	0,95	52,24 %	54,61 %	4,64 %
F/CH 068+20.00	20	0,50	0,90	0,40	1,10	41,18 %	51,22 %	16,28 %
F/CH 068+22.00	22	0,45	0,90	0,45	1,10	46,67 %	55,83 %	16,28 %
F/CH 068+24.00	24	0,40	0,90	0,50	1,10	52,24 %	60,49 %	16,28 %
<b>DILUCIÓN PROMEDIO</b>	<b>24</b>	<b>0,37</b>	<b>0,90</b>	<b>0,53</b>	<b>1,05</b>	<b>55,62 %</b>	<b>61,66 %</b>	<b>12,73 %</b>

Fuente: Datos de Planta.

**Tabla 11**

*Control de dilución mes de Noviembre TJ068S – Corte 1*

Referencia	Distancia	Potencia veta	A. Minado programado	Dilución veta	A. Minado - ej-prog	A. Minado ej-pot	A. Minado ejecutado	% dilución		Dilución
								Permisible	Total	
F/CH 068 + 2.00	2	0,70	0,90	0,20	0,30	0,50	1,20	20,00 %	38,46 %	22,58 %
F/CH 068 + 4.00	4	0,70	0,90	0,20	0,20	0,40	1,10	20,00 %	33,33 %	16,28 %
F/CH 068 + 6.00	6	0,55	0,90	0,35	-0,05	0,30	0,85	35,77 %	32,31 %	0,00 %
<b>DILUCIÓN PROMEDIO</b>	<b>6</b>	<b>0,65</b>	<b>0,90</b>	<b>0,25</b>	<b>0,15</b>	<b>0,40</b>	<b>1,05</b>	<b>25,18 %</b>	<b>35,00 %</b>	<b>12,73 %</b>

Fuente: Datos de Planta.

### 3.3. Análisis comparativo entre los porcentajes de dilución calculados con los métodos numéricos y los presentados durante octubre y noviembre 2020

A continuación, se presentan los resultados obtenidos del análisis comparativo entre la dilución calculada y la obtenida durante los meses de octubre y noviembre en los 5 tajos de estudio de la veta Constancia. Se ha tomado en cuenta los valores porcentuales de la dilución permisible, dilución total y la sobre dilución, datos que fueron sacados de las tablas de control correspondientes a los reportes de los meses octubre y noviembre.

**Tabla 12**

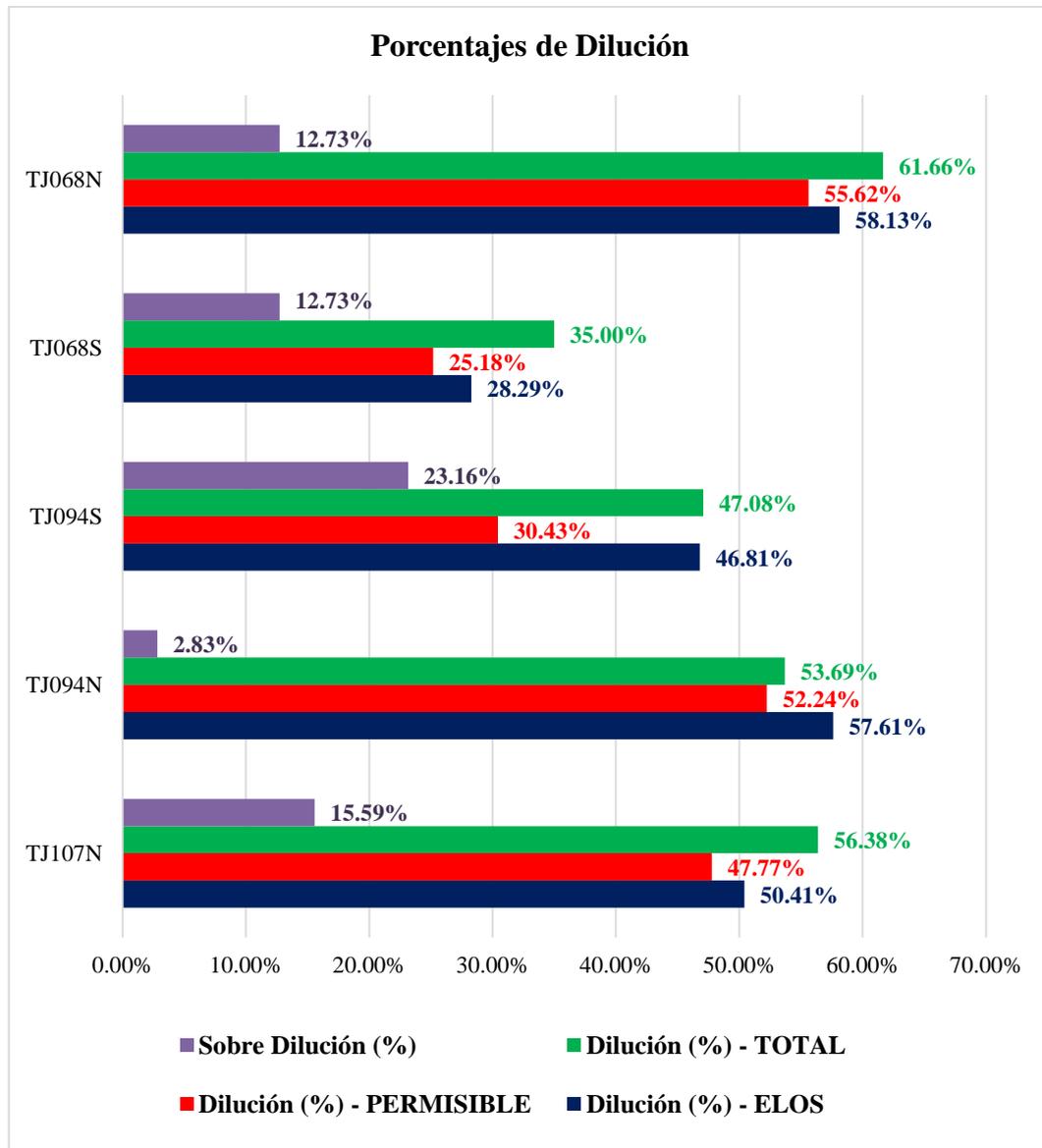
*Porcentaje de dilución estimado Vs dilución real*

<b>Parámetro</b>	<b>TJ107N</b>	<b>TJ094N</b>	<b>TJ094S</b>	<b>TJ068S</b>	<b>TJ068N</b>
Dilución (%) - ELOS	50,41 %	57,61 %	46,81 %	28,29 %	58,13 %
Dilución (%) - PERMISIBLE	47,77 %	52,24 %	30,43 %	55,62 %	25,18 %
Dilución (%) - TOTAL	56,38 %	53,69 %	47,08 %	61,66 %	35,00 %
Sobre Dilución (%)	15,59 %	2,83 %	23,16 %	12,73 %	12,73 %

Fuente: Elaboración propia.

**Figura 12**

*Gráfico comparativo de los porcentajes de dilución*



Fuente: Elaboración propia.

En la figura 12 se observa que, según el análisis comparativo realizado, la estimación de dilución obtenida mediante ELOS, difiere de la dilución planificada entre un 3 a 17 % lo cual comprueba y reafirma la hipótesis planteada al inicio del trabajo de investigación.

## CAPÍTULO IV. DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

### 4.1 Discusión

En el presente estudio de investigación se aplicó la geomecánica para estimar el porcentaje de dilución mediante modelos numéricos basados en parámetros de caracterización del macizo rocoso, el modelo que se utilizó fue el propuesto por Palkanis el cual determina el valor porcentual de dilución convirtiendo una medida volumétrica de la sobre excavación en una profundidad promedio, redistribuida sobre el área total estudiada, junto con el método gráfico propuesto por Mathews que relaciona el número de estabilidad ( $N'$ ) y equivalente lineal de sobre rotura ELOS. Se logró estimar la dilución mediante ELOS para su posterior control en los tajos TJ 107N, TJ 094N, TJ 094S, TJ 068N y TJ 068S obteniendo 50,41 %; 57,61 %; 46,81 %; 28,29 % y 58,13 % respectivamente.

Estos resultados permiten apoyar lo señalado por Jesusi (2017), en su trabajo de investigación “Estrategias para reducir la dilución mediante criterios geomecánicos en el método de minado de tajeo por sus niveles”, en donde se plantea las estrategias necesarias para controlar la dilución del mineral aplicando criterios geomecánicos para reducir el porcentaje de dilución secundario y la toma en énfasis de los parámetros geomecánicos influyentes, para definir las propiedades índices de la roca y con esto se procedió al uso de métodos empíricos como el método gráfico de Mathews para la estabilidad de los tajeos ( $N$  extendido, el equivalente lineal de sobre rotura ELOS de Clark y Palkanis para estimar la dilución.

Adicionalmente por medio del valor de ELOS relacionado con la sobre excavación se identificaron los factores que contribuyen al incremento de estos porcentajes, en los tajos TJ 107N, TJ 094S y TJ 068S, la zonificación de ELOS  $(m) \leq 0,5$  m se encuentra dentro de este rango, esto indica que el aumento de dilución se asocia principalmente a daño por voladura, la sobre excavación provocada por efecto de la propagación de ondas de choque, vibraciones y desviaciones de los tiros de producción que aumentan el poder rompedor de la configuración inicial de la voladura, más allá de los límites del diseño. En los tajos TJ094N y TJ068N, la zona está en el rango de  $0,5 (m) \leq ELOS (m) \leq 1,0$  en la que se considera como dilución menor, provocada por fenómenos de deslizamiento de bloques de las paredes de la cámara producto de la redistribución de esfuerzo en torno a la cámara. Para los 5 tajos el porcentaje de dilución calcula excede en un rango de 0 % a 20 % la dilución planificada. De esta manera se logró determinar los factores ligados al incremento de dilución en los 5 tajos, siendo el daño por voladura la causa principal.

Los resultados encontrados permiten apoyar lo señalado por Maquera (2018) en su trabajo de investigación “Aplicación de la geomecánica para el control de dilución en la implementación de la explotación por cámaras y pilares en la unidad minera cori puno S.A.C. – Untuca”, las labores de explotación por el método de cámaras y pilares en el sector Pomarani de la Mina Untuca Cori Puno SAC, tiene una carga promedio de macizo rocoso de 160 m con estructuras mineralizadas que tiene una inclinación de  $10^\circ$  hacia el SW, ajustado a los estándares planificados. Los controles de riesgo de dilución en este caso en las cámaras de una población de 40 labores que relacionado a la estimación tridimensional propuesta por Vongpaisal (2009). En el sector Pomarani de la Mina Untuca con caracterización del macizo rocoso en base a

los índices Q y N' para la determinación volumétrica de ELOS (m) se determinó la zonificación de ELOS (m)  $\leq 0,5$  m, que se asocia a la dilución producida por voladura por la onda de choque que produce vibraciones y con ello la desestabilización del techo, corresponde al 81,64 % del total de las cámaras y de la zona  $0,5$  (m)  $\leq$  ELOS (m)  $\leq 1,0$  en 18,36 % considerando la dilución por deslizamiento de bloques por lajamiento. Además, las diluciones entre  $0 \% < \text{Dilución} (\%) \leq 20 \%$  en cambio planificado y corresponde a un 77,5 %, en cambios a una dilución no planificada entre  $20 \% \leq \text{Dil} (\%) \leq 30$  al 22,5 %.

## 4.2 Conclusiones

- Se determinó el porcentaje de dilución a través de los métodos numéricos relacionados a las características geomecánicas del macizo rocoso, para lo cual se utilizó el método propuesto por Palkanis que determina el valor porcentual de dilución convirtiendo una medida volumétrica de la sobre excavación en una profundidad promedio, redistribuida sobre el área total estudiada, junto con el método gráfico propuesto por Mathews que relaciona el número de estabilidad ( $N'$ ) y equivalente lineal de sobre rotura ELOS.
- Se logró estimar la dilución mediante ELOS (Palkanis) considerando el ancho de la pared, área de la pared y volumen de sobre excavación para su posterior control en los tajos TJ 107N, TJ 094N, TJ 094S, TJ 068N y TJ 068S obteniendo 50,41 %; 57,61 %; 46,81 %; 28,29 % y 58,13 % respectivamente. De igual forma se estimó gráficamente la dilución calculando inicialmente el RMR, RH y  $N'$  (Mathews) obteniendo 15 %, 18 %, 9 %, 5 % y 7 % en el mismo orden, lo cual no guarda relación con los porcentajes presentados en planta (59%, 65%, 60%, 50% y 59%), ya que Mathews relacionó la geometría de la labor como causa ligada al incremento de dilución y Palkanis la relaciona con los daños por voladura y desprendimiento de paredes, esto nos permite concluir que en los 5 tajos analizados la geometría no es uno de los factores que incrementan la dilución., pero si se deben a problemas en las operaciones de voladura.

- Los porcentajes de dilución que presentaron las leyes de los tajos de la Veta Constancia nivel 3680 durante los meses de octubre y noviembre 2020, se clasificaron en dilución permisible, total y sobre dilución. Obteniendo un promedio general para los 5 tajos de 43 % de dilución programada, 52 % de dilución total y 14 % de sobre dilución; excediendo en 9 % los límites porcentuales para la dilución.
- Se realizó un análisis comparativo entre los porcentajes de dilución calculados con los métodos numéricos y los presentados durante los meses de octubre y noviembre para los 5 tajos ubicados en la veta Constancia. Los porcentajes de dilución calculados con ELOS exceden a los permisibles entre un rango del 2,64 % y 16,38 %, lo cual permite reafirmar la hipótesis general planteada en un inicio que tomo en cuenta un rango entre el 0 % y 20 %, además los valores estimados con ELOS son menores a los presentados, se identificó que una de las causas principales que contribuye al incremento de dilución es el daño por voladura, con este resultado se evidencia que si no se mejora el proceso se tendrá un mayor incremento en los meses posteriores.

## REFERENCIAS

- Calixto C. (2015), “*Control de dilución optimizando los procesos unitarios de perforación, voladura y acarreo: caso práctico; una mina subterránea del norte*”. (tesis pre grado). Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima, Perú.
- Castro A. (2015), “*Modelamiento numérico de la dilución por sobre excavación en minería subterránea explotada por sublevel stoping*”. (tesis pre grado). Facultad de ciencias físicas y matemáticas de la Universidad de Chile. Santiago, Chile.
- De Nicola C. (2015), “*Dilución Operacional en la mina El Soldado*”. (tesis pre grado). Universidad de Chile. Santiago, Chile.
- Fernández M., Belete O. & Rojas A. (2015), “*Parámetros y factores asociados a la dilución interna en yacimientos cubanos de níquel y cobalto*” Minería y Geología v.31 Cuba.
- Henning J. & Mitri H. (2007), “*Numerical modelling of are dilution in blast hole stopping*”, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences.

Hernández, Fernández & Baptista (2012). “*Tesis de investigación – Investigación No experimental*”, recuperado de:

[http://tesisdeinvestig.blogspot.com/2012/12/disenos-no-experimentales-segun.html#:~:text=Dise%C3%B1os%20no%20experimentales,Seg%C3%BAn%20Hernandez%2C%20fernandez%20y%20Baptista,realiza%20sin%20manipular%20deliberadamente%20variables.&text=Lo%20que%20hacemos%20en%20la,se%C3%B1ala%20Kerlinger%20\(1979%2C%20p](http://tesisdeinvestig.blogspot.com/2012/12/disenos-no-experimentales-segun.html#:~:text=Dise%C3%B1os%20no%20experimentales,Seg%C3%BAn%20Hernandez%2C%20fernandez%20y%20Baptista,realiza%20sin%20manipular%20deliberadamente%20variables.&text=Lo%20que%20hacemos%20en%20la,se%C3%B1ala%20Kerlinger%20(1979%2C%20p)

Hoek, E. (1968), *Brittle failure of rock*, in: K. G. S. A. O. C. Zienkiewicz.

Jesusi A. (2017), “*Estrategias para reducir la dilución mediante criterios geomecánicos en el método de minado de tajeo por sus niveles*”. (tesis pre grado). Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima, Perú.

Mah S. (1997), “*Quantification and predication of Wall slough in open stope mining methods*”, University of British Colombia.

Maquera, D. (2018). “*Aplicación de la geomecánica para el control de dilución en la implementación de la explotación por cámaras y pilares en la unidad minera Cori Puno S.A.C. – Untuca*”. (tesis pre grado). Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.

Mathews K., Hoek E., Wyllie D. & Stewart S. (1981), “*Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1,000 meters in hard rock*”, report for.

Mercado, G. & Obregón, C. (2017). “*Modelamiento geomecánico a nivel de prefactibilidad de una mina subterránea*”. (tesis pre grado). Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima, Perú.

Murillo, W. (2008). “*La investigación aplicada: una forma de conocer las realidades con evidencia científica*”, recuperado de:  
<https://es.scribd.com/document/414277941/La-Investigacion-Aplicada-Una-Forma-de-Conocer-Las-Realidades-Con-Evidencia-Cientifica>

Pakalnis R. & Vongpaisal S. (1993), “*Mine design an empirical approach, in: innovate mine design*”, 21st century Blakema, Rotterdam.

Santillana M. (2013), “*Reducir el % de dilución, mediante el empleo de técnicas de control en los tajos de U.P. Santa María*”, Compañía Minera Poderosa S.A. La Libertad, Perú.

Sandoval O. y Guillen H. (2012), “*Minería sostenible en CMHSA, mediante el minado de vetas angostas con sostenimiento mecanizado*”, Consorcio Minero Horizonte Trujillo.

Valenzuela V. (2017) *“Mejoramiento de las técnicas operativas en perforación y voladura para reducir la dilución en vetas angostas, caso tajo Mariano unidad minera San Rafael – MINSUR”*. (tesis pre grado)  
Universidad nacional San Antonio Abad. Cusco, Perú.

## ANEXOS

Anexo N° 01: Leyes de minado de los 5 tajos en estudio.

VETA	Labor	LEY AL ANCHO DE MINADO OPTIMO					
		A.M. Opt.	Cu %	Pb %	Zn %	Ag (gr/t)	Au (gr/t)
CONSTANCIA	TJ107S	0,90	0,15	1,50	1,84	65,87	3,96
CONSTANCIA	TJ094N	0,90	0,27	2,53	3,23	120,92	3,19
CONSTANCIA	TJ094S	0,90	0,30	5,80	4,45	217,65	3,96
CONSTANCIA	TJ068N	0,90	0,29	3,08	2,33	108,70	3,98
CONSTANCIA	TJ068S	0,90	0,25	3,98	2,56	167,92	4,89
<b>TOTAL</b>		<b>0,90</b>	<b>0,25</b>	<b>3,38</b>	<b>2,88</b>	<b>136,21</b>	<b>4,00</b>

Fuente: Datos de Planta.

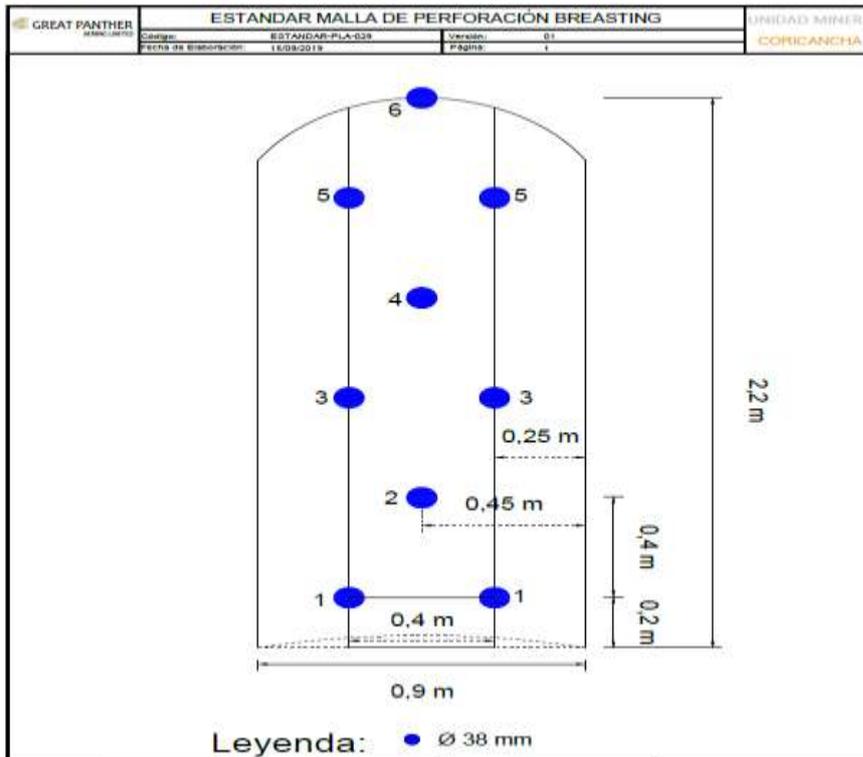
Anexo N° 02: Secuencia de preparación de labores para la explotación del block.

Secuencia	Descripción	Dimensión	Cantidad	Longitud	Observación
1	Galería	2,70 x 2,70 / 0,9 x 2,4	1	60,00 / 100,0	Desarrollar sobre veta
2	Cámara de acceso a camino/buzon (norte)	2,40 x 2,40 / 3,5 x 3,0	1	5,00 / 8,00	Desarrollar perpendicular a la galería (1). Desarrollar perpendicular al by pass
3	Cámara de acceso a camino y buzon (sur)	2,40 x 2,40 / 3,5 x 3,0	1	5,00 / 8,00	Desarrollar perpendicular a la galería (1) Desarrollar perpendicular al by pass
4	Cámara de acceso a camino y buzon (central)	2,40 x 2,40 / 3,5 x 3,0	1	5,00 / 8,00	Desarrollar perpendicular a la galería (1) Desarrollar perpendicular al by pass
5	Chimenea camino y waste pass (norte)	1,50 x 2,40 / 1,2 x 2,40	1	50,00	Iniciar desde el tope de la cámara (2)
6	Chimenea camino y waste pass (sur)	1,50 x 2,40 / 1,2 x 2,40	1	50,00	Iniciará desde el tope de la cámara (3)
7	Puente de Mineral (pilar)	3,00 x 60,00 / 3,00 x 100	2		Dejar puente inferior como pilar para iniciar el subnivel. (Si la

8	Sub Nivel	0,90 x 2,40	1	30,00	explotación inicia desde la gal 0,9 x 2,4 no se considera puente inferior. Dejar puente superior como pilar al final de la explotación tajo. Se iniciará desde la chimenea norte (5) o ch central (10). Si la explotación inicia desde la gal 0.9x2.4 no se considera subnivel.
9	Sub nivel	0,90 x 2,40	1	30,00	Se iniciará desde la chimenea sur de (6) o ch central (10) Si la explotación inicia desde la gal 0.9x2.4 no se considera subnivel.
10	Chimenea camino/ore pass	1,50 x 2,40 / 1,2 x 2,40	1	24,90	Se iniciara desde la parte inferior central del block del tajo, se Accesa mediante la cámara inferior (4) , esta chimenea de doble compartimiento sube con los cortes tajo
11	Ventana en nivel superior	2,40 x 2,40	1	5	La chimenea de relleno comunicara a dicha ventana para que pueda ingresar desmonte como relleno del nivel superior

Fuente: Área de Planeamiento.

Anexo N° 03: Malla de perforación y consumo de explosivos.



**CONSUMO EXPLOSIVOS TAJO BREASTING DE 0.9 POTENCIA X 1.56 m L. Taladro X 2.2 ALTO CORTE**  
ROCA TIPO IVB-EMULNOR 1000

MATERIAL	Unidades	PU \$	TAJO 60X50-RELLENO DET		TON CORTE
			CANT.	\$	
MECHA: RAPIDA, Z-18	m	0.34	0.3	0.10	9
CORDON: DETONANTE, PENTACORD, 3P	m	0.16	5	0.86	
EMULSION: EMULNOR 1000, 1-PULX8PUL	kg	1.616	7	10.54	
EMULSION: EMULNOR 500, 1PULX8PUL	kg	1.92	0	0.00	
DETONADOR: ENSAMBLADO, CARMEX, 2.4MT	un	0.62	2	1.24	
DETONADOR: NO ELECT, FANEL, PL, 2.8M	un	0.94	10	9.40	
<b>SUBTOTAL</b>			<b>22.15</b>		
<b>TOTAL</b>			<b>22.15</b>	USD/DISP	
			<b>2.38</b>	USD/T N	
			<b>7</b>	TOTAL kg	
			<b>0.70</b>	F.P (Kg/t)	

Fuente: Área de Perforación y Voladura.

Anexo N° 04: Especificaciones para determinar el valor del índice Q

<b>Parámetro</b>		<b>Mín.</b>	<b>Prom.e</b>	<b>Máx.</b>
1	RQD Calidad de testigo	19,2	68,4	79,8
2	Jn Índice diaclasado	12	12	9
3	Jr Índice rugosidad discontinuidades	2,0	2,5	3,0
4	Ja Índice alteración discontinuidades	1,0	1,0	1,0
5	Jw Factor reducción presencia agua	0,66	0,83	1,0
6	SRC Condiciones tensionales de roca	2,5	2,5	2,5
<b>Valor de Q</b>		<b>0,84</b>	<b>4,7</b>	<b>11,97</b>

Fuente: Área Geología.

Anexo N° 05: Fotografías en campo.



Foto 1: Vista Rampa principal de Acceso - Tajos



Foto 2: Entrada de bocamina principal.

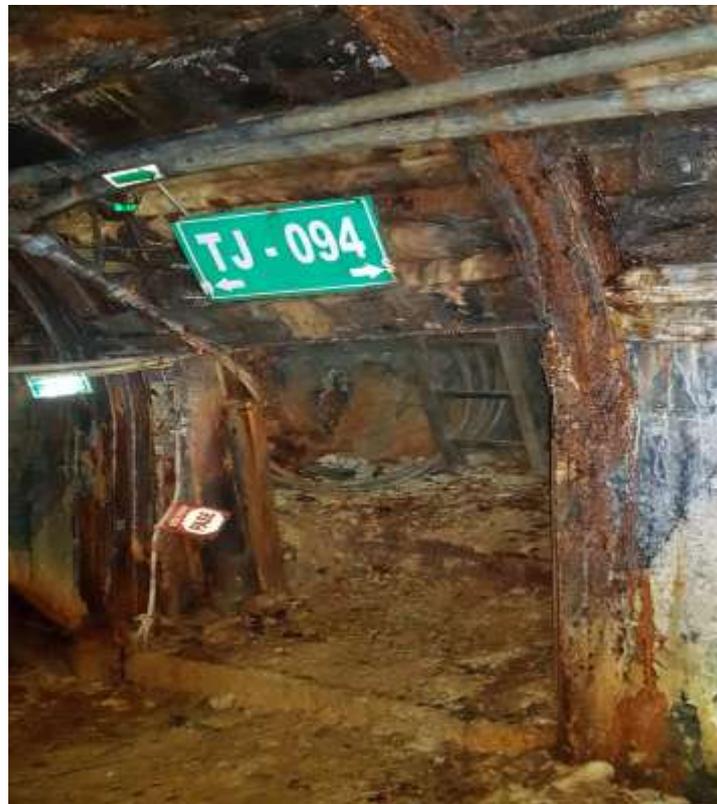


Foto 3: Tajo TJ094N.