UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

TESIS:

Optimización de malla de perforación y voladura aplicando el algoritmo de O´hara en vetas angostas de la veta indio en la U.E Orión - Analytica Mineral Services S.A.C.

Para optar el título profesional de:

INGENIERO DE MINAS

PRESENTADO POR:

Bach. Eduardo VARGAS CHUCHON

ASESOR:

Msc. Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO

AYACUCHO - PERÚ

2024

DEDICATORIA

A mis padres Oreste Vargas Vilca y Paulina Chuchon Cahuana, mis hermanos Nilo, Roberto, Tomas, Rosa, Juana, Efrain, mi compañera Lurt Moreno por su apoyo incondicional en mi desarrollo profesional y por su permanente motivación para alcanzar este objetivo.

AGRADECIMIENTOS

Los agradecimientos a Analytica Mineral Services S.A.C - UEA Orion, especialmente al jefe de Mina y a los Supervisores por brindare y permitirme hacer la investigación y realizar la implementación de esta prueba en dicha unidad.

A todos los catedráticos de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en particular, a los integrantes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas por compartir sus conocimientos a lo largo de la formación como profesional, en especial a mi asesor Msc Ing Edmundo Campos Arzapalo por guiarme en la investigación realizada.

DEDICATORIA ii
AGRADECIMIENTOS iii
RESUMEN viii
INTRODUCCION ix
CAPITULO I 1
PLANTEAMIENTO DE INVESTIGACION 1
1.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION 1
1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA 1
1.3 Formulación del problema 2
formulación de problema general 2
formulación de problema específico 2
1.4 OBJETIVOS 2
objetivo general 2
objetivo especifico 2
1.5 PLANTEAMIENTO DE HIPOTESIS 2
Hipótesis General 3
Hipótesis Especifico 3
1.6 Justificación 3
1.7 Viabilidad de estudio 4
1.8 Variables de investigación 4
Variable Independiente (x): 4
Variable dependiente (y): 4
Método. 5
1.9 **Operacionalidad de Variables** 5
CAPITULO II 6
2.1 ANTECEDENTES DEL PROBLEMA 6
2.2 BASES TEORICAS 9
2.2.1 Dilución 10
2.2.2 Modelo Matematico de O´hara 10
2.3 PERFORACIÓN Y VOLADURA 15
2.3.1 Diseño de mallas de perforación y voladura 15
2.3.2 Principios de perforación y voladura 16
2.3.3. Métodos de perforación y voladura 16
2.3.4 Acciones básicas en la perforación 18
2.3.5 Condiciones de Perforación 19
2.3.6 Errores básicas en la perforación 20
2.3.7 Errores básicas para voladuras 24
2.3.8 Propiedades físicas. 24

2.3.9 Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas 25
2.3.10 Condiciones geológicas. 26
2.3.11 Condiciones de carga. 26
2.3.12 Perforación Convencional 28
2.3.13 Geomecánica. 29
Indice de calidad de roca (RQD) 34
CAPITULO III 36
3.1 DISEÑO DE LA INVESTIGACION 37
3.1.1 Tipos de investigación 37
3.1.2 Nivel de investigación 37
3.1.3 Método de investigación 37
3.2 POBLACION Y MUESTRA 38
3.2.1 población 38
3.2.2 Muestra 38
3.3 Procedimiento y técnicas de recolección de datos 38
3.4 Evaluación de Causas de dilucion 39
CAPITULO IV 41
RESULTADOS Y DISCUSIÓN 41
4.1 Antecedentes de la Empresa 41
4.2 Generalidades de la Unidad Minera 41
4.2 Clima 43
4.3 Topografía y Geomorfología 43
4.4 Hidrografía 43
4.5 GEOLOGIA 44
4.5 ESTRATIGRAFIA 45
4.5.1 Formación Chocolate (ji-cho) 45
4.5.2 Formación Guaneros (Js-gu) 46
4.5.3 Formación Yauca (ki-ya) 46
4.5.4 Rocas Hipabisales: Complejo bella Union (ks-an) 47
4.5.5 Rocas Plutónicas: Batolito de cosa 48
4.5.6 Volcánicos Recientes 48
4.5.7 Dioritas (J-di). 48
4.5.8 Abanico Aluvial. (F-A,al) 49
4.6 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL LOCAL. 50
4.6.1 Falla Norte-Sur. 51
4.6.2 Falla Katty 51
4.6.3 Falla Norte 51

4.7 MINERALIZACION 52
4.8 DESCRIPCION DE LAS ETAPAS EN OPERACION MINA: 53
4.8.1 TIPOS DE LABORES MINERAS: 54
4.9 PLAN DE EXPLOTACION 58
V. CONCLUSIONES 79
VI. RECOMENDACIONES 80
VII. BIBLIOGRAFIA 81
VIII. ANEXOS 83

Índice de tablas

tabla 1: Variable y Definición Conceptual 5
tabla 2: Parámetros de clasificación geomecanica 26
Tabla 3: Tabla GSI 28
Tabla 4: Interpretación del Índice Q del Barton 30
Tabla 5: tabla de cartilla de geomecanica 30
Tabla 6: Plan de producción 33
Tabla 7: acceso a mina 42
Tabla N° 08: Plan de producción por vetas 57
Tabla 08: Datos tomados de labores para explotacion 55
Tabla 09: Datos tomados con MARTILLO SCHMIDT 57
Tabla 10: factores de carga según área de la excavación y tipo de roca 58
Tabla 11: cuadro de cálculos de dilución 64
Tabla 12: comparativos de ley diluido antes y después del estudio 64
Tabla 13: Calculo de costos 65
Tabla 14: comparativo de KPIs 65
Tabla 15: comparativo de con histogramas de KPIs 66
Tabla 16: beneficio por controlar la dilucion 66
Tabla 17: beneficio de implementación de nueva malla 67

Índice de figuras

Figura 1: Veta angosta con dilución planeada Vs. dilución no planeada 12
Figura 2: Acciones básicas en la perforación roto percusiva 16
Figura 3: Hueco de alivio e pequeño diámetro 17
Figura 4: desviaciones en el paralelismo 18
Figura 5: espaciamiento irregular 18
Figura 6: longitud irregular entre taladros 19
Figura 7: intersección de taladros 19
Figura 8: sobrecarga 19
Figura 09: Clasificación geomecánica RQD 29
Figura N° 10: accesos a UEA Orion 36
Figura N° 11: formación Guaneros (Js-Gu), compuesto por Andesitas color gris verdoso 40
Figura N° 12: Formación Yauca (Ki-ya), compuesto por Areniscas Cuarzosas color blanco rojizo. 40
Figura N° 13: Intrusivo Complejo Bella Union (Ks-an), compuesto por Andesitas Porfiriticas, ... 41
Figura N° 14: Intrusivo Dioritico (J-di), compuesto por Dioritas de textura fanerítica. 42
Figura N° 15: Unidades Geomorfológicas en la Mina Orión 43
Figura N° 16: Presencia de fallas en la UEA Orion 45
Figura 17: Etapas de perforación y voladura en circado de veta 52
Figura 18: Secuencia de minado en vetas angostas. 53
Figura 19: Esquema de explotación de corte y relleno ascendente 54
Figura 20: Esquema de limpieza con rastrillo 54
Figura 21: Secuencia de minado. 59
Figura 22: explosivos usados en voladura. 60
Figura 23: Malla de perforación en Zig – Zag – Tj160 – Chinchilico. 62
Figura 24: Resultaos después de la voladura – Tj160 – Chinchilico. 63
Figura 25: Plano histórico de las reservas de Chinchilico 4 años antes (no se aplicaba ninguna malla – era trabajado por informales) 68
Figura 25: Plano Actual de reservas de Chinchilico (Con la malla actual y la malla propuesta) 68

RESUMEN

La investigación titulada **Optimización de malla de perforación y voladura aplicando el algoritmo de O´hara en vetas angostas de la veta Indio en la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C**, tiene como objetivo optimizar la perforación y voladura con el uso del método matemático postulado por O'Hara en la veta Indio, debido a que existen elevados niveles de contaminación del mineral y sobreexcavación de las labores de explotación, como consecuencia se incrementaron los costos asociados a la operación y colocación de los sistemas de sostenimiento, destinados a garantizar la seguridad de los trabajadores y la protección de los equipos mineros.

Las labores que hicieron la implementación del modelo matemático de O'Hara, se eligieron aleatoriamente como muestras fueron netamente en la zona de la veta Chinchilico U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C, con sección de 0.90 x 30 m con una potencia de veta debajo de los 0.30 m.

La perforación se ejecuta desde un piso previamente nivelado, conservando una altura uniforme de 2,30 m y utilizando el esquema de perforación establecido para las labores de avance y manteniendo un burden y espaciamiento de 0.20 m. La perforación se realiza con la maquina stoper con juegos de barreno de 2 y 4 pies. Es importante mantener un buen paralelismo.

La voladura se realiza sólo con emulnor de 1000 y carmex con voladura controlada empleando espaciadores de carrizo o cartón.

La malla de perforación es en zigzag (es la malla con mejores resultados), con burden y espaciamiento de 0.2 m. Los taladros se perforan en estéril con la finalidad de evitar perder los finos de oro durante el proceso de la perforación y voladura. La veta se lleva ligeramente pegado hacia la caja techo (a 0.1m de la caja techo). En comparación a los resultados antes de optimizar la malla de perforación con el modelo matemático de O'hara la recuperación de ley fue de 10.82 gr/ton de Au y actualmente es de 18.3 gr/ton de Au promedio lo que indica que después de la investigación se está recuperando un 17% más de lo programado.

En consecuencia, al aplicar el modelo matemático propuesto por O'hara con el propósito de obtener una dilución promedio inferior al 45%, en promedio en las labores que se hizo seguimiento. Antes de la intervención, se determinó una dilución promedio del 65 % utilizando modelos matemáticos convencionales, después los resultados evidenciaron una reducción y una mejora del proceso.

Palabras clave: Malla de perforación, explosivos, disparos.

INTRODUCCION

La U.E.A Orión de Analytica Mineral Services, es una unidad minera cuya actividad principal es la extracción de oro, en ello viene ejecutando labores de explotación en distintas vetas en esta unidad a una altura de 1600 msnm, esta mina estudio, que es explotada a través del sistema de explotación por corte y relleno ascendente, cuya explotación es netamente de oro.

El estudio se orienta a perfeccionar la perforación y voladura mediante la utilización del modelo formulado por O'Hara en la veta Indio, donde se resalta que una de las principales operaciones y es las labores de perforación y voladura que se utiliza en las labores de explotación, exploración, preparación y desarrollo basados en diferentes modelos matemáticos.

Al llevar a cabo la operación minera unitaria de perforación y voladura de rocas, se producen porcentajes de dilución excesivamente elevados; lo que representa un desafío para alcanzar la producción prevista con una ley de Au considerable para poder cubrir los costos unitarios.

Evaluando la dilución en la U.E.A Orion es elevado, por lo que se dio la obligación de dar soluciones inmediatas en este caso trabajar más en mallas de perforación y voladura, uso de accesorios para un circado adecuado para no diluir el mineral en la extracción y enviar a la planta con un porcentaje considerable para su tratamiento

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DE INVESTIGACION

1.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

Analytica Mineral Services, en la U.E.A Orion viene ejecutando labores de explotación en distintas vetas en esta unidad a una altura de 1600 msnm, esta mina estudio, que es explotada por el método de corte y relleno ascendente, cuya explotación es netamente de oro.

Hay antecedentes registrados en ciertas labores de explotación revelan que las actividades de perforación y voladura presentan niveles excesivos de dilución y rotura fuera del perfil diseñado. Este problema ocasiona un aumento de los costos operacionales y de sostenimiento, que son requeridos para reducir los riesgos sobre los trabajadores y evitar daños en los equipos mineros.

Según lo mencionado hace un momento, para conseguir controlar la dilución se debe Identificar las propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso y aplicar un método de voladura controlada, inclusive Una apropiada configuración del corte y de la carga explosiva, considerando las condiciones del macizo rocoso.

En vista de todos estos problemas que generan pérdidas económicas a la empresa, generan acumulación de tiempos muertos en la administración del trabajo, y como consecuencia hay una dilución elevada.

Por lo que el empobrecimiento del mineral extraído con el desmonte ya no es rentable según los estudios para la compañía minera. Lo que obliga a Proponer alternativas de solución mediante el uso de modelos matemáticos para optimizar la voladura controlada y reducir la dilución del mineral.

1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En los tajos se realiza voladura controlada con explosivos emulsificantes y cordón detonante aplicando una carga desacoplada con espaciadores de 0.2 m con la finalidad de no dañar el macizo rocoso y controlar la dilución y como accesorios para la voladura se emplea el Detonador Ensamblado (Carmex de 6'), además de la Mecha Rápida (Cordón de Ignición), pero a los esfuerzos establecidos en las operaciones unitarias de perforación y voladura siempre se tuvo fallas operativas en perforación y voladura, sobre rotura y la alta dilución de mineral.

Debido a los problemas indicados se trabajó en poder controlar la dilución y optimizar la perforación y voladura en los tajos que tienen una ley elevado en Au.

1.3 Formulación del problema

formulación de problema general

¿De qué forma se puede optimizar la perforación y voladura en circado aplicando el método matemático de O'Hara en la veta Indio de la U. E Orión – Analytica Mineral Services S. A.C?

formulación de problema específico

¿se incrementará la producción con la implementación de nuevos diseños de malla de perforación y voladura en circado aplicando el método matemático de O'Hara en la veta Indio de la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C.?

¿Se logrará controlar el porcentaje de dilución con la aplicación del método matemático de O'Hara en la veta Indio de la U. E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C?

¿ Se reducirá los costos de minado mejorando la productividad con la aplicación del método matemático de O'Hara la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C?

1.4 OBJETIVOS

objetivo general

Optimizar la perforación y voladura en circado con el uso del método matemático de O'Hara en la veta Indio de la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C

objetivo especifico

incrementar la producción con la aplicación del método matemático de O'Hara en la veta Indio de la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C

lograr controlar el porcentaje de dilución con el uso del método matemático de O'Hara en la veta Indio de la U. E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C

reducir los costos de minado mejorando la productividad con la aplicación del método matemático de O'Hara en la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C

1.5 PLANTEAMIENTO DE HIPOTESIS

Hipótesis General

se optimizará la perforación y voladura en circado con el uso del método matemático de O'Hara en la veta Indio de la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C

Hipótesis Especifico

Se incrementará la producción con la aplicación del método matemático de O'Hara en la veta Indio de la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C

Se logrará controlar el porcentaje de dilución con el uso del método matemático de O'Hara en la veta Indio de la U. E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C

se reducirá los costos de minado mejorando la productividad con la aplicación del método matemático de O'Hara en la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C

1.6 Justificación

Analytica Mineral Services S.A.C en la unidad económica orión, Emplea la explotación por corte y relleno ascendente bajo un esquema convencional, y para el control de la dilución requiere evaluar las características mecánicas de la masa rocosa, usar un modelo matemático, para ejecutar una voladura controlada se requiere un adecuado diseño del corte en las labores de producción y una correcta distribución de la carga, considerando la calidad del macizo rocoso.

Dentro del proceso de Mejora Continua en las operaciones, siempre se tiene la política de mejorar los logros ya obtenidos. En tal sentido, se analizó el circado de mineral que actualmente se viene ejecutando, donde se ha logrado muy buenos resultados; teniendo está base, se comenzó a reformular un nuevo tipo de malla que permita el menor impacto del explosivo hacia el mineral.

La U.E.A. Orión corresponde a una operación minera aurífera de tipo convencional, en la actualidad está inmersa en un proceso de implementación y expansión gradual, orientado al cumplimiento de metas y objetivos previamente establecidos. Dispone de un importante potencial de reservas minerales que respalda su desarrollo futuro, la oportunidad de crecimiento está dada. En el presente, ANALYTICA MINERALS SERVICES S.A.C. realiza labores de exploración, explotación y procesamiento mineral, mientras que la U.E.A. Orión constituye su unidad más importante en la producción de oro.

La recuperación obtenida del mineral puede situarse por encima del 90 %, cuando es

posible la optimización de perforación y voladura contralada aplicando el modelo matemático de O'Hara, para que la dilución sea menor y puede estar debajo del 10 % para la mayoría de las operaciones en las labores de explotación en la veta indio.

1.7 Viabilidad de estudio

Este estudio es viable porque en ANALYTICA MINERALS SERVICES SAC hoy en día busca evaluar, dar seguimiento y minimizar la dilución después de la voladura y así obtener mineral de alta ley para mejorar el desarrollo de las operaciones de perforación y voladura con un adecuado desempeño.

El desarrollo de la investigación es posible porque se dispone de los recursos necesarios en perforación y voladura y se tiene acceso a la información generada diariamente en las operaciones mineras.

1.8 Variables de investigación

Variable Independiente (x):

Aplicación del método matemático postulado por O'Hara.

Indicadores:

X1: Diseño de malla de perforación y voladura

X2: Longitud de taladro

X3: Sección de labor

X4: Tipo de roca

Variable dependiente (y):

Optimización de perforación y voladura.

Indicadores:

Y1: Burden

Y2: Espaciamiento

Y3: Factor de potencia

Y4: Numero de taladros

Método.

La investigación empleará el método deductivo, mediante el cual se parte de conocimientos generales para llegar a conclusiones particulares sobre el fenómeno analizado.

1.9 **Operacionalidad de Variables**

Figura 1: Variable y Definición Conceptual
Fuente: Autor de tesis

Variable	Definición Conceptual
V.I. Aplicación de algoritmo de O´Hara para optimizar las operaciones unitarias de perforación y voladura TJ 60 .	Es la optimización de la dilución en vetas angostas con el Algoritmo de O´Hara.
V.D. Optimización de las operaciones unitarias de perforación y voladura en circado en la mina Orion.	Es el incremento de producción en labores de explotación en la mina Orion.

Variable	Dimensiones	Indicadores
V.I. Optimizar las operaciones unitarias de perforación y voladura en circado aplicando el algoritmo de O´Hara en el TJ 60.	Toneladas /metro perforado metraje en el planeamiento mensual.	-Tonelaje. -Diseño de la malla de perforación. -Factor de carga.
	Valorización de tonelaje de mineral en el TJ 60 y demás labores de la mina Orion.	-Reducción de costos por avance en $/m . -Horas/hombres capacitados.
V.D. Optimización de la dilución en las operaciones unitarias de perforación y voladura (circado) de mineral en la mina VALETITA-IV.	Porcentaje de dilución en el TJ 60.	-Costo por metro perforado y costo de adquisición de equipos de perforación.
	Evaluación del costo de los insumos y perforación y voladura.	-Costo de agentes y accesorios y voladura. -Costo de adquisición de cargadores de explosivos mecánicos.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1 ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

Durante la etapa inicial de planificación minera se selecciona la alternativa de diseño del tajo que presente mayor viabilidad económica y permita obtener mejores beneficios, considerando las condiciones geotécnicas del yacimiento, los requerimientos de calidad del mineral y las limitaciones de acceso. Este proceso de decisión, denominado optimización del diseño del tajo, tiene una influencia directa sobre el valor económico del proyecto, debido a su relación con el programa de producción establecido. En minería subterránea, una configuración inadecuada de las labores puede repercutir negativamente en la producción y en la calidad del mineral extraído. Asimismo, la incertidumbre asociada a las características del yacimiento todavía suele recibir una atención limitada dentro de los procesos de optimización. Por ello, resulta conveniente incorporar este factor durante la planificación de la producción, ya que su consideración podría contribuir a disminuir las pérdidas de mineral y mejorar la toma de decisiones operativas (Matamoros & Kumral, 2017).

Dentro del proceso de extracción del mineral, la voladura constituye una de las etapas fundamentales, ya que permite efectuar la fragmentación de la roca mediante la detonación de explosivos. Sin embargo, durante esta operación puede generarse una incorporación considerable de material estéril, provocando una disminución en la calidad del mineral y, en consecuencia, menores beneficios económicos para la empresa. Por esta razón, la adecuada selección del método de explotación adquiere especial importancia dentro del ciclo de minado, debido a su influencia sobre el control de la dilución y el rendimiento de la operación (Mishra et al., 2018).

La dilución puede presentarse cuando las paredes del tajo poseen una resistencia mecánica insuficiente y parte del material circundante se desprende e ingresa a la zona de explotación. Si la sobreexcavación provoca la falla de un estrato o de alguna estructura ubicada en la pared colgante, resulta complicado impedir que el resto de dicho elemento continúe desprendiéndose hacia el tajo. Además, la estabilidad de las paredes puede verse comprometida por los daños generados durante las operaciones de voladura, lo que incrementa la posibilidad de desprendimientos no deseados (Henning & Mitri, 2007).

Papaioanou y Suorineni (2016) señalan que la dilución repercute directamente en el desempeño económico de una operación minera, debido a que incrementa los costos

relacionados con la perforación, voladura, transporte, molienda y separación entre el mineral y el material estéril. Asimismo, esta condición puede ocasionar situaciones imprevistas en la operación, generar demoras y obligar a realizar modificaciones en el programa de producción minera.

Villalva y Kumral (2017) sostienen una postura similar a la planteada por Papaioanou, al señalar que la dilución puede incrementar los costos vinculados con la explotación, carguío, transporte, procesamiento y disposición de residuos. Además, este fenómeno puede generar impactos ambientales, debido a la necesidad de destinar mayores superficies para la construcción de botaderos y escombreras destinadas al almacenamiento del material residual. En consecuencia, la dilución no solo afecta la calidad del mineral extraído, sino que también contribuye al aumento de los costos operativos de la unidad minera.

(MERA, 2023), en su tesis **"aplicación de o'hara para reducir la dilución en una operación minera subterránea"** presentado a la Universidad Nacional de Ingeniería - UNI, traza su objetivo que la aplicación del modelo matemático de O'Hara permite controlar los factores asociados con los elevados niveles de dilución presentes en las labores de producción. La investigación considera un enfoque cuantitativo y cualitativo, bajo un diseño correlacional, debido a que se busca determinar de qué manera la selección apropiada del tipo de corte influye en la generación de una cara libre adecuada durante las operaciones de perforación y voladura.

Los resultados obtenidos permitieron establecer las siguientes conclusiones: 1. El diseño de corte utilizado inicialmente estaba conformado por nueve taladros paralelos, de los cuales cuatro correspondían a taladros vacíos de 89 mm de diámetro y cinco a taladros cargados. Esta configuración generaba un costo de perforación de 183.52 dólares por corte. Posteriormente, se seleccionó un nuevo diseño constituido por siete taladros paralelos, considerando cuatro taladros vacíos de 102 mm de diámetro, cuya función es generar la cara libre, y tres taladros cargados de 48 mm de diámetro que conforman el arranque. Con esta modificación, el costo de perforación disminuyó a 149.44 dólares por corte, alcanzándose una reducción aproximada del 19 %, equivalente a un ahorro de 34.08 dólares. 2. En relación con la dilución, en el primer caso de estudio se registró un valor promedio de 59 %. En el segundo caso, luego de aplicar el modelo matemático propuesto por O'Hara, la dilución promedio se redujo hasta el 15 %. Estos resultados muestran una mejora significativa en el control de la dilución y, por consiguiente, un incremento en la

recuperación del mineral.

Gala, L. (2020) en su tesis “maximización de valor presente neto a través de la optimización de la ley de corte en una mina subterranea” presentado a la PUCP traza su objetivo en determinar si la optimización en las leyes de corte en un proyecto minero subterráneo influye para maximizar el VPN mediante el modelo de Kenneth F. Lane - Heurístico.

(GALA, 2021), en su tesis **“Aplicación de técnicas de análisis de regresión y aprendizaje automático para la estimación de sobre dilución en el método de Sub Level Stoping – Compañía Minera Condestable”** presentado a la Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas, el estudio tuvo como propósito aplicar técnicas de regresión y aprendizaje automático para optimizar la estimación de la sobredilución en tajos explotados mediante el método Sub Level Stoping en la Compañía Minera Condestable. Como parte del análisis, se efectuó el seguimiento de la ejecución de los tajos SLS y se emplearon las herramientas de Ishikawa y Pareto 80/20, las cuales permitieron identificar las principales variables operativas involucradas en el fenómeno estudiado. Entre ellas se consideraron el nivel, buzamiento, densidad, burden, espaciamiento, altura, longitud, ancho, RQD, RMR y TMP.
La investigación se desarrolló bajo un enfoque cuantitativo, con alcance predictivo y tecnológico. El carácter predictivo se sustenta en la identificación de comportamientos futuros a partir del análisis de información empírica obtenida de eventos anteriores. Por su parte, el componente tecnológico busca perfeccionar procedimientos existentes mediante la aplicación de conocimientos científicos y herramientas tecnológicas orientadas a resolver problemas específicos dentro de la operación minera (Ñaupas et al., 2014).

(ARTEAGA, 2021), en su tesis titulado “**Minado selectivo para explotar vetas angostas de oro en la Minera Marsa S.A. Pataz – Región la Libertad”** presentado a La Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión tuvo como objetivo determinar un método de minado selectivo adecuado para la explotación de vetas auríferas en Minera MARSA S.A., ubicada en Pataz, región La Libertad. El estudio fue de tipo aplicado, en concordancia con los propósitos planteados, y se desarrolló en los niveles descriptivo, explicativo y

correlacional. Asimismo, el diseño de investigación estuvo orientado al cumplimiento de los objetivos establecidos.

Entre las principales conclusiones se determinó que: 1. La aplicación del método de minado selectivo permitió mejorar la productividad durante la explotación de las vetas auríferas de Minera MARSA. 2. La implementación de este método redujo de manera considerable la dilución del mineral, pasando de un promedio de 75 % a 8 %. 3. Asimismo, el método selectivo permitió disminuir el costo de minado de 154.75 US$/t a 149.12 US$/t, lo que representa un ahorro de 5.63 US$/t. Considerando una producción anual de 24 000 toneladas, esta reducción equivale a un ahorro acumulado aproximado de US$ 135 120 al año.

(CASTILLO RODIL, ZELAYA REYES, 2023), en su investigación **"Control de la dilución del mineral en labores de preparación y desarrollo, aplicando un diseño de malla de perforación y voladura basado en las metodologías de Holmberg y Pearse, en una mina subterránea en la provincia de Pataz – Trujillo",** presentado a la Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas, traza su objetivo de el diseño de una malla de perforación basada en las metodologías de Holmberg (1982) y Pearse (1955), con la finalidad de disminuir la dilución del mineral en las labores de preparación y desarrollo de una mina subterránea ubicada en la provincia de Pataz, Trujillo. Entre sus principales conclusiones se señala que la dilución puede generar pérdidas económicas importantes cuando no se controla de manera adecuada. Asimismo, se determinó que factores como la desviación de los taladros durante la perforación y un diseño deficiente de la malla, originado por una caracterización inadecuada del macizo rocoso, influyen negativamente en la fragmentación de la roca. Como consecuencia, se incrementan los requerimientos y costos asociados a las etapas posteriores de separación y recuperación del mineral de valor económico.

2.2 BASES TEORICAS

En esta item se detallan los conceptos más importantes que respaldan la presente investigación aplicada. La cual se basa en la data de la U. E Orion, como es el método de explotación, malla de perforación en tajos, los accesorios de voladura, los diseños de los cortes o arranques de las labores mineras, donde se usará para obtener lo resultados que se requiere ara una fragmentación adecuada y la dilución de cada una de las labres.

2.2.1 Dilución

La dilución tiene un efecto significativo en la economía minera y se reconoce actualmente como una oportunidad para mejorar la calidad (O'Hara 1980). En particular la dilución interna (DI) es una de las dos formas de la dilución y es un fenómeno que ha sido pobremente estudiado durante la explotación de los depósitos lateríticos de Ni y Co en Cuba; esta provoca diferencias inexplicables entre la calidad de las reservas planificadas y las enviadas al proceso por la ocurrencia de una dilución no planificada.

La dilución es la mezcla del mineral económico con el material estéril, esto genera que la ley de corte o cut off se encuentre por debajo de lo planeado, además genera la reducción de la calidad del mineral extraído. Papaioanou y Suorineni (2016) mencionan que la dilución impacta en el sector económico, ya que se asocia a costos de perforación, voladura, acarreo, molienda y separación del mineral y material estéril, esto puede generar problemas no programados, retrasos y cambios en el cronograma de minería.

Un problema que aún persiste en la minería es la fragmentación ineficiente que se tiene algunas veces después de la voladura. Las causas principales del problema es la falta o inadecuado estudio de las propiedades de detonación de los explosivos, aspectos geomecánicos y/o geológicos del macizo rocoso y los parámetros de diseño de la voladura. La producción eficiente de fragmentación permite el desarrollo de operaciones de excavación, estabilidad laboral y costos de producción. Como resultado, determinar un diseño de voladura apropiado basado en las condiciones del macizo rocoso es un aspecto clave para lograr resultados óptimos de fragmentación

Calidad de las intercalaciones:
se refiere a los contenidos de los elementos útiles y perjudiciales presentes en las mismas; los valores de estos elementos permiten identificar en gran medida las rocas que le dieron origen.

2.2.2 Modelo Matemático de O´hara

Según O'Hara para poder determinar la dilución del mineral explotado por cualquier método de explotación resulta el adecuado, puesto que el porcentaje de dilución tiende a ser reducirse hasta menos del 20%, y por tanto se puede encontrar un porcentaje

adecuado para extraer el mineral, claro está que se debe ir acompañado al modelo matemático de voladura controlada llamado pre-corte convencional.

Cálculo del método:

Para calcular dilución y teniendo en cuenta los datos de campo, se ha usado el modelo matemático postulado por O'hara, el cual es el siguiente:

$$\%\ dilucion = \frac{25}{\sqrt{(ancho\ de\ veta)\ (seno\ de\ buz)}}$$

Donde:

Dilución (%): Dilución en porcentaje

√A.V: Raíz cuadrada del ancho de la veta

Seno Buz: Seno del ángulo de buzamiento de la veta.

Salum y Murthy (2019) señalan que, para lograr una excavación adecuada en distintos tipos de roca, es necesario evaluar el comportamiento de la rotura en túneles y galerías, prestando especial atención al diseño de la voladura. En este contexto, la sobrerotura puede definirse como el incremento porcentual del volumen excavado con respecto al volumen inicialmente previsto para cada labor, lo que implica una mayor extracción de material estéril.

Clasificación de los tipos de dilución

De acuerdo con Scoble y Moss (1994), la dilución total se define como el resultado de la combinación entre la dilución prevista y la dilución no planificada.

La dilución implica una disminución en la ley del mineral, también genera un incremento en los costos operativos. Esto se debe a que el transporte y procesamiento de material estéril representa un gasto adicional, al movilizar hacia planta una cantidad de material que no aporta valor económico al proceso productivo.

Dilución planificada

Corresponde al material estéril que se considera dentro de los planes de producción, debido a que su extracción resulta necesaria para permitir la recuperación del mineral adyacente.

Dilución operacional

La dilución operativa en la minería a cielo abierto se refiere a la incorporación de material estéril al mineral durante el proceso de extracción, debido a que ambos no pueden separarse completamente. Este fenómeno se origina como consecuencia de las limitaciones en la selectividad de los bloques minados y en la delimitación de los polígonos de extracción establecidos en la planificación de corto plazo.

La dilución prevista:

Corresponde al material mineral cuya ley se encuentra por debajo del valor del corte y que permanece incluido dentro de los límites de diseño de la explotación minera. Su presencia está determinada por el grado de selectividad del método de minado, la continuidad del cuerpo mineralizado en las direcciones de rumbo y buzamiento, así como por la complejidad de la geometría del yacimiento.

Dilución no planificada:

Corresponde al material adicional sin valor económico, cuya ley se encuentra por debajo de la ley de corte y que proviene de la roca encajonante o del relleno situado fuera de los límites establecidos en el diseño de la labor. Su incorporación puede producirse por efecto de la voladura, que provoca rotura hacia los contornos de la excavación, o por el desprendimiento de material proveniente de paredes inestables o zonas de relleno.

La determinación de la dilución se realiza en función de los tonelajes totales correspondientes al mineral y al material estéril extraídos, los cuales se calculan mediante las siguientes expresiones:

$$TN\ total\ =\ Volumen\ \times\ \delta$$

Dónde:

δ : Densidad

Factor de dilución:

$$Dil\ =\frac{tonelaje\ de\ desmonte}{Tonelaje\ de\ mineral}$$

% Dilución:

$$\%\ Dil\ =\frac{Dil}{1+Dil}\times\ 100$$

Ley Diluida:

$$Ley\ Dil\ =\frac{g\ x\ c}{a}$$

Dónde:

g: Ley del mineral

c: ancho promedio de mineral

a: ancho promedio de la labor

Dilución:

$$Dilución = \frac{a - c}{c} \times 100$$

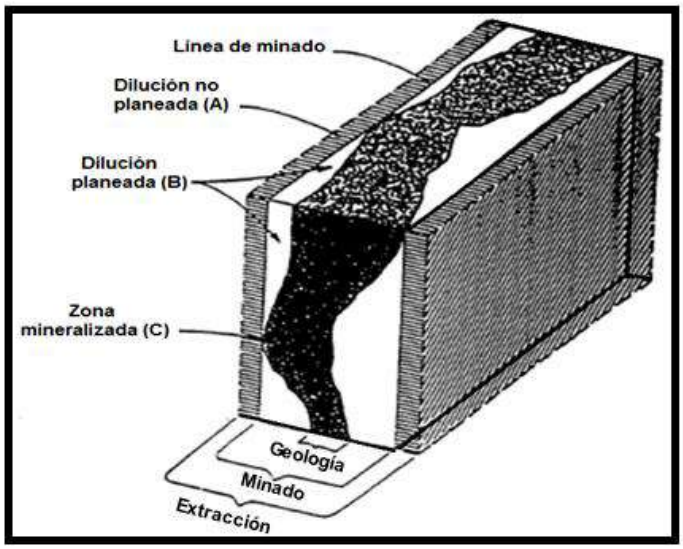


Figura 1: Veta angosta con dilución planeada Vs. dilución no planeada
Fuente: Scoble y Moss,1994

Factores que afectan la calidad del mineral

El objetivo final en la explotación minera es obtener el máximo valor económico del mineral de la roca mineralizada, Pero durante el proceso, una cantidad importante de roca no mineralizada es tomada mezclada con el mineral. Esta dilución de desecho es casi imposible evitar, especialmente referente a las vetas estrechas. El objetivo es explotar el mineral con una dilución mínima económicamente factible.

La calidad del mineral se refiere a la cantidad de contenido del mineral y del contaminante presente en el mineral. Tratando con el primero de costos dos aspectos, la cantidad de mineral por volumen o el peso de mineral (Ley) será reducida de la roca de desecho aumenta, reduciendo además los ingresos el valor económico. Los límites entre las diversas calidades son definidos por el cálculo económico

Durante el planeamiento de la mina y en la operación a cielo abierto la clasificación de la calidad del mineral dependiendo del valor del mineral es: pérdida, mineral marginal, y

económico; en la operación subterránea generalmente se emplea solamente dos términos pérdida y económico. Un bloque dado de la reserva mineral puede cambiar fácilmente su clasificación económica debido a la variación del precio del metal, los costos de operación o el nivel de dilución durante el minado. el límite entre la roca de desecho mineralizada y las reservas económicas del mineral se ilama grado del cut-off, La cantidad de reservas del mineral será aumentada si el grado del cut-off se disminuye al mismo tiempo, para un grado determinado del cut-off, la dilución de desecho más alta puede darse en una veta estrecha del mineral en cuanto aparezca otro mineralizado, reduciendo también la cantidad de reservas del mineral

La fuente principal de dilución de la roca en vetas estrechas del mineral esté dado mezclando el mineral minado con la pared lateral para proporcionar el suficiente espacio de trabajo en los frentes, a esto se dilución primaria de la roca. El grado de la mezcla, más elevado se consigue aumentando el ancho del frente. Otra fuente para la dilución Primaria es el buzamiento de la veta, que aumenta la dilución por la necesidad de cubrir completamente la veta. La dilución de desecho de la roca se define normalmente en dos fórmulas matemáticas: como el porcentaje de la roca de desecho en la roca explotada (d1), o como la proporción porcentual de la roca de desecho por unidad del mineral puesto (d2).

El espacio mínimo de trabajo en un frente estrecho es una función de:

- ✓ El buzamiento de la veta
- ✓ Las irregularidades de las vetas en el ancho y dirección
- ✓ El ancho del equipo
- ✓ Ei diseño de voladura

Durante la dirección y explotación de corte y relleno, la dilución de la roca de desecho puede ser calculada como:

$$d1 = (1 - tr/(wd * sen\,(d)) * 100$$

o

$$d2 = ((wd * sen\,(d)/tr - 1) * 100$$

d1: dilución de desecho relativo al mineral explotado (desecho diluido)

d2: desecho adicional de la roca por tonelada de mineral puro recuperado.

$$Wd = tr/sen(d) + s + hd * [tan(90 - d) - tan(90 - a)]$$

$$Wd = Wdmin$$

$$Wdmin = ancho\ del\ equipo + espacio\ libre\ requerido$$

Hd: Altura del frente de trabajo

Wd: ancho de la sección

d: buzamiento de la veta

a: buzamiento de la pared

tr: potencia real de la veta

s: espacio adicional para las maniobras o perforación

Wdmin: ancho de trabajo mínimo requerido por los equipos

2.3 PERFORACIÓN Y VOLADURA

La perforación y voladura constituye un método empleado para la excavación y extracción de roca en macizos competentes, donde el uso de equipos mecánicos resulta técnica o económicamente inviable. Esta técnica tiene amplia aplicación tanto en la minería como en las obras de ingeniería civil que requieren la remoción de material rocoso. El procedimiento comprende la ejecución de perforaciones en el macizo, dentro de las cuales se cargan explosivos que, al detonar, liberan la energía necesaria para producir la fragmentación de la roca. En este proceso se distinguen dos aspectos fundamentales: la tecnología de perforación y la tecnología relacionada con el diseño y la ejecución de las voladuras (Bernaola Alonso, Castilla Gómez y Herrera Herbert, 2013)

2.3.1 Diseño de mallas de perforación y voladura

El diseño de mallas de perforación comprende la planificación y distribución del conjunto de taladros que se ejecutarán en un frente de trabajo. Para su elaboración es necesario considerar diversos parámetros, entre ellos la geometría y simetría de la malla, así como la ubicación, inclinación y profundidad de cada taladro, con el propósito de garantizar una adecuada fragmentación del macizo rocoso.

El objetivo

principal del diseño de mallas de perforación es:

- Reducir los gastos de perforación y cantidad de explosivos
- Obtener un buen avance
- Mantener el tamaño o sección de la labor uniforme

- Determinar el orden y salida de los taladros

EXSA (2009) señala que la malla de perforación corresponde a la forma en que se distribuyen los taladros dentro de un diseño de voladura. Para su configuración se consideran parámetros como el burden, el espaciamiento entre taladros y la profundidad de perforación, debido a la relación que existe entre estos elementos durante la fragmentación de la roca.

En minería subterránea, el comportamiento de la voladura presenta condiciones distintas a las observadas en explotaciones superficiales, principalmente porque no se dispone de varias caras libres que faciliten el desplazamiento del material. Por lo general, solo se cuenta con una superficie expuesta donde se ejecuta la perforación, por lo que es necesario generar progresivamente una cara de alivio mediante la detonación inicial de los taladros que conforman el arranque.

Cuando esta abertura inicial no se forma adecuadamente, los taladros posteriores encuentran mayor confinamiento de la roca, lo que limita su desplazamiento y afecta la eficiencia de la voladura. Como resultado, puede presentarse una fragmentación deficiente y no alcanzarse el avance ni el efecto esperado en la excavación.

2.3.2 Principios de perforación y voladura

De acuerdo con EXSA (2009), la perforación se basa en la aplicación combinada de los principios mecánicos de percusión y rotación. La acción de los impactos y la fricción permite fracturar y triturar la roca en un área equivalente al diámetro de la broca, alcanzando una profundidad determinada por la longitud de taladro. En este contexto, la eficiencia del proceso de perforación tiene como objetivo maximizar la velocidad de penetración y, al mismo tiempo, minimizar los costos operativos.

Con la información recopilada se desarrollará el diseño de la malla de perforación a partir de la caracterización del macizo rocoso correspondiente a las excavaciones subterráneas. Las evacuaciones se efectuarán considerando las diferentes dimensiones obtenidas, con el propósito de optimizar las operaciones de perforación y voladura en el TJ 60 de la veta Chinchilico, ubicada en el nivel 1450 de la mina Orión.

2.3.3. Métodos de perforación y voladura

Con el transcurso del tiempo, las técnicas de perforación de roca han evolucionado mediante la incorporación de nuevas tecnologías que han permitido mejorar el rendimiento y la eficiencia de las operaciones. No obstante, algunos métodos han sido reemplazados por otros más eficientes o han dejado de utilizarse debido a factores técnicos, económicos y ambientales.

Entre los sistemas de mayor aplicación destacan los métodos de perforación mecánica por rotación y percusión, los cuales presentan un desempeño eficiente en procesos que requieren energías específicas inferiores a 1 000 J/cm^3 (Bernaola Alonso et al. 2023).

Existe una estrecha relación entre la perforación y la voladura, ya que se puede afirmar de manera contundente que "una buena perforación facilita una buena voladura, pero una mala perforación garantiza una mala voladura". Bernaola Alonso et al. (2013) sostienen que una perforación adecuada es aquella que se ejecuta mediante procedimientos, equipos y técnicas apropiadas, asegurando una correcta realización de los taladros. De manera similar, una voladura puede considerarse satisfactoria cuando los resultados obtenidos responden al propósito establecido previamente en su diseño.

Perforación por percusión.

Considera Bernaola, Castilla y Herrera (2013) que el término perforación rotopercusiva comprende los métodos en los que la rotura de la roca se genera principalmente por el impacto repetitivo de una herramienta de corte sobre su superficie. Los equipos empleados en la actualidad integran la acción de percusión con un movimiento rotatorio y una fuerza de empuje moderada, lo que permite aprovechar de manera más eficiente la energía transmitida durante la perforación.

En este tipo de sistema, la velocidad de penetración depende principalmente de la potencia de percusión, la cual está determinada por la energía liberada en cada impacto y por la frecuencia con la que se producen los golpes. Artigas y Maria (2011) señalan que la eficiencia en la transmisión de dicha energía varía de acuerdo con las características del equipo utilizado, siendo la potencia de percusión uno de los factores de mayor incidencia en el rendimiento y velocidad de avance de la perforación.

Potencia de percusión

Considerando que la potencia de percusión y la eficiencia constituyen los principales parámetros técnicos para evaluar el desempeño de un martillo perforador, resulta fundamental describir y analizar los factores que determinan dicha potencia.

Perforación neumática

En la perforación neumática, el funcionamiento del equipo se basa en el empleo de aire comprimido como medio de accionamiento. Este fluido opera a una presión determinada, la cual normalmente se encuentra comprendida entre 7 y 25 bar.

Perforadoras con martillo en cabeza

Las perforadoras que operan con aire comprimido a presiones máximas de entre 7 y 8 bar incorporan un martillo diseñado para dichas condiciones de trabajo. En estos equipos, es necesario que el pistón disponga de una mayor superficie de acción para generar la energía de impacto requerida durante el proceso de perforación. Debe considerarse que la energía generada durante el impacto depende de tres factores principales: la presión efectiva de trabajo, el área de acción y la longitud de carrera del pistón. En función de estas condiciones, el pistón presenta un perfil longitudinal en forma de T, diseñado para favorecer una adecuada transmisión de energía durante la perforación.

Perforadoras con martillo en fondo

Las perforadoras cuyo sistema de percusión trabaja directamente en el fondo del taladro, de manera independiente a los mecanismos de rotación y empuje, son denominadas perforadoras de martillo en fondo. Este tipo de equipo se emplea principalmente en minería y en otras actividades donde es necesario realizar perforaciones en formaciones rocosas de elevada resistencia.

Para el desarrollo de la presente investigación se considera como muestra el proceso de perforación y voladura ejecutado en roca tipo II, clasificada como de buena calidad. La perforación constituye la etapa inicial del ciclo de perforación y voladura desarrollado en las labores de la mina Orión.

2.3.4 Acciones básicas en la perforación

Percusión: la percusión consiste en la generación de ondas de choque producidas por los impactos repetitivos del pistón. Estas ondas se transmiten hacia la broca a través del varillaje en los sistemas con martillo de cabeza o directamente sobre la broca en los equipos con martillo de fondo. Al llegar a la broca, una parte de la energía se convierte en trabajo útil, permitiendo la penetración y fragmentación de la roca, mientras que la energía restante se refleja y retorna a través de varillaje. La eficiencia de esta transmisión de energía depende de diversos factores, entre los que destacan las propiedades del macizo rocoso y la característica del sistema de perforación, especialmente del varillaje.

Rotación: la rotación tiene como finalidad hacer girar la broca durante la perforación, permitiendo que los impactos actúen sobre diferentes puntos del fondo del taladro. Este

movimiento favorece una fragmentación uniforme de la roca y mejora el rendimiento del proceso. Para cada tipo de macizo rocoso existe una velocidad óptima de rotación, la cual permite obtener detritos de mayor tamaño al aprovechar la superficie libre generada por cada impacto sucesivo.

Empuje: la energía producida por el mecanismo de percusión del martillo debe transmitirse de manera eficiente al macizo rocoso, lo que requiere que la broca permanezca en contacto continuo con el fondo del taladro durante la perforación. Esta condición se logra mediante la aplicación de una fuerza de empuje, proporcionada por un motor o un cilindro de avance, cuya magnitud debe ajustarse de acuerdo con las características de la roca y la broca empleada.

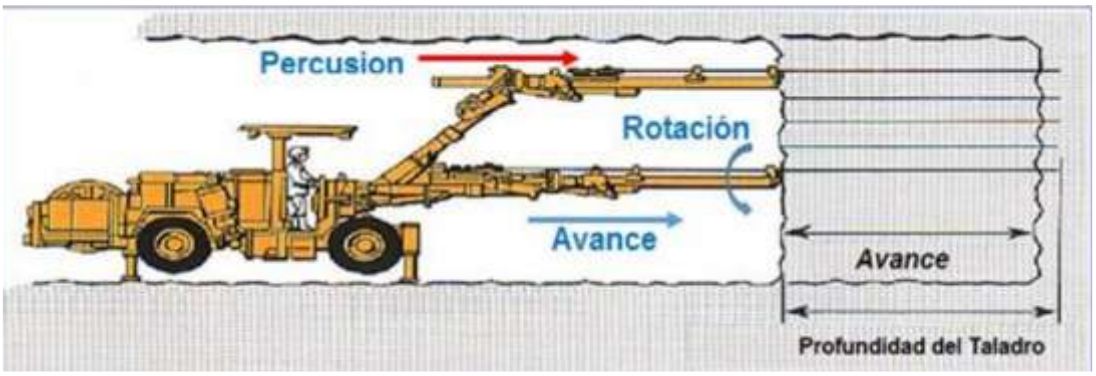


Figura 2: Acciones básicas en la perforación rotopercusiva
Fuente: Manual de P & V, Lopez Jimeno Carlos Ramon, 2005

2.3.5 Condiciones de Perforación

De acuerdo con EXSA (2009), para obtener una voladura eficiente es indispensable que la perforación se ejecute con el mismo nivel de importancia que la selección del explosivo, ya que ambos factores influyen directamente en los resultados de la fragmentación. Por ello, las operaciones de perforación deben desarrollarse con criterios técnicos y un adecuado control de calidad. No obstante, en numerosas explotaciones mineras la supervisión de esta actividad aún presenta deficiencias, lo que puede ocasionar problemas como desviaciones en los taladros, espaciamientos inadecuados o longitudes irregulares, reduciendo el aprovechamiento de la energía liberada por los explosivos. Asimismo, la calidad de los taladros está determinada principalmente por cuatro parámetros: el diámetro, longitud, rectitud y la estabilidad de la perforación (EXSA; 2009).

a. Diámetro

Se determina en función del tipo de aplicación para la cual será ejecutado. En términos generales, se recomienda utilizar el menor diámetro técnicamente viable, ya que esta alternativa suele ofrecer mejores condiciones de eficiencia y economía durante la perforación.

b. Longitud

constituye un parámetro que influye directamente en la selección de la capacidad del equipo de perforación y en el avance que puede alcanzarse en cada disparo, ya que determina la profundidad efectiva de la perforación

c. Rectitud

depende del tipo de roca, del método de perforación y características del equipo perforador. Es indispensable que las perforaciones mantengan una adecuada trayectoria para garantizar una distribución uniforme del explosivo a lo largo del taladro. Asimismo, en la mayoría de los diseños de perforación, el paralelismo entre los taladros constituye un aspecto fundamental, ya que favorece la interacción eficiente de las cargas explosivas y contribuye a mejorar los resultados de la voladura.

d. Estabilidad

los taladros deben conservar su estabilidad y permanecer abiertos hasta el momento de la carga de explosivos. En formaciones geológicas poco competentes o material suelto, existe le riesgo de desprendimientos o colapsos de las paredes del taladro, en tales condiciones es necesario colocar revestimientos internos mediante tuberías especiales para mantener el taladro y asegurar una adecuada carga del explosivo.

2.3.6 Errores básicas en la perforación

La experiencia, habilidad y nivel de conocimiento del operador influyen de manera significativa en el desempeño de las operaciones de perforación y voladura, repercutiendo directamente en la eficiencia y los resultados de ambos procesos. Con el propósito de maximizar el rendimiento de la operación, se procura que la eficiencia de la voladura alcance aproximadamente el 95% de la longitud total perforada. Es fundamental considerar que las eficiencias o errores durante la ejecución de la perforación pueden generar consecuencias importantes en le proceso de voladura, particularmente cuando se tiene un perfecto secuenciamiento y propagación de la detonación.

Por consiguiente, es fundamental que el diámetro del hueco de alivio se mantenga dentro del menor valor técnicamente viable, con el fin de reducir la probabilidad de errores durante la iniciación y asegurar un adecuado desarrollo del proceso de voladura.

En esta sección se describe el procedimiento empleado para la recolección de datos durante el desarrollo del proyecto, incluyendo las pruebas realizadas para la identificación de tipo de roca, así como la obtención de los parámetros utilizados en el diseño y marcado de malla de

perforación y en la selección de los diferentes tipos de explosivos. Las pruebas se realizarán en una labor de explotación, donde se recopilará información mediante el mapeo geomecánico in situ. A partir de esta evalución se determinarán el índice de calidad de roca (RQD) y la clasificación del macizo rocoso mediante el sistema RMR, información proporcionada y validada por el área de geomecánica. Con base a estos resultados, se efectuarán los cálculos necesarios para establecer los parámetros de diseño, como el burden y el espaciamiento, los cuales servirán la definir la malla de perforación más adecuada para las condiciones del macizo rocoso.

Los errores que se presentan durante la perforación pueden generar consecuencias importantes, como en inicio del disparo. Entre las principales deficiencias que pueden presentarse se encuentran las siguientes:

a. En arranques

diámetro inadecuado o número de taladros de alivio.

Figura 3: Hueco de alivio e pequeño diámetro
Fuente: EXSA 2009

b. Desviaciones en el paralelismo

provocan variaciones en el burden, generalmente cuando el burden se tiende a incrementar hacia el fondo del taladro, reduce la eficiencia del fracturamiento de la roca y limita el avance del proyecto.

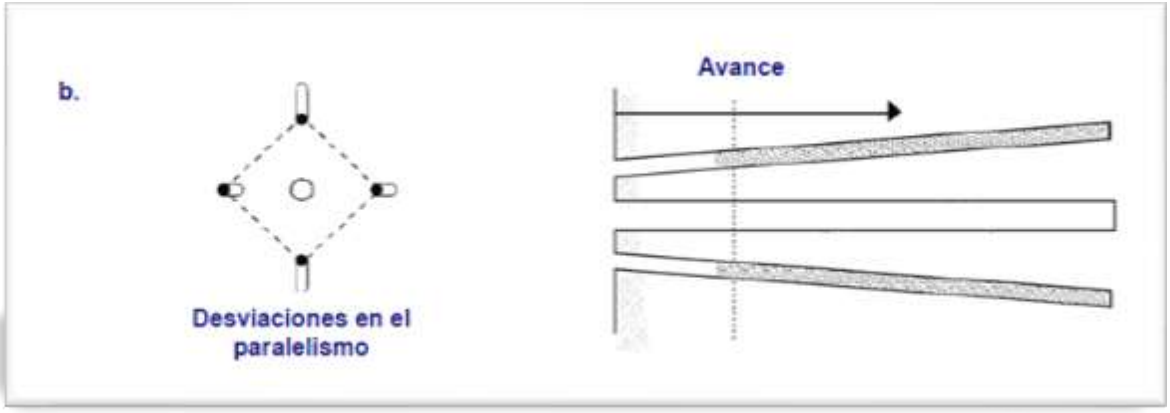


Figura 4: desviaciones en el paralelismo
Fuente: EXSA 2009

Esta deficiencia adquiere especial relevancia en los arranques y en las perforaciones de contorno, particularmente en los techos de túneles y galerías.

c. Espaciamientos irregulares entre taladros

Propician fragmentación de tamaño grueso o soplo del explosivo.

Figura 5: espaciamiento irregular
Fuente: EXSA 2009

d. La irregular longitud de taladros

Influye en el avance (especialmente si el alivio es de menor longitud) y también determina un nuevo perfil muy irregular.

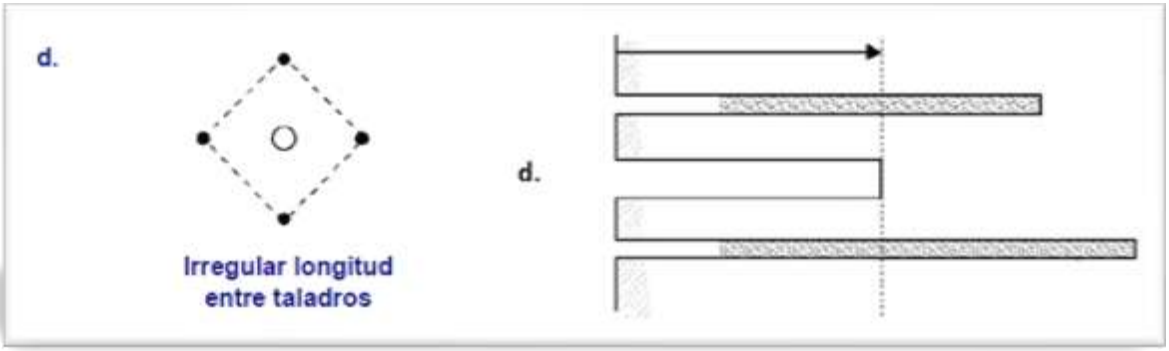


Figura 6: longitud irregular entre taladros
Fuente: EXSA 2009

e. Intercepción de taladros

Afecta a la distribución de la carga explosiva en el macizo rocoso a romper.

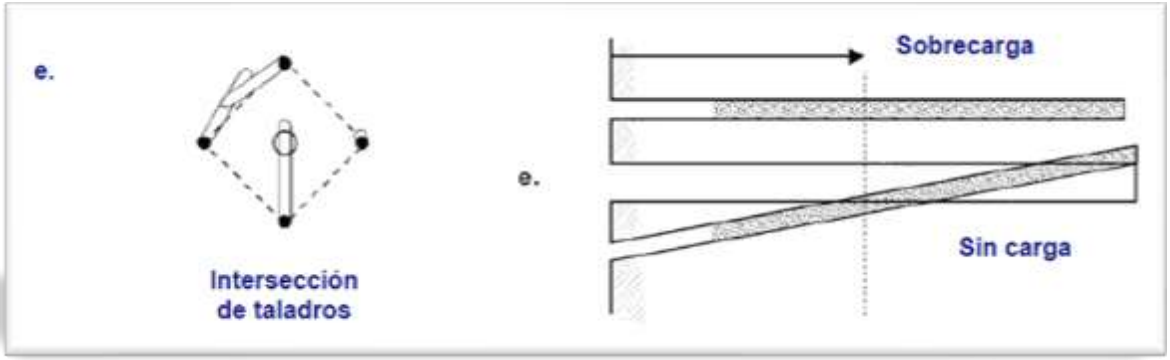


Figura 7: intersección de taladros
Fuente: EXSA 2009

f**. Mayor número de taladros** que los necesarios o diámetros muy grandes; pueden determinar sobrecarga y sobrerotura que afectará a la roca circundante.

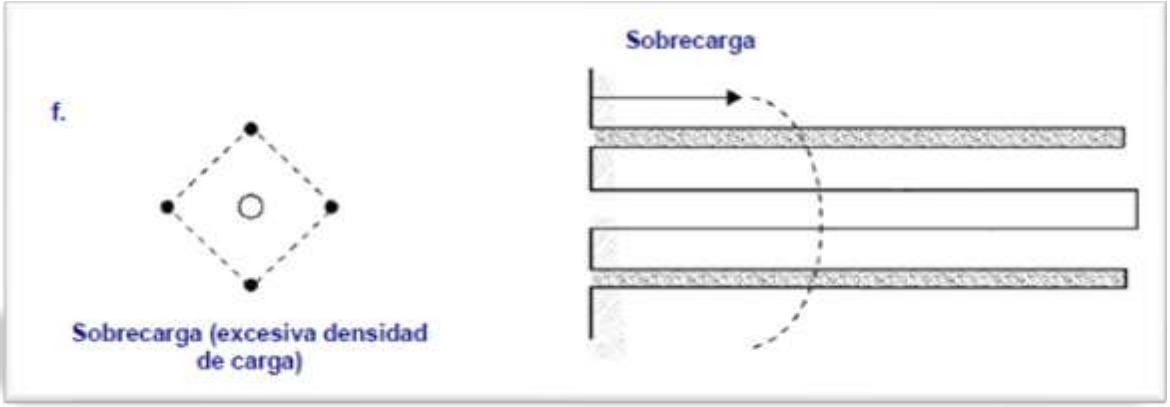


Figura 8: sobrecarga
Fuente: EXSA 2009

2.3.7 Errores básicas para voladuras

- Cara libre o alivio (relief).
- Diseño de malla de perforación y alineamiento de los taladros (alignment).
- Material explosiva (charge).
- Secuencia de salidas (timming).

EXSA, (2009) indica "en los túneles, la roca está más confinada y una segunda cara libre debe ser creada paralela al eje de los taladros, la segunda cara libre se produce por un corte en el frente del túnel que puede ser ya sea taladros de alivio perforado paralelamente al corte que se aplicara de acuerdo a las características del macizo rocoso (estudio geomecánico de la roca), en general, las voladuras de túneles son de alguna manera sobrecargadas para producir una fragmentación más fina ya que los efectos desastrosos del sobrecargado de los taladros son disminuidos por el confinamiento dado en el túnel"

EXSA, (2009) "como resultado del confinamiento adicional y la falta de caras libres desarrolladas, el tiempo entre retardos debe ser mayor que los de las voladuras de superficie para permitir el movimiento de la roca y la formación de la cara libre adicional antes de que disparen los taladros subsecuentes".

EXSA, (2009) "en las voladuras de túneles, se utilizan generalmente periodos de retardo largos. Si se utilizan retardos de milisegundos, se omiten periodos de retardo para permitir de 75 a 150 milisegundos (como mínimo) entre disparos de taladros. Este incremento en el tiempo de retardo es esencial para permitir que las voladuras de túneles funcionen apropiadamente".

En la voladura intervienen diversos factores y variables, estos elementos mantienen una relación entre sí y, en muchos casos, dependen unos de otros. Algunos pueden ser modificados durante el diseño y ejecución de la voladura, como las variables de perforación, la configuración de la malla o el tipo de explosivo utilizado. Sin embargo, existen factores que no pueden ser alterados directamente, entre ellos la geología del yacimiento y las propiedades propias del macizo rocoso. Para facilitar su análisis e interpretación, estos aspectos se agrupan de acuerdo con su afinidad y suelen denominarse variables, factores, parámetros o condiciones fundamentales, entre los cuales se consideran:

2.3.8 Propiedades físicas.

Dureza:

Permite estimar, de manera aproximada, el grado de dificultad que presenta la roca para ser perforada.

Tenacidad:

Estima el grado de resistencia de la roca frente a los esfuerzos de compresión, tensión e impacto, variando entre los rangos de friable (fácil), intermedia a tenaz (difícil).

Densidad:

Este parámetro permite estimar la densidad de la roca influye en la dificultad que presenta para ser fragmentada mediante voladura y, generalmente, puede encontrarse en un rango aproximado de 1,0 a 4,5 g/cm³. Las rocas de mayor densidad requieren explosivos con elevada velocidad de detonación para conseguir una fragmentación adecuada. La densidad se expresa como la relación entre la masa o peso del material y el volumen que ocupa, generalmente en g/cm³.

Textura:

Se refiere an nivel de enlace y cohesión entre los minerales o granos que constituyen la roca. Este parámetro condiciona su comportamiento mecánico y está estrechamente relacionado con la resistencia a la fracturación y la facilidad de rotura.

Porosidad:

Se refiere a la cantidad de poros o cavidades presentes en la roca y a su capacidad para absorber y retener agua.

Variabilidad:

Las rocas presentan una composición mineralógica y una textura que no son uninformes, por lo que exhiben un elevado grado de heterogeneidad y anisotropía.

Grado de alteración:

Corresponde al grado de alteración que experimenta la roca como consecuencia de la acción de intemperismo, la presencia de aguas subterráneas y otros procesos geológicos que modifican sus propiedades físicas, químicas y mecánicas.

2.3.9 Propiedades elásticas o de resistencia dinámica de las rocas

Frecuencia sísmica:

Corresponde a la velocidad de propagación de las ondas a través del macizo rocoso.

Resistencia mecánica:

Capacidad de la roca para soportar esfuerzos de comprensión y tracción.

Fricción interna:

Se refiere a la capacidad de las superficies internas o planos de discontinuidad de la roca para experimentar desplazamientos bajo esfuerzos (rocas estratificadas).

Módulo de yung:

Corresponde a la capacidad de la roca para oponerse a la deformación elástica

Radio de poisson:

Capacidad de la roca para concentrar los esfuerzos en dirección transversal o para distribuir las zonas sometida a tensión a lo largo de su estructura.

Impedancia:

Es la relación existente entre la velocidad de propagación de las ondas sísmicas y la densidad de la roca, en comparación con la velocidad de detonación y la densidad del explosivo empleado. Los macizos rocosos que presentan elevadas velocidades sísmicas requieren el empleo de explosivos con mayores velocidades de detonación para lograr una fragmentación eficiente..

2.3.10 Condiciones geológicas.

Estructura:

Es la disposición o forma en que se presenta el macizo rocoso, la cual está determinada por su origen y los procesos que intervinieron en su formación (macizo, estratos, etc.).

Grado de fisuramiento:

Este parámetro permite evaluar el grado y la extensión del fracturamiento natural presente en el macizo rocoso. Para su caracterización es fundamental considerar la orientación de las discontinuidades, definida por su rumbo y buzamiento, así como el espaciamiento entre las fracturas, su apertura y el tipo de material de relleno existente.

Presencia de agua:

La existencia de agua en el macizo rocoso constituye un factor determinante en el diseño de voladura, ya que influye directamente en la selección del tipo de explosivo.

2.3.11 Condiciones de carga.

Diámetro de la carga explosiva (diámetro del taladro):

Determinado por el diámetro del taladro, influye de manera directa en el rendimiento del explosivo y en diseño de malla de perforación, especialmente del burden y espaciamiento.

Geometría de la carga:

Corresponde a la relación existente entre la longitud de la carga explosiva, su diámetro y el punto de iniciación de la detonación.

Grado de acoplamiento:

Corresponde a la relación entre el diámetro de la carga explosiva y el diámetro del taladro. Se considera que una carga explosiva está acoplada cuando el diámetro del explosivo es similar al diámetro del taladro, lo que favorece una transmisión eficiente de la energía de detonación hacia el macizo rocoso. En cambio, existe desacoplamiento cuando el diámetro del taladro del explosivo es considerablemente menor que el del taladro. Esta condición se emplea principalmente en las voladuras controladas o de contorno, donde el espacio anular lleno de aire actúa como un medio amortiguador que reduce la intensidad de la onda de choque sobre las paredes del taladro, disminuyendo la fragmentación y contribuyendo a preservar la estabilidad del contorno de la excavación.

Grado de confinamiento:

Está condicionado por el nivel de acoplamiento entre el explosivo y el taladro, la calidad de atacado o sellado, el empleo del material inerte como taco y la geometría de la carga, determinada por parámetros como el burden y el espaciamiento entre taladros. Un confinamiento insuficiente favorece la pérdida prematura de la energía y reduce la eficiencia de la voladura. Por el contrario, un confinamiento excesivo, originado por un atacado demasiado compacto, puede incrementar la densidad del explosivo hasta dificultar la adecuada propagación de la onda de detonación y iniciación.

Distribución de carga en el taladro:

La distribución del explosivo dentro del taladro puede realizarse utilizando un solo tipo de carga a lo largo de toda su longitud, denominada carga única, o mediante una combinación diferenciada. En este último caso, se coloca en el fondo un explosivo de mayor densidad y potencia, conocido como carga de fondo, mientras que en la parte restante del taladro se emplea un explosivo de menor densidad, denominado carga de columna.

Respecto a los intervalos de iniciación, los taladros deben detonarse siguiendo una secuencia previamente establecida, de manera que cada disparo genere las caras libres necesarias para facilitar la rotura y desplazamiento del material en los taladros posteriores. Esta secuencia puede conseguirse mediante sistemas de iniciación convencional con retardos escalonados.

2.3.12 Perforación Convencional

Se realiza mediante taladros paralelos o inclinados, orientados hacia el frente de excavación o cara libre, siguiendo el principio de excavación por túnel (banco circular).

El proceso inicia con un conjunto de taladros de arranque destinados a generar una cavidad inicial que proporcione una superficie libre para la expansión de la voladura. Posteriormente, se distribuyen los taladros de rotura alrededor del arranque con el fin de fragmentar el macizo rocoso, mientras que los taladros periféricos delimitan el contorno y la sección de la excavación.

A partir de la información recopilada, se elaborará el diseño de la malla de perforación mediante la caracterización geomecánica del macizo rocoso correspondiente a la excavación subterránea. Las mediciones obtenidas servirán para determinar los parámetros de diseño en función de las dimensiones de la labor, con el propósito de optimizar las operaciones de perforación y voladura en el TJ 60 de la veta Chinchilico, ubicada en el nivel 1450 de la mina orión.

La minería subterránea convencional es un método de explotación de yacimientos minerales ubicado bajo la superficie terrestre que emplea técnicas y equipos tradicionales para la extracción del mineral. Entre las principales operaciones se incluyen la perforación, voladura, acarreo y carguío, en algunos casos, la excavación manual con equipos de pequeña capacidad. Este sistema se diferencia de la minería subterránea mecanizada o trackless, la cual utiliza maquinaria de mayor capacidad y tecnologías más avanzadas que permiten incrementar la productividad y la eficiencia de las operaciones mineras.

Características de la minería subterránea convencional:

Acceso al yacimiento:

Se realiza mediante el desarrollo de labores subterráneas, tales como galerías, túneles y pozos, construidos a través de métodos de excavación mecánica o mediante perforación y voladura, según las condiciones geológicas y operativas.

Extracción del mineral:

La recuperación del mineral comprende las etapas de perforación, voladura, carguío y transporte del material fragmentado hacia la superficie o hacia los puntos de acopio establecidos.

Equipo utilizado:

Este método de explotación emplea herramientas manuales y equipos de menor

capacidad, entre las que se incluyen palas, picos, martillos, cinceles, perforadoras neumáticas, cargadores y camiones de dimensiones reducidas, adecuadas para labores subterráneas convencionales.

Sistema de soporte:

Para preservar la estabilidad de las excavaciones se implementan sistemas de sostenimiento natural o artificial, como pilares de roca, cuadros de madera, pernos de anclaje, mallas metálicas y otras estructuras de soporte, de acuerdo con las condiciones geomecánicas del macizo rocoso

Producción:

En comparación con la minería subterránea mecanizada, este método se caracteriza por presentar menores niveles de producción, debido a la limitada capacidad de los equipos y al mayor grado de intervención manual en las operaciones.

operaciones unitarias en minería subterránea convencional:

Avances: Excavación de galerías y túneles para el acceso al yacimiento.

Explotación: Extracción del mineral en el frente de trabajo.

Preparación: Desarrollo de labores necesarias para la explotación.

Sostenimiento: Instalación de sistemas de soporte para prevenir deslizamientos y garantizar la seguridad de las operaciones.

Extracción: Transporte del mineral a la superficie.

En resumen, la minería subterránea convencional se caracteriza por el uso de métodos y equipos tradicionales para la extracción de minerales en yacimientos subterráneos, con una producción menor y un enfoque en la seguridad y estabilidad de las labores mineras.

2.3.13 Geomecánica.

El dimensionamiento Geo mecánico de la mina Orion específicamente del tajo TJ 60 es lo más apropiado y es el que nos va a permitir determinar la optimización de perforación y voladura aplicado en Vetas casi verticales, la veta mineralizada y las rocas encajonantes son de buena calidad. El método requiere tener bien definidos los contornos de la mineralización. Casi uniformes para tener una buena recuperación del mineral y minimizar la dilución.

La clasificación del macizo rocoso

Los resultados de los estudios geomecánicos efectuados en el macizo rocoso correspondiente a las labores de explotación de la veta esperanza se presentan y describen a continuación

Mapeo geo mecánico

Es un procedimiento técnico que permite recopilar información geológica y geotécnica del macizo rocoso con el propósito de identificar los parámetros que influyen en su comportamiento y que pueden generar condiciones de inestabilidad en las operaciones mineras. La caracterización geotécnica de la roca mediante la aplicación de sistemas de clasificación geomecánica y la evaluación de aspectos estructurales, información proveniente de la prospección geomecánica, propiedades de la mecánica de rocas, monitoreo de las excavaciones y controles geotécnicos, entre otros.

La información del mapeo geomecánico constituye una base fundamental para definir el método de excavación más adecuado, minimizando los riesgos de inestabilidad del macizo rocoso. Asimismo, facilita el modelamiento geomecánico de las excavaciones, el diseño del método de explotación y proporciona los criterios necesarios para seleccionar el sistema de sostenimiento más apropiado, de acuerdo con la calidad del macizo rocoso y las condiciones geomecánicas presentes.

Caracterización geomecánica

La zonificación geomecánica del macizo rocoso se llevó acabo la aplicación de dos sistemas de clasificación: el Rock Mass Rating (RMR) y el Geological Strength Index (GSI). La clasificación RMR se determinó a partir de la evaluación de los principales parámetros geomecánicos, entre ellos la resistencia a la compresión uniaxial de la roca, el índice

Calculo de RMR de Bieniawski

El RMR de Bieniawski es un sistema de medición y valoración del macizo rocoso que a partir de datos como: Resistencia compresiva, espaciamiento de discontinuidades, presencia de agua y orientación de las excavaciones; se hace las valoraciones

correspondientes tomadas en campo para así finalmente determinar la clasificación del macizo rocoso.

Tabla 2: Parametros de clasificacion geomecanica

A	PARAMETROS DE CLASIFICACION							
1	**Resistencia de la roca intacta (Mpa)**							
	Ensayo de carga puntual	> 10	10-4	4-2	2-1	Rangos para Ens.		
	Compresion simple	> 250	250-100	100-50	50-25	25-5	5-1	<1
	Puntuacion	15	12	7	4	2	1	0
2	**RQD (%)**	100 - 90	90 - 75	75 - 50	50 - 25	< 25		
	Puntuacion	20	17	13	6	3		
3	**Separacion de diaclasas**	>2 m.	0.6-2m.	0.2-0.6m.	0.06-0.2m.	<0.06m.		
	Puntuacion	20	15	10	8	5		
4	**Estado de discontinuidades:**							
	Longitud	< 1m.	1 - 3m.	3 - 10m.	10 - 20m.	> 20m.		
	Puntuacion	6	4	2	1	0		
	Abertura	Nada	< 0.1mm.	0.1 - 1.0mm.	1 - 5mm.	> 5mm.		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente Rug.	Lisa o plana	Pulida		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
	Relleno	Ninguno	< 5mm.(duro)	> 5mm.(duro)	< 5mm.(blando)	> 5mm.(blando)		
	Puntuacion	6	4	2	2	0		
	Alteracion	Inalterada	Liger. Alterada	Moder. Alterada	Muy alterada	descompuesta		
	Puntuacion	6	5	3	1	0		
5	**Agua subterranea**							
	Flujo por C/10 m. de labor	Nulo	<10 Lts/min.	10-25 Lts/min.	25-125 Lts/min.	>125 Lts/min.		
	Presion de agua/tension principal	0	0-0.1	0.1-0.2	0.2-0.5	>0.5		
	Estado general	Seco	Humedo	Mojado	Goteando	Fluyendo		
	Puntuacion	15	10	7	4	0		

B	CORRECCION POR LA ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES					
	Direccion y buzamiento	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable
	Tuneles y minas	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-2	-25	-50	-60

C	CLASIFICACION					
	Clase	I	II	III	IV	V
	Calidad	Muy buena	Buena	Media	Mala	Muy mala
	Puntuacion	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20

D	CARACTERISTICAS GEOTECNICAS					
	Clase	I	II	III	IV	V
	Tiempo de mantenimiento	10 años	6 meses	1 semana	10 horas	30 minutos
	Longitud	15 m.	8 m.	5 m.	2.5 m.	1 m.
	Cohesion	> 4 Kp/cm2	3 - 4 Kp/cm2	2 - 3 Kp/cm2	1 - 2 Kp/cm2	< 1 Kp/cm2
	Angulo de rozamiento	> 45º	35º - 45º	25º - 35º	15º - 25º	< 15º

E	EFECTO DE LA ORIENTACION DE LAS DISCONTINUIDADES						
	Direccion perpendicular al eje del tunel				Direccion paralela		Buzamiento
	Avance con buzamiento		Avance contra el buzamiento		Al eje del tunel		0º - 20º
	45º - 90º	20º - 45º	45º - 90º	20º - 45º	45º - 90º	20º - 45º	Cualquier direccion
	Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy favorable	Media	Muy desfavorable

Fuente: calsificacion geomecanica rmr de bienawski

Cálculo de RMR de bienawskiel índice de resistencia geológica gsi de hoek y marinos (2000)

En la propuesta inicial se establecieron seis categorías para clasificar la masa rocosa; sin embargo, para efectos del presente manual se adoptaron cinco, con la finalidad de mantener correspondencia con el sistema RMR y con las guías de clasificación geomecánica previamente descritas. El Índice de Resistencia Geológica (GSI) se determina principalmente a partir de dos aspectos: la condición estructural del macizo rocoso y el estado superficial de las discontinuidades.

Asimismo, los distintos sistemas de clasificación geomecánica pueden relacionarse mediante expresiones matemáticas que permiten establecer equivalencias aproximadas entre sus resultados. Un ejemplo de ello es la correlación existente entre el RMR propuesto por Bieniawski (1989) y el índice Q desarrollado por Barton (1974), expresada mediante la siguiente relación:

$$\mathbf{RMR = 9 \ln Q + 44.}$$

Por otra parte, el sistema RMR propuesto por Bieniawski (1989) mantiene una relación con el Índice de Resistencia Geológica (GSI) desarrollado por Hoek y Marinos (2000), la cual puede representarse mediante la siguiente expresión:

$$\mathbf{GSI = RMR - 5.}$$

Para valores de RMR mayores a 23 y bajo condiciones secas, puede establecerse la relación correspondiente con el índice GSI.

El Índice de Resistencia Geológica (GSI) permite valorar la calidad del macizo rocoso considerando principalmente el nivel de fracturamiento y el estado de las discontinuidades, aspectos que influyen directamente en su comportamiento resistente.

El grado de fracturamiento puede expresarse mediante la cantidad de discontinuidades identificadas por metro lineal, clasificándose de la siguiente manera:

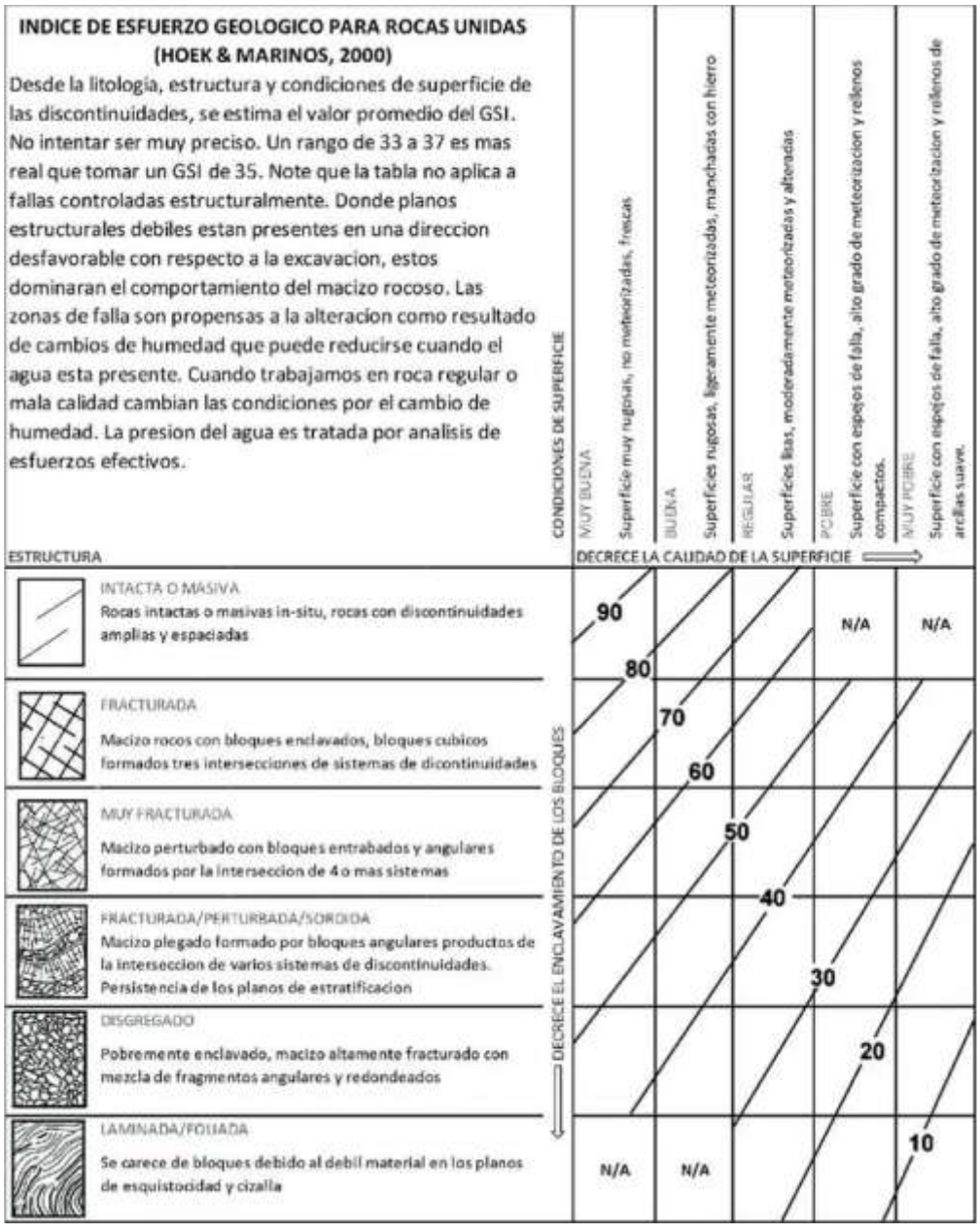
- Masiva (M): presenta menos de 2 fracturas por metro, con valores de RQD entre 90 % y 100 %.
- Levemente fracturada (LF): registra entre 2 y 6 fracturas por metro, con un RQD comprendido entre 70 % y 90 %.
- Moderadamente fracturada (F): presenta de 6 a 12 fracturas por metro, asociadas a valores de RQD entre 50 % y 70 %.
- Muy fracturada (MF): comprende entre 12 y 20 fracturas por metro, con un RQD de 25 % a 50 %.
- Intensamente fracturada (IF): registra más de 20 fracturas por metro y presenta valores de RQD entre 0 % y 25 %.

- Triturada o brechada: corresponde principalmente a sectores afectados por fallas, donde no resulta aplicable la determinación del RQD.

La condición de resistencia del macizo rocoso puede estimarse de manera práctica mediante golpes de picota, observando el grado de rotura, indentación o desintegración que presenta la roca. De acuerdo con esta evaluación, se establecen las siguientes categorías:

- Muy Buena (MB) – Extremadamente resistente: la roca únicamente se astilla después de recibir varios golpes de picota.
- Buena (B) – Muy resistente: requiere varios golpes de picota para producir su rotura.
- Regular (R) – Resistente: puede romperse con uno o dos golpes de picota.
- Pobre (P) – Moderadamente resistente: presenta una indentación superficial al ser golpeada con la picota.
- Muy Pobre (MP) – Blanda a muy blanda: muestra una indentación profunda ante el golpe de picota o puede desintegrarse con facilidad.

Mediante el empleo del flexómetro y la picota es posible realizar una evaluación rápida de las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. Esta valoración permite establecer su clasificación y, a partir de ella, definir el tipo de sostenimiento requerido según las dimensiones de la labor y el momento adecuado para su instalación.



INDICE DE ESFUERZO GEOLOGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOEK & MARINOS, 2000)

Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es mas real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales debiles estan presentes en una direccion desfavorable con respecto a la excavacion, estos dominaran el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteracion como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua esta presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presion del agua es tratada por analisis de esfuerzos efectivos.

Tabla 3: Tabla GSI

Indice de calidad de roca (RQD)

Para establecer el RQD (Rock Quality Designation) directamente en campo o dentro del sector evaluado de una operación minera, se dispone de diferentes procedimientos de cálculo que permiten estimar la calidad del macizo rocoso.

Uno de estos métodos determina el RQD a partir de la cantidad de discontinuidades o fisuras identificadas por unidad de volumen. Estos datos se obtienen durante el levantamiento litológico-estructural mediante la técnica (Detail Line), ejecutada en la zona previamente seleccionada para la evaluación geomecánica.

El valor correspondiente puede calcularse mediante la siguiente expresión matemática:

RQD = 115 – 3.3 (Jv)

Siendo:
Jv = Número de fisuras por metro cúbico.

$$RQD = \frac{\Sigma(longitud\_fragmentos\_ \geq 10cm)}{longitud\_total\_perforada} x100$$

RQD (%)	Calidad de roca
< 25	muy mala
25 - 50	mala
50 - 75	regular
75 - 90	buena
90 - 100	excelente

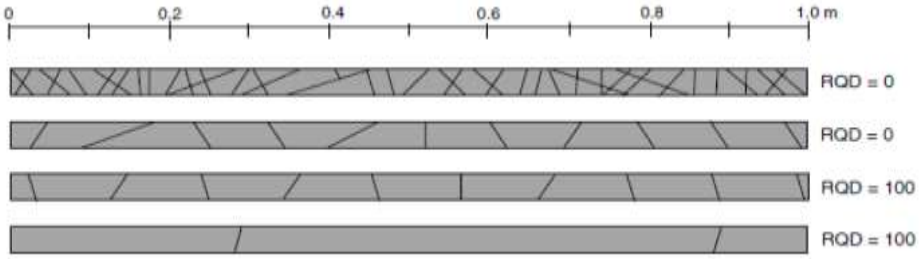


Figura 09: Clasificación geomecanica RQD

Este sistema permite evaluar la calidad del macizo rocoso con el propósito de analizar las condiciones de estabilidad de las excavaciones subterráneas. Su aplicación considera diferentes parámetros independientes que, en conjunto, permiten obtener el índice de calidad de la roca (Q), conforme se expresa en la siguiente ecuación:

$$Q = \frac{RQD}{Jn} * \frac{Jr}{Ja} * \frac{Jw}{SRF}$$

Donde:

RQD: Índice de la calidad de la roca Intacta

Jr: Rugosidad de las discontinuidades

Jn: Número de familias de discontinuidades

Descripción	RMR
Roca Excepcionalmente Mala	0.001-0.01
Roca Extremadamente Mala	0.01-0.1
Roca Muy Mala	0.1-1
Roca Mala	1 al 4
Roca Regular	4 al 10
Roca Buena	10 al 40
Roca Muy Buena	40-100
Roca Extremadamente Buena	100-400
Roca Extremadamente Buena	400-1000

Tabla 4: Interpretación del Índice Q del Barton

Cartilla Geomecánica

En la U.E.A Orion – Analytica Mineral Services S.A.C, cuenta con un formato de cartilla geomecánica para la evaluación del macizo rocoso luego de realizada el estudio. Esta cartilla utiliza todas las contratas de mina para la evaluación de su frente de trabajo.

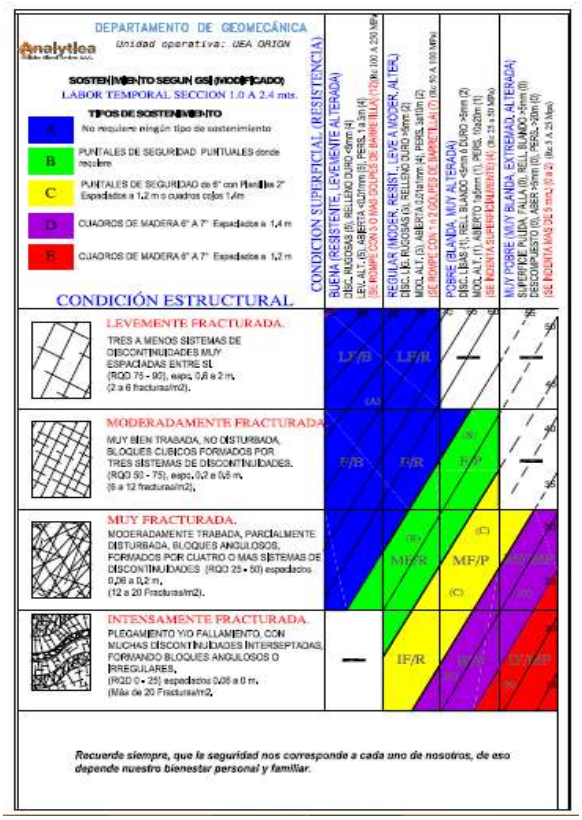


Tabla 5: tabla de cartilla de geomecanica
Fuente: Departamento de geomecanica Orión

CAPITULO III

METODOLOGIA

La presente investigación tiene el propósito de aportar al conocimiento existente sobre el diagrama de perforación. Melgarejo (2018) afirma “La perforación de las rocas dentro del campo de las voladuras es la primera operación que se realiza y tiene como finalidad abrir unos huecos, con la distribución y geometría adecuada dentro de los macizos, donde alojar a las cargas de explosivo y sus accesorios iniciadores” (p. 28) Estas actividades están orientadas a optimizar los frentes de trabajo, tales como cruceros (Cx), rampas (Rp) y bypass (Bp), cuyos resultados se evidencian en el cumplimiento del avance programado. Para su evaluación, se consideraron las secciones correspondientes a las labores subterráneas analizadas.

3.1 DISEÑO DE LA INVESTIGACION

3.1.1 Tipos de investigación

Según su finalidad es aplicada, según el periodo de acopio de información Prospectiva, Según su rigurosidad No Experimental y según el enfoque adoptado Cualitativo.

3.1.2 Nivel de investigación

La investigación se desarrollará en un nivel descriptivo, debido a que permitirá caracterizar la situación actual de las variables de estudio y contrastar los fundamentos teóricos con las condiciones observadas en campo. En este sentido, se efectuará una descripción detallada de los parámetros relacionados con el diseño de las mallas de perforación y voladura aplicadas en las labores de preparación, desarrollo y exploración.

Asimismo, el estudio será de tipo aplicado, ya que busca intervenir sobre una problemática concreta de la operación minera. La relación planteada considera como causa el diseño de la malla de perforación y la determinación de la carga explosiva utilizada en los tajos, mientras que los efectos estarán representados por los resultados obtenidos después de la voladura. Por estas características, la investigación tendrá un enfoque cuantitativo, dado que seguirá un proceso secuencial, formulará hipótesis y analizará los resultados mediante procedimientos estadísticos, incluyendo técnicas de estadística inferencial.

3.1.3 Método de investigación

Se empleará el método deductivo donde el proceso de los conocimientos se inicia por la observación de fenómenos de carácter general con el propósito de llegar a conclusiones particulares contenidos explícitamente en la situación general.

3.2 POBLACION Y MUESTRA

3.2.1 población

Se entiende como el conjunto de elementos o unidades que presentan características comunes y que constituyen el objeto de análisis dentro de una investigación (Hernández, 2001, p. 127).

La población la constituyen todos los tajos de la U.E Orión con veta mineralizada potencia varía de 0.20. a 7 metros.

3.2.2 Muestra

Según González, la muestra constituye una parte representativa de la población; por ello, los resultados obtenidos a partir de su análisis pueden utilizarse para realizar inferencias sobre las características del conjunto poblacional al que pertenece.
tajo de explotación TJ 60 N y S.

3.3 Procedimiento y técnicas de recolección de datos

- Tesis de aplicación en vetas angostas.
- Recolección de datos de Operación mina.
- Informes técnicos de otras minas que utilizan este método de explotación

Las técnicas de investigación representan el conjunto de pasos, cuyo objetivo es operativizar el proceso investigativo. (Hernandéz , Fernández, & Baptista, 2010)

.

- ✓ Observación directa: La mayor parte de la información fue recopilada directamente en campo, lo que permitió obtener datos provenientes de las condiciones reales de la operación y contar con resultados consistentes para el desarrollo del estudio.

- ✓ Entrevistas no estructuradas: Esta técnica se aplicó mediante conversaciones abiertas y preguntas sencillas dirigidas a los ingenieros vinculados con la investigación, así como a trabajadores con experiencia y conocimiento directo de las actividades analizadas.

Instrumento; Los instrumentos a utilizar para el estudio serán el formato de reporte de operaciones por guardia, libretas de apuntes, informe diario de trabajos realizados durante la guardia, y formato de control de explosivos **(**consumo de explosivos por cada guardia).

3.4 Evaluación de Causas de dilución

Para identificar las causas asociadas a resultados deficientes en la voladura, se realiza un seguimiento continuo de las operaciones unitarias desarrolladas en un frente determinado. Asimismo, se controla el tonelaje programado desde la etapa de extracción hasta su traslado a superficie, en coordinación con los supervisores responsables. Los principales aspectos considerados para la evaluación y observación se encuentran establecidos en un plan de trabajo elaborado conjuntamente con la residencia, entre los cuales se incluyen:

- ✓ Cumplimiento semanal del tonelaje de extracción programado para cada labor.
- ✓ Disponibilidad de personal con experiencia para brindar soporte a las actividades operativas.
- ✓ Control y evaluación de los parámetros de perforación.

El plan de producción contempla la extracción anual de 35,980 TMH de mineral. a un ritmo de 100 TPD, siendo el aporte de la veta Horus la de mayor incidencia 28%, veta Chinchilico, 13%, veta Escondida 9%, Veta patmos 14%, Veta Lisbeth 10%. Con una ley de cabeza de 15.13 gr/Tms. Au. Con un aporte en onzas finas de 1400 Oz. Au/mes en promedio.

VETA	% APORTE	PRODUCCIÓN ANUAL(TM)
Veta Chinchilico	13%	4,800
Veta Lisbeth	10%	3,540
Veta Indio	2%	690
Veta Escondida	9%	3,150
Veta Patmos	14%	4945
Veta Ruth	10%	3500
Veta Horus	28%	10100
Aporte avances, zarandeo y cancha	15%	5,255
TOTAL	**100%**	**35,980**

Tabla 6: Plan de producción
Fuente: Departamento de operaciones Orión

RESUMEN PLAN DE EXPLOTACION Y PRODUCCION CORTO PLAZO

AÑO 2024

Precios	Au	1700	US$/Oz Au	Recup.
		54.66	US$/gr Au	90%

Zona	Veta	Nv.	Labor	Block	RESERVAS: Potencia veta (mts)	Ancho de minado	Ley (gr.Au/tm) L. Veta	Ley (gr.Au/tm) L.Diluida	TMH Diluida	Valor Mineral US$/Tms	CRONOGRAMA 2024: Ene-24	Feb-24	Mar-24	Abr-24	May-24	Jun-24	Jul-24	Ago-24	Set-24	Oct-24	Nov-24	Dic-24	TOTAL
Chinchilico	Chinchilico	1450	Tj223N/S	151/149/134	0.17	0.37	37.15	17.07	1,073	932.9	80	80	80	80	80	80	60	40					580
Chinchilico	Chinchilico	1450	Tj163N/S	145/138/149	0.22	0.40	41.30	22.71		1,241.5	50	50	50	50	50	50	50	50	50				450
Chinchilico	Chinchilico	1500	Tj187N/S	29/139	0.14	0.30	36.96	17.25	605	942.9	60	60	60	60	60	20		90	60	60	60	60	650
Chinchilico	Chinchilico	1500	Tj238S	37	0.12	0.30	36.23	14.49	151	792.0	30	30	30	30	30								150
Chinchilico	Chinchilico	1400	Tj218NS	46/48/53/I7	0.23	0.40	35.59	20.46	1,729	1,118.5	130	130	130	130	130	130	130	140	170	140	140	130	1,630
Chinchilico	Chinchilico	1400	Tj158NS	44/153/147	0.26	0.40	30.77	20.00	1,340	1,093.2	120	120	120	120	120	120	120	100	100	100	100	100	1,340
Chinchilico	Lisbeth	1600	TJ034N/S	15/19/119	0.23	0.40	16.13	9.27	628	506.9	70	70	60	60	60	60			60	60	60	60	620
Chinchilico	Lisbeth	1450	TJ010N/S	22/120/24	0.27	0.47	43.52	25.00	1,423	1,366.5	120	120	120	120	120	120	120	120	120	120	110	110	1,420
Chinchilico	Lisbeth	1450	TJ60N/S	111/23/20	0.29	0.50	43.10	25.00	1,539	1,366.5	120	120	120	120	120	120	130	130	130	130	130	130	1,500
Chinchilico	Escondida	1550	TJ315N/S	10/102	0.60	0.80	18.79	14.09	1,048	770.2	80	80	80	80	80	80	100	100	80	80	100	100	1,040
Chinchilico	Escondida	1550	TJ257N/S	105/108	0.38	0.60	8.14	5.16	155	281.8							40	40	40	30			150
Chinchilico	Escondida	1550	TJ355N/S	3/I5	0.55	0.70	12.73	10.00	1,525	546.6	150	120	120	140	120	120	120	120	120	100	140	140	1,510
Chinchilico	Escondida	1600	TJ360N/S	111/PT1	0.37	0.60	35.32	21.78	451	1,190.5		60	40	60	60	60	60	50	40	20			450
Chinchilico	Indio	1550	TJ269N/S	140/58/158	0.19	0.40	13.15	6.25	471	341.4		50	50	50	50	50					40		290
Chinchilico	Indio	1500	TJ231N/S	165	0.20	0.40	15.28	7.64	404	417.6		60	60	60	60	60	60	40					400
Chinchilico	Patmos	1500	Tj133N/S	103	1.00	1.10	23.74	21.58	285	1,179.6	80	80	50	50	25								285
Chinchilico	Patmos	1550	TJ176N/S	1/102	0.67	0.85	14.04	11.07	1,227	605.1	100	80	120	120	120	100	80	100	100	100	100	100	1,220
Chinchilico	Patmos/Hapi	1500	TJ134N/S	2/3/1	1.15	1.25	25.03	23.03	1,443	1,258.8			100	100	100	100	100	100	200	200	200	200	1,400
Chinchilico	Patmos	1500	TJ162N/S	I2	1.12	1.25	21.93	19.65	2,166	1,074.1	170	170	170	170	170	170	170	170	170	170	170	170	2,040
Chinchilico	Ruth	1570	TJ144N/S	I2/102/2/1/101	1.44	1.55	10.93	10.15	3,542	555.0	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	300	200	3,500
Chinchilico	Horus	1600	TJ184N/S	1/12	0.69	0.80	7.21	6.22	947	340.0	150	90	100	100	100	100	50	50	50	50	50	50	940
Chinchilico	Horus	1600	TJ214N/S	2	0.74	0.90	12.81	10.53	619	575.6	200	200	200										600
Chinchilico	Horus	1600	TJ124N/S	6/7	0.60	0.90	5.33	3.55	1,116	194.0				200	200	200	200	200					1,000
Chinchilico	Horus	1500	TJ194N/S	8/9/10/112	1.58	1.46	6.75	7.30	2,979	399.0	200	200	200	200	200	300	200	200	350	400	200	400	3,050
Chinchilico	Horus/Patmos	1500	TJ135N/S	5/3/4/I2/111/11/3/2	1.38	1.40	28.41	28.00	4,551	1,530.5	380	340	305	350	360	415	415	415	350	390	390	400	4,510
	Rec. Lavado en Loza y zarandeo							10.00	1,845	546.6	130	150	105	70	110	95	210	115	90	160	300	310	1,845
		Aporte avances						3.00	1,325	164.0	100	100	150	100	75	95	65	100	200	100	140	100	1,325
			Cancha					6.00	2,085	328.0	180	140	80	80	100	55	220	230	200	290	270	240	2,085
TOTAL						0.70	26.81	396	36,671	981.95	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	3,000	2,980	3,000	3,000	3,000	35,980
										TMS	2880	2880	2880	2880	2880	2880	2880	2880	2861	2880	2880	2880	34541
										Potencia (m)	0.72	0.70	0.72	0.73	0.73	0.79	0.72	0.72	0.77	0.80	0.70	0.76	0.84
										Au g/Tm	15.12	15.12	15.12	15.12	15.12	15.12	15.11	15.14	15.21	15.10	15.12	15.14	15.13
										Au Oz/Tm	0.49	0.49	0.49	0.49	0.49	0.49	0.49	0.49	0.49	0.49	0.49	0.49	0.49
										Vm. US$/Tm	826	827	826	826	826	827	826	828	831	826	826	827	826.9
										Oz Au Finas	1,400	1,400	1,400	1,400	1,400	1,400	1,399	1,402	1,399	1,399	1,400	1,402	16,800

FUENTE: CUBICACIÓN GEOLOGÍA AL 30 OCTUBRE 2023.

NOTA: LA PRODUCCIÓN PROYECTADA ES EN BASE A 3000 TMH / MES,
CON LEY DE CABEZA PROMEDIO : 15.13 gr/Tms. Au. 1400 Oz. netas de Au.

CAPITULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Antecedentes de la Empresa

El yacimiento aurífero de la U.E.A Orion – Analytica Mineral Services S.A.C, Chala-Arequipa, fue solicitado como concesión desde el año de 1936 para la exploración de vetas filonianas por S.M.R.L. Orión de Ica, representado por Don Alberto N. Álvarez Calderón, realizando labores de exploración y no se tiene información sobre estudios como la cantidad extraída de mineral o reporte de leyes u otra información.
En el año de 1980 la Sociedad Minera Orduz S.A.C. obtiene en cesión y realiza un inventario de reservas, teniendo en cuenta que en los últimos 10 años estuvo a cargo de mineros artesanales y estimaron una producción de 100 Kg de oro por año, habiendo sido la producción total desde el año de 1960, alrededor de 50,000 onzas.

A finales del año 2006 Sociedad Minera Orduz S.A.C. deja a cargo el 100% de las acciones a favor de Analytica Mineral Services S.A.C., donde se inicia un plan de exploraciones y evaluaciones geológicas para determinar sus recursos y reservas para la explotación del yacimiento.

En el año 2008 debido al incremento continuo del precio del oro la empresa minera inicia un plan de exploraciones mediante el desarrollo de labores subterráneas, paralelo a ello inicia la construcción de planta piloto con capacidad de tratamiento de 50 TM/D.
Analytica Mineral Services S.A.C. inicia sus operaciones en la U.E.A. Mina Orión en Chala con una producción de 60 TM/D, luego ampliando hasta 100 TM/ D con una ley de hasta 14 grAu/t en vetas angostas desde 0.10 m hasta 0.60 m de ancho y en algunas estructuras de forma lenticular de hasta 1.80 m de ancho.

4.2 Generalidades de la Unidad Minera

La U.E.A Orion – Analytica Mineral Services S.A.C se encuentra ubicada en los Distritos de Atiquipa y Yauca, provincia de Caravelí, Departamento de Arequipa, y dentro de las coordenadas geográficas Latitud 15°35´30” Sur y Longitud 74°15´50” Oeste o coordenadas UTM Zona 18 WGS84 N 8´275,635 y E 577,798. Con una altitud

correspondiente de 1,700 a 2,200 msnm, Este distrito se encuentra comprendido dentro de la Franja Aurífera Nazca (Palpa)-Ocoña, correspondiente a la subprovincia cuprífera de la costa.

Mina Orión se encuentra ubicada en la hoja 32-ñ Chala, departamento de Arequipa provincia de Caravelí, en los distritos de Atiquipa y Yauca, en las coordenadas geográficas:

Para llegar a la mina, se toma como punto de partida el distrito de Chala, localizado aproximadamente en el km 610 de la Panamericana Sur, por una carretera afirmada que parte de la Pampa Aguada siguiendo a lo largo de la quebrada Lucmilla hasta la quebrada Orión y/o Francia con una distancia aproximada de 37 km.

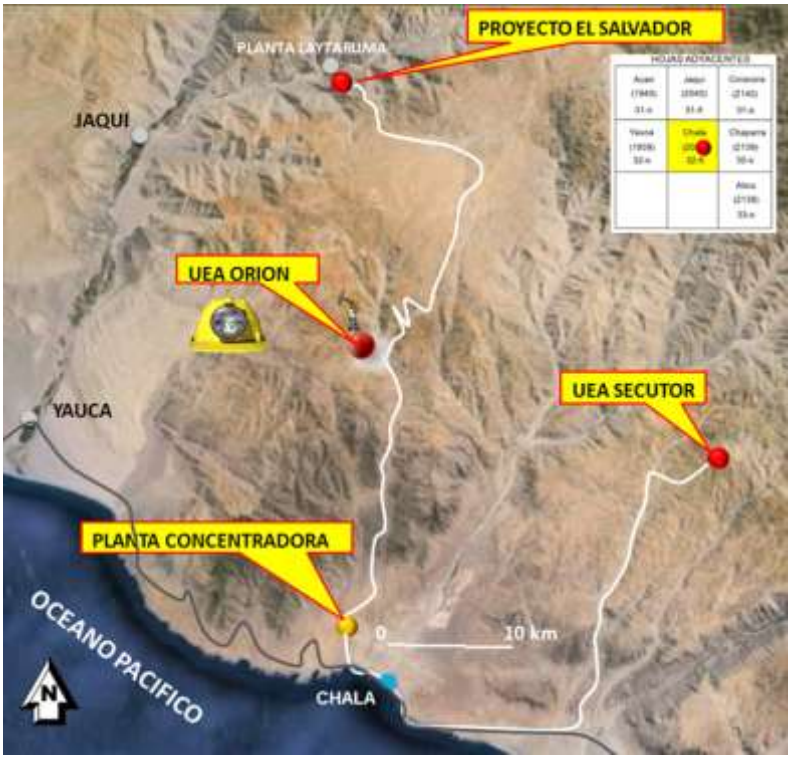


Figura N° 10: accesos a UEA Orion
Fuente: Autor de tesis

RUTA	DISTANCIA (Km)	TIEMPO (horas)	VIA
Lima - Chala (panamericana sur)	616	8.0	Asfaltado
Chala - Orion	40	1.0	Afirmada
Arequipa - Chala	400	7.0	Asfaltado

Tabla 7: acceso a mina

Fuente: Autor de tesis

4.2 Clima

La clasificación climática de la región es árida a semi -cálida, con temperaturas medias anuales que tienen un máximo de 24 a 27 °C y un mínimo de 16 a 17 °C y que tiene características de estepa zona carente de lluvias. La precipitación pluvial es nula de Abril a Diciembre y muy esporádica durante los meses de Enero a Marzo.

Las escasas precipitaciones y presencia de neblina que eventualmente ocurren, se debe al trasvase de las nubes desde la Cordillera Occidental y a la condensación de la humedad del Pacífico.Según la estación meteorológica de Acarí (zona similar al área del proyecto), la precipitación anual es de 2.1 mm. Es importante mencionar que en la región ocurren sequías prolongadas y que esporádicamente se pueden presentar lluvias extraordinarias que solo duran algunas horas. Los vientos predominan en las partes bajas de las quebradas y tienen una dirección Nor - Este en las partes altas, con intensidades que varían según la época del año. (SENAMHI).

4.3 Topografía y Geomorfología

Esta unidad está disertada por valles transversales y por numerosas quebradas en forma de "V", que han modificado totalmente la antigua superficie de erosión, entre las que destaca la quebrada denominada Francia dentro de una zona de desierto árido y muy accidentado con pendientes de 40 a 60% .

Debido a que la topografía de la zona es agreste, presenta muy pocas laderas aprovechables, estando afectadas principalmente por erosión natural y la escasez de agua.

El área que comprende la mma y sus alrededores corresponde a la zona geomorfológica denominada cadena costanera, al este de la faja litoral y a partir de 400 m.s.n.m. el perfil de los cerros se va haciendo cada vez más empinado y por lo tanto la topografía es más accidentada. La altitud que alcanzan los cerros es variada, encontrándose elevaciones que alcanzan hasta los 2,500 m.s.n.m. en la mina Orión.

4.4 Hidrografía

El área de la zona de mina, se emplaza dentro de la sub-cuenca de la quebrada Francia que confluye a la quebrada Lucmilla Seca y otras secundarias de menor área de captación, emplazadas en colindancia con las sub-cuencas hidrográficas de la quebrada de Chala

por el sector Sur y de la quebrada Lagunillas por el sector Norte, pertenecientes todas ellas a la Cuenca Hidrográfica del Pacífico.

En el área no existe la presencia de escorrentías, tratándose de una zona cercana las estibaciones de la cordillera cuyas micro cuencas presentan reducidas áreas de captación de precipitaciones y drenaje, en donde la característica climática es de desierto desecado Sub-tropical, con registros de precipitación pluvial total anual promedio de 2.1 mm.

4.5 GEOLOGIA

En el sector donde se desarrollan las operaciones mineras proyectadas, así como en el entorno regional, se reconocen afloramientos de rocas volcánicas, ígneas y sedimentarias, además de depósitos consolidados que conforman el relieve montañoso. Dentro de estas unidades geológicas se emplazan las principales estructuras mineralizadas con contenido aurífero. A escala regional, se identifican rocas de edad Jurásica, representadas por la Formación Chocolate; del Cretácico, correspondientes a las formaciones Guaneros y Yauca; del Terciario, asociadas a los Volcánicos Sencca; además de materiales recientes de cobertura.

En la mina Orión y sus alrededores predominan rocas volcánicas pertenecientes al Complejo Bella Unión, las cuales presentan una disposición subhorizontal y un importante grado de fracturamiento, constituyendo la roca encajonante de las vetas mineralizadas. En las zonas de mayor altitud se observan intercalaciones de cuarcitas y areniscas de la Formación Yauca, con orientación aproximada norte-sur y buzamiento suave hacia el oeste. De igual manera, en sectores próximos se reconocen afloramientos de cuerpos intrusivos de composición monzonítica a granodiorítica (INGEMMET).

Para la caracterización geológica del área se consideraron como referencia los estudios elaborados por el INGEMMET, principalmente la información correspondiente al cuadrángulo de Chala, hoja 32-ñ, y al Boletín N.° 34, Serie A, publicado en 1980. El análisis comprendió un área de influencia aproximada de hasta 20 km alrededor de la propiedad minera.

Las unidades litoestratigráficas identificadas dentro de la zona de estudio corresponden a formaciones cuyas edades geológicas se extienden desde el periodo Jurásico hasta el Cuaternario.

En la mina Orión, las principales estructuras vetiformes presentan un rumbo predominante de N 50°–60° W y un buzamiento aproximado de 50° hacia el noreste. Esta orientación se reconoce en vetas como Ana María, Vaduz, Burra Muerta, Francia, Bonanza, Qorilazo, Chinchilico y Tauro. Por su parte, las vetas de menor importancia muestran una orientación cercana a E-W, relacionada principalmente con procesos de fallamiento y desplazamiento en

bloques.

La mineralización está constituida principalmente por óxidos de hierro, entre ellos hematita y limonita, originados por la alteración y oxidación de la pirita, mineral estrechamente asociado con la presencia de oro. El cuarzo también constituye un componente relevante dentro de las estructuras mineralizadas. Sobre las rocas del Complejo Bella Unión se dispone una cobertura cuaternaria formada por materiales de granulometría relativamente fina, cuya presencia es reducida en las zonas elevadas y de menor espesor en los sectores de pendiente.

El área donde se emplaza el proyecto presenta una topografía abrupta y un terreno predominantemente rocoso, conformado por afloramientos de roca fresca y depósitos coluviales. Estos últimos están constituidos por fragmentos de roca originados por procesos de meteorización y erosión, los cuales pueden permanecer en el lugar de formación o desplazarse por acción de la gravedad. La superficie presenta escasa o nula cobertura vegetal y, en las proximidades de la zona minera, no se identifican áreas destinadas a cultivos agrícolas (Geología AMS).

A continuación, se describen las principales características del perfil del suelo presente en el área de estudio:

- Grupo de suelo: Predomina el tipo lítico, correspondiente principalmente a superficies rocosas con escaso o nulo desarrollo de suelo.
- Fase climática: Árida mésica.
- Material predominante: Depósitos de origen aluvial y coluvial local.
- Vegetación natural: No se registra presencia significativa de cobertura vegetal.
- Fauna: No se evidencia presencia representativa de fauna en la zona evaluada.

4.5 ESTRATIGRAFIA

La mina Orión se encuentra ubicada en un entorno geológico dominado por rocas hipabisales asociadas al Complejo Bella Unión, las cuales han sido posteriormente intruidas por cuerpos ígneos correspondientes al Batolito de la Costa. Desde una perspectiva regional, la secuencia estratigráfica del área puede organizarse en las siguientes unidades:

4.5.1 Formación Chocolate (ji-cho)

Son rocas que afloran al Sur, a unos 10 Km. de la mina y están caracterizadas por ser rocas volcánicas de color gris verdoso, alteradas a marrón por intemperismo e intercaladas con sedimentos horizontes, todos con suave buzamiento. Se les correlaciona con el

volcánico Chocolate de Arequipa, de la edad Jurásico Inferior.

4.5.2 Formación Guaneros (Js-gu)

Bellido (1963) empleó la denominación **Formación Guaneros** para describir un conjunto de rocas volcánicas que afloran en la quebrada Guaneros, afluente situado en la margen derecha del río Moquegua. La sección tipo de esta unidad se localiza en el valle de Moquegua, aproximadamente a 15 km de la desembocadura del río.

En las quebradas Seca y Flor del Desierto, esta formación se encuentra por debajo del Grupo Yura y sobre el Volcánico Chocolate. Litológicamente, está constituida por areniscas de tonalidades blancas, verdes y rojizas, de granulometría media a gruesa, intercaladas con lutitas de colores variados, limolitas y margas con contenido fósil. Su espesor es menor a 300 m y presenta una importante afectación estructural debido a la presencia de numerosas fallas.

En la quebrada María se ha calculado un espesor aproximado de 200 m, asociado a una falla de orientación este-oeste con buzamiento hacia el norte. En este sector, la composición litológica es heterogénea y comprende intercalaciones de andesitas porfiríticas de colores verde y gris oscuro, limolitas verdes, niveles de caliza con espesores entre 10 y 50 cm, areniscas, chert y metaandesitas. Asimismo, estas unidades se encuentran atravesadas por pequeños diques y sills de composición andesítica.

Figura N° 11: formación Guaneros (Js-Gu), compuesto por Andesitas color gris verdoso
Fuente: Analytica Mineral Services SAC

4.5.3 Formación Yauca (ki-ya)

Estas unidades se encuentran en contacto tectónico con las rocas previamente descritas a través de la falla Cateador. A su vez, han sido intruidas por rocas hipabisales del

Complejo Bella Unión y por cuerpos intrusivos asociados al Batolito de la Costa. Litológicamente, están conformadas por areniscas blancas intercaladas con limolitas de color gris oscuro, dispuestas en estratos de aproximadamente 20 a 80 cm de espesor y con un plegamiento leve. Su edad geológica corresponde al Cretácico Inferior.

Figura N° 12: Formación Yauca (Ki-ya), compuesto por Areniscas Cuarzosas color blanco rojizo.
Fuente: Analytica Mineral Services SAC

4.5.4 Rocas Hipabisales: Complejo bella Union (ks-an)

Estas rocas presentan especial importancia desde el punto de vista geológico y económico, debido a que en ellas se encuentran emplazadas las principales vetas mineralizadas de la mina Orión. Corresponden a cuerpos intrusivos de carácter subvolcánico, constituidos principalmente por brechas que contienen fragmentos angulosos a subangulosos de composición andesítica. Se ubican en sectores marginales respecto a las rocas del Batolito de la Costa, por las cuales fueron posteriormente intruidas. Asimismo, estos cuerpos atraviesan unidades de edad Jurásico-Cretácica. Al Complejo Bella Unión se le atribuye una edad correspondiente al Cretácico Medio.

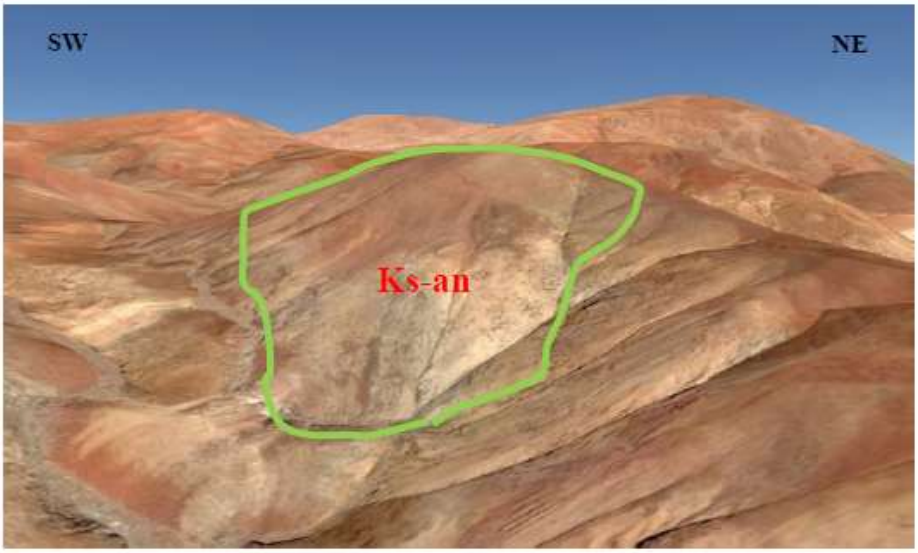


Figura N° 13: Intrusivo Complejo Bella Union (Ks-an), compuesto por Andesitas Porfiriticas, Fuente: Analytica Mineral Services SAC

4.5.5 Rocas Plutónicas: Batolito de cosa

Rocas intrusivas, correspondientes principalmente a la Súper Unidad Linga del Batolito de la Costa, La litología es monzonita con variaciones a tonalita y granodiorita. Estas rocas instruyen al Complejo Bella Unión y dentro de ellas se presentan también algunas de las vetas de la mina Orión, por lo que es una unidad litológica muy importante. Se relaciona a esta súper unidad como asociada al emplazamiento de mineralización de oro y cobre. Se le considera de una edad de emplazamiento de 97 m.a. (Cretáceo medio). Hacia el Noreste se presentan también rocas del Batolito, de composición tonalita a granodiorita.

4.5.6 Volcánicos Recientes

Al norte de la mina se observan depósitos volcánicos relativamente recientes que cubren de manera localizada superficies previamente erosionadas de las unidades rocosas más antiguas. Estos materiales corresponden a los Volcánicos Sencca, asignados al Terciario Superior, y están constituidos principalmente por tobas de composición dacítico-riolítica, con tonalidades que varían entre blanco rojizo y rosado.

4.5.7 Dioritas (J-di).

Las rocas ígneas plutónicas que afloran hacia el sector oriental del cerro Francia constituyen una de las unidades de mayor extensión dentro del área de estudio. Están representadas principalmente por cuerpos de diorita compuestos por plagioclasa,

hornblenda y biotita, con textura fanerítica de grano medio a grueso y tonalidad verdosa. Estas rocas presentan cloritización moderada en los minerales máficos y una ligera argilización asociada a procesos de meteorización.

Asimismo, algunas estructuras mineralizadas se encuentran alojadas en estas unidades, debido a que presentan una elevada capacidad de reacción química frente a la circulación de fluidos hidrotermales, condición que favorece los procesos de alteración y mineralización.

Figura N° 14: Intrusivo Dioritico (J-di), compuesto por Dioritas de textura fanerítica.
Fuente: Analytica Mineral Services SAC

4.5.8 Abanico Aluvial. (F-A,al)

Esta unidad se observa al NE de la zona de estudio, en una escala reducida, su vista en planta presenta el aspecto de un abanico y se originó a partir de la sedimentación de la carga sólida transportada por una corriente fluvial allí donde ésta pierde súbitamente fuerza debido a la brusca disminución del gradiente topográfico.

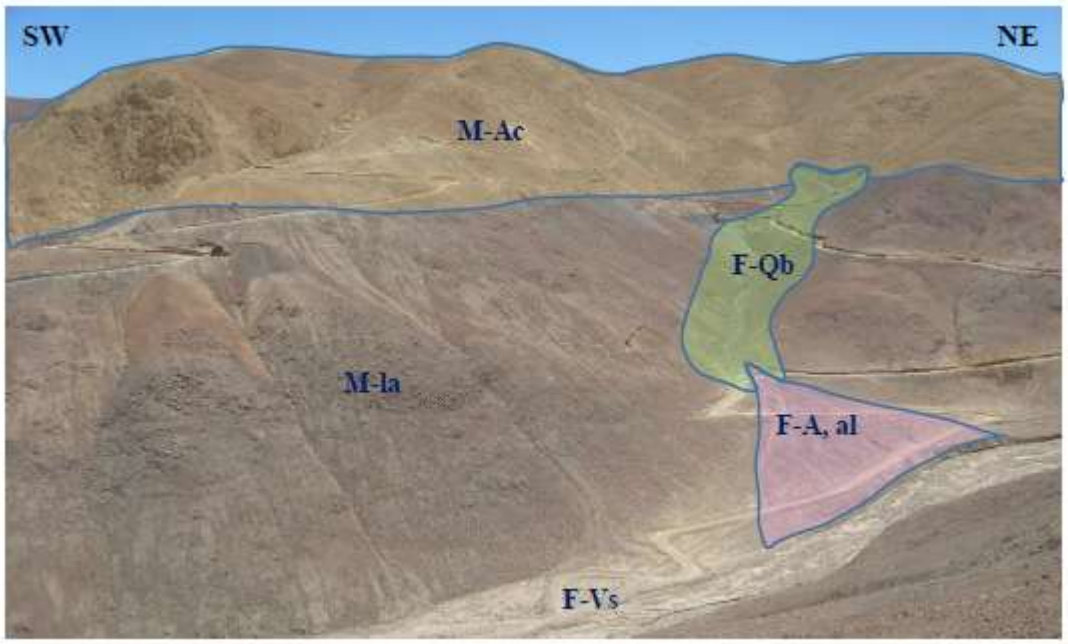


Figura N° 15: Unidades Geomorfológicas en la Mina Orión
Fuente: Analytica Mineral Services SAC

4.6 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL LOCAL.

El área de estudio se encuentra dentro de la zona de fallamiento en bloques del Batolito de la Costa, entre dos fallas de alcance regional, falla el Faro al norte y la falla Cateador al sur, generando un bloque deprimido donde se ubica la Mina Orión, Chala-Arequipa.

(ANALYTICA MINERA SERVICES, 205), indica que se han observado diversos sistemas de fallas, están caracterizados por fallas de rumbo N10°-30°E buzando de 60°-80°NW, con anchos variables de 0.80 metros hasta 10.00 metros y estructuras de rumbo N30°-50°W subverticales y longitudes de afloramiento de hasta 300 metros, mostrando gran cantidad de arcillas y brechas en superficie (fallas de primer orden). Existe otro grupo de fallas (segundo orden) de rumbo N30°-60°E subverticales que aparentemente fueron originadas por movimientos en las fallas del primer orden, esto por desplazamientos pequeños observados desde 2.00 metros hasta 10.00 metros de naturaleza sinestral y dextral. Los dos sistemas de fallas mencionadas afectan desplazando y fragmentando a los sistemas de vetas reconocidos.

El área de estudio sobre la cual se están concentrando las observaciones se encuentra dividida en 3 segmentos dominados por tres fallas post mineralización de rumbo NE-SW; la falla Norte-Sur limita al sur el sistema de vetas-fallas de rumbo NW-SE (Francia, Almacén, Vaduz) y también limita al norte el sistema de vetas-fallas Chinchilicos de rumbo

NW-SE. La falla Katty de rumbo NE-SW ubicado en parte central fracciona sistema de vetas Francia al sur y al norte la veta Bonanza de rumbo NW-SE. La falla Norte de rumbo NE-SW limita al norte a la veta Bonanza y al sur a la veta Burra Muerta siendo la continuación de la misma. Estas fallas de primer orden muestran diversos movimientos de naturaleza sinestral inicial con una reactivación dextral, menciona (ANALYTICA MINERAAL SERVICE, 2015)

4.6.1 Falla Norte-Sur.

Es una falla de rumbo N10°-30°E con buzamiento 70°-75° NW, con anchos que varían desde 0.80 metros hasta 10.00 metros, esta falla es considerada como post mineral con un movimiento sinestral y una reactivación dextral, desplazando al sistema NW desde 20 metros hasta 40 metros, se puede seguir la traza de la falla hasta 5.00 kilómetros de longitud.

4.6.2 Falla Katty

Esta estructura tiene un rumbo N10°-40ºE, con buzamiento subvertical con un ancho aproximada de 5.00 metros, zona de estrías y disturbada con relleno de arcillas, se puede seguir la traza por unos 500.00 metros, afectando al sistema mineralizado veta Bonanza.

4.6.3 Falla Norte

La falla tiene un rumbo N50º-60ºE, con un ancho aproximado de 10.00 metros, mostrando gran cantidad de arcillas y brechas en superficie, corta y desplaza (150 a 200 m) de manera dextral al sistema de vetas Bonanza, Cristina, Burra Muerta y a un sistema N20º-50ºW al NE de Burra Muerta. La traza de la falla se puede seguir por 3.00 kilómetros aproximadamente.

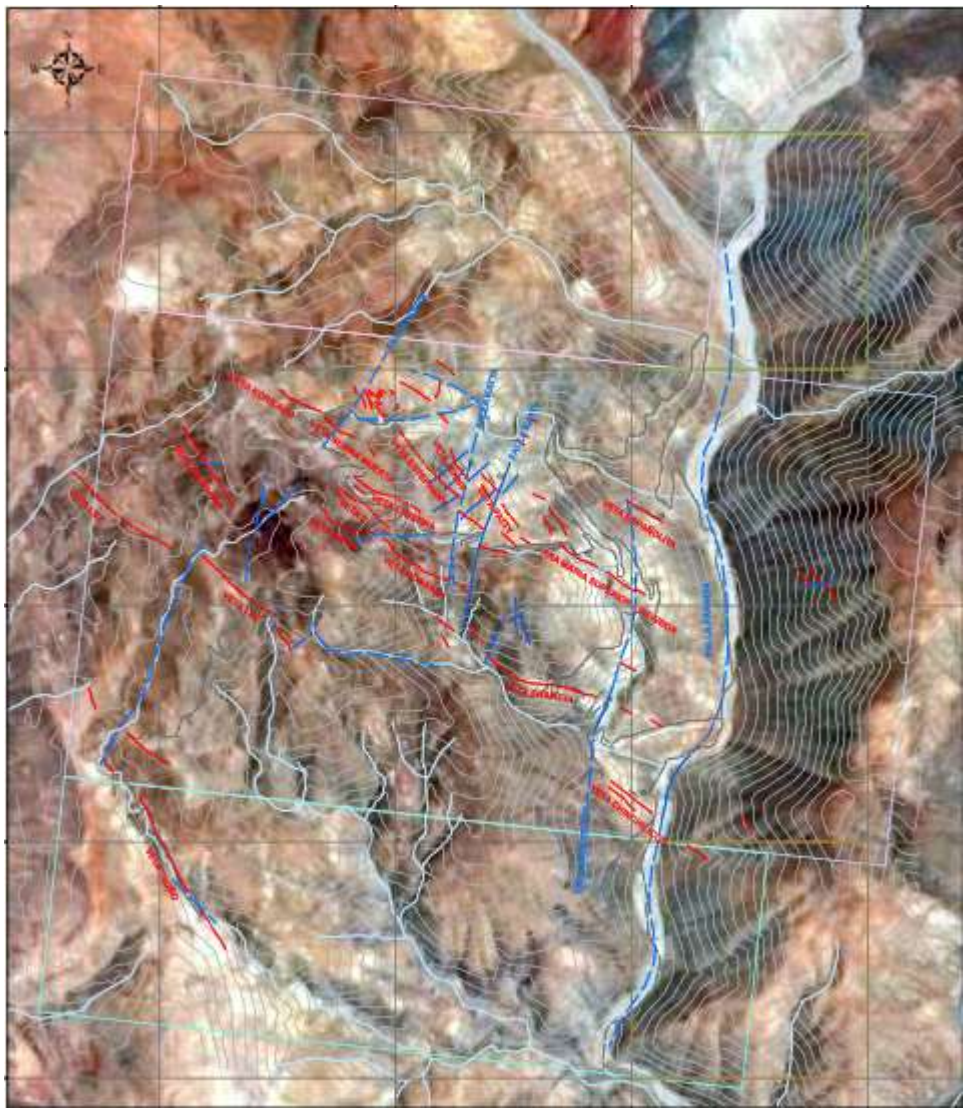


Figura N° 16: Precencia de fallas en la UEA Orion
Fuente: Analytica Mineral Services SAC

4.7 MINERALIZACION

(ANALYTICA MINERAL SERVICES, 2015), Indica que todos los tipos de vetas de la mina Orión están formados por óxidos de Fe (hematitas y limonitas) como resultado de la oxidación de la pirita, que es el principal mineral que contiene el oro. El cuarzo es otro componente importante en estas vetas, junto con las limonitas y hematitas forman las vetas de textura bandeada.

El cuarzo normalmente es gris blanquecino a lechoso. La mineralización de oro se encuentra concentrada en las hematitas como sucede en Bonanza; las limonitas con cuarzo fracturado presentan también valores de oro, con menores tenores. No se observa minerales de cobre importantes. A la altura de los niveles 3 y 2 de la veta Francia se observa la presencia de carbonatos de Cu, pero por las proporciones de mineral

observado, el cobre no es importante en esta mina.

La mineralización aurífera en la veta Francia, se presenta en dos formas diferentes, la primera ubicada en la parte alta del yacimiento, zona de oxidación y el segundo ubicado en las partes más profundas del yacimiento, zona de sulfuros primarios

Zona de Oxidación.

Resultado de la alteración supérgena de los sulfuros primarios, abarca la zona lixiviada y oxidada del yacimiento, que comprende desde la superficie actual hasta el nivel CERO aproximadamente, en ciertos tramos hasta el nivel 725, en esta zona la estructura presenta textura bandeada que consta de sílice oquerosa acompañado de abundante óxido de Fe y Mn, hematita, goethita, limonita, pirolusita, jarosita, calcita, baritina y micas; en ciertos tramos hay presencia de malaquita y crisocola. En esta zona el A u se encuentra libre finamente diseminado en los óxidos a veces visible microscópicamente, demuestra, (ANALYTICA MINERAL SERVICES, 2015),

Zona de Sulfuros Primario.

(ANALYTICA MINERAL SERVICES, 2015), menciona que en la parte más profundo del yacimiento, gradualmente está pasando de la zona de oxidación hacia la zona de sulfuros primarios, inicia aproximadamente desde el nivel CERO, porque en la Gal. 605-N del nivel 725 se está comprobando que la mineralización consta de pirita aurífera en forma de cristales de dodecaedros pentagonales y octaedros de tamaños milimétricos hasta 2 centímetros, hay segregación de pirita con pátina acaramelada de color marrón y brechado donde la masa piritosa se presenta en forma de clastos dentro de una matriz de gauge verde o rojiza, el brechamiento observado en la Gal. 605-N indica claramente que las bandas mineralizadas de pirita aurífera fueron brechados y removidos por tectonismo post-mineral.

4.8 DESCRIPCION DE LAS ETAPAS EN OPERACION MINA:

a) EXPLORACION: En esta fase se ejecutan labores mineras horizontales y verticales, tales como cruceros, bypass, chimeneas, galerías, subniveles e inclinados. Su finalidad principal es interceptar o alcanzar las proyecciones de las vetas mineralizadas para posteriormente continuar con su desarrollo.

b) DESARROLLO: Una vez que las cortadas interceptan las vetas mineralizadas, se ejecutan labores horizontales y verticales, principalmente galerías y chimeneas, siguiendo la continuidad de la estructura. Estas labores permiten reconocer el comportamiento de la veta, verificar sus leyes y espesores a lo largo del recorrido y obtener la información necesaria para realizar la estimación y cubicación de las reservas minerales.

c) PREPARACION: En esta etapa, realizada después o en forma paralela al desarrollo se realizan labores horizontales o verticales (chimeneas, subniveles) que permiten la preparación de blocks de mineral que conformarán las zonas de explotación.

d) EXPLOTACION: Es la etapa final en que se extrae en forma sistemática el recurso mineral preparado y cubicado en las zonas de trabajo llamadas "Tajos".

4.8.1 TIPOS DE LABORES MINERAS:

A continuación, se describen las labores mineras; **indicando en cuál se utilizan explosivos y materiales relacionados**:

4.8.1.1 Cruceros y galerías.

Corresponden a labores horizontales con una sección aproximada de 2,1 m × 2,4 m, ejecutadas principalmente con fines de exploración y para facilitar el acceso y la prestación de servicios hacia las zonas de trabajo. Su ejecución se realiza mediante un sistema convencional, empleando los siguientes equipos:

- Perforadoras neumáticas tipo Jack Leg.
- Palas neumáticas Eimco 12B para las actividades de limpieza.
- Locomotoras de 1,5 TM y carros mineros U-35 para el transporte y extracción del material.

El ciclo operativo comprende las siguientes actividades:

- **Perforación:** Esta etapa se ejecuta mediante perforadoras neumáticas tipo Jack Leg, utilizando barrenos de 2, 4 y 6 pies de longitud, seleccionados de acuerdo con las características y requerimientos de la labor.

- **Voladura:** El explosivo es la Emulsión Encartuchada y como accesorios de voladura se utiliza el Detonador Ensamblado (Carmex de 7'), además de la Mecha Rápida (Cordón de Ignición).

- **Limpieza:** Esta actividad se realiza mediante palas neumáticas, las cuales cargan el material directamente a los carros mineros. Posteriormente, estos son desplazados hacia el cambio de vía de la línea Decauville para ser finalmente remolcados mediante locomotora.
- **Sostenimiento:** La instalación del sostenimiento se efectúa de acuerdo con las condiciones geomecánicas identificadas en cada labor. Entre los principales elementos empleados se encuentran los pernos Split Set, las cintas metálicas y la malla electrosoldada.

4.8.1.2 Chimeneas.

Corresponden a labores verticales o inclinadas de doble compartimiento, con una sección aproximada de 2,8 m × 1,2 m. Su ejecución se desarrolla mediante métodos convencionales, utilizando principalmente los siguientes equipos:

- Perforadoras neumáticas tipo Stoper o Jack Leg.
- Locomotoras de 1,5 TM y carros mineros U-35 para el transporte y extracción del material.

El ciclo operativo comprende las siguientes etapas:

- **Perforación:** Esta actividad se ejecuta utilizando perforadoras neumáticas tipo Jack Leg, equipadas con barrenos de 2, 4 y 5 pies, seleccionados según las dimensiones, orientación y requerimientos de avance de la labor.
- **Voladura:** El explosivo es la Emulsión Encartuchada y como accesorios de voladura se utiliza el detonador ensamblado (Carmex de 6'), además de la mecha rápida (Cordón de Ignición).
- **Limpieza:** El material desprendido desciende por gravedad y se almacena temporalmente en una tolva construida en la parte inferior de la chimenea. Posteriormente, es cargado en carros mineros U-35 y transportado mediante locomotora hacia el punto de descarga correspondiente.
- **Sostenimiento:** El tipo de sostenimiento se define de acuerdo con las condiciones geomecánicas de la labor. Como elemento principal se emplea madera, especialmente

puntales colocados en línea, complementados con tablas que permiten separar el compartimiento de tránsito del echadero destinado al mineral o desmonte.

4.8.1.3 Subniveles.

Corresponden a labores horizontales con una sección aproximada de 0,9 m × 1,8 m, ejecutadas durante la etapa de preparación a partir de una chimenea ubicada sobre el nivel principal. Su función es definir y habilitar el inicio del sector destinado a la explotación. Estas labores se desarrollan mediante métodos convencionales, empleando principalmente:

- ✓ Perforadoras neumáticas tipo Jack Leg.
- ✓ Carretilla tipo "Buggy".
- ✓ Extracción del material utilizando locomotoras de 1,5 TM acopladas a carros mineros U-35.

El ciclo operativo comprende las siguientes etapas:

- **Perforación:** Esta actividad se lleva a cabo con perforadoras neumáticas tipo Jack Leg, empleando barrenos de 2, 4 y 5 pies, de acuerdo con las características y dimensiones de la labor.
- **Voladura:** El explosivo es la Emulsión Encartuchada y como accesorios de voladura se utiliza el Detonador Ensamblado (carmex de 6'), además de la Mecha Rápida (Cordón de Ignición).
- **Limpieza:** Esta actividad se realiza manualmente utilizando carretillas tipo buggy, mediante las cuales el material es trasladado desde el subnivel hasta la tolva de la chimenea. Posteriormente, la carga es transportada en carros mineros U-35 remolcados por locomotora.
- **Sostenimiento:** Debido a las reducidas dimensiones de la sección de la labor, generalmente no se requiere la instalación de elementos de sostenimiento.

4.8.1.4 Tajos (Método de explotación Corte y Relleno Ascendente).

El método de explotación aplicado corresponde al Corte y Relleno Ascendente (Over Cut and Fill), debido a que permite alcanzar adecuados niveles de recuperación del mineral, mantener

condiciones favorables de estabilidad y efectuar una explotación selectiva. Las actividades operativas asociadas a este método se desarrollan mediante procedimientos convencionales.
Las zonas destinadas a la explotación se encuentran conformadas por uno o varios bloques de mineral. Cada bloque presenta dimensiones aproximadas de **60 m de longitud por 50 m de altura**. La extracción se ejecuta de manera convencional, empleando principalmente los siguientes equipos:

- ✓ Perforadoras tipo Jack leg y/o Stoper.
- ✓ Carretilla tipo "Buggy".
- ✓ Winches de 10 HP y rastras de 18" de ancho y capacidad de 4.5 pies3.
- ✓ Extracción con locomotoras de 1.5 TM y carros mineros U-35.

El ciclo de minado comprende las siguientes actividades:

- **Perforación:** Esta etapa se ejecuta con perforadoras neumáticas tipo Jack Leg y Stoper, utilizando barrenos cónicos de 2 y 4 pies de longitud y brocas de 36 mm de diámetro. La distribución de los taladros se realiza mediante una malla de perforación tipo zigzag.
- **Voladura:** Se realiza voladura controlada con explosivos emulsificantes y cordón detonante aplicando una carga desacoplada con espaciadores de 0.2m con la finalidad de no dañar el macizo rocoso y controlar la dilución y como accesorios de voladura se utiliza el Detonador Ensamblado (Carmex de 6'), además de la Mecha Rápida (Cordón de Ignición).
- **Sostenimiento:** Para sostener las cajas se emplean puntales de seguridad en forma puntual como sostenimiento temporal o Split set en forma puntual, Estas condiciones permiten que el trabajador desarrolle sus actividades de manera segura durante la limpieza del mineral. Posteriormente, se procede al relleno del tajo, el cual cumple la función de sostenimiento definitivo dentro de la labor.
- **Limpieza de mineral:** La limpieza en los tajos de explotación se efectúa mediante dos modalidades. La primera consiste en el uso de carretillas tipo buggy y la segunda mediante winches de arrastre de 10 HP, equipados con rastras de 18 pulgadas de ancho y una capacidad aproximada de 4,5 pies³. El mineral removido es trasladado y descargado en las tolvas de madera instaladas en los extremos de cada tajo.

- **Extracción:** Una vez que el mineral es descargado desde las tolvas hacia los carros mineros U-35, su transporte se realiza utilizando una locomotora a batería de 1,5 TN hasta el echadero de mineral. Posteriormente, el material es izado a través de labores inclinadas mediante winches hasta llegar a superficie.

- **Relleno:** Después de efectuar el corte de la veta y retirar el mineral fragmentado, se realiza el descaje del tajo con el propósito de proporcionar un ancho adecuado para que el perforista pueda desarrollar su trabajo. A continuación, el material proveniente de la roca encajonante volada se distribuye sobre el piso de la labor mediante el denominado pampillado, procurando mantener una altura aproximada de 2,40 m entre el piso y el techo. De esta manera, se acondiciona una nueva superficie de trabajo para ejecutar la perforación del siguiente corte. Asimismo, se emplea como material de relleno el desmonte generado en las labores de exploración y desarrollo ubicadas en niveles superiores.

4.9 PLAN DE EXPLOTACION

El plan de producción contempla la extracción anual de 35,980 TMH de mineral. a un ritmo de 100 TPD, siendo el aporte de la veta Horus la de mayor incidencia 28%, veta Chinchilico, 13%, veta Escondida 9%, Veta patmos 14%, Veta Lisbeth 10%. Con una ley de cabeza de 15.13 gr/Tms. Au. Con un aporte en onzas finas de 1400 Oz. Au/mes en promedio. El aporte de avances, zarandeo y cancha representan un 15% de la producción total.

VETA	% APORTE	PRODUCCIÓN ANUAL(TM)
Veta Chinchilico	13%	4,800
Veta Lisbeth	10%	3,540
Veta Indio	2%	690
Veta Escondida	9%	3,150
Veta Patmos	14%	4945
Veta Ruth	10%	3500
Veta Horus	28%	10100
Aporte avances, zarandeo y cancha	15%	5,255
TOTAL	**100%**	**35,980**

Tabla N° 08: Plan de producción por vetas
Fuente: Area de operciones orion

Tajeos.- Las labores de explotación se encuentran delimitadas por chimeneas destinadas a ventilación y relleno, así como por galerías ubicadas en los niveles superior e inferior, conformando

bloques aproximados de 60 m × 50 m. La preparación básica comprende la ejecución de un subnivel sobre la veta, dejando un puente de aproximadamente 3,0 m respecto a la corona de la galería inferior.

La explotación se desarrolla mediante el método de corte y relleno ascendente, iniciándose desde el subnivel base. El ciclo de minado considera cortes horizontales en realce y, cuando las condiciones lo requieren, la instalación de cuadros de madera. En caso de emplearse minado tipo breasting, la secuencia de trabajo se adapta a dicha modalidad. El rendimiento operativo depende directamente de la potencia de las vetas, alcanzando valores aproximados entre 1,5 y 2,5 TM por hombre-guardia. El ancho de veta promedio es de 0.04m, vetas angostas de alta ley (90gr.Au/Tm.

4.9.1 DESCRIPCIÓN DE LAS OPERACIONES

El nivel de producción promedio para el año 2024 será de 3000 TMH/mes con ley promedio de 15.13 g. Au/TM, las operaciones estarán centralizadas en la zona de Chinchilico y distribuidas en 08 niveles.

4.9.2 MINADO DE VETAS AURÍFERAS

La explotación de mineral cumple tres requisitos: Dinámico, Seguro y Económico; y a la vez tiene una alta recuperación que nos permita reducir costos, en cada una de las fases del minado.

4.9.3 MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN

El objetivo principal es diseñar un sistema apropiado, bajo las características del yacimiento explorado y esto es el camino para alcanzar la máxima utilidad de la operación, para ello debemos tener en cuenta muchos factores técnicos como la alta productividad y la extracción total del mineral, dando una condición segura a nuestros trabajadores. El método de explotación que se emplea es: Corte y Relleno Ascendente convencional con relleno detrítico, con su variante de Explotación Selectiva “Circado” para vetas angostas (potencia promedio 0.04m) y una ley de diluida 15.13 gr.au/tms.

4.9.4 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

El método aplicado en la mina Orión se caracteriza por utilizar relleno detrítico como elemento de soporte en los espacios generados durante la explotación. La extracción del mineral se realiza mediante cortes o franjas horizontales, iniciando desde la parte inferior del tajo y avanzando progresivamente hacia los niveles superiores.

El mineral fragmentado es retirado completamente del tajo mediante carretillas o winches de arrastre, que lo conducen hasta las tolvas de descarga. Una vez concluida la explotación de cada panel, el espacio vacío es rellenado con material estéril proveniente de las labores de preparación o del descaje. Este material cumple una doble función: contribuye al sostenimiento de los hastiales y, al mismo tiempo, forma una plataforma de trabajo adecuada para continuar con la explotación del siguiente panel de mineral.

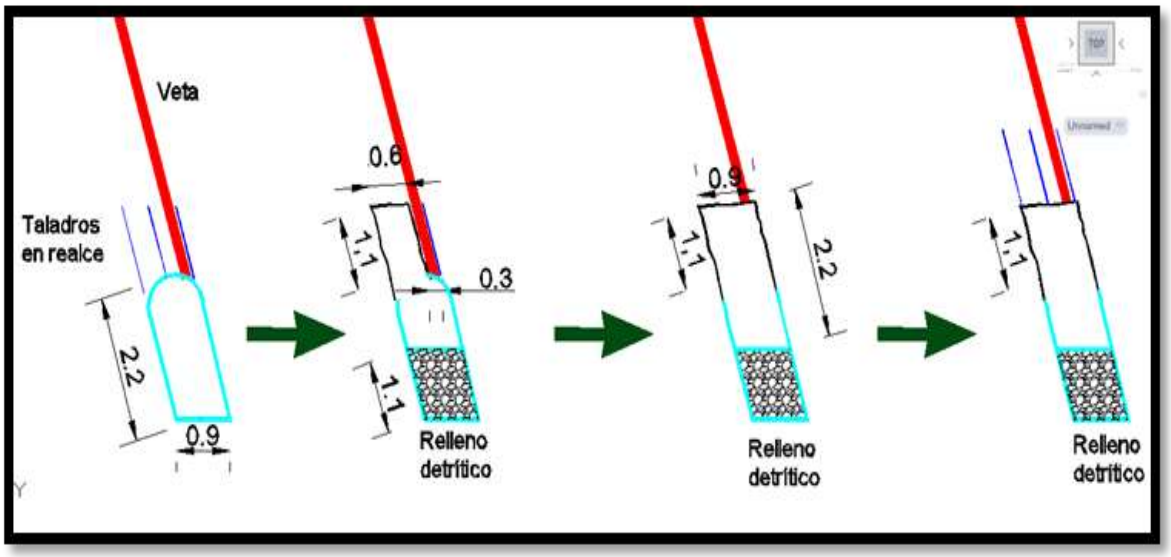


Figura 17: Etapas de perforación y voladura en circado de veta
Fuente: Área Operaciones Orion

4.9.5 EXPLOTACIÓN SELECTIVO "CIRCADO"

Se emplea principalmente en estructuras mineralizadas estrechas, menores a 0,5 m, caracterizadas por una elevada ley del mineral, por lo que se debe arrancar primeramente el mineral y luego desmonte se rompe el desmonte para tener el ancho de trabajo adecuado, pudiéndose invertir esta secuencia de acuerdo a las condiciones de dureza del mineral y el desmonte.

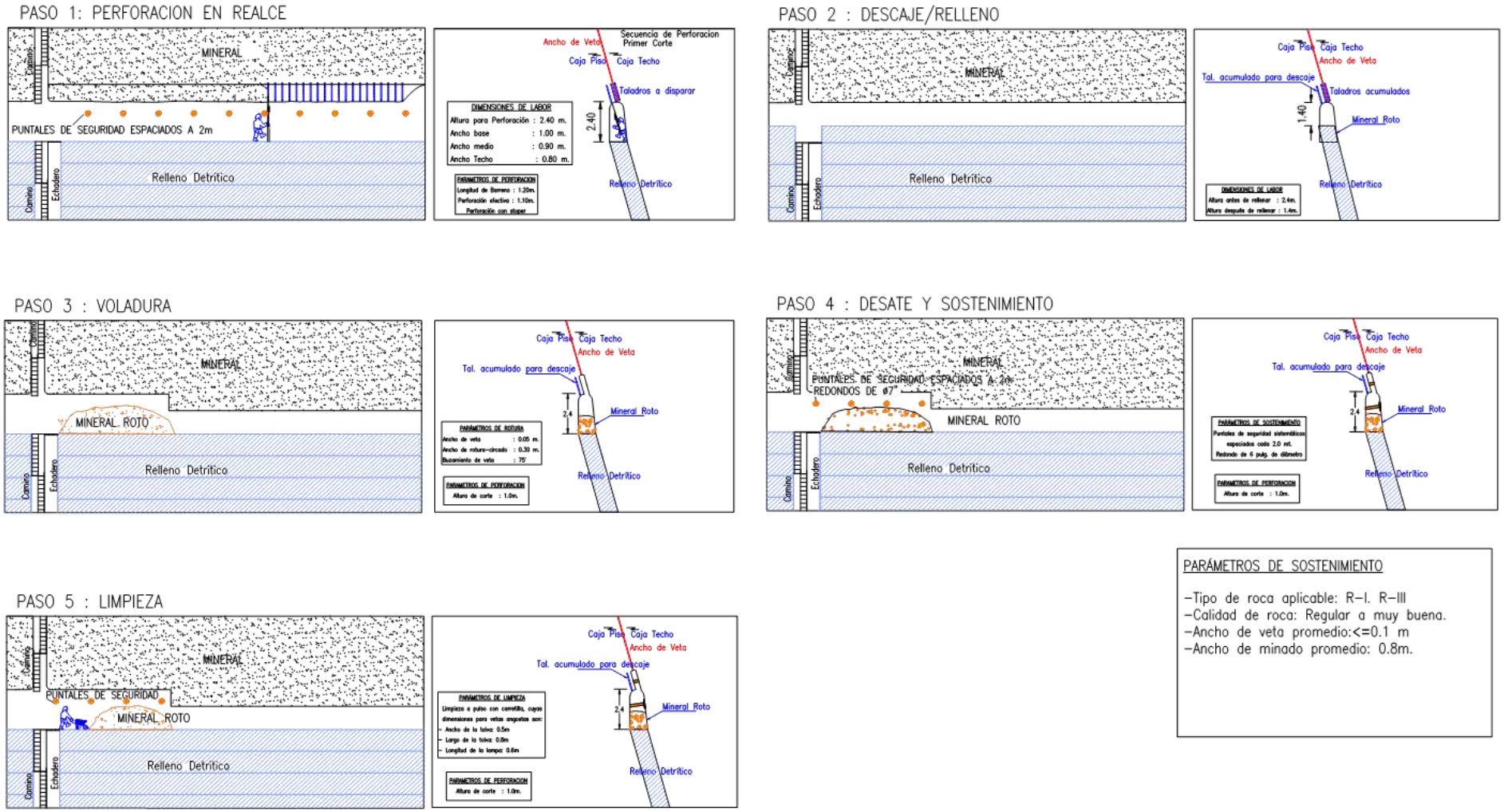


Figura 18: Secuencia de minado en vetas angostas
Fuente: Área Operaciones mina Orion

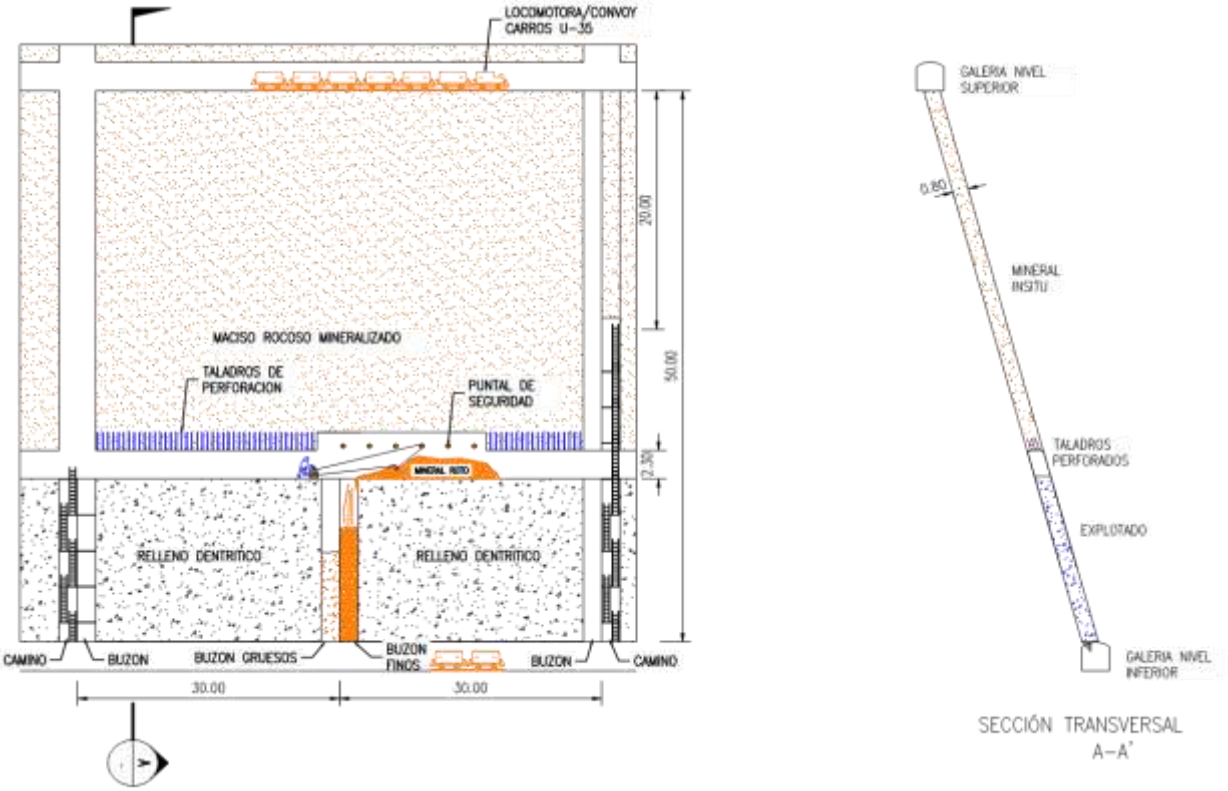


Figura 19: Esquema de explotación de corte y relleno ascendente
Fuente: Área Operaciones mina Orion

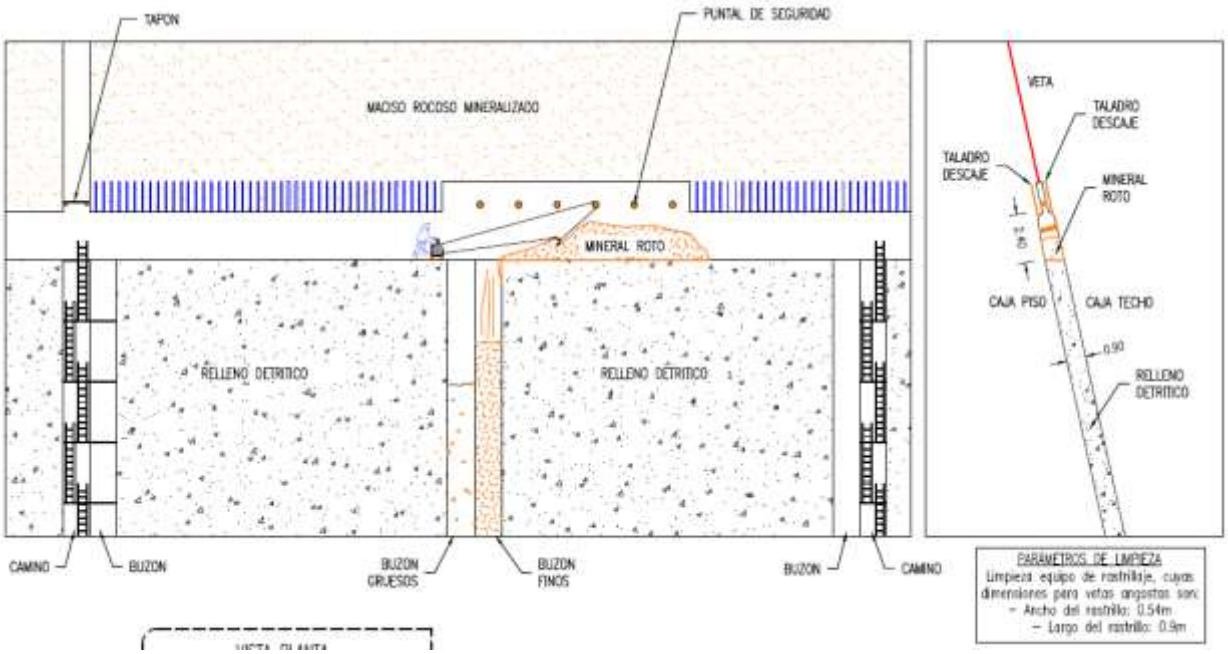


Figura 20: Esquema de limpieza con rastrillo
Fuente: Área Operaciones mina Orion

4.10 CÁLCULO DE DILUCION

El esquema de carga aplicado anteriormente en los taladros de precorte empleaba una cantidad excesiva de explosivo. Como consecuencia, después de la voladura, el contorno final de las labores no coincidía con el perfil establecido en el diseño. Esta condición generaba daños e inestabilidad en la roca circundante y, además, incrementaba la necesidad de instalar sistemas de sostenimiento, recurriéndose con frecuencia a soluciones de sostenimiento combinado.

$$\%DIL = \frac{FD\ DIL}{1 + FD\ DIL} \times 100\%$$

$$FD\ DIL = FD\ DISEÑO + FD\ ROTURA + FD\ LIMPIEZA$$

$$FD\ DISEÑO = \frac{(AM - AV\ HORIZ)\ X\ PE\ DESM}{AV\ HORIZONTAL\ x\ \ P.ESP}$$

$$FD\ ROTURA = \frac{(KT\ ROTURA + KP\ ROTURA) X\ PE\ DESM}{AV\ HORIZONTAL\ X\ P.ESP}$$

$$FD\ LIMPIEZA\ = \frac{(ALT\ LIMPIEZA * PE\ DESM)}{ALTURA\ X\ P.ESP}$$

ZONA	VETA	NIVEL	LABOR	BLOCK	POT.	LEY VETA	TMH DIL
Chinchilico	Chinchilico	1450	tj 223	151/ 149/ 134	0.17	37.2	473.0
Chinchilico	Chinchilico	1450	j 163	145/ 138/ 149	0.22	42.3	600.0
Chinchilico	Chinchilico	1500	tj 187	29/ 139	0.14	37.0	605.0
Chinchilico	Chinchilico	1500	tj 238	37	0.12	36.2	151.0
Chinchilico	Chinchilico	1400	tj 218	16/ 48/ 53/ 17	0.23	35.6	1729.0
Chinchilico	Chinchilico	1400	tj 158	44/ 153/ 147	0.26	30.8	1340.0
Chinchilico	Lizbeth	1600	tj 034	15/ 19/ 119	0.23	16.1	628.0
Chinchilico	Lizbeth	1450	tj 60	111/ 23/ 20	0.29	43.1	1539.0

Tabla 08: Datos tomados de labores para explotacion
Fuente: Área Geomecánica Orion

Calculo para tj 223

$$FD\ DISEÑO = \frac{(0.37x0.17)\ X\ 2.8}{0.17\ x\ \ 2.7} = 0.38$$

$$FD\ ROTURA = \frac{(0.15 + 0.15)X\ 2.8}{0.17\ X\ 2.7} = 1.83$$

$$FD\ LIMPIEZA\ \ = \frac{(0.40 * 2.8)}{2.3\ X\ 2.7} = 0.18$$

$$FD\ DIL = 0.38 + 1.83 + 0.18 = 2.39$$

$$\%DIL = \frac{2.39}{1 + 2.39} \times 100\% = 70\%$$

Calculo para tj 187

$$FD\ DISEÑO = \frac{(0.30x0.14)\ X\ 2.8}{0.14\ x\ \ 2.7} = 0.31$$

$$FD\ ROTURA = \frac{(0.15 + 0.15)X\ 2.8}{0.14\ X\ 2.7} = 2.22$$

$$FD\ LIMPIEZA\ \ = \frac{(0.40 * 2.8)}{2.3\ X\ 2.7} = 0.18$$

$$FD\ DIL = 0.31 + 2.22 + 0.18 = 2.71$$

$$\%DIL = \frac{2.71}{1 + 2.71} \times 100\% = 73\%$$

Calculo para tj 60

$$FD\ DISEÑO = \frac{(0.50x0.29)\ X\ 2.8}{0.29\ x\ \ 2.7} = 0.51$$

$$FD\ ROTURA = \frac{(0.15 + 0.15)X\ 2.8}{0.29\ X\ 2.7} = 1.07$$

$$FD\ LIMPIEZA\ = \frac{(0.40 * 2.8)}{2.3\ X\ 2.7} = 0.18$$

$$FD\ DIL = 0.51 + 1.07 +\ 0.18 = 1.76$$

$$\%DIL = \frac{1.76}{1 + 1.76} \times 100\% = 64\%$$

Calculando el ancho de sección

$$\mathrm{Wd} = \mathrm{tr/sen(d)} + \mathrm{s} + \mathrm{hd} * [\tan(90 - \mathrm{d}) - \tan(90 - \mathrm{a})]$$

$$\mathrm{Wd} = 0.2/\mathrm{sen}(80) + 0.70 + 2.3 * [\tan(90 - 80) - \tan(90 - 80)]$$

$$\mathrm{Wd} = 0.90\ \mathrm{m}$$

Hd: Altura del frente de trabajo

Wd: ancho de la sección

d: buzamiento de la veta

a: buzamiento de la pared

tr: potencia real de la veta

s: espacio adicional para las maniobras o perforación

4.11 CÁLCULO DEL BURDEN EN TAJOS DE VETAS ANGOSTAS.

Con el propósito de mejorar en dilución y optimizando una malla de perforación y voladura, se analizó y decidió hacer un cálculo de malla de perforación y voladura para vetas angostas, específicamente en los tajos.

La determinación de la geometría de la malla, expresada mediante la relación entre el burden y el espaciamiento, se fundamenta en el modelo propuesto por Pearse. Este criterio considera la energía liberada por el explosivo durante la detonación por unidad de volumen de roca, a partir de la cual se establece la siguiente expresión matemática:

$$\mathbf{B = KV\ x\ 10^{-3}\ x\ D\ x\ \sqrt{\frac{PD}{RT}}}$$

Donde:

B = Piedra máxima (m)

KV = Constante que depende de las características de las rocas (0.7 a 1.0)

D = Diámetro del barreno (mm)

PD = Presión de detonación (KG/CM^2)

RT = Resistencia

Analytica Analytica Mineral Services S.A.C.	Labor: Zona: Fecha: Hecho por:	BAJA CHINCHILICO 6-Jul-22 C. ROMERO	RESISTENCIA COMPRESIVA UNIAXIAL (MPa) SECCION DE GEOMECANICA
Progresiva	**Rebote**	**Densidad Roca**	**Resistencia Compresiva Uniaxial (Mpa)**
MONZONITA	47.3	2.5	112
MONZODIORITA	47.6	2.5	114
DIORITA NV-1450	52.8	2.5	148
DIORITA NV-1500	52.3	2.5	144

Tabla 09: Datos tomados con MARTILLO SCHMIDT
Fuente: Área Geomecánica Orion

Reemplazando datos:

KV = 0.7, para roca dura

Diámetro de broca: D = 36mm

Presión de detonación de la emulsión de 3000: PD = 94833.6 kg/cm2

Resistencia a la compresión de la diorita: RT = 144 Mpa = 1468 kg/cm2

$$\mathbf{B = 0.7 \text{ x } 0.001 \text{ x } 36 \text{ x } \sqrt{\frac{94833.6}{1468}}}$$

B= 0.202 m;

B = E

Factor de carga por tipo de labor para roca dura

Para manejar índices de consumo de explosivo tenemos como referencia lo recomendado por el Manual de Voladura de Exsa (quinta edición). En nuestro caso sólo se considera indicadores en roca dura o tenaz.

Área del túnel en m^2	Kilos de explosivos estimados por m^3 de roca		
	En roca dura y tenaz	En roca intermedia	En roca suave y friable
de 1a 5	2.60 a 3.20	1.80 a 2.30	1.20 a 1.60
de 5 a10	2.00 a 2.60	1.40 a 1.80	0.90 a1.20
de 10 a 20	1.65 a 2.00	1.10 a 1.40	0.60 a 0.90
de 20 a 40	1.20 a 1.65	0.75 a 1.10	0.40 a 0.60
de 40 a 60	0.80 a 1.20	0.50 a 0.75	0.30 a 0.40

Tabla 10: factores de carga según área de la excavación y tipo de roca
Fuente: EXSA

Minado en Vetas angostas

El método de explotación aplicado corresponde al corte y relleno ascendente convencional con circado de veta. La operación se inicia desde los subniveles de preparación, donde se ejecutan perforaciones verticales procurando mantener un ancho de minado aproximado de 0,35 m. Posteriormente, el tajo se amplía hasta alcanzar entre 0,70 m y 0,80 m, con la finalidad de disponer de un espacio adecuado para el desarrollo de las actividades operativas.

Una vez concluido cada corte, el tajeo es rellenado hasta dejar una separación aproximada de 2,30 m respecto al techo, espacio necesario para realizar la perforación correspondiente al siguiente corte.

Figura 21: Secuencia de minado
Fuente: Área operaciones orion
.

Perforación

Representa un proceso clave en la operación minera, puesto que condiciona la calidad del material que será recuperado.

La perforación de taladros constituye una de las actividades principales dentro del ciclo de minado. En la unidad, esta labor se ejecuta mediante perforadoras neumáticas tipo Jack Leg,

marca RNP, cuyo funcionamiento adecuado requiere presiones de trabajo comprendidas entre 65 y 80 lb. La ubicación y distribución de los taladros se realiza de acuerdo con un diseño previamente establecido, conocido como malla de perforación. Según las características de la labor, se emplean perforaciones tanto horizontales como verticales, cuyas condiciones de aplicación se describen a continuación.

- Tajos con RQD de las cajas menor al 25 %: Se emplea perforación horizontal tipo breasting mediante perforadoras neumáticas Jack Leg, debido a las condiciones de baja calidad del macizo rocoso.

- Tajos con RQD entre 25 % y 50 %: La perforación también se realiza de manera horizontal tipo breasting con equipos Jack Leg, aunque se obtiene una ligera mejora en el rendimiento por tarea respecto al caso anterior.

- Tajos con RQD mayor al 50 %: Se utiliza perforación vertical, aprovechando la mayor estabilidad de las cajas. Esta condición permite incrementar de manera significativa el rendimiento de perforación por tarea. La longitud de los barrenos usados es de 2 y 4 pies, siendo el diámetro de broca de 36 mm y 38mm.

Figura 21: toma de datos de campo
Fuente: Área operaciones orion

Voladura

La voladura constituye la etapa complementaria de la perforación y se ejecuta empleando emulsiones de 1000 y 3000. Como accesorios de iniciación se utilizan Carmex, correspondiente a un detonador ensamblado, y mecha rápida. La secuencia de salida de los taladros se establece de acuerdo con la malla de perforación y el diseño de voladura previamente definido.

- ✓ Tajos con RQD de las cajas menor al 25 %: La voladura se efectúa únicamente con emulsión de 1000, de acuerdo con las condiciones de menor competencia del macizo rocoso.

- ✓ Tajos con RQD entre 25 % y 50 %: Se mantiene el mismo criterio de carguío, empleándose emulsión de 1000.

- ✓ Tajos con RQD mayor al 50 %: La voladura se realiza mediante una combinación previamente calculada de emulsiones de 1000 y 3000, en función de la mayor resistencia y estabilidad de las cajas.

Figura 22: explosivos usados en voladura
Fuente: Área operaciones orion

Factor de potencia

Corresponde a la cantidad de explosivo, expresada en kilogramos, empleada para fragmentar una tonelada de roca.

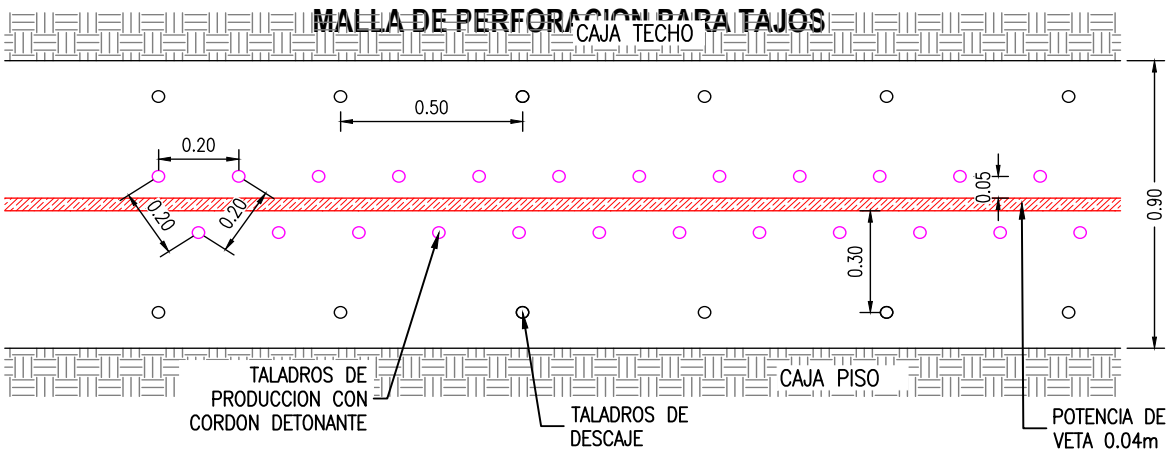
- De acuerdo a los estándares en Mina el Cebado de explosivos para el carguío se realizará teniendo en consideración la carga óptima que genere la menor sobre rotura en los frentes de trabajo.
- Se harán uso de herramientas adecuadas para el cebado como el punzón de cobre (Elementos único para el cebado).

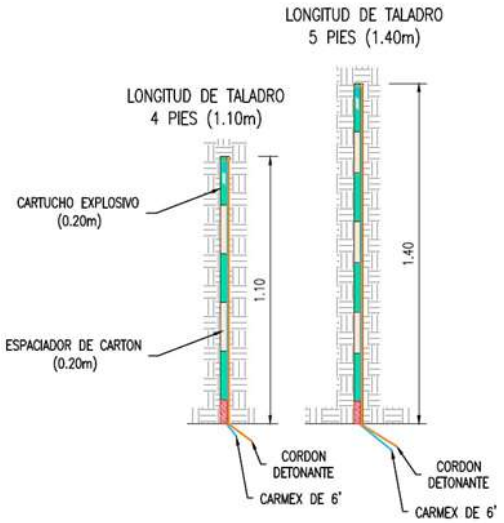
- De acuerdo a la cantidad de taladros en los frentes se realizará el cebado tanto del cartucho como de la guía ensamblada de manera individual y simultánea, conforme se procede al atacado en los taladros.

Luego de culminado el carguío se procederá a unir las guías ensambladas con la Mecha Rápida para el proceso de encendido de acuerdo al orden de salida de los taladros

LABORES	DATOS GENERALES								CONSUMOS PARCIALES POR DISPARO EN TAJOS: EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS					
	Altura (m)	Base (m)	Diámetro taladro (mm)	N° Taladros con carga	Avance Promedio/ Disparo	Ton/Tal (vetas angostas)	Ton/Disparo	Kg/Ton (vetas angostas)	Emulsión encartuchada (Kg)	Detonador ensamblado (Und)	Mecha rapida Z-18 (Mts)	Cordón detonante (Mts)	Detonador No Eléctrico (Und)	Detonador Eléctrico (Und)
TAJEOS	2.4	0.9	36	48	1	0.16	7.70	2.15	16.564	48	10.1	20		
TOTAL						**0**			**17**	**48**	**10**	**20**	**0**	**0**

MALLA DE PERFORACION PARA TAJOS





LEYENDA

- Explosivo Emulnor 1000
- Espaciodor
- Taco de arcilla

RESUMEN DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN TAJOS

Labor (m^2)	4.00	x	0.90
Altura de Corte	=	1.37	m
Volumen de disparo	=	4.94	M^3
Tonelaje Insitu	=	13.58	Ton.
Densidad de la Roca	=	2.75	Ton/m^3
Eficiencia de Voladura	=	98.00	%
Esponjamiento	=	30.00	%
Factor de Rotura	=	5.00	%
Tonelaje roto	=	18.54	Ton./disparo
Factor de Potencia	=	1.20	Kg/ton.
Factor de carga	=	0.37	Ton/Tal.
Factor de carga	=	4.50	Kg/m^3
Tipo de Roca	=	Dura	
Cantidad de Explosivo	=	22.2	Kg/Disp.
Número de Cartuchos	=	200.0	
N° de tal. Cargados	=	50	
N° de tal. de alivio	=	0	

CÁLCULO DEL NÚMERO DE TALADROS EN TAJEOS DE A.V ≤ 0.2m

PARÁMETROS:

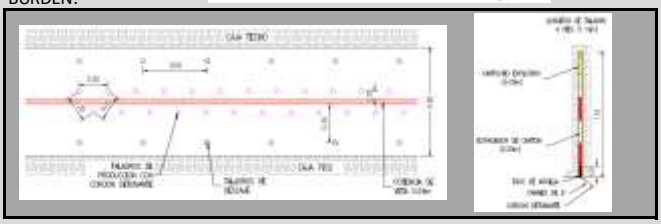
DIMENSIONES DEL TAJEO: Metros

LONG. POR DISPARO..... 4.00 m. 13.12 ft

ALTURA DE CORTE ..... 1.40 m. 4.593 ft

ALGORITMO DE PEARSE PARA DETERMINAR EL BURDEN:

$$B = KV \times 10^{-3} \times D \times \sqrt{\frac{PD}{RT}}$$



DONDE:

B = PIEDRA MÁXIMA (m)

KV = Constante que depende de las características de las rocas (0.7 a 1.0) = 0.9

D = Diámetro del barreno (mm) = 36 mm

PD = Presión de detonación (KG/CM²) = 94833.6 (KG/CM²)

RT = Resistencia = 2069 kg/cm2 (MONZONITA)

BURDEN = 0.2 m B = E = 0.2m

CARACTERISTICAS DEL EXPLOSIVO

	EMULNOR 5000		EMULNOR 3000		EMULNOR 1000	
Long. de Explosivo	8.00	Pulg	8.00	Pulg	8.00	Pulg
Diametro de Explosivo	1.00	Pulg	1.00	Pulg	1.00	Pulg
Densidad del Explosivo	1.16	gr/cm^3	1.14	gr/cm^3	1.13	gr/cm^3

CARACTERISTICAS DE PERFORACION

Long. de Barreno	5	Pies
Diametro de Broca	36	mm
Eficiencia de Perf.	0.92	%

RESULTADOS DE EXPLOSIVO

DESCRIPCION	EMULNOR 5000	EMULNOR 3000	EMULNOR 1000
Tipo de Explosivo =	EMULNOR 5000 1 "X8"	EMULNOR 3000 1"X8"	EMULNOR 1000 1"X8"
Masa de Explosivo =	115.74 gr.	109.65 gr.	108.70 gr.
N° de Cart. por taladro =	4	4	

CARACTERISTICAS DE PERFORACION

Long. efect. Perf. =	1.40	m
Long. de Carga Explo. =	0.93	m
Long. de Taco =	0.47	m

ANALYTICA MINERAL SERVICES SAC. U.E.A. MINA ORION		MALLA DE PERFORACION EN TAJOS A.V.<=0.2m DISTRIBUCION DE CARGA POR TALADRO	Lámina: P11
Diseño : GBO	2023		Escala : INDICADA
Dibujado : U.Juño			
Revisado : Ing. Guderman Barrientos	WGS-84	Area/Departamento Mina	Formato : A4
Aprobado : Ing. Daniel Arcos		Fecha : Diciembre 2023	

Ruta : F:\DATOS PLANEAMIENTO\2. Planos De Replanteo\030223_Mallas De Perforación 2023\malla Dic23\ESTANDAR DE PERFORACION TAJOS_B.dwg

La perforación se realiza a partir de un piso uniforme, manteniendo una altura estándar de 2.30 m, la malla de perforación empleada se realiza manteniendo un burden y espaciamiento de 0.20 m. La perforación se realiza con la maquina stoper con juegos de barreno de 2, 4 y 5 pies. Es importante mantener un buen paralelismo.

La voladura se realiza sólo con emulnor de 1000 y carmex con voladura controlada empleando espaciadores de carrizo o cartón.

La malla de perforación es en zigzag (es la malla con mejores resultados), con burden y espaciamiento de 0.2 m. Los taladros se perforan en estéril con la finalidad de evitar perder los finos de oro durante el proceso de la perforación y voladura. La veta se lleva ligeramente pegado hacia la caja techo (a 0.1m de la caja techo).

Figura 23: Malla de perforación en Zig – Zag – Tj168 – Chinchilico.
Fuente: autor de tesis

La malla de perforación, se aplica con un arranque en el desmonte y los taladros en malla de zig –zag o 2 – 1, a 20 cm de la veta se perfora paralelamente a lo largo de la veta taladros de

alivio con un espacio de 20 cm; tal como figura en el grafico líneas arriba.

La secuencia del minado es la siguiente:

1.- Se acumula taladro en desmonte, con su respectivo arranque.

2.- se hace una fila de taladros paralelos a la veta y a lo largo del tajo a una distancia de 20 cm a la veta y 20 cm de distanciamiento entre taladro de alivio.

3.- Se dispara el arranque del desmonte y la secuencia de disparo habitual.

4.- La veta queda en parte colgada.

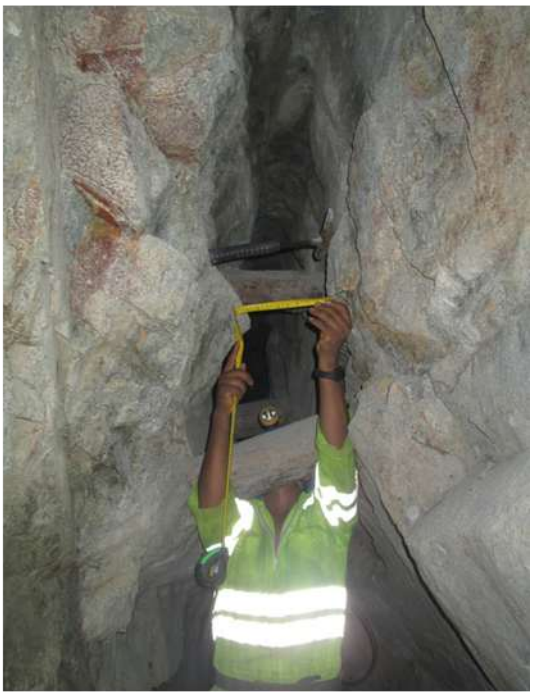


Figura 24: Resultaos después de la voladura – Tj168 – Chinchilico.
Fuente: autor de tesis

LABORES MINERAS APLICANDO O'HARA

Con el propósito de mejorar en dilución y optimizando una malla de perforación y voladura, se analizó y decidió hacer un cálculo de malla de perforación y voladura para vetas angostas, específicamente en los tajos.

$$\%\mathbf{Dilución} = \frac{\mathbf{25}}{\sqrt{\mathbf{Ancho}}\mathbf{de\ veta(seno\ buz)}}$$

Calculo para tj 223

$$\%\text{Dilución} = \frac{25}{\sqrt{0.37}(\text{seno } 80)} = 41\ \%$$

Calculo para tj 187

$$\%\text{Dilución} = \frac{25}{\sqrt{0.30}(\text{seno } 80)} = 46\ \%$$

Calculo para tj 60

$$\%\text{Dilución} = \frac{25}{\sqrt{0.50}(\text{seno } 80)} = 35\ \%$$

ZONA	VETA	NIVEL	LABOR	BLOCK	POT.	ANCHO MINADO	LEY VETA	LEY (antes)	LEY (después)	TMH DIL
Chinchilico	Chinchilico	1450	tj 223	151/ 149/ 134	0.17	0.37	37.2	11.16	17.1	473
Chinchilico	Chinchilico	1450	j 163	145/ 138/ 149	0.22	0.4	42.3	13.11	22.7	600
Chinchilico	Chinchilico	1500	tj 187	29/ 139	0.14	0.3	37	9.99	17.3	605
Chinchilico	Chinchilico	1500	tj 238	37	0.12	0.3	36.2	11.22	14.5	151
Chinchilico	Chinchilico	1400	tj 218	16/ 48/ 53/ 17	0.23	0.4	35.6	11.04	20.5	1729
Chinchilico	Chinchilico	1400	tj 158	44/ 153/ 147	0.26	0.4	30.8	9.55	20	1340
Chinchilico	Lizbeth	1600	tj 034	15/ 19/ 119	0.23	0.4	16.1	4.99	9.3	628
Chinchilico	Lizbeth	1450	tj 60	111/ 23/ 20	0.29	0.5	43.1	15.52	25	1539

Tabla 11: cuadro de cálculos de dilución
Fuente: Autor de tesis

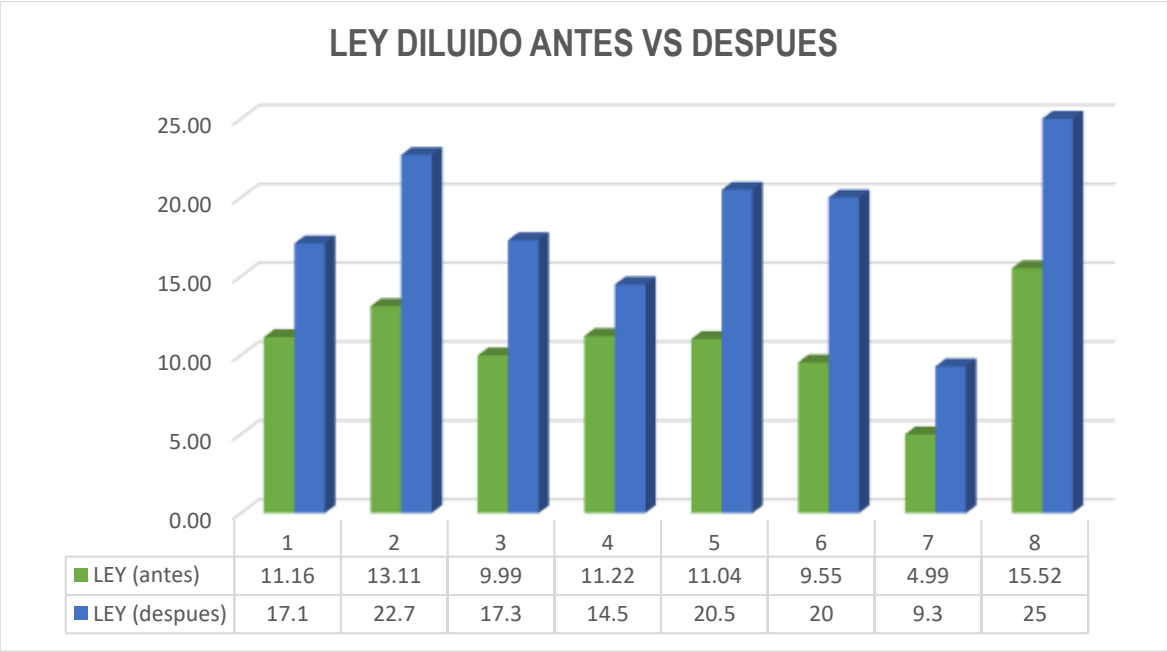


Tabla 12: comparativos de ley diluido antes y después del estudio
Fuente: Autor de tesis

COMPARATIVO EN COSTOS APLICANDO O'HARA

En los estudios previos, se consiguió determinar el costo de perforación por cada veta seleccionada aleatoriamente antes y después de emplear el modelo matemático de O'Hara. Esto significa que la sumatoria de costos, expresada en dólares, es un indicador global que refleja la eficacia de los cortes paralelos en comparación con el tipo de corte tradicional que se empleaba anteriormente en las tareas mineras.

CIRCADO CON 20 cm			CIRCADO CON 30cm		
Ley de veta	60	gr/Tn	Ley de veta	60	gr/Tn
largo del tajo	30	m	largo del tajo	30	m
Ancho de veta	0.05	m	Ancho de veta	0.05	m
densidad mineral	3	Tn/m3	densidad mineral	3	Tn/m3
Longitud del taladro efectivo	1.4	m	Longitud del taladro efectivo	1.4	m
Circado de mineral	0.2	m	Circado de mineral	0.3	m
Toneladas obtenidas por corte	25.2	Tn	Toneladas obtenidas por corte	37.8	Tn

Ley de mineral después de Circado	60	gr/Tn	Ley de mineral después de Circado	20	gr/Tn
Contenido metálico Au	378	gr/Au	Contenido metálico Au	378	gr/Au
Exceso de Tn del Circado por dilución	0	Tn	Exceso de Tn del Circado por dilución	12.6	Tn

Tabla 13: Calculo de costos
Fuente: Autor de tesis

	CIRCADO CON 20 cm	CIRCADO CON 30cm
Toneladas obtenidas por corte	25.2	37.8
Ley de mineral después de Circado	60	20
Contenido metálico Au	378	378
Exceso de Tn del Circado por dilución	0	12.6

Tabla 14: comparativo de KPIs
Fuente: Autor de tesis

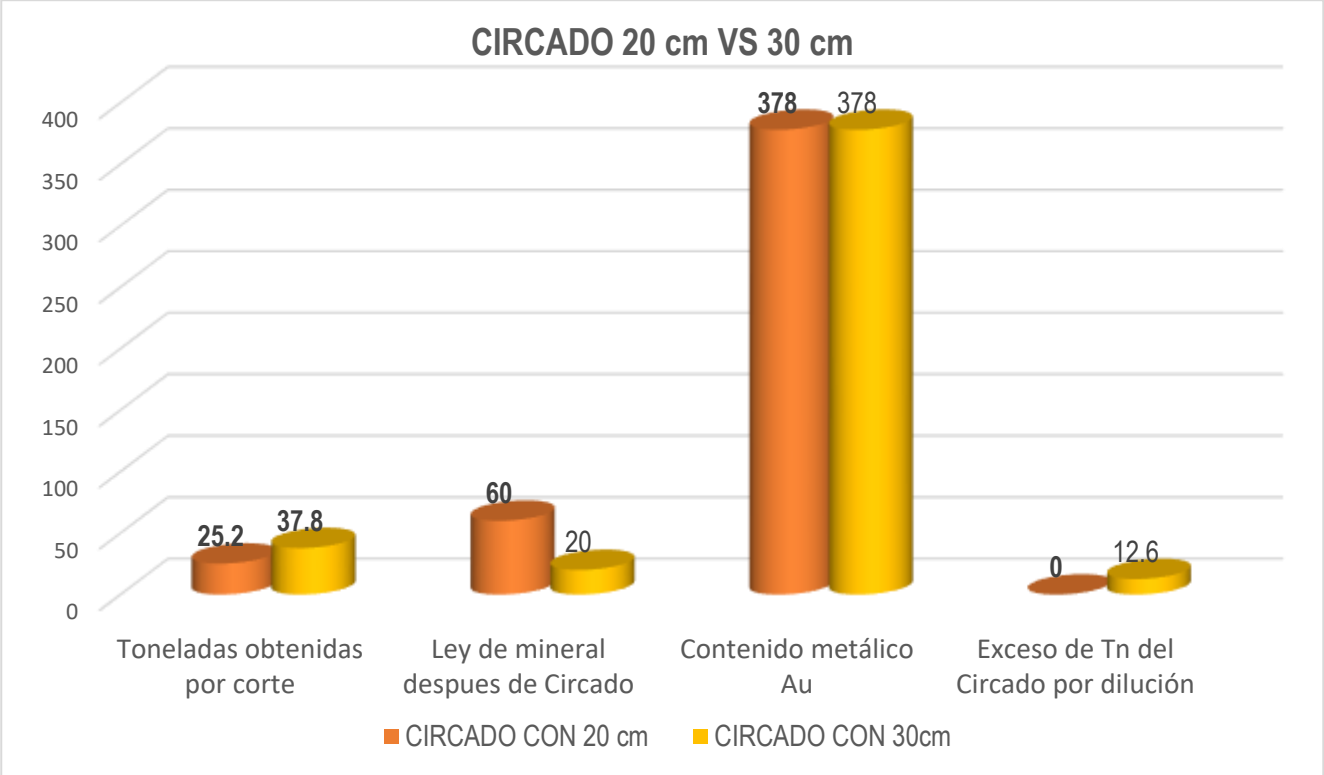


Tabla 15: comparativo de con histogramas de KPIs
Fuente: Autor de tesis

Beneficio por controlar la Dilución en los Tajos

Exceso de Tn del Circado por dilución	16.8	Tn
Costo Maquila (Tn)	120	us$/Tn
Costo Flete (Mina – Planta)	8.48	us$/Tn
Costo Limpieza en Tajo	8.67	us$/Tn
Costo Total por Exceso de Desmonte por corte Tajo	2304	us$/corte Tajo
Cantidad de Cortes de Tajo al mes	2.5	Corte / mes
Costo Total por Exceso de Desmonte al Mes del Tajo	5760	us$/mes Tajo
Total de Tajos que se puede replicar el proyecto	8	Tajos
Costo mensual Total Tajos en reducir costo por exceso de desmonte	**46080**	**us$/mes Todos los tajos**

Tabla 16: beneficio por controlar la dilucon
Fuente: Autor de tesis

El costo de los explosivos se determinó por cada trabajo seleccionado aleatoriamente antes y después de emplear el modelo matemático de O'Hara, o sea, la sumatoria de costos en dólares se utiliza como un indicador general. Este parámetro refleja la eficacia de cada modelo matemático para el cálculo de burden y espaciamiento para tajeos, calculando los costos de los explosivos para el corte de cada tajo de producción.

Beneficio Implementación Nueva Malla de Circado

Exceso de Tn del Circado por dilución	12.6	Tn
Costo Maquila (Tn)	120	us$/Tn
Costo de maquila adicional seria	1512	us$/Tn
Costo Limpieza en Tajo	8.67	us$/Tn
Costo adicional limpieza de mineral	109.2	us$/
Costo Total adiciona generado por exceso de dilución	1621	us$
Utilidad por corte de 30 metros Aplicando nueva Malla	**1494**	**us$/**

Tabla 17: beneficio de implementación de nueva malla
Fuente: Autor de tesis

Un beneficio adicional obtenido desde la implementación de la nueva malla de perforación ha sido el incremento de la estimación de reservas económicamente explotables.

En una etapa inicial, la veta Chinchilico era trabajada únicamente por mineros informales. Posteriormente, luego de realizar diversas pruebas y ajustes operativos, fue posible mejorar las condiciones de explotación y ampliar el volumen de reservas con potencial minable. En ese contexto, se presenta a continuación una comparación entre el plano longitudinal histórico de la veta Chinchilico, correspondiente a aproximadamente cuatro años atrás, y la cubicación de reservas más reciente. Esta comparación permite observar la ampliación de los bloques que actualmente presentan condiciones económicas favorables para su explotación.

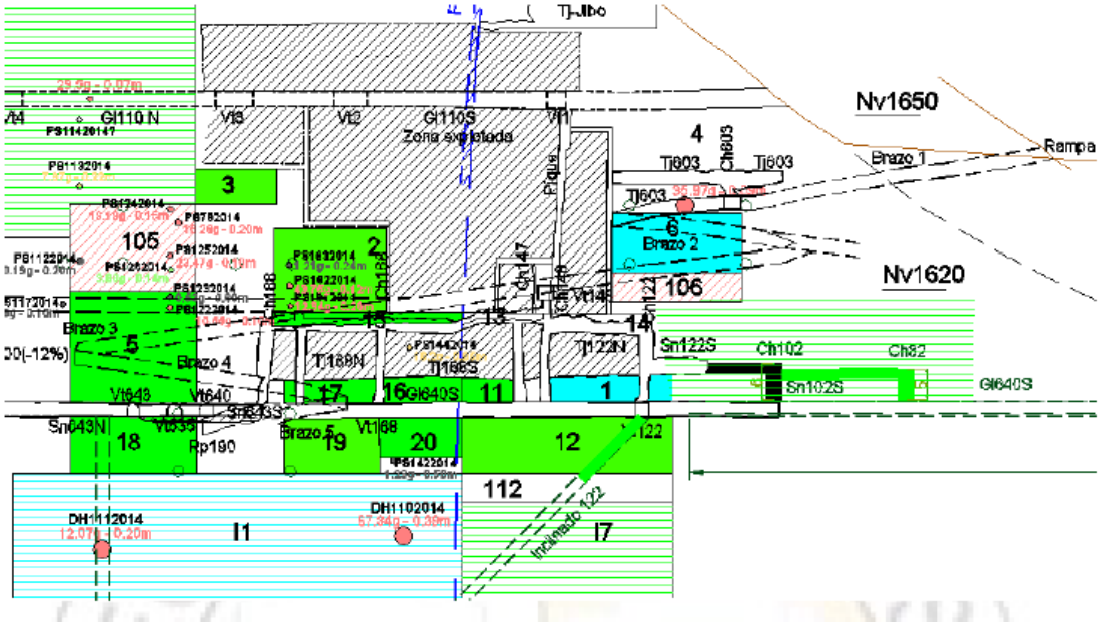


Figura 25: Plano histórico de las reservas de Chinchilico 4 años antes (no se aplicaba ninguna malla – era trabajado por informales)
Fuente: autor de tesis

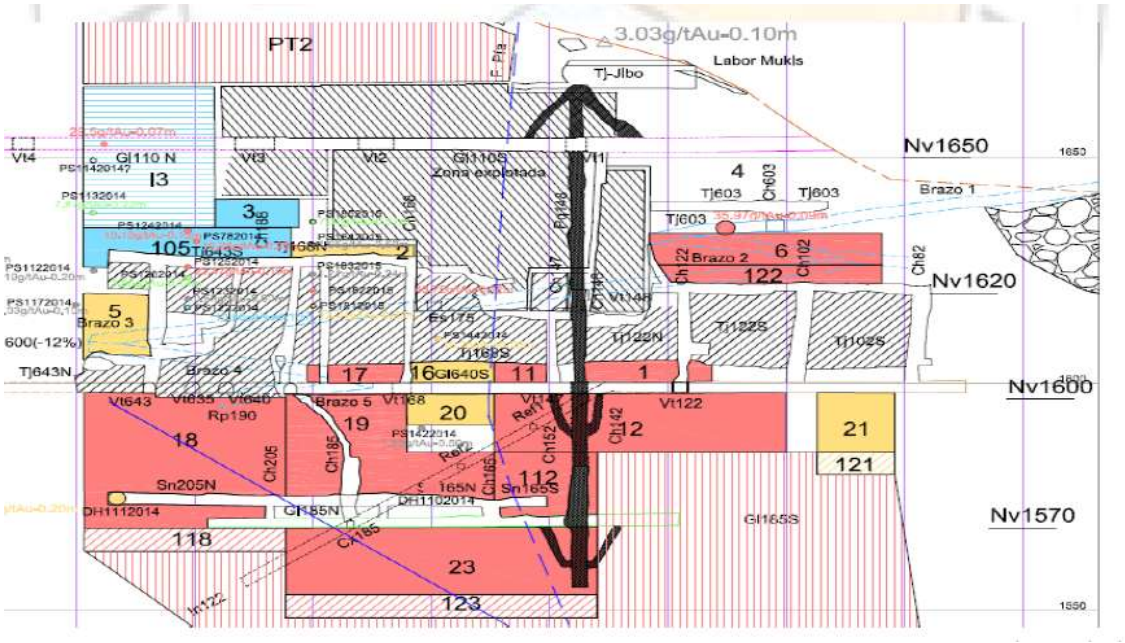


Figura 26: Plano Actual de reservas de Chinchilico (Con la malla actual y la malla propuesta)
Fuente: autor de tesis

V. CONCLUSIONES

1. Para el circado actual que se ejecuta, un ancho real de minado llega a tener 25 cm con 4" pies perforados se obtendría 15Tn de mineral con una ley de 14.4gr/Tn y los resultados obtenidos utilizando el circado propuesto se obtendría 10.8 Tn y una ley de 20gr/Tn. Tal como se muestra a continuación.

2. Respecto a la dilución en las labores de explotación antes de la investigación se obtuvo un promedio de 70% y después de haber realizado los estudios aplicando el modelo matemático postulado por O´hara se obtuvo una dilución promedio del 45%. Entonces, esto representa una mejora en la recuperación del mineral.

3. Un beneficio adicional que ha generado a la fecha, después de la implementación desde su inicio y con la nueva malla se estaría generando una ganancia de 1494 $/ton de mineral que es el incremento en la utilidad de la empresa y de la estimación de reservas minables.

4. Se evidencia que, optimizando el ancho de minado, se logra incrementos de leyes superiores al 20%.
5. Aplicando este método de circado, se logra manipular menos la carga de finos. Por

consiguiente, el personal no se esforzaría en la limpieza de mineral.

6. La maquila en planta de procesos por cada tonelada asciende a 120 dólares por tonelada. Lo que significa, si enviamos menor cantidad de toneladas evitaríamos por cada tonelada pagar un adicional de 120 dólares.
7. De tener vetas con mayor consistencia y adherencia a la caja, se tendría resultados del 0% de dilución por disparo.

VI. RECOMENDACIONES

1. A pesar de contar con buenos resultados, aun se evidencia dilución de mineral y en ocasiones producto del disparo se presenta roca fracturada de mayor dimensión (lajas) lo cual genera que se desprenda la roca caja, generando una condición de seguridad y ello aumenta en parte el grado de dilución.
2. Estandarizar el corte con la malla de perforación de zig zag en todas las labores mineras de producción y de acceso a estas con una potencia de veta debajo de 0.30 m.
3. Se considera un tajo de 30 m de longitud, con una veta angosta de 0,04 m de potencia y una ley de 90 g/t. Para efectuar una comparación más precisa, es necesario contar con información adicional sobre los resultados obtenidos mediante la aplicación de ambas metodologías.
4. Analizar con mayor frecuencia las características geomecánicas del macizo rocoso, en los tajos de etas angostas, para obtener mejores resultados en términos de fragmentación.
5. Se recomienda al área de Geomecánica realizar una caracterización más detallada de los parámetros que conforman la clasificación geomecánica, con la finalidad de determinar con mayor precisión la influencia de las condiciones del macizo rocoso sobre los resultados de perforación y voladura.

6. Finalmente se sugiere realizar capacitaciones constantes a los maestros perforistas y ayudantes, para que puedan estandarizar la malla de perforación y voladura propuesta aplicando el modelo matemático de O'hara.

VII. BIBLIOGRAFIA

- ✓ Arteaga, J. (2021). "Minado selectivo para explotar vetas angostas de oro en la Minera Marsa S.A. Pataz – Región la Libertad" (tesis pregrado). Repositorio Institucional Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión
- ✓ Analytica Mineral Serices - Unidad Orion (2024). Plan de minado y programación mensual. Atiquipa – Arequipa.
- ✓ Castillo, Antoni. (2023) "Control de la dilución del mineral en labores de preparación y desarrollo, aplicando un diseño de malla de perforación y voladura basado en las metodologías de Holmberg y Pearse, en una mina subterránea en la provincia de Pataz – Trujillo" (tesis pregrado). Repositorio Institucional Universidad Nacional del altiplano.

- ✓ Benavides, F (2024) Control de la dilución del mineral en vetas angostas mediante Métodos Empíricos en Compañía Minera Caravelí S.A.C. – Veta Esperanza II" (tesis pregrado). Repositorio Institucional Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion.
- ✓ Chara, Juan (2017) "Geología económica del yacimiento minero aurífero mina orión, Chala - Arequipa" (tesis pregrado). Repositorio Institucional Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas

- ✓ Deudor, J. (2019) "Optimización del ciclo de minado para incrementar la productividad en la mina Socorro – U.P. Uchucchacua de la Compañía Minera Buenaventura S.A.A" (tesis pregrado). Repositorio Institucional Universidad Nacional Daniel Alcides Carrion.

- ✓ De Nicola, C (2015) "Dilución operacional en mina el soldado" (tesis pregrado). Universidad de Chile.
- ✓ Gala, L. (2021) tesis para optar título profesional de ingeniero de minas "Aplicación de técnicas de análisis de regresión y aprendizaje automático para la estimación de sobre dilución en el método de Sub Level Stoping – Compañía Minera Condestable" presentado a la Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas.

- ✓ Gala, L. (2020) tesis para optar título profesional de ingeniero de minas “maximización de valor presente neto a través de la optimización de la ley de corte en una mina subterranea” presentado a la PUCP
- ✓ Machaca, J. (2015). Optimización de malla de perforación y voladura mediante el método de Roger Holmberg en GL 7160 de la veta Qorihuayrachina de la U.E Valetita IV – Compañía Minera Tunkyro. (tesis pregrado). Repositorio Institucional Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, Ayacucho.
- ✓ Mera, V. (2023). tesis para optar título profesional de ingeniero de minas “aplicación de o ̓hara para reducir la dilución en una operación minera subterránea” presentado a la Universidad Nacional de Ingeniería – UNI.
- ✓ Quispe, N (2015) "Optimización del minado usando el breasting, en la Unidad Minera Orion - 2013" (tesis pregrado). Repositorio Institucional Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, Ayacucho.
- ✓ Romero J y Pajuelo F Estrategias Operacionales para minimizar la dilución en vetas angostas en mina UG mediante técnicas de perforación y voladura y con alta productividad. Cia Minera Kolpa

VIII. ANEXOS

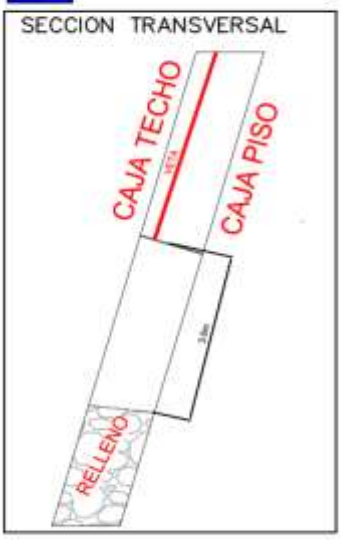
PROBLEMA	OBJETIOS	HIPOTESIS	METODOLOGGIA	POBLACION
PROBLEMA GENERAL	**OBJETIVO GENERAL**	**HIPOTESIS GENERAL**	**Tipo** Según su finalidad es aplicada, según el periodo de acopio de información Prospectiva, Según su rigurosidad No Experimental y según el enfoque adoptado Cualitativo. Nivel de investigación: . **Método:** Deductivo	**Población** La población la constituyen todos los tajos de la U.E Orión con veta mineralizada potencia varía de 0.20. a 7 metros. **Tamaño de Muestra** tajo de explotación TJ 60 N y S nv 1450 . **Selección de Muestra** Muestra no probabilística, si determinística.
¿De qué forma se puede optimizar la perforación y voladura en circado aplicando el método matemático postulado por O'Hara en la veta Indio de la U. E Orión – Analytica Mineral Services S. A.C?	optimizar la perforación y voladura en circado con el uso del método matemático postulado por O'Hara en la veta Indio de la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C	se optimizará la perforación y voladura en circado con el uso del método matemático postulado por O'Hara en la veta Indio de la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C		
PROBLEMAS SECUNDARIOS	**OBJETIVOS ESPECIFICOS**	**HIPOTESIS ESPECIFICO**		
¿se incrementará la producción con la implementación de nuevos diseños de malla de perforación y voladura en circado aplicando el método matemático postulado por O'Hara en la veta Indio de la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C.? ¿Se logrará controlar el porcentaje de dilución con la aplicación del método matemático postulado por O'Hara en la veta Indio de la U. E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C? ¿ Se reducirá los costos de minado mejorando la productividad con la aplicación del método matemático postulado por O'Hara la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C?	incrementar la producción con la aplicación del método matemático postulado por O'Hara en la veta Indio de la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C lograr controlar el porcentaje de dilución con el uso del método matemático postulado por O'Hara en la veta Indio de la U. E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C reducir los costos de minado mejorando la productividad con la aplicación del método matemático postulado por O'Hara en la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C	Se incrementará la producción con la aplicación del método matemático postulado por O'Hara en la veta Indio de la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C Se logrará controlar el porcentaje de dilución con el uso del método matemático postulado por O'Hara en la veta Indio de la U. E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C se reducirá los costos de minado mejorando la productividad con la aplicación del método matemático postulado por O'Hara en la U.E Orion – Analytica Mineral Services S.A.C		

SOSTENIMIENTO EN TAJEOS SEGUN LA CALIDAD DE LA MASA ROCOSA

55 < RMR

A No requiere ningún tipo de sostenimiento

SECCION TRANSVERSAL

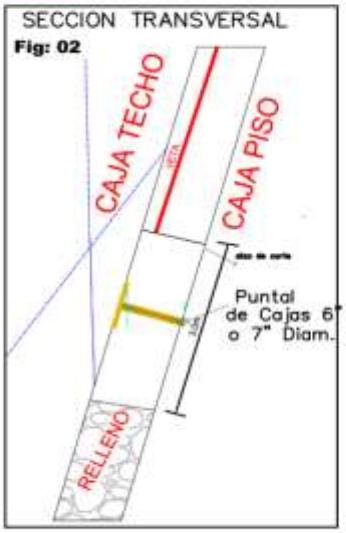


45 < RMR < 55

B PUNTALES DE SEGURIDAD PUNTUALES donde requiere

SECCION TRANSVERSAL

Fig: 02



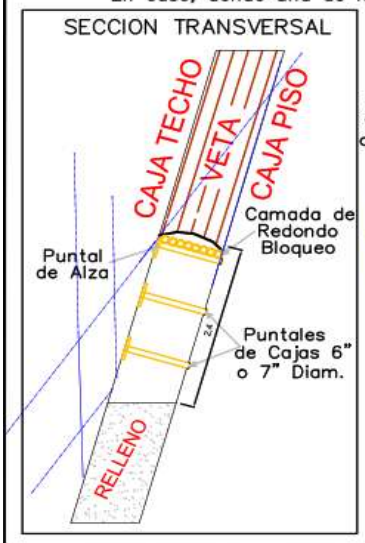
SECCION LONGITUDINAL EN TAJEO

Distribución de Puntales de seguridad
Puntuales

35 < RMR < 45 LABORES CON ANCHO MENOR 1.8 MTS

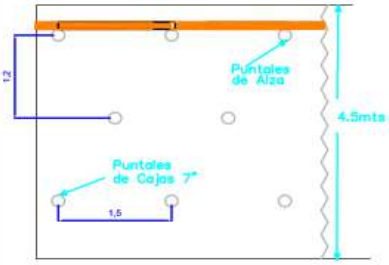
C SOPORTE CON DISTRIBUCION SISTEMATICA
DE PUNTALES Diámetro 7" a 6" de diam.
EN ALZA (gardacabeza) Y CAJAS espaciados 1.2 – 1.5 m.
En caso, donde una de las cajas es inestable sost. cuadros cojos

SECCION TRANSVERSAL



SECCION LONGITUDINAL

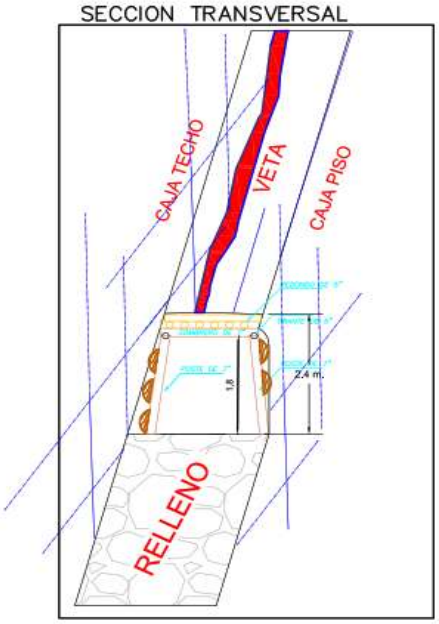
Distribución de Puntales de alza
en caso donde la veta es suelta (veta fallas)
o presenta lajamientos, el sostenimiento sist.



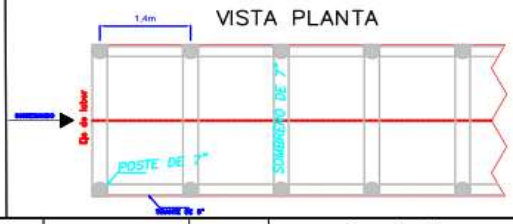
25 < RMR < 35 LABORES CON ANCHO MENOR 1.8 MTS

D SOPORTE CON DISTRIBUCION SISTEMATICA
DE CUADROS DE MADERA CON POSTES Y SOMBREROS
DE 7" de diam.SOLERA 5", espaciados 1.4 m.
ENCRIBADO CON MARCHAVANTES 4"

SECCION TRANSVERSAL



VISTA PLANTA



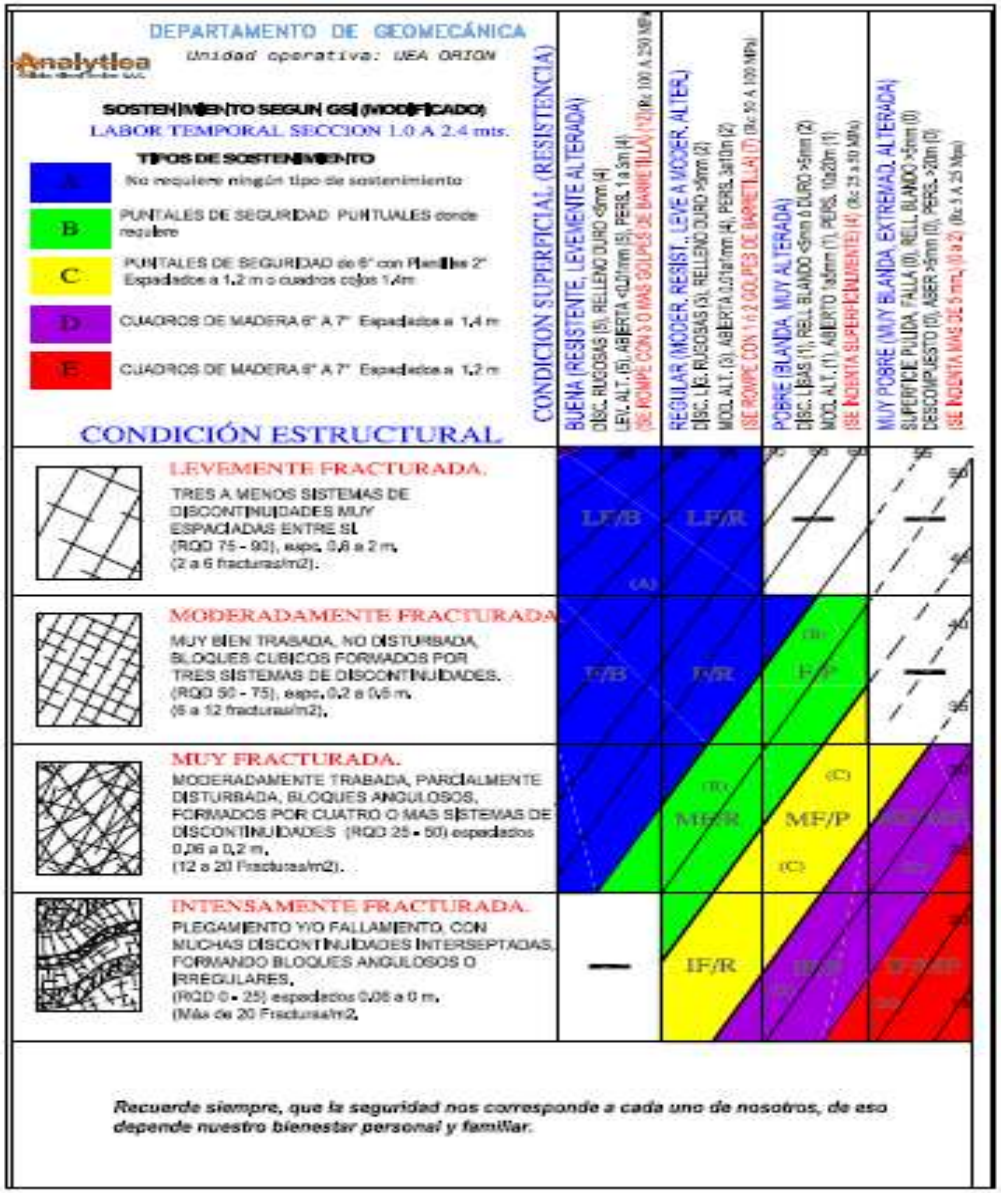
ESTANDAR SOSTENIMIENTO LABORES DE EXPLOTACION

Analytica
UEA ORION

LABORES MINERAS TEMPORALES (EXPLOTACIÓN
SOSTENIMIENTO SEGUN GSI MODIFICADO

TIPO DE SOSTENIMIENTO		TIPO DE ROCA			TIEMPO DE COLOCACION DEL SOPORTE
		G.S.I.	Q	RMR	
A	NO REQUIERE SOSTENIMIENTO	F/R	12 <	65 <	2 AÑOS
B	PUNTALES DE SEGURIDAD PUNTUALES donde requiere	MF/R	1-12	45-65	5 MESES
C	PUNTALES DE SEGURIDAD de 6" con Plantillas 2" Espaciados a 1.2 m o cuadros cojos 1.4m o sostenimiento de alza con guardacabezas	MF/P	0,4-1	35-45	3 DIAS
D	CUADRO DE MADERA ESPACIADO 1.4 M.	MF/MP	0,1-0,4	25-35	1 DIA
E	CUADRO DE MADERA ESPACIADO 1.2 M.	IF/MP	0,05-0,1	15-25	INMEDIATO

GEOMECANICO:	C. Romero	ESCALA: S. E.	Analytica
DIBUJADO:	C. Romero	FECHA: Julio.–2022	ESTANDAR DE SOSTENIMIENTO EN TAJEOS — LAM.
REVISADO:	C. Romero		
APROBADO:	D. Arcos		



METODOLOGÍA DE APLICACIÓN

LABORES DE PREPARACIÓN Y EXPLOTACIÓN 1.0 m a 2.4 m. (Temporales)

INDICE G.S.I.	INDICE RMR	INDICE Q	TIPO DE SOPORTE	TIEMPO DE COLOCACION
MODERADAMENTE FRACTURADA/REGULAR (F/R)	55-65	5-12	A	8 meses
MODERADAMENTE FRACTURADA/POBRE (F/P)	45-55	1-5	B	10 días
MUY FRACTURADA/REGULAR (MF/R)	45-55	1-5	B	10 días
MUY FRACTURADA/POBRE (MF/P)	35-45	0.4-1	C	3 días
MUY FRACTURADA/MUY POBRE (MF/MP)	25-35	0.1-0.4	D	1 día
INTENSAMENTE FRACTURADA/REGULAR (IF/R)	35-45	0.4-1	C	3 días
INTENSAMENTE FRACTURADA/POBRE (IF/P)	25-35	0.1-0.4	D	1 día
INTENSAMENTE FRACTURADA/MUY POBRE (IF/MP)	15-25	0.05-0.1	E	12 Horas

APLICACIÓN SIN FACTORES INFLUYENTES

- Para la aplicación de esta tabla se determina insitu, previo lavado de las paredes y techos de la labor que se va a mapear, la cantidad de fracturas por metro cuadrado usando el flexómetro (condiciones de estructuras y la resistencia de la roca definida por la cantidad de golpes de picota con las que se rompe o se indenta la roca
- Esta clasificación se complementa observando la presencia de la alteración en las paredes de las fracturas o el tipo de relleno (granular, limoso, arcilloso), forma de la fractura (lisa plana, lisa ondulada, rugosa, rugosa plana, rugosa ondulada, y lisa estriada) y espaciamiento de las fracturas.
- Cada recuadro de calidad de roca presenta algunas subdivisiones, en el recuadro superior cuando no se presentan factores influyentes, aplicándose el sostenimiento designado

CORRECCIONES POR FACTORES INFLUYENTES

- La presencia de agua y orientaciones desfavorables de los sistemas de fracturamiento, posible ocurrencia de esfuerzos o labores con influencia de fallas y demoras en la colocación de soporte que afecten al macizo rocoso, originará que el soporte asignado por su condición al momento de la excavación requiera ser reforzado por lo cual se deberá colocar el siguiente soporte.
- Los controles estructurales debe ser tomados en cuenta por presencia de cuñas y bloques determinados en el mapeo, para establecer criterios de colocación de pernos sistemáticos y/o puntuales.

Ejemplo:

Tj-662, NV-1850 veta Francia de sección 1.2x2.0m muy fracturado y muy Pobre en corona (MF/MP), el soporte sin factores influyentes correspondería cuadros de madera 7" espaciados a 1.4 m (soporte tipo D) y el tiempo colocación a 1 día, con presencia de agua, orientación desfavorable de discontinuidades, aberturas cercanas o influencia de esfuerzos se deberá colocar soporte tipo (E) y su tiempo de colocación será de 12 horas

MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL

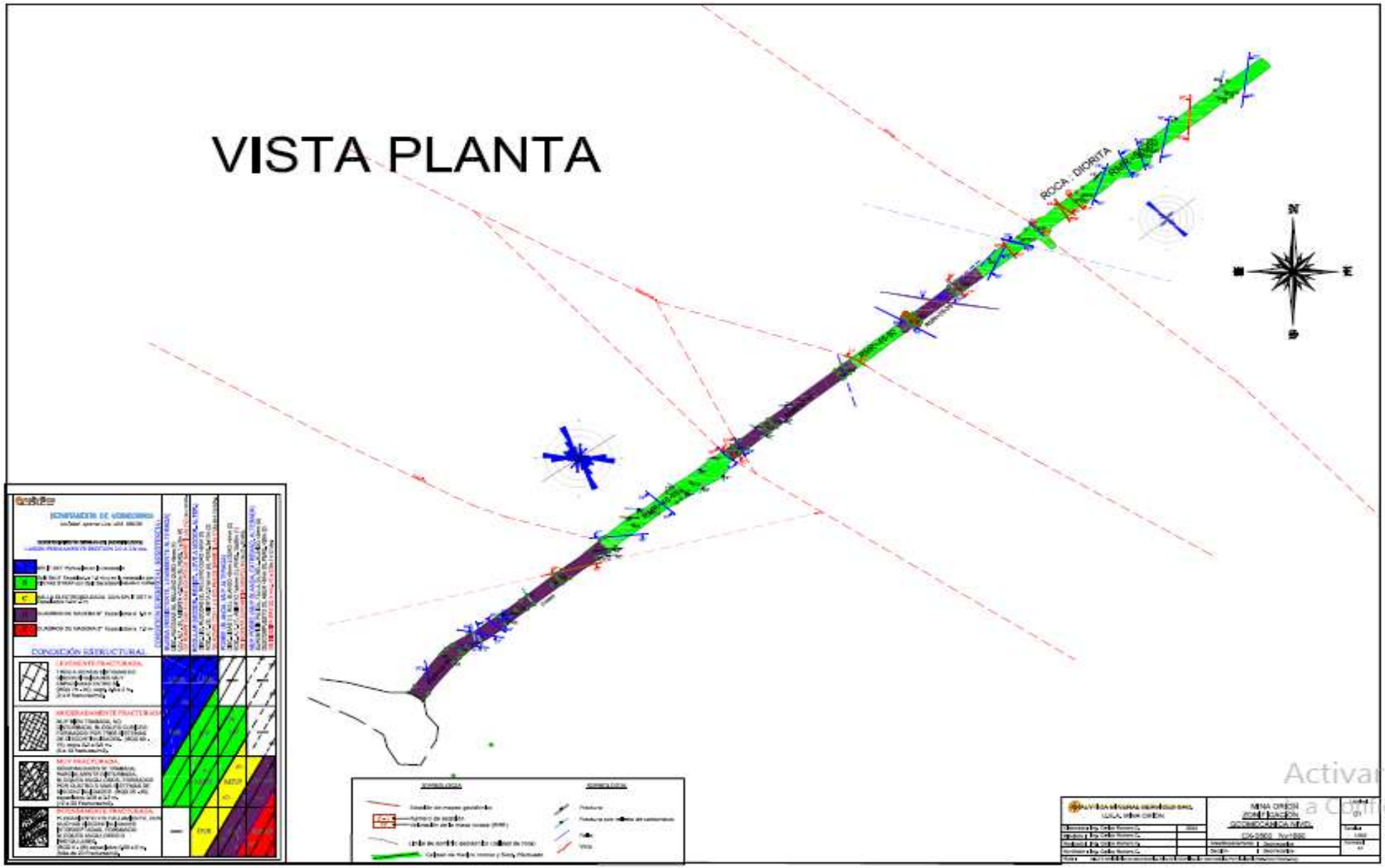
- La primera medida preventiva es el uso de "voladura controlada" en especial en la bóveda y caja techo ,pero se deberá realizar diseños de P/V, para evitar concentraciones de vibraciones que originen micro fracturas.
- El mapeo geomecánico deberá realizarse conforme avance la excavación y colocación del soporte de acuerdo al tipo y tiempo recomendado en la tabla.
- Revisar y cumplir estrictamente con los procedimientos de trabajo seguro establecidos para cada tipo de elemento de sostenimiento determinado en el mapeo geomecánico
- La instalación de los pernos deben ser perpendiculares a la discontinuidades y no paralelos
- los puntales deben contar con planilla hacia la caja techo y empatillado en la caja piso
- El traslape entre mallas deben ser en la segunda cocada en referencia al centro de la corona
- los cuadros deben ser bloqueados, encostillados y encribados en la bóveda
- Capacitar permanentemente a todo el personal de operaciones en la aplicación de la cartilla geomecánica y colocación del sostenimiento.
- La cartilla confeccionada forma parte de un proceso de mejora continua por lo que periódicamente se evaluara sus aplicaciones y se implementaran aportes.

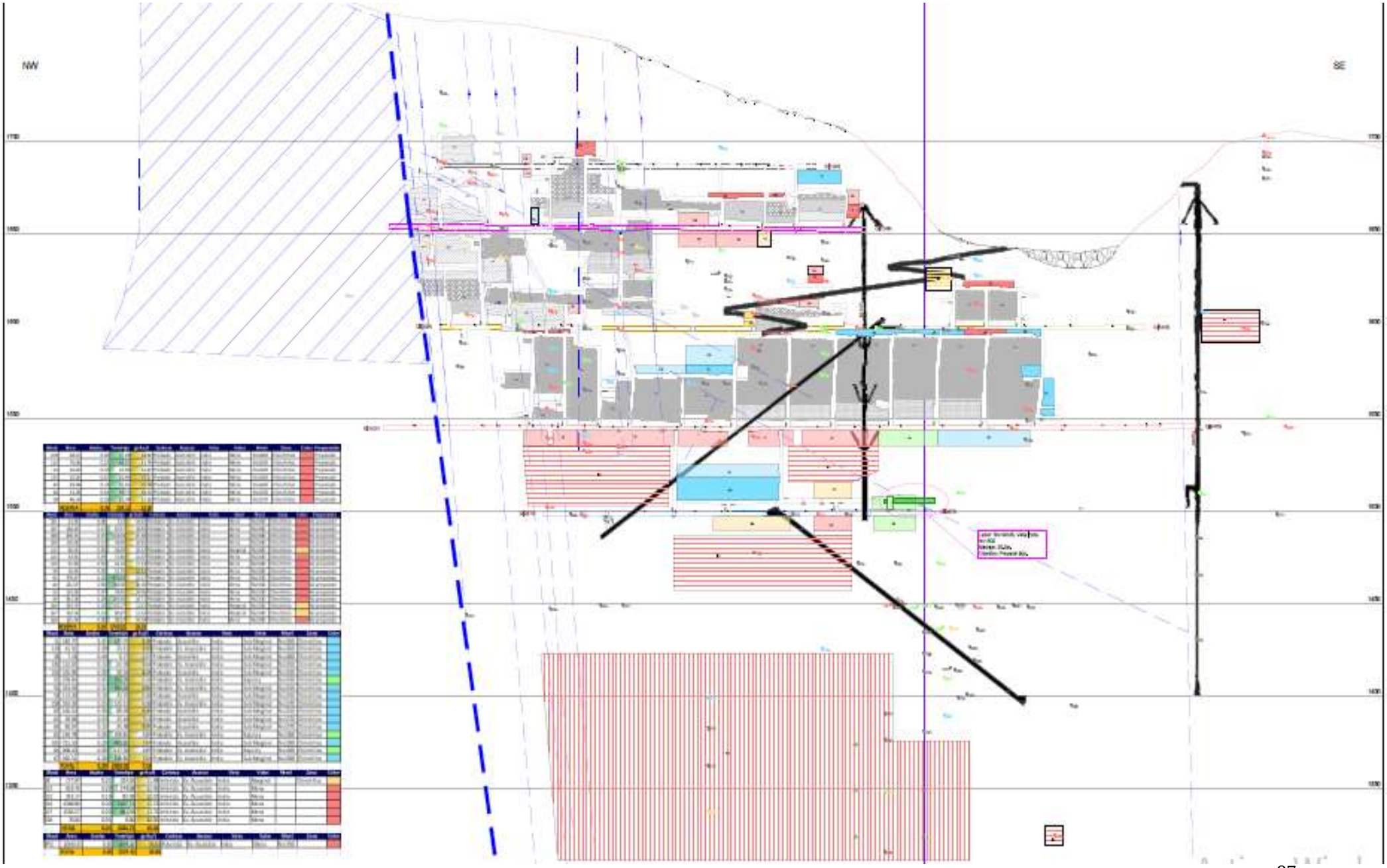
PROHIBICIONES y SANCIONES

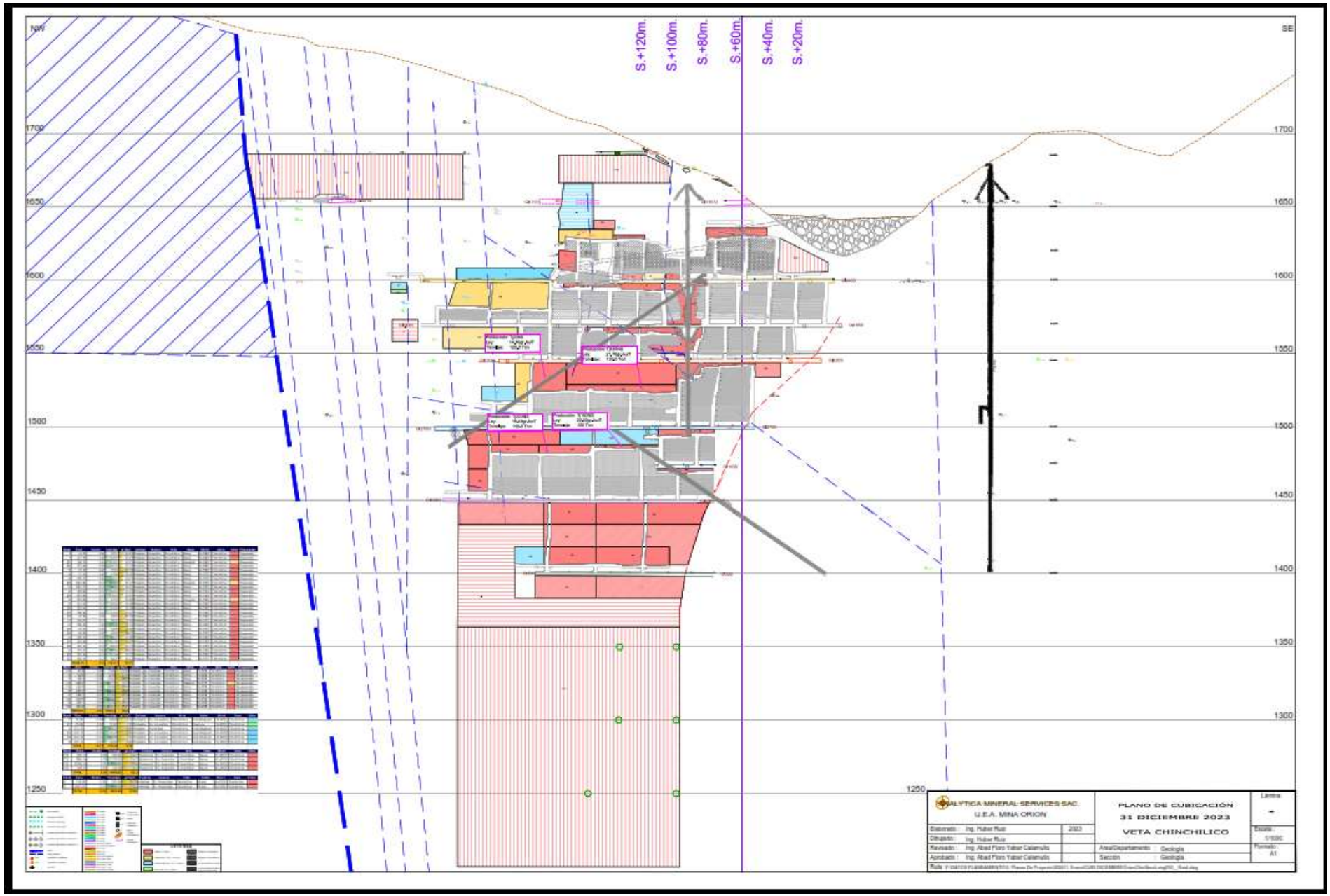
- Iniciar la colocación de soporte sin haber desatado las rocas sueltas
- Perforar para pernos y no colocarlos inmediatamente después de perforar el taladro
- Avanzar sin sostenimiento recomendado y omitir la recomendaciones geomecánicas dadas

Activ
Ir a C

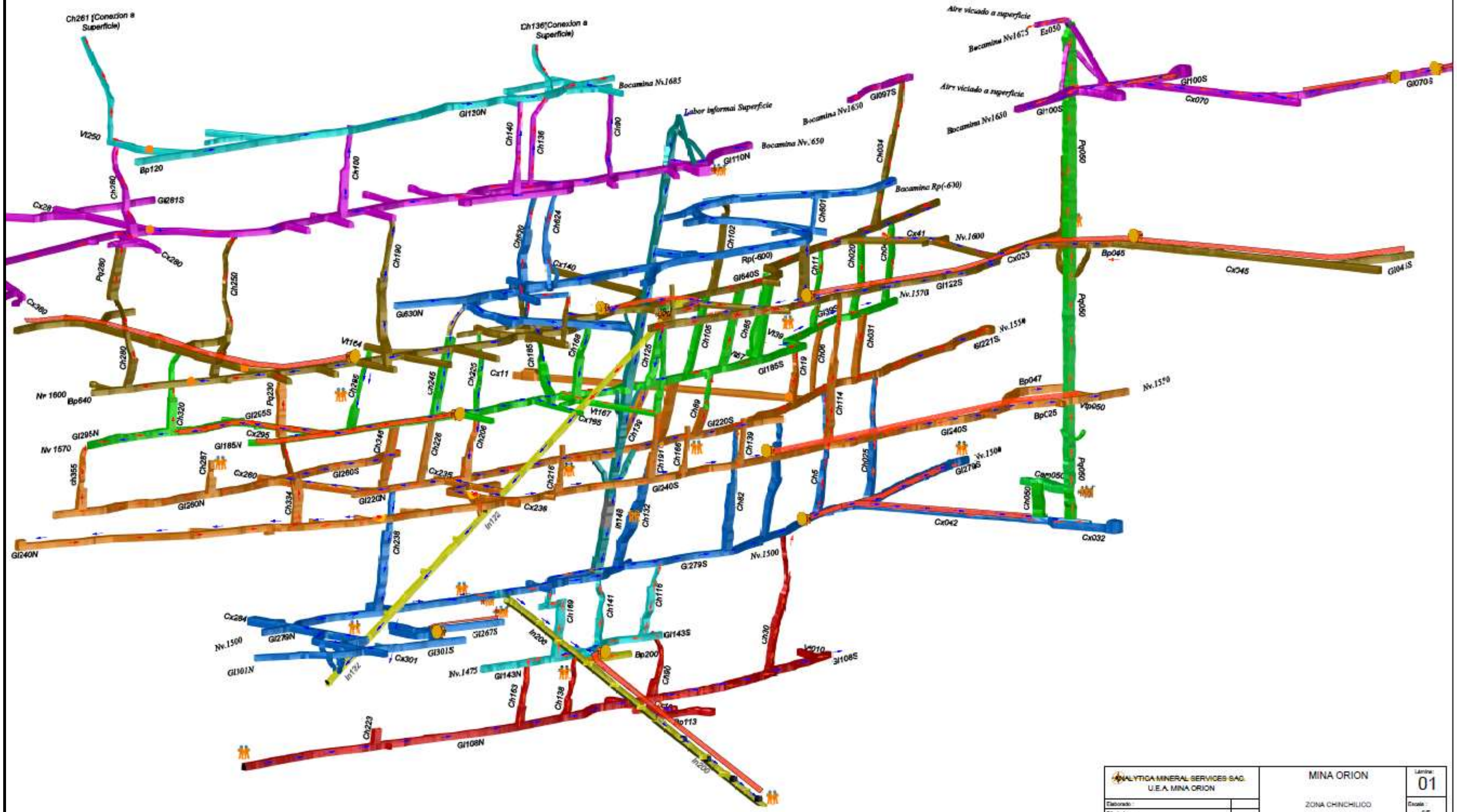
CRÓ


VISTA PLANTA
ROCA : DIORITA
N
E
S
CONDICIÓN ESTRUCTURAL
MINA ORION
ZONIFICACION
GEOMECANICA NIVEL


NW
SE


NW
SE
S.+120m.
S.+100m.
S.+80m.
S.+60m.
S.+40m.
S.+20m.
1700
1650
1600
1550
1500
1450
1400
1350
1300
1250
ANALYTICA MINERAL SERVICES SAC.
U.E.A. MINA ORION
PLANO DE UBICACIÓN
31 DICIEMBRE 2023
VETA CHINCHILICO
Elaborado: Ing. Huber Ruiz
Dibujado: Ing. Huber Ruiz
Revisado: Ing. Abad Flore Yatar Calamullo
Aprobado: Ing. Abad Flore Yatar Calamullo
Area/Departamento: Geología
Sección: Geología
Lámina:
Escala:
Formato: A1

ISOMETRICO - ZONA CHINCHILICO



ANALYTICA MINERAL SERVICES SAC. U.E.A. MINA ORION	MINA ORION	Lámina: 01
Elaborado :	ZONA CHINCHILICO	Escala : S/E
Dibujado :		
Revisado :	Área/Departamento : Planeamiento	Formato : A1
Aprobado :	Fecha :	

Foto: Marcado de malla de perforacio propuesta en Tj 238 y Tj 60 con una potencia de veta de 0.04 m

Foto: resultados en la corona despues de un corte, despues de disparo en Tj 238 y Tj 60 con una potencia de veta de 0.04 m

Ensayos en laboratorio de las propiedades fisicas y la compresion triaxial de las muetra de roca de la UE Orion

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

Facultad de Ingenieria Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

Informe: Nº 059/23/LMR/UNI
Empresa: ING. CARLOS ROMERO CARRERA
Proyecto: "ANALYTICA MINERAL SERVICES SAC – MINA ORIÓN"
Fecha: 17/10/2023

ENSAYO DE PROPIEDADES FISICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2216-02, dando los siguientes resultados:

Muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Densidad Seca (g/cm³)	Densidad Húmeda (g/cm³)	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Peso Específico Aparente (kN/m³)
MZ-05	4.76	2.08	2.72	2.72	0.16	0.06	26.71
	4.76	2.05	2.72	2.72	0.16	0.06	26.71
	4.76	2.05	2.73	2.73	0.16	0.06	26.77
		Promedio	**2.72**	**2.72**	**0.16**	**0.06**	**26.73**
AN-04	4.75	2.17	2.81	2.81	0.18	0.06	27.56
	4.76	2.08	2.82	2.82	0.16	0.06	27.71
	4.75	2.08	2.82	2.82	0.14	0.05	27.66
		Promedio	**2.82**	**2.82**	**0.16**	**0.06**	**27.64**
DI-07	4.75	2.12	2.71	2.71	0.27	0.10	26.57
	4.76	2.09	2.71	2.71	0.16	0.06	26.62
	4.75	2.13	2.72	2.73	0.40	0.15	26.71
		Promedio	**2.71**	**2.72**	**0.27**	**0.10**	**26.63**
VETA CHANCHULCO M1	4.20	2.18	3.77	3.80	2.78	0.74	37.21
	4.20	2.09	3.78	3.80	2.66	0.70	37.20
	4.20	2.23	3.77	3.79	2.10	0.56	37.08
		Promedio	**3.77**	**3.80**	**2.51**	**0.67**	**37.16**
PATMO HORUS M2	4.20	2.12	2.94	2.97	3.40	1.16	29.04
	4.20	2.15	2.93	2.96	3.26	1.11	28.95
	4.20	2.11	2.94	2.98	3.66	1.24	29.03
		Promedio	**2.94**	**2.97**	**3.44**	**1.17**	**29.01**

ENSAYO DE COMPRESION UNIAXIAL

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938-95, dando los siguientes resultados:

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Carga de rotura (kN)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (kg/cm2)	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)
MZ	4.74	9.96	355.8	**2069**	**202.8**
AND	4.72	10.50	323.3	**1909**	**187.1**
DI	4.73	9.84	313.2	**1827**	**179.1**
PATM-HOR M-2	4.20	8.54	151.2	**1116**	**109.4**

Av. Túpac Amaru N° 210, Lima 25, Perú
Teléfono: 382-4557 / Central Telefónica: 481-1070 Anexos: 4221, 4219 y 4244
Email: [illegible]

Informe: Nº 059/23/LMR/UNI
Empresa: ING. CARLOS ROMERO CARRERA
Proyecto: "ANALYTICA MINERAL SERVICES SAC – MINA ORIÓN"
Fecha: 17/10/2023

ENSAYO DE COMPRESION TRIAXIAL

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2664-95, dando los siguientes resultados:

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Confin. (MPa)	Esfuerzo Rotura (MPa)	Resistencia Compresiva MPa	mi	Cohesión "c" (MPa)	Ang. de Fricción Interno (°)
MZ	4.73	10.06	2	211.6	188.84	21.38	33.46	50.57
	4.73	9.98	4	230.4				
	4.72	10.06	6	251.5				
AND	4.76	9.98	2	186.5	166.91	18.50	30.07	49.22
	4.75	9.98	4	204.5				
	4.76	10.03	6	221.4				
DI	4.73	9.92	2	238.5	211.06	26.78	36.73	52.59
	4.75	9.93	4	262.7				
	4.73	9.92	6	286.4				
PATM-HOR M-2	4.18	8.49	2	116.9	101.60	14.01	19.10	46.50
	4.18	8.52	4	130.2				
	4.19	8.51	6	143.6				

ENSAYO DE CONSTANTES ELASTICAS

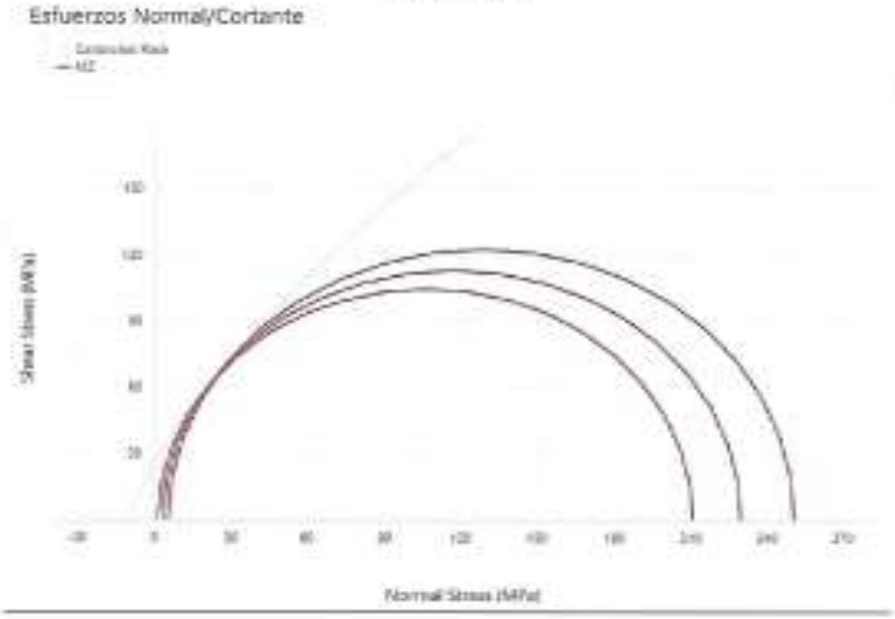
Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D7012-04, dando los siguientes resultados:

Muestra	Diámetro (cm)	Altura (cm)	Resistencia Compresiva MPa	Módulo de Young "E" (GPa)	Relación de Poisson "v"
MZ	4.74	9.96	174.7	14.57	0.28
AND	4.74	9.98	180.5	13.91	0.28
DI	4.75	10.03	183.0	23.21	0.23
PATM-HOR M-2	4.2	8.84	94.8	10.91	0.29

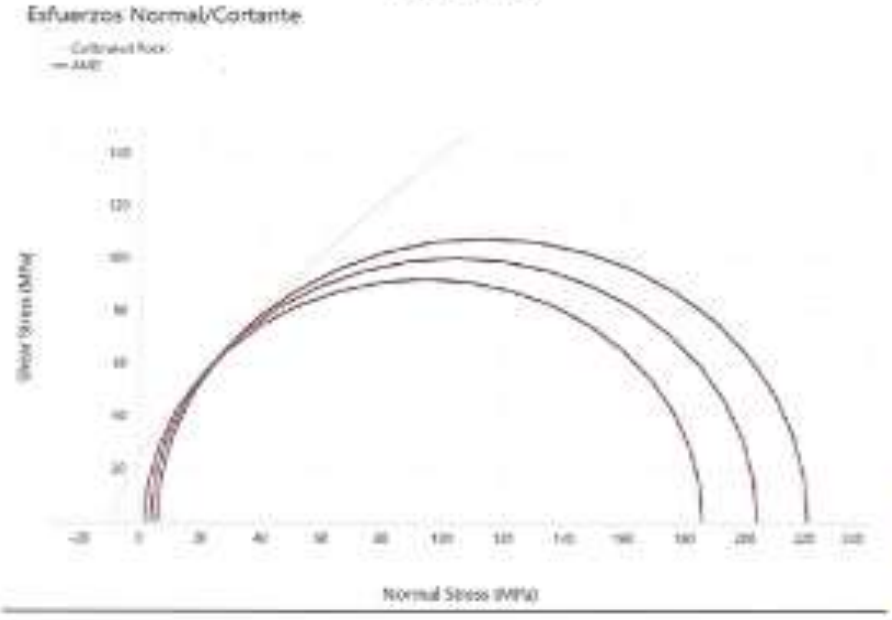
Nota:
- La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el solicitante.

GRAFICOS: ENSAYO COMPRESION TRIAXIAL

Muestra: MZ



Muestra: AND



FOTOS: PROPIEDADES FISICAS

Muestra: AND - 04

Muestra: DI- 07

Muestra: MZ - 05

Muestra: VETA-CHINCHILICO / M-1

Muestra: PATMO-HORUS / M-2

FOTOS: COMPRENSION UNIAXIAL

Muestra: AND

Antes

Después

Muestra: DI

Antes

Después

Muestra: MZ

Antes

Después

Muestra: PATMO-HORUS / M-2

Antes ***Después***

FOTOS: CONSTANTES ELÁSTICAS

Muestra: AND

Antes ***Después***

Muestra: DI

Antes

Después

Muestra: MZ

Antes

Después

Muestra: PATMO-HORUS / M-2

Antes

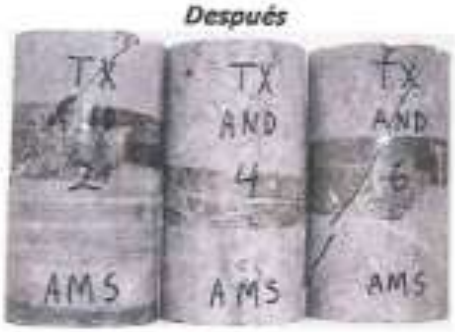
Después

FOTOS: COMPRESION TRIAXIAL

Muestra: AND

Antes

Después



Muestra: DI

Antes

Después

Muestra: MZ

Antes

Después

UNSCH FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS N° 058-2025-FIMGC

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga de la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL N° 459-2025-FIMGC-D**, a los **dos días del mes de diciembre de 2025**, siendo las **04:00 p.m.**, reunidos en el **Auditorio de la escuela Profesional de Ingeniería de Minas**, bajo la presidencia del **MSc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO,** y los miembros: **Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO; MBA. Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES** y **Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO**, actuando como secretario docente el **Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ**, para proceder a la sustentación de tesis para optar el **Título Profesional de Ingeniero de Minas,** del bachiller:

EDUARDO VARGAS CHUCHON

Quien presentó la tesis denominada:

Optimización de malla de perforación y voladura aplicando el algoritmo de O'hara en vetas angostas de la veta indio en la U.E Orión – Analytica Mineral Services S.A.C.

Los señores miembros del jurado luego de expuesta la tesis y absueltas las preguntas, deliberaron y declararon:

Aprobado con quince (15)

Siendo las **06:00 p.m.** del día **02 de diciembre de 2025**, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad con lo actuado, los miembros del jurado firman al pie del presente.

MSc. Ing. Carlos Auberto PRADO PRADO
Presidente

Ing. Fortunato DE LA CRUZ PALOMINO
Miembro

MBA. Ing. Leonil Fernando QUISPE ARONES
Miembro

Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO
Miembro - Asesor

MSc. Ing. Saul Walter RETAMOZO FERNÁNDEZ
Secretario docente de la FIMGC

FACULTAD DE INGENIERÍA
DE MINAS Y CIVIL
Av. Independencia S/N
Ciudad Universitaria
Central Tel. 066 312510
Anexo 151

UNSCH

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : VARGAS CHUCHON, Eduardo
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de la Tesis : Optimización de malla de perforación y voladura aplicando el algoritmo de O´hara en vetas angostas de la veta indio en la U.E Orión - Analytica Mineral Services S.A.C.
- Evaluación de la originalidad : 21% de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente la constancia de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 19 de agosto de 2026

……

MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

Optimización de malla de perforación y voladura aplicando el algoritmo de O´hara en vetas angostas de la veta indio en la U.E Orión - Analytica Mineral Services S.A.C.

por Eduardo VARGAS CHUCHON

Fecha de entrega: 19-ago-2026 10:41a. m. (UTC-0500)
Identificador de la entrega: 3014695257
Nombre del archivo: tesis_-Eduardo_Vargas_Chuchon_corregido_.pdf (3.24M)
Total de palabras: 22626
Total de caracteres: 130730

Optimización de malla de perforación y voladura aplicando el algoritmo de O´hara en vetas angostas de la veta indio en la U.E Orión - Analytica Mineral Services S.A.C.

INFORME DE ORIGINALIDAD

21%	21%	3%	11%
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	7%
2	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	3%
3	repositorio.uni.edu.pe Fuente de Internet	2%
4	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	2%
5	repositorio.unasam.edu.pe Fuente de Internet	1%
6	repositorio.unc.edu.pe Fuente de Internet	1%
7	es.slideshare.net Fuente de Internet	1%
8	pdfcookie.com Fuente de Internet	1%
9	upc.aws.openrepository.com Fuente de Internet	1%
10	hdl.handle.net Fuente de Internet	1%
11	Submitted to Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurimac Trabajo del estudiante	<1%
12	repositorio.unsaac.edu.pe Fuente de Internet	<1%
13	repositorio.unp.edu.pe Fuente de Internet	<1%
14	repositorio.unamba.edu.pe Fuente de Internet	<1%

Submitted to uncedu

15	Trabajo del estudiante	<1 %
16	apirepositorio.unu.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
17	Submitted to Universidad Continental Trabajo del estudiante	<1 %
18	renati.sunedu.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
19	Submitted to uni Trabajo del estudiante	<1 %
20	bibliotecas.unsa.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
21	Submitted to Instituto Superior de Artes, Ciencias y Comunicación Trabajo del estudiante	<1 %
22	docplayer.es Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas	Activo	Excluir coincidencias	< 30 words
Excluir bibliografía	Activo		