

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINAS Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION PARA VETAS
ANGOSTAS, MINERA CHALHUANE S.A.C. AREQUIPA**

PRESENTADO POR:

Br. ALEXANDER BUSTAMANTE AGUILAR

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

ASESOR

ING. MAXIMO VICTOR MAYTA LINO

CUSCO – PERU

2025



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor Ing. Maximo Victor Mayta Lino
 quien aplica el software de detección de similitud al
 trabajo de investigación/tesistitulada:
"SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION PARA VERTAS ANGOSTAS,
MINERA CHALHUANE S.A.C AREQUIPA"

Presentado por: ALEXANDER BUSTAMANTE AGUILAR DNI N° 70071639 ;
 presentado por: DNI N°:
 Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 veces, mediante el Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de Similitud en la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 09%.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	X
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al Inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 07 de ABRIL de 2026

Maximo Victor Mayta Lino

 Firma

Post firma Maximo Victor Mayta Lino

Nro. de DNI 23956085

ORCID del Asesor 0000-0002-9935-5754

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: old: 27259:575827417

ALEXANDER BUSTAMANTE AGUILAR

“SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION PARA VETAS ANGOSTAS, MINERA CHALHUANE S.A.C. AREQUIPA”.pdf

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:575827417

Fecha de entrega

7 abr 2026, 2:14 p.m. GMT-5

Fecha de descarga

7 abr 2026, 2:30 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

“SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION PARA VETAS ANGOSTAS, MINERA CHALHUANE S.A.C.pdf

Tamaño del archivo

5.9 MB

152 páginas

28.450 palabras

156.371 caracteres

9% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...




Filtrado desde el informe

- ▶ Bibliografía
- ▶ Texto citado
- ▶ Texto mencionado
- ▶ Coincidencias menores (menos de 10 palabras)

Exclusiones


- ▶ N.º de coincidencias excluidas

Fuentes principales

- 7%  Fuentes de Internet
- 2%  Publicaciones
- 7%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alerta de integridad para revisión

-  **Texto oculto**
225 caracteres sospechosos en N.º de páginas
El texto es alterado para mezclarse con el fondo blanco del documento.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

DEDICATORIA

A mis padres PAULINA Y CASIANO, hermana MYRIAM por su apoyo y protección. Valoro que me asistieron en la consecución de mis objetivos tanto personales como laborales, por transformarme en una persona más positiva a través de sus sugerencias, enseñanzas y brindarme los recursos necesarios manteniéndose siempre a mi lado ofreciéndome respaldo y guía.

AGRADECIMIENTO

Expreso mi gratitud a la Universidad Nacional San Antonio Abad de Cusco, por darme la oportunidad de progresar en mi trayectoria laboral. Valoro particularmente a mi facultad de ingeniería geológica, minas y metalúrgica, escuela profesional de ingeniería de minas, por su respaldo continuo. Su confianza en mis capacidades y su predisposición para asistirme han jugado un papel crucial en la conclusión de esta tesis.⁵

A toda la dirección, supervisión y trabajadores de la Minera Chalhuané SAC, que contribuyeron en la realización de este trabajo.

Agradezco mi gratitud por su dirección y consejos al maestro Máximo Víctor Mayta Lino, cuya guía y sabiduría han formado el núcleo principal de esta investigación.

INTRODUCCION

La extracción minera constituye una de las labores productivas más relevantes en el Perú, aportando de manera notable al progreso y expansión de la nación. En este marco, la elección de técnicas de explotación apropiadas resulta esencial para optimizar la eficacia y la sostenibilidad en la obtención de recursos minerales. De forma específica, el aprovechamiento de vetas estrechas plantea retos particulares que demandan una aproximación sistemática y ajustada a las condiciones geológicas y operativas de cada depósito.

El presente trabajo de investigación se enfoca en la elección de la técnica de extracción de vetas angostas en la Compañía Minera Chalhuane S.A.C., ubicada en Arequipa. Este tema es de vital importancia debido a la naturaleza peculiar de las vetas angostas, que, a pesar de su potencial económico, pueden resultar en dificultades operativas si no se elige adecuadamente el método de extracción. La correcta selección del método no solo impacta en la rentabilidad del proyecto, sino también en la protección de los operarios y en la preservación del entorno natural.

En este sentido, la investigación no solo aspira a contribuir al conocimiento teórico sobre la explotación de vetas angostas, sino que también pretende ofrecer soluciones prácticas aplicables en el terreno, que permitan a Minera Chalhuane S.A.C. mejorar su eficiencia operativa y su reducción de costos operativos.

Este trabajo se segmenta en 5 secciones para su mejor entendimiento:

La primera sección se refiere a la problemática de la investigación, que incluye problemas, objetivos, hipótesis y el método de investigación con el objetivo de solucionar el problema propuesto.

La segunda sección se compone la metodología de investigación, está conformada por tipo de investigación, nivel de investigación, población y muestra, técnicas e instrumentos de recolección de datos

La tercera parte está conformada por el marco teórico, compuesta por antecedentes de la investigación, bases teóricas y conceptuales,

La cuarta parte está conformada por elección y descripción del método de explotación en la minera Chaluane SAC.

La quinta parte está conformada por análisis e interpretación de resultados, el cual compone comparación entre métodos corte y relleno y método de circado, análisis de resultados corte y relleno vs método de circado, ventajas y desventajas del método y aportes de la investigación.

RESUMEN

Este estudio denominado “SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION PARA VETAS ANGOSTAS, MINERA CHALHUANE S.A.C.AREQUIPA” aborda la crucial tarea de elegir la técnica de extracción más apropiada para las vetas angostas en la Compañía Minera Chalhuane S.A.C., ubicada en Arequipa. La explotación de este tipo de yacimientos presenta desafíos particulares, como la baja productividad, altos costos operativos, dilución alta y dificultades en la mecanización, lo que resalta la necesidad de un procedimiento estricto para la adopción de determinaciones, este estudio se propuso como objetivo “Seleccionar el método de explotación para vetas angostas, evaluando su impacto en la recuperación, leyes obtenidas y la reducción de costos operativos en la Minera Chalhuane SAC-Arequipa., y se propuso como hipótesis “La implementación de un método de minado selectivo en la explotación de vetas angostas mejora significativamente la recuperación de mineral, la ley promedio obtenido y reduce los costos operativos en la Minera Chalhuane SAC”, con la aplicación de variantes de circado para vetas angostas se consigue disminuir los gastos operativos en comparación con la técnica de corte y relleno de 155.76 a 139.73 US\$/Ton., así mismo se reduce la dilución de un 35% a 2%, se incrementa la recuperación de 93% a 98%, las leyes de mineral obtenidas se incrementa de 18.13 a 27.46 gr/tms, La capacidad de producción es de 23 toneladas diarias, 704 mensuales y 7,687 anuales.

Palabras claves: Selección de método de explotación, Vetas angostas, Variantes de circado, Recuperacion

ABSTRACT

This study called "SELECTION OF THE EXPLOITATION METHOD FOR NARROW VEINS, MINERA CHALHUANE S.A.C.AREQUIPA" addresses the crucial task of choosing the most appropriate extraction technique for narrow veins at Compañía Minera Chalhuane S.A.C., located in Arequipa. The exploitation of this type of deposits presents particular challenges, such as low productivity, high operating costs, high dilution and difficulties in mechanization, which highlights the need for a strict procedure for the adoption of determinations, this study was proposed as an objective "To select the exploitation method for narrow veins, evaluating its impact on recovery, grades obtained and the reduction of operating costs in the Chalhuane SAC-Arequipa Mine". , and it was proposed as a hypothesis "The implementation of a selective mining method in the exploitation of narrow veins significantly improves the recovery of ore, the average grade obtained and reduces operating costs in Minera Chalhuane SAC", with the application of circado variants for narrow veins it is possible to reduce operating expenses compared to the cutting and filling technique from 155.76 to 139.73 US\$/Ton., likewise dilution is reduced from 35% to 2%, recovery is increased from 93% to 98%, the ore grades obtained are increased from 18.13 to 27.46 gr/tms, The production capacity is 23 tons per day, 704 monthly and 7,687 per year.

Keywords: Selection of exploitation method, Narrow veins, Circado variants, Recovery

INDICE GENERAL

DEDICATORIA	I
AGRADECIMIENTO	II
INTRODUCCION	III
RESUMEN.....	V
ABSTRACT	VI
INDICE GENERAL	VII
INDICE DE TABLAS	XI
CAPITULO I.....	1
PROBLEMATICA DE LA INVESTIGACION.....	1
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA:	1
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA:.....	2
1.2.1 Problema general de investigación	2
1.2.2 Problemas específicos de la investigación.....	3
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN:	3
1.3.1 Objetivo general.....	3
1.3.2 Objetivos específicos	3
1.4 JUSTIFICACIÓN, IMPORTANCIA Y DELIMITACION DE LA INVESTIGACION.....	4
1.4.1 Justificación de la investigación	4
1.4.2 Importancia de la investigación	4
1.4.3 Delimitación de la investigación.....	5
1.5 ALCANCE DE LA INVESTIGACION	6
1.6 HIPÓTESIS.....	7
1.6.1 Hipótesis General.....	7
1.6.2 Hipótesis Específicos	7
1.7 VARIABLES E INDICADORES.....	7
1.7.1 Variable independiente	7
1.7.2 Variable dependiente	7
1.7.3 Operacionalización de las variables.....	8
CAPITULO II	9
MARCO TEÓRICO.....	9

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION.....	9
2.1.1 Antecedentes a nivel internacional	9
2.1.2 Antecedentes a nivel nacional.....	10
2.2 BASES TEÓRICAS Y CONCEPTUALES.....	12
2.2.1 Yacimientos auríferos	12
2.2.2 Minería subterránea	13
2.2.3 Métodos de explotación subterránea.....	13
2.2.4 Criterios para la elección de métodos de explotación.....	16
2.2.4.1 Factores geológicos geotécnicos.....	16
2.2.4.2 Factores técnicos-Económicos.....	17
2.2.4.3 Factores de seguridad y medio ambiente.....	18
2.2.5 Método de explotación corte y relleno ascendente	18
2.2.6 Método de explotación circado	19
3.2.6.1 Variantes de circado en vetas angostas.....	19
2.2.7 Operaciones Unitarias	19
3.2.7.1 Perforación.....	19
2.2.7.2 Voladura	20
2.2.7.3 Extracción/Limpieza.....	20
2.2.8 Dilución.....	20
2.2.9 Reservas de mineral	21
2.2.9.1 Ley de corte “CUT-OFF”	22
2.2.10 Capacidad de producción.....	22
2.2.11 Costo de explotación.....	23
2.2.12 Planeamiento de mina	23
2.2.13 Definición de términos.....	24
CAPITULO III.....	29
METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION	29
3.1 TIPO DE INVESTIGACION	29
3.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN	30
3.3 POBLACIÓN Y MUESTRA.....	30
3.3.1 Población.....	30

3.3.2 Muestra	32
3.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	32
3.4.1 Técnicas de recolección de datos	32
3.4.2 Instrumentos, materiales y equipos de recolección de datos	33
3.4.3 Procesamiento y análisis de datos.....	33
CAPITULO IV.....	34
ELECCION Y DESCRIPCION DE METODO DE EXPLOTACION PARA VETAS ANGOSTAS	34
4.1 ELECCION DE METODO DE EXPLOTACION PARA VETAS ANGOSTAS DE ORO.....	35
4.1.1 Método de explotación actual corte y relleno ascendente	35
a) Capacidad de producción mina	35
b) Diseño y descripción del método	35
c) Ciclo de minado	37
d) Corte y relleno ascendente con voladura en veta	38
e) Tiempo de explotación por tajeo.....	41
f) Costo de explotación método corte y relleno ascendente.	42
4.1.2 Criterios de selección de método de explotación subterránea.	43
4.1.2.1 Criterio Numérico de Nicholas.....	43
a) Geometría, potencia, inclinación y distribución de leyes.....	44
b) Características geomecánicas del mineral.....	45
c) Características geomecánicas de la caja techo	46
d) Características geomecánicas de la caja piso	46
4.1.2.2 Criterio Geomecánico, técnico y económico.....	47
a) Criterio geomecánico	48
b) Criterio técnico.....	49
c) Criterio Económico	50
4.1.2.3 Selección del método para vetas angostas de oro.....	51
4.1.2.3.1 Capacidad de producción mina.....	51
4.1.2.3.2 Método seleccionado de circado.....	52
a) Descripción del ciclo de minado para variantes de circado	52
4.1.2.3.3 Costo de explotación con el método seleccionado	72

a) Costo de Mano de obra.....	72
b) Costo de Epps.....	73
c) Costo de perforación	74
d) Costo de voladura.....	76
e) Costo de limpieza	77
f) Costo de relleno.....	77
g) Costo de ventilación	77
h) Costo de regado.....	77
i) Costo de desatado.....	78
j) Costo unitario de producción (US\$/Ton).....	78
4.1.2.3.4 Programa anual de labores de producción(tajeo) con el método seleccionado.....	78
CAPITULO V	80
ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS	80
5.1 COMPARACION ENTRE EL METODO CORTE & RELLENO Y CIRCADO.....	80
5.1.1 Comparación de recuperación.....	80
5.1.2 Comparación de leyes obtenidas.....	81
5.1.2 Comparación de costo de minado	82
5.2 ANALISIS DE RESULTADOS DEL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE VS METODO DE CIRCADO.....	84
5.3 VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL METODO.....	87
5.4 APORTES DE LA INVESTIGACION	88
5.5 DISCUSIONES.....	89
CONCLUSIONES	91
RECOMENDACIONES	92
BIBLIOGRAFÍA	94
ANEXOS	96
ANEXO 1: INFORMACION GENERAL.....	97
ANEXO 2: MATRIZ DE CONSISTENCIA	124
ANEXO 2: PROGRAMA DE PRODUCCION MINERA LA SOLEDAD.....	125
ANEXO 3: PROGRAMA DE PRODUCCION MINERA CHALHUANE SAC.....	126
<i>FUENTE</i> : AREA DE GEOLOGIA CHALHUANE.....	126
ANEXO 4: DISEÑOS DE MALLA DE PERFORACIÓN	127

ANEXO 5: CUBICACION DE RESERVAS	130
ANEXO 6: CONTROL DE EXTRACCION DE MINERAL	135
ANEXO 7: BASE DE DATOS DE REPORTES OPERACIÓN MINA.....	136

INDICE DE TABLAS

Tabla 1.....	8
<i>Operacionalización de las variables.....</i>	8
Tabla 2.....	21
<i>Recuperación y dilución por método de explotación empleado</i>	21
Tabla 3.....	30
<i>poblacion.....</i>	30
Tabla 4.....	42
<i>Estructura de costos del método cut and fill con voladura sobre veta</i>	42
Tabla 5.....	45
<i>Geometría del yacimiento</i>	45
Tabla 6.....	45
<i>Características geomecánicas de la veta.....</i>	45
Tabla 7.....	46
<i>Características geomecánicas de la caja techo</i>	46
Tabla 8.....	47
<i>Características geomecánicas de la caja piso</i>	47
Tabla 9.....	47
<i>Especificaciones geomecánicas, técnicas de las labores de muestra.</i>	47
Tabla 10.....	54
<i>Características técnicas de los explosivos que se usan en Minera Chalhuane SAC.</i>	54
Tabla 11.....	72

Cálculo de costo de mano de obra por ciclo de minado.....	72
Tabla 12.....	73
<i>Cálculo de costo de epps por ciclo de minado.....</i>	<i>73</i>
Tabla 13.....	75
<i>Cálculo de costo unitario de perforación por pie perforado.....</i>	<i>75</i>
Tabla 14.....	76
<i>Cálculo de costo unitario de perforación.....</i>	<i>76</i>
Tabla 15.....	76
<i>Cálculo de costo unitario de voladura.....</i>	<i>76</i>
Tabla 16.....	77
Cálculo de costo unitario de limpieza.....	77
Tabla 17.....	77
Cálculo de costo unitario de relleno.....	77
Tabla 18.....	78
Cálculo de costo unitario de destado.....	78
Tabla 19.....	79
<i>Programa anual de producción 2024-2025.....</i>	<i>79</i>
Tabla 20.....	80
<i>Recuperación obtenida con el método variantes de circado.....</i>	<i>80</i>
Tabla 21.....	81
<i>Comparativo de leyes de mineral variantes de circado vs corte y relleno voladura en veta.....</i>	<i>81</i>
Tabla 22.....	82
<i>Comparativo de costo de minado variantes de circado vs corte y relleno ascendente.....</i>	<i>82</i>
Tabla 23.....	84
<i>Análisis de parámetros de métodos de explotación corte y relleno vs variantes de circado.....</i>	<i>84</i>
Tabla 24.....	97
<i>Accesos a la Minera Chalhuane SAC.....</i>	<i>97</i>
Tabla 25.....	106
<i>Cuadro de reservas Minera Chalhuane SAC y la Soledad.....</i>	<i>106</i>
Tabla 26.....	108
<i>Parámetros de clasificación de Bieniawski.....</i>	<i>108</i>

Tabla 27.....	109
<i>Clasificación y valoración RMR de Bieniawski.....</i>	109
Tabla 28.....	120
<i>clasificación geomecánica de las labores de prueba.....</i>	120

INDICE DE FIGURAS

Figura 1	36
<i>Diseño de minado corte y relleno ascendente.</i>	36
Figura 2	40
<i>Estándar de malla de perforación de over cut and fill voladura sobre veta.</i>	40
Figura 3	53
<i>Perforación en realce método de variantes de circado.</i>	53
Figura 4	55
<i>Emulnor de 1000 y 3000 de 1" x 12".</i>	55
Figura 5	58
<i>Trazo de perforación roca dura con veta en la caja piso (RMR 61-80).....</i>	58
Figura 6	60
<i>Tajeo con voladura ejecutada en realce.</i>	60
Figura 7	61
<i>Voladuras efectuadas en el tajo 582- roca dura.....</i>	61
Figura 8	62
<i>Mineral obtenido del método de circado tj582.....</i>	62
Figura 9	64
<i>Trazo de perforación roca media con veta en la caja piso (RMR 31-60)</i>	64
Figura 10	67
<i>Voladuras efectuadas en el tajo 852- roca media.....</i>	67
Figura 11	68
<i>Mineral obtenido del método de circado tj852.</i>	68
Figura 12	69

<i>Sostenimiento con puntal de seguridad en Minera Chalhuane SAC.</i>	69
Figura 13	71
<i>Tajeo en proceso de limpieza</i>	71
Figura 14	72
<i>Tajeo en proceso de relleno</i>	72
Figura 15	84
<i>Análisis de dilución y recuperación</i>	84
Figura 16	85
<i>Análisis de costos por método de explotación.</i>	85
Figura 17	86
<i>Análisis de leyes método variantes de circado vs corte y relleno voladura en veta</i>	86
Figura 18	98
<i>Ubicación en el mapa de Minera Chalhuane SAC.</i>	98
Figura 19	100
<i>Plano geológico regional Minera Chalhuane SAC.</i>	100
Figura 20	102
<i>Plano geológico estructural Minera Chalhuane SAC.</i>	102
Figura 21	104
<i>Plano geológico local Minera Chalhuane SAC.</i>	104
Figura 22	119
<i>Cartilla geomecánica GSI de Minera Chalhuane SAC.</i>	119
Figura 23	123
<i>Principales vetas Minera Chalhuane SAC.</i>	123

CAPITULO I

PROBLEMATICA DE LA INVESTIGACION

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA:

La Minera Chalhuane SAC a la fecha gran parte de sus vetas principales ya han sido explotadas mediante la técnica de corte y relleno ascendente, ya que las condiciones geomecánicas, geológicas y técnicas así lo permitían, cubriendo su producción mensual según lo programado, las labores presentaban vetas con una mineralización de buena potencia el cual permitía realizar blending para obtener una ley promedio que sea económicamente rentable, la dilución que se generaba en un comienzo no era notorio por lo expuesto anteriormente, sin embargo la reducción de la potencia de veta hace que se evalué las consecuencias que se generaría si se sigue aplicando el mismo método bajo condiciones y características diferentes de mineralización, el método actual aplicado no cubriría la rentabilidad que se desea obtener implicando realizar inversiones bajo una incertidumbre fuerte, y como consecuencia del mismo un posible cierre de operaciones, bajo el contexto antes mencionado se evalua el poder cambiar la manera de explotación de las vetas angostas

con las que se cuenta y así poder extender la vida de la mina y de las operaciones, paralelamente dar lugar e incentivar a seguir realizando exploración con sondeos diamantinos, que puedan alargar aun mucho mas la vida de la mina , la dilución es un factor muy determinante a tener en cuenta en el cambio de método , se ha identificado que los últimos meses la producción mensual se ha reducido notoriamente.

El modificar el método de explotación es un reto para la empresa, ya que esto implica el poder implementar algunas herramientas, realizar algunas pruebas piloto en lagunas labores para poder obtener un estándar único del método de explotación a modificar, y todo esto implica una inversión.

El yacimiento cuenta con vetas angostas entre 3 a 7 cm de potencia con leyes entre 2 a 3 onzas por tonelada, pero con el método de explotación actual no es rentable explotar estas vetas por la alta dilución que genera, como resultado se obtiene mineral de baja ley,

La evaluación del contexto mencionado en los párrafos precedentes, nos llevan a poder buscar alternativas que sean viables sin tener que realizar cambios bruscos en las operaciones y que sea adaptado y asimilado muy rápidamente por nuestro personal operativo para el cumplimiento de las metas a breve, medio y extenso plazo. Por lo que en el presente trabajo de investigación se propone buscar una alternativa que permita la explotación del mineral de las vetas angostas, que conlleve a menor dilución, mayor recuperación y como resultado final mineral de alta ley con el menor costo de minado.

1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA:

1.2.1 Problema general de investigación

¿Cómo influye el método de explotación selectivo para explotación de las vetas angostas en la Minera Chalhuane SAC?

1.2.2 Problemas específicos de la investigación

- a) ¿Cuáles serán los factores que influyen en la selección adecuada del método de explotación para las vetas angostas en Minera Chahuane S.A.C.?
- b) ¿Cuál será el diseño de la malla de perforación y voladura en el método de explotación de las vetas angostas en la Minera Chahuane SAC?
- c) ¿Cuál será el costo del método de explotación de las vetas angostas en la Minera Chahuane SAC?

1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN:

1.3.1 Objetivo general

Seleccionar el método de explotación para vetas angostas, evaluando su impacto en la recuperación, leyes obtenidas y la reducción de costos operativos en la Minera Chahuane SAC-Arequipa.

1.3.2 Objetivos específicos

- a) Determinar los factores que influyen en la selección adecuada del método de explotación para las vetas angostas en Minera Chahuane S.A.C.
- b) Diseñar la malla de perforación y voladura adecuada para el método de explotación de las vetas angostas en la Minera Chahuane SAC.
- c) Determinar el costo de explotación de las vetas angostas en la Minera Chahuane SAC

1.4 JUSTIFICACIÓN, IMPORTANCIA Y DELIMITACION DE LA INVESTIGACION

1.4.1 Justificación de la investigación

La Minera Chalhuane SAC afronta una situación crítica con la disminución de sus reservas y poca inversión en las exploraciones, sin embargo, cuenta con vetas angostas entre 3 a 7cm de altas leyes por ello se ve en la necesidad de un cambio en su método de explotación que sea más selectivo y con alta recuperación.

Por ello este trabajo de investigación plantea el método de Variantes de circado en vetas angostas auríferos que es una alternativa de recuperar las vetas angostas con una dilución mínima y leyes altas con respecto al método anterior. Con este método se logrará explotar mineral con leyes similar a las leyes de corona y el mineral obtenido nos sirve para realizar el blending con mineral de baja y mediana ley para obtener una ley de corte que sea rentable para las actividades extractivas de la actual unidad.

El propósito de este estudio es motivar a los expertos a aportar al desarrollo de la explotación minera a baja escala a soluciones innovadoras como la implementación de nuevos métodos de extracción que generen rentabilidad y las operaciones mineras de una compañía se expandan. De igual forma, incentivar a las empresas a invertir en exploraciones con perforaciones de diamantinas para ampliar la localización de reservas, con el objetivo de prolongar el tiempo de vida de las mineras en las que se ubican.

1.4.2 Importancia de la investigación

Esta labor investigativa posee una relevancia por las siguientes razones:

- **Optimización de Recursos:** La adecuada selección de la técnica de extracción puede mejorar el rendimiento en la obtención de minerales, lo que implica un uso más óptimo de los recursos disponibles y la reducción de los costos operativos.
- **Seguridad Laboral:** El minado de vetas angostas plantea retos particulares. Esta investigación puede ofrecer soluciones que incrementen la seguridad de los trabajadores, debido al control de las cajas techo y piso con la voladura que se realiza, disminuyendo la probabilidad de accidentes en las actividades mineras.
- **Contribución a la Industria Minera:** Los resultados de esta investigación pueden funcionar como guía para otras actividades extractivas que enfrentan retos similares. Al compartir conocimientos sobre técnicas eficaces, se optimiza la práctica general en la industria minera.
- **Desarrollo Económico Local:** La optimización de la minería en vetas angostas auríferas puede favorecer la economía de la zona, promoviendo la minería artesanal hacia la formalización debido al potencial que ofrece la región de Arequipa, además de generar empleo y fomentar el crecimiento económico.
- **Investigación y Conocimiento:** La tesis también incorpora al ámbito académico de la minería, particularmente en el marco de las vetas angostas de oro, facilitando investigaciones futuras que pueden continuar contribuyendo sobre este trabajo.

1.4.3 Delimitación de la investigación

a) Delimitación espacial

Este estudio se desarrolla en el Departamento de Arequipa, Provincia Condesuyos, Distrito de Rio Grande, ubicado en la Unidad Minera Chalhuane SAC.

b) Delimitación temporal

El periodo de ejecución es de febrero 2025 a abril 2025

1.5 ALCANCE DE LA INVESTIGACION

El alcance de este trabajo de investigación no se limita únicamente a la elección de la técnica de extracción, sino también en la optimización de la operación minera, asegurando rentabilidad, sostenibilidad y seguridad en el aprovechamiento de vetas estrechas de oro en la Compañía Minera Chalhuane S.A.C. A continuación, se enuncian algunos de los aspectos que podrían constituir el alcance de esta investigación:

- **Caracterización de las Vetas Angostas:** Estudio geológico de las vetas angostas en la zona de influencia de Minera Chalhuane SAC, incluyendo su composición mineral, distribución y geometría.
- **Condiciones Geomecánicas:** Análisis de las características geomecánicas del conjunto rocoso de la Compañía Minera Chalhuane S.A.C., que podrían influir en la determinación de la técnica de extracción.
- **Revisión de Métodos de explotación:** Evaluación de diversas técnicas de extracción particulares para vetas estrechas, como el método de corte y relleno superior, circado, cámaras y pilares, etc.
- **Criterios de Selección:** Establecimiento de parámetros técnicos, económicos y operacionales que orientarán la elección del método de explotación más apropiado.

El alcance de esta tesis sobre el método de explotación empleado puede ser implementado en diversas empresas mineras que operan con vetas angostas, realizando ajustes según las particularidades de las vetas y el tipo de roca que presentan.

1.6 HIPÓTESIS

1.6.1 Hipótesis General

La implementación de un método de explotación selectivo en la explotación de vetas angostas mejora significativamente la recuperación de mineral, la ley promedio obtenido y reduce los costos operativos en la Minera Chahuane SAC.

1.6.2 Hipótesis Específicos

- a) El método de explotación más adecuado para las vetas angostas. es la variante del circado, en comparación con el método corte y relleno ascendente actual en Minera Chahuane SAC
- b) La malla de perforación y voladura diseñada para el método de explotación de vetas angostas. permite una extracción más eficiente del mineral, en Minera Chahuane SAC
- c) El costo de explotación de las vetas angostas es significativamente menor, en comparación con el método de explotación actual, en Minera Chahuane SAC.

1.7 VARIABLES E INDICADORES

1.7.1 Variable independiente

X1: veta angostas

1.7.2 Variable dependiente

Y1: método de explotación

1.7.3 Operacionalización de las variables

Tabla 1

Operacionalización de las variables

TIPO DE VARIABLE	VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADOR
Dependiente	Método de explotación seleccionado	Calidad Macizo rocoso	Índice de roca RMR, GSI
		Costo operativo	US\$/Ton
		Recuperación	%
Independiente	Vetas angostas	Ley de oro	Gr/Ton
		Dilución	Porcentaje (%), Ley diluida.
		Malla de perforación.	Burden(m), espaciamiento(m).
		Longitud de perforación.	Pies, metros
		Factor de potencia.	Kg/ton
	Explosivos	Energía	

Fuente: Elaboración propia. *Nota:* esta tabla especifica cómo se medirá las variables en la práctica. Esto incluye identificar los indicadores o elementos que permitirán cuantificar o calificar el concepto. Por ejemplo, para el "método de explotación seleccionado y vetas angostas", se usan indicadores que se observa anteriormente.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACION

2.1.1 Antecedentes a nivel internacional

Cepeda E. (2023). “Análisis de secuencia de explotación e interacción entre vetas angostas en minería de oro” (Tesis de grado). Universidad de Chile, Santiago, Chile. Concluye que, En el aprovechamiento minero de vetas angostas, la incorporación no planificada resulta de la excavación excesiva de las paredes, especialmente en las paredes caja, piso y techo. Por lo tanto, un manejo adecuado de la estabilidad de estas paredes es fundamental para prevenir diluciones no deseadas durante el proceso de explotación. El diseño contempla dimensiones de vetas angostas y excavaciones lineales menores a un metro. Además, es recomendable analizar cómo el undercutting afecta la estabilidad de las vetas, ya que la cavidad del diseño tiende a formar arcos estables, influidos principalmente por las dimensiones y la ubicación de las galerías. En consecuencia, es esencial evaluar su impacto junto con el análisis empírico presentado en este estudio.

Muruaga S. (2016). “**Selección de métodos de explotación para vetas angostas**” (Tesis de grado). Universidad de Chile, Santiago, Chile. Menciona que: La confrontación entre los métodos de extracción se fundamenta en un análisis financiero que contempla distintos factores, como la dilución, la recuperación, la velocidad de producción, la selectividad y la magnitud. Esta investigación tiene como propósito desarrollar un instrumento de valoración que permita la elección de la técnica de explotación más apropiada para vetas estrechas, funcionando como una etapa inicial en el procedimiento de evaluación de proyectos mineros, particularmente en el ámbito de la minería de escala intermedia.

2.1.2 Antecedentes a nivel nacional

De la Cruz K.& Valdivia N. (2020). “**Estudio del método de circado para la explotación de vetas angostas en la Mina Nueva Esperanza Nivel II-Algamarca**”. (Tesis de grado). Universidad Cesar Vallejo, Chiclayo, Perú. Su estudio indica que la configuración de la malla de perforación es fundamental, dado que la disposición de los barrenos debe ajustarse al tipo de roca que compone el yacimiento. Por esta razón, la técnica de circado efectúa dos voladuras. Debido a que las características geomecánicas de la roca encajonante y de la zona mineralizada son distintas, se precisan diferentes parámetros para obtener un diseño de malla eficaz y un avance óptimo. No obstante, la meta principal al elegir el método complementario idóneo al circado es la selectividad, ya que esto permitirá explotar las vetas estrechas con un nivel mínimo de dilución, siendo este el objetivo esencial del procedimiento.

Arteaga J. (2021). “Minado selectivo para explotar vetas angostas de oro en la Minera Marsa S.A. Pataz-Región la Libertad”. (Tesis de grado). Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Cerro de Pasco, Perú. Su estudio indica que el empleo de este método selectivo es recomendable en vetas con una potencia de entre 0.20 m y 0.50 m, ya que en estos casos se logra una mayor productividad. Sin embargo, este resultado puede variar cuando la veta supera los 0.50 m de grosor. Por ello, se recomienda realizar investigaciones adicionales para determinar la viabilidad de aplicar este método en diferentes condiciones. Además, el uso del método selectivo contribuye a reducir notablemente la dilución, alcanzando una disminución que varía entre el 75% y el 8% en la extracción de vetas de oro en la mina Marsa.

Obeso E. & Pacheco J. (2021). “Método de Explotación Circado para mejorar la Productividad de la veta Verónica en la Mina Esperanza, La Libertad” (Tesis de grado). Universidad Privada del Norte, Trujillo. Perú. Su investigación descubrió dos observaciones importantes: La alta dilución se atribuye al método de extracción utilizado y a la variabilidad geológica del terreno de trabajo. Esto ocurre porque el material de desecho no ha sido apartado de la mena durante el procedimiento, por lo que todo se envía a la pila de mineral, generando un alto porcentaje de dilución que incide en las leyes del mineral y en la rentabilidad de la mina Esperanza. Con la técnica tradicional, en la veta Verónica, entre febrero y julio, se alcanzó un promedio de dilución del 90.98%.

Acosta R. (2019). “Explotación de vetas angostas con método de circado corte y relleno ascendente para mejorar productividad-unidad Minera Virgen de Chapi 87 de Ica S.A.C-2019” (Tesis de grado). Universidad Nacional del centro del

Perú, Huancayo, Perú. Indica que la técnica de circado contempla la extracción selectiva del mineral mediante el aprovechamiento de una estructura mineralizada de baja potencia. En primer lugar, se retira el material de bajo valor y, posteriormente, se efectúa la voladura del mineral de alta ley. Asimismo, se concluye que los resultados iniciales son los siguientes: la ley del mineral oscila entre 0,5 y 0,8 oz troy/Tm en determinadas secciones; con la mejora de la voladura y el ancho de minado, no se genera una dilución relevante hasta 0,6 oz troy/Tm. Esto implica que, si se considera un promedio de 0,65 oz troy/Tm con una recuperación del 92.3%

2.2 BASES TEÓRICAS Y CONCEPTUALES

2.2.1 Yacimientos auríferos

El oro se origina en las rocas que componen la capa superficial de la Tierra o en el magma proveniente de las profundidades internas de la tierra, las cuales se enfriaron y dieron origen a rocas ígneas, formando cuerpos mineralizados de diversas formas y tamaños. La fuente de los depósitos de oro puede variar, aunque los más relevantes son aquellos de origen hidrotermal, los cuales, dependiendo de la temperatura en que se formaron, se pueden clasificar en:

- Depósitos hidrotermales de temperaturas medias
- Depósitos hidrotermales de temperaturas bajas (depósitos residuales y balnearios).

Las manifestaciones de los minerales de oro son las vetas, los stockwork y los placeres.

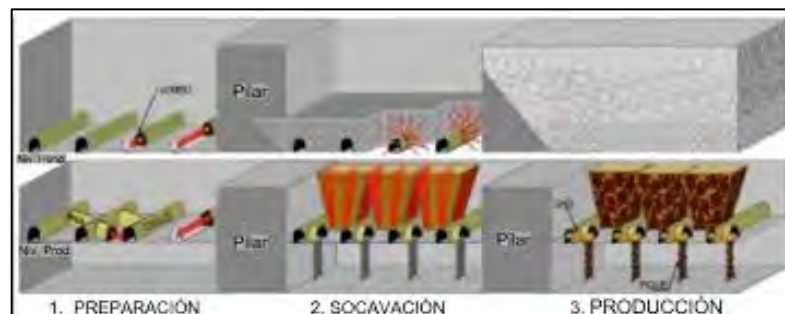
2.2.2 Minería subterránea

La explotación subterránea implica la extracción de recursos minerales localizados debajo de la superficie terrestre. Esto requiere la construcción de túneles, galerías, rampas, by pass y otras construcciones subterráneas para el acceso a los depósitos y la extracción segura del mineral. El procedimiento exige métodos como sistema de ventilación, desatado para identificar rocas sueltas, la fortificación para estabilizar el macizo rocoso, la tronadura para romper la roca, entre otras.

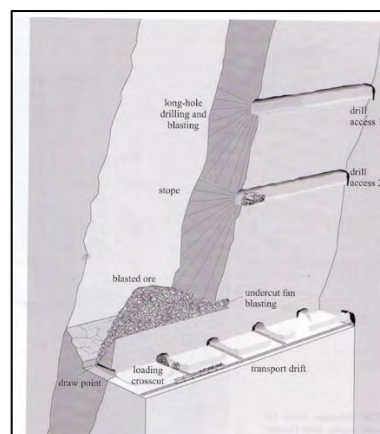
2.2.3 Métodos de explotación subterránea

La minería subterránea cuenta con diferentes técnicas de explotación que se seleccionan según las particularidades del depósito, y entre ellas se encuentran:

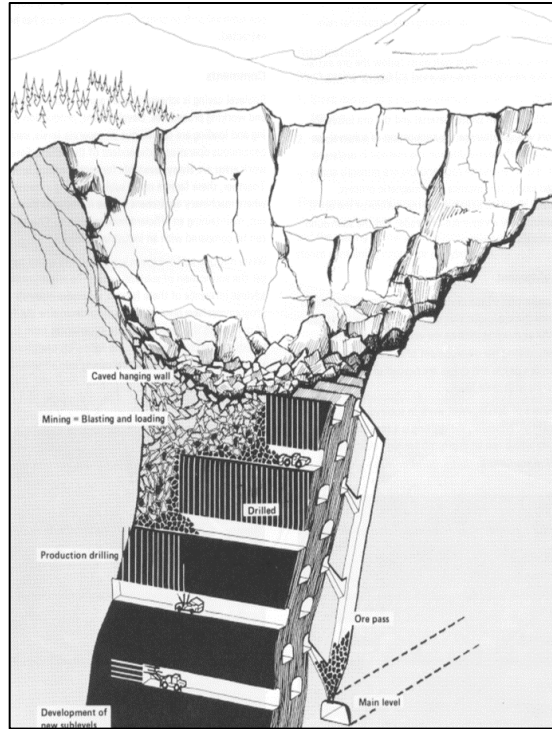
- block Caving (hundimiento por bloques)



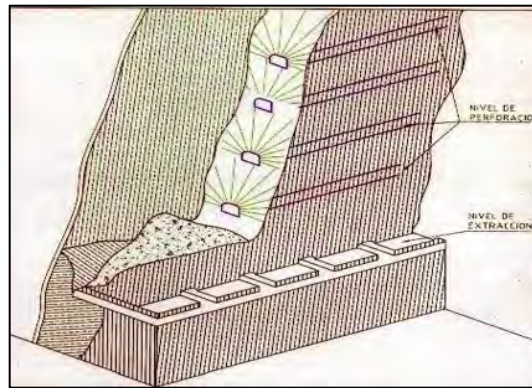
- sub level stoping (cámaras por subniveles)



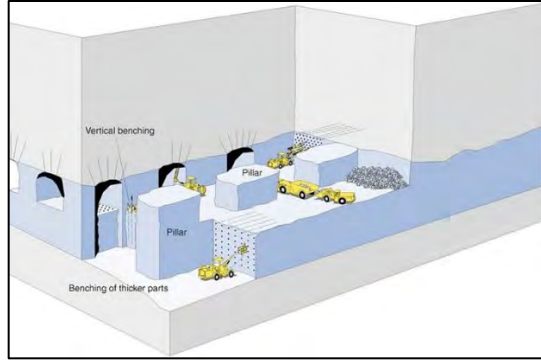
- sublevel caving (hundimiento por subniveles)



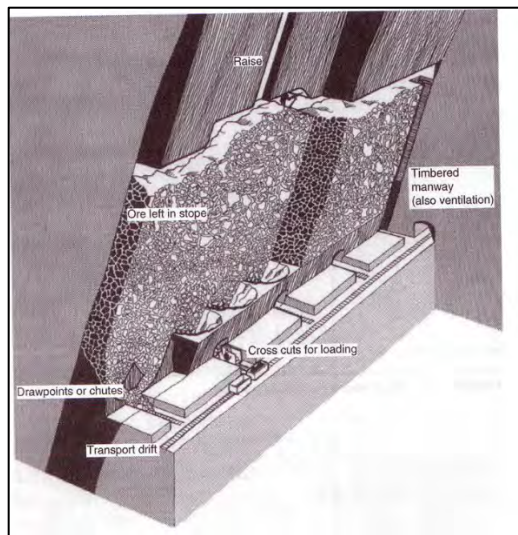
- Longwall mining (Tajo largo)



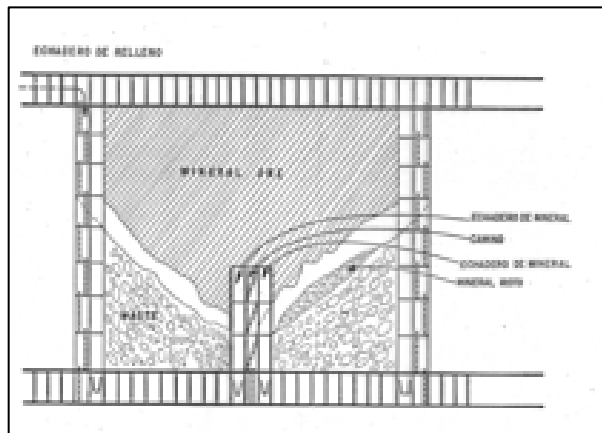
- Room & Pillar (cámaras y pilares)



- shirinkage stoping (cámaras almacén)



- Cut and Fill (corte y relleno)



2.2.4 Criterios para la elección de métodos de explotación

La selección del procedimiento de extracción en la minería subterránea se basa en varios aspectos técnicos, económicos, geológicos y de seguridad. A continuación, se exponen los criterios clave a tener en cuenta:

2.2.4.1 Factores geológicos geotécnicos

- **Tamaño y forma del yacimiento:** Si se trata de cuerpos mineralizados o depósitos diseminados, es posible aplicar un método de explotación masiva como el block caving. En el caso de vetas angostas, tubulares e irregulares, se recomienda utilizar un método selectivo, como el corte y relleno. Por otro lado, cuando las vetas son regulares y bien definidas, resulta adecuado emplear un método como el sublevel stoping.
- **Inclinación del yacimiento:** Los yacimientos con orientación horizontal o con una leve inclinación son más adecuados para métodos como cámaras y pilares. En cambio, aquellos con mayor inclinación suelen requerir métodos escalonados. Cuando las vetas presentan una inclinación pronunciada, cercana a la vertical, es posible emplear métodos como corte y relleno, sublevel stoping, shrinkage, entre otros.
- **Tipo de roca encajonante y mena:** Influye directamente en la firmeza de las labores y en la necesidad de sistemas de soporte. Cuando la roca es menos competente, se necesita un sostenimiento más resistente y adecuado.
- **Profundidad del yacimiento:** Conforme incrementa la profundidad, las presiones geomecánicas también se elevan, lo que hace necesario emplear métodos de explotación que incorporen un control adecuado del soporte para garantizar la estabilidad de las excavaciones subterráneas.

2.2.4.2 Factores técnicos-Económicos

- **Costos de minado (US\$/TON):** los métodos de explotación masivos tienen menores costos, mientras que un método selectivo es más costoso.
- **Tecnología:** Los avances tecnológicos han optimizado considerablemente la eficiencia operativa, los estándares de seguridad y el control del proceso en métodos de extracción subterránea como el método de corte y relleno tradicional, incluso en operaciones de pequeña escala. Sin embargo, las restricciones geométricas del yacimiento, que imponen anchos de minado reducidos, limitan la aplicación de equipos mecanizados sin riel (trackless), haciendo inviable su implementación en estas condiciones.
- **Inversión inicial:** Algunos métodos de extracción necesitan una infraestructura inicial más grande, como rampas, piques, chimeneas o relleno artificial. La mecanización y tecnología disponible influye en la elección de métodos que requieran equipos mineros sofisticados.
- **Dilución y recuperación del mineral:** para vetas angostas irregulares el método de explotación que generen menor dilución es conveniente si la ley de las vetas es de alto valor, sin embargo, en cuerpos, vetas regulares definidos los métodos masivos son métodos adecuados con un buen control de voladura.
- **Producción requerida:** los métodos masivos generan altas tasas de producción, mientras que los selectivos son más lentos debido a que se clasifica minuciosamente el mineral para obtener mineral de alta ley.

2.2.4.3 Factores de seguridad y medio ambiente

- **Condiciones de ventilación:** Métodos que generan mucho polvo o gases por ejemplo el uso de shotcrete requieren sistemas de ventilación adecuados.
- **Estabilidad del macizo rocoso:** Métodos con sostenimiento robusto o relleno pueden ser necesarios en zonas de alta inestabilidad.
- **Impacto ambiental:** Métodos con relleno reducen sacar material estéril hacia las desmontaras se reutiliza como relleno de tajos, los desechos(relaves) en superficie son eliminados al reutilizar como relleno hidráulico.

2.2.5 Método de explotación corte y relleno ascendente

En la técnica de extracción denominada Corte y Relleno Ascendente, igualmente llamada "Over Cut and Fill", el mineral se remueve en franjas horizontales, iniciando desde la base y progresando hacia niveles superiores. El mineral fragmentado se carga y se extrae en su totalidad del tajo. Una vez volada toda la sección, el espacio resultante se rellena con material de desecho para dar soporte a las paredes del tajo, sirviendo como base para la siguiente rebanada que será extraída.

El material de relleno puede ser estéril procedente de las labores de desarrollo de la mina, el cual se distribuye de forma mecánica en el área excavada. Asimismo, en la minería contemporánea de corte y relleno, es habitual emplear relleno hidráulico, elaborado a partir de relaves de la planta concentradora combinados con agua y transportados por tuberías hacia el interior de la mina. En la actualidad, este método se

utiliza principalmente en vetas angostas de alta ley, que no precisan mecanización, o en explotaciones pequeñas donde los costos de mecanización resultan aceptables.

2.2.6 Método de explotación circado

El circado de vetas estrechas es una técnica de minado de alta selectividad y recuperación que implica extraer inicialmente la veta mediante perforación y voladura controlada para regular el ancho de minado, y posteriormente se arrancan las cajas cercanas de desmonte. Este procedimiento permite regular la dilución para minimizar la contaminación del mineral obtenido.

3.2.6.1 Variantes de circado en vetas angostas

Variante de circado en vetas angostas es invertir el procedimiento de circado primero se extrae el desmonte llevando la veta en la caja techo o piso de acuerdo al buzamiento de la veta con voladura diseñada para que la veta quede colgada y posteriormente es recuperada con desatado, patillado o desquinche con una dilución mínima.

2.2.7 Operaciones Unitarias

3.2.7.1 Perforación

La perforación consiste en un proceso realizado con el propósito de generar huecos en el macizo rocoso, con una configuración y forma apropiadas, donde se ubicarán cargas explosivas. En la minería a baja escala, la técnica de perforación más empleada es la de rotopercusión, que opera con energía neumática. Sus partes esenciales comprenden la perforadora manual, que produce la energía mecánica; las barras, que transfieren dicha energía a través del movimiento de un pistón; la broca, que recibe la

energía y actúa como el elemento cortante de la roca; y el fluido de limpieza, que realiza la limpieza y remoción del material fragmentado.

2.2.7.2 Voladura

Esta operación tiene como finalidad extraer la mena del maciso rocoso utilizando de forma óptima la energía producida por los explosivos utilizados durante la voladura. El objetivo es lograr una fragmentación óptima del mineral, empleando únicamente la cantidad necesaria de energía, evitando así deterioros en las paredes y el techo de la excavación.

2.2.7.3 Extracción/Limpieza

En minería subterránea, la limpieza del desmonte o mineral bajo la técnica de corte y relleno hacia arriba puede ejecutarse de forma convencional o mecanizada, dependiendo de las características específicas de la operación minera. En explotaciones tradicionales, este proceso se realiza manualmente con herramientas como lampa, carretilla y winches eléctricos, mientras que en minas semimecanizadas o mecanizadas se emplea scooptram para la carga. La capacidad de limpieza está determinada por la sección de la labor, y el transporte del material extraído se efectúa mediante locomotoras, dúmpers, volquetes, entre otros equipos.

2.2.8 Dilución

La dilución hace referencia a él volumen de material que se recupera por debajo del tenor de corte, lo que rebaja la ley del mineral. Explica que la dilución ocurre durante el proceso de explotación y puede ser causada por factores como técnicas de extracción inadecuadas, condiciones geológicas desfavorables o una capacitación del personal que no es suficiente. Es la reducción de la ley del mineral durante la extracción de un tajo

debido a la combinación con material estéril o roca de caja, ya sea por una detonación ineficaz o por las propiedades geológicas de la roca.

La dilución se puede expresar de la siguiente manera:

$$\text{Ley diluida} = \frac{\text{potencia de veta(m)} \times \text{ley mineral}}{\text{ancho de minado(m)}}$$

$$\% \text{ dilución} = \frac{\text{desmonte(m)}}{\text{desmonte(m)} + \text{mineral(m)}} \times 100$$

Tabla 2

Recuperación y dilución por método de explotación empleado

METODO DE EXPLOTACION	RECUPERACION (%)	DILUCION (%)
Cámaras por subniveles	95-97	05-10
Cámaras por almacén	93-95	10-15
Corte y relleno	93-95	15-30
Hundimiento por subniveles	85-88	10-15
Hundimiento por bloques	80-85	15-10

Fuente: Adaptado de *Manual de Explotación Minera Subterránea*, Instituto de Ingenieros de Minas del Perú (IIMP), 2010. *Nota:* En este cuadro se muestra el comportamiento de la recuperación y la dilución de acuerdo con el método de explotación que se emplea sustentada con una investigación realizada en diversas minas metálicas del mundo.

La empresa canadiense J.S. Redpath Ltd. (1986) realizó un estudio sobre la recuperación y dilución en actividades subterráneas de minería metálica. Los hallazgos se sintetizan en la tabla 3, que refleja los elementos que deben incluirse al calcular las reservas "in-situ".

2.2.9 Reservas de mineral

La parte de los recursos medidos o especificados que es posible extraer de forma económica en un contexto productivo, financiero, ambiental y económico que resulta de un plan de minería se conoce como reserva minera. La reserva minera tiene diluciones

y pérdidas por materiales externos en torno a esa zona de recursos, que se ven afectados por los impactos de la extracción minera.

2.2.9.1 Ley de corte “CUT-OFF”

Se describe como el nivel mínimo o concentración mínima admisible en un elemento o compuesto determinado, a partir del cual una sustancia será considerada como mena, siendo esta definida por lo mencionado anteriormente.

La ley de corte es denominada también ley mínima explotable o "cut off", establecida con el fin de diferenciar los minerales en rentables y no rentables durante un periodo de tiempo específico. Según el principio económico del punto de equilibrio, se entiende que en este punto el valor de la producción equivale a los costos totales. (Rosado,2008, p.69).

$$\text{Ventas} = P \times L \times R \times FL \times C$$

Donde:

P=Producción

L = Ley promedio minable

R = Recuperación metalúrgica

FL= Factor de liquidación.

C= Cotización del mineral

$$\text{Ley Cut Off} = \frac{\text{costo de operacion} + \text{utilidad minima}}{P \times R \times FL \times C}$$

2.2.10 Capacidad de producción

La capacidad productiva de una mina de pequeña escala en Perú varía según su clasificación como Pequeño Productor Minero (PPM) o Productor Minero Artesanal. El gobierno peruano reconoce que la pequeña minería puede abarcar hasta 2,000 hectáreas y producir aproximadamente 350 toneladas métricas diarias, mientras que la minería

artesanal puede extenderse hasta 1,000 hectáreas y tener una producción máxima de 25 toneladas métricas por día.

2.2.11 Costo de explotación

La evaluación económica de una iniciativa minera está supeditada en gran parte a los costos de explotación, los cuales comprenden actividades como la extracción, el procesamiento, el transporte y la gestión de residuos. Para el método tradicional de corte y relleno hacia arriba, dichos costos están condicionados por factores geológicos, geotécnicos y operativos, entre ellos: la potencia y buzamiento del cuerpo mineralizado, la condición del conjunto rocoso, la clase de soporte necesario, el relleno utilizado y el grado de mecanización alcanzado. Adicionalmente, aspectos como la magnitud de la fuerza laboral, las circunstancias logísticas (acceso, ventilación) y los niveles de dilución y recuperación influyen directamente en el costo unitario por tonelada extraída. Estas variables adquieren una relevancia aún mayor en operaciones de pequeña minería, donde las restricciones tecnológicas y económicas limitan la eficiencia del proceso.

2.2.12 Planeamiento de mina

El planeamiento de minado consiste en definir el volumen de mineral a ser extraído, su ubicación dentro del yacimiento y el momento adecuado para llevar a cabo dicha extracción, con el propósito de garantizar una producción ininterrumpida y sostenida en el tiempo. Este proceso se estructura en tres horizontes temporales: breve, medio y extenso plazo. La planificación a breve plazo cubre lapsos de un mes hasta algunos pocos meses, mientras que la de medio plazo se prolonga desde un trimestre

hasta cerca de un año. En cambio, la planificación a extenso plazo abarca desde el primer año de operación hasta el agotamiento completo de las reservas.

En términos generales, los planes a medio y extenso plazo se formulan sobre la base de reservas comprobadas y probables. No obstante, la inclusión de reservas probables introduce un grado de incertidumbre respecto a su cumplimiento, lo que hace indispensable su monitoreo y actualización constante a lo largo del tiempo.

2.2.13 Definición de términos

Ancho de minado

Es el ancho horizontal mínimo que facilita la extracción de una veta, en función del equipo que se emplea. En este escenario, el ancho de la veta es inferior al ancho mínimo de minado (0.90m), por lo que, durante el proceso de explotación, el tajo correspondiente debe incrementarse a este ancho y, por ende, es imprescindible una dilución.

Burden

Distancia más corta del taladro de perforación hacia la cara libre o banco de explotación.

Carmex

Se emplea para arrancar los taladros en la minería convencional o para llevar a cabo las voladuras de forma segura y eficaz. Su montaje lo realiza personal capacitado, utilizando máquinas fijadoras neumáticas, lo que asegura la hermeticidad del Fulminante – Mecha de Seguridad – Conector.

Cebo

Conformado por un explosivo y detonador con la finalidad de iniciar la voladura de un frente de avance o tajeo de explotación.

Circado

El circado que implica remover primero la veta y posteriormente extraer las paredes contiguas de desmonte o viceversa con la finalidad de obtener la veta con alta recuperación y selectividad en consecuencia mineral de ley similar al muestreo de corona.

Columna de explosivo

Conjunto de explosivos que se deposita en los taladros, con la finalidad de asegurar que la columna explote.

Conector

Es un complemento adicional de la mecha rápida, compuesto por un casquillo de aluminio ranurado cerca de la base, que alberga en su interior una carga pirotécnica especial y resistente al agua.

Corte o cuele

Es un grupo de barrenos que crea una segunda cara libre para los barrenos restantes

Dilución

Disminución en la ley del mineral debido al volumen de material de ganga que se combina con el mineral rentable.

Emulnor

Es un explosivo emulsionado contenido en una cubierta plástica que proporciona cualidades de seguridad, gran potencia, resistencia al agua y una óptima calidad de los gases producidos durante la voladura.

Espaciamiento

Es el espacio entre taladros de una misma hilera que se detonan con un mismo retardo o con retardos distintos y mayores en la misma línea.

Explosivo

Sustancia o dispositivo que, al ser activado por un iniciador, se convierte en gas de manera rápida y violenta, ocasionando un aumento en el volumen, la presión y la temperatura.

Factor de potencia

Es la proporción de explosivo que se emplea por cada tonelada rota de mineral o desmonte, cuyas unidades se miden en Kg/Ton.

Galería

Son túneles horizontales dentro de una mina subterránea que siguen la veta, con una gradiente diseñada.

Ley de mineral

La ley del mineral se expresa según la concentración del metal de interés presente; en el caso del oro, se indica como la cantidad de oro contenida por tonelada de mineral explotado (gr/tms u onz/tms).

Una ley de mineral favorable garantiza la factibilidad financiera de una actividad de extracción minera.

Malla de perforación

Una la malla de barrenado constituye una disposición geométrica de los taladros en un área donde se efectúa la voladura. Esta distribución establece la posición, profundidad y dirección de cada taladro, y tiene un impacto directo en cómo se fragmentará la roca durante el proceso de detonación.

Mecha de seguridad

Es una parte del sistema convencional de iniciación y un implemento de voladura. Se caracteriza por su flexibilidad y posee un núcleo central de pólvora, que conduce el fuego al detonador a una velocidad constante.

Mecha rápida Z-18

Produce una flama incandescente durante su combustión, alcanzando una temperatura adecuada para activar la carga pirotécnica del Conector para mecha rápida, asegurando de este modo un encendido eficaz de la mecha de seguridad.

Perforación

Es la labor primaria en el alistamiento de una voladura. Su finalidad es generar cavidades cilíndricas en la roca, denominadas perforaciones, barrenos, orificios o blast hole, que funcionan para colocar el explosivo y sus dispositivos de iniciación.

Producción

Es una labor productiva del sector primario que implica la obtención o aprovechamiento de los minerales contenidos en el suelo y subsuelo en forma de depósitos o yacimientos.

Subnivel

Es un nivel o plano de labor situado entre los niveles primarios, formado a una distancia reducida por encima o por debajo de un nivel principal.

Veta

Es un cuerpo mineral ubicado dentro de límites determinados en rocas o minerales no deseados, conocidos como ganga. Se trata de un depósito de menas que ha ocupado una grieta en la corteza terrestre, tenemos tres clasificaciones:

Vetas angostas: con potencias menores a los 20cm

Vetas intermedias: con potencias mayores a 20 cm hasta los 0.90m

Vetas potentes o anchos: con potencias mayores a los 0.90m por superar el ancho de minado mínimo requerido.

Voladura

En minería subterránea, la voladura en vetas angostas es una etapa crítica que requiere técnicas especializadas para garantizar eficiencia y seguridad. Dado el reducido tamaño de las vetas, es necesario un diseño preciso en la colocación de explosivos y un control riguroso de la fragmentación, con el fin de minimizar la dilución y proteger las estructuras circundantes. Para ello, se emplean métodos de voladura controlada que permiten una rotura efectiva del mineral sin afectar significativamente el macizo rocoso.

CAPITULO III

METODOLOGIA DE LA INVESTIGACION

Según Sampieri, en su libro "Metodología de la Investigación", El método de estudio puede estructurarse en varias etapas que facilitan la ejecución de un trabajo investigativo, como el que se propone. A continuación, se presenta una estructura adaptada al tema de estudio titulado " Selección del metodo de explotacion para vetas angostas, minera chalhuane S.A.C.-Arequipa ".

3.1 TIPO DE INVESTIGACION

Es un estudio de tipo aplicado, debido a la utilización de saberes teóricos y prácticos de extracción selectiva en vetas estrechas auríferas para la modificación del método de explotación.

3.2 NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El grado de estudio es descriptivo, cuantitativa y correlacional ya que expone los fenómenos en situaciones específicas y posteriormente ofrece explicaciones satisfactorias para la implementación del minado selectivo en vetas angostas de oro de la Minera Chaluane SAC.

3.3 POBLACIÓN Y MUESTRA

3.3.1 Población

La población está conformada por los 32 tajos de la veta Viento, Viento piso, Sangre de toro y Buenos Aires de la Minera Chaluane SAC.

Tabla 3
poblacion

ITEM	VETA	NIVEL	TAJO	POT(m)	LEY (gr/ton)
1	EL VIENTO PISO	1814	TJ 495 E	0.04	69.73
	EL VIENTO PISO	1814	TJ 495 W	0.05	5.47
2	EL VIENTO	1755	TJ693E	0.04	10.24
	EL VIENTO	1755	TJ 693 W	0.07	17.97
3	EL VIENTO	1755	TJ 540 E	0.05	162.33
	EL VIENTO	1755	TJ 540 W	0.11	35.91
4	EL VIENTO PISO	1755	TJ 661 E	0.05	32.96
	EL VIENTO PISO	1755	TJ 661 W	0.07	56.70
5	EL VIENTO PISO	1755	TJ 621 E	0.06	170.85
	EL VIENTO PISO	1755	TJ 621 W	0.05	38.24
6	EL VIENTO PISO	1755	TJ 554 E	0.06	102.64
	EL VIENTO PISO	1755	TJ 554 W	0.06	56.43
7	EL VIENTO PISO	1755	TJ 524 W	0.04	29.49
8	EL VIENTO PISO	1755	TJ 581 E	0.08	138.44
	EL VIENTO PISO	1755	TJ 581 W	0.07	64.77
9	EL VIENTO	1666	TJ 650 E	0.05	37.03
	EL VIENTO	1666	TJ 650 W	0.06	8.53
10	EL VIENTO	1715	TJ 589 E	0.05	5.81
	EL VIENTO	1715	TJ 589 W	0.08	33.42
11	SANGRE DE TORO	1715	TJ 586 E	0.11	10.08

	SANGRE DE TORO	1715	TJ 586 W	0.10	8.58
12	SANGRE DE TORO	1605	TJ 720 E	0.07	16.36
	SANGRE DE TORO	1605	TJ 720 W	0.07	12.79
13	SANGRE DE TORO	1605	TJ 678E	0.11	4.73
	SANGRE DE TORO	1605	TJ 678 W	0.28	3.12
14	SANGRE DE TORO	1605	TJ 786 E	0.10	76.58
	SANGRE DE TORO	1605	TJ 786 W	0.15	123.02
15	SANGRE DE TORO	1605	TJ 816 E	0.09	71.70
	SANGRE DE TORO	1605	TJ 816 W	0.08	42.92
16	SANGRE DE TORO	1575	TJ 172 E	0.08	88.99
	SANGRE DE TORO	1575	TJ 172 W	0.09	15.39
17	SANGRE DE TORO	1614	TJ 042 E	0.11	78.33
	SANGRE DE TORO	1614	TJ 042 W	0.11	32.85
18	SANGRE DE TORO	1495	TJ 288 E	0.12	12.15
	SANGRE DE TORO	1495	TJ 288 W	0.13	86.51
19	SANGRE DE TORO	1495	TJ 320 E	0.14	6.45
	SANGRE DE TORO	1496	TJ 320 W	0.08	11.72
20	SANGRE DE TORO	1495	TJ 177 E	0.28	3.09
	SANGRE DE TORO	1495	TJ 177W	0.18	6.67
21	SANGRE DE TORO	1495	TJ 852 E	0.12	121.18
	SANGRE DE TORO	1495	TJ 852 W	0.21	94.33
22	SANGRE DE TORO	1495	TJ 723 E	0.13	29.29
23	SANGRE DE TORO	1495	TJ 814 E	0.15	10.02
	SANGRE DE TORO	1495	TJ 814 W	0.13	8.72
24	SANGRE DE TORO	1495	TJ 806 W	0.19	56.05
25	SANGRE DE TORO	1495	TJ 821 E	0.15	33.23
	SANGRE DE TORO	1495	TJ 821 W	0.09	10.11
26	BUENOS AIRES	1365	TJ311E	0.10	9.13
	BUENOS AIRES	1365	TJ311w	0.12	19.18
27	BUENOS AIRES	1365	TJ341E	0.10	15.22
	BUENOS AIRES	1365	TJ341w	0.15	32.43
28	BUENOS AIRES	1365	TJ371E	0.15	23.23
	BUENOS AIRES	1365	TJ371w	0.13	23.32
29	BUENOS AIRES	1365	TJ637W	0.15	4.95
	BUENOS AIRES	1550	TJ637E	0.06	8.35
30	BUENOS AIRES	1550	TJ592E	0.16	16.23
	BUENOS AIRES	1550	TJ592W	0.10	19.76
31	BUENOS AIRES	1550	TJ445W	0.10	5.90
	BUENOS AIRES	1550	TJ445W	0.08	9.25

32	BUENOS AIRES	1550	TJ708E	0.31	25.24
	BUENOS AIRES	1550	TJ708W	0.23	19.51

Fuente: Elaboración propia. *Nota:* población conformada por 32 tajos de las tres vetas principales de la Minera Chaluane SAC, veta viento, Sangre de Toro y Buenos Aires. Incremento de labores de producción en vetas angostas.

3.3.2 Muestra

En el enfoque no probabilístico, se seleccionaron de manera aleatoria dos tajos por conveniencia en la veta Sangre de Toro y Viento, considerando dos tipos de roca (II Y III) de acuerdo a parámetros geomecánicos de la tabla RMR de Bieniawski, que se adjunta en los anexos de la presente investigación, tabla 27; en los cuales se realizaron las pruebas del método de variantes de circado para vetas angostas de oro: Tj582E/W Nv1755 y Tj852E/W Nv 1495 de la Minera Chaluane SAC.

3.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.4.1 Técnicas de recolección de datos

- **La observación participante:** El autor se integra en el ambiente o las áreas de trabajo que está estudiando, participando de manera activa en las tareas y, simultáneamente, recolectando información.
- **Análisis documental:** Conlleva el examen y análisis ordenado de escritos vinculados al tema, manuales, libros, tesis, monografías, internet y otros materiales relacionados con el estudio para obtener datos pertinentes para una investigación.
- **Reuniones grupales:** reuniones con todos los involucrados en las operaciones mina y seguridad para identificar las falencias en la aplicación del método y su perfeccionamiento. discusiones con grupos de trabajadores y técnicos para obtener múltiples perspectivas sobre los métodos de explotación y los desafíos actuales.

3.4.2 Instrumentos, materiales y equipos de recolección de datos

- **Reportes de operación mina:** formatos de recolección de toda la información de los trabajos ejecutados en las labores de producción, avances y servicios auxiliares, que nos permite conformar un registro de datos de todos los trabajos ejecutados.
- **Data histórica de kpis:** se cuenta con la data histórica de kpis mina, esta data nos ayuda en que ha estado fallando la empresa.

3.4.3 Procesamiento y análisis de datos

La información obtenida será organizada y cuantificada, luego se analizará en busca de la interpretación mediante estadística descriptiva en cuadros estadísticos y gráficos de barras para efectuar el procesamiento, presentación, análisis e interpretación. Posteriormente, se elaborarán generalizaciones e inferencias. Para la comparación de resultados, se utilizará el programa EXCEL.

Asimismo, con los datos reunidos sobre perforación y voladura, se desarrollarán los diseños de malla de perforación y voladura aplicando modelos matemáticos avanzados, así como parámetros de perforación y voladura (burden, espaciamiento, factor de potencia, etc.)

CAPITULO IV
ELECCION Y DESCRIPCION DE METODO DE EXPLOTACION PARA VETAS
ANGOSTAS

4.1 ELECCION DE METODO DE EXPLOTACION PARA VETAS ANGOSTAS DE ORO

4.1.1 Método de explotación actual corte y relleno ascendente

a) Capacidad de producción mina

La actividad de la unidad minera se lleva a cabo bajo el régimen de minería a pequeña escala, empleando en la actualidad la técnica de extracción de corte y relleno tradicional. Este método permite mantener una producción controlada y segura en vetas estrechas y con buzamientos pronunciados. La capacidad de producción alcanzada es de 30 TMS (toneladas métricas secas diarias), lo que corresponde aproximadamente a 900 TMS por mes y 10800 TMS anuales, considerando una operación de 30 días laborables al mes y la aplicación de factores de eficiencia operativa. Este nivel de producción está en línea con las limitaciones técnicas de la mina, su infraestructura subterránea, la disponibilidad de personal especializado y la observancia de los criterios de seguridad fijados por la legislación minera actual.

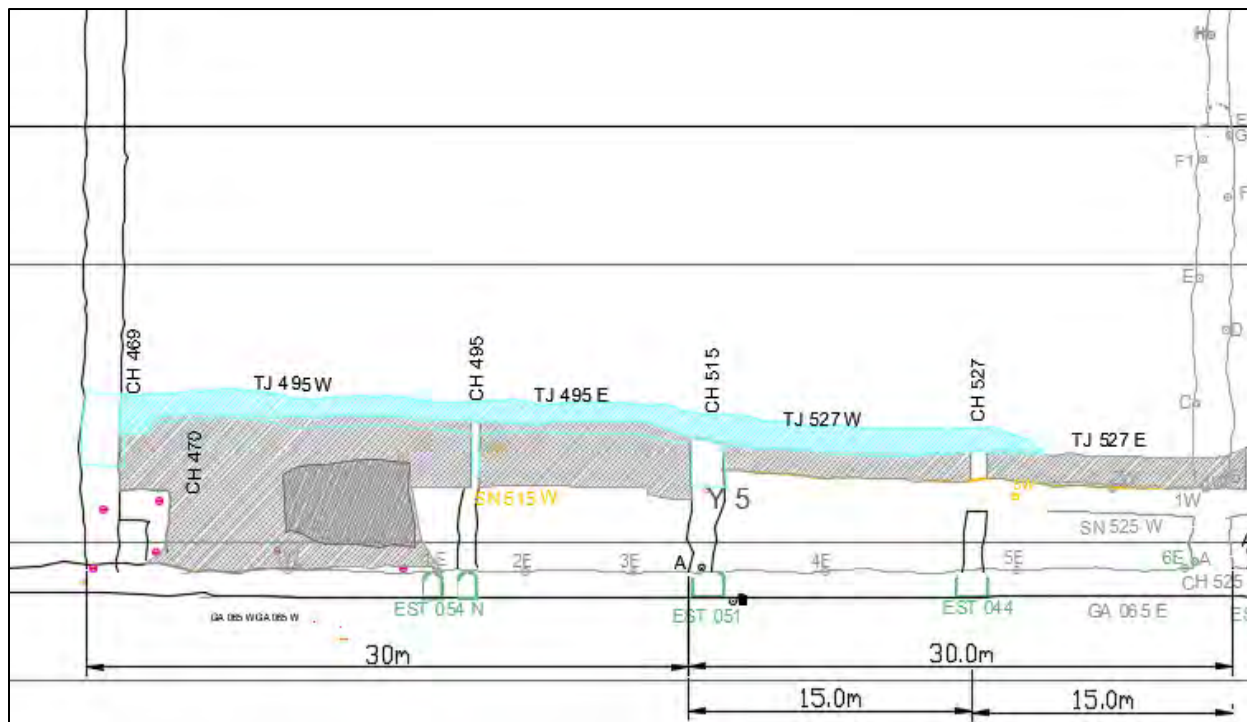
b) Diseño y descripción del método

El método de explotación que se aplica en la Minera Chalhuane SAC es de corte y relleno ascendente, los blocks son preparados con altura de 50m de nivel a nivel, los tajos cuentan con dos chimeneas de doble compartimiento de sección (1.20m x 2.40m), esto es dividido con una chimenea central (ore pass) a 15m, donde se instala anillo metálico de 50cm de diametro para evitar la contaminación del mineral depositado.

Con este método el mineral es cortado en tajadas con perforación vertical(realce) u horizontal(breasting), se inicia desde el subnivel dejando un puente de tres metros con respecto a la Galería principal realizando los cortes ascendentes hasta llegar al nivel superior, en vetas de oro se recupera hasta la galería superior principal sin dejar nada de puente. El relleno se realiza con material estéril proveniente de la rotura de las paredes, y en caso de faltar relleno, se procede a completarlo con material estéril de las labores de desarrollo. Este método se emplea en vetas angostas de alta ley donde no es posible la mecanización, o en minería de pequeña escala donde la mecanización esta fuera del presupuesto de la empresa.

Figura 1

Diseño de minado corte y relleno ascendente.



Fuente: elaboración propia. *Nota:* Esta figura muestra el diseño de los tajos de la Minera Chaluane SAC, diseñados con chimeneas doble compartimiento(buzón/camino) y ore pass (anillo metálico), distanciados a 15m, con chimeneas extremas de nivel a nivel para la ventilación.

c) Ciclo de minado

Perforación

Con las mallas de perforación estándar de tajos estas son pintado antes de iniciar la perforación para una buena distribución de taladros. La barrenación se efectúa de manera tradicional con máquina Jack leg y YT29, perforación en realce en coronas de desmonte es de 4 o 5 pies con inclinación de 75°, la perforación en mineral se realiza dentro de veta con el fin de no afectar las cajas y control de dilución, luego se realiza el desquinche el desmonte para dar un ancho de minado de 0.90m también se realiza perforación en breasting en tipo de roca mala con barreno de 4 pies.

Voladura

La planificación de la malla de barrenado/voladura es clave en la fragmentación y manejo de las paredes del tajo, con el objetivo de regular la dilución del mineral y la firmeza de dichas cajas, como también en el control de uso de explosivos (factor de potencia). En la voladura se utiliza Emulnor de 1000 y 3000 de 1" x 8", carmex y mecha rápida.

Ventilación

La ventilación de los tajos es de tipo natural, debido a las chimeneas extremas de ventilación que fueron construidas previamente a la puesta en marcha de la explotación.

Sostenimiento

El sistema de sostenimiento empleado en este método consiste en puntales de seguridad, Split set y cuadros de madera en aquellos terrenos clasificados como tipo IV y V.

Limpieza

Dado que la explotación es principalmente convencional, con un ancho de minado de 0.90 m, la remoción del material se realiza mediante lampeo manual directo hacia las carretillas, donde el material estéril se deposita en los echaderos de desmonte (chimeneas de doble compartimento con tolva en la galería principal). El mineral se selecciona y separa cuidadosamente del desmonte, para luego ser depositado en el ore pass (anillos metálicos).

Relleno

El relleno se realiza con material de desecho originado en las cajas; en caso de que este material sea insuficiente, se emplea el material de desecho de las labores de desarrollo. Los tajos se colmatan hasta llegar a una altura de perforación de 2.20 m, utilizando equipo convencional.

d) Corte y relleno ascendente con voladura en veta

La secuencia de minado es primero romper el mineral con voladura controlada y barrenos corto debido a vetas angostas luego se realiza una limpieza escogiendo el desmonte minuciosamente, para generar un ancho de minado de 0.90m se rompe el desmonte de las cajas que sirven como relleno detrítico y el exceso es depositado en los echaderos de desmonte, esta secuencia se realiza

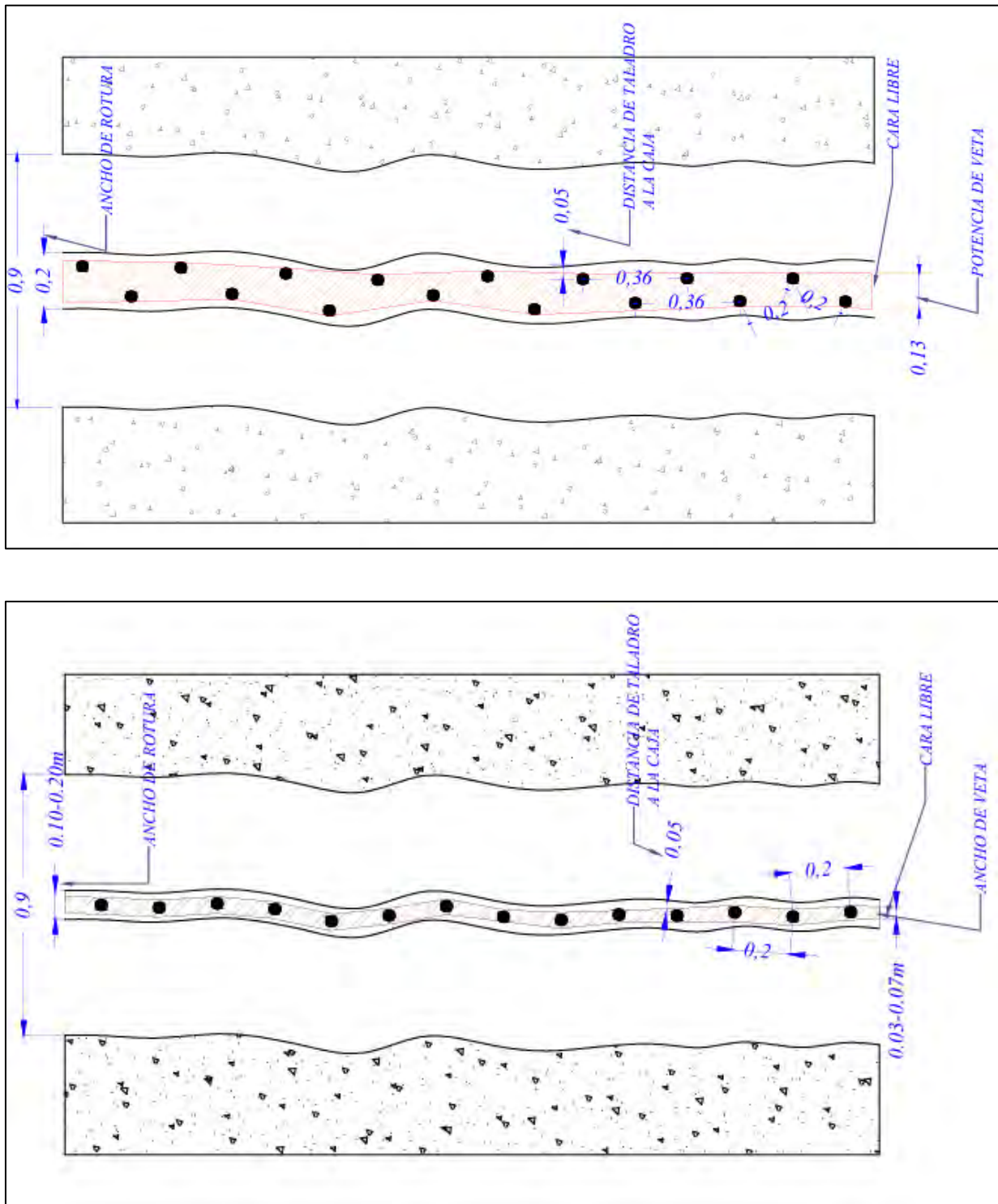
aplicando el sostenimiento de acuerdo con la tabla geomecánica para garantizar la estabilidad de la labor.

Este método genera un ancho para la voladura en veta de 0.20m. los anchos de veta de las labores de muestra son de 0.07m, 0.04m y 0.14m vetas muy angostas y el promedio del ancho de veta de toda la mina (Minera Chaluane y la Soledad) es de 0.13m, esto genera que con un ancho de voladura en veta de 0.20m la dilución sea de 35% en toda la mina generando mineral de baja ley que es poco favorable para la explotación de vetas angostas y la continuidad de las operaciones de la mina.

La dilución en las labores de muestra es: Tj582E/W es de 65%, y Tj852E/W de 30%, esto implica que la técnica necesita ajustes para regular la dilución con el propósito de obtener mineral con altos tenores y hacer viable la explotación de vetas angostas de hasta 3 cm de potencia.

Figura 2

Estándar de malla de perforación de over cut and fill voladura sobre veta.



Fuente: elaboración propia. *Nota:* Esta figura muestra la configuración de la malla de barrenado y voladura del método con voladura en veta donde se evidencia un ancho de rotura de 0.20m que genera una dilución alta por tratarse de vetas angostas de 3 a 13cm. *Fuente:* elaboración propia.

e) Tiempo de explotación por tajeo

En la presente operación, cada tajeo con corte y relleno ascendente con una longitud de tajeo de 30 m por 50 m de altura presenta un ciclo de explotación que dura cerca de 8 a 10 días, según las condiciones del maciso rocoso y la disponibilidad de medios técnicos. Este ciclo incluye las labores de barrenado, voladura, ventilación, limpieza, carga y transporte, relleno y sostenimiento, infraestructura del tajeo como madera en el buzón /camino e instalaciones de anillo metálico. En promedio un tajeo tiene un tiempo de vida de 18 meses (1 año y medio), promedio de avance por mes de 2.6m de altura.

f) Costo de explotación método corte y relleno ascendente.

Tabla 4

Estructura de costos del método cut and fill con voladura sobre veta

TAJOPV-Limp.DEMINERAL AV MENOR A 0.2m(CORTE Y RELLENO)					
E1 Con perforadora chica.					
Tipo: Perforación, limpieza de mineral, desate, pallaqueo					
Tamaño del Taladro:		2 pies	Taladros a cargar:		40
Taladros de alivio arranque:		0	Taladros de alivio corona:		0
Mano de Obra					
<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Factor de Pago</u>	<u>Total por Guardia</u>	<u>Costo Unit del recurso</u>	<u>Costo Real S./</u>
MO02	Maestro Perforista	2.07	1.00 TAR	90.00	186.30
MO04	Ayudante Perforista	2.07	1.00 TAR	85.00	175.95
MO05	Peon	2.07	1.00 TAR	80.00	165.60
				3.00	527.85
Maquinas (Incluye taladros de servicios)					
<u>Código</u>	<u>Descripción</u>	<u>Vida Util</u>	<u>Consumo por Guardia</u>	<u>Costo Unit del recurso</u>	<u>Costo Real S./</u>
EQ04	MAQUINA PERFORADORA JACKLEGG - STOPER	120000 Pies.	73 Pies.	0.31	22.63
					22.63
Suministros:					
Perforación de taladros a cargar:					
324-1	BROCA 38 MM R. MEDIA 2'		72.80 TAL	0.18	13.32
321-1	BROCA 36 MM R. MEDIA 4'		36.40 TAL	0.17	6.33
334-1	BARRENO CONICO 7/8 x 2' pies R.MEDIA		72.80 TAL	0.21	15.29
336-1	BARRENO CONICO 7/8 x 4' pies R.MEDIA		36.40 TAL	0.26	9.54
135	ACEITE ALMO 529		0.25 GLN.	50.09	12.52
136	MANGUERA 1"		30.00 MT.	0.15	4.47
137	MANGUERA 1/2"		30.00 MT.	0.07	2.11
141	CONEXIONES		4.00 UND.	0.17	0.68
Herramientas:					
108	LAMPA		2.00 PZA.	0.32	0.64
109	PICO		2.00 PZA.	0.72	1.44
110	LLAVE STILSON DE 16"		1.00 PZA.	0.23	0.23
111	LLAVE FRANCESA 12"		1.00 PZA.	0.19	0.19
112	ATACADOR Y GUIADOR		3.00 PZA.	0.23	0.70
113	CUCHARILLAS		1.00 PZA.	0.13	0.13
114	BARRETILLA		3.00 PZA.	0.48	1.43
115	SACA BARRENO		1.00 PZA.	0.05	0.05
116	SACA BROCA		1.00 PZA.	0.30	0.30
117	COMBO 6 Lbs		1.00 PZA.	0.61	0.61
134	MOCHILA DE LONA		1.00 PZA.	1.87	1.87
					71.84
				Sub Total Parcial	622.32
Implementos de Seguridad			Nro Tar	Costo Unitario	
EPP2	FACTOR DE EPP'S - FRENTE , TAJOS		3.00 Tar	7.29	21.87
		Totales EPPs			21.87

Explosivo				
162	EMULNOR 1000 1X12	20.00 UND	1.16	23.20
163	EMULNOR 3000 1X12	40.00 UND	1.31	52.40
104	CARMEX 7'	40.00 UND	2.46	98.40
105	MECHA RAPIDA	6.00 MT.	1.84	11.04
				185.04
preparacion				
		tm		
		174.96 m	39.01	8.92
		77.76 m	39.01	5.02
		19.44 m	39.01	10.03
		costo por tonelada		23.97
		Contingencias	0.00%	0.00
		Utilidad	10.00%	85.32
		Total Indirectos		85.32
				Costo por Disparo 938.52
				Factor de Avance (t) 1.82
				Costo por Tonelada 515.30
EM01	EXAMEN MEDICO ANUAL		1.90	1.04
VO01	VIATICOS OBREROS		20.70	11.37
	Alimentación (Mano de Obra Directa)		88.50	48.59
				Costo Ex+viatico+Alim. 61.00
				Costo por Tonelada + Alim.(S./ton) 576.30
				U\$/ton 155.76

Fuente: elaboración propia. *Nota:* Este cuadro muestra el costo operativo de producir una tonelada de mineral con el método cut and fill con voladura sobre veta.

4.1.2 Criterios de selección de método de explotación subterránea.

4.1.2.1 Criterio Numérico de Nicholas.

El enfoque de Nicholas es un instrumento empleado en la ingeniería de minas para seleccionar el método de extracción más apropiado para un depósito mineral particular. Este método se fundamenta en el análisis de varias variables y elementos que inciden en la factibilidad y eficacia de los procedimientos de extracción. Ninguna técnica de elección del método de minado puede cumplir con todos los requerimientos y condiciones de los yacimientos. Entonces, se tiene que proyectar un balance entre los desafíos técnicos y el costo de extracción del mismo, en este caso particular de nuestro estudio tomaremos bastante en cuenta el método que se adecue a la recuperación y selectividad de vetas extremadamente angostas.

Nicholas aplica una valoración según el rango de aplicabilidad de sus estudios realizados y es de la siguiente manera:

Preferido:3-4 (se puede aplicar el método sin problemas)

Probable:1-2 (se puede aplicar el método con ciertas restricciones)

Improbable:0 (método no aplicable pero no descartado)

Desechado: -49 (método descartado)

A continuación, se detallan las fases principales y los puntos de vista del método que serán evaluadas según los datos obtenidos del yacimiento, predominantemente en veta.

a) Geometría, potencia, inclinación y distribución de leyes

- Forma del yacimiento: Tabular
- Potencia del mineral :0.13m
- Buzamiento: 65-70°
- Profundidad: 100 a 400 m
- Distribución de leyes: errático

Tabla 5

Geometría del yacimiento

Metodo de explotacion	Forma del yacimiento			Potencia del mineral				Inclinacion			Distribucion de Leyes			Ranking
	M	T	I	E	I	P	MP	T	IT	IN	U	D	E	
Open pit(cielo abierto)	-49	0	0	0	0	0	0	1	1	1	2	1	0	10°
block Caving(hundimiento por bloques)	0	0	0	0	0	0	0	2	2	0	1	2	0	7°
sub level stoping(camaras por subniveles)	2	2	0	2	2	3	3	0	1	3	3	0	1	5°
sublevel caving(hundimiento por subniveles)	0	2	0	1	1	2	2	0	1	2	2	0	1	6°
Longwall(Tajo largo)	-49	4	0	2	0	0	0	3	2	0	3	2	0	9°
Room & Pillar(camaras y pilares)	0	4	2	2	2	2	2	3	2	0	2	2	2	4°
shrinkage stoping(camaras almacen)	2	2	2	3	3	1	1	0	1	2	3	3	3	3°
Cut and Fill(corte y relleno)	0	4	4	4	3	0	0	1	4	4	4	3	4	1°
Top slicing(fajas descendentes)	1	2	0	-49	0	2	3	4	1	2	4	2	0	8°
Square Set(entibacion con cuadros)	0	2	3	3	3	2	1	3	3	3	3	3	3	2°

M=masivo MP=Muy pobre E=erratico T=tabular T=Tumbado I=irregular IT=intermedio E=estrecho IN:inclinado I=intermedio U=uniforme P=potente D:diseminado.

Fuente: elaboración propia. Nota: según la geometría del yacimiento el análisis de Nicholas con métodos numéricos arroja como resultado el método de explotación de corte y relleno.

b) Características geomecánicas del mineral

- Resistencia del mineral: competencia intermedia
- Espaciamiento entre fracturas :13 f/m
- Resistencia de las discontinuidades: competencia intermedia

Tabla 6

Características geomecánicas de la veta

Metodo de explotacion	Resistencia de la roca			Espaciamiento entre fracturas			Resistencia de las discontinuidades			Ranking	
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M		G
Open pit(cielo abierto)	3	3	3	1	3	3	3	1	2	3	4°
block Caving(hundimiento por bloques)	4	1	1	4	2	3	1	3	2	1	6°
sub level stoping(camaras por subniveles)	3	2	0	3	2	2	2	1	2	2	9°
sublevel caving(hundimiento por subniveles)	3	2	0	3	2	2	2	1	2	1	10°
Longwall(Tajo largo)	2	3	4	2	2	3	3	2	2	3	3°
Room & Pillar(camaras y pilares)	1	2	4	1	2	3	4	2	2	2	5°
shrinkage stoping(camaras almacen)	1	3	4	2	2	3	4	2	3	3	2°
Cut and Fill(corte y relleno)	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4	1°
Top slicing(fajas descendentes)	2	3	3	1	1	2	4	1	2	2	7°
Square Set(entibacion con cuadros)	2	1	1	1	2	3	4	1	2	3	8°

Resistencia de las rocas: P= Pequeña M=media A=Alta
Espaciamiento entre fracturas: MP=Muy pequeño P= Pequeña G=Grande MG=Muy Grande
Resistenmcia de las discontinuidades: P= Pequeña M=media G=Grande

Fuente: elaboración propia. Nota: según las propiedades geomecánicas de la mena evaluación de Nicholas mediante técnicas numéricas produce como conclusión la técnica de extracción de corte y relleno.

c) Características geomecánicas de la caja techo

- Resistencia de la caja techo: competente
- Espaciamiento entre fracturas :6-12 f/m
- Resistencia de las discontinuidades: competencia intermedia

Tabla 7

Características geomecánicas de la caja techo

Metodo de explotacion	Resistencia de la roca			Espaciamiento entre fracturas			Resistencia de las discontinuidades			Ranking	
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M		G
Open pit(cielo abierto)	2	3	3	2	2	3	3	2	2	3	2°
block Caving(hundimiento por bloques)	2	2	3	1	2	3	4	2	2	3	3°
sub level stoping(camaras por subniveles)	1	2	3	0	1	3	4	1	2	4	5°
sublevel caving(hundimiento por subniveles)	0	2	3	0	1	3	4	1	2	4	6°
Longwall(Tajo largo)	0	2	4	0	2	3	4	1	2	3	5°
Room & Pillar(camaras y pilares)	0	3	4	0	1	3	4	0	3	3	5°
shrinkage stoping(camaras almacen)	0	3	4	0	1	2	4	1	3	3	5°
Cut and Fill(corte y relleno)	1	3	4	1	2	3	4	2	3	4	1°
Top slicing(fajas descendentes)	0	3	4	0	1	3	4	1	2	4	4°
Square Set(entibacion con cuadros)	0	2	4	0	2	3	4	0	2	3	6°

<i>Resistencia de las rocas:</i>	<i>P= Pequeña</i>	<i>M=media</i>	<i>A=Alta</i>
<i>Espaciamiento entre fracturas:</i>	<i>MP=Muy pequeño</i>	<i>P= Pequeña</i>	<i>G=Grande MG=Muy Grande</i>
<i>Resistenmcia de las discontinuidades:</i>	<i>P= Pequeña</i>	<i>M=media</i>	<i>G=Grande</i>

Fuente: elaboración propia. *Nota:* según las propiedades geomecánicas de la caja techo la evaluación de Nicholas mediante métodos numéricos determina como resultado la técnica de extracción de corte y relleno.

d) Características geomecánicas de la caja piso

- Resistencia de la caja piso: competencia intermedia
- Espaciamiento entre fracturas :6-14 f/m
- Resistencia de las discontinuidades: competencia intermedia

Tabla 8*Características geomecánicas de la caja piso*

Metodo de explotacion	Resistencia de la roca			Espaciamiento entre fracturas			Resistencia de las discontinuidades			Ranking	
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M		G
Open pit(cielo abierto)	2	3	3	2	2	3	3	2	2	3	2°
block Caving(hundimiento por bloques)	1	2	3	0	2	3	4	1	2	3	4°
sub level stoping(camaras por subniveles)	1	2	3	0	1	3	4	1	2	4	4°
sublevel caving(hundimiento por subniveles)	0	2	3	0	1	3	4	1	2	4	5°
Longwall(Tajo largo)	0	2	4	0	1	3	4	1	2	4	4°
Room & Pillar(camaras y pilares)	0	3	4	0	1	3	4	0	3	3	4°
shrinkage stoping(camaras almacen)	0	2	4	0	1	3	4	1	3	4	3°
Cut and Fill(corte y relleno)	1	3	4	1	2	3	4	2	3	4	1°
Top slicing(fajas descendentes)	0	2	4	0	1	3	4	1	2	4	4°
Square Set(entibacion con cuadros)	0	2	4	0	2	3	4	0	3	4	3°

Resistencia de las rocas: P= Pequeña M=media A=Alta
Espaciamiento entre fracturas: MP=Muy pequeño P= Pequeña G=Grande MG=Muy Grande
Resistenmcia de las discontinuidades: P= Pequeña M=media G=Grande

Fuente: elaboración propia *Nota:* según las características geomecánicas de la caja piso el análisis de Nicholas con métodos numéricos arroja como resultado el método de explotación de corte y relleno.

4.1.2.2 Criterio Geomecánico, técnico y económico

Para una adecuada elección de técnica de extracción necesitamos de diversos datos, tanto geo mecánico, geológicos, técnico y económico que se muestran en seguida.

Tabla 9*Especificaciones geomecánicas, técnicas de las labores de muestra.*

VETA	CARACTERISTICAS	UNIDAD
	GSI	IIB
	RMR	61-80
	Calidad de roca	buena
	Tipo de yacimiento	Tubular
	Profundidad	100m
VIENTO	Potencia	0.07m
PISO TJ582	Buzamiento	71°
E/W NV	Continuidad	200m
1755	Ancho de minado	0.90m
	Longitud de tajo(desmonte/mineral)	38m
	Longitud mineralizada	33m
	Altura de nivel a nivel	59m
	Puente de seguridad	3m

	Reserva de mineral	336.34TM
	Ley promedio(corona)	89.02 gr/tms
	Dilución método antiguo	65%
	Recuperación método antiguo	90%
	Condiciones Hidrogeológicas	No hay agua
	<hr/>	
	GSI	IIIB
	RMR	41-50
	Calidad de roca	Regular
	Tipo de yacimiento	Tubular
	Profundidad	420m
	ancho de veta	0.14m
	Buzamiento	66°
	Continuidad	300m
SANGRE	Ancho de minado	0.20m
DE TORO	Longitud de tajo(desmonte/mineral)	39m
TJ852 E/W	Longitud mineralizada	39m
NV 1495	Altura de nivel a nivel	50m
	Puente de seguridad	3m
	Reserva de mineral	667.21TM
	Ley promedio(corona)	105.97 gr/tms
	Dilución método antiguo	30%
	Recuperación método antiguo	90%
	Condiciones hidrogeológicas	No hay agua

Fuente: elaboración propia. Nota: En este cuadro se muestra las especificaciones técnicas de los tajos de muestra que son fundamentales para la modificación del método corte y relleno con un agregado de variantes de circado. Fuente elaboración propia.

a) Criterio geomecánico

Este criterio evalúa la respuesta del macizo rocoso o del terreno ante las excavaciones, siendo fundamental ya que de ello depende la estabilidad y seguridad de las labores mineras.

Aspectos clave:

- **Competencia del macizo rocoso:** Un RMR muy variable (entre 31 y 80) señala la presencia de áreas con roca muy competente y otras que requerirán un sostenimiento considerable, que puede ir desde el uso de puntales de

seguridad hasta la instalación de cuadros de madera en las zonas de explotación.

- **Profundidad del cuerpo mineralizado:** La combinación de una profundidad de entre 100 y 400 metros y una forma tubular del yacimiento exige el uso de un método subterráneo selectivo y flexible, capaz de ajustarse a distintas condiciones geomecánicas.
- **Presión del terreno y del agua:** Condiciones geomecánicas adversas (colapsos, presiones elevadas, acuíferos) pueden descartar ciertos métodos.

b) Criterio técnico

Aquí se evalúa si el método es técnicamente factible de implementar, considerando las condiciones operativas y logísticas.

Aspectos clave:

- **Geometría del yacimiento:** por tratarse de vetas angostas y profundas, corresponde a una minería subterránea.
- **Accesibilidad con laboreo subterráneo y tamaño del cuerpo mineralizado:** la mineralización está emplazada en zona con encampane ideal para aperturar niveles principales de extracción.
- **Disponibilidad de tecnología y maquinaria:** El minado es convencional porque se refiere a vetas muy delgadas, con un grosor de entre 3 y 20 cm, lo que limita la mecanización. Se requiere selectividad, recuperación y evitar la dilución. Esto excluye los métodos masivos (Block Caving, Sublevel Stopping).

- **Longitud del yacimiento:** de 300 m da buen potencial para desarrollo horizontal y vertical en subniveles.
- **Condiciones hidrogeológicas:** Sin agua ventaja operativa y menor costo en drenaje.

c) Criterio Económico

Se trata de analizar cuál método es más rentable, considerando inversiones, costos y producción a largo plazo.

Aspectos clave:

- Costo de operación (OPEX) en US\$/ton
- Leyes del mineral: En minería subterránea se busca alta ley para justificar costos más altos. La ley promedio de la minera Chalhuan SAC es de 27.46gr/tms con una recuperación metalúrgica del 90% y un precio del oro de 2800 US\$/oz se obtiene rentabilidad positiva.
- Dilución es el principal enemigo aquí: incluso un 10% puede reducir notablemente el valor del mineral, otra razón para métodos altamente selectivos.
- Tiempo de recuperación de la inversión.

Según el criterio geo mecánico, técnico y económico el método recomendado es corte y relleno ascendente selectivo (over cut and fill), las características ideales para este caso son:

- Excelente control de dilución

- Permite adaptarse a geometría muy estrecha (vetas extremadamente angostas con algunas variaciones).
- Apto para condiciones geomecánicas variables (como RMR 31-80).
- Posibilidad de usar relleno detrítico de la misma rotura de corona de desmonte del tajo.
- Posibilidad de selectividad y alta recuperación del mineral.

Con los datos que se presentó, el método Cut & Fill selectivo es el más eficiente, rentable y seguro, sobre todo por la ley alta, geometría estrecha y profundidad intermedia. Además, es adaptable a la variabilidad del RMR y permite controlar al máximo la dilución.

4.1.2.3 Selección del método para vetas angostas de oro

El yacimiento presenta condiciones favorables para la técnica de corte y relleno ascendente; sin embargo, la voladura sobre veta genera una dilución promedio del 35%, afectando las leyes debido al reducido ancho de veta (0.13 m) frente al ancho de labor (0.20 m). Dada la potencia variable entre 0.05 y 0.20 m, se propone modificar el método mediante circado invertido, invirtiendo la secuencia de voladura para primero remover el desmonte con diseños más precisos y dejar la veta expuesta, optimizando así su recuperación.

4.1.2.3.1 Capacidad de producción mina

La capacidad de producción de una mina a pequeña escala en Perú depende de su clasificación como Pequeño Productor Minero (PPM) o Productor Minero Artesanal. El gobierno de Perú comprende que la pequeña

minería puede alcanzar hasta 2,000 has y producir hasta 350 TM diarios; mientras que la minería artesanal puede alcanzar hasta 1,000 has y producir hasta 25 TM diarios.

La minera Chalhuane SAC posee una capacidad instalada de fabricación, su producción de 23 TMS diarios, 704 TMS/mes y 7687 TMS/año.

4.1.2.3.2 Método seleccionado de circado

Con este método se invierte el ciclo de minado, primero se realiza rotura del desmonte sin afectar la estructura mineralizada que debe quedar intacta en la caja piso de preferencia, el desmonte es limpiado realizando un sostenimiento adecuado de la labor escogiendo algunos fragmentos de mineral que puede ver en la carga, la veta se recupera con desatado , patillado o como último recurso con desquinche todo este proceso se recupera sobre tela arpillera y manta de jebe, los finos que queda en la manta. los hastiales son recuperados con barrido para no perder finos de oro.

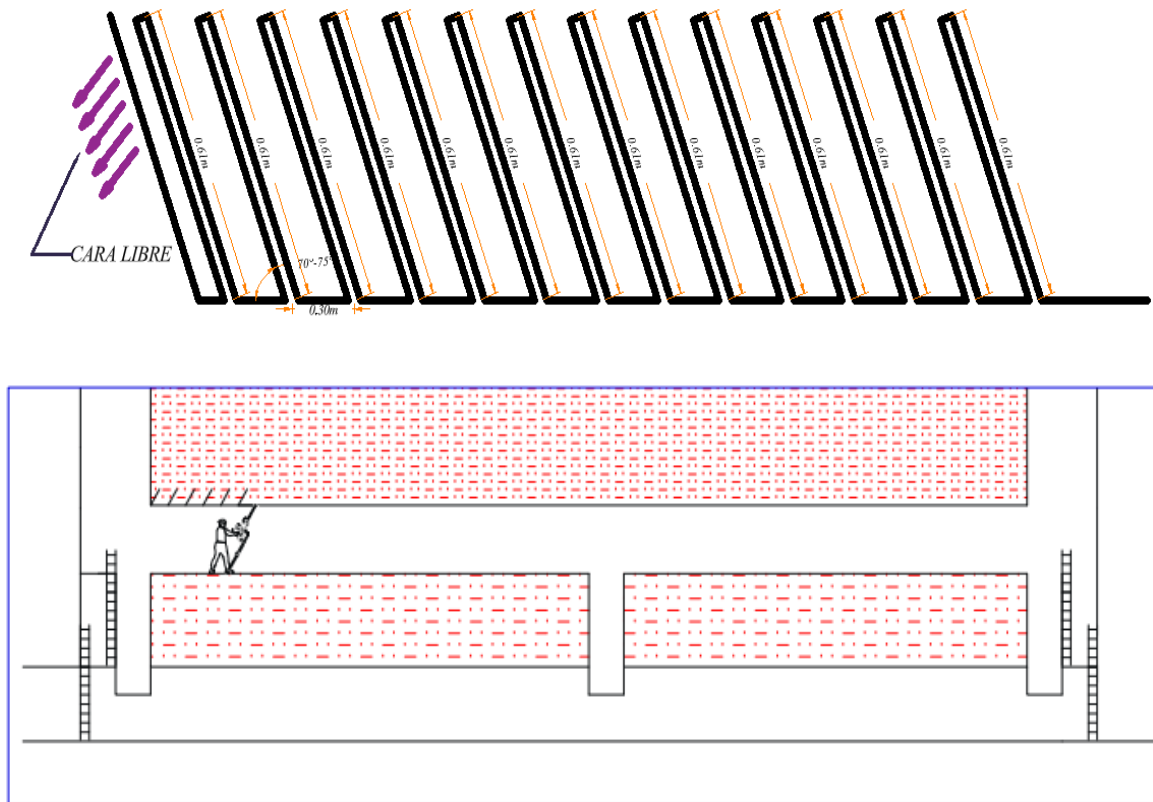
a) Descripción del ciclo de minado para variantes de circado

Perforación

Se cuenta con malla de perforación de tajos que debe ser pintado antes de iniciar la perforación para una buena distribución de taladros. La perforación se realiza con maquina Jack leg y YT29, perforación en realce en coronas de desmonte es de 4 o 5 pies con inclinación de 75°, el barrenado con la técnica de circado en veta es de 2 pies, también se realiza perforación en breasting en tipo de roca mala con barreno de 4 pies.

Figura 3

Perforación en realce método de variantes de circado.



Fuente: elaboración propia. *Nota:* esta figura muestra la perforación de taladros con 2 pies con una inclinación entre 75°-80°, aplicación para el método de variantes de circado.

Voladura

El diseño de la malla de barrenado/voladura incide considerablemente en la fragmentación y control de las cajas del tajo, con la finalidad de controlar la dilución del mineral y la estabilidad de las cajas, como también en el control de uso de explosivos (factor de potencia).

Explosivos que se utiliza en la voladura de tajos

En la voladura de los tajos se hace uso emulsiones encartuchadas tales como Emulnor 1” x 12” de 1000 y 3000, como accesorio de voladura se hace uso de carmex y mecha de seguridad (mecha blanca) y mecha rápida Z-18.

El uso de emulsiones en el circado permite una fragmentación uniforme que facilita la limpieza manual, minimiza daños y sobre excavación, y favorece la conservación de la veta tanto en caja piso como en caja techo, manteniendo la estabilidad de las labores.

Tabla 10

Características técnicas de los explosivos que se usan en Minera Chalhuane SAC.

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS					
		EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
DENSIDAD RELATIVA (g/cm ³)		0,90	1,13	1,14	1,16
VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)	CONFINADO *	4 400	5 800	5 700	5 500
	S/CONFINAR **	3 500	4 500	4 400	4 200
PRESIÓN DE DETONACIÓN (kbar)		44	95	93	88
ENERGÍA (kcal/kg)		628	785	920	1010
VOLUMEN NORMAL DE GASES (L/kg)		952	920	880	870
POTENCIA RELATIVA EN PESO *** (%)		63	85	100	105
POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN *** (%)		75	120	145	155
SENSIBILIDAD AL FULMINANTE		Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
RESISTENCIA AL AGUA		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
CATEGORÍA DE HUMOS		Primera	Primera	Primera	Primera

Fuente: Famesa Explosivos. *Nota:* Este cuadro las características más relevantes de los explosivos que se da uso en la Minera chalhuane SAC, que serán fundamentales en los cálculos de diseños de mallas de perforación de los tajos.

Figura 4

Emulnor de 1000 y 3000 de 1" x 12".



Fuente: Famesa Explosivos. Nota: esta figura muestra la presentación de los explosivos el color verde representa emulnor de 1000 y el color rojo emulnor de 3000 ambos de medidas de 1" x 12".

Se tiene dos tipos de variantes de circado cuyos diseños de malla serán diseñadas en adelante:

Variante de circado de roca dura RMR 61-80: Malla alternada 2 x 1

Para diseñar esta malla de perforación se utilizará el modelo matemático de KONYA, debido a que considera la densidad de roca y explosivo.

$$B=0.012*(2(\frac{S_{ge}}{S_{gr}})+1.5) * D_e$$

Donde:

B = Burden (m)

D_e = Diámetro de explosivo (mm)

S_{ge}=densidad de explosivo (g/cm³)

S_{gr}=Densidad de la roca (g/cm³)

Datos:

En este tipo de roca se hace uso un solo tipo de explosivo: Emulnor de 3000 de 1"x12"

Tipo de roca: granodiorita con densidad de 2.6 g/cm³

Densidad de explosivo: 1.14 g/cm³

Cálculos efectuados

$$B=0.012*\left(2\left(\frac{1.14}{2.6}\right)+1.5\right)* 25.4$$

$$B_{\max}=0.73\text{m}$$

Cálculo de error de perforación:

$$e=0.05+0.03*L$$

e=error de perforación(m)

L=longitud de perforación(m)

$$e=0.05+0.03*0.6096$$

$$\mathbf{e=0.068\text{m}}$$

$$B_{\text{práctico}}=B_{\max}- e$$

$$B_{\text{práctico}}=0.73-0.068$$

$$\mathbf{B_{\text{práctico}}:0.66\text{m}=0.60\text{m}}$$

Se alternará taladros al centro en secuencia 2 x 1 para ellos se dividirá el burde a la mitad por tratarse de labores extremadamente confinadas.

Burden real: B/2

$$\text{Burden real}=0.60/2$$

Breal=0.30m

Espaciamiento:

$$E = \frac{H+7B}{8}$$

E: espaciamento(m)

H: altura de banco(m)

B: burden(m)

$$E = \frac{0.6096+7*0.60}{8}$$

E=0.60m

El espaciamento con respecto al ancho de minado será de 0.40m y el espaciamento en longitud de tajo será de 0.60m.

E=0.40mx0.60m

Longitud máxima de voladura para garantizar buena recuperación y selectividad es 3m.

Numero de taladros

$$N^{\circ} \text{ de Taladros} = \frac{\text{Area del tajeo}}{B \times S}$$

B: burden (distancia entre filas): 0.30m

S: espaciamento (distancia entre taladros en una fila):0.60m

A: área del tajeo a romper(m²) =0.90m x 3.0m=2.7 m²

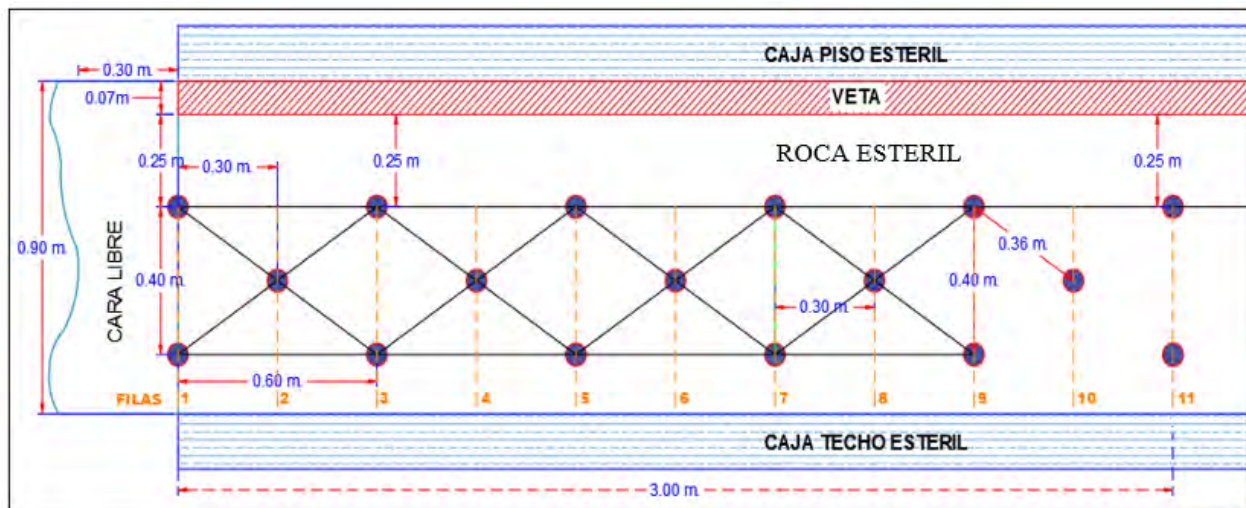
$$N^{\circ} \text{ de Taladros} = \frac{2.7 \text{ m}^2}{0.3 \text{ m} \times 0.6 \text{ m}}$$

NT:15

Realizando pruebas de campo esto se ajusta a 17 taladros, con mallas alternada 2 x 1.

Figura 5

Trazo de perforación roca dura con veta en la caja piso (RMR 61-80)



LEYENDA

Veta Mineral	
Macizo Rocoso Estéril	
Taladro	

Fuente: elaboración propia, *Nota:* Esta figura muestra el diseño de malla de perforación y voladura para roca dura con variantes de circado donde se deja la veta en la caja piso, la perforación en estéril está a 25cm de la veta con la finalidad de que luego de la voladura la veta quede intacta para ser recuperada en su totalidad con dilución mínima, esta variante será denominada circado invertido 2 x 1.

Numero de cartuchos por taladro

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos por taladro} = \frac{L-T}{L_c}$$

L = longitud total del taladro (en metros) = 0.61m

T = taco (parte sin explosivo, en metros) = 0.15m

Lc = longitud de un cartucho (en metros) = 0.3048m

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos por taladro} = \frac{0.61-0.15}{0.3048}$$

N° de cartuchos por taladro = 1.5

Cálculo de factor de potencia

Datos del tajeo:

Espaciamiento : 0.40m. x 0.60m.

Burden : 0.30m.

Longitud de Perforación : 0.61m.

Angulo de Perforación : 75-80 °

Corte Efectivo : 0.59 m.

Ancho Promedio : 0.90 m.

Longitud Disparada : 3.00 m.

Densidad de roca: 2.6 ton/m³

Kilogramos de explosivo utilizado:

FILA	NUMERO TOTAL DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO (1"X12")		TOTAL KG
		1000	3000	
01	2		3	0.52
02	1		1.5	0.26
03	2		3	0.52
04	1		1.5	0.26
05	2		3	0.52
06	1		1.5	0.26
07	2		3	0.52
08	1		1.5	0.26
09	2		3	0.52
10	1		1.5	0.26
11	2		3	0.52
TOTAL	17	0	25.5	4.43

Cálculos:

Tonelaje roto=3m x 0.90m x 0.59m x2.6ton/m³ =4.14 ton

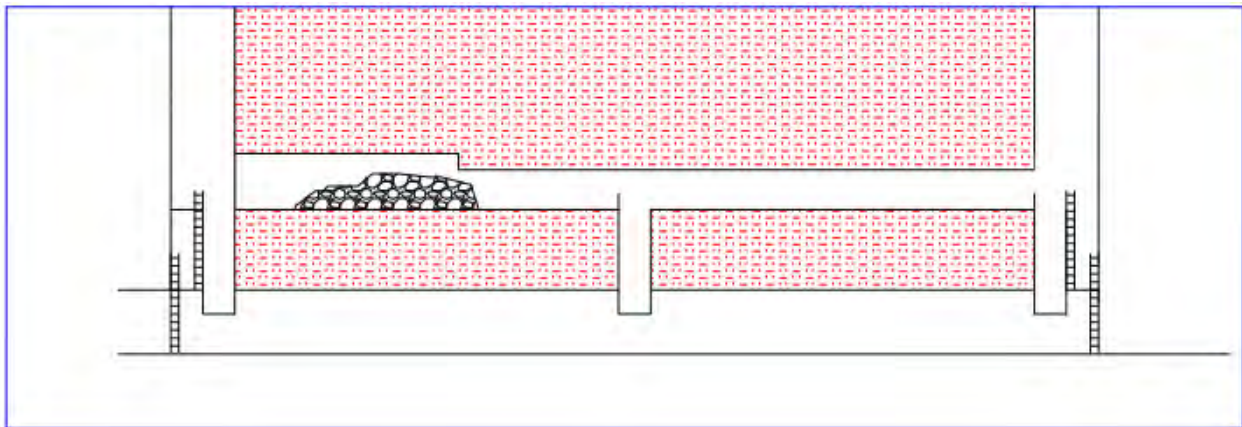
Factor de potencia: kilogramos de explosivo /tonelaje roto

FP=4.43kg/4.14=1.07kg/ton

Aplicación en campo:

Figura 6

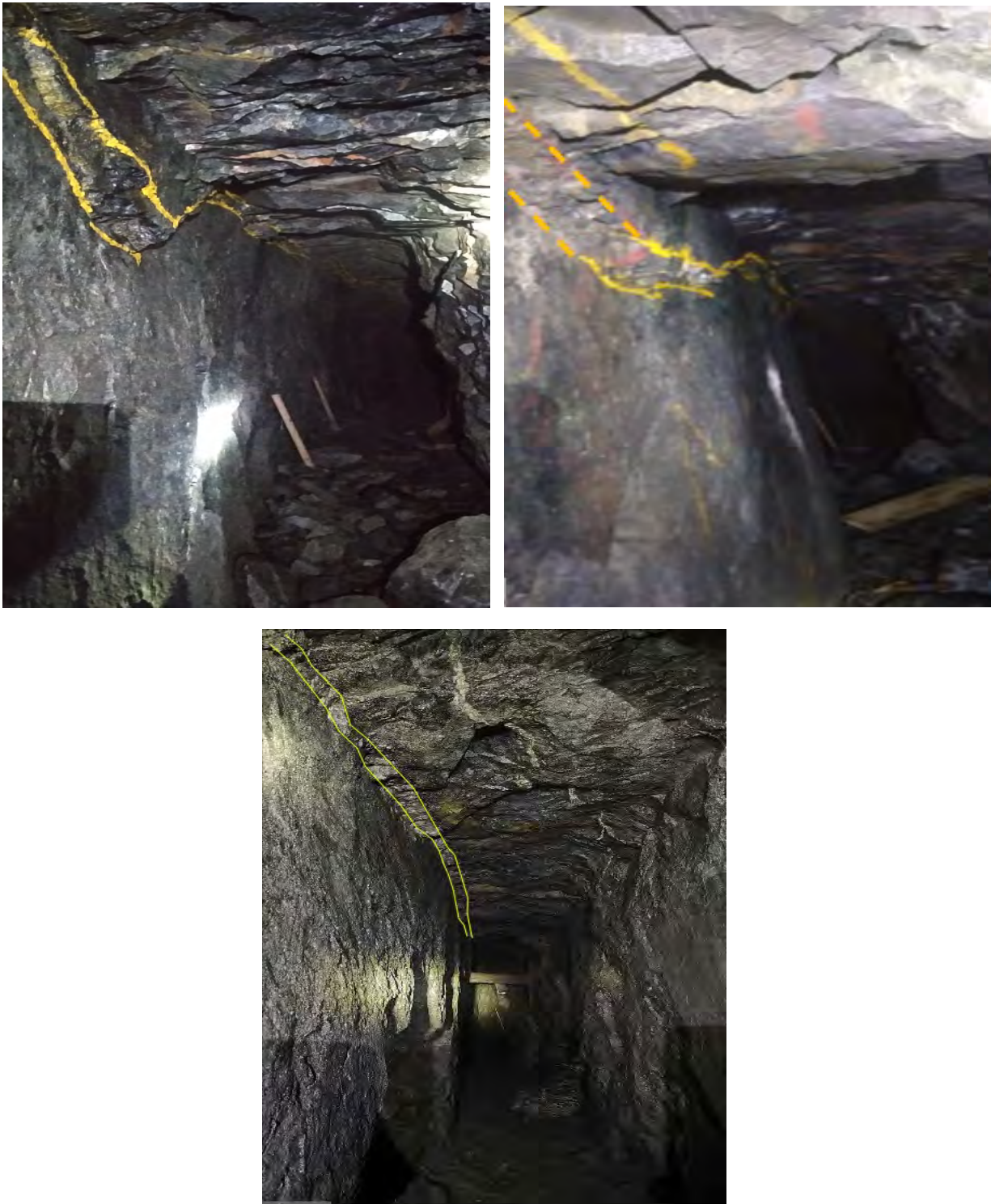
Tajeo con voladura ejecutada en realce.



Fuente: elaboración propia, *Nota:* se evidencia la secuencia de voladura del tajeo iniciando del lado del buzón/ camino.

Figura 7

Voladuras efectuadas en el tajo 582- roca dura



Fuente: Fotografía propia. Nota: en esta fotografía se observa como la veta queda colgada en la caja piso, posteriormente esta veta es recuperada con una dilución mínima, netamente se recupera veta en su estado puro.

Figura 8

Mineral obtenido del método de circado tj582



Fuente: Fotografía propia. Nota: en esta foto muestra el mineral obtenido sin ninguna contaminación.

Variante de circado de roca media RMR 41-60: Malla zig zag

Datos:

Se utiliza un solo tipo de explosivo: Emulnor de 1000 de 1”x12”

Tipo de roca metadiorita con densidad de 2.7g/cm³

Cálculos:

$$B=0.012*(2(\frac{1.13}{2.7})+1.5)* 25.4$$

$$B=0.71m$$

$$B_{pr\acute{a}ctico}=B_{max}- e$$

$$B_{pr\acute{a}ctico}=0.71-0.068$$

$$B_{pr\acute{a}ctico}:0.64m$$

Para trazos en ZIG-ZAG y por tratarse de labores extremadamente confinadas y vetas angostas se determina B/2.

$$B_{real}=B/2$$

$$B_{real}=0.64/2=0.32m$$

Espaciamiento

$$E=\frac{H+7B}{8}$$

E: espaciamento(m)

H: altura de banco(m)

B: burden(m)

$$E=\frac{0.6096+7*0.60}{8}$$

$$E=0.60m \text{ ajuste en campo } 0.64m$$

Para diseños de malla zig-zag se determina el espaciamento de

$$E=0.45m \times 0.64m$$

Numero de taladros

$$N^{\circ} \text{ de Taladros}=\frac{\text{Area del tajeo}}{B \times S}$$

B: burden (distancia entre filas): 0.32m

S: espaciamento (distancia entre taladros en una fila):0.64m

A: área del tajeo a romper(m²) =0.90m x 3.20m=2.88 m²

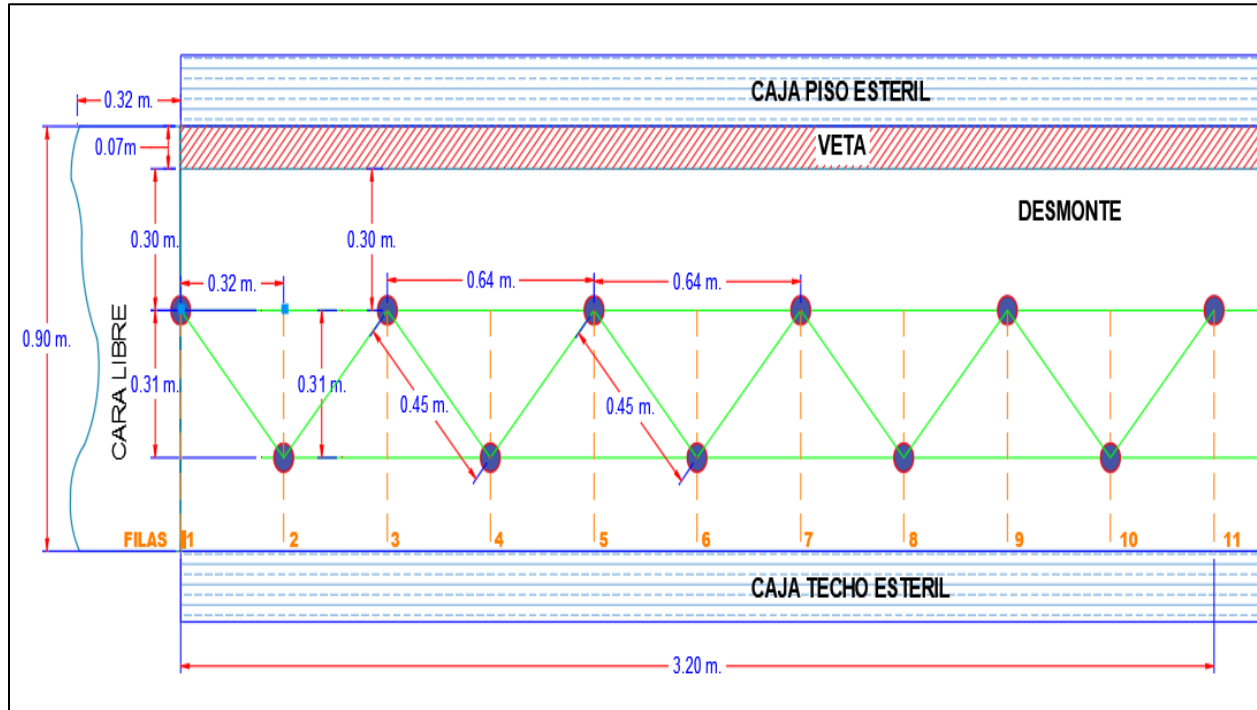
$$N^{\circ} \text{ de Taladros}=\frac{2.88 \text{ m}^2}{0.32m \times 0.64m}$$

NT:14

Realizando pruebas de campo esto se ajusta a 11 taladros, con malla de trazo zig-zag.

Figura 9

Trazo de perforación roca media con veta en la caja piso (RMR 31-60)



LEYENDA

Veta Mineral	
Macizo Rocoso Esteril	
Taladro	

Fuente: Elaboración propia. *Nota:* Esta figura muestra el diseño de malla de perforación y voladura para roca media con variantes de circado donde se deja la veta en la caja piso, la perforación en estéril está a 30cm de la veta con la finalidad de que luego de la voladura la veta quede intacta para ser recuperada en su totalidad con dilución mínima, esta variante será denominada circado invertido zig zag.

Numero de cartuchos por taladro

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos por taladro} = \frac{L-T}{L_c}$$

L = longitud total del taladro (en metros) =0.61m

T = taco (parte sin explosivo, en metros) =0.15m

Lc = longitud de un cartucho (en metros) =0.3048m

$$N^{\circ} \text{ de cartuchos por taladro} = \frac{0.61 - 0.15}{0.3048}$$

N° de cartuchos por taladro=1.5

Cálculo de factor de potencia

Datos del tajeo:

Espaciamiento :0.45m. x 0.64m.

Burden :0.32m.

Longitud de Perforación :0.61m.

Angulo de Perforación :75-80 °

Corte Efectivo : 0.59 m.

Ancho Promedio : 0.90 m.

Longitud Disparada : 3.20 m.

Densidad de roca:2.6 ton/m³

Kilogramos de explosivo utilizado:

FILA	NUMERO TOTAL DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO (1"X12")		TOTAL KG
		1000	3000	
01	1	1.5	0	0.25
02	1	1.5	0	0.25
03	1	1.5	0	0.25
04	1	1.5	0	0.25
05	1	1.5	0	0.25
06	1	1.5	0	0.25
07	1	1.5	0	0.25
08	1	1.5	0	0.25
09	1	1.5	0	0.25
10	1	1.5	0	0.25
11	1	1.5	0	0.25
TOTAL	11	17	0	2.75

Cálculos:

Tonelaje roto=3.2m x 0.90m x 0.59m x 2.6ton/m³ =4.42 ton

Factor de potencia: kilogramos de explosivo /tonelaje roto

FP=2.75kg/4.42ton=0.62kg/ton

Aplicación en campo

Figura 10

Voladuras efectuadas en el tajo 852- roca media



Fuente: Fotografía propia. *Nota:* en esta foto muestra el colgado de veta luego de efectuar la voladura.

Figura 11

Mineral obtenido del método de circado tj852.



Fuente: Fotografía propia. *Nota:* en esta foto se muestra como el mineral es recuperada sin ninguna contaminación.

Ventilación

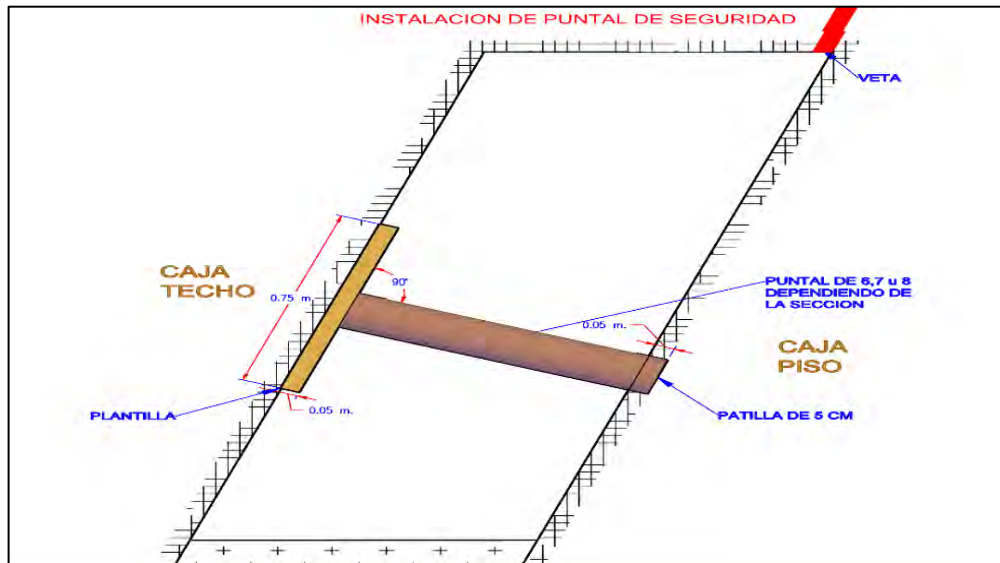
la ventilación de los tajos es natural por las chimeneas extremas de ventilación que se desarrolló antes de iniciar la explotación.

Sostenimiento

La clase de soporte que se emplea en este método es con puntales de seguridad, Split set y marcos de madera cuando el terreno es de tipo IV y V.

Figura 12

Sostenimiento con puntal de seguridad en Minera Chahuane SAC.



Fuente: Elaboración propia *Nota:* Esta figura muestra sostenimiento con puntal de seguridad de los tajos.

Limpieza

Debido a que la explotación es altamente convencional con un ancho de minado de 0.90m la limpieza se realiza con lampeo directo manual hacia las carretillas donde el material estéril es depositado en los echaderos de desmonte (Chimeneas doble compartimiento con tolva en la galería principal), el mineral es seleccionado y separado del desmonte minuciosamente y depositado en el ore pass (anillos metálicos).

Tonelaje generado por la voladura de los tajos:

$$V: A \times L \times H$$

V: volumen roto(m³)

L: longitud de tajo roto(m):3m

H: Altura de corte(m):0.61m

V: 0.90m x 3.0m x 0.61m

V=1.65 m³

Con una densidad de roca de 2.6 ton/m³ se obtiene 4.28 toneladas rotas/disparo.

Tiempo de limpieza con lampa y carretilla:

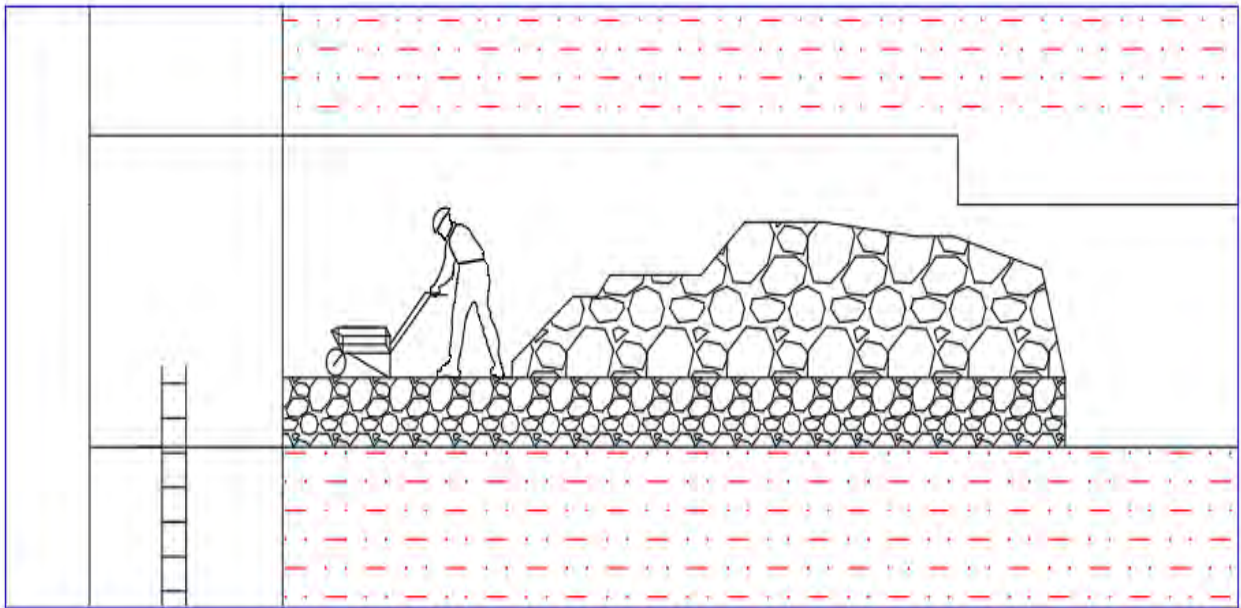
- Producción por disparo: 4.28 toneladas
- Capacidad de carga de la carretilla: 0.08m³x 2.6ton/m³ =0.208ton
- Tiempo promedio por ciclo (carga + transporte + descarga + retorno):
Aproximado: entre 6 y 8 minutos por ciclo, dependiendo del acceso.

$$\text{N}^\circ \text{ de viajes} = \frac{4.28\text{ton}}{0.208\text{ton/viaje}} = 21 \text{ viajes}$$

Tiempo de extracción/disparo=21 viajes x 7 minutos=147minutos=2.45 horas

Figura 13

Tajeo en proceso de limpieza



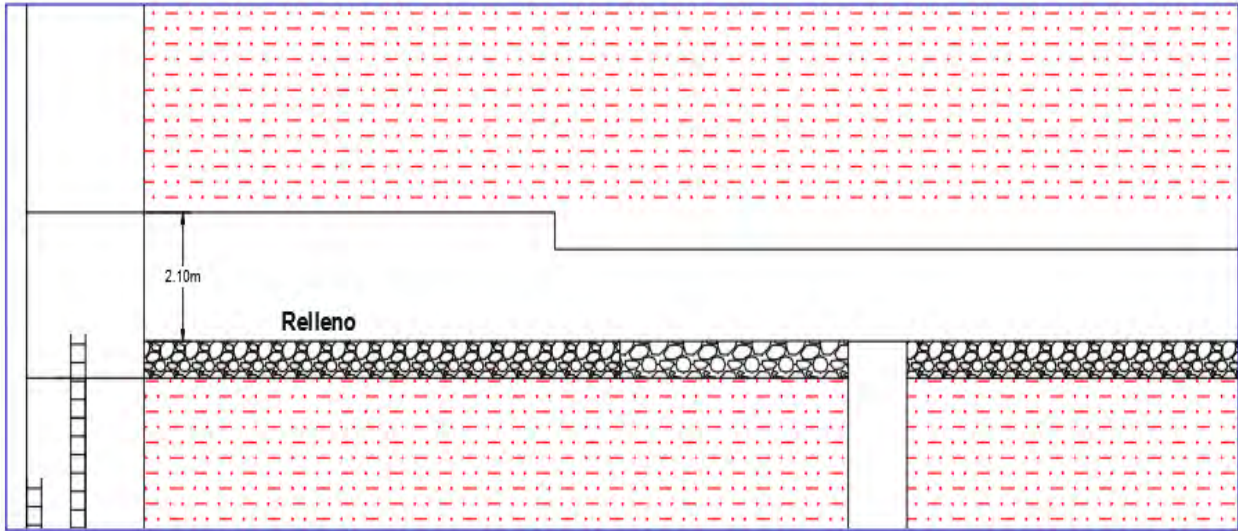
Fuente: Elaboración propia *Nota:* Esta imagen presenta la remoción de mineral o desmonte de forma manual con pala y carretilla

Relleno

El relleno es generado con material estéril de las cajas, en el caso de que falte relleno se usa el material de desecho de las labores de desarrollo, relleno hasta alcanzar una altura de perforación de 2.10m con equipo convencional.

Figura 14

Tajeo en proceso de relleno



Fuente: Elaboración propia *Nota:* Esta figura muestra el relleno del tajeo a una altura de 2.10m.

4.1.2.3.3 Costo de explotación con el método seleccionado

El costo unitario de producción está conformado por costo de perforación, voladura, limpieza y relleno, en este caso el costo de ventilación en los tajos es natural por las chimeneas extremas.

a) Costo de Mano de obra

Tabla 11

Cálculo de costo de mano de obra por ciclo de minado

Mano de obra	Factor de pago	Total por guardia(tar)	Costo unitario del recurso S/.	Costo real S/.
Maestro perforista	2.07	1.00	90.00	186.30
Ayudante perforista	2.07	1.00	85.00	175.95
Peón	2.07	1.00	80.00	165.60
TOTAL			S/.	527.85

Actividad	Horas trabajadas	Unidad	Incidencia(%)	Costo real S/.
Ventilación	0.45	Hrs	5%	24.36
Regado	0.10	Hrs	1%	5.41
Desatado	1.00	Hrs	10%	54.14
Sostenimiento	1.50	Hrs	15%	81.21
Limpieza	2.45	Hrs	25%	132.64
Relleno	1.25	Hrs	13%	67.67
Perforación	2.00	Hrs	21%	108.28
Carguío y voladura	1.00	Hrs	10%	54.14
TOTAL	9.75		100%	527.85

Fuente: elaboración propia.

b) Costo de Epps

Tabla 12

Cálculo de costo de epps por ciclo de minado

DESCRIPCIÓN ITEM	VIDA UTIL(días)	UNIDAD	UM	PRECIO ACTUALIZADO COSTO S/.	PRECIO UNITARIO S/.
BOTAS DE JEBE	90	Disp.	Par	64.68	0.72
ZAPATO DE SEGURIDAD	360	Disp.	Par	76.80	0.21
LENTES DE SEGURIDAD	60	Disp.	Pza.	12.62	0.21
CASCO MINERO	360	Disp.	Pza.	42.25	0.12
TAFILETE	360	Disp.	Pza.	11.69	0.03
BARBIQUEJO	180	Disp.	Pza.	4.66	0.03
RESPIRADOR 3M	180	Disp.	Pza.	102.61	0.57
FILTRO 3M	20	Disp.	Pza.	30.77	1.54
GUANTE DE JEBE NEOPRENE	20	Disp.	Par	27.63	1.38
GUANTE DE CUERO	90	Disp.	Par	8.94	0.10
CORREA PORTA LAMPARA	120	Disp.	Pza.	8.40	0.07
TAPON DE OIDO	90	Disp.	Pza.	1.29	0.01
MAMELUCO DRILL	180	Disp.	Pza.	57.84	0.32
POLO ALGODÓN	60	Disp.	Pza.	23.50	0.39
LAMPARA MINERA	360	Disp.	Pza.	267.23	0.74
CASACA DE JEBE	90	Disp.	Pza.	49.00	0.54
PANTALON DE JEBE	90	Disp.	Pza.	46.00	0.51
TOTAL				S/.	7.50

Actividad	Horas trabajadas	Unidad	Incidencia(%)	Costo real S/.
Ventilación	0.45	Hrs	5%	0.35
Regado	0.10	Hrs	1%	0.08
Desatado	1.00	Hrs	10%	0.77
Sostenimiento	1.50	Hrs	15%	1.15
Limpieza	2.45	Hrs	25%	1.89
Relleno	1.25	Hrs	13%	0.96
Perforación	2.00	Hrs	21%	1.54
Carguío y voladura	1.00	Hrs	10%	0.77
TOTAL	9.75		100%	7.50

Fuente: elaboración propia.

c) Costo de perforación

Cálculo de costo unitario de perforación (S./pie) con tipo de cambio 3.7.

$$\text{Depreciación} = \frac{\text{Valor neto}}{\text{vida útil en pies perforados}}$$

$$\text{Vida útil en años} = \frac{\text{Vida útil en pies perforados}}{\text{Pies perforados al año}}$$

$$\text{Costo de repuestos} = \frac{\text{Costo de mantenimiento y repuestos}}{\text{Vida útil en pies perforados}}$$

$$\text{Costo total de alquiler} = \text{costo de propiedad} + \text{costo de operación}$$

Tabla 13*Cálculo de costo unitario de perforación por pie perforado.*

		Unid.	Perforadora Jack Leg
VALOR DE DEPRECIACION			
	1. Precio inicial	US \$	4,500
I.	2. Costo de mantenimiento y repuestos	US \$	5,678
	3. Valor neto a depreciar (valor rescate 10%)	US \$	4,050
	4. Vida util en pies perforados	pp	120,000
COSTO DE PROPIEDAD			
	5. Depreciación (3)/(4)	US \$/pp	0.03
	6. Pies perforados al año	pp	136800.00
II.	7. Vida Util en años "n"	años	0.88
	8. Costo financiero i= 0.12	US \$/pp	0.00
	9. Costo de Propiedad: ((5)+(8))	US \$/pp	0.038
COSTO DE OPERACION			
III.	10. Costo de repuestos	US \$/pp	0.05
	11. Otros Costos	US \$/pp	0.00
	12. Costo de Operación	US \$/pp	0.047
COSTO TOTAL			
IV.	Costo de Alquiler (US\$/pp)		0.08
	Costo de Alquiler (S/. pp)	S./ pp	0.31

Fuente: elaboración propia.

Cálculo del costo total de perforación con el método variantes de circado.

Tabla 14*Cálculo de costo unitario de perforación.*

Equipo	Vida Útil(pies)	Consumo por guardía (pies)	Costo unitario(Sol es/pie)	Costo real S/.
Jack-leg/YT 29	120000	46	0.31	14.26
Suministros	Consumo por guiardía	Unid.		
Broca de 38mm 2'	45.50	Tal	0.18	8.32
Broca de 36mm 4'	22.75	Tal	0.17	3.96
Barreno cónico 7/8x2 pies	45.50	Tal	0.21	9.55
Barreno cónico 7/8x4 pies	22.75	Tal	0.26	5.96
Aceite almo 529	0.25	Gln	50.09	12.52
Manguera de 1"	30.00	m	0.15	4.47
Manguera de 1/2"	30.00	m	0.07	2.11
Conexiones	4.00	Und	0.17	0.68
Herramientas				
LLAVE STILSON DE 16"	1.00	PZA.	0.23	0.23
LLAVE FRANCESA 12"	1.00	PZA.	0.19	0.19
GUIADOR	3.00	PZA.	0.23	0.70
CUCHARILLAS	1.00	PZA.	0.13	0.13
SACA BARRENO	1.00	PZA.	0.05	0.05
SACA BROCA	1.00	PZA.	0.30	0.30
COMBO 6 Lbs	1.00	PZA.	0.61	0.61
TOTAL			S/.	64.04

Fuente: elaboración propia.

Costo de perforación=mano de obra + epps+(equipos, suministros y herramientas).

Costo de perforación=108.28+1.54+64.04=S/.173.86

d) Costo de voladura**Tabla 15***Cálculo de costo unitario de voladura.*

Explosivos	Cantidad	Unid.	Costo unitario(S/.)	Costo real S/.
EMULNOR 3000	13	und	1.31	17.03
EMULNOR 1000	25	und	1.16	29.00
CARMEX 7"	25	und	2.46	61.50
MECHA RAPIDA	5	m	1.84	9.20
Herramientas	Consumo por guiardía			
MOCHILA DE LONA	1.00	PZA.	1.87	1.87
ATACADOR	2.00	PZA.	0.23	0.47
TOTAL			S/.	119.06

Fuente: elaboración propia.

Costo de Voladura=mano de obra + epps+(explosivos y herramientas)

Costo de Voladura=54.14+0.77+119.06=S/.173.97

e) Costo de limpieza

Tabla 16

Cálculo de costo unitario de limpieza.

Equipo/herramientas	Cantidad por guardia	Unid	Costo unitario	Costo real S/.
LAMPA	2	PZA.	0.32	0.64
PICO	2	PZA.	0.72	1.44
CARRETILLA	1	PZA.	1.61	1.61
TOTAL			S/.	3.69

Fuente: elaboración propia.

Costo de limpieza=mano de obra + epps+(herramientas)

Costo de Limpieza=132.64+1.89+3.69=S/.138.22

f) Costo de relleno

Tabla 17

Cálculo de costo unitario de relleno.

Equipo/Herramientas	Cantidad por guarda	Unid	Costo unitario	Costo real S/.
LAMPA	1	PZA.	0.32	0.32
PICO	1	PZA.	0.72	0.72
CARRETILLA	1	PZA.	1.61	1.61
TOTAL			S/.	2.65

Fuente: elaboración propia.

Costo de relleno=mano de obra + epps+(herramientas)

Costo de relleno=67.67+0.96+2.65=S/.71.28

g) Costo de ventilación

Costo de ventilación=mano de obra + EPPS

Costo de ventilación = 24.36+0.35=S/.24.71

h) Costo de regado

Costo de regado=mano de obra + EPPS

$$\text{Costo de regado} = 5.41 + 0.08 = \text{S}/.5.49$$

i) Costo de desatado

Tabla 18

Cálculo de costo unitario de desatado.

Herramientas	Cantidad por guarda	Unid	Costo unitario	Costo real S/.
BARRETILLA	3.00	PZA.	0.48	1.43
TOTAL			S/.	1.43

Fuente: elaboración propia.

$$\text{Costo de desatado} = \text{mano de obra} + \text{EPPS} + \text{herramientas}$$

$$\text{Costo de desatado} = 54.14 + 0.77 + 1.43 = \text{S}/.56.34$$

j) Costo unitario de producción (US\$/Ton)

Fuente: elaboración propia. *Nota:* Esta tabla presenta el gasto unitario para generar una tonelada de mineral con el método de variantes de circado expresado de US\$/ton.

4.1.2.3.4 Programa anual de labores de producción(tajeo) con el método seleccionado.

Tabla 19*Programa anual de producción 2024-2025*

Tipo Explotación		ene-24	feb-24	mar-24	abr-24	may-24	jun-24	jul-24	ago-24	sep-24	oct-24	nov-24	dic-24	Total 2024
Convencional Corte y relleno(circado)-CHALHUANE	Producción (TMS)	320	309	364	333.50	301.20	353.55	296.17	340.31	362.13	369.31	396.73	390.15	4,136
	Ley (g Au/t)	52.87	45.42	39.86	42.04	43.70	39.07	44.14	41.91	37.45	32.66	31.31	33.16	40.30
Convencional Corte y relleno(circado)-LA SOLEDAD	Producción (TMS)	372	343	327	361	297	319	318	320	249	388	355	380	4,029
	Ley (g Au/t)	11.87	11.66	10.42	11.11	16.61	13.49	14.24	14.80	18.16	16.68	14.11	15.13	14.02
	Producción (TMS)	692	652	691	695	598	673	614	660	611	757	752	770	7,395
Total Mina	Ley (g Au/t)	30.83	27.66	25.93	25.96	30.25	26.94	28.66	28.77	29.59	24.47	23.19	24.26	27.21
	Gramos de oro(Au)	21,334.04	18,034.16	17,916.38	18,031.05	18,095.61	18,116.51	17,601.26	18,998.39	18,083.61	18,533.50	17,430.67	18,686.77	220,861.96
Producción Diaria(TMS/día)		22	23	22	23	19	22	20	21	20	24	25	25	22

Tipo Explotación		ene-25	feb-25	mar-25	abr-25	may-25	jun-25	jul-25	ago-25	sep-25	oct-25	nov-25	dic-25	Total 2025
Convencional Corte y relleno(circado)-CHALHUANE	Producción (TMS)	395.43	362.38	320.13	332.32	359.21	381.21	382.36	380.24	385.24	369.24	386.73	378.68	4,433
	Ley (g Au/t)	34.24	38.68	44.62	44.32	38.95	36.85	38.15	39.45	36.12	37.58	35.21	36.57	38.40
Convencional Corte y relleno(circado)-LA SOLEDAD	Producción (TMS)	227	197	225	202	400	400	407	405	410	385	375	385	4,018
	Ley (g Au/t)	16.92	17.19	13.42	13.31	6.50	6.52	6.52	7.12	7.12	10.00	10.00	10.23	10.40
	Producción (TMS)	622	559	545	534	759	781	789	785	795	754	762	764	7,687
Total Mina	Ley (g Au/t)	27.92	31.11	31.74	32.60	21.85	21.32	21.84	22.78	21.17	23.50	22.80	23.29	25.16
	Gramos de oro(Au)	17,380.36	17,403.29	17,303.70	17,417.04	16,591.23	16,655.59	17,240.67	17,884.07	16,834.07	17,726.04	17,366.76	17,786.88	207,589.70
Producción Diaria(TMS/día)		20	20	18	18	24	26	25	25	27	24	25	25	23

Nota: Este cuadro muestra el programa de producción anual del año 2024 y 2025 de la Minera Chaluane SAC y La Soledad con una producción media de 22 y 23 tms/día, ley promedio de 27.21 y 25.16gr/tms correspondiente a ambos años.

CAPITULO V
ANALISIS Y DISCUSION DE RESULTADOS

5.1 COMPARACION ENTRE EL METODO CORTE & RELLENO Y CIRCADO.

5.1.1 Comparación de recuperación

Tabla 20

Recuperación obtenida con el método variantes de circado.

AÑO	MES	TMH RESERVAS	TMH EXTRACCION	TMH DIFERENCIA
2024	ENERO	692.00	594.99	97.01
2024	FEBRERO	652.00	684.51	-32.51
2024	MARZO	691.00	629.30	61.70
2024	ABRIL	694.50	701.88	-7.38
2024	MAYO	598.20	829.43	-231.23
2024	JUNIO	672.55	793.04	-120.49
2024	JULIO	614.17	704.35	-90.18
2024	AGOSTO	660.31	620.36	39.95
2024	SEPTIEMBR	611.13	668.72	-57.59
2024	OCTUBRE	757.31	588.86	168.45
2024	NOVIEMBR	751.73	617.93	133.80
2024	DICIEMBRI	770.15	550.39	219.76
2025	ENERO	622.43	622.42	0.01
2025	FEBRERO	559.38	315.71	243.67
2025	MARZO	545.13	819.57	-274.44
TOTAL		9891.99	9,741.46	150.53
VARIANTE DE CIRCADO				98%
CORTE Y RELLENO				93%

Fuente: Elaboración propia. *Nota:* Esta tabla muestra la recuperación de mineral obtenida con el método de corte y relleno con variantes de circado, obteniendo un 98% vs 93%.

Los resultados alcanzados en la recuperación después de aplicar variantes del circado son favorables en comparación mediante la técnica de corte y relleno empleado, evidenciando una mejora del 93% al 98%. Se logra una extracción de mineral elevada dado que la dilución de este procedimiento es mínima y los tajos se recuperan hasta el nivel superior (galería principal), disminuyendo de esta manera el mineral acumulado en los puentes y pilares.

5.1.2 Comparación de leyes obtenidas

Tabla 21

Comparativo de leyes de mineral variantes de circado vs corte y relleno voladura en veta.

METODO DE EXPLOTACION	AÑO	MES	LEY PROGRAMADA (GR/TMS)	% DILUCION VARIANTE DE CIRCADO	LEY EJECUTADA VARIANTE DE CIRCADO (GR/TMS)	% DILUCION METODO CORTE Y RELLENO (GR/TMS)	LEY METODO CORTE Y RELLENO (GR/TMS)	
VARIANTES DE CIRCADO VS CORTE Y RELLENO	2024	ENERO	30.83	0%	29.34	35%	20.04	
	2024	FEBRERO	27.66	0%	28.85	35%	17.98	
	2024	MARZO	25.93	0%	28.70	35%	16.85	
	2024	ABRIL	25.96	0%	28.75	35%	16.87	
	2024	MAYO	30.25	15%	25.75	35%	19.66	
	2024	JUNIO	26.94	8%	24.78	35%	17.51	
	2024	JULIO	28.66	0%	29.54	35%	18.63	
	2024	AGOSTO	28.77	3%	27.99	35%	18.70	
	2024	SEPTIEMBRE	29.59	16%	24.91	35%	19.23	
	2024	OCTUBRE	24.47	0%	31.66	35%	15.91	
	2024	NOVIEMBRE	23.18	0%	25.60	35%	15.07	
	2024	DICIEMBRE	24.26	0%	28.35	35%	15.77	
	2025	ENERO	27.92	0%	35.76	35%	18.15	
	2025	FEBRERO	31.11	0%	36.66	35%	20.22	
	2025	MARZO	31.74	10%	28.72	35%	20.63	
	PROMEDIO			27.89	2%	27.46	35%	18.13

Fuente: Elaboración propia. *Nota:* Esta tabla presenta la comparación de leyes de mena entre la técnica de variantes de circado y la de corte y relleno con voladura en veta.

Analizando la tabla se muestra las leyes ejecutadas desde enero del 2024 hasta marzo del 2025, donde la ley programada de corona es de 27.89gr/tms, con el método de corte y relleno con voladura sobre veta se obtendría una ley promedio de 18.13

gr/tms, con una dilución de 35%, mientras el método de variantes de circado la producción ejecutada tiene una ley de 27.46 gr/tms con una dilución mínima del 2%.

En comparación de ambos métodos se logró un incremento significativo de las leyes de mineral de 18.13 gr/tms a 27.46gr/tms con una diferencia de 9.33 gr/tms, esto significa que con una producción media de 659tms/mes se genere una producción adicional de 6,148.47 gr adicionales de oro equivalente a 197.7 onzas, llevando a términos económicos significa generar un valor adicional de \$553,560, con un precio medio de oro 2800 US\$/onz.

5.1.2 Comparación de costo de minado

Tabla 22

Comparativo de costo de minado variantes de circado vs corte y relleno ascendente

Costos	Método de corte y relleno ascendente	Método de variante de circado
Mano de obra	527.85	527.85
Maquinas	22.63	14.26
Suministros	71.84	49.78
Implementos de seguridad	21.87	21.87
Explosivos	185.04	116.73
Preparación	23.97	23.97
Costos indirectos	85.32	75.45
Costo por disparo	938.52	829.91
Factor de avance	1.82	1.82
Costo por tonelada	515.30	456
Costo ex – viatico-alim	61	61
Costo por tonelada mas alimentación (soles/tonelada)	576.30	517
Costo por tonelada mas alimentación (US\$/tonelada)	155.76	139.73

Fuente: Elaboración propia. *Nota:* Esta tabla presenta la comparación del costo de extracción entre corte y relleno hacia arriba y variantes de circado.

variaciones

Maquinas: la diferencia es debido a que con el método de explotación planteado y con una malla de perforación diseñada bajo los parámetros dados, el numero de taladros perforados disminuyen, por consiguiente los pies perforados son menores a los que se realizan con el método anterior.

Suministros: la variación que se obtuvo es debido a que el consumo de aceros es directamente proporcional a los pies perforados, es decir es menor en comparación al método anterior.

Explosivo: existe un mejor control de factor de carga y menor numero de taladros cargados que esta condicionado por una adecuada malla de perforación.

Costos indirectos: los costos indirectos son calculados multiplicando los costos (mano de obra-maquina-suministro-implementos de seguridad-explosivos- preparación) por el 10%.

Costo por disparo: sumatoria de lo costos indirectos con los costos antes mencionados.

Costo por tonelada (\$/ton): resulta de la división del costo por disparo entre el factor que viene expresado en toneladas.

Según el comparativo de costos operativos del método de corte & relleno vs variantes de circado se evidencia una diferencia significativa de 16.03US\$/Ton, el primero presenta un costo de 155.76 US\$/Ton, el segundo 139.73 US\$/Ton, esto significa que la aplicación del método de variantes de circado sea el método más apropiado para las vetas angostas.

5.2 ANALISIS DE RESULTADOS DEL METODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE VS METODO DE CIRCADO.

Tabla 23

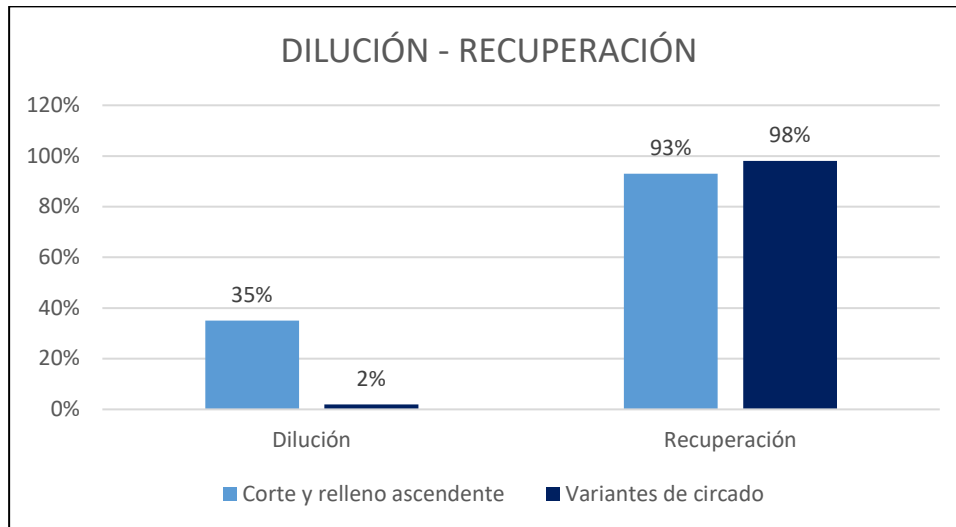
Análisis de parámetros de métodos de explotación corte y relleno vs variantes de circado

PARAMETROS	Corte y relleno	Variante de
	(voladura en veta)	circado
Geomecánica (RMR)	31-80	31-80
Buzamiento de veta	50°-90°	50°-90°
Potencia de veta(cm)	13cm a mas	hasta 3cm
Ancho de minado(cm)	90cm	90cm
Factor de potencia(kg/ton)	4.93	0.845
Dilución	35%	2%
Recuperación	93%	98%
Ley promedio(gr/tms)	17.36	26.27
Costo operativo (US\$/Ton)	155.76	139.73

Fuente: Elaboración propia. *Nota:* Se muestra el análisis de parámetros de aplicación de dos métodos de explotación donde se evidencia una diferencia significativa entre ambos métodos.

Figura 15

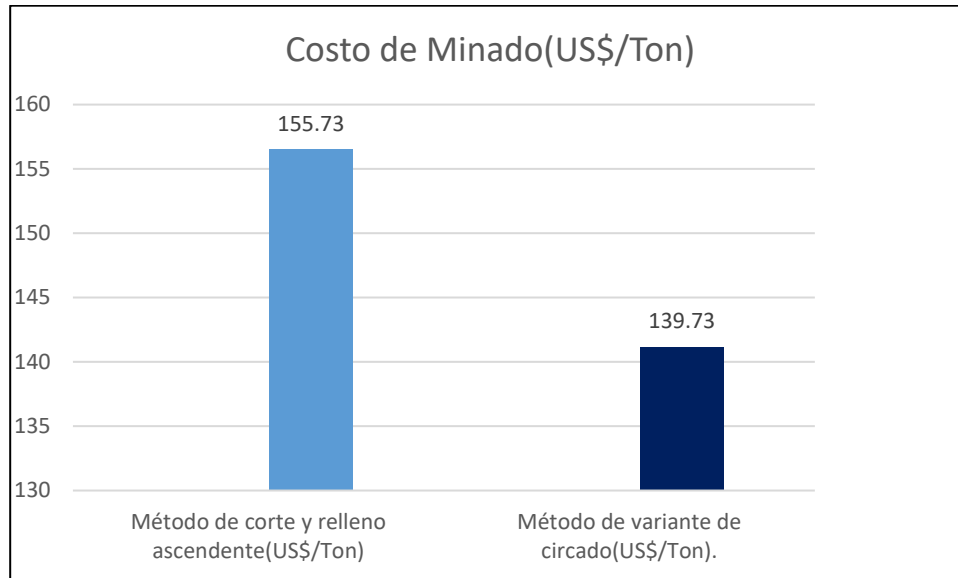
Análisis de dilución y recuperación



Fuente: Elaboración propia. *Notas:* Se muestra el análisis de dilución y recuperación de ambos métodos de explotación donde existe una diferencia significativa entre ambos métodos.

Figura 16

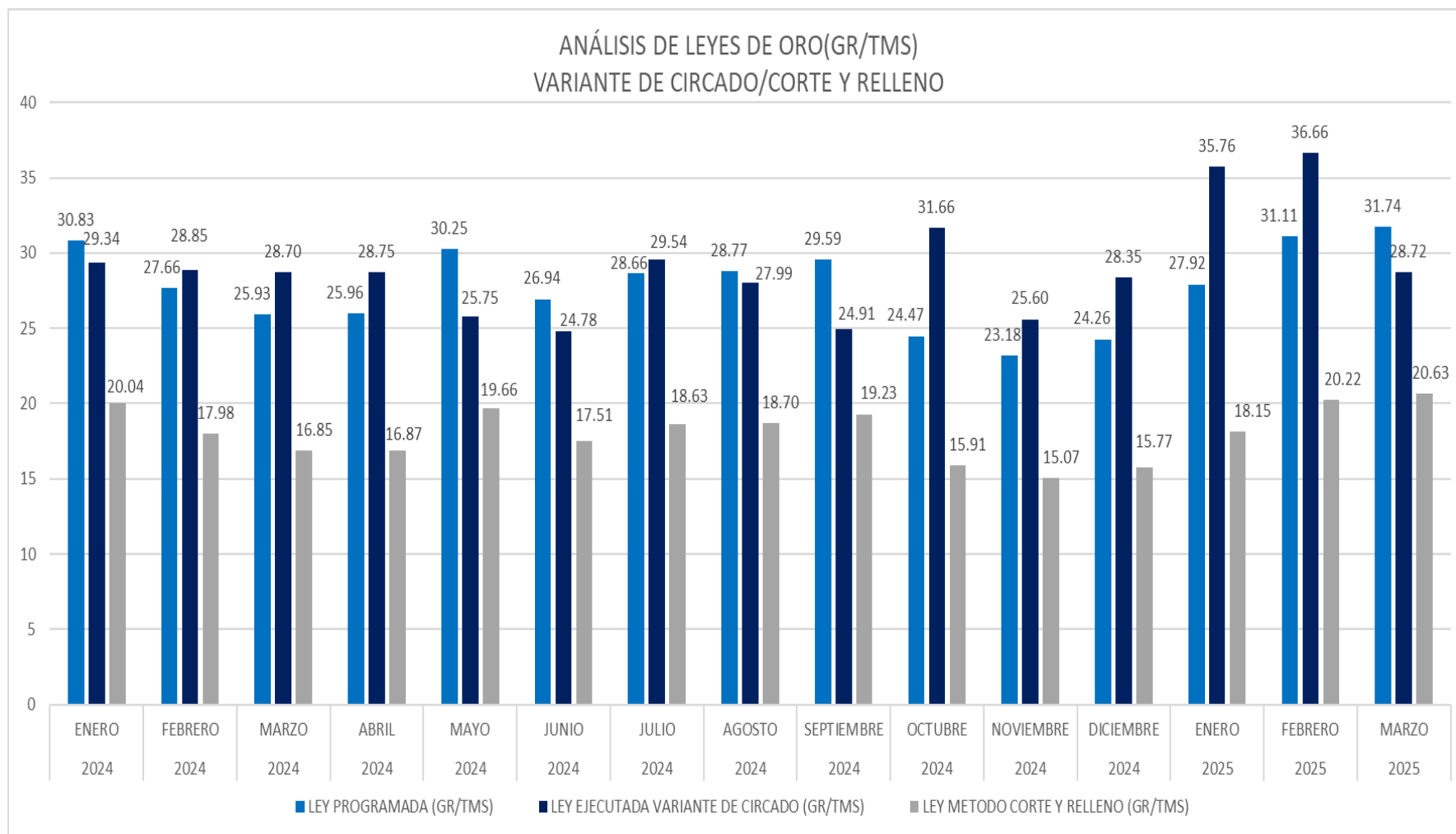
Análisis de costos por método de explotación.



Fuente: Elaboración propia. *Notas:* en este cuadro se evidencia que el costo de minado del método corte y relleno es superior al método de variantes de circado, siendo este último el método más eficiente para la explotación de vetas angostas.

Figura 17

Análisis de leyes método variantes de circado vs corte y relleno voladura en veta



Fuente: Elaboración propia. *Nota:* esta figura ilustra que el método de variantes de circado genera mayor ley con respecto al método corte y relleno voladura en veta, siendo el método óptimo para el minado de vetas angostas de oro.

Con la mejora de estos indicadores se hace rentable la explotación de vetas muy angostas hasta los 3cm de potencia, esto permite mayor cubicación de recursos para extender la duración operativa de la minera chalhuane SAC.

Ambos métodos se pueden aplicar en todo tipo de roca (II Y III), con buzamientos de veta des los 50° a más.

El método de corte y relleno con voladura sobre veta se puede aplicar con un ancho de veta de 13cm a más, con un ancho de minado de 0.20m, las vetas con potencias menores a 0.13cm, no es rentable su explotación por la dilución alta, generando leyes bajas de mineral explotado. Para ello se modifica la técnica de extracción con variantes de circado, demostrando que se puede explotar vetas muy angostas hasta los 3cm de potencia.

Con el método de variantes de circado se logra mejorar indicadores claves en la extracción de vetas estrechas en comparación con la técnica de corte y relleno (voladura sobre veta) tales como:

- Dilución (%) de 35% a 2%
- Recuperación (%) de 93% a 98%
- Factor de potencia(kg/ton) de 4.93 a 0.63
- Ley promedio explotado(kg/tms) de 18.13 a 27.46
- Costo operativo (US\$/Ton) de 155.76 a 139.73

5.3 VENTAJAS Y DESVENTAJAS DEL METODO

Ventajas

- Alta recuperación muy cercana al 100%
- Alto control de dilución de 0 a 2%.

- Método altamente selectivo, se puede recuperar solo la veta con voladuras controladas. Recuperación de 98%.
- Método seguro con una fortificación apropiada.
- Se puede recuperar vetas muy angostas hasta 3cm de potencia con leyes altas similar al muestreo de corona.
- Se puede utilizar en tipos de roca incompetentes de tipo IV con perforación en breasting.

Desventajas

- Bajo ritmo de producción
- Dificultad para mecanizar.
- Consumo excesivo de material de sostenimiento en terrenos con roca mala.

5.4 APORTES DE LA INVESTIGACION

Este estudio de investigación brinda una contribución técnica para la Compañía Minera Chalhuane S.A.C. y asimismo puede aplicarse en otras compañías mineras dedicadas a la extracción de vetas angostas auríferas, con adaptaciones acordes a las particularidades del macizo rocoso presente.

Este estudio presenta una serie de variantes de circado que permiten la explotación de vetas muy angostas de hasta 3 cm de potencia. Se llevaron a cabo diseños de mallas de perforación y voladura adaptados a distintos tipos de roca. Esta contribución puede ser clave para que otras empresas mineras de oro, puedan utilizar como referencia en la explotación de vetas muy estrechas.

5.5 DISCUSIONES

La correcta selección de la técnica de extracción para vetas angostas representa un elemento clave para optimizar los rendimientos, aumentar la productividad y disminuir la dilución de la mena. Según indica Muruaga (2016) en su investigación sobre elección de métodos de extracción para vetas angostas, la comparación entre técnicas de explotación debe basarse en un análisis económico completo, tomando en cuenta factores como la dilución, la recuperación, la velocidad de producción, la selectividad y el nivel de masividad del yacimiento.

En este sentido, la aplicación del método variante de circado (colgando veta), bajo controles operativos adecuados, favorece la estabilidad de las cajas y reduce la dilución, evitando la perturbación de las paredes. Cepeda (2023) destaca que, en la extracción de vetas angostas, una gran proporción de la dilución no planificada procede de la sobre excavación de las cajas piso y techo, lo que enfatiza la necesidad de un control riguroso de los límites de la labor.

Asimismo, la configuración de una malla de barrenado ajustada a las propiedades geomecánicas y litológicas del yacimiento es un aspecto clave para maximizar la selectividad y la recuperación del mineral. De la Cruz & Valdivia (2020) subrayan que la disposición de los taladros debe planificarse en función del tipo de roca que aloja el mineral, de modo que la perforación sea eficiente y selectiva.

Por otro lado, el método variante de circado (colgando veta) permite la extracción de mineral a bajo costo y con leyes altas, equiparables a las obtenidas mediante el método de corte y relleno. Esto refleja su alta selectividad y eficiencia en la recuperación, en línea con lo planteado por Acosta (2019), quien señala que este método posibilita la explotación de

estructuras de baja potencia mediante una secuencia que inicia con la extracción de material de bajo costo y continúa con la voladura de mineral de alta ley.

En conjunto, estos antecedentes evidencian que la implementación del método variante de circado, con un diseño de perforación técnicamente optimizado y un estricto control operacional, constituye una estrategia viable para maximizar el rendimiento y reducir al mínimo la dilución en la extracción de vetas estrechas.

CONCLUSIONES

1. Con la implementación de un método de minado selectivo (variantes de circado) en la explotación de vetas angostas mejora significativamente la recuperación de mineral de un 93% a 98%, se reduce la dilución de 35% a 2%, se incrementa la ley de mineral de 18.13 a 27.46 gr/tms y se reduce los costos operativos de 155.76 a 139.73 US\$/Ton.
2. La técnica de extracción más apropiada para las vetas angostas es la variante de circado (circado invertido), en contraste con la técnica de corte y relleno hacia arriba, ya que posibilita explotar vetas de hasta 3 cm de potencia gracias a su alta recuperación y selectividad, así como a un mayor control de la dilución obteniendo como resultado mineral de leyes altas similares a las leyes de corona.
3. La malla de perforación diseñada para el método de explotación de variantes de circado nos permite la extracción más eficiente de las vetas, debido al mecanismo de romper el desmonte para dejar descubierta la veta, para ser recuperada y seleccionada en su estado puro.
4. El costo de explotación de variantes de circado es significativamente menor, en comparación con el método de explotación de corte y relleno ascendente se reduce de 155.76 a 139.73 US\$/Ton.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda el aplicar la técnica de variantes de circado para vetas muy angostas de oro que presenten leyes altas, debido a que este método brinda la facilidad de extraer la veta con una dilución mínima o cero diluciones de acuerdo con las características geológicas de las vetas.(AREA ENCARGADA-OPERACIÓN)
- Se recomienda que las configuraciones de malla de barrenado y voladura para la técnica de variantes de circado deberán ajustarse conforme al tipo de roca que presente la mina donde se quiera aplicar este método, se puede tomar como base este presente trabajo de investigación.(AREA ENCARGADA-OPERACIÓN)
- Se recomienda a la compañía poner en marcha un plan de formación continua para su personal en asuntos de barrenado y voladura para la ejecución de la técnica de variantes de circado, siendo este uno de los factores claves para obtener resultados favorables en su aplicación, considerando la necesidad de actualización y conocimientos técnicos identificados en el presente trabajo de investigación. (AREA ENCARGADA-PLANEAMIENTO)

- Se recomienda recopilar información de labores que fueron dejadas tiempo atrás por su baja rentabilidad de explotación, que estuvo condicionado por la potencia angosta de sus vetas, evaluarlos para poder continuar con su explotación.(AREA ENCARGADA- GEOLOGIA-PLANEAMIENTO)

BIBLIOGRAFÍA

LIBROS

- Ames, V.** (2010). Perforación y Voladura de Rocas II. 3ra Edición. Huancayo, Perú.
- Amstutz, G.** (1971). Glossary of Mining Geology. 1ra edición. Stuttgart, Germany: Editorial Ferdinand Enke Verlag.
- DS N° 024-2016-EM.** (2016). Reglamento de seguridad y salud ocupacional en Minería. Recuperado de <https://www.osinergmin.gob.pe>.
- EXSA.** (2003). Manual Práctico de Voladura. 4ta Edición. Lima, Perú.
- Hernandez Sampiere, R.** (2014). Metodología de la investigación. 6ta Edición
- Konya, C.** (1995). Blast design. Intercontinental Development. <https://pdfcoffee.com/blastdesign-pdf-free.html>
- Langefors, & Kihlstrom.** (1984). Voladura de Rocas. 4ta Edición. New York, Estados Unidos: Editorial Quorum Books, Westport.
- López, C.** (Ed.). (2019). Famesa Explosivos. Lima, Perú: Editorial Cosas Studio.
- López, C.** (2000). Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid, España.
- Nicholas D.** (1981). Method Selection - A Numerical Approach. Tucson, Arizona, Estados Unidos. Recuperado de <https://es.scribd.com/document/484084874/1981-Nicholas-436-Method-Selection-A-Numerical-Approach-1981>.
- Rosado, S.** (2008). Geología de minas. 1ra edición. Huancayo, Perú.

TESIS

- Acosta R.** (2019). “Explotación de vetas angostas con método de circado corte y relleno ascendente para mejorar productividad-unidad Minera Virgen de Chapi 87 de Ica S.A.C-2019” (Tesis de grado). Universidad Nacional del centro del Perú, Huancayo, Perú.
- Arteaga J.** (2021). “Minado selectivo para explotar vetas angostas de oro en la Minera Marsa S.A. Pataz-Región la Libertad”. (Tesis de grado). Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, Cerro de Pasco, Perú
- Cepeda E.** (2023). “Análisis de secuencia de explotación e interacción entre vetas angostas en minería de oro” (Tesis de grado). Universidad de Chile, Santiago, Chile.

De la Cruz K.& Valdivia N. (2020). “Estudio del método de circado para la explotación de vetas angostas en la Mina Nueva Esperanza Nivel II-Algamarca”. (Tesis de grado). Universidad Cesar Vallejo, Chiclayo, Perú.

Muruaga S. (2016). “Selección de métodos de explotación para vetas angostas” (Tesis de grado). Universidad de Chile, Santiago, Chile

Obeso E. & Pacheco J. (2021). “Método de Explotación Circado para mejorar la Productividad de la veta Verónica en la Mina Esperanza, La Libertad” (Tesis de grado). Universidad Privada del Norte, Trujillo. Perú.

INTERNET

Archivo digital Universidad Politécnica de Madrid. (2019). Introducción Minería [mensaje en un blog]. Recuperado de https://oa.upm.es/63396/1/INTRODUCCION_MINERIA

Famesa. (2024). Emulnor - famesa [mensaje en un blog]. Recuperado de <https://www.famesa.cl/productos/altos-explosivos/emulnor/>

Mining Alati(2024). Diseños de malla de perforación [mensaje en un blog]. Recuperado de <https://noticias.miningalati.com/disenos-de-mallas-de-perforacion-fragmentacion>

Scribd.com (2024). Dilución Minera [mensaje en un blog]. Recuperado de <https://es.scribd.com/presentation/352450302/6-Dilucion-en-Mineria>

ANEXOS

ANEXO 1: INFORMACION GENERAL

UBICACION

El terreno de la Compañía Minera Chalhuane S.A.C. se localiza entre las quebradas de Chalhuane, Purimarca y San José, en las coordenadas UTM Este: 723795 y Norte: 8238650, con una altitud comprendida entre 1500 y 2000 metros sobre el nivel del mar. Esta zona corresponde al distrito de Andaray, provincia de Condesuyo, departamento de Arequipa.

Accesibilidad

La entrada principal a la Compañía Minera Chalhuane S.A.C. se efectúa por vía terrestre desde la ciudad de Arequipa, recorriendo la carretera Panamericana Sur y atravesando previamente la ciudad de Camaná. Desde Ocoña, se prosigue por una vía afirmada en dirección noroeste hasta arribar a la mina. La longitud total del trayecto es de 346 km, según se muestra en la tabla N° 4.

Tabla 24

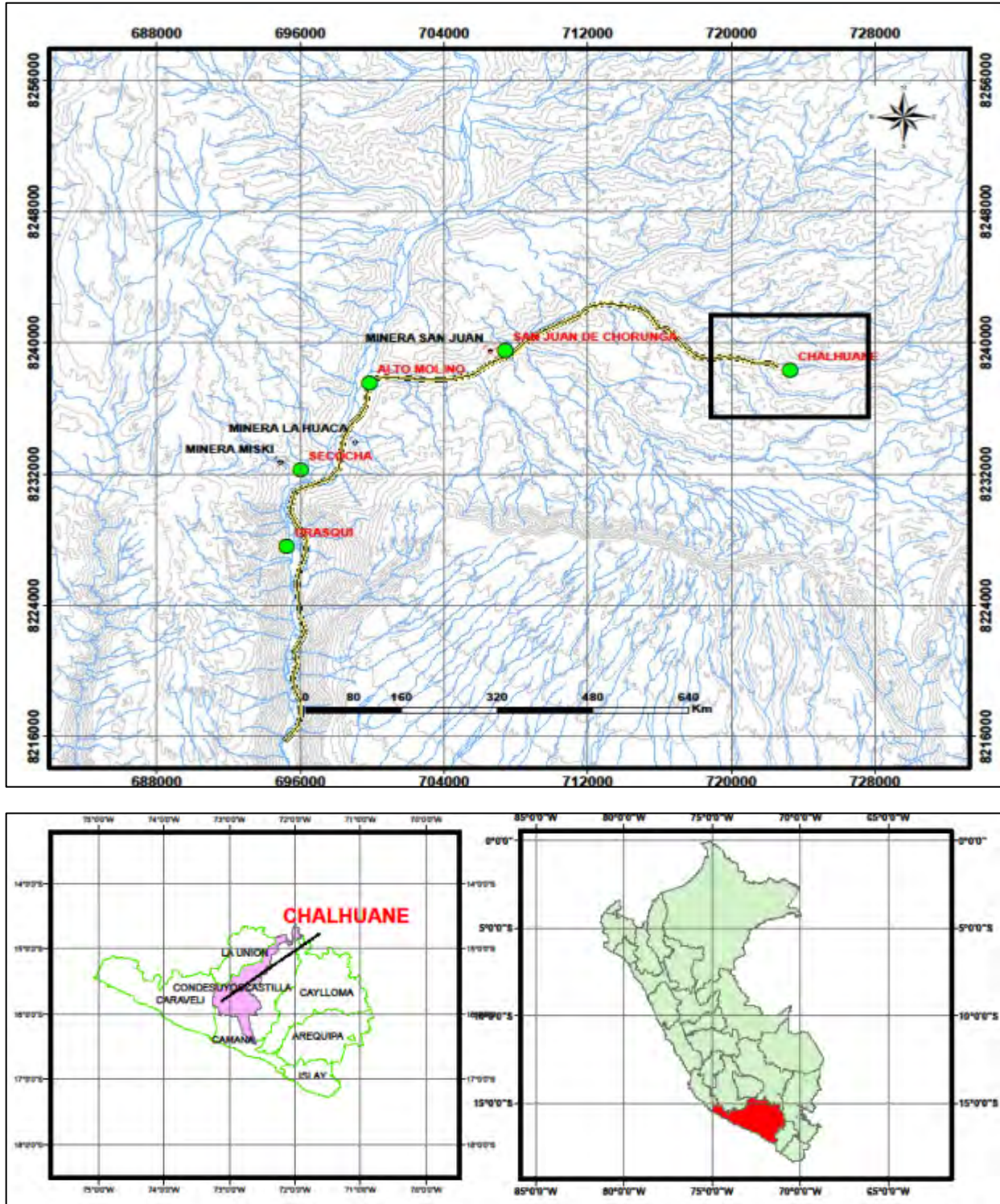
Accesos a la Minera Chalhuane SAC.

Ruta	Distancia	Tipo de vía	Tiempo
Arequipa – Ocoña	250 km	Asfaltado	4 horas
Ocoña – San Juan de Chorunga	80 km	Trocha carrozable	4 horas
San Juan de Chorunga – Mina Chalhuane	16 km	Trocha carrozable	1 hora

Fuente: Elaboración propia. *Nota:* la Minera Chalhuane SAC puede ser accesado en la mayoría de las épocas del año siendo restringido en épocas de invierno debido a la activación de huaycos por la quebrada Chalhuane.

Figura 18

Ubicación en el mapa de Minera Chalhuané SAC.



Fuente: departamento de Planeamiento Minera Chalhuané SAC. *Nota:* Orientación en el mapa para ingresar a la Minera Chalhuané SAC, desde la ciudad de Arequipa.

Geología

1. Geología Regional

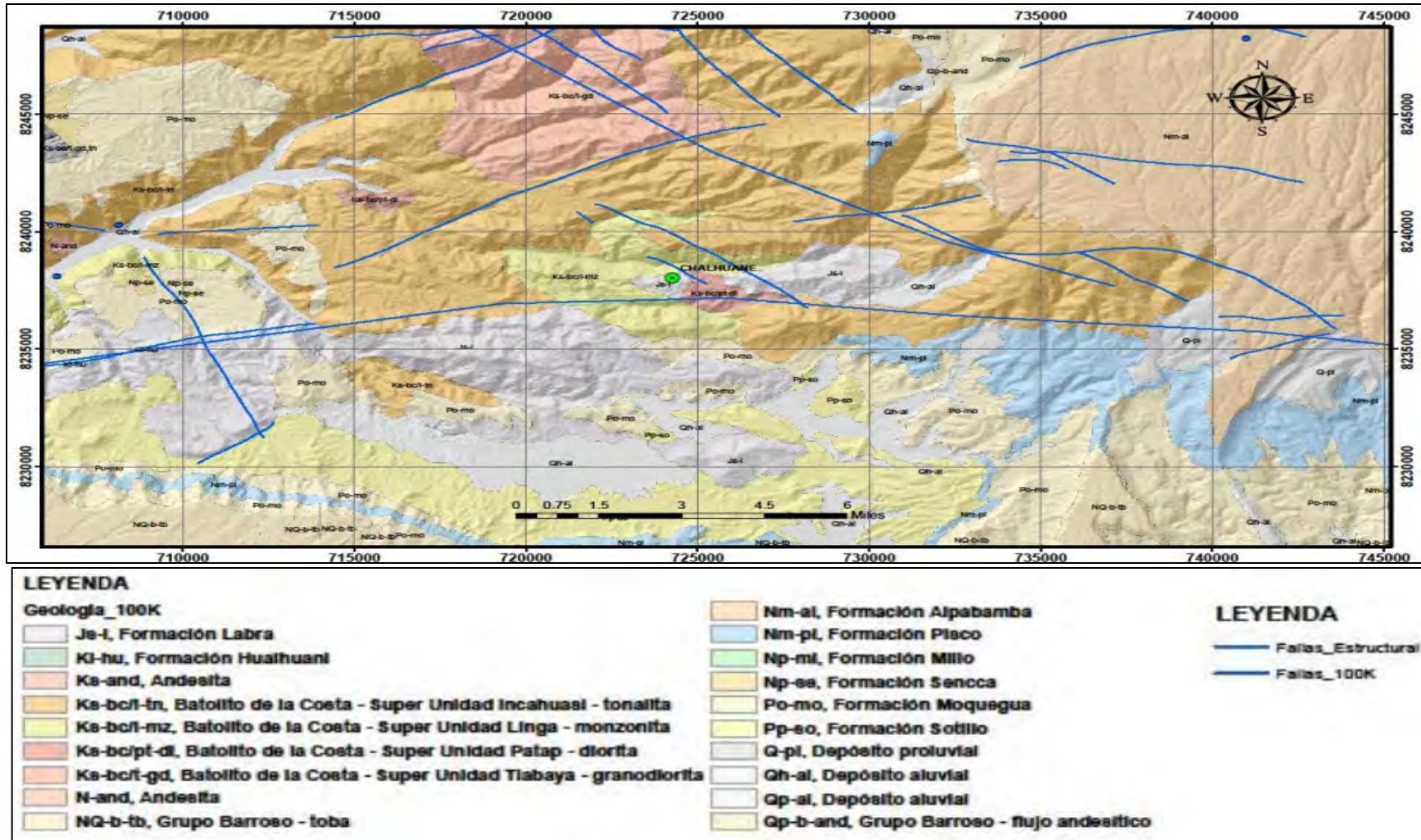
El yacimiento Chalhuane se sitúa en la franja aurífera Nazca-Ocoña, reconocida por albergar depósitos de vetas angostas con alto contenido de oro. Estos yacimientos, de tipo mesotermal, se desarrollan principalmente en las rocas del Batolito de la Costa y, en ocasiones, en formaciones metamórficas precámbricas y paleozoicas, alcanzando profundidades superiores al kilómetro. Aunque su producción suele ser moderada, algunos como Chalhuane han superado el millón de onzas de oro, mientras que otros, como Torrecillas, presentan un potencial similar.

Las vetas auríferas alojadas en rocas antiguas han ganado relevancia gracias a recientes avances en la identificación de controles estructurales, como zonas de cizalla (shear zones). En este contexto, el distrito Andaray-Caravelí destaca como una zona con escasa exploración, pero con alto potencial. Estudios recientes del conjunto metamórfico de Arequipa ha evidenciado la existencia de rocas plutónicas y volcánicas transformadas, así como corredores de cizalla orientados en dirección Este-Oeste, asociados a mineralizaciones filonianas.

Estos procesos, ligados a la actividad magmática por subducción, han generado mineralización aurífera en calderas volcánicas del Grupo Tacaza, con ejemplos en Orcopampa, Arcata, Caylloma y Shila. En este marco, el proyecto Chalhuane sobresale por la riqueza de sus vetas y su alto potencial económico y exploratorio.

Figura 19

Plano geológico regional Minera Chaluane SAC.



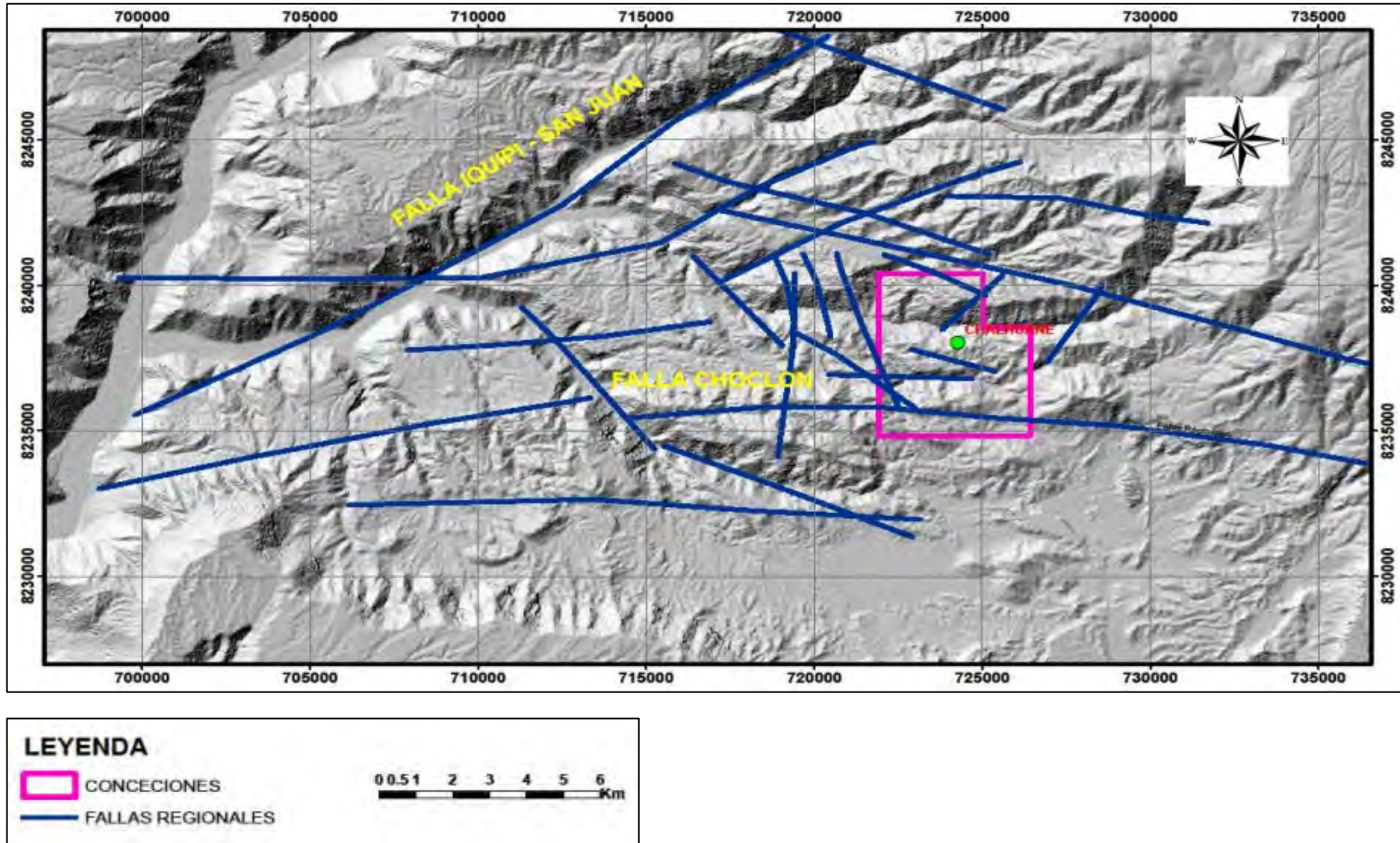
Fuente: departamento de Geología Minera Chaluane SAC. *Nota:* Esta figura muestra la geología regional del yacimiento.

2. Geología Estructural

Muestra una conexión morfológica con un amplio movimiento tectónico asociado a los ciclos precámbrico y andino. Existen sistemas de fallas con orientación NW – SE, que frecuentemente están mineralizadas, como consecuencia de esfuerzos tensionales. Estos provocaron el cizallamiento del macizo rocoso, además de originar estructuras secundarias como fracturas de tensión, lazos cimoides, colas de caballo, entre otras. Sistema: Del Norte al Sureste. Las grietas formadas son producto del intenso cizallamiento del macizo, que en ciertos casos están recubiertas con venillas de cuarzo y/o calcita. Las variaciones suelen alinearse en la dirección de las fallas y estructuras.

Figura 20

Plano geológico estructural Minera Chaluane SAC.



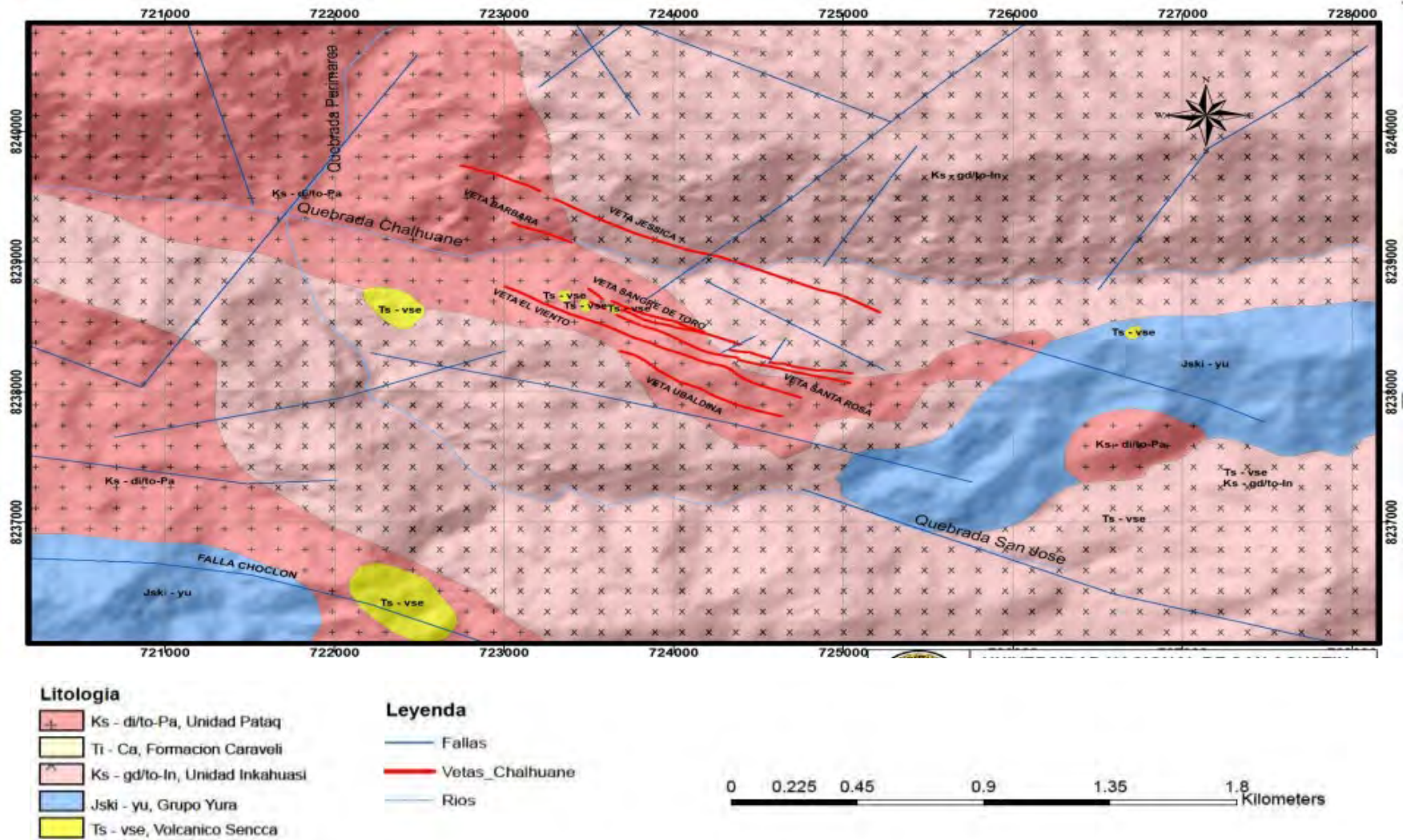
Fuente: departamento de Geología Minera Chaluane SAC *Nota:* Esta figura muestra el plano geológico estructural del yacimiento.

3. Geología local

En la zona se distinguen distintas unidades litológicas, entre ellas un pórfido de grano fino con composición monzodiorítica, que exhibe una marcada alteración y una tonalidad marrón amarillenta, sobre todo entre las quebradas Purimarca y Chaluane, donde se presenta un pórfido monzonítico alterado. Más adelante, aparece una granodiorita con escasa alteración, que se encuentra después de los pórfidos. En el sector de las vetas, se identifican diques aplíticos, lamprofídicos y microgranitos, junto con rocas volcánicas ignimbríticas asociadas a la formación Sencca del Terciario superior. Los yacimientos de Chaluane, emplazados en la franja aurífera Nazca-Ocoña, corresponden a vetas estrechas de alto contenido aurífero, localizadas en rocas del batolito de la costa, y son de tipo mesotermal. El área presenta una historia geológica compleja, caracterizada por actividad ígnea, eventos tectónicos y procesos hidrotermales, con rocas ígneas atravesadas por diques. Las vetas, con una orientación N60°-70°W, registran al menos dos etapas de mineralización: una con cuarzo-pirita y otra más compleja con minerales como arsenopirita, calcopirita, esfalerita, galena y oro nativo. Asimismo, se evidencia una fuerte alteración hidrotermal, especialmente en el pórfido diorítico, con zonas de argilización y silicificación, observándose en las rocas encajonantes, en particular en el pórfido diorítico, sectores con abundante argilización y silicificación en determinados tramos.

Figura 21

Plano geológico local Minera Chalhuané SAC.



Fuente: departamento de Geología Minera Chalhuané SAC *Nota:* Esta figura muestra el plano geológico local del yacimiento.

4. Geología Económica

Los yacimientos de la UEA Chalhuane S.A.C. se localizan en la franja aurífera mineralizada denominada Nazca-Ocoña, que alberga diversas minas y proyectos auríferos de vetas angostas con alto contenido de oro. Estos yacimientos suelen encontrarse en las formaciones rocosas del batolito costero y son de naturaleza mesotermal. La zona muestra una historia geológica compleja, influenciada por actividad ígnea, procesos tectónicos y fenómenos hidrotermales. Las rocas ígneas presentes, como la diorita, las monzonitas y las granodioritas, están cortadas por diques aplíticos y lamprofídicos. La veta Buenos Aires contiene una mineralización integrada por pirita, cuarzo y calcopirita, la cual se halla relacionada con una alteración fílica. Su dirección es N60°-70°W.

Mineralización

Se identifican al menos dos fases de mineralización: una compuesta por cuarzo, pirita y calcopirita, y otra de mayor complejidad que incorpora nueva pirita, arsenopirita, calcopirita, esfalerita, galena y oro nativo.

Reservas de mineral

a) Ley CUT-OFF

La producción promedio de la Minera Chalhuane SAC es de 704 toneladas/mes, el costo operativo de la minera Chalhuane se cubre con 16 kilos de oro, para ello se requiere una ley promedio explotado de 24.65gr Au/tms como mínimo.

b) Cuadros de reservas de mineral

Tabla 25

Cuadro de reservas Minera Chalhuane SAC y la Soledad.

Mina	Veta	Código Reserva	Pot(m)	TMS (ton)	Ley de Au(gr/tms)
La Soledad	Buenos Aires	BA	0.22	8954.98	14.04
Chalhuane	Sangre Toro	ST	0.12	4667.35	34.43
Chalhuane	Sangre Toro 1	ST1	0.08	1259.04	39.65
Chalhuane	Santa Rosa	SR	0.12	705.91	42.06
Chalhuane	Viento	V	0.10	4640.76	54.11
Chalhuane	Viento 2	V2	0.13	673.71	28.91
Chalhuane	Viento Piso	VP	0.07	1502.01	38.76
Chalhuane	Karla	K	0.08	47.99	18.25
TOTAL			0.11	22,451.75	30.99

Fuente: departamento de geología Minera Chalhuane SAC. *Nota:* el siguiente cuadro nos muestra las reservas que se cuenta en la minera Chalhuane SAC en sus diferentes vetas alcanzando un total de 22,451.75 toneladas con una ley promedio de 30.99 gr/tms.

Geomecánica

El procedimiento de corte y relleno ascendente es un método de extracción subterránea utilizada en la Minera Chalhuane SAC, debido a que se cuenta con depósitos con una inclinación de moderada a fuerte, excelente rendimiento de la roca encajonante. La geomecánica es fundamental para el diseño y la aplicación eficaz y segura de este método.

a) Mapeo geo mecánico

La valoración se efectuó mediante estaciones geomecánicas, también llamadas mapeo de celdas gráfico por celdas, a lo largo de los niveles y subniveles de explotación. En cada estación, se identificaron y registraron las características de las familias de discontinuidades más relevantes.

La Minera Chalhuané SAC cuenta con cartilla geomecánica GSI para realizar el mapeo geomecánico de las labores, con el cual se determina el tipo de sostenimiento de las labores.

b) Características geomecánicas de las rocas asociadas al yacimiento

La clasificación geomecánica es fundamental para los criterios que se consideran en la técnica de extracción de corte y relleno hacia arriba con variantes de circado y ellos son:

- Método de variante de circado a aplicar según tipo de roca
- Tipo de sostenimiento de las labores para garantizar la estabilidad.
- Diseños de malla de perforación y voladura según tipo de roca
- Control de voladura para el control de cajas.
- Controlar la dilución
- Mejorar la recuperación y selectividad de vetas angostas.

Clasificación RMR de Bieniawski 1989

Este sistema fue creado por Z.T. Bieniawski en la década de 1970, siendo modificado en múltiples ocasiones y la versión más reciente es la de 1989. Se fundamenta en la integración de diversos factores o parámetros del conjunto rocoso para su clasificación geomecánica.

Tabla 26

Parámetros de clasificación de Bieniawski

PARAMETRO		ESTIMACION Y ESCALA DE VALORES							
1	Resistencia de la roca sana	Carga puntual MPa↔	> 10	4 - 10	2 - 4	1 - 2	Únicamente Compresión Simple		
		Kg/cm² (aprox)↔	100	40 - 100	20 - 40	10 - 20			
	Compr. Simple MPa↔	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5-25	1-5	<1	
		Kg/cm² (aprox)↔	>2 500	1 000-2 500	500 - 1 000	250 - 500	30-250	10-50	<10
	Valoración		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD %		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Separación de discontinuidades		> 2 m	0,6 - 2 m	0,2 - 0,6 m	0,06 - 0,2 m	< 0,06 m		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades (ver guía especial)		Muy rugosas. Discontinuas. Sin separaciones. Borde sano y duro.	Ligeramente rugosas. Abertura <1 mm. Bordes duros.	Ligeramente rugosas. Abertura <1mm. Bordes blandos	Espejo de falla o con relleno <5 mm o abiertas 1 - 5 mm. Diaclasas continuas	Relleno blando > 5 mm o abertura > 5 mm Diaclasa Continua		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Presencia de agua	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 L/min	10 - 25 L/min	25 - 125 L/min	>125 L/min		
		Relación entre la presión de agua y la mayor del terreno σ_w / σ_1	0	0 - 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5		
	Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo			
	Valoración		15	10	7	4	0		
6	Corrección por orientación de las discontinuidades (ver guía especial)								
	Dirección y Buzamiento		Muy favorable	Favorable	Medio o regular	Desfavorable	Muy desfavorable		
	Valoración para	Túneles	0	- 2	- 5	- 10	- 12		
		Cimentación	0	- 2	- 7	- 15	- 25		
Taludes		0	- 5	- 25	- 50	- 60			

Guía especial para valorar el factor 4

Parámetro	Valoración				
Longitud de la discontinuidad (Persistencia)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
	6	4	2	1	0
Abertura	Nada	< 0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
	6	5	3	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave
	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	Relleno duro	Relleno duro	Relleno blando	Relleno blando
		< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
	6	4	2	2	0
Alteración	Inalterado	Ligeramente alterado	Moderadamente alterado	Muy alterado	Descompuesto
	6	5	3	1	0

Guía especial para valorar el factor 6

Inclinación >20° Rumbo de las discontinuidades: <i>perpendicular</i> al eje de la obra				Inclinación >20° Rumbo de las discontinuidades: <i>paralelo</i> al eje de la obra		Inclinación ≤ 20° Rumbo y buzamiento de las discontinuidades: <i>cualquiera</i>
Excavación con el buzamiento		Excavación contra el buzamiento		Incl. 45° - 90°	Incl. 20° - 45°	Inclinación 0°-20°
Incl. 45° - 90°	Incl. 20° - 45°	Incl. 45° - 90°	Incl. 20° - 45°	Incl. 45° - 90°	Incl. 20° - 45°	Inclinación 0°-20°
Muy favorable	Favorable	Media o regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Media o regular	Desfavorable

Fuente: Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. Wiley-Interscience.

Tabla 27

Clasificación y valoración RMR de Bieniawski

Valoración RMR ⇄	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20
Clase ⇄	I	II	III	IV	V
Calidad ⇄	<i>Muy Buena</i>	<i>Buena</i>	<i>Media o regular</i>	<i>Mala</i>	<i>Muy mala</i>
Tiempo de sostenimiento y longitud de claro (inicial 1979)	10 años con 15 m de claro	6 meses con 8 m de claro	1 semana con 5 m de claro	10 horas con 2,5 m de claro	30 min con 1 m de claro
Tiempo de sostenimiento y longitud de claro (Bieniawski, 1989)	20 años con 15 m de claro	1 año con 10 m de claro	igual	igual	igual
Cohesión de la roca MPa kg/cm ²	>0,4 > 4	0,3 - 0,4 3 - 4	0,2 - 0,3 2 - 3	0,1 - 0,2 1 - 2	<0,1 < 1
Ángulo de rozamiento interno	> 45°	35 - 45°	25 - 35°	15 - 25°	< 15°

Fuente: Bieniawski, Z. T. (1989). *Engineering rock mass classifications: A complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering*. Wiley-Interscience.

Q DE BARTON

a) PARA ROCA TIPO II

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
1. ÍNDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD	1. Si el RQD es ≤10
A. Muy mala	0-25	(incluyendo 0), se
B. Mala	25-50	asume un valor
C. Regular	50-75	nominal de 10 para el
D. Buena	75-90	cálculo Q
E. Excelente	90-100	2. Intervalos de RQD de 5, es decir, 200, 95, 90, etc. son lo

		suficientemente exactos.
2. NÚMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS		
A. Masivo sin o con pocas juntas	Jn	
A. Masivo sin o con pocas juntas	0.5 – 1.0	
B. Una familia de juntas	2.0	
C. Una familia de juntas + una aislada	3.0	1. Para
D. Dos familias de juntas	4.0	intersecciones
E. Dos familias de juntas + una aislada	6.0	emplear (3.0 x Jn)
F. Tres familias de juntas	9.0	2. En los portales
G. Tres familias de juntas + una aislada	12.0	emplear (2.0 x Jn)
	15.0	
H. Cuatro familias de juntas + una aislada (fisuración intensa)		
J. Roca triturada terrosa	20.0	
3. RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS		
a) Contacto con las paredes	Jr	
a) Contacto con las paredes		1. Añadir 1.0 si el
b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.		espaciamento
A. Juntas sin continuidad	4.0	promedio de la
B. Rugosas e irregulares, ondulantes	3.0	familia de juntas es
C. Lisas, ondulantes	2.0	superior a 3 m.
D. Pulidas, ondulantes	1.5	2. Jr=0.5 puede
E. Rugosas o irregulares, planares	1.5	utilizarse para juntas
F. Lisas, planares	1.0	pulidas con
G. Pulidas, planares	0.5	lineaciones, con la
c) Sin contacto con roca después de corte de 10 cm		condición de que
H. Zonas que contienen minerales arcillosos, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	éstas estén orientadas
I. Zona arenosa, gravosa o de roca triturada, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	para la resistencia
		mínima.
4. ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS		
a) Contacto con las paredes de roca	Ja	Ør grados aprox.
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75	
B. Paredes de juntas inalteradas, sólo con manchas de oxidación	1.0	(25° - 35°)
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2.0	(25° - 30°)
D. Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable).	3.0	(20° - 25°)

E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento discontinuo de 1-2 mm de espesor o menos).	3.0	(8° - 16°)
b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.		
F. Partículas arenosas, roca desintegrada, sin arcilla, etc.	4.0	(25° - 30°)
G. Rellenos de minerales arcillosos muy sobreconsolidados e inablandables (continuos <5 mm de espesor)	6.0	(16° - 24°)
H. Rellenos de minerales arcillosos de sobreconsolidación media a baja (continuos <5 mm de espesor).	8.0	(12° - 16°)
I. Rellenos de arcilla expansiva, o sea montmorillonita (continuos <5 mm de espesor). El valor Ja depende del porcentaje de partículas expansivas del tamaño de arcilla y del acceso al agua.	8.0-12.0	(6° - 12°)
c) Sin contacto de las paredes después del corte		
J. Zonas de desintegración o trituración	6.0	
K. Roca y arcilla (ver G, H y J por condiciones de la arcilla)	8.0	
L. Zonas limosas o arcillo arenosa, pequeñas fracciones de arcilla	8.0-12.0	
M. Zonas continuas gruesas o bandas de arcilla (ver G, H y J por condiciones de arcilla)	5.0	(6°-24°)
N. Zonas o bandas continuas gruesas de arcilla	10.0-13.0	
O. (ver G, H y J para las condiciones de arcilla)	6.0-24.0	
5. REDUCCIÓN POR AGUA EN LAS JUNTAS	Jw	Presión Aprox. del Agua (Kgf/cm²)
A. Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min. localmente).	1.0	<1.0
B. Flujo o presión medios, con lavado ocasional de los rellenos.	0.66	1.0 - 2.5
C. Gran flujo o presión alta en roca competente con juntas sin relleno.	0.5	2.5-10.0
D. Gran flujo o presión alta, lavado considerable de los rellenos.	0.33	2.5-10.0
E. Flujo o presión excepcionalmente altos con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.	0.2 – 0.1	>10
F. Flujo o presión excepcionalmente altos en todo momento	0.1-0.05	>10

6.FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS

a) Zonas de debilidad que interceptan la excavación y pueden ser las causas de que el macizo se desestabilice cuando se construya el túnel.	SRF	
A. Múltiples zonas de debilidad con contenido de arcilla o roca químicamente desintegrada; roca circundante muy suelta (cualquier profundidad).	10.0	
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación <50m).	5.0	1. Reducir estos valores del SRF en un 25 50%, si las zonas de corte relevantes influyen, pero no interceptan la excavación.
C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m).	2.5	
D. Múltiples zonas de corte en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad).	7.5	
E. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación < 50m)	5.0	
F. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación > 50m)	2.5	
G. Juntas abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad)	5.0	

Método empírico sistema Q (Barton, 1974)

Para este método se requiere de diversos datos tales como:

- Luz de la labor (ancho de tajeo) = 0.90m
- ESR: según siguiente tabla la tabla es 2.0

Valores típicos de ESR según Barton (1974)

Tipo de excavación	ESR
Túneles de acceso para personal y maquinaria	1.3
Túneles de transporte de minerales	1.6
Cámaras de almacenamiento permanentes	1
Galerías para explosivos o estructuras críticas	0.8
Excavaciones de emergencia o refugios humanos	0.6
Excavaciones temporales o de corta duración	2

Fuente: Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974).

- Abertura o altura en metros/ESR = $2.10/2.0 = 1.05$

- Valor de Q: según la siguiente tabla para una roca buena debe variar de 10-40

a) *Cálculo de Q de Barton*

Tabla 15: Valores típicos de Q según Barton (1974)

Descripción	Q
Roca excepcionalmente mala	0.001-0.01
Roca extremadamente mala	0.01-0.1
Roca muy mala	0.1-1
Roca mala	1-4
Roca regular	4-10
Roca Buena	10-40
Roca muy buena	40-100
Roca extremadamente Buena	100-400
Roca excepcionalmente Buena	400-1000

Fuente: Adaptado de Barton, N. (1974)

Para el cálculo de Q se tendrá que utilizar la siguiente formula, para ello se requiere diversos datos tomados en la tabla anterior.

$$Q = \frac{RQD}{jn} * \frac{jr}{ja} * \frac{Jw}{SRF}$$

$$Q = \frac{83}{4} * \frac{3}{2} * \frac{1.0}{2.5}$$

Q=12.45

Formula que relaciona el RMR con el Q de Barton

RMR=9 x ln(Q)+44

Donde:

ln: logaritmo natural

Q : índice de calidad de maciso rocoso de Barton

Reemplazando los datos :

RMR= 9 x ln(12.45)+44

RMR= 66.69

Este resultado nos indica que para un Q de Barton de 12.45, el RMR es de 66.69, el cual esta comprendido dentro del rango de tipo de roca II (61-80)

b) PARA ROCA TIPO III

DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
1. ÍNDICE DE CALIDAD DE LA ROCA	RQD	1. Si el RQD es ≤ 10 (incluyendo 0), se asume un valor nominal de 10 para el cálculo Q 2. Intervalos de RQD de 5, es decir, 200, 95, 90, etc. son lo suficientemente exactos.
A. Muy mala	0-25	
B. Mala	25-50	
C. Regular	50-75	
D. Buena	75-90	
E. Excelente	90-100	
2. NÚMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS		
A. Masivo sin o con pocas juntas	Jn	1. Para intersecciones emplear (3.0 x Jn) 2. En los portales emplear (2.0 x Jn)
	0.5 –	
A. Masivo sin o con pocas juntas	1.0	
B. Una familia de juntas	2.0	
C. Una familia de juntas + una aislada	3.0	
D. Dos familias de juntas	4.0	
E. Dos familias de juntas + una aislada	6.0	
F. Tres familias de juntas	9.0	
G. Tres familias de juntas + una aislada	12.0	
	15.0	
H. Cuatro familias de juntas + una aislada (fisuración intensa)		
J. Roca triturada terrosa	20.0	
3. RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS		
a) Contacto con las paredes	Jr	1. Añadir 1.0 si el espaciamiento promedio de la familia de juntas es superior a 3 m. 2. Jr=0.5 puede utilizarse para juntas pulidas con lineaciones, con la condición de que éstas estén orientadas para la resistencia mínima.
a) Contacto con las paredes		
b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.		
A. Juntas sin continuidad	4.0	
B. Rugosas e irregulares, ondulantes	3.0	
C. Lisas, ondulantes	2.0	
D. Pulidas, ondulantes	1.5	
E. Rugosas o irregulares, planares	1.5	
F. Lisas, planares	1.0	
G. Pulidas, planares	0.5	
c) Sin contacto con roca después de corte de 10 cm		
H. Zonas que contienen minerales arcillosos, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	

I. Zona arenosa, gravosa o de roca triturada, de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	
<hr/>		
4. ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS	Ja	Ør grados aprox.
a) Contacto con las paredes de roca		
A. Relleno soldado, duro, inablandable, impermeable	0.75	
B. Paredes de juntas inalteradas, sólo con manchas de oxidación	1.0	(25° - 35°)
C. Paredes ligeramente alteradas, con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca desintegrada no arcillosa	2.0	(25° - 30°)
D. Recubrimientos limosos o areno-arcillosos, con una pequeña fracción de arcilla (inablandable).	3.0	(20° - 25°)
E. Recubrimientos ablandables o con arcilla de baja fricción o sea caolinita o mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc., y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimiento discontinuo de 1-2 mm de espesor o menos).	3.0	(8° -16°)
b) Contacto con las paredes antes de un corte de 10 cm.		
F. Partículas arenosas, roca desintegrada, sin arcilla, etc.	4.0	(25° - 30°)
G. Rellenos de minerales arcillosos muy sobreconsolidados e inablandables (continuos <5 mm de espesor)	6.0	(16° - 24°)
H. Rellenos de minerales arcillosos de sobreconsolidación media a baja (continuos <5 mm de espesor).	8.0	(12° - 16°)
I. Rellenos de arcilla expansiva, o sea montmorillonita (continuos <5 mm de espesor). El valor Ja depende del porcentaje de partículas expansivas del tamaño de arcilla y del acceso al agua.	8.0-12.0	(6° - 12°)
c) Sin contacto de las paredes después del corte		
J. Zonas de desintegración o trituración	6.0	
K. Roca y arcilla (ver G, H y J por condiciones de la arcilla)	8.0	
L. Zonas limosas o arcillo arenosa, pequeñas fracciones de arcilla	8.0-12.0	
M. Zonas continuas gruesas o bandas de arcilla (ver G, H y J por condiciones de arcilla)	5.0	(6°-24°)
N. Zonas o bandas continuas gruesas de arcilla	10.0-13.0	
O. (ver G, H y J para las condiciones de arcilla)	6.0-24.0	
<hr/>		
5. REDUCCIÓN POR AGUA EN LAS JUNTAS	Jw	Presión Aprox. del Agua (Kgf/cm ²)
A. Excavación seca o flujos bajos (<5 L/min. localmente).	1.0	<1.0

B. Flujo o presión medios, con lavado ocasional de los rellenos.	0.66	1.0 - 2.5
C. Gran flujo o presión alta en roca competente con juntas sin relleno.	0.5	2.5-10.0
D. Gran flujo o presión alta, lavado considerable de los rellenos.	0.33	2.5-10.0
E. Flujo o presión excepcionalmente altos con las voladuras, disminuyendo con el tiempo.	0.2 – 0.1	>10
F. Flujo o presión excepcionalmente altos en todo momento	0.1-0.05	>10
6.FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS		
a) Zonas de debilidad que interceptan la excavación y pueden ser las causas de que el macizo se desestabilice cuando se construya el túnel.	SRF	
A. Múltiples zonas de debilidad con contenido de arcilla o roca químicamente desintegrada; roca circundante muy suelta (cualquier profundidad).	10.0	
B. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación <50m).	5.0	1. Reducir estos valores del SRF en un 25-50%, si las zonas de corte relevantes influyen, pero no interceptan la excavación.
C. Zonas de debilidad aisladas que contengan arcilla o roca químicamente desintegrada (profundidad de excavación >50m).	2.5	
D. Múltiples zonas de corte en roca competente (sin arcilla), roca circundante suelta (cualquier profundidad).	7.5	
E. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación < 50m)	5.0	
F. Zonas de corte aisladas en roca competente (sin arcilla) (profundidad de excavación > 50m)	2.5	
G. Juntas abiertas sueltas, fisuración intensa (cualquier profundidad)	5.0	

Método empírico sistema Q (Barton, 1974)

Para este método se requiere de diversos datos tales como:

- Luz de la labor (ancho de tajeo) = 0.90m
- ESR: según siguiente tabla la tabla es 2.0

Valores típicos de ESR según Barton (1974)

Tipo de excavación	ESR
Túneles de acceso para personal y maquinaria	1.3
Túneles de transporte de minerales	1.6
Cámaras de almacenamiento permanentes	1

Galerías para explosivos o estructuras críticas	0.8
Excavaciones de emergencia o refugios humanos	0.6
Excavaciones temporales o de corta duración	2

Fuente: Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974).

- Abertura o altura en metros/ESR = 2.10/2.0 = 1.05
- Valor de Q: según la siguiente tabla para una roca media debe variar de 4-10

a) Cálculo de Q de Barton

Tabla 15: Valores típicos de Q según Barton (1974)

Descripción	Q
Roca excepcionalmente mala	0.001-0.01
Roca extremadamente mala	0.01-0.1
Roca muy mala	0.1-1
Roca mala	1--4
Roca regular	4--10
Roca Buena	10--40
Roca muy buena	40-100
Roca extremadamente Buena	100-400
Roca excepcionalmente Buena	400-1000

$$Q = \frac{RQD}{jn} * \frac{jr}{ja} * \frac{Jw}{SRF}$$

$$Q = \frac{55}{6} * \frac{3}{2} * \frac{1.0}{2.5}$$

$$Q = 5.5$$

Formula que relaciona el RMR con el Q de Barton

$$\mathbf{RMR = 9 \times \ln(Q) + 44}$$

Donde:

ln: logaritmo natural

Q : índice de calidad de maciso rocoso de Barton

Reemplazando los datos :

$$RMR = 9 \times \ln(5.5) + 44$$

RMR= 59.34

Este resultado nos indica que para un Q de Barton de 5.5, el RMR es de 59.34, el cual esta comprendido dentro del rango de tipo de roca III (41-60) .

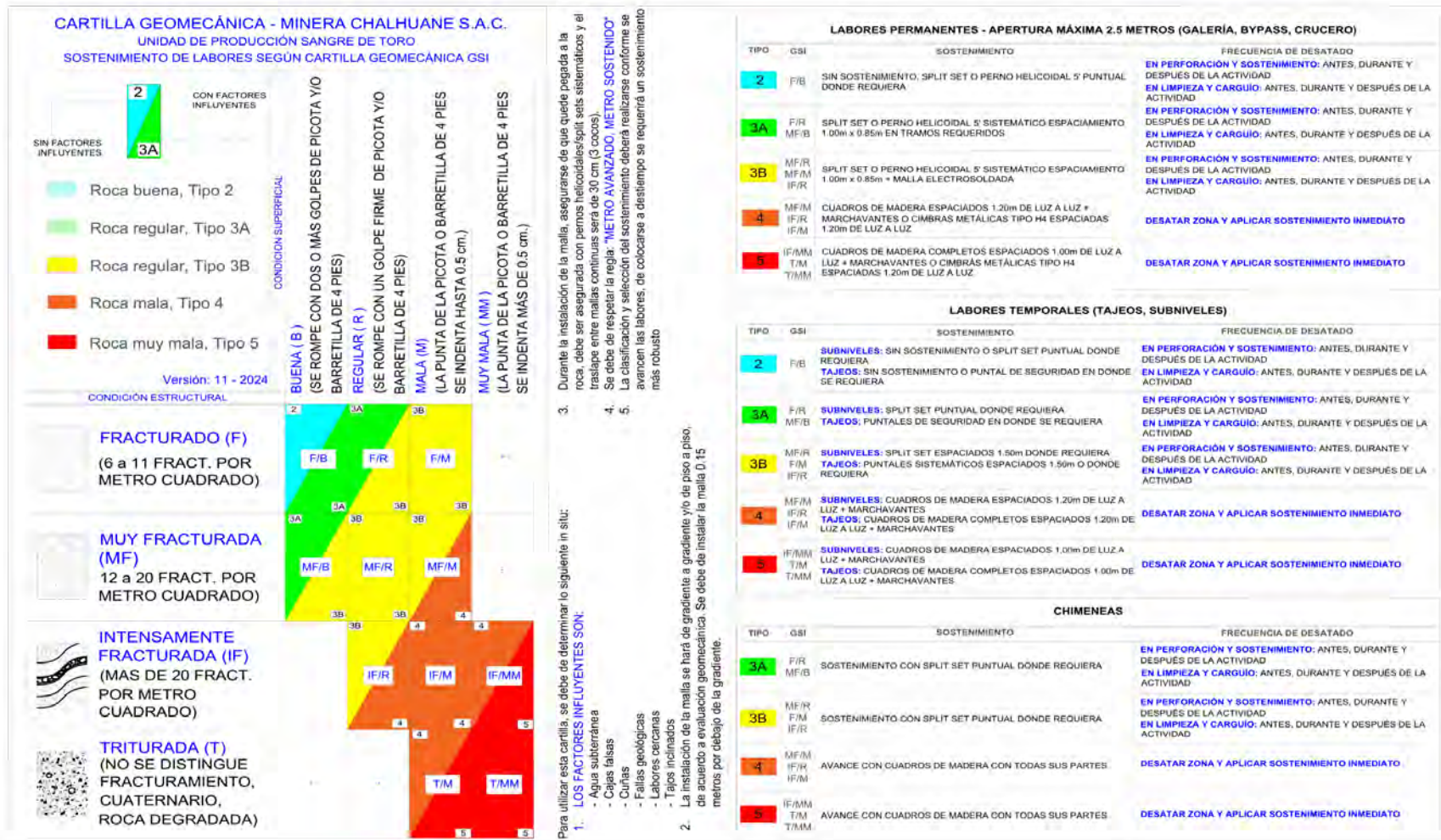
GSI (índice de resistencia geológica)

Hoek (1995) creó el Índice de Resistencia Geológica (GSI) como una ampliación de su criterio de falla en roca, con la finalidad de calcular los parámetros requeridos para su uso. Este índice posibilita representar la disminución en la resistencia del conjunto rocoso bajo distintas condiciones geológicas.

La evaluación del macizo rocoso se realiza de manera sencilla, basándose principalmente en una observación visual de la estructura de la roca, considerando la disposición de los bloques y el estado de las discontinuidades, las cuales se analizan a partir de su rugosidad y el grado de alteración en sus superficies de contacto. La integración de estos dos elementos ofrece un fundamento práctico para clasificar una amplia gama de tipos de macizos rocosos.

Figura 22

Cartilla geomecánica GSI de Minera Chaluane SAC.



Fuente: departamento de geología Minera Chaluane SAC. Nota: En esta gráfica se muestra el tipo de sostenimiento que se aplica en labores de avance y explotación

Tabla 28

clasificación geomecánica de las labores de prueba

LABOR	METODO DE EXPLOTACION	RMR/GSI	FACTOR DE SEGURIDAD	CALIDAD DE ROCA	TIPO DE SOSTENIMIENTO
TJ 582E/W	Corte y relleno con variantes de circado	61-80	≥ 1.2	Buena	IIB: Sin sostenimiento o puntal de seguridad donde requiera
TJ852 E/W	Corte y relleno con variantes de circado	41-60	≥ 1.2	Regular	IIIA: puntal de seguridad donde requiera

Fuente: elaboración propia. *Nota:* En este cuadro se muestra las propiedades geomecánicas de las excavaciones que se utilizan como muestra y la clase de soporte que se emplea en cada una de ellas.

Las labores descritas en el cuadro anterior se desarrollan utilizando perforación en realce y sostenimiento con puntales de seguridad. En el caso de aquellas zonas donde predomina roca de tipo IV y V, la explotación se realiza mediante perforación en breasting, empleando sostenimiento con marcos de madera colocados a una distancia de 1.20 m y 1.0 m, respectivamente.

Vetas

a) Veta Buenos Aires

Se ha identificado mineralización discontinua a lo largo de 300 m en sentido vertical y 600 m en horizontal, con concentraciones irregulares distribuidas en zonas sub-horizontales de hasta 200 m de longitud y 60 m de ancho. Los bloques más grandes dentro de estas zonas pueden superar los 30 m verticales y 50 m horizontales, delimitados por labores mineras como galerías y tajos. Las zonas menores se consideran con recursos medidos hasta 10 m de la labor y recursos indicados hasta 5 m adicionales. En el nivel 1365 se han

identificado tres acumulaciones, destacando una de 80 m, con bloques mineralizados extendiéndose 20 m por debajo de ese nivel.

b) Veta el Viento

Se ha identificado una veta mineralizada de unos 150 metros de largo, caracterizada por su estrechez, pero con altas leyes de oro (superiores a 1 onza por tonelada). En esta estructura se han desarrollado obras subterráneas como galerías, chimeneas y piques, lo que ha permitido delimitarla para estimar reservas. En el nivel 1755, el mineral presenta un enriquecimiento notable en una extensión que también supera los 150 metros. Bajo este nivel, se han definido bloques de reservas clasificadas como medidas, indicadas e inferidas.

c) Veta Sangre de Toro

Se ha identificado un cuerpo mineralizado subvertical de unos 300 metros de largo, con una inclinación de 70° hacia el este, interceptado por galerías entre los niveles 1805 y 1545, abarcando 250 metros verticales. Dentro de esta zona, hay sectores de baja ley y otros enriquecidos, donde se han definido bloques de reserva, aunque estos generalmente no se conectan entre niveles consecutivos. En áreas exploradas en una única labor, los primeros 10 metros se catalogan como recursos medidos y los 5 posteriores como indicados. En el nivel 1545, prevalece una combinación de cuarzo con pirita de grano grueso sin presencia de oro, lo que limita lateralmente la mineralización y señala su cierre en profundidad. La delimitación de los bloques considera esta distribución para evitar proyecciones poco realistas.

d) Veta Yudith

El yacimiento muestra contenidos de oro significativos; sin embargo, estos valores se reducen notablemente al aplicar un ancho mínimo de minado de 0.30 m. Como consecuencia, los bloques clasificados como medidos e indicados con leyes superiores a 10 g/t de oro son escasos. Las vetas tienen una morfología irregular y se manifiestan en forma de bolsionadas.

e) Veta Santa Rosa

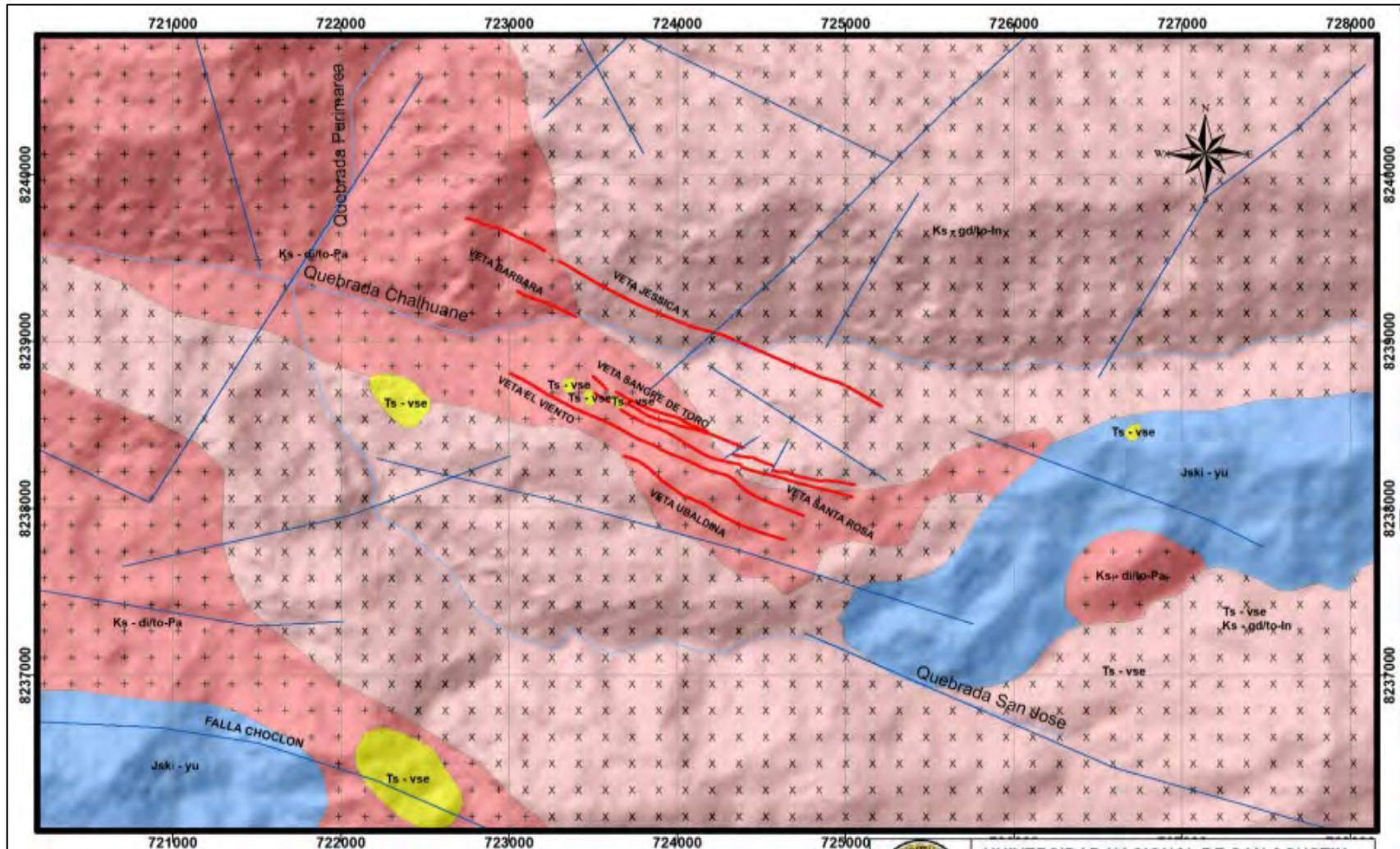
Esta estructura forma parte del sector occidental del sistema Viento – Santa Rosa y ha sido identificada de manera discontinua mediante labores subterráneas, piques y rajos a lo largo de aproximadamente 180 metros, con anchos que oscilan entre 0.8 y 1.5 metros. La veta presenta una orientación N60°W y un buzamiento de 75° a 82° hacia el suroeste, aflorando a una altitud de 1750 m. Para lograr un adecuado encampane, es necesario ejecutar cortadas. Su ubicación se encuentra a unos 80–100 metros al suroeste de la veta Sangre de Toro, con acceso directo desde esta. El relleno mineralizado está conformado por vetillas de cuarzo con estructuras tipo boxwork, limonitas y presencia de oro libre, mientras que el encajonante corresponde a rocas de anfibolita.

f) Veta la Victoria

Se refiere a una pequeña estructura identificada por laboreo subterráneo y rajos con una longitud de 100 metros y anchuras de 0.8 a 1.10 metros.

Figura 23

Principales vetas Minera Chaluane SAC.



Fuente: departamento de geología Minera Chaluane SAC *Nota:* Esta figura muestra las principales vetas del yacimiento.

ANEXO 2: MATRIZ DE CONSISTENCIA

TITULO: "SELECCIÓN DEL METODO DE EXPLOTACION PARA VETAS ANGOSTAS, MINERA CHALHUANE S.A.C. AREQUIPA"

PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPOTESIS GENERAL	METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	VARIABLES
¿Cómo influye el método de explotación selectivo para explotación de las vetas angostas en la Minera Chahuane SAC?	Seleccionar el método de explotación para vetas angostas, evaluando su impacto en la recuperación, leyes obtenidas y la reducción de costos operativos en la Minera Chahuane SAC-Arequipa.	La implementación de un método de explotación selectivo en la explotación de vetas angostas mejora significativamente la recuperación de mineral, la ley promedio obtenido y reduce los costos operativos en la Minera Chahuane SAC.	<p style="text-align: center;">TIPO DE INVESTIGACIÓN</p> El trabajo de investigación será del tipo de investigación la aplicada. <p style="text-align: center;">NIVEL DE INVESTIGACION</p> El nivel de investigación es descriptivo y explicativo <p style="text-align: center;">POBLACIÓN</p> La población está conformada por los 34 tajos de la veta Viento, Viento piso, Sangre de toro y Buenos Aires de la Minera Chahuane SAC. <p style="text-align: center;">MUESTRA</p> En el enfoque no probabilístico, se seleccionaron de manera aleatoria dos tajos por conveniencia en la veta Sangre de Toro y Viento, considerando dos tipos de roca (dura y media), en los cuales se realizaron las pruebas del método de variantes de circado para vetas angostas de oro: Tj582E/W Nv1755 y Tj852E/W Nv 1495 de la Minera Chahuane SAC.	INDEPENDIENTE vetas angostas DEPENDIENTE metodo de explotacion
PROBLEMAS ESPECIFICOS	OBJETIVOS ESPECIFICOS	HIPOTESIS ESPECIFICOS		
a) ¿Cuáles serán los factores que influyen en la selección adecuada del método de explotación para las vetas angostas en Minera Chahuane S.A.C.?	a) Determinar los factores que influyen en la selección adecuada del método de explotación para las vetas angostas en Minera Chahuane S.A.C	a) El método de explotación más adecuado para las vetas angostas. es la variante del circado, en comparación con el método corte y relleno ascendente actual en Minera Chahuane SAC		
b) ¿Cuál será el diseño de la malla de perforación y voladura en el método de explotación de las vetas angostas en la Minera Chahuane SAC?	b) Diseñar la malla de perforación y voladura adecuada para el método de explotación de las vetas angostas en la Minera Chahuane SAC.	b) La malla de perforación y voladura diseñada para el método de explotación de vetas angostas. permite una extracción más eficiente del mineral, en Minera Chahuane SAC		
c) ¿Cuál será el costo del método de explotación de las vetas angostas en la Minera Chahuane SAC?	c) Determinar el costo de explotación de las vetas angostas en la Minera Chahuane SAC	c) El costo de explotación de las vetas angostas es significativamente menor, en comparación con el método de explotación actual, en Minera Chahuane SAC.		

ANEXO 2: PROGRAMA DE PRODUCCION MINERA LA SOLEDAD



PROGRAMA DE PRODUCCION SOLEDAD - MARZO - 2025

CONTRATA	VETA	NIVEL	MUESTREO	TAJO	P. V.	LONG. TJ	LONG. E.	Realce (m)	LEY VETA (gr/TMS)	PRODUC. TMS	PRODUC FINO (grs.)	# Parejas
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1410	17/07/2020	TJ 325 W	0.20	13	10	2.40	5.12	13.92	71.27	1
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1410	9/08/2020	TJ 325 E	0.12	15	4	2.40	7.33	3.34	24.49	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1410	3/08/2020	TJ 295 E	0.11	10	4	2.00	4.10	2.55	10.46	1
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1410	4/09/2023	TJ 295 W	0.21	18	9	2.00	17.31	10.96	189.75	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1365	4/12/2024	TJ 125 E	0.18	21	8	1.71	6.73	7.16	48.18	1
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1365	13/02/2025	TJ 184 E	0.17	20	16	1.80	6.00	14.20	85.19	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1365	11/02/2025	TJ 184 W	0.15	20	17	1.80	11.54	13.31	153.61	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1365	11/02/2025	TJ 224 E	0.20	20	18	1.80	9.02	18.79	169.50	1
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1365	22/01/2025	TJ 224 W	0.22	20	18	1.80	19.15	20.67	395.85	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1365	8/01/2023	TJ 264 E	0.21	20	16	1.80	8.83	17.54	154.80	1
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1365	26/01/2023	TJ 264 W	0.31	20	12	1.80	12.06	19.42	234.19	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1365	3/01/2025	TJ 341 E	0.10	16	6	2.25	16.22	3.92	63.50	1
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1365	15/12/2024	TJ 371 W	0.08	15	9	2.40	11.74	5.01	58.83	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1365	13/10/2024	TJ 393 W	0.07	18	15	1.00	33.43	3.05	101.79	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1550	29/11/2024	TJ 637 E	0.06	18	7	0.60	9.35	0.73	6.83	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1550	29/11/2024	TJ 637 W	0.15	22	5	0.60	5.95	1.31	7.76	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1550	7/12/2024	TJ 592 E	0.16	26	6	0.60	17.23	1.67	28.77	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1550	20/01/2025	TJ 592 W	0.10	22	5	0.60	20.76	0.87	18.06	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1550	11/12/2024	TJ 550 E	0.10	18	2	0.60	5.26	0.35	1.83	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1550	6/01/2025	TJ 708 E	0.32	25	18	1.44	10.59	24.05	254.73	1
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1550	10/02/2025	TJ 708 W	0.23	30	16	1.20	18.42	12.81	235.89	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1550	13/01/2025	TJ 659 E	0.20	20	13	1.80	38.68	13.57	524.94	
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1550	31/01/2025	TJ 420 E	0.15	15	10	2.40	11.89	10.44	124.13	1
ADGEMINCO	BUENOS AIRES	1550	31/01/2025	TJ 460 W	0.10	15	8	2.40	10.58	5.57	58.91	
SUB TOTAL					0.21	457	252	1.63	13.42	225	3,023	8

CONTRATA	ZONA	A. V.	LONG. TJ	LONG. ECOM.	# cortes	LEY V. (gr/TMS)	TM PRODUCCION	FINOS PRODUCCION
ADGEMINCO	BUENSO AIRES	0.21	457	252	1.63	13.42	225	3,023
TOTAL GENERAL		0.21	457	252	1.63	13.42	225	3,023

FUENTE 1 AREA DE GEOLOGIA MINERA CHALHUANE-SOLEDAD

ANEXO 3: PROGRAMA DE PRODUCCION MINERA CHALHUANE SAC.

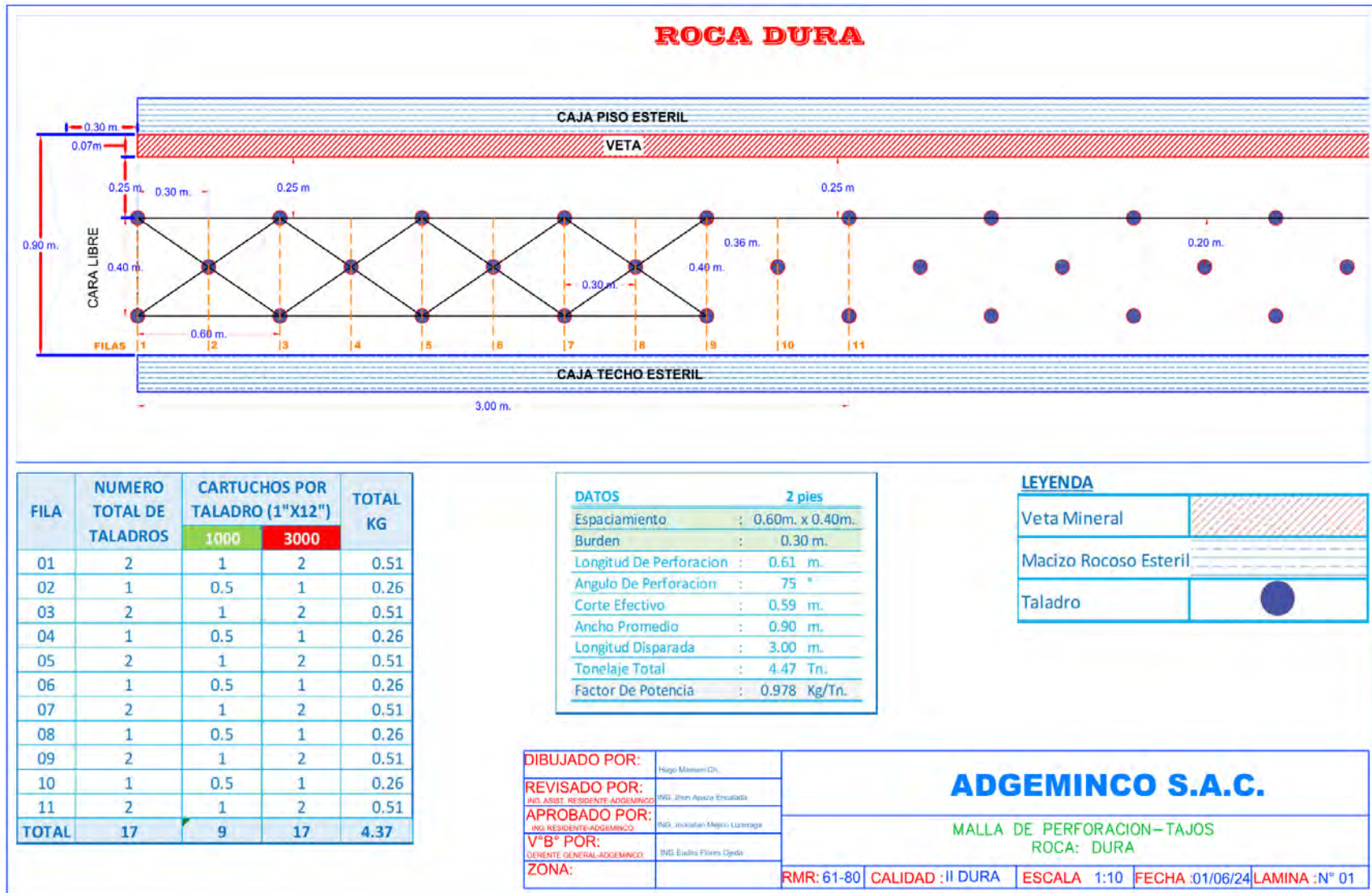
PROGRAMA DE PRODUCCION CHALHUANE - MARZO 2025



CONTRATA	VETA	NIVEL	FECHA DE MUESTREO	TAJO	A. V.	LONG. T.J	LONG. ECOM.	Realce (m)	LEY VETA (gr/TMS)	LEY PROMEDIO	PRODUCCION TM	PRODUCCION FINO (grs.)	# Parejas
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1814	16/02/2025	TJ 495 E	0.05	18	15	2.00	17.86		4.22	75.28	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1814	5/02/2025	TJ 495 W	0.05	26	7	1.48	18.72	18.29	1.46	27.25	1
ADGEMINCO	KARLA	1755	19/06/2024	TJ 155 E	0.06	15	4	2.40	12.45	14.68	1.62	20.16	1
ADGEMINCO	KARLA	1755	19/06/2024	TJ 155 W	0.07	15	8	2.40	16.61		3.78	62.71	1
ADGEMINCO	EL VIENTO	1755	22/02/2025	TJ 540 E	0.05	16	13	2.25	77.56	69.67	4.11	318.74	1
ADGEMINCO	EL VIENTO	1755	18/02/2025	TJ 540 W	0.07	22	22	1.64	64.03		7.08	453.41	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1755	4/12/2024	TJ 661 E	0.06	19	19	1.30	42.64	33.59	4.16	177.57	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1755	18/02/2025	TJ 661 W	0.04	18	16	1.30	20.02		2.34	46.81	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1755	21/02/2025	TJ 621 E	0.08	18	17	1.30	134.04	86.89	4.97	665.92	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1755	19/02/2025	TJ 621 W	0.05	14	11	1.30	11.46		2.01	23.02	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1755	4/01/2025	TJ 554 E	0.09	18	18	1.30	48.42	44.94	5.92	286.54	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1755	19/01/2025	TJ 554 W	0.05	26	21	1.30	38.68		3.84	148.36	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1755	21/01/2025	TJ 524 W	0.05	10	6	1.30	5.37	5.37	1.10	5.88	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1755	21/02/2025	TJ 581 E	0.08	18	19	1.30	126.05	89.02	5.55	699.90	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1755	20/02/2025	TJ 581 W	0.07	20	14	1.30	46.70		3.58	167.18	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1715	17/01/2025	TJ 586 E	0.13	15	14	2.40	8.17	14.84	12.27	100.28	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1715	17/02/2025	TJ 586 W	0.15	16	16	2.25	20.62		15.17	312.89	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1755	13/01/2025	TJ 693 E	0.09	16	15	1.80	115.97	150.94	6.83	791.88	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1755	9/01/2025	TJ 693 W	0.10	16	15	1.80	182.41		7.59	1383.94	1
ADGEMINCO	EL VIENTO PISO	1755	17/01/2025	TJ 716 E	0.06	20	17	1.80	33.91	33.91	5.16	174.95	1
ADGEMINCO	RUBI	1666	17/02/2025	TJ 722 E	0.06	16	9	2.25	9.80	39.63	3.41	33.46	1
ADGEMINCO	RUBI	1666	2/02/2025	TJ 722 W	0.07	20	16	1.80	65.19		5.66	369.30	1
ADGEMINCO	EL VIENTO 1	1614	8/02/2025	TJ 086 E	0.08	16	11	2.40	151.29	78.08	5.93	897.86	1
ADGEMINCO	EL VIENTO 1	1614	25/06/2023	TJ 086 W	0.10	14	7	2.40	19.51		4.72	92.10	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1605	9/01/2025	TJ 786 E	0.16	15	11	1.40	51.27	41.57	6.92	354.99	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1605	3/02/2025	TJ 786 W	0.10	20	13	1.40	26.04		5.11	133.17	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1605	15/01/1900	TJ 816 E	0.10	15	10	1.40	56.56	47.06	3.93	222.51	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1605	15/01/2025	TJ 816 W	0.15	18	17	1.40	40.72		10.03	408.49	1
ADGEMINCO	EL VIENTO	1545	14/02/2025	TJ 518 E	0.04	20	15	1.80	12.48	11.96	3.03	37.87	1
ADGEMINCO	EL VIENTO	1545	16/11/2024	TJ 518 W	0.04	14	9	2.57	11.44		2.60	29.76	1
ADGEMINCO	YUDITH	1545	18/10/2024	TJ 910 W	0.06	10	5	1.30	7.81	7.81	1.10	8.56	1
ADGEMINCO	YUDITH	1545	24/01/2025	TJ 884 E	0.08	16	8	1.30	60.88	41.74	2.34	142.33	1
ADGEMINCO	YUDITH	1545	5/09/2024	TJ 884 W	0.16	13	13	1.30	32.16		7.60	244.39	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1495	15/02/2025	TJ 177 E	0.20	22	7	1.64	4.98	6.52	6.44	32.06	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1495	15/02/2025	TJ 177 W	0.19	26	13	1.38	8.15		9.61	78.32	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1495	13/07/2024	TJ 723 E	0.13	15	13	2.40	29.29	29.29	11.40	347.83	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1495	29/01/2025	TJ 852 E	0.13	23	23	1.30	153.66	105.97	10.92	1678.35	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1495	5/01/2025	TJ 852 W	0.14	16	17	1.30	61.68		8.69	536.25	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1495	16/01/2025	TJ 821 E	0.10	20	19	1.30	33.23	25.70	6.94	230.64	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1495	22/01/2025	TJ 821 W	0.05	18	11	1.30	10.63		2.01	21.36	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1495	6/02/2025	TJ 806 W	0.10	70	53	0.51	39.85	39.85	7.66	305.22	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1495	5/02/2025	TJ 834 E	0.12	22	16	1.64	7.82	7.82	8.83	69.04	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1495	9/02/2025	TJ 814 E	0.10	20	10	1.80	10.70	7.98	5.06	54.12	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1495	5/02/2025	TJ 814 W	0.13	20	16	1.80	5.89		10.52	61.87	1
ADGEMINCO	EL VIENTO	1715	17/02/2025	TJ 589 E	0.06	12	11	3.00	17.58	30.97	5.56	97.81	1
ADGEMINCO	EL VIENTO	1715	14/02/2025	TJ 589 W	0.08	12	11	3.00	41.01		7.42	304.23	1
ADGEMINCO	EL VIENTO	1715	23/10/2023	TJ 558 E	0.06	13	9	2.77	38.87	22.28	4.20	163.33	1
ADGEMINCO	EL VIENTO	1715	20/11/2018	TJ 558 W	0.17	15	15	2.40	16.42		17.20	282.38	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1605	14/01/2025	TJ 678 E	0.17	16	7	1.40	6.87	7.15	4.68	32.16	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1605	7/02/2025	TJ 678 W	0.14	15	9	1.40	7.48		4.96	37.08	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1605	18/01/2025	TJ 720 E	0.06	14	9	1.40	16.36	13.31	2.12	34.75	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1605	19/01/2025	TJ 720 W	0.07	12	8	1.40	10.69		2.20	23.55	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO 1 PISO	1614	7/02/2025	TJ 042 E	0.08	27	23	1.80	93.88	43.94	9.31	873.71	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO 1 PISO	1614	18/02/2025	TJ 042 W	0.08	26	16	1.80	11.31		6.47	73.22	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO 1 PISO	1614	24/01/2025	TJ 069 W	0.05	20	11	1.80	16.23		2.78	45.15	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1545		TJ 753 E	0.13	16	11	2.25	5.11	13.34	9.04	47.16	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1545		TJ 753 W	0.09	16	11	2.25	25.08		6.26	157.05	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1605		TJ 758 E	0.04	16	6	2.25	5.11	17.86	1.52	7.91	1
ADGEMINCO	SANGRE DE TORO	1605		TJ 758 W	0.07	17	5	2.12	29.09		2.08	52.26	1
					0.09	1123	857	1.73	44.62		320	14,550	25
CONTRATA	ZONA	A. V.	LONG. T.J	LONG. ECOM.	Realce prom. (m)	LEY V. (gr/TMS)	TMS PRODUCCION	FINOS PRODUCCION					
TOTAL GENERAL		0.09	1123.00	857.00	1.73	44.62	320.13	14,550					

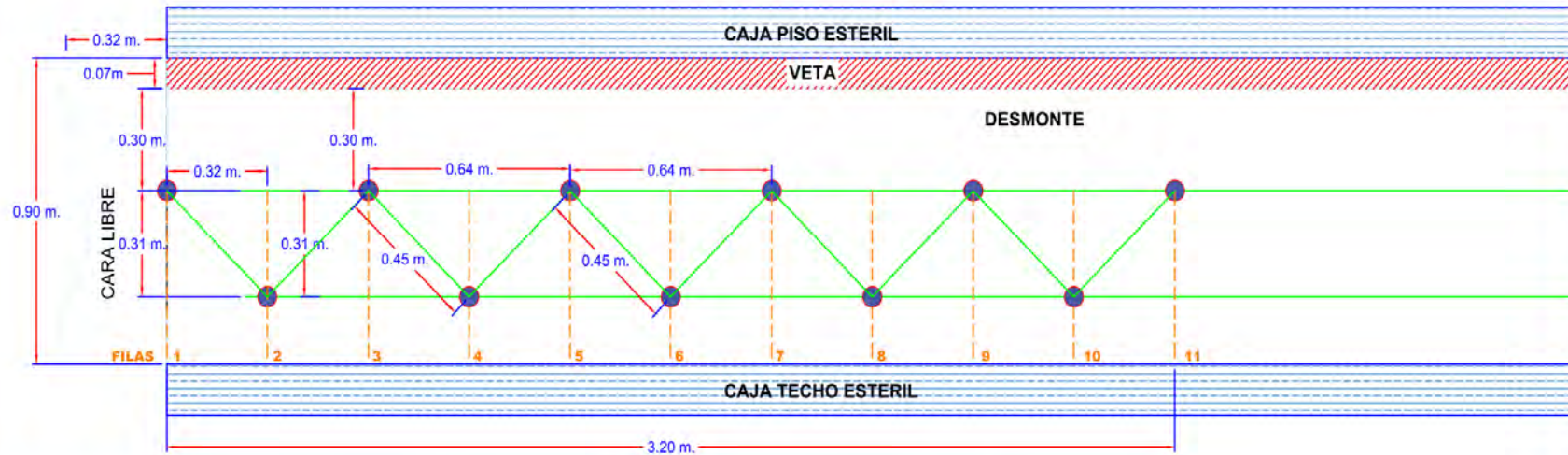
FUENTE : AREA DE GEOLOGIA CHALHUANE

ANEXO 4: DISEÑOS DE MALLA DE PERFORACIÓN



FUENTE: ELABORACION PROPIA-AREA PRODUCTIVIDAD

ROCA MEDIA



FILA	NUMERO TOTAL DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO (1"X12")		TOTAL KG
		1000	3000	
01	1	1.5	0	0.25
02	1	1.5	0	0.25
03	1	1.5	0	0.25
04	1	1.5	0	0.25
05	1	1.5	0	0.25
06	1	1.5	0	0.25
07	1	1.5	0	0.25
08	1	1.5	0	0.25
09	1	1.5	0	0.25
10	1	1.5	0	0.25
11	1	1.5	0	0.25
12	1	1.5	0	0.25
13	1	1.5	0	0.25
TOTAL	13	19.5	0	3.250

DATOS		2 pies
Espaciamento	:	0.50m. x 0.40m.
Burden	:	0.25 m.
Longitud De Perforacion	:	0.61 m.
Angulo De Perforacion	:	75 °
Corte Efectivo	:	0.59 m.
Ancho Promedio	:	0.90 m.
Longitud Disparada	:	3.00 m.
Tonelaje Total	:	4.47 Tn.
Factor De Potencia	:	0.727 Kg/Tn.

LEYENDA

Veta Mineral	
Macizo Rocoso Esteril	
Taladro	

DIBUJADO POR:	Hugo Marrero/Ch.
REVISADO POR:	ING. ASIST. RESIDENTE ADGEMINCO ING. Jhon Apaza Encolleta
APROBADO POR:	ING. RESIDENTE ADGEMINCO ING. Jonatan Mejico Lizarraga
V°B° POR:	ING. Eudes Flores Oyeda GERENTE GENERAL ADGEMINCO
ZONA:	

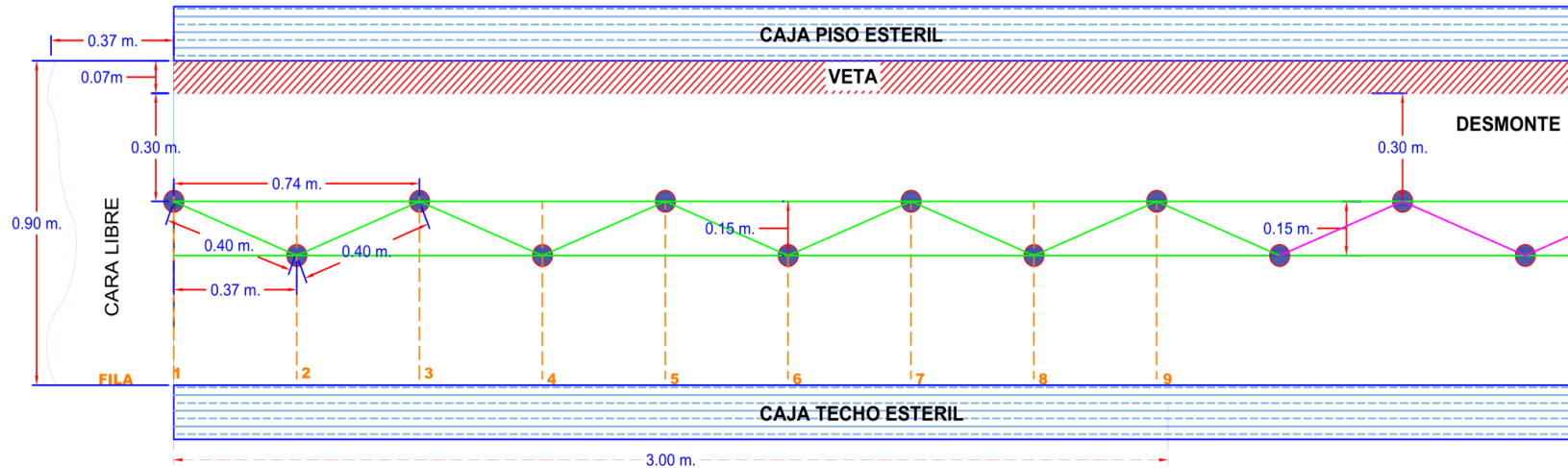
ADGEMINCO S.A.C.

MALLA DE PERFORACION-TAJOS
ROCA: MEDIA

RMR: 41-60 CALIDAD : III MEDIA ESCALA 1:10 FECHA : 01/06/24 LAMINA : N° 02

FUENTE: ELABORACION PROPIA-AREA PRODUCTIVIDAD

ROCA SUAVE



FILAS	NUMERO TOTAL DE TALADROS	CARTUCHOS POR TALADRO (1"X12")		TOTAL KG
		1000	3000	
01	1	1	0	0.17
02	1	1	0	0.17
03	1	1	0	0.17
04	1	1	0	0.17
05	1	1	0	0.17
06	1	1	0	0.17
07	1	1	0	0.17
08	1	1	0	0.17
09	1	1	0	0.17
TOTAL	9	9	0	1.500

DATOS		2 pies
Espaciamiento	:	0.40m. x 0.74m.
Burden	:	0.37 M.
Longitud De Perforacion	:	0.61 m.
Angulo De Perforacion	:	75 °
Corte Efectivo	:	0.59 m.
Ancho Promedio	:	0.90 m.
Longitud Disparada	:	3.00 m.
Tonelaje Total	:	4.47 Tn.
Factor De Potencia	:	0.34 Kg/Tn.

LEYENDA

Veta Mineral	
Macizo Rocoso Esteril	
Taladro	

DIBUJADO POR:	Hugo Mamani Ch.
REVISADO POR:	ING. Jhon Apaza Encalada
APROBADO POR:	ING. Jhonatan Mejico Lizarraga
V°B° POR:	ING. Eudes Flores Ojeda
ZONA:	

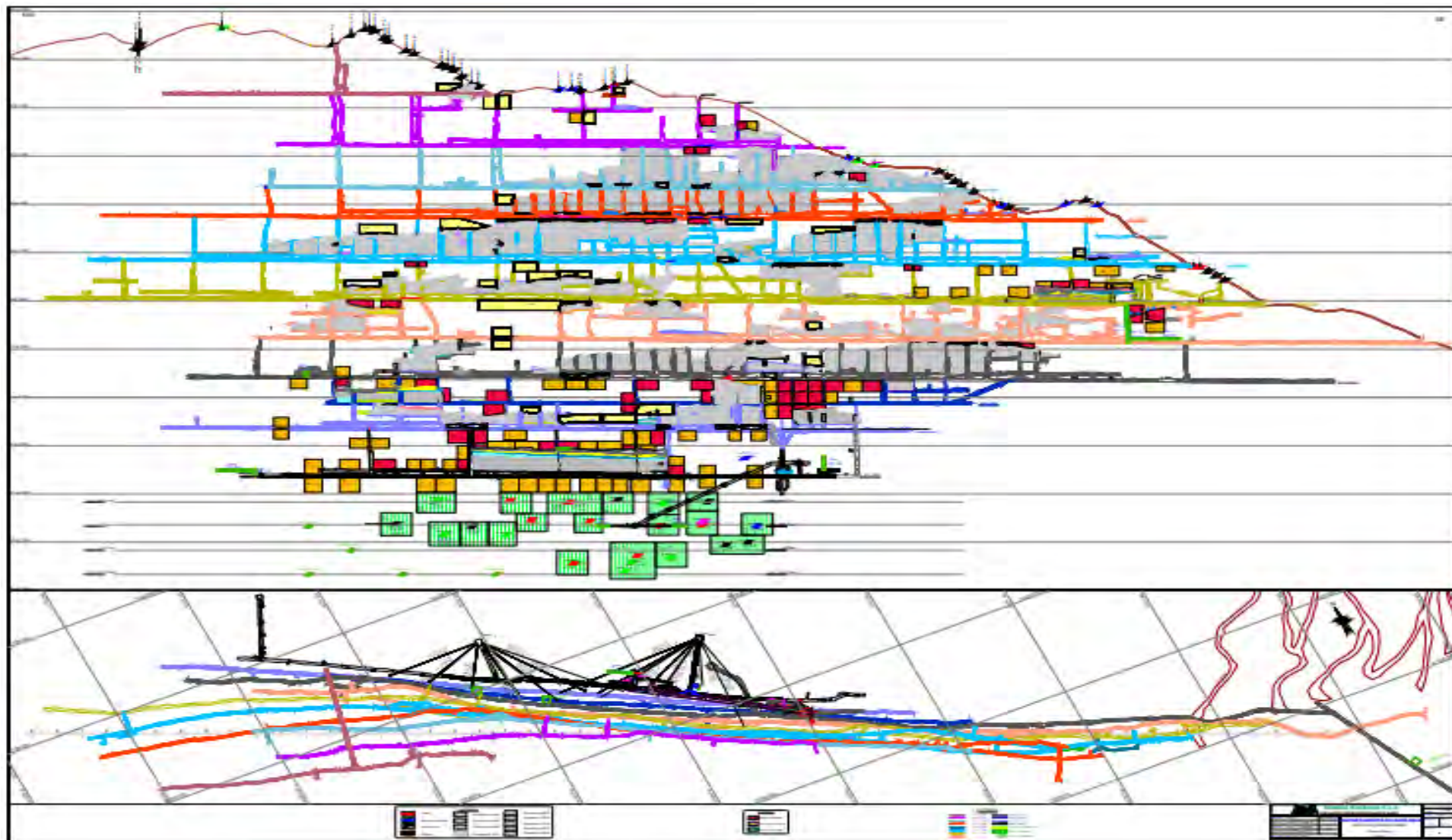
ADGEMINCO S.A.C.

MALLA DE PERFORACION-TAJOS
ROCA: SUAVE

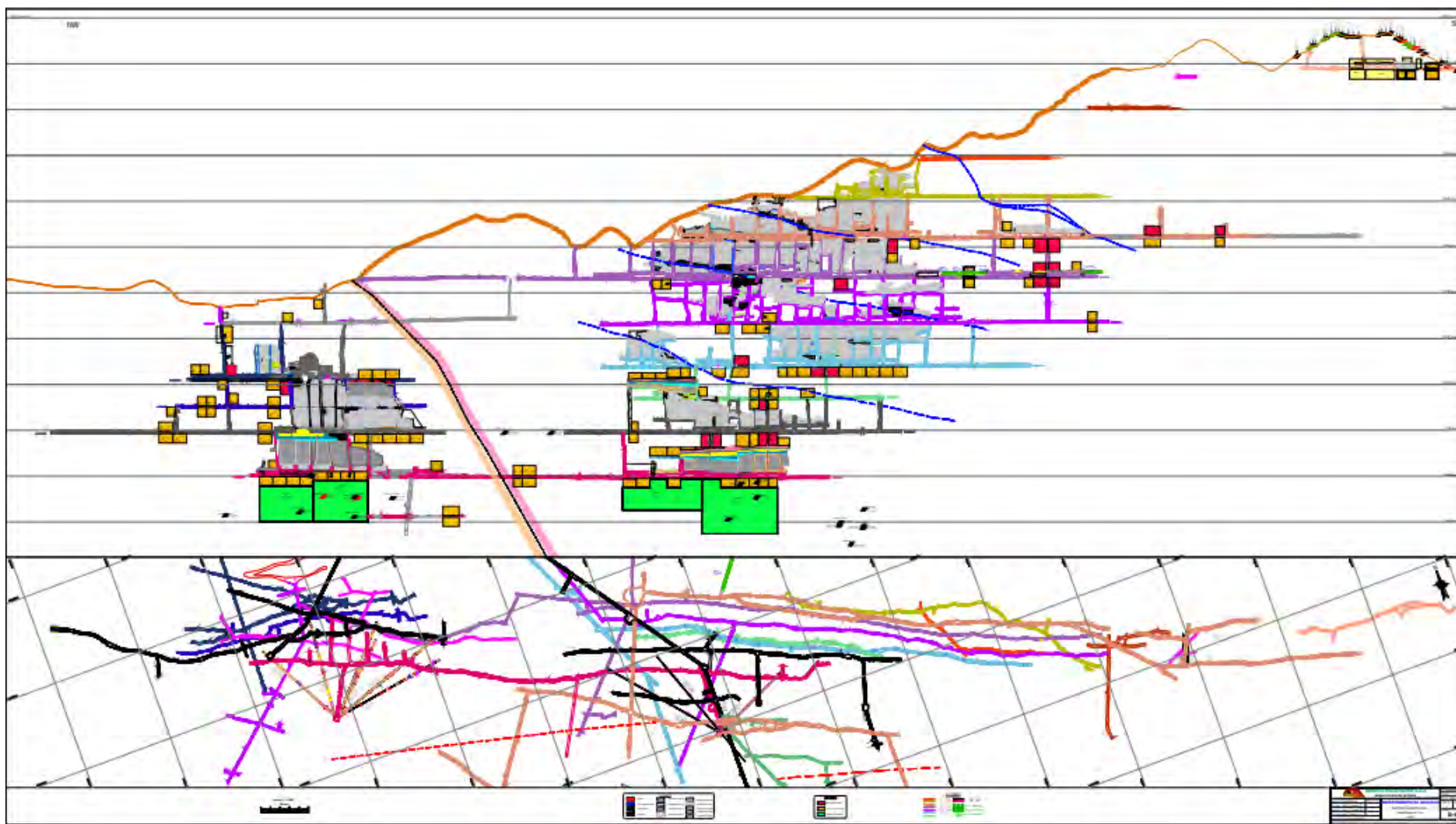
RMR: 31-40 CALIDAD : IV SUAVE ESCALA 1:10 FECHA : 01/06/24 LAMINA : N° 03

FUENTE: ELABORACION PROPIA-AREA PRODUCTIVIDAD

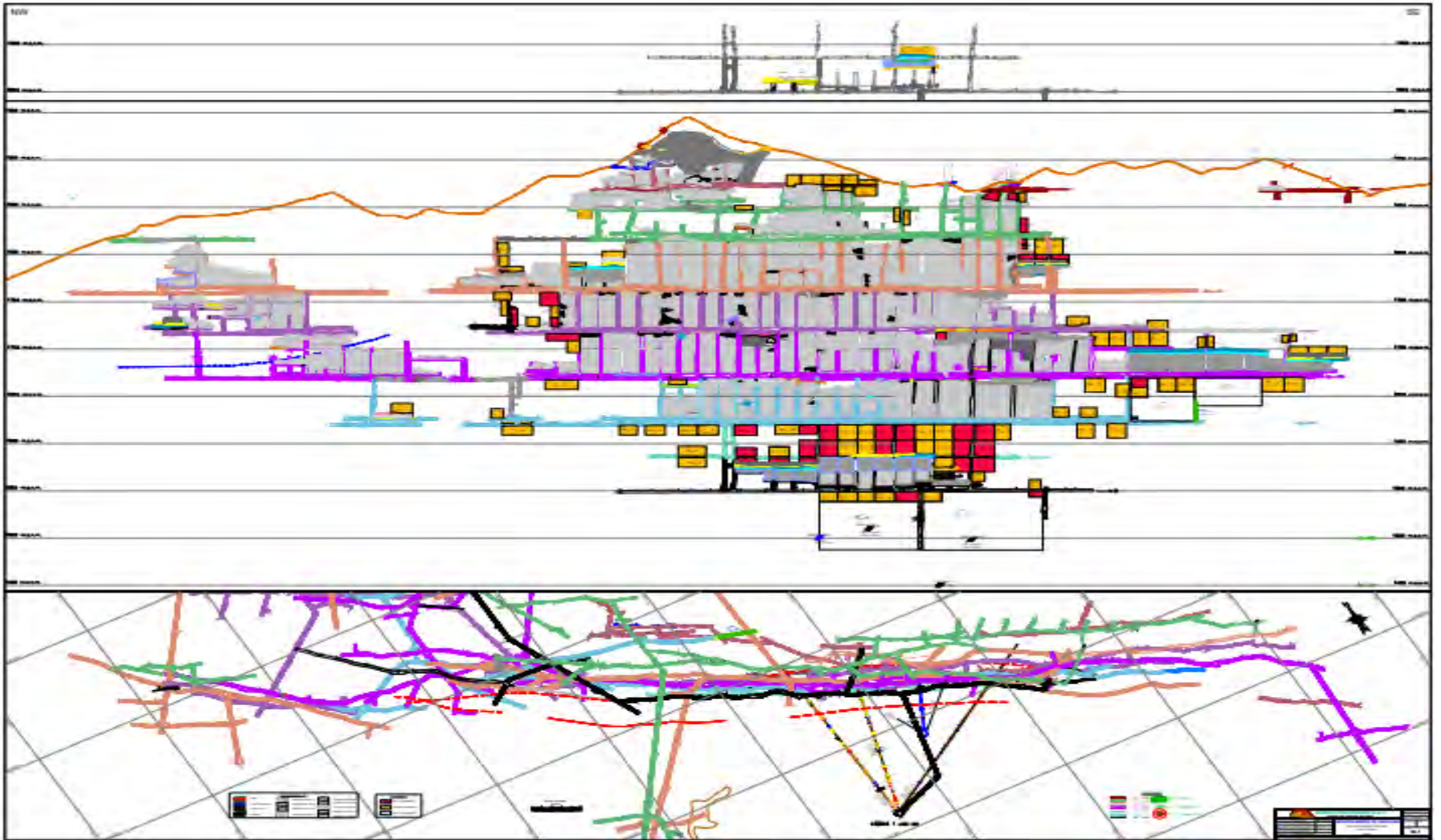
ANEXO 5: CUBICACION DE RESERVAS



FUENTE: AREA DE GEOLOGIA CHALHUANE



FUENTE: AREA DE GEOLOGIA CHALHUANE



FUENTE: AREA DE GEOLOGIA CHALHUANE

Mina	Veta	Código Reserva	Pot(m)	TMS(ton)	Ley de Au(gr/tn)
La Soledad	Buenos Aires	BA-1	0.26	51.2	8.17
La Soledad	Buenos Aires	BA-2	0.1	34.51	22.53
La Soledad	Buenos Aires	BA-3	0.2	28.31	8.65
La Soledad	Buenos Aires	BA-4	0.15	20.11	10.02
La Soledad	Buenos Aires	BA-5	0.13	25.71	11.72
La Soledad	Buenos Aires	BA-109	0.06	10.05	14.81
La Soledad	Buenos Aires	BA-6	0.4	104.11	9.02
La Soledad	Buenos Aires	BA-7	0.32	72.84	5.75
La Soledad	Buenos Aires	BA-8	0.15	30.32	10.16
La Soledad	Buenos Aires	BA-9	0.34	55.1	10.82
La Soledad	Buenos Aires	BA-10	0.13	50.09	13
La Soledad	Buenos Aires	BA-11	0.18	55.61	10.25
La Soledad	Buenos Aires	BA-12	0.07	20.36	13.23
La Soledad	Buenos Aires	BA-13	0.18	45.07	26.9
La Soledad	Buenos Aires	BA-14	0.19	46.37	25.38
La Soledad	Buenos Aires	BA-15	0.23	90.51	20.4
La Soledad	Buenos Aires	BA-16	0.22	82.96	9.04
La Soledad	Buenos Aires	BA-17	0.11	12.95	30.56
La Soledad	Buenos Aires	BA-18	0.11	31.51	17.1
La Soledad	Buenos Aires	BA-19	0.29	98.06	10.27
La Soledad	Buenos Aires	BA-20	0.1	20.77	13.83
La Soledad	Buenos Aires	BA-21	0.09	37.74	10.89
La Soledad	Buenos Aires	BA-22	0.14	42	16.95
La Soledad	Buenos Aires	BA-23	0.12	42	18.12
La Soledad	Buenos Aires	BA-24	0.09	20.51	22.93
La Soledad	Buenos Aires	BA-25	0.23	124.1	15.12
La Soledad	Buenos Aires	BA-26	0.16	71.89	16.33
La Soledad	Buenos Aires	BA-27	0.32	99.37	13.47
La Soledad	Buenos Aires	BA-28	0.24	89.33	21.82
La Soledad	Buenos Aires	BA-29	0.14	66.21	6.97
La Soledad	Buenos Aires	BA-30	0.19	85.96	7.52
La Soledad	Buenos Aires	BA-31	0.49	156.51	6.04
La Soledad	Buenos Aires	BA-32	0.2	64.3	39.82
La Soledad	Buenos Aires	BA-33	0.13	43.19	22.19
La Soledad	Buenos Aires	BA-34	0.2	64.55	21.2
La Soledad	Buenos Aires	BA-35	0.18	58.89	21.8
La Soledad	Buenos Aires	BA-36	0.24	106.63	15.91

FUENTE: AREA DE GEOLOGIA

Mina	Veta	Código Reserv	Pot(m)	TMS(ton)	Ley de Au(gr/t)
Chalhuane	Sangre de toro	ST-115	0.1	37.06	10.32
Chalhuane	Sangre de toro	ST-114	0.11	41.51	7.24
Chalhuane	Sangre de toro	ST-80	0.1	37.58	10.32
Chalhuane	Sangre de toro	ST-79	0.08	17.6	28.19
Chalhuane	Sangre de toro	ST-78	0.12	29.46	44.46
Chalhuane	Sangre de toro	ST-77	0.11	26.61	66.51
Chalhuane	Sangre de toro	ST-70	0.12	28.52	44.46
Chalhuane	Sangre de toro	ST-69	0.11	26.9	66.51
Chalhuane	Sangre de toro	ST-67	0.06	17.1	26.59
Chalhuane	Sangre de toro	ST-68	0.08	19.23	16.44
Chalhuane	Sangre de toro	ST-39	0.09	22.97	19.8
Chalhuane	Sangre de toro	ST-38	0.11	27.91	82.22
Chalhuane	Sangre de toro	ST-37	0.06	16.08	16.82
Chalhuane	Sangre de toro	ST-36	0.13	60.67	20.27
Chalhuane	Sangre de toro	ST-133	0.06	22.69	34.43
Chalhuane	Sangre de toro	ST-132	0.09	32.43	16.48
Chalhuane	Sangre de toro	ST-131	0.12	43.36	18.79
Chalhuane	Sangre de toro	ST-130	0.1	40.02	50.73
Chalhuane	Sangre de toro	ST-129	0.08	28.26	26.9
Chalhuane	Sangre de toro	ST-128	0.1	33.69	30.52
Chalhuane	Sangre de toro	ST-127	0.07	21.97	31.8
Chalhuane	Sangre de toro	ST-126	0.07	24.84	17.49
Chalhuane	Sangre de toro	ST-111	0.05	11.17	27.75
Chalhuane	Sangre de toro	ST-112	0.08	20.06	21.15
Chalhuane	Sangre de toro	ST-113	0.09	34.11	25.09
Chalhuane	Sangre de toro	ST-76	0.09	33.22	25.09
Chalhuane	Sangre de toro	ST-75	0.09	33.75	39.97
Chalhuane	Sangre de toro	ST-65	0.09	32.13	39.97
Chalhuane	Sangre de toro	ST-66	0.1	37.38	53.04
Chalhuane	Sangre de toro	ST-64	0.09	35.07	43.15
Chalhuane	Sangre de toro	ST-27	0.09	24.16	15.22
Chalhuane	Sangre de toro	ST-26	0.06	14.41	45.54
Chalhuane	Sangre de toro	ST-35	0.09	31.5	72.43
Chalhuane	Sangre de toro	ST-34	0.06	22.27	46.61
Chalhuane	Sangre de toro	ST-33	0.07	23.72	22.2
Chalhuane	Sangre de toro	ST-63	0.04	4.96	53.69

FUENTE: AREA DE GEOLOGIA

ANEXO 6: CONTROL DE EXTRACCION DE MINERAL

MES	N° VOLQUETE	FECHA	LOTE	COMPOSICION	LABOR	TMH PLANTA	HUMEDA D %	TMS PLANTA	LEY PLANTA	REMUEST REO	FINOS PLANTA
Setiembre	01	04/09/2024	24-11518	TJ592 W - TJ637 W - TJ708 W	TJ592 W	20.57	1.83%	20.194	12.940	12.020	261.30
Setiembre	02	05/09/2024	24-11592	TJ821W - TJ354W - TJ177E - TJ256W - TJ786W	TJ821W	16.75	2.16%	16.388	19.440	19.620	321.54
Setiembre	02	05/09/2024	24-11588	TJ540W - TJ581E - TJ621W	TJ540W	4.48	3.94%	4.303	49.770	50.300	216.47
Setiembre	03	09/09/2024	24-11769	TJFINOS - TJ393 W - TJ311 E - TJ311 W - TJ371 E - TJ288 E	TJFINOS	22.31	2.71%	21.705	9.880	10.530	228.56
Setiembre	04	10/09/2024	24-11831	TJ554E - TJ554W - TJ229E	TJ554E	7.75	2.65%	7.545	44.870	45.710	344.86
Setiembre	04	10/09/2024	24-11841	TJ172W - TJ172E - TJ288W - TJ852E - TJ852W	TJ172W	13.50	1.41%	13.310	64.580	65.760	875.24
Setiembre	05	12/09/2024	24-11918	TJ910E - TJ910W - TJ354W - TJ821E - TJ320E - TJ554W - TJPALLAQUEO	TJ910E	21.01	2.11%	20.567	18.060	18.940	389.53
Setiembre	06	13/09/2024	24-11982	TJGRUESOS: - TJ393 W - TJ311 E - TJ311 W - TJ371 E - TJ288 E	TJGRUESOS:	20.56	1.70%	20.210	21.320	20.860	430.89
Setiembre	07	14/09/2024	24-12104	TJ320E - TJ354W - TJ786W - TJ225W - TJ177W - TJ806W	TJ320E	21.73	1.90%	21.317	13.850	15.550	331.48
Setiembre	08	15/09/2024	24-07622	TJ592 W - TJ592 E - TJ637 E - TJ550 W	TJ592 W	22.19	1.18%	21.928	17.183	19.402	425.45
Setiembre	09	16/09/2024	24-07630	TJFINOS: - TJ311 E - TJ341 E - TJ371 W - TJ371 E	TJFINOS:	21.39	2.38%	20.881	9.907	10.006	208.93
Setiembre	10	17/09/2024	24-12190	TJ172W - TJ288E - TJ852E	TJ172W	13.90	1.90%	13.636	53.860	50.006	734.43
Setiembre	10	17/09/2024	24-12180	TJ581E - TJ621E - TJ540W	TJ581E	6.98	2.62%	6.797	123.940	125.370	852.16
Setiembre	11	18/09/2024	24-12247	TJ786W - TJ225E - TJ354W - TJ806W - TJ177W - TJ910E	TJ786W	15.02	1.74%	14.759	19.220	20.990	309.78
Setiembre	11	18/09/2024	24-12239	TJ620E - TJ591E - TJ650E - TJ681E - TJ622W	TJ620E	6.87	2.14%	6.723	60.160	63.673	428.07
Setiembre	12	19/09/2024	24-07732	TJ311 E - TJ371 E - TJ311 W - TJ341 W	TJ311 E	21.28	0.94%	21.080	30.849	29.838	650.30
Setiembre	13	20/09/2024	24-12339	TJ806W - TJ225E TJ177W - TJ786W - TJ814W - TJ367E - TJ164E - TJ554W - TJ229E	TJ806W	16.32		16.320	20.000		326.40
Setiembre	13	20/09/2024	24-12324	TJ554W - TJ229E	TJ554W	4.91	1.76%	4.824	50.270		242.48
Setiembre	14	21/09/2024	24-12314	TJ576 W - TJ637 W - TJ550 W - TJ592 E	TJ576 W	11.14	1.28%	20.869			
Setiembre	15	22/09/2024	24-12436	TJ367W - TJ816W - TJ909E - TJ225E - TJ177E - TJ806W	TJ367W	21.72	3.09%	21.049	13.070	13.680	287.95
Setiembre	16	23/09/2024	24-07896	TJ637 E - TJ708 W - TJ592 E - TJ550 W	TJ637 E	22.46	1.56%	22.110	29.078	6.124	642.90
Setiembre	17	24/09/2024	24-12526	TJ172E - TJ288W - TJ852E - TJ172W - TJ852W - TJ288E	TJ172E	13.69	2.06%	13.408	41.560	43.616	584.80
Setiembre	17	24/09/2024	24-12518	TJ581E - TJ661W - TJ621E - TJ540W	TJ581E	8.39	2.47%	8.183	97.130	93.608	794.79
Setiembre	18	24/09/2024	24-12553	TJ806W - TJ177E - TJ256W - TJ367W	TJ806W	12.49		12.490	20.000		249.80
Setiembre	18	24/09/2024	24-12545	TJ591E - TJ620W - TJ650E - TJ622E - TJ622W - TJ746E - TJ681W	TJ591E	9.27	2.44%	9.044	44.220	45.353	410.16
Setiembre	19	25/09/2024	24-07965	TJ311 W - TJ288 E - TJ393 W - TJ371 W	TJ311 W	20.62	0.96%	20.422	17.320		353.71
Setiembre	20	26/09/2024	24-12784	TJ550 W - TJ708 W - TJ637 W - TJ576 W - TJ592 E	TJ550 W	10.48	1.82%	21.875			
Setiembre	21	26/09/2024	24-12625	TJ172W - TJ388E - TJ288E - TJ288W - TJ852E - TJ852W - TJ786E	TJ172W	21.36	2.12%	20.907	55.220		1,154.49
Setiembre	22	26/09/2024	24-07992	TJFINOS: - TJ311 W - TJ288 E - TJ288 W - TJ393 W - TJ371 W - TJ371 E	TJFINOS:	22.08	1.88%	21.665	13.334		288.88
Setiembre	23	27/09/2024	24-08000	TJ637 E - TJ708 W - TJ550 W - TJ592 W - TJ576 E	TJ637 E	23.30	2.39%	23.134			
Setiembre	24	27/09/2024	24-12678	TJ806W - TJ367W - TJ177E	TJ806W	23.04	2.83%	22.388	14.470	14.470	323.95
Setiembre	25	28/09/2024	24-12768	TJ172W - TJ288E - TJ852W - TJ479W - TJ388E - TJ786E	TJ172W	15.18		15.180	35.000		531.30
Setiembre	25	28/09/2024	24-12740	TJ581E - TJ661E - TJ621W - TJ540W	TJ581E	7.15		7.150	50.000		357.50
Setiembre	26	29/09/2024	24-08096	TJ806W - TJ367E - TJ177W - TJ256W	TJ806W	16.76	2.16%	16.398	11.850		194.32
Setiembre	26	29/09/2024	24-08094	TJ229E - TJ554E - TJ591W - TJ620W - TJ622E	TJ229E	7.03		7.030	30.000		210.90
Setiembre	27	29/09/2024	24-08101	TJ311 - TJ371 - TJ393 - TJ341	TJ311	22.76		22.760	15.000		341.40
Setiembre	28	30/09/2024	24-08117	TJ637 - TJ576 - TJ550 - TJ592	TJ637	23.30		21.100			
Setiembre	29	30/09/2024	24-08139	TJ806W - TJ177W - TJ367E - TJ256W - TJ814E	TJ806W	15.43		15.430	15.000		231.45
Setiembre	29	30/09/2024	24-08131	TJ581E - TJ621W - TJ661W	TJ581E	7.89		7.890	50.000		394.50
Setiembre	30	30/09/2024	24-08148	TJ172E - TJ852W - TJ288W - TJ479E - TJ388E	TJ172E	14.11		14.110	35.000		493.85
Setiembre	30	30/09/2024	24-08140	TJ591W - TJ620W - TJ622W - TJ650E	TJ591W	7.09		7.090	35.000		248.15
Setiembre	31	30/09/2024	24-08155	TJ311 E - TJ393 W - TJ288 E - TJ371 E	TJ311 E	22.59		22.590	12.000		271.08
Setiembre	32	30/09/2024	24-08136	TJ581E - TJ581W - TJ621W - TJ661W	TJ581E	5.53		5.530	50.000		276.50
Total						682.380		672.287			16220.27

FUENTE: AREA DE PRODUCTIVIDAD

