

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL  
CUSCO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA  
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**“ESTUDIO - TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA  
VETA ESPAÑOLA EN LA CONCESIÓN MINERA QORI AUKILLA – MINA  
LA CUMBRERA, REGIÓN **CUSCO**”**

PRESENTADO POR:

Bach. JULVER ANCASI AYMACHOQUE

PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS

ASESOR:

Mgt. RAIMUNDO MOLINA DELGADO

CUSCO-PERÚ

2023



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

VICE RECTORADO DE INVESTIGACIÓN

**INFORME DE ORIGINALIDAD**

(Aprobado por Resolución Nro CU-303-2020-UNSAAC)

El que suscribe asesor del informe técnico titulado: **"ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPAÑOLA EN LA CONCESIÓN MINERA QORI AUKILLA – MINA LA CUMBRERA, REGIÓN CUSCO"**

Presentado por **Julver Ancasi Aymachoque**, con DNI **47511481** y código universitario Nro. **081067** para optar al Título Profesional de: **INGENIERO DE MINAS**. Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 (Tres) veces, mediante el software antiplagio Tumin, conforme al Artículo 6° del presente reglamento y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de: **10 % (diez por ciento)**.

**Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación, tesis, textos, libros, revistas, artículos científicos, material de enseñanza y otros (Art. 7, inc. 2 y 3)**

Porcentaje	Evaluación y acciones.	Marque con una X
Del 1 al 10%	No se considera plagio.	X
Del 11 al 30%	Devolver al usuario para las correcciones.	-----
Mayores a 31 %	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, quien a su vez eleva el informe a la autoridad académica 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 la primera hoja del reporte del software antiplagio.

Cusco, 22 de setiembre de 2023.

FIRMA

POST FIRMA: Ing. Raimundo Molina Delgado  
DNI Nro.: 23912083

ORCID ID: 0000-0003-0291-2700

Se adjunta:

1. Reporte Generado por el sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio:  
<https://unsaac.tumin.com/viewer/submissions/oid:27259:267017796?locale=es-MX>

NOMBRE DEL TRABAJO

**ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA  
A EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPAÑOL  
A EN LA CONCESIÓN MINERA QORI AUKI  
LL**

AUTOR

**JULVER ANCASI AYMACHOQUE**

RECUENTO DE PALABRAS

**44551 Words**

RECUENTO DE CARACTERES

**235439 Characters**

RECUENTO DE PÁGINAS

**229 Pages**

TAMAÑO DEL ARCHIVO

**27.8MB**

FECHA DE ENTREGA

**Sep 22, 2023 8:36 PM GMT-5**

FECHA DEL INFORME

**Sep 22, 2023 8:39 PM GMT-5**

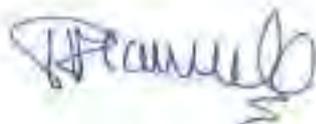
● **10% de similitud general**

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos

- 10% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● **Excluir del Reporte de Similitud**

- Base de datos de trabajos entregados
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 30 palabras)
- Material bibliográfico
- Material citado
- Fuentes excluidas manualmente



## DEDICATORIA

*Hasta allá al cielo donde estás hermano; a menos de un año de tu partida tu ausencia aun duele y mucho, no pudiste verme en vida como profesional, pero si crecer como persona. Gracias por todas tus enseñanzas, gracias por todo JULIO CESAR, sé que donde estás debes de estar muy orgulloso de mi.*

*A mis padres Nicanor y Concepción, mi hermana Luz Diana, mi hijo Sebastián Caleb y mi compañera por esta vida Claudia Denisse; quienes han sido pilar fundamental en mi formación como profesional, por brindarme la confianza, los consejos, oportunidad y recursos para lograrlo, y por último a todos mis amigos quienes siempre estuvieron en todo momento para el apoyo respectivo.*

## AGRADECIMIENTO

Agradecer en primer lugar a Dios, quien ha formado mi camino y me ha dirigido por el sendero correcto, a mi alma mater, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, en especial a la Escuela profesional de Ingeniería de Minas por permitirme desarrollarme profesionalmente en sus aulas; asimismo, a mis colegas Bomberos de la Unidad Básica Operativa Urcos 109 con quienes en cada una de las emergencias atendidas aprendemos lo bello de la ayuda desinteresada.

Un agradecimiento especial a todas aquellas personas que contribuyeron en la realización y culminación de este trabajo: asesor, jurados, catedráticos de la escuela profesional, ingenieros y profesionales externos que me brindaron su ayuda y orientación en cada duda o interrogante surgida durante la investigación.

**A todos ellos solo me queda decirles “GRACIAS POR TODO”.**

*Julver Ancasi Aymachoque*

## ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTO.....	iii
ÍNDICE GENERAL.....	iv
ÍNDICE DE TABLAS.....	vi
ÍNDICE DE FIGURAS.....	vii
PRESENTACIÓN.....	ix
RESUMEN.....	x
ABSTRACT.....	xi
INTRODUCCIÓN.....	xii
CAPITULO I.....	1
1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	1
1.1. Descripción de la realidad problemática.....	1
1.2. Formulación del problema.....	2
1.3. Objetivos de la investigación.....	3
1.4. Hipótesis.....	3
1.5. Variables e indicadores.....	3
1.6. Justificación del estudio.....	4
1.7. Metodología de investigación.....	5
1.8. Población y muestra.....	5
1.9. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	5
1.10. Procesamiento de recolección de datos.....	6
1.11. Técnicas de procesamiento.....	7
CAPITULO II.....	8
2. MARCO TEÓRICO.....	8
2.1. Antecedentes de la investigación.....	8
2.2. Bases teóricas.....	10
2.3. Marco conceptual.....	19
CAPITULO III.....	25
3. ÁMBITO DE ESTUDIO DEL PROYECTO.....	25
3.1. Generalidades.....	25
3.2. Geología.....	29
3.3. Concesión minera Qori Aukilla.....	37
3.4. Recursos minerales.....	39
3.5. Elección del método de extracción en la veta española.....	47
3.6. Mineralogía del yacimiento minero.....	58
3.7. Minería.....	59
CAPITULO IV.....	75
4. ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO DE LA VETA ESPAÑOLA.....	75
4.1. Ingeniería del proyecto.....	75
4.2. Diseño del programa de desarrollo, preparación y extracción.....	76
4.3. Plan de minado en labores de desarrollo.....	77
4.4. Plan de minado en labores de preparación.....	93
4.5. Tiempo de vida del proyecto.....	117
4.6. Metrados proyectados a desarrollar para la extracción de la Veta Española.....	118
4.7. Tiempo estimado de construcción de las labores.....	118
4.8. Insumos, herramientas y equipos requeridos para la construcción de las labores.....	121
4.9. Planta de beneficio.....	137
4.10. Sistema integrado de gestión en seguridad y salud en el trabajo.....	142
4.11. Plan de control medio ambiental.....	143

4.12.	Plan de cierre y post cierre .....	144
CAPITULO V .....		147
5.	ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	147
5.1.	Análisis de costos unitarios .....	147
5.2.	Costos de operación .....	157
5.3.	Factibilidad de explotación de la veta española.....	158
5.4.	Fuente de financiamiento para la iniciación del proyecto .....	161
5.5.	Evaluación económica y financiera.....	163
5.6.	Estado de pérdidas y ganancias .....	164
5.7.	Indicadores económicos de evaluación económica y financiera.....	168
5.8.	Resultados finales de la investigación.....	171
CONCLUSIONES.....		174
RECOMENDACIONES.....		175
REFERENCIAS.....		176
ANEXOS .....		180
ANEXO 01: Análisis de precios unitarios galerías - cortadas.....		180
ANEXO 02: Análisis de precios unitarios chimeneas – piques .....		182
ANEXO 03: Análisis de precios unitarios subniveles.....		184
ANEXO 04: Análisis de precios unitarios perforación y voladura .....		186
ANEXO 05: Análisis de precios unitarios limpieza y extracción .....		188
ANEXO 06: Análisis de precios unitarios relleno de tajo.....		190
ANEXO 07: Análisis de precios unitarios carguío y transporte a planta .....		192
ANEXO 08: Análisis de precios unitarios gastos generales .....		193
ANEXO 09: Análisis de precios unitarios costos de administración.....		194
ANEXO 10: Análisis de precios unitarios planta de beneficio.....		195
ANEXO 11: Ubicación de la Mina La Cumbre.....		196
ANEXO 12: Ruta de acceso N° 01 .....		197
ANEXO 13: Ruta de acceso N° 02.....		198
ANEXO 14: Plano geológico regional.....		199
ANEXO 15: Columna estratigráfica regional .....		200
ANEXO 16: Perfil y sección geológica regional .....		201
ANEXO 17: Plano geológico local.....		202
ANEXO 18: Ubicación regional del cuadrángulo de Chontachaca.....		203
ANEXO 19: Vista panorámica de la Veta Española .....		204
ANEXO 20: Desatado de rocas .....		205
ANEXO 21: Limpieza de mineral .....		206
ANEXO 22: Sostenimiento en tajeos .....		207
ANEXO 23: Malla de perforación de la galería .....		208
ANEXO 24: Malla de perforación de la chimenea.....		209
ANEXO 25: Malla de perforación del subnivel .....		210
ANEXO 26: Circado de veta.....		211
ANEXO 27: Método de extracción corte y relleno ascendente .....		212
ANEXO 28: Malla de perforación – Roca estéril.....		213
ANEXO 29: Malla de perforación - Mineral.....		214
ANEXO 30: Ruta de acarreo.....		215
ANEXO 31: Ubicación de la planta de beneficio.....		216
ANEXO 32: Recursos hídricos de la zona del proyecto .....		217

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 Variables e indicadores del proyecto.....	4
Tabla 2 <i>Condición superficial</i> .....	10
Tabla 3 Valoración de la condición superficial.....	11
Tabla 4 Condición estructural .....	11
Tabla 5 Valoración de la condición estructural .....	12
Tabla 6 Espaciamiento de las discontinuidades .....	13
Tabla 7 Condiciones de las discontinuidades .....	13
Tabla 8 Presencia de agua subterránea.....	14
Tabla 9 Orientación de las discontinuidades .....	14
Tabla 10 Parámetros de distancia entre taladros y factor de roca.....	23
Tabla 11 Ruta de acceso N° 01 .....	26
Tabla 12 Ruta de acceso N° 02 .....	26
Tabla 13 Mineralogía económica del yacimiento.....	36
Tabla 14 Coordenadas PSAD 56 de la concesión minera QORI AUKILLA – Zona 19 L .....	38
Tabla 15 Coordenadas WGS 84 de la concesión minera QORI AUKILLA – Zona 19 L .....	38
Tabla 16 Minerales mena .....	39
Tabla 17 Minerales ganga.....	39
Tabla 18 Muestreo aleatorio en diversos puntos .....	44
Tabla 19 Factores de corrección.....	46
Tabla 20 Geometría del yacimiento - Parte 01.....	52
Tabla 21 Geometría del yacimiento - Parte 02.....	52
Tabla 22 Condiciones geomecánicas del mineral .....	53
Tabla 23 Condiciones geomecánicas de la caja techo .....	53
Tabla 24 Condiciones geomecánicas de la caja piso .....	53
Tabla 25 Valoración de Nicholas.....	54
Tabla 26 Valoración final para la elección del método de extracción.....	54
Tabla 27 Mapeo geomecánico RMR .....	61
Tabla 28 Cartilla geomecánica de la Mina La Cumbre.....	65
Tabla 29 Parámetros generales del proyecto .....	75
Tabla 30 Caracterización geomecánica para la construcción de la galería.....	78
Tabla 31 Número de taladros en malla de perforación - galerías.....	83
Tabla 32 Caracterización geomecánica para la construcción de la chimenea .....	86
Tabla 33 Número de taladros en malla de perforación – chimeneas .....	90
Tabla 34 Caracterización geomecánica para la construcción del subnivel .....	93
Tabla 35 Número de taladros en malla de perforación - subniveles.....	98
Tabla 36 Caracterización geomecánica para el diseño de tajeos .....	100
Tabla 37 Factor por tipo de roca y explosivo.....	102
Tabla 38 Factor Ks par retardos en tiempo.....	103
Tabla 39 Cantidad de explosivos en roca estéril .....	108
Tabla 40 Cantidad de explosivos en mineral .....	110
Tabla 41 Capacidad del carro minero.....	115
Tabla 42 Metrados programados de labores.....	118
Tabla 43 Parámetros de las cortadas.....	122
Tabla 44 Disparos totales para las cortadas.....	123
Tabla 45 Requerimiento total para las cortadas.....	128
Tabla 46 Parámetros de las galerías.....	128
Tabla 47 Disparos totales para las galerías.....	129
Tabla 48 Requerimiento total para las galerías.....	129
Tabla 49 Parámetros de las chimeneas.....	130

Tabla 50 Disparos totales para las chimeneas.....	131
Tabla 51 Requerimiento total para las chimeneas.....	131
Tabla 52 Parámetros de los piques.....	132
Tabla 53 Disparos totales para los piques.....	132
Tabla 54 Requerimiento total para los piques.....	132
Tabla 55 Parámetros de los subniveles.....	133
Tabla 56 Disparos totales para los subniveles.....	134
Tabla 57 Requerimiento total para los subniveles.....	134
Tabla 58 Parámetros de los tajeos.....	135
Tabla 59 Disparos totales para los tajeos.....	135
Tabla 60 Requerimiento total para los tajeos.....	136
Tabla 61 Requerimiento total para el proyecto.....	136
Tabla 62 Inversión de planta de beneficio.....	141
Tabla 63 Porcentajes de beneficios sociales.....	148
Tabla 64 Días efectivos por año.....	148
Tabla 65 Porcentaje final de beneficios sociales.....	148
Tabla 66 Resumen de los costos de operación.....	157
Tabla 67 Resumen de los costos de la planta de beneficio.....	158
Tabla 68 Costos totales de operaciones.....	158
Tabla 69 Inversiones tangibles.....	159
Tabla 70 Inversiones intangibles.....	159
Tabla 71 Inversión inicial para el proyecto minero.....	160
Tabla 72 Parámetros para el préstamo bancario.....	162
Tabla 73 Condiciones de servicio de préstamo del banco.....	162
Tabla 74 Financiamiento propuesto final del proyecto.....	162
Tabla 75 Parámetros de producción de la veta.....	163
Tabla 76 Valor del mineral.....	163
Tabla 77 Resumen del balance económico del proyecto.....	164
Tabla 78 Flujo económico del proyecto Veta Española.....	166
Tabla 79 Flujo de caja financiero del Proyecto Veta Española.....	167
Tabla 80 Flujos de caja por período para hallar el VAN.....	168
Tabla 81 Flujos de caja por períodos para hallar el TIR.....	169
Tabla 82 Interpolación para hallar el TIR.....	169
Tabla 83 Valor presente de beneficios y costos.....	170
Tabla 84 Período de recuperación de la inversión.....	171
Tabla 85 Indicadores económicos del proyecto.....	171

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 Espaciamiento de las discontinuidades.....	12
Figura 2 Construcción de una chimenea.....	21
Figura 3 Tajeos de extracción.....	21
Figura 4 Distribución de taladros.....	22
Figura 5 Vista aérea de la Concesión minera QORI AUKILLA.....	37
Figura 6 Vista aérea tridimensional de la concesión minera QORI AUKILLA.....	38
Figura 7 Resultados de la muestra N° 01.....	40
Figura 8 Resultados de la muestra N° 02.....	40
Figura 9 Resultados de la muestra N° 03.....	41
Figura 10 Referencia de la ubicación de una de las muestras.....	41
Figura 11 Muestreo óptimo en afloramientos.....	43

Figura 12 Muestreo en labores 1 .....	43
Figura 13 Muestreo en labores 2 .....	44
Figura 14 Metodología de Nicholas .....	48
Figura 15 Esfuerzo vertical en la labor .....	51
Figura 16 Elección del método de extracción mediante el software Python .....	55
Figura 17 Ficha técnica Emulnor .....	71
Figura 18 Ficha técnica Carmex .....	71
Figura 19 Ficha técnica Mecha de Seguridad .....	72
Figura 20 Ventilador mecánico .....	73
Figura 21 Geometría de la galería .....	79
Figura 22 Malla de perforación de la galería proyectada .....	80
Figura 23 Distribución de explosivos de la galería .....	83
Figura 24 Geometría de la chimenea .....	87
Figura 25 Malla de perforación de la chimenea proyectada .....	88
Figura 26 Distribución de explosivos de la chimenea .....	90
Figura 27 Geometría del subnivel .....	94
Figura 28 Malla de perforación del subnivel proyectado .....	95
Figura 29 Distribución de explosivos del subnivel .....	98
Figura 30 Sub variante - Circado de veta .....	101
Figura 31 Malla de perforación ore - waste .....	104
Figura 32 Método de extracción corte y relleno ascendente .....	106
Figura 33 Malla de perforación en roca estéril .....	108
Figura 34 Malla de perforación en mineral .....	110
Figura 35 Ruta de acarreo .....	114

## PRESENTACIÓN

SEÑOR DECANO DE LA FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALURGIA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

SEÑORES CATEDRÁTICOS MIEMBROS DEL JURADO

El presente trabajo de investigación tiene como finalidad la obtención del título profesional de Ingeniero de Minas por la modalidad de tesis mediante la presentación del trabajo de investigación titulado **“ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPAÑOLA EN LA CONCESIÓN MINERA QORI AUKILLA – MINA LA CUMBRERA, REGIÓN CUSCO”**.

Los estudios previos para la puesta en marcha de proyectos mineros para la inversión realizada en la pequeña minería en la mayoría de los casos son de escala pequeña y mediana, por lo que conlleva a analizar y proponer mejoras en todo el proceso de producción durante la vida útil de estas, para ello en el presente trabajo se plantea una serie de alternativas como el análisis de pre factibilidad y factibilidad de un pequeño proyecto minero, optimización de la malla de perforación mediante la caracterización del macizo rocoso, empleo de explosivos, y la respectiva evaluación económica mediante indicadores económicos de factibilidad, así como la realización de los trabajos de todo el ciclo de minado con las debidas medidas de seguridad con el fin de salvaguardar la integridad física de los trabajadores y bienes muebles de la empresa.

## RESUMEN

El presente trabajo de investigación está enfocado en el análisis técnico y económico para la puesta en marcha de un proyecto minero para la extracción óptima de las reservas cubicadas en la Veta Española del yacimiento minero La Cumbre. Para ello se plantean diversos parámetros de construcción de laboreo de minas mediante la construcción de labores de desarrollo y preparación, para luego poder realizar la extracción del mineral cubicado en el yacimiento.

Por consiguiente, se tiene como uno de los principales objetivos el de demostrar la factibilidad técnica y económica para la extracción del mineral, para este fin se realizó una serie de estudios previos como exploración de los afloramientos y la respectiva cubicación de los recursos, para luego de tener la certeza de conseguir indicadores económicos rentables (VAN, TIR, B/C y PRI) nos permita diseñar mediante estudios de ingeniería su óptima extracción.

Según el estudio realizado se proyecta una vida económica del yacimiento de 4 años, en las cuales serán necesarias la construcción de diversas labores mineras como cortadas y/o cruceros, galerías, chimeneas, piques, subniveles y la posterior extracción de los tajos de producción; asimismo, el método de extracción adecuado para el yacimiento será el de corte y relleno ascendente de acuerdo con los parámetros estudiados.

Palabras claves: Factibilidad, extracción, yacimiento, ingeniería, tajeo, costos, indicadores, rentabilidad.

## ABSTRACT

*The present research work is focused on the technical and economic analysis for the implementation of a mining project for the optimal extraction of the cubed reserves in the Spanish Vein of the La Cumbre mining deposit. For this purpose, various mine working construction parameters are proposed through the construction of development and preparation work, in order to then be able to extract the mineral cubed in the deposit.*

*Consequently, one of the main objectives is to demonstrate the technical and economic feasibility for the extraction of the mineral, for this purpose a series of previous studies were carried out such as exploration of the outcrops and the respective cubing of the resources, and then Having the certainty of achieving profitable economic indicators (NPV, IRR, B/C and PRI) allows us to design its optimal extraction through engineering studies.*

*According to the study carried out, an economic life of the deposit is projected to be 4 years, in which the construction of various mining works such as cuttings and/or cruises, galleries, chimneys, shafts, sublevels and the subsequent extraction of the production pits will be necessary; Likewise, the appropriate extraction method for the deposit will be upward cut and fill according to the parameters studied.*

*Keywords: Feasibility, extraction, deposit, engineering, quarrying, costs, indicators, profitability.*

## INTRODUCCIÓN

En el trabajo de investigación titulado “**ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPAÑOLA EN LA CONCESIÓN MINERA QORI AUKILLA – MINA LA CUMBRERA, REGIÓN CUSCO**”, se plantean diversos estudios de ingeniería para el diseño óptimo de las labores mineras que permitan la extracción del mineral en la Veta Española, así como el análisis de factibilidad del proyecto minero, para posteriormente mediante los indicadores económicos determinar la rentabilidad de la puesta en marcha del proyecto minero, para ello, el presente trabajo está dividido en 5 capítulos, los cuales constan de la siguiente manera:

Capítulo I: “**PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**”, se describe la problemática del tema de estudio, el objetivo, hipótesis, tipo de investigación, recopilación de datos, población, muestra y las respectivas variables operacionales.

Capítulo II: “**MARCO TEÓRICO**”, se describen los antecedentes tanto a nivel nacional e internacional, las bases teóricas y el marco conceptual del tema de investigación.

Capítulo III: “**ÁMBITO DE ESTUDIO DEL PROYECTO**”, se describe la ubicación del proyecto en estudio, descripción de la concesión minera, geología local y regional, ubicación de las reservas, así como el estudio para la elección del método de extracción.

**Capítulo IV: “ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO DE LA VETA ESPAÑOLA**”, se describen el diseño de las distintas labores de desarrollo y preparación necesarias para la extracción del mineral, así como el diseño de los blocks de extracción; asimismo se describen el requerimiento total de insumos y herramientas para cada tipo de labor a construir, tiempo de construcción, vida útil del yacimiento.

**Capítulo V: “ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS**”, se describen los costos unitarios necesarios para la extracción del mineral, para finalmente mediante los indicadores económicos (VAN, TIR, B/C y PRI) determinar la factibilidad económica del proyecto.

## CAPITULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 1.1. Descripción de la realidad problemática

En el Perú, la actividad minera viene ser uno de los sectores que representa la mayor fracción de la economía de nuestro territorio, por lo cual el país va creciendo poco a poco por los ingresos que la minería ofrece. Es así como, para que se ejecuten proyectos de pequeña minería, un factor clave es el valor del recurso para estimar si es que éste es económicamente rentable para llevar a cabo su extracción, siendo indispensable evaluar el recurso que se encuentra contenido en el yacimiento y poder determinar si la calidad y cantidad del mineral será de gran utilidad para que se inicie la operación del proyecto, para luego realizar el diseño de ingeniería de las diferentes labores necesarias para la extracción del mineral estudiado.

El desarrollo del presente trabajo de investigación está enfocado en una veta denominada Española, la cual se encuentra en la concesión minera Qori Aukilla en el yacimiento minero denominado La Cumbre, cuyo titular de concesión es Minera Sumac Orqo S.A.C., esta veta varía entre 0.30 – 0.60 m de potencia, las cuales se pueden observar en los afloramientos, así como en las cortadas realizadas por mineros artesanales y labores trabajadas aun en épocas de la colonia española, de ahí el nombre empírico de la veta.

Para el desarrollo del presente trabajo se plantea el análisis de la evaluación para determinar su factibilidad económica mediante indicadores como el valor actual neto, tasa interna de retorno, período de recuperación de la inversión y la relación beneficio – costo.

Para ello se parte de datos iniciales como costo mina, costo planta, producción, ley mina, reservas de mineral, recuperación metalúrgica, ley de las reservas, producción oro fino y tipo de cambio.

Asimismo, en el presente trabajo de investigación se busca la optimización de las operaciones de las diferentes labores de desarrollo y preparación para una óptima extracción del mineral a través de la implementación de un planeamiento operacional eficiente, puesto que se observa que en muchas ocasiones en los trabajos de la pequeña minería y minería artesanal en muchos casos los trabajos son de forma aun empírica, puesto que no se tiene orden y la adecuada tecnología en sus trabajos, por consiguiente se adolece también de sistemas eficientes de seguridad y cuidado del medio ambiente que garanticen una adecuada extracción del mineral salvaguardando el capital humano y medio ambiente de las operaciones realizadas, todo ello con el fin de optimizar el ciclo de operaciones del proyecto y tener un mejor criterio en la toma de decisiones con respecto a mejorar los procesos de trabajo, sistema de extracción, control y la respectiva evaluación económica del proyecto.

## 1.2. Formulación del problema

### 1.2.1. *Problema general*

P.- ¿Es factible técnica y económicamente la extracción de la veta española en la concesión minera Qori Aukilla - Mina La Cumbre?

### 1.2.2. *Problemas específicos*

P1.- ¿Cómo son las reservas de la veta española en la concesión minera Qori Aukilla - Mina La Cumbre?

P2.- ¿Cuáles son los parámetros de diseño del método de extracción subterráneo tomando en cuenta la caracterización del macizo rocoso de la veta española en la concesión minera Qori Aukilla - Mina La Cumbre?

P3.- ¿La evaluación de las operaciones unitarias de la veta española en la concesión minera Qori Aukilla - Mina La Cumbre son factibles económica y financieramente?

### 1.3. Objetivos de la investigación

#### 1.3.1. *Objetivo general*

O.- Determinar la factibilidad técnica y económica de la extracción de la veta española en la concesión minera Qori Aukilla - Mina La Cumbre.

#### 1.3.2. *Objetivos específicos*

O1.- Determinar las reservas de mineral en el yacimiento en la concesión minera Qori Aukilla - Mina La Cumbre.

O2.- Evaluar técnicamente el diseño de extracción más apropiado mediante la caracterización del macizo rocoso inherentes a la extracción de la Veta Española en la concesión minera Qori Aukilla - Mina La Cumbre.

O3.- Evaluar y definir las operaciones unitarias para establecer económica y financieramente la factibilidad del proyecto de extracción de la Veta Española en la concesión minera Qori Aukilla - Mina La Cumbre.

### 1.4. Hipótesis

#### 1.4.1. *Hipótesis general*

H.- Con los estudios de los parámetros técnicos y económicos inherentes al proyecto se determinan la factibilidad y rentabilidad del proyecto de extracción de la Veta Española en la concesión minera Qori Aukilla - Mina La Cumbre.

#### 1.4.2. *Hipótesis específicas*

H1.- Con la determinación de las reservas de la Veta Española en la concesión minera Qori Aukilla - Mina La Cumbre se valoriza el mineral a extraer garantizando el retorno de la inversión.

H2.- El análisis de los parámetros de minado en la extracción subterránea de la veta española dan el soporte sostenible en la concesión minera Qori Aukilla - Mina La Cumbre.

H3.- Los indicadores económicos y financieros determinan la rentabilidad de la extracción de la Veta Española en la concesión minera Qori Aukilla - Mina La Cumbre.

### 1.5. Variables e indicadores

Las variables e indicadores del trabajo de investigación se muestran en la Tabla 1.

Tabla 1

*Variables e indicadores del proyecto*

Variables	Indicadores	Escala de medición
	Variables independientes	
Reservas	Mineral cubicado	TM
Geomecánica	Calidad del macizo rocoso	RMR, RQD
Operaciones de minado	Ciclo de minado	CFM, kg/m <sup>3</sup> , kg/TM,
Variables económicas	VAN, TIR, PRI, B/C	S/, %, años
	Variables dependientes	
Factibilidad técnica	Preparación y desarrollo, producción, ley	ml, TM/día, gr/TM-au
Factibilidad económica	Costo unitario	S//TM

## 1.6. Justificación del estudio

1.6.1. *Justificación de la investigación*

El presente trabajo de investigación resulta de gran importancia porque tiene la finalidad de concientizar, demostrar y explicar la rentabilidad de la realización de pequeña minería y la importancia que tiene de realizar un estudio de prefactibilidad y factibilidad al iniciar un proyecto minero, así como la importancia que tiene una implementación de un eficiente plan de minado con los correctos lineamientos técnicos y de seguridad para llevar a cabo actividades de esta escala.

Asimismo, brindará a pequeñas empresas del rubro y pequeños productores del sector minero que se dedican a la realización de actividades de pequeña minería y a todas aquellas que consulten esta investigación, información relevante y de fácil comprensión, que les permita resaltar la importancia de los trabajos en pequeña minería con la implementación técnica requerida, puesto que en el presente trabajo se demuestra y se da una solución a los elevados costos de todo el ciclo de minado que repercute en la productividad de trabajos a esta escala.

Servirá también como guía o manual para la comunidad universitaria, que viene siguiendo e investigando sobre temas relacionados a trabajos de pequeña minería.

### *1.6.2. Delimitación de la investigación*

El tema de estudio está delimitado en la veta española, que se encuentra dentro de la concesión minera Qori Aukilla, en el yacimiento minero denominado La Cumbre.

## 1.7. Metodología de investigación

### *1.7.1. Tipo de investigación*

El presente proyecto de estudio se caracteriza por ser una investigación cuantitativa, descriptiva y analítica, puesto se realiza una observación y descripción de los diversos procedimientos para llevar a cabo un pequeño proyecto minero, para así de esta manera su posterior evaluación de la rentabilidad del proyecto de extracción de la veta en mención.

### *1.7.2. Nivel de investigación*

El nivel de investigación a emplearse en la presente tesis será el no experimental - descriptivo, puesto que se toma como objetivo la aplicación de la metodología descrita para que de esta manera se pueda describir paso a paso los procedimientos desarrollados en el presente trabajo, la explicación y desarrollo del problema requerirá revisar ordenadamente y por separado las variables del problema para luego identificar la relación existente entre las mismas variables.

## 1.8. Población y muestra

### *1.8.1. Población*

En el presente estudio se ha tomado como población la Veta Española que se encuentra dentro de la concesión minera Qori Aukilla.

### *1.8.2. Muestra*

Para el siguiente estudio se tendrá como muestra los diversos puntos específicos de muestreos y de trabajos de caracterización geomecánica en el proyecto dentro de la Veta Española, la cual será evaluada en su dimensión técnica y económica.

## 1.9. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

### *1.9.1. Técnicas de recolección de datos*

Las principales técnicas que fueron utilizadas en la siguiente investigación son:

- Datos de campo

- Observación directa de las operaciones unitarias en la construcción de cortadas adyacentes.
- Recolección de datos mediante reportes.
- Toma de fotografías.
- Recolección de datos de la misma fuente titular de la concesión minera, (horómetros, kilometrajes, reportes, tiempos de ciclo, consumo de combustible).
- Trabajos de investigación (tesis, seminarios, informe de prácticas preprofesionales).

#### 1.9.2. *Instrumentos de recolección de datos*

Los instrumentos serán los siguientes:

- Datos de campo (in situ).
- Utilización de una Laptop.
- Utilización de Cronómetros para medir los tiempos de ciclo de minado.
- Llenado adecuado de formatos de reportes de producción.
- Capacitaciones.
- Llenado y control de KPI`s.
- Comparación estadística de rendimientos.
- Cámara para la toma de fotografías.
- Análisis de costos de las operaciones unitarias.

#### 1.10. Procesamiento de recolección de datos

El procesamiento de recolección de datos está en función al cronograma establecido en el proyecto para la realización de la tesis.

- Tiempo: 2 años aproximadamente.
- Medio: Observación y revisión de los reportes.
- Recopilación de datos: Registro y apuntes en papel, hoja electrónica en Excel, empleo de procesador de datos.

La recolección de datos estará en función a la inversión inicial y el ciclo de minado, en la cual se tomarán datos financieros y de las diversas etapas del ciclo de minado de la veta en estudio.

### 1.11. Técnicas de procesamiento

El análisis de datos de la información recolectada será analizado y evaluado y utilizando herramientas informáticas tales como; RECMIN, Power Bi, Microsoft Excel, Microsoft Word, AutoCAD, ARCGis, Global Mapper, SAS Planet, Google Earth y Ms Project.

El resultado del análisis de datos se ilustrará de la siguiente manera:

- Tablas de resultados obtenidos
- Precios unitarios
- Planos
- Mapas
- Indicadores económicos

## CAPITULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1. Antecedentes de la investigación

##### 2.1.1. *Antecedentes nacionales*

No se cuenta con estudios previos de este tipo en el área del proyecto y áreas adyacentes a la Concesión Minera Oori Aukilla – Mina La Cumbre, esto debido a que los trabajos aún se vienen desarrollando de manera artesanal con falta de orden y tecnología en sus operaciones, por ello que aún no se cuenta con investigaciones científicas de este tipo.

“Viabilidad económica financiera de minado Veta Chaparral del yacimiento aurífero San Francisco, Golden River Resources S.A.C. – **Arequipa**”, Tesis de la Universidad Nacional del Altiplano; Elaborado por Alejandro Magno López Quispe (2017), cuyo objetivo es *determinar la viabilidad económica financiera para la explotación de la veta Chaparral del yacimiento aurífero San Francisco*, en su recomendación enuncia: *ejecutar el planeamiento de exploración, desarrollo y operaciones de explotación de la veta Chaparral según la propuesta por etapas estratégicamente elaborado, para lograr la eficiencia en la explotación.*

“**Modelo de riesgo para la Evaluación económica financiera de** la explotación de la Veta Huáscar Nivel 2220 - 2296 - Mina Yanaquihua - Arequipa”, **tesis de la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa**; elaborado por Juan Alonso Condori Mamani (2018); cuyo objetivo es *evaluar técnica – económica - financieramente la explotación de la veta*

*Huáscar de la mina Yanaquihua, considerando los riesgos inherentes al proyecto determinando la viabilidad y rentabilidad del mismo, en sus recomendaciones indica: se recomienda seguir aplicando estrategias técnicas (mejoras en el ciclo de minado), económicas y financieras (apalancamiento) para optimizar el proyecto, así como debido al riesgo inherente en la viabilidad del proyecto por la variación en el precio del oro se deberá hacer el análisis en forma constante determinando estrategias a realizar en el caso de la baja considerable en el precio.*

“Plan de minado Subterráneo aplicado en la Corporación **Minera Ananea S.A.**” tesis de la Universidad Nacional de Ingeniería; elaborado por Avelino Quispe Aguilar (2013): cuyo objetivo es *conducir las operaciones mineras de tipo artesanal – empírico de la empresa, hacia un modelo de operación de minería de mediana escala, con la consecuente generación de utilidades por la explotación y tratamiento de minerales auríferos, con aplicación de un sistema de gerencia moderno, con controles de costos recomendables, buen ambiente laboral para el personal, tecnología de bajo costo operativo, logrando la mejor relación costo-beneficio que permita elevar la producción de mineral y que se puedan explotar leyes bajas de los filones auríferos de la mina, haciéndola sustentable económicamente*, en sus conclusiones indica: *En planeamiento operacional subterránea en la Corporación Minera Ananea se tiene que realizar el Planeamiento de Minado y el diseño de labores teniendo en cuenta las estructuras predominantes emplazadas en la zona del proyecto, tanto estructural como geológico. Por ello plan de producción estará sujeto a las variables del yacimiento, tales como condiciones geológicas, geomecánica y las variables económicas en función de los programas de desarrollo preparación y explotación, asignando los recursos necesarios. Entonces para un plan de producción es necesario contar con información técnica como: características geológicas de los mantos, estructurales de vetas y roca encajonante, reservas mineras económicas, leyes de mineral, costos de producción y recursos para la producción.*

## 2.2. Bases teóricas

Para un mejor entendimiento del tema de estudio utilizaremos conceptos y teorías relacionadas a caracterización del macizo rocoso para el correcto diseño de ingeniería de labores mineras como lo son las labores de preparación y desarrollo, así como la fase de extracción del mineral; asimismo, indicadores de análisis de rentabilidad de proyectos y evaluación de las operaciones unitarias de extracción.

### 2.2.1. Clasificación geomecánica del macizo rocoso

El sistema de clasificación geomecánica es una disciplina que estudia las características y calidad de diferentes tipos del macizo rocoso con el propósito de evaluar el grado de estabilidad in situ y la aplicabilidad del tipo de sostenimiento en caso se requiera en las diferentes labores a desarrollar para la extracción del mineral. En la actualidad, no se cuenta con un área o departamento de geomecánica, por lo cual se propone también su implementación, para dicha clasificación se utiliza el índice de calidad RMR (Rock Mass Rating) elaborado por Bieniawski (1973).

El RMR se obtiene evaluando los parámetros siguientes:

#### 2.2.1.1. Resistencia a la compresión uniaxial

Mediante esta valoración se tiene un máximo de 0.15 puntos, para este fin puede utilizarse como criterio de valor el resultado del ensayo de carga puntual (point load), esclerómetro (Martillo de Schmidt), o golpes de la picota de geólogo, para luego obtener la resistencia a la compresión uniaxial de la roca inalterada mediante el índice de resistencia geológica (GSI), específicamente de las condiciones superficiales, golpes de picota del geólogo, tal como se puede apreciar en la Tabla 2.

Tabla 2

#### *Condición superficial*

Ítem	Condición superficial	RC	Golpes de picota
1	Buena (Muy resistente, fresca)	100 a 250 Mpa	Se rompe con varios golpes de picota
2	Regular (Resistente, levemente alterada)	50 a 100 Mpa	Se rompe con uno o dos golpes de picota
3	Pobre (Moderadamente resistente, leve a	25 a 50 Mpa	Se indenta superficialmente

4	moderadamente alterada) Muy pobre (Blanda, muy alterada)	5 a 25 Mpa	con golpes de picota Se indenta más de 5 mm
---	---	------------	--

Fuente: Ábaco de clasificación geomecánica de Bieniawski

Una vez conseguida la resistencia compresiva (Mpa), se obtiene la valoración mediante el ábaco de clasificación geomecánica de Bieniawski (1973), la Tabla 3 muestra la valoración en base a la resistencia a la compresión uniaxial de la roca, efectuando un golpe de picota.

Tabla 3

Valoración de la condición superficial

Índice de resistencia o carga puntual (MPA)	<10	4-10	2-4	1-2	Para este tipo de rango realizar ensayos de compresión uniaxial		
Resistencia a la compresión uniaxial (MPA)	>250	100-250	50-100	25-50	5-25	1-5	<1
Valoración	0.15	0.12	0.07	0.04	0.02	0.01	0

Fuente: Ábaco de clasificación Geomecánica de Bieniawski 1973

#### 2.2.1.2. RQD (rock quality designation)

El RQD se obtiene mediante el GSI, específicamente en base a las condiciones estructurales –  $f/m^2$ , en donde se realiza el conteo de fracturas en un metro cuadrado de un macizo rocoso determinado, el área es medida in situ con flexómetro, la Tabla 4 muestra la condición estructural para el conteo de fracturas in situ en un área de  $m^2$ .

Tabla 4

Condición estructural

Condición estructural - Fracturas/m <sup>2</sup>	
Levemente fracturado	
Tres o menos sistemas de discontinuidades muy espaciadas entre sí (RQD 75-90) (2 a 6 fracturas por metro).	
Moderadamente fracturado	
Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales (RQD 50 - 75), (6 a 12 fracturas por metro).	
Muy fracturado	
Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades (RQD 25 - 50), (12 a 20 fracturas por metro).	

Intensamente fracturado	
Plegamiento y fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas formando bloques angulosos o irregulares (RQD 0 - 25), (más de 20 fracturas por metro).	
Triturada o brechada	
Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados (Sin RQD).	

*Fuente:* Ábaco de clasificación Geomecánica de Bieniawski 1973

Una vez realizada el conteo de fracturas en un metro cuadrado de macizo rocoso in situ, se obtiene la valoración mediante el ábaco de clasificación geomecánica de Bieniawski (1973), la Tabla 5 muestra la valoración de condición estructural, mediante el conteo de fracturas in situ.

Tabla 5

*Valoración de la condición estructural*

Calidad de Fracturas	90 - 100	75- 90	50 – 75	25 - 50	< 25
Valoración	0.20	0.17	0.13	0.08	0.03

*Fuente:* Ábaco de clasificación Geomecánica de Bieniawski 1973.

### 2.2.1.3. Espaciamiento de las discontinuidades

Tiene una valoración máxima de 0.20 puntos, es la medición del espaciamiento de juntas de la misma familia principal de diaclasas de la roca, a partir de la visualización de los afloramientos, tal como se muestra en la Figura 1 que muestra el espaciamiento de las juntas con respecto a las diaclasas y fracturas in situ.

Figura 1

*Espaciamiento de las discontinuidades*



Fuente: <https://geologiaweb.com/ingenieria-geologica/macizo-rocoso/>

Una vez realizada la medición de espaciamentos, se obtiene la valoración mediante el ábaco de clasificación geomecánica de Bieniawski (1973) tal como se muestra en la Tabla 6, en cuya tabla se muestra la valoración de espaciamiento de discontinuidades mediante la medición de juntas en diaclasas.

Tabla 6

*Espaciamiento de las discontinuidades*

Espaciamiento de discontinuidades	> 2 m.	0.6 - 2 m	200 - 600 mm.	60 - 200 mm.	< 60 mm.
Valoración	0.2	0.15	0.1	0.08	0.05

Fuente: Ábaco de clasificación Geomecánica de Bieniawski 1973.

2.2.1.4. La condición de las discontinuidades

Tiene una valoración máxima de 0.30 puntos, cuyo parámetro contiene varios criterios de evaluación, se aplica cinco parámetros de diaclasas: persistencia, apertura, rugosidad, relleno y alteración de la junta, tal como se muestra en la Tabla 7 que indica la valoración de condiciones de las discontinuidades en base a los parámetros de diaclasas.

Tabla 7

*Condiciones de las discontinuidades*

Parámetros	Valoración				
Longitud de las discontinuidades (persistencia)	< 1 m. 0.06	1 - 3 m. 0.04	3 - 10 m. 0.02	10 - 20 m. 0.01	> 20 m. 0
Separación (apertura)	Ninguno 0.06	< 0.1 mm. 0.05	0.1 - 1.0 mm. 0.04	1 - 5 mm. 0.01	> 5 mm. 0
Rugosidad	Muy Rugoso 0.06	Rugoso 0.05	Ligeramente Rugoso 0.03	Liso 0.01	Espejo de falla 0
Relleno de Panizo	Ninguno 0.06	Relleno duro < 5 mm. 0.04	Relleno blando > 5 mm. 0.02	< 5 mm 0.02	> 5 mm. 0
Alteración de juntas	No alterada 0.06	Ligeramente alterada 0.05	Moderadamente alterada 0.03	Muy alterada 0.01	Descompuesta 0

Fuente: Ábaco de clasificación Geomecánica de Bieniawski 1973.

### 2.2.1.5. Presencia de agua subterránea

Tiene una valoración máxima de 0.15 puntos, Bieniawski indica los siguientes criterios de valoración, la Tabla 8 nos muestra la valoración de presencia de agua subterránea en base a las condiciones generales insitu.

Tabla 8

#### *Presencia de agua subterránea*

Condiciones Generales	Completamente Seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo
Valoración	0.15	0.1	0.07	0.04	0

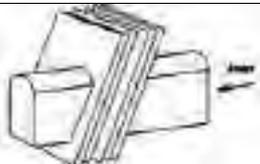
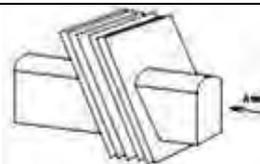
*Fuente:* Ábaco de clasificación Geomecánica de Bieniawski 1973.

### 2.2.1.6. Orientación de las discontinuidades

Este parámetro tiene una valoración negativa, y oscila entre 0 y -0.12 puntos. En función del buzamiento de la familia de diaclasas y de su rumbo, en relación con el eje del túnel (paralelo o perpendicular), se establece una clasificación de la discontinuidad en cinco tipos: desde muy favorable hasta muy desfavorable. Según el tipo, se aplica la puntuación especificada, la Tabla 9 nos muestra la valoración de orientación de las discontinuidades en base a la dirección del buzamiento.

Tabla 9

#### *Orientación de las discontinuidades*

Rumbo perpendicular al eje de la excavación				Rumbo paralelo al eje de la excavación		Independiente al rumbo
Dirección con el buzamiento		Dirección contra el buzamiento				
						
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy favorable	Regular	Regular
Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz
45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	Desfavorable
0	0.02	0.05	0.1	0.12	0.05	0.1

*Fuente:* Ábaco de clasificación Geomecánica de Bieniawski 1973.

### 2.2.2. Sistema de clasificación RMR de Bieniawski (1989)

El RMR se obtiene de la sumatoria de valoración que corresponden a los rangos de cada uno de los seis parámetros especificados, en donde se puede apreciar el valor del RMR que fluctúa entre 0 a 1.00, y es mayor proporcionalmente a la mejor calidad de la roca. Bieniawski distingue cinco tipos y calidad de roca según el valor del RMR.

### 2.2.3. Conceptos financieros

#### 2.2.3.1. Factibilidad de proyectos

El análisis para la iniciación de diversos proyectos de una empresa puede ser factibles o viables, si bien ambos términos tienen una estrecha relación y uno depende del otro, son diferentes. Por ejemplo, un proyecto es viable cuando tiene posibilidades de llevarse a cabo, mientras que es factible cuando se puede hacer y puede ser sostenible y rentable económicamente con el transcurso del tiempo.

Para que un proyecto sea factible, se deben dar cuatro evaluaciones:

1- Evaluación técnica: Se deben de analizar las variables referentes al comportamiento del mercado, la tecnología disponible, los aspectos legales y la posible estructura organizacional.

2- Evaluación ambiental: Se hace referencia a los resultados del estudio de impacto ambiental que se debe realizar para cuantificar y cualificar los posibles impactos que se pueda generar al medio ambiente una vez iniciado el proyecto, por tanto, este impacto podría ser positivo o negativo.

3- Evaluación financiera: Tiene como objetivo definir la rentabilidad que pueda generar el proyecto ejecutado, este procedimiento se realiza mediante el análisis de indicadores económicos.

4- Evaluación socioeconómica: En este apartado se evalúa el posible impacto social que el proyecto tendrá una vez iniciado sus operaciones, este punto es de vital importancia puesto que muchos proyectos mineros justamente no se pueden ejecutar por la licencia social que se debe de conseguir para poder realizar proyectos mineros.

Entonces como conclusión se puede afirmar que para que un proyecto sea factible, necesariamente se deben de cumplir las cuatro evaluaciones, si una falla, las demás no se pueden llevar a cabo.

#### 2.2.3.2. Rentabilidad

**“La rentabilidad de un proyecto se puede medir de muchas formas distintas: en unidades monetarias, en porcentaje o en el tiempo que demora la recuperación de la inversión, entre otras. Todas ellas se basan en el concepto del valor tiempo del dinero, que considera que siempre existe un costo asociado a los recursos que se utilizan en el proyecto, ya sea de oportunidad, si existen otras posibilidades de uso del dinero, ya sea financiero, si se debe recurrir a un préstamo. En otras palabras, \$1 de hoy vale más que \$1 a futuro, por cuanto el dólar recibido hoy puede invertirse inmediatamente para obtener una ganancia que el dólar recibido a futuro no logra obtener”.**

$$VF = VA \times (1 + i)^n$$

Donde:

- VF = Valor futuro
- VA = Valor actual
- i = Tasa de rentabilidad
- n = Períodos

#### 2.2.3.3. Flujo de caja (CASH FLOW)

**“El flujo de caja es la diferencia entre ingresos, ventas y valores de rescate, y los costos operativos y de capital, afectados por los impuestos”.**

$$FLUJO DE CAJA = \sum_{t=1}^n (Ingresos - Egresos - Impuestos)$$

#### 2.2.3.4. Valor actual neto (VAN)

**“Valor presente neto; suma los flujos descontados en el presente y restar la inversión inicial equivale a comparar todas las ganancias esperadas contra todos los desembolsos necesarios para producir esas ganancias, en términos de su valor equivalente en este momento o tiempo cero”.**

“El Valor Actual Neto de un proyecto es el valor actual/presente de los flujos de efectivo netos de una propuesta, entendiéndose por flujos de efectivo netos la diferencia entre los ingresos y los egresos periódicos. Para actualizar esos flujos netos se utiliza una tasa de descuento denominada tasa de interés exigido a la inversión, que es una medida de la rentabilidad mínima exigida por el proyecto que permite recuperar la inversión, cubrir los costos y obtener beneficios”.

$$VAN = \sum_{t=1}^n \left( \frac{F.C}{(1+k)^t} \right)$$

$$VAN = -I_0 + \frac{F.C_1}{(1+r)^1} + \frac{F.C_2}{(1+r)^2} + \frac{F.C_3}{(1+r)^3} + \dots + \frac{F.C_n}{(1+r)^n}$$

Donde:

- $\Sigma$  = Sumatoria de períodos
- Ft = Flujo de caja neto de efectivo en el año
- r = Tasa de interés anual
- $I_0$  = inversión inicial (t = 0)

Luego se realiza la consecuente evaluación para determinar la factibilidad económica de un proyecto bajo el siguiente criterio:

- $VAN > 0$  El proyecto generará beneficios
- $VAN = 0$  Indica que el proyecto no generará beneficios ni pérdidas
- $VAN < 0$  indica que el proyecto generará pérdidas

#### 2.2.3.5. Tasa interna de retorno (TIR)

“La Tasa Interna de Retorno es la tasa de interés que paga el proyecto por invertir en él, siempre que las ganancias se reinviertan a esa misma tasa, previo a su estimación debe especificarse una tasa interna mínima aceptable, que se utiliza como un criterio básico, para la selección o el rechazo de un proyecto. Puede ser el costo de oportunidad del capital. El criterio formal de la selección para medida de la tasa de rentabilidad interna del valor de un proyecto consiste en aceptar todos los proyectos de una Tasa Interna de Retorno superior al **costo de oportunidad del capital.**”

$$VAN = \sum_{t=1}^n \left( \frac{F.C}{(1+TIR)^t} \right) = 0$$

$$VAN = -I_0 + \frac{F.C_1}{(1+TIR)^1} + \frac{F.C_2}{(1+TIR)^2} + \frac{F.C_3}{(1+TIR)^3} + \dots + \frac{F.C_n}{(1+TIR)^n} = 0$$

#### 2.2.3.6. Período de recuperación de la inversión (PRI)

“El **Periodo de Recuperación de la Inversión** es el tiempo en años necesario para recuperar la inversión realizada. Se concreta el año en el que el flujo de caja acumulado es cero (cambia de negativo a **positivo**)”.

$$PRI = A + \frac{B - C}{D}$$

Donde:

- A: Período anterior al que se recuperará la inversión
- B: Inversión inicial
- C: Flujo de caja acumulado en el período A
- D: Flujo de caja del período donde se recuperará la inversión

#### 2.2.3.7. Índice beneficio-costo (B/C)

“El **índice beneficio/costo (I B/C)**, también conocido como **relación beneficio/costo** compara directamente, como su nombre lo indica, los beneficios y los costos de un proyecto para **definir su viabilidad**”.

#### 2.2.3.8. Evaluación económica

“La **evaluación económica del plan de producción generado requiere de la estimación** de gastos de capital (CAPEX) y de gastos operativos (OPEX). Solo en el momento en el que, se presenta una secuencia de extracción y el resultante plan de producción, se conoce con mayor certeza el real costo de capital y operacional asociado a la extracción del yacimiento en estudio. Esto se debe a que en este punto se cuenta con la información relevante en términos de los ritmos de producción a considerar, el diseño de fases realizado, la secuencia de extracción, **etc**”.

#### 2.2.3.9. OPEX: Gastos operativos

“Se refiere al gasto operativo que es necesario realizar para la ejecución del proyecto, incluyendo también los costos administrativos. Una vez que se tiene clasificado el total del presupuesto por centro de costo y responsabilidad se procede a reagruparlo sin considerar los montos del año en que se va a reportar las reservas y en función al proceso operativo que realiza o al que contribuye: minado (perforación y voladura, carguío, acarreo) y **procesos**”.

#### 2.2.3.10. Costos unitarios

Son los costos incurridos para extraer y tratar una tonelada de mineral en el proceso de extracción expresado en S//Ton, para el caso de estudio se subdividen en costos de operación mina (perforación y voladura, limpieza y extracción, relleno, carguío y transporte y gastos generales), planta de beneficio e imprevistos.

“**Son aquellos que permanecen constantes** dentro de un período determinado, sin importar si cambia el volumen de producción. Como ejemplo de ellos están: depreciación por **medio de línea recta, arrendamiento de la planta, sueldo de jefe de producción**”. Además, son gastos que obligatoriamente se tiene que realizar cada mes (remuneraciones, servicios públicos, depreciación, alquiler, entre otros).

#### 2.2.3.11. CAPEX: Gastos de capital

“Se refiere al gasto de capital que se requiere hacer para la ejecución del proyecto, Los CAPEX son utilizados por una compañía para adquirir o mejorar los activos fijos tales como **equipamientos, propiedades o edificios industriales**”.

El CAPEX es considerado la inversión inicial en equipamiento, materiales, infraestructura, ejecución del proyecto, preparación y desarrollo de labores, hasta antes de iniciar la etapa de extracción.

### 2.3. Marco conceptual

#### 2.3.1. El ciclo de vida de una operación minera

El ciclo de vida de una mina esta principalmente en función de las reservas del yacimiento y posterior proceso de agotamiento de estos. Las minas, como las propias personas, pasan por diferentes etapas como juventud, madurez y ancianidad. Pero, al

contrario que las personas, las minas frecuentemente resucitan o rejuvenecen como fruto de alguna mejora tecnológica, algún descubrimiento, etc.

La escala de tiempo en el ciclo de vida de una mina puede ser, ocasionalmente, indeterminada, y no es posible decir que tal ciclo se ha completado si aún existe alguna posibilidad de descubrimiento de nuevas reservas.

Algunas minas han tenido unos períodos de extracción muy cortos, ya que los proyectos se basaban sobre las zonas mineralizadas más ricas dentro de los yacimientos, pero si se hubieran estudiado con un panorama global contemplando la extracción de zonas mineralizadas más profundas o pobres y con unos ritmos de producción mayores, probablemente esos proyectos hubieran podido soportar los costos de extracción y tratamiento.

Por todo ello se toma en cuenta las reservas con que cuenta el yacimiento, así como la producción diaria que se estima extraer, por consiguiente, se toma como referencia la siguiente fórmula:

$$T_{\text{vida mina}} = \frac{RME}{Q_{\text{mina}}}$$

Donde:

- RME: Reserva mineral económica
- $Q_{\text{mina}}$ : Capacidad mina

#### 2.3.1.1. Labores de exploración de minas

En la etapa de exploración de minas se realizarán cateos y prospecciones de los afloramientos cuyo objetivo es la de cuantificar reservas de mineral económicas explotables, este procedimiento se realiza a través de muestreos sistemáticos y resultados de muestreos realizados previamente en la veta en estudio como trabajos realizados y publicaciones de leyes de este yacimiento.

#### 2.3.1.2. Labores de desarrollo y preparación de minas

Para poder profundizar una mina es necesario diseñar y construir labores de desarrollo y preparación, que permitan acceder a las reservas minerales por debajo del nivel

inferior de mina. Así la chimenea es el acceso tradicional a los niveles subterráneos y la arteria principal de la mina para todo lo que debe subir o bajar. La chimenea es el componente más importante de la infraestructura de la mina puesto que todo lo que sube y baja debe pasar por la chimenea, por ende, se realiza una carga pesada sobre la chimenea.

Figura 2

*Construcción de una chimenea*



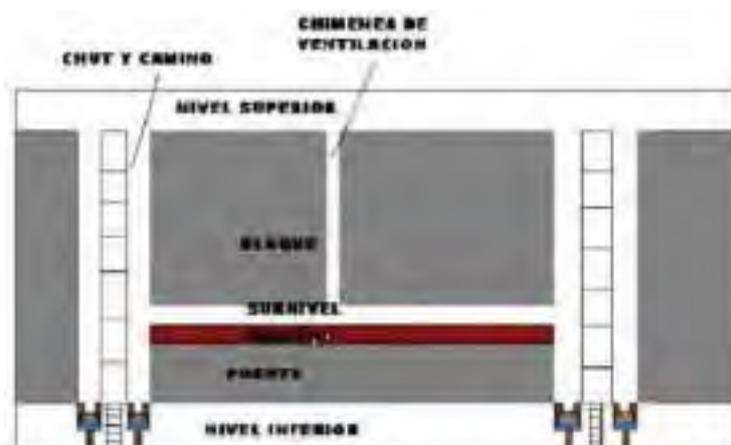
*Fuente:* Revista de Seguridad Minera (ISEM)

### 2.3.1.3. Labores de extracción

Es la etapa final en que se extrae de forma sistemática mediante un diseño de ingeniería el recurso mineral preparado y cubicado en las zonas de trabajo llamadas Tajos.

Figura 3

*Tajos de extracción*



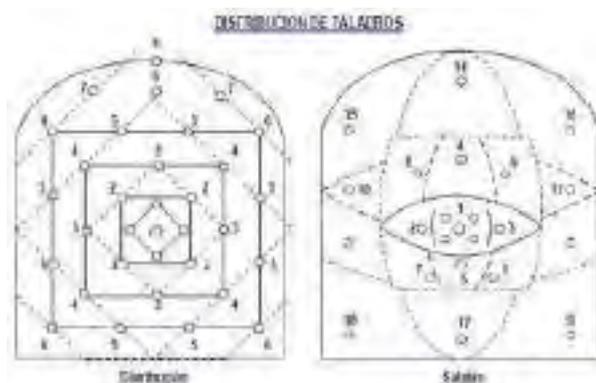
Fuente: Zuloaga, J. (2021)

### 2.3.2. Diseño básico para voladura subterránea del túnel

“El trazo o diagrama de distribución de taladros y de la secuencia de salida de estos presenta numerosas alternativas, de acuerdo con la naturaleza de la roca y a las características del equipo perforador, llegando en ciertos casos a ser bastante complejo. Para preparar un diseño de voladura en túnel mostramos el ya conocido método de cuadrados y rombos inscritos, con arranque por corte quemado en rombo, y con distribución de los **taladros y su orden de salida**”.

Figura 4

*Distribución de taladros*



Fuente: Manual práctico de voladura EXSA.

### 2.3.3. Distribución y denominación de taladros

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica con los de corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue:

- Arranque o corte: Son los taladros que se disparan primero, para formar la cavidad inicial, por regla general se cargan de 1.3 a 1.5 veces más que el resto.
- Ayudas: Son los taladros que rodean a los taladros de arranque y forman las salidas hacia la cavidad inicial. De acuerdo con la dimensión del frente varía su número y distribución comprendiendo a las primeras ayudas, segundas y terceras ayudas.
- Cuadradores: Son los taladros laterales que forman los flancos del túnel.

- Alzas o techos: Son los taladros que forman el techo o bóveda del túnel, también se le denomina taladros de corona, denominados también “taladros periféricos”.
- Arrastre o pisos: Son los taladros que corresponden al piso de la sección, los cuales se disparan al final de toda la voladura.

#### 2.3.4. Numero de taladros

$$N^{\circ} Tal = \frac{P}{dt} + c \times S$$

Donde:

- P: Perímetro de la sección del túnel digitado en metros.
- Dt: Distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos.
- C: Coeficiente o factor de roca.
- S: Dimensión de la sección del túnel en m<sup>2</sup> (cara libre).

Para hallar el perímetro empleamos la siguiente fórmula:

$$P = \sqrt{S \times 4}$$

La Tabla 10 muestra la distancia entre taladros (m) y el factor de carga en base a la evaluación de la dureza de la roca.

Tabla 10

*Parámetros de distancia entre taladros y factor de roca*

Dureza de roca	Distancia entre taladros (m)	Factor de roca c = (m)
Tenaz	0,50 a 0,55	2,00
Intermedio	0,60 a 0,65	1,50
Friable	0,70 a 0,75	1,00

*Fuente:* Manual práctico de voladura EXSA.

#### 2.3.5. Cantidad de cartuchos por taladro

Para hallar la cantidad necesaria para romper el macizo rocoso en los taladros realizados se toman en cuenta la eficiencia de perforación que nos dará como parámetro la perforación efectiva en cuya longitud se depositaran los explosivos, para efectos prácticos se toma como referencia 2/3 de la perforación efectiva para calcular la longitud de carga a realizar, para ello se debe de tener en cuenta las siguientes fórmulas prácticas a emplear:

- Longitud de taladro:

$$L.T = \text{Longitud barreno} \times \text{Eficiencia de perforación}$$

- Avance por disparo:

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = \text{Longitud taladro} \times \text{Eficiencia de voladura}$$

- Volumen por disparo:

$$\text{Volumen} = \text{Seccion} \times \text{avance}$$

- Tonelaje por disparo:

$$\text{Ton/disparo} = \text{Volumen} \times \text{densidad}$$

- Longitud de carga:

$$\text{Longitud de carga} = \text{Perf. efectiva} \times \frac{2}{3}$$

- Cantidad de cartuchos por taladro:

$$\text{Nº cartuchos/taladro} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud de cartucho}}$$

### 2.3.6. Factor de carga y factor de potencia

Son unos parámetros matemáticos que nos permiten conocer la cantidad de explosivo a emplear en un 1 metro cubico y 1 tonelada respectivamente de macizo rocoso, las cuales estan dadas por las siguientes formulas:

- Factor de carga:

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{Volumen/disparo}}$$

- Factor de potencia:

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{Tonelaje/disparo}}$$

En la práctica para distribuir la carga explosiva, de modo que el corte o cual sea reforzado, se incrementa de 1,3 a 1,6 veces la carga promedio en los taladros del arranque, disminuyendo en proporción las cargas en los cuadradores y alzas que son los que menos trabajan, ya que actúan por desplome.

## CAPITULO III

### ÁMBITO DE ESTUDIO DEL PROYECTO

#### 3.1. Generalidades

##### 3.1.1. Ubicación

El yacimiento se encuentra ubicado entre los límites de las provincias de Paucartambo y Quispicanchis, geográficamente el yacimiento se encuentra en la provincia de Paucartambo, pero políticamente pertenece a las comunidades de Buena Vista Parccocalla y su anexo Cjallhua, jurisdicción del distrito de Ccarhuayo, provincia de Quispicanchis, departamento del Cusco, a unos 90 km de la ciudad del Cusco, a una altitud promedio de 4,420 m.s.n.m., el plano de ubicación de la mina se muestra en el Anexo 11.

##### 3.1.2. Accesibilidad

El acceso al yacimiento minero La Cumbre se realiza mediante la carretera Panamericana Sur, para luego tomar la carretera Interoceánica hasta llegar a la localidad de Ocongate; o la otra ruta consistente en el viaje mediante la provincia de Paucartambo.

El acceso a la zona de la mina La Cumbre, se realiza mediante las siguientes rutas:

##### 3.1.2.1. Ruta de acceso N° 1 - Mina La Cumbre:

Consistente en la ruta desde la ciudad del Cusco mediante la Carretera Panamericana Sur hasta la Comunidad de Muñapata de la Provincia de Quispicanchi, para luego iniciar en la Carretera Interoceánica hasta llegar al distrito de Ocongate, para luego tomar la trocha carrozable que pasa por el distrito de Ccarhuayo pasando por la comunidad de Buena Vista

Parccoccalla hasta llegar al yacimiento minero, este trayecto se muestra en la Tabla 11 y en el plano del Anexo 12.

Tabla 11

*Ruta de acceso N° 01*

Ruta	Tipo de carretera	Distancia	Tiempo
Cusco - Muñapata	Asfaltado	35 km	1.3 hrs
Muñapata - Ocongate	Asfaltado	30 km	1.3 hrs
Ocongate - Ccarhuayo	Afirmado	4 km	0.5 hrs
Ccarhuayo – Mina Cumbre	Trocha carrozable	30 km	2 hrs
Total		99 km	5.1 horas

## 3.1.2.2. Ruta de acceso N° 2 – Mina La Cumbre

Consistente en la ruta desde la ciudad del Cusco mediante la Carretera Panamericana Sur hasta la localidad de Huacarpay de la Provincia de Quispicanchi, para luego tomar la carretera que conduce a Paucartambo hasta llegar al distrito del mismo nombre, para luego tomar la trocha carrozable que pasa por la Comunidad de Humana hasta llegar al yacimiento minero, este trayecto se muestra en la Tabla 12 y en el plano del Anexo 13.

Tabla 12

*Ruta de acceso N° 02*

Ruta	Tipo de carretera	Distancia	Tiempo
Cusco - Huacarpay	Asfaltado	23 km	0.5 hrs
Huacarpay - Paucartambo	Afirmado	50 km	2 hrs
Paucartambo - Humana	Afirmado	18 km	1.5 hrs
Humana – Mina Cumbre	Trocha carrozable	15 km	1.5 hrs
Total		106 km	5.5 horas

## 3.1.3. Historia

El yacimiento minero La Cumbre tiene antecedentes históricos, puesto que fue trabajado y extraído el mineral desde el antepasado de los incas y la colonia, de ahí **justamente que viene el nombre de “Veta Española”**, la concesión minera tiene 200 hectáreas de extensión correspondiente a 2 cuadrículas.

Según testimonios de pobladores adyacentes al yacimiento, inicialmente se trabajó de manera manual con herramientas manuales como combo y cincel durante los años 2000 al 2010, posteriormente a estos años se incentivó por iniciativa de los pobladores del lugar la inversión ajena para así poder tecnificar de alguna manera las operaciones mineras con compresoras y perforadoras neumáticas.

En aquellos años la mina era administrada por el dueño de la concesión minera Ing. Anthony Woods Bruce, propietario de Minera Sumac Orqo, pero por negativa de los pobladores de la zona a dejar trabajar la mina fue traspasada mediante un contrato de cesión a Minera Kinacox representada por el Sr. Marciano Aliaga Aguilar, años después hubieron discrepancias con las comunidades aledañas al proyecto lo que conllevó a la ruptura total de la licencia social por pobladores con los concesionarios lo que conllevó a trabajar esta mina en la informalidad.

Es así como a finales del año 2015 mediante acciones del gobierno a fin de salvaguardar el medio ambiente y acabar con la informalidad en que se trabajaba la pequeña minería en todo el Perú se realizó una interdicción llevada a cabo por la fiscalía ambiental y la policía, según reportes del estado se destruye diversas maquinarias como excavadora, cargador frontal, compresoras, botellones de agua y aire, así como el decomiso de máquinas perforadoras, todo ello efectuado en el yacimiento minero.

Pasado este período de tiempo con nuevas leyes emanadas por el gobierno y el inicio del proceso de formalización minera impulsado por el estado en todo el país, es que nuevamente esta mina fue desarrollándose hasta la magnitud que hoy en día se encuentra, pero estos trabajos aún se realizan sin la debida planificación en el laboreo de minas y sin el aprovechamiento eficiente de extracción de mineral.

#### *3.1.4. Clima y meteorología*

El diagrama bioclimatológico establece que en esta zona de vida existe parámetros de precipitación pluvial anual de 500 a 1000 mm y biotemperatura media entre los 6 a 12°C y relaciones de evapotranspiración potencial anual que determinan que se ubiquen la zona de humedad húmeda. Páramo muy húmedo Sub Alpino-Subtropical (PMH SAS), el clima

recurrente en esta zona es el templado – seco, donde debido a la altura promedio las temperaturas descienden drásticamente a - 0°C.

Esta zona se ubica entre los 4,000 a 4,900 m.s.n.m., es decir, por encima del Bosque Húmedo Montano Subtropical.

La Temperatura media anual para esta zona de Vida fluctúa entre los 4,6 a 6,90C con una precipitación pluvial que varía entre 513.4 a 1,088.5 mm y una evapotranspiración potencial total por año que varía entre la mitad (0.5) y el total (1.0) del promedio de precipitación total por año que determina que se ubique en la zona de humedad húmeda.

### 3.1.5. Flora y fauna

#### 3.1.5.1. Flora

La vegetación natural clímax prácticamente no existe y se reduce a pequeños relictos o bosques residuales homogéneos, como el Chachacomo (Escallonía resinosa), Ttasta (Escallonia myrtilloides), Queuña (Plylepis incana), Quiswar (Budaleja incana), Stipa Ichu, Stipa obtusa, etc.

Se encuentra en mutuy (cassia sp.), arbustos de flores amarillas. Este escenario vital está constituido por mezcla de gramíneas, debido al intenso sobre pastoreo prolifera el Aciachre Pulvinata (pacu pacu), conjunto de Cactaceas, las que destaca el deporte almohadillado como la Opuntia flocosa y la Opuentía Logopus.

#### 3.1.5.2. Fauna

La fauna en la zona de estudio está constituida por una diversidad de especies domésticas y silvestres, entre estos principales de importancia económica son la crianza de camélidos sudamericanos, ovinos, ganado vacuno, caprinos, porcinos, equinos, animales menores como cuyes, aves de corral, etc., mientras que las especies silvestres han sido depredadas, sin embargo, existen algunas especies como: zorros, zorrinos, águilas, aves y otros.

## 3.2. Geología

### 3.2.1. *Tipo de deposito*

La génesis del yacimiento en general es de origen hidrotermal formadas por vetas angostas de cuarzo pirita con potencias que oscilan entre 0.3 m a 0.6 m (caso de estudio de la Veta Española); asimismo, se aprecian también mantos con buzamiento promedio de 20° que se aprecian en algunas labores.

El rumbo definido en la veta de estudio es de 64° N-W y buzamiento 70° S, cuyo afloramiento visible es de unos 500 metros aproximadamente.

Los minerales económicos por extraer principalmente son oro libre de grano fino a grueso, pirita aurífera y arseno pirita aurífera.

### 3.2.2. *Geología general*

La Concesión minera Qori Aukilla se encuentra enmarcada dentro de las unidades paleozoicas dentro del sistema ordovícico, específicamente se encuentra dentro de la formación Sandía con metareniscas de color gris con una variedad litológica dominada por esquistos pizarrosos, tectónicamente el área se encuentra fuertemente fracturada, replegada y alterada, aspectos que favorecen los procesos geodinámicos como deslizamientos.

### 3.2.3. *Geología regional*

El área estudiada presenta una columna estratigráfica de aproximadamente 7 000 metros de rocas sedimentarias, cuyas edades van desde el Paleozoico inferior y superior, Cretáceo, paleógeno, Neógeno hasta el Cuaternario reciente. Las rocas más antiguas son pizarras y esquistos que afloran en el cuadrángulo de Chontachaca, cuya edad por ausencia de fósiles no es posible precisar, pero se asumen del Paleozoico inferior, edad que se arrastra del cuadrángulo de Ocongate. El Devoniano, representado por el Grupo Cabanillas se ha reconocido aguas abajo del puente de Pillcopata, constituido por pelitas grafiticas metamorfizadas por contacto, y en el pongo de Coñec donde consiste en una intercalación de areniscas y lutitas. Rocas sedimentarias confirmadas del Paleozoico superior afloran en el pongo de Coñec en el cuadrángulo de Pillcopata, en discordancia paralela sobre las rocas devonianas. Allí el Grupo Ambo de facies continental

presenta en la base una serie de canales rellenos de areniscas con clastos de cuarzo bien redondeados, encima descansa una serie de areniscas y lutitas con restos de plantas. El Grupo Tarma está compuesto por areniscas gris claras y verdes, con intercalaciones de sedimentos polícticos rojizos y gris oscuros y sobre yaciendo se encuentra el Grupo Copacabana constituido por calizas del Pérmico inferior. Sobre las rocas paleozoicas, en discordancia paralela, descansa el Cretáceo compuesto por una intercalación de areniscas, lutitas y en menor proporción calizas, que conforman el Grupo Oriente y las formaciones Chonta y Vivían. Encima vienen las capas rojas molásicas del Paleógeno y Neógeno con un grosor aproximado de 3,200 metros, que comprende a las formaciones continentales Yahuarango, Chambira y el Pururo. En el tope de la columna sedimentaria se ubican los depósitos fluviales, aluviales y fluvio-glaciares del Cuaternario reciente.

#### *3.2.4. Geología local*

##### *3.2.4.1. Grupo San José y formación Sandía*

La prolongación del Paleozoico inferior del cuadrángulo vecino de Ocongate, ingresa por el límite sur al cuadrángulo de Chontachaca. Allí, AUDEBAUD, E. (1973), describe una serie de pizarras, areniscas y cuarcitas, en su mayor parte azoicas que cubren una gran extensión y forman el zócalo de toda la Cordillera Oriental, y la dividió litológicamente en tres miembros: Inferior, Flysh y Serie Ocongate.

Posteriormente, VALDIVIA, H. (1974), lo denomina Grupo Carabaya compuesto por una unidad inferior lutácea gris oscura y fosilífera y otra de areniscas intercalada con capas delgadas de lutitas y argilitas, que afloran en la Cordillera Oriental y Faja Subandina y cuya edad es ordoviciana. LAUBACHER, G. (1974), describe a estas unidades como Sandía y San José, respectivamente. Posteriormente en los estudios de la Carta Geológica, DE LA CRUZ, N. (1996) elevó la Formación San José a grupo.

En el área de estudio, en el cuadrángulo de Chontachaca, la parte inferior del Grupo San José está representada mayormente por pizarras de grano muy fino, gris oscuras a negras, por intemperismo amarillo rojizas. Sus minerales más abundantes son el cuarzo y la

sericita, esta última débilmente orientada y como mineral accesorio presenta pirita. La estratificación consiste en capas delgadas de 2 a 3 cm y gruesas de 20 a 50 cm. La intercalación de capas de 10 a 20 cm de areniscas es poco común y están metamorfizadas. Estas metareniscas son de color gris a gris oscuras, de grano medio a fino, subangulosos y sus componentes principales muestran granos de cuarzo suturados y la muscovita orientada. La orientación de las micas y los granos de cuarzo suturados demuestran que estas rocas han sufrido un proceso de metamorfismo regional de bajo grado. La presencia de la Formación Sandía no se ha podido precisar; sin embargo, algunas intercalaciones de arenisca restringidas al contacto con las rocas intrusivas podrían asumirse a esta formación, razón por la cual en el mapa no se ha separado.

Las rocas se encuentran replegadas por la tectónica herciniana y la última andina, siendo difícil calcular su grosor; pero, por referencias de trabajos anteriores se sabe que sobrepasa los 1,000 metros. Afloramientos de estas rocas se distribuyen por todo el sector suroccidental del cuadrángulo de Chontachaca con las mismas características. En contacto con las rocas intrusivas han sufrido un metamorfismo térmico con formación de minerales de andalucita y cordierita, de acuerdo con la aproximación a las rocas intrusivas.

No se observan los contactos con otras unidades inferiores ni superiores, ya que no aflora la base y la relación con las formaciones superiores que afloran al norte están interrumpidas por la presencia del batolito granítico de Queros.

Edad y correlación. - En esta secuencia del Grupo San José y la Formación Sandía no se han encontrado fósiles, ni en su prolongación en el cuadrángulo de Ocongate. Pero más hacia el sureste en Marcapata, San Gabán, Sandía y río Inambari presenta, en rocas similares, un contenido faunístico de trilobites, braquiópodos, graptolites, etc., que permite precisarle una edad Arenigiana a Llanvirniana, hasta Caradociana inferior.

Rocas de esta edad también se han reconocido en Contamana y Patatz, oriente y centro del Perú, respectivamente.

Estos sedimentos se habrían depositado, dado por la fauna fósil, en mares neríticos hacia profundos y en ambientes reductores.

#### 3.2.4.2. Depósitos glaciares

En el área estudiada (cuadrángulo de Chontachaca), las cumbres actuales de los glaciares se encuentran sobre los 5,200 m.s.n.m. y sus lenguas descienden por las cabeceras de los valles hasta los 4,900 m.s.n.m., pero relictos antiguos de la glaciación cuaternaria se hallan en el flanco oriental de la Cordillera Oriental hasta la cota de los 3,300 m.s.n.m.

Huellas del retroceso de la glaciación son los depósitos de morrenas laterales y frontales, que tienen espesores de decenas de metros y están formados por bloques y fragmentos provenientes de los afloramientos de pizarras y rocas intrusivas.

#### 3.2.4.3. Rocas intrusivas

Las rocas intrusivas en el área estudiada son de dos tipos, plutónicos e hipabisales. Entre los primeros se presenta un batolito de naturaleza granítica y entre los segundos, stocks, diques y sills de composición básica y ácida.

#### 3.2.4.4. Batolito de Queros

Es un complejo de rocas intrusivas de naturaleza mayormente ácida, originadas de un mismo magma y están representado por granitos, granodioritas, tonalitas y dioritas, que muestran deformación en las maclas de los feldespatos y una extinción ondulante en el cuarzo.

El Dr. G. CARLIER (Geólogo ORSTOM), después de revisar las secciones delgadas al microscopio, opina (en comunicación personal al autor) que estas alteraciones se deben probablemente a deformaciones más jóvenes (Tectónica Andina) y no están de ninguna manera, relacionadas a una deformación intensa vinculada con un metamorfismo regional.

Los afloramientos de estas rocas constituyen una cadena montañosa en el flanco oriental de la Cordillera Oriental, alineado de noroeste a sureste, con un ancho de aproximadamente 45 km. Se extiende desde las cumbres nevadas a una altitud de 5 000 msnm, hasta la cota de 1 000 m en la Faja Sub andina. Este cuerpo así delineado ocupa el 65% del área del cuadrángulo de Chontachaca y se prolonga a los cuadrángulos vecinos de Calca, Ocongate y Quince Mil.

La mayor parte de los afloramientos son inaccesibles debido a la topografía abrupta, por un lado, y por la impenetrable, densa y tupida vegetación selvática, por el otro; lo cual impide investigar más a fondo la variedad de rocas intrusivas que lo conforman. Sin embargo, el estudio de secciones delgadas de muestras recolectadas sistemáticamente por itinerarios ha determinado que se trata de un complejo de plutones ácidos a intermedios.

#### 3.2.4.5. Granito

Forma un grupo de stocks que afloran principalmente en el borde meridional del batolito. La roca es de grano grueso a muy grueso y el color varía del gris claro al rosado.

La textura de la roca es holocristalina de apariencia porfirítica, con cristales bien desarrollados de feldespato potásico. La mayor parte de la roca está formada por este feldespato y cuarzo y cantidades menores de plagioclasas. Los minerales máficos son anfíbol y biotita.

Por efectos de alteración se observa débil cloritización de las biotitas en bordes y fracturas, y en menor grado en las hornblendas. La sericitización de las plagioclasas y argilización de los feldespatos son de débiles a moderadas.

En algunas rocas se puede apreciar una matriz compuesta por cuarzo, biotita alterada a clorita, feldespato potásico, sericita y escasa arcilla.

Cuarzo secundario y cloritas rellenan algunas microfracturas y los minerales opacos son muy escasos y se encuentran diseminados. Las arcillas son escasas debido a un proceso de recristalización, las maclas de los feldespatos se han deformado y el cuarzo presenta extinción ondulante.

#### 3.2.4.6. Granodiorita

Los plutones granodioríticos se encuentran al norte de los granitos formando un relieve montañoso de menor altitud. La roca es de color gris a gris oscuro y de grano grueso a muy grueso.

En sección delgada presenta textura granular, holocristalina, presentando un intercrecimiento de la microclina con el cuarzo; las plagioclasas están débilmente alteradas a sericitas, algunas contienen muy pequeñas pero numerosas inclusiones de epídota, las cuales

pueden seguir los planos de maclas. El cuarzo presenta extinción ondulante. En las muestras procedentes del noroeste del cuadrángulo de Chontachaca, los feldespatos potásicos están representados por pertita y los piroxenos parecen ser de la variedad hiperstena, parte de ellos están siendo remplazados por hornblenda y contienen pequeñas inclusiones. Mientras que en las muestras del sureste la biotita y la hornblenda son relícticas. La sericita proviene de la alteración de las plagioclasas, la arcilla de la pertita y la clorita y serpentina de la hiperstena.

#### 3.2.4.7. Cuarzo monzonita

Afloramientos de este tipo de roca se hallan en el río Pilcomayo al norte del cuadrángulo de Chontachaca. En muestra de mano son de color gris a gris oscuro y de grano grueso. Bajo el microscopio se observa que las maclas de las plagioclasas y del feldespato potásico han sido borradas resultando muy difíciles de identificar y los minerales de cuarzo presentan una deformación óptica.

Los minerales asociados son plagioclasa, cuarzo y microclina. Las plagioclasas y el feldespato potásico son los más abundantes y el cuarzo representa el 15% de la muestra. Los minerales máficos suman un 15% y están asociados con los minerales opacos, observándose que estos reemplazan parcialmente a los primeros. La hiperstena es más abundante que la biotita y la augita.

#### 3.2.4.8. Tonalita

Cuerpos de tonalita se presentan en el sector sureste del cuadrángulo de Chontachaca son de color gris, de grano grueso y de textura granular holocristalina.

Los minerales esenciales son la plagioclasa y el cuarzo, los accesorios son biotita, hornblenda, granate, entre otros. La biotita y la hornblenda están alteradas a cloritas, siendo más intensa la alteración en las biotitas. Las plagioclasas por su parte se alteran a sericita. Los minerales opacos ocurren diseminados en la roca y escasamente como producto de un remplazamiento de los minerales máficos.

La roca ha sufrido un proceso de recristalización y una posterior alteración retrógrada, de la clorita y sericita.

#### 3.2.4.9. Cuarzo diorita

Afloramientos de cuarzo dioritas se hallan en la parte baja de la quebrada Quico (Cuadrángulo de Chontachaca). Las rocas son de color gris y gris oscuro, por la presencia de xenolitos. El análisis petrográfico muestra una textura granular, holocristalina; con minerales esenciales de plagioclasa, biotita, cuarzo y como minerales accesorios piroxenos, hornblenda, esfena, rutilo, entre otros. El rutilo se produce por alteración de las biotitas. La sericitización y cloritización son débiles y ocurren en las plagioclasas, y en las biotitas y hornblendas, respectivamente; los piroxenos no presentan alteración. También se nota un epidotización incipiente en las biotitas.

Se trata de un magma que en su ascenso incorpora rocas metamórficas de tipo esquistos de micas-cuarzo que luego quedan como xenolitos. Posteriormente, se produce una reacción entre la roca ígnea y la metamórfica notándose una recristalización en los bordes de los contactos, donde se observan granos pequeños de biotita-cuarzo-plagioclasas. En la roca se observa que la recristalización ocurre como bandas, dando la apariencia de un esquisto.

#### 3.2.4.10. Diorita

Este tipo de roca se presenta en el río Pilcomayo en la esquina noroeste del cuadrángulo de Chontachaca, en contacto con esquistos gris oscuros del Paleozoico inferior.

La diorita es de grano grueso de color gris a gris oscuro. El estudio petrográfico muestra una textura granular, holocristalina. Existe un crecimiento de tipo mirmequítico entre el cuarzo y la plagioclasa. Los minerales esenciales son plagioclasa y biotita y en cantidades menores el cuarzo con los piroxenos y hornblenda.

Las plagioclasas se alteran a sericita en las microfracturas y en bordes, y rodean en parte a los piroxenos. La biotita se presenta en cristales muy desarrollados y se altera a clorita y sericita. El cuarzo es muy escaso y ocurre rellenando intersticios. Los piroxenos (augita) se alteran a clorita y sericita y parecen estar parcialmente remplazados por la biotita.

#### 3.2.5. *Metamorfismo de contacto*

Las aureolas de metamorfismo que rodean a los cuerpos intrusivos del Batolito de Queros forman una faja de color rojo intenso, con matices amarillentos y verdosos debido a

la presencia de minerales de fierro y clorita, con un ancho de cientos de metros. En los cuerpos intrusivos menores la aureola no es muy conspicua y el metamorfismo es de baja temperatura.

Las rocas que forman la aureola son pelitas y areniscas del Paleozoico inferior y missisipianas que han sufrido diverso grado de metamorfismo de contacto de acuerdo con el acercamiento a las rocas intrusivas. Así van desde metasedimentos en el borde exterior hasta el grado de hornfels de cordierita en contacto con los intrusivos y en los techos colgantes (CARLIER, G., comunicación oral).

En el metamorfismo de bajo grado las pizarras son de grano muy fino con textura granoblástica, compuesta de cuarzo, sericita débilmente orientada y clorita como mineral accesorio. Las metareniscas conservan su estratificación original con cuarzo no deformado y contienen minerales de clorita, muscovita, biotita y granate (tipo espesartita).

El metamorfismo de grado medio está representado en la aureola por hornfels de andalucita (chiastolita)-muscovita y en la de alto grado por hornfels con facies de cordierita y biotita.

El metamorfismo causado por los diques y sills, de basalto o gabro, ha sido de débil intensidad y están representados por esquistos verdes de cuarzo y micas.

### *3.2.6. Geología económica*

La mineralogía económica se puede apreciar en los afloramientos de las diversas vetas del yacimiento, así como también en base a los trabajos ya realizados en labores adyacentes al proyecto como los trabajos españoles y de mineros informales se tiene minerales de valor económico de oro libre de grano fino a grueso, pirita aurífera y arseno pirita aurífera. Como reservas minerales cubicadas en el cuerpo de la veta caja piso, se muestra la siguiente información representada en la Tabla 13.

Tabla 13

*Mineralogía económica del yacimiento*

Ítem	Descripción		Reservas (TM)	Ley
1	Mineral probado	Block 1	30,000.00	12 gr/TM
2		Block 2	30,000.00	12 gr/TM
3	Mineral probable	Block 3	20,000.00	10 gr/TM
4		Block 4	20,000.00	9 gr/TM
5	Mineral de canchas	Block 5	20,000.00	8 gr/TM
TOTAL			120,000.00	

Fuente: Arbaiza, L. (2014)

### 3.2.7. Aspectos generales

El área de estudio se ubica en el extremo meridional de la Provincia metalogénica oriental del Perú, que comprende la cordillera oriental, faja Subandina y llanura de Madre de Dios. Su importancia económica está relacionada al emplazamiento de un gran intrusivo batolítico y a la presencia mineralógica aurífera en los equivalentes de las formaciones Sandía y Ananea cuya disgregación y acumulación en depósitos aluvionales en el sector de Quincemil han dado origen a yacimientos detríticos ricos en oro.

### 3.3. Concesión minera Qori Aukilla

La concesión minera Qori Aukilla esta encuentra localizada en el mapa geológico de “CHONTACHACA” (27 – T), específicamente en la sub-hoja 27t, tal como se muestra en la Figura 13, asimismo, se encuentra ubicada en la zona UTM 19 y cuenta con 200 hectáreas de concesión.

Figura 5

Vista aérea de la Concesión minera QORI AUKILLA



Fuente: GEOCATMIN

Figura 6

Vista aérea tridimensional de la concesión minera QORI AUKILLA



Fuente: GEOCATMIN

Las coordenadas UTM de la concesión en PSAD 56 y WGS 84 se muestran en las Tablas 14 y 15 respectivamente:

Tabla 14

Coordenadas PSAD 56 de la concesión minera QORI AUKILLA – Zona 19 L

Ítem	Vértice	Norte	Este
1	1	8,513,000.00	243,000.00
2	2	8,512,000.00	243,000.00
3	3	8,512,000.00	241,000.00
4	4	8,513,000.00	241,000.00

Fuente: GEOCATMIN

Tabla 15

Coordenadas WGS 84 de la concesión minera QORI AUKILLA – Zona 19 L

Ítem	Vértice	Norte	Este
1	1	8,512,627.05	242,809.29
2	2	8,511,627.03	242,809.29
3	3	8,511,627.03	240,809.27
4	4	8,512,627.05	240,809.26

Fuente: GEOCATMIN

### 3.3.1. Composición mineralógica

La composición mineralógica nos muestra que predominan porciones de cuarzo como ganga que no tiene mucho valor económico y mena las cuales son de valor económico considerable, los datos se muestran en las Tablas 16 y 17 respectivamente.

Tabla 16

#### *Minerales mena*

Ítem	Nombre mineral	Composición química	Tipo mineral
1	Bornita	CuS	Sulfuro
2	Oro	Au	Nativo
3	Chalcopyrita	FeCuS	Sulfuro
4	Especlarita	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Óxido

Tabla 17

#### *Minerales ganga*

Ítem	Nombre mineral	Composición química	Tipo mineral
1	Cuarzo	SiO <sub>2</sub>	Óxido
2	Limonita	FeO(OH)	Óxido
3	Hematita	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Óxido
4	Malaquita	CuCO <sub>3</sub> (OH) <sub>2</sub>	Carbonato

## 3.4. Recursos minerales

### 3.4.1. Generalidades

La estimación de recursos de mena y recursos minerales se desarrolla a partir del cateo y exploración para recopilar información de algunos muestreos en el afloramiento y puntos de labores a lo largo de Veta Española, así como estudios previos en el yacimiento como informes desarrollados por el INGEMMET y estudios previos en diversas labores, estos se muestran en las Figuras 7, 8, 9 y 10 respectivamente, los procedimientos de reconocimiento de vetas y muestras se realizaron en las labores de desarrollo sobre los trabajos españoles y mineros artesanales que trabajan en esta zona del yacimiento; asimismo, se recolecta y se analiza información a partir de planos y mapas geológicos de la zona en general.

Figura 7

Resultados de la muestra N° 01



Fuente: INGEMMET

Figura 8

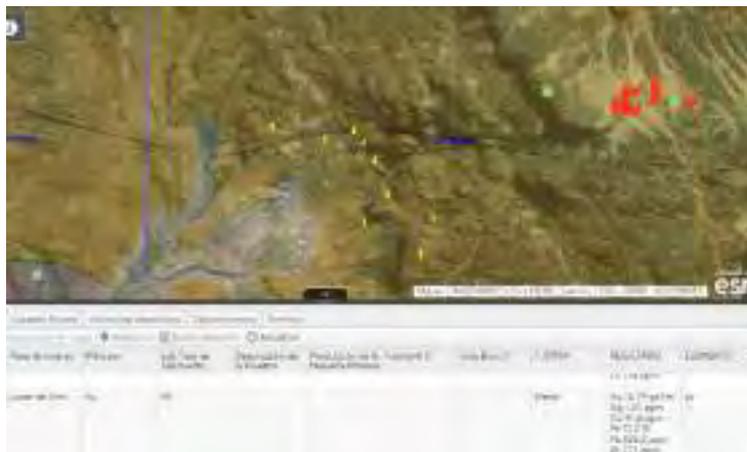
Resultados de la muestra N° 02



Fuente: INGEMMET

Figura 9

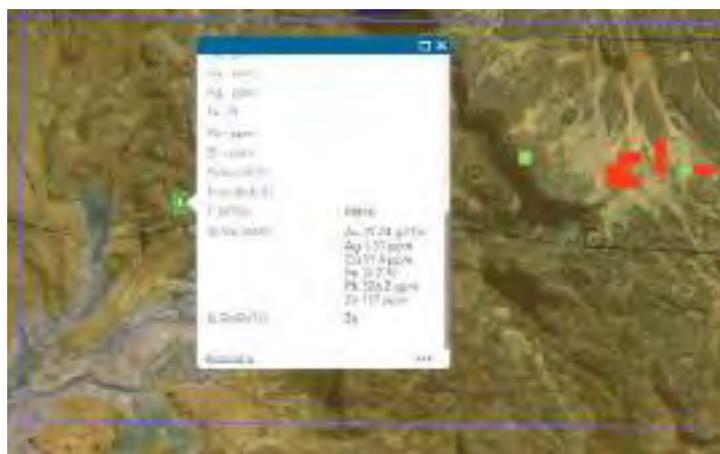
Resultados de la muestra N° 03



Fuente: INGEMMET

Figura 10

Referencia de la ubicación de una de las muestras



Fuente: INGEMMET

### 3.4.2. Veta Española

La veta en estudio se encuentra emplazado en calizas del grupo San José – Formación Sandia con rumbo  $64^\circ$  NW y buzamiento  $80^\circ$  S, con potencias variables visibles en los afloramientos y en algunas labores previamente trabajadas como labores de la época española y labores de pequeños mineros, las cuales fluctúan entre 0.3 a 0.6 m; asimismo, presenta afloramientos visibles en los 500 metros de longitud de estudio prospectado, tal

como se muestra en el Anexo 19, los principales minerales que lo constituyen son pirita aurífera, arseno pirita, galena, finalmente está compuesto por óxidos alterados con ganga de cuarzo.

### *3.4.3. Tipo de muestreo*

Según las características propias de la veta es recomendable el muestreo por canales en puntos específicos, ya que este tipo de muestreo es el más adecuado para la determinación de leyes donde principalmente se analiza metales preciosos como el oro, así como también la zona de estudio nos muestra que es una veta definida en su longitud y potencia.

### *3.4.4. Método de aplicación del muestreo por canales*

Para la correcta aplicación de esta metodología primero nos basamos en el plano topográfico realizado previamente donde conocemos y ubicamos las coordenadas objetivas de los puntos de los muestreos respectivos, en el caso de la Veta Española se tiene como referencia visible una longitud de 500 metros, pero para efectos de muestreo reducimos esta distancia a 400 metros de longitud, en la cual se tomará como influencia entre muestreos de 50 metros que sería el valor de influencia entre muestra y muestra.

Para este proceso emplearemos herramientas convencionales tales como cincel, combo y excepcionalmente martillo geológico, lo cual debe de realizarse generalmente de acuerdo con el siguiente orden:

- En afloramientos en superficie retiramos primeramente la capa de suelo orgánico (Top Soil) mínimamente de 10 cm en tramos de muestreo que contengan este tipo de material.
- En labores de mina por cuestiones de seguridad verificamos la calidad de aire mediante una ventilación adecuada y realizamos el desatado y regado de la respectiva labor.
- Seguidamente se marca con pintura los canales respectivos en veta a muestrear, esto se hace siempre perpendicularmente a la veta, lo ideal sería obtener un canal principal que vendría a ser la potencia de la veta y canales adyacentes de la caja techo y caja piso para un mejor muestreo, pero por condiciones de extensión de la veta,

visibilidad y estudios anteriores de muestreo en esta zona solo se realizará el muestreo del canal principal.

- Un aspecto importante por tomar en cuenta es el uso obligatorio de equipos de protección personal tales como lentes de seguridad y guantes, puesto que se tiene el riesgo de expulsión de partículas pequeñas al cuerpo producto del chancado del mineral para el muestreo respectivo.
- Realizamos la obtención del muestreo con un combo de 4 libras y cincel procurando que la profundidad promedio de estas sea de 1 a 2 cm, longitud promedio de 10 cm y ancho igual a la potencia de la veta, y un peso no menor de 1 kilogramo por muestra total para efectos de una cuantificación correcta de ley del oro.
- En el caso de veta en labores se instala previamente una manta en el piso con el fin que todo el material muestreado no se pierda.
- Una vez obtenido la muestra se introduce en bolsas de polietileno, para luego ser llevados y analizados en laboratorio, seguidamente se codifica con la numeración correspondiente.

Figura 11

*Muestreo óptimo en afloramientos*



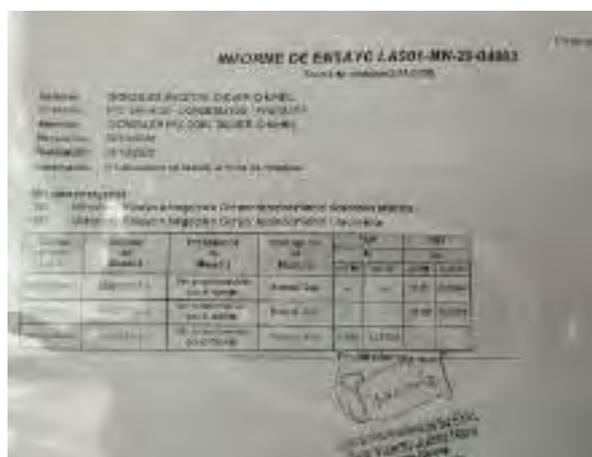
Figura 12

*Muestreo en labores 1*



Figura 13

Muestreo en labores 2



En la Tabla 18 se muestran como resumen los valores de las tomas de muestras realizadas para el estudio y resultados de muestras de estudios previos e informes técnicos como referencia de valores de ley de la Veta Española.

Tabla 18

Muestreo aleatorio en diversos puntos

MUESTRA CÓDIGO	Ley Au (gr/TM) Li	Potencia (m) Pi	Influencia (m) li	Densidad (Ton/m3) di	$\Sigma (Li \times Pi \times li \times di)$	$\Sigma (Pi \times li \times di)$
VC001	5.97	0.48	50	2.75	394.02	66.00
VC002	4.21	0.46	50	2.9	280.81	66.70
VC003	10.5	0.52	50	2.81	767.13	73.06
VC004	6.76	0.52	50	2.73	479.82	70.98
VC005	5.45	0.35	50	2.74	261.33	47.95
VC006	6.58	0.5	50	2.83	465.54	70.75

VC007	9.869	0.41	50	2.77	560.41	56.79
VC008	7.01	0.48	50	2.74	460.98	65.76
VC009	9.08	0.37	50	2.94	493.86	54.39
VC010	8.76	0.42	50	2.85	524.29	59.85
VC011	75.74	0.43	50	2.81	4,575.83	60.42
VC012	9.8	0.54	50	2.79	738.23	75.33
VC013	4.25	0.4	50	2.74	232.90	54.80
VC014	29.15	0.49	50	2.69	1,921.13	65.91
VC015	10.05	0.52	50	2.86	747.32	74.36
VC016	9.59	0.35	50	2.84	476.62	49.70
<b>Σ</b>		7.24	800	44.79		
Media aritmética		0.45	50	2.80	13,380.22	1,012.74
LEY MEDIA					13.21	

### 3.4.5. Cubicación de reservas

Como se mencionó anteriormente la longitud visible del afloramiento de la veta es de unos 500 metros aproximadamente, pero para efectos de cubicación y resultados de muestreos se tomará como referencia una longitud tendida de 400 metros aproximadamente, por lo cual tomaremos este valor como longitud aparente de la veta.

La Veta Española tiene la forma de un paralelepípedo cuya forma geométrica tiene las siguientes características:

- Longitud visible del afloramiento: 500 metros
- Longitud muestreada: 400 metros
- Profundidad aparente: 80 metros
- Potencia promedio de veta: 0.45 metros
- Buzamiento: 80°

a. Volumen tabular de la veta:

$$V = \text{Longitud} \times \text{Profundidad} \times \text{Potencia}$$

$$V = 400 \text{ m} \times 80 \text{ m} \times 0.45 \text{ m}$$

$$V = 14,400 \text{ m}^3$$

b. Reserva mineral económica:

$$RME = \text{Volumen} \times \text{densidad}$$

$$RME = 14,400 \text{ m}^3 \times 2.8 \text{ Ton/m}^3$$

$$\mathbf{RME = 40,320 TM}$$

Se debe de aclarar que esta reserva calculada es netamente teórica, puesto que los muestreos realizados son de tipo empírico, pero se posee una certeza fiable pues se cuenta también con otros muestreos en interior mina y trabajos de pequeños mineros con resultados de ley de mineral confiables que nos brindan una confiabilidad mayor en la cubicación de reservas de la veta.

#### 3.4.6. Cálculo de la ley media

$$\text{Ley media} = \frac{\sum(\text{Ley} \times \text{Potencia} \times \text{Influencia} \times \text{Densidad})}{\sum(\text{Potencia} \times \text{Influencia} \times \text{Densidad})}$$

$$\text{Ley media} = \frac{13,380.22 \text{ gr/m}}{1,012.74 \text{ Ton/m}}$$

$$\mathbf{\text{Ley media} = 13.21 \frac{\text{gr}}{\text{TM}}}$$

#### 3.4.7. Factores de corrección o castigos

A este valor de ley hallado deberá de ajustarse a un parámetro más real, esto debido a errores en el muestreo, así como falta de más muestreos en más zonas contiguas, por lo que se procederá a castigar este valor con un 20% por errores de muestreo y ensayos para el caso de yacimientos de oro, adicionalmente un 10% por pérdidas de extracción, 10% por factores de continuidad del mineral, y finalmente un 10% por el tipo de yacimiento, por lo que en total se aplicará un factor de corrección a la ley obtenida un 50 % de reducción total, como resumen de los castigos aplicados se muestran en la Tabla 19.

Tabla 19

#### Factores de corrección

Ítem	Descripción	Castigo
1	Errores de muestreo y ensayos para el caso de yacimientos de oro	20%
2	Perdidas de extracción	10%
3	Factores de continuidad del mineral	10%
4	Tipo de yacimiento	10%
	Factor de corrección total	50%

$$\text{Ley media} = 13.21 \frac{\text{gr}}{\text{TM}} \times \sum(\text{factores de corrección})$$

$$Ley\ media = 13.21 \frac{gr}{TM} \times 0.5$$

$$Ley\ media = 6.6 \frac{gr}{TM}$$

### 3.5. Elección del método de extracción en la veta española

#### 3.5.1. Consideraciones generales

Para la elección del método de extracción más adecuado se revisará la secuencia lógica de los parámetros a emplear, algunos de los parámetros más importantes para tener en cuenta son:

- Las condiciones del terreno de la caja piso (Footwall), caja techo (Hanging wall) y del mineral.
- Las características físicas y geológicas del yacimiento.
- Minería y de capital costos.
- Ritmo de extracción de minería.
- Consideraciones ambientales.
- Disponibilidad y costo de mano de obra.

Para ello existen varios autores que han elaborado metodologías para seleccionar el mejor método de extracción más adecuado como:

- Boshkov and Wright (1973)
- Hartman (1987)
- Morrison (1976)
- Laubscher (1981)
- Nicholas (1981)

#### 3.5.2. Parámetros para tener en cuenta (Método de Nicholas)

En este tipo de metodología se toma en cuenta principalmente la geometría del yacimiento, condiciones geomecánicas de la caja piso, techo y mineral, y los costos de operación, para así de esta manera tener la factibilidad económica del proyecto mediante la elección idónea del método de extracción más adecuado al yacimiento.

Figura 14

*Metodología de Nicholas*



Fuente: <https://www.centrogeotecnico.com/blog-geotecnia-geomecanica/seleccion-del-metodo-de-minado-segun-nicholas.html>

Los siguientes parámetros son considerados en esta metodología:

- a. Geometría del yacimiento
  - Descripción de la geometría del yacimiento
  - Descripción de la potencia del yacimiento
  - Descripción de la inclinación del yacimiento
  - Descripción de la profundidad del yacimiento
  - Descripción de la distribución de leyes en el yacimiento
- b. Características geotécnicas del proyecto
  - Resistencia de la Roca Intacta
  - Numero de estructuras
  - Condición de las estructuras
- c. Costos de operación

### 3.5.3. Descripción de los parámetros a emplear

- a. Geometría del yacimiento
  - a. Descripción de la geometría del yacimiento

➤ Yacimiento Equidimensional o masivo: Las dimensiones son similares en todas las direcciones

➤ Yacimiento tabular o elongado: Dos direcciones son predominantes

➤ Yacimiento Irregular: Las dimensiones del yacimiento varían en distancias cortas

b. Descripción de la potencia del yacimiento

➤ Baja potencia: 0- 10 m

➤ Potencia Intermedia: 10-30 m

➤ Potente: 30-100 m

➤ Muy potente: > 100 m

c. Descripción de la inclinación del yacimiento

➤ Horizontal: 0- 20°

➤ Intermedio: 20°-55°

➤ Vertical: > 55°

d. Descripción de la profundidad del yacimiento

➤ Esfuerzo vertical (sv) =  $0.027 \cdot H$

➤ H = profundidad (m)

e. Descripción de la distribución de leyes en el yacimiento

➤ Uniforme: Leyes diseminadas en el yacimiento

➤ Gradacional: Existen distintas leyes que gradualmente cambian en el espacio

➤ Errática: Existen bolsones de ley sin un claro patrón.

b. Características geotécnicas del yacimiento

Se caracteriza el mineral, pared colgante y pared yacente

1. Resistencia de la Roca Intacta

➤ Poco competente  $\implies UCS/sv \leq 8$

➤ Competencia intermedia:  $\implies 8 < UCS/sv \leq 15$

➤ Competencia alta  $\implies UCS/sv > 15$

2. Numero de estructuras

➤ Muy fracturado  $\implies ff/m: > 16 \text{ ff/m}$

- Fracturado                   ====> ff/m: 10-16 ff/m
- Poco fracturado           ====> ff/m: 3 – 10 ff/m
- Muy poco fracturado   ====> ff/m: > 3 ff/m

### 3. Condición de las estructuras

- Poco Competente: Las estructuras son sin relleno o con relleno con una resistencia menor a la roca intacta.
- Competente: Las estructuras son sin relleno con superficie rugosa.
- Muy Competente: Las estructuras son con relleno de mayor resistencia que la roca intacta.

#### 3.5.4. *Parámetros de la zona de estudio – Veta Española*

Para la clasificación y posterior valoración de los diferentes parámetros descritos en la metodología de Nicholas se tomaron como valores distintos puntos de la zona de estudio, por lo cual se tomó valores promedio para la descripción de cada una de ellas.

##### a. Geometría del yacimiento

##### 1. Descripción de la geometría del yacimiento:

Yacimiento Irregular: Varias dimensiones de la Veta Española varían en distancias cortas

##### 2. Descripción de la potencia del yacimiento:

Baja potencia: Potencia aproximada de la zona de estudio es de 0.30 a 0.60 metros

##### 3. Descripción de la inclinación del yacimiento:

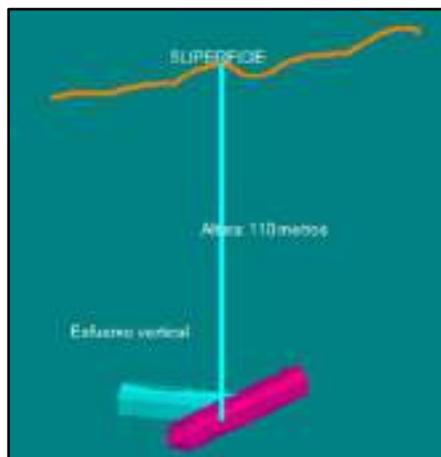
Vertical: Buzamiento de la Veta Española es de 80°

##### 4. Descripción de la profundidad del yacimiento:

El nivel más profundo para el proyecto se encuentra en el nivel 4369, con una elevación máxima de 4479 m.s.n.m., habiendo de esta manera una diferencia de altura de 110 metros, para un mejor entendimiento se muestra la Figura 15.

Figura 15

*Esfuerzo vertical en la labor*



Por consiguiente, se tiene la siguiente fórmula:

$$\text{Esfuerzo vertical } (sv) = \text{Constante} \times \text{Altura}$$

$$\text{Esfuerzo vertical } (sv) = 0.027 \frac{MN}{m^3} \times 110 \text{ m}$$

$$\text{Esfuerzo vertical } (sv) = 2.97 \text{ Mpa}$$

La resistencia a la compresión simple de la roca intacta estará dada por el siguiente parámetro:  $\frac{UCS}{Sv}$

5. Descripción de la distribución de leyes en el yacimiento

Errática: Ya que existen bolsones de ley en casi la mayoría de los tramos sin un claro patrón.

b. Características geotécnicas del yacimiento

1. Resistencia de la Roca Intacta

- Mineral: 67 Mpa (Competencia intermedia)
- Caja techo: 88 Mpa (Competencia alta)
- Caja piso: 102 Mpa (Competencia alta)

2. Numero de estructuras

- Mineral: 10 – 13 ff/m (Fracturado)
- Caja techo: 4 – 8 ff/m (Poco fracturado)
- Caja piso: 8 – 10 ff/m (Poco fracturado)

### 3. Condición de las estructuras

- Mineral: Poco competente
- Caja techo: Competente
- Caja piso: Competente

Por consiguiente, se tiene del análisis respectivo de todos los parámetros de evaluación los siguientes resultados:

#### a. Geometría del yacimiento

Tabla 20

##### *Geometría del yacimiento - Parte 01*

YACIMIENTO Método de extracción	Forma general del yacimiento			Potencia del yacimiento			
	Masiva	Tabular	Irregular	Angosto	Intermedio	Ancho	Muy ancho
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	3
Longwall Mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49
Shrinkage Stopping	2	2	1	1	1	2	4
Cut and Fill Stopping	0	4	2	4	4	0	0
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4

Tabla 21

##### *Geometría del yacimiento - Parte 02*

YACIMIENTO Método de extracción	Orientación			Distribución de las leyes		
	Horizontal	Intermedia	Vertical	Uniforme	Gradacional	Errático
Block Caving	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	1	1	4	4	2	0
Longwall Mining	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stopping	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stopping	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	4	1	2	4	2	0

#### b. Características geotécnicas del yacimiento

Tabla 22

*Condiciones geomecánicas del mineral*

CONDICIONES MINERAL	Competencia roca intacta			Espaciamiento de fracturas				Resistencia fracturas		
	Baja	Mediana	Alta	Muy cer.	Poco esp.	Espaciadas	Muy esp.	Baja	Mediana	Alta
Método de extracción										
Block Caving	4	1	1	4	4	3	0	4	3	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	0	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	0	3	3	0	2	4	4	0	2	2
Longwall Mining	4	1	0	4	4	0	0	4	3	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	1	3	4	0	1	3	4	0	2	4
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2	3	3	2
Top Slicing	2	3	3	1	1	2	4	1	2	4

Tabla 23

*Condiciones geomecánicas de la caja techo*

CAJA TECHO	Competencia roca intacta			Espaciamiento fracturas				Resistencia fracturas		
	Baja	Mediana	Alta	Muy cer.	Poco esp.	Espaciadas	Muy esp.	Baja	Mediana	Alta
Método de extracción										
Block Caving	4	2	1	3	4	3	0	4	2	0
Sublevel Stopping	-49	3	4	-49	0	1	4	0	2	4
Sublevel Caving	3	2	1	3	4	3	1	4	2	0
Longwall Mining	4	2	0	4	4	3	0	4	2	0
Room and Pillar	0	3	4	0	1	2	4	0	2	4
Shrinkage Stopping	4	2	1	4	4	3	0	4	2	0
Cut and Fill Stopping	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2
Top Slicing	4	2	1	3	3	3	0	4	2	0

Tabla 24

*Condiciones geomecánicas de la caja piso*

CAJA PISO	Competencia roca intacta			Espaciamiento fracturas				Resistencia fracturas		
	Baja	Media	Alta	Muy cercana	Poco espaciada	Espaciada	Muy espaciada	Buena	Mediana	Alta
Método de extracción										
Block Caving	2	3	3	1	3	3	3	1	3	3
Sublevel Stopping	0	2	4	0	0	2	4	0	1	4
Sublevel Caving	0	2	4	0	1	3	4	0	2	4
Longwall Mining	2	3	3	1	2	4	3	1	3	3
Room and Pillar	0	2	4	0	1	3	3	0	3	3
Shrinkage Stopping	2	3	3	2	3	3	2	2	2	3
Cut and Fill Stopping	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2
Top Slicing	2	3	3	1	3	3	3	1	2	3

Criterio de evaluación:

Tabla 25

*Valoración de Nicholas*

Valoración de Nicholas	Factor
Geometría del yacimiento (K1)	1
Condiciones geomecánicas del mineral (K2)	0.75
Condiciones geomecánicas de la caja techo (K3)	0.6
Condiciones geomecánicas de la caja piso (K4)	0.38
<b>RANKING FINAL: <math>A \cdot K1 + B \cdot K2 + C \cdot K3 + D \cdot K4</math></b>	

Donde:

- A: Geometría del yacimiento
- B: Condiciones del mineral
- C: Condiciones de la caja techo
- D: Condiciones de la caja piso

Resultando como valoración final lo mostrado en la Tabla 2.

Tabla 26

*Valoración final para la elección del método de extracción*

Tipo	Método de extracción	Yacimiento	Mineral	Caja techo	Caja piso	Total	Ranking
Hundimiento	Block Caving	-45	6.75	3.6	3.42	-31.23	5 Descartado
Soporte natural	Sublevel Stoping	7	2.25	4.2	2.66	16.11	4 Cuarta opción
Hundimiento	Sublevel Caving	-44	3.75	3.6	3.42	-33.23	6 Descartado
Hundimiento	Longwall Mining	-94	6.75	3	3.8	-80.45	8 Descartado
Soporte natural	Room and Pillar	9	3	4.8	3.8	20.6	2 Segunda opción
Soporte artificial	Shrinkage Stoping	7	3	3.6	3.04	16.64	3 Tercera opción
Soporte artificial	Cut and Fill Stoping	13	6	4.2	3.04	26.24	1 Primera opción
Hundimiento	Top Slicing	-47	3.75	3.6	3.04	-36.61	7 Descartado

Figura 16

*Elección del método de extracción mediante el software Python*

The screenshot shows a software interface with three columns of parameters and results. The 'RESULTADOS' section contains a table with the following data:

Método	EFICIENCIA (%)	SEGURIDAD	MECANIZACIÓN	SELECCIÓN	RELLENO
Corte y relleno ascendente	95	Alto	Alto	Alto	Alto
Cámaras y pilares	85	Medio	Medio	Medio	Medio
Shrinkage stopping	80	Bajo	Bajo	Bajo	Bajo

De acuerdo con el cuadro final de evaluación de los parámetros exigidos para la valoración de selección del método de Nicholas, nos arroja resultados de que la Veta Española es más factible trabajarlo mediante el método de extracción de “corte y relleno **ascendente**”, igualmente los métodos de extracción por “**cámaras y pilares**” y “**shrinkage stopping**” también pueden ser alternativa de extracción, a continuación se detalla las principales características de las opciones de extracción descritas en esta metodología para el caso específico de la extracción de la veta en estudio:

- a. Corte y relleno ascendente
  - Recuperación cercana al 95 % (85% – 95 %)
  - Método de extracción seguro
  - Se puede obtener alto grado de mecanización
  - Altamente selectivo, lo que conlleva a poder trabajar la extracción en zonas de alta ley y dejar de lado las zonas de baja ley, escenario que usualmente se presenta en la extracción de vetas angostas, tal como es el caso de la Veta Española.
  - Se puede trabajar en zonas con propiedades geomecánicas de competencia media
  - El relleno por requerir para este método de extracción se obtendrá en interior mina de las siguientes maneras:
    - Ampliación sobre todo de la caja piso de las labores de extracción.

- Se realizará en algunas zonas de extracción ventanas inclinadas (45°) para posteriormente ampliarla dejando un puente de 2 metros aproximadamente, todo ello con la finalidad de obtener el desmonte necesario para el relleno requerido.
- En zonas próximas con accesibilidad a niveles superiores se empleará material estéril proveniente de las labores de exploración.

#### b. Cámaras y pilares

Principalmente es desfavorable por el grado de buzamiento de veta en estudio (80°); asimismo, el yacimiento presenta como se pudo observar en la condición de la geometría del yacimiento que es una mineralización irregular en cuanto a longitud y potencia, de tal manera que no sería posible una geometría favorable para la aplicación de este método.

#### c. Almacenamiento provisional

Condiciones de trabajo difíciles y alta dilución de ley, esto debido a la pérdida del caserón durante el proceso de vaciado si es que no se realiza con cuidado; asimismo, también en este proceso de vaciado usualmente se mezclan el material estéril producto del derrumbe de las paredes laterales, como también frecuentemente se desecha capas de mineral de ley demasiada baja, lo que conlleva a una recuperación de mineral aún menor.

Adicionalmente a los parámetros descritos para la evaluación de la selección del método de extracción de Nicholas debemos de tener en cuenta factores de actualización tales como:

- Normativa vigente en el país
- Acceso al agua
- Situación financiera
- Grado de especialización de la mano de obra
- Sensibilización precio mercado
- Condiciones estructurales
- Reservas

Finalmente, para la elección del método de extracción se tomó en cuenta los siguientes parámetros de acuerdo con la zona de estudio:

### Situación financiera

Al ser un proyecto relativamente enmarcado dentro de la pequeña minería no se contaría con presupuestos o inversiones demasiado grandes, el método que más se adecua en este apartado es el de corte y relleno ascendente puesto que es un método que se usa habitualmente en minería convencional ya que acarrea costos que pueden ser cubiertos por una pequeña empresa en constitución, puesto que está demostrado que los demás métodos si bien nos resultan una mayor productividad sus costos operativos son mucho mayores.

### Condiciones de seguridad del capital humano

Se sabe que los trabajos en minería subterránea están catalogadas como de alto riesgo, razón por la cual se debe de tener mayor atención en el cumplimiento de las condiciones mínimas de seguridad para el personal, es así que está demostrado por la experiencia de trabajos en diversas minas subterráneas que el método de extracción de corte y relleno ascendente brinda en el ámbito de la pequeña minería mejores condiciones de seguridad ya que es posible el sostenimiento de las cajas con pernos helicoidales o Split Set según sea el caso, así como la facilidad del uso de puntales de seguridad en todas sus etapas de laboreo.

### Dilución de mineral

La potencia de la veta en estudio varía entre 0.3 a 0.6 metros, con lo cual está considerada en el rubro de vetas angostas, por lo cual se debe de tener bastante cuidado en su posible dilución al efectuar la voladura, asimismo se sabe por experiencia en otras minas de similares características que la sub variante más adecuada al corte y relleno ascendente es el de circado, puesto que nos permite una alta selectividad del mineral, porque la voladura se realiza en dos etapas, la primera la parte estéril, para luego realizar una segunda voladura netamente en mineral, con lo cual bajamos considerablemente el porcentaje de dilución en el yacimiento, finalmente es preciso recalcar que esta sub variante es más adecuado aplicarlo junto con el método de extracción de corte y relleno ascendente puesto que ofrece las facilidades para su aplicación.

### Aspecto social

Un aspecto por tener muy en cuenta en todo proyecto minero siempre será el aspecto o la licencia social, puesto que sin este aparatado no es posible realizar un proyecto, para el caso del proyecto en estudio se tiene conversaciones previas entre el titular minero con las zonas aledañas al proyecto.

### Factibilidad técnica y económica

Finalmente es de suma importancia la factibilidad técnica y económica del proyecto al realizar el proyecto planteado, para ello se demuestra en el estudio que es rentable económicamente la extracción mediante el método de extracción de corte y relleno ascendente con la sub variante de circado

## 3.6. Mineralogía del yacimiento minero

### 3.6.1. Tipo de yacimiento

La génesis del yacimiento de la concesión minera Qori Aukilla es de origen hidrotermal constituido por vetas angostas de cuarzo pirita con potencias que varían entre 0.1 m a 1.2 m, la veta en estudio varía entre 0.3 a 0.6 en promedio de potencia y una longitud aproximada visible de 500 metros que se aprecian en los afloramientos de Veta Española; también, se nota mineral diseminado de cuarzo pirita.

### 3.6.2. Mineralización

La mineralización se encuentra inmerso en un sistema de fallas paralelas con rumbo de 81° NW, de esta manera la veta española en estudio existe con certeza de sus potenciales reservas.

### 3.6.3. Veta Española

Emplazado en calizas del grupo San José – Formación Sandía, con Rumbo NW 64° NW y buzamiento 80° S, con potencia variable entre 0.3 a 0.6 m; asimismo, presenta afloramientos visibles en los 500 metros de su longitud, los principales minerales que lo constituyen son pirita aurífera, arseno pirita, galena, finalmente está compuesto por óxidos alterados con ganga de Cuarzo.

### 3.7. Minería

Para el óptimo desarrollo del laboreo de minas es imprescindible primero realizar la caracterización del macizo rocoso mediante los estudios geomecánicos correspondiente en cada tramo de las labores a desarrollar, esto nos asegura una adecuada implementación de mallas de perforación, así como un nivel de seguridad óptimo al conocer de esta manera la calidad del macizo rocoso donde se trabajará las distintas operaciones unitarias de minería.

Posterior a este procedimiento es posible el diseño de ingeniería de las distintas labores de preparación y desarrollo, para posteriormente implementar el más adecuado sistema de extracción del mineral presente en la Veta Española.

#### 3.7.1. Caracterización del macizo rocoso

En la determinación del comportamiento geomecánico de las labores subterráneas se desarrolla un mapeo estructural que nos permite identificar posibles zonas de calidad de macizo rocoso inestable, lo que nos permite elegir el tipo de sostenimiento más adecuado a la zona de estudio, en el caso de la Veta Española, predomina en mayoría el tipo de roca de calidad buena, con un RMR que varía entre valores de 61 a 80.

Para el sostenimiento de las labores mineras se tendrá en cuenta los parámetros de cálculo en la determinación de la longitud promedio de instalación y el tipo de sostenimiento que será técnicamente más adecuado de acuerdo con el estudio de caracterización del macizo rocoso.

Con el fin de desarrollar los estudios geomecánicos de la Veta Española se realizarán las siguientes actividades:

- Reconocimiento in situ y sistemático del área de estudio.
- Obtención, análisis y revisión de la información geológica.
- Medición in situ de las características geomecánicas de la roca (clasificación geomecánica), en las distintas zonas de estudio.
- Mediciones de valores de la resistencia a la compresión uniaxial con el martillo de Schmidt (esclerómetro) en diferentes puntos de acuerdo con la resistencia de la roca.

Para el diseño de labores mineras subterráneas cuyo propósito es la extracción de un yacimiento minero, es necesario poner en evidencia una serie de condicionantes y problemas que se relacionan con el comportamiento mecánico del macizo rocoso, los cuales deben de ser parte del análisis con el fin de realizar dicha actividad minera de manera más concisa y racional.

La caracterización del macizo rocoso nos permitirá conocer diversos puntos que deben de considerarse para evitar o disminuir el resultado de las fuerzas que se producen al alterar el equilibrio del macizo rocoso en el que ejecutaremos las diferentes labores mineras.

Al diseñar técnicamente el laboreo de minas brindamos mayor seguridad en la ejecución de las labores mineras y el control más idóneo de la ejecución de labores mineras, por lo que todo ello conllevara en el aumento de la productividad.

Para efectos del estudio, se realizó diversos mapeos geomecánicos en algunas labores previamente trabajadas, pero principalmente se tomó como referencia la cortada del nivel 4425, en donde en promedio se obtuvo un RMR corregido con una valoración de 63%, el cual indica que es un tipo II y calidad de roca buena, tal como se muestra en la Tabla 27.

Tabla 27

## Mapeo geomecánico RMR

MAPEO GEOMECÁNICO RMR												
Nombre del Proyecto:	Concesión Minera Qori Aukilla – Veta Española				Litología				Andesita			
Nivel:	4,225				Altura litostática (h)				110			
Labor:	Cortada Santa Teresa				Resistencia de la roca = UCS / Sv				17.78			
Elaborado por:	Julver Ancasi Aymachoque				RMR				0,63			
Fecha:	4/06/2022				Tipo y calidad de roca				II BUENA			
PARÁMETROS	VALOR	RANGO DE VALORES										VALORACIÓN
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	110	>250 (0,15)	X	100-250 (0,12)		50-100 (0,07)		25-50 (0,04)		<25(2), <5(1), <1(0)	0.12	
RQD (%) (Rock Quality Designation)	72.1	90-100 (0,20)		75-90 (0,17)	X	50-75 (0,13)		25-50 (0,08)		<25 (0,03)	0.13	
Espaciamiento de discontinuidades (cm)	12	>2m (0,20)		0,6-2 m (0,15)		0,2-0,6m (0,10)	X	0,06-0,2m (0,08)		< 0,06m (0,05)	0.08	
Condiciones de discontinuidades	Persistencia	<1m long. (0,06)		1-3 m Long. (0,04)	X	3-10m (0,02)		10-20 m (0,01)		> 20 m (0)	0.02	
	Abertura	Cerrada (0,06)	X	<0,1mm apert.(0,05)		0,1-1,0mm (0,04)		1 - 5 mm (0,01)		> 5 mm (0)	0.05	
	Rugosidad	Muy rugosa(0,06)	X	Rugosa (0,05)		Lig.rugosa (0,03)		Lisa (0,01)		Espejo de falla (0)	0.05	
	Relleno	Limpia (0,06)		Duro < 5mm (0,04)	X	Duro> 5mm (0,02)		Suave < 5 mm (0,01)		Suave > 5 mm (0)	0.02	
	Alteración	Sana (0,06)		Lig. Intempe.(0,05)	X	Mod.Intempe.(0,03)		Muy Intempe.(0,02)		Descompuesta (0)	0.03	
Presencia de agua subterránea	X	Seco (0,15)		Humedo (0,10)		Mojado (0,07)		Goteo (0,04)		Flujo (0)	0.15	
Orientación de las discontinuidades	Rumbo perpendicular al eje de la excavación				Rumbo paralelo al eje de la excavación				Buzamiento 0° - 20° independiente del rumbo			
	Dirección con el buzamiento		Dirección contra el buzamiento		Bz		Bz					
	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz	Bz						
	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°	45° - 90°	20° - 45°						
	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular		Desfavorable				
	0	-2	-5	-10	-12	-5		-10				
				RMR, (Básico) = Σ de parámetros					0.65			
				RMR, (Corregido) = RMR Básico - Orientación					0.63			
RMR	1,00 - 0,81	0,80 - 0,61	0,60 - 0,51	0,50 - 0,41	0,40 - 0,21	0,20 - 0						
TIPO Y CALIDAD	I: MUY BUENA	II: BUENA	III-A: REGULAR	III-B: REGULAR	IV: MALA	V: MUY MALA						

### *3.7.2. Consideraciones geomecánicas*

Las zonas de estudio sobre el macizo rocoso detalladas en el presente trabajo, se ha zonificado en dominios estructurales, para lo cual en cada dominio estructural se ha realizado el estudio geomecánico detallado mediante el método de mapeo por celdas que permitió determinar los siguientes parámetros: orientación (rumbo y buzamiento), persistencia, abertura, relleno, rugosidad y meteorización de las paredes.

El análisis orientado estereográficamente permite la identificación de las principales familias de discontinuidades a las que se indican sus características internas. Se recolectaron y analizaron muestras representativas de rocas para determinar sus propiedades físicas y mecánicas. La información recopilada durante el mapeo geológico y la caracterización de discontinuidades, permiten la caracterización geológica y clasificación de cuerpos rocosos y minerales. En la clasificación geomecánica se utilizará el sistema de clasificación de macizo rocoso utilizado en proyectos subterráneos como es el RMR.

Los parámetros que influyen en el comportamiento o controlan la resistencia del macizo rocoso son las propiedades geotécnicas de la resistencia de la roca intacta, el patrón de distribución de los sistemas de discontinuidades y las características intrínsecas de las discontinuidades.

### *3.7.3. Propiedades Geotécnicas de la Roca Intacta*

Para determinar las propiedades físicas y mecánicas de la roca intacta en las diversas labores mineras, se realizaron muestreos y ensayos in situ en los tramos detallados.

### *3.7.4. Modelo geológico*

La concesión minera Qori Aukilla se encuentra emplazada dentro de la unidad geomorfológica denominada San José – Formación Sandía, con altitudes del orden de 3800 a 4500 m.s.n.m. aproximadamente, con minerales ricos en oro, cuyo alineamiento es NW-SE.

La mineralización de la Veta Española es de tipo de veta angosta (de 0.30 a 0.60 m de potencia), cuyo contenido según análisis de muestreo nos arrojan contenidos de oro y en

menor cantidad cobre y plata, para la presente investigación de la veta en estudio se tiene una longitud aproximada de 500 metros lineales de afloramiento.

El yacimiento minero La Cumbre es propio de origen hidrotermal de mediana profundidad, incrustado en rocas encajonante del grupo San José – Formación Sandia, en formas filonianas (vetas), para ello se tienen las siguientes consideraciones:

- La veta en estudio sigue un rumbo  $64^\circ$  NW y buzamiento estimado de  $80^\circ$  S.
- Las cajas encajonantes están conformadas por cuarzo, pizarra y caliza, las cuales poseen según el estudio buenas resistencias.

#### 3.7.5. *Modelo geomecánico*

Mediante el estudio de mecánica de rocas es posible la valoración subterránea que fue desarrollada para poder diseñar la dirección del diseño de minado y establecer el tipo de sostenimiento más adecuado.

La obtención de datos de mecánica de rocas trata de establecer la dirección del diseño de las labores mineras y el tajo, por consiguiente el tipo de sostenimiento más adecuado, es basado en los siguientes componentes:

- Mapeo geológico de las labores mineras.
- Clasificación del macizo rocoso.
- Datos geomecánicos: RQD, tipo y calidad de roca, discontinuidades, espaciamientos de discontinuidades, fracturamiento, relleno, etc.
- Presencia de agua.
- Descripciones geológicas.

#### 3.7.6. *Clasificación del macizo rocoso*

La clasificación del macizo rocoso es una herramienta muy útil para describir y definir las categorías de los diferentes tipos de roca en la zona de estudio, todo ello con el objetivo de analizar y diseñar la condición de estabilidad y sostenimiento a ejecutar en las labores mineras.

Los sistemas de clasificación más comunes en el análisis de la caracterización del macizo rocoso son el GSI modificado y el RMR, para el caso de nuestro estudio lo realizaremos con la caracterización del macizo rocoso según el RMR.

En la extracción de la Veta Española tal como se detalló en las bases teóricas se empleará el índice geomecánico desarrollado por Bieniawski (1973), cuyo cálculo establece la evaluación masiva (RMR), la cual es basada en los siguientes parámetros:

- La resistencia uniaxial de la roca intacta.
- La designación de la calidad de la roca (ROD).
- Espaciamiento de discontinuidades.
- Condición de las discontinuidades.
- Condiciones de agua subterránea.

Para la aplicación de estos parámetros se utiliza los promedios basados en las condiciones efectuadas durante la realización del mapeo geomecánico. La puntuación global se obtiene sumando los valores medios individuales de cada uno de los cinco parámetros. Luego, la puntuación general se ajusta para proporcionar una interpretación de la orientación en relación con la excavación, para ello se presenta el formato de mapeo geomecánico.

A partir de esta tabla se determina el tipo de roca en un determinado punto de una labor minera, para de esta manera con el puntaje acumulado de los ítems descritos se deberá de aplicar in situ la cartilla geomecánica adecuada a nuestra zona de estudio.

Tabla 28

## Cartilla geomecánica de la Mina La Cumbre

CARTILLA GEOMECÁNICA										MINA LA CUMBRERA - CONCESIÓN MINERA QORI AUKILLA	
Roca			RMR	Tipo de Sostenimiento		Ancho promedio	Autosoporte	SPAN	Autosoporte	SPAN Vertical	Observaciones
Tipo	Color	Calidad		Cortadas y galerías	Tajeos, subnivel y chimenea		Cortadas y galerías	Cortadas y galerías	Tajeos, subnivel y chimenea	Tajeos, subnivel y chimenea	
I		Muy Buena	81-100	No necesita sostenimiento	No necesita sostenimiento	0.80 -2.40 metros	>1.00 año	30 metros	25 días	5.00 metros	En GL y CR voladura normal.
II		Buena	61-80	Pernos helicoidales o pernos split set, en forma aleatoria, donde muestre riesgo de caída de rocas.	Puntales de seguridad con plantilla en forma aleatoria, donde muestre riesgos de caída de rocas.	0.80 -2.40 metros	6.00 meses a 1.00 año	12 metros	4.00 días	4.50 metros	Voladura normal o voladura controlada, con instalación de split set o perno helicoidal.
III-A		Regular R-A	51-60	Pernos helicoidales o pernos split set de 5', con esquema de instalación sistemático de 1.60 metros. x 1.6 metros.	Puntales de seguridad con plantilla de forma sistemática espaciados a 1.50 metros.	0.80 -2.40 metros	>1.00-3.00 meses	8.00 metros	2.00 días	3.40 metros	Voladura normal o voladura controlada, con instalación de perno split set o perno helicoidal hacia el tope.
III-B		Regular R-B	41-50	Mallas electrosoldadas con pernos helicoidales o perno split set de 5' con esquema de instalación sistemático de 1.60 metros. x 1.6 metros.	Puntales de seguridad con plantilla de forma sistemática espaciados a 1.20 metros. Puntal de línea y guarda cabeza si requiere.	0.80 -2.40 metros	>3 - 7 días	5.00 metros	6.00 horas	2.50 metros	Sostenimiento al tope y colocación de perno split set o perno helicoidal de forma puntual.
IV		Mala	21-40	cuadros de madera completo espaciadas a 1.50 metros	Cuadros de madera espaciadas a 1.30 metros, último cuadro a 1.00 metro del tope, avanzar con guardacabeza.	0.80 -2.40 metros	1.00 a 12.00 horas	1.00 - 2.00 metros	2.00 horas	2.20 metros	En GL, CR, voladura controlada, ultima malla electrosoldada a 1.00 metro del tope. Uso de guarda cabeza: uso de marchavantes laterales.
V		Muy Mala	0-20	cuadros de madera completo espaciadas a 0.80 - 1.00 metros	Cuadros de madera completo espaciadas a 0.80 - 1.00 metro, cuadros de madera al tope y uso de guarda cabeza.	0.80 -2.40 metros	0.50 horas (colapso inmediato)	1.00 metro	0.50 horas (colapso inmediato)	1.40 metros	Cuadro de madera al tope, uso de guardacabeza; uso de marchavantes laterales. El explosivo por utilizar es semigelatina de baja potencia con aplicación de voladura controlada.

### 3.7.7. Aspectos para el uso de la cartilla geomecánica

Es preciso aclarar que en base a los diversos mapeos que se desarrolló en diferentes tramos de la veta en estudio, se concluye que la mayoría de estos son de roca de calidad buena, la cual según la cartilla geomecánica a emplear nos indica que para el caso de galerías y cortadas se deberán de emplear pernos helicoidales y pernos split set ocasionalmente en los tramos que lo requiera y donde se observe una eventual caída de rocas, en el caso de tajeos, subniveles y chimeneas se emplearan puntales de seguridad ancladas con su respectiva patilla igualmente en los tramos que lo requiera y donde se observe una eventual caída de rocas.

Como se puede observar en la tabla adjunta, para el uso correcto y apropiado de la cartilla geomecánica es necesario conocer y definir objetivamente los conceptos que se utilizan para su aplicación en todo tipo de labor minera de similares características, estas labores pueden ser galerías, cortadas, tajeos, subniveles, etc, para ello se explica objetivamente los términos empleados:

#### a. Ancho promedio

Ancho de la labor recomendable para poder evitar inestabilidad en las labores mineras.

#### b. Auto - soporte

Tiempo que puede permanecer una determinada labor sin el efecto requerido por parte de algún elemento de sostenimiento.

#### c. Luz máxima de auto - **soporte horizontal “SPAN”**

Distancia horizontal existente entre el último elemento de sostenimiento instalado o natural y el tope de la labor.

#### d. Luz máxima de auto - **soporte vertical “SPAN vertical”**

Distancia vertical existente entre el último elemento de sostenimiento instalado o natural y el tope de la labor.

Habiendo hecho el estudio en diferentes puntos, se tiene que el yacimiento en estudio se tiene zonas con roca tipo principalmente II y esporádicamente el tipo III A y III B.

Excepcionalmente por motivos de aspectos externos como la presencia de agua de perforación proveniente de niveles superiores se podrían tener labores con roca tipo IV y V.

### 3.7.8. *Tipos de rocas a evaluar en el proyecto*

A continuación, se describen brevemente los tipos de rocas posibles presentes a evaluar en cada tramo al realizar el laboreo de minas para la extracción de la Veta Española.

#### 3.7.8.1. Roca Tipo I (RMR 81-100)

Este tipo de roca es de calidad muy buena, cuya principal característica es que es una roca muy dura que tiene pocas discontinuidades; asimismo, este tipo de roca no necesita algún tipo de sostenimiento en las labores de avance por lo menos durante un año y en las labores de extracción no necesitara de sostenimiento durante 25 días, esto siempre y cuando se ejecute el diseño del ancho y altura de la labor descritos en la cartilla geomecánica. Trascorridos el tiempo de auto soporte se debe de proceder necesariamente a una reevaluación de las zonas de avance trabajadas anteriormente, en tanto en las labores de extracción pasaran al siguiente corte en un lapso máximo de una semana siempre y cuando no exceda en tiempo de auto soporte nominal de 25 días.

#### 3.7.8.2. Roca Tipo II (RMR 61-80)

Este tipo de roca es de calidad buena, es una roca dura que tiene pocas discontinuidades y también es ligeramente alterada, para este tipo de roca se tiene un tiempo de auto soporte de 6 meses hasta un año para las labores de avance y 04 días para las labores de extracción, pasado este tiempo se debe de analizar y diseñar el tipo de sostenimiento más adecuado a la zona.

Para las labores de avance temporales se utiliza pernos Split Set de 5 pies, mientras que para las labores permanentes se utiliza pernos helicoidales de 5 pies.

Para las labores de extracción se utilizan puntales de seguridad, esto luego del análisis de las zonas en que las requiera.

Este tipo de roca es la que más predomina en las cajas de la Veta en estudio, puesto que fluctúan entre valores de 61 a 80 aproximadamente.

### 3.7.8.3. Roca Tipo III (RMR 41-60)

Este tipo de roca es de calidad regular cuya caracteriza más resaltante es su dureza media que tiene discontinuidades en cantidad regular y ligeramente alterada. Para este tipo de roca se tiene un tiempo de auto soporte es de 03 días hasta 03 meses para las labores de avance y de 06 horas a 02 días para las labores de extracción pasado este tiempo se debe de analizar y diseñar el tipo de sostenimiento más adecuado a la zona.

Para las labores de avance temporales se utiliza pernos Split Set de 5 pies de longitud con distribución sistemática, espaciado a 1.6 metros, mientras que para las labores permanentes se utiliza pernos helicoidales de 5 pies espaciados a 1.6 m con malla electrosoldada.

Para las labores de extracción se utilizan puntales de seguridad, espaciados de 1.2 a 1.5 m, esto luego del análisis de las zonas en que las requiera.

### 3.7.8.4. Tipo de roca IV (RMR 21-40)

Este tipo de roca es de calidad mala cuyo tiempo de auto soporte será muy corto; por lo que se requerirá la instalación inmediata de los elementos de sostenimiento más adecuados de acuerdo con el análisis del macizo rocoso, este proceso se llevará a cabo en los hastiales y bóveda de la labor ejecutada.

Para las labores de avance se utilizan tablas espaciadas entre si a 1.5 metros.

Para las labores de extracción se utilizan tablas distanciados a 1.3 metros

Este tipo de roca es el más improbable de encontrar en el yacimiento por los motivos antes mencionados, pero de todas maneras se deberá de tomar las medidas adecuadas detalladas en cartilla geomecánica en caso de presentarse.

### 3.7.9. Cálculo de RQD

El RQD es el índice de parámetro más utilizado para medir el grado de fracturación del macizo rocoso, para hallar este valor se tienen 3 procedimientos, para nuestro caso de estudio emplearemos la fórmula propuesta por Priest y Hudson, 1976, la cual nos da la siguiente formula:

$$RQD = 100 \times e^{-0.1 \times \lambda} \times (0.10 \times \lambda + 1)$$

Donde:

$$\lambda = \frac{\text{Numero total de fisuras}}{\text{Longitud}}$$

Para el caso de la cortada inicial se contabilizó 208 discontinuidades en un tramo de 20 metros, por lo que reemplazamos en la formula.

$$\lambda = \frac{208}{20} = 10.4$$

$$RQD = 100 \times e^{-0.1 \times 10.4} \times (0.10 \times 10.4 + 1)$$

$$RQD = 72.1 \%$$

Esta misma metodología se aplicará en cada tipo de labor a construir.

### 3.7.10. Operaciones unitarias de mina

#### 3.7.10.1. Perforación

La perforación es una operación cuyo objetivo es la de realizar huecos u hoyos cilíndricos cuya finalidad es la de alojar los explosivos y accesorios a emplear para romper o fragmentar el macizo rocoso, para ello se realiza un análisis técnico para una correcta distribución y geometría de los taladros a realizar.

En minería subterránea, la perforación se utiliza en los avances de los frentes de extracción, así como en la construcción de chimeneas y piques.

Generalmente para pequeña minería, como es el caso de extracción para la Veta Española de la concesión en estudio se emplea mayoritariamente la perforación del tipo roto percusivo cuya fuente de energía es neumática, en los cuales los componentes principales de funcionamiento son la perforadora neumática, las barras, el bit, y el fluido de barrido cuya función es la limpieza y evacuación de los detritos producidos durante la perforación, para el caso se analizó con otras labores de similares características y se concluye que en cuanto a la elección de la máquina perforadora Jack Legg la más adecuada es la máquina RNP S83X, puesto que esta máquina posee un mayor nivel de avance en comparación de la máquina perforadora RNP S50, la cual entre una de sus desventajas está el atoro constante en las

rocas encajonantes, lo cual conlleva a mayores tiempos de perforación y por ende mayores costos,.

Por regla general se sabe que los trabajos de perforación deben de realizarse en húmedo, esto con el fin de preservar la calidad de aire óptima según análisis y cálculo de aire fresco requerido en las labores, para ello se empleará en los trabajos del proyecto en estudio un botellón de agua el cual alimentará a la maquina perforadora para así de esta manera poder minimizar los riesgos de contraer enfermedades ocupacionales a causa de esta actividad.

#### 3.7.10.2. Voladura

La voladura de rocas es una operación cuyo objetivo es el de arrancar el mineral que se encuentra en el macizo rocoso, para este fin se emplean explosivos que se depositan en los taladros perforados los cuales liberan gran cantidad de energía que hace posible la trituración de una determinada roca; asimismo, se debe de realizar cálculos para definir la cantidad de explosivos a emplear, esto con el objetivo de reducir sobre roturas de rocas y dañar las cajas y techo, de igual manera lo que se busca con estos trabajos es el de obtener una buena fragmentación de roca y por ende tener un buen avance promedio en los trabajos desarrollados.

Para el proceso de voladura se tienen muchas opciones de empleo de explosivos de diferentes cualidades de detonación y marcas, haciendo un breve análisis de comparación se concluye que se emplearán explosivos EMULNOR 3000 para los tajeos y EMULNOR 5000 para los arranques y piso de las labores de preparación y desarrollo, estos explosivos nos dan una buena versatilidad de eficiencia de poder rompedor en las rocas a realizar voladura; asimismo como accesorios de voladura se emplearan Carmex de 2.1 metros y mecha de seguridad para el amarre final de los taladros.

Es preciso remarcar también que todo personal a trabajar en el manipuleo de explosivos deberá de contar obligatoriamente con el carné de manipulador de explosivos emitido por la SUCAMEC, esto con el fin de que el personal conozca de los riesgos inherentes a esta actividad y llevarla a cabo de una manera eficiente y segura.



Figura 19

*Ficha técnica Mecha de Seguridad*



*Fuente:* FAMESA Explosivos

### 3.7.10.3. Desatado de rocas (desquinche)

Es el procedimiento que obligatoriamente se debe de realizar en cada ciclo de los trabajos mineros para poder prevenir la caída de roca suelta de las paredes laterales y techo de una labor que previamente se ha localizado luego de revisar el área, para luego proceder con el respectivo desquinche con las barretillas adecuadas de acuerdo con la altura de dicha labor.

Este procedimiento consiste en golpear o palanquear la roca hasta ocasionar la caída de todo material rocoso suelto, se muestra el Anexo 20 acerca del procedimiento correcto de desatado de rocas.

### 3.7.10.4. Limpieza y acarreo

La limpieza y acarreo es una operación cuyo objetivo es el de evacuar la roca fragmentada producto de la voladura hacia superficie, para ello en el caso del proyecto en estudio se plantea la utilización de carros mineros tipo U-35 accionadas por una locomotora a batería, se tendrán algunas diferencias en cuanto a las operaciones en las labores de los frentes, así como como la limpieza en los respectivos tajos.

Para el caso de las labores de desarrollo y preparación, estas se realizarán la limpieza mediante una pala neumática alimentada por una compresora ubicada en superficie, el cual

almacenará el material volado en los carros mineros, posterior a este trabajo se evacúa los carros mineros con locomotora a batería hacia superficie en los botaderos instalados.

En el caso de los tajeos, la limpieza se realizará de manera manual con carretilla tipo buggie y el empleo de un rastrillo accionados por un winche eléctrico, tal como se muestra en el Anexo 21, para luego el mineral ser depositado en las tolvas construidas previamente en el nivel inferior de la chimenea, luego de este procedimiento el mineral será evacuado mediante los carros mineros hacia las tolvas en superficie para su posterior transporte a la planta de beneficio.

#### 3.7.10.5. Ventilación

La ventilación es una operación cuyo objetivo es la de proporcionar aire fresco a los distintos tramos de las labores mineras, estos pueden ser naturales o mecánicos, para el proyecto en estudio se prevé ambos tipos, puesto que para este fin se construirá un pique de ventilación desde superficie para el ingreso de aire fresco hacia las labores, la cual se origina debido a la diferencia de peso de aire ingresado y el aire que sale de la misma labor.

Asimismo, se instalarán ventiladores mecánicos de 15,000 y 20,000 CFM de caudal, caudales suficientes para el correcto suministro de aire en interior mina, esto debido a la profundidad y longitud de diseño de todas las labores mineras.

Figura 20

*Ventilador mecánico*



Fuente: <https://www.vitimsac.com/producto/vav-minero/>

#### 3.7.10.6. Sostenimiento

Como se detalló en el apartado de caracterización geomecánica, la cartilla geomecánica nos indicara el tipo de sostenimiento más adecuado a emplear en cada tipo de labor previamente mediante la evaluación y valoración geomecánica del macizo rocoso presente en el tramo indicado.

El tipo de roca más usual a encontrar en la construcción de las diferentes labores es el de calidad buena, donde indica que esporádicamente se necesita la instalación de pernos helicoidales y pernos split set donde se requiera, toso esto en las labores de preparación y desarrollo.

En las labores de tajos, se emplearán puntales de seguridad apoyada con su respectiva patilla, esto de acuerdo con el análisis del macizo rocoso y el consecuente uso de la cartilla geomecánica, tal como se muestra en el Anexo 22.

## CAPITULO IV

### ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO DE LA VETA ESPAÑOLA

#### 4.1. Ingeniería del proyecto

En este apartado se explican detalladamente el proceso de ingeniería a emplear para el diseño óptimo de las labores de preparación y desarrollo, para así de esta manera poder extraer de manera más eficiente el mineral cubicado en la Veta Española, para ello se proyecta la construcción de la cortada 4425 hasta la interceptación de la veta, posterior a ello se planifican la construcción de las galerías y chimeneas para la delimitación de los tajeos, para así iniciar con la extracción planificada.

Adicionalmente se realizará la construcción del pique de ventilación desde el nivel superior que comunicará con la superficie. Es importante recalcar que el diseño de estas labores estará precedido por la adecuada caracterización del macizo rocoso presente en cada tramo a fin de diseñar correctamente las mallas de perforación, así como el empleo de explosivos y el sostenimiento más adecuado para cada tipo de labor, para todo esto se parte de los parámetros primordiales para su diseño indicados en la Tabla 29.

Tabla 29

*Parámetros generales del proyecto*

ÍTEM	DESCRIPCIÓN	VALOR	UNIDAD
1	Distancia longitudinal de la veta	500	Metros
2	Distancia real de veta muestreada y prospectada	400	Metros
3	Profundidad real buzada	80	Metros
4	Buzamiento	80° S	Buzamiento
5	Potencia promedio de la veta	0.45	Metros
6	Densidad	2.8	TM/m3
7	Volumen total tabular de la veta	14,400	m3
8	Reservas de mineral	40,320	TM
9	Ley promedio	6.6	gr/TM
10	Producción diaria	28	TM/día
11	Número de días por mes	25	días/mes
12	Factor de esponjamiento	30	%
13	Condiciones de la roca	Buena	RMR

## 4.2. Diseño del programa de desarrollo, preparación y extracción

### 4.2.1. Programa de desarrollo

En esta etapa se consideran diversos factores para el correcto y óptimo planeamiento de las diversas labores a realizar, tales como el perfil topográfico, forma geométrica del yacimiento y condiciones geomecánicas del macizo rocoso adyacentes a la Veta Española en estudio, las labores programadas en esta etapa comprenden las siguientes labores:

- Cortadas
- Galerías
- Chimeneas
- Piques
- Otras por desarrollar

El diseño base para las labores será de acuerdo con los factores antes explicados, y en base a ello se construirán las galerías principales las cuales serán proyectadas sobre la dirección de la veta, las cuales a su vez determinan los diferentes niveles y subniveles a explotar posteriormente, se propone realizar galerías de 8´ x 7´, chimeneas de 4´ x 8´, las cuales se realizan siguiendo la dirección de la veta.

Asimismo, en las labores cuya forma de trabajo es horizontal o ligeramente inclinada como por ejemplo las cortadas, galerías o rampas se empleará perforadora neumáticas Jack

Legg RNP S83, en las labores cuya inclinación es vertical como son las chimeneas y piques se empleará la perforadora neumática Stoper.

Para el diseño de la altura de los niveles y respectivos subniveles, se realizara de acuerdo a las condiciones geomecánicas de las cajas, por ello en general estas tendrán una altura de 40 metros entre nivel y nivel, como método convencional para la limpieza del mineral en los tajeos realizados se emplearán winches de arrastre y empleo de carretillas tipo bugguie para depositarlos en las tolvas previamente construidas, para el carguío y posterior acarreo se emplearan locomotoras y carritos mineros tipo U-35 hasta superficie, para posteriormente depositarlos en una tolva construida para este fin que posteriormente alimentara a los volquetes para asi trasladar el mineral a la planta concentradora.

#### *4.2.2. Programa de preparación*

En esta etapa se considera y realiza el planeamiento de minado para el inicio de la extracción de la estructura principalmente a partir del estudio del método de extracción más adecuado para la Veta Española tomando en cuenta diversas características del macizo rocoso, por lo cual se desprende de dicho estudio que el método de extracción más factible es el de corte y relleno ascendente, para este fin se desarrollaran labores de preparación como los subniveles de extracción, con lo cual se dará inicio a la extracción del mineral.

La dimensión de los bloques será de 40 metros de altura por 80 metros de longitud, las cuales se delimitan mediante galerías superior e inferior, una chimenea principal de 1.2 mt x 2.4 mt construida sobre veta, estas estarán a una distancia de 40 metros que serán también las longitudes de los bloques de extracción.

### 4.3. Plan de minado en labores de desarrollo

#### *4.3.1. Diseño y construcción de cortadas y galerías*

El diseño de las cortadas y galerías serán de iguales parámetros, puesto que técnicamente tendrán las mismas dimensiones y por consiguiente los parámetros hallados de diseño tambien serán similares, lo que diferirá serán las condiciones geomecánicas en cada tramo de trabajo.

#### 4.3.1.1. Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Para ello se tomó como referencia el Nivel 4425, que es donde se proyecta construir la galería primaria y principal, se obtuvieron los parámetros geomecánicos mostrados en la Tabla 30.

Tabla 30

*Caracterización geomecánica para la construcción de la galería*

Ítem	Descripción	Parámetro
1	Tipo de litología	Andesita
2	Grado de alteración	A2 Roca medianamente alterada
3	Grado de resistencia	R4 Roca resistente (sc = 110 Mpa)
4	Grado de fracturamiento	Poca fracturación
5	RQD (% estimado)	0.72
6	RMR (clase/valor)	Clase II - BUENA/Valor 63
7	Tipo de roca	Roca dura
8	Alteraciones geotécnicas	No presenta visibles problemas lito estructurales

#### 4.3.1.2. Malla de perforación

Se proyecta construir galerías cuya sección será de 2.1 metros de ancho por 2.4 metros de altura, cuya área nos dará suficiente espacio para el tránsito normal de trabajadores y desplazamiento de los diversos equipos utilizados como los carros mineros.

- Ancho de la labor: 2.1 metros
- Altura de la labor: 2.4 metros

Para la obtención del número de taladros idóneo aplicamos la siguiente fórmula:

$$N^{\circ} Tal = \left( \frac{P}{E} \right) + K * S$$

Donde:

- N° Tal: Numero de taladros
- P: Perímetro de la sección
- E: Espaciamiento (según tipo de roca)
- K: Factor voladura (según tipo de roca)
- S: Sección de la labor

Finalmente, para el cálculo del perímetro de la labor aplicamos la siguiente fórmula:

$$P = 4 * \sqrt{S}$$

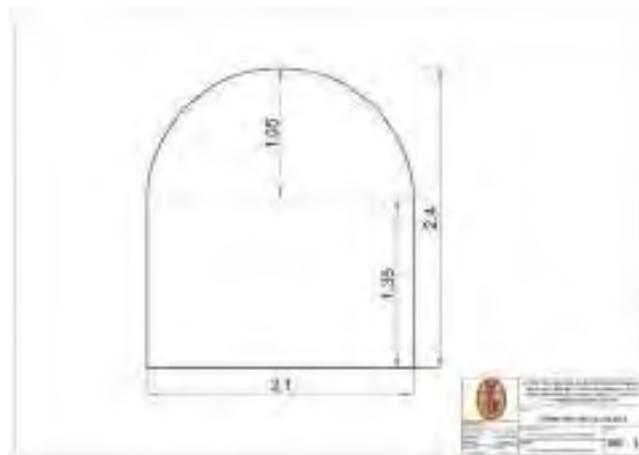
Donde:

- P: Perímetro de la sección
- S: Sección de la labor

Empezamos hallando las áreas de la labor en dos bloques como la figura 21:

Figura 21

*Geometría de la galería*



Cálculo de la sección:

$$\text{Área 1} = \frac{\pi * r^2}{2}$$

$$A_1 = \frac{\pi * 1.05 m^2}{2}$$

$$A_1 = 1.7318 m^2$$

$$\text{Área 2} = 2.1 m * 1.35 m$$

$$A_2 = 2.835 m^2$$

$$\text{Sección} = 1.7318 m^2 + 2.835 m^2$$

$$\mathbf{S = 4.5668 m^2}$$

Cálculo del perímetro:

$$P = 4 * \sqrt{4.5668}$$

$$\mathbf{P = 8.5480 metros}$$

Cálculo del número de taladros:

$$N^{\circ} Tal = \frac{8.5480}{0.4} + 2 * 4.5668$$

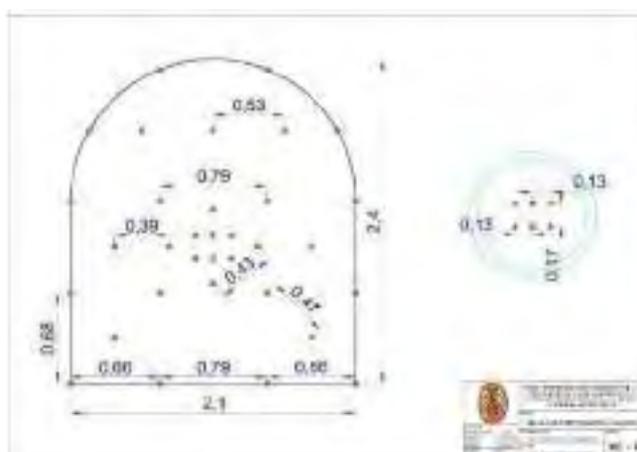
$$N^{\circ} Tal = 30.50 \approx 30 \text{ taladros}$$

A este número de taladros agregaremos 3 taladros de alivio, para la correcta salida de los taladros de arranque, con lo cual la malla de perforación quedará tal como se muestra en la Figura 22.

$$N^{\circ} Tal = 30 + 3 = 33 \text{ taladros}$$

Figura 22

*Malla de perforación de la galería proyectada*



#### 4.3.1.3. Perforación y voladura

Para el proceso de perforación se utilizará maquina perforadora Jack Legg RNP S 83X con juego de barrenos de 4 y 6 pies de longitud con una broca convencional de 38 mm, este tipo de perforadora neumática posee múltiples ventajas en laboreo de minas de secciones parecidas al estudio, dentro de las cuales se puede citar su versatilidad de uso ya que al tener un peso inferior a la RNP 250 hace que sea de un uso más maniobrable en la perforación de taladros y al operar la perforadora a una presión de 90 PSI (presión ideal de trabajo) hace que tenga más potencia de impacto y por ende menos tiempo de perforación.

Para el proceso de voladura se proyecta utilizar los siguientes accesorios:

- EMULNOR 5000 1" x 8"
- EMULNOR 3000 1" x 8"
- Carmex

➤ Mecha de seguridad

Como se explica previamente, es fundamental la caracterización del macizo rocoso para el óptimo diseño de la malla de perforación, así como el explosivo a emplear pues está en función básicamente a la calidad de roca, por lo que en la construcción de las galerías en ciertos tramos también se utilizará el EMULNOR 3000.

Para los cálculos volumen y tonelaje por disparo se considera una densidad del material de 2.85 Ton/m<sup>3</sup> y una eficiencia de perforación de 90 %.

Longitud de taladro:

$$L.T = \text{Longitud barreno} \times \text{Eficiencia de perforación}$$

$$L.T = 6 \text{ pies} \times 0.3048 \frac{\text{metro}}{\text{pies}} \times 94 \%$$

$$\mathbf{L.T = 1.719 \text{ metros}}$$

Avance por disparo:

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = \text{Longitud taladro} \times \text{Eficiencia de voladura}$$

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = 1.719 \text{ m} \times 90 \%$$

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = \mathbf{1.55 \text{ metros}}$$

Volumen por disparo:

$$\text{Volumen} = \text{Seccion} \times \text{avance}$$

$$V = 4.5668 \text{ m}^2 \times 1.55 \frac{\text{m}}{\text{disparo}}$$

$$\mathbf{V = 7.08 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}}}$$

Tonelaje por disparo:

$$\text{Ton/disparo} = \text{Volumen} \times \text{densidad}$$

$$\text{Ton/disparo} = 7.08 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}} \times 2.85 \frac{\text{Ton}}{\text{m}^3}$$

$$\mathbf{\text{Ton/disparo} = 20.17 \frac{\text{Ton}}{\text{disparo}}}$$

Longitud de carga:

$$\text{Longitud de carga} = \text{Perf. efectiva} \times \frac{2}{3}$$

$$L C = 1.719 \text{ m} \times \frac{2}{3}$$

$$\mathbf{L C = 1.15 \text{ metros}}$$

Cantidad de cartuchos por taladro:

$$\text{Longitud de cartucho} = 8 \text{ pulg} = 0.2032 \text{ m}$$

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos/taladro} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud de cartucho}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos/taladro} = \frac{1.146 \text{ m}}{0.2032 \text{ m}}$$

$$\mathbf{\text{N}^\circ \text{ cartuchos/taladro} = 5.64 \approx 6 \text{ cartuchos}}$$

Por consiguiente, consideramos 1 cartucho adicional en los taladros de arranque por la potencia que necesita para la salida correcta del arranque de la malla de perforación; asimismo, se adiciona 1 cartucho en los taladros de arrastre, esto debido a tener un piso con una granulometría más fina para la correcta nivelación del ancho de la galería, en los demás taladros consideramos 6 taladros tal como nos muestra la fórmula de la cantidad de cartuchos por taladro, por lo que la disposición final de taladros en la malla de perforación será la mostrada en la Figura 23.

Figura 23

Distribución de explosivos de la galería

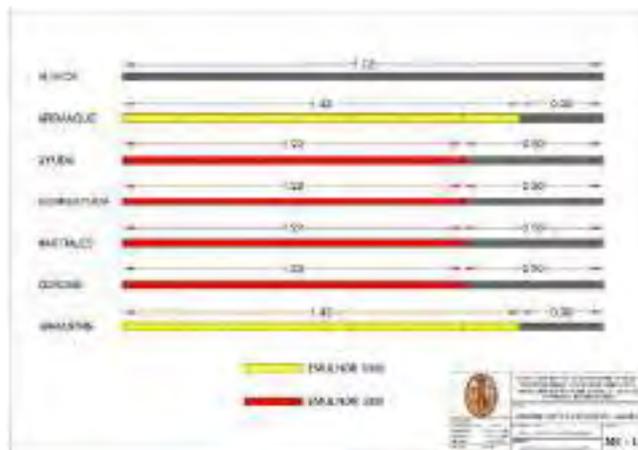


Tabla 31

Número de taladros en malla de perforación - galerías

Ítem	Malla	N° taladros	Cantidad cartuchos/taladro		Total, EMULNOR 5000	Total, EMULNOR 3000	Total, explosivos
			EMULNOR 5000	EMULNOR 3000			
1	Alivios	3	0		0	0	0
2	Arranque	3	7		21	0	21
3	Ayuda	8		6	0	48	48
4	Sobreayuda	7		6	0	42	42
5	Hastiales	6		6	0	36	36
6	Corona	2		6	0	12	12
7	Arrastre	4	7		28	0	28
TOTAL		33			49	138	187

#### 4.3.1.4. Factor de carga y factor de potencia

Por consiguiente, los datos resultantes de la construcción de la galería en el nivel 4425 serán:

Cantidad de explosivo EMULNOR 5000:

$$\text{Peso/cartucho} = \frac{25 \text{ kilos/caja}}{216 \text{ cart/caja}}$$

$$\text{Peso/cartucho} = 0.1157 \text{ kilos/cartucho}$$

$$\text{Cantidad de explosivo} = \text{peso cartucho} \times \text{total explosivos}$$

$$\text{Cantidad de explosivo} = 0.1157 \frac{\text{kilos}}{\text{cartucho}} \times 49 \frac{\text{cartuchos}}{\text{disparo}}$$

$$\text{Cantidad de explosivo EMULNOR 5000} = 5.6693 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}}$$

Cantidad de explosivo EMULNOR 3000:

$$\text{Peso/cartucho} = \frac{25 \text{ kilos/caja}}{228 \text{ cart/caja}}$$

$$\text{Peso/cartucho} = 0.1096 \text{ kilos/cartucho}$$

*Cantidad de explosivo = peso cartucho x total explosivos*

$$\text{Cantidad de explosivo} = 0.1096 \frac{\text{kilos}}{\text{cartucho}} \times 138 \frac{\text{cartuchos}}{\text{disparo}}$$

$$\text{Cantidad de explosivo EMULNOR 3000} = 15.132 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}}$$

Cantidad total de explosivo:

$$\text{Cantidad de explosivo} = 5.6693 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}} + 15.132 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}}$$

$$\text{Cantidad de explosivo} = 20.80 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}}$$

Factor de carga:

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{Volumen/disparo}}$$

$$FC = \frac{20.80 \frac{\text{kilos}}{\text{disparo}}}{7.07 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}}}$$

$$FC = 2.94 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

Factor de potencia:

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{Tonelaje/disparo}}$$

$$FP = \frac{20.80 \frac{\text{kilos}}{\text{disparo}}}{20.14 \frac{\text{Ton}}{\text{disparo}}}$$

$$FP = 1.03 \frac{kg}{Ton}$$

#### 4.3.1.5. Desatado de rocas

Este proceso implica la utilización de barretillas de 4, 5 y 6 pies de longitud para el correcto desate de rocas de acuerdo con los PETS a implementar para este fin a fin de evitar posibles desprendimientos de rocas de las cajas de la labor.

#### 4.3.1.6. Sostenimiento

Previamente en los trabajos de la caracterización del macizo rocoso se evalúa y se puntúa la calidad de roca en cada avance de la labor, para ello se utiliza la cartilla geomecánica para conocer mediante el estudio geomecánico el tipo de sostenimiento más adecuado en cada segmento de la galería y cortada.

Los tipos de sostenimiento más utilizados serán los pernos split set y pernos helicoidales, siendo de esta manera un tipo de sostenimiento activo; asimismo, se utilizará algunos cuadros de madera en zonas que lo requiera lo cual constituye un tipo de sostenimiento pasivo en rocas de mediana a mala calidad para tener una mayor seguridad de prevención de caída de rocas.

#### 4.3.1.7. Limpieza

Para el proceso de limpieza de estas labores será mediante una pala neumática, la cual cargara de material rocoso a los carros mineros tipo U 35 accionados por una locomotora a batería, los cuales son los más utilizados en este tipo de laboreo, para luego salir estos carros a los echaderos previamente establecidos en un lugar para luego también formar con este material los respectivos rellenos de los tajeos a extraer.

#### 4.3.1.8. Ventilación

Se emplearán ventiladores eléctricos de 10,000 CFM para las cortadas puesto que serán de aproximadamente 80 a 100 metros, y en las galerías que serán a mayor profundidad se emplearán ventiladores eléctricos de 15,000 CFM de capacidad de caudal, caudales suficientes para el correcto suministro de aire fresco en las distintas labores, estos ventiladores estarán instalados en superficie a través del crucero o cortadas realizadas.

#### 4.3.2. Diseño y construcción de chimeneas y piques

##### 4.3.2.1. Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Para ello se tomó también como referencia el nivel 4425, lugar donde se proyecta construir una de las chimeneas adyacente a la galería del mismo nivel, se obtuvieron los parámetros mostrados en la Tabla 32.

Tabla 32

*Caracterización geomecánica para la construcción de la chimenea*

ÍTEM	DESCRIPCIÓN	PARÁMETRO
1	Tipo de litología	Andesita
2	Grado de alteración	A2 Roca medianamente alterada
3	Grado de resistencia	R4 Roca resistente (sc = 110 Mpa)
4	Grado de fracturamiento	Poca fracturación
5	RQD (% estimado)	0.72
6	RMR (clase/valor)	Clase II - BUENA/Valor 63
8	Tipo de roca	Roca dura
9	Alteraciones geotécnicas	No presenta visibles problemas lito estructurales

##### 4.3.2.2. Malla de perforación

Se proyecta construir chimeneas cuya sección será de 2.4 metros de ancho por 1.2 metros de altura, cuya finalidad será el transporte de diversos materiales a utilizar, así como también permitir la ventilación de los diversos lugares de trabajo y el tránsito de trabajadores.

- Ancho de la labor: 2.4 metros
- Altura de la labor: 1.2 metros

Para la obtención del número de taladros idóneo aplicamos la siguiente fórmula:

$$N^{\circ} Tal = \left( \frac{P}{E} \right) + K * S$$

Donde:

- N° Tal: Numero de taladros
- P: Perímetro de la sección
- E: Espaciamiento (según tipo de roca)
- K: Factor voladura (según tipo de roca)

- S: Sección de la labor

Finalmente, para el cálculo del perímetro de la labor aplicamos la siguiente fórmula:

$$P = 4 * \sqrt{S}$$

Donde:

- P: Perímetro de la sección
- S: Sección de la labor

Hallamos el área de la labor multiplicando la base por la altura de la chimenea:

Figura 24

*Geometría de la chimenea*



Cálculo de la sección:

$$Sección = b \times h$$

$$Sección = 2.4 \text{ m} \times 1.2 \text{ m}$$

$$S = \mathbf{2.88} \text{ metros}$$

Cálculo del perímetro:

$$P = 2 \times 2.4 + 2 \times 1.2$$

$$P = \mathbf{7.2} \text{ metros}$$

Cálculo del número de taladros:

$$N^{\circ} \text{ Tal} = \frac{7.2}{0.4} + 2 * 2.88$$

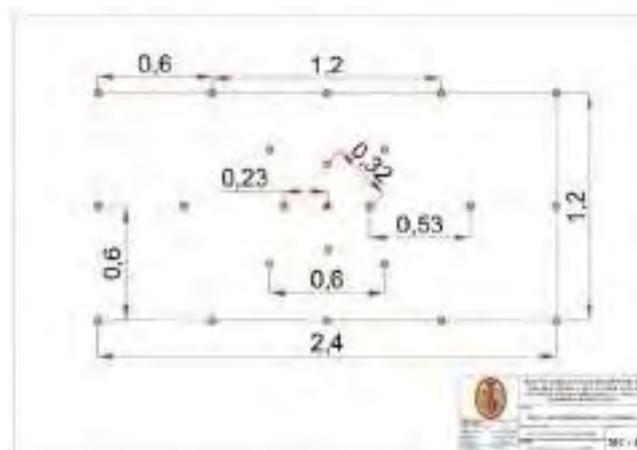
$$N^{\circ} \text{ Tal} = \mathbf{22} \text{ taladros}$$

A este número de taladros agregaremos 1 taladro de alivio, para la correcta salida de los taladros de arranque:

$$N^{\circ} \text{ Tal} = 22 + 1 = 23 \text{ taladros}$$

Figura 25

*Malla de perforación de la chimenea proyectada*



#### 4.3.2.3. Perforación y voladura

Para el proceso de perforación se utilizará al igual que en la construcción de las galerías maquina perforadora Jack Legg RN S 83FX con juego de barrenos de 4 y 6 pies de longitud con broca convencional de 38 mm; asimismo, al ser la chimenea una labor vertical es más conveniente utilizar perforadora neumática tipo Stoper por la versatilidad en su uso en este tipo de labores, por lo que se empleara la maquina perforadora RN 250 S que trabaja a una presión optima de 90 PSI para un óptimo desempeño.

Para el proceso de voladura se proyecta utilizar los siguientes accesorios:

- **EMULNOR 5000 1" x 8"**
- **EMULNOR 3000 1" x 8"**
- Carmex
- Mecha de seguridad

Al igual que en los diferentes tipos de laboreo para la elección del explosivo a emplear está en función básicamente a la calidad de roca, por lo que en la construcción de chimeneas en ciertos tramos también se utilizara el EMULNOR 5000 y 3000.

Para los cálculos volumen y tonelaje por disparo se considera una densidad del material de 2.85 Ton/m<sup>3</sup> y una eficiencia de perforación de 90 %.

Longitud de taladro:

$L.T = \text{Longitud barreno} \times \text{Eficiencia de perforación}$

$$L.T = 6 \text{ pies} \times 0.3048 \frac{\text{metro}}{\text{pies}} \times 94 \%$$

$$\mathbf{L.T = 1.719 \text{ metros}}$$

Avance por disparo:

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = \text{Longitud taladro} \times \text{Eficiencia de voladura}$$

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = 1.719 \text{ m} \times 90 \%$$

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = \mathbf{1.55 \text{ metros}}$$

Volumen por disparo:

$\text{Volumen} = \text{Seccion} \times \text{avance}$

$$V = 2.88 \text{ m}^2 \times 1.55 \frac{\text{m}}{\text{disparo}}$$

$$\mathbf{V = 4.464 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}}}$$

Tonelaje por disparo:

$\text{Ton/disparo} = \text{Volumen} \times \text{densidad}$

$$\text{Ton/disparo} = 4.464 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}} \times 2.85 \frac{\text{Ton}}{\text{m}^3}$$

$$\text{Ton/disparo} = \mathbf{12.72 \frac{\text{Ton}}{\text{disparo}}}$$

Longitud de carga:

$$\text{Longitud de carga} = \text{Perf. efectiva} \times \frac{2}{3}$$

$$L C = 1.719 \text{ m} \times \frac{2}{3}$$

$$\mathbf{L C = 1.15 \text{ metros}}$$

Cantidad de cartuchos por taladro:

$$\text{Longitud de cartucho} = 8 \text{ pulg} = 0.2032 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} / \text{taladro} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud de cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} / \text{taladro} = \frac{1.146 \text{ m}}{0.2032 \text{ m}}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos} / \text{taladro} = 5.64 \approx 6 \text{ cartuchos}$$

Al igual que en el diseño de galerías, consideramos 1 cartucho adicional en los taladros de arranque por la potencia que necesita la salida correcta del arranque de la malla de perforación, en los demás taladros consideramos 6 taladros tal como nos muestra la fórmula de la cantidad de cartuchos por taladro, por lo que la disposición final de taladros en la malla de perforación será la que se muestra en la Figura 26.

Figura 26

*Distribución de explosivos de la chimenea*



Tabla 33

*Número de taladros en malla de perforación – chimeneas*

Ítem	Malla	N° taladros	Cantidad cartuchos/taladro		Total, EMULNOR 5000	Total, EMULNOR 3000	Total, explosivos
			EMULNOR 5000	EMULNOR 3000			
1	Alivios	1	0		0	0	0
2	Arranque	4	7		28	0	28
3	Ayuda	4		6	0	24	24
4	Sobreyuda	2		6	0	12	12
5	Cuadradores	12		6	0	72	72
TOTAL		23			28	108	136

## 4.3.2.4. Factor de carga y factor de potencia

Por consiguiente, los datos resultantes de la construcción de la galería en el nivel 4425 serán:

Cantidad de explosivo EMULNOR 5000:

$$\text{Peso}/\text{cartucho} = \frac{25 \text{ kilos}/\text{caja}}{216 \text{ cart}/\text{caja}}$$

$$\text{Peso}/\text{cartucho} = 0.1157 \text{ kilos}/\text{cartucho}$$

*Cantidad de explosivo = peso cartucho x total explosivos*

$$\text{Cantidad de explosivo} = 0.1157 \frac{\text{kilos}}{\text{cartucho}} \times 28 \frac{\text{cartuchos}}{\text{disparo}}$$

$$\text{Cantidad de explosivo EMULNOR 5000} = 3.24 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}}$$

Cantidad de explosivo EMULNOR 3000:

$$\text{Peso}/\text{cartucho} = \frac{25 \text{ kilos}/\text{caja}}{228 \text{ cart}/\text{caja}}$$

$$\text{Peso}/\text{cartucho} = 0.1096 \text{ kilos}/\text{cartucho}$$

*Cantidad de explosivo = peso cartucho x total explosivos*

$$\text{Cantidad de explosivo} = 0.1096 \frac{\text{kilos}}{\text{cartucho}} \times 108 \frac{\text{cartuchos}}{\text{disparo}}$$

$$\text{Cantidad de explosivo EMULNOR 3000} = 11.84 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}}$$

Cantidad total de explosivo:

$$\text{Cantidad de explosivo} = 3.24 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}} + 11.84 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}}$$

$$\text{Cantidad de explosivo} = 15.08 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}}$$

Factor de carga:

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{Volumen}/\text{disparo}}$$

$$FC = \frac{15.08 \frac{\text{kilos}}{\text{disparo}}}{4.46 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}}}$$

$$FC = 3.38 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

Factor de potencia:

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{Tonelaje} / \text{disparo}}$$

$$FP = \frac{15.08 \frac{\text{kilos}}{\text{disparo}}}{12.7 \frac{\text{Ton}}{\text{disparo}}}$$

$$FP = 1.19 \frac{\text{kg}}{\text{Ton}}$$

#### 4.3.2.5. Desatado de rocas

Este proceso implica la utilización de barretillas de 4, 5 y 6 pies de longitud para el correcto desate de rocas de acuerdo con los PETS a implementar para este fin a fin de evitar posibles desprendimientos de rocas de las cajas de la labor.

#### 4.3.2.6. Sostenimiento

Previamente en los trabajos de la caracterización del macizo rocoso se evalúa y se puntúa la calidad de roca en cada avance de la labor, para ello se utiliza la cartilla geomecánica para conocer mediante el estudio geomecánico el tipo de sostenimiento más adecuado en cada segmento de la galería y cortada.

#### 4.3.2.7. Limpieza

Para el proceso de limpieza de las chimeneas y piques será mediante una pala neumática ubicado en la galería inferior donde caerá por gravedad todo el material roto, esta cargará de material rocoso a los carros mineros tipo U 35 accionados por una locomotora a batería, para luego salir estos carros a los echaderos previamente establecidos en un lugar para luego también formar con este material los respectivos rellenos de los tajeos a extraer.

#### 4.3.2.8. Ventilación

Se emplearán ventiladores eléctricos de 15,000 CFM de caudal para las chimeneas, en el caso de los piques tendrá una ventilación natural puesto que esta conectará a superficie, este ventilador estará instalado en superficie a través del crucero o cortadas realizadas.

#### 4.4. Plan de minado en labores de preparación

##### 4.4.1. Diseño y construcción del subnivel

##### 4.4.1.1. Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Para ello se tomó también como referencia el nivel 4425, lugar donde se proyecta realizar los tajeos, se obtuvieron los parámetros mostrados en la Tabla 34.

Tabla 34

*Caracterización geomecánica para la construcción del subnivel*

ÍTEM	DESCRIPCIÓN	PARÁMETRO
1	Tipo de litología	Andesita
2	Grado de alteración	A2 Roca medianamente alterada
3	Grado de resistencia	R4 Roca resistente (sc = 110 Mpa)
4	Grado de fracturamiento	Poca fracturación
5	RQD (% estimado)	0.72
6	RMR (clase/valor)	Clase II - BUENA/Valor 63
8	Tipo de roca	Roca dura
9	Alteraciones geotécnicas	No presenta visibles problemas lito estructurales

##### 4.4.1.2. Malla de perforación

La proyección de los subniveles a construir se irá realizando con el fin de interceptar niveles más avanzados para la óptima extracción del mineral del tajeo, para este fin se plantea la construcción con el siguiente diseño:

- Ancho de la labor: 0.9 metros
- Altura de la labor: 1.8 metros

Para la obtención del número de taladros idóneo aplicamos la siguiente fórmula:

$$N^{\circ} Tal = \left( \frac{P}{E} \right) + K * S$$

Donde:

- N° Tal: Numero de taladros
- P: Perímetro de la sección
- E: Espaciamiento (según tipo de roca)
- K: Factor voladura (según tipo de roca)
- S: Sección de la labor

Finalmente, para el cálculo del perímetro de la labor aplicamos la siguiente fórmula:

$$P = 4 * \sqrt{S}$$

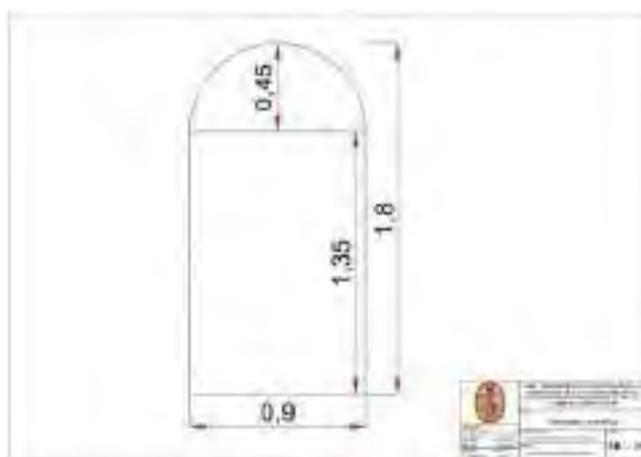
Donde:

- P: Perímetro de la sección
- S: Sección de la labor

Empezamos hallando las áreas de la labor en dos bloques como la figura 27.

Figura 27

*Geometría del subnivel*



Cálculo de la sección:

$$\text{Área 1} = \frac{\pi * r^2}{2}$$

$$A_1 = \frac{\pi * 0,45 \text{ m}^2}{2}$$

$$A_1 = 0,32 \text{ m}^2$$

$$\text{Área 2} = 0,9 \text{ m} * 1,35 \text{ m}$$

$$A_2 = 1,22 \text{ m}^2$$

$$\text{Sección} = 0,32 \text{ m}^2 + 1,22 \text{ m}^2$$

$$S = 1.53 m^2$$

Cálculo del perímetro:

$$P = 4 * \sqrt{1.53}$$

$$P = 4.95 \text{ metros}$$

Cálculo del número de taladros:

$$N^{\circ} \text{ Tal} = \frac{4.95}{0.4} + 2 * 1.53$$

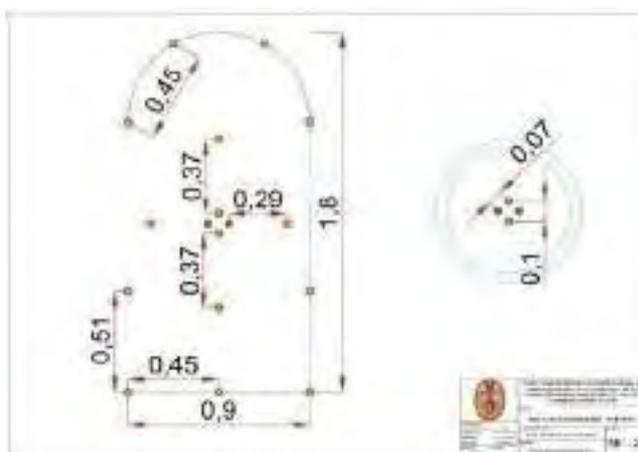
$$N^{\circ} \text{ Tal} = 15.43 \approx 15 \text{ taladros}$$

A este número de taladros agregaremos 2 taladros de alivio, para la correcta salida de los taladros de arranque:

$$N^{\circ} \text{ Tal} = 15 + 2 = 17 \text{ taladros}$$

Figura 28

*Malla de perforación del subnivel proyectado*



#### 4.4.1.3. Perforación y voladura

Para el proceso de perforación se utilizará al igual que en la construcción de las demás labores maquina perforadora Jack Legg RN S 83FX con juego de barrenos de 4 y 6 pies de longitud con broca convencional de 38 mm.

Para el proceso de voladura se proyecta utilizar los siguientes accesorios:

- EMULNOR 5000 1" x 8"
- EMULNOR 3000 1" x 8"
- Carmex
- Mecha de seguridad

Como se explica previamente, es fundamental la caracterización del macizo rocoso para el óptimo diseño de la malla de perforación, así como el explosivo a emplear pues está en función básicamente a la calidad de roca, en el caso del diseño de los subniveles es de mayor atención pues ya se está trabajando sobre veta y por tanto el uso del explosivo deberá de ser controlado para no dañar las cajas por lo que se empleará el EMULNOR 3000, y tan solo para el arranque y arrastre se empleará el EMULNOR 5000.

Para los cálculos volumen y tonelaje por disparo se considera una densidad del material de 2.85 Ton/m<sup>3</sup> y una eficiencia de perforación de 90 %.

Longitud de taladro:

$$L.T = \text{Longitud barreno} \times \text{Eficiencia de perforación}$$

$$L.T = 6 \text{ pies} \times 0.3048 \frac{\text{metro}}{\text{pies}} \times 94 \%$$

$$\mathbf{L.T = 1.719 \text{ metros}}$$

Avance por disparo:

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = \text{Longitud taladro} \times \text{Eficiencia de voladura}$$

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = 1.719 \text{ m} \times 90 \%$$

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = \mathbf{1.55 \text{ metros}}$$

Volumen por disparo:

$$\text{Volumen} = \text{Seccion} \times \text{avance}$$

$$V = m^2 \times 1.55 \frac{m}{\text{disparo}}$$

$$\mathbf{V = 2.37 \frac{m^3}{\text{disparo}}}$$

Tonelaje por disparo:

$$\text{Ton/disparo} = \text{Volumen} \times \text{densidad}$$

$$\text{Ton/disparo} = 2.37 \frac{m^3}{\text{disparo}} \times 2.85 \frac{\text{Ton}}{m^3}$$

$$\mathbf{Ton/disparo = 6.76 \frac{Ton}{disparo}}$$

Longitud de carga:

$$Longitud\ de\ carga = Perf.\ efectiva \times \frac{2}{3}$$

$$L\ C = 1.719\ m \times \frac{2}{3}$$

$$\mathbf{L\ C = 1.15\ metros}$$

Cantidad de cartuchos por taladro:

$$Longitud\ de\ cartucho = 8\ pulg = 0.2032\ m$$

$$N^{\circ}\ cartuchos/taladro = \frac{longitud\ de\ carga}{longitud\ de\ cartucho}$$

$$N^{\circ}\ cartuchos/taladro = \frac{1.146\ m}{0.2032\ m}$$

$$\mathbf{N^{\circ}\ cartuchos/taladro = 5.64 \approx 6\ cartuchos}$$

Por consiguiente, consideramos 1 cartucho adicional en los taladros de arranque por la potencia que necesita para la salida correcta del arranque de la malla de perforación; asimismo, se adiciona 1 cartucho en los taladros de arrastre, esto debido a tener un piso con una granulometría más fina para la correcta nivelación del ancho de la galería, en los demás taladros consideramos 6 taladros tal como nos muestra la fórmula de la cantidad de cartuchos por taladro, por lo que la disposición final de taladros en la malla de perforación será la que se muestra en la Figura 29.

Figura 29

*Distribución de explosivos del subnivel*



Tabla 35

*Número de taladros en malla de perforación - subniveles*

Ítem	Malla	N° taladros	Cantidad cartuchos/taladro		Total, EMULNOR 5000	Total, EMULNOR 3000	Total, explosivos
			EMULNOR 5000	EMULNOR 3000			
1	Alivios	2	0		0	0	0
2	Arranque	2	7		14	0	14
3	Ayuda	4		6	0	24	24
4	Hastiales	4		6	0	24	24
5	Corona	2		6	0	12	12
6	Arrastre	3	7		21	0	21
TOTAL		17			35	60	95

#### 4.4.1.4. Factor de carga y factor de potencia

Por consiguiente, los datos resultantes de la construcción de los subniveles serán:

Cantidad de explosivo EMULNOR 5000:

$$\text{Peso/cartucho} = \frac{25 \text{ kilos/caja}}{216 \text{ cart/caja}}$$

$$\text{Peso/cartucho} = 0.1157 \text{ kilos/cartucho}$$

$$\text{Cantidad de explosivo} = \text{peso cartucho} \times \text{total explosivos}$$

$$\text{Cantidad de explosivo} = 0.1157 \frac{\text{kilos}}{\text{cartucho}} \times 35 \frac{\text{cartuchos}}{\text{disparo}}$$

$$\text{Cantidad de explosivo EMULNOR 5000} = 4.05 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}}$$

Cantidad de explosivo EMULNOR 3000:

$$\text{Peso}/\text{cartucho} = \frac{25 \text{ kilos}/\text{caja}}{228 \text{ cart}/\text{caja}}$$

$$\text{Peso}/\text{cartucho} = 0.1096 \text{ kilos}/\text{cartucho}$$

*Cantidad de explosivo = peso cartucho x total explosivos*

$$\text{Cantidad de explosivo} = 0.1096 \frac{\text{kilos}}{\text{cartucho}} \times 60 \frac{\text{cartuchos}}{\text{disparo}}$$

$$\text{Cantidad de explosivo EMULNOR 3000} = 6.58 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}}$$

Cantidad total de explosivo:

$$\text{Cantidad de explosivo} = 4.05 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}} + 6.58 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}}$$

$$\text{Cantidad de explosivo} = 10.63 \frac{\text{kg}}{\text{disparo}}$$

Factor de carga:

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{Volumen}/\text{disparo}}$$

$$FC = \frac{10.63 \frac{\text{kilos}}{\text{disparo}}}{2.37 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}}}$$

$$FC = 4.48 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

Factor de potencia:

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{Tonelaje}/\text{disparo}}$$

$$FP = \frac{10.63 \frac{\text{kilos}}{\text{disparo}}}{6.76 \frac{\text{Ton}}{\text{disparo}}}$$

$$FP = 1.57 \frac{\text{kg}}{\text{Ton}}$$

#### 4.4.1.5. Desatado de rocas

Este proceso implica la utilización de barretillas de 4, 5 y 6 pies de longitud para el correcto desate de rocas de acuerdo con los PETS a implementar para este fin a fin de evitar posibles desprendimientos de rocas de las cajas de la labor.

#### 4.4.1.6. Sostenimiento

Previamente en los trabajos de la caracterización del macizo rocoso se evalúa y se puntúa la calidad de roca en cada avance de la labor, para ello se utiliza la cartilla geomecánica para conocer mediante el estudio geomecánico el tipo de sostenimiento más adecuado en cada segmento del subnivel en construcción.

#### 4.4.1.7. Limpieza

Para el proceso de limpieza se proyecta la utilización de carretillas (buggies) y lampas, las cuales dispondrán el material o mineral en los buzones, el cual posteriormente evacuara el material a los carros mineros.

#### 4.4.1.8. Ventilación

Se emplearán ventiladores eléctricos de 15,000 CFM para los subniveles, esto debido a las profundidades de estos, este caudal será suficiente para el correcto suministro de aire fresco en las distintas labores, dichos ventiladores estarán instalados en superficie a través del crucero o cortadas realizadas.

### 4.4.2. *Diseño y construcción de tajeos*

#### 4.4.2.1. Caracterización geomecánica del macizo rocoso

Se toma como referencia el Nivel 4475, que es el nivel donde se dará comienzo al tajo 1125, donde se obtuvieron los parámetros mostrados en la Tabla 36.

#### *Tabla 36*

#### *Caracterización geomecánica para el diseño de tajeos*

ÍTEM	DESCRIPCIÓN	PARÁMETRO
1	Tipo de litología	Andesita
2	Grado de alteración	A2 Roca medianamente alterada
3	Grado de resistencia	R4 Roca resistente (sc = 110 Mpa)
4	Grado de fracturamiento	Poca fracturación
5	RQD (% estimado)	0.72
6	RMR (clase/valor)	Clase II - BUENA/Valor 63
8	Tipo de roca	Roca dura
9	Alteraciones geotécnicas	No presenta visibles problemas lito estructurales

Figura 30

Sub variante - Circado de veta



#### 4.4.2.2. Malla de perforación

Se realizará la producción mediante 2 tajeos simultáneamente, uno al este y el otro a oeste, las cuales iniciaran en el nivel 4475, los cuales iniciaran a partir de la construcción del subnivel de sección 3' x 6' construida sobre un puente de 2.5 metros.

Cálculo de Burden:

Para este propósito utilizaremos el modelo matemático de Ash modificado, el cual nos da la siguiente formula:

$$Kb = 12 x \frac{B}{De}$$

Despejando obtendríamos el burden expresado en pies:

$$B = 12 x \frac{De}{Kb}$$

Donde:

- B: Burden (pies)
- Kb: Factor utilizado de tablas en función del tipo de roca y tipo de explosivo
- De: Diámetro de la carga explosiva (pulgadas)

Tabla 37

*Factor por tipo de roca y explosivo*

Ítem	Tipo de roca y explosivo	Factor
1	Explosivos de alta densidad (1.6 gr/cm <sup>3</sup> ) - Roca de baja densidad (2.2 gr/cm <sup>3</sup> )	20
2	Explosivos de alta densidad (1.6 gr/cm <sup>3</sup> ) - Roca de densidad media (2.7 gr/cm <sup>3</sup> )	17
3	Explosivos de densidad media (1.2 gr/cm <sup>3</sup> ) - Roca de densidad media (2.7 gr/cm <sup>3</sup> )	15
4	Explosivos de baja densidad (0.8 gr/cm <sup>3</sup> ) - Roca de alta densidad (3.2 gr/cm <sup>3</sup> )	10

Pero para efectos de hacer intervenir los parámetros físicos de la roca y del explosivo para así comparar una roca estándar con la roca a ser disparada, así como la comparación de un explosivo de uso estándar con el explosivo real a ser utilizado, Ash planteo la siguiente fórmula modificada para el cálculo del Burden:

$$B = Kb \times \frac{De}{12} \times \left( \frac{dr_1}{dr_2} \right)^{1/3} \times \left( \frac{SG_2 \times Ve_2^2}{SG_1 \times Ve_1^2} \right)^{1/3}$$

Donde:

- Kb: Factor
- De: Diámetro de la carga explosiva
- $dr_1$ : Densidad de la roca (TM/m<sup>3</sup>)
- $dr_2$ : Densidad de la roca al ser disparada (TM/m<sup>3</sup>)
- $SG_1$ : Gravedad específica de la mezcla explosiva (estándar)
- $SG_2$ : Gravedad específica de la mezcla específica a ser usada
- $Ve_1$ : Velocidad de detonación de la mezcla explosiva estándar
- $Ve_2$ : Velocidad de detonación de la mezcla explosiva a usar

Por consiguiente, reemplazando valores en la fórmula:

$$Burden = 15 \times \frac{1.496}{12} \times \left(\frac{2.8}{3.0}\right)^{1/3} \times \left(\frac{1.14 \times 4400^2}{1.12 \times 4200^2}\right)^{1/3}$$

$$B = 1.89 \text{ pies}$$

$$\mathbf{Burden = 0.57 \text{ metros} \cong 0.50 \text{ m}}$$

Cálculo de Espaciamiento:

Utilizaremos el modelo matemático de Ash modificado, el cual nos da la siguiente formula:

$$S = Ks \times B$$

Donde:

- Ks: Relación de espaciamiento
- S: Espaciamiento (pies)
- B: Burden

Tabla 38

*Factor Ks par retardos en tiempo*

Ítem	Retardo en tiempo	Ks
1	Intervalos grandes	1.00
2	Intervalos cortos	1.2 - 1.8
3	Iniciados simultáneamente	2.00

Por consiguiente, reemplazando valores en la formula:

$$S = 1.00 \times 0.5$$

$$\mathbf{S = 0.50 \text{ m}}$$

A este valor obtenido reduciremos un 5 cm, puesto que el ancho promedio de la veta en estudio es de 0.45, por lo que el espaciamiento quedaría en el valor de 0.45 m.

Por consiguiente, tendríamos una malla mediante trazo alternado, puesto que se volará en dos etapas, una la parte mineral y otra la parte estéril, esto con el fin de minimizar todo lo posible la dilución del mineral, entonces nuestra malla será la siguiente:

- B x S: 0.5 x 0.45

Figura 31

*Malla de perforación ore - waste*



Cálculo del número de taladros:

De la figura se observa que la cantidad de taladros por corte de la parte estéril es de 18 y de la parte mineral es de 9:

$$\mathbf{N^{\circ} \text{ Taladros roca estéril} / \text{corte} = 18}$$

$$\mathbf{N^{\circ} \text{ Taladros mineral} / \text{corte} = 9}$$

Estos cálculos de burden y espaciamiento son referenciales, puesto que en cada tramo de la explotación la calidad del macizo rocoso puede variar, así como la potencia de la veta puesto que como se explicó varía entre 0.30 metros a 0.60 metros, por lo que el burden y espaciamiento en la malla de perforación tendrá variaciones, resultando así por ejemplo el espaciamiento será mayor en las zonas de roca muy incompetente como lo suelen ser los panizos, y lo contrario en zonas de roca competente.

#### 4.4.2.3. Perforación y voladura

El proceso de perforación se realizará a partir del techo del techo del subnivel previamente ejecutado con taladros cuya inclinación serán de 80° con dirección a la cara libre, para ello se emplearán máquinas perforadoras Jack Legg RNP S 83X con barrenos de 5 pies de longitud con broca convencional de 38 mm.

El proceso de voladura se realizará en dos etapas, la primera arrancando la parte estéril que servirá como piso de relleno para luego realizar la voladura netamente en el mineral, esto se hace debido al ancho de veta en estudio que es de 45 centímetros, a este tipo

de sub-método de explotación se le llama circado, el cual consiste en realizar la voladura de una manera muy selectiva, esto con el fin de reducir en el máximo posible la dilución del mineral.

El proceso de perforación se realizará en una longitud de 9 metros lineales con un ancho de minado mínimo de 0.90 metros, el cual nos dará suficiente espacio para la correcta y cómoda maniobrabilidad del perforista y su máquina.

Para el proceso de voladura se proyecta utilizar los siguientes accesorios:

- EMULNOR 3000 1" x 8"
- Carmex
- Mecha de seguridad

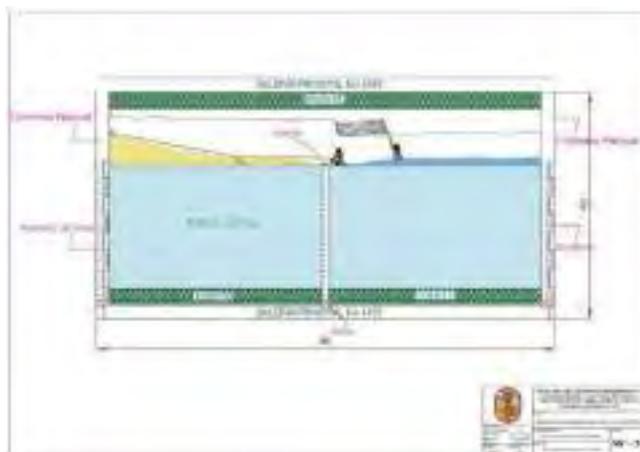
El uso del EMULNOR 3000 se realiza con el fin de realizar una voladura controlada para que de esta manera no se dañen las cajas y tener un ambiente más seguro en la explotación.

Asimismo, como en la construcción de las labores de preparación y desarrollo, es fundamental la caracterización del macizo rocoso para el óptimo diseño de la malla de perforación, así como el explosivo a emplear pues está en función básicamente a la calidad de roca.

Para los cálculos volumen y tonelaje por disparo se considera una densidad del material de 2.8 Ton/m<sup>3</sup> y una eficiencia de perforación del 94 %.

Figura 32

Método de extracción corte y relleno ascendente



PRIMERA VOLADURA – ROCA ESTÉRIL

Longitud de taladro:

$$L.T = \text{Longitud barreno} \times \text{Eficiencia de perforación}$$

$$L.T = 5 \text{ pies} \times 0.3048 \frac{\text{metros}}{\text{pies}} \times 94 \%$$

$$\mathbf{L.T = 1.432 \text{ metros}}$$

Avance por disparo:

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = \text{Longitud taladro} \times \text{Eficiencia de voladura}$$

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = 1.432 \text{ m} \times 90 \%$$

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = \mathbf{1.289 \text{ metros}}$$

Volumen por rebanada:

$$V = 37\text{m} \times 0.45\text{m} \times 1.29 \frac{\text{m}}{\text{disparo}}$$

$$\mathbf{V = 21.48 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}}}$$

Volumen por corte:

$$V = 9\text{m} \times 0.45\text{m} \times 1.29 \frac{\text{m}}{\text{disparo}}$$

$$V = 5.22 \frac{m^3}{\text{corte}}$$

Tonelaje por rebanada:

$$\text{Ton/rebanada} = \text{Volumen} \times \text{densidad}$$

$$\text{Ton/rebanada} = 21.48 \frac{m^3}{\text{disparo}} \times 2.8 \frac{\text{Ton}}{m^3}$$

$$\text{Ton/rebanada} = 60.14 \frac{\text{Ton}}{\text{rebanada}}$$

Tonelaje por corte:

$$\text{Ton/corte} = \text{Volumen} \times \text{densidad}$$

$$\text{Ton/corte} = 5.22 \frac{m^3}{\text{disparo}} \times 2.8 \frac{\text{Ton}}{m^3}$$

$$\text{Ton/corte} = 14.62 \frac{\text{Ton}}{\text{corte}}$$

Por consiguiente, el número de cortes por rebanada en una franja horizontal será:

$$\text{N}^\circ \text{ Cortes/rebanada} = \frac{60.14 \frac{\text{Ton}}{\text{rebanada}}}{14.62 \frac{\text{Ton}}{\text{corte}}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Cortes/rebanada} = 4.1 = 4 \frac{\text{cortes}}{\text{rebanada}}$$

Longitud de carga:

$$\text{Longitud de carga} = \text{Perf. efectiva} \times \frac{2}{3}$$

$$L C = 1.432 \text{ metros} \times \frac{2}{3}$$

$$L C = 0.955 \text{ metros}$$

Cantidad de cartuchos por taladro:

$$\text{Longitud de cartucho} = 8 \text{ pulg} = 0.2032 \text{ m}$$

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos/taladro} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud de cartucho}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos/taladro} = \frac{0.955 \text{ m}}{0.2032 \text{ m}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ cartuchos/taladro} = 4.698 \approx 5 \text{ cartuchos}$$

Entonces, la longitud de carga real será: **0.2032 m x 5 cartuchos = 1.02 mt.**

Como se mencionó anteriormente, se realizará una voladura controlada, por lo cual se empleará explosivo EMULNOR 3000, con el fin de no tener sobre rotura y así no dañar las cajas adyacentes.

Figura 33

*Malla de perforación en roca estéril*

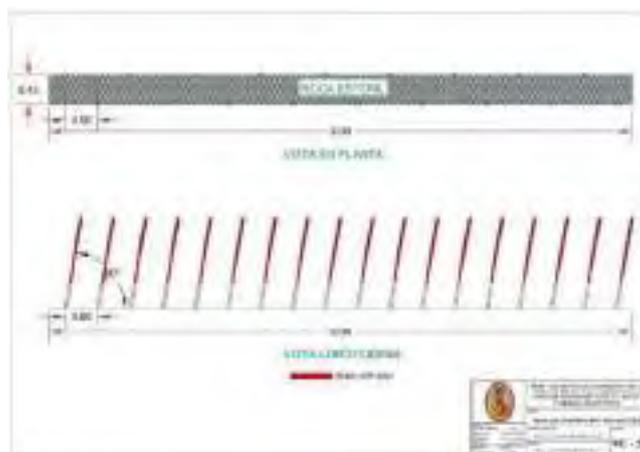


Tabla 39

*Cantidad de explosivos en roca estéril*

Ítem	Malla	N° taladros	Cantidad cartuchos/taladro Emulnor 3000	Total, Emulnor 3000	Total, explosivos
1	0.5 x 0.45	18	5	90	90
TOTAL		18		90	90

## SEGUNDA VOLADURA – MINERAL

Longitud de taladro:

$$L.T = \text{Longitud barreno} \times \text{Eficiencia de perforación}$$

$$L.T = 5 \text{ pies} \times 0.3048 \frac{\text{metros}}{\text{pies}} \times 94 \%$$

$$L.T = 1.432 \text{ metros}$$

Avance por disparo:

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = \text{Longitud taladro} \times \text{Eficiencia de voladura}$$

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = 1.432 \text{ m} \times 90 \%$$

$$\frac{\text{Avance}}{\text{disparo}} = \mathbf{1.289 \text{ metros}}$$

Volumen por rebanada:

$$V = 37\text{m} \times 0.45\text{m} \times 1.29 \frac{\text{m}}{\text{disparo}}$$

$$\mathbf{V = 21.48 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}}}$$

Volumen por corte:

$$V = 9\text{m} \times 0.45\text{m} \times 1.29 \frac{\text{m}}{\text{disparo}}$$

$$\mathbf{V = 5.22 \frac{\text{m}^3}{\text{corte}}}$$

Tonelaje por rebanada:

$$\text{Ton/rebanada} = \text{Volumen} \times \text{densidad}$$

$$\text{Ton/rebanada} = 21.48 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}} \times 2.8 \frac{\text{Ton}}{\text{m}^3}$$

$$\mathbf{\text{Ton/rebanada} = 60.14 \frac{\text{Ton}}{\text{rebanada}}}$$

Tonelaje por corte:

$$\text{Ton/corte} = \text{Volumen} \times \text{densidad}$$

$$\text{Ton/corte} = 5.22 \frac{\text{m}^3}{\text{disparo}} \times 2.8 \frac{\text{Ton}}{\text{m}^3}$$

$$\mathbf{\text{Ton/corte} = 14.62 \frac{\text{Ton}}{\text{corte}}}$$

Longitud de carga:

$$\text{Longitud de carga} = \text{Perf. efectiva} \times \frac{2}{3}$$

$$L C = 1.432 \text{ metros} \times \frac{2}{3}$$

$$\mathbf{L C = 0.955 \text{ metros}}$$

Cantidad de cartuchos por taladro:

$$\text{Longitud de cartucho} = 8 \text{ pulg} = 0.2032 \text{ m}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/taladro} = \frac{\text{longitud de carga}}{\text{longitud de cartucho}}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/taladro} = \frac{0.955 \text{ m}}{0.2032 \text{ m}}$$

$$N^{\circ} \text{ cartuchos/taladro} = 4.698 \approx 5 \text{ cartuchos}$$

Entonces, la longitud de carga real será: **0.2032 m x 5 cartuchos = 1.02 mt.**

Al igual que la voladura en roca estéril también en el mineral se realizará una voladura controlada, por lo cual se empleará explosivo EMULNOR 3000, con el fin de no tener sobre rotura y así no dañar las cajas adyacentes al mineral.

Figura 34

*Malla de perforación en mineral*



Tabla 40

*Cantidad de explosivos en mineral*

Ítem	Malla	N° taladros	Cantidad cartuchos/taladro Emulnor 3000	Total, Emulnor 3000	Total, explosivos
1	0.5 x 0.45	9	5	45	45
TOTAL		9		45	45

#### 4.4.2.4. Factor de carga y factor de potencia

PRIMERA VOLADURA – ROCA ESTÉRIL

Cantidad de explosivo:

$$\text{Peso}/\text{cartucho} = \frac{25 \text{ kilos}/\text{caja}}{228 \text{ cart}/\text{caja}}$$

$$\text{Peso}/\text{cartucho} = 0.1096 \text{ kilos}/\text{cartucho}$$

*Cantidad de explosivo = peso cartucho x total explosivos*

$$\text{Cantidad de explosivo} = 0.1096 \frac{\text{kilos}}{\text{cartucho}} \times 90 \frac{\text{cartuchos}}{\text{corte}}$$

$$\text{Cantidad de explosivo} = 9.864 \frac{\text{kg}}{\text{corte}}$$

Factor de carga:

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{Volumen}/\text{disparo}}$$

$$FC = \frac{9.864 \frac{\text{kilos}}{\text{corte}}}{5.22 \frac{\text{m}^3}{\text{corte}}}$$

$$FC = 1.89 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

Factor de potencia:

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{Tonelaje}/\text{disparo}}$$

$$FP = \frac{9.864 \frac{\text{kilos}}{\text{corte}}}{14.62 \frac{\text{Ton}}{\text{corte}}}$$

$$FP = 0.67 \frac{\text{kg}}{\text{Ton}}$$

SEGUNDA VOLADURA – MINERAL

Cantidad de explosivo:

$$\text{Peso}/\text{cartucho} = \frac{25 \text{ kilos}/\text{caja}}{228 \text{ cart}/\text{caja}}$$

$$\text{Peso}/\text{cartucho} = 0.1096 \text{ kilos}/\text{cartucho}$$

*Cantidad de explosivo = peso cartucho x total explosivos*

$$\text{Cantidad de explosivo} = 0.1096 \frac{\text{kilos}}{\text{cartucho}} \times 45 \frac{\text{cartuchos}}{\text{corte}}$$

$$\text{Cantidad de explosivo} = 4.932 \frac{\text{kg}}{\text{corte}}$$

Factor de carga:

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{Volumen} / \text{disparo}}$$

$$FC = \frac{4.932 \frac{\text{kilos}}{\text{corte}}}{5.22 \frac{\text{m}^3}{\text{corte}}}$$

$$FC = 2.61 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$$

Factor de potencia:

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{Tonelaje} / \text{disparo}}$$

$$FP = \frac{4.932 \frac{\text{kilos}}{\text{corte}}}{14.62 \frac{\text{Ton}}{\text{corte}}}$$

$$FP = 0.34 \frac{\text{kg}}{\text{Ton}}$$

#### 4.4.2.5. Desatado de rocas

Este proceso implica la utilización de barretillas de 4 y 5 pies de longitud para el correcto desate de rocas de acuerdo con los PETS implementados para este fin para evitar posibles desprendimientos de rocas de las cajas del tajeo.

#### 4.4.2.6. Sostenimiento

Previamente en los trabajos de la caracterización del macizo rocoso se evalúa y se puntúa la calidad de roca en el tajo respectivo, para ello se utiliza la cartilla geomecánica para conocer mediante el estudio geomecánico el tipo de sostenimiento más adecuado, en el caso del tajeo generalmente se utiliza puntales de seguridad acomodados en una patilla de 2 o 3 pulgadas de longitud mínima, así como con una plantilla de tabla sostenida en la caja techo para la correcta adherencia del puntal.

#### 4.4.2.7. Limpieza y acarreo

Se planifica trabajar en dos frentes de trabajo, para así inicialmente extraer el tajeo 1175 en sus dos frentes que vendrían a ser el Tj 1175W y el Tj 1175E, por lo que la producción aproximada diaria sería de 28 TM, para ello el mineral producto de la voladura del tajo se vaciarán en los buzones o coladeros de mineral, este trabajo se realizara inicialmente de manera manual con el uso de lampas en las cuales el mineral será cargado a una carretilla (buggie) la cual vaciará el mineral en el buzón respectivo; asimismo, se planifica también trabajar con winches eléctricos de 15 HP mediante un rastrillo de avance para lograr una mayor eficiencia y reducir los costos y tiempos de limpieza en el tajo.

Es importante mencionar que al realizar una limpieza de forma manual es posible realizar una mayor selectividad del mineral que pudiera mezclarse con material estéril, esto debido que manualmente se escoge fragmentos de veta pura y desechar la parte estéril, por los que así obtendríamos una mayor recuperación del mineral, este proceso en minería pequeña y artesanal es llamado pallaqueo, el cual consiste en la selección de material de material manual.

Luego de este procedimiento el mineral será vaciado en los carros mineros ubicados en la galería correspondiente mediante las tolvas, en los cuales se cargarán los carros mineros en un principio con carros Z-20, para luego implementar con locomotoras a batería con carros U-35 los cuales poseen una mayor capacidad de carga y mayor eficiencia de traslado de material, estos carritos trasladarán el mineral hasta superficie los echaderos construidos en superficie.

Figura 35

Ruta de acarreo



Parámetros de limpieza y extracción:

- Tonelaje de mineral roto por guardia (2 frentes): 28 Ton
- Volumen de mineral roto por guardia (2 frentes): 10.44  $m^3$
- Numero de guardias por día: 1
- Peso específico del mineral in situ: 2.8  $Ton/m^3$
- Peso específico del mineral roto: 2.2  $Ton/m^3$
- Distancia promedio de transporte: 170 metros
- Trabajadores para limpieza: 3
- Trabajadores para acarreo: 2

Tiempos de trabajo:

- Almuerzo: 1 hora
- Sostenimiento: 1 hora
- Desatado: 0.5 horas
- Proceso de pallaqueo y otros: 0.5 horas
- Total, tiempos: 3 horas
- Total, tiempo efectivo de trabajo: 9 horas

Tabla 41

*Capacidad del carro minero*

Ítem	Descripción	Capacidad	
		Pies cúbicos	Metros cúbicos
1	Z-20	20.00	0.58
2	U-35	35.00	1.00

Numero de carros por guardia (Z-20):

$$N^{\circ} \text{ carritos} / \text{guardia} = \frac{\text{Volumen mineral} / \text{guardia}}{\text{Capacidad carro minero}}$$

$$N^{\circ} \text{ carritos} / \text{guardia} = \frac{10.44 \frac{m^3}{\text{guardia}}}{0.58 \frac{m^3}{\text{carro}}}$$

$$N^{\circ} \text{ carritos} / \text{guardia} = 18 \text{ carritos}$$

Numero de carros por guardia (U-35):

$$N^{\circ} \text{ carritos} / \text{guardia} = \frac{\text{Volumen mineral} / \text{guardia}}{\text{Capacidad carro minero}}$$

$$N^{\circ} \text{ carritos} / \text{guardia} = \frac{10.44 \frac{m^3}{\text{guardia}}}{1.00 \frac{m^3}{\text{carro}}}$$

$$N^{\circ} \text{ carritos} / \text{guardia} = 10.44 = 11 \text{ carritos}$$

Tiempos por ciclos de extracción:

- Tiempo de carguío: 6 minutos
- Tiempo de ida: 9 minutos
- Tiempo de descarga: 3 minutos
- Tiempo de vuelta: 6 minutos
- Imprevistos (cambios y otros): 3 minutos
- Total, tiempo de extracción: 27 minutos

Numero de viajes por guardia:

$$N^{\circ} \text{ viajes} / \text{guardia} = \frac{Te \times Dm \times Fu}{Ttc}$$

Donde:

- Te: Tiempo efectivo
- Dm: Disponibilidad mecánica
- Fu: Factor de utilización
- Ttc: Total tiempo de extracción

Para efectos de cálculos consideraremos una disponibilidad mecánica del 90 % y un factor de utilización también del 90 %. Por consiguiente, tendríamos la siguiente fórmula:

$$N^{\circ} \text{ viajes} / \text{guardia} = \frac{\left( 9 \frac{\text{horas}}{\text{guardia}} \times 60 \frac{\text{minutos}}{\text{hora}} \right) \times 0.9 \times 0.9}{27 \frac{\text{minutos}}{\text{viaje}}}$$

$$N^{\circ} \text{ viajes} / \text{guardia} = 16.2 = 16 \frac{\text{viajes}}{\text{guardia}}$$

Capacidad ideal del carro minero:

$$\text{Capacidad carro} = \frac{\left( \frac{\text{Ton mineral}}{\text{guardia}} \right)}{\frac{N^{\circ} \text{ viajes}}{\text{guardia}}} \div P. e \text{ mineral roto}$$

$$\text{Capacidad carro} = \frac{\left( \frac{28 \frac{\text{Ton}}{\text{guardia}}}{16 \frac{\text{viajes}}{\text{guardia}}} \right)}{2.2 \frac{\text{Ton}}{\text{m}^3}}$$

$$\text{Capacidad carro} = 0.79 \frac{\text{m}^3}{\text{carro minero}}$$

De acuerdo con este análisis podemos concluir que se necesita carros mineros cuya capacidad mínima sea igual o mayor a  $0.79 \text{ m}^3$ , por lo que preferentemente se deberán emplear carros mineros U-35, cuya capacidad es de  $1.00 \text{ m}^3$ .

#### 4.4.2.8. Ventilación

Se emplearán ventiladores eléctricos de 15,000 CFM de capacidad de caudal, puesto que las distancias a ventilar son mayores que las galerías o labores desarrollo, por lo tanto, se necesita ventiladores de mayor capacidad.

#### 4.4.2.9. Relleno del tajo

Para este propósito el material de relleno provendrá en gran cantidad de la voladura en el tajo de la parte estéril ya mostrada anteriormente en la respectiva malla de perforación, esto debido a que el tipo de voladura es del tipo circado, en el cual se realiza una primera voladura de la caja piso de la parte estéril del mineral, para luego realizar una segunda voladura netamente de mineral.

El relleno restante para el tajo provendrá de las labores de desarrollo y preparación previamente ejecutadas.

Es así que de esta manera una parte de este material se utilizará en la construcción de los buzones (llamado también picado) con el respectivo enrejado con tablas de madera, mientras que la otra parte será utilizado en el pampillado del piso del tajo, seguidamente de colocan las parrillas en los buzones con la colocación de pequeños puntales a fin de que las partículas de mineral sean entre 2 a 4 pulgadas como máximo de diámetro, este ciclo de proceso se realiza hasta obtener como mínimo una distancia de 2 metros entre el piso de relleno y el techo de la siguiente sección a volar.

#### 4.5. Tiempo de vida del proyecto

Para este apartado tomamos en cuenta las reservas estudiadas que se tiene en el yacimiento, así como la producción diaria que se estima extraer.

➤  $V = 14,400 \text{ m}^3$

➤  $RME = 40,320 \text{ TM}$

Tiempo de vida de la mina:

$$\text{Tiempo vida mina} = \frac{RME}{\text{Capacidad mina}}$$

$$Tiempo\ vida\ mina = \frac{40,320\ Ton}{28 \frac{Ton}{día} \times 25 \frac{días}{mes} \times 12 \frac{meses}{año}}$$

$$Tiempo\ vida\ mina = 4.8\ años$$

#### 4.6. Metrados proyectados a desarrollar para la extracción de la Veta Española

Mediante los estudios de ingeniería realizados es posible planificar las diversas labores de desarrollo, preparación y posterior explotación de las reservas minerales presentes en el yacimiento minero en estudio, para lo cual de acuerdo con el planeamiento de mina propuesto y los planos realizados se tiene la Tabla 42 de metrados de labores a ejecutar para la óptima extracción de mineral.

Tabla 42

##### *Metrados programados de labores*

Ítem	Descripción labor	Metrado programado	Unidad
1	Cortada	240	Metros
2	Galería	1,200	Metros
3	Chimenea	460	Metros
4	Pique	80	Metros
5	Subnivel	1,200	Metros
6	Tajo	40,320	Toneladas

#### 4.7. Tiempo estimado de construcción de las labores

##### *4.7.1. Tiempo estimado de construcción de las cortadas*

Se proyecta la construcción de tres cortadas en tres niveles distintos, para de esta manera completar los 240 metros de cortada programados.

Avance de construcción de cortada por mes

$$\frac{avance}{mes} = 1.55 \frac{metros}{disparo} \times 2 \frac{disparos}{día} \times 25 \frac{días}{mes}$$

$$\frac{avance}{mes} = 77.5 \frac{metros}{mes}$$

Tiempo de construcción de las cortadas

$$\frac{N^\circ\ dias\ construccion}{cortada} = \frac{240 \frac{metros}{cortada}}{77.5 \frac{metros}{mes}}$$

$$\frac{\mathbf{N^\circ \text{ dias construccion}}}{\mathbf{cortada}} = \mathbf{3.1 \frac{meses}{cortada}}$$

$$\frac{\mathbf{N^\circ \text{ dias construccion}}}{\mathbf{cortada}} = \mathbf{3 \text{ meses y 3 días}}$$

#### 4.7.2. Tiempo estimado de construcción de las galerías

Se proyecta la construcción de galerías en tres niveles distintos, programándose de esta manera 1,200 metros de galerías.

Avance de construcción de galería por mes

$$\frac{\mathbf{avance}}{\mathbf{mes}} = 1.55 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{disparo}} \times 2 \frac{\mathbf{disparos}}{\mathbf{día}} \times 25 \frac{\mathbf{días}}{\mathbf{mes}}$$

$$\frac{\mathbf{avance}}{\mathbf{mes}} = 77.5 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{mes}}$$

Tiempo de construcción de las galerías

$$\frac{\mathbf{N^\circ \text{ dias construccion}}}{\mathbf{galería}} = \frac{1,200 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{galería}}}{77.5 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{mes}}}$$

$$\frac{\mathbf{N^\circ \text{ dias construccion}}}{\mathbf{galería}} = \mathbf{15.48 \frac{meses}{galería}}$$

$$\frac{\mathbf{N^\circ \text{ dias construccion}}}{\mathbf{galería}} = \mathbf{15 \text{ meses y 12 días}}$$

#### 4.7.3. Tiempo estimado de construcción de las chimeneas

Se proyecta la construcción de chimeneas que delimitaran los tajos proyectados, programándose de esta manera 460 metros de chimeneas.

Avance de construcción de chimenea por mes

$$\frac{\mathbf{avance}}{\mathbf{mes}} = 1.55 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{disparo}} \times 2 \frac{\mathbf{disparos}}{\mathbf{día}} \times 25 \frac{\mathbf{días}}{\mathbf{mes}}$$

$$\frac{\mathbf{avance}}{\mathbf{mes}} = 77.5 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{mes}}$$

Tiempo de construcción de las chimeneas

$$\frac{\mathbf{N^\circ \text{ dias construccion}}}{\mathbf{chimena}} = \frac{460 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{chimenea}}}{77.5 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{mes}}}$$

$$\frac{\mathbf{N^\circ \text{ dias construccion}}}{\mathbf{chimenea}} = 5.93 \frac{\mathbf{meses}}{\mathbf{chimenea}}$$

$$\frac{\mathbf{N^\circ \text{ dias construccion}}}{\mathbf{chimenea}} = \mathbf{5 \text{ meses y 23 días}}$$

#### 4.7.4. Tiempo estimado de construcción de los piques

Se proyecta la construcción de piques de ventilación que conecten las galerías a superficie, para ello se proyecta la construcción de 4 piques que unirán el nivel 4425 con superficie.

Avance de construcción del pique por mes

$$\frac{\mathbf{avance}}{\mathbf{mes}} = 1.55 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{disparo}} \times 2 \frac{\mathbf{disparos}}{\mathbf{día}} \times 25 \frac{\mathbf{días}}{\mathbf{mes}}$$

$$\frac{\mathbf{avance}}{\mathbf{mes}} = 77.5 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{mes}}$$

Tiempo de construcción de los piques

$$\frac{\mathbf{N^\circ \text{ dias construccion}}}{\mathbf{pique}} = \frac{80 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{pique}}}{77.5 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{mes}}}$$

$$\frac{\mathbf{N^\circ \text{ dias construccion}}}{\mathbf{pique}} = 1.03 \frac{\mathbf{meses}}{\mathbf{pique}}$$

$$\frac{\mathbf{N^\circ \text{ dias construccion}}}{\mathbf{pique}} = \mathbf{1 \text{ mes y 1 día}}$$

#### 4.7.5. Tiempo estimado de construcción de los subniveles

Se proyecta la construcción de subniveles que son las labores que nos darán el piso necesario para la óptima extracción del mineral en la Veta Española, programándose de esta manera 1,200 metros de subniveles.

Avance de construcción de chimenea por mes

$$\frac{\mathbf{avance}}{\mathbf{mes}} = 1.55 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{disparo}} \times 2 \frac{\mathbf{disparos}}{\mathbf{día}} \times 25 \frac{\mathbf{días}}{\mathbf{mes}}$$

$$\frac{\mathbf{avance}}{\mathbf{mes}} = 77.5 \frac{\mathbf{metros}}{\mathbf{mes}}$$

Tiempo de construcción de las chimeneas

$$\frac{N^{\circ} \text{ dias construccion}}{\text{subnivel}} = \frac{1,200 \frac{\text{metros}}{\text{subnivel}}}{77.5 \frac{\text{metros}}{\text{mes}}}$$

$$\frac{N^{\circ} \text{ dias construccion}}{\text{subnivel}} = 15.48 \frac{\text{meses}}{\text{subnivel}}$$

$$\frac{N^{\circ} \text{ dias construccion}}{\text{subnivel}} = 15 \text{ meses y } 12 \text{ días}$$

#### 4.7.6. Tiempo estimado de extracción en los tajos

Se proyecta la extracción de 10 blocks de mineral en total, cada block constituido de 80 metros de longitud separadas por una chimenea-buzón y 40 metros de altura, en las cuales se ira extrayendo el mineral en forma secuencial, comenzando del tajo 1175 en su dos sub-tajos Este y Oeste.

Avance de construcción de tajo por mes

$$\frac{\text{avance}}{\text{mes}} = 14.62 \frac{\text{Ton}}{\text{frente}} \times 1 \frac{\text{corte}}{\text{día}} \times 2 \frac{\text{frentes}}{\text{corte}} \times 25 \frac{\text{días}}{\text{mes}}$$

$$\frac{\text{avance}}{\text{mes}} = 731 \frac{\text{Ton}}{\text{mes}}$$

Tiempo de construcción de los tajos

$$\frac{N^{\circ} \text{ dias construccion}}{\text{tajo}} = \frac{35,280 \frac{\text{Ton}}{\text{tajo}}}{731 \frac{\text{Ton}}{\text{mes}}}$$

$$\frac{N^{\circ} \text{ dias construccion}}{\text{tajo}} = 47.88 \frac{\text{meses}}{\text{tajo}} \times \frac{1 \text{ año}}{12 \text{ meses}} = 4.02 \frac{\text{años}}{\text{tajo}}$$

$$\frac{N^{\circ} \text{ dias construccion}}{\text{tajo}} = 4 \text{ años, } 0 \text{ meses}$$

#### 4.8. Insumos, herramientas y equipos requeridos para la construcción de las labores

En este apartado se describen cualitativa y cuantitativamente los diversos insumos, herramientas y equipos necesarios para la puesta en marcha del proyecto en mención, para ello se describen por cada tipo de labor los accesorios requeridos.

#### 4.8.1. Requerimientos para las cortadas

Para este fin se proyecta la construcción de cortadas en los tres niveles de delimitación de los tajos, estos son los niveles 4515, 4475 y 4435, los cuales están delimitados cada 40 metros entre galería superior e inferior.

Cada cortada a realizar está aproximadamente a 80 metros desde la superficie según la topografía del terreno, esta construcción se realizará hasta la interceptación de la Veta Española, a continuación, se muestran en la Tabla 43 los parámetros previos para cuantificar los accesorios descritos.

Tabla 43

#### Parámetros de las cortadas

ÍTEM	DESCRIPCIÓN	VALOR	UNIDAD
1	Metrado	240.00	metros
2	Área	4.57	m <sup>2</sup>
3	Longitud de barreno	6.00	pies
4	Vida útil del barreno	3,000.00	pies/barreno
5	Eficiencia de perforación	0.94	%
6	Eficiencia de voladura	0.90	%
7	Longitud de taladro	1.72	m
8	Avance por disparo	1.55	m
9	N° de taladros perforados	33	taladros
10	N° de taladros cargados	30	taladros
11	Volumen/disparo	7.07	m <sup>3</sup> /disp
12	Tonelaje/disparo	20.14	Ton/disp
13	N° cartuchos/taladro	6.00	Cart/tal
14	Cantidad EMULNOR 5000/disparo	5.67	kg/disparo
15	Cantidad EMULNOR 3000/disparo	15.13	kg/disparo
16	P.e	2.85	Ton/m <sup>3</sup>
17	F.C	2.94	kg/m <sup>3</sup>
18	F.P	1.03	kg/Ton

Pies perforados por disparo

$$\frac{p.p}{disparo} = (6 \times 0.94) \frac{pies}{tal} \times 33 \frac{tal}{disparo}$$

$$\frac{p.p}{disparo} = 186.12 \frac{p.p}{disparo}$$

Número de disparos útiles por barreno

$$\frac{\text{disparos}}{\text{barreno}} = \frac{\text{Vida util barreno}}{p \cdot p / \text{disparo}}$$

$$\frac{\text{disparos}}{\text{barreno}} = \frac{3,000 \frac{\text{pies}}{\text{barreno}}}{186.12 \frac{\text{pies}}{\text{disparo}}}$$

$$\frac{\text{disparos}}{\text{barreno}} = 16 \frac{\text{disp}}{\text{barr}}$$

Toneladas totales para las cortadas

$$\frac{\text{Toneladas}}{\text{cortada}} = \text{Seccion} \times \text{metrado total} \times P.e$$

$$\frac{\text{Toneladas}}{\text{cortada}} = 4.57\text{m}^2 \times 240\text{m} \times 2.85 \frac{\text{Ton}}{\text{m}^3}$$

$$\frac{\text{Toneladas}}{\text{cortada}} = 3,125.88 \frac{\text{Ton}}{\text{cortada}}$$

Número total de disparos para la cortada

$$\frac{\text{Disparos}}{\text{cortada}} = \frac{3,125.88 \frac{\text{Ton}}{\text{cortada}}}{20.14 \frac{\text{Ton}}{\text{disparo}}}$$

$$\frac{\text{Disparos}}{\text{cortada}} = 155.20 = 155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}}$$

Tabla 44

*Disparos totales para las cortadas*

Ítem	Descripción	Valor
1	Pies perf/disp	186.12
2	Disp útiles/barreno	17
3	Ton totales/cortada	3,125.88
4	N° disparos totales/cortada	156

#### MÁQUINAS JACK LEGG

N° disparos por maquina Jack Legg:

$$\frac{\text{N° disparos}}{\text{maq} - \text{Jack Legg}} = \frac{100,000 \frac{p \cdot p}{\text{maq}}}{186.12 \frac{p \cdot p}{\text{disparo}}}$$

$$\frac{N^{\circ} \text{ disparos}}{\text{maq} - \text{Jack Legg}} = 538 \frac{\text{disparos}}{\text{maq}}$$

Requerimiento de maquina Jack Legg para las cortadas:

$$\frac{N^{\circ} \text{maq} - \text{Jack Legg}}{\text{cortada}} = \frac{155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}}}{538 \frac{\text{disparos}}{\text{maq}}}$$

$$\frac{N^{\circ} \text{maq} - \text{Jack Legg}}{\text{cortada}} = 0.29 = 1 \frac{\text{maq}}{\text{cortada}}$$

#### BARRA CÓNICA DE 4 PIES

Número de disparos útiles por barreno 4´

$$\frac{\text{disparos}}{\text{barreno}} = \frac{\text{Vida util barreno}}{p \cdot p / \text{disparo}}$$

$$\frac{\text{disparos}}{\text{barreno}} = \frac{3,000 \frac{\text{pies}}{\text{barreno}}}{(4 \times 0.94) \frac{\text{pies}}{\text{tal}} \times 33 \frac{\text{tal}}{\text{disparo}}}$$

$$\frac{\text{disparos}}{\text{barreno}} = 24 \frac{\text{disp}}{\text{barr}}$$

Requerimiento de barra cónica de 4 pies para las cortadas:

$$\frac{N^{\circ} \text{barrenos 4}'}{\text{cortada}} = \frac{155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}}}{24 \frac{\text{disp}}{\text{barr}}}$$

$$\frac{N^{\circ} \text{barrenos 4}'}{\text{cortada}} = 6.45 = 6 \frac{\text{barrenos 4}'}{\text{cortada}}$$

#### BARRA CÓNICA DE 6 PIES

Número de disparos útiles por barreno 6´

$$\frac{\text{disparos}}{\text{barreno}} = \frac{\text{Vida util barreno}}{p \cdot p / \text{disparo}}$$

$$\frac{\text{disparos}}{\text{barreno}} = \frac{3,000 \frac{\text{pies}}{\text{barreno}}}{(2 \times 0.94) \frac{\text{pies}}{\text{tal}} \times 33 \frac{\text{tal}}{\text{disparo}}}$$

$$\frac{\text{disparos}}{\text{barreno}} = 48 \frac{\text{disp}}{\text{barr}}$$

Requerimiento de barra cónica de 6 pies para las cortadas:

$$\frac{N^{\circ} \text{barrenos } 6'}{\text{cortada}} = \frac{155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}}}{48 \frac{\text{disp}}{\text{barr}}}$$

$$\frac{N^{\circ} \text{barrenos } 6'}{\text{cortada}} = 3.22 = 3 \frac{\text{barrenos } 6'}{\text{cortada}}$$

### BROCA 38 MM

Número de disparos útiles por broca

$$\frac{\text{disparos}}{\text{broca}} = \frac{\text{Vida util broca}}{p \cdot p / \text{disparo}}$$

$$\frac{\text{disparos}}{\text{broca}} = \frac{3,000 \frac{\text{pies}}{\text{barreno}}}{186.12 \frac{p \cdot p}{\text{disparo}}}$$

$$\frac{\text{disparos}}{\text{broca}} = 16 \frac{\text{disp}}{\text{barr}}$$

Requerimiento de broca de 38 mm para las cortadas:

$$\frac{N^{\circ} \text{brocas}}{\text{cortada}} = \frac{155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}}}{16 \frac{\text{disp}}{\text{barr}}}$$

$$\frac{N^{\circ} \text{brocas}}{\text{cortada}} = 9.68 = 10 \frac{\text{brocas } 38 \text{ mm}}{\text{cortada}}$$

### ACEITE DE PERFORACIÓN

Requerimiento de aceite de perforación para las cortadas:

$$\frac{\text{Cantidad aceite}}{\text{cortada}} = 155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}} \times 0.1 \frac{\text{galones}}{\text{disparo}}$$

$$\frac{\text{Cantidad aceite}}{\text{cortada}} = 15.5 = 16 \frac{\text{galones de aceite}}{\text{cortada}}$$

### MANGUERA DE 1"

Requerimiento de manguera de 1" para las cortadas:

$$\frac{\text{Cantidad manguera } 1''}{\text{cortada}} = 155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}} \times 1.55 \frac{\text{metros}}{\text{disparo}}$$

$$\frac{\text{Cantidad manguera } 1''}{\text{cortada}} = 240 \frac{\text{metros de manguera } 1''}{\text{cortada}}$$

### MANGUERA DE 1/2"

**Requerimiento de manguera de 1/2" para las cortadas:**

$$\frac{\text{Cantidad manguera } 1/2''}{\text{cortada}} = 155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}} \times 1.55 \frac{\text{metros}}{\text{disparo}}$$

$$\frac{\text{Cantidad manguera } 1/2''}{\text{cortada}} = 240 \frac{\text{metros de manguera } 1/2''}{\text{cortada}}$$

AIRE COMPRIMIDO

Tiempo de perforación por disparo

$$\frac{\text{Tiempo de perforación}}{\text{disparo}} = 4 \frac{\text{minutos}}{\text{taladro}} \times \frac{1 \text{ hora}}{60 \text{ minutos}} \times 33 \frac{\text{taladros}}{\text{disparo}}$$

$$\frac{\text{Tiempo de perforación}}{\text{disparo}} = 2.2 \frac{\text{horas}}{\text{disparo}}$$

Requerimiento de horas trabajadas de aire comprimido:

$$\frac{\text{N° horas aire comprimido}}{\text{cortada}} = 155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}} \times 2.2 \frac{\text{horas}}{\text{disparo}}$$

$$\frac{\text{N° horas aire comprimido}}{\text{cortada}} = 341 \frac{\text{horas}}{\text{cortada}}$$

EXPLOSIVO – EMULNOR 5000

Cantidad de explosivo por disparo

$$\frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{disparo}} = 5.67 \frac{\text{kilos}}{\text{disparo}} \times 155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}}$$

$$\frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{disparo}} = 878.85 \frac{\text{kilos}}{\text{cortada}}$$

Requerimiento de cajas de explosivo:

$$\frac{\text{N° cajas de explosivo}}{\text{cortada}} = \frac{878.85 \frac{\text{kilos}}{\text{cortada}}}{25 \frac{\text{kilos}}{\text{caja}}}$$

$$\frac{\text{N° cajas de explosivo}}{\text{cortada}} = 35.15 \frac{\text{cajas explosivo}}{\text{cortada}}$$

EXPLOSIVO – EMULNOR 3000

Cantidad de explosivo por disparo

$$\frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{disparo}} = 15.13 \frac{\text{kilos}}{\text{disparo}} \times 155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}}$$

$$\frac{\text{Cantidad de explosivo}}{\text{disparo}} = 2,345.15 \frac{\text{kilos}}{\text{cortada}}$$

Requerimiento de cajas de explosivo:

$$\frac{N^{\circ} \text{ cajas de explosivo}}{\text{cortada}} = \frac{2,345.15 \frac{\text{kilos}}{\text{cortada}}}{25 \frac{\text{kilos}}{\text{caja}}}$$

$$\frac{N^{\circ} \text{ cajas de explosivo}}{\text{cortada}} = 93.81 \frac{\text{cajas explosivo}}{\text{cortada}}$$

### CARMEX

Cantidad de Carmex por disparo

$$\frac{\text{Cantidad de Carmex}}{\text{disparo}} = 30 \frac{\text{unidades}}{\text{disparo}} \times 155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}}$$

$$\frac{\text{Cantidad de Carmex}}{\text{disparo}} = 4,650 \frac{\text{unidades}}{\text{cortada}}$$

Requerimiento de Carmex:

$$\frac{N^{\circ} \text{ cajas de explosivo}}{\text{cortada}} = \frac{4,650 \frac{\text{unidades}}{\text{cortada}}}{50 \frac{\text{unidades}}{\text{caja}}}$$

$$\frac{N^{\circ} \text{ cajas de explosivo}}{\text{cortada}} = 93 \frac{\text{cajas Carmex}}{\text{cortada}}$$

### MECHA DE SEGURIDAD

Cantidad de Mecha rápida por disparo

$$\frac{\text{Cantidad de Mecha rápida}}{\text{disparo}} = 5 \frac{\text{metros}}{\text{disparo}} \times 155 \frac{\text{disparos}}{\text{cortada}}$$

$$\frac{\text{Cantidad de Mecha rápida}}{\text{disparo}} = 775 \frac{\text{metros}}{\text{cortada}}$$

Requerimiento de Mecha rápida:

$$\frac{N^{\circ} \text{ cajas de Mecha rápida}}{\text{cortada}} = \frac{775 \frac{\text{metros}}{\text{cortada}}}{1,000 \frac{\text{metros}}{\text{caja}}}$$

$$\frac{N^{\circ} \text{ cajas de explosivo}}{\text{cortada}} = 0.78 \frac{\text{cajas Mecha rápida}}{\text{cortada}}$$

Tabla 45

*Requerimiento total para las cortadas*

Ítem	Descripción	Parámetro	Valor	Unidad
1	Máquina Jack Legg	N° Disparos/maq Jack Legg	538.00	disp/maq
		N° Maquinas/cortada	1.00	maq/cortada
2	Barra cónica de 4 pies	Disparos/barreno	25.00	disp/barr
		N° barrenos 4´/cortada	7.00	barr 4´/cortada
3	Barra cónica de 6 pies	Disparos/barreno	49.00	disp/barr
		N° barrenos 6´/cortada	4.00	barr 6´/cortada
4	Broca 38 mm	N° disparos/broca 38 mm	17.00	disp/barr
		N° brocas/cortada	10.00	brocas/cortada
5	Aceite de perforación		16.00	gal/cortada
6	Manguera de 1"		242.00	metros/cortada
7	Manguera de 1/2"		242.00	metros/cortada
8	Aire comprimido	Tiempo perforación/disparo	2.20	horas/disparo
		N° horas aire/cortada	344.00	horas/cortada
9	Explosivo EMULNOR 5000	Cantidad explosivo/cortada	884.52	kilos/cortada
		Cantidad cajas/cortada	36.00	cajas/cortada
10	Explosivo EMULNOR 3000	Cantidad explosivo/cortada	2,360.28	kilos/cortada
		Cantidad cajas/cortada	95.00	cajas/cortada
11	Carmex	Cantidad Carmex/cortada	4,680.00	unidades/cortada
		Cantidad cajas/cortada	94.00	cajas/cortada
12	Mecha de seguridad	Cantidad mecha/cortada	780.00	metros/cortada
		N° cajas/cortada	1.00	cajas/cortada

*4.8.2. Requerimientos para las galerías*

Para este fin se proyecta la construcción de 1200 metros de galerías correspondientes a los tres niveles de delimitación de los blocks de explotación, estos son los niveles 4515, 4475 y 4435, los cuales están delimitados cada 40 metros entre galería superior e inferior.

Las galerías son de dimensiones de 2.1 metros de ancho por 2.4 metros de altura, para lo cual en la Tabla 48 se detallan los diversos insumos requeridos para completar su construcción.

Tabla 46

*Parámetros de las galerías*

Ítem	Descripción	Valor	Unidad
1	Metrado	1,200.00	metros
2	Área	4.57	m2
3	Longitud de barreno	6	pies
4	Vida útil del barreno	3,000.00	pies/barreno
5	Eficiencia de perforación	0.94	%
6	Eficiencia de voladura	0.9	%
7	Longitud de taladro	1.72	m
8	Avance por disparo	1.55	m
9	N° de taladros perforados	33	taladros
10	N° de taladros cargados	30	taladros
11	Volumen/disparo	7.07	m3/disp
12	Tonelaje/disparo	20.14	Ton/disp
13	N° cartuchos/taladro	6	Cart/tal
14	Cantidad EMULNOR 5000/disparo	5.67	kg/disparo
15	Cantidad EMULNOR 3000/disparo	15.13	kg/disparo
16	P.e	2.85	Ton/m3
17	F.C	2.94	kg/m3
18	F.P	1.03	kg/Ton

Tabla 47

*Disparos totales para las galerías*

Ítem	Descripción	Valor
1	Pies perf/disp	186.12
2	Disp útiles/barreno	16
3	Ton totales/galería	15,629.40
4	N° disparos totales/galería	776

Tabla 48

*Requerimiento total para las galerías*

Ítem	Descripción	Parámetro	Valor	Unidad
1	Máquina Jack Legg	N° Disparos/maq Jack Legg	538.00	disp/maq
		N° Maquinas/galería	2.00	maq/galería
2	Barra cónica de 4 pies	Disparos/barreno	25.00	disp/barr
		N° barrenos 4´/galería	32.00	barr 4´/galería
3	Barra cónica de 6 pies	Disparos/barreno	49.00	disp/barr
		N° barrenos 6´/galería	16.00	barr 6´/galería
4	Broca 38 mm	N° disparos/broca 38 mm	17.00	disp/barr
		N° brocas/galería	46.00	brocas/galería
5	Aceite de perforación		78.00	gal/galería
6	Manguera de 1"		1,203.00	metros/galería
7	Manguera de 1/2"		1,203.00	metros/galería
8	Aire comprimido	Tiempo perforación/disparo	2.20	horas/disparo

		N° horas aire/galería	1,708.00	horas/galería
9	Explosivo EMULNOR 5000	Cantidad explosivo/galería	4,400.13	kilos/galería
		Cantidad cajas/galería	177.00	cajas/galería
10	Explosivo EMULNOR 3000	Cantidad explosivo/galería	11,741.45	kilos/galería
		Cantidad cajas/galería	470.00	cajas/galería
11	Carmex	Cantidad Carmex/galería	23,281.13	unidades/galería
		Cantidad cajas/galería	466.00	cajas/galería
12	Mecha de seguridad	Cantidad mecha/galería	3,880.19	metros/galería
		N° cajas/galería	4.00	cajas/galería

#### 4.8.3. Requerimientos para las chimeneas

Para este fin se proyecta la construcción de 460 metros de chimeneas correspondientes a los tres niveles de delimitación de los blocks de explotación, estos son los niveles 4515, 4475 y 4435, los cuales están delimitados cada 40 metros entre galería superior e inferior.

Las chimeneas son de dimensiones de 1.2 metros de ancho por 2.4 metros de altura, para lo cual en la Tabla 51 se detallan los diversos insumos requeridos para completar su construcción.

Tabla 49

#### Parámetros de las chimeneas

Ítem	Descripción	Valor	Unidad
1	Metrado	460	metros
2	Área	2.88	m <sup>2</sup>
3	Longitud de barreno	6	pies
4	Vida útil del barreno	3,000.00	pies/barreno
5	Eficiencia de perforación	0.94	%
6	Eficiencia de voladura	0.9	%
7	Longitud de taladro	1.719	m
8	Avance por disparo	1.55	m
9	N° de taladros perforados	23	taladros
10	N° de taladros cargados	22	taladros
11	Volumen/disparo	4.46	m <sup>3</sup> /disp
12	Tonelaje/disparo	12.7	Ton/disp
13	N° cartuchos/taladro	6	Cart/tal
14	Cantidad EMULNOR 5000/disparo	3.24	kg/disparo
15	Cantidad EMULNOR 3000/disparo	11.84	kg/disparo
16	P.e	2.85	Ton/m <sup>3</sup>
17	F.C	3.38	kg/m <sup>3</sup>
18	F.P	1.19	kg/Ton

Tabla 50

*Disparos totales para las chimeneas*

Ítem	Descripción	Valor
1	Pies perf/disp	129.72
2	Disp útiles/barreno	23
3	Ton totales/chimenea	3,775.68
4	N° disparos totales/chimenea	297

Tabla 51

*Requerimiento total para las chimeneas*

Ítem	Descripción	Parámetro	Valor	Unidad
1	Máquina Jack Legg	N° Disparos/maq Jack Legg	771.00	disp/maq
		N° Maquinas/chimenea	1.00	maq/chimenea
2	Barra cónica de 4 pies	Disparos/barreno	35.00	disp/barr
		N° barrenos 4´/chimenea	9.00	barr 4´/chimenea
3	Barra cónica de 6 pies	Disparos/barreno	70.00	disp/barr
		N° barrenos 6´/chimenea	5.00	barr 6´/chimenea
4	Broca 38 mm	N° disparos/broca 38 mm	24.00	disp/barr
		N° brocas/chimenea	13.00	brocas/chimenea
5	Aceite de perforación		30.00	gal/chimenea
6	Manguera de 1"		461.00	metros/chimenea
7	Manguera de 1/2"		461.00	metros/chimenea
8	Aire comprimido	Tiempo perforacion/disparo	1.53	horas/disparo
		N° horas aire/chimenea	456.00	horas/chimenea
9	Explosivo EMULNOR 5000	Cantidad explosivo/chimenea	963.24	kilos/chimenea
		Cantidad cajas/chimenea	39.00	cajas/chimenea
10	Explosivo EMULNOR 3000	Cantidad explosivo/chimenea	3,520.00	kilos/chimenea
		Cantidad cajas/chimenea	141.00	cajas/chimenea
11	Carmex	Cantidad Carmex/chimenea	6,540.55	unidades/chimenea
		Cantidad cajas/chimenea	131.00	cajas/chimenea
12	Mecha de seguridad	Cantidad mecha/chimenea	1,486.49	metros/chimenea
		N° cajas/chimenea	2.00	cajas/chimenea

*4.8.4. Requerimientos para los piques*

Para este fin se proyecta la construcción de 80 metros de piques, los cuales conectarán las galerías superiores con la superficie con el objetivo de la ventilación natural de las labores de minado del proyecto.

Los piques son de dimensiones de 1.2 metros de ancho por 2.4 metros de altura al igual que las chimeneas, para lo cual en la Tabla 54 se detallan los diversos insumos requeridos para completar su construcción.

Tabla 52

*Parámetros de los piques*

Ítem	Descripción	Valor	Unidad
1	Metrado	80	metros
2	Área	2.88	m <sup>2</sup>
3	Longitud de barreno	6	pies
4	Vida útil del barreno	3,000.00	pies/barreno
5	Eficiencia de perforación	0.94	%
6	Eficiencia de voladura	0.9	%
7	Longitud de taladro	1.719	m
8	Avance por disparo	1.55	m
9	N° de taladros perforados	23	taladros
10	N° de taladros cargados	22	taladros
11	Volumen/disparo	4.46	m <sup>3</sup> /disp
12	Tonelaje/disparo	12.7	Ton/disp
13	N° cartuchos/taladro	6	Cart/tal
14	Cantidad EMULNOR 5000/disparo	3.24	kg/disparo
15	Cantidad EMULNOR 3000/disparo	11.84	kg/disparo
16	P.e	2.85	Ton/m <sup>3</sup>
17	F.C	3.38	kg/m <sup>3</sup>
18	F.P	1.19	kg/Ton

Tabla 53

*Disparos totales para los piques*

Ítem	Descripción	Valor
1	Pies perf/disp	129.72
2	Disp útiles/barreno	23
3	Ton totales/pique	656.64
4	N° disparos totales/pique	52

Tabla 54

*Requerimiento total para los piques*

ÍTEM	DESCRIPCIÓN	PARÁMETRO	VALOR	UNIDAD
1	Máquina Jack Legg	N° Disparos/maq Jack Legg	771.00	disp/maq
		N° Maquinas/pique	1.00	maq/pique
2	Barra cónica de 4 pies	Disparos/barreno	35.00	disp/barr
		N° barrenos 4´/pique	2.00	barr 4´/pique
3	Barra cónica de 6 pies	Disparos/barreno	70.00	disp/barr
		N° barrenos 6´/pique	1.00	barr 6´/pique
4	Broca 38 mm	N° disparos/broca 38 mm	24.00	disp/barr
		N° brocas/pique	3.00	brocas/pique
5	Aceite de perforación		6.00	gal/pique
6	Manguera de 1"		81.00	metros/pique
7	Manguera de 1/2"		81.00	metros/pique
8	Aire comprimido	Tiempo perforación/disparo	1.53	horas/disparo
		N° horas aire/pique	80.00	horas/pique
9	Explosivo EMULNOR 5000	Cantidad explosivo/pique	167.52	kilos/pique
		Cantidad cajas/pique	7.00	cajas/pique
10	Explosivo EMULNOR 3000	Cantidad explosivo/pique	612.17	kilos/pique
		Cantidad cajas/pique	25.00	cajas/pique
11	Carmex	Cantidad Carmex/pique	1,137.49	unidades/pique
		Cantidad cajas/pique	23.00	cajas/pique
12	Mecha de seguridad	Cantidad mecha/pique	258.52	metros/pique
		N° cajas/pique	1.00	cajas/pique

#### 4.8.5. Requerimientos para los subniveles

Para este fin se proyecta la construcción de 1200 metros de subniveles, a partir de los cuales iniciaran los ciclos de extracción del mineral, el cual estará construido a partir del puente dejado como soporte encima de la galería inferior.

Los subniveles son de dimensiones de 0.9 metros de ancho por 1.8 metros de altura, para lo cual en la Tabla 57 se detallan los diversos insumos requeridos.

Tabla 55

#### Parámetros de los subniveles

Ítem	Descripción	Valor	Unidad
1	Metrado	1,200.00	metros
2	Área	1.53	m2
3	Longitud de barreno	6	pies
4	Vida útil del barreno	3,000.00	pies/barreno
5	Eficiencia de perforación	0.94	%
6	Eficiencia de voladura	0.9	%
7	Longitud de taladro	1.719	m
8	Avance por disparo	1.55	m
9	N° de taladros perforados	17	taladros

10	N° de taladros cargados	15	taladros
11	Volumen/disparo	2.37	m3/disp
12	Tonelaje/disparo	6.76	Ton/disp
13	N° cartuchos/taladro	6	Cart/tal
14	Cantidad EMULNOR 5000/disparo	4.05	kg/disparo
15	Cantidad EMULNOR 3000/disparo	6.58	kg/disparo
16	P.e	2.85	Ton/m3
17	F.C	4.48	kg/m3
18	F.P	1.57	kg/Ton

Tabla 56

*Disparos totales para los subniveles*

Ítem	Descripción	Valor
1	Pies perf/disp	95.88
2	Disp útiles/barreno	31
3	Ton totales/sub nivel	5,232.60
4	N° disparos totales/subnivel	774

Tabla 57

*Requerimiento total para los subniveles*

Ítem	Descripción	Parámetro	Valor	Unidad
1	Máquina Jack Legg	N° Disparos/maq Jack Legg	1,043.00	disp/maq
		N° Maquinas/subnivel	1.00	maq/subnivel
2	Barra cónica de 4 pies	Disparos/barreno	47.00	disp/barr
		N° barrenos 4´/subnivel	17.00	barr 4´/subnivel
3	Barra cónica de 6 pies	Disparos/barreno	94.00	disp/barr
		N° barrenos 6´/subnivel	9.00	barr 6´/subnivel
4	Broca 38 mm	N° disparos/broca 38 mm	32.00	disp/barr
		N° brocas/subnivel	25.00	brocas/subnivel
5	Aceite de perforación		78.00	gal/subnivel
6	Manguera de 1"		1,200.00	metros/subnivel
7	Manguera de 1/2"		1,200.00	metros/subnivel
8	Aire comprimido	Tiempo perforación/disparo	1.13	horas/disparo
		N° horas aire/subnivel	878.00	horas/subnivel
9	Explosivo EMULNOR 5000	Cantidad explosivo/subnivel	3,134.92	kilos/subnivel
		Cantidad cajas/subnivel	126.00	cajas/subnivel
10	Explosivo EMULNOR 3000	Cantidad explosivo/subnivel	5,093.27	kilos/subnivel
		Cantidad cajas/subnivel	204.00	cajas/subnivel
11	Carmex	Cantidad Carmex/subnivel	11,610.80	unidades/subnivel
		Cantidad cajas/subnivel	233.00	cajas/subnivel
12	Mecha de seguridad	Cantidad mecha/subnivel	3,870.27	metros/subnivel
		N° cajas/subnivel	4.00	cajas/subnivel

#### 4.8.6. Requerimientos para los tajeos

Para este fin se proyecta la extracción del mineral de la Veta Española de los diversos blocks de explotación en los niveles 4515, 4475 y 4435, los cuales estarán delimitados cada 40 metros entre galería superior e inferior.

La longitud de cada corte será de 9 metros, empleando así barrenos de 5 pies para la perforación, así como el empleo de voladura controlada para evitar dañar las cajas de mineral.

Tabla 58

#### Parámetros de los tajeos

Ítem	Descripción	Valor	Unidad
1	Metrado	40,320.00	TM
2	Longitud de corte	9	m2
3	Longitud de barreno	5	pies
4	Vida útil del barreno	3,000.00	pies/barreno
5	Eficiencia de perforación	0.94	%
6	Eficiencia de voladura	0.9	%
7	Longitud de taladro	1.43	m
8	Avance por disparo	1.29	m
9	N° de taladros perforados	27	taladros
10	N° de taladros cargados	27	taladros
11	Volumen/corte	10.44	m3/corte
12	Tonelaje/corte	29.24	Ton/corte
13	N° cartuchos/taladro	5	Cart/tal
14	Cantidad EMULNOR 3000/disparo	15.63	kg/corte
15	P.e	2.8	Ton/m3
16	F.C	1.5	kg/m3
17	F.P	0.53	kg/Ton

Tabla 59

#### Disparos totales para los tajeos

Ítem	Descripción	Valor
1	Pies perf/corte	126.9
2	Disp útiles/barreno	24
3	Ton totales/tajeo	40,320.00
4	N° cortes totales/tajeo	1,379.00

Tabla 60

*Requerimiento total para los tajeos*

Ítem	Descripción	Parámetro	Valor	Unidad
1	Máquina Jack Legg	N° Disparos/maq Jack Legg	789.00	disp/maq
		N° Maquinas/tajeo	2.00	maq/tajeo
2	Barra cónica de 4 pies	Disparos/barreno	30.00	disp/barr
		N° barrenos 4´/tajeo	46.00	barr 4´/tajeo
3	Barra cónica de 5 pies	Disparos/barreno	119.00	disp/barr
		N° barrenos 6´/tajeo	12.00	barr 6´/tajeo
4	Broca 38 mm	N° disparos/broca 38 mm	24.00	disp/barr
		N° brocas/tajeo	58.00	brocas/tajeo
5	Aceite de perforación		138.00	gal/tajeo
6	Manguera de 1"		1,779.00	metros/tajeo
7	Manguera de 1/2"		1,779.00	metros/tajeo
8	Aire comprimido	Tiempo perforación/disparo	1.80	horas/disparo
		N° horas aire/tajeo	2,483.00	horas/tajeo
10	Explosivo EMULNOR 3000	Cantidad explosivo/tajeo	21,553.77	kilos/tajeo
		Cantidad cajas/tajeo	863.00	cajas/tajeo
11	Carmex	Cantidad Carmex/tajeo	37,233.00	unidades/tajeo
		Cantidad cajas/tajeo	745.00	cajas/tajeo
12	Mecha de seguridad	Cantidad mecha/tajeo	13,790.00	metros/tajeo
		N° cajas/tajeo	14.00	cajas/tajeo

*4.8.7. Resumen de requerimiento total*

En la Tabla 61 se muestran los insumos totales requeridos para el proyecto.

Tabla 61

*Requerimiento total para el proyecto*

Ítem	Descripción	Cantidad	Unidad
1	Máquina Jack Legg	4.00	Unidades
2	Barra cónica de 4 pies	113.00	Unidades
3	Barra cónica de 5 pies	12.00	Unidades
4	Barra cónica de 6 pies	35.00	Unidades
5	Broca 38 mm	155.00	Unidades
6	Aceite de perforación	346.00	Galones
7	Manguera de 1"	4,966.00	Metros
8	Manguera de 1/2"	4,966.00	Metros
9	Aire comprimido	5,949.00	Horas
10	Explosivo EMULNOR 5000	385.00	Cajas
11	Explosivo EMULNOR 3000	1,798.00	Cajas
12	Carmex	1,692.00	Cajas
13	Mecha de seguridad	26.00	Cajas

#### 4.9. Planta de beneficio

Se plantea la construcción e implementación de una planta de beneficio, esto con el objetivo de procesar el mineral proveniente de la extracción de la Veta Española; asimismo, se plantea que pueda ser de gran ayuda para el procesamiento de mineral de los diversos mineros artesanales de las zonas adyacentes al proyecto minero, con esto también se estaría ayudando con la formalización de este tipo de actividades, ya que en la actualidad muchas de estas se encuentran en proceso de formalización.

##### *4.9.1. Ubicación geográfica*

La planta de beneficio se proyecta estar ubicada en la Comunidad de Chuclluhuire, distrito de Ccarhuayo, provincia de Quispicanchi, a una altitud promedio de 4,350 m.s.n.m.

La distancia de ubicación propuesta de la planta de beneficio con respecto a la ubicación de la mina es de aproximadamente 10 km, el Anexo 31 muestra la ubicación proyectada de la planta de beneficio así como de manera referencial el recorrido entre ambos puntos.

##### *4.9.2. Recursos hídricos de la zona*

En las áreas adyacentes de la concesión y del lugar donde se proyecta construir la planta de beneficio se pueden encontrar vertientes de agua que discurren hacia el río Mapacho, como se aprecia en el Anexo 32, es así que la planta como la mina se encuentran cercanas a dichos afluentes.

##### *4.9.3. Influencia social del entorno*

El área donde se proyecta construir la planta de beneficio pertenece a la comunidad campesina de Chuclluhuire del distrito de Ccarhuayo con quienes se debe enfatizar mucho el aspecto social con el objetivo de la licencia de uso de estas tierras, esto se puede lograr con el trabajo articulado de manera social que la empresa pueda desarrollar con ellos.

##### *4.9.4. Objetivos planteados de la instalación de la planta de beneficio*

Uno de los propósitos que se tiene en el proyecto en estudio, a través de la instalación de una planta de beneficio y la explotación de oro en la concesión minera Qori Aukilla es el de mejorar el nivel de rentabilidad de producción del proyecto de extracción de la Veta

Española; asimismo, se busca la rentabilidad de los trabajos de los mineros artesanales locales y de zonas geográficas adyacentes a la zona del proyecto.

La planta de beneficio del proyecto permitiría que los productores mineros de la zona reduzcan costos en el tratamiento del mineral extraído, con esto se incrementaría las actividades formales de minería artesanal en la zona gracias a la oportunidad de venta local de su producción, eliminando de esta manera los costos del traslado del mineral procesado artesanalmente para su venta fuera de la región, como los son los acopiadores de mineral en los distritos aledaños como Ccarhuayo y Ocongate, así como la venta en plantas de tratamiento en la ciudad de Arequipa.

Mejoras significativas con la contribución con el cuidado del medio ambiente, puesto que la actividad minera artesanal de la zona procesa el mineral extraído utilizando el mercurio bajo condiciones erróneas de manipulación, además de contaminar el medio ambiente.

Mayor rentabilidad para el flujo de caja del proyecto, puesto que los procedimientos empleados por los mineros locales solo logran alcanzar una recuperación de oro en un promedio de 80%, con la puesta en marcha del proyecto de instalación de la planta de beneficio estos costos se reducirán y habrá una mayor rentabilidad de este.

Se incentivará la formalización de la actividad minería artesanal, por lo que con la construcción de la planta de beneficio se promoverá la formalización de esta actividad puesto que hoy en día muchas de las operaciones aun estan en el proceso de formalización propuesto por el estado peruano, con esto se lograría el cumplimiento de requisitos de formalización través de la compra del mineral legalmente declarado.

#### *4.9.5. Producción proyectada en la planta de beneficio*

La planta de beneficio proyectada tiene como objetivo acopiar inicialmente entre 28 y 30 TMD de mineral tal como se indica en el estudio, con leyes que oscilan entre 5 y 15 gramos por tonelada, este mineral será procedente de la producción de la extracción de la Veta Española; asimismo, se plantea el acopio de mineral para su procesamiento en una cantidad promedio de 20 TMD con leyes similares de mineros artesanales de la zona tal

como se indica en el estudio, por lo que inicialmente la planta propuesta será de 50 TMD para su óptimo funcionamiento.

Hoy en día dentro de la concesión y lugares adyacentes a la zona de estudio los trabajos se vienen dando de manera artesanal, por ende, sus costos de producción son elevados por falta de diseños de ingeniería y planificación correcta de los trabajos.

#### *4.9.6. Diseño de planta*

Los precios unitarios para el funcionamiento idóneo de la planta de beneficio propuesto están detallado en el Anexo 10, para lo cual se estima que la energía eléctrica se deberá de proveerse inicialmente mediante un grupo electrógeno, para luego trascurrido un tiempo deberá de tramitarse la electrificación de la planta de beneficio, para este fin se tiene el servicio de electricidad monofásica a 7 kilómetros de distancia de la planta en la comunidad de Chuclluhuire.

Para el caso de disponibilidad de agua en la zona, primeramente deberán de tramitarse los permisos respectivos con la Autoridad nacional del agua (ANA), para luego realizar el diseño de ingeniería para el óptimo aprovechamiento de este recurso de los efluentes más cercanos, siempre cuidando el tema de contaminación de estos efluentes por lo cual se deberá de recircular el agua en lo más posible.

El tratamiento metalúrgico será llevado a cabo en la planta de beneficio a construirse, esta planta como se indicó anteriormente estará a 10 kilómetros aproximadamente de la concesión minera, la cual tendrá una capacidad de tratamiento de 50 TMD de mineral, en el cual se llevarán diversos procesos como el chancado de mineral, la molienda, la flotación, la remolienda, la cianuración y finalmente la fundición.

El proceso de la planta de tratamiento se llevará de la siguiente manera:

##### Chancado de mineral

El material extraído de interior mina será transportado por un camión volquete de 15 metros cúbicos de capacidad hacia la planta de beneficio, el cual será depositado en la tolva de gruesos, el cual alimentara a la chancadora de quijadas en donde se obtendrá un producto de aproximadamente 1 pulgada de diámetro, luego ingresara a un tamiz vibratorio de ½

pulgada de diámetro. Seguidamente el producto obtenido será transportado mediante una faja transportadora hacia la tolva de finos.

#### Molienda

La tolva de finos alimentará al molino de bolas de descarga continua con bolas de 5, 4, 3, y 2 pulgadas mediante una faja transportadora, en el cual el mineral será pulverizado, seguidamente el producto obtenido será depositado a un banco de celdas donde iniciará la flotación.

#### Flotación

El producto obtenido (pulpa de mineral) proveniente de la molienda será ingresado en un tanque acondicionador para luego pasar a las celdas de flotación en donde deberán de agregarse los reactivos necesarios para llevar a cabo el proceso de flotación.

#### Remolienda

El producto concentrado de mineral ingresará a un filtro de discos de 4 pulgadas, dentro del cual se introducirá nuevamente en la sección de molienda para luego el producto obtenido pase a un molino con bolas de 1 ½ y 1 pulgada de diámetro.

#### Cianuración

El producto obtenido de la remolienda ingresará a los tanques agitadores para el inicio de la cianuración con una duración aproximada de 8 horas, la concentración de cianuro deberá ser de 0.1%.

#### Fundición

El producto final será lavado y filtrado, para luego pasar a la etapa de fundición en un hormo basculante de crisol con inyección a petróleo a unos 1200 °C para obtener como producto final una barra Doré.

#### 4.9.7. Inversión

Se necesitará un capital para la instalación de la planta de procesamiento de mineral con una capacidad de 50 Toneladas por día (TPD), el cual estará sustentado por la producción de extracción del mineral de la Veta Española; asimismo, como se indicó por el acopio de mineral de los mineros artesanales adyacentes al proyecto.

La inversión necesaria para la instalación de la planta de beneficio asciende a S/ 2,405,000.00, según se detalla en la Tabla 62, en la cual se requerirá para la compra de equipos y herramientas necesarias para su operatividad y los trabajos de instalación de los mismos, obras civiles para su construcción, trabajos de apertura de carretera de acceso entre la mina y la planta, este acceso facilitará el traslado de suministros para planta, mina, y los insumos y enseres necesarios para la alimentación del personal, finalmente se necesitará inversión para el equipamiento de campamentos como camas, utensilios de cocina y otros gastos menores.

Tabla 62

*Inversión de planta de beneficio*

Ítem	Descripción	Costo en Soles
1	Instalación de planta	1,970,417.25
2	Obras civiles	48,646.46
3	Equipamiento de campamento	4,628.55
4	Apertura de carretera faltante hacia el área de la planta	162,671.39
5	Imprevistos 10%	218,636.37
TOTAL		<b>2'405,000.00</b>

*4.9.8. Gastos operativos*

Para este apartado se consideran la planilla de trabajadores para la operatividad de la planta de beneficio, equipo administrativo, para lo cual se deberá de realizar una contratación de personal idóneo, calificado y con suficiente experiencia comprobada en el rubro minero, así como los insumos necesarios para el tratamiento del mineral. El valor total del costo operativo para el funcionamiento se encuentra detallado en el Anexo 10.

El equipo que conforma la planilla del proyecto se conforma de la siguiente manera:

- Un Ingeniero Metalurgista
- Un ingeniero de seguridad
- Un técnico en laboratorio
- Personal obrero

Para los cálculos del presente proyecto se realiza sobre una capacidad operativa de 50 Tn/día, con una recuperación de 90% de manera conservadora para no sobreestimar los ingresos.

La capacidad de procesamiento en planta será cubierta por 30 TMD como producción de la extracción de la Veta Española y 20 TMD acopiadas de los productores adyacentes al proyecto, la ley de cabeza para la extracción de mineral propio es de 5 a 15 gramos por tonelada aproximadamente, mientras que el mineral que se acopiará será de similares leyes.

#### 4.10. Sistema integrado de gestión en seguridad y salud en el trabajo

Los trabajos en minería están catalogados como trabajos de alto riesgo, prueba de ello se tiene estadísticas de muchos accidentes incapacitantes, permanentes y hasta fatales, que al día de hoy enlutan a muchas familias, el caso más próximo fue el ocurrido en la Minera Yanquihua, de ahí la importancia de la implantación de este sistema, para ello la implementación desde un principio del proyecto minero de un sistema de gestión en seguridad y salud ocupacional será de vital importancia para la factibilidad del proyecto en estudio.

Hoy en día se tienen múltiples reportes de que una buena gestión en seguridad acarrea en la disminución de costos por posibles lesiones o daños que un trabajador pueda tener al accidentarse, de ahí la importancia de este sistema, por ello se plantea la habilitación de una oficina de SSOMA a cargo de un ingeniero de seguridad, el cual estará presente en cada operación realizada en los distintos trabajos a partir de las labores de desarrollo y preparación, labores de extracción, transporte y planta de beneficio.

Para este fin se plantean la implementación de documentos de gestión tales como IPERC, ATS, mapa de riesgos, PETAR, PETS, y demás inherentes a la gestión de la seguridad y salud en el trabajo, esta implementación será de vital importancia para luego plasmar estos documentos en los trabajos prácticos, debiendo de llevar a cabo cada una de las actividades de una manera segura y eficaz para no lamentar posibles accidentes en el proyecto.

Propiciar un ambiente en óptimas condiciones de seguridad deberá de ser un pilar fundamental en cada una de las operaciones, por ello para este fin nos basaremos en las

normas legales emitidas por el estado peruano tales como La Ley N° 29783 - Seguridad y Salud en el Trabajo, su reglamentación D.S. 005-2012-TR, así como el reglamento D.S. 0.23-2017- E.M. Reglamento de Seguridad Y Salud Ocupacional.

Para efectos de análisis de seguridad sabemos que el método de corte y relleno ascendente convencional es uno de los métodos más seguros de minado siempre y cuando se ejecuten con las debidas condiciones de seguridad, por ello por ejemplo es de vital importancia que todas las labores estén con la adecuada ventilación antes de iniciar los trabajos y el monitoreo constante de los agentes nocivos para la salud presentes en interior mina; asimismo los trabajos de desatado de rocas son de vital importancia para evitar posibles caídas de rocas que puedan poner en peligro la integridad de los trabajadores, como anexos se muestran algunos documentos de gestión a emplearse en el proyecto.

#### **4.11. Plan de control medio ambiental**

En este apartado se tomarán medidas con el fin de mitigar los impactos medio ambientales que se pudiera originar a causa de la actividad minera para llevar a cabo la extracción de la veta en estudio, para ello se presentará ante la Gerencia regional de energía, minas e hidrocarburos Cusco (GREMH – Cusco) el estudio de impacto ambiental en el cual contendrá como algunos de sus apartados fundamentales lo siguiente:

##### *4.11.1. Monitoreo y control de la calidad de aire*

En este punto se establecerá dos puntos de monitoreo como mínimo en el área de influencia, a barlovento y sotavento, para lo cual se considera identificar las fuentes de contaminantes atmosféricos provenientes de la actividad minera, la dirección del viento y las poblaciones circundantes del área de influencia directa.

##### *4.11.2. Monitoreo y control de calidad de agua superficial en ríos*

Monitorear la calidad del agua superficial de los cursos de agua (ríos, lagunas, quebradas, etc.) que puedan ser afectados por las actividades constructivas u operativas de la actividad minera, cuando haya vertimiento de efluentes minero-metalúrgicos en algún curso de agua se monitoreará aguas arriba y aguas abajo de la descarga.

#### *4.11.3. Monitoreo y control de ruido ambiental*

Monitorear el ruido ambiental del área de influencia, ubicando puntos intermedios entre la población y las fuentes generadoras. Las mediciones de ruido serán realizadas en horario diurno y nocturno. Cada punto de medición estará ubicado lo más cerca posible de los receptores sensibles. La medición será coincidente con los días y horas en las que se tenga mayor intensificación de las actividades.

#### *4.11.4. Monitoreo y control de flora y fauna*

Se realizará el levantamiento de las áreas que serán conservadas dentro del área no intervenida de la operación minera, para ubicarlas espacialmente, hacer seguimiento y monitoreo de los procesos de conservación y enriquecimiento. Se debe muestrear tipo de especies vegetales y animales, tamaño y cantidad.

### **4.12. Plan de cierre y post cierre**

Las medidas de cierre y post cierre están destinados a adoptar las medidas necesarias antes, durante y después del cierre de operaciones, con la finalidad de eliminar, mitigar y controlar los efectos adversos al área utilizada o perturbada por la actividad minería.

#### *4.12.1. Actividades de cierre*

##### **4.12.1.1. Desmantelamiento**

Se deben desarmar y desmantelar las instalaciones existentes, que no hayan podido ser materia de transferencia.

##### **4.12.1.2. Desmantelamiento de infraestructura de interior mina**

Se deberá de realizar un inventario detallado de la infraestructura interna de mina a desmantelar como restos de tuberías de aire y agua en el interior de mina, carretillas picos, palas, barretillas, baldes, restos metálicos utilizados en trabajos de cuadros de sostenimiento maderas, entre otros.

Realizar una limpieza de restos metálicos después de desmantelarlos en el interior mina.

Realizar una inspección general de todas las galerías de la mina, para identificar posibles frentes que no hayan sido detonado.

#### **4.12.1.3. Desmantelamiento de infraestructura en superficie en bocamina**

Realizar un inventario detallado de la infraestructura de superficie a desmantelar de boca mina y área de compresora, retirar las redes eléctricas, mangueras de agua y aire en superficie y las que pudieran haberse instalado de manera subterránea.

Desmantelar de manera planificada las instalaciones auxiliares como los techos de calamina, alambres, fierros de construcción las que se ubicaran en áreas protegidas hasta su posterior transporte.

#### **4.12.1.4. Desmantelamiento de infraestructura en superficie para uso de trabajadores**

Realizar un inventario detallado de la infraestructura de superficie a desmantelar como el campamento, cocina, almacén, entre otros, redes eléctricas instaladas en campamento, cocina y almacén, así como la red de agua que pudieran estar enterradas.

Desmantelar el campamento prefabricado de madera, así como el techo de calamina.

Clasificar los materiales de acuerdo con la peligrosidad o no peligrosidad de los materiales y disponer en los rellenos sanitarios según corresponda.

Deberá de ser completamente prohibido la quema de los restos de desmantelamiento.

#### **4.12.1.5. Acumulación de material de restos de desmontes en bocamina**

Se acumulará directamente material de desmonte previa neutralización con cal viva para no generar la acidez en el interior de la bocamina, bloqueando al tope del nivel del área realizando comprensión para no generar la salida de agua o gas y realizar su sellado con concreto indicando que hubo actividad. Esto debe hacerse de acuerdo con la topografía de la zona del yacimiento y luego se procederá con la revegetación del área.

#### **4.12.1.6. Muro hermético**

Se construye un muro en la bocamina que impide el ingreso de personas y animales.

#### **4.12.1.7. Colocación de reja**

Se coloca una reja de metal para impedir el ingreso de personas y animales. Debe asegurarse su permanencia en el lugar.

#### 4.12.2. *Monitoreo post cierre*

Los Monitoreos post cierre tienen por finalidad la observación, medición y evaluación periódica de los componentes de cierre con el fin de verificar la eficacia de las obras de cierre propuestas en el estudio.

Los Monitoreos deberán ser reportados a la GREMH Cusco a través de un informe para su evaluación. El plazo será determinado por la Gerencia o Dirección previo un informe para su evaluación.

##### **4.12.2.1. Monitoreo físico**

El monitoreo físico tiene por finalidad la observación, medición y evaluación periódica de los componentes de cierre con el fin de verificar la eficacia de las obras de cierre propuestas en el estudio.

Evaluar y registrar detalladamente los cambios (posibles desplazamientos, fisuras, asentamientos, deflexiones, etc.) que puedan producirse en las obras de cierre.

Evaluar la efectividad de las medidas propuestas en el estudio para garantizar la estabilidad en el tiempo.

##### **4.12.2.2. Monitoreo geoquímico**

Consistirá en la medición y evaluación de la calidad de agua superficial y subterránea después de efectuadas las obras de estabilización geoquímica del agua superficial y subterránea, después de efectuadas las obras de estabilización geoquímica de la mina, para verificar la eficacia de estas.

##### **4.12.2.3. Monitoreo biológico**

Se monitoreará la evolución de los trabajos de cobertura y revegetación, evaluando el grado de prendimiento de la cubierta vegetal sobre las superficies rehabilitadas.

## CAPITULO V

### ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

#### 5.1. Análisis de costos unitarios

##### 5.1.1. *Costo unitario de construcción de las cortadas y galerías*

Los costos para la realización de las cortadas y galerías se refieren a todo el conjunto de mano de obra, supervisión, y accesorios necesarios para los trabajos de perforación tales como la fuente de alimentación de la perforadora (compresora y todos los accesorios necesarios), red de aire comprimido (politubos o tuberías de polietileno y sus accesorios), costo de la perforadora y accesorios, incluyendo en este los costos derivados de sus reparaciones y mantenimientos par su optima operatividad, asi como su depreciación anual, para lo cual se detalla con mayor precisión cada uno de los ítems para posteriormente resumirlos en las tablas respectivas.

Como resumen del detalle de los costos desarrollados en este apartado se muestran en el Anexo N° 01.

##### 5.1.1.1. Costos de mano de obra

Para el cálculo correcto de la mano de obra primero partimos por hallar el porcentaje de beneficios sociales que le corresponde a este tipo de trabajadores, por lo que para el caso propuesto de inicio de extracción de la veta se contempla la extracción mediante una pequeña empresa, para ello partimos primero hallando como ejemplo el sueldo básico de un trabajador por día:

- Sueldo/mes: S/ 2000.00

➤ Sueldo/día: S/ 80.00

Seguidamente asignamos los porcentajes de los aportes necesarios que tendrá que realizar la empresa a sus trabajadores, tal como se muestra en la Tabla 63.

Tabla 63

*Porcentajes de beneficios sociales*

Ítem	Descripción	Porcentaje
1	ESSALUD	9.0%
2	Aporte empleador AFP	2.0%
3	Seguro de vida ley	1.5%
4	Seguro de alto riesgo	2.0%
5	SCTR accidente-muerte	8.0%
Total		22.5%

Ahora hallamos los días efectivos trabajados por año, así como los días a asignar por beneficios sociales, tal como se muestran en las Tablas 64 y 65:

Tabla 64

*Días efectivos por año*

Ítem	Descripción	N° días	Soles Total	L.S	Total
1	Días efectivos por año	302	S/ 24,160.00	S/ 5,436.00	S/ 29,596.00
2	Domingos	52	S/ 4,160.00	S/ 936.00	S/ 5,096.00
3	Feridos	11	S/ 880.00	S/ 198.00	S/ 1,078.00
TOTAL, DÍAS/AÑO		365	S/ 29,200.00	S/ 6,570.00	S/ 35,770.00

Tabla 65

*Porcentaje final de beneficios sociales*

Ítem	Descripción	N° días	Soles Total	L.S	Total
1	Gratificaciones	60	S/ 4,800.00	S/ 1,080.00	S/ 5,880.00
2	Asignación familiar		S/ 1,230.00	S/ 276.75	S/ 1,506.75
3	Descanso medico	5	S/ 400.00	S/ 90.00	S/ 490.00
4	CTS	32	S/ 2,560.00		S/ 2,560.00
5	Vacaciones	30	S/ 2,400.00	S/ 540.00	S/ 2,940.00
					S/ 13,376.75
Total de gasto por año en personal					S/ 49,146.75
Porcentaje Beneficios Sociales					103.42%

Por consiguiente, el aumento del porcentaje por beneficios sociales será del 103.42 %

Este valor nos indica que se aportará por parte del empleador un 103.42 % adicional al sueldo básico por concepto de beneficios sociales, por consiguiente, realizamos el cálculo para cada uno de los tipos de trabajadores.

Para efectos de los cálculos se considera los siguientes datos:

- Dias trabajados/mes: 25
- N° disparos/día: 2
- N° disparos/mes: 50
- Sueldo básico perforista: S/ 2,200.00
- Sueldo básico ayudante perforista: S/ 1,700.00
- Sueldo básico peones: S/ 1,500.00

Perforista

$$1 \times \frac{\frac{2,200 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} + \left( \frac{2,200 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} \times 1.0342 \right) \times 1.00}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 57.85 \frac{S/}{m.l}$$

Ayudante perforista

$$1 \times \frac{\frac{1,700 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} + \left( \frac{1,700 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} \times 1.0342 \right) \times 1.00}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 44.70 \frac{S/}{m.l}$$

Peones

$$1 \times \frac{\frac{1,500 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} + \left( \frac{1,500 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} \times 1.0342 \right) \times 1.00}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 118.33 \frac{S/}{m.l}$$

#### 5.1.1.2. Costos de supervisión

En este apartado se mencionan los costos por conceptos de supervisión, aquí tenemos los precios unitarios del Ing. Residente, Ing. De seguridad, almacenero y capataz.

Ing. Residente

$$0.1 \times \frac{\frac{4,000 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} + \left( \frac{4,000 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} \times 1.0342 \right) \times 1.00}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 10.52 \frac{S/}{m.l}$$

Ing. De Seguridad

$$0.1 \times \frac{\frac{3,500 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} + \left( \frac{3,500 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} \times 1.0342 \right) \times 1.00}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 9.2 \frac{S/}{m.l}$$

Almacenero

$$0.1 \times \frac{\frac{2,000 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} + \left( \frac{2,000 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} \times 1.0342 \right) \times 1.00}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 5.26 \frac{S/}{m.l}$$

Capataz

$$0.1 \times \frac{\frac{2,500 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} + \left( \frac{2,500 \frac{S/}{mes}}{50 \frac{disparos}{mes}} \times 1.0342 \right) \times 1.00}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 6.57 \frac{S/}{m.l}$$

### 5.1.1.3. Costos de insumos de perforación

En este apartado se detallan los costos de los insumos utilizados para el proceso de perforación de la galería, tales como la maquina perforadora, barrenos, brocas y demás accesorios.

Para efectos de los cálculos se considera los siguientes datos:

- Dias trabajados/mes: 25
- N° disparos/día: 2
- N° disparos/mes: 50
- Tiempo de perforación por taladro aproximado: 4 minutos
- Consumo de galones por hora de compresora aproximado: 3.5 galones

Maquina Jack Legg RNP S83X FX

$$\frac{\frac{18,000 \frac{S/}{\text{perforadora}}}{100,000 \frac{\text{pies}}{\text{perforadora}}} \times 6 \text{ pies} \times 0.94 \times 33 \frac{\text{taladros}}{\text{disparo}}}{1.55 \frac{\text{metros}}{\text{disparo}}} = 21.61 \frac{S/}{m.l}$$

Mantenimiento y reparaciones – Maquina Jack Legg

$$\frac{18,000 \times 0.1 \frac{S/}{\text{perforadora}}}{100,000 \frac{\text{pies}}{\text{perforadora}}} \times 6 \text{ pies} \times 0.94 \times 33 \frac{\text{taladros}}{\text{disparo}}}{1.55 \frac{\text{metros}}{\text{disparo}}} = 2.16 \frac{S/}{m.l}$$

Barreno cónico de 6 pies

$$\frac{\frac{250.00 \frac{S/}{\text{barreno}}}{10,000 \frac{\text{pies}}{\text{barreno}}} \times 2 \text{ pies} \times 0.94 \times 33 \frac{\text{taladros}}{\text{disparo}}}{1.55 \frac{\text{metros}}{\text{disparo}}} = 1.00 \frac{S/}{m.l}$$

Barreno cónico de 4 pies

$$\frac{\frac{200.00 \frac{S/}{\text{barreno}}}{10,000 \frac{\text{pies}}{\text{barreno}}} \times 4 \text{ pies} \times 0.94 \times 33 \frac{\text{taladros}}{\text{disparo}}}{1.55 \frac{\text{metros}}{\text{disparo}}} = 1.60 \frac{S/}{m.l}$$

Broca de 38 mm

$$\frac{\frac{80.00 \frac{S/}{\text{broca}}}{5,000 \frac{\text{pies}}{\text{broca}}} \times 6 \text{ pies} \times 0.94 \times 33 \frac{\text{taladros}}{\text{disparo}}}{1.55 \frac{\text{metros}}{\text{disparo}}} = 1.92 \frac{S/}{m.l}$$

Aceite de perforación

$$\frac{17.00 \frac{S/}{\text{galón}} \times 0.10 \frac{\text{galones}}{\text{disparo}}}{1.55 \frac{\text{metros}}{\text{disparo}}} = 1.10 \frac{S/}{m.l}$$

Manguera de 1”

$$\frac{3.50 \frac{S/}{\text{metro}} \times 1.55 \frac{\text{metros}}{\text{disparo}}}{1.55 \frac{\text{metros}}{\text{disparo}}} = 3.5 \frac{S/}{m.l}$$

Manguera de 1/2”

$$\frac{3.0 \frac{S/}{metro} \times 1.55 \frac{metros}{disparo}}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 3.0 \frac{S/}{m.l}$$

Aire comprimido

$$\frac{3 \frac{galones}{hora} \times 16 \frac{S/}{galón} \times \frac{4 \frac{minutos}{taladro}}{60 \frac{minutos}{hora}} \times 33 \frac{taladros}{disparo}}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 68.13 \frac{S/}{m.l}$$

#### 5.1.1.4. Costos de insumos de voladura

En este apartado se detallan los costos de los insumos utilizados para el proceso de voladura de la galería, tales como explosivos y demás accesorios.

Para efectos de los cálculos se considera los siguientes datos:

- N° taladros totales por disparo: 187
- Cantidad de cartuchos EMULNOR 5000: 49
- Cantidad de cartuchos EMULNOR 3000: 138

EMULNOR 5000

$$\frac{1.05 \frac{S/}{unidad} \times 49 \frac{unidades}{disparo}}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 33.19 \frac{S/}{m.l}$$

EMULNOR 3000

$$\frac{0.85 \frac{S/}{unidad} \times 138 \frac{unidades}{disparo}}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 75.18 \frac{S/}{m.l}$$

Carmex

$$\frac{1.8 \frac{S/}{unidad} \times 30 \frac{unidades}{disparo}}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 34.84 \frac{S/}{m.l}$$

Mecha rápida

$$\frac{0.75 \frac{S/}{metro} \times 9 \frac{metros}{disparo}}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 4.35 \frac{S/}{m.l}$$

## 5.1.1.5. Costos de herramientas y materiales

En este apartado se detallan los costos de las herramientas y materiales utilizados en las distintas etapas del ciclo de minado en general.

Pico

$$\frac{50 \frac{S/}{unidad} \times 2}{\frac{200 \frac{disparos}{unidad}}{1.55 \frac{metros}{disparo}}} = 0.32 \frac{S/}{m.l}$$

Pala

$$\frac{45 \frac{S/}{unidad} \times 2}{\frac{200 \frac{disparos}{unidad}}{1.55 \frac{metros}{disparo}}} = 0.29 \frac{S/}{m.l}$$

Combo de 12 libras

$$\frac{80 \frac{S/}{unidad}}{\frac{200 \frac{disparos}{unidad}}{1.55 \frac{metros}{disparo}}} = 0.26 \frac{S/}{m.l}$$

Combo de 6 libras

$$\frac{65 \frac{S/}{unidad}}{\frac{200 \frac{disparos}{unidad}}{1.55 \frac{metros}{disparo}}} = 0.21 \frac{S/}{m.l}$$

Saca barrenos

$$\frac{45 \frac{S/}{unidad}}{\frac{200 \frac{disparos}{unidad}}{1.55 \frac{metros}{disparo}}} = 0.15 \frac{S/}{m.l}$$

Alambre N° 8

$$\frac{3.5 \frac{S/}{kilo} \times 0.10 \frac{kilos}{disparo}}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 0.23 \frac{S/}{m.l}$$

Alambre N° 16

$$\frac{4.00 \frac{S/}{kilo} \times 0.10 \frac{kilos}{disparo}}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 0.26 \frac{S/}{m.l}$$

Barretillas de 4, 5 y 6 pies

$$\frac{120 \frac{S/}{unidad} \times 3}{200 \frac{disparos}{unidad}} = 0.16 \frac{S/}{m.l}$$

Atacador

$$\frac{15 \frac{S/}{unidad} \times 3}{200 \frac{disparos}{unidad}} = 0.15 \frac{S/}{m.l}$$

Cucharilla

$$\frac{8 \frac{S/}{unidad}}{200 \frac{disparos}{unidad}} = 0.03 \frac{S/}{m.l}$$

Guiadores

$$\frac{10 \frac{S/}{unidad} \times 3}{200 \frac{disparos}{unidad}} = 0.10 \frac{S/}{m.l}$$

Llave Stilson

$$\frac{30 \frac{S/}{unidad}}{200 \frac{disparos}{unidad}} = 0.10 \frac{S/}{m.l}$$

Llave francesa

$$\frac{45 \frac{S/}{unidad}}{200 \frac{disparos}{unidad}} = 0.15 \frac{S/}{m.l}$$

## 5.1.1.6. Costos de equipos de protección personal

En este apartado se detallan los costos de los equipos de protección personal utilizados en las distintas etapas del ciclo de minado en general.

Casco minero

$$\frac{30.00 \frac{S/}{unidad} \times 3}{\frac{300 \frac{disparos}{unidad}}{1.55 \frac{metros}{disparo}}} = 0.19 \frac{S/}{m.l}$$

Mameluco

$$\frac{55.00 \frac{S/}{unidad} \times 3}{\frac{200 \frac{disparos}{unidad}}{1.55 \frac{metros}{disparo}}} = 0.53 \frac{S/}{m.l}$$

Ropa de perforista

$$\frac{50.00 \frac{S/}{unidad} \times 3}{\frac{200 \frac{disparos}{unidad}}{1.55 \frac{metros}{disparo}}} = 0.48 \frac{S/}{m.l}$$

Botas de jebe con punta acero

$$\frac{30.00 \frac{S/}{unidad} \times 3}{\frac{200 \frac{disparos}{unidad}}{1.55 \frac{metros}{disparo}}} = 0.29 \frac{S/}{m.l}$$

Guantes de cuero

$$\frac{5.00 \frac{S/}{unidad} \times 3}{\frac{20 \frac{disparos}{unidad}}{1.55 \frac{metros}{disparo}}} = 0.48 \frac{S/}{m.l}$$

Guantes de badana

$$\frac{3.50 \frac{S/}{unidad} \times 3}{\frac{50 \frac{disparos}{unidad}}{1.55 \frac{metros}{disparo}}} = 0.14 \frac{S/}{m.l}$$

Mascarilla de media cara

$$\frac{50.00 \frac{S/}{unidad} \times 3}{100 \frac{disparos}{unidad}} = 0.97 \frac{S/}{m.l}$$

Filtro para partículas

$$\frac{45.00 \frac{S/}{unidad} \times 3}{50 \frac{disparos}{unidad}} = 1.74 \frac{S/}{m.l}$$

Barbiquejo

$$\frac{1.50 \frac{S/}{unidad} \times 3}{300 \frac{disparos}{unidad}} = 0.01 \frac{S/}{m.l}$$

Lentes de protección

$$\frac{3.00 \frac{S/}{unidad} \times 3}{50 \frac{disparos}{unidad}} = 0.12 \frac{S/}{m.l}$$

Correa de seguridad

$$\frac{25.00 \frac{S/}{unidad} \times 3}{300 \frac{disparos}{unidad}} = 0.16 \frac{S/}{m.l}$$

Tapón de oídos

$$\frac{2.00 \frac{S/}{unidad} \times 3}{100 \frac{disparos}{unidad}} = 0.04 \frac{S/}{m.l}$$

Lampara minera

$$\frac{\frac{150.00 \frac{S/}{unidad} \times 3}{600 \frac{disparos}{unidad}}}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 0.48 \frac{S/}{m.l}$$

Guantes de perforista

$$\frac{\frac{15.00 \frac{S/}{unidad} \times 3}{20 \frac{disparos}{unidad}}}{1.55 \frac{metros}{disparo}} = 1.45 \frac{S/}{m.l}$$

### 5.1.2. Costo unitario de construcción de las chimeneas y piques

Las tablas con los precios unitarios se muestran en el Anexo N° 02.

### 5.1.3. Costo unitario de construcción de los subniveles

Las tablas con los precios unitarios se muestran en el Anexo N° 03.

## 5.2. Costos de operación

### 5.2.1. Costos de operación de mina

Para este apartado se analizan los costos de operaciones en mina consistentes en perforación y voladura, limpieza y extracción, relleno del tajo, carguío y transporte a planta, gastos generales y costos por administración. Estos cálculos se muestran en los Anexos N° 04, 05, 06, 07, 08 y 09, en la Tabla 66 se muestra el resumen de estos costos.

Tabla 66

#### Resumen de los costos de operación

Ítem	Descripción	Costo (s//ton)
1	Perforación y voladura	48.61
2	Limpieza y extracción	35.78
3	Relleno	47.01
4	Carguío y transporte	11.70
5	Gastos generales	58.55
6	Gastos de administración	23.24
Total, operaciones mina		224.88

### 5.2.2. Costos de operación de planta de beneficio

Para este apartado se analizan los costos de operaciones en necesarios para el funcionamiento de la planta de beneficio, los cálculos mostrados detallan el costo necesario para procesar una tonelada de mineral. Estos costos se muestran en el Anexo N° 10, en la Tabla 67 se muestra el resumen de estos costos.

Tabla 67

#### *Resumen de los costos de la planta de beneficio*

Ítem	Descripción	Costo (s//ton)
1	Mano de obra	15.86
2	Supervisión	7.30
3	Insumos	113.40
4	Otros servicios	15.50
5	Equipos de protección personal	0.30
6	Gastos generales (10%)	15.24
7	Utilidades (10%)	15.24
Total, planta de beneficio		182.83

### 5.2.3. Costos totales de operaciones

Para este fin tomamos en cuenta los costos de operaciones de mina, planta de beneficio y le agregamos un 15 % por concepto de imprevistos, tal como se muestra en la Tabla 68.

Tabla 68

#### *Costos totales de operaciones*

Ítem	Descripción	Costo (s//ton)
1	Mina	224.88
2	Planta de beneficio	182.83
3	Imprevistos (20%)	81.54
Costo total unitario, operaciones mina		489.25

### 5.3. Factibilidad de explotación de la veta española

En este apartado consideramos las inversiones tangibles e inversiones intangibles, capital de trabajo, costos de capital, costos de producción, gastos generales y los ingresos por

concepto de ventas del mineral, estos serán los recursos necesarios para poner en marcha el proyecto minero

### 5.3.1. Inversiones

#### 5.3.1.1. Inversiones tangibles

Estos costos se refieren a los costos en activos fijos tangibles tales como los costos de las labores de desarrollo y preparación, la instalación de la planta de beneficio, y los diversos insumos como maquinarias y herramientas necesarias para el inicio de las operaciones del proyecto, estos activos se muestran en la Tabla 69.

Tabla 69

#### *Inversiones tangibles*

Ítem	Descripción	Cantidad	P.U	Costo total
1	Labores de desarrollo y preparación	1	S/ 542,977.86	S/ 542,977.86
2	Planta de beneficio	1	S/ 2,405,000.00	S/ 2,405,000.00
3	Perforadora Jack Legg	2	S/ 18,000.00	S/ 36,000.00
4	Perforadora Stoper	2	S/ 16,000.00	S/ 32,000.00
5	Ventiladores axial de 15,000 CFM	2	S/ 5,000.00	S/ 10,000.00
6	Ventilador axial de 10,000 CFM	1	S/ 4,000.00	S/ 4,000.00
7	Locomotora	2	S/ 50,000.00	S/ 100,000.00
8	Carritos mineros U-35	5	S/ 3,500.00	S/ 17,500.00
9	Rastrillo de limpieza	1	S/ 20,000.00	S/ 20,000.00
10	Compresora 392 CFM	1	S/ 150,000.00	S/ 150,000.00
11	Pulmón de aire	1	S/ 3,500.00	S/ 3,500.00
12	Pulmón de agua	1	S/ 2,000.00	S/ 2,000.00
13	instalación de Campamentos	1	S/ 30,000.00	S/ 30,000.00
14	Otros imprevistos	1	S/ 100,000.00	S/ 100,000.00
TOTAL				S/ 3,452,977.86

#### 5.3.1.2. Inversiones intangibles

Estos costos se refieren a los costos en activos fijos tangibles tales como los costos de factibilidad económica y otros servicios profesionales, tal como se muestran en la Tabla 70.

Tabla 70

#### *Inversiones intangibles*

Ítem	Descripción	Cantidad	P.U	Costo total
1	Factibilidad económica	1	S/ 3,000.00	S/ 4,000.00
2	Constitución de la empresa	1	S/ 2,500.00	S/ 3,000.00
3	Trabajos de ingeniería	1	S/ 4,000.00	S/ 5,000.00
14	Puesta en marcha	1	S/ 4,000.00	S/ 4,000.00
TOTAL				S/ 16,000.00

### 5.3.1.3. Inversión en capital de trabajo

Se toman los siguientes datos para el cálculo respectivo:

- Costo de operación: S/ 300.39
- Producción mensual: 700 TM
- Producción anual: 8400 TM
- Numero de mese de operación inicial: 5 meses
- Dias trabajados por mes: 25 dias
- Por lo tanto, se tiene la siguiente fórmula para hallar el capital de trabajo:

$$\text{Capital de trabajo} = \frac{\text{Costo oper.} \times \text{Capac anual} \times \text{Meses oper. inicial}}{\text{Meses/año}}$$

$$\text{Capital de trabajo} = \frac{489.25 \frac{\text{S/}}{\text{TM}} \times 8,400 \frac{\text{TM}}{\text{año}} \times 5 \text{ meses}}{12 \frac{\text{meses}}{\text{años}}}$$

$$\text{Capital de trabajo} = \text{S/ 1,712,387.70}$$

### 5.3.2. Inversión inicial para el proyecto

Es la suma de inversión de los activos tangibles, activos intangibles y el capital de trabajo inicial, la cual se describe a continuación en la Tabla 71.

Tabla 71

#### *Inversión inicial para el proyecto minero*

ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD
1	Activos fijos tangibles	S/ 3,452,977.86
2	Activos fijos intangibles	S/ 16,000.00
3	Capital de trabajo	S/ 1,712,387.70
TOTAL		S/ 5,181,365.56

#### 5.4. Fuente de financiamiento para la iniciación del proyecto

Se refiere a la fuente de obtención del recurso de dinero necesario para la puesta en marcha del proyecto en estudio, para el cual se analizan diversos parámetros como el interés, años de pago y la cuota fija a pagar en un determinado tiempo.

Generalmente para la iniciación de un proyecto minero a través de préstamos bancarios se buscan en lo posible una financiación en un tiempo más largo, así como una tasa de interés fija, esto con el objetivo de evitar los sobrecostos de devaluación de activos, inflación, entre otros.

##### 5.4.1. *Financiamiento propuesto*

De acuerdo con el análisis de costos unitarios y generales para el inicio del proyecto en mención nos indica que se necesita un capital que asciende a S/ 5,181,365.56, es por ello por lo que se deberá de optar por el financiamiento por capital propio de los accionistas con un aporte del 50% y el 50% restante deberá de ser mediante préstamo a través de una entidad bancaria.

##### 5.4.1.1. Financiamiento por capital propio

Esto nos indica que el 50% del capital necesario a desembolsar los accionistas deberá de ser la suma ascendiente a S/ 2,590,682.78, capital que necesariamente deberá de ser mediante la suscripción de acciones a través de la constitución de la empresa.

Es importante recalcar que estos activos podrán ser en valor monetario o activos tangibles tales como maquinarias o accesorios necesitados para la puesta en marcha del proyecto.

##### 5.4.1.2. Financiamiento por préstamo bancario

Al igual que el financiamiento por capital propio esta suma asciende a S/ 2,590,682.78, el cual como se indicó anteriormente será mediante el préstamo de una entidad bancaria, el tiempo propuesto del pago de la deuda mediante análisis de costos será de 4 años, que es también el número de años de vida del proyecto.

Este préstamo monetario deberá de ser respaldado por los activos fijos de la empresa así como la producción de mineral en su etapa de producción, esto dará un respaldo de

garantía a la entidad bancaria a solicitar el préstamo, el préstamo bancario estará regidos bajo los parámetros mostrados en la Tabla 72.

Tabla 72

*Parámetros para el préstamo bancario*

Ítem	Descripción	Valor
1	Monto del préstamo	S/ 2,590,682.78
2	Tasa de interés fija anual	20%
3	Periodo anual	4
4	Cuota fija anual	S/ 1,000,752.57

Por consiguiente, las condiciones del servicio del préstamo del banco quedaran tal como se muestra en la Tabla 73.

Tabla 73

*Condiciones de servicio de préstamo del banco*

Ítem	Año	Cuota	Capital	Intereses	Saldo
1	0				S/ 2,590,682.78
2	1	S/ 1,000,752.57	S/ 482,616.02	S/ 518,136.56	S/ 2,108,066.76
3	2	S/ 1,000,752.57	S/ 579,139.22	S/ 421,613.35	S/ 1,528,927.54
4	3	S/ 1,000,752.57	S/ 694,967.06	S/ 305,785.51	S/ 833,960.48
5	4	S/ 1,000,752.57	S/ 833,960.48	S/ 166,792.10	S/ 0.00

*5.4.2. Financiamiento propuesto final*

Se refiere al financiamiento total del proyecto compuesto por el financiamiento por capital propio y el financiamiento por préstamo bancario, este detalle se muestra en la Tabla 74.

Tabla 74

*Financiamiento propuesto final del proyecto*

Ítem	Descripción	Cantidad	Porcentaje
1	Aporte de la empresa	S/ 2,590,682.78	50.00%
2	Préstamo bancario	S/ 2,590,682.78	50.00%
	TOTAL	S/ 5,181,365.56	100.00%

## 5.5. Evaluación económica y financiera

Estos indicadores nos brindaran la certeza de la recuperación del capital y por consiguiente la utilidad neta del proyecto minero.

### 5.5.1. Parámetros de producción

Se consideran los siguientes valores mostrados en la Tabla 75.

Tabla 75

#### *Parámetros de producción de la veta*

Ítem	Descripción	Valor	Unidad
1	Ley	6.6	gr/TM
2	Longitud veta	400	m
3	Altura	80	m
4	Potencia	0.45	m
5	P.e	2.8	TM/m <sup>3</sup>
6	1 onza troy	31.1035	gr
7	Precio Onz troy	1985	\$/onz troy
8	Conversión \$	3.7	Soles

### 5.5.2. Reservas minables

Para este fin se consideran los puentes en cada dejados en los blocks de explotación, uno encima de la galería inferior y otro debajo de la galería superior, por consiguiente, el tonelaje total de mineral en los puentes queda de la siguiente manera:

$$\text{Mineral en puentes} = \text{Lon. veta} \times \text{pot.} \times \text{Alt. puente} \times \text{P. e} \times \text{N}^{\circ} \text{ puentes total}$$

$$\text{Mineral en puentes} = 400 \text{ m} \times 0.45 \text{ m} \times 2.5 \text{ m} \times 2.8 \text{ TM/m}^3 \times 4$$

$$\text{Mineral en puentes} = 5,040 \text{ TM}$$

$$\text{Reservas minables} = 40,320 \text{ TM} - 5,040 \text{ TM}$$

$$\text{Reservas minables} = 35,280 \text{ TM}$$

### 5.5.3. Valor del mineral

Los cálculos efectuados se muestran en la Tabla 76.

Tabla 76

#### *Valor del mineral*

Ítem	Descripción	Valor	Unidad
1	Reservas minables	35,280.00	TM
2	Gramos Au fino	232,848.00	Gramos
3	Vida mina	4.02	Años
4	Ingreso total	S/ 54,982,626.91	Soles
5	Ingreso /año	S/ 13,670,850.43	Soles/año
6	Valor mineral	S/ 1,558.46	Soles/TM

#### 5.5.4. Resumen del balance económico del proyecto

Tabla 77

#### Resumen del balance económico del proyecto

Ítem	Parámetro	Valor	Unidad
1	Valor del mineral	1,558.46	S//TM
2	Costo de producción	489.25	S//TM
3	Valor bruto útil	1,069.21	S//TM

#### 5.5.5. Ley de corte CUT – OFF

Para el cálculo de este parámetro tomamos en cuenta los parámetros obtenidos en resumen de la tabla anterior, la ley corregida media del yacimiento cuyo valor es de 6.6 gr/TM, asimismo consideramos una recuperación metalúrgica del 90 % del mineral tratado en la planta de beneficio y un 90% de mineral recuperado en los blocks de explotación, por lo cual nos da la fórmula siguiente:

$$Ley\ Cut - Off = \frac{Costo\ de\ producción\ x\ Ley\ mineral}{Precio\ mineral\ x\ Recuperación\ metalúrgica\ x\ R}$$

$$Ley\ Cut - Off = \frac{489.25 \frac{S/}{TM} \times 6.6 \frac{gr}{TM}}{1,558.46 \frac{S/}{TM} \times 90\% \times 90\%}$$

$$Ley\ Cut - Off = 2.56 \frac{gr}{TM}$$

#### 5.6. Estado de pérdidas y ganancias

Mediante este análisis nos permite conocer las ganancias o pérdidas que la empresa experimentará en la etapa de extracción del mineral en el proyecto minero, también es conocido como estado de resultado o estado de ingresos y gastos.

Para este fin se deben de tener en cuenta los siguientes ítems:

- La tasa de impuesto a la renta se considera como 30%.

- La deducción de la participación de los trabajadores se considera un 8%.
- La depreciación de los activos anual de la empresa.
- El valor residual del capital de trabajo al final del proyecto ejecutado.

#### *5.6.1. Flujo de caja económico del proyecto*

El flujo de caja económico resultante nos muestra que los ingresos totales por ventas de mineral anuales son de S/ 13,670,850.43, con un costo de producción variable de S/ 2,635,041.98, por consiguiente, a estos valores también se les incluye factores como la depreciación de activos fijos, participación de los trabajadores, impuesto a la renta y al acuerdo del uso del terreno superficial, este análisis de muestra en la Tabla 78.

#### *5.6.2. Flujo de caja financiero del proyecto*

El flujo de caja financiero se refiere al flujo monetario derivado de las condiciones bancarias del préstamo a solicitar para la iniciación del proyecto minero, el cual estará acorde a las condiciones actuales del mercado, para ello se realiza una prefactibilidad del valor monetario a fin de calcular el valor del proyecto, considerando así las maneras de obtención del préstamo y su posterior pago en cuotas fijadas, para el caso se considera una tasa efectiva anual del 20% que es una de las tasas de acorde al mercado actual para la obtención de préstamos para este tipo de proyectos, este análisis se muestra en la Tabla 79.

Tabla 78

*Flujo económico del proyecto Veta Española*

Ítem	Descripción	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4
1	Toneladas extraídas		8,772.00	8,772.00	8,772.00	8,964.00
2	Valor del mineral		1,558.46	1,558.46	1,558.46	1,525.08
3	Costo de producción		489.25	489.25	489.25	489.25
4	Ventas		S/ 13,670,850.43	S/ 13,670,850.43	S/ 13,670,850.43	S/ 13,670,850.43
5	Costo de producción variable		S/ 4,291,732.83	S/ 4,291,732.83	S/ 4,291,732.83	S/ 4,385,669.53
6	Utilidad bruta		S/ 9,379,117.60	S/ 9,379,117.60	S/ 9,379,117.60	S/ 9,285,180.90
7	Depreciación de activos fijos		S/ 345,297.79	S/ 345,297.79	S/ 345,297.79	S/ 345,297.79
8	Utilidad operativa		S/ 9,033,819.82	S/ 9,033,819.82	S/ 9,033,819.82	S/ 8,939,883.12
9	Participación del trabajador (8%)		S/ 722,705.59	S/ 722,705.59	S/ 722,705.59	S/ 715,190.65
10	Utilidad		S/ 8,311,114.23	S/ 8,311,114.23	S/ 8,311,114.23	S/ 8,224,692.47
11	Impuesto a la renta (30%)		S/ 2,493,334.27	S/ 2,493,334.27	S/ 2,493,334.27	S/ 2,467,407.74
12	Utilidad neta		S/ 5,817,779.96	S/ 5,817,779.96	S/ 5,817,779.96	S/ 5,757,284.73
13	Depreciación		S/ 345,297.79	S/ 345,297.79	S/ 345,297.79	S/ 345,297.79
14	Aporte terreno superficial (30 % U)		S/ 1,745,333.99	S/ 1,745,333.99	S/ 1,745,333.99	S/ 1,727,185.42
15	Activos tangibles	S/ 3,452,977.86				
16	Activos intangibles	S/ 16,000.00				
17	Capital de trabajo	S/ 1,712,387.70				
FLUJO DE CAJA ECONÓMICO		-S/ 5,181,365.56	S/ 4,417,743.76	S/ 4,417,743.76	S/ 4,417,743.76	S/ 4,375,397.10

Tabla 79

*Flujo de caja financiero del Proyecto Veta Española*

Ítem	Descripción	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4
1	Préstamo inicial	S/ 2,590,682.78				
2	Capital		S/ 482,616.02	S/ 579,139.22	S/ 694,967.06	S/ 833,960.48
3	Intereses		S/ 518,136.56	S/ 421,613.35	S/ 305,785.51	S/ 166,792.10
FLUJO DE CAJA FINANCIERO		-S/ 7,772,048.34	S/ 1,589,930.21	S/ 1,589,930.21	S/ 1,589,930.21	S/ 1,589,930.21

## 5.7. Indicadores económicos de evaluación económica y financiera

### 5.7.1. Valor actual neto (VAN)

Este parámetro nos define el valor presente de los flujos de caja netos por la consecuente inversión realizada en el proyecto minero, para lo cual tomamos la tabla de flujos por cada periodo de inversión, para el caso trabajamos con una tasa mínima aceptable de rendimiento del 18%.

Tabla 80

*Flujos de caja por período para hallar el VAN*

Ítem	Períodos	Valor
1	0	-S/ 5,181,365.56
2	1	S/ 4,417,743.76
3	2	S/ 4,417,743.76
4	3	S/ 4,417,743.76
5	4	S/ 4,375,397.10

Por consiguiente, el valor actual neto se halla con la formula siguiente:

$$VAN = \sum_{t=1}^n \left( \frac{F.C}{(1+k)^t} \right)$$

Reemplazando los respectivos valores:

$$VAN = -5,181,365.56 + \frac{4,417,743.76}{(1+0.18)^1} + \frac{4,417,743.76}{(1+0.18)^2} + \frac{4,417,743.76}{(1+0.18)^3} + \frac{4,375,397.10}{(1+0.18)^4}$$

$$\mathbf{VAN = S/ 6,680,796.25}$$

Como el valor del VAN es mayor que cero, la conclusión es que el proyecto es rentable.

### 5.7.2. Tasa interna de retorno (TIR)

La tasa de interna de retorno es un indicador que nos que nos muestra la rentabilidad del proyecto minero, esto se hace a través de los cálculos de diferencia entre los gastos actuales y los ingresos proyectados en un futuro, para hallar este parámetro realizamos la interpolación entre las dos tasas próximas a cero, una con un VAN positivo y otra con una VAN negativo, para luego realizar la interpolación respectiva de estos dos valores.

Tabla 81

*Flujos de caja por períodos para hallar el TIR*

Ítem	Períodos	Valor
1	0	-S/ 5,181,365.56
2	1	S/ 4,417,743.76
3	2	S/ 4,417,743.76
4	3	S/ 4,417,743.76
5	4	S/ 4,375,397.10

Para  $i=76\%$

$$VAN = \sum_{t=1}^n \left( \frac{F.C}{(1 + TIR)^t} \right)$$

$$VAN = -5,181,365.56 + \frac{4,417,743.76}{(1 + 0.76)^1} + \frac{4,417,743.76}{(1 + 0.76)^2} + \frac{4,417,743.76}{(1 + 0.76)^3} + \frac{4,375,397.10}{(1 + 0.76)^4}$$

$$VAN = S/ 21,232.07$$

Para  $i=77\%$

$$VAN = \sum_{t=1}^n \left( \frac{F.C}{(1 + TIR)^t} \right)$$

$$VAN = -5,181,365.56 + \frac{4,417,743.76}{(1 + 0.77)^1} + \frac{4,417,743.76}{(1 + 0.77)^2} + \frac{4,417,743.76}{(1 + 0.77)^3} + \frac{4,375,397.10}{(1 + 0.77)^4}$$

$$VAN = -S/ 32,893.82$$

Realizando la interpolación respectiva:

Tabla 82

*Interpolación para hallar el TIR*

i	VAN
76%	S/ 21,232.07
TIR%	X
77%	-S/ 32,893.82

Se obtiene la siguiente ecuación:

$$\frac{76 - 77}{76 - TIR} = \frac{21,232.07 - (-32,893.82)}{21,232.07 - 0}$$

$$\mathbf{TIR = 76.39 \%}$$

Por lo tanto, al tener una tasa mínima aceptable de rendimiento del 18% y obtener una tasa interna de rendimiento del 76.39%, se concluye lo siguiente:

- TIR > TMAR
- 76.39% > 18%, por consiguiente, es rentable el proyecto.

### 5.7.3. Índice beneficio – costo (B/C)

Este parámetro también es llamado económicamente “índice neto de rentabilidad”, cuyo valor es obtenido de la división entre el valor actual de beneficios y el valor actual de costos, por ello trabajamos con la Tabla 83.

Tabla 83

*Valor presente de beneficios y costos*

Ítem	Descripción	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4
1	Ventas		S/ 13,670,850.43	S/ 13,670,850.43	S/ 13,670,850.43	S/ 13,670,850.43
2	Costo de producción variable		S/ 4,291,732.83	S/ 4,291,732.83	S/ 4,291,732.83	S/ 4,385,669.53
	Valor presente de beneficios			S/ 36,775,432.58		
	Valor presente de costos			S/ 11,593,478.07		

Para lo cual se evalúa de acuerdo con la siguiente relación:

$$\frac{B}{C} = \frac{\text{Valor presente beneficio}}{\text{Valor presente costos}}$$

$$\frac{B}{C} = \frac{S/36,775,432.58}{S/11,593,478.07}$$

$$\frac{B}{C} = 3.17$$

Este valor nos indica que el proyecto es rentable al obtener la relación B/C > 1

### 5.7.4. Período de recuperación de la inversión (PRI)

Este indicador nos permite conocer el período de tiempo en que tomara la recuperación del capital invertido, esto con el fin de la factibilidad del proyecto y su consecuente puesta en marcha, para ello se tiene la siguiente formula:

$$PRI = A + \frac{B - C}{D}$$

Donde:

- A: Período anterior al que se recuperará la inversión

- B: Inversión inicial
- C: Flujo de caja acumulado en el período A
- D: Flujo de caja del período donde se recuperará la inversión

Tabla 84

*Período de recuperación de la inversión*

Ítem	Descripción	Año 0	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4
1	Inversión	-S/ 5,181,365.56				
2	Flujo de caja económico		S/ 4,417,743.76	S/ 4,417,743.76	S/ 4,417,743.76	S/ 4,375,397.10
4	Flujo de caja acumulado		S/ 4,417,743.76	S/ 8,835,487.52	S/ 13,253,231.28	S/ 17,628,628.37

Reemplazando los valores en la ecuación:

$$PRI = 1 + \frac{5,181,365.56 - 4,417,743.76}{4,417,743.76}$$

$$PRI = 1.17 \text{ años}$$

$$PRI = 1 \text{ año, 2 meses}$$

Por lo tanto, el periodo de recuperación de la inversión en el proyecto de la Veta Española será de 1 año y dos meses, por tanto también es un indicador de que el proyecto es rentable.

## 5.8. Resultados finales de la investigación

### 5.8.1. Resultados de la evaluación económica - financiera

Los datos obtenidos mediante los indicadores económicos de factibilidad nos indican que el proyecto es rentable y es recomendable invertir, por tanto, se logra la factibilidad económica para el inicio del proyecto en la Veta Española, para ello se muestra como resumen la Tabla 85 con los parámetros obtenidos.

Tabla 85

*Indicadores económicos del proyecto*

Ítem	Indicador económico	Valor	Condición
1	VAN	S/ 6,680,796.25	VAN > 0; Rentable
2	TIR	76.39%	TIR > TMAR; Rentable
3	B/C	3.17	B/C > 1; Rentable
4	PRI	1.17 años	2 > PRI; Rentable

Se realizó el análisis de algunas muestras de la veta en estudio, pero principalmente se cuantifico las leyes a partir de los resultados de muestreos previos en el yacimiento como los reportes que se tiene del INGEMMET que nos dan muestreos confiables; asimismo, se tiene reportes de muestreos de leyes de labores en la zona de la veta que nos brindan leyes similares al mostrado en el presente estudio, con lo que nos genera una mayor confiabilidad de las leyes descritas.

Con los castigos realizados a los muestreos para cuantificación de la ley del yacimiento, nos arroja resultados de ley de 6.6 gr/TM, la cual al realizar el análisis económico en función de las reservas totales nos indica valores muy rentables para la puesta en marcha del proyecto.

Para el caso del estudio se trabaja con una ley promedio de 6.6 gr/TM con un valor del oro de 1985 \$/onza troy y una tasa de conversión del dólar del 3.7 soles nos genera un valor actual neto de S/ 6,680,796.25, resultando así un proyecto muy rentable.

#### *5.8.2. Resultados de la evaluación técnica*

En el estudio se plantea y planifica un diseño de planeamiento de minado eficiente, con el correcto diseño de las labores mineras a construir, partiendo para este fin con la caracterización geomecánica del macizo rocoso para así poder diseñar de mejor manera la geometría de la malla de perforación y empleo de explosivos, por consiguiente se planifica construir galerías de sección de 2.1 x 2.4 metros, chimeneas de sección de 2.4 x 1.2 metros, subniveles de sección de 0.9 x 1.8 metros y malla de perforación en los tajeos de 0.5 x 0.45 metros.

De acuerdo con el análisis de elección del método de extracción más apropiado para las características de la veta se concluyó que el más idóneo es el de corte y relleno ascendente con la sub variante de circado, puesto que la potencia de la veta fluctúa entre 0.3 a 0.6 metros, para este fin se evaluó diversos criterios como las características geomecánicas de las rocas encajonantes y del mineral, así como los aspectos de seguridad, medio ambiente, geometría del yacimiento, entre otros descritos en el presente estudio.

Se proyecta enviar 28 a 30 TMD de mineral a la planta de tratamiento producto de la producción en mina, así como también se plantea en el estudio el acopio de mineral en un aproximado de 20 TMD de los mineros pequeños y artesanales adyacentes al yacimiento minero, con lo cual también conllevaría a mejorar notoriamente la comercialización de minerales en la zona, así como el cuidado del medio ambiente e incentivar la formalización minera en la zona del proyecto.

## CONCLUSIONES

1.- Mediante la realización de un mayor número de muestreos en las labores nos indicarán valores de ley más certeros y confiables para la correcta cubicación de las reservas de mineral, pues se infiere que de acuerdo con las labores trabajadas que la Veta Española en estudio, esta continúa su proyección hacia niveles inferiores por lo cual aumentaría sustancialmente las reservas en este yacimiento para su posterior extracción en dichos niveles inferiores.

2.- Al realizar el análisis mediante la metodología de Nicholas se determinó que el mejor método de extracción del yacimiento es el de corte y relleno ascendente, con la sub variante de circado, esto con el objetivo de disminuir sustancialmente la dilución de mineral.

3.- La caracterización geomecánica del macizo rocoso es de vital importancia en cada tramo del diseño de las diferentes labores, pues a partir de estos estudios nos permiten diseñar y controlar correctamente la malla de perforación, así como la selección idónea de los explosivos a emplear.

4.- Las labores a realizar para una óptima extracción del mineral presente en la Veta Española serán las construcciones de cortadas para la interceptación del mineral en los tres niveles propuestos, para luego proceder a la construcción de labores de desarrollo y preparación como son las galerías y chimeneas, posterior a ello la iniciación de la extracción mediante los subniveles; asimismo se deberán de construir piques de ventilación que interconectarán a superficie.

5.- De acuerdo con los parámetros obtenidos de indicadores económicos de factibilidad del proyecto nos muestra que se tiene un valor actual neto de S/ 6,680,796.25, una tasa interna de retorno de 76.39%, una relación de beneficio y costo de 3.17 y un período de recuperación de la inversión de 1.17 años; todos estos valores nos indican que el proyecto es muy rentable para una posterior inversión en la misma.

## RECOMENDACIONES

1.- Se recomienda la realización de perforaciones diamantinas cuando se tenga un flujo de caja adecuado y pueda costear este tipo de servicio, esto con el objetivo de poseer mayor certeza y confiabilidad en el dimensionamiento de las reservas de mineral, así como ya se explicó el descubrimiento de nuevas reservas en niveles inferiores a la zona de estudio.

2.- A través del análisis de la factibilidad económica y técnica para la puesta en marcha del proyecto mediante los indicadores financieros hallados se recomienda su inversión mediante la conformación de una empresa formal que garantice la adecuada extracción del mineral salvaguardando principalmente la seguridad del capital humano, así como salvaguardar el medio ambiente de la zona de estudio.

3.- Al finalizar la extracción del mineral en los niveles descritos en el proyecto, se deberá de evaluar la continuidad del proyecto mediante el descubrimiento de nuevas reservas en niveles inferiores.

4.- Asimismo se recomienda que al iniciar este proyecto minero será de vital importancia la implementación de un sistema de seguridad y salud ocupacional, esto con el fin de la prevención de futuros accidentes, para así de esta manera trabajar con una cultura de prevención ante cualquier acto o condición subestándar.

5.- Realizar la totalidad de los trabajos salvaguardando o minimizando al máximo los posibles impactos ambientales que pudiera generar los trabajos, esto deberá de realizarse en coordinación con la GREMH del Cusco con el fin de mitigar y/o minimizar los impactos ambientales a causa de los trabajos en el proyecto minero.

6.- Finalmente se recomienda un monitoreo exhaustivo al final del ciclo de vida del proyecto minero, acciones que se encuentran detalladas en el apartado correspondiente en el estudio como son las acciones de cierre y post cierre de mina descritas.

## REFERENCIAS

- Ancocallo, V. H. (2019). *Optimización en la rentabilidad económica de la veta Coila – Minera Croacia E.I.R.L.* [Tesis de pregrado, Universidad tecnológica del Perú]. Repositorio Institucional de la UTP. <https://repositorio.utp.edu.pe/handle/20.500.12867/1981>
- Arbaiza, L., Cateriano, J. y Meza, I. (2014). *Modelo de desarrollo sostenible en la pequeña minería subterránea: caso Kinacox.*
- Baca Urbina, G. (2010). *Evaluación de proyectos.*
- Bieniawski, Z. T. (1976). *Rock mass classifications in rock engineering.* Proceeding Symposium on Exploration for Rock Engineering. Balkema, Rotterdam. Ed. Z.T. Bieniawski A.A.
- Bonilla, R. (2013). *Fracturación de rocas.*
- Calvin, J. K. (2000). *Diseño de voladura.* México.
- MINEM. (2017). *Catálogo de medidas ambientales en el marco del IGAFOM.*
- Chancasanampa, W. (2019). *Diseño de la malla de perforación y voladura para incrementar la productividad de tajeos en la Compañía Minera Great Panther Coricancha S.A.* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Centro del Peru]. Repositorio institucional digital UNCP. <https://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/5431>
- Chuchullo, H. (2019). *Labores de desarrollo y preparación para viabilizar la explotación de la veta Kathy entre los niveles 2000 – 2050. Minera Yanaquihua S.A.C.-Arequipa* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco]. Repositorio Institucional - UNSAAC. <https://repositorio.unsaac.edu.pe/handle/20.500.12918/3576>
- Concha, A. H. (2014). *Explotación de vetas angostas mediante los métodos de circado – corte y relleno ascendente de la veta María Elena – Unidad Minera Eureka – Cía. Minera Cháparra* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de

- Arequipa]. Repositorio Institucional UNSA.  
<https://repositorio.unsa.edu.pe/items/48bcd275-5c90-41c4-a38d-83d60179d6a4>
- Cruz, K. (2019). *Propuesta de diseño de perforación y voladura para optimizar los costos en la construcción del By Pass 260 NV-1470 en la Unidad Minera La Soledad S.A.C. – Chalhuane – Arequipa* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco]. Repositorio Institucional - UNSAAC.  
<https://repositorio.unsaac.edu.pe/handle/20.500.12918/5043>
- Delgado, V. D. (2020). Proyecto de ampliación técnica – económica de 80 TMD a 120 TMD de la planta de beneficio de minerales Jerusalén S.A.C. – Arequipa [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano de Puno]. Repositorio Institucional digital de la Universidad Nacional del Altiplano.  
<https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/13994>
- EXSA. (2002). *Manual práctico de voladura de rocas*. Perú: Edición especial Perú.
- FAMESA Explosivos. (s.f). Ficha técnica CARMEX. Recuperado de:  
<http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2016/11/5.-Carmex-Corregido-22-07-20-1-1.pdf>
- FAMESA Explosivos. (s.f). Ficha técnica EMULNOR. Recuperado de:  
<http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2017/07/FT-29.-Emulnor.pdf>
- FAMESA Explosivos. (s.f). Ficha técnica MECHA DE SEGURIDAD. Recuperado de:  
<http://www.famesa.com.pe/wp-content/uploads/2017/07/FT-1.-Mecha-de-Seguridad.pdf>
- Figueroa, A. C., Zea, O. F. (2022). *Optimización del acarreo para incrementar la producción de la zona Millonaria en la Unidad Minera Century Mining Perú SAC*. [Tesis de pregrado, Universidad Tecnológica del Perú]. Repositorio Institucional de la UTP. <https://repositorio.utp.edu.pe/handle/20.500.12867/5697>
- Flores, E. S. (2018). *Diseño de labores de desarrollo en minería convencional, para la identificación de nuevas estructuras mineralizadas e incrementar las reservas en la*

*unidad minera cuatro de enero* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio Institucional UNSA.  
<https://repositorio.unsa.edu.pe/items/9b00e2df-86a9-44c1-9732-e255273e4573>

Guía de operación para la pequeña minería, Guía 4: Perforación y tronadura, Primera edición, mayo de 2014.

Impulsa Popular. *Proyectos factibles vs proyectos viables*.  
<https://impulsapopular.com/gerencia/proyectos-factibles-vs-proyectos-viables/>

INGEMMET. (1998). *Geología de los cuadrángulos de Río Píñón, Pilcopata y Chontachaca*.

López Jimeno, C. (1994). *Manual de perforación y voladura de rocas*, Instituto Geológico y Minero España. Edición 1994.

López Jimeno, C. (1997). *Manual de túneles y obras subterráneas*, Madrid: Graficas Arias Montano.

Nicholas, DE. (1981). *Method Selection-A Numerical Approach, Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines*, Cap.4, D. Stewart, (ed.), SME-AIME, Nueva York, 39–53.

OSINERGMIN. (2017). *Guía de criterios geomecánicos para diseño, construcción, supervisión y cierre de labores subterráneas*: Primera edición. Lima, Perú.  
 Recuperado de:  
[osinergmin.gob.pe/seccion/centro\\_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf](https://osinergmin.gob.pe/seccion/centro_documental/mineria/Documentos/Publicaciones/Guia-Criterios-Geomecanicos.pdf)

Sánchez, C. (29 de enero de 2020). Tablas. Normas APA (7ma edición). <https://normas-apa.org/estructura/tablas/>

Sánchez, C. (05 de febrero de 2020). ¿Cómo citar una Página Web?. Normas APA (7ma edición). <https://normas-apa.org/referencias/citar-pagina-web/>

Sapag Chain, N. (2011). *Proyectos de inversión Formulación y evaluación*.

Sociedad Nacional de minería, Petróleo y Energía. (2004). *Manual de Geomecánica aplicada a la prevención de accidentes por caída de rocas en minería subterránea Perú*.

Sosa, A. (2018). *Evaluación técnico y económico para la explotación de la Veta Amarilla – Sociedad Minera Yanapaccha – La Mar* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga]. Repositorio Institucional UNSCH. <http://repositorio.unsch.edu.pe/handle/UNSCH/2787>

Soto, J. (2018). *Evaluación del plan de gestión ambiental del proyecto minero gran poder-Cusco* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio Institucional digital de la Universidad Nacional del Altiplano. <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/8650>

Zuloaga, J. (2021). *Evaluación técnica económica para incrementar la producción de mineral de la concesión minera Victor Jesús – Provincia de Pataz – La Libertad* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco]. Repositorio Institucional - UNSAAC. <https://repositorio.unsaac.edu.pe/handle/20.500.12918/5913>

## ANEXOS

## ANEXO 01: Análisis de precios unitarios galerías - cortadas

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS – GALERÍAS - CORTADAS						
Dimensiones	2.1	2.4	Volumen/disparo			7.07
Unidad de medida	m.l		Tonelaje/disparo			20.14
Longitud de barreno	6.00	1.83	Cantidad EMULNOR 5000			5.67
Longitud de perforación	5.64	1.72	Cantidad EMULNOR 3000			15.13
Avance por disparo	5.08	1.55	Cantidad explosivo			20.80
N° taladros perforados	33		Factor de carga			2.94
N° taladros cargados	30		Factor de potencia			1.03
N° disparos/día	2		Pies perforados			186.12
N° disparos/mes	50		Metros perforados			56.73
ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	PRECIO (S/)	B.S - VIDA ÚTIL	COSTO (S//disp)	COSTO (S//ml)
1.- Mano de obra						
1	Perforista	1	44.00	45.50	89.50	57.85
2	Ayudante perforista	1	34	35.16	69.16	44.70
3	Peón	3	30	31.03	183.08	118.33
					341.75	220.89
2.- Supervisión						
1	Ing. Residente	0.1	80.00	82.74	16.27	10.52
2	Ing. Seguridad	0.1	70.00	72.39	14.24	9.20
3	Almacenero	0.1	40.00	41.37	8.14	5.26
4	Capataz	0.1	50.00	51.71	10.17	6.57
					38.65	31.56
3.- Insumos de perforación						
1	Máquina perforadora	1	18,000.00	100,000	33.50	21.65
2	Mantenimiento y reparación - máquina	1	1,800.00	100,000	3.35	2.17
3	Barra cónica de 6 pies	1	250.00	3,000	5.17	3.34
4	Barra cónica de 4 pies	1	200.00	3,000	8.27	5.35
5	Broca 38 mm	1	80.00	1,500	9.93	6.42
6	Aceite de perforación	1	17.00	0.10	1.70	1.10
7	Manguera de 1"	1	3.50		5.43	3.51
8	Manguera de 1/2"	1	3.00		4.65	3.01
9	Aire comprimido	1	63.00		105.60	68.25
					177.60	114.79
4.- Insumos de voladura						
1	EMULNOR 5000	49	1.05	1	51.45	33.25
2	EMULNOR 3000	138	0.85	1	117.30	75.82
3	Carmex	30	1.80	1	54.00	34.90
4	Mecha rápida	5	0.75	1	3.75	2.42
					226.50	146.40

5.- Herramientas y materiales						
1	Pico	2	50.00	200	0.50	0.32
2	Pala	2	45.00	200	0.45	0.29
3	Combo de 12 libras	1	80.00	200	0.40	0.26
4	Combo de 6 libras	1	65.00	200	0.33	0.21
5	Saca barreno	1	45.00	200	0.23	0.15
6	Alambre N° 8	1	3.5	0.10	0.35	0.23
7	Alambre N° 16	1	4	0.10	0.40	0.26
8	Barretilla de 4, 5 y 6 pies	3	120	200	1.80	1.16
9	Atacador	3	15	200	0.23	0.15
10	Cucharilla	1	8	200	0.04	0.03
11	Guiadores	3	10	200	0.15	0.10
12	Llave Stilson	1	30.00	200	0.15	0.10
13	Llave francesa	1	45.00	200	0.23	0.15
					5.24	3.39
6.- Equipos de protección personal						
1	Casco minero	3	30.00	300	0.30	0.19
2	Mameluco	3	55.00	200	0.83	0.53
3	Ropa de perforista	3	50.00	200	0.75	0.48
4	Botas de jebe	3	30.00	200	0.45	0.29
5	Guantes de cuero	3	5.00	20	0.75	0.48
6	Guantes de badana	3	3.5	50	0.21	0.14
7	Mascarilla de media cara	3	50	100	1.50	0.97
8	Filtro para partículas	3	45	50	2.70	1.75
9	Barbiquejo	3	1.5	300	0.02	0.01
10	Lentes de protección	3	3	50	0.18	0.12
11	Correa de seguridad	3	25	300	0.25	0.16
12	tapón de oídos	3	2.00	100	0.06	0.04
13	Lampara minera	3	150.00	600	0.75	0.48
14	Guantes de perforista	3	15.00	20	2.25	1.45
					8.74	7.10
COSTO TOTAL					S./m	524.11
Gastos generales (10 %)						52.41
Utilidades (10 %)						52.41
TOTAL (S//m.l)						628.94

## ANEXO 02: Análisis de precios unitarios chimeneas – piques

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS – CHIMENEAS - PIQUES						
Dimensiones	2.4	1.2	Volumen/disparo	4.46		
Unidad de medida	m.l		Tonelaje/disparo	12.70		
Longitud de barreno	6.00	1.83	Cantidad EMULNOR 5000	3.24		
Longitud de perforación	5.64	1.72	Cantidad EMULNOR 3000	11.84		
Avance por disparo	5.08	1.55	Cantidad explosivo	15.08		
N° taladros perforados	23		Factor de carga	3.38		
N° taladros cargados	22		Factor de potencia	1.19		
N° disparos/día	2		Pies perforados	129.72		
N° disparos/mes	50		Metros perforados	39.54		
ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	PRECIO (S/)	B.S - VIDA ÚTIL	COSTO (S//disp)	COSTO (S//ml)
1.- Mano de obra						
1	Perforista	1	44	45.50	89.50	57.85
2	Ayudante perforista	1	34	35.16	69.16	44.70
3	Peón	3	30	31.03	183.08	118.33
					341.75	220.89
2.- Supervisión						
1	Ing. Residente	0.1	80.00	82.74	16.27	10.52
2	Ing. Seguridad	0.1	70.00	72.39	14.24	9.20
3	Almacenero	0.1	40.00	41.37	8.14	5.26
4	Capataz	0.1	50.00	51.71	10.17	6.57
					38.65	31.56
3.- Insumos de perforación						
1	Máquina perforadora	1	18,000.00	100,000	23.35	15.09
2	Mantenimiento y reparación - máquina	1	1,800.00	100,000	2.33	1.51
3	Barra cónica de 6 pies	1	250.00	3,000	3.60	2.33
4	Barra cónica de 4 pies	1	200.00	3,000	5.77	3.73
5	Broca 38 mm	1	80.00	1,500	6.92	4.47
6	Aceite de perforación	1	17.00	0.10	1.70	1.10
7	Manguera de 1"	1	3.50		5.42	3.50
8	Manguera de 1/2"	1	3.00		4.64	3.00
9	Aire comprimido	1	48.00		73.60	47.57
					127.33	82.30
4.- Insumos de voladura						
1	EMULNOR 5000	28	1.05	1	29.40	19.00
2	EMULNOR 3000	108	0.85	1	91.80	59.33
3	Carmex	22	1.80	1	39.60	25.60
4	Mecha rápida	5	0.75	1	3.75	2.42
					164.55	106.36
5.- Herramientas y materiales						
1	Pico	2	50.00	200	0.50	0.32

2	Pala	2	45.00	200	0.45	0.29
3	Combo de 12 libras	1	100.00	200	0.50	0.32
4	Combo de 6 libras	1	65.00	200	0.33	0.21
5	Saca barreno	1	45.00	200	0.23	0.15
6	Alambre N° 8	1	3.5	0.10	0.35	0.23
7	Alambre N° 16	1	4	0.10	0.40	0.26
8	Barretilla de 4, 5 y 6 pies	3	120	200	1.80	1.16
9	Atacador	3	15	200	0.23	0.15
10	Cucharilla	1	8	200	0.04	0.03
11	Guiadores	3	10	200	0.15	0.10
12	Llave Stilson	1	30.00	200	0.15	0.10
13	Llave francesa	1	45.00	200	0.23	0.15
					5.34	3.45
6.- Equipos de protección personal						
1	Casco minero	3	30.00	300	0.30	0.19
2	Mameluco	3	55.00	200	0.83	0.53
3	Ropa de perforista	3	50.00	200	0.75	0.48
4	Botas de jebe	3	30.00	200	0.45	0.29
5	Guantes de cuero	3	5.00	20	0.75	0.48
6	Guantes de badana	3	3.5	50	0.21	0.14
7	Mascarilla de media cara	3	50	100	1.50	0.97
8	Filtro para partículas	3	45	50	2.70	1.75
9	Barbiquejo	3	1.5	300	0.02	0.01
10	Lentes de protección	3	3	50	0.18	0.12
11	Correa de seguridad	3	25	300	0.25	0.16
12	tapón de oídos	3	2.00	100	0.06	0.04
13	Lampara minera	3	150.00	600	0.75	0.48
14	Guantes de perforista	3	15.00	20	2.25	1.45
					8.74	7.10
COSTO TOTAL					S./m	451.65
Gastos generales (10 %)						45.16
Utilidades (10 %)						45.16
TOTAL (S//m.l)						541.98

## ANEXO 03: Análisis de precios unitarios subniveles

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - SUB-NIVEL						
Dimensiones	0.9	1.8	Volumen/disparo	2.37		
Unidad de medida	m.l		Tonelaje/disparo	6.76		
Longitud de barreno	6.00	1.83	Cantidad EMULNOR 5000	4.05		
Longitud de perforación	5.64	1.72	Cantidad EMULNOR 3000	6.58		
Avance por disparo	5.08	1.55	Cantidad explosivo	10.63		
N° taladros perforados	17		Factor de carga	4.48		
N° taladros cargados	15		Factor de potencia	1.57		
N° disparos/día	2		Pies perforados	95.88		
N° disparos/mes	50		Metros perforados	29.22		
ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	PRECIO (S/)	B.S - VIDA ÚTIL	COSTO (S//disp)	COSTO (S//ml)
1.- Mano de obra						
1	Perforista	1	44	45.50	89.50	57.85
2	Ayudante perforista	1	34	35.16	69.16	44.70
3	Peón	3	30	31.03	183.08	118.33
					341.75	220.89
2.- Supervisión						
1	Ing. Residente	0.1	80.00	82.74	16.27	10.52
2	Ing. Seguridad	0.1	70.00	72.39	14.24	9.20
3	Almacenero	0.1	40.00	41.37	8.14	5.26
4	Capataz	0.1	50.00	51.71	10.17	6.57
					38.65	31.56
3.- Insumos de perforación						
1	Máquina perforadora	1	18,000.00	100,000	17.26	11.15
2	Mantenimiento y reparación - máquina	1	1,800.00	100,000	1.73	1.12
3	Barra cónica de 6 pies	1	250.00	3,000	2.66	1.72
4	Barra cónica de 4 pies	1	200.00	3,000	4.26	2.75
5	Broca 38 mm	1	80.00	1,500	4.51	2.92
6	Aceite de perforación	1	17.00	0.10	1.70	1.10
7	Manguera de 1"	1	3.50		5.42	3.50
8	Manguera de 1/2"	1	3.00		4.64	3.00
9	Aire comprimido	1	63.00		54.40	35.16
					96.58	62.42
4.- Insumos de voladura						
1	EMULNOR 5000	35	1.05	1	36.75	23.75
2	EMULNOR 3000	60	0.85	1	51.00	32.96
3	Carmex	15	1.80	1	27.00	17.45
4	Mecha rápida	5	0.75	1	3.75	2.42
					118.50	76.59
5.- Herramientas y materiales						
1	Pico	2	50.00	200	0.50	0.32

2	Pala	2	45.00	200	0.45	0.29
3	Combo de 12 libras	1	100.00	200	0.50	0.32
4	Combo de 6 libras	1	65.00	200	0.33	0.21
5	Saca barreno	1	45.00	200	0.23	0.15
6	Alambre N° 8	1	3.5	0.10	0.35	0.23
7	Alambre N° 16	1	4	0.10	0.40	0.26
8	Barretilla de 4, 5 y 6 pies	3	120	200	1.80	1.16
9	Atacador	3	15	200	0.23	0.15
10	Cucharilla	1	8	200	0.04	0.03
11	Guiadores	3	10	200	0.15	0.10
12	Llave Stilson	1	30.00	200	0.15	0.10
13	Llave francesa	1	45.00	200	0.23	0.15
					5.34	3.45
6.- Equipos de protección personal						
1	Casco minero	3	30.00	300	0.30	0.19
2	Mameluco	3	55.00	200	0.83	0.53
3	Ropa de perforista	3	50.00	200	0.75	0.48
4	Botas de jebe	3	30.00	200	0.45	0.29
5	Guantes de cuero	3	5.00	20	0.75	0.48
6	Guantes de badana	3	3.5	50	0.21	0.14
7	Mascarilla de media cara	3	50	100	1.50	0.97
8	Filtro para partículas	3	45	50	2.70	1.75
9	Barbiquejo	3	1.5	300	0.02	0.01
10	Lentes de protección	3	3	50	0.18	0.12
11	Correa de seguridad	3	25	300	0.25	0.16
12	tapón de oídos	3	2.00	100	0.06	0.04
13	Lampara minera	3	150.00	600	0.75	0.48
14	Guantes de perforista	3	15.00	20	2.25	1.45
					8.74	7.10
COSTO TOTAL					S./m	402.01
Gastos generales (10 %)						40.20
Utilidades (10 %)						40.20
TOTAL (S//m.l)						482.41

## ANEXO 04: Análisis de precios unitarios perforación y voladura

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - PERFORACIÓN Y VOLADURA						
B x S	0.5	0.45	Volumen/corte			10.44
Unidad de medida	m.l		Tonelaje/corte			29.24
Longitud de barreno	5.00	1.52	Cantidad EMULNOR 3000			15.63
Longitud de perforación	4.70	1.43	Factor de carga			1.50
Avance por disparo	4.23	1.29	Factor de potencia			0.53
N° taladros perforados	27		Pies perforados			114.21
N° taladros cargados	27		Metros perforados			34.81
N° cortes/día	1					
N° cortes/mes	25					
ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	PRECIO (S/)	B.S - VIDA ÚTIL	COSTO (S//corte)	COSTO (S//Ton)
1.- Mano de obra						
1	Perforista	1	88	91.01	179.01	6.12
2	Ayudante perforista	1	68	70.33	138.33	4.73
					317.34	10.85
2.- Supervisión						
1	Ing. Residente	0.5	160.00	165.47	162.74	5.57
2	Ing. Seguridad	0.5	140.00	144.79	142.39	4.87
3	Almacenero	0.5	80.00	82.74	81.37	2.78
4	Capataz	0.5	100.00	103.42	101.71	3.48
					386.50	16.70
3.- Insumos de perforación						
1	Máquina perforadora	1	18,000.00	100,000	27.41	0.94
2	Mantenimiento y reparación - máquina	1	1,800.00	100,000	2.74	0.09
3	Barra cónica de 5 pies	1	225.00	3,000	3.81	0.13
4	Barra cónica de 4 pies	1	200.00	3,000	6.77	0.23
5	Broca 38 mm	1	80.00	1,500	8.12	0.28
6	Aceite de perforación	1	17.00	0.10	1.70	0.06
7	Manguera de 1"	1	3.50		31.50	1.08
8	Manguera de 1/2"	1	3.00		27.00	0.92
9	Aire comprimido	1	63.00		86.40	2.95
					195.45	6.68
4.- Insumos de voladura						
1	EMULNOR 3000	135	0.85	1	114.75	3.92
2	Carmex	27	1.80	1	48.60	1.66
3	Mecha rápida	10	0.75	1	7.50	0.26
					170.85	5.84
5.- Herramientas y materiales						
1	Pico	2	50.00	200	0.50	0.02
2	Pala	2	45.00	200	0.45	0.02
3	Combo de 12 libras	1	80.00	200	0.40	0.01

4	Combo de 6 libras	1	65.00	200	0.33	0.01
5	Saca barreno	1	45.00	200	0.23	0.01
6	Alambre N° 8	1	3.5	0.10	0.35	0.01
7	Alambre N° 16	1	4	0.10	0.40	0.01
8	Barretilla de 4, 5 y 6 pies	3	120	200	1.80	0.06
9	Atacador	3	15	200	0.23	0.01
10	Cucharilla	1	8	200	0.04	0.00
11	Guiadores	3	10	200	0.15	0.01
12	Llave Stilson	1	30.00	200	0.15	0.01
13	Llave francesa	1	45.00	200	0.23	0.01
					5.24	0.18
6.- Equipos de protección personal						
1	Casco minero	2	30.00	300	0.20	0.01
2	Mameluco	2	55.00	200	0.55	0.02
3	Ropa de perforista	2	50.00	200	0.50	0.02
4	Botas de jebe	2	30.00	200	0.30	0.01
5	Guantes de cuero	2	5.00	20	0.50	0.02
6	Guantes de badana	2	3.5	50	0.14	0.00
7	Mascarilla de media cara	2	50	100	1.00	0.03
8	Filtro para partículas	2	45	50	1.80	0.06
9	Barbiquejo	2	1.5	300	0.01	0.00
10	Lentes de protección	2	3	50	0.12	0.00
11	Correa de seguridad	2	25	300	0.17	0.01
12	tapón de oídos	2	2.00	100	0.04	0.00
13	Lampara minera	2	150.00	600	0.50	0.02
14	Guantes de perforista	2	15.00	20	1.50	0.05
					5.83	0.25
COSTO TOTAL					S./Ton	40.50
Gastos generales (10 %)						4.05
Utilidades (10 %)						4.05
TOTAL (S//Ton)						48.61

## ANEXO 05: Análisis de precios unitarios limpieza y extracción

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - LIMPIEZA Y EXTRACCIÓN						
B x S	0.5	0.45	Volumen/corte		5.22	
Unidad de medida	m.l		Tonelaje/corte		14.62	
Longitud de barreno	5.00	1.52	Cantidad EMULNOR 3000		15.63	
Longitud de perforación	4.70	1.43	Factor de carga		2.99	
Avance por disparo	4.23	1.29	Factor de potencia		1.07	
N° taladros perforados	9		Pies perforados		38.07	
N° taladros cargados	9		Metros perforados		11.60	
N° cortes/día	1					
N° cortes/mes	25					

ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	PRECIO (S/)	B.S - VIDA ÚTIL	COSTO (S//corte)	COSTO (S//Ton)
1.- Mano de obra						
1	Peón	3	60	62.05	366.16	12.52
					321.18	12.52
2.- Supervisión						
1	Ing. Residente	0.5	160.00	165.47	162.74	5.57
2	Ing. Seguridad	0.5	140.00	144.79	142.39	4.87
3	Capataz	0.5	100.00	103.42	101.71	3.48
					305.13	13.91
3.- Equipos, herramientas y materiales						
1	Pico	3	50.00	200	0.75	0.03
2	Pala	3	45.00	200	0.68	0.02
3	Combo de 12 libras	1	80.00	200	0.40	0.01
4	Combo de 6 libras	1	65.00	200	0.33	0.01
5	Carretilla (buggie)	2	80.00	300	0.53	0.02
6	Carro minero U-35	5	3,500.00	500	35.00	1.20
7	Locomotoras	1	50,000.00	1,000	50.00	1.71
8	Llave Stilson	1	30.00	200	0.15	0.01
					87.83	3.00
4.- Equipos de protección personal						
1	Casco minero	3	30.00	300	0.30	0.01
2	Mameluco	3	55.00	200	0.83	0.03
3	Ropa de perforista	3	50.00	200	0.75	0.03
4	Botas de jebe	3	30.00	200	0.45	0.02
5	Guantes de cuero	3	5.00	20	0.75	0.03
6	Guantes de badana	3	3.5	50	0.21	0.01
7	Mascarilla de media cara	3	50	100	1.50	0.05
8	Filtro para partículas	3	45	50	2.70	0.09
9	Barbiquejo	3	1.5	300	0.02	0.00
10	Lentes de protección	3	3	50	0.18	0.01
11	Correa de seguridad	3	25	300	0.25	0.01
12	Tapón de oídos	3	2.00	100	0.06	0.00

13	Lampara minera	3	150.00	600	0.75	0.03
14	Guantes de perforista	3	15.00	20	2.25	0.08
					8.74	0.38
	COSTO TOTAL				S./Ton	29.81
	Gastos generales (10 %)					2.98
	Utilidades (10 %)					2.98
					TOTAL (S//Ton)	35.78

## ANEXO 06: Análisis de precios unitarios relleno de tajo

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - RELLENO DE TAJO						
B x S	0.5	0.45	Volumen/corte			5.22
Unidad de medida	m.l		Tonelaje/corte			14.62
Longitud de barreno	5.00	1.52	Cantidad EMULNOR 3000			15.63
Longitud de perforación	4.70	1.43	Factor de carga			2.99
Avance por disparo	4.23	1.29	Factor de potencia			1.07
N° taladros perforados	18		Pies perforados			76.14
N° taladros cargados	18		Metros perforados			23.21
N° cortes/día	1					
N° cortes/mes	25					
ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	PRECIO (S/)	B.S - VIDA ÚTIL	COSTO (S//corte)	COSTO (S//Ton)
1.- Mano de obra						
1	Perforista	1	88.00	91.01	179.01	6.12
2	Ayudante perforista	1	68.00	70.33	138.33	4.73
3	Peón	1	60.00	62.05	122.05	4.17
					439.39	15.03
2.- Supervisión						
1	Ing. Residente	0.5	160.00	165.47	162.74	5.57
2	Ing. Seguridad	0.5	140.00	144.79	142.39	4.87
3	Capataz	0.5	100.00	103.42	101.71	3.48
					305.13	13.91
3.- Insumos de perforación						
1	Máquina perforadora	1	18,000.00	100,000	27.41	0.94
2	Mantenimiento y reparación - máquina	1	1,800.00	100,000	2.74	0.09
3	Barra cónica de 5 pies	1	225.00	3,000	3.81	0.13
4	Barra cónica de 4 pies	1	200.00	3,000	6.77	0.23
5	Broca 38 mm	1	80.00	1,500	8.12	0.28
6	Aceite de perforación	1	17.00	0.10	1.70	0.06
7	Manguera de 1"	1	3.50		31.50	1.08
8	Manguera de 1/2"	1	3.00		27.00	0.92
9	Aire comprimido	1	48.00		57.60	1.97
					166.65	5.70
4.- Insumos de voladura						
1	EMULNOR 3000	90	0.85	1	76.50	2.62
2	Carmex	18	1.80	1	32.40	1.11
3	Mecha rápida	10	0.75	1	7.50	0.26
					116.40	3.98
5.- Herramientas y materiales						
1	Pico	2	50.00	200	0.50	0.02
2	Pala	2	45.00	200	0.45	0.02
3	Combo de 12 libras	1	80.00	200	0.40	0.01

4	Combo de 6 libras	1	65.00	200	0.33	0.01
5	Saca barreno	1	45.00	200	0.23	0.01
6	Alambre N° 8	1	3.5	0.10	0.35	0.01
7	Alambre N° 16	1	4	0.10	0.40	0.01
8	Barretilla de 4, 5 y 6 pies	3	120	200	1.80	0.06
9	Atacador	3	15	200	0.23	0.01
10	Cucharilla	1	8	200	0.04	0.00
11	Guiadores	3	10	200	0.15	0.01
12	Llave Stilson	1	30.00	200	0.15	0.01
13	Llave francesa	1	45.00	200	0.23	0.01
					5.24	0.18
6.- Equipos de protección personal						
1	Casco minero	3	30.00	300	0.30	0.01
2	Mameluco	3	55.00	200	0.83	0.03
3	Ropa de perforista	3	50.00	200	0.75	0.03
4	Botas de jebe	3	30.00	200	0.45	0.02
5	Guantes de cuero	3	5.00	20	0.75	0.03
6	Guantes de badana	3	3.5	50	0.21	0.01
7	Mascarilla de media cara	3	50	100	1.50	0.05
8	Filtro para partículas	3	45	50	2.70	0.09
9	Barbiquejo	3	1.5	300	0.02	0.00
10	Lentes de protección	3	3	50	0.18	0.01
11	Correa de seguridad	3	25	300	0.25	0.01
12	Tapón de oídos	3	2.00	100	0.06	0.00
13	Lampara minera	3	150.00	600	0.75	0.03
14	Guantes de perforista	3	15.00	20	2.25	0.08
					8.74	0.38
COSTO TOTAL					S./Ton	39.17
Gastos generales (10 %)						3.92
Utilidades (10 %)						3.92
TOTAL (S//Ton)						47.01

## ANEXO 07: Análisis de precios unitarios carguío y transporte a planta

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - CARGUÍO Y TRANSPORTE A PLANTA						
Distancia de mina a planta	10	km	Capacidad cargador	2.7	m3	
Ton por transportar diario	28	Ton/día	Factor llenado	95	%	
Volumen volquete	15.00	m3	C/hora cargador	140	S//hora	
Capacidad volquete	35.00	Ton	N° días trabajo	5	días/mes	
Factor de llenado volquete	95.00	%				
P.e mineral roto	2.2	Ton/m3				
Costo/hora volquete	120	S//hora				
N° días trabajados	5	días/mes				
Tiempo de posicionamiento	5	minutos				
Tiempo de carguío	15	minutos				
Tiempo de ida	50	minutos				
Tiempo de descarga	5	minutos				
Tiempo de vuelta	35	minutos				
Total, ciclo de trabajo	110	minutos	1.83	horas		
ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	PRECIO (S/)	B.S - VIDA ÚTIL	COSTO (S//corte)	COSTO (S//Ton)
1.- Supervisión						
1	Ing. Residente	0.5	160.00	165.47	16.27	0.56
2	Ing. Seguridad	0.5	140.00	144.79	14.24	0.49
					30.51	1.04
2.- Equipos y herramientas						
1	Volquete 15 m3	1	120.00	1.83	219.60	7.51
2	Cargador frontal	1	140.00	0.25	35.00	1.20
					254.60	8.71
COSTO TOTAL					S./Ton	9.75
Gastos generales (10 %)						0.98
Utilidades (10 %)						0.98
TOTAL (S//Ton)						11.70

## ANEXO 08: Análisis de precios unitarios gastos generales

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - GASTOS GENERALES						
Sueldo básico Ing. Residente	S/ 4,000.00	Sueldo básico bodeguero	S/ 2,000.00			
Sueldo básico Ing. Seguridad	S/ 3,500.00	Sueldo básico chofer	S/ 2,000.00			
Sueldo básico mecánico	S/ 2,500.00	Sueldo básico cocinero	S/ 1,700.00			
Sueldo básico almacenero	S/ 2,000.00					
ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	PRECIO (S/)	B.S - VIDA ÚTIL	COSTO (S//corte)	COSTO (S//Ton)
1.- Mano de obra						
1	Mecánico	0.25	100.00	103.42	50.86	1.74
2	Almacenero	0.25	80.00	82.74	40.68	1.39
3	Bodeguero	0.25	80.00	82.74	40.68	1.39
4	Chofer	0.25	80.00	82.74	40.68	1.39
5	Cocinero	0.25	68.00	70.33	34.58	1.18
					132.22	7.10
2.- Supervisión						
1	Ing. Residente	0.25	160.00	165.47	81.37	2.78
2	Ing. Seguridad	0.25	140.00	144.79	71.20	2.43
3	Administrador	0.25	100.00	103.42	50.86	1.74
					152.57	6.96
3.- Equipos de protección personal						
1	Casco minero	0.75	30.00	300	0.08	0.00
2	Mameluco	0.75	55.00	200	0.21	0.01
3	Ropa de perforista	0.75	50.00	200	0.19	0.01
4	Botas de jebe	0.75	30.00	200	0.11	0.00
5	Guantes de cuero	0.75	5.00	20	0.19	0.01
6	Guantes de badana	0.75	3.5	50	0.05	0.00
7	Mascarilla de media cara	0.75	50	100	0.38	0.01
8	Filtro para partículas	0.75	45	50	0.68	0.02
9	Barbiquejo	0.75	1.5	300	0.00	0.00
10	Lentes de protección	0.75	3	50	0.05	0.00
11	Correa de seguridad	0.75	25	300	0.06	0.00
12	Tapón de oídos	0.75	2.00	100	0.02	0.00
13	Lampara minera	0.75	150.00	600	0.19	0.01
14	Guantes de perforista	0.75	15.00	20	0.56	0.02
					2.19	0.09
4.- Otros						
1	Alimentación	1	11,250.00	700.00	16.07	16.07
2	Materiales de oficina	1	3,000.00	700.00	4.29	4.29
3	Imprevistos	1	10,000.00	700.00	14.29	14.29
					20.36	34.64
COSTO TOTAL					S./Ton	48.79
Gastos generales (10 %)						4.88
Utilidades (10 %)						4.88
TOTAL (S//Ton)						58.55

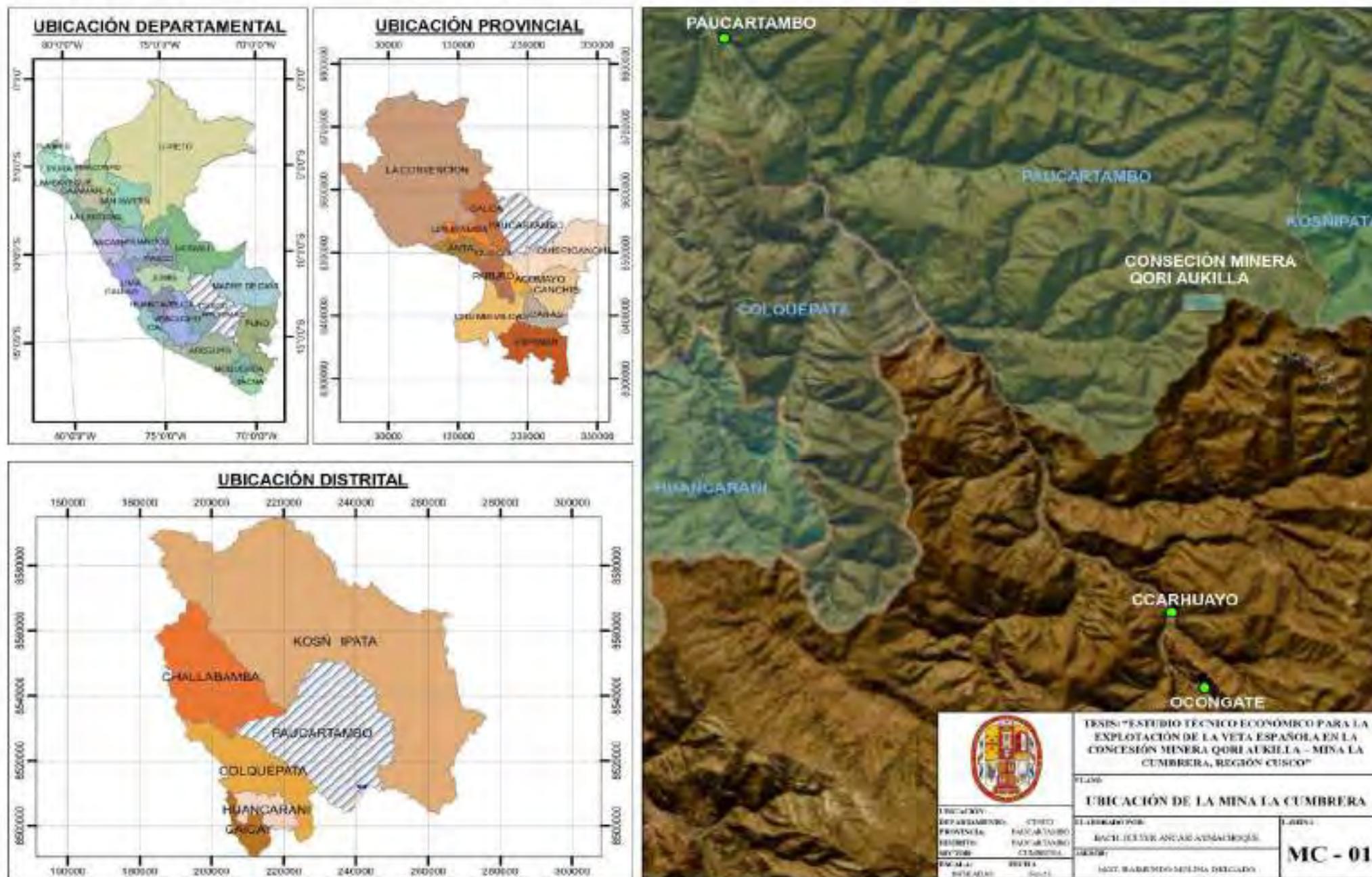
## ANEXO 09: Análisis de precios unitarios costos de administración

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - COSTOS DE ADMINISTRACIÓN						
Sueldo básico Gerente General	S/ 5,000.00					
Sueldo básico Contador	S/ 4,000.00					
Sueldo básico abogado	S/ 3,500.00					
Sueldo básico asistente administrativo	S/ 2,000.00					
ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	PRECIO (S/)	B.S - VIDA ÚTIL	COSTO (S//corte)	COSTO (S//Ton)
1.- Funcionarios y empleados						
1	Gerente general	0.2	200.00	206.84	81.37	2.78
2	Contador	0.2	160.00	165.47	65.09	2.23
3	Abogado	0.2	140.00	144.79	56.96	1.95
4	Asistente administrativo	0.2	80.00	82.74	32.55	1.11
					203.42	8.07
2.- Equipos de protección personal						
1	Casco minero	0.2	30.00	300	0.02	0.00
2	Botas de jebe	0.2	30.00	200	0.03	0.00
3	Mascarilla de media cara	0.2	50	100	0.10	0.00
4	Filtro para partículas	0.2	45	50	0.18	0.01
5	Barbiquejo	0.2	1.5	300	0.00	0.00
6	Lentes de protección	0.2	3	50	0.01	0.00
7	Correa de seguridad	0.2	25	300	0.02	0.00
8	Tapón de oídos	0.2	2.00	100	0.00	0.00
9	Lampara minera	0.2	150.00	600	0.05	0.00
					0.41	0.01
3.- Otros						
1	Alimentación	1	2,100.00	700.00	3.00	3.00
2	Seguros	1	300.00	700.00	0.43	0.43
3	Materiales oficina	1	1,500.00	700.00	2.14	2.14
4	Otras documentaciones	1	2,000.00	700.00	2.86	2.86
5	Imprevistos	1	2,000.00	700.00	2.86	2.86
					5.57	11.29
COSTO TOTAL					S./Ton	19.37
Gastos generales (10 %)						1.94
Utilidades (10 %)						1.94
TOTAL (S//Ton)						23.24

## ANEXO 10: Análisis de precios unitarios planta de beneficio

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS - PLANTA DE BENEFICIO						
Sueldo básico Ing. Metalúrgico		S/ 3,500.00	Sueldo básico técnico planta		S/ 2,300.00	
Sueldo básico Ing. Seguridad		S/ 3,500.00	Sueldo básico obrero		S/ 1,700.00	
ÍTEM	DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	PRECIO (S/)	B.S - VIDA ÚTIL	COSTO (S//corte)	COSTO (S//Ton)
1.- Mano de obra						
1	Técnico planta	1	S/ 92.00	95.15	187.15	6.40
2	Obrero	2	S/ 68.00	70.33	276.65	9.46
					463.80	15.86
2.- Supervisión						
1	Ing. Metalúrgico	0.5	S/ 140.00	144.79	142.39	4.87
2	Ing. Seguridad	0.25	S/ 140.00	144.79	71.20	2.43
					213.59	7.30
3.- Insumos						
1	Cianuro de sodio	2.4	16.00			38.40
2	Soda cáustica	0.4	1.70			0.68
3	Ácido muriático	0.45	3.50			1.58
4	Carbón activado	2	32.00			64.00
5	Cal	0.8	0.80			0.64
6	Bolas de acero	1.8	4.5			8.10
						113.40
4.- Otros servicios						
1	Energía eléctrica	2.5	3.80			9.50
2	Agua	1.2	5.00			6.00
						15.50
5.- Equipos de protección personal						
1	Casco minero	3.6	30.00	300	0.36	0.01
2	Mameluco	3.6	55.00	200	0.99	0.03
3	Botas de jebe	3.6	30.00	200	0.54	0.02
4	Guantes de cuero	3.6	5.00	20	0.90	0.03
5	Guantes de badana	3.6	3.5	50	0.25	0.01
6	Mascarilla de media cara	3.6	50	100	1.80	0.06
7	Filtro para partículas	3.6	45	50	3.24	0.11
8	Barbiquejo	3.6	1.5	300	0.02	0.00
9	Lentes de protección	3.6	3	50	0.22	0.01
10	Correa de seguridad	3.6	25	300	0.30	0.01
11	Tapón de oídos	3.6	2.00	100	0.07	0.00
					8.69	0.30
COSTO TOTAL					S./Ton	152.36
Gastos generales (10 %)						15.24
Utilidades (10 %)						15.24
TOTAL (S//Ton)						182.83

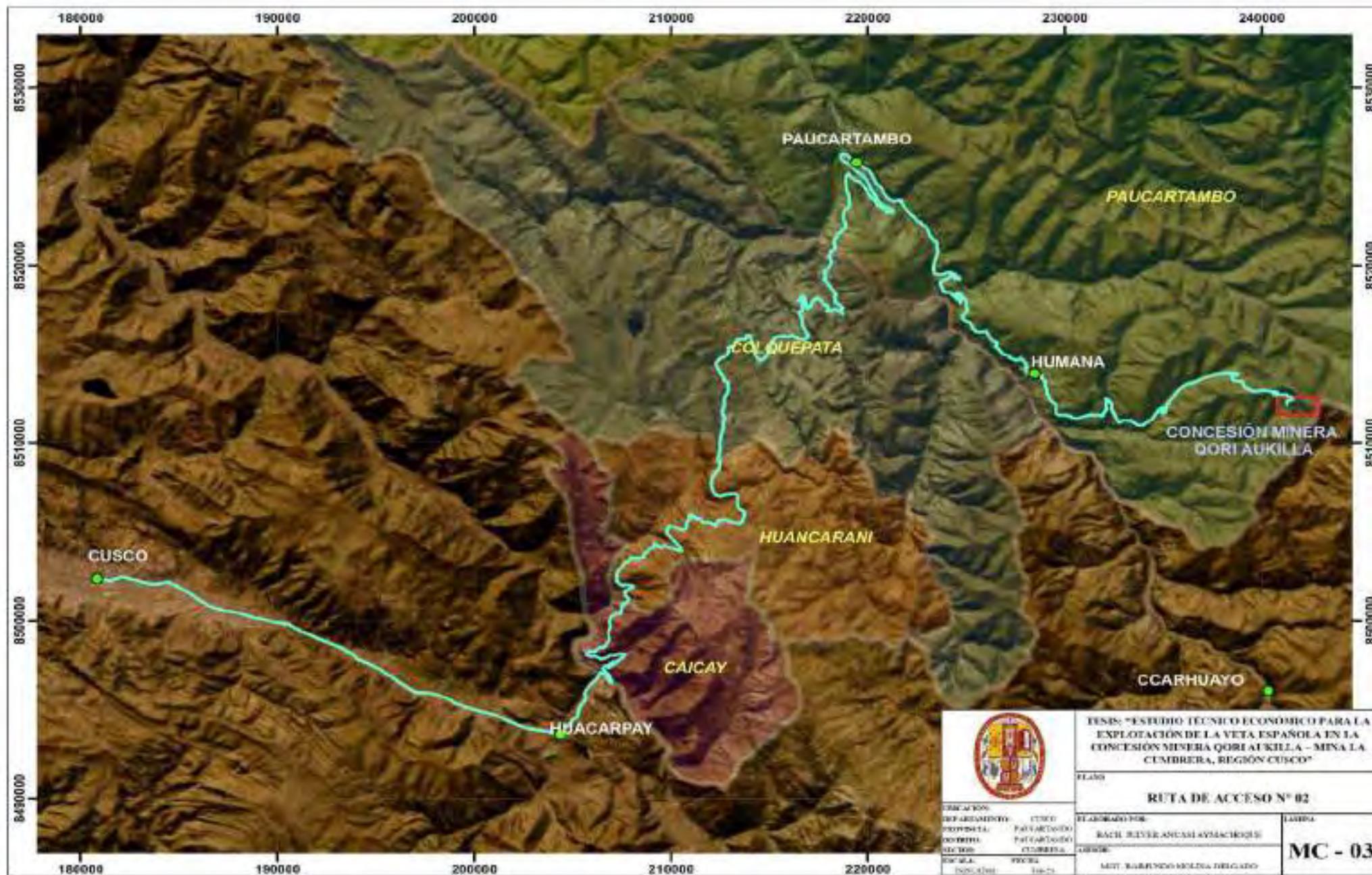
ANEXO 11: Ubicación de la Mina La Cumbreira



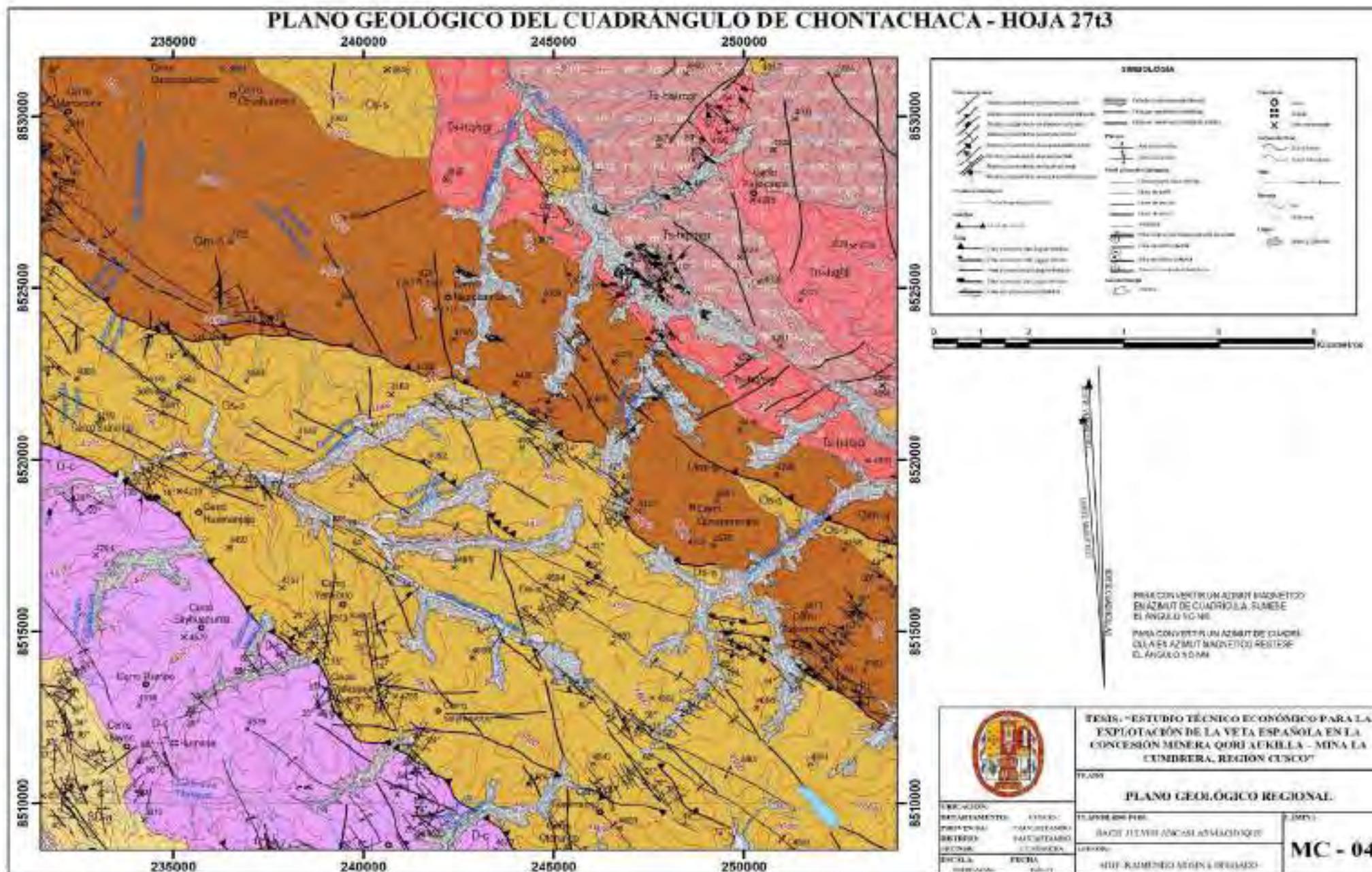
ANEXO 12: Ruta de acceso N° 01



ANEXO 13: Ruta de acceso N° 02



ANEXO 14: Plano geológico regional

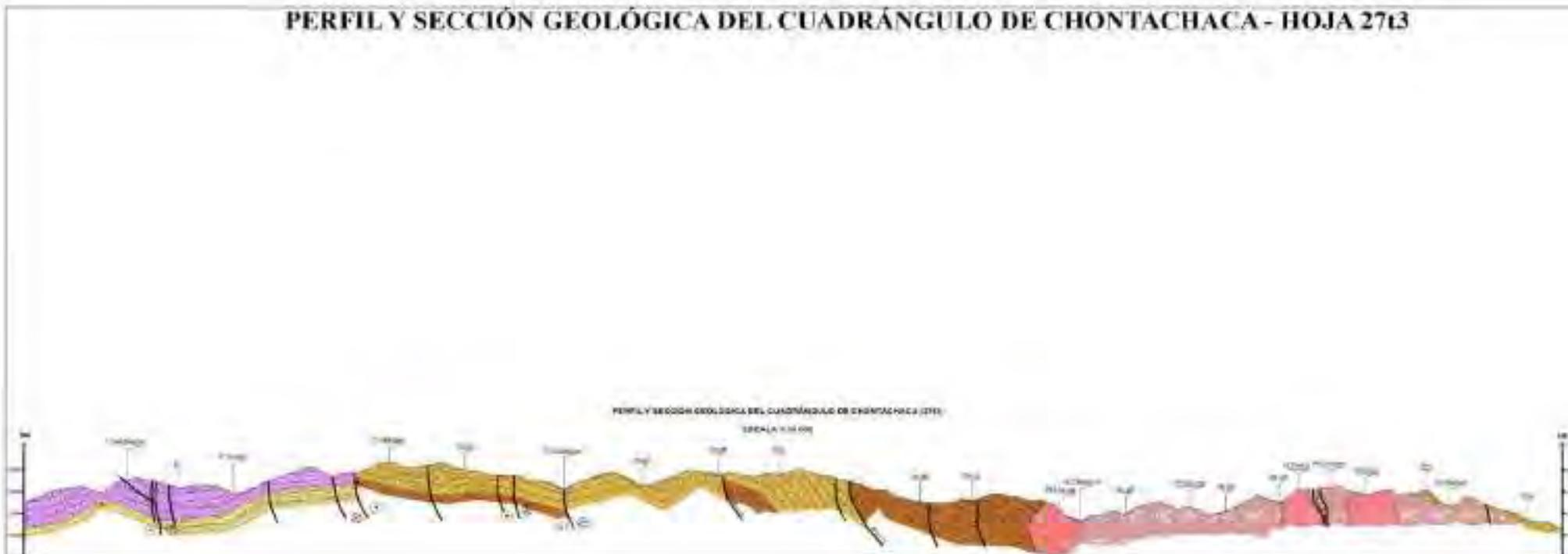


ANEXO 15: Columna estratigráfica regional

COLUMNA ESTRATIGRÁFICA DEL CUADRÁNGULO DE CHONTACHACA - HOJA 2713					
UNIDADES LITOSTRATIGRÁFICAS					
ERA/TEMA	SISTEMA	SERIE	UNIDADES SEDIMENTARIAS	UNIDADES VOLCÁNICAS	
CENOZOICO	CHONTACHACA	CHONTACHACA	<p><b>Ca-E</b> Depósito fluvial Cuerpo de depósitos (arenas, limos, arcillas) a menudo arenosos y arenosillos, no consolidados por sus.</p> <p><b>Ca-a</b> Depósito aluvial Cuerpo de depósitos (arenas y arcillas) a menudo arenosos y arenosillos, consolidados por la acción de minerales y cementación por carbonato de calcio.</p> <p><b>Ca-af</b> Depósito gravítico fluvial Cuerpo de depósitos (arenas y arcillas) a menudo arenosos y arenosillos, cementados por carbonato de calcio.</p> <p><b>Sgl</b> Depósito glacial Cuerpo de depósitos (arenas y arcillas) a menudo arenosos y arenosillos, cementados por carbonato de calcio.</p>		
		CHONTACHACA			
PALEOZOICO	CHONTACHACA	CHONTACHACA			<p><b>Chontachaca</b> Cuerpo de lavas basálticas, andesíticas y graníticas, compuesto por lavas y fragmentos de lavas, en forma de lavas y lavas fragmentadas, en forma de lavas y lavas fragmentadas, en forma de lavas y lavas fragmentadas.</p> <p><b>Chontachaca</b> Cuerpo de lavas basálticas, andesíticas y graníticas, compuesto por lavas y fragmentos de lavas, en forma de lavas y lavas fragmentadas, en forma de lavas y lavas fragmentadas, en forma de lavas y lavas fragmentadas.</p> <p><b>Chontachaca</b> Cuerpo de lavas basálticas, andesíticas y graníticas, compuesto por lavas y fragmentos de lavas, en forma de lavas y lavas fragmentadas, en forma de lavas y lavas fragmentadas, en forma de lavas y lavas fragmentadas.</p>
		CHONTACHACA			
		CHONTACHACA			
		CHONTACHACA			

ANEXO 16: Perfil y sección geológica regional

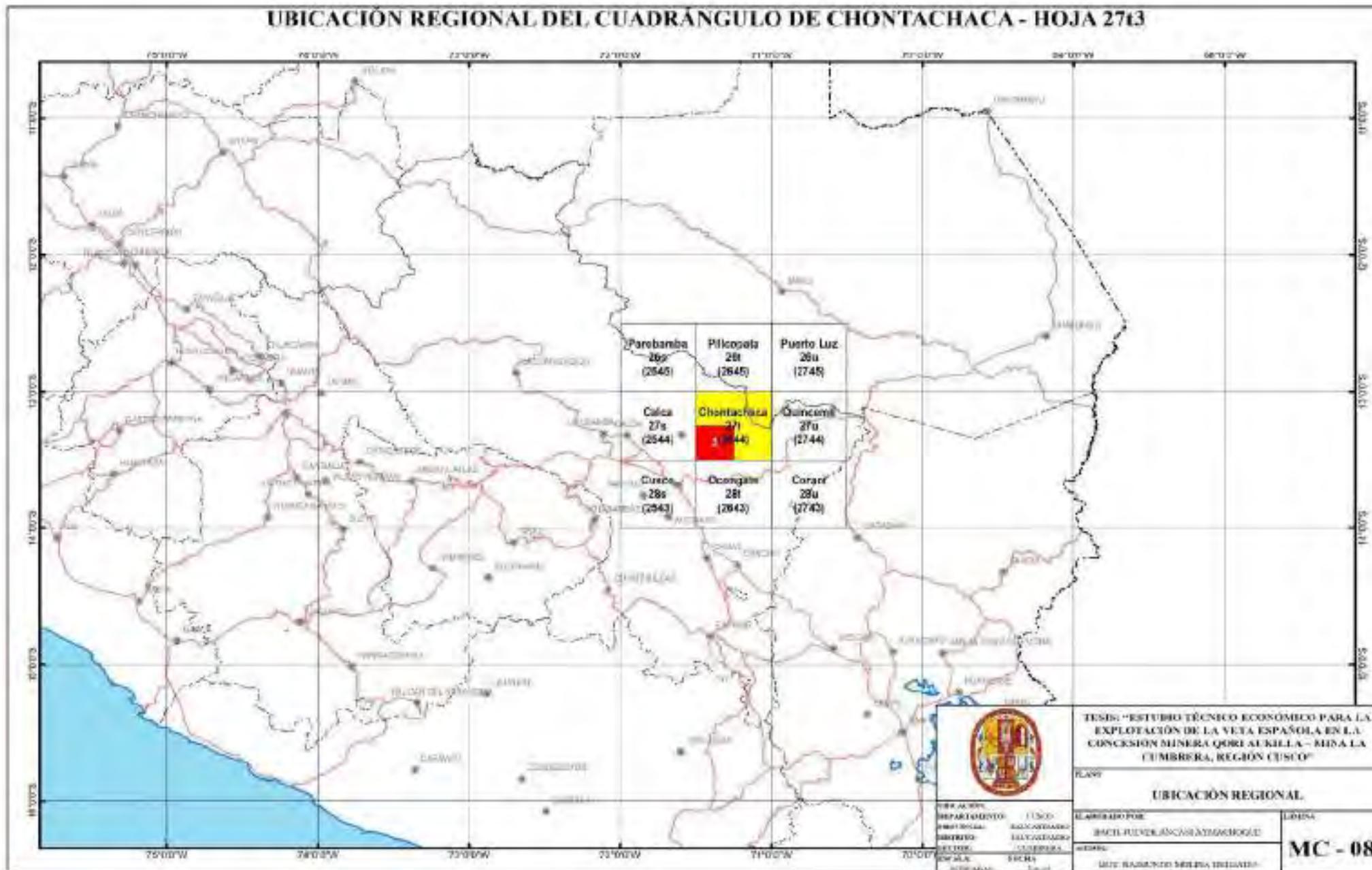
**PERFIL Y SECCIÓN GEOLÓGICA DEL CUADRÁNGULO DE CHONTACHACA - HOJA 2713**



		DESES - "ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPAÑOLA EN LA CONCESIÓN MINERA QORI AUKILLA - MINA LA CUMBRE, REGIÓN CUSCO"	
		PLANO <b>PERFIL Y SECCIÓN GEOLÓGICA REGIONAL</b>	
DISTRITO: CUSCO DEPARTAMENTO: CUSCO PROVINCIA: VALLE DE LA UCA DISTRITO: VALLE DE LA UCA LOCALIDAD: CUSCO	DISTRITO: CUSCO DEPARTAMENTO: CUSCO	ELABORADO POR: ING. JUAN JOSÉ GARCÍA Y MORALES	LÁMINA: <b>MC - 06</b>



ANEXO 18: Ubicación regional del cuadrángulo de Chontachaca



ANEXO 19: Vista panorámica de la Veta Española



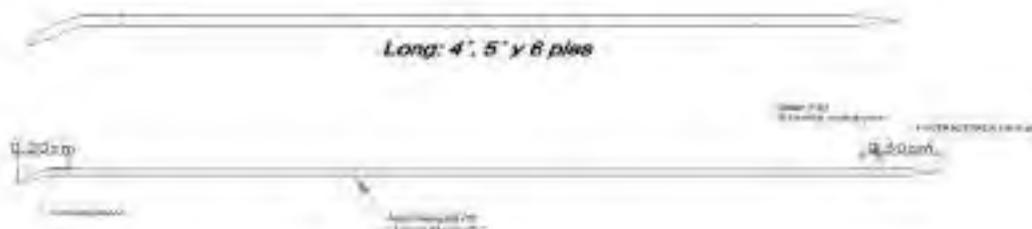
ANEXO 20: Desatado de rocas

Longitud barretilla= 4', 5' y 6 pies (variable)

ALTURA DE LABOR (h)

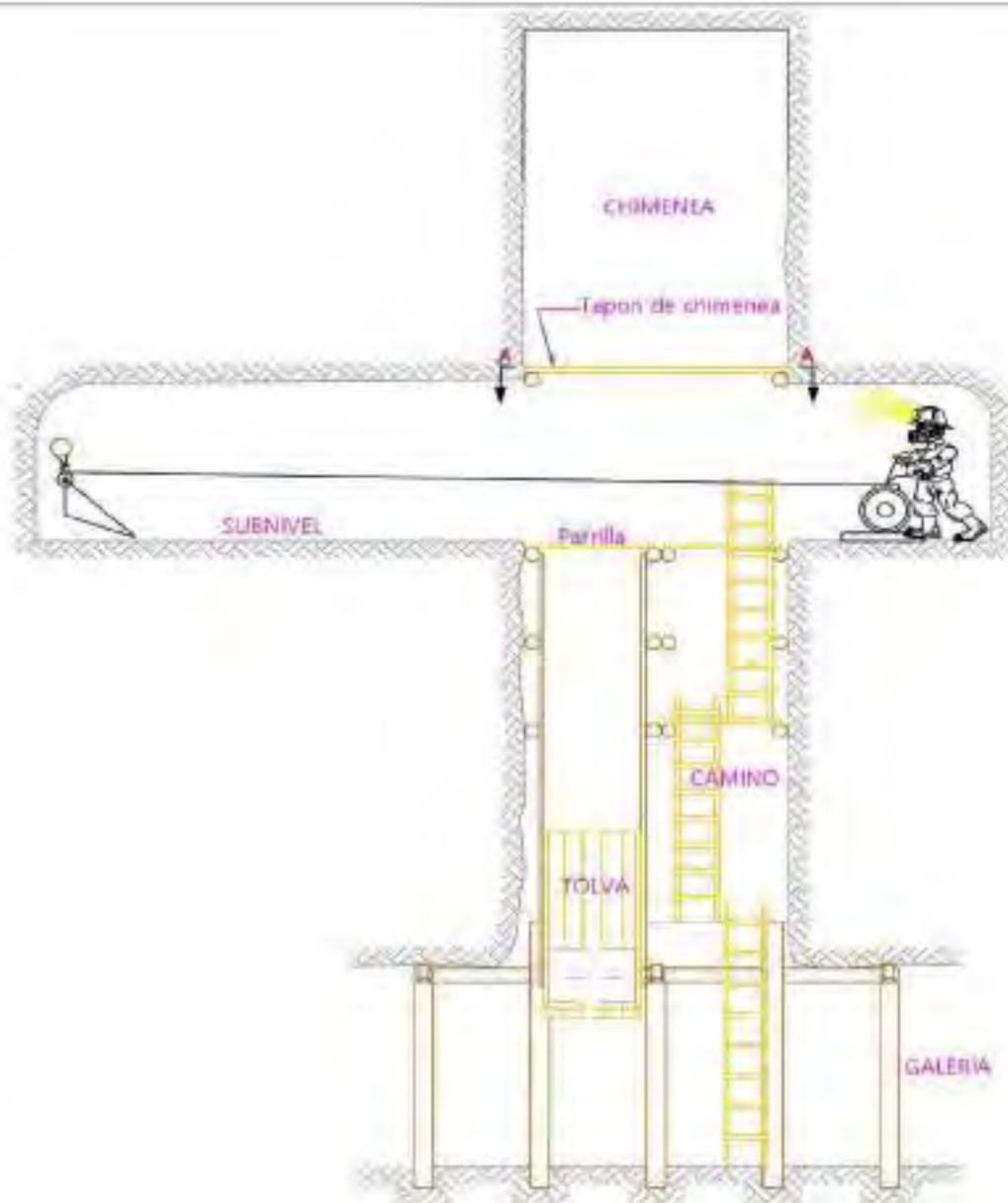


- \* Elegir la barretilla adecuada a la altura de la labor a desatar (4, 5 o 6 pies) en el caso de las labores de la Veta Española las alturas varían entre 1.8 a 2.4 metros de altura
- \* Mantener la barretilla a un costado y separado del cuerpo.
- \* Mantener la barretilla a 45° respecto a la horizontal (en lo posible)
- \* Situarse fuera de la trayectoria de la caída de las rocas en desate

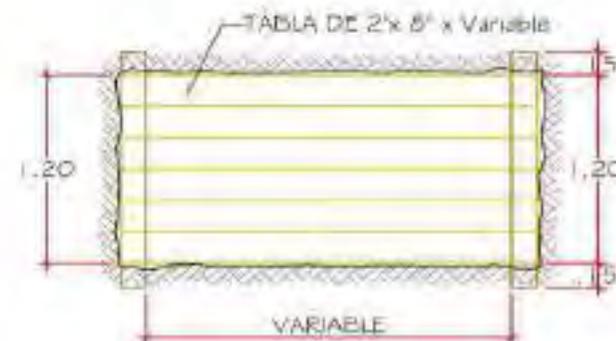


	TESIS: "ESTUDIO TÉCNICO-ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPAÑOLA EN LA CONCESIÓN MINERA ORO SUKILLA - MINA LA CUMBRETA, REGIÓN CUENCA"	
	CLASE: <b>DESATADO DE ROCAS</b>	
UNIVERSIDAD DE CUENCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS	ELABORADO POR: DANILO VERA SANCAS, INYMACOARE	LÍNEA: <b>MC - 10</b>

ANEXO 21: Limpieza de mineral



VISTA FRONTAL



SECCION A-A  
ESCALA: 1/50

- \* Los trabajos de limpieza inicialmente se realizarán de forma manual para luego implementar un winche eléctrico para poseer una mayor productividad.
- \*\* El mineral será descargado mediante las tolvas a los carros mineros

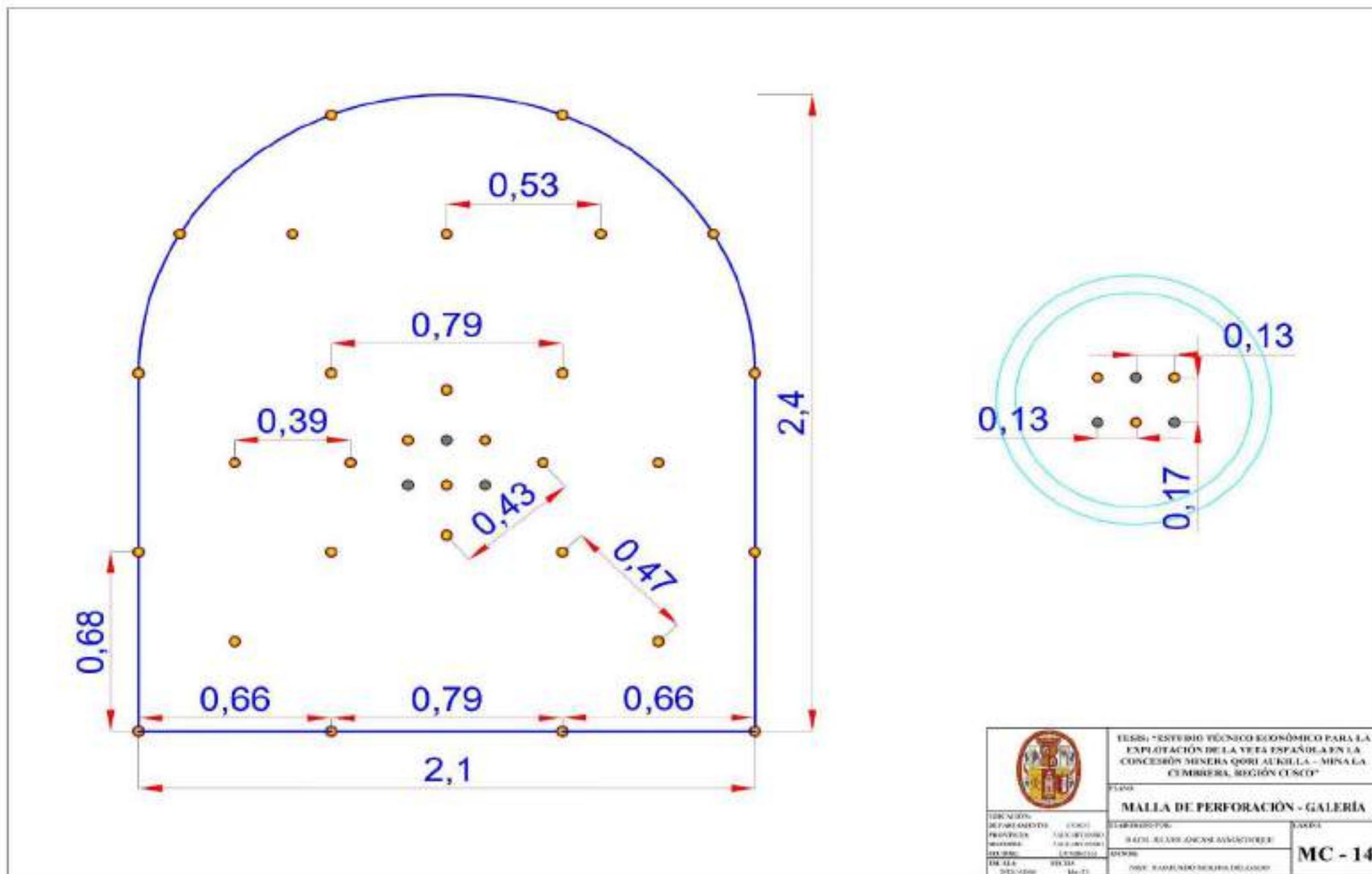
		TESIS: "ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA EXPLORACIÓN DE LA VETA ESPARDEA EN LA CONCESIÓN MINERA ORE AUQUILA - MINA LA CUMBREIRA, REGIÓN CUSCO"	
		PLAN:	
LIMPIEZA DE MINERAL EN LOS TAJEOS		ESCALA:	
INSTITUCIÓN: DEPARTAMENTO: PROVINCIA: DISTRITO: CANTÓN: ESCALA: FECHA:	INSTITUCIÓN: DEPARTAMENTO: PROVINCIA: DISTRITO: CANTÓN: ESCALA: FECHA:	INSTITUCIÓN: DEPARTAMENTO: PROVINCIA: DISTRITO: CANTÓN: ESCALA: FECHA:	INSTITUCIÓN: DEPARTAMENTO: PROVINCIA: DISTRITO: CANTÓN: ESCALA: FECHA:
		<b>MC - 11</b>	

ANEXO 22: Sostenimiento en tajeos



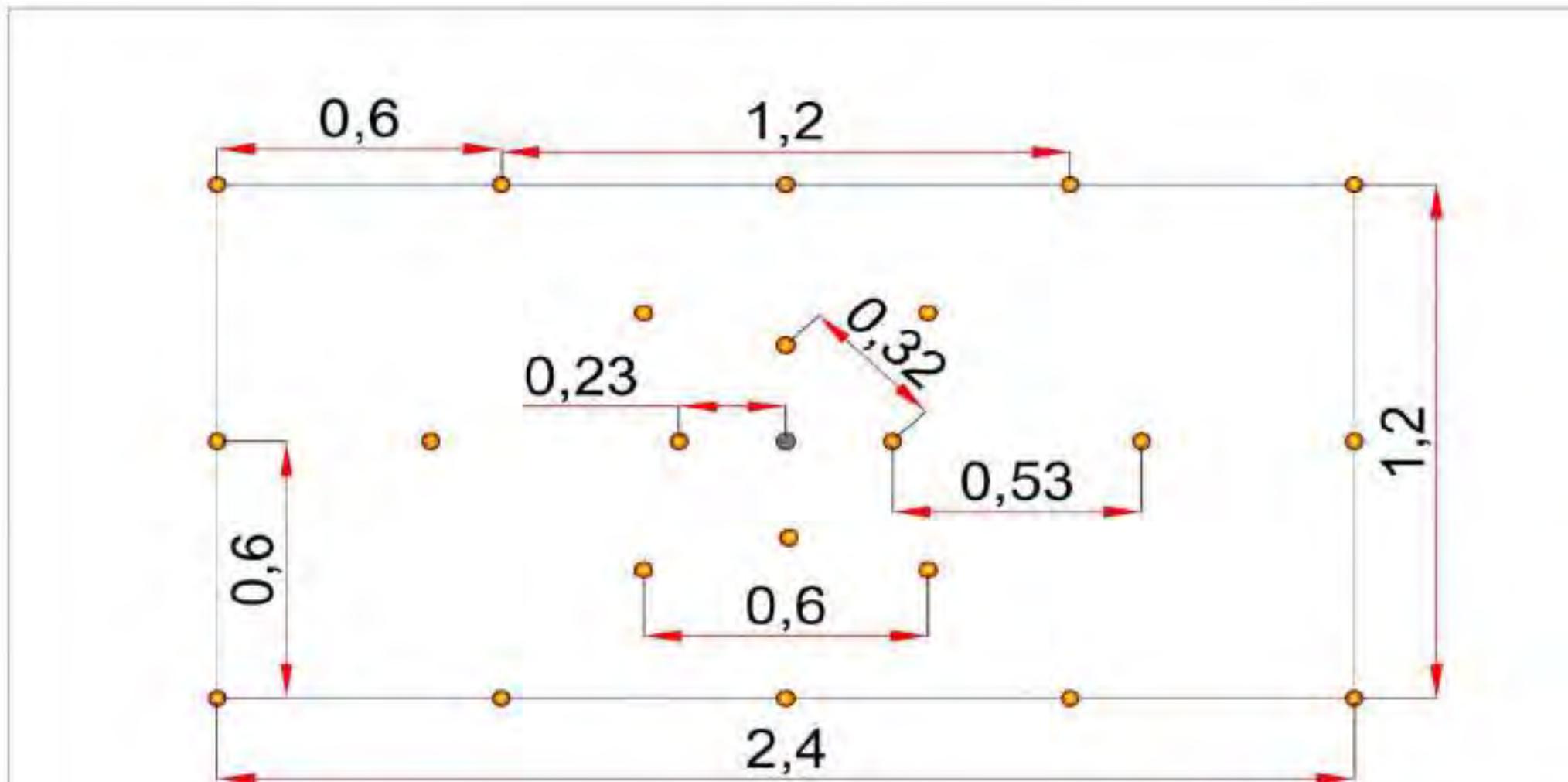
		TESIS: "ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA EXPLORACIÓN DE LA VETA ESPAÑOLA EN LA CONCESIÓN MINERA QORI AUQUELA - MINA LA CUMBREIRA, REGIÓN CUSCO"	
		PLANEO:	
TÍTULO:		SOSTENIMIENTO EN TAJEOS	
DEPARTAMENTO: CUSCO	PROVINCIAS: TACUSIBAMBO	DISTRITO: TACUSIBAMBO	CANTÓN:
ESCALA:	FICHA:	MAPA:	LÁMINA:
BOGOTÁ:		MAPA:	
			<b>MC - 12</b>

ANEXO 23: Malla de perforación de la galería



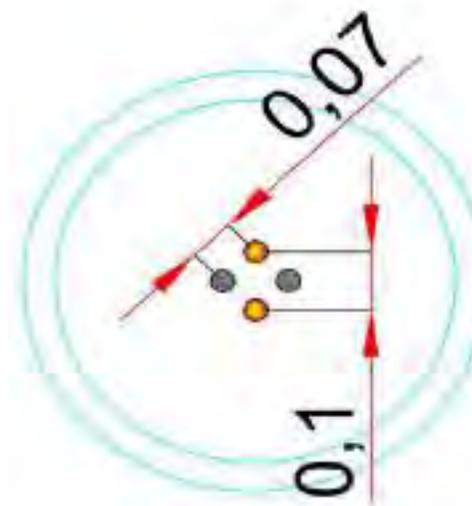
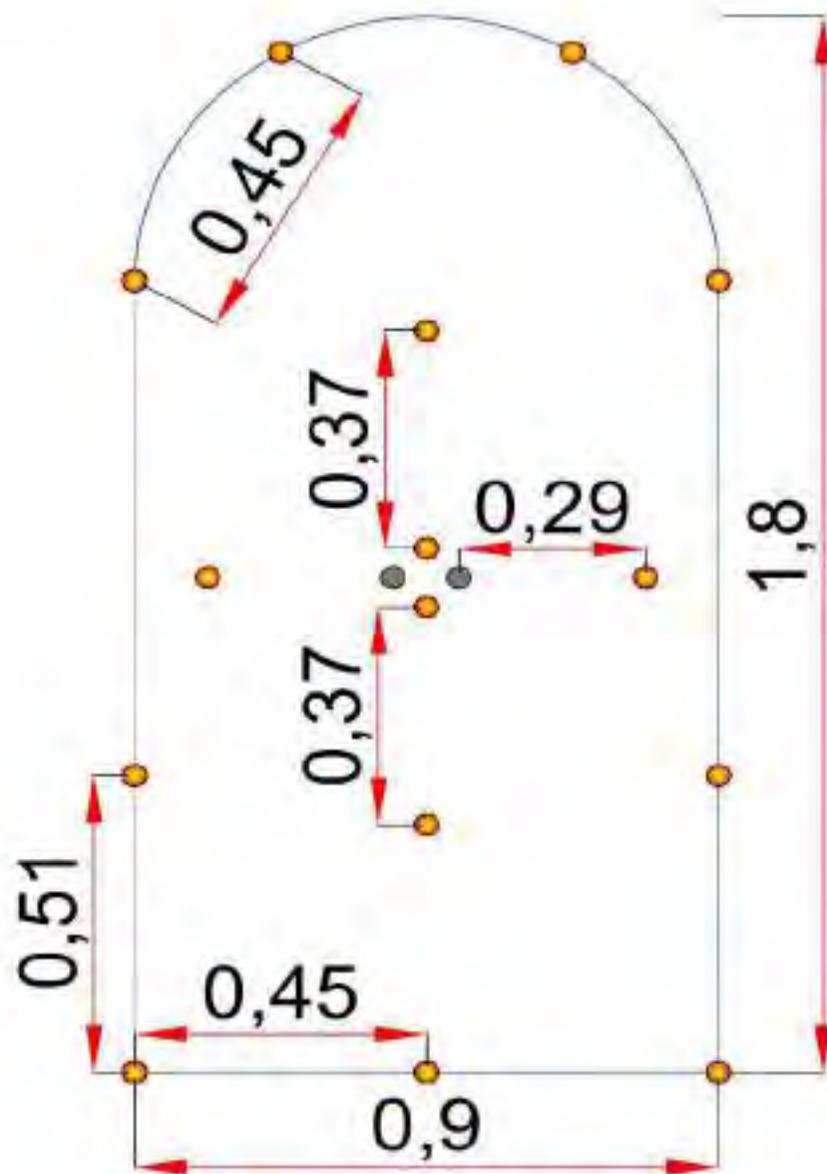
		TESB: "ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA YEDA ESPAÑOLA EN LA CONCESIÓN MINERA QORI AUKILLA - MINA LA CUMBRE, REGIÓN CUSCO"	
		PLANO <b>MALLA DE PERFORACIÓN - GALERÍA</b>	
DIRECCIÓN: DEPARTAMENTO: CUSCO PROVINCIA: AUCAYBANO DISTRITO: AUCAYBANO MUNICIPIO: AUCAYBANO DISTRITO: AUCAYBANO	ELABORADOR: INGENIERO: RAMÓN DOMESTICO	TÍTULO: DISEÑO: RAMÓN DOMESTICO	ESCALA: <b>MC - 14</b>

ANEXO 24: Malla de perforación de la chimenea



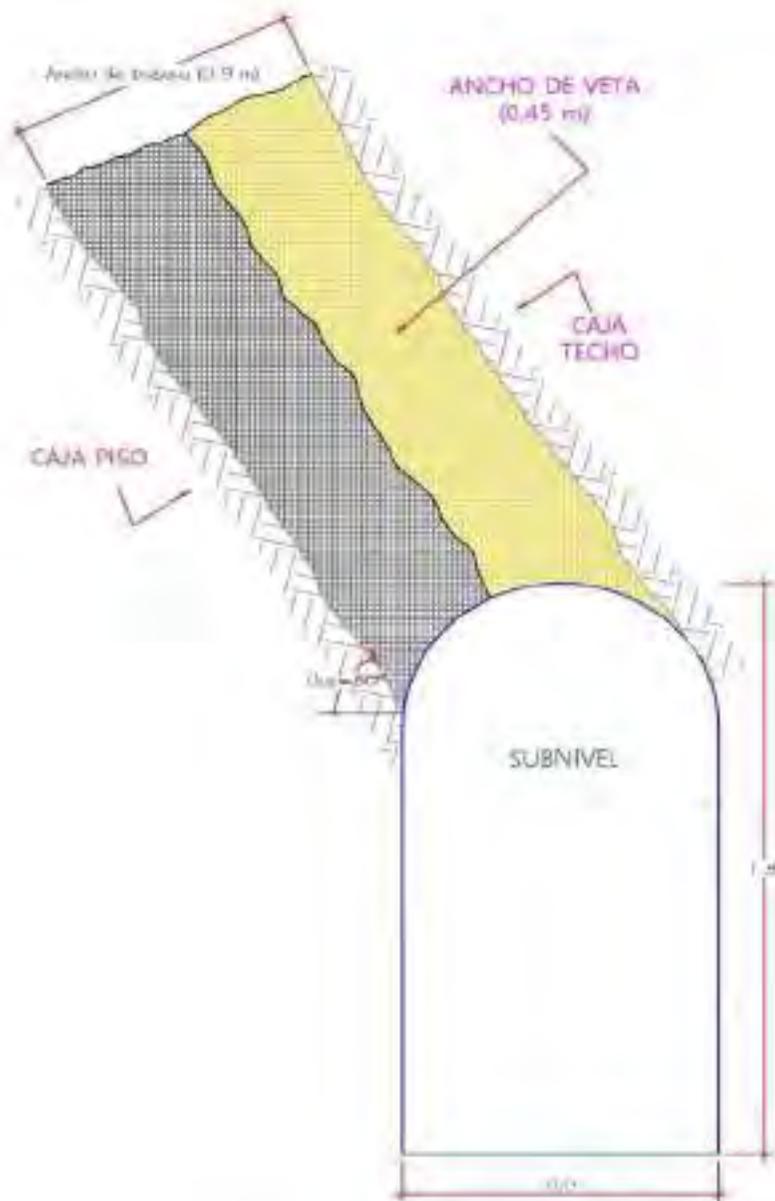
	TESIS: "ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPAÑOLA EN LA CONCESIÓN MINERA DORADOPIELLA - MINA LA CUMBRETA, REGIÓN CUSCO"	
	MALLA DE PERFORACIÓN - CHIMENEA	
AUTOR: INSTITUCIÓN: FECHA: LUGAR:	TÍTULO: INSTITUCIÓN: FECHA: LUGAR:	MC - 17

ANEXO 25: Malla de perforación del subnivel



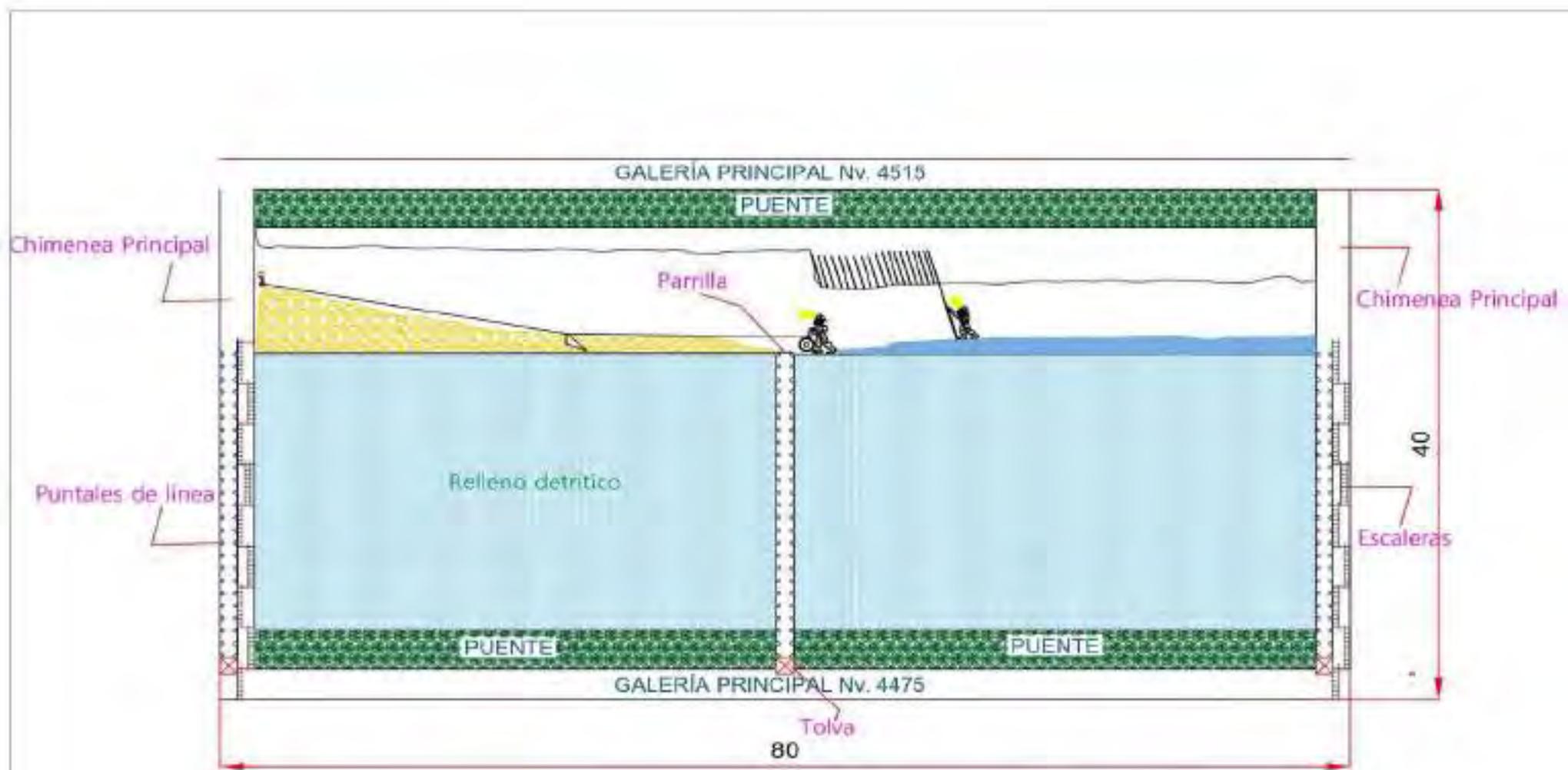
		TESIS: "ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPAÑOLA EN LA CONCESIÓN MINERA QORIT AUKILLA - MINA LA CUMBREIRA, REGIÓN CUSCO" N.º 210	
		MALLA DE PERFORACIÓN - SUB NIVEL	
EMPRESA: INSTITUCIÓN: AUTOR: FECHA:	INSTITUCIÓN: AUTOR: FECHA:	TÍTULO: N.º: FECHA:	LUGAR: ESCALA: N.º DE HOJA:
			<b>MC - 20</b>

ANEXO 26: Circado de veta



	TESIS: "ESTUDIO TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPAÑOLA EN LA CONCESIÓN MINERA QORI AURELLA - MINA LA LUMBRERA, REGIÓN CUSCO"	
	PLANO <b>SUB VARIANTE - CIRCADO DE VETA</b>	
INSTITUCIÓN: UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA	ELABORADOR: ING. JOSE ANTONIO VILLALBA	ESCALA: 1:100
<b>MC - 22</b>		FECHA: 2011

ANEXO 27: Método de extracción corte y relleno ascendente

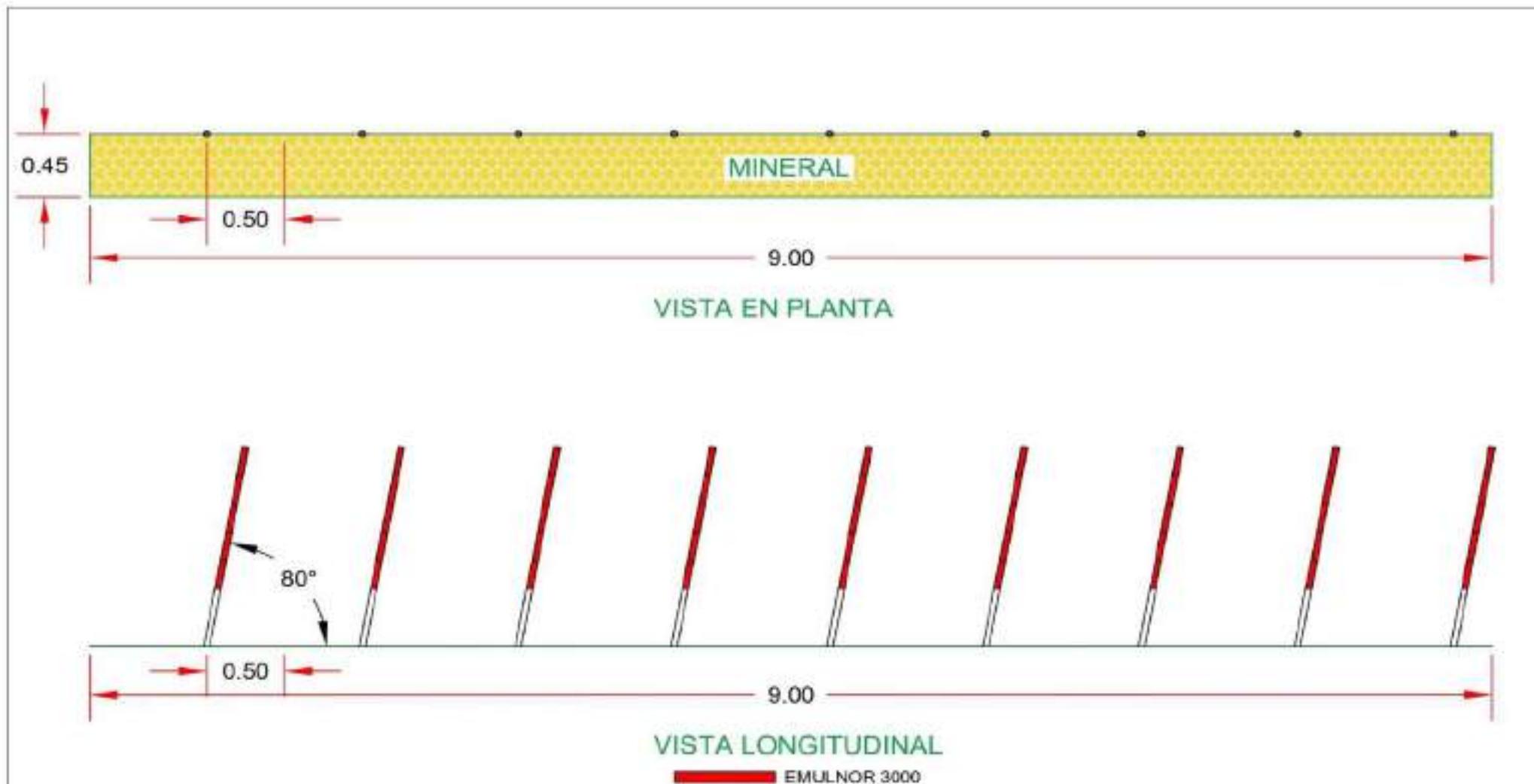


		TESIS TÉCNICO ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPAOLA EN LA CONCESIÓN MINERA OBRALAJILLA - MINERA CLABRELA, REGIÓN CUSCO	
		MÉTODO DE EXTRACCIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	
AUTOR: PROFESOR: DIRECTOR: REVISOR: APROBADO:	AUTOR: PROFESOR: DIRECTOR: REVISOR: APROBADO:	INSTITUCIÓN: INSTITUCIÓN DE INVESTIGACIONES Y SERVICIOS	LÍNEA: MC - 24

ANEXO 28: Malla de perforación – Roca estéril

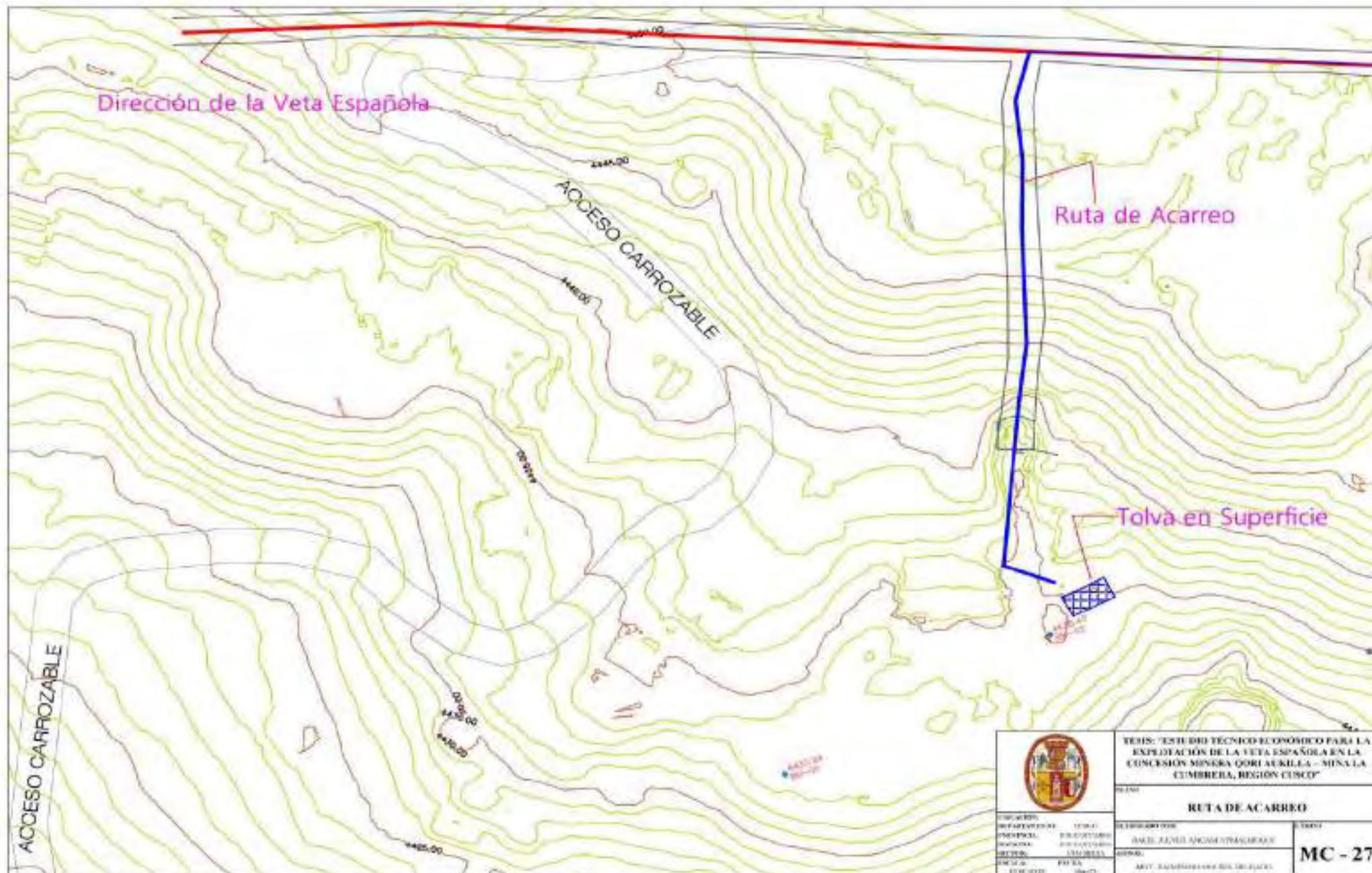


ANEXO 29: Malla de perforación - Mineral

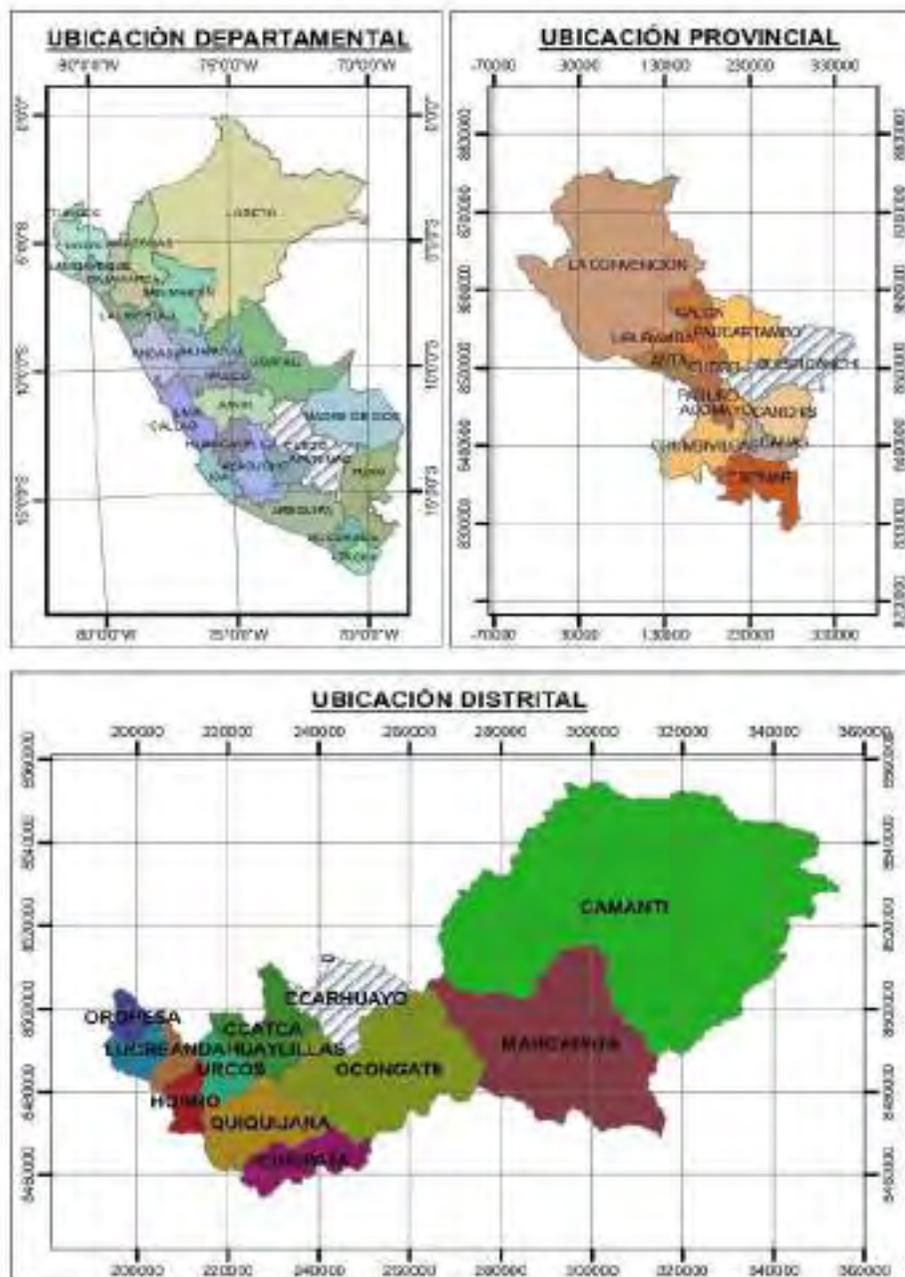


	TESIS: "ESTUDIO TÉCNICO-ECONÓMICO PARA LA EXPLOTACIÓN DE LA VETA ESPAÑOLA EN LA CONCESIÓN MINERA QORI AUKILLA - MINA LA CUMBREHA, REGIÓN CUSCO"	
	TÍTULO: MALLA DE PERFORACIÓN - MINERAL	
DEPARTAMENTO: CUSCO PROVINCIAS: PACCHASAYAN DISTRITOS: PACCHASAYAN MUNICIPIO: CUMBREHA DISTRITO: CUMBREHA	AUTOR: ING. JAMES ANTONIO YANEREGUI INSTITUCIÓN: I.P.T.	FECHA: 2014 NÚMERO: MC - 26

ANEXO 30: Ruta de acarreo



ANEXO 31: Ubicación de la planta de beneficio



ANEXO 32: Recursos hídricos de la zona del proyecto

