

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

PROPUESTA DE IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN
SUBLEVEL CAVING EN EL CUERPO ÚRSULA 5 DE LA UNIDAD MINERA LAS
ÁGUILAS, LAMPA – PUNO

PRESENTADO POR:

Br. JUAN MANUEL AYERVE PEÑA

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

ASESOR:

Mg. ODILÓN CONTRERAS ARANA

CUSCO – PERÚ

2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

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

El que suscribe, **Asesor** del trabajo de investigación/tesis titulada: PROPUESTA DE IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBNIVEL CAVIUS EN EL CUERPO URSULA 5 DE LA UNIDAD MINERA LAS ÁGUILAS, LAMPA - PUNO

presentado por: JUAN MANUEL AYERVE PEÑA con DNI Nro.: 73981158 presentado por: con DNI Nro.: para optar el título profesional/grado académico de INGENIERO DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 03 veces, mediante el Software Antiplagio, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso de Sistema Antiplagio de la UNSAAC** y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 9 %.

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

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No se considera plagio.	<input checked="" type="checkbox"/>
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las correcciones.	<input type="checkbox"/>
Mayor 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.	<input type="checkbox"/>

Por tanto, en mi condición de asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y **adjunto** la primera página del reporte del Sistema Antiplagio.

Cusco, 04 de junio de 2024

Juan Manuel Ayerve Peña
Firma

Post firma: OSILÓN CONTRERAS ARANA

Nro. de DNI: 23823356

ORCID del Asesor: 0000-0002-9164-1705

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: oid: 27259:359198070

NOMBRE DEL TRABAJO

**PROPUESTA DE IMPLEMENTACIÓN DEL
MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL C
AVING EN EL CUERPO ÚRSULA 5 DE LA
UN**

AUTOR

JUAN MANUEL AYERVE PEÑA

RECUENTO DE PALABRAS

32183 Words

RECUENTO DE CARACTERES

171557 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

204 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

15.5MB

FECHA DE ENTREGA

Jun 4, 2024 11:45 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Jun 4, 2024 11:48 AM GMT-5

● 9% de similitud general

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

- 8% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 7% Base de datos de trabajos entregados
- 1% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 9 palabras)

DEDICATORIA:

Dedicado a mi mamá Matilde y a mi
amada Wenyi por su apoyo incondicional.

AGRADECIMIENTOS:

A Dios por guiarme por el buen camino a lo largo de mi vida universitaria, por ser mi luz en mi camino, por darme la sabiduría y fortaleza para cumplir todos mis objetivos.

A los ingenieros que laboran en el departamento de geología e ingeniería de la Unidad Minera Las Águilas por su valiosa orientación y por compartir sus vastos conocimientos que son de mucha ayuda en mi crecimiento profesional.

A la universidad por haber permitido formarme y agradecer a todas las personas que fueron partícipes de este proceso, también a mis docentes por compartir sus enseñanzas y experiencias que son importantes en nuestra formación profesional.

A mis compañeros de trabajo y amigos con los que he laborado, donde he podido intercambiar experiencias e ideas a través de los años de trabajo en distintas unidades mineras.

RESUMEN

Actualmente en el sector minero el principal objetivo de las compañías mineras es ser rentables para reducir sus costos e incrementar su productividad y de esta manera ser competitivos en el mercado; debido a esto, en el presente trabajo se realiza la propuesta de implementación del método Sublevel Caving, donde el objetivo del presente trabajo es mejorar la productividad y reducir los costos aplicando la propuesta de implementación del método de explotación Sublevel Caving en la explotación del cuerpo Úrsula 5 en la Unidad Minera Las Águilas. Se efectuó una investigación de tipo aplicada y no experimental, por otro lado, es de nivel explicativo. La información se recopiló utilizando la técnica de observación documental, donde se revisó registros, informes, planos, trabajos de investigación relacionados al presente trabajo, entre otros; luego se realizó la selección del método de explotación que se basó en parámetros técnicos y de diseño como son: geología, características geométricas del yacimiento, geomecánica, topografía, entre otros. Al discutir los resultados, se determinó que al hacer una comparación del método Sublevel Caving con el método Corte y Relleno Ascendente, donde se observa que el método Sublevel Caving es el más adecuado para el yacimiento, porque tiene una producción de 781.8 ton/día, frente al método Corte y Relleno Ascendente que tiene una producción de 337 ton/día, también se observa que el costo de operación para el método Sublevel Caving es 31.72 \$/ton frente al método Corte y Relleno Ascendente que es 45.87 \$/ton, esto permitirá extraer el mineral de manera eficiente, segura y productiva a un bajo costo, lo que le permite a la mina seguir explotando de manera sostenible a lo largo de su vida útil. Se justifica porque es importante trabajar de manera rentable en el rubro minero, ya que las minas hoy en día mejoran su productividad con métodos de explotación masivos, mecanizándose y también implementando tecnología actual.

Palabras clave: Minería subterránea, diseño de explotación y Sublevel Caving.

ABSTRACT

Currently in the mining sector the main objective of mining companies is to be profitable to reduce their costs and increase their productivity and in this way be competitive in the market; Due to this, in this work the proposal for the implementation of the Sublevel Caving method is made, where the objective of this work is to improve productivity and reduce costs by applying the proposal for the implementation of the Sublevel Caving mining method in the exploitation of the Úrsula body 5 in the Las Águilas Mining Company. An applied and non-experimental type of research was carried out; on the other hand, it is of an explanatory level. The information was collected using the documentary observation technique, where records, reports, plans, research works related to this work, among others, were reviewed; Then the selection of the exploitation method was carried out, which was based on technical and design parameters such as: geology, geometric characteristics of the deposit, geomechanics, topography, among others. When discussing the results, it was determined that when making a comparison of the Sublevel Caving method with the overhand cut and fill method, where it is observed that the Sublevel Caving mining method is the most suitable for the deposit, because it has a production of 781.8 tons/day, compared to the Overhand Cut and Fill mining method that has a production of 337 tons/day, it is also observed that the cost of operation for the Sublevel Caving mining method is 31.72 \$/ton compared to the Overhand Cut and Fill mining method which is 45.87 \$/ton, this will allow the mineral to be extracted efficiently, safely and productively at a low cost, allowing the mine to continue exploiting in a sustainable manner throughout its useful life. It is justified because it is important to work profitably in the mining sector, since mines today improve their productivity with massive exploitation methods, mechanizing and also implementing current technology.

Keywords: Underground mining, exploitation design and Sublevel Caving.

ÍNDICE

RESUMEN.....	iv
ABSTRACT.....	v
ÍNDICE	vi
INTRODUCCIÓN	1
CAPITULO I.....	3
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
1.1. PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN.....	3
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	3
1.2.1. <i>Problema principal</i>	3
1.2.2. <i>Problemas específicos</i>	4
1.3. OBJETIVOS.....	4
1.3.1. <i>Objetivo principal</i>	4
1.3.2. <i>Objetivos específicos</i>	4
1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	4
1.4.1. <i>Social</i>	4
1.4.2. <i>Académica</i>	5
1.4.3. <i>Económica</i>	5
1.5. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN.....	5
1.5.1. <i>Hipótesis general</i>	5
1.5.2. <i>Hipótesis específicas</i>	5
1.6. VARIABLES E INDICADORES	5
1.6.1. <i>Operacionalización de las variables</i>	5
1.7. MÉTODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	6
1.7.1. <i>Tipo de investigación</i>	6
1.7.2. <i>Nivel de investigación</i>	6
1.7.3. <i>Población y muestra</i>	7
1.7.3.1. Población	7
1.7.3.2. Muestra	7
1.7.4. <i>Técnica, instrumentos y procesamiento para la recolección de información y datos</i> 7	
1.7.4.1. Técnicas	7
1.7.4.2. Instrumentos	7
1.7.4.3. Procesamiento.....	7
CAPITULO II	9
MARCO TEORICO	9
2.1. ANTECEDENTES.....	9
2.1.1. <i>A nivel nacional</i>	9
2.1.2. <i>A nivel internacional</i>	9
2.1.3. <i>A nivel local</i>	10
2.2. BASES TEÓRICAS	10
2.2.1. <i>Reservas minerales</i>	10

2.2.2. Yacimientos de minerales	10
2.2.2.1. Clasificación genética de los yacimientos minerales	10
2.2.2.1.1. Yacimientos minerales exógenos	11
2.2.2.1.2. Yacimientos minerales endógenos	11
2.2.2.1.3. Yacimientos Metamorfogénicos.....	12
2.2.2.2. Clasificación de yacimientos minerales por su morfología.....	12
2.2.2.2.1. Yacimientos Filoneanos/Vetas	12
2.2.2.2.2. Yacimientos tipo Placeres	13
2.2.2.2.3. Yacimientos tipo Cuerpos (Ore body).....	13
2.2.2.2.4. Yacimientos Diseminados	13
2.2.2.2.5. Yacimientos de tipo STOCK-WORK (Pórfidos).....	13
2.2.2.2.6. Yacimientos de tipo SKARN	14
2.2.3. Minería subterránea	14
2.2.3.1. Clasificación de métodos de explotación subterránea	14
2.2.4. Método de explotación Sublevel Caving	14
2.2.4.1. Diseño y descripción del método de explotación Sublevel Caving.....	16
2.2.4.1.1. Teoría del Elipsoide.....	16
2.2.4.1.2. Características geométricas en el método Sublevel Caving	19
2.2.4.1.3. Teoría interactiva del flujo	20
2.2.4.1.4. Flujo Gravitacional	21
2.2.4.1.5. Diseño de mallas de extracción	22
2.2.4.1.6. Sublevel Caving mejorado.....	25
2.2.4.2. Ciclo de minado.....	27
2.2.4.2.1. Perforación y voladura.....	27
2.2.4.2.2. Ventilación.....	33
2.2.4.2.3. Extracción	34
2.2.4.2.4. Sostenimiento	34
2.2.4.2.5. Carguío y transporte	35
2.2.4.3. Características del método Sublevel Caving	36
2.2.4.4. Ventajas y desventajas del método Sublevel Caving	36
2.2.4.4.1. Ventajas	36
2.2.4.4.2. Desventajas	37
2.2.5. Consideraciones para el diseño del método de explotación Sublevel Caving 37	37
2.2.5.1. Diseño y flujo	37
2.2.5.2. Diseño de ventanas de producción	38
2.2.6. Definición de términos básicos.....	38
2.2.7. Selección del método de minado.....	39
CAPITULO III.....	44
ASPECTOS GENERALES DE LA UNIDAD MINERA LAS ÁGUILAS.....	44
3.1. UBICACIÓN.....	44
3.2. ACCESIBILIDAD	45
3.3. BREVE HISTORIA	46
3.4. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO	47
3.4.1. Geología regional.....	47
3.4.1.1. Estratigrafía	47

3.4.1.1.1.	Cenozoico	47
3.4.1.1.2.	Formación Calizas Ayabacas.....	47
3.4.1.1.3.	Grupo Puno (TPu)	48
3.4.1.1.4.	Grupo Tacaza (TTa)	48
3.4.1.1.5.	Grupo Palca (TPa)	48
3.4.1.1.6.	Grupo Sillapaca (TSi).....	48
3.4.1.1.7.	Cuaternario	49
3.4.2.	<i>Geología local</i>	49
3.4.2.1.	Origen y tipo del yacimiento	50
3.4.2.2.	Mineralización	50
3.4.2.3.	Controles de mineralización	51
3.4.3.	<i>Geología estructural</i>	51
3.4.4.	<i>Geología económica</i>	52
3.4.4.1.	Ley CUT-OFF	52
3.4.4.2.	Inventario de reservas de mineral	53
3.5.	GEOMECAÁNICA DE LA UNIDAD MINERA LAS ÁGUILAS	54
3.5.1.	<i>Calidad de rocas</i>	56
3.5.1.1.	RQD – Rock Quality Designation	56
3.5.1.2.	RMR– Rock Mass Rating.....	56
3.5.2.	<i>Zonificación geomecánica por estructuras</i>	59
3.6.	MINA	63
3.6.1.	<i>Capacidad de producción</i>	63
3.6.2.	<i>Métodos de explotación</i>	64
3.6.3.	<i>Reservas Minables Cuerpo Úrsula 5 por Corte y Relleno Ascendente</i>	65
3.7.	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN BREASTING EN EL CUERPO ÚRSULA 5	66
3.7.1.	<i>Diseño y descripción del método de explotación Corte y Relleno Ascendente con rampa</i>	66
3.7.1.1.	Dimensiones.....	66
3.7.1.2.	Descripción	66
3.7.1.3.	Diseño de la infraestructura.....	67
3.7.1.4.	Detalle de la infraestructura.....	67
3.7.2.	<i>Operaciones del ciclo de minado Corte y Relleno Ascendente</i>	70
3.7.2.1.	Perforación.....	70
3.7.2.2.	Voladura.....	71
3.7.2.3.	Limpieza	71
3.7.2.4.	Sostenimiento.....	72
3.7.2.5.	Relleno	74
3.7.2.6.	Ventilación.....	75
3.7.2.7.	Producción por corte y por día.....	75
3.7.2.8.	Desquinche para cámara en H.....	76
3.7.2.9.	Resumen producción por corte para el cuerpo Úrsula 5 con rampa	77
3.7.3.	<i>Costo de minado del método de explotación Corte y Relleno</i>	78
3.7.3.1.	Costos unitarios del método Corte y Relleno Ascendente	78
3.7.3.2.	Costo de Explotación.....	79
3.7.3.3.	Costo de avances	80

3.7.3.4. Costo total.....	80
3.8. PLANTA DE TRATAMIENTO	81
3.8.1. <i>Operaciones Unitarias de la planta de tratamiento</i>	81
3.8.2. <i>Flow Sheet</i>	81
3.8.3. <i>Productos</i>	83
CAPITULO IV	85
PROPUESTA DE IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO SUBLEVEL CAVING EN EL CUERPO ÚRSULA 5.....	85
4.1. OBJETIVO.....	85
4.2. CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LA ZONA ÚRSULA	85
4.2.1. <i>Características geológicas</i>	85
4.2.2. <i>Condiciones geomecánicas</i>	88
4.2.2.1. Calidad de roca (RQD, RMR)	88
4.2.2.2. Análisis y estimación de esfuerzos en el cuerpo Úrsula 5.....	90
4.2.2.3. Análisis de estabilidad en la sección Úrsula.....	98
4.2.2.3.1. Análisis de estabilidad por Mathews.....	98
4.2.2.3.2. Análisis de estabilidad por Método grafico.....	100
4.2.2.4. Tiempo de aperturas permanentes y temporales.....	102
4.2.3 <i>Reservas de mineral disponibles en sección Úrsula</i>	106
4.3. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN: SUBLEVEL CAVING.....	109
4.3.1. <i>Condiciones de aplicación</i>	109
4.3.2. <i>Cálculo de reservas minables Cuerpo Úrsula 5 por Sublevel Caving</i>	113
4.3.3. <i>Diseño y descripción del método Sublevel Caving - Cuerpo Úrsula 5</i>	116
4.3.3.1. Dimensiones	116
4.3.3.2. Descripción	116
4.3.3.3. Diseño de la infraestructura	119
4.3.3.4. Detalle de la infraestructura.....	119
4.3.4. <i>Proceso de minado</i>	120
4.3.4.1. Perforación.....	120
4.3.4.2. Voladura	134
4.3.4.3. Carguío de explosivos	134
4.3.4.4. Limpieza del mineral	143
4.3.4.5. Ventilación.....	144
4.3.4.6. Tiempo de ciclo de minado	144
4.3.5. <i>Productividad del método de explotación Sublevel Caving</i>	145
4.3.6. <i>Programación de producción</i>	147
4.3.7. <i>Costo de minado del método Sublevel Caving</i>	147
4.3.7.1. Costo de Perforación	147
4.3.7.2. Costo de Voladura	149
4.3.7.3. Costo de Limpieza	151
4.3.7.4. Costo de Ventilación	152
4.3.7.5. Costo de Explotación.....	152
4.3.7.6. Costo de avances	154
4.3.7.7. Costo Total	156
4.3.8. <i>Ventajas y Desventajas en la Aplicación del método Sublevel Caving</i>	156

4.3.8.1.	Ventajas	156
4.3.8.2.	Desventajas	157
CAPITULO V.....		158
RESULTADOS Y DISCUSIONES		158
5.1.	RESULTADOS DEL TRATAMIENTO Y ANÁLISIS DE INFORMACIÓN.....	158
5.1.1.	<i>Cuadro comparativo Corte y Relleno Ascendente Vs Sublevel Caving</i>	<i>158</i>
5.1.2.	<i>Definición del método de explotación</i>	<i>161</i>
CONCLUSIONES.....		162
RECOMENDACIONES		163
BIBLIOGRAFIA.....		164
ANEXOS.....		171
ANEXO A.	<i>PLANO GEOLOGÍA REGIONAL UNIDAD MINERA LAS ÁGUILAS.....</i>	<i>171</i>
ANEXO B.	<i>DIAGRAMA PARA MOSTRAR LAS RELACIONES ESTRATIGRAFÍAS DE ROCAS CENOZOICAS EN EL SUR DEL PERÚ</i>	<i>172</i>
ANEXO C.	<i>DIAGRAMA PARA MOSTRAR LAS FORMACIONES ESTRATIGRAFÍAS EN EL SUR DEL PERÚ</i>	<i>172</i>
ANEXO D.	<i>ESTRATIGRAFÍAS CENOZOICAS COMPARADAS EN EL SUR DEL PERÚ</i>	<i>173</i>
ANEXO E.	<i>DIAGRAMA PARA MOSTRAR LAS FORMACIONES ESTRATIGRAFÍAS EN EL SUR DEL PERÚ</i>	<i>174</i>
ANEXO F.	<i>PLANO GEOLOGÍA LOCAL UNIDAD MINERA LAS ÁGUILAS.....</i>	<i>175</i>
ANEXO G.	<i>COSTO UNITARIO DE SOSTENIMIENTO DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE</i>	<i>176</i>
ANEXO H.	<i>COSTO UNITARIO DE DESMONTE DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....</i>	<i>177</i>
ANEXO I.	<i>COSTO UNITARIO DE AVANCES Y DESQUINCHE DE CORTE Y RELLENO ASCENDENTE.....</i>	<i>178</i>
ANEXO J.	<i>COSTO UNITARIO DE AVANCES DE SUBLEVEL CAVING</i>	<i>179</i>
ANEXO K.	<i>COSTO UNITARIO DE SOSTENIMIENTO DE SUBLEVEL CAVING</i>	<i>180</i>
ANEXO L.	<i>COSTO UNITARIO DE MINERAL Y DESMONTE DE SUBLEVEL CAVING</i>	<i>181</i>
ANEXO M.	<i>COSTO UNITARIO DE EXCAVACIÓN DE CHIMENEA DE 1.20 M X 2.40 M</i>	<i>182</i>
ANEXO N.	<i>COSTO UNITARIO DE INSTALACIÓN DE PERNO SWELLEX.....</i>	<i>183</i>
ANEXO Ñ.	<i>COSTO UNITARIO DE INSTALACIÓN DE MALLA ELECTROSOLDADA</i>	<i>184</i>
ANEXO O.	<i>COSTO UNITARIO DE INSTALACIÓN DE CIMBRA 3.5 M X 3.5 M</i>	<i>185</i>
ANEXO P.	<i>COSTO UNITARIO DE LANZADO DE SHOTCRETE 2"</i>	<i>186</i>
ANEXO Q.	<i>PRECIOS UNITARIOS DE AVANCES Y SOSTENIMIENTO</i>	<i>187</i>

INDICE DE TABLAS

TABLA 1 OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES	6
TABLA 2 FACTORES DE PESO DE NICHOLAS	43
TABLA 3 ACCESO A LA U.M. LAS ÁGUILAS	46
TABLA 4 VALORES US\$ POR T.M.S.....	52
TABLA 5 CLASIFICACIÓN DE RESERVAS POR SU VALOR	53
TABLA 6 RESERVAS POR ZONA	54
TABLA 7 HISTÓRICO DE RESERVAS – UNIDAD MINERA LAS ÁGUILAS	54
TABLA 8 CLASIFICACIÓN RQD.....	56
TABLA 9 CLASES DE MACIZO ROCOSO RMR.....	57
TABLA 10 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA SISTEMA RMR 1989	57
TABLA 11 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA BUENA II.....	58
TABLA 12 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA REGULAR III	58
TABLA 13 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA MALA IV	58
TABLA 14 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA MALA V	59
TABLA 15 RANGOS GSI Y RMR Y TIPOS DE ROCA SEGÚN LA CARTILLA GEOMECÁNICA	60
TABLA 16 PRODUCCIÓN DE LA U.M. LAS ÁGUILAS EN EL AÑO 2022	63
TABLA 17 PROGRAMA DE PRODUCCIÓN DE LA U.M. LAS ÁGUILAS EN EL AÑO 2023	64
TABLA 18 RESERVAS ESTIMADAS PARA CUERPO ÚRSULA 5.....	65
TABLA 19 DETALLE PERFORACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CON RAMPA EN CUERPO ÚRSULA 5	71
TABLA 20 DETALLE LIMPIEZA CYRA CON RAMPA EN CUERPO ÚRSULA 5.....	71
TABLA 21 DETALLE SOSTENIMIENTO CYRA CON RAMPA EN CUERPO ÚRSULA 5	72
TABLA 22 DETALLE SOSTENIMIENTO CYRA CON RAMPA EN CUERPO ÚRSULA 5	73
TABLA 23 DETALLE RELLENO CYRA CON RAMPA CUERPO ÚRSULA 5	74
TABLA 24 TIEMPO DE PRODUCCIÓN POR CORTE CYRA CON RAMPA EN CUERPO ÚRSULA 5	75
TABLA 25 PRODUCCIÓN DIARIA CYRA CON RAMPA EN CUERPO ÚRSULA 5.....	76
TABLA 26 DETALLE DESQUINCHE PARA CÁMARAS EN H CYRA CON RAMPA EN CUERPO ÚRSULA 5	76
TABLA 27 RESUMEN PRODUCCIÓN POR CORTE CYRA CON RAMPA ÚRSULA 5 CUERPO	77
TABLA 28 COSTOS UNITARIOS DEL MÉTODO.....	78
TABLA 29 COSTOS DEL MÉTODO.....	78
TABLA 30 COSTOS UNITARIOS DE EXPLOTACIÓN DEL MÉTODO	79
TABLA 31 COSTO DE EXPLOTACIÓN DEL MÉTODO	79
TABLA 32 COSTOS UNITARIOS DE AVANCES	80
TABLA 33 COSTO DE AVANCES	80
TABLA 34 COSTO TOTAL DEL MÉTODO	80
TABLA 35 PRODUCCIÓN METÁLICA DE ENERO – DICIEMBRE DEL 2022	83
TABLA 36 PRODUCCIÓN METÁLICA DE ENERO - JULIO DEL 2023.....	84
TABLA 37 ÍNDICE DE CALIDAD RQD, INTERPRETACIÓN DE VALORES.....	89
TABLA 38 RESUMEN CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA ÚRSULA 5	90
TABLA 39 RESUMEN ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA ÚRSULA 5	90
TABLA 40 CARACTERÍSTICAS PRINCIPALES	90
TABLA 41 RESULTADOS DE LOS ENSAYOS	91
TABLA 42 RESULTADOS PARA LA ROCA INTACTA ÚRSULA 5	92
TABLA 43 RESULTADOS PARA LAS DISCONTINUIDADES.....	93
TABLA 44 DATOS DE ENTRADA PARA LA ESTIMACIÓN DE PARÁMETROS GEOMECÁNICAS	94
TABLA 45 ORIENTACIÓN DE ESFUERZOS PRINCIPALES.....	96
TABLA 46 MAGNITUD DE ESFUERZOS PRINCIPALES A 100 METROS (PROFUNDIDAD)	96
TABLA 47 RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL CUERPO ÚRSULA 5	97
TABLA 48 ESFUERZOS IN-SITU PARA LA ESTRUCTURA MINERALIZADA CUERPO ÚRSULA 5	97
TABLA 49 NÚMERO DE ESTABILIDAD “N”	100
TABLA 50 RADIO HIDRÁULICO “S” CON SOSTENIMIENTO	102
TABLA 51 RESERVAS POR VALOR.....	105
TABLA 52 RESERVAS POR VALOR.....	106

TABLA 53 RESERVAS POR CERTEZA	106
TABLA 54 RESERVAS REFERIDAS AL NIVEL 4280	107
TABLA 55 RESERVAS DE MINERAL ZONA LAS ÚRSULAS DEBAJO DEL NIVEL 4280	107
TABLA 56 RESERVAS DE MINERAL ZONA LAS ÚRSULAS SOBRE EL NIVEL 4280.....	108
TABLA 57 HISTÓRICO DE RESERVAS – ZONA ÚRSULA.....	109
TABLA 58 INFORMACIÓN INICIAL DE LAS ESTRUCTURAS DE ESTUDIO	110
TABLA 59 VALORES PONDERADORES SELECCIONADOS A DETALLE PARA EL CUERPO ÚRSULA 5 EN GEOMETRÍA/DISTRIBUCIÓN DE LEYES Y ZONA DEL MINERAL	111
TABLA 60 VALORES PONDERADORES SELECCIONADOS A DETALLE PARA EL CUERPO ÚRSULA 5	112
TABLA 61 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SELECCIONADO PARA EL CUERPO ÚRSULA 5	113
TABLA 62 PORCENTAJE DE DILUCIÓN	114
TABLA 63 RESERVAS ESTIMADAS PARA CUERPO ÚRSULA 5	115
TABLA 64 <i>CONSTANTE DE ROCA (C) EN FUNCIÓN DEL RMR</i>	122
TABLA 65 METROS PERFORADOS Y TIEMPO DE PERFORACIÓN POR ABANICO EN EL SUBNIVEL 1	131
TABLA 66 METROS PERFORADOS Y TIEMPO DE PERFORACIÓN POR ABANICO DEL SUBNIVEL 2 AL 5.....	131
TABLA 67 METROS PERFORADOS Y TIEMPO DE PERFORACIÓN POR ABANICO DEL SUBNIVEL 6	132
TABLA 68 METROS PERFORADOS POR DISPARO EN LAS VENTANAS DEL SUBNIVEL 1	132
TABLA 69 METROS PERFORADOS POR DISPARO EN LAS VENTANAS DEL SUBNIVEL 2 AL 5	133
TABLA 70 METROS PERFORADOS POR DISPARO EN LAS VENTANAS DEL SUBNIVEL 6	133
TABLA 71 <i>CARACTERÍSTICAS EXPLOSIVO EMULNOR 1000</i>	135
TABLA 72 <i>DISTRIBUCIÓN DE CARGA Y TIEMPO DE CARGUÍO DE EXPLOSIVO EN LOS ABANICOS</i>	141
TABLA 73 <i>CANTIDAD DE CARTUCHOS POR DISPARO</i>	142
TABLA 74 <i>VOLUMEN Y TONELAJE ROTO/DISPARO</i>	142
TABLA 75 <i>FACTOR DE POTENCIA Y CARGA POR DISPARO</i>	142
TABLA 76 VOLUMEN, TONELAJE, TIEMPO DE LIMPIEZA POR ABANICO	143
TABLA 77 <i>TIEMPO DE LIMPIEZA POR DISPARO</i>	143
TABLA 78 <i>TIEMPO DE CICLO DE MINADO POR DISPARO 1</i>	144
TABLA 79 <i>TIEMPO DE CICLO DE MINADO POR DISPARO 2</i>	144
TABLA 80 <i>GUARDIAS DE CICLO DE MINADO POR DISPARO 1</i>	145
TABLA 81 <i>GUARDIAS DE CICLO DE MINADO POR DISPARO 2</i>	145
TABLA 82 <i>RECURSOS DEL CUERPO ÚRSULA 5 A EXPLOTAR</i>	145
TABLA 83 <i>PRODUCTIVIDAD EMPLEANDO EL MÉTODO SUBLEVEL CAVING</i>	146
TABLA 84 <i>PROGRAMA DE PRODUCCIÓN PARA SUBLEVEL CAVING</i>	147
TABLA 85 COSTO DE PERFORACIÓN	148
TABLA 86 COSTO DE PERFORACIÓN TOTAL	149
TABLA 87 COSTO DE VOLADURA.....	150
TABLA 88 COSTO DE VOLADURA TOTAL.....	151
TABLA 89 COSTO UNITARIO DE LIMPIEZA	151
TABLA 90 COSTO DE LIMPIEZA TOTAL.....	152
TABLA 91 COSTO TOTAL VENTILACIÓN	152
TABLA 92 COSTOS UNITARIOS DEL MÉTODO SUBLEVEL CAVING	153
TABLA 93 COSTO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL CAVING SOBRE EL NIVEL 4250	153
TABLA 94 COSTO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL CAVING SOBRE EL NIVEL 4280	154
TABLA 95 COSTO UNITARIO DE AVANCES	154
TABLA 96 COSTO TOTAL DE AVANCES SOBRE EL NIVEL 4250.....	155
TABLA 97 COSTO TOTAL DE AVANCES SOBRE EL NIVEL 4280.....	155
TABLA 98 COSTO TOTAL DEL MÉTODO SOBRE EL NIVEL 4250	156
TABLA 99 COSTO TOTAL DEL MÉTODO SOBRE EL NIVEL 4280	156
TABLA 100 CUADRO COMPARATIVO.....	159
TABLA 101 RESUMEN DE PRECIOS UNITARIOS	160

INDICE DE FIGURAS

FIGURA 1 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL CAVING.....	15
FIGURA 2 VISTA EN SUS DIFERENTES CORTES	16
FIGURA 3 TEORÍA DEL ELIPSOIDE	18
FIGURA 4 CARACTERÍSTICAS GEOMÉTRICAS	19
FIGURA 5 TEORÍA INTERACTIVA DEL FLUJO	21
FIGURA 6 MODELO DEL ELIPSOIDE DE EXTRACCIÓN.....	22
FIGURA 7 ESPACIAMIENTO ENTRE PUNTOS DE EXTRACCIÓN	23
FIGURA 8 CURVA DE LAUBSCHER.....	24
FIGURA 9 CURVA DE LAUBSCHER.....	24
FIGURA 10 FORMULA DE KVAPIL	25
FIGURA 11 DIFERENCIAS EN EL ESQUEMA DE LA PERFORACIÓN	26
FIGURA 12 DIFERENCIAS EN LA FORMA DEL FLUJO DE MINERAL	26
FIGURA 13 DIAGRAMA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN ABANICO DE PRODUCCIÓN SUBLEVEL CAVING.....	28
FIGURA 14 PRESENTACIÓN GRÁFICA DEL ESPACIO ENTRE PUNTAS (T) PARA UN ANILLO TÍPICO DE DIEZ BARRENOS	29
FIGURA 15 MINI JUMBO ELECTROHIDRÁULICO (COLIBRÍ).....	30
FIGURA 16 JUMBO EN PERFORACIÓN	30
FIGURA 17 PENTACORD.....	32
FIGURA 18 FANEL.....	32
FIGURA 19 MECHA RÁPIDA	33
FIGURA 20 CLASIFICACIÓN DE LA GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES.....	40
FIGURA 21 CLASIFICACIÓN CARACTERÍSTICAS	40
FIGURA 22 CLASIFICACIÓN EN FUNCIÓN DE LA GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES (A)	41
FIGURA 23 CLASIFICACIÓN POR LAS CONDICIONES GEOTÉCNICAS DEL MINERAL (B)	41
FIGURA 24 CLASIFICACIÓN POR LAS CONDICIONES GEOTÉCNICAS DE CAJA TECHO (C).....	42
FIGURA 25 CLASIFICACIÓN POR LAS CONDICIONES GEOTÉCNICAS DE CAJA PISO (D)	42
FIGURA 26 UBICACIÓN DE LA U.M. LAS ÁGUILAS	44
FIGURA 27 CARTILLA GEOMECÁNICA ANVERSO.....	61
FIGURA 28 CARTILLA GEOMECÁNICA REVERSO	62
FIGURA 29 VISTA LONGITUDINAL DE CYRA CON RAMPA CUERPO ÚRSULA 5	69
FIGURA 30 VISTA TRANSVERSAL A-A' DE CYRA CON RAMPA CUERPO ÚRSULA 5	69
FIGURA 31 MALLA DE PERFORACIÓN 3.5M X 3.5M EN BREASTING – CYRA CON RAMPA	70
FIGURA 32 DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA CONCENTRADORA SANTA LUCIA - CIEMSA	82
FIGURA 33 PLANO DEL MAPEO GEOLÓGICO DEL NV.4280	86
FIGURA 34 GUÍA PARA EVALUAR EL PARÁMETRO D EN EXCAVACIONES SUBTERRÁNEAS.....	94
FIGURA 35 PROPIEDADES DE RESISTENCIA EN LA MASA ROCOSA.....	95
FIGURA 36 GRÁFICO DE ESTABILIDAD MODIFICADO DE (POTVIN AND HADJIGEORGIOU 2001) .	101
FIGURA 37 SOSTENIMIENTO PARA LABORES DE AVANCE PERMANENTE	103
FIGURA 38 SOSTENIMIENTO PARA LABORES DE AVANCE TEMPORALES	104
FIGURA 39 TIEMPO DE AUTO SOPORTE PARA LA UM LAS ÁGUILAS.....	105
FIGURA 40 VISTA PLANTA DEL SLC CON RAMPA DEL CUERPO ÚRSULA 5	117
FIGURA 41 VISTA LONGITUDINAL DEL SLC CON RAMPA DEL CUERPO ÚRSULA 5	118
FIGURA 42 SECCIÓN TRANSVERSAL A-A' DEL SLC CON RAMPA DEL CUERPO ÚRSULA 5	118
FIGURA 43 CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS DEL EMULNOR	124
FIGURA 44 COLUMNA DE PERFORACIÓN	125
FIGURA 45 MEDIDAS DEL EQUIPO	126
FIGURA 46 ÁREA DE COBERTURA	126
FIGURA 47 SECCIÓN TRANSVERSAL DEL ESQUEMA DE PERFORACIÓN SLC - CUERPO ÚRSULA 5	129
FIGURA 48 VISTA LONGITUDINAL DEL ESQUEMA DE PERFORACIÓN SLC - CUERPO ÚRSULA 5	129
FIGURA 49 ESQUEMA DE ABANICOS SLC - CUERPO ÚRSULA 5	130
FIGURA 50 PARÁMETROS DE CARGUÍO	135
FIGURA 51 CARGUÍO DE TALADROS ABANICO 11	136
FIGURA 52 CARGUÍO DE TALADROS ABANICO 10.....	136

FIGURA 53 <i>CARGUÍO DE TALADROS ABANICO 9</i>	137
FIGURA 54 <i>CARGUÍO DE TALADROS ABANICO 8</i>	137
FIGURA 55 <i>CARGUÍO DE TALADROS ABANICO 7</i>	138
FIGURA 56 <i>CARGUÍO DE TALADROS ABANICO 6</i>	138
FIGURA 57 <i>CARGUÍO DE TALADROS ABANICO 5</i>	139
FIGURA 58 <i>CARGUÍO DE TALADROS ABANICO 4</i>	139
FIGURA 59 <i>CARGUÍO DE TALADROS ABANICO 3</i>	140
FIGURA 60 <i>CARGUÍO DE TALADROS ABANICO 2</i>	140
FIGURA 61 <i>CARGUÍO DE TALADROS ABANICO 1</i>	141

INDICE DE IMÁGENES

IMAGEN 1 TRABAJADOR DE LA U.M. LAS ÁGUILAS MANIPULANDO EMULNOR	31
IMAGEN 2 CARMEX ANTES DE LA VOLADURA.....	33
IMAGEN 3 VENTILADORA AL INTERIOR DE LA LABOR	34
IMAGEN 4 SOSTENIMIENTO CON CIMBRAS DE LA CÁMARA WINCHE DE LA U.M. LAS ÁGUILAS	35
IMAGEN 5 SCOOPTRAM EN ACTIVIDAD EN LA U.M. LAS ÁGUILAS	36
IMAGEN 6 BOCAMINA ZONA ÚRSULA - UNIDAD MINERA LAS ÁGUILAS NV. 4330.....	45
IMAGEN 7 ZONA MINERALIZADA DE CUERPO ÚRSULA 5	88

INDICE DE ABREVIATURAS

SLC	Sublevel Caving
CyRA	Corte y Relleno Ascendente
RQD	Rock Quality Designation
TM	Toneladas métricas
TMD	Toneladas métricas por día
TMA	Toneladas métricas por año
TMM	Toneladas métricas por mes
RMR	Rock Mass Rating
Q	Q de Barton
U.P.	Unidad de Producción
U.M.	Unidad Minera
GSI	Geological Strength Index
ton	tonelada
h	hora
g	gramo
plg	pulgada
h-h	horas hombre
h-m	horas maquina
m	metro
und	unidad
gdia	guardia

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo denominado “**PROPUESTA DE IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL CAVING EN EL CUERPO ÚRSULA 5 DE LA UNIDAD MINERA LAS ÁGUILAS, LAMPA – PUNO**” surge de la pregunta: ¿Cómo se puede mejorar la productividad en el Cuerpo Úrsula 5 de la Unidad Minera Las Águilas?, y tiene como fundamento la propuesta de implementación del método de explotación Sublevel Caving, el cual permitirá incrementar su productividad y reducir los costos. La característica principal de este método de explotación es su alta capacidad productiva, es un método masivo que utiliza el flujo gravitacional para el mineral disparado y del desmante que se ha derrumbado. El principal interés de este trabajo fue conocer cuánto va mejorar la productividad al implementar el método de explotación Sublevel Caving.

La tesis tiene la siguiente estructura:

Capítulo I: Planteamiento del problema, donde se detalla la problemática de la investigación, su formulación del problema, elaboración de objetivos, justificación y la hipótesis de la investigación, también se trabaja con las variables e indicadores y la metodología de la investigación.

Capitulo II: Marco teórico, que referencia el presente trabajo de investigación, tales como antecedentes a nivel internacional, nacional y local; se fundamenta las bases teóricas del método de explotación Sublevel Caving, la teoría del elipsoide, el flujo gravitacional, la teoría interactiva del flujo, la selección del método de explotación por Nicholas y la definición de términos.

Capitulo III: Aspectos generales de la Unidad Minera Las Águilas, donde se detalla la ubicación, accesibilidad, geología del yacimiento, geomecánica de la mina, la situación actual de la mina; se evalúa el método de explotación Corte y Relleno Ascendente mecanizado para

el cuerpo Úrsula 5, donde se realiza el diseño, operaciones del ciclo de minado y el costeo del método; también se incluye la planta de tratamiento, flow sheet y productos.

Capítulo IV: Propuesta de implementación del método de explotación Sublevel Caving en el cuerpo Úrsula 5, donde se indica las características geológicas y geomecánicas, reservas en el cuerpo Úrsula 5, se realiza la selección del método de explotación por Nicholas, se calcula las reservas minables, se diseña y se realiza las operaciones del ciclo de minado con el costeo del método.

Capítulo V: Resultados y discusiones, se realiza el tratamiento de los resultados y el análisis de la información del método Sublevel Caving frente al método Corte y Relleno Ascendente mecanizado y luego se define el método de explotación, donde el método que mejor se adecua al yacimiento es el Sublevel Caving por su alta productividad y bajo costo unitario.

Finalmente, las conclusiones, recomendaciones, bibliografía y anexos.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. PROBLEMÁTICA DE LA INVESTIGACIÓN

En una operación minera los costos unitarios del ciclo de minado son los más relevantes, por lo que se buscan opciones para optimizar rendimientos de productividad y reducir costos. Por tanto, aplicar métodos de explotación con mayor tonelaje cumplirá con los planes de producción, reduciendo así los costos operacionales.

Actualmente, en la unidad minera Las Águilas una preocupación constante es la productividad, existen deficiencias en la producción diaria, debido a los altos costos operativos, lo que trae consigo una baja productividad, por lo tanto, es importante implementar un método de explotación óptimo para lograr una buena eficiencia y una óptima producción.

Para seleccionar un método de minado, crear un programa de optimización de la productividad y reducir costos a través de diversas variables operativas, va depender de la geología, geomecánica y su valor económico de las estructuras mineralizadas.

En la Unidad Minera Las Águilas, se viene trabajando desde hace varios años aplicando el método Corte y Relleno Ascendente, los cuales han sido implementados en base a variables técnico económicas en años anteriores. Para poder solucionar el problema de la producción, se propone implementar un nuevo método de explotación en el Cuerpo Úrsula 5 para lograr mejorar la productividad y reducir los costos.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. *Problema principal*

- ¿Cómo se puede mejorar la productividad aplicando la propuesta de implementación del método de explotación Sublevel Caving en el Cuerpo Úrsula 5 de la Unidad Minera Las Águilas?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Los factores geológicos y mecánicos permitirán la implementación del método de explotación Sublevel Caving?
- ¿Cómo aplicar criterios técnicos y económicos en la explotación del cuerpo Úrsula 5?
- ¿Cómo reducir los costos en la explotación del cuerpo Úrsula 5 en la Unidad Minera Las Águilas?

1.3. OBJETIVOS

1.3.1. Objetivo principal

- Mejorar la productividad aplicando la propuesta de implementación del método de explotación Sublevel Caving en la explotación del cuerpo Úrsula 5 en la Unidad Minera Las Águilas.

1.3.2. Objetivos específicos

- Evaluar las condiciones geomecánicas en los distintos dominios geológicos que permita la implementación del método Sublevel Caving en el cuerpo Úrsula 5.
- Determinar los factores técnicos y económicos, para la implementación del método Sublevel Caving en la explotación del cuerpo Úrsula 5.
- Reducir los costos aplicando la propuesta de implementación del método de minado Sublevel Caving del cuerpo Úrsula 5 de la Unidad Minera Las Águilas.

1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. Social

Esta investigación a partir de incrementar la producción, generará mejores utilidades, por tanto, habrá mayor aporte de impuestos al estado por parte de la empresa

minera, lo cual permitirá tener mejores ingresos por Canon minero para la población cercana, y así realizar obras públicas, apoyo social, etc.

1.4.2. Académica

El presente trabajo tiene como finalidad aplicar y reforzar los conocimientos del método Sublevel Caving que se tiene hasta el momento, los cuales se podrán complementar con el desarrollo del presente estudio.

1.4.3. Económica

Pretende incrementar el tonelaje de mineral, lo cual en términos económicos va generar mayor rentabilidad.

1.5. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Hipótesis general

- Al aplicar la propuesta de implementación del método de minado Sublevel Caving en la explotación del cuerpo Úrsula 5 de la Unidad Minera Las Águilas, incrementará significativamente la productividad.

1.5.2. Hipótesis específicas

- Una buena evaluación de las condiciones geomecánicas, permitirá diseñar e implementar un sostenimiento adecuado y estable.
- Una buena determinación de los factores técnicos y económicos, permitirá el grado de su mecanización y ampliación de la producción de forma viable.
- Los resultados al realizar la reducción de costos, harán que sea factible la implementación del método de explotación Sublevel Caving.

1.6. VARIABLES E INDICADORES

1.6.1. Operacionalización de las variables

Tabla 1

Operacionalización de las variables

Tipo	Nombre	Indicadores
Variable Dependiente	Método de explotación Sublevel	TMD
	Caving	TMM
		TMA
Variables	Reserva de mineral económico	TM
Independientes	Calidad de rocas	RQD, RMR, Q
	Forma del yacimiento	Cuerpo regular
	Tecnología	Mecanizado
	Rentabilidad	\$

Fuente: Elaboración propia.

1.7. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

1.7.1. Tipo de investigación

Es **aplicada** y **no experimental**, ya que tiene como propósito resolver problemas o necesidades del sector minero en este caso, mediante la aplicación de conocimientos o teorías del método de explotación minero a implementar.

1.7.2. Nivel de investigación

Es **descriptivo**, porque se realizó una descripción detallada de las actividades y procesos del método de explotación en la Unidad Minera Las Águilas.

Por otro lado, la investigación es de nivel **explicativo**, donde se explica de qué manera se va implementar dicho método, y bajo qué condiciones. Asimismo, porque se formuló hipótesis que tiene como objetivo determinar los elementos de causa y efecto para la implementación de dicho método.

1.7.3. Población y muestra

1.7.3.1. Población

Se considera como población a la Unidad Minera Las Águilas, donde hay zonas con presencia de cuerpos de mineral y su aplicación de diferentes métodos de minado.

1.7.3.2. Muestra

La muestra para esta investigación no experimental es el cuerpo “Úrsula 5”, de la Unidad Minera Las Águilas.

1.7.4. Técnica, instrumentos y procesamiento para la recolección de información y datos

1.7.4.1. Técnicas

Se realizó mediante la observación, el análisis documental que consiste en la revisión de registros e informes, cuestionarios y técnica de análisis de datos.

1.7.4.2. Instrumentos

Los instrumentos que se utilizaron para dicha investigación se detallan de la siguiente manera:

- Para la elaboración de informes y procesamiento de datos se utilizó el Software de Microsoft Office (Word y Excel), y para la generación de planos el Software AUTOCAD CIVIL 3D.
- Para la búsqueda de información referencial, se requirió de acceso a Internet.
- Material de oficina como un computador, para la elaboración del informe; papelería y bolígrafos, para tomar notas durante el proceso de observación directa.

1.7.4.3. Procesamiento

El procesamiento de datos se realizará mediante la tecnología computarizada para el almacenamiento y procesamiento de los mismos.

Los resultados se presentarán mediante ecuaciones, gráficos y tablas para su interpretación.

Se convertirá los datos en una información significativa para realizar una toma de decisiones adecuada.

CAPITULO II

MARCO TEORICO

2.1. ANTECEDENTES

2.1.1. A nivel nacional

(Sapallanay, 2022), Universidad Nacional de Ingeniería, en la tesis de pregrado que lleva como título “Mejoramiento del Sublevel Caving en una unidad minera”, Sociedad Minera Corona. En este trabajo, realizaron un nuevo diseño de malla de perforación para poder mejorar los tajeos por el método de Sublevel Caving, para mejorar la longitud y ángulo de perforación de los taladros.

(Rebata, 2006), Universidad Nacional de Ingeniería, Informe de ingeniería, “Ingeniería básica y evaluación técnica – económica del proyecto método de explotación Sublevel Caving Mina Tinyag – U.P. Iscaycruz”, donde en este trabajo se realizó una evaluación económica por el método de Sublevel Caving, según sus operaciones unitarias aplicadas.

2.1.2. A nivel internacional

(Muruaga, 2016), Universidad de Chile, tesis de pregrado que lleva como título “Selección de métodos de explotación para vetas angostas”, donde el objetivo es desarrollar un modelo de selección de métodos de explotación para vetas angostas en base a propiedades geotécnicas, estado tensional in situ y características geométricas del yacimiento.

(Vásquez, 2018), Universidad de Chile, tesis de postgrado que lleva como título “Optimización de planes mineros en minas explotadas por panel caving incluyendo actividades de preparación minera”, donde el objetivo es proponer una metodología

basada en programación matemática para poder optimizar la producción, mientras se realiza la preparación.

2.1.3. A nivel local

(AGNITIA CONSULTORES S.A.C., 2022), Informe que lleva como título “Selección del método de minado y diseño de mina Zona Úrsula”, donde el objetivo fue la selección del método y diseño de mina de la Zona Las Úrsulas que abarca la zona de estudio de las estructuras mineralizadas.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Reservas minerales

Es la parte económica que se puede explotar de un recurso mineral medido y/o indicado, donde incluye materiales diluyentes y asignaciones por pérdidas, que ocurre cuando el material se extrae y se definen mediante estudios de prefactibilidad y factibilidad donde se incluye la aplicación de factores modificantes; según estos estudios, la extracción puede ser justificada a través de informes y debe ser documentada. (Torres, 2022)

2.2.2. Yacimientos de minerales

Los yacimientos minerales son concentraciones naturales de minerales en la corteza terrestre y se clasifican por grados de concentración de mineral, de tal manera que la concentración sea lo suficientemente alta, para que la explotación minera sea económica. (Servicio Geológico Mexicano, 2017)

2.2.2.1. Clasificación genética de los yacimientos minerales

Está basada en la identificación de los procesos geológicos responsables de la formación de concentraciones minerales. Estos procesos se pueden dividir en dos grandes grupos:

2.2.2.1.1. Yacimientos minerales exógenos

Estos están relacionados con procesos geoquímicos que han ocurrido antes o actualmente ocurre en las áreas superficiales de la tierra o cerca de ellas. (Celedón, 2016)

Se forman debido a la interacción de las rocas con el entorno.

- ✓ *Intemperismo*: Formados por la alteración de rocas o depósitos que ya existían en la zona de oxidación. (Celedón, 2016)
- ✓ *Placer*: Formados durante el intemperismo o la destrucción de antiguos yacimientos minerales con minerales químicamente estables, de alta dureza o de peso específico alto. (Celedón, 2016)
- ✓ *Sedimentarios*: Formados por la separación del mineral durante procesos sedimentarios por procesos mecánicos, químicos, bioquímicos o vulcanogénicos. (Celedón, 2016)

2.2.2.1.2. Yacimientos minerales endógenos

De origen interno (dentro de la corteza terrestre), causantes de fenómenos sísmicos.

- ✓ *Magmáticos*: Cuando se enfría el magma. (Celedón, 2016)
- ✓ *Pegmatíticos*: Formados a partir de soluciones residuales de origen magmático. (Celedón, 2016)
- ✓ *Carbonatíticos*: Se relaciona con intrusivos del tipo central de composición ultrabásica alcalina. (Celedón, 2016)
- ✓ *Skarns*: Formados por metasomatismo entre intrusivos silicatados y capas calcáreas. (Celedón, 2016)

- ✓ *Albita-greisen*: Se forma en las partes apicales de intrusivos ácidos y alcalinos. (Celedón, 2016)
- ✓ *Hidrotermales*: Se forma a partir de fluidos calientes gaseo-líquidos. (Celedón, 2016)
- ✓ *Sulfuros masivos*: Se forma a partir de procesos volcánicos relacionados con zonas eugeosinclínicas. (Celedón, 2016)

2.2.2.1.3. *Yacimientos Metamorfogénicos*

Estos yacimientos son expuestos a altas temperaturas y presiones donde experimentan varios cambios antes de formarse.

- ✓ *Metamorfizados*: Se produce por la reformación de antiguos depósitos. (Servicio Geológico Mexicano, 2017)
- ✓ *Metamórficos*: Se forman nuevos minerales a partir del metamorfismo de la roca. (Servicio Geológico Mexicano, 2017)

2.2.2.2. Clasificación de yacimientos minerales por su morfología

2.2.2.2.1. *Yacimientos Filoneanos/Vetas*

Llamados también como yacimientos hidrotermales, son de estructura tubular y se originan por soluciones hidrotermales a alta temperatura, y están relacionados a áreas fracturadas. Se produce el relleno de la carga mineral producto de la circulación de fluidos hidrotermales. Esto ocurre en la profundidad y se debe esperar un tiempo geológico extenso hasta que sea descubierta por la erosión y los procesos tectónicos. (Oyarzun, 2010)

2.2.2.2. *Yacimientos tipo Placeres*

Depósitos sedimentarios de forma tabular y de extensión considerable como son el oro, platino, estaño detritos: que se encuentran en la superficie o cerca de ella. (Servicio Geologico Mexicano, 2017)

Un sedimento es un tipo de depósito de arena, grava u otros materiales residuales o detríticos que se acumulan por meteorización y concentración mecánica y contiene uno más minerales. (Slingerland, 1986)

2.2.2.3. *Yacimientos tipo Cuerpos (Ore body)*

Es un cuerpo mineralizado subterráneo que ha sido interceptado o muestreado a través de una serie de perforaciones bien espaciadas para soportar suficiente tonelaje o ley de mineral para justificar la exploración o el desarrollo, también se refiere a una mezcla de minerales y ganga que se puede encontrar en la profundidad o en la superficie. (Servicio Geologico Mexicano, 2017)

2.2.2.4. *Yacimientos Diseminados*

Se formó por la cristalización dispersa de valores minerales, donde llega a contener partículas de minerales valiosos, en un material estéril con una distribución más o menos uniforme, donde el mineral de valor económico ocurre en forma casi sólida. (Ministerio de Minas y Energía Colombia, 2003)

2.2.2.5. *Yacimientos de tipo STOCK-WORK (Pórfidos)*

Son micro vetillas finas en una matriz rocosa, es de tal abundancia y tan extensa que constituye un recurso económicamente rentable, su explotación es masiva como es en tajo abierto, también grandes yacimientos de este tipo, y su posición relativa por superficie son explotados por métodos masivos subterráneos.

2.2.2.2.6. *Yacimientos de tipo SKARN*

Este tipo de yacimientos son acumulaciones de tipo magmático y concentraciones masivas casi puras de minerales, se forman en las zonas de contacto y proximidades, entre un intrusivo y roca metamórfica. La relación de material estéril a mineral en muchos casos es excesivamente alta.

2.2.3. *Minería subterránea*

Se refiere al conjunto de pozos, galerías, rampas, chimeneas, cámaras y trabajos de explotación destinados a permitir la extracción eficiente de un mineral o un conjunto de minerales de un yacimiento situado a una profundidad y que no es accesible, tanto económicamente, ambiental o socialmente. (Herrera, 2019)

2.2.3.1. Clasificación de métodos de explotación subterránea

Se clasifican de la siguiente manera:

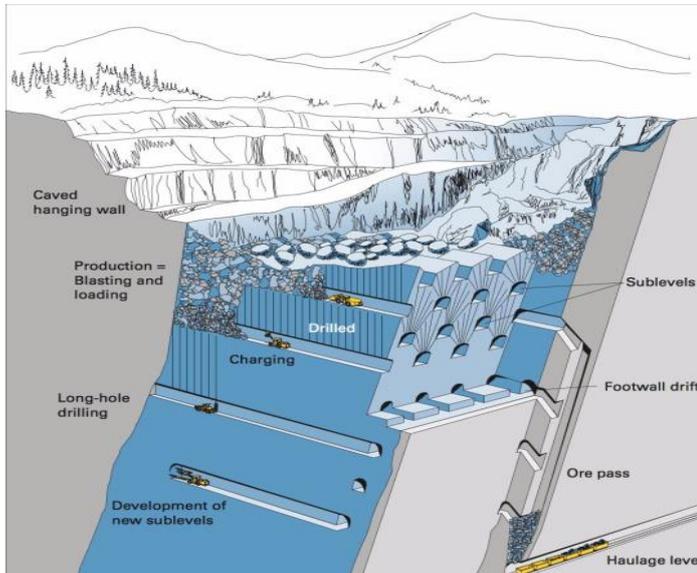
- ✓ Autosostenidos: Minado por subniveles; Open Stopping; Tajeos por Shrinkage Stopes; y Cámaras y pilares. (CETEMIN , 2014)
- ✓ Sostenimiento Artificial: Conventional cut & fill; Mechanized cut & fill; Square Set; y Under Cut & fill. (CETEMIN , 2014)
- ✓ Hundimiento: Block Caving; Sublevel Caving; y Long Wall. (CETEMIN , 2014)

2.2.4. *Método de explotación Sublevel Caving*

Se aplica en cuerpos de forma tabular, verticales o sub verticales, de grandes dimensiones, y en yacimientos masivos. (Lavado, 2018)

Figura 1

Método de explotación Sublevel Caving



Fuente. Extraído de (Lavado, 2018)

La roca que rodea, o más específicamente la que está sobre ella, debe ser incompetente, por lo que se derrumbara fácilmente para llenar el espacio dejado por la extracción de la estructura mineralizada, es importante que se pueda diferenciar la roca mineralizada y el material estéril sobre ella, para reducir su mezcla y evitar la dilución. (Mendoza, 2016)

Generalmente, el método de explotación de Sublevel Caving implica que el material estéril que recubre el cuerpo mineralizado va cediendo, llenando los vacíos que deja la extracción de minerales, creando una forma de cráter en la superficie. (Lavado, 2018)

Se trata de dividir el cuerpo mineralizado en subniveles que se separan verticalmente de 10 a 20 metros, en cada nivel se crea una red de galerías paralelas que cruzan transversamente el cuerpo a distancias de 10 a 15 m. (Aguilar, 2019)

A partir de estos subniveles, se realizan las operaciones de arranque, carguío y transporte de mineral en una secuencia descendente. (Mendoza, 2016)

Es un método de alta capacidad productiva; su disposición general (layout) es bastante simple, regular y esquemática; y no requiere de excavaciones ni instalaciones demasiado complejas. (Aguilar, 2019).

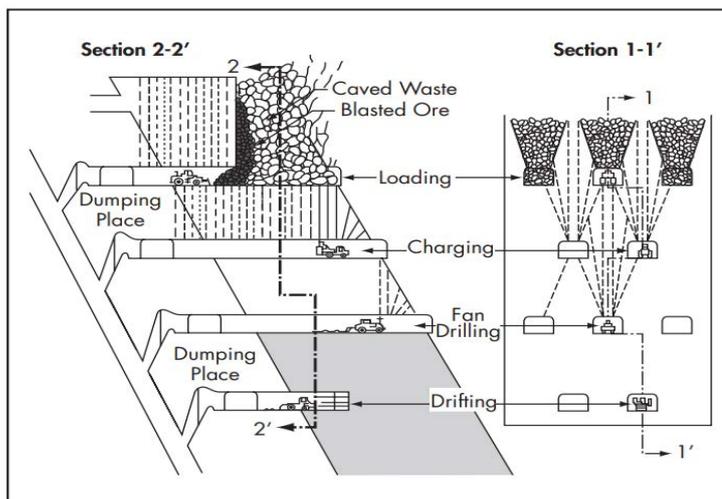
Las operaciones involucradas, que incluyen el desarrollo, arranque y manejo de mineral, se llevan a cabo en diferentes sectores o niveles con poca interferencia, lo que permite una secuencia fluida e independiente de cada una de ellas. (Aguilar, 2019)

Las condiciones mencionadas permiten el uso intensivo de equipos mecanizados de alta productividad, lo que permite el proceso de alcanzar un alto nivel de eficiencia y altos estándares técnicos. (Mendoza, 2016).

La principal debilidad de este método es la alta dilución a la que el mineral arrancado queda expuesto durante el proceso de extracción. (Mendoza, 2016)

Figura 2

Vista en sus diferentes cortes



Fuente. Extraído de (Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., 2011)

2.2.4.1. Diseño y descripción del método de explotación Sublevel Caving

2.2.4.1.1. Teoría del Elipsoide

Según, (Solano, 2008), Rudolf Kvapil identifica los principios del flujo gravitacional en su trabajo Sublevel Caving plasmado en el Underground Mining Methods Handbook, SME y señala que es un método de minado masivo basado en

el uso del flujo por gravedad de la roca de mineral volado y desmonte hundido y como cualquier otro método, tendrá ventajas y desventajas a considerar y evaluar para el diseño.

Durante el proceso de extracción de mineral, Kvapil interpretó la formación de una elipse de desprendimiento y otra de extracción (Ver Figura 3) y como resultado, Janelid y Kvapil 1966 desarrollaron el siguiente modelo para calcular el semi-ancho del elipsoide de desprendimiento, b_N . (Solano, 2008)

Conociendo el *volumen del material extraído* (V_N) y la *altura del elipsoide* (h_N), aplicando la siguiente ecuación:

$$b_N = \sqrt{\left(\frac{V_N}{2.094h_N}\right)}$$

Además, asumió que los elipsoides de desprendimiento y extracción tienen la misma excentricidad y que el material entre ellos se aflojará y desplazará, pero no llegará al punto de la descarga, descrito por el factor de pérdida α , que se calcula con la siguiente ecuación. (Solano, 2008)

$$\alpha = \frac{E_G}{E_G - E_N}$$

Donde:

- ✓ EG: Volumen del límite del elipsoide de extracción.
- ✓ EN: Volumen del elipsoide en movimiento.
- ✓ α : Factor de pérdida.

Por tanto, α varía de 1.066 a 1.100. En la mayoría de los materiales granulares, Janelid y Kvapil encontraron que α tiende hacia la figura con valores más bajos de hasta 1.066. (Solano, 2008).

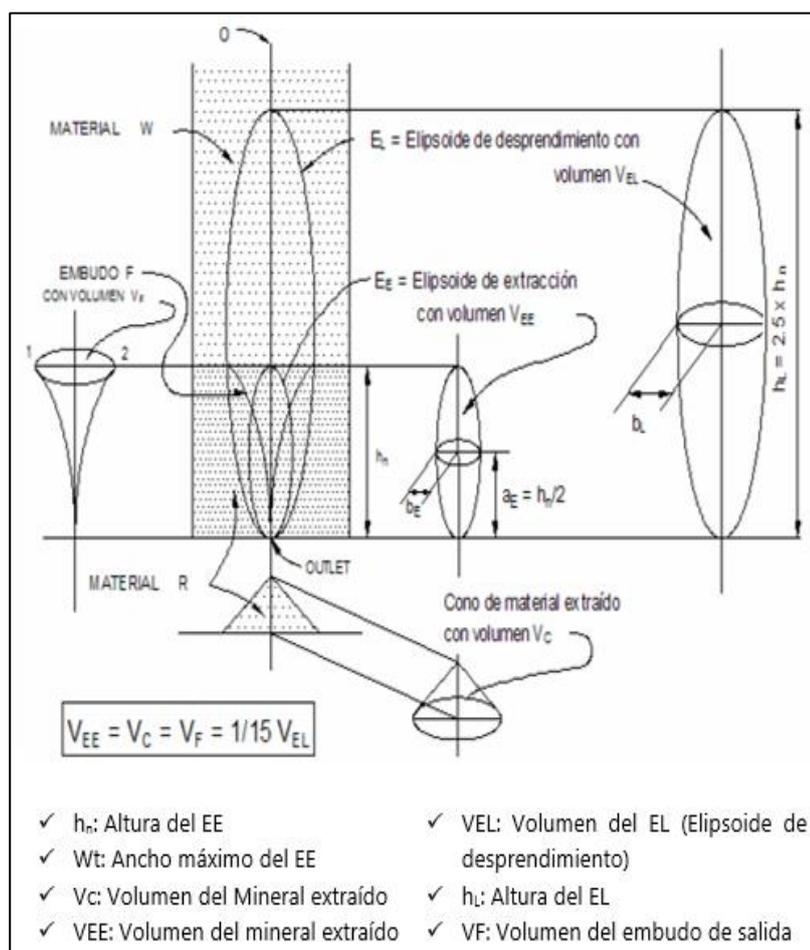
Aplicando en la ecuación, obtenemos que $E_G \approx 15E_N$.

Así la *altura del elipsoide limite* h_G se puede aproximar como $h_G \approx 2.5h_N$.

Parece que Rudolf Kvapil fue el primero en probar un enfoque cuantitativo para el flujo en rocas fracturadas, donde sus primeros trabajos incluían relaciones matemáticas para el flujo de materiales granulares a través de las capas. Poco después de trabajar con Janelid en 1966, expandieron esta investigación en un flujo de energía más eficiente, utilizando el método por hundimiento. (Solano, 2008)

Figura 3

Teoría del Elipsoide



Fuente. Extraído de (Olivares, 2009)

Aunque rar vez utilizo modelos 2D a pequeña escala, su trabajo fue tan importante que se utilizó como herramienta de diseño durante muchos años. También determino que la distancia entre aberturas debería ser menor o igual al

ancho del elipsoide en movimiento. En la década de 1980 en Chile, en la mina “El Teniente”, pudo realizar más estudios de su teoría del elipsoide y así poder determinar el *espaciamiento entre los puntos de extracción (S)*. (Solano, 2008)

Sabiendo que se considera el 75% del *ancho del Drawpoint (W_a)*.

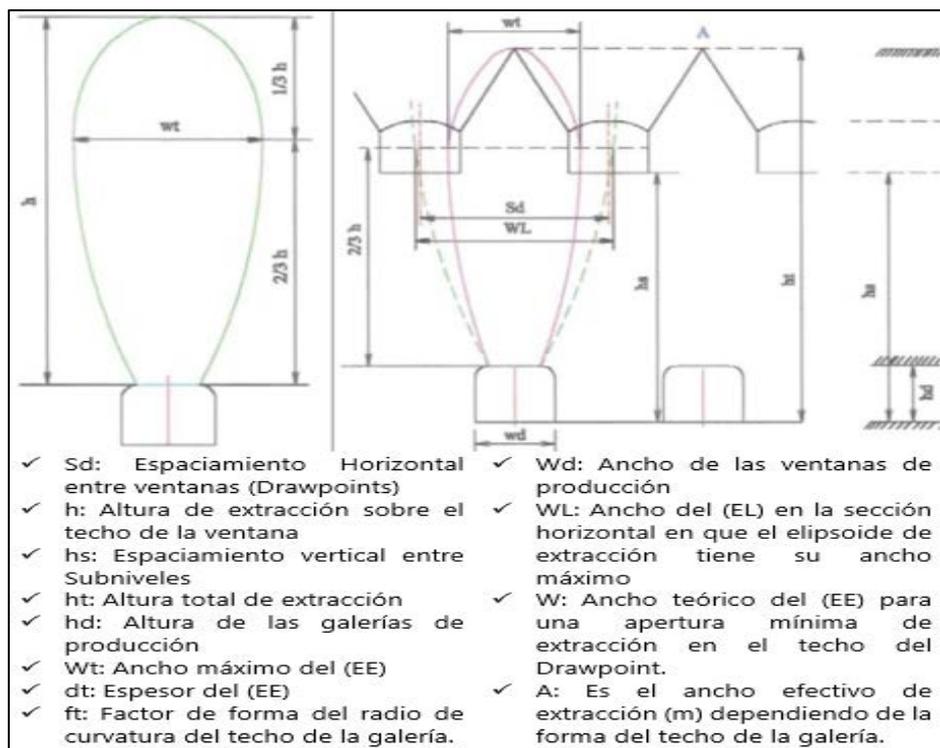
$$S = 2b_N + W_a$$

Según, (Olivares, 2009), se define *Elipsoide de extracción (EE)* como aquel volumen que se extrae sin llegar a ser contaminado, y está contenido dentro del *Elipsoide de desprendimiento (EL)*.

2.2.4.1.2. Características geométricas en el método Sublevel Caving

Figura 4

Características geométricas



Fuente. Extraído de (Olivares, 2009)

En este nivel, el ancho total del (EE) es $W_t = (60 - 65) \%$ del ancho del (EL), donde (EL) representa el espaciado horizontal cerca de las galerías (Sd).

(Mucha, 2019)

En la zona donde el elipsoide de extracción tiene su ancho máximo W_t , las galerías deberían estar localizadas en dirección vertical. (Mucha, 2019)

Fórmulas que se utiliza:

$$\checkmark W' = f(ht)$$

$$\checkmark dt < \frac{Wt}{2}$$

$$\checkmark Wt = W' + a - 1.8$$

$$\checkmark Sd = \frac{Wt}{0.60}, \text{ Para } hs \leq 18m$$

$$\checkmark a = Wd \times ft$$

$$\checkmark Sd = Wt/0.65, \text{ Para } hs \geq 18m$$

2.2.4.1.3. Teoría interactiva del flujo

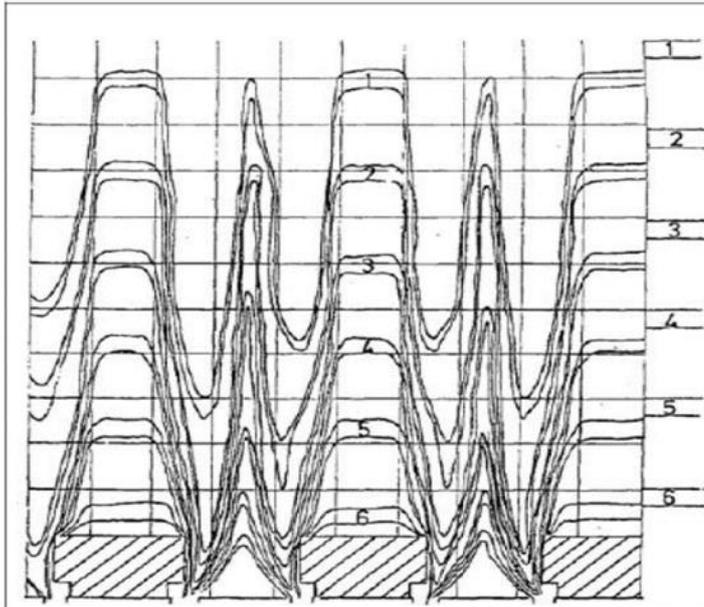
Según (Solano, 2008), A. Halim desafío la teoría de Kvapil realizando experimentos en un modelo 3D de arena, construido específicamente para investigar la interacción entre drawpoints adyacentes.

Laubscher desarrollo su teoría de la interacción de puntos de referencia a partir de este experimento, que se basó en la interpretación del modelo de tensión alrededor de las excavaciones subterráneas y donde la interacción ocurre cuando los puntos de referencia se separan 1.5 veces el ancho de la zona de dibujo aislado. (Solano, 2008)

Según Laubscher, la observación del material fino extraído en las minas y su comportamiento ha confirmado este resultado, sin embargo, nunca explico como llego a estas conclusiones, pero indico que este mecanismo produce un índice uniforme de hundimiento o drenaje. (Solano, 2008)

Figura 5

Teoría Interactiva del Flujo



Fuente. Extraído de (Solano, 2008)

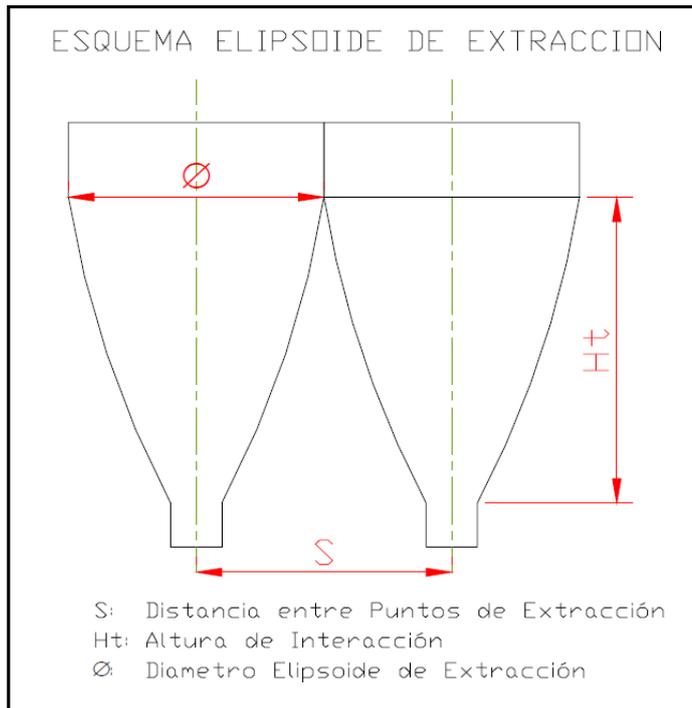
2.2.4.1.4. *Flujo Gravitacional*

Debido a que el flujo interactivo es el factor más importante que influye en el rendimiento del Sublevel Caving, los estudios realizados con este método han demostrado que la extracción de flujo interactivo es mucho más efectiva para la recuperación que la extracción de flujo dependiente. (Olivares, 2009)

El Flujo Gravitacional de partículas, es caracterizado por el movimiento de partículas en un elipsoide. Asimismo, describe movimientos que incluye rotación (movimiento secundario) y desplazamiento vertical.

Figura 6

Modelo del elipsoide de extracción



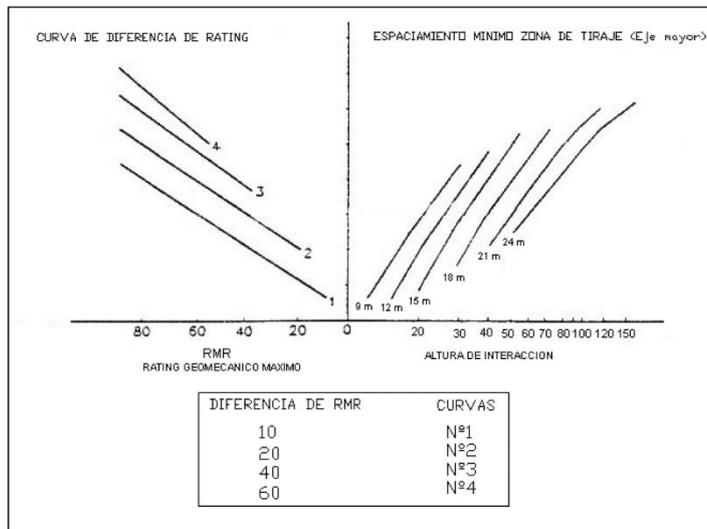
Fuente. Extraído de (Cavieres, 2020)

2.2.4.1.5. *Diseño de mallas de extracción*

El ábaco de Laubscher, tal y como se muestra en la figura 7, es para realizar el diseño de mallas, determinar el máximo y mínimo espaciamiento que van a tener los puntos de extracción (S), donde se interseca el ancho de punto de extracción con la calificación del macizo rocoso de Laubscher.

Figura 8

Curva de Laubscher

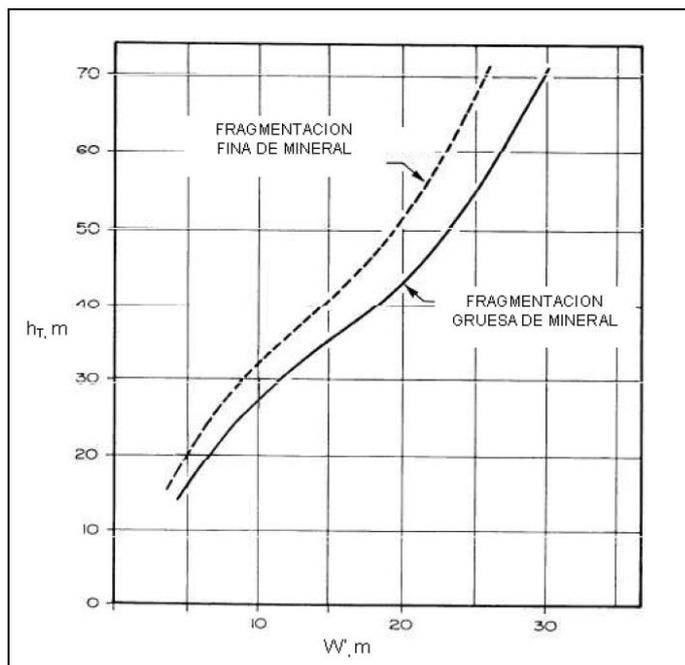


Fuente. Extraído de (Laubscher, 1994)

Después ubicamos la altura de interacción y trazamos una línea horizontal hasta intersecar con la curva de fragmentación y luego bajamos una línea vertical hasta intersecar y nos da el valor del diámetro del elipsoide de extracción teórico (W').

Figura 9

Curva de Laubscher

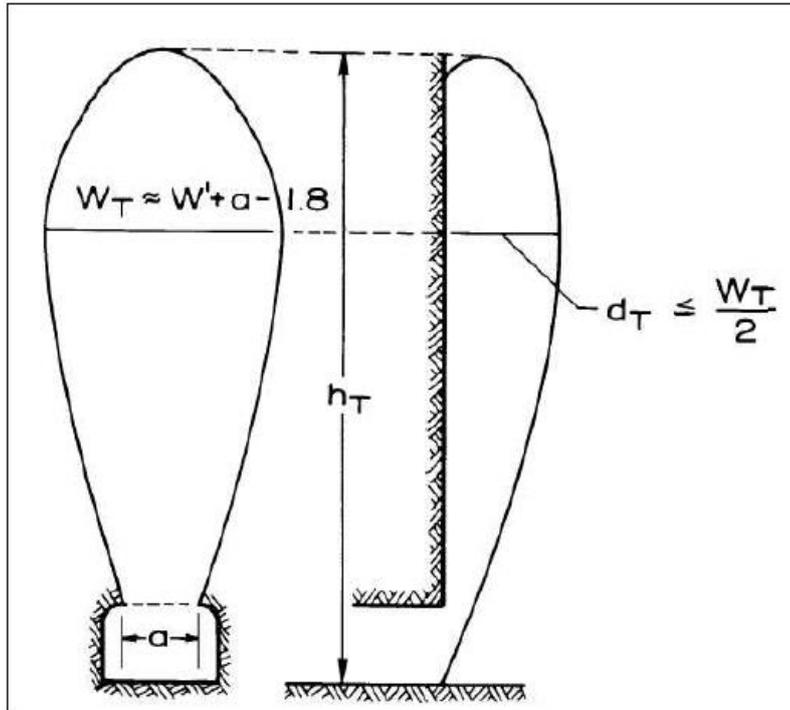


Fuente. Extraído de (Laubscher, 1994)

Y se procede a calcular el diámetro real del elipsoide de extracción utilizando la fórmula propuesta por Kvapil.

Figura 10

Formula de Kvapil



Fuente. Extraído de (Laubscher, 1994)

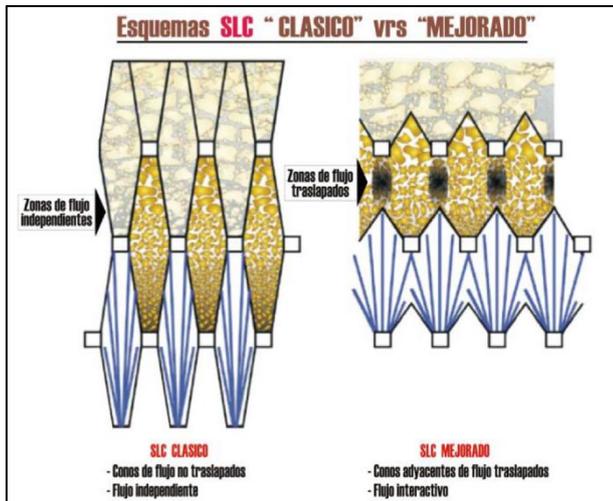
- ✓ a: Ancho punto de extracción.
- ✓ W_T : Diámetro del elipsoide real.
- ✓ d_T : Radio del elipsoide.

2.2.4.1.6. *Sublevel Caving mejorado*

La principal diferencia entre el esquema mejorado y el esquema tradicional es que el flujo interactivo es posible en el esquema mejorado, este es el flujo que influye en el rendimiento del Sublevel Caving porque se pueden mejorar las condiciones de flujo para retrasar el ingreso de la dilución, lo que mejora la dilución y la recuperación. (Loja, 2006)

Figura 11

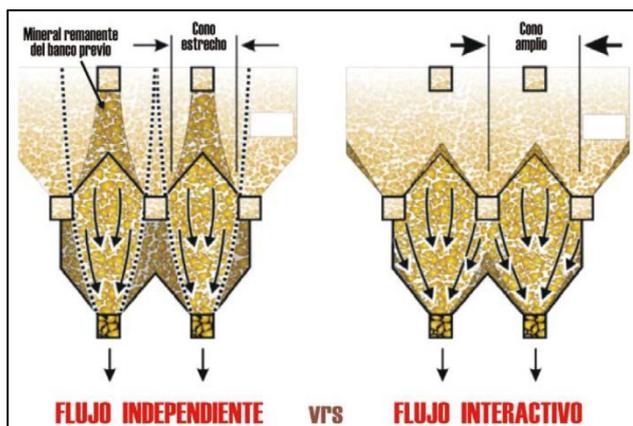
Diferencias en el esquema de la perforación



Fuente. Extraído de (Loja, 2006)

Figura 12

Diferencias en la forma del flujo de mineral



Fuente. Extraído de (Loja, 2006)

Hay muchos factores involucrados en el flujo interactivo, de las cuales las más importantes son las técnicas de perforación y voladura. Como resultado, condicionaran la compactación del desmonte y el aflojamiento del mineral en el área del hundimiento, y por otro lado la fragmentación diferencia y el arqueo temporal de los materiales más gruesos. (Olivares, 2009)

Con el flujo interactivo asegurado, se puede garantizar una cobertura completa del flujo con anchos efectivos de pilares de 8 m a 10 m, lo que significaría espaciamientos centro a centro entre ventanas de 11 m a 13 m. (Loja, 2006)

El Sublevel Caving mejorado tiene alturas entre subniveles de hasta 20 m o más, dependiendo de las facilidades para realizar la perforación y voladura utilizadas. De acuerdo con los resultados de las pruebas en maqueta, es posible que el primer subnivel no produzca resultados satisfactorios, pero el segundo subnivel puede producir resultados satisfactorios, donde es importante destacar que el uso de técnicas de perforación y voladura de alta calidad está a la base de la eficiencia del Sublevel Caving, el buzamiento afecta significativamente la altura entre subniveles. (Loja, 2006)

2.2.4.2. Ciclo de minado

2.2.4.2.1. *Perforación y voladura*

Se adoptarán los siguientes para el diseño de perforación y voladura en el método Sublevel Caving:

- Desde los Subniveles de perforación se hacen perforaciones radiales con forma de abanico.
- Los taladros tendrán que estar cuidadosamente alineados y perforados a una gran precisión, y el nivel debe ser marcado y controlado por las inclinaciones.
- El carguío y voladura debe ser realizado por personal capacitado.
- Puede conllevar una considerable pérdida de mineral si no se perfora bien los taladros y no se hace el carguío adecuado, y luego se tendrá que disparar más anillos.

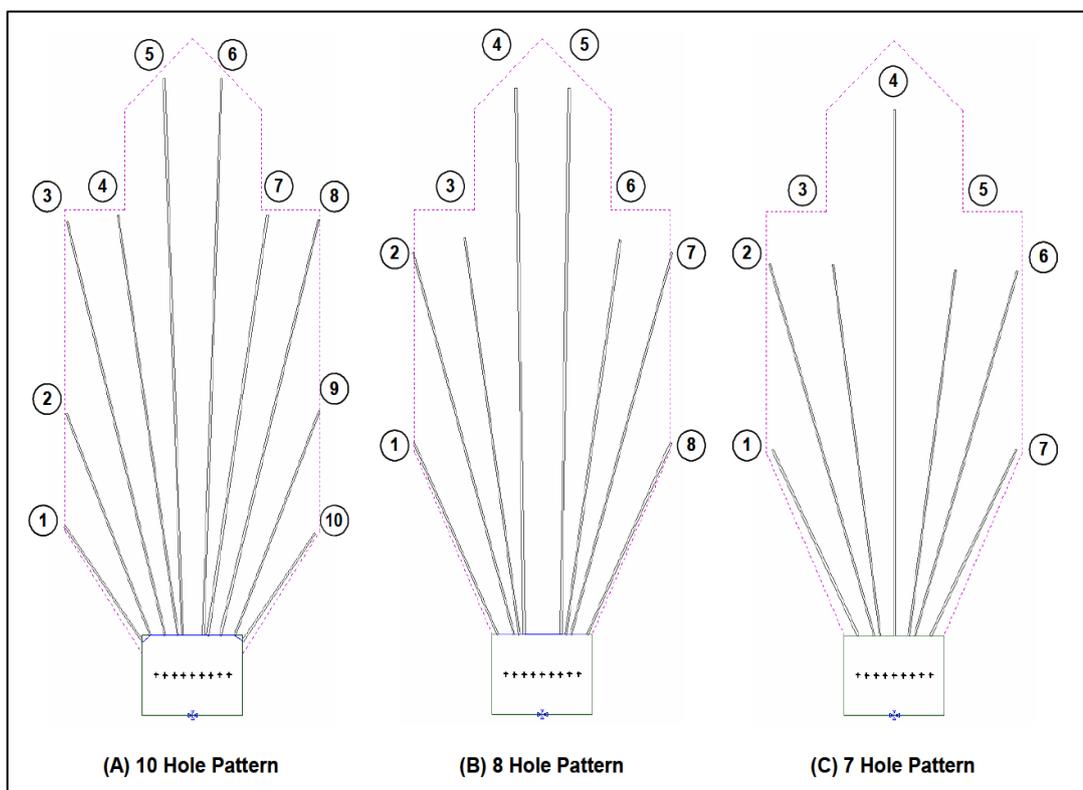
2.2.4.2.1.1. Diseño de perforación y voladura en Sublevel Caving

Para aumentar el ancho de garganta, los taladros se colocan en las esquinas de la galería y se inclinan más. (Guarniz, 2020)

. El burden entre los abanicos es de 1.2 a 1.7 metros y está diseñada para tener una buena fragmentación la inclinación de los abanicos se determina por el tamaño relativo de la roca rota de mineral y el desmonte. (Guarniz, 2020)

Figura 13

Diagrama de perforación y voladura en abanico de producción Sublevel Caving



Fuente. Extraído de (Brunton, 2009)

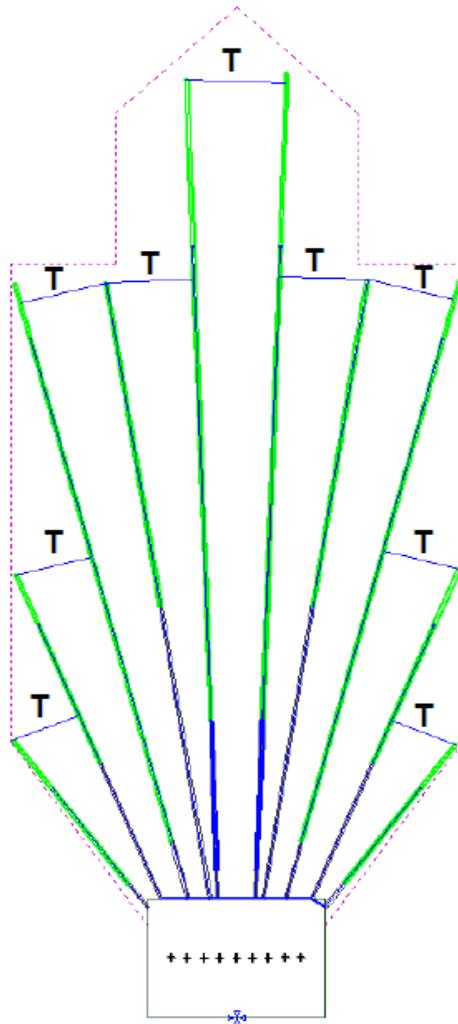
Los parámetros de la geometría de los barrenos consistieron en el número de barrenos, el espaciamento entre los pies y la relación espaciamento/carga.

El espaciamento entre los pies (y por lo tanto la relación espaciamento - carga) está inversamente relacionado con el número de barrenos de voladura; es decir, a medida que disminuyen los barrenos, el espaciamento entre los pies aumenta. La disminución en el número de barrenos de voladura (aumento en el

espacio entre los dedos) se correlaciona con una serie de distribución explosiva, propiedades explosivas y parámetros de iniciación.

Figura 14

Presentación gráfica del espacio entre puntas (T) para un anillo típico de diez barrenos



Fuente. Extraído de (Brunton, 2009)

Para la perforación se utiliza jumbos electrohidráulicos.

Figura 15

Mini Jumbo electrohidráulico (Colibrí)



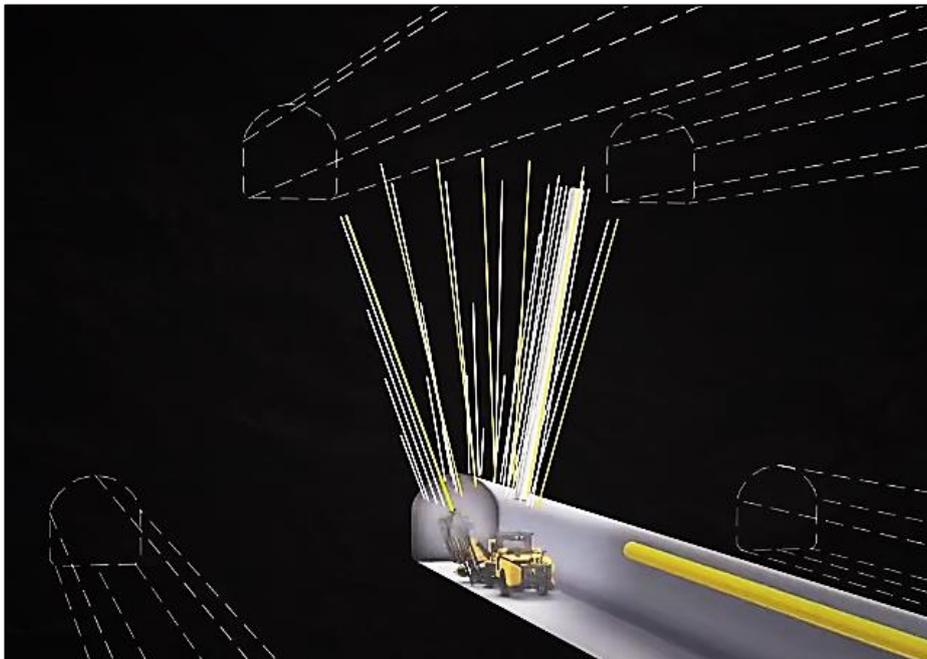
Fuente. Extraído de (KLEF E.I.R.L., 2022)

2.2.4.2.1.2. Perforación y voladura de taladros largos

Se tiene que cumplir de manera estricta el diseño de malla en la perforación de taladros radiales.

Figura 16

Jumbo en perforación



Fuente. Extraído de (Epiroc, 2024)

2.2.4.2.1.3. Explosivos y accesorios utilizados

- **Emulnor**

Se trata de una emulsión explosiva envuelta en una envoltura plástica que tiene propiedades de seguridad, potencia, resistencia al agua y buena calidad de los gases de voladura. (FAMESA, 2015)

Imagen 1

Trabajador de la U.M. Las Águilas manipulando Emulnor



Fuente. Propia

- **Pentacord**

Es un accesorio de voladura con características como alta velocidad de detonación; fácil de manipular y es seguro, con un núcleo de pentrita (PETN), recubierto con fibras sintéticas y forrado con un material plástico. (Gonzales, 2019)

Para cables reforzados, se utilizan alambres adicionales y resinas parafinadas para incrementar la resistencia a la abrasión y tracción.

Figura 17

Pentacord



Fuente. Extraído de (FAMESA, 2015)

- **Fanel**

Es un accesorio de voladura eficaz para la iniciación de voladura, se usa en minería subterránea y de superficie, que nos proporciona los beneficios de un tiempo de actividad sin riesgos y elimina errores de conexión. (FAMESA, 2015)

Figura 18

Fanel



Fuente. Extraído de (FAMESA, 2015)

- **Mecha Rápida**

Es un componente de iniciación de voladuras, compuesto por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico, durante la combustión, este componente crea una llama incandescente a una temperatura suficiente para activar la masa pirotécnica del conector. (Jimenez, 2020)

Figura 19

Mecha rápida



Fuente. Extraído de (FAMESA, 2015)

- Carmex

Se utiliza para iniciar la voladura de manera segura y eficiente, que es ensamblado por personal especializado, mediante máquinas fijadoras neumáticas, garantizando la hermeticidad del fulminante, mecha de seguridad y conector. (FAMESA, 2015)

Imagen 2

Carmex antes de la voladura



Fuente. Propia

2.2.4.2.2. Ventilación

El uso intensivo de equipos diésel para el carguío y acarreo de material, demanda una buena ventilación, para lo cual se requiere de sistemas auxiliares de

ventilación. Introducir aire fresco por la rampa es la solución más habitual. Luego, el aire ingresa a la galería de cabecera, donde se instala una puerta de control dotada de un ventilador soplante inyector. (Carhuamaca, 2018)

El aire sale de esta puerta hacia las galerías de producción a través de una red de ductos de acero plástico que llegan a los frentes de trabajo. (Guarniz, 2020)

Imagen 3

Ventiladora al interior de la labor



Fuente. Extraído de (Departamento de Topografía - U.M. Las Aguilas, 2023)

2.2.4.2.3. Extracción

El material extraído se procesa mediante equipos LHD de alta capacidad, que cargan el mineral en la frente de producción y lo transportan a través de las mismas galerías de perforación para vaciarlo en los piques de traspaso que se conectan a las galerías de cabecera. (Carhuamaca, 2018)

Esta operación logra un rendimiento óptimo. Se puede utilizar una misma pala de forma continua en operación para servir simultáneamente a varias galerías al mismo tiempo.

2.2.4.2.4. Sostenimiento

El método Sublevel Caving implica el desarrollo de varias labores de gran sección, sobre todo las ventanas de producción, en un corto período de tiempo.

- Si es una roca competente, no se necesitan refuerzos adicionales.

- Si hay rocas medianamente competentes, se necesita refuerzos temporales como el armado de cuadros de madera, colocación de pernos cementados y mallas electrosoldadas.

Uno de los problemas principales es mantener el frente de extracción, donde la aplicación de este método puede verse obstaculizada si se necesitan elementos de acero semi-reforzados como malla, shotcrete o incluso marcos de acero si es que hay rocas de baja calidad. (Rosas, 2019)

Imagen 4

Sostenimiento con cimbras de la cámara winche de la U.M. Las Águilas



Fuente. Propia

2.2.4.2.5. Carguío y transporte

El carguío se realiza en las cámaras de acumulación para ser transportado a los Ore Pass, donde se realiza el izaje y luego se transporta con carros mineros hacia planta. (Olivares, 2009)

Imagen 5

Scooptram en actividad en la U.M. Las Águilas



Fuente. Propia

2.2.4.3. Características del método Sublevel Caving

- La explotación se realiza de forma descendente, lo que facilita ingresar a la entrada en producción. El método es flexible y capaz de adaptarse a la geometría del cuerpo mineralizado, insertando diferentes subniveles. Es un método selectivo, solamente permite extraer el esponjamiento en zonas de baja ley.
- El porcentaje de dilución se puede reducir controlando la separación del mineral. Este método nos permite realizar múltiples operaciones unitarias al mismo tiempo en diferentes niveles y es seguro, porque funciona bajo techo reforzado. (POLITÉCNICA, 2020)

2.2.4.4. Ventajas y desventajas del método Sublevel Caving

2.2.4.4.1. Ventajas

- Es un método de explotación económico que se aplica a rocas de calidad "buena a muy mala", se ajusta a cuerpos irregulares y angostos y al realizarse las actividades dentro de las ventanas fortificadas y no en caserones se le considera un método seguro.

- Este método es altamente mecanizable y reduce significativamente los costos operativos. Los altos estándares en la actividad minera y el buen equipamiento minero aumentan la flexibilidad para llevar la perforación adelantada, facilitando en caso de que se presenten situaciones de emergencia.
- Es beneficioso en cortos periodos de tiempo, controlando el desarrollo de minerales, incluso en un período determinado. Además, se puede comprender mejor la disponibilidad de minerales y yacimientos para probar y cambiar los procesos metalúrgicos. (POLITÉCNICA, 2020)

2.2.4.4.2. Desventajas

- Al ser un método por hundimiento debemos admitir un cierto grado de dilución con respecto al mineral y cuando se alcanza un punto límite de extracción, el mineral altamente diluido remanente se pierde.
- El método requiere un alto grado de labores de desarrollos y se debe implementar un control de producción estricto. (POLITÉCNICA, 2020)

2.2.5. Consideraciones para el diseño del método de explotación Sublevel Caving

2.2.5.1. Diseño y flujo

- Los subniveles de producción deben desarrollarse transversalmente al cuerpo mineralizado y se basan en la interacción de minerales con sedimentos. (Olivares, 2009)
- Las chimeneas de cara libre se construyen en cada nivel de la pared colgante. (Olivares, 2009)
- Se construyen acceso en la pared piso que conectan a piques, lo que concentra la actividad de transporte e un nivel de transporte que normalmente utilizan los trenes y camiones. (Olivares, 2009)

- Excavaciones pequeñas y ampliamente espaciadas que suelen producir una baja dilución y una baja recuperación. (Olivares, 2009)
- Excavaciones anchas de baja altura que permitan un carguío uniforme y un espaciamiento adecuado para la interacción. (Olivares, 2009)
- Los cruzados de producción transversal son más populares porque ofrecen mayor flexibilidad al tener, más puntos de extracción y distancias de acarreo más cortas. (Olivares, 2009)

2.2.5.2. Diseño de ventanas de producción

Deben espaciarse de acuerdo al grado de interacción deseado, y el espaciamiento entre niveles está determinado por la capacidad de perforación, y para una adecuada fragmentación y la compactación de la roca, la relación entre espaciamiento máximo y Burden debe ser optima. (Olivares, 2009)

2.2.6. *Definición de términos básicos*

- **Sublevel Caving Mining**

Es un método de minado masivo que utiliza el flujo gravitacional del mineral fragmentado. (Loja, 2006)

- **Método de Minado**

Es el modo de dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para la extracción de minerales, la regla principal es elegir un método que se adapte a las características únicas del yacimiento mineral, y al mismo tiempo que respete los límites impuestos por la seguridad, tecnología y economía de una manera que logra bajos costos y altas ganancias. (Servicio Geologico Mexicano, 2017)

- **Productividad**

Representa varias medidas de eficiencia de producción. Puede medir los bienes o servicios producidos en un período específico. (López, 2018)

- **Mecanización**

Es el equipamiento con máquinas en el proceso, para incrementar la productividad. (Carhuamaca, 2018)

- **Eficacia**

Medida del grado de cumplimiento de los objetivos. Una actividad es eficaz si produce los resultados que se esperaba. (Castillo, 2005)

- **Eficiencia**

Medida de la cantidad de recursos utilizados para lograr un objetivo, en donde una actividad es eficiente si utiliza los recursos al mínimo o produce mejores resultados con los mismos recursos. (Castillo, 2005)

- **Minado subterráneo**

Se refiere a la extracción de minerales rentables, donde la resistencia del mineral y la roca encajonante, así como su tamaño, forma, profundidad, mineralización continua y otros factores se toman en cuenta al seleccionar el método de minado según los criterios de los diseñadores del método. (Servicio Geológico Mexicano, 2023)

- **Producción**

Se refiere a la actividad económica responsable de transformar los recursos naturales en bienes finales. (Quiroa, 2019)

- **Cuerpo mineralizado o depósito mineral (ore body)**

Se refiere a la mezcla de mena y ganga, que se puede encontrar a profundidad o en la superficie. (Servicio Geológico Mexicano, 2023)

2.2.7. Selección del método de minado

El método numérico de Nicholas es un sistema cuantitativo ya que la selección se realiza a través de un ranking numérico y de acuerdo a eso elige los métodos de

explotación factibles. Primero se define la geometría del cuerpo mineralizado y distribución de leyes utilizando la información de la Figura 20 y luego se va definir las características geotécnicas que se utilizan en la Figura 21. (DELPHOS, 2024)

Figura 20

Clasificación de la Geometría y Distribución de Leyes

General Shape/width	
Equi-dimensional (M)	All dimensions are on same order of magnitude.
Platy-tabular (P/T)	Two dimensions are many times the thickness, which does not usually exceed 100 m.
Irregular (I)	Dimensions vary over short distances.
Ore thickness	
Narrow (N)	< 10 m
Intermediate (I)	10–30 m
Thick (T)	30–100 m
Very thick (VT)	>100 m
Plunge	
Flat (F)	< 20°
Intermediate (I)	20°–55°
Steep (S)	> 55°
Grade distribution	
Uniform (U)	Grade at any point in deposit does not vary significantly from mean grade for that deposit.
Gradational (G)	Grade values have zonal characteristics, and the grades change gradually from one to another.
Erratic Grade (EG)	Values change radically over short distances and do not exhibit any discernible pattern in their changes.

Fuente. Extraído de (Nicholas, 1981)

Figura 21

Clasificación Características

Rock Substance Strength (uniaxial strength/overburden pressure)		
Weak (W)	< 8	
Moderate (M)	8 – 15	
Strong (S)	> 15	
Fracture frequency	No. of fractures/m	% RQD
Very Close (VC)	> 16	0 - 20
Close (C)	10 - 16	20 - 40
Wide (W)	3 - 10	40 - 70
Very wide (VW)	< 3	70 - 100
Fracture Shear Strength		
Weak (W)	Clean joint with smooth surface or fill with material with strength less than rock substance strength	
Moderate (M)	Clean joint with rough surface	
Strong (S)	Joint filled with material that is equal to or stronger than rock substance strength	

Fuente. Extraído de (Nicholas, 1981)

La clasificación se basa en cuatro Figuras: factores del tipo de yacimiento, condiciones geotécnicas del mineral, de la caja techo y caja piso. (DELPHOS, 2024)

Figura 22

Clasificación en función de la geometría y distribución de leyes (A)

Método	Forma			Espesor				Inclinación			Distribución de leyes		
	M	T	I	E	I	P	MP	T	IT	IN	U	D	E
	Masivo	Tabular	Irregular	Estrecho	Intermedio	Potente	Muy potente	Tumbado	Intermedio	Inclinado	Uniforme	Diseminado	Errático
Open Pit	3	2	3	2	3	4	4	3	3	4	3	3	3
Block Caving	4	2	0	-49	0	2	4	3	2	4	4	2	0
Sublevel Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	3	1
Sublevel Caving	3	4	1	-49	0	4	4	1	1	4	4	2	0
Longwall Mining	-49	4	-49	4	0	-49	-49	4	0	-49	4	2	0
Room and Pillar	0	4	2	4	2	-49	-49	4	1	0	3	3	3
Shrinkage Stopping	2	2	1	1	2	4	3	2	1	4	3	2	1
Cut and Fill Stopping	0	4	2	4	4	0	0	0	3	4	3	3	3
Top Slicing	3	3	0	-49	0	3	4	4	1	2	4	2	0
Square Set	0	2	4	4	4	1	1	2	3	3	3	3	3

Fuente. Extraído de (Nicholas, 1981)

Figura 23

Clasificación por las condiciones geotécnicas del mineral (B)

Método	Zona del mineral									
	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	A
	Pequeña	Media	Alta	Muy pequeña	Pequeña	Grande	Muy Grande	Pequeña	Media	Alta
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
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
Square Set	4	1	1	4	4	2	1	4	3	2

Fuente. Extraído de (Nicholas, 1981)

Figura 24*Clasificación por las condiciones geotécnicas de caja techo (C)*

Caja techo										
	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	A
Método	Baja	Mediana	Alta	Muy pequeña	Pequeña	Grande	Muy Grande	Pequeña	Media	Alta
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
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
Square Set	3	2	2	3	3	2	2	4	3	2

Fuente. Extraído de (Nicholas, 1981)**Figura 25***Clasificación por las condiciones geotécnicas de caja piso (D)*

Caja Piso										
	Resistencia de las rocas			Espaciamiento entre fracturas				Resistencia de las discontinuidades		
	P	M	A	MP	P	G	MG	P	M	A
Método	Pequeña	Media	Alta	Muy pequeña	Pequeña	Grande	Muy Grande	Pequeña	Media	Alta
Open Pit	3	4	4	2	3	4	4	2	3	4
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	0	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
Square Set	4	2	2	4	4	2	2	4	4	2

Fuente. Extraído de (Nicholas, 1981)

Tabla 2

Factores de peso de Nicholas

Factores de peso		
Geometría del yacimiento	k1	1.00
Condiciones geomecánicas del mineral	K2	0.75
Condiciones geomecánicas caja techo	K3	0.60
Condiciones geomecánicas caja piso	K4	0.38

Fuente. Extraído de (Rojas, B., 2023)

$$\text{Ranking} = A(k1) + B(k2) + C(k3) + D(k4)$$

Se crea una tabla resumen que incluye los métodos de minado que se adecuan mejor según sus características geométricas y geomecánicas y luego basándose en el costo de operación y el ritmo de producción, se deciden cuales pasan a la siguiente etapa de evaluación.

Después de definir las características del yacimiento, se llega a formular un ranking numérico, sumando los valores presentados en las Figuras 22, 23, 24 y 25.

Los valores muestran la preferencia por una de las características para un método de explotación específico, los valores 3 y 4 indican que la característica es apropiada, los valores 1 y 2 indican que la característica es medianamente adecuada, el valor 0 indica que la característica no promueve el uso del método de explotación, mientras que el valor -49 indica que se debe descartar para el estudio. (DELPHOS, 2024)

CAPITULO III

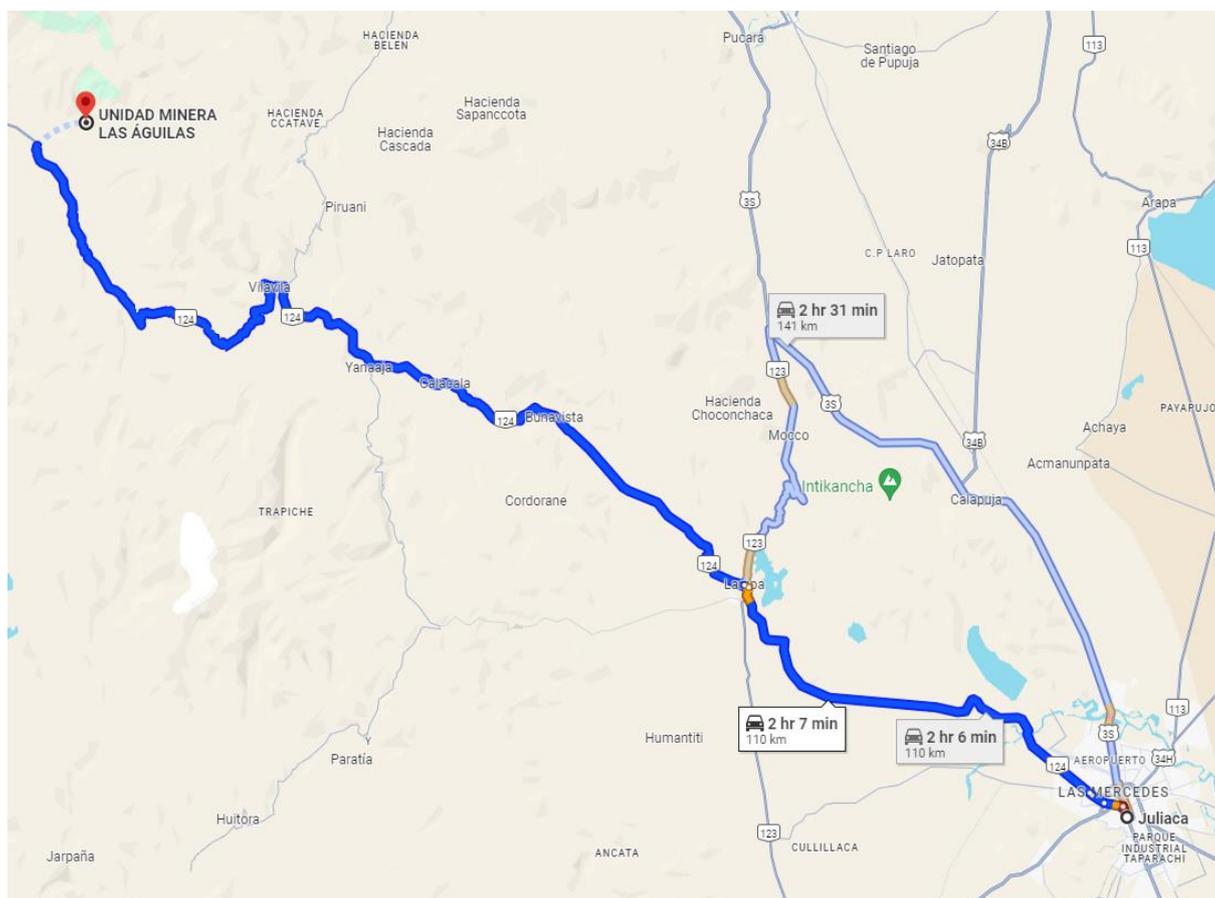
ASPECTOS GENERALES DE LA UNIDAD MINERA LAS ÁGUILAS

3.1. UBICACIÓN

Geográficamente la Unidad Minera Las Águilas, está ubicado en el sureste del país a una altura entre 4300 - 4700 m.s.n.m. Específicamente en la región y departamento de Puno, Provincia de Lampa y Distrito de Ocuvi. Que se encuentran en la zona 19 del cuadrángulo de Ocuvi.

Figura 26

Ubicación de la U.M. Las Águilas



Fuente. Extraído de (Google Maps)

Encontrándose las instalaciones de la unidad minera a los 4300 m.s.n.m. en las coordenadas UTM (8'330,719.70 N y 309,544.78 E).

La bocamina principal en la Zona Úrsula se encuentra a 4330 m.s.n.m.

Imagen 6

Bocamina Zona Úrsula - Unidad Minera Las Águilas Nv. 4330



Fuente. Propia

En la Imagen 6 se observa la bocamina Úrsula, el cual representa el ingreso a nuestra zona de estudio.

3.2. ACCESIBILIDAD

El acceso es mediante vía aérea Lima – Juliaca y posteriormente se tiene 2 opciones: Carretera asfaltada hasta Ayaviri, luego continúa pasando por una vía asfaltada pasando por Umachiri – Llalli – Centro Poblado de Caycho hasta la U.M. Las Águilas; y también tenemos otra alternativa de acceso que es por la ruta desde Juliaca hasta Lampa, luego por vía asfaltada a Lampa – Palca – Vilavila – Caycho hasta la U.M. Las Águilas, el trayecto toma un tiempo de 2 horas con 30 minutos aproximadamente.

Tabla 3*Acceso a la U.M. Las Águilas*

De	A	Tipo de vía	Distancia
Lima	Juliaca	Aérea	1299 Km.
Juliaca	Ayaviri	Asfaltada	104 Km.
Ayaviri	Caycho	Afirmada	48.5 Km.
Caycho	U.M. Las Águilas	Afirmada	10 Km.
Total			1461.5 Km.
Lima	Juliaca	Aérea	1299
Juliaca	Lampa	Asfaltada	32
Lampa	Caycho	Afirmada	74
Caycho	U.M. Las Águilas	Afirmada	10
Total			1415 Km.

Fuente. Propia

En la Tabla 3, se evidencia el tiempo de llegada a unidad Minera Las Águilas, mediante diversos medios de transportes desde diferentes locaciones.

3.3. BREVE HISTORIA

La empresa CIEMSA S.A. comenzó a trabajar en la extracción de minerales metalíferos no ferrosos y actualmente está trabajando en varios proyectos mineros en el sur del Perú. (DIANOIA Consulting, 2016)

Tiene unidades mineras en las localidades de Paratía, Ocuvi, Vilavila y Santa Lucía, de la provincia de Lampa-Puno correspondientes a 3 unidades mineras (UM): Tacaza, Pomasi y Las Águilas, donde el yacimiento ha sido explotado desde el 2010 y desde la fecha se ha realizado labores de explotación en distintos niveles. (DIANOIA Consulting, 2016).

3.4. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO

3.4.1. Geología regional

En el cuadrángulo de Ocuwiri (31-U), elaborado por el INGEMMET, se encuentra en la unidad minera Las Águilas, donde esta zona forma parte de la cordillera occidental y de altiplano, con rocas superpuestas al paleozoico, donde la cordillera occidental está cubierta por amplias plataformas y cerros por depósitos clásticos continentales y arcos volcánicos. (Ruelas, 2012)

Casi toda la zona está cubierta por rocas del vulcanismo terciario del oligoceno y mioceno, pero aún hay pequeños afloramientos de formaciones más antiguas como son la formación Ayabacas, grupo Puno, Tacaza, Palca, Sillapaca y depósitos cuaternarios e intrusivos. (Ruelas, 2012) Ver (**Anexo A**) donde se muestra el plano geológico regional.

3.4.1.1. Estratigrafía

La zona está cubierta por rocas volcánicas del terciario de los oligocenos y miocenos. (Salazar, 2021)

3.4.1.1.1. Cenozoico

Se compone de rocas volcánicas dacíticas o andesíticas, sedimentos molásicos y rocas vulcanoclásticos que han erupcionado periódicamente desde el oligoceno hasta el presente. (Salazar, 2021)

Ver los (**Anexos B, C y D**) para visualizar la estratigrafía de rocas cenozoicas establecidas y sus detalles, incluyendo edades radiométricas.

3.4.1.1.2. Formación Calizas Ayabacas

La formación se compone de una matriz fangolítica roja que rodea los bloques y las escamas de caliza que han fallados y se han plegados. (Salazar, 2021)

Debido a su forma irregular, los bloques de caliza pálidos y resistentes que están rodeados por fangolitas oscuras dan a estas estructuras un aspecto fotogeológico muy inusual. Ver (**Anexo D y E**).

3.4.1.1.3. *Grupo Puno (TPu)*

En 1949, Newell lo definió como una gruesa acumulación de sedimentos arcósicos de facies continentales rojizos e irregulares que fueron depositados en cuencas de subsidencia rápida en el cretáceo superior y terciario. (Díaz, 2012) Ver (**Anexo D y E**).

3.4.1.1.4. *Grupo Tacaza (TTa)*

Este grupo fue la primera manifestación del vulcanismo cenozoico en la zona, donde los flujos volcánicos incluyen una variedad de facies de litología, incluyendo arenas volcánicas, brechas, lavas afaníticas, cenizas, andesitas basálticas a veces intercaladas con brechas, andesíticas afaníticas y tobas. (Salazar, 2021) Ver (**Anexo D y E**).

3.4.1.1.5. *Grupo Palca (TPa)*

Se extiende por toda la región de Puno, cuadrángulos de Ocuwiri, Juliaca y Lagunillas, donde se encuentra infrayaciendo la secuencia de la cordillera de Sillapaca y en una discordancia angular sobre el grupo Tacaza. (Díaz, 2012)

Debido a la horizontalidad de los flujos, conforman terrazas morfológicamente, donde se pueden observar hasta tres eventos y son tobas de color blanco y presentan una textura cristaloclastica. (Díaz, 2012) Ver (**Anexo D y E**).

3.4.1.1.6. *Grupo Sillapaca (TSi)*

Se estudió por primera vez por Jenks y Newell en 1949, donde tiene una horizontalidad y plegamiento suave, la secuencia tiene derrames lávicos que tiene composición dacítica a traquiandesítica, la geoforma es de rocas y piedras, en forma

concordante descansa sobre el grupo Palca y en discordancia angular sobre el grupo Tacaza. (Salazar, 2021)

Se presentan flujos lávicos con una composición dacítica a traquiandesítica, con fenocristales de plagioclasas y un bandeamiento notable, se conforman risco en la base, en la parte superior se presenta lavas fluidas de composición dacítica a andesítica. (Salazar, 2021)

Algunos de los componentes son: las tobas en bloques, tobas lapillíticas con cuarzo corroído, plagioclasa y sanidina, las cenizas de tobas, fluidos estratificados y lavas andesíticas. (Salazar, 2021) Ver (**Anexo D y E**).

3.4.1.1.7. Cuaternario

Se encuentran depósitos morrénicos y aluviales, los cuales se distinguen por la diversidad de sus componentes y donde son una mezcla de bloques y fragmentos angulosos que tienen composición volcánica, que están estriados y envueltos en una matriz de grano fino a grueso, los espesores oscilan entre 50 y 90 metros. (Salazar, 2021) Ver (**Anexo D y E**).

3.4.2. Geología local

Las Águilas contiene rocas volcánicas del grupo Tacaza que pertenecen al terciario, en términos generales afloran derrames de lavas andesíticas de color gris-verdosa algo porfirítica.

En los niveles 4369, 4330 en la zona de exploración de Las Águilas se ha explorado una brecha mineralizada (veta Úrsula) con fragmentos angulosos de andesita hasta 30 cm de diámetro, de origen desconocido. Las vetas y/o estructuras de la Zona Úrsula y Marisol se presentan estructuralmente en la zona, donde la veta Marisol tiene una orientación de N60°-75°E con una inclinación de 60°-80° al sureste, mientras que

el sistema Úrsula tiene una orientación de N40°-45° con una inclinación de 50°-80° al sureste. (Salazar, 2021)

Debido a la influencia de las diferentes alteraciones hidrotermales como la cloritización, débil silicificación y argilitización sumado al grado de fracturamiento, la roca madre en general presenta una densidad de fracturamiento variable por metro cuadrado. Ver (**Anexo F**) donde se muestra el plano geológico local.

3.4.2.1. Origen y tipo del yacimiento

En la zona Úrsula, el yacimiento es de origen epitermal intermedio que se encuentra entre baja y alta sulfuración, la alteración predominante es argílica, con presencia de clorita, donde la roca que colinda con la zona Úrsula, tiene halos de argilitización moderada, con fuerte cloritización y débil propilitización: hay débil argilitización, cloritización y áreas moderadas de silicificación. (Salazar, 2021)

La roca que colinda a la veta Marisol tiene mayormente halos de argilitización moderada , con una fuerte propilitización, presencia de cloritización intermedia y algunas áreas de moderada silicificación, en donde la alteración hidrotermal más común es la propilitica con presencia de clorita, aunque en algunos lugares también se puede encontrar una alteración argílica, y donde la limonitización y la hematización son los más comunes de las alteraciones secundarias o meteóricas, y donde son el resultado de la descomposición de la pirita primaria, los minerales ferrosos de la roca y material orgánico. (Salazar, 2021)

3.4.2.2. Mineralización

En la veta Marisol se encuentra galena, esfalerita, presencia de calcopirita, oro, que parece estar asociada con especularita y limonita, donde tiene minerales de ganga como pirita, especularita y calcita. (Salazar, 2021)

La zona Úrsula tiene minerales como galena, esfalerita(rubia), calcopirita y oro péptico relacionado con calcopirita, como minerales de ganga como son la piritita fina (diseminada), especularita, calcita y cuarzo; en donde la mineralización se encuentra en el relleno de las vetillas, venillas, diseminados y concentraciones que forman cuerpos mineralizados, también se encuentra calcita en vetillas y hematita en proporciones idénticas donde se encuentra la mineralización económica. (Salazar, 2021)

3.4.2.3. Controles de mineralización

Los estudios que se hicieron hasta la fecha, permiten hacer las siguientes apreciaciones:

- A. La autobrechación se produjo por la fragmentación de un flujo de lava que se ha enfriado en donde adquirido una consistencia más viscosa que luego se fue sometiendo a fuertes esfuerzos locales, donde esto afecta las partes más superficiales del flujo. (Salazar, 2021)
- B. La influencia hidrotermal mineralizante primaria y la alteración hidrotermal posterior han alterado significativamente las texturas originales de la autobrecha que afecta los bordes de los clastos y las fracturas irregulares dentro de los clastos. (Salazar, 2021)
- C. La mineralización se ha emplazado de concentraciones medianas y pequeñas a modo de cuerpos irregulares también distanciados irregularmente ya que la uniformidad de la granulometría de los clastos de la brecha es irregular y su consiguiente heterogeneidad de la porosidad. (Salazar, 2021)

3.4.3. *Geología estructural*

El control estructural principal en la zona Úrsula se basa en la tendencia del fallamiento local y el fracturamiento del rumbo NE-SW, que eran pre-minerales y

servieron como canales de emplazamiento para los fluidos mineralizantes, en donde también existe un sistema post-mineral que es transversal al fracturamiento primario, donde la veta tiende a inflexión y empobrecer la mineralización, y por eso se halla solo mineral de arrastre de baja ley y espejos de falla milonitizada visible. (Salazar, 2021)

En la veta Marisol, en particular la zona de brecha, se encuentra limitada por fallas imprecisas y se presenta como áreas de fallas con movimientos variables y orientaciones diferentes, lo que significa que en apariencia no existe patrones definidos de las direcciones de estos desplazamientos. (Salazar, 2021)

Parece que en estas áreas de fallas se destacaron dos elementos principales: los pulsos magmáticos de los flujos de lavas y la orogenia evolutiva en las áreas de debilidad de las rocas previamente formadas. (Salazar, 2021)

3.4.4. Geología económica

3.4.4.1. Ley CUT-OFF

En esta estimación para la Ley de corte (Cut Off) se consideran todas las toneladas superiores o igual a US\$129.05 consideradas como minerales económicamente útiles en la región de Marisol y Úrsula según los siguientes valores:

Tabla 4

Valores US\$ por T.M.S

Valor: US\$ por T.M.S.

Económico o Mena	(\geq) a US\$ 138.33 (Cut Off Económico)
Marginal	(\geq) a US\$ 95.87 y (<) a US\$ 138.33
Sub marginal	(\geq) a US\$ 88.15 y (<) a US\$ 95.87

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Aguilas, 2023)

Según la Tabla 4, seleccionaremos valores US\$ por T.M.S, para determinar el grado mínimo para ser extraído económicamente.

Tabla 5*Clasificación de reservas por su valor*

Económico	
Costo total	US\$ 145.51 -
Depreciaciones:	
Depreciación y amortización	US\$ 4.34
Depreciación (Planta Tacaza)	US\$ 2.39
Depreciación (Gastos Administrativos)	US\$ 0.39
Depreciación (Gastos Administrativos – Planta Tacaza)	US\$ 0.06
Total, Depreciaciones	US\$ 7.18 =
Cut Off Económico	US\$ 138.33

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Aguilas, 2023)

3.4.4.2. Inventario de reservas de mineral

El 31 de diciembre de 2022, las reservas minerales estimadas para la unidad minera Las Águilas son de 677,071 TMS con Pb 2.66%, Ag 1.48 Oz/TM, Au 1.28 g/TM y Zn 4.16%. Las acciones tomadas para el cálculo de reservas de mineral, están basadas en dos etapas:

- El primer paso es captar información tomada principalmente con el muestreo sistemático de canales en la corona de las galerías, cruceros, subniveles y tajos de explotación, que se realizó cada dos metros.
- El segundo consiste en captar información mediante sondajes diamantinos de exploración con la máquina Explorer Jr-60E. Es fundamental el criterio geológico, que han sido basados en el análisis de los datos.

Las reservas han disminuido en la Zona Marisol porque no se realizó exploraciones, algunos blocks de reservas cubicados anteriormente no han respondido lo que se esperaba en altura por falta de información que se obtiene con chimeneas.

De acuerdo a normas y criterios de ubicación, en la Zona Marisol y Úrsula se ha corregido altura de blocks que tenían hasta 120 m debajo del nivel inferior, modificando a 20 m la altura de probado y 10 m el probable.

Tabla 6

Reservas por Zona

Zona	TMS	A.V.	A.M.	Ley			
				Pb	Ag	Au	Zn
		m	m	%	oz/ton	g/ton	%
Marisol	54,323	1.24	1.65	0.87	0.96	2.36	0.86
Úrsula	622,748	8.36	9.20	2.82	1.53	1.19	4.45
Total	677,071	7.79	8.59	2.66	1.48	1.28	4.16

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Águilas, 2023)

Tabla 7

Histórico de reservas – Unidad Minera Las Águilas

AÑO	TMS	Pb %	Ag Oz/TM	Au g/TM	Zn %
31 dic. 2015	697,755	3.14	1.66	1.58	4.08
31 dic. 2016	754,715	3.28	1.85	1.42	3.97
31 dic. 2017	807,665	2.87	1.84	1.62	3.39
31 dic. 2018	838,665	2.65	1.72	2.17	3.20
31 dic. 2019	1,015,030	2.38	1.60	1.95	3.02
31 dic. 2020	1,003,474	2.32	1.56	1.80	2.95
31 dic. 2021	890,829	2.20	1.62	2.28	2.81
31 dic. 2022	677,071	2.66	1.48	1.28	4.16

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Águilas, 2023)

3.5. GEOMECÁNICA DE LA UNIDAD MINERA LAS ÁGUILAS

Según el mapeo geomecánica, se muestra que el 45% del macizo rocoso es baja calidad (IV), el 51% es de calidad regular, el 2% rocas de calidad muy mala (V), mientras que las rocas de calidad buena (II) representan el 3% y debido a sus niveles de agua de menos de 10 litros por minuto, 10 a 25 litros por minuto, la unidad minera Las

Águilas de clasifica como húmedo o ligeramente húmedo, húmedo o mojado y goteo. Se diseñan cruceros en sentido perpendicular en las dos orientaciones preferentes para el trabajo subterráneo SW y NE. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Se han identificado cuñas de diversas dimensiones y pesos utilizando el modelo tridimensional que se ha realizado, lo que resulta en cuñas tetraplanares con alturas que van desde un metro hasta tres metros y con masas superiores a la de una tonelada, situados en la corona y hastiales, se ha encontrado un esfuerzo vertical de 0.7 Mpa para un encampane de 30 metros (aproximadamente), se toma en cuenta que el medio rocoso que está comprometido en el nivel superior es de 2.4 ton/metro, el esfuerzo horizontal es de 0.9 Mpa que se debe que el esfuerzo horizontal aumenta a medida que la excavación se acerca a la superficie tectónica topográfica. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

En una parábola de 5 m de altura, las excavaciones pueden soportar una carga promedio de 13 toneladas. El análisis de estabilidad de puentes ha demostrado que, para rocas malas, el ancho mínimo puede ser de 3 m (que no se aplica a rocas muy malas), si hay factores condicionantes como las que ya se ha mencionado, el ancho del puente con el sostenimiento especificado no puede ser menor de 4 m con el sostenimiento especificado. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

En lugares con encampane de 30 a 400 m, se ha establecido que los pilares adecuados deben tener dimensiones de 6.5 m por lado y 2.5 m de alto, con aberturas máximas adyacentes de 2.5 m por sección, donde estos requisitos generan un factor de seguridad de 1.2, por lo que se les colocara sostenimiento pasivo con las mismas especificaciones del estándar, estas rocas podrán estabilizar la excavación si alcanzan

factores de seguridad de 1.5 como mínimo. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

3.5.1. *Calidad de rocas*

Los sistemas más conocidos son:

- RQD (Rock Quality Designation).
- RMR (Rock Mass Rating).

3.5.1.1. RQD – Rock Quality Designation

Se basa en la descripción cuantitativa de la roca, y es un índice que tiene en cuenta el porcentaje recuperado en el sondeo, en trozos mayores de 10 centímetros.

Tabla 8

Clasificación RQD

RQD (%)	Calidad de roca
90 – 100	Excelente o Muy Competente
75 – 90	Buena o Competente
50 – 75	Regular o Media
25 – 50	Mala o Incompetente
0 – 25	Muy Mala o Muy Incompetente

Fuente. Extraído de (JICA, 2018)

El valor RQD puede calcularse, definiendo un RQD superficial según las siguientes expresiones:

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

Dónde: λ = Nro. de discontinuidades por metro lineal, donde $\lambda = 28$.

$$RQD = 100 e^{-0.1(\lambda)} (0.1(\lambda) + 1) = 100 e^{-0.1(28)} (0.1(28) + 1) = 23.10 \%$$

3.5.1.2. RMR– Rock Mass Rating

Los parámetros del terreno se utilizan para calcular el índice RMR de calidad de la roca: estado, espaciamiento y orientación de las discontinuidades; RQD, resistencia a la compresión simple de la roca y la presencia de agua. (Salazar, 2021)

Con la suma de las puntuaciones correspondientes se obtiene el RMR (Tabla 9). El valor del RMR varía entre (0-100), donde la mejor calidad de roca lo indican los valores más altos, en función del valor del RMR, Bieniawski distingue cinco tipos o clases de roca. (Salazar, 2021)

Tabla 9

Clases de Macizo Rocoso RMR

Valor RMR	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	Menor 20
Clasificación	I	II	III	IV	V
Descripción	Muy Buena	Buena	Regular	Mala	Muy Mala

Fuente. Extraído de (JICA, 2018)

Tabla 10

Clasificación Geomecánica sistema RMR 1989

PARÁMETRO		RANGO DE VALORES					
RESISTENCIA C.U. (MPa)		>250 (15)	100 a 250 (12)	50 a 100 (7)	25 a 50 (4)	<25 (2)	<1 (0)
RQD (%)		90 a 100 (20)	75 a 90 (17)	50 a 75 (13)	25 a 50 (8)	<25 (3)	
ESPACIAMIENTO (Metros)		>2 (20)	0.6 a 2 (15)	0.2 a 0.6 (10)	0.06 a 0.2 (8)	<0.06 (5)	
CONDICION DE DISCONTINUIDAD	Persistencia (m)	<1 (6)	1 a 3 (4)	3 a 10 (2)	10 a 20 (1)	>20 (0)	
	Abertura (mm)	Cerrada (6)	<0.1 (5)	0.1 a 1.0 (4)	1 a 5 (1)	>5 (0)	
	Rugosidad	Muy rugosa (6)	Rugosa (5)	Lig. Rugosa (3)	Lisa (1)	Espejo de falla (0)	
	Relleno	Limpia (6)	Duro <5 mm (4)	Duro >5 mm (2)	Suave <5 mm (1)	Suave >5mm (0)	
	Alteración	Sana (6)	Mod. Alterada (3)	Mod. Alterada (3)	Muy alterada (2)	Descompuesta (0)	
AGUA SUBTERRÁNEA		Seco (15)	Saturado (7)	Saturado (7)	Goteo (4)	Flujo (0)	
AJUSTE POR ORIENTACION		Muy Favorable (0)	Regular (-5)	Regular (-5)	Desfavorable (-10)	Muy Desfavorable (-12)	

Fuente. Extraído de (JICA, 2018)

Clasificación Geomecánica RMR 89 y RQD en la Unidad Minera Las Águilas

a) Buena II:

Tabla 11

Clasificación geomecánica Buena II

Tipo de Roca	Rango RMR	Calidad del Macizo Rocoso	Estructura (fracturas)	RQD
II	60 - 80	Buena	Ligeramente Fracturado	75 – 90 < 10%
			Fracturado	50 – 75 hasta 90%

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

b) Regular III:

Tabla 12

Clasificación geomecánica Regular III

Tipo de Roca	Rango RMR	Calidad del Macizo Rocoso	Estructura (fracturas)	RQD
III	40-60	Regular	Fracturado	50 - 75 entre 70%
			Muy Fracturado	35 – 50 < 30%

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

c) Mala IV:

Tabla 13

Clasificación geomecánica Mala IV

Tipo de Roca	Rango RMR	Calidad del Macizo Rocoso	Estructura (fracturas)	RQD
IV	21 - 40	Mala	Intensamente fracturado	25 - 35

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

d) Mala V:

Tabla 14

Clasificación geomecánica Mala V

Tipo de Roca	Rango RMR	Calidad del Macizo Rocoso	Estructura (fracturas)	RQD
V	< 40	Mala	Intensamente fracturado a triturado	< 10 - 25

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

En resumen, se puede decir que las condiciones geomecánicas del medio rocoso del yacimiento son variables y están relacionadas con el grado de alteración, por lo tanto, el método de minado tiene que estar relacionado con las condiciones naturales del yacimiento. (Salazar, 2021)

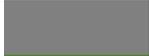
3.5.2. Zonificación geomecánica por estructuras

Se debe considerar elementos litológicos, calidad de la masa, grado de alteración y elementos geoestructurales, las características litológicas están bien definidas en las vetas Marisol y Úrsula, en tipos de rocas predominantes el arreglo estructural es similar, la calidad de la masa rocosa es el aspecto principal para realizarlo. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

La calidad de la masa rocosa es variable y se relaciona directamente con la intensidad de la alteración, geomecánica debe trabajar más en zonificación, para determinar el tipo de sostenimiento, en donde se presenta la zonificación en función de características geomecánicas del macizo en los diferentes niveles existentes en la unidad minera. Así mismo, se presenta en cada caso, el porcentaje de las diferentes calidades de roca donde se considera en la cartilla geomecánica diseñada para la unidad. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Tabla 15

Rangos GSI y RMR y Tipos de roca según la cartilla Geomecánica

Roca		Rango GSI	Rango RMR	Calidad
Tipo	Color			
I		81-100	86-100	Muy Buena
II		61-80	66-85	Buena
III		41-60	46-65	Regular
IV		21-40	26-45	Mala
V		0-20	0-25	Muy Mala

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Figura 27

Cartilla geomecánica Anverso

<p>CONSORCIO DE INGENIEROS EJECUTORES MINEROS S.A. DEPARTAMENTO DE GEOMECÁNICA Y GEOTECNIA</p>  <p>CIEMSA</p> <p>CARTILLA GEOMECANICA U.M. LAS ÁGUILAS CLASIFICACIÓN G.S.I. / R.M.R. VERSIÓN 01_04_2022</p>											
TIPO DE ROCA	TIPO	COLOR	GSI HSEK 2003	CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO							
I			81 - 100	MUY BUENA							
II			61 - 80	BUENA							
III			41 - 60	REGULAR							
IV			21 - 40	MALA							
V			0 - 20	MUY MALA							
<p>ESTRUCTURA (FRACTURAS)</p>					<p>SUPERFICIE (DUREZA)</p>						
<p>LEVEMENTE FRACTURADA. TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI. (R.Q.D. = 75% - 100%) (1 - 5 FRACT. METRO)</p>					100cm						
<p>FRACTURADA. MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA BLOQUES CÚBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (R.Q.D. = 50% - 75%) (6 - 10 FRACT. METRO)</p>					50cm	LF/MB	LF/B	LF/R	N/A	N/A	
<p>MUY FRACTURADA. MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR 4 O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (R.Q.D. = 25% - 50%) (11 - 20 FRACT. METRO)</p>					40cm						
<p>INTENSAMENTE FRACTURADA. PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES. (R.Q.D. = 00% - 25%) (MAS DE 20 FRACT. METRO)</p>					20cm	F/MB	F/B	F/R	F/P	F/MP	
<p>TRITURADA O BRECHADA. LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FÁCILMENTE DISGREGABLES, ANG. Y REDONDOS (SIN R.Q.D.) (FRACT. INCOTABLE)</p>					15cm						
<p>RELACIONES EMPÍRICAS APROXIMADAS Indice Q = RQD/Jn * Jr/Ja * Jw/SRF Indice RMR = 9 Ln Q + 44 Indice GSI = RMRseco - 5</p>					10cm	MF/MB	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
					9cm						
					8cm						
					7cm						
					6cm						
					5cm	IF/MB	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP	
					4cm						
					3cm						
					2cm						
					1cm	N/A	N/A	T/R	T/P	T/MP	

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Figura 28

Cartilla geomecánica Reverso

TIPO DE ROCA	LABOR TEMPORAL		
	SECCIÓN (1.5X1.8) m2	SECCIONES (2.1X2.1) (2.5X2.5) m2	SECCIÓN MAYOR (3.0X3.0) m2
I	Sin sostenimiento	Sin sostenimiento	Sin sostenimiento
II	Split set de 5 pies, de forma ocasional o sistemático (de acuerdo a recomendación geomecánica).	Split set de 5 pies, de forma ocasional o sistemático (de acuerdo a recomendación geomecánica).	Split set de 7 pies, de forma ocasional o sistemático (de acuerdo a recomendación geomecánica).
III	Malla electrosoldada con split set de 5 pies, espaciado a 1.40 m entre pernos y distribución rómbica o Puntal en línea patillado, espaciándolos a 1.50 m en combinación con rajado en el techo.	Malla electrosoldada con split set de 5 pies, espaciado a 1.40 m entre pernos y distribución rómbica.	Malla electrosoldada con split set de 7 pies, espaciado a 1.40 m entre pernos y distribución rómbica.
IV	Cuadro de madera de 6" a 7" completos o cojos, espaciados a 1.40 a 1.70 m de eje a eje como máximo.	Cuadro de madera de 7" a 8" completos espaciados a 1.20 a 1.50 m de eje a eje como máximo, o shotcrete de 2" de espesor con malla y pernos split set de 5" espaciado a 1.70 m.	Cuadro de madera de 8" completos espaciados a 1.20 a 1.50 m de eje a eje como máximo, o shotcrete de 2" de espesor con malla y pernos split set de 5" espaciado a 1.40 m.
V	Cuadro de madera de 6" a 7" completos o cojos, espaciados a 1.20 a 1.40 m de eje a eje como máximo.	Cuadro de madera de 7" a 8" completos espaciados a 1.00 a 1.20 m de eje a eje como máximo.	Cuadro de madera de 8" completos espaciados a 1.00 a 1.20 m de eje a eje como máximo.

TIPO DE ROCA	LABOR PERMANENTE		FACTORES INFLUYENTES	OBSERVACIÓN
	SECCIONES (2.1X2.1) (2.5X2.5) m2	SECCIÓN MAYOR (3.0X3.0) m2		
I	Sin sostenimiento	Sin sostenimiento	Presencia de agua	La combinación del sostenimiento y/o variación se realizará según evaluación geomecánica
II	Split set cementado o pernos helicoidales de 5 pies, de forma ocasional o sistemático (de acuerdo a recomendación geomecánica).	Split set cementado o pernos helicoidales de 7 pies, de forma ocasional o sistemático (de acuerdo a recomendación geomecánica).	Intersección de labores	
III	Malla electrosoldada con split set cementado de 5 pies, espaciado a 1.20 m entre pernos o pernos helicoidales de 5 pies espaciados a 1.60 m ambos con distribución rómbica.	Malla electrosoldada con split set cementado de 7 pies, espaciado a 1.20 m entre pernos o pernos helicoidales de 7 pies espaciados a 1.60 m ambos con distribución rómbica.	Presencia de fallas o alteración en mas del 30% del frente	
IV	Cuadro de madera de 8" completos espaciados a 1.20 a 1.40 m de eje a eje como máximo, o shotcrete de 2" de espesor con malla y pernos split set de 5" espaciado a 1.40 m.	Cuadro de madera de 8" especiales espaciados a 1.20 a 1.40 m de eje a eje como máximo, o cimbras metálicas tipo H espaciado a 1.20 m, o shotcrete de 2" de espesor con malla y pernos split set de 5" espaciado a 1.40 m.	Labores cercanas	
V	Cuadro de madera de 8" completos espaciados a 0.80 a 1.20 m de eje a eje como máximo.	Cuadro de madera de 8" especiales espaciados a 0.80 a 1.20 m de eje a eje como máximo o cimbras metálicas tipo H espaciado a 1.00 m.	Sobrerotura por voladura, etc.	

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

3.6. MINA

3.6.1. Capacidad de producción

En el año 2022 la unidad minera Las Águilas, tuvo una producción de 77,257 TMS de los cuales de la Zona Marisol fue de 65,828 TMS que comprende los Niveles 4440, 4480, 4530, 4580, 4630, 4695 y de la Zona Úrsula que comenzó a entrar en operación en el mes de junio del 2022, hasta diciembre fue 11,429 TMS correspondientes al Nivel 4280.

Tabla 16

Producción de la U.M. Las Águilas en el año 2022

PRODUCCION DE MINA AÑO 2022			
MES	Zona Marisol	Zona Úrsula	U.M Las Águilas
	TMS	TMS	TMS
Enero	6,105	0	6,105
Febrero	5,681	0	5,681
Marzo	6,020	0	6,020
Abril	7,025	0	7,025
Mayo	7,051	0	7,051
Junio	5,879	420	6,299
Julio	4,818	1,586	6,405
Agosto	5,017	1,504	6,521
Septiembre	4,900	1,335	6,234
Octubre	3,935	2,009	5,944
Noviembre	4,285	1,816	6,101
Diciembre	5,112	2,760	7,872
TOTAL (AÑO 2022)	65,828	11,429	77,257
PLAN 2022	61,000	11,000	72,000

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Aguilas, 2023)

El programa de producción para el año 2023 es 100,000 TMS de los cuales para la Zona Marisol es de 27,900 TMS y de la Zona Úrsula es de 72,100 TMS.

Tabla 17*Programa de producción de la U.M. Las Águilas en el año 2023*

PROGRAMA DE PRODUCCION U.M LAS ÁGUILAS - AÑO 2023			
MES	Zona Marisol	Zona Úrsula	U.M Las Águilas
	TMS	TMS	TMS
Enero	3,900	3,100	7,000
Febrero	3,400	2,600	6,000
Marzo	2,100	4,900	7,000
Abril	2,000	6,000	8,000
Mayo	2,500	5,500	8,000
Junio	2,500	5,500	8,000
Julio	2,000	6,000	8,000
Agosto	2,000	7,000	9,000
Septiembre	2,000	7,000	9,000
Octubre	2,000	8,000	10,000
Noviembre	1,800	8,200	10,000
Diciembre	1,700	8,300	10,000
TOTAL (AÑO 2023)	27,900	72,100	100,000

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Águilas, 2023)

La producción en Zona Úrsula está supeditado al rendimiento que tenga el nuevo winche de izaje y a la rehabilitación del antiguo inclinado para no tener deficiencias en la extracción del mineral.

3.6.2. Métodos de explotación

El método de minado en la unidad minera Las Águilas es de Corte y Relleno Ascendente convencional y semimecanizado (Over Cut and Fill), ya que el yacimiento presenta características que son favorables para su aplicación. Las empresas contratistas COMISERGE y UYH STAR, son las que se encargan de las operaciones mineras tanto en Zona Marisol y Zona Úrsula.

3.6.3. Reservas Minables Cuerpo Úrsula 5 por Corte y Relleno Ascendente

Para la estimación de reservas, se ha considerado el 10% de dilución, por ello, se estimó de nuevo las reservas de los blocks de Cuerpo Úrsula 5, aplicando la dilución y recuperación minera del método Corte y Relleno Ascendente en Breasting. En la Tabla 18 nos muestra la estimación de reservas (TMS), las leyes promedio de Plomo, Plata, Oro y Zinc de las estructuras mineralizadas.

Tabla 18

Reservas estimadas para cuerpo Úrsula 5

Estructura	Tipo	Reservas de Mineral sobre el Nivel 4280					
		N° Block	TMS	Pb (%)	Ag (oz/t)	Au (g/t)	Zn (%)
		U5-07	19,613	4.22	1.27	1.08	6.50
		U5-09	19,061	3.42	1.71	0.59	3.28
		U5-05	4,166	1.87	0.72	0.20	4.90
		U5-506	9,806	4.22	1.27	1.08	6.50
		U5-508	9,530	3.42	1.71	0.59	3.28
		U5-504	2,083	1.65	0.67	0.17	4.36
		Total	64,259	3.13	1.22	0.62	4.80
Úrsula 5	Cuerpo	Reservas de Mineral debajo del Nivel 4280					
		N° Block	TMS	Pb (%)	Ag (oz/t)	Au (g/t)	Zn (%)
		U5-08	19,613	4.22	1.27	1.08	6.50
		U5-10	19,061	3.42	1.71	0.59	3.28
		U5-06	4,166	1.65	0.67	0.17	4.36
		U5-507	9,806	4.22	1.27	1.08	6.50
		U5-509	9,530	3.42	1.71	0.59	3.28
		U5-505	2,083	1.65	0.67	0.17	4.36
		Total	64,259	3.13	1.22	0.62	4.80

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Aguilas, 2023)

3.7. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN BREASTING EN EL CUERPO ÚRSULA 5

3.7.1. *Diseño y descripción del método de explotación Corte y Relleno Ascendente con rampa*

3.7.1.1. Dimensiones

El cuerpo Úrsula 5 tiene una altura de 60 m, para el caso del método de explotación Corte y Relleno Ascendente se realizará sobre el Nv. 4280 donde tiene una altura de 30 m, una longitud de 90 m con una potencia de mineralización de 7 metros, que tiene un buzamiento de 60 grados.

La altura del subnivel es de 3.50 m, se tendrá 9 cortes, donde la altura de corte es de 3.20 m con una cara libre de 0.30 m. Con una densidad para mineral de 3.0 ton/m³ y una densidad para desmonte de 2.2 ton/m³.

3.7.1.2. Descripción

El avance para el método de explotación Corte y Relleno Ascendente será en Breasting. En las labores de preparación se requiere una rampa negativa (-12%) y una chimenea de relleno (Filling Raise) para conectar el By Pass superior con el inferior.

Generaremos un pivot en frente ciego desde la rampa para conectar con la cámara H con la finalidad de acceder al primer corte. Luego de generar el pivot en frente ciego, se va generar 2 pivotes con desquinche y con ello podremos acceder máximo a 3 cortes. La cámara H únicamente conectara con la chimenea de relleno ya que tenemos la rampa y no se va requerir de una chimenea camino y Ore Pass. También presenta dos chimeneas en ambos extremos de las alas que delimita la explotación y son parte del circuito de ventilación.

En el Nivel 4330 se construirá el acceso a la chimenea de relleno y también se realizará desde la bocamina hasta la entrada de la rampa un desquinche.

El mineral va extraerse de los frentes de avance y será trasladado a superficie a través de la rampa con Dumpers.

3.7.1.3. Diseño de la infraestructura

Se ha tomado en cuenta la información geológica y topográfica para la preparación, para el modelamiento del cuerpo mineralizado, se obtuvo de la galería 060S y la información de los taladros exploratorios.

. También se construirá a la vez la rampa y la chimenea de relleno. En el Nivel 4330 se construirá el acceso a la chimenea de relleno, para el acceso de los equipos. El minado se realizará de forma ascendente.

3.7.1.4. Detalle de la infraestructura

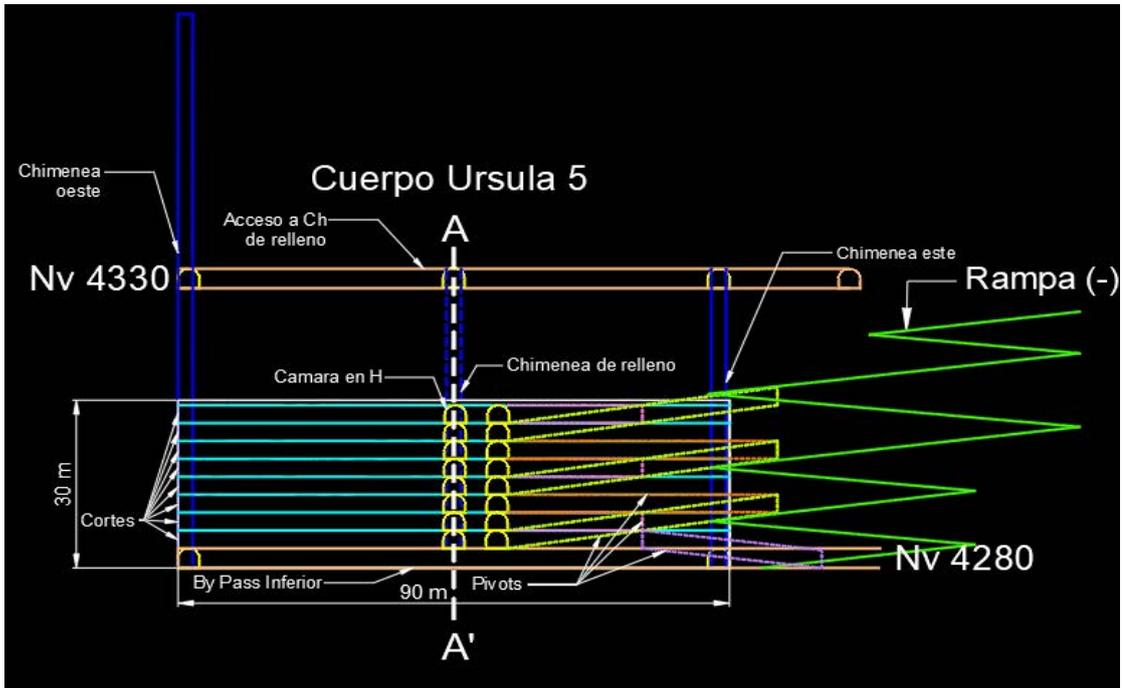
- A. Desquinche (Crucero de acceso – Bocamina Nv 4330): Se realizará un desquinche de 335 m en el nivel 4330 de sección de 2.40 m x 2.10 m a uno de 3.50 m x 3.50 m desde la bocamina Nv 4330 hasta el crucero de acceso a la rampa, para que puedan transitar los equipos de acarreo a superficie. También se realizará un desquinche de 90 m en el nivel 4330 para poder ejecutar accesos hacia las chimeneas de relleno.
- B. Crucero: Se realizará 54 m de crucero de 3.50 m x 3.50 m desde donde se realizó el desquinche, hasta el inicio de la rampa.
- C. Rampa: Se construirá una rampa negativa (-12%) de 424 m con una sección de 3.50 m x 3.50 m, desde el nivel 4330. Sirve como acceso a las labores y como transporte de mineral.
- D. Pivots: Se ejecutará 3 Pivots (-14%) frente ciego de 48m, 6 Pivots de desquinche de 15 m y 6 Pivots de desquinche de 29 m, de 3.50 m x 3.20 m.

- E. Acceso a chimeneas: Se construirá accesos de 3.50 m x 3.50m, hacia las chimeneas de relleno. Acceso a chimenea este de 12 m, acceso a chimenea oeste de 28 m, acceso a chimenea de relleno de 2 m, acceso de chimenea este a bypass inferior de 24 m, acceso de chimenea oeste a bypass inferior de 29 m.
- F. Cámara en H (Frente ciego): Se ejecutará 58 m de cámara en H de 3.50 m x 3.20 m.
- G. Pivoteo de cámara en H (Breasting): Se ejecutará 8 pivoteos de cámara de 58 m en H (Breasting) de 3.50 m x 3.20 m.
- H. Bypass inferior: Se ejecutará 92 m de bypass inferior de 3.50 x 3.50 m
- I. Desquinche Nro. 1: Se realizará 17m de desquinche de 3.5 m x 3.20 m.
- J. Pivoteo de galería Este para el corte Nro. 2: Se ejecutará 17 m de pivoteo de 3.50 m x 3.20 m.
- K. Corte Nro. 1 en Breasting: Se ejecutará 90 m de corte de 7m x 3.50 m.
- L. Corte Nro. 2 al 9 en Breasting: Se ejecutará 90 m de corte de 7m x 3.20 m.
- M. Chimenea de relleno: Se ejecutará 49 m de chimenea de 2.40 m x 1.20 m.
- N. Chimenea Este (Enmaderado): Se ejecutará 57 m de chimenea de 2.40 m x 1.20 m.
- O. Chimenea Oeste (Enmaderado): Se ejecutará 95 m de chimenea de 2.40 m x 1.20 m.

Para poder visualizar y entender mejor los avances mostrados en las tablas anteriores, podemos ver en las Figuras 31 y 32, las diferentes vistas del método de explotación para el Cuerpo Úrsula 5.

Figura29

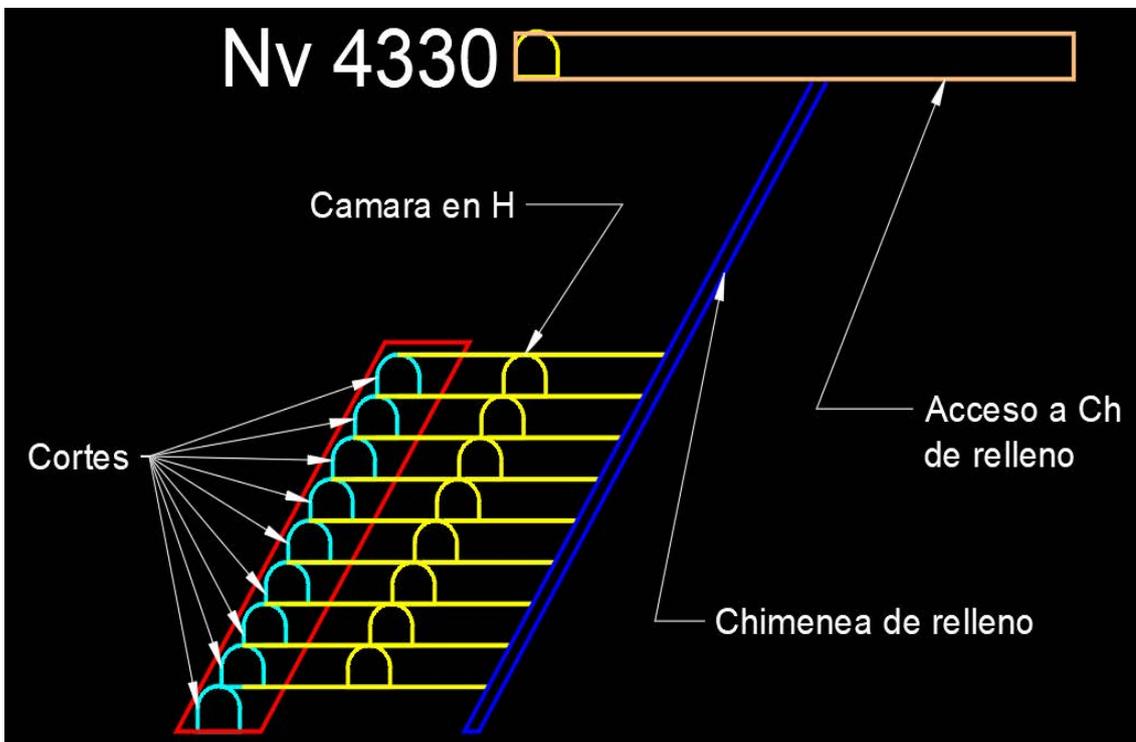
Vista longitudinal de CYRA con rampa cuerpo Úrsula 5



Fuente. Propia

Figura30

Vista transversal A-A' de CYRA con rampa cuerpo Úrsula 5



Fuente. Propia

3.7.2. Operaciones del ciclo de minado Corte y Relleno Ascendente

Para el ciclo de minado se va considerar 7.00 horas/guardia y 2 guardias/día.

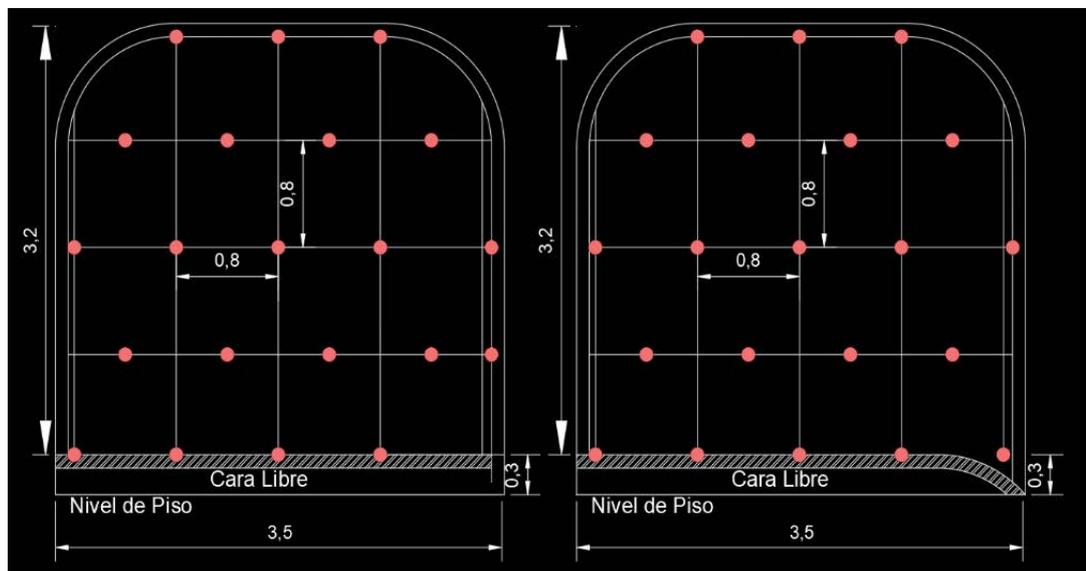
3.7.2.1. Perforación

Se utilizará equipo mecanizado de perforación Jumbo con diámetro de taladro de 45 mm y longitud de taladro de 12 pies. El burden y espaciamiento será de 0.80 m x 0.80 m para la malla de perforación.

Se diseña una malla de perforación en Breasting (ver Figura 33), con los parámetros de perforación y rendimiento del jumbo en el frente de avance, con el cual se calcula el tiempo de perforación, se detalla en la Tabla 19.

Figura 31

Malla de perforación 3.5m x 3.5m en Breasting – CYRA con rampa



Fuente. Propia

Etapa A y B:

La perforación se realizará en 2 etapas con mallas de 3.5 m x 3.5 m para cada etapa.

Utilizando la máquina perforadora Jumbo se tiene un tiempo de perforación de **2.34 horas.**

Tabla 19*Detalle perforación Corte y Relleno Ascendente con rampa en Cuerpo Úrsula 5*

Descripción	Cantidad	Unidad
N° taladros	21	Taladros
Longitud taladro	3.60	m/taladro
Eficiencia de perforación	93.00	%
Metros perforados	70.3	M
Rendimiento Jumbo	30.00	m/h
N° Perforadoras	1.00	Und
Tiempo de perforación	2.34	h/disparo

Fuente. Propia

3.7.2.2. Voladura

Etapa A y B:

Se utilizará emulsión encartuchada (Emulnor) con carguío manual de explosivos. El avance por disparo es de **3.34 m**. Se va requerir de 2 ayudantes para realizar el carguío. Para el carguío de explosivos se requiere de un tiempo de 1.58 h/disparo.

3.7.2.3.Limpieza

Etapa A y B:

La limpieza se realiza con un Scoop de 4 yd³ para la limpieza de frentes de explotación, y tiene un rendimiento de 68 t /h en una distancia promedio de 30 m. En la Tabla 20 se detalla.

Tabla 20*Detalle limpieza CYRA con rampa en Cuerpo Úrsula 5*

Descripción	Cantidad	Unidad
Rendimiento Scoop 4.00yd ³	68	ton/h
Toneladas rotas por disparo	112.22	ton/disparo
Tiempo de Limpieza	1.65	h/disparo

Fuente. Propia

En un tiempo de **1.65 horas**, el Scoop de 4 yd³ extrae del frente 112.22 toneladas rotas por disparo.

3.7.2.4. Sostenimiento

Etapa A:

Se utilizará pernos Swellex de 7 pies, que van ir distribuidas en 2 filas de pernos de avance separadas a 1.20m, donde la primera fila va tener 6 pernos y la segunda 5 pernos, luego se va reforzar el sostenimiento con la instalación de mallas electrosoldadas de 3" y lanzado de shotcrete de 2" en el frente de trabajo, detallamos en la Tabla 21.

Tabla 21

Detalle sostenimiento CYRA con rampa en Cuerpo Úrsula 5

Perforación para colocación de pernos		
Descripción	Cantidad	Unidad
Avance / disparo	3.34	m
Cantidad de pernos a colocar por avance	15.30	pernos/avance
Primera Fila	6	taladros
Segunda Fila	5	taladros
Espaciado	1.20	m
Longitud de taladro para perno (7')	2.10	m/taladro
Eficiencia de perforación	93.00	%
Metros perforados	29.88	M
Rendimiento Jumbo	30.00	m/h
Nº perforadoras	1.00	Und
Tiempo de perforación para pernos	1.00	H
Tiempo de colocación de malla + perno	1.20	H
Perímetro	9.04	M
Área	30.19	m ²
Rendimiento para 2" (m ² /m ³)	11.00	m ² /m ³
Volumen	2.74	m ³
Nº disparos/día por frente	1.50	disparos/día
Rendimiento equipo	2.8	m ³ /h
Tiempo Shotcrete	0.98	h
Tiempo de sostenimiento	2.18	h/disparo

Fuente. Propia

Para realizar el sostenimiento se requiere de un tiempo de 2.18 h

Etapa B:

Se utilizará pernos Swellex de 7 pies, que van ir distribuidas en 2 filas de pernos de avance separadas a 1.20m, donde la primera fila va tener 4 pernos y la segunda 4 pernos, luego se va reforzar el sostenimiento con la instalación de mallas electrosoldadas de 3" y lanzado de shotcrete de 2" en el frente de trabajo, detallamos en la Tabla 22.

Tabla 22

Detalle sostenimiento CYRA con rampa en Cuerpo Úrsula 5

Perforación para colocación de pernos		
Descripción	Cantidad	Unidad
Avance / disparo	3.34	M
Cantidad de pernos a colocar por avance	11.13	pernos/avance
Primera Fila	4	taladros
Segunda Fila	4	taladros
Espaciado	1.20	M
Longitud de taladro para perno (7')	2.10	m/taladro
Eficiencia de perforación	93.00	%
Metros perforados	21.74	M
Rendimiento Jumbo	30.00	m/h
Nº perforadoras	1.00	Und
Tiempo de perforación para pernos	0.72	H
Tiempo de colocación de malla + perno	0.92	H
Perímetro	6.27	M
Área	20.94	m ²
Rendimiento para 2" (m ² /m ³)	11.00	m ² /m ³
Volumen	1.90	m ³
Nº disparos/día por frente	1.50	disparos/día
Rendimiento equipo	2.8	m ³ /h
Tiempo Shotcrete	0.68	H
Tiempo de sostenimiento	1.60	h/disparo

Fuente. Propia

Para realizar el sostenimiento se requiere de un tiempo de 1.60 h. El tiempo promedio de sostenimiento de la Etapa A y la Etapa B es de **1.89 horas/disparo**.

Se suma el tiempo promedio para ejecutar cada operación, con lo cual el tiempo de ciclo de minado es 7.46 horas. Se considera realizar 1 disparo y medio por día por cada frente de avance (1.5 disparos/día).

3.7.2.5. Relleno

El volumen y tiempo de relleno, detallamos en la Tabla 23.

Tabla 23

Detalle relleno CYRA con rampa cuerpo Úrsula 5

Descripción	Cantidad	Unidad
Alto a rellenar	3.20	m
Ancho	3.50	m
Longitud de corte	90.00	m
Volumen para rellenar	1,008	m ³
Densidad desmonte	2.20	ton/m ³
% esponjamiento	30.00	%
Toneladas de relleno requerido	1,552.32	ton
Rendimiento Scoop 4.00yd ³	68	ton/h
Tiempo de Relleno	22.82	h
Nº horas por guardia	7.00	h/gdia
Nº de guardias	3.26	gdia
Nº guardias por día	2.00	gdia/día
Número de días	1.63	días/etapa
Número de días/corte	3.26	días/corte

Fuente. Propia

El relleno proviene del desmonte extraído de las cámaras H, labores de avance y superficie, como el ciclo de minado por corte se realiza en 2 etapas, entonces el tiempo de relleno requerido es de **3.26 días/corte**.

3.7.2.6. Ventilación

Se construirá chimeneas de ventilación en el Ala Este y Oeste de dimensiones 2.40 m x 1.20 m. Requeriremos de un ventilador de 30,000 CFM

3.7.2.7. Producción por corte y por día

En la Tabla 24 se detalla los días que se va necesitar para la explotación de un corte y en la Tabla 25 se tiene la producción por día. Se considera 1.5 disparos/día, como se trabaja 2 frentes simultáneamente se considera 3 disparos/día.

Tabla 24

Tiempo de producción por corte CYRA con rampa en Cuerpo Úrsula 5

Descripción	Cantidad	Unidad
Avance/disparo	3.34	m/disp
Nº disparos/día por frente	1.50	disparos/día
Avance/día por frente	5.01	m/día
Nº de frentes	2.00	frentes
Avance/día en 2 frentes	10.02	M
Longitud de corte	90.00	M
Número de días	9.00	días/etapa
Número de días/corte	18.00	días/corte

Fuente. Propia

Como el ciclo de minado por corte se realiza en 2 etapas, se va requerir 18 días para la extracción de mineral de un corte donde se considera 2 frentes.

Tabla 25*Producción diaria CYRA con rampa en Cuerpo Úrsula 5*

Descripción	Cantidad	Unidad
Toneladas rotas por disparo	112.22	t/disparo
Toneladas rotas por día	337	t/día

Fuente. Propia

La producción es de 337 toneladas rotas por disparo por día.

3.7.2.8. Desquinche para cámara en H

Se realizará desquinches para construir las cámaras en H, en la Tabla 26 se detalla el tiempo que se requiere para completar dicha actividad.

Tabla 26*Detalle desquinche para cámaras en H CYRA con rampa en Cuerpo Úrsula 5*

Descripción	Cantidad	Unidad
Longitud de H	58.00	M
Longitud taladro	3.60	m/taladro
Eficiencia perforación	93.00	%
Avance/disparo	3.34	m/disparo
Nro. Disparos	17.36	Disparos
Avance/gdia	6.68	m/gdia
Nº de disparos/guardia	2.00	disparo/gdia
Nº guardias/día	2.00	gdia/día
Nº guardias	8.68	gdias
Número de días	4.34	días

Fuente. Propia

El tiempo requerido para el desquinche de las cámaras en H tendrá una duración de 4.27 días para la etapa A.

Por lo tanto, en la etapa A y B, el tiempo requerido para el desquinche es de 9 días.

3.7.2.9. Resumen producción por corte para el cuerpo Úrsula 5 con rampa

Para comenzar con la explotación del corte se realiza el desquinche en H, por consiguiente, se realiza la producción del corte y luego el relleno del corte. Es así que se tendrá una producción mensual de 7,077 toneladas.

Tabla 27

Resumen producción por corte CYRA con rampa Úrsula 5 cuerpo

Descripción	Cantidad	Unidad
Días de Producción por corte	18	días
Días de Relleno de Tajo	3.26	días
Días de Desquinche H	4.27	días
Días de Sostenimiento Desquinche H	1.22	días
Días Totales por corte	27	días
Días de Relleno de Tajo + Desquinche H + Sostenimiento Desquinche H	9	días
Días de Producción al mes	21	días
Toneladas rotas por día	337	ton/día
Producción por mes	7,077	ton/mes

Fuente. Propia

3.7.3. Costo de minado del método de explotación Corte y Relleno

3.7.3.1. Costos unitarios del método Corte y Relleno Ascendente

Tabla 28

Costos Unitarios del Método

	Unidad	CyR Ascendente (\$/ton)
Producción Total (CyRA)	ton	64,259.00
C.U. de tajeo de explotación		
Perforación	\$	4.26
Voladura	\$	2.02
Limpieza	\$	2.82
Sostenimiento:	\$	
Perno	\$	1.82
Malla	\$	3.18
Shotcrete	\$	6.55
Ventilación	\$	0.15

Fuente. Propia

Tabla 29

Costos del Método

	Unidad	CyR Ascendente (\$/ton)
Costo del método		
Perforación	\$	273,743.34
Voladura	\$	129,803.18
Limpieza	\$	181,210.38
Sostenimiento:		
Perno	\$	116,951.38
Malla	\$	204,343.62
Shotcrete	\$	420,896.45
Ventilación	\$	9638.85

Fuente. Propia

3.7.3.2. Costo de Explotación

Tabla 30

Costos Unitarios de explotación del Método

	Unidad	CyR Ascendente (\$/ton)
C.U. de explotación		
Tajeos de Explotación	\$	9.10
Sostenimiento	\$	11.55
Relleno detrítico	\$	1.07
Transporte mineral	\$	0.82
Servicios auxiliares	\$	0.85
Ventilación y Compresoras	\$	0.15
Mantenimiento de vías	\$	0.10
Energía	\$	2.80
Sub total	\$	26.44

Fuente. Propia

Tabla 31

Costo de explotación del Método

Descripción	Unidad	CyR Ascendente (\$/ton)
Producción Total (CyRA)	ton	64,259.00
Tajeos de Explotación	\$	584,756.90
Sostenimiento	\$	742,191.45
Relleno detrítico	\$	68,757.13
Transporte mineral	\$	52,692.38
Servicios auxiliares	\$	54,620.15
Ventilación y compresoras	\$	9,638.85
Mantenimiento de vías	\$	6,425.90
Energía	\$	179,925.20
Sub total	\$	1,699,007.96

Fuente. Propia

3.7.3.3.Costo de avances

Tabla 32

Costos unitarios de avances

C.U. de avances		
Avances	\$	9.48
Desquinche	\$	3.43
Sostenimiento avances	\$	6.05
Transporte desmonte avance	\$	0.47
Sub total	\$	19.43

Fuente. Propia

Tabla 33

Costo de Avances

Costo de avances		
Avances	\$	609,175.32
Desquinche	\$	220,408.37
Sostenimiento avances	\$	388,766.95
Transporte desmonte avance	\$	30,201.73
Sub total	\$	1,248,552.37

Fuente. Propia

3.7.3.4.Costo total

Tabla 34

Costo Total del método

	Unidad	CyR Ascendente (\$/ton)
Costo unitario de explotación	\$	26.44
Costo unitario de avances	\$	19.43
Costo unitario total UM Las Águilas	\$	45.87
Producción Total (CyRA)	TON	64,259.00
Costo de explotación	\$	1,699,007.96
Costo de avances	\$	1,248,552.37
Costo total explotación UM Las Águilas	\$	2,947,560.33

Fuente. Propia

3.8. PLANTA DE TRATAMIENTO

La planta concentradora Santa Lucía, perteneciente a la empresa CIEMSA, inició sus operaciones a fines del mes de junio del 2010, actualmente, su capacidad de procesar es hasta 1,100 TM/día optimizando el tamaño de partícula final de la sección Chancado de 100 % malla ½” hacia una malla de 1/4”, utilizando los mismos equipos del área de chancado dentro de las mismas instalaciones de la planta. (Villegas, 2015)

3.8.1. Operaciones Unitarias de la planta de tratamiento

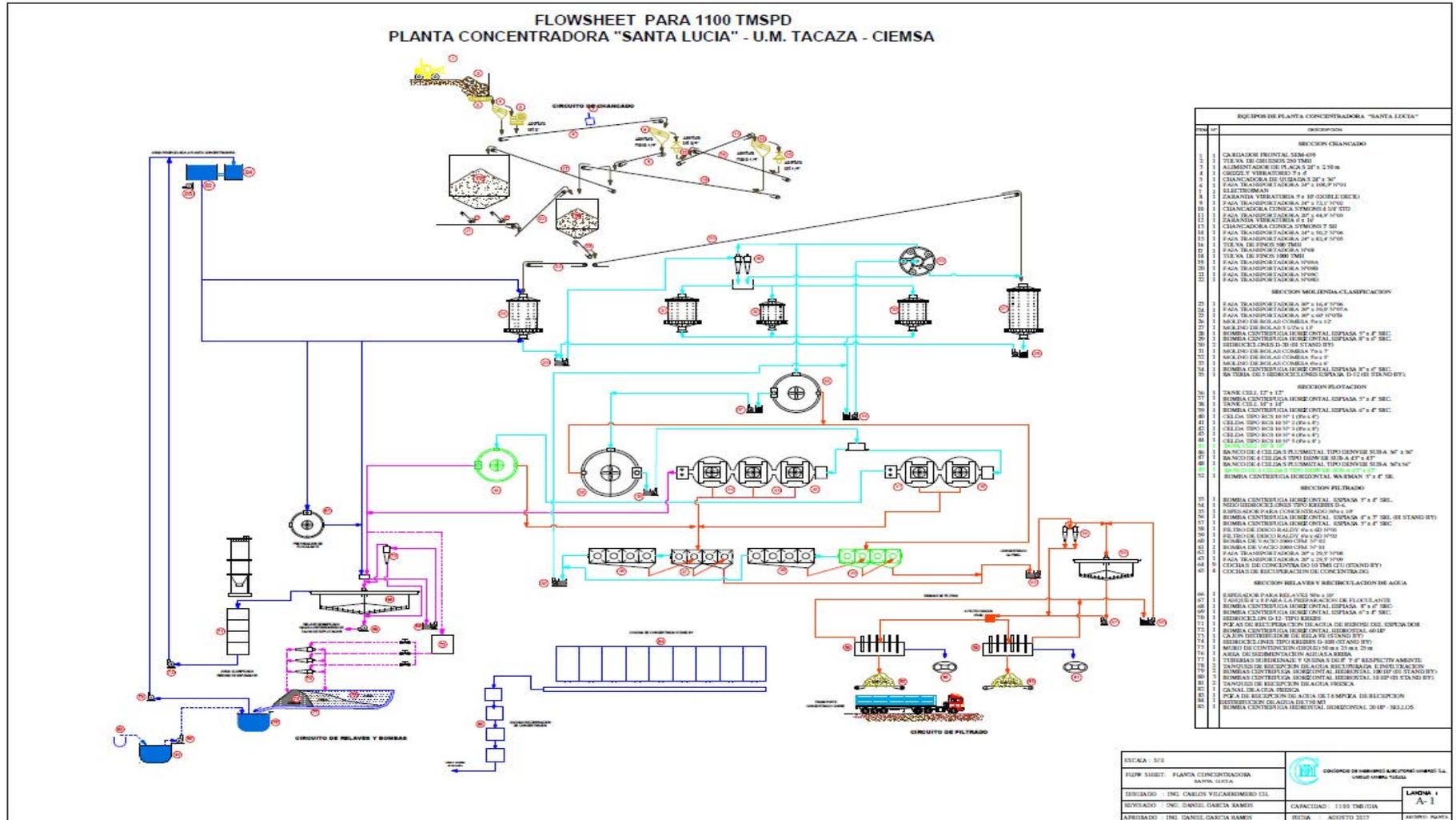
Las operaciones unitarias son el transporte del mineral, alimentación a la tolva de grueso, sección chancado y molienda, sección flotación, sección de filtrado, sección relave. (Villegas, 2015)

3.8.2. Flow Sheet

El diagrama de flujo de la Planta Concentradora Santa Lucía para 1100 TMSPD – CIEMSA, se puede apreciar en este Flow Sheet, donde se aprecian las diversas secciones de la planta de tratamiento, en el mismo diagrama se presenta la descripción del equipo de los equipos principales a emplear en las diversas secciones de la planta. (Villegas, 2015)

Figura 32

Diagrama de flujo de la planta concentradora Santa Lucia - CIEMSA



Fuente. Extraído de (PEREZ, 2015)

3.8.3. Productos

La planta concentradora Santa Lucia, tiene 5 productos finales: Concentrado de Cobre (TMF), de Plata (Gr. Finos), de Oro (Kg. Finos), de Plomo (TMF), de Zinc (TMF). El tonelaje tratado y el metal fino producido, ya sea como metal refinado o contenido en concentrado, son los principales datos de producción proporcionados por la minería. (Villegas, 2015)

En la Tabla 35 se describe la producción metálica del año 2022.

Tabla 35

Producción metálica de enero – diciembre del 2022

Minera	Etapas	Proceso	Titular	Unidad	Departamento	Provincia	Distrito	Unidad de Medida	Acumulado enero - diciembre
Cobre								TMF	1,249.7
Oro								Gr. Finos	250,947.3
Plata	Concentración	Flotación	CIEMSA S.A.	Concentradora Santa Lucia	Puno	Lampa	Santa lucia	Kg. Finos	10,350.4
Plomo								TMF	2,757.9
Zinc								TMF	1,596.7

Fuente: Extraído de (MINEM, 2023)

En la Tabla 36 se describe la producción metálica del año 2023 (Enero – Julio)

Tabla 36

Producción metálica de enero - julio del 2023

Minera	Etap	Proceso	Titular	Unidad	Departamento	Provincia	Distrito	Unidad de Medida	Acumulado enero - julio
Cobre								TMF	767.8
Oro								Gr. Finos	65,284.2
Plata	Concentración	Flotación	CIEMSA S.A.	Concentradora Santa Lucia	Puno	Lampa	Santa Lucia	Kg. Finos	6,587.5
Plomo								TMF	1,360.0
Zinc								TMF	927.1

Fuente: Extraído de (MINEM, 2023)

CAPITULO IV

PROPUESTA DE IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO SUBLEVEL CAVING EN EL CUERPO ÚRSULA 5

4.1. OBJETIVO

Optimizar la productividad aplicando la propuesta de implementación del método Sublevel Caving. Evaluar las condiciones geomecánicas en los diversos dominios geológicos que permitan implementar el método.

Determinar los factores técnicos y económicos, con la aplicación del nuevo método en la explotación del cuerpo Úrsula 5.

Reducir los costos aplicando la propuesta de implementación del método Sublevel Caving del cuerpo Úrsula 5.

4.2. CARACTERÍSTICAS GENERALES DE LA ZONA ÚRSULA

4.2.1. *Características geológicas*

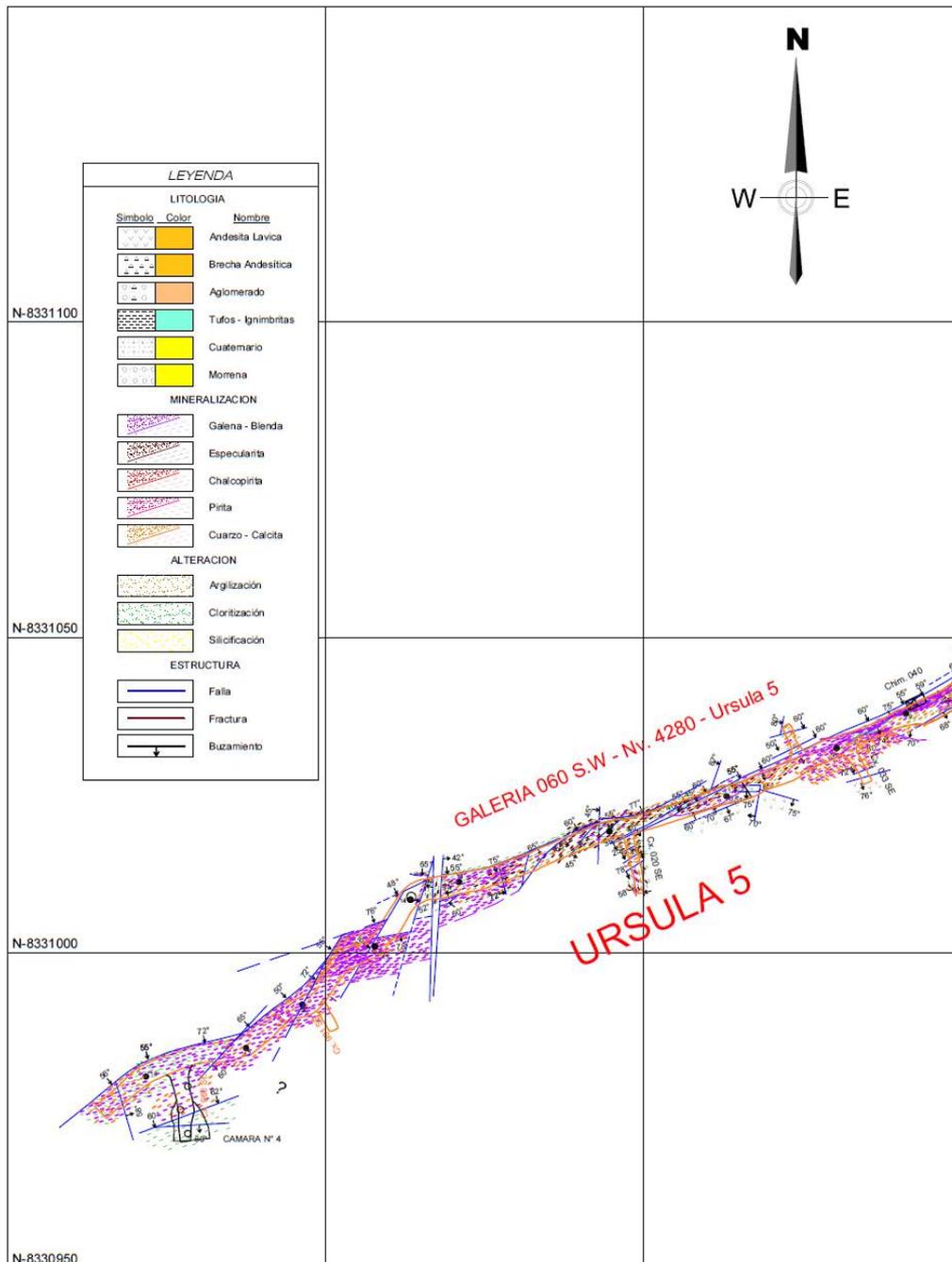
La Zona Úrsula están emplazadas en un sistema de fallas de la formación Tacaza, conformadas por lavas y brechas andesíticas de unos 500 m de potencia, que tiene en el intermedio roca volcánica brechada, así como en los bordes de la veta principal.

El yacimiento es de origen epitermal intermedio que se encuentra entre baja y alta sulfuración. Su contenido metálico es de galena, esfalerita y puntualmente calcopirita cuyo contenido metálico va aumentando a profundidad, en tanto que disminuyen los demás minerales. La ganga es la pirita finamente diseminada, con una menor proporción de presencia de specularita, calcita y cuarzo. La zona de estudio es la estructura mineralizada Úrsula 5 entre los niveles 4280 y 4330.

Como se puede observar en la Figura 35 se tiene los buzamientos y la dirección de los buzamientos de Úrsula 5. Se consideró el valor promedio dentro de la sección de cada veta.

Figura 33

Plano del mapeo geológico del NV.4280



Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Aguilas, 2023)

4.2.1.1. Cuerpo Úrsula 5

En el Cuerpo Úrsula 5, La mineralización de galena-blenda está presente en forma de puntos, vetillas, lentes irregulares y algo masivos, con vetillas de cuarzo-calcita-especularita, disminuyendo estas características al extremo sur se presenta como diseminaciones de puntos y ojos en matriz muy fracturada y alterada. En el Nivel 4280 se presenta un tramo compacto a semicompacto en la parte central.

La roca encajonante tanto en el techo como en el piso está conformada por andesita porfirítica fracturada y alterada. La alteración presente es la clorítica y propilítica y tiene rumbo ondulante con orientación N 50°- 75°E, las características geológicas que tiene es variable en todo el tramo reconocido, en el primer tramo la estructura se presenta brechada, fragmentada y deleznable, controlado por falla al piso y al techo no hay control definido, en el segundo tramo mineralizado la estructura es brechada, un poco compacto con cuarzo-calcita en la matriz controlado por fallas en caja techo y caja piso con ensanchamiento en la parte central potencia promedio de 7.82 metros. En el nivel 4330 no se tiene reconocido esta veta porque está erosionada y cubierta por morrena. Tiene una longitud en mineral probado de 35 m y con mineral marginal hasta 180 m. Su profundidad es de 62 m, desde unos 20 m debajo del Nivel 4330 hasta 30 m debajo del Nivel 4280.

Imagen 7

Zona mineralizada de Cuerpo Úrsula 5



Fuente. Propia

4.2.2. Condiciones geomecánicas

4.2.2.1. Calidad de roca (RQD, RMR)

Cálculo para el RQD

Se determinará de la siguiente manera:

- Se aplica la ecuación (A), trozos de rocas que son testigos mayores de 10 cm que han sido recuperado en sondeos. (Deere, 1989)

$$RQD = \frac{\sum(\text{rapios} > 10\text{cm})}{\text{Total de la perforación}} \dots \dots \dots (A)$$

- Se aplica la ecuación B, donde el número total de discontinuidades que llegan a interceptar (1m³) de volumen del macizo rocoso, es determinada por el parámetro **Jv**. (Palmstrom, 2005)

$$RQD = 115 - 3.3J_v \dots \dots \dots (B)$$

- Se aplica la ecuación C, donde se calcula teóricamente a partir de la densidad de las discontinuidades o frecuencia de las discontinuidades (Λ). (Priest & Hudson, 1976)

$$RQD = 100e^{-0.1(\Lambda)}(0.1(\Lambda) + 1) \dots \dots \dots (C)$$

Por último, el valor que nos resulte con las ecuaciones mencionadas es comparado con la Tabla 37:

Tabla 37

Índice de calidad RQD, interpretación de valores

RQD (%)	Calidad	Valoración
0-25	Muy Mala	3
25-50	Mala	8
50-75	Regular	13
75-90	Buena	17
90-100	Excelente	20

Fuente. Extraído de (Deere, 1989)

Clasificación geomecánica por RMR

DCR Ingenieros S.R.L. en el año 2019, realizo el estudio geomecánico subterráneo de zona Las Úrsulas, donde realizó la clasificación y zonificación geomecánica de la zona Las Úrsulas.

Se detalla en la Tabla 38 en base al criterio de Bieniawski de 1989.

Tabla 38*Resumen clasificación geomecánica Úrsula 5*

Estructura	Sector	Rango RMR	Calidad
Úrsula 5	Caja techo	19 - 46	V, IVB, IVA, IIIB
	Mineral	26 - 48	IVB, IVA, IIIB
	Caja piso	26 - 55	IVB, IVA, IIIB, IIIA

Fuente. Extraído de (AGNITIA CONSULTORES S.A.C., 2022)**Tabla 39***Resumen zonificación geomecánica Úrsula 5*

Estructura	Sector	RMR Promedio	Dominio Estructural
Úrsula 5	Caja techo	25	DE-IVB
	Mineral	35	DE-IVA
	Caja piso	46	DE-IIIB

Fuente. Extraído de (AGNITIA CONSULTORES S.A.C., 2022)

4.2.2.2. Análisis y estimación de esfuerzos en el cuerpo Úrsula 5

Las características principales de la estructura mineralizada del Cuerpo Úrsula 5, como rumbo, buzamiento, potencia y roca encajonante se detallan en la Tabla 40.

Tabla 40*Características principales*

Estructura	Tipo	Rumbo	Buzamiento	Potencia (m)	Roca encajonante
Úrsula 5	Cuerpo	N60°E	60°	3 a 8	Lava andesítica

Fuente. Extraído de (AGNITIA CONSULTORES S.A.C., 2022)

a) Resistencia de la roca intacta

La resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c) es uno de los parámetros muy importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa, donde para estimar la resistencia compresiva de la roca intacta, se realiza ensayos de golpe y rebote con el martillo Schmidt en los trabajos de campo, acorde a las normas sugeridas por la ISRM. (DCR Ingenieros S.R. Ltda., 2011)

Un resumen de los ensayos realizados con el martillo Schmidt en la zona Úrsula, se presenta en la Tabla 41:

Tabla 41

Resultados de los ensayos

Litología	Nv.	Rango σ (MPa)	Promedio σ (MPa)
Andesita	4280	35.01 - 98.42	56.75
Porfírica	4330	31.87 - 81.56	54.61

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Se compara los resultados del laboratorio con los ensayos de campo para corroborar los resultados, donde para las diversas litologías, se realiza ensayos de compresión triaxial y carga puntual sobre muestras recolectadas de sondajes diamantinos. (DCR Ingenieros S.R. Ltda., 2011)

Donde se tiene los siguientes resultados en la Tabla 42.

Tabla 42*Resultados para la roca intacta Úrsula 5*

Sondaje	Propiedades Físicas				Resistencia Compresión uniaxial	Resistencia a la tracción indirecta	Carga puntual	
	Densidad seca	Densidad húmeda	Contenido humedad	Porosidad	RCU – UCS (d)	Tiempo ensayo	Resistencia a la compresión UCSm (50)	
	(gr/cm3)	(gr/cm3)	(%)	(%)	(MPa)	(s)	(MPa)	(MPa)
DDH-U5- 03-2016	2.52	2.57	2.11	5.4	66.25	121	4.5	100.88

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

b) Resistencia de las discontinuidades

Es fundamental comprender las características de resistencia al corte de las discontinuidades desde el punto de vista de la estabilidad estructuralmente controlada porque estas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa, y por esto presentar planos potenciales de falla, en este escenario la resistencia al corte está regida por los parámetros de fricción y cohesión del criterio de falla Mohr – Coulomb; se realiza ensayos de laboratorio de corte directo en las superficies de las discontinuidades y medir los parámetros de resistencia del corte. (DCR Ingenieros S.R. Ltda., 2011)

Donde se tiene los siguientes resultados en la Tabla 43.

Tabla 43

Resultados para las discontinuidades

Sondaje	Resist. Compresión triaxial			Resist. Corte directo		
	RCU – UCS (t) (MPa)	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción interno (°)	Constante “mi”	Cohesión (MPa)	Angulo de fricción residual (°)
DDH-U5-03- 2016	80.74	14.99	51.71	2249	0.404	32.27

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

c) Cálculo de la resistencia del macizo rocoso

La resistencia depende las fuerzas cohesivas y friccionales, los criterios de rotura de Mohr-Coulomb, Hoek y Brown se utilizan para evaluar la resistencia de la matriz rocosa isotrópica. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Para calcular se tomara en cuenta la calidad de la roca mala, que resulta de ponderar los tramos mapeados $RMR = 36$, $GSI = 31$, $m_i = 19$ que es valor del parámetro m para roca intacta, donde en peores condiciones, el esfuerzo vertical será de 6.75 Mpa, para la roca andesita los datos de laboratorio son $\gamma = 2,68 \text{ ton/m}^3$ y $\sigma_c = 42.3 \text{ Mpa}$, donde es posible evaluar las propiedades geomecánicas después de evaluar de las de roca intacta y así poder determinar la calidad geotécnica. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Figura 34

Guía para evaluar el parámetro D en excavaciones subterráneas

Descripción del macizo rocoso	Valor D - Sugerido
Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel	0
Excavación mecánica o manual en macizos rocosos de mala calidad (sin voladuras) con una alteración mínimas en el macizo circundante.	0
Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance, la alteración puede ser severa a menos que se coloquen una contra bóveda temporal.	0.5
Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3 m. en el macizo rocoso circundante.	0.8

Fuente. Extraído de (Hoek, 2002)

Tabla 44

Datos de entrada para la estimación de parámetros geomecánicas

Parámetro	Valor
Resistencia a la compresión simple Mpa (σ_c)	42.3
GSI (Geological Strength Index)	31
M_i	19
D (Factor de disturbancia por esfuerzos y voladura)	0.8
Peso unitario del material (MN/m ³)	0.0268
Profundidad de la excavación (m)	250

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

La razón de Poisson (ν_m), se estima por la formula Karzulovic (1999):

$$\nu_m = 0.4 - \frac{GSI^{0.7}}{100}$$

$$\nu_m = 0.4 - \frac{31^{0.7}}{100} = 0.29$$

d) Resistencia de la masa rocosa

Se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2007) y para estimar los parámetros de la resistencia rocosa se toma los valores más representativos como resultado de la zonificación geomecánica, la resistencia compresiva uniaxial y la constante “mi” de la roca permanecen intactas, GSI se estimó utilizando el criterio a partir de los valores del RMR. (DCR Ingenieros S.R. Ltda., 2011) Se muestra los resultados para U.M. Las Águilas.

Figura 35

Propiedades de resistencia en la masa rocosa

Calidad de la masa rocosa				Propiedades geomecánicas de la masa rocosa											
Ubicación	Dominio	RMR prom.	GSI	Peso Especifico	σ_{ci} (MPa)	mi	mb	s	a	σ_M (MPa)	E (MPa) Young	Poisson (ν)	Ángulo de Fricción	Cohesión (C)(MPa)	
Úrsula	1	70	65	0.0247	82	25	4.533	0.0094	0.502	23.818	16105.28	0.28	37.68	7.370	
	Rocas encajonantes de estructura	2	50	45	0.0245	56	22	1.603	0.0007	0.508	9.207	4208.77	0.24	30.20	2.647
		3	30	25	0.0244	41	21	0.590	4.54E-05	0.531	3.593	1138.82	0.26	21.91	1.214
		4	10	5	0.0219	26	20	0.217	3.16E-06	0.619	0.768	286.78	0.26	12.93	0.306
	Estructura mineralizada	5	50	45	0.0292	58	19	1.385	0.0007	0.508	8.860	4283.27	0.24	28.97	2.611
		6	30	25	0.0289	44	16	0.571	0.0001	0.522	3.968	1573.21	0.25	21.79	1.344
		7	10	5	0.0259	27	14	0.152	3.15E-06	0.619	0.640	292.24	0.23	10.82	0.265

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

e) Estado Tensional

Al realizar excavaciones en áreas rocosas que han sido sometidas a esfuerzos previos (pre-minado), se produce un desequilibrio en el estado tensional, que provoca esfuerzos inducidos en el entorno físico de las excavaciones, que requieren

una evaluación de su magnitud y orientación del tensor de esfuerzo principal. (Aquepucho, 2019)

Varios factores afectan la masa rocosa en profundidad como es la carga litostática, esfuerzos de origen tectónico-residual, sismológico. (Aquepucho, 2019)

Orientación de esfuerzos de la zona Úrsula se muestra en la Tabla 45 y la magnitud de esfuerzos principales se muestra en la Tabla 46.

Tabla 45

Orientación de esfuerzos principales

Zona	ID	Orientación	
		Trend	Plunge
Úrsula	σ_1	166	15
	σ_2	231	18
	σ_3	338	10

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Tabla 46

Magnitud de esfuerzos principales a 100 metros (profundidad)

P_e (MN/m ³)	0.02648	Zona Úrsula		
Tipo de roca		II	III	IV
RMR Promedio		60	40	20
Módulo de Elasticidad MR (Gpa)		20.0	5.6	1.8
Profundidad media	M	100	100	100
Constante de transmisión de esfuerzos	K	1.79	0.68	0.39
Esfuerzo máximo (Mpa)	σ_1	2.6	2.6	2.6
Esfuerzo medio (Mpa)	σ_2	4.7	1.8	1.0
Esfuerzo mínimo (Mpa)	σ_3	4.6	1.7	0.9

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

f) Resistencia a la compresión uniaxial (UCS)

DCR Ingenieros S.R.L. en el año 2019, realizó el estudio geomecánico subterráneo de zona Las Úrsulas, y muestra los siguientes resultados.

Tabla 47

Resistencia a la compresión uniaxial Cuerpo Úrsula 5

Estructura	Sector	UCS (Mpa)
Úrsula 5	Caja techo	20
	Mineral	40
	Caja piso	50

Fuente. Extraído de (AGNITIA CONSULTORES S.A.C., 2022)

g) Esfuerzos In-situ

Según el estudio realizado por DCR Ingenieros S.R.L en el 2019, el esfuerzo vertical se estimó utilizando el criterio de carga litostática, mientras que el esfuerzo horizontal se estimó utilizando el criterio de Sheorey, que define el valor de la constante “k”, donde para 100 m de profundidad el valor es 1, mientras que para 130 m de profundidad su valor es de 0.9

Tabla 48

Esfuerzos in-situ para la estructura mineralizada Cuerpo Úrsula 5

Estructura	Úrsula 5
Profundidad (m)	62
Esfuerzo vertical (Mpa) σ_v	2.6
K (relación de esfuerzos horizontal/ vertical)	1.0
Esfuerzo horizontal (Mpa) σ_h	2.6

Fuente. Extraído de (AGNITIA CONSULTORES S.A.C., 2022)

4.2.2.3. Análisis de estabilidad en la sección Úrsula

Los factores de seguridad mínimos utilizados para el análisis de estabilidad de equilibrio limite y elementos finitos se han establecido en función del método de análisis utilizado y la escala de evaluación, este estudio realiza los siguientes métodos de análisis de estabilidad: métodos de elementos finitos (M.E.F.) y métodos de equilibrio limite (M.E.L.). (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Se indican los límites mínimos del factor de seguridad según el método de análisis, para M.E.L. es mayor a 1.5 y para M.E.F. es mayor a 1.0 que son valores referenciales obtenidos en los análisis de estabilidad considerados en la práctica de ingeniería y aceptados, donde se considera omisiones y limitaciones de los modelos de aproximación. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

4.2.2.3.1. Análisis de estabilidad por Mathews

Es una metodología basada en el análisis de casos históricos de minas subterráneas que se han desarrollado, en donde se aplica como herramienta en el diseño de tajeos y resulta significativa porque considera dos factores principales que influyen en el diseño. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Los cuales son:

- Información sobre la estructura rocosa que son las propiedades de resistencia de la masa rocosa y esfuerzos alrededor de las excavaciones; y la forma que son el tamaño y la orientación de las excavaciones. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

- Se puede determinar si el tajeo será estable o inestable para el estándar de minado de la unidad minera las águilas, después de analizar estos factores.
(Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Determinación del Número de Estabilidad “N”:

Representa la respuesta de la masa rocosa a los esfuerzos para permanecer estable y se realiza mediante la siguiente fórmula:

$$N = Q' * A * B * C$$

Donde “N” es el número de estabilidad, “Q” es el índice de calidad Q modificado, “A” es el factor de reducción de esfuerzos, “B” es el factor de ajuste por orientación de discontinuidades, “C” es el factor de ajuste para deslizamiento y caída de bloques. (Acosta, 2023)

De la estimación de “N” para los diversos dominios geomecánicos que intervienen en el diseño, que se determina en función a la resistencia de la roca, magnitud de esfuerzo, distribución espacial de los sistemas de discontinuidades, los resultados para la zona Úrsula se muestran en la Tabla 49. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Tabla 49

Número de estabilidad “N”

Cálculo de N										
Estruc tura	Grupo	Ubicación	RMR	Q'	σ_C U	σ_m ax	A	B	C	N'
Zona Úrsula	A	Cajas	55	5.1 6	56	5.3	1.0 0	0.2 5	4.8 0	6.1 9
		Estructura	35	1.5 6	37	5.3	0.6 6	0.2 5	4.8 0	1.2 4
		Mineral								
	B	Cajas	45	2.8 1	48	5.3	0.8 9	0.2 5	4.8 0	3.0 2
		Estructura	25	1.2 5	20	5.3	0.3 0	0.2 5	4.8 0	0.4 5
		Mineral								
	C	Cajas	25	1.2 5	20	5.3	0.3 0	0.2 5	4.8 0	0.4 5
		Estructura		1.2 5			20	5.3	0.3 0	0.2 5
		Mineral								

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

4.2.2.3.2. *Análisis de estabilidad por Método grafico*

El procedimiento de diseño en la aplicación, se basa en dos factores, “N” es el número de estabilidad modificada y “S” es el factor de forma o radio hidráulico, que considera el tamaño y la forma del tajeo. (Osorio, 2021)

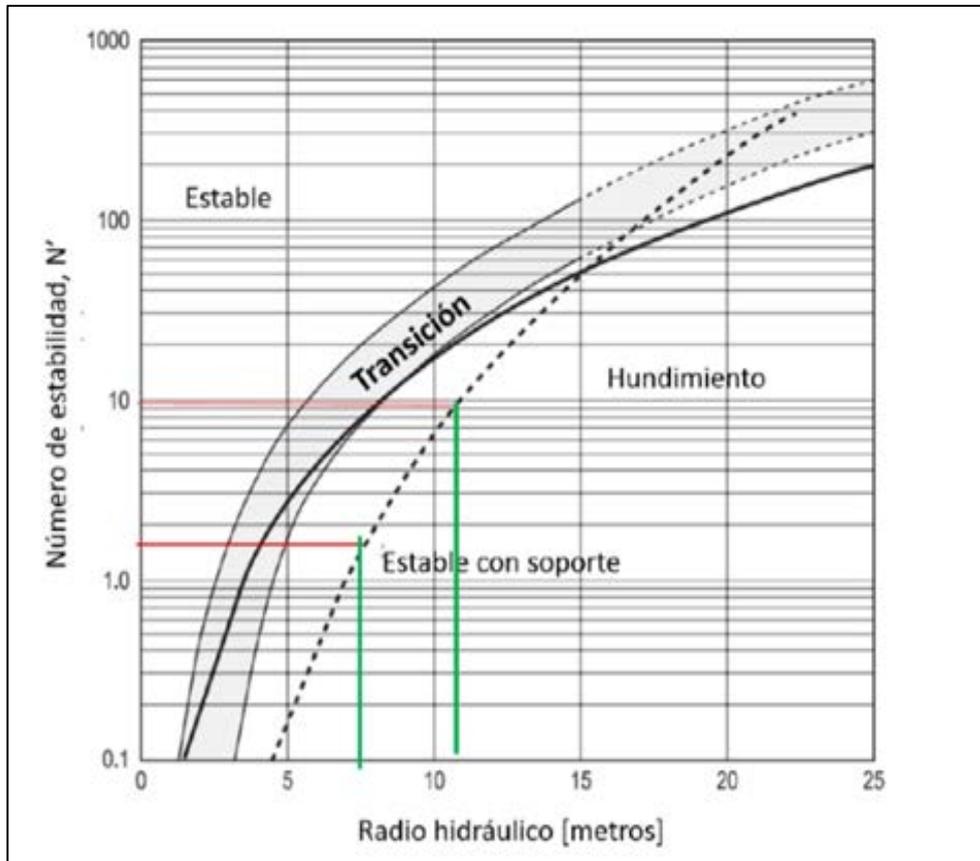
$$S = \text{Área} / \text{Perímetro} \dots\dots\dots (2)$$

El Gráfico de estabilidad modificado de (Potvin and Hadjigeorgiou 2001) es un ábaco que se muestra en la Figura 38, según el estándar de minado en la unidad minera Las Águilas (sostenimiento artificial) se calcula el valor del radio hidráulico de la superficie del tajeo, y nos da la relación área – perímetro, los valores de “S”

se obtienen ingresando los valores de “N” en la tabla 50. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Figura 36

Gráfico de estabilidad modificado de (Potvin and Hadjigeorgiou 2001)



Fuente. Extraído de (Capes, 2009)

Para el dimensionamiento de tajeos, el radio hidráulico tomado en cuenta es el de la estructura mineral y las cantidades resaltadas para “S” se obtuvieron del ábaco, creando una línea llamada “estable con sostenimiento”. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

En la tabla 50 se muestran los resultados de la estimación del radio hidráulico “S” en la UM Las Águilas.

Tabla 50*Radio hidráulico “S” con sostenimiento*

		N			S	
Estructura	Grupo	Ubicación	RMR	N'	Estable con sostenimiento	
Zona Úrsula	A	Cajas	55	6.19	10.40	
		Estructura Mineral	35	1.24	6.65	
	B	Cajas	45	3.02	9.20	
		Estructura Mineral	25	0.45	5.50	
	C	Cajas	25	0.45	5.50	
		Estructura Mineral	25	0.45	5.50	

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

4.2.2.4. Tiempo de aperturas permanentes y temporales

Excavaciones permanentes

Para mejorar las condiciones de estabilidad y reducir los requerimientos de sostenimiento, gran parte de estas excavaciones deben de orientarse en la dirección preferencial de avance, que se alinea con el NW a SE y además tiene la opción de poder ir de Este a Oeste, de Sur a Norte o viceversa, se encuentra en este tipo de excavaciones las galerías, estaciones de batería, cámara winche, entre otras. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

En relación a las galerías principales, se ha construido en el sector de brechas volcánicas con alteraciones argilíticas cerca de contactos de lavas andesíticas, en esta área las condiciones geomecánicas son desfavorables por tal motivo se ha

utilizado sostenimiento pasivo en las galerías de nivel. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Según el estudio realizado por DCR Ingenieros S.R.L en el 2019, el tipo de sostenimiento recomendado a utilizar en excavaciones permanentes se muestra la Figura 39.

Figura 37

Sostenimiento para labores de avance permanente

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
De - II	>60	Requiere solo sostenimiento esporádico.
De - IIIA	51-60	Requiere solo sostenimiento esporádico.
De - IIIB	41-50	Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud, espaciados de 1.30 a 1.50m. De ser requerido, instalar malla metálica. Como alternativa, usar una capa de shotcrete de 2''.
De - IVA	31-40	Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.20m, más malla metálica. De ser requerido, usar una capa de shotcrete de 2'' a 3'' de espesor.
De - IVB	21-30	Colocar previamente una capa de shotcrete reforzado de 2'' de espesor. Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.00m más malla metálica más shotcrete de 2'' a 3'' de espesor. Alternativamente, cimbras tipo 6''20 espaciadas de 1.30 a 1.50m.

Fuente. Extraído de (AGNITIA CONSULTORES S.A.C., 2022)

Se recomienda utilizar cimbras metálicas con perfil tipo H para sostener excavaciones de gran tamaño, como son los polvorines, inclinados, etc.

Excavaciones temporales

La calidad de roca en el medio rocoso de la zona mineralizada (brechas volcánicas) está entre regular (III) y mala (IV), en donde las excavaciones tienen una sección dependiente al cuerpo mineralizado y de acuerdo a eso el tipo de sostenimiento se realiza de acuerdo a lo establecido en la cartilla geomecánica de la unidad minera las águilas, Sin embargo , ya que la estructura mineralizada no tiene

la dimensión uniforme, hay sistemas de sostenimiento que no se especifican en la cartilla geomecánica, es por esto que se realiza una combinación de sostenimiento y su variación va depender de la evaluación geomecánica, como son por ejemplo los wood packs. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

Según el estudio realizado por DCR Ingenieros S.R.L en el 2019, el tipo de sostenimiento recomendado a utilizar en excavaciones temporales se muestra en la Figura 40.

Figura 38

Sostenimiento para labores de avance temporales

Dominio	Rango RMR	Sostenimiento
De - II	>60	Requiere solo sostenimiento esporádico.
De - IIIA	51-60	Requiere solo sostenimiento esporádico.
De - IIIB	41-50	Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.50m. De ser requerido, instalar malla metálica. Como alternativa, usar una capa de shotcrete de 2''.
De - IVA	31-40	Pernos sistemáticos de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.30 a 1.50m, más malla metálica. De ser requerido, usar una capa de shotcrete de 2'' de espesor.
De - IVB	21-30	En primer lugar, colocar una capa de shotcrete de 2'' de espesor, luego insertar pernos sistemáticos de 7 pies de longitud, espaciados cada 1.20m, más malla metálica y shotcrete de 2'' de espesor.

Fuente. Extraído de (AGNITIA CONSULTORES S.A.C., 2022)

Ancho máximo sin sostenimiento

Es el valor con el que una excavación permanece estable sin necesidad de elementos de sostenimiento, solo toma en cuenta la calidad de la roca y elimina las condiciones de estabilidad o tiempo de uso. (Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas, 2022)

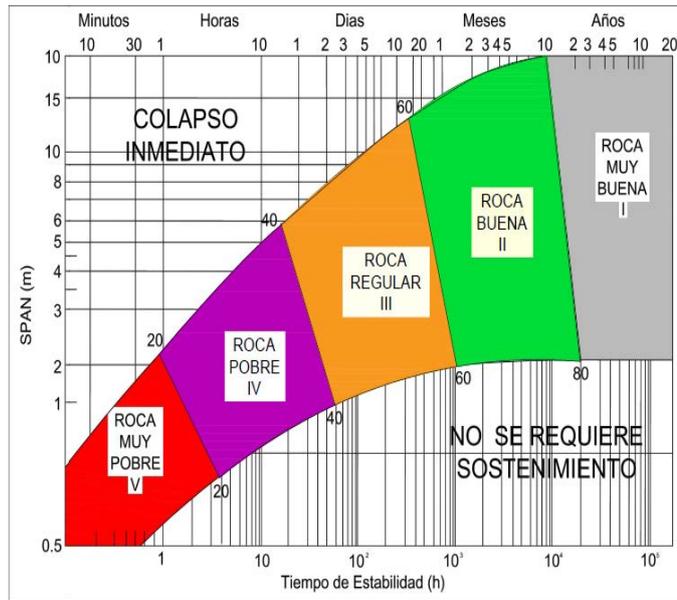
Se expresa de la siguiente manera:

$$\text{Ancho Mximo Sin Sostenimiento} = 2 \times \text{ESR} \times Q^{0.4}$$

ESR es un factor que depende del tipo de excavaci3n, para aberturas mineras permanentes como galeras, se considera un ESR = 1.6.

Figura 39

Tiempo de Auto soporte para la UM Las guilas



Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecnica y Geotecnia - U.M. Las guilas, 2022)

En la Tabla 51, se muestra el porcentaje de mximas aberturas sin sostenimiento para la unidad minera Las guilas.

Tabla 51

Reservas por valor

Q	Tipo de roca	Mxima abertura sin sostener	%
11.5	II	9	0
1.2	III	3	18.3
0.14	IV	1	81.7

Fuente. Extraído de (Departamento de Geomecnica y Geotecnia - U.M. Las guilas, 2020)

4.2.3 Reservas de mineral disponibles en sección Úrsula

Las reservas minerales estimadas fines del 2022 en Úrsula, considerando una dilución del 10% son de 622,748 TMS con Pb 2.82%, Ag 1.53 Oz/TC, Au 1.19 gr/TM y Zn 4.45%. El cálculo de reservas minerales de vetas y cuerpos Úrsula, se basa en el muestreo sistemático por canales, en galerías, cruceros y subniveles y captar información mediante sondajes diamantinos de exploración con la máquina Explorer Jr-60E. Las reservas han disminuido con relación al año pasado porque se ha corregido altura de blocks de acuerdo a normas y criterios de cubicación.

Tabla 52

Reservas por valor

Valor	TMS	A.V.	A.M.	Ley			
				Pb	Ag	Au	Zn
				%	oz/ton	g/ton	%
Económico (mena)	264,969	5.18	5.70	3.81	1.63	1.59	5.59
Marginal	357,779	10.72	11.79	2.09	1.45	0.90	3.60
Total	622,748	8.36	9.20	2.82	1.53	1.19	4.45

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Aguilas, 2023)

Tabla 53

Reservas por certeza

Certeza	TMS	A.V.	A.M.	Ley			
				Pb	Ag	Au	Zn
				%	oz/ton	g/ton	%
Probado	453,164	8.33	9.17	2.85	1.56	1.25	4.46
Probable	169,584	8.45	9.30	2.76	1.44	1.06	4.42
Total	622,748	8.36	9.20	2.82	1.53	1.19	4.45

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Aguilas, 2023)

Tabla 54*Reservas referidas al Nivel 4280*

Certeza	TMS	A.V.	A.M.	Ley			
				Pb	Ag	Au	Zn
		m	m	%	oz/ton	g/ton	%
Sobre el Nivel 4280	369,084	7.73	8.51	3.08	1.59	1.29	4.51
Debajo del Nivel 4280	253,664	9.27	10.20	2.45	1.44	1.06	4.35
Total	622,748	8.36	9.20	2.82	1.53	1.19	4.45

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Aguilas, 2023)

La Tabla 55 muestra las Reservas de Mineral de la Zona Las Úrsulas por estructura mineralizada entre los Niveles 4280 y 4330.

Tabla 55*Reservas de mineral zona las Úrsulas debajo del Nivel 4280*

Estructura	TMS	A.V.	A.M.	Pb	Ag	Au	Zn
		(m)	(m)	(%)	(oz/t)	(g/ton)	(%)
Úrsula	69,250	10.70	11.77	2.22	1.48	1.05	3.88
Úrsula 1	12,858	1.50	1.67	4.90	1.58	2.15	7.34
Ramales Úrsula 1	10,724	1.34	1.47	4.03	1.11	1.61	5.30
Úrsula 3	25,629	5.23	5.75	1.29	1.73	1.25	5.17
Úrsula 4	61,354	15.65	17.22	1.23	1.43	0.95	3.21
Úrsula 5	73,849	6.55	7.20	3.42	1.34	0.80	4.81
Total	253,664	9.27	10.20	2.45	1.44	1.06	4.35

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Aguilas, 2023)

Tabla 56*Reservas de mineral zona las Úrsulas sobre el Nivel 4280*

Estructura	TMS	A.V. (m)	A.M. (m)	Pb (%)	Ag (oz/t)	Au (g/t)	Zn (%)
Úrsula	119,330	8.83	9.71	2.50	1.83	1.33	3.61
Úrsula Ramal 1	4,050	1.80	1.97	3.52	1.83	0.60	3.74
Úrsula Nueva	7,930	2.18	2.40	5.81	0.82	2.34	5.70
Úrsula 1	20,768	1.60	1.83	6.23	1.27	3.15	7.25
Ramales Úrsula 1	13,991	1.19	1.36	3.93	1.02	1.76	5.06
Ramales Úrsula 1	1,455	1.47	1.62	3.69	2.17	0.35	3.83
Piso							
Úrsula 2	2,543	1.63	1.79	2.91	0.98	0.65	5.01
Úrsula 3	53,321	5.66	6.23	2.49	1.63	1.41	5.78
Úrsula 4	72,586	11.08	12.19	2.98	1.68	0.89	4.06
Úrsula 5	73,110	6.58	7.23	3.43	1.33	0.81	4.63
Total	369,084	7.73	8.51	3.08	1.59	1.29	4.51

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Aguilas, 2023)

La Tabla 56 muestra las Reservas de Mineral de la Zona Las Úrsulas por estructura mineralizada entre los Niveles 4230 y 4280.

Tabla 57*Histórico de reservas – Zona Úrsula*

AÑO	TMS	Pb %	Ag Oz/TM	Au gr/TM	Zn %
31 dic. 2011	208,205	4.57	1.93	1.24	4.16
31 dic. 2012	284,580	3.96	2.07	0.95	3.55
31 dic. 2013	333,380	4.11	2.31	1.22	4.18
31 dic. 2014	382,300	4.17	2.26	1.35	4.59
31 dic. 2015	673,515	3.35	1.99	1.31	4.72
31 dic. 2016	715,585	3.33	2.01	1.24	4.55
31 dic. 2017	698,805	3.31	2.00	1.23	4.56
31 dic. 2018	701,970	3.27	1.97	1.23	4.53
31 dic. 2019	701,970	3.27	1.97	1.23	4.53
31 dic. 2020	701,969	3.27	1.97	1.23	4.53
31 dic. 2021	701,969	3.27	1.97	1.23	4.53
31 dic. 2022	622,748	2.82	1.53	1.19	4.45

Fuente. Extraído de (Departamento de Geología - U.M. Las Aguilas, 2023)

4.3. SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN: SUBLEVEL CAVING

4.3.1. Condiciones de aplicación

En las condiciones de aplicación, se debe considerar: la forma, inclinación, dimensiones, espesor, distribución de leyes, la resistencia de las rocas, el espaciamiento entre fracturas y la resistencia de las discontinuidades.

DCR Ingenieros S.R.L. en el año 2019, realizó el estudio geomecánico subterráneo de zona Las Úrsulas, donde realizó la clasificación y zonificación geomecánica, en la tabla 58 se muestra la información para el cuerpo Úrsula 5.

Tabla 58*Información inicial de las estructuras de estudio*

Características / Veta	Cuerpo Úrsula 5
Forma	Tabular
Potencia (m)	3.0 - 8.0
Espesor	Intermedio
Buzamiento (Inclinación)	60°
Buzamiento	Empinado
Profundidad (m)	62
Profundidad	Poco Profundo
Grades	Moderado
Clasificación RMR	
Clasificación RMR Caja Techo	Débil
RMR Caja Techo (CT)	25
Clasificación RMR Mineral	Débil
RMR Mineral	35
Clasificación RMR Caja Piso	Moderado
RMR Caja Piso (CP)	45
Resistencia compresión uniaxial (UCS)	
UCS Caja Techo (Mpa)	20
UCS Mineral (Mpa)	40
UCS Caja Piso (Mpa)	50
Esfuerzo principal (Mpa)	
Esfuerzo Vertical (Mpa)	
a 100 m	2.60
a 130 m	3.40
Esfuerzo Horizontal (Mpa)	
a 100 m, k=1	2.60
a 130 m, k=0.9	2.90
Resistencia sustancia rocosa (RSS)	
RSS Caja techo (CT)	Débil
Caja Techo	8
RSS Mineral	Moderado
Mineral	15
RSS Caja Piso (CP)	Fuerte
Caja Piso	19
Espaciamiento entre fracturas	
Mineral	Muy grande
Caja techo	Grande
Caja piso	Pequeña
Resistencia de las discontinuidades	
Mineral	Media
Caja techo	Pequeña
Caja piso	Alta

Fuente. Extraído de (DCR Ingenieros S.R.L., 2019)

Utilizando la información en la Tabla 59, seleccionamos los valores para el Cuerpo Úrsula 5, por el método numérico de Nicholas.

Tabla 59

Valores ponderadores seleccionados a detalle para el cuerpo Úrsula 5 en geometría/distribución de leyes y zona del mineral

Método	Geometría/distribución de leyes				Zona del mineral		
	Forma	Espesor	Inclinación	Distribución de Leyes	Resistencia de las rocas	Espaciamiento entre fracturas	Resistencia de las discontinuidades
	T	I	IN	U	M	MG	M
Open Pit	2	3	4	3	4	4	3
Block Caving	2	0	4	4	1	0	3
Sublevel Stopping	2	2	4	3	3	4	2
Sublevel Caving	4	0	4	4	3	4	2
Longwall	4	0	-49	4	1	0	3
Room and Pillar	4	2	0	3	3	4	2
Shrinkage Stopping	2	2	4	3	3	4	2
Cut and Fill	4	4	4	3	2	2	3
Top Slicing	3	0	2	4	3	4	2
Square Set	2	4	3	3	1	1	3

Fuente. Propia

Tabla 60*Valores ponderadores seleccionados a detalle para el cuerpo Úrsula 5*

Método	Caja techo			Caja piso		
	Resistencia de las rocas	Espaciamiento entre fracturas	Resistencia de las discontinuidades	Resistencia de las rocas	Espaciamiento entre fracturas	Resistencia de las discontinuidades
	P	G	P	A	P	A
Open Pit	3	4	2	4	3	4
Block Caving	4	3	4	3	3	3
Sublevel Stoping	-49	1	0	4	0	4
Sublevel Caving	3	3	4	4	1	4
Longwall	4	3	4	3	2	3
Room and Pillar	0	2	0	4	1	3
Shrinkage	4	3	4	3	3	3
Stoping	4	3	4	3	3	3
Cut and Fill	3	2	4	2	4	2
Top Slicing	4	3	4	3	3	3
Square Set	3	2	4	2	4	2

Fuente. Propia

Luego, se suma los puntajes de cada método, de tal forma, encontramos los métodos de explotación con valor alto; los que mejor se ajustan a la estructura del Cuerpo Úrsula 5.

Tabla 61

Método de explotación seleccionado para el cuerpo Úrsula 5

	Geometría/ distribución de leyes	Zona del mineral	Caja techo	Caja piso	Total
Open Pit	12	11	9	11	37.03
Block Caving	10	4	11	9	28.98
Sublevel Stoping	11	9	-48	8	-2.67
Sublevel Caving	12	9	10	9	34.13
Longwall	-41	4	11	8	-23.02
Room and Pillar	9	9	2	8	25.33
Shrinkage Stoping	11	9	11	9	33.73
Cut and Fill	15	7	9	8	34.03
Top Slicing	9	9	11	9	31.73
Square Set	12	5	9	8	29.53

Fuente. Propia

En la Tabla 61 la selección del método de minado según Nicholas, muestra que el método de explotación “Open Pit” es el que tiene mejor valor, luego en segundo lugar está el método Sublevel Caving y en tercer lugar está el método Corte y relleno, por ser una mina subterránea el método que mejor se ajusta al Cuerpo Úrsula 5 es el método de explotación Sublevel Caving.

4.3.2. Cálculo de reservas minables Cuerpo Úrsula 5 por Sublevel Caving

La dilución depende del método de minado elegido, la geología del yacimiento y la forma geométrica, el cálculo de la dilución teórica se realiza aplicando las relaciones matemáticas siguientes: (Chacaltana, 2019)

- La primera, formulada por O 'Hará, en donde la dilución va estar expresado en porcentaje, "w" es la potencia en metros," β" es el buzamiento en radianes y "k" es la constante del método de minado. (Chacaltana, 2019)

$$dilucion = \frac{k}{\sqrt{wx} \operatorname{sen}\beta}$$

O'Hara determino el valor de la constante "k" para cada método de explotación minera a través de una serie de estudios realizados en diferentes minas del mundo. (Chacaltana, 2019) . Por lo tanto, el valor de "k" para Corte y Relleno Ascendente es de 25 y para Sublevel Caving es 55. (Chacaltana, 2019)

Las características geométricas del cuerpo son las siguientes:

- Potencia = w = 7 m
- K = 55
- Buzamiento (β) = 60 grados.

Aplicando la formula tenemos una dilución de 24%, tal como se muestra en la Tabla 62 en condiciones medias de Sublevel Caving con taladros largos, tenemos una dilución promedio de hasta 30%.

Tabla 62

Porcentaje de dilución

Método	Factor de Dilución		
	Condiciones		
	Excelentes	Medias	Malas
Sublevel Caving	1.20	1.3	N.D.
Corte y Relleno	1.05	1.1	1.15
Almacenamiento Provisional	1.1	1.15	1.25
Cámaras y Pilares	1.05	1.1	1.2

Fuente. Extraído de (Herrera, 2019)

Continuando calcularemos las reservas minables donde consideramos un 85 % de recuperación minera y dilución del 30 %, con esto se estima nuevamente las reservas de los blocks del cuerpo Úrsula 5, se detalla en la Tabla 63. Según, (Guevara, 2020), para calcular el tonelaje de reserva es:

$$\text{Ton. de reserva} = (\text{Ton.}) \text{ bloque de minería} * \text{Recup. minera \%} * (1 + \text{Dilución \%})$$

Se estima nuevamente las reservas de los blocks del Cuerpo Úrsula 5, que se detalla en la tabla 63 y el anexo N.

Tabla 63

Reservas estimadas para cuerpo Úrsula 5

Estructura	Tipo	Reservas de Mineral sobre el Nivel 4280					
		Nº Block	TMS	Pb (%)	Ag (oz/t)	Au (g/t)	Zn (%)
Úrsula 5	Cuerpo	U5-07	19,702	3.57	1.07	0.92	5.50
		U5-09	19,147	2.89	1.44	0.50	2.77
		U5-05	4,185	1.58	0.61	0.17	4.14
		U5-506	9,851	3.57	1.07	0.92	5.50
		U5-508	9,574	2.89	1.44	0.50	2.77
		U5-504	2,092	1.39	0.56	0.15	3.69
		Reservas de Mineral debajo del Nivel 4280					
	Cuerpo	Nº Block	TMS	Pb (%)	Ag (oz/t)	Au (g/t)	Zn (%)
		U5-08	19,702	3.57	1.07	0.92	5.50
		U5-10	19,147	2.89	1.44	0.50	2.77
		U5-06	4,185	1.58	0.61	0.17	4.14
		U5-507	9,851	3.57	1.07	0.92	5.50
		U5-509	9,574	2.89	1.44	0.50	2.77
		U5-505	2,092	1.39	0.56	0.15	3.69
Total, Cuerpo Úrsula 5		129,102	2.65	1.03	0.53	4.06	

Fuente. Propia

4.3.3. *Diseño y descripción del método Sublevel Caving - Cuerpo Ursula 5*

4.3.3.1. Dimensiones

El cuerpo Úrsula 5 tiene una altura de 60 m, una longitud de 90 m con una potencia de mineralización de 7 metros, que tiene un buzamiento de 60 grados. Con una densidad para mineral de 3.0 ton/m³ y una densidad para desmonte de 2.2 ton/m³.

Para el método de explotación Sublevel Caving la distancia horizontal entre ventanas (eje a eje) será de 12 m y la distancia vertical entre By Pass (piso a piso) será de 10 m.

4.3.3.2. Descripción

El cuerpo Úrsula 5 este situado entre los niveles 4280 y 4330 de la Mina Las Águilas. La exploración comenzó mediante perforación diamantina en la Gal 060 S en el nivel 4280. Describe las labores que se van a requerir antes de iniciar el minado del tajeo.

Para la etapa de preparación primero se construirá una rampa negativa (-12%), que nos va permitir acceder al cuerpo mineralizado.

Se considera construir By Pass cada 10 m y luego desde esta labor procedemos a construir ventanas paralelas para poder acceder al cuerpo mineralizado. Se tendrá una ventana de acceso al bypass desde la rampa,

El bypass tendrá una chimenea para el tránsito del personal de bypass a bypass. A medida que se va explotando un nivel, se debe ir preparando en el siguiente nivel (chimeneas, By Pass y ventanas).

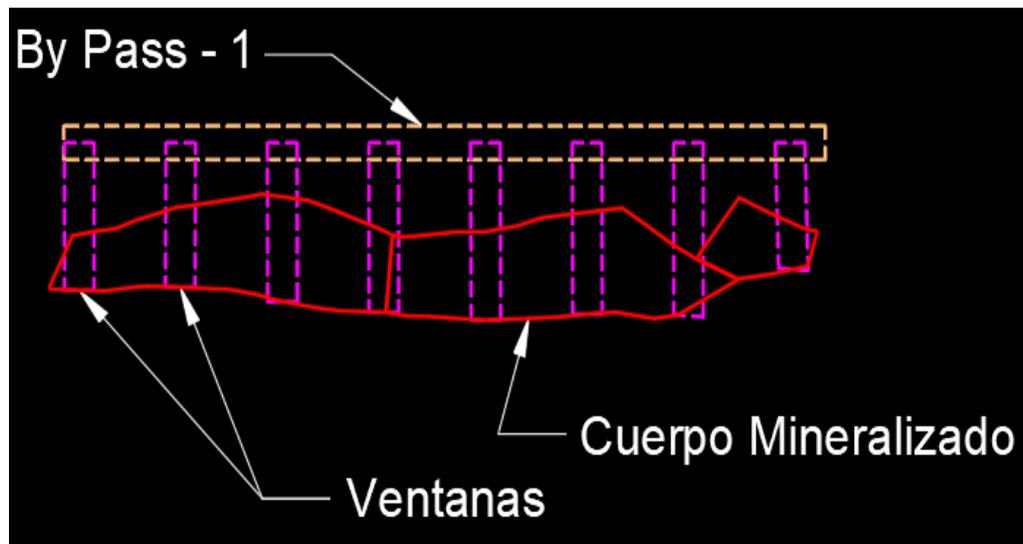
Para la etapa de explotación, la secuencia será de forma descendente, la perforación se inicia en los extremos de cada ventana con la construcción del

slot, luego se realiza la perforación de mallas con taladros radiales, se debe de acumular 03 abanicos de taladros perforados para no poner en peligro al trabajador, luego se continua del tope hacia el *By Pass*, ya que el minado es en retirada. Es importante que el tope de los taladros tenga carga para q no se pierda la altura.

Tal como se observa en las Figuras 42, 43 y 44 en una vista longitudinal, vista en planta y sección trasversal.

Figura 40

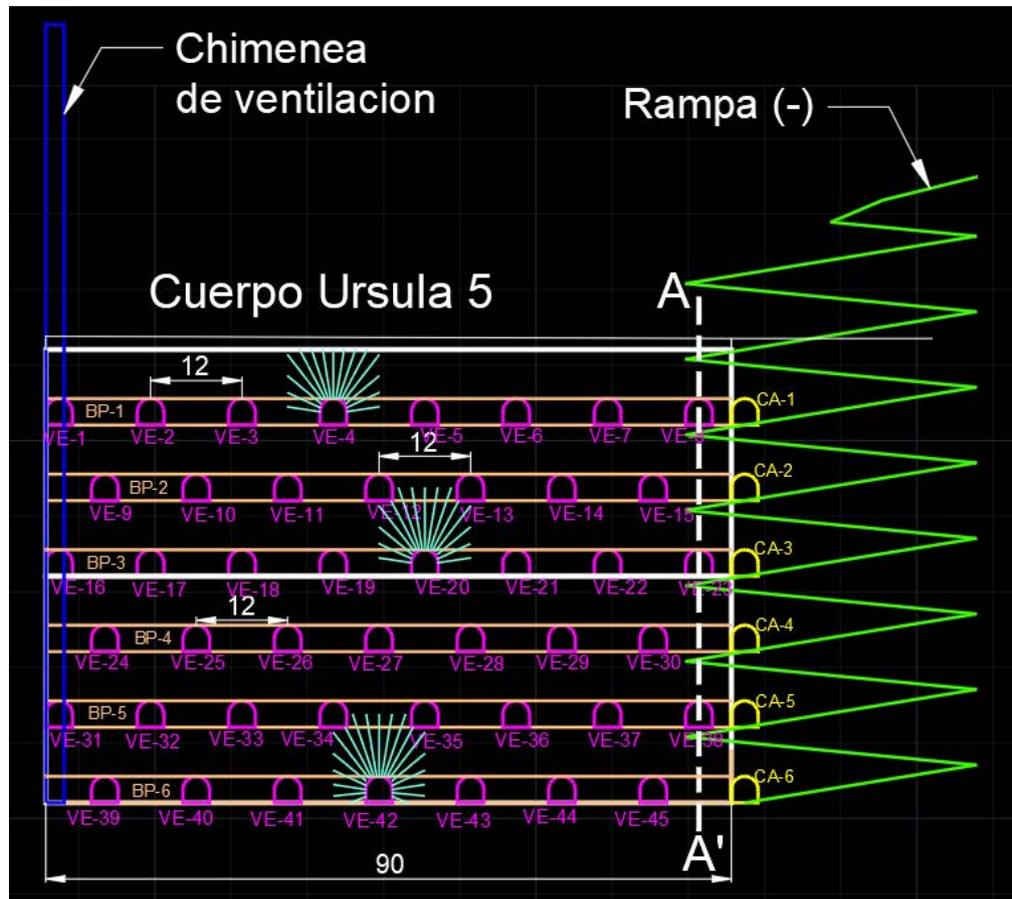
Vista planta del SLC con rampa del cuerpo Úrsula 5



Fuente. Propia

Figura 41

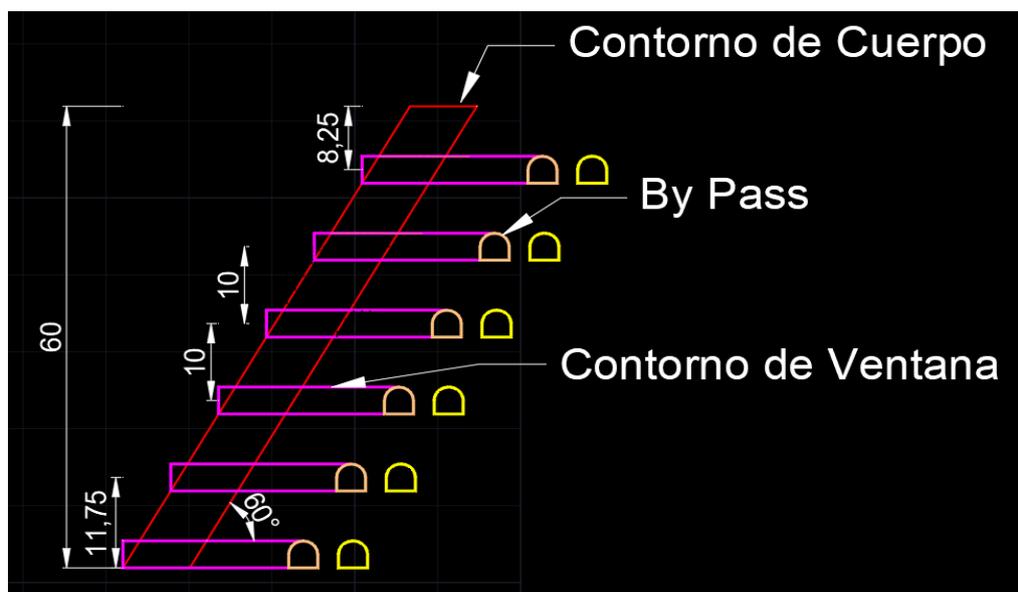
Vista longitudinal del SLC con rampa del cuerpo Úrsula 5



Fuente. Propia

Figura 42

Sección transversal A-A' del SLC con rampa del cuerpo Úrsula 5



Fuente. Propia

4.3.3.3. Diseño de la infraestructura

Se ha utilizado como herramienta de trabajo el programa AutoCAD Civil 3D, para lo cual se tomó en cuenta para la preparación, como es la información de geología, y topografía; el modelamiento del yacimiento mineralizado se obtuvo de la galería 060 S y la información de los taladros exploratorios, con el modelamiento en 3D se realiza un mejor diseño.

4.3.3.4. Detalle de la infraestructura

A. Desquinche (Crucero de acceso – Bocamina Nv 4330)

Se realizará un desquinche de 335 m en el Nv. 4330 con una sección de 2.40 m x 2.10 m a uno de 3.50 m x 3.50 m desde la bocamina Nv 4330 hasta el crucero de acceso de la rampa, para que puedan transitar los equipos de acarreo a superficie.

B. Crucero

Se realizará 54 m de crucero de 3.50 m x 3.50 m desde donde se realizó el desquinche, hasta el inicio de la rampa

C. Rampa

Se construirá una rampa negativa (-12%) de 680 m con una sección de 3.50 m x 3.50 m, desde el nivel 4330. El objetivo es permitir acceder a las cámaras, By Pass y ventanas mediante el cual accedemos a la estructura mineralizada, también nos va servir para transporte de mineral al nivel 4330 y posteriormente a superficie.

D. Cámara

Se va construir 6 cámaras de 18 m con una sección de 3.50 m x 3.50 m y el objetivo de su construcción es la conexión de la rampa con el By Pass,

también va servir como cámara de carguío. La infraestructura es para un Scooptram de 4yd³ y dumper de 15 toneladas.

E. By Pass

Se va construir 6 By Pass de 90 m con una sección de 3.50 m x 3.50 m cada 10 m, El objetivo de su construcción es para luego construir las ventanas paralelas a la estructura mineralizada, también se podrá conectar una chimenea de By Pass a By Pass para el tránsito de personal.

F. Ventana

Se va construir 8 ventanas en el primer subnivel y 7 ventanas en el segundo subnivel, así sucesivamente hasta el sexto subnivel, en total se va construir 45 ventanas con una sección de 3.50 m x 3.50 m con longitudes que varían de 14 m a 22 metros para poder acceder a la estructura mineralizada. La distancia entre ventanas de eje a eje es de 12 m.

G. Chimenea

Se va construir una chimenea de 121 m con una sección de 2.40 m x 1.20 m su objetivo de construcción es para ventilación.

4.3.4. *Proceso de minado*

Para el proceso de minado el tipo de malla a utilizar será el de abanico, el avance horizontal será de 1 metro/abanico y se realizará 5 abanicos/ disparo. Se va considerar 7.00 horas/guardia y 2 guardias/día.

4.3.4.1. Perforación

Para la perforación de taladros se debe tener en cuenta lo siguiente:

- ✓ Geología.
- ✓ Fragmentación que se requiere.

- ✓ Longitud y diámetro del taladro que se va utilizar.
- ✓ Espaciamiento y dirección entre taladros.
- ✓ Desviación de taladros.

El control de desviación de taladros es importante no debe ser superior al 3 %, es importante controlar y evitar que los taladros perforados se desvíen, es importante que el mineral roto tenga menos de 8 pulgadas.

A. Cálculo de parámetros de perforación

E.1. Burden

- Modelo matemático de Rustan

$$B = 11.8 * D^{0.63}$$

- ✓ B: Burden (m)
- ✓ D: Diámetro de taladro (milímetros) = 51 mm = 0.0508 m

Aplicando la formula tenemos un B = 1.80 m.

- Modelo matemático de Langefors

$$B_{max} = \frac{D}{33} * \sqrt{\frac{d_c * PRP}{C * f * (E/B)}}$$

Donde:

- ✓ B_{max} : Burden máximo
- ✓ D: Diámetro del taladro (milímetros)
- ✓ PRP: Potencia Relativa en Peso
- ✓ E/B: Relación entre el espaciamento - burden

✓ C: Constante de roca

Se toma generalmente:

- Para dureza de la roca intermedia es $(0.3+0.75)$ de constante de la roca (C).
- Para dureza de la roca dura es $(0.4+0.75)$ de constante de la roca (C).

Tabla 64

Constante de roca (c) en función del RMR

CONSTANTE DE LA ROCA							
RMR	C						
21	0.949	41	1.000	61	1.051	81	1.102
22	0.952	42	1.003	62	1.053	82	1.104
23	0.954	43	1.005	63	1.056	83	1.107
24	0.957	44	1.008	64	1.058	84	1.109
25	0.959	45	1.010	65	1.061	85	1.112
26	0.962	46	1.013	66	1.064	86	1.114
27	0.964	47	1.015	67	1.066	87	1.117
28	0.967	48	1.018	68	1.069	88	1.119
29	0.970	49	1.020	69	1.071	89	1.122
30	0.972	50	1.023	70	1.074	90	1.124
31	0.975	51	1.025	71	1.076	91	1.127
32	0.977	52	1.028	72	1.079	92	1.130
33	0.980	53	1.030	73	1.081	93	1.132
34	0.982	54	1.033	74	1.084	94	1.135
35	0.985	55	1.036	75	1.086	95	1.137
36	0.987	56	1.038	76	1.089	96	1.140
37	0.990	57	1.041	77	1.091	97	1.142
38	0.992	58	1.043	78	1.094	98	1.145
39	0.995	59	1.046	79	1.097	99	1.147
40	0.997	60	1.048	80	1.099	100	1.150

Fuente. (Quinto, 2022)

✓ d_c : Densidad de carga (g/cm^3)

La densidad de carga se determina con la siguiente ecuación:

$$d_c = \frac{Q * 1.97}{D^2 * L}$$

Con las siguientes ecuaciones determinaremos la masa del explosivo en el taladro, para poder determinar su d_c :

$$Q = \pi * r^2 * (L - T_{min}) * \rho$$

$$T_{min} = \frac{B_n - \emptyset}{2}$$

Donde:

- Q: Masa del explosivo en el taladro (kg)
- D: Diámetro del taladro (pulgadas)
- L: Longitud del taladro (m)
- r: Radio del taladro (m)
- T_{min} : Longitud de taco (m)
- ρ : Densidad del explosivo (kg/m^3)
- B_n : Burden nominal (m)
- \emptyset : Diámetro broca (m)

Al aplicar las fórmulas para calcular la longitud de taco y masa del explosivo en el taladro, se considera $\rho = 1.13 \text{ gr/cm}^3$ del Emulnor 1000 según FAMESA, diámetro del taladro de 51 mm, $B_n = 1.80\text{m}$, donde se obtiene:

- $T_{min} = 0.82\text{m}$
- $Q = 20.89 \text{ kg/tal.}$

Por tanto, $d_c = 1.03 \text{ g/cm}^3$

✓ f: Factor de fijación (f)

- Taladro vertical: 1.00
- Taladro inclinado (3:1): 0.90
- Taladro inclinado (2:1): 0.85

El burden práctico se determina con la siguiente ecuación:

$$B_{pr\acute{a}ctico} = B_{max} - (2 * \phi) - (0.02 * L)$$

Donde:

- ✓ ϕ : Diámetro del taladro (m)
- ✓ L : Longitud del taladro (m)

Cálculo Burden:

- Diámetro del taladro es de 51mm
- El explosivo a utilizar es Emulnor de 1000 1" x 12" cuya densidad es de 1.13 gr/cm³; PRP-Potencia Relativa en Peso del explosivo es 0.87

Figura 43

Características técnicas del Emulnor

	EMULNOR® 500	EMULNOR® 1000	EMULNOR® 3000	EMULNOR® 5000
Densidad relativa (g/cm ³)	0,90 ± 0,15	1,13 ± 0,1	1,14 ± 0,1	1,16 ± 0,1
Velocidad de detonación (m/s)				
confinado *	4 400 ± 300	5 800 ± 300	5 700 ± 300	5 500 ± 300
s/confinar **	3 500 ± 300	4 500 ± 300	4 400 ± 300	4 200 ± 300
Presión de detonación (kbar)	44	95	93	88
Energía (kcal/kg)	628	785	920	1010
Volumen normal de gases (l/kg)	952	920	880	870
Potencia relativa en peso (%) (***)	70	87	102	112
Potencia relativa en volumen (%) (***)	77	120	142	159
Sensibilidad al fulminante	Nº 8	Nº 8	Nº 8	Nº 8
Resistencia al agua	Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de humos	Primera	Primera	Primera	Primera

Fuente: (FAMESA, 2015)

- La constante de roca (c) se considera 0.985 de la tabla 64, ya que el RMR del Cuerpo Úrsula 5 es 35.
- El factor de fijación se considera 0.85, ya que el buzamiento de la estructura mineralizada tiene 60°.

- Con toda esta información, calculamos los parámetros de burden usando el modelo matemático de Langefors, realizamos un análisis para diferentes relaciones de E/B.

B. Especificaciones técnicas de la perforadora

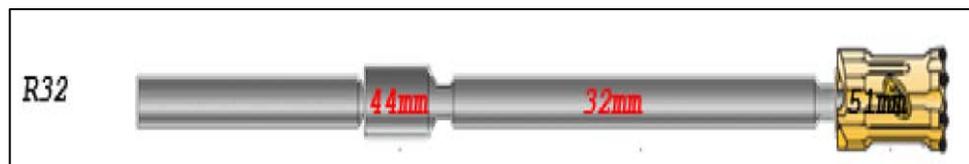
- ✓ Modelo Colibrí.
- ✓ Serie 022-2011.
- ✓ Largo: 3.00 m.
- ✓ Ancho: 1.20 m.
- ✓ Alto: 1.40 m.
- ✓ Peso: 1800 kg.
- ✓ Frecuencia de impacto 1900/min.
- ✓ Diámetro de perforación 51-64mm
- ✓ Diámetro de Pistón 120 mm.
- ✓ Fuente de poder electro hidráulico 440 V (10kv).
- ✓ Desplazamiento de viga 1200 mm.
- ✓ Rotación de viga 360 grados.

C. Columna de perforación

- ✓ Barra MF R-32 - 4 pies.
- ✓ Broca Retráctil 51mm.
- ✓ Shank Adapter COP. 1032 - R32.

Figura 44

Columna de perforación



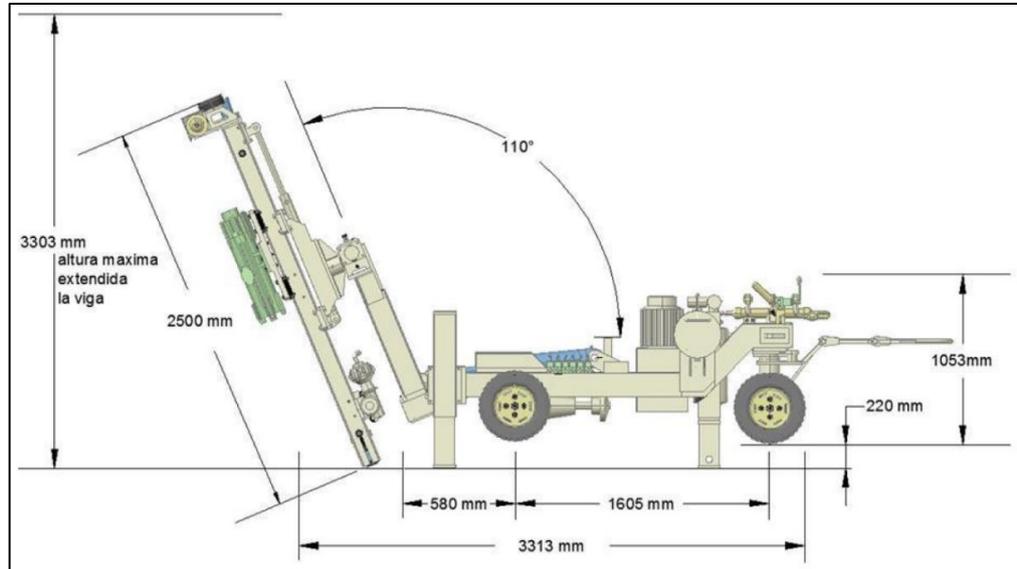
Fuente. Extraído de (Flores, 2017)

D. Dimensiones generales del equipo Mini Jumbo Colibrí

En las Figuras 47 y 48 se muestran las dimensiones del equipo:

Figura 45

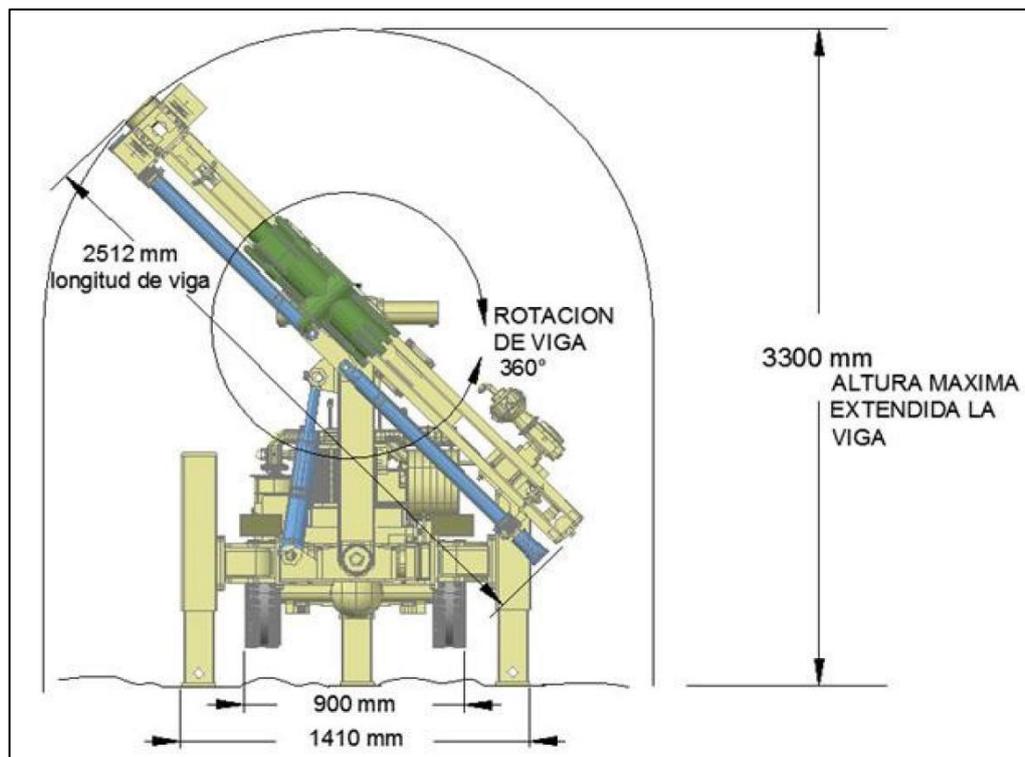
Medidas del equipo



Fuente. Extraído de (Flores, 2017)

Figura 46

Área de cobertura



Fuente. Extraído de (Flores, 2017)

E. Parámetros de diseño

- ✓ Diámetro del taladro: 2”
- ✓ Longitud de la barra: 10 m.
- ✓ Tipo de malla: Abanico
- ✓ Burden: 1.70 m.
- ✓ Espaciamiento: 1.0 m.
- ✓ Tipo de perforación: roto – percusión.

F. Rendimiento promedio de los aceros en metros de perforación

- ✓ Barra MF R-32 4 pies - (1800 m).
- ✓ Broca Retráctil 51mm – (450 m).
- ✓ Shank Adapter COP. 1032-R32 – (2050 m).

G. Rendimiento del mini jumbo colibrí.

- ✓ Rendimiento mini jumbo colibrí: 20 metros perforados por hora.

H. Diseño de taladros

Según (EXSA, 2020), el diseño de taladros en abanico depende de:

- ✓ Las formas y dimensiones de la estructura mineralizada; la calidad del macizo rocoso, los mineral y cajas, y la estabilidad y dureza de la roca. (EXSA, 2020)
- ✓ Se emplea diámetros menores de taladro en cuerpos de menor tamaño.
- ✓ En función de la fragmentación y el factor de carga, se obtendrá la malla ideal. (EXSA, 2020)
- ✓ A medida que se ajusta la malla y el diámetro del taladro, poco a poco, se obtendrá el rango optimo. (EXSA, 2020)

Burden:

Rango: 24 - 30 veces el diámetro de la broca. ($D = 24$ para roca dura, $D = 27$ para roca media y $D = 30$ para roca suave, se puede ajustar en base a la desviación).

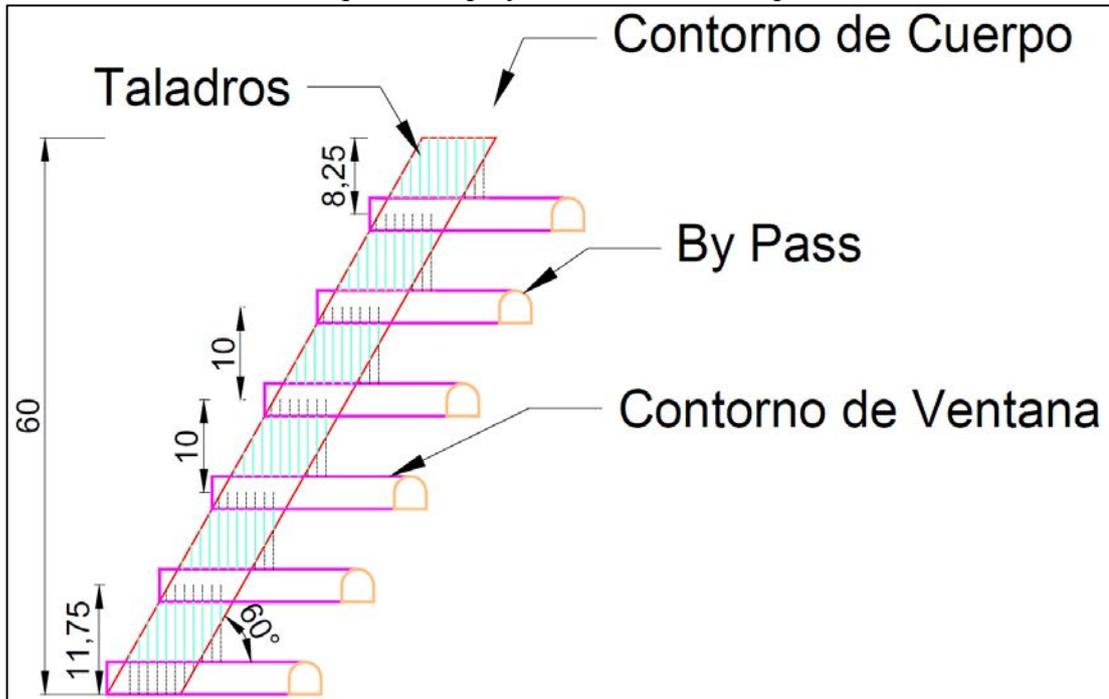
Espaciamiento:

Rango: 1.0 a 1.4 veces el burden. (Se ajusta tomando en cuenta la estructura mineralizada

Por el buzamiento, los abanicos tendrán diferentes dimensiones, entonces para explotar cada ventana se va requerir de 11 abanicos con diferentes longitudes.

Figura 47

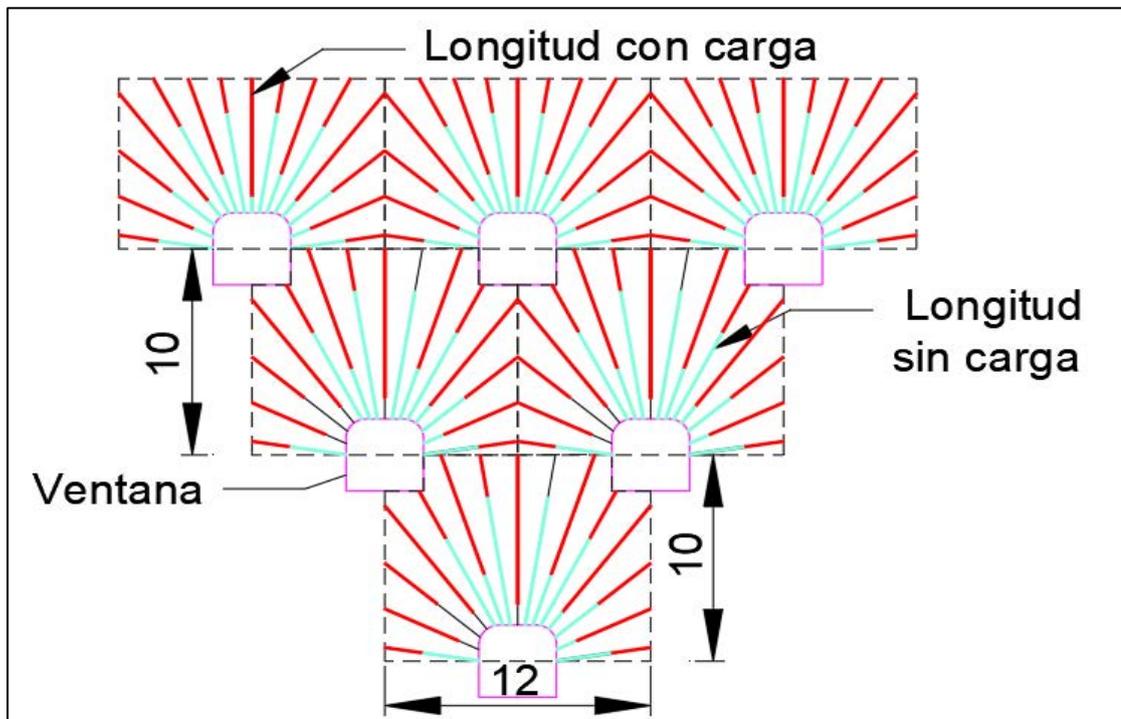
Sección transversal del esquema de perforación SLC - Cuerpo Úrsula 5



Fuente. Propia

Figura 48

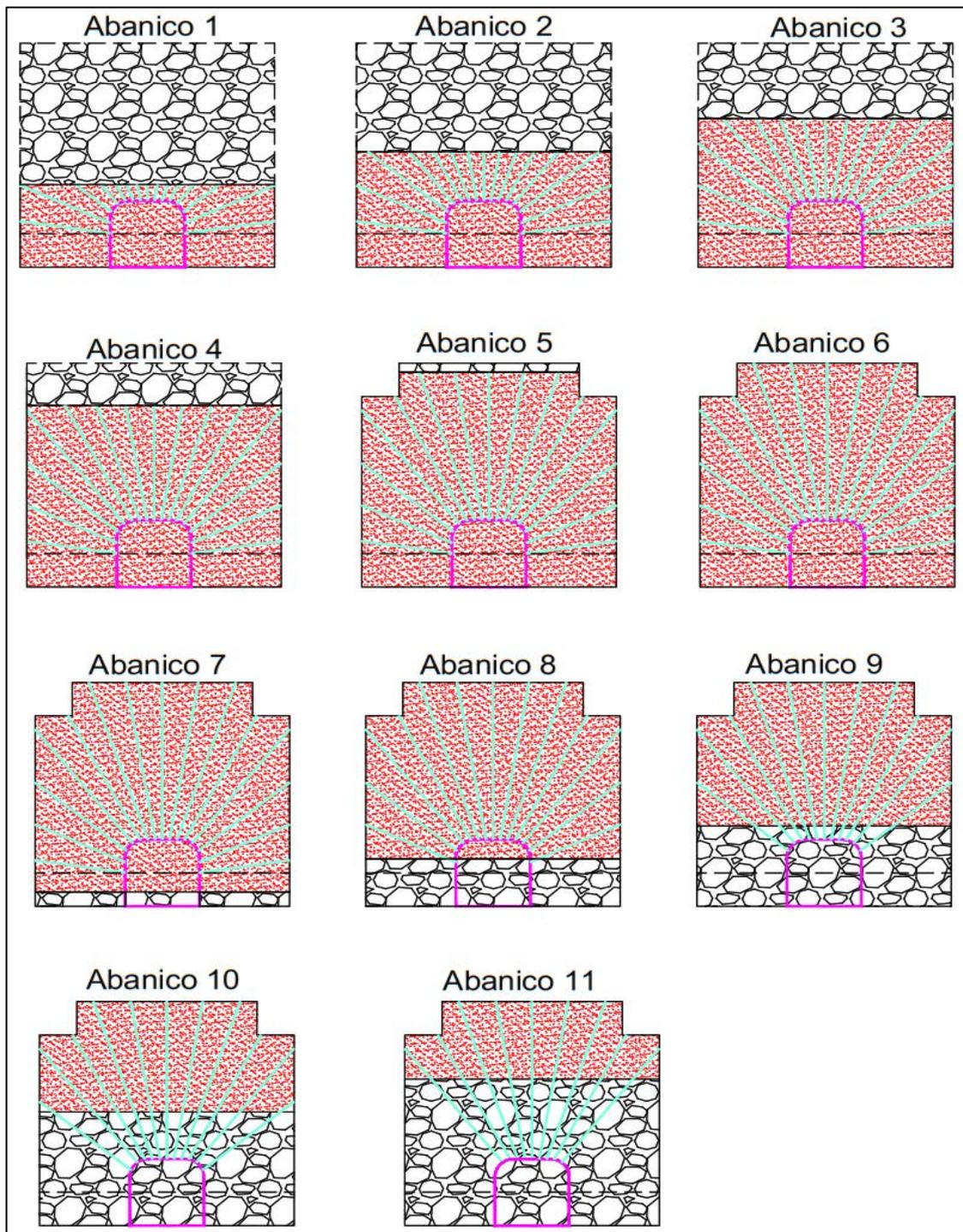
Vista longitudinal del esquema de perforación SLC - Cuerpo Úrsula 5



Fuente. Propia

Figura 49

Esquema de abanicos SLC - Cuerpo Úrsula 5



Fuente. Propia

Para la explotación de cada ventana se va requerir de 2 disparos, en el primer disparo será con 5 abanicos, y en el segundo los 6 abanicos restantes.

Tabla 65*Metros perforados y tiempo de perforación por abanico en el subnivel 1*

N° Abanico	Metros perforados (m)	Tiempo de perforación (h)
Abanico 1	31.19	1.60
Abanico 2	53.76	2.69
Abanico 3	72.4	3.62
Abanico 4	88.97	4.45
Abanico 5	92.44	4.62
Abanico 6	92.44	4.62
Abanico 7	92.44	4.62
Abanico 8	83.84	4.19
Abanico 9	74.46	3.72
Abanico 10	74.46	3.72
Abanico 11	63.64	3.16

*Fuente. Propia***Tabla 66***Metros perforados y tiempo de perforación por abanico del subnivel 2 al 5*

N° Abanico	Metros perforados (m)	Tiempo de perforación (h)
Abanico 1	31.19	1.60
Abanico 2	53.76	2.69
Abanico 3	72.4	3.62
Abanico 4	88.97	4.45
Abanico 5	98.97	4.95
Abanico 6	101.43	5.07
Abanico 7	101.43	5.07
Abanico 8	92.83	4.64
Abanico 9	83.45	4.17
Abanico 10	83.45	4.17
Abanico 11	72.23	3.61

Fuente. Propia

Tabla 67*Metros perforados y tiempo de perforación por abanico del subnivel 6*

N° Abanico	Metros perforados (m)	Tiempo de perforación (h)
Abanico 1	48.17	2.41
Abanico 2	70.74	3.53
Abanico 3	89.38	4.47
Abanico 4	105.95	5.30
Abanico 5	115.95	5.80
Abanico 6	118.41	5.92
Abanico 7	109.97	5.50
Abanico 8	92.83	4.64
Abanico 9	83.45	4.17
Abanico 10	83.45	4.17
Abanico 11	72.23	3.61

Fuente. Propia

El total de metros perforados en una ventana del subnivel 1 se detalla en la Tabla 68.

Tabla 68*Metros perforados por disparo en las ventanas del subnivel 1*

Descripción	Cantidad	Unidad
Cantidad de Abanicos/Ventana	11.0	abanicos/ ventana
Cantidad de Abanicos Perforados por disparo		
Disparo 1	5.0	abanico/disparo 1
Disparo 2	6.0	abanico/disparo 2
Disparos/ventana	2.0	disparos/ventana
Eficiencia de perforación	100%	%
Total, Metros perforados Disparo 1	338.76	m/disparo 1
Total, Metros perforados Disparo 2	480.88	m/disparo 2

Fuente. Propia

Con el rendimiento de perforación de Mini Jumbo Colibrí de 20 metros perforados por hora, se obtiene que el tiempo de perforación para el disparo 1 es 16.94 horas y del disparo 2 es 24.04 horas.

El total de metros perforados en una ventana del subnivel 2 se detalla en la Tabla 69.

Tabla 69

Metros perforados por disparo en las ventanas del subnivel 2 al 5

Descripción	Cantidad	Unidad
Cantidad de Abanicos/Ventana	11.0	abanicos/ ventana
Cantidad de Abanicos Perforados por disparo		
Disparo 1	5.0	abanico/disparo 1
Disparo 2	6.0	abanico/disparo 2
Disparos/ventana	2.0	disparos/ventana
Eficiencia de perforación	100%	%
Total, Metros perforados Disparo 1	345.29	m/disparo 1
Total, Metros perforados Disparo 2	534.82	m/disparo 2

Fuente. Propia

Con el rendimiento de perforación de Mini Jumbo Colibrí de 20 metros perforados por hora, se obtiene que el tiempo de perforación para el disparo 1 es 17.26 horas y del disparo 2 es 26.74 horas.

El total de metros perforados en una ventana del subnivel 6 se detalla en la Tabla 70.

Tabla 70

Metros perforados por disparo en las ventanas del subnivel 6

Descripción	Cantidad	Unidad
Cantidad de Abanicos por Ventana	11.0	abanicos/ ventana
Cantidad de Abanicos Perforados por disparo		
Disparo 1	5.0	abanico/disparo 1
Disparo 2	6.0	abanico/disparo 2
Disparos por ventana	2.0	disparos/ventana
Eficiencia de perforación	100%	%
Total, Metros perforados Disparo 1	430.19	m/disparo 1
Total, Metros perforados Disparo 2	560.34	m/disparo 2

Fuente. Propia

Con el rendimiento de perforación de Mini Jumbo Colibrí de 20 metros perforados por hora, se obtiene que el tiempo de perforación para el disparo 1 es 21.50 h y del disparo 2 es 28.02 h.

4.3.4.2. Voladura

La selección adecuada de explosivos para la voladura está relacionada con el tipo de fragmentación, el diámetro de taladro de perforación, el burden y espaciamiento e la malla a utilizar, la geología del terreno, dureza del mineral y el macizo rocos, son factores que influyen en el resultado. (Aquepucho, 2019)

Agentes de voladura y accesorios.

- ✓ Emulnor de 1000 1" x 12".
- ✓ Fanel.
- ✓ Cordón detonante.
- ✓ Guía seguridad.
- ✓ Mecha rápida.

4.3.4.3. Carguío de explosivos

Se considera los parámetros de carguío, que es un punto de partida para el diseño de carguío en abanico.

$$T_s = 20 * D$$

$$T_m = 50 * D$$

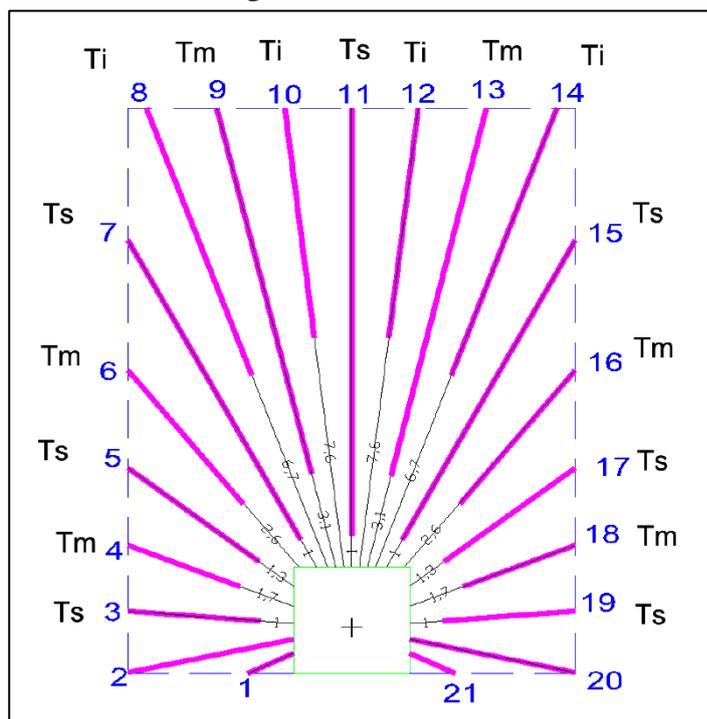
$$T_i = 125 * D$$

Diámetro del taladro: m

En la Figura 52, la distribución de parámetros de carguío.

Figura 50

Parámetros de carguío



Fuente. (Llontop, 2023)

Se considera la utilización de la emulsión encartuchada (Emulnor 1000), se muestra en la Tabla 71 sus características.

Tabla 71

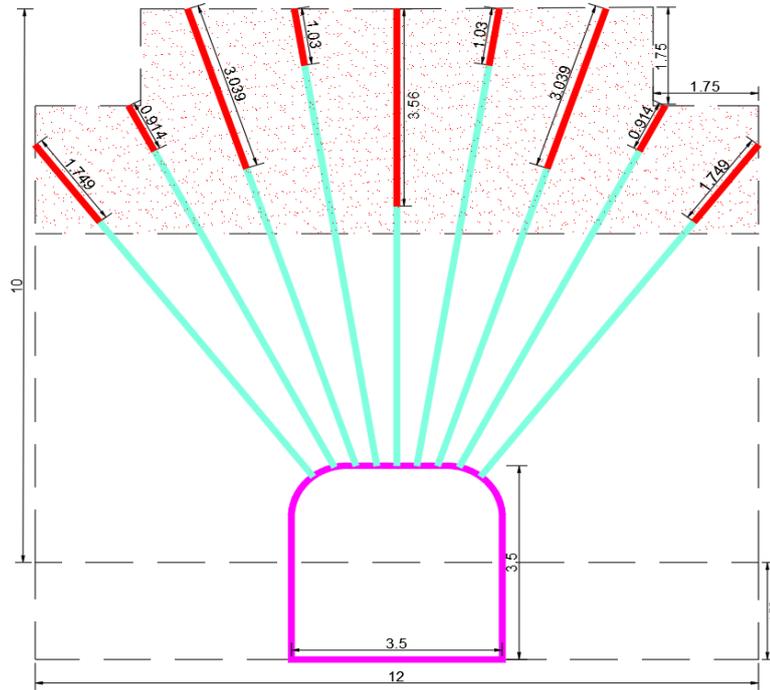
Características explosivo Emulnor 1000

Descripción	Cantidad	Unidad
Peso de caja	25.0	kg/caja
Cantidad de cartuchos por caja	150.0	cartuchos/caja
Características del cartucho		
Diámetro de cartucho	1.0	pulgada
Longitud de cartucho	12.0	pulgadas
Peso del cartucho	0.175150	kg/cartucho
Densidad del explosivo	1.13	gr/cm ³
Tiempo de carguío de explosivos	1.0	min/m

Fuente. (FAMESA, 2015)

Figura 51

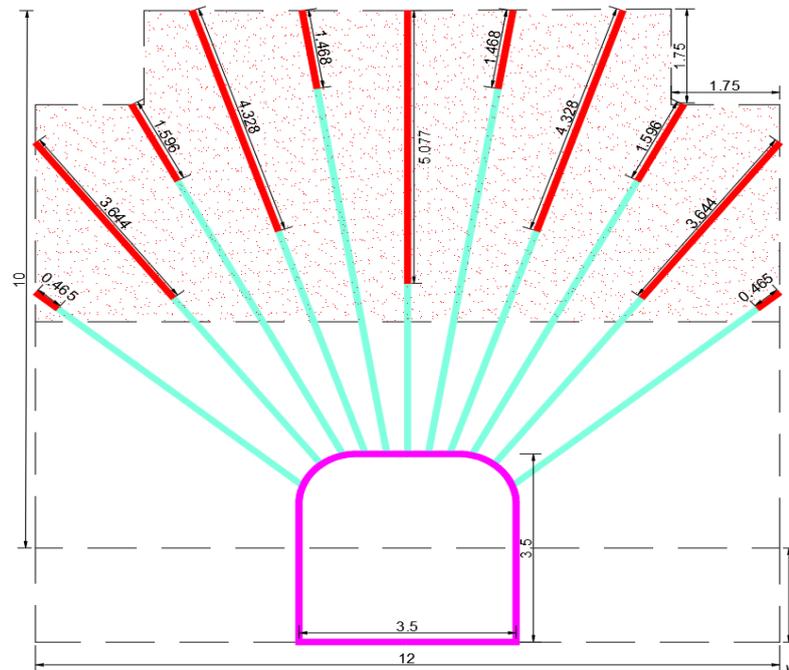
Carguío de taladros abanico 11



Fuente. Propia

Figura 52

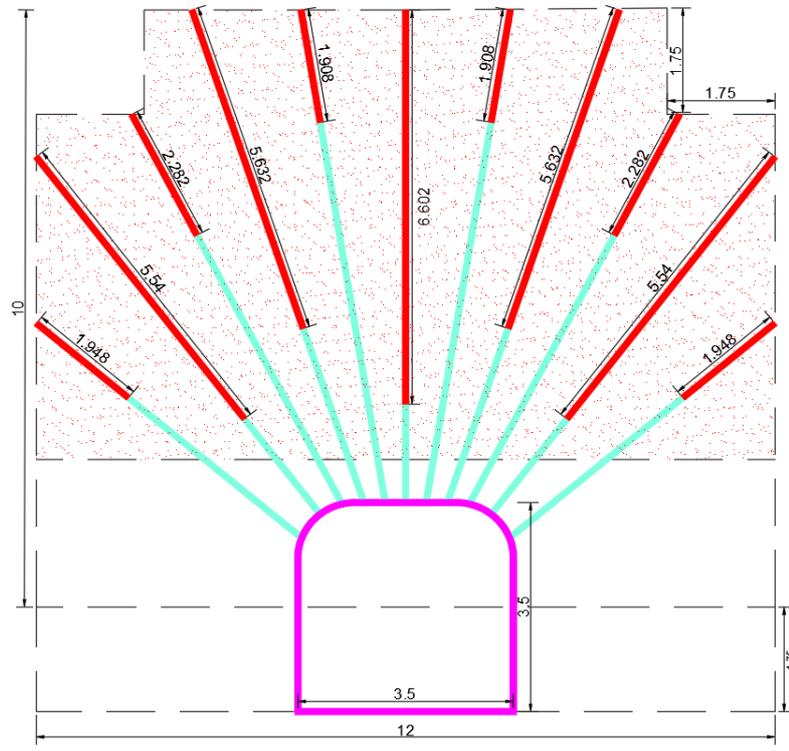
Carguío de taladros abanico 10



Fuente. Propia

Figura 53

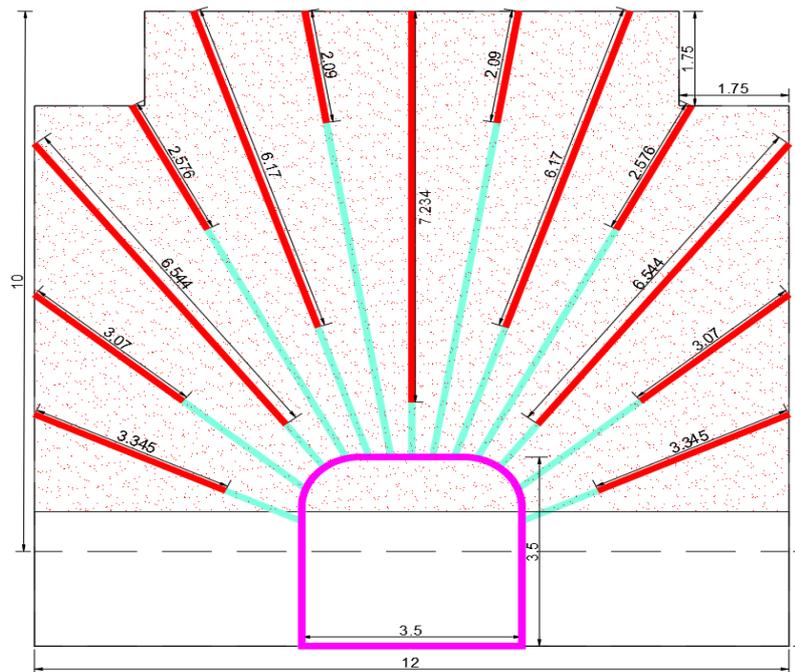
Carguío de taladros abanico 9



Fuente. Propia

Figura 54

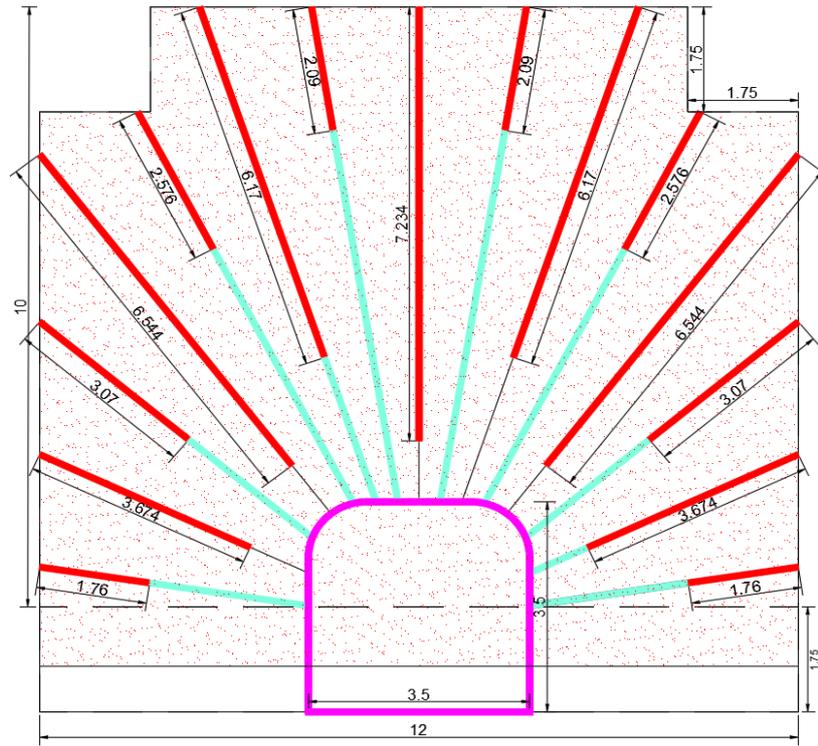
Carguío de taladros abanico 8



Fuente. Propia

Figura 55

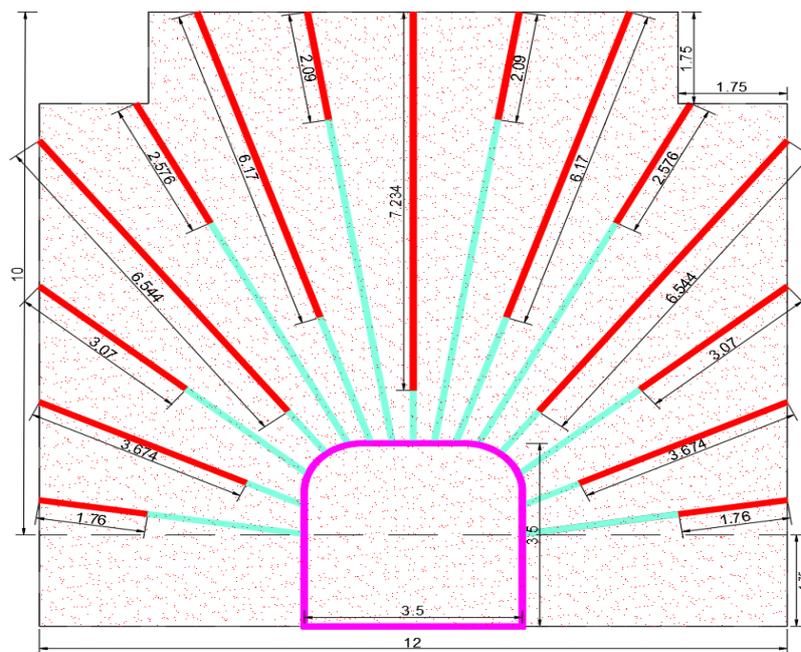
Carguío de taladros abanico 7



Fuente. Propia

Figura 56

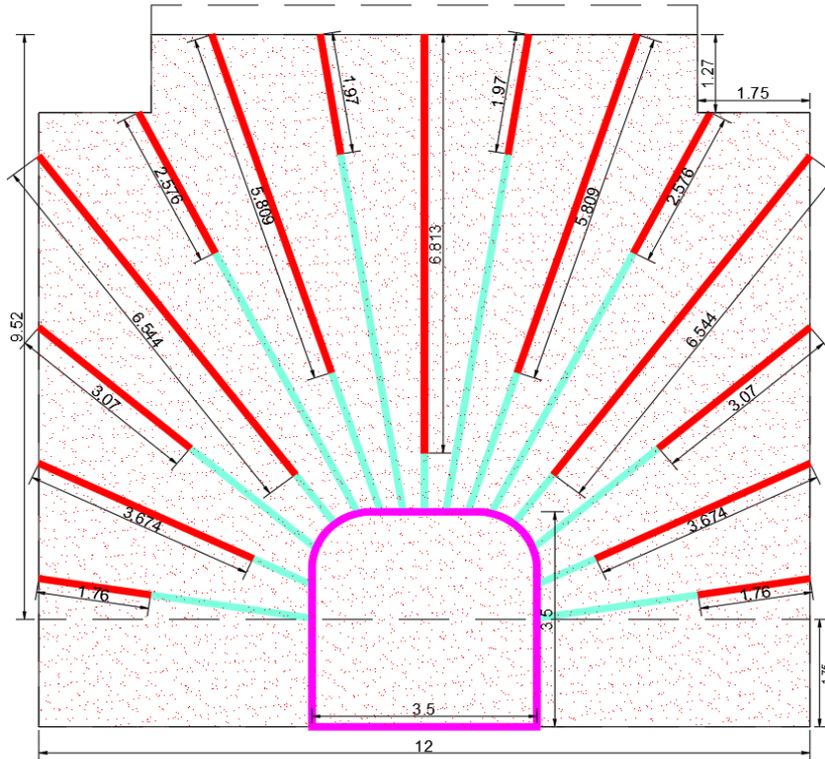
Carguío de taladros abanico 6



Fuente. Propia

Figura 57

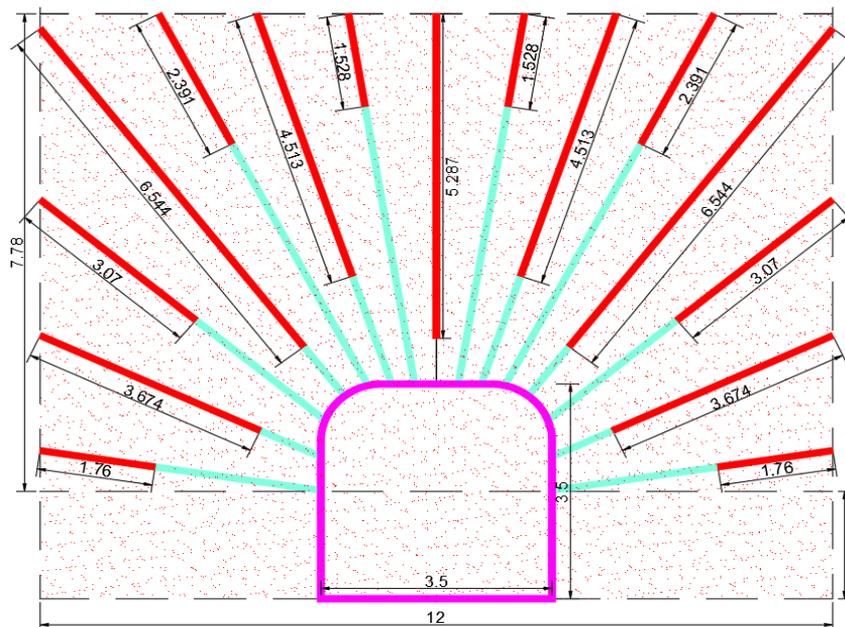
Carguío de taladros abanico 5



Fuente. Propia

Figura 58

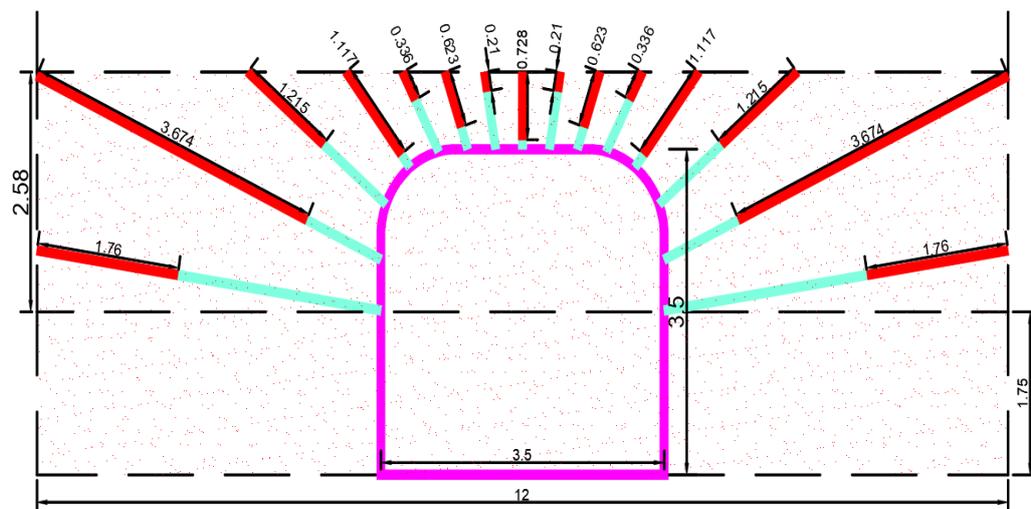
Carguío de taladros abanico 4



Fuente. Propia

Figura 61

Carguío de taladros abanico 1



Fuente. Propia

Tabla 72

Distribución de carga y tiempo de carguío de explosivo en los abanicos

Nº Abanico	Metros de carguío (m)	Tiempo de carguío de explosivos (h)	Kg de explosivos por abanico	Cantidad de cartuchos por abanico	Volumen roto por abanico (m3)	Tonela je roto por abanico (ton)	Tiempo de limpieza por abanico (h)
1	18.60	0.31	42.60	243.21	39.71	119.13	1.752
2	31.69	0.53	72.58	414.37	60.47	181.41	2.668
3	42.62	0.71	97.63	557.39	81.35	244.05	3.589
4	52.24	0.87	119.66	683.21	102.11	306.33	4.505
5	57.62	0.96	131.98	753.50	107.75	323.25	4.754
6	59.00	0.98	135.14	771.60	107.75	323.25	4.754
7	59.00	0.98	135.14	771.60	104.75	314.26	4.621
8	54.82	0.91	125.57	716.95	84.00	252	3.706
9	41.22	0.68	94.42	539.06	63.24	189.71	2.790
10	28.08	0.47	64.32	367.20	42.36	127.06	1.869
11	17.02	0.28	38.99	222.60	21.60	64.79	0.953

Fuente. Propia

Tabla 73*Cantidad de cartuchos por disparo*

Descripción	Cantidad	Unidad
Total, Metros Cargados Disparo 1	202.77	m/disparo 1
Total, Metros Cargados Disparo 2	259.14	m/disparo 2
Cantidad de cartuchos Disparo 1	2,651.68	talc/disparo 1
Cantidad de cartuchos Disparo 2	3,389.01	talc/disparo 2

Fuente. Propia

El avance para el disparo 1 es de 5 m y del disparo 2 es de 6 m, ya que se considera que la eficiencia de voladura es 100%.

Tabla 74*Volumen y tonelaje roto/disparo*

Descripción	Cantidad	Unidad
Vol. roto disparo 1	391.39	m ³
Vol. roto disparo 2	423.70	m ³
Ton. roto disparo 1	1,174.17	ton
Ton. roto disparo 2	1,271.10	ton

Fuente. Propia

En la Tabla 74, nos muestra que el tonelaje roto por disparo 1 es de 1,174 t y el disparo 2 es de 1,271 t, entonces, se calcula el factor de carga y potencia por disparo (Ver Tabla 75), para esto se toma en cuenta que la cantidad de explosivos para el disparo 1 es de 464.45 Kg y para el disparo 2 es de 593.58 Kg.

Tabla 75*Factor de potencia y carga por disparo*

Descripción	Cantidad	Unidad
Fact. de carga/disparo1	1.19	Kg/m ³
Fact. de carga/disparo2	0.47	Kg/m ³
Fact. de potencia/disparo1	0.39	Kg/ton
Fact. de potencia/disparo2	0.47	Kg/ton

Fuente. Propia

El tiempo que se requiere para el carguío de explosivos para el disparo 1 es de 3.38 horas y del disparo 2 es de 4.3 horas.

4.3.4.4.Limpieza del mineral

Se realizará la limpieza con un Scoop de 4 yd³ que tiene un rendimiento de 68 t/h en una distancia promedio de 30 m.

Tabla 76

Volumen, tonelaje, tiempo de limpieza por abanico

Vol. roto por abanico (m³)	Ton. roto por abanico (ton)	Tiempo de limpieza por abanico (h)
39.71	119.13	1.752
60.47	181.41	2.668
81.35	244.05	3.589
102.11	306.33	4.505
107.75	323.25	4.754
107.75	323.25	4.754
104.75	314.26	4.621
84.00	252	3.706
63.24	189.71	2.790
42.36	127.06	1.869
21.60	64.79	0.953

Fuente. Propia

En la Tabla 77 esta detallado el tiempo de limpieza por disparo.

Tabla 77

Tiempo de limpieza por disparo

Descripción	Cantidad	Unidad
Tonelaje roto por disparo 1	1,174.17	ton/disparo 1
Tonelaje roto por disparo 2	1,271.10	ton/disparo 2
Rendimiento Scoop 4 yd ³	68.0	ton/h
Tiempo de Limpieza disparo 1	17.26	h/disparo 1
Tiempo de Limpieza disparo 2	18.69	h/disparo 2

Fuente. Propia

4.3.4.5.Ventilación

Se realizará la construcción de una chimenea de ventilación en el Ala Este de 2.40 m x 1.20 m. También requeriremos de un ventilador de 30,000 CFM.

4.3.4.6.Tiempo de ciclo de minado

El tiempo que se va requerir para cada operación se detalla en las Tablas 78 y 79.

Tabla 78

Tiempo de ciclo de minado por disparo 1

Descripción	Cantidad	Unidad
Tiempo de perforación/disparo 1	17.31	hr/disp 1
Tiempo de carguío de explosivos/disparo 1	3.38	hr/disp 1
Tiempo de Limpieza/disparo 1	17.26	hr/disp 1
Tiempo de Ciclo de minado/disparo 1	37.95	hr/disp 1

Fuente. Propia

Tabla 79

Tiempo de ciclo de minado por disparo 2

Descripción	Cantidad	Unidad
Tiempo de perforación/disparo 2	26.73	hr/disp 2
Tiempo de carguío de explosivos/disparo 2	4.30	hr/disp 2
Tiempo de Limpieza/disparo 2	18.69	hr/disp 2
Tiempo de Ciclo de minado/disparo 2	49.72	hr/disp 2

Fuente. Propia

Entonces se considera realizar 5.42 guardias para el disparo 1 y 7.10 guardias para el disparo 2, como esta en las Tablas 80 y 81.

Tabla 80*Guardias de ciclo de minado por disparo 1*

Descripción	Cantidad	Unidad
Guardias de Perforación/disparo 1	2.47	gdia/disparo 1
Guardias de Voladura/disparo 1	0.48	gdia/disparo 1
Guardias de Limpieza/disparo 1	2.46	gdia/disparo 1
Guardias de Ciclo de minado/disparo 1	5.42	gdia/disparo 1

*Fuente. Propia***Tabla 81***Guardias de ciclo de minado por disparo 2*

Descripción	Cantidad	Unidad
Guardias de Perforación/disparo 2	3.81	gdia/disparo 2
Guardias de Voladura/disparo 2	0.61	gdia/disparo 2
Guardias de Limpieza/disparo 2	2.67	gdia/disparo 2
Guardias de Ciclo de minado/disparo 2	7.09	gdia/disparo 2

*Fuente. Propia***4.3.5. Productividad del método de explotación Sublevel Caving****Tabla 82***Recursos del Cuerpo Úrsula 5 a explotar*

Descripción	Cantidad	Unidad
Longitud del Cuerpo Úrsula 5	90	m
Altura del Cuerpo Úrsula 5	60	m
Potencia del Cuerpo Úrsula 5	7.0	m
Eficiencia de perforación	100	%
Factor de carga por disparo 1	1.19	Kg/m ³
Factor de carga por disparo 2	0.47	Kg/m ³
Factor de potencia por disparo 1	0.39	Kg/ton
Factor de potencia por disparo 2	0.47	Kg/ton

Fuente. Propia

Para determinar la productividad, consideramos características geométricas del yacimiento, ancho de minado, indicadores de perforación y voladura. Se tiene el recurso del Cuerpo Úrsula 5 de acuerdo a sus características, como se detalla en la Tabla 82.

En la Tabla 83 se muestra diferentes valores de productividad. Se obtiene una producción mensual con los cálculos obtenidos, teniendo en cuenta demoras operativas, trabajos de servicio y operaciones unitarias.

Tabla 83

Productividad empleando el método Sublevel Caving

Productividad Sublevel Caving		
Descripción	Cantidad	Unidad
Numero de Guardias por día	2	
Metros perforados/ventana	990.53	m
Metros perforados/hora	20	mperf/hr
Numero de disparos/ventana	2	
Tiempo ciclo de minado/disparo 1	37.95	hrs/disp 1
Tiempo ciclo de minado/disparo 2	49.72	hrs/disp 2
Numero de guardias/disparo 1	5.42	gdia/disp 1
Numero de guardias/disparo 2	7.09	gdia/disp 2
Numero de guardias/ventana	12.51	gdia/ventana
Volumen roto/disparo 1	391.39	m ³
Volumen roto/disparo 2	423.70	m ³
Volumen roto/ventana	815.09	m ³
Volumen roto/guardia	63.77	m ³
Volumen roto/día	127.54	m ³
Volumen roto/mes	3,826.20	m ³
Tonelaje roto/disparo 1	1,174.17	ton/disp 1
Tonelaje roto/disparo 2	1,271.10	ton/disp 2
Tonelaje roto/ventana	2,445.27	ton/ventana
Tonelaje roto/guardia	195.46	ton/guardia
Tonelaje roto/día	390.92	ton/día
Tonelaje roto/mes	11,727.60	ton/mes
Se usará 2 Máquinas		
Tonelaje roto/guardia	390.92	ton/guardia
Tonelaje roto/día	781.84	ton/día
Tonelaje roto/mes	23,455.20	ton/mes

Fuente. Propia

4.3.6. Programación de producción

El programa de producción para el cuerpo Úrsula 5, será elaborado por el área de geología y planeamiento, que son los encargados de entregar al área de mina, al inicio de cada mes para su cumplimiento respectivo, para este trabajo se propone un programa de producción mensual en la Tabla 84.

Las ventanas se explotarán en forma alternada, si en una ventana se realiza perforación y voladura, en la otra realizaremos la limpieza del mineral roto. De esta forma vamos a utilizar 2 perforadoras que van a trabajar en paralelo, pero en distintas ventanas. Entonces para explotar todo el mineral de un nivel vamos a requerir de 51 guardias que son 26 días. Por este método de explotación SLC, la producción por día será de 781.84 toneladas por día, y de 23,455 toneladas/mes.

Tabla 84

Programa de producción para Sublevel Caving

Unidad minera	Fase	Cuerpo	Mes	TMS
Las Águilas	Explotación	Úrsula 5	1	23,455
			2	23,455
			3	23,455
			4	23,455
			5	23,455
			6	11,827

Fuente. Propia

4.3.7. Costo de minado del método Sublevel Caving

4.3.7.1. Costo de Perforación

En la Tabla 85 detallamos el costo unitario de perforación.

Tabla 85*Costo de Perforación*

Descripción	Und.	Cant.	Incid.	Precio (\$)	Parcial	Sub Total (\$/m ³)	Total (\$/m ³)	Sub Total (\$/ton)	Total (\$/ton)
Mano de obra									
Operador de Jumbo	hh	36		6.86	247.079	0.887		0.296	
Colibrí Ayudante									
Operador Jumbo	hh	36		4.68	168.480	0.604		0.201	
Colibrí Mecánico	hh	6	50%	6.75	20.250	0.073		0.024	
Tubero	hh	10.21		3.74	38.185	0.137		0.046	
Capataz	hh	13.6	35%	7.18	34.163	0.123		0.041	
							1.823		0.608
Materiales:									
Aceros de perforación									
Barra 4 ft	und	1.772		400.00	708.800	2.543		0.848	
Broca Retráctil	und	0.984		162.00	159.408	0.572		0.191	
Shank	und	0.054		1374.58	74.227	0.266		0.089	
Copas de Afilado	jgo	0.03		300.00	9.000	0.032		0.011	
							3.414		1.138
Implementos y herramientas:									
Implementos de seguridad	Glb	4.00%				0.073		0.024	
Lámparas mineras	Glb	9	34%	0.83	2.550	0.009		0.003	
Herramientas Manuales	Glb	4.00%				0.073		0.024	
							0.155		0.052
Equipos:									
Jumbo Colibrí	h-m	16.723		66.6	1113.685	3.996		1.332	
Ventilador 30,000 CFM	h-m	6	35.00%	1.45	3.045	0.011		0.004	
							4.007		1.336
Total, costo directo							9.399		3.133
Gastos Generales				15%			1.410		0.470
Utilidad				10%			0.940		0.313
Costo total							11.75		3.92

Fuente. Propia

Se tiene el costo de perforación total, luego de multiplicar el costo unitario con la producción total, como se detalla en la Tabla 86.

Tabla 86

Costo de perforación total

Descripción	Unidad	Sublevel Caving
Producción Total (SLC)	ton	129,102.00
Costo unitario de perforación	US\$/ton	3.92
Costo de perforación	US\$	506,079.84

Fuente. Propia

4.3.7.2. Costo de Voladura

En la Tabla 87 detallamos el costo unitario de voladura.

Tabla 87*Costo de Voladura*

Descripción	Und	Cant.	Incid.	Precio (\$)	Parcial	Sub Total (\$/m ³)	Total (\$/m ³)	Sub Total (\$/ton)	Total (\$/ton)
Mano de obra									
Maestro	hh	9		4.37	39.330	0.141		0.047	
Cargador/Desatador									
Ayudante	hh	9		3.12	28.080	0.101		0.034	
Cargador/Desatador									
Bodeguero	hh	10.21		3.74	38.185	0.137		0.046	
Capataz	hh	13.6	30%	7.18	29.282	0.105		0.035	
							0.484		0.161
Materiales:									
Explosivos:									
Emulnor 1000 1"x 12"	Car	731.52		0.43	317.626	1.140		0.380	
Cordón 3P	mt	30		0.30	9.000	0.032		0.011	
Fanel	Unid	36		1.11	39.960	0.143		0.048	
Mecha rápida de ignición	mt	1		0.44	0.440	0.002		0.001	
Carmex	Unid	2		0.71	1.420	0.005		0.002	
							1.322		0.441
Implementos y herramientas:									
Implementos de seguridad	Glb	4.00%				0.019		0.006	
Lámparas mineras	Glb	9	33%	0.83	2.475	0.009		0.003	
Herramientas Manuales	Glb	4.00%				0.019		0.006	
							0.048		0.016
Equipos:									
Ventilador 30,000 CFM	h-m	6	30.00%	1.45	2.610	0.009		0.003	
							0.009		0.003
Total, costo directo							1.863		0.621
Gastos Generales				15%			0.279		0.093
Utilidad				10%			0.186		0.062
Costo total							2.33		0.78

Fuente. Propia

Se tiene el costo de voladura total, luego de multiplicar el costo unitario con la producción total, como se detalla en la Tabla 88.

Tabla 88*Costo de voladura total*

Descripción	Unidad	Sublevel Caving
Producción Total (SLC)	ton	129,102.00
Costo unitario de voladura	US\$/ton	0.78
Costo de voladura	US\$	100,699.56

Fuente. Propia

4.3.7.3. Costo de Limpieza

En la Tabla 89 detallamos el costo unitario de limpieza

Tabla 89*Costo unitario de limpieza*

Descripción	Und.	Cant.	Incid.	Precio (\$)	Parcial	Sub Total (\$/m³)	Total (\$/m³)	Sub Total (\$/ton)	Total (\$/ton)
Mano de obra									
Operador	hh	23.01		6.75	155.318	0.557		0.186	
Scooptram									
Mecánico	hh	6	50%	6.75	20.250	0.073		0.024	
Capataz	hh	13.6	35%	7.18	34.163	0.123		0.041	
							0.753		0.251
Implementos y herramientas:									
Implementos de seguridad	Glb	4.00%				0.025		0.010	
Lámparas mineras	Glb	9	33%	0.83	2.465	0.009		0.003	
Herramientas Manuales	Glb	4.00%				0.025		0.010	
							0.069		0.023
Equipos:									
Scoop 4.0 Yd3	h-m	14.3		116.97	1672.657	6.001		2.000	
Ventilador 30,000 CFM	h-m	6	35.00%	1.45	3.045	0.011		0.004	
							6.012		2.004
Total, costo directo							6.834		2.278
Gastos Generales				15%			1.025		0.342
Utilidad				10%			0.683		0.228
Costo total							8.54		2.85

Fuente. Propia

Se tiene el costo de limpieza, luego de multiplicar el costo unitario con la producción total, como se detalla en la Tabla 90.

Tabla 90

Costo de limpieza total

Descripción	Unidad	Sublevel Caving
Producción Total (SLC)	ton	129,102.00
Costo unitario de limpieza	US\$/ton	2.85
Costo de limpieza	US\$	367,940.70

Fuente. Propia

4.3.7.4.Costo de Ventilación

Se considera el costo unitario de ventilación y compresoras de 0.10 \$/ton. Se tiene el costo de ventilación, luego de multiplicar el costo unitario con la producción total.

Tabla 91

Costo total Ventilación

Descripción	Unidad	Sublevel Caving
Producción Total (SLC)	ton	129,102.00
Costo unitario de ventilación	US\$/ton	0.15
Costo de ventilación	US\$	19,365.30

Fuente. Propia

4.3.7.5.Costo de Explotación

En la Tabla 92 detallamos los costos unitarios de explotación y en la Tabla 94 detallamos los costos de explotación.

Tabla 92*Costos Unitarios del Método Sublevel Caving*

	Unidad	Sublevel Caving (\$/TON)
C.U. de explotación		
Tajeos de Explotación	\$	7.55
Sostenimiento	\$	-
Relleno detrítico	\$	-
Transporte mineral	\$	0.82
Servicios auxiliares	\$	0.85
Ventilación y compresoras	\$	0.15
Mantenimiento de vías	\$	0.10
Energía	\$	2.80
Sub total	\$	12.27

*Fuente. Propia***Tabla 93***Costo de explotación Sublevel Caving sobre el Nivel 4250*

Descripción	Unidad	Sublevel Caving (\$/TON)
Altura del Cuerpo	m	60
Producción Total (SLC)	TON	129,102.00
Costo de explotación		
Tajeos de Explotación	\$	974,720.10
Sostenimiento	\$	-
Relleno detrítico	\$	-
Transporte mineral	\$	105,863.64
Servicios auxiliares	\$	109,736.70
Ventilación y compresoras	\$	19,365.30
Mantenimiento de vías	\$	12,910.20
Energía	\$	361,485.60
Sub total	\$	1,584,081.54

Fuente. Propia

Tabla 94*Costo de explotación Sublevel Caving sobre el Nivel 4280*

Descripción	Unidad	Sublevel Caving (\$/TON)
Altura del Cuerpo	m	30
Producción Total (SLC)	TON	64,551.00
Costo de explotación		
Tajeos de Explotación	\$	487,360.05
Sostenimiento	\$	-
Relleno detrítico	\$	-
Transporte mineral	\$	52,931.82
Servicios auxiliares	\$	54,868.35
Ventilación y compresoras	\$	9,682.65
Mantenimiento de vías	\$	6,455.10
Energía	\$	180,742.80
Sub total	\$	792,040.77

Fuente. Propia

4.3.7.6.Costo de avances

En la Tabla 95 se muestra el costo unitario de avances y en la Tabla 96 y 97 se muestra el costo total de avances.

Tabla 95*Costo unitario de Avances*

C.U. de avances		
Avances	\$	11.71
Desquinche	\$	-
Sostenimiento avances	\$	7.20
Transporte desmonte avance	\$	0.54
Sub total	\$	19.45

Fuente. Propia

Tabla 96*Costo Total de Avances sobre el nivel 4250*

Costo de avances		
Altura del Cuerpo	m	60
Producción Total (SLC)	TON	129,102.00
Avances	\$	1,511,784.42
Desquinche	\$	-
Sostenimiento avances	\$	929,534.40
Transporte desmonte avance	\$	69,715.08
Sub total	\$	2,511,033.90

*Fuente. Propia***Tabla 97***Costo Total de Avances sobre el nivel 4280*

Costo de avances		
Altura del Cuerpo	m	30
Producción Total (SLC)	TON	64,551.00
Avances	\$	755,892.21
Desquinche	\$	-
Sostenimiento avances	\$	464,767.20
Transporte desmonte avance	\$	34,857.54
Sub total	\$	1,255,516.95

Fuente. Propia

4.3.7.7. Costo Total

Tabla 98

Costo Total del método sobre el Nivel 4250

	Unidad	SLC (\$/TON)
Altura del Cuerpo	m	60
C.U. de explotación	US\$	12.27
C.U. de avances	US\$	19.45
C.U. total UM Las Águilas	US\$	31.72
Producción Total (SLC)	TON	129,102.00
Costo de explotación	US\$	1,584,081.54
Costo de avances	US\$	2,511,033.90
Costo total UM Las Águilas	US\$	4,095,115.44

Fuente. Propia

Tabla 99

Costo Total del método sobre el Nivel 4280

	Unidad	SLC (\$/TON)
Altura del Cuerpo	m	30
C.U. de explotación	US\$	12.27
C.U. de avances	US\$	19.45
C.U. total UM Las Águilas	US\$	31.72
Producción Total (SLC)	TON	64,551.00
Costo de explotación	US\$	792,040.77
Costo de avances	US\$	1,255,516.95
Costo total UM Las Águilas	US\$	2,047,557.72

Fuente. Propia

4.3.8. *Ventajas y Desventajas en la Aplicación del método Sublevel Caving*

4.3.8.1. Ventajas

- El costo de explotación es 7.20 \$/Ton que se considera bajo.
- Es aplicado en calidad de roca de débil a moderado con RMR de 25 – 45.
- Se adecua al Cuerpo mineralizado Cuerpo Úrsula de potencia de 7 m.

- El Cuerpo Úrsula 5 es mecanizable, lo que permite reducir costos de operación.
- La recuperación es más eficiente a que no quedan pilares sin explotar
- Podemos obtener beneficios en un corto plazo incluso en la etapa de preparación ya que las labores de desarrollo se efectúan sobre mineral.
- La perforación anticipada que se realiza nos ayuda en caso de imprevistos, dándonos un tiempo de holgura.

4.3.8.2.Desventajas

- Considerado una dilución del 30% se provoca una contaminación al mineral.
- Hay perdidas de mineral en la extracción ya que el mineral altamente diluido ya no se puede recuperar.
- Requerimos de un alto grado de desarrollo en los avances.
- Se necesita un control de producción y supervisión constante.
- Hay perdida de mineral en las zonas pasivas.
- Estricto control en la perforación y voladura, para lograr fragmentos de mineral adecuados que nos permitan el flujo gravimétrico sin problemas.

CAPITULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1. RESULTADOS DEL TRATAMIENTO Y ANÁLISIS DE INFORMACIÓN

Al evaluar la propuesta de implementación del método Sublevel Caving (SLC) en términos de productividad y costos, el incremento en la producción es viable, reduciendo costos y por ende mejorando la productividad.

5.1.1. *Cuadro comparativo Corte y Relleno Ascendente Vs Sublevel Caving*

Se desarrolla el cuadro comparativo de costos, donde tenemos labores de desarrollo, preparación, tonelaje producido por cada método de explotación.

Con los precios unitarios podemos calcular los requerimientos de los materiales a utilizar y las horas de equipo que se va requerir para la producción

Consideraciones:

- ✓ Una empresa especializada será la encargada de la ejecución de las actividades en mina
- ✓ Se ha considerado solo personal de la empresa especializada, mas no de compañía.
- ✓ El costo de los equipos de empresas contratistas ya incluyen costo de operación y propiedad.

En la tabla 100 detallamos los precios unitarios para la operación minera y los costos en explotación y avances, tanto en el método de explotación Sublevel Caving y Corte y Relleno Ascendente para el Cuerpo Úrsula 5, sobre el Nv. 4280.

Tabla 100*Cuadro comparativo*

	Unidad	Corte y Relleno Ascendente (\$/TON) (\$)	Corte y Relleno Ascendente (\$) (\$)	Sublevel Caving (\$/TON)	Sublevel Caving (\$)
Producción Total	TON	64,259.00		64,551.00	
Costo unitario de explotación					
Tajeos de Explotación	\$	9.10	584,756.90	7.55	487,360.05
Sostenimiento	\$	11.55	742,191.45	-	-
Relleno detrítico	\$	1.07	68,757.13	-	-
Transporte mineral	\$	0.82	52,692.38	0.82	52,931.82
Servicios auxiliares	\$	0.85	54,620.15	0.85	54,868.35
Ventilación y compresoras	\$	0.15	9,638.85	0.15	9,682.65
Mantenimiento de vías	\$	0.10	6,425.90	0.10	6,455.10
Energía	\$	2.80	179,925.20	2.80	180,742.80
Sub total	\$	26.44	1,699,007.96	12.27	792,040.77
Costo unitario de avances					
Avances	\$	9.48	609,175.32	11.71	755,892.21
Desquinche	\$	3.43	220,408.37	-	-
Sostenimiento avances	\$	6.05	388,766.95	7.20	464,767.20
Transporte desmonte avance	\$	0.47	30,201.73	0.54	34,857.54
Sub total	\$	19.43	1,248,552.37	19.45	1,255,516.95
Costo total UM Las Águilas - CIEMSA	\$	45.87	2,947,560.33	31.72	2,047,557.72

Fuente. Propia

Para poder estimar el costo del método se considera un escenario donde se va a tercerizar el servicio, referido a los trabajos de desarrollo, preparación, explotación y transporte de mineral y desmonte, el cual se va encargar a una empresa especializada. En la tabla 101 detallamos un resumen de precios unitarios que han sido extraídos de

varias unidades mineras y empresas como AESA, JRC, U.M. ALPAYANA, U.M. YAULIYACU, entre otros, que son precios referenciales en el rubro minero y que han sido utilizados para los cálculos correspondientes.

Tabla 101

Resumen de precios unitarios

Actividad	Sección	Und	Total (\$)
Avances			
Rampa (-)	3.5 x 3.5	m	551.80
Chimenea	1.2 x 2.4	m	290.98
Cámara / Crucero / Galería/ Ventana/ Bypass	3.5 x 3.5	m	536.25
Explotación			
Breasting Mecanizado	-	ton	9.10
Sublevel Mecanizado	-	ton	7.55
Desquinche	3.5 x 3.5	m ³	25.80
Sostenimiento			
Perno Swellex 2.1 m	-	und	13.37
Malla electrosoldada	-	m ²	13.97
Instalación cimbra metálica	3.5 x 3.5	und	325.81
Shotcrete 2"	-	m ³	317.99
Enmaderado Chimenea	1.20 x 2.40	und	300.80
Relleno			
Relleno detrítico	-	m ³	3.59
Transporte			
Transporte c/dumper Desmonte	-	m ³	2.30
Transporte c/dumper Mineral	-	m ³	2.79

Fuente: Propia

Consideraciones: El costo fijo y los gastos generales a utilizar son el 15.00 % y la utilidad del 10.00%.

5.1.2. Definición del método de explotación

Para la selección del método de minado se realizó con el Método Nicholas.

- El método Nicholas dio un resultado, teniendo en primer lugar al método Open Pit, en segundo lugar, al método Sublevel Caving, en tercer lugar, al método Corte y Relleno, como es una mina subterránea, el método que mejor se ajusta al Cuerpo Úrsula 5 es el método Sublevel Caving que tiene un puntaje de **34.13**.
- El costo unitario total para el método de explotación SLC es de 31.72 \$/Ton y para el método Corte y Relleno es 45.87 \$/Ton.
- Las reservas extraíbles del Cuerpo Úrsula 5 son de 129,102 toneladas con dilución del 30 % y recuperación del 85 %, lo que modificó las reservas.
- La producción de mineral será de 781.8 ton/día y 23,455.20 ton/mes.
- El método a aplicarse en el Cuerpo Úrsula 5 en la Unidad Minera Las Águilas será el de Sublevel Caving, por las condiciones que presenta.

CONCLUSIONES

- Con el método Corte y Relleno Ascendente en el Cuerpo Úrsula 5 se tiene una productividad de 337 ton/día, y para el método Sublevel Caving en el Cuerpo Úrsula 5 la productividad es 781.84 ton/día. Lo que demuestra que el método Sublevel Caving permite mayor producción por día en comparación con el método Corte y Relleno Ascendente.
- En el Cuerpo Úrsula 5 sobre el Nv. 4280, el costo operativo es \$ 2,947,560.33 y el costo unitario es 45.87 \$/ton para el método Corte y Relleno Ascendente, mientras que para el método Sublevel Caving el costo operativo es de \$ 2,047,557.72 y el costo unitario es 31.72 \$/ton. Lo que demuestra que en el método Sublevel Caving el costo unitario es menor con respecto al método Corte y Relleno Ascendente y por lo tanto el costo operativo de igual manera es menor.
- Se evaluó las condiciones geomecánicas del Cuerpo Úrsula 5 tanto para el método de explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado y el método Sublevel Caving, donde se determinó que es factible el método Sublevel Caving con el sostenimiento adecuado según requiera las condiciones de terreno y el área de geomecánica.
- Se determinó los factores técnicos y económicos para el Cuerpo Úrsula 5, que nos permitirá el método de explotación Sublevel Caving que es masivo y por lo tanto nos ayudará a ampliar la producción.

RECOMENDACIONES

- Para implementar el método Sublevel Caving, se recomienda hacer un dialogo con la población local y los propietarios de los terrenos afectados, ya que parte de las operaciones de la Unidad Minera Las Águilas están en terrenos alquilados y de esta manera pedir su aprobación para iniciar con la implementación del método y así evitar problemas sociales.
- Se recomienda realizar un estudio económico para poder ver la rentabilidad del método de explotación Sublevel Caving y así poder determinar su viabilidad y de esa manera saber si va estar acorde a sus objetivos de la empresa minera.
- Es necesario hacer un estudio de subsidencia del terreno en la superficie para su evaluación y de esta manera poder implementar el método Sublevel Caving ya que es un método por hundimiento y así poder prevenir los riesgos y peligros que conlleva.
- Es importante hacer estudios geotécnicos y geomecánicos del área de influencia para poder implementar el método Sublevel Caving, donde se podrá evaluar y elegir el diseño apropiado para la estabilidad.
- Se recomienda la extensión de la construcción de la rampa, para continuar con la profundización y su respectiva mecanización de la mina.
- Para evitar problemas sociales con la población local, se recomienda hacer el transporte de mineral por las noches a través de campañas, hacia la planta de tratamiento.

BIBLIOGRAFIA

- Acosta, N. (2023). Investigación geomecánica para establecer el diseño de sostenimiento en la U.M. Huancapeti de la Mina Hércules, 2023. Ayacucho. Obtenido de https://repositorio.unsch.edu.pe/bitstream/UNSCH/5941/1/TESIS%20M867_Aco.pdf
- AGNITIA CONSULTORES S.A.C. (2022). *SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO Y DISEÑO DE MINA ZONA ÚRSULA*.
- Aguilar, O. B. (Junio de 2019). METODOS DE EXPLOTACIÓN SUBTERRANEASUBLEVEL CAVING EN YAURICOCHA. Cajamarca. Obtenido de <https://es.scribd.com/document/414733473/Informe-Subterranea-Sublevel-Caving-en-Yauricocha>
- Aquepucho, E. (2019). ESTANDARIZACIÓN DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA Y SU INFLUENCIA EN COSTOS. CASO CX 200, UNIDAD MINERA UNTUCA - CORI PUNO SAC. Cusco. Obtenido de https://repositorio.unsaac.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12918/4533/253T20190539_TC.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Brunton, I. (2009). THE IMPACT OF BLASTING ON SUBLEVEL CAVING MATERIAL FLOW BEHAVIOUR AND RECOVERY. Australia. Obtenido de https://espace.library.uq.edu.au/data/UQ_172746/n30331309_PhD_totalthesis.pdf?Expires=1716983290&Key-Pair-Id=APKAJKNB4MJBNC6NLQ&Signature=cSvOkQ8Lahj~ryL-oEHGoXwcgBMgDpeLi3AUU8a62gtKSixWJvNUZkrBq3Aq-JskRRBzzMCBO2-8sxkTPeDCgOOaBC37Ucq1SJjCAftiQOSL1xwwTvo
- Capes, G. (2009). Open Stope Hangingwall Design Based on General and Detailed Data Collection in Rock Masses With Unfavourable Hangingwall Conditions. Canada. Obtenido de https://central.bac-lac.gc.ca/.item?id=NR62618&op=pdf&app=Library&oclc_number=759668647
- Carhuamaca, J. (2018). Método de minado Sub Level Caving (SLC) para mejorar la recuperación de mineral - Mina Azulcocha - Concepción Industrial S.A.C. Huancayo. Obtenido de https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/5071/T010_71430588_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Castillo, L. (2005). Evaluación, calidad y gestión de calidad total en documentación. Obtenido de <https://www.uv.es/macass/T10.pdf>
- Cavieres, P. C. (2020). DIMENSIONAMIENTO DE MALLAS DE EXTRACCIÓN, BATEAS RECOLECTORAS Y PILAR CORONA PARA METODO PANEL CAVING EN ROCA PRIMARIA, MINA EL TENIENTE. Obtenido de <https://www.studocu.com/cl/document/universidad-de-santiago-de-chile/metodos-de-explotacion/publicacion-mallas-de-extraccion-rim-usach/17083015>
- Celedón, V. C. (2016). Clasificación de los yacimientos minerales. Obtenido de <https://es.slideshare.net/hehehehvim/clasificacion-de-los-yacimientos-minerales>

- CETEMIN . (2014). MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN MINERA. Obtenido de <https://es.scribd.com/document/430319774/d>
- Chacaltana, P. (Julio de 2019). Trade off – Corte y Relleno Ascendente y Tajeo por Subniveles para el cuerpo Copola de la mina Francis. Lima, Perú. Obtenido de https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/20.500.12404/16669/CHACALTANA_RODRIGUEZ_PEDRO_TRADE_OFF_CORTE_RELLENO.pdf?isAllowed=y&sequence=1
- Chávez, P. (2021). Aplicación del shotcrete vía seca como soporte y prevención de caída de rocas en el by pass 759 NW, zona Chisay, Compañía Minera Casapalca. Obtenido de https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/9259/4/IV_FIN_110_T_E_Chavez_Jayo_2021.pdf
- DCR Ingenieros S.R. Ltda. (Noviembre de 2011). EVALUACION GEOMECANICA DE LA ZONA DE BRECHAS Y ALTERNATIVAS DE METODOS DE MINADO, MINA MARCAPUNTA NORTE. Lima, Perú. Obtenido de <https://pdfcookie.com/documents/inf-geom-zona-de-brechas-dcr-ov14nyg3x8v1>
- DCR Ingenieros S.R.L. (2019). Estudio Geomecánico para el Minado Subterráneo de Vetas Las Úrsulas – U.M. Las Águilas.
- Deere. (FEBRERO de 1989). ROCK QUALITY DESIGNATION (ROD) AFTER TWENTY YEARS. Obtenido de <https://www.nrc.gov/docs/ml0037/ML003749192.pdf>
- DELPHOS. (2024). *Métodos de explotación*. Obtenido de <https://delphoslab.cl/index.php/54-dec/pde-2/281-metodos-de-explotacion>
- Departamento de Geología - U.M. Las Águilas. (Enero de 2023). Reserva de Minerales - Unidad Minera Las AGUILAS. Ocuvi.
- Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas. (Diciembre de 2020). Estudio Geomecánico General. Ocuvi.
- Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas. (Septiembre de 2022). Estudio Geomecánico General. Ocuvi.
- Departamento de Geomecánica y Geotecnia - U.M. Las Águilas. (2022). SUSTENTO TECNICO DE ELABORACION DE LA TABLA GEOMECANICA. Ocuvi.
- Departamento de Ingeniería - U.M. Yauliyacu. (2019). Analisis de precios unitarios. Obtenido de <https://es.scribd.com/document/429544763/Precios-de-Labores-de-Servicios>
- Departamento de Topografía - U.M. Las Águilas. (2023). PLANOS TOPOGRAFICOS - UNIDAD MINERA LAS AGUILAS. Ocuvi.
- DIANOIA Consulting. (Enero de 2016). Informe de la Fase de Identificación de Sitios Contaminados ECA Para Suelo – Unidad Minera Las Águilas. Obtenido de <https://www.scribd.com/document/407302406/IISC-LAS-AGUILAS-pdf>

- Díaz, A. C. (2012). Estudio Geológico Económico de Rocas y Minerales Industriales en la Región de Puno. Pág. 15. Lima, Perú: Ministerio de Energía y Minas. Obtenido de <https://hdl.handle.net/20.500.12544/229>
- Epiroc. (2024). Equipos de perforación de producción. España. Obtenido de <https://www.epiroc.com/es-es/products/drill-rigs/production-drill-rigs>
- EXSA. (Septiembre de 2020). Análisis comparativo de métodos de fragmentación de roca mediante voladura. Obtenido de <https://es.scribd.com/document/475226605/MANUAL-DE-VOLADURA-exsa>
- FAMESA. (2015). EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA. Lima, Perú. Obtenido de <https://www.famesa.cl/wp-content/uploads/2016/11/FT-Cordon-detonante-Pentacord-Especial.pdf>
- Flores, C. (2017). OPTIMIZACIÓN EN EL SISTEMA DE PERFORACIÓN DEL JUMBO HIDRÁULICO BOLTER 88D PARA MEJORAR LA PRODUCTIVIDAD EN LA COMPAÑÍA MINERA ATACOCHA. HUANCAYO. Obtenido de <https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/1578/TESIS01.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Gonzales, J. (2019). “REDUCCIÓN DE COSTOS OPERATIVOS EN LABOR CARMEN NV. 3040 MEDIANTE LA OPTIMIZACIÓN DE ESTÁNDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA, CIA. MINERA PODEROSA S.A -2018. Abancay. Obtenido de https://repositorio.unamba.edu.pe/bitstream/handle/UNAMBA/895/T_0561.pdf
- Guarniz, S. (2020). METODO DE EXPLOTACIÓN: HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES (SUBLEVEL CAVING). Obtenido de <https://www.scribd.com/document/540418689/Metodo-de-explotacion-Sub-Level-Caving>
- Guevara, D. (2020). Reporte Técnico Yauricocha R&R. Obtenido de [https://www.smv.gob.pe/ConsultasP8/temp/Reporte%20Tecnico%20Yauricocha%20NI%2043-101%20\(2\).pdf](https://www.smv.gob.pe/ConsultasP8/temp/Reporte%20Tecnico%20Yauricocha%20NI%2043-101%20(2).pdf)
- Herrera, E. (2019). Introducción a la Minería Subterránea. Madrid. Obtenido de https://oa.upm.es/62723/1/CARACT_MINERIA_INTERIOR_LM1B4T1R0-20191114.pdf
- Hoek, E. C. (2002). El criterio de rotura de Hoek-Brown – Edición 2002. Obtenido de https://www.researchgate.net/publication/255644086_El_criterio_de_rotura_de_Hoek-Brown_-_Edicion_2002_Hoek-Brown_failure_criterion_-_2002_Edition
- Inacap. (2018). Pernos Swellex Labores mineras de Fortificación. Obtenido de <https://es.slideshare.net/slideshow/perno-swellex-labores-mineras-de-fortificacin/86416724>
- INGEMMET. (2015). OCUVIRI Geología y Metalogenia. Obtenido de https://www.researchgate.net/publication/281870387_Ocuviri_Geologia_y_Metalogenia

- JICA. (Febrero de 2018). Guideline for Rock Mass Classification System - Japan International Cooperation Agency. Obtenido de <https://openjicareport.jica.go.jp/pdf/12303558.pdf>
- Jimenez, L. (2020). Práctica sobre accesorios y componentes de voladura en minería. Obtenido de <https://es.scribd.com/document/486690371/ptactica-1>
- JRC Ingenieria y Construccion. (2019). Analisis de precios unitarios. Obtenido de <https://es.scribd.com/document/382429706/Precios-Unitarios-JRC-Brocal-2-Wr>
- KLEF E.I.R.L. (2022). Colibrí. Obtenido de <https://www.klefminería.com/colibri/>
- Laubscher, D. (1994). Cave mining-the state of the art. Obtenido de <https://www.saimm.co.za/Journal/v094n10p279>
- Lavado, B. &. (2018). IMPLEMENTACIÓN DEL INVERT MEDIANTE UN ANÁLISIS DE CONVERGENCIAS PARA INCREMENTAR EL RENDIMIENTO DE LAS CIMBRAS DE LOS TAJOS KARLITA Y ANGELITA, EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL CAVING EN SOCIEDAD MINERA CORONA S.A. -U.P. CACHI-CACHI -2015. Obtenido de <https://1library.co/document/zx526xwq-implementacion-mediante-analisis-convergencias-incrementar-rendimiento-angelita-explotacion.html>
- Llontop, J. (2023). Diseño y Control de Operaciones de Perforación y Voladura con Taladros Largos. Obtenido de https://ise-latam.com/en/cursos/diseño-y-control-de-operaciones-de-perforación-y-voladura-con-taladros-largos?utm_source=cursos&utm_medium=card&utm_campaign=diseño-y-control-de-operaciones-de-perforación-y-voladura-con-taladros-largos&utm_term=Dise%C3%B1o
- Loja, J. (2006). "METODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL CAVING MINA ISCAYCRUZ - UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA FACULTAD DE INGENIERIA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA. Lima, Perú. Obtenido de <https://1library.co/document/z3dp81dy-metodo-de-explotacion-sub-level-caving-mina-iscaycruz.html>
- López, S. (10 de Julio de 2018). PRODUCTIVIDAD DEL PROCESO MINERO, MAS ALLADE LA PRODUCCION. Obtenido de <https://uctunexpo.autanabooks.com/index.php/uct/article/download/25/28/>
- Mendoza, J. (Noviembre de 2016). Métodos de explotación subterránea sin soporte o hundimiento. Obtenido de <https://es.slideshare.net/jhonmendoza1238/mtodos-de-explotacin-subternea-sin-soporte-o-hundimiento>
- MINEM. (2023). Reporte de producción de los principales recursos minerales metálicos y no metálicos que se extraen en el Perú. Este reporte se elabora sobre la base de las estadísticas. Obtenido de https://www.minem.gob.pe/_estadisticaSector.php?idSector=1
- Ministerio de Minas y Energía Colombia. (2003). Glosario técnico minero. Bogota. Obtenido de <https://www.anm.gov.co/sites/default/files/DocumentosAnm/glosariominero.pdf>

- Mucha, A. (2019). APLICACIÓN DE CABLE BOLTING COMO REFORZAMIENTO DEL SOSTENIMIENTO PARA PODER ESTABILIZAR AL MACIZO ROCOSO, EN LA UNIDAD DE PRODUCCIÓN CARAHUACRA – COMPAÑÍA MINERA VOLCAN S.A.A. Cerro de Pasco. Obtenido de <http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/581/1/TESIS%20DE%20APLICACION%20DE%20CABLE%20BOLTING%2008-01-2019.pdf>
- Muruaga, S. (2016). SELECCIÓN DE MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN PARA VETAS ANGOSTAS. Chile. Obtenido de <https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/139743/Seleccion-de-metodos-de-explotacion-para-vetas-angostas.pdf?sequence=1>
- Nicholas, D. (1981). METHOD SELECTION - A NUMERICAL APPROACH. Tucson, Arizona. Obtenido de https://www.cnitucson.com/publications/1981_Nicholas_436-Method%20Selection%20-%20A%20Numerical%20Approach%201981.pdf
- Olivares, M. (2009). MINADO DEL CUERPO TINYAG POR EL METODO DEL MÉTODO SUBLEVEL CAVING EMPRESA MINERA LOS QUENUALES-UNIDAD MINERA ISCAYCRUZ. Obtenido de <https://library.co/document/y4w7rpvq-minado-tinyag-metodo-sublevel-caving-empresa-quenuales-iscaycruz.html>
- Osorio, M. (2021). Diseño de malla de perforación y voladura en la construcción del Bypass 4250 de la Empresa Administradora Chungar S.A.C. Cerro de Pasco. Obtenido de http://repositorio.undac.edu.pe/bitstream/undac/2223/1/T026_04072028_T.pdf
- Ovalle, L. (2019). EFICIENCIA OPERATIVA EN LOS PROCESOS DE PERFORACION, VOLADURA, CARGUIO, ACARREO Y SOSTENIMIENTO EN LA UNIDAD MINERA RAURA - HUANUCO. Obtenido de https://repositorio.unsaac.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12918/5453/253T20190902_TC.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Oyarzun, R. H. (2010). Yacimientos Minerales, Minería y Producción de Metales: de la Naturaleza al Consumidor. Obtenido de https://www.aulados.net/GEMM/Documentos/San_Quintin_Innova/Yacimientos_Minerales_Historia_SQ.pdf
- Palmstrom, A. (2005). Measurements of and Correlations between Block Size and Rock Quality Designation (RQD) . Obtenido de https://www.rockmass.net/ap/77_Palmstrom_on_Block_size_and_RQD.pdf
- PEREZ, J. (2015). INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL UNIDAD MINERA “SAN SALVADOR 27 TACAZA” DEL CONSORCIO DE INGENIEROS EJECUTORES MINEROS S.A. CIEMSA. Arequipa, Perú. Obtenido de <chrome-extension://efaidnbmninnibpcapjpcglclefindmkaj/https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/ebaab7aa-50af-4be7-ab95-2e8ca83fa954/content>
- POLITÉCNICA. (2020). Introduccion a la Minería Subterránea. Vol. IV: Métodos de explotación interior. Madrid. Obtenido de https://oa.upm.es/62726/1/METODOS_MINERIA_INTERIOR_LM1B4T4R0-20200406.pdf

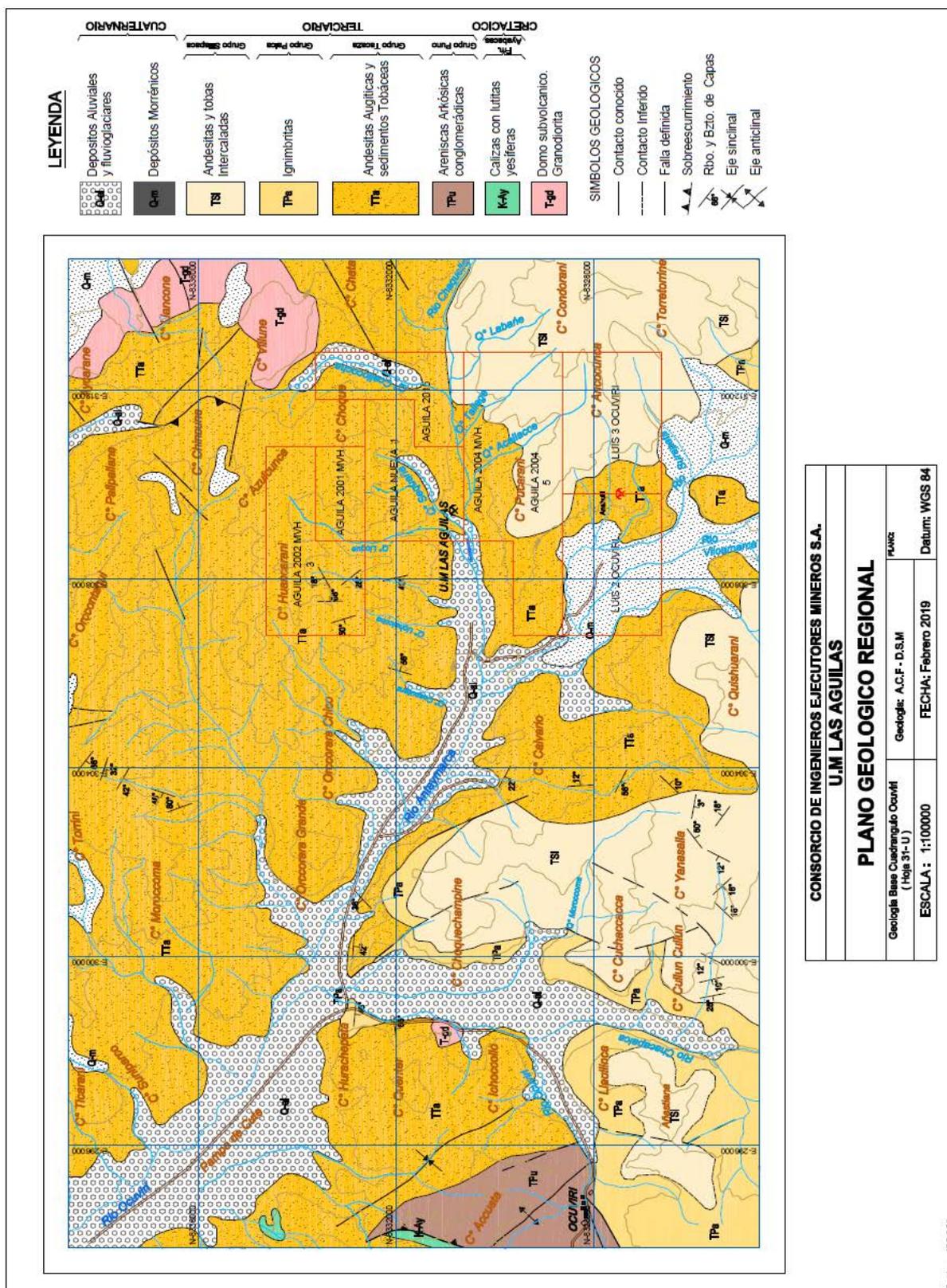
- Priest, S., & Hudson, J. (1976). Discontinuity spacings in rock. Obtenido de <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/0148906276908184?via%3Dihub>
- Quinto, L. (2022). Diseño de malla de perforación y voladura en SLS – Taladros largos para mejorar la estabilidad de las excavaciones subterráneas en mina Animón de Volcan Compañía Minera S.A.A. Huancayo, Perú. Obtenido de https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/8081/T010_44324947_T.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Quiroa, M. (diciembre de 2019). Producción. Obtenido de <https://economipedia.com/definiciones/produccion.html>
- Rebata, F. (2006). INGENIERIA BASICA Y EVALUACIÓN TECNICA -ECONÓMICA METODO DE EXPLOTACIÓN HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES MINA TINYAG-U.P. ISCAYCRUZ. Lima. Obtenido de <https://1library.co/document/z3dpk67y-ingenieria-evaluacion-economica-explotacion-hundimiento-subniveles-iscaycruz-glengore.html>
- Rojas, B. (2023). Aplicación de parámetros técnicos de Nicholas para la elección del método de minado Mina Yuraocsha - Ulcumayo. Huancayo. Obtenido de https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/13273/1/IV_FIN_110_T_E_Rojas_Poma_2023.pdf
- Rosas, L. (Septiembre de 2019). Apuntes Labores Mineras Y Fortificación (Versión Final). Obtenido de <https://es.scribd.com/document/427681773/Apuntes-Labores-Mineras-Y-Fortificacion-Version-Final>
- Ruelas, A. (Noviembre de 2012). SISTEMA DE TRATAMIENTO DE LOS EFLUENTES LIQUIDOS DE LAS ACTIVIDADES MINERO - METALURGICAS, UNIDAD MINERA "LAS AGUILAS". Obtenido de <https://idoc.tips/tratamiento-de-agua-aguilas-pdf-free.html>
- Salazar, E. (2021). Evaluación geofísica de polarización inducida IP resistividad y refracción sísmica del Proyecto Las Aguilas. Obtenido de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/15739>
- Sapallanay, P. (2022). MEJORAMIENTO DEL SUB LEVEL CAVING EN UNA UNIDAD MINERA. Obtenido de https://repositorio.uni.edu.pe/bitstream/20.500.14076/22981/1/sapallanay_rp.pdf
- Servicio Geologico Mexicano. (2017). Clasificación de yacimientos minerales. Mexico. Obtenido de https://www.sgm.gob.mx/Web/MuseoVirtual/Aplicaciones_geologicas/Clasificacion-de-yacimientos-minerales.html
- Servicio Geologico Mexicano. (2023). Explotación minera. México. Obtenido de https://www.sgm.gob.mx/Web/MuseoVirtual/Aplicaciones_geologicas/Explotacion-minera.html
- Servicio Geologico Mexicano. (2023). Yacimientos Minerales. Obtenido de https://www.sgm.gob.mx/Web/MuseoVirtual/Aplicaciones_geologicas/Yacimientos-

minerales.html#:~:text=Cuerpo%20mineralizado%20o%20dep%C3%B3sito%20mine
ral,profundidad%20o%20en%20la%20superficie.

- Slingerland, R. S. (1986). OCCURRENCE AND FORMATION OF WATER-LAID PLACERS. Obtenido de https://www.researchgate.net/publication/234148825_Occurrence_and_Formation_of_Water-Laid_Placers
- Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (2011). SME MINING ENGINEERING HANDBOOK. *3ra edición*, Pag. 1417. (P. Darling, Ed.)
- Solano, R. (2008). APLICACIÓN DE LOS PRINCIPIOS DEL FLUJO GRAVITACIONAL AL DISEÑO GEOMÉTRICO DEL SUBLEVEL CAVING. Huancayo, Perú. Obtenido de <https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/3155/Solano%20Contreras.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Torres, R. (Septiembre de 2022). Reservas de minerales. Chile: Biblioteca del Congreso Nacional de Chile/ BCN. Obtenido de https://obtienearchivo.bcn.cl/obtienearchivo?id=repositorio/10221/33577/1/Reservas_Minerales.pdf
- Vásquez, J. (2018). OPTIMIZACIÓN DE PLANES MINEROS EN MINAS EXPLOTADAS POR PANEL CAVING INCLUYENDO ACTIVIDADES DE PREPARACIÓN MINERA. Chile. Obtenido de <https://repositorio.uchile.cl/handle/2250/159413>
- Vílchez, W., & Vílchez, L. (2015). Estudio comparativo de construcción de chimeneas, por método convencional Ch. 340 SW y mecanizado con plataforma trepadora Alimak Ch. 480 SW, en la Zona Torre de Cristal de la Compañía Minera Raura S.A. Huancayo. Obtenido de <https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/3859/Vilchez%20Cordova.pdf?sequence=1>
- Villegas, J. (2015). ESTUDIO DE FACTIBILIDAD PARA LA CONSTRUCCIÓN DE UN NUEVO DEPÓSITO PARA LA DISPOSICIÓN DE RELAVES MEDIANTE LA IMPLEMENTACIÓN DE UN ESPESADOR EN LA PLANTA CONCENTRADORA SANTA LUCIA, U. M. TACAZA CIEMSA". Arequipa, Perú. Obtenido de <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/b4b3ec1a-93a4-42ed-bcb4-7c2600242888/content>

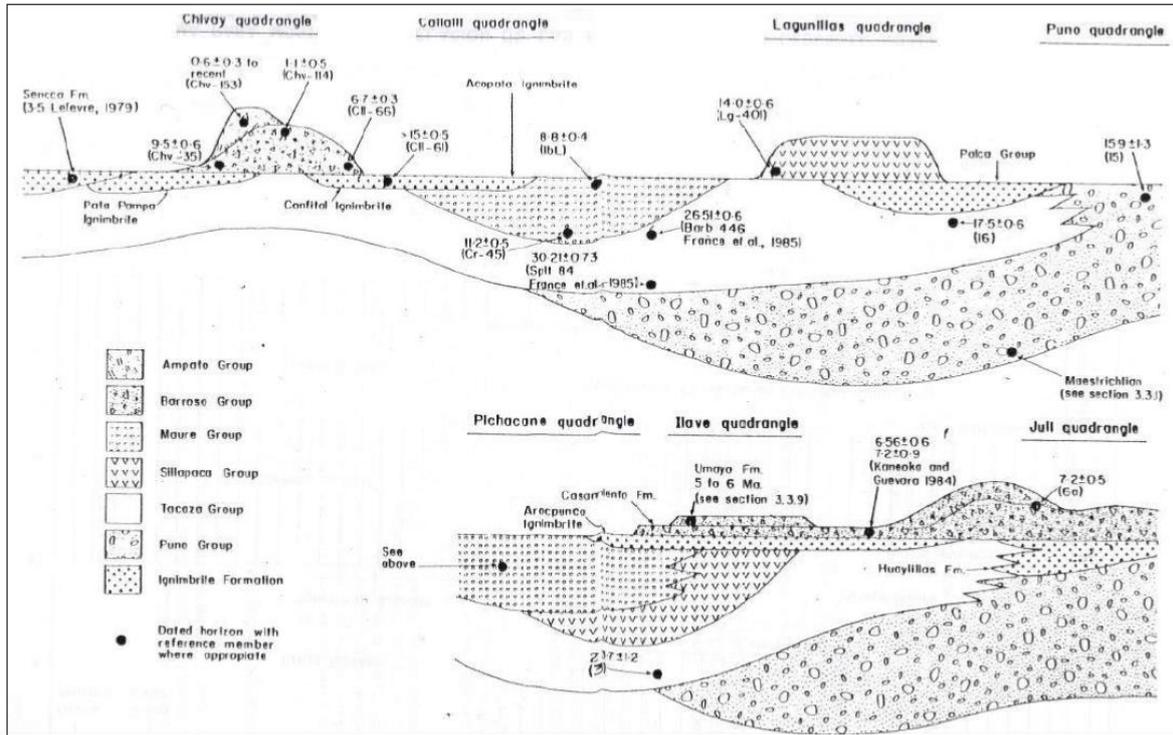
ANEXOS

ANEXO A. Plano Geología Regional Unidad Minera Las Águilas



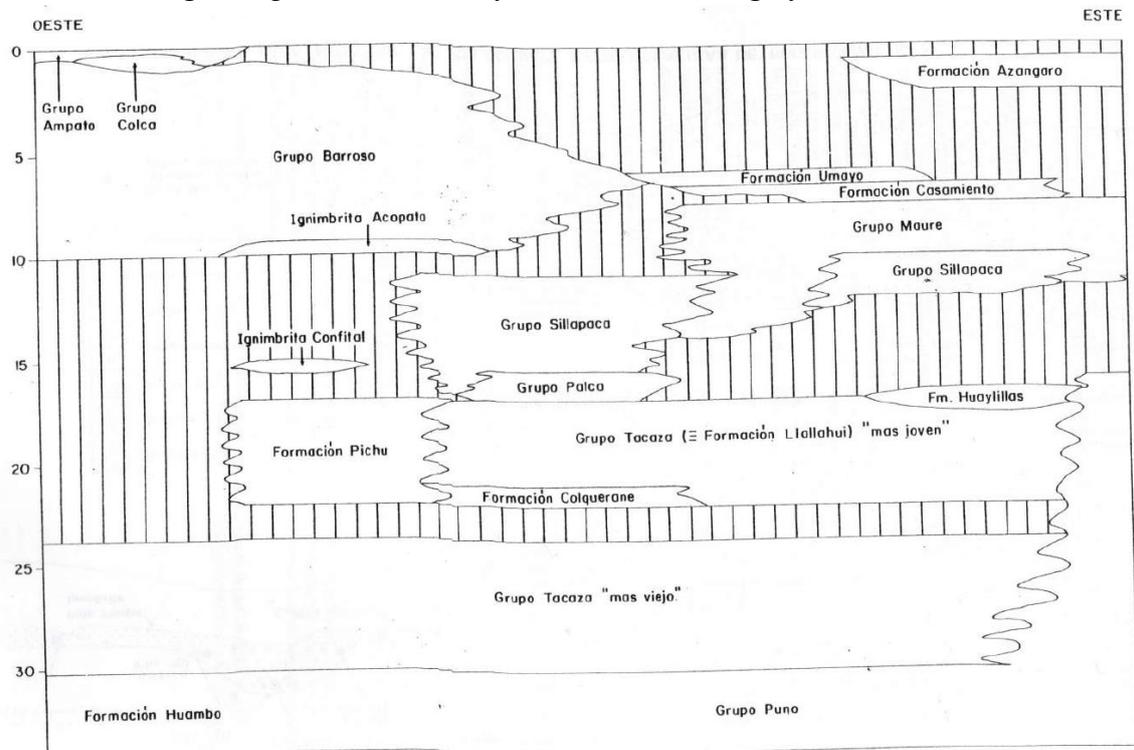
Fuente. Extraído de (Salazar, 2021)

ANEXO B. Diagrama para mostrar las relaciones estratigráficas de rocas cenozoicas en el sur del Perú



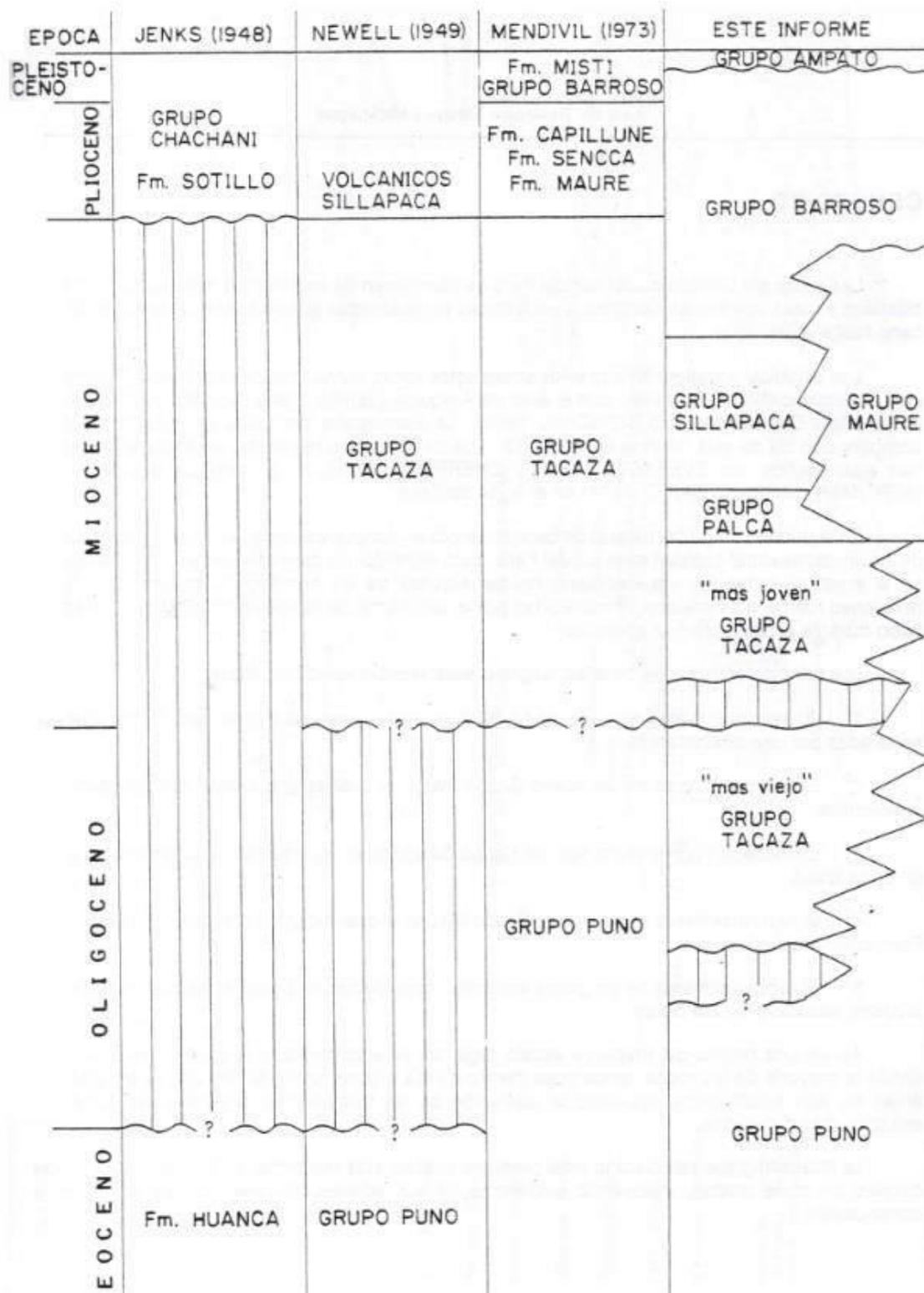
Fuente: INGEMMET

ANEXO C. Diagrama para mostrar las formaciones estratigráficas en el sur del Perú



Fuente. Extraído de (INGEMMET, 2015)

ANEXO D. Estratigrafías cenozoicas comparadas en el sur del Perú



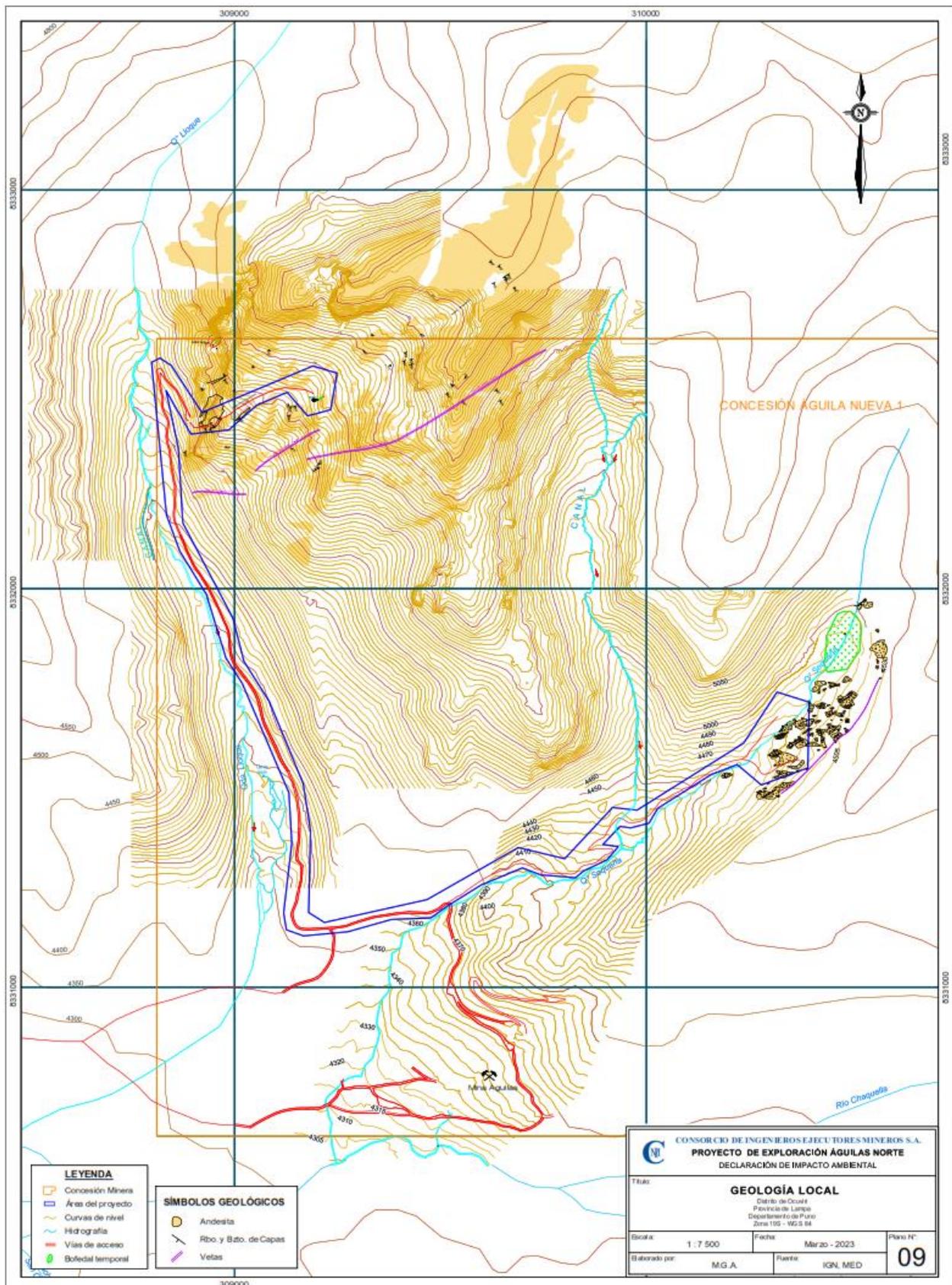
Fuente. Extraído de (INGEMMET, 2015)

ANEXO E. Diagrama para mostrar las formaciones estratigráficas en el sur del Perú

ERA	SISTEMA	ALTO CONDOROMA	LIMITE ALTIPLANO-CORDILLERA OCCIDENTAL	ALTIPLANO	MAGMATISMO	
GENOZOICO	CUATERNARIO					
		Plioceno				
	NEOGENO	Mioceno	Gp. Barroso	Gp. Sillapaca	Gp. Sillapaca	Babolito
			Gp. Sillapaca	Gp. Palca	Gp. Palca	Colque-Cupi
			Gp. Palca	Gp. Tacaza	Gp. Tacaza	
	PALEOGENO	Oligoceno	Gp. Tacaza	Gp. Tacaza	Gp. Tacaza	
		Eoceno	Gp. Puno	Gp. Puno	Gp. Puno	
	MESOZOICO	Cretácico	Fm. Ayabacas	Fm. Ayabacas		
Fm. Hualhuani						
Jurásico						
Triásico						
PALEOZOICO	Pérmico					
	Carbonífero		Gp. Ambo			
	Devónico					

Fuente. Extraído de (INGEMMET, 2015)

ANEXO F. Plano Geología Local Unidad Minera Las Águilas



Fuente. Extraído de (Departamento de Topografía - U.M. Las Águilas, 2023)

ANEXO G. Costo Unitario de Sostentamiento de Corte y Relleno Ascendente

CyR Ascendente				
SOSTENIMIENTO				
RAMPA (m):		424		
e (m)	Perno (\$)	Malla (\$)	Shotcrete (\$)	
1.3	19557.64	57100.42	64986.98	141645.04
CRUCERO/ACCESO A CHIMENEA/BYPASS				
(m):		241		
e (m)	Perno (\$)	Malla (\$)		
1.5	9666.51	32455.6628	42122.173	
PIVOTS/CAMARA EN "H" (m): 202				
e (m)	Perno (\$)	Malla (\$)		
1.5	6292.7242	27203.5016	33496.226	
DESQUINCHE (m): 425				
Roca tipo V. Labor permanente cimbras (m): 150				
e (m)	(\$)			
1.5	32581.00			
Roca tipo IVB (m): 185				
e (m)	Perno (\$)	Malla (\$)	Shotcrete (\$)	
1.2	9275.44	24914.10	28355.17	62544.70
Desquinche, acceso hacia las chimeneas (m): 90				
e (m)	Perno (\$)	Malla (\$)		
1.5	3609.9	12120.372	15730.272	110855.98
CHIMENEAS:				
(m)	(\$)			
201	60460.8			
TOTAL (\$)				388580.21
COSTO UNITARIO (\$/ton)				6.05

Fuente. Propia

ANEXO H. Costo Unitario de Desmonte de Corte y Relleno Ascendente

CyR Ascendente		
DESMONTE		
DESQUINCHE:		
Bocamina-Acceso crucero (m)	Acceso a chim. relleno (m)	
335	90.00	425.00
<i>De 2.4 m * 2.1 m a 3.5m * 3.5m</i>		
2.4 m * 2.1 m (m3)	5206.25	
3.5m * 3.5m (m3)	2142	3064.25
CRUCERO/RAMPA/ACCESO A CHIMENEA/BYPASS (m):		
(m)	(m3)	
665	8146.25	
PIVOTS/CAMARA EN "H" (m):		
(m)	(m3)	
202	2262.4	
CHIMENEA RELLENO/VENTILACIÓN		
(m)	(m3)	
87	259.56	
TOTAL (m3)		13732.46
TOTAL (\$)		30074.09
COSTO UNITARIO (\$/ton)		0.47

CyR Ascendente				
MINERAL				
1.-	h (m)	(m3)	(\$)	Costo Unitario (\$/ton)
	60	37800	105462	0.82
2.-	h (m)	(m3)	(\$)	Costo Unitario (\$/ton)
	30	18900	52731	0.82

Fuente. Propia

ANEXO I. Costo Unitario de Avances y Desquinche de Corte y Relleno Ascendente

CyR Ascendente		
COSTO AVANCES		
DESQUINCHE BOCAMINA-CRUCERO:		
(m)	(m3)	(\$/)
335	2415.35	62316.03
DESQUINCHE ACCESO HACIA CH.:		
(m)	(m3)	(\$/)
90	2415.35	16741.62
CRUCERO:		
(m)	(\$/)	
54	28957.5	
RAMPA:		
(m)	(\$/)	
424	233963.2	
PIVOTS:		
(m)	(\$/)	
144	77220	
ACCESO A CHIMENEA:		
(m)	(\$/)	
95	50943.75	
CAMARA EN H:		
(m)	(\$/)	
58	31102.5	
BYPASS INTERIOR:		
(m)	(\$/)	
92	49335	
CHIMENEAS:		
(m)	(\$/)	
201	58486.98	
TOTAL (\$)		609066.58
COSTO UNITARIO (\$/ton)		9.48

CyR Ascendente		
DESQUINCHE		
DESQUINCHE PIVOTS:		
(m)	(m3)	(\$/)
264	2956.8	76285.44
DESQUINCHE PIVOTS/CAMARA EN H:		
(m)	(m3)	(\$/)
464	5196.8	134077.44
DESQUINCHE N°1:		
(m)	(m3)	(\$/)
17	190.4	4912.32
DESQUINCHE PIVOT GALERIA ESTE:		
(m)	(m3)	(\$/)
17	190.4	4912.32
TOTAL (\$)		220187.52
COSTO UNITARIO (\$/ton)		3.43

CyR Ascendente Breasting		
DESQUINCHE		
PIVOTS/DESQUINCHE (\$)		76285.44
PIVOTS/CAMARA H (\$)		134077.44
DESQUINCHE N°1 (\$)		4912.32
PIVOTS GALERIA ESTE (\$)		4912.32
TOTAL (\$)		220187.52
COSTO UNITARIO (\$/ton)		3.43

Fuente. Propia

ANEXO J. Costo Unitario de Avances de Sublevel Caving

SUBLEVEL CAVING		
COSTO AVANCES		
DESQUINCHE:		
(m)	(m3)	(\$/)
335	2415.35	62316.03
CRUCERO:		
(m)	(\$/)	
54	28957.5	
RAMPA:		
(m)	(\$/)	
424	233963.2	
CAMARA:		
(m)	(\$/)	
54	28957.5	
BYPASS:		
(m)	(\$/)	
270	144787.5	
VENTANAS:		
(m)	(\$/)	
433	232196.25	
CHIMENEA:		
(m)	(\$/)	
86	25024.28	
TOTAL (\$)		756202.26
COSTO UNITARIO (\$/ton)		11.71

Fuente. Propia

ANEXO K. Costo Unitario de Sostenimiento de Sublevel Caving

SUBLEVEL CAVING				
COSTO SOSTENIMIENTO				
RAMPA (m): 424				
e (m)	Perno (\$)	Malla (\$)	Shotcrete (\$)	
1.3	19557.64	57100.42	64986.98	141645.04
CRUCERO (m): 54				
e (m)	Perno (\$)	Malla (\$)	Shotcrete (\$)	
1.5	2707.425	7272.2232	8276.64	18256.292
CAMARA (m): 54				
e (m)	Perno (\$)	Malla (\$)		
1.5	2165.94	7272.2232	9438.1632	
VENTANAS (m): 433				
Roca tipo IVA. Labor temporal (m): 150				
e (m)	Perno (\$)	Malla (\$)	Shotcrete (\$)	
1.3	14852.73	43364.00	49353.32	107570.05
Roca tipo IIIB. Labor temporal (m): 111				
e (m)	Perno (\$)	Malla (\$)		
1.3	5120.04	14948.46	20068.50	127638.55
DESQUINCHE (m): 335				
Roca tipo V. Labor permanente cimbras (m): 150				
e (m)	(\$)			
1.5	32581.00			
Roca tipo IVB (m): 185				
e (m)	Perno (\$)	Malla (\$)	Shotcrete (\$)	
1.2	9275.44	24914.10	28355.17	62544.70
				95125.70
BYPASS (m): 270				
e (m)	Perno (\$)	Malla (\$)		
1.5	10829.7	36361.116	47190.816	
CHIMENEAS (m): 86				
(m)	(\$)			
86	25868.8			
TOTAL (\$)				465163.36
COSTO UNITARIO (\$/ton)				7.2

Fuente. Propia

ANEXO L. Costo Unitario de Mineral y desmonte de Sublevel Caving

SUBLEVEL CAVING				
MINERAL				
1.-	h (m)	(m3)	(\$)	Costo Unitario (\$/ton)
	60	37800	105462	0.82
2.-	h (m)	(m3)	(\$)	Costo Unitario (\$/ton)
	30	18900	52731	0.82

SUBLEVEL CAVING				
DESMONTE				
DESQUINCHE:				
	(m)	(3.5*3.5) (m3)	(2.4*2.1) (m3)	
	335	4103.75	1688.4	2415.35
CRUCERO/RAMPA/CAMARA/BYPASS:				
	(m)	(m3)		
	802	9824.5		
VENTANAS:				
	(m)	(m3)		
	433	3332		
CHIMENEA:				
	(m)	(m3)		
	86	247.68		
TOTAL (m3)				15819.53
TOTAL (\$)				34644.7707
COSTO UNITARIO (\$/ton)				0.54

Fuente. Propia

ANEXO M. Costo unitario de excavación de chimenea de 1.20 m x 2.40 m

DESCRIPCION	UNIDA D	CANTID AD	PRECI O US\$	PARCI AL US\$	TOTA L US\$
1. MANO DE OBRA					
Maestro perforista	HH	8.00	2.80	22.40	
Ayudante perforista	HH	8.00	2.00	16.00	
Maestro enmaderador	HH	4.00	2.80	11.20	
Ayudante enmaderador	HH	4.00	2.00	8.00	
Bodeguero	HH	1.00	1.50	1.50	
Capataz	HH	2.00	3.00	6.00	
Leyes sociales (65%)				42.32	107.42
2. BARRENOS Y BROCAS					
Barreno de perforación de 3 pies	M	39.60	0.18	7.13	
Barreno de perforación de 6 pies	M	39.60	0.24	9.50	16.63
3. EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS					
Dinamita de 60%	KG	9.00	1.90	17.10	
Faneles con micro retardo	Pieza	18.00	1.28	23.04	
Cordón detonante 3P	M	4.60	0.15	0.69	
Guía	M	2.00	0.10	0.20	
	UNIDA				
Fulminante N°6	D	1.00	0.12	0.12	41.15
4. EQUIPO DE PERFORACIÓN					
Máquina perforadora Stoker	HM	8.00	10.00	80.00	
Máquina patinadora	HM	2.00	3.00	6.00	
Manguera jebe 1"	M	1.80	0.15	0.27	
Manguera jebe 1/2"	M	1.80	0.10	0.18	
Compresora neumática de 1,000 CFM	HM	4.00	30.00	120.00	206.45
5. SOSTENIMIENTO					
Puntal de madera de 6"	M	7.20	5.00	36.00	
Tablas de 2"x6"	M	8.00	6.00	48.00	
Escaleras de madera	M	1.00	20.00	20.00	104.00
6. OTROS					
Implementos de seguridad personal	Tarea	1.00	0.90	0.90	
Lámparas mineras	Tarea	1.00	2.90	2.90	
Herramientas manuales	%MO	5.00	5.37	26.85	30.65
TOTAL					506.30
Metros de avance/disparo					1.74
COSTO POR METRO					290.98

Fuente. Extraído de (Vílchez & Vílchez, 2015)

ANEXO N. Costo Unitario de Instalación de Perno Swellex

Costo Unitario de Instalación de Perno Swellex 41mm					TC	3.3
DESCRIPCIÓN	SOSTENIMIENTO		Longitud de perforación	pies	5	
			Eficiencia de perforación	%	0.93	
Tipo de roca			Longitud real perforada	pies	4.65	
Indicador geomecánico						
Longitud de labor	3.5	m				
Ancho de labor	3	m	Pies perforados	pies	186	
Rendimiento por guardia	40	pernos				

MANO DE OBRA	CANTIDAD	SALARIO Soles S/	BB. SS %	SUBTOTAL Soles S/	INCIDENCIA %	SUBTOTAL US\$	TOTAL, US\$/Perno
Maestro perforista	1	52.83	1.04	107.661	1.5	48.94	1.22
Ayudante perforista	1	42.83	1.04	87.282	1.5	39.67	0.99
Capataz	1	62.83	1.04	128.04	0.15	5.82	0.15
Ing. Guardia	1	136.16	0.6	218.314	0.15	9.92	0.25
							2.61
EPP	CANTIDAD	COSTO/DIA US\$	INCIDENCIA DIA/LABORES			SUBTOTAL US\$	TOTAL, US\$/PERNO
Maestro perforista	1	3.38	1			3.38	0.08
Ayudante perforista	1	3.38	1			3.38	0.08
Capataz	1	3.14	0.1			0.31	0.01
Ing. Guardia	1	2.77	0.1			0.28	0.01
						9.68	0.18
HERRAMIENTAS		COSTO/DIA US\$					
Costo herramientas		6.39					0.16
PERFORACIÓN		PRECIO UNITARIO US\$	VIDA UTIL PP	OST. UNIT. US\$ PP	PP SOSTENIMIENTO	SUBTOTAL US\$	TOTAL, US\$/PERNO
Barra cónica de 4 pies		63.7	1500	0.042	160	6.79	0.17
Barra cónica de 6 pies		89.64	1500	0.06	80	4.78	0.12
Barra cónica de 8 pies		95.55	1500	0.064	0	0	0
Broca de 41 mm		24.12	200	0.121	240	28.94	0.72
Maquina perforadora Jackleg Rnp		4637.38	100000	0.046	186	8.63	0.22
Mangueras de aire 1" x 50m		77.75	11667	0.01	186	1.24	0.03
Manguera de agua de 1/2" x 50m		40	11667	0	186	0.64	0.02
Aceite de perforación		12	600	0.02	186	3.72	0.09
							1.37
MATERIALES					CANT. UTILIZADA	SUBTOTAL US\$	TOTAL US\$/PERNO
Swellex		3	1		40	120.0	3.0
Placa de sujeción para Swellex-arandelas		0	0		0	0.0	0.0
Mangueras de agua, para ejercer precisión sobre el perno 41mm		50	11667		1	50.0	1.3
Bomba para la inyección de agua (accionada por aire comprimido)		80	1500		1	80.0	2.0
							6.25
COSTO DIRECTO						US\$	10.57
GASTOS GENERALES 15%			0.15				1.586
UTILIDADES 10%			0.1				1.216
TOTAL COSTO US\$/Perno							13.37

Fuente. Extraído de (Inacap, 2018)

ANEXO Ñ. Costo unitario de instalación de malla electrosoldada

ANÁLISIS DE PRECIOS UNITARIOS						
PARTIDA: Malla electrosoldada			Rendimiento: 20			13.9
DIMENSIONES:			m2/gdia			7
UNIDAD DE MEDIDA: m2			Horas por guardia: 10.28 h			
ELABORADO POR: JRC Ingeniería y Construcción S.A.C.						
CLIENTE: SMEBSAA						
FECHA DE ELAB: Diciembre-09						
Ítem	Descripción	Can	Und.	P.U	S -	Tot
m		t.		(US\$)	Parcial	Total
1	MANO DE OBRA					
	Maestro perforista	10.2				
		8	hh	5.71	58.69	2.93
	Ayudante mina	20.5				
		6	hh	5.42	111.44	5.57
	Bodeguero	1	hh	5.42	5.42	0.27
	Jefe de guardia	1	hh	14.03	14.03	0.7
						9.47
2	MATERIALES					
	Malla electrosoldada	20	m2			
3	HERRAMIENTAS					
	Implementos de Seguridad Normal	0.08	%	189.59	14.22	0.71
	Herramientas manuales	0.05	%	189.59	8.53	0.43
	Lámpara minera	32.8				
		4	hh	0.12	3.83	0.19
						1.33
4	EQUIPOS					
	Escalera	7.5	hm	0.2	1.5	0.13
	Cargador de lámparas	32.8				
		4	hh	0.26	8.51	0.43
						0.56
COSTO DIRECTO						11.36
GASTOS GENERALES			13%			1.48
UTILIDAD			10%			1.14
COSTO TOTAL			US\$/m2			13.97

Fuente. Extraído de (JRC Ingeniería y Construcción, 2019)

ANEXO O. Costo unitario de instalación de cimbra 3.5 m x 3.5 m

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.								
PARTIDA:	Instalación de Cimbra 3,5x3,5 (H4)				FECHA:	Oct-19		
EQUIPOS:	Jackleg para patillas				PESO	N° Taladros	10 u	
SECCION:	3.50	x	3.50	m2	175 Kg	ESTÁNDAR	0.90 ml	
						VOLUM:	13.78 m3 roto	
ITEM	DESCRIPCION	INCID.	UNI.	CANTID.	PRECIO UNITARIO	P.PARC. \$	SUBTOT. \$	TOTAL US\$/ML
1.-	MANO DE OBRA							
	Maestro	1.000	h-h	8.00	3.61 \$/hr	28.92	32.13	
	Ayudante	2.000	h-h	16.00	3.35 \$/hr	53.66	59.62	
	Perforista	0.250	h-h	2.00	3.61 \$/hr	7.23	8.03	
	Lider/Maestro/Capataz	0.100	h-h	0.80	5.01 \$/hr	4.01	4.46	
	Bodeguero	0.100	h-h	0.80	3.35 \$/hr	2.68	2.98	
	Jefe de Guardia	0.100	h-h	0.80	9.21 \$/hr	7.37	8.19	115.41
		<u>3.550</u>		<u>28.40</u>				
2.-	IMPLEMENTOS							
	Implementos personal		h-h	24.00	0.11 \$/hr	2.63	2.93	
	Implementos personal auxiliar		h-h	4.40	0.12 \$/hr	0.54	0.60	3.52
3.-	MATERIALES Y HERRAMIENTAS							
	Pico		uni	0.10	5.72 \$/uni	0.57	0.64	
	Lampa		uni	0.10	7.00 \$/uni	0.70	0.78	
	Concreto Armado		m3	0.20	102.44 \$/m3	20.74	23.05	
	Encofrado		m2	0.90	8.40 \$/m2	7.56	8.40	
	Consumo de Madera						65.88	
	Transporte de madera		h	2.00	3.01 \$/gdia	6.01	6.68	105.42
4.-	PERFORACION							
	Perforadora Jackleg		pp	20.00	0.08 \$/pp	1.60	1.78	
	Lubricantes		gln	0.15	6.00 \$/gl	0.90	1.00	
	Barras Cónicas y Brocas descartables		pp	20.00	0.09 \$/pp	1.84	2.04	
	Manguera de 1" diámetro 50 mts (V.Util 200m)		m	50.00	2.20 \$/m	0.55	0.61	
	Manguera de 1/2" diámetro 50 mts (V Util 200m)		m	50.00	3.28 \$/m	0.82	0.91	
	Acoples de tuberías y mangueras						0.01	6.35
4.-	EQUIPOS							
	Camioneta de Supervisión		h-m	1.00	9.17 \$/hr	9.17	10.19	
	Camión de Transportes de Materiales		h	1.00	12.16 \$/hr	12.16	13.51	
	Lampara Minera		h-h	8.00	0.37 \$/hr	2.96	3.29	26.99
	TOTAL COSTOS DIRECTOS							257.69
7.-	GASTOS INDIRECTOS							
	Gastos Generales y Administrativos		%	16	257.69 \$	42.35	42.35	
	Utilidad		%	10	257.69 \$	25.77	25.77	68.12
TOTAL COSTO POR METRO LINEAL EN DOLARES (US\$/ML)								325.81

Fuente. Extraído de (Departamento de Ingeniería - U.M. Yauliyacu, 2019)

ANEXO P. Costo Unitario de Lanzado de Shotcrete 2"

Lanzado de Shotcrete 2"				
Datos: Incluye Materiales				1 gdia
Mano de Obra				Cambio (\$) 3.22
Descripción				C.U. del recurso Costo Real
Maestro Shotcretero				S/. 68.20 S/.68.20
Ayudante Shotcretero				S/.64.70 S/.258.80
Bodeguero				S/.64.70 S/.64.70
Servicios				S/.64.70 S/.64.70
Total				S/.456.40
Maquinas				
Descripción	Vida útil	Consumo/gdia	Costo Unitario	Costo Real
Aliva 252	S/. 4,320.00	5.0 m ³	S/. 20.25	S/. 101.25
Materiales				
Acelerante de fragua		10 gl	S/. 80.00	S/. 800.00
Cemento tipo I		50 bls	S/. 22.50	S/. 1,125.00
Arena gruesa de 1/2		5 m ³	S/. 107.20	S/. 536.00
Fibra metálica		20 kg	S/. 7.87	S/. 157.40
Herramientas				
Manguera de jebe y lona ½", 50 m		50 m	S/. 3.00	S/. 3.00
Manguera de jebe y lona 1", 50 m		50 m	S/. 5.00	S/. 5.00
Abrazadera de fierro galvanizado ½" con 2 pernos		4	S/. 0.30	S/. 1.20
Abrazadera de fierro galvanizado 1" con 2 pernos		4	S/. 0.30	S/. 1.20
Letrero acrílico		1	S/. 15.00	S/. 15.00
Gasto general de materiales			S/. 261.42	S/. 2,643.80
Costo total/gdia				S/. 3,201.45
Costo total/gdia				\$ 994.24
Costo por m ³				S/. 1,023.93
Costo por m ³				\$ 317.99

Fuente. Extraído de (Chávez, 2021)

ANEXO Q. Precios Unitarios de Avances y sostenimiento

PRECIOS UNITARIOS AESA 2019 – CONTRATO DE AVANCES Y SOSTENIMIENTO – UNIDAD RAURA (1,455 Mts)										
Descripción	Und	Progr.	Av./mes	P.U. Directo	Costo Directo	GG	CF	Tarifa USD \$	Descuento Comercial	Tarifa Final USD \$
Avances lineales								US\$ x metro	US\$ x metro	US\$ x metro
Rampa 4.5 x 4.0	m	1,079	90	438.05	39,394	62.04	122.50	622.59	0.00	622.59
Rampa 4.0 x 4.0	m	0	0	404.18	0	62.04	122.50	588.72	0.00	588.72
Rampa 3.5 x 3.5	m	734	61	367.26	22,461	62.04	122.50	551.80	0.00	551.80
Rampa 3.5 x 3.0	m	0	0	357.98	0	62.04	122.50	542.52	0.00	542.52
Galería, Crucero 4.5 x 4.0	m	0	0	423.86	0	62.04	122.50	608.41	0.00	608.41
Galería, Crucero 4.0 x 4.0	m	379	32	389.58	12,304	62.04	122.50	574.12	0.00	574.12
Galería, Crucero 3.5 x 4.0	m	0	0	367.34	0	62.04	122.50	551.88	0.00	551.88
Galería, crucero 3.5 x 3.5	m	14,839	1,237	351.71	434,910	62.04	122.50	536.25	0.00	536.25
Galería, Cámara, Ventana, Crucero 3.5 x 3.0	m	0	0	341.83	0	62.04	122.50	526.37	0.00	526.37
Galería, Cámara, Ventana, Crucero 3.0 x 3.0	m	0	0	336.11	0	62.04	122.50	520.65	0.00	520.65
Galería, Cámara, Ventana, Crucero 2.0 x 2.0	m	432	36	208.68	7,512	62.04	122.50	393.22	0.00	393.22
Rampa 4.5 x 4.0 - RS (Cimbras)	m		0	778.18	0	62.04	122.50	962.72	0.00	962.72
Galería, Crucero 4.5 x 4.0 – RS (Cimbras)	m		0	734.64	0	62.04	122.50	919.18	0.00	919.18
Galería, Crucero 4.0 x 4.0 – RS (Cimbras)	m		0	716.56	0	62.04	122.50	901.10	0.00	901.10
Galería, Crucero 3.5 x 4.0 – RS (Cimbras)	m		0	703.21	0	62.04	122.50	887.75	0.00	887.75
Galería, Crucero 3.5 x 3.5 – RS (Cimbras)	m		0	674.53	0	62.04	122.50	859.07	0.00	859.07
Galería, Crucero 3.5 x 3.0 – RS (Cimbras)	m		0	657.18	0	62.04	122.50	841.72	0.00	841.72
Desquinche	m ³	6,000	500	25.80	12,899	0.00	0.00	25.80	0.00	25.80
Explotación								US\$ x TN/M³	US\$ x TN/M³	US\$ x TN/M³
Rotura de mineral Breasting	ton	132,943	11,079	6.12	67,822	1.07	2.11	9.30	0.00	9.30
Rotura de desmonte Breasting	m ³	14,771	1,231	20.56	25,311	3.59	7.10	31.25	0.00	31.25
Sostenimiento								US\$ x PZA	US\$ x PZA	US\$ x PZA
Instalación de perno helicoidal 7"	Pza.	26,740	2,228	24.26	54,063	4.24	8.37	36.88	0.00	36.88
Instalación de split set de 7"	Pza.	131,290	10,941	17.39	190,238	3.04	6.00	26.43	0.00	26.43
Instalación de Hydrabolt de 7"	Pza.	56,868	4,739	28.84	136,686	5.04	9.95	43.84	0.00	43.84
Instalación de malla electrosoldada	m ²	284,559	23,713	9.63	228,383	1.68	3.32	14.64	0.00	14.64
Alquiler de equipos								US\$ x Hora	US\$ x Hora	US\$ x Hora
Alquiler de Scoop de 6 yd ³	Hora	0	0	115.65	0			115.65	0.00	115.65
Alquiler de Scoop de 4 yd ³	Hora	0	0	90.14	0			90.14	0.00	90.14

Fuente. Extraído de (Ovalle, 2019)