

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



TESIS

**EVALUACIÓN TÉCNICO - ECONÓMICA Y ESTABILIDAD DE
TALUDES CON EL USO DEL EXPLOSIVO QUANTEX EN LA U.M.
ANTAPACCAY, PROVINCIA ESPINAR-CUSCO**

PRESENTADO POR:

Bach. Franshesca Hurtado Revollar

Bach. María Esther Lucana Letona

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

ASESOR:

Dr. Mauro Valdivia Jordan

Cusco – Perú

2024

INFORME DE ORIGINALIDAD

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

El que suscribe, Asesor del trabajo de investigación/tesis titulada: EVALUACION
TECNICO-ECONOMICA Y ESTABILIDAD DE TALUDES CON
EL USO DEL EXPLOSIVO QUANTEX EN LA U.M.
ANTAPACCAY, PROVINCIA ESPINAR-CUSCO

presentado por: FRANSHESCA HURTADO REVOLKAR con DNI Nro.: 45469913 presentado
por: MARIA ESTHER LUCANA L con DNI Nro.: 42376589 para optar el
título profesional/grado académico de ING. DE MINAS

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 2 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 10 %.

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. | X |
| Del 11 al 30 % | Devolver al usuario para las correcciones. | |
| 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. | |

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, 17 de Octubre de 2024


Firma
Post firma Mauro Valdivia Jordan
Nro. de DNI 23833142

ORCID del Asesor 0000 - 0002 - 7880 - 4637 -

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema Antiplagio: oid: 27259:317917983

NOMBRE DEL TRABAJO

EVALUACION TECNICO-ECONOMICA Y ESTABILIDAD DE TALUDES CON EL USO D EL EXPLOSIVO QUANTEX EN LA U.M. A

AUTOR

Franshesca Hurtado Revollar María Esther Lucana Letona

RECUENTO DE PALABRAS

31813 Words

RECUENTO DE CARACTERES

167853 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

205 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

28.8MB

FECHA DE ENTREGA

Jan 30, 2024 11:32 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Jan 30, 2024 11:35 AM GMT-5**● 10% de similitud general**

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

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

● Excluir del Reporte de Similitud

- Base de datos de trabajos entregados
- Material bibliográfico
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 11 palabras)
- Material citado

DEDICATORIA

La presente tesis está dedicada a mi mami por estar ahí siempre, por sus consejos, paciencia y apoyo incondicional, a mi papi que desde el cielo guía e ilumina mis pasos para seguir adelante con mis proyectos, a mi esposo por su amor, por ser mi soporte e impulsarme a tratar de ser mejor persona cada día, a mis hermanos por su cariño y confianza, a toda mi familia y amigas que de una u otra manera han contribuido para el logro de mis objetivos

Franshesca

A mis amados Nicole y Gael: Cada día que paso a su lado es un regalo que atesoro en mi corazón. Sus risas, curiosidad e infinita capacidad de amar han sido la inspiración detrás de cada esfuerzo en mi vida. Esta tesis es un pequeño testimonio de todo lo que hago, lo hago pensando en ustedes. Gracias por llenar mi mundo de amor y dulzura.

A mi querida amiga Franshesca más que una amiga te considero mi hermana, gracias por ser parte de este proceso y estar en cada paso del camino. Aunque fuera para sacarme de la rutina o brindarme palabras de alientos, creíste en mi aun cuando yo no lo hacía. No tengo como agradecerte por ser incondicional apoyo y espero que estas palabras puedan expresar al menos un poco de lo que siento.

A mis padres quienes me impulsan a ser mejor cada día y me ayudan a levantarme en cada caída

Maria Esther

AGRADECIMIENTO

Primeramente, agradecer a Dios por guiarnos y permitirnos estar hoy, a nuestra alma mater Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, a la escuela profesional de Ingeniería de Minas y un profundo agradecimiento a nuestro asesor Ing. Mauro Valdivia a nuestros dictaminantes y replicantes, Ing. Máximo Mayta. Ing. Rubén Llamoca, Juan Meléndez y Ing. Andrés Gómez por su tiempo y dedicación al revisar minuciosamente este proyecto y brindar valiosas sugerencias para mejorarlo.

Franshesca – Maria Esther

LISTA DE CONTENIDOS

| | |
|---|----|
| RESUMEN | 23 |
| ABSTRACT | 24 |
| INTRODUCCIÓN | 25 |
| CAPITULO I..... | 27 |
| PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA..... | 27 |
| 1.1.DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA | 27 |
| 1.2.FORMULACIÓN DEL PROBLEMA | 28 |
| 1.2.1.Problema general..... | 28 |
| 1.2.2.Problemas específicos | 28 |
| 1.3.OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN..... | 28 |
| 1.3.1.Objetivo general | 28 |
| 1.3.2.Objetivos específicos..... | 28 |
| 1.4.JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN..... | 29 |
| 1.4.1.Justificación..... | 29 |
| 1.5.DELIMITACIÓN Y LIMITACIONES DEL ESTUDIO..... | 29 |
| 1.5.1.Delimitación temporal..... | 29 |
| 1.5.2.Delimitación espacial | 29 |
| 1.5.3.Limitaciones | 29 |
| 1.6.HIPÓTESIS | 30 |
| 1.6.1.Hipótesis general | 30 |
| 1.6.2.Hipótesis específica..... | 30 |
| 1.7.VARIABLES E INDICADORES | 30 |
| 1.7.1.Operacionalización de las variables e indicadores | 30 |
| 1.8.METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN..... | 31 |
| 1.8.1.Tipo de Investigación | 31 |

| | |
|--|----|
| 1.8.2.Nivel de Investigación..... | 31 |
| 1.9.POBLACIÓN Y MUESTRA | 32 |
| 1.9.1.Población..... | 32 |
| 1.9.2.Muestra..... | 32 |
| CAPITULO II | 33 |
| MARCO TEÓRICO | 33 |
| 2.1.ANTECEDENTES | 33 |
| 2.1.1.A nivel internacional | 33 |
| 2.1.2.A nivel nacional | 34 |
| 2.1.3.A NIVEL LOCAL..... | 34 |
| 2.2.BASES TEÓRICAS | 35 |
| 2.2.1.Explosivos | 35 |
| 2.2.2.Clasificación moderna de los explosivos | 36 |
| 2.2.3.Propiedades y características de los explosivos | 39 |
| 2.2.4.Factores que afectan al rendimiento de la voladura | 45 |
| 2.2.5.Fragmentación | 46 |
| 2.2.6.Vibraciones..... | 48 |
| 2.2.7.Daño inducido por voladura y criterio de daño..... | 55 |
| 2.2.8.Geotecnia..... | 57 |
| 2.2.9.Estabilidad de taludes..... | 58 |
| 2.2.10.Fuentes de energía de los explosivos | 59 |
| CAPITULO III | 61 |
| MINERÍA..... | 61 |
| 3.1. LEY DE CORTE..... | 61 |
| 3.1.1.Recursos Mineros | 62 |
| 3.1.2.Capacidad de Producción | 62 |

| | |
|--|----|
| 3.1.3.Diseño Actual del Tajo..... | 63 |
| 3.1.4.Planeamiento Mina..... | 64 |
| 3.1.5.Operaciones Mina | 66 |
| 3.1.6.Planta de Chancado | 78 |
| 3.1.7.Planta de Tratamiento..... | 79 |
| 3.2.RIESGO SISMICO | 80 |
| 3.2.1.Zonificación Sísmica..... | 80 |
| 3.2.2.Sismología Regional | 81 |
| 3.2.3.Historia Sísmica | 82 |
| 3.2.4.Análisis Determinístico de Peligro Sísmico..... | 82 |
| 3.2.5.Análisis Probabilístico de Peligro Sísmico | 84 |
| 3.2.6.Aceleración Máxima de Diseño | 84 |
| CAPITULO IV | 87 |
| TECNOLOGÍA QUANTEX..... | 87 |
| 4.1. TECNOLOGÍA QUANTEX..... | 87 |
| 4.1.1.Nitrato de Amonio Quantex | 88 |
| 4.1.2.Emulsión (Slurrex Q) | 89 |
| 4.1.3.Solución gasificante (Nitrito de Sodio)..... | 89 |
| 4.1.4.Voladura con la tecnología Quantex | 90 |
| 4.1.5.Accesorios de voladura empleados con la tecnología Quantex. | 92 |
| 4.2.CARACTERISICAS TECNICAS DEL EXPLOSIVO QUANTEX EN ANTAPACCAY | 95 |
| 4.3.APLICACIÓN DE DETONADORES ELECTRÓNICOS EN LA VOLADURA EN MINA ANTAPACCAY | 96 |
| 4.3.1.Iniciador Electrónico Digishot Plus | 96 |
| CAPITULO V | 99 |

| | |
|---|-----|
| EVALUACIÓN TÉCNICO -ECONÓMICA DEL USO DE LA TECNOLOGÍA QUANTEX EN VOLADURA EN LA U.M ANTAPACAY, PROVINCIA ESPINAR-CUSCO..... | 99 |
| 5.1.INVESTIGACIONES GEOTÉCNICAS | 99 |
| 5.1.1.Perforaciones geotécnicas-geológicas..... | 99 |
| 5.1.2.Ensayos de mecánica de rocas | 100 |
| 5.1.3.Ensayo de carga puntual..... | 100 |
| 5.1.4.Ensayos laboratorio externo | 102 |
| 5.2.GEOLOGIA ESTRUCTURAL..... | 102 |
| 5.3.ANALISIS DE DATA GEOTECNICA..... | 103 |
| 5.4.PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO | 103 |
| 5.4.1.Clasificación geo mecánica RMR | 104 |
| 5.4.2.Resistencia a la compresión uniaxial | 104 |
| 5.4.3.Constante mi de ensayos triaxiales..... | 105 |
| 5.4.4.Densidad..... | 106 |
| 5.5.PARAMETROS DE RESISTENCIA DE LAS UNIDADES GEOTÉCNICAS Y CARACTERIZACION GEOMECANICA..... | 107 |
| 5.6.ANTECEDENTES Y PROPIEDADES GEOMECANICAS | 108 |
| 5.7.NOMENCLATURA DE BANCOS Y DISPAROS..... | 109 |
| 5.8.DISEÑO DE MALLA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA LA TECNOLOGIA QUANTEX..... | 110 |
| 5.8.1.Parámetros de perforación..... | 110 |
| 5.8.2.Parámetros de voladura | 113 |
| 5.8.1.Distribución de taladros y diseño de amarre | 114 |
| 5.8.2.Detalle de parámetros de perforación y carguío de taladros para la voladura con Quantex en mina Antapaccay..... | 117 |
| 5.3.EVALUACION TECNICA DE LA VOLADURA CON QUANTEX | 118 |

| | |
|---|-----|
| 5.3.1. Análisis y evaluación del consumo de explosivo Quantex | 118 |
| 5.3.2. Análisis de fragmentación por voladura..... | 119 |
| 5.3.3. Análisis económico de la voladura con Quantex | 126 |
| CAPITULO VI..... | 129 |
| VIBRACIONES EN LA UNIDAD MINERA ANAPACCAY | 129 |
| 6.1. ANALISIS DE VIBRACION EN VOLADURAS CON QUANTEX | 129 |
| 6.1.1. Vibraciones por voladura y comunidades | 129 |
| 6.1.2. Definiciones | 129 |
| 6.1.3. Normas para calificar daños en edificaciones | 134 |
| 6.1.4. Cálculo del modelo predictivo de vibraciones en campo lejano y resultados..... | 146 |
| 6.1.5. Impacto en comunidades | 147 |
| 6.1.6. Vibraciones y estabilidad de taludes | 148 |
| 6.1.7. Modelo de campo cercano -Holmberg and Persson..... | 149 |
| CONCLUSIONES | 185 |
| RECOMENDACIONES | 186 |
| BIBLIOGRAFÍA..... | 193 |
| ANEXOS..... | 200 |
| ANEXO 1: AMBITO DE ESTUDIO DE LA UNIDAD MINERA ANTAPACAY..... | 201 |
| 1.1. Ubicación y accesibilidad..... | 201 |
| 1.1.1. Ubicación | 201 |
| 1.1.2. Accesibilidad | 201 |
| 1.1.3. Clima | 202 |
| 1.1.4. Fisiografía..... | 203 |
| 1.1.5. Drenaje | 203 |
| 1.1.6. Reseña Histórica..... | 204 |
| ANEXO 2: GEOLOGÍA | 206 |

| | |
|--------------------------------------|-----|
| 2.1. Geología General..... | 206 |
| 2.2. Marco Metalogenético..... | 207 |
| 2.2.1. Genesis de Antapaccay..... | 207 |
| 2.2.2. Geología Regional..... | 208 |
| 2.2.3. Geología Local | 211 |
| ANEXO 03: UNIDADES LITOLÓGICAS | 212 |
| 3.1. Cuaternario Aluvial | 212 |
| 3.2. Volcánico Barroso..... | 212 |
| 3.2.1. Caliza - Mármol | 212 |
| 3.2.2. Diorita..... | 213 |
| 3.2.3. Pórfido Central | 213 |
| 3.2.4. Pórfido Atalaya | 214 |
| 3.2.5. Monzonita..... | 214 |
| 3.2.6. Rocas Metamórficas | 214 |
| 3.3. Litología | 215 |
| 3.4. Mineralización..... | 216 |
| 3.5. Geología Económica | 217 |

LISTA DE TABLAS

| | |
|--|-----|
| Tabla 1 Operacionalización de las variables e indicadores | 30 |
| Tabla 2 Velocidades de detonación para diferentes agentes de voladura | 40 |
| Tabla 3 Densidades para diferentes agentes de voladura | 41 |
| Tabla 4 Criterio de daño..... | 57 |
| Tabla 5 Leyes de reservas probadas y probables | 62 |
| Tabla 6 Lista de Equipos de Perforación | 73 |
| Tabla 7 Lista de Equipos de Carguio de Mineral y Desmonte..... | 75 |
| Tabla 8 Lista de Equipos de Acarrero de Mineral y Desmonte | 76 |
| Tabla 9 Lista de Equipos de Auxiliares | 78 |
| Tabla 10 Función de los componentes gasificados | 90 |
| Tabla 11 Resumen de mezcla gasificada..... | 92 |
| Tabla 12 Características técnicas del Quantex 73..... | 95 |
| Tabla 13 Información del registro para el ensayo de carga puntual..... | 101 |
| Tabla 14 Análisis estadístico de compresión uniaxial por carga puntual PLT 2009 | 105 |
| Tabla 15 Resumen de constate mi por tipos litológicos..... | 106 |
| Tabla 16 Valores de densidad por tipos litológicos | 106 |
| Tabla 17 Caracterización geo mecánica de las unidades geotécnicas base para el tajo Norte | 107 |
| Tabla 18 Caracterización geomecánica de las unidades geotécnicas base para el tajo Sur. .. | 107 |
| Tabla 19 Características geomecánicas del macizo rocoso..... | 108 |

| | | |
|----------|---|-----|
| Tabla 20 | Parámetros de perforación y Voladura Tajo Sur..... | 117 |
| Tabla 21 | Parámetros de perforación y Voladura Tajo Norte | 117 |
| Tabla 22 | Consumo total de explosivo por proyecto..... | 118 |
| Tabla 23 | Consumo total de accesorios por proyecto..... | 118 |
| Tabla 24 | Factor de Potencia y Factor de Carga por Proyecto | 119 |
| Tabla 25 | Tabla de promedios de fragmentación por proyecto..... | 122 |
| Tabla 26 | Granulometría requerida en mina Antapaccay..... | 122 |
| Tabla 27 | Comparativo de Fragmentación versus factor de potencia. | 124 |
| Tabla 28 | Costo global de voladura por proyecto | 127 |
| Tabla 29 | Costos unitarios de voladura por proyecto..... | 127 |
| Tabla 30 | Cuadro de Costos planta vs Costos de Voladura. | 128 |
| Tabla 31 | Norma Técnica Peruana de Vibraciones | 135 |
| Tabla 32 | Efectos de la VPP sobre el Macizo Rocoso | 135 |
| Tabla 33 | Valores de prevención propuestos por la USBM (1980) | 137 |
| Tabla 34 | Valores Límites del criterio de Prevención de Daños UNE 22.381-93 | 137 |
| Tabla 35 | Valores de referencia para la velocidad de vibración que se utilizarán al evaluar los efectos de la vibración a corto plazo en las estructuras..... | 138 |
| Tabla 36 | Resultados de vibraciones Tajo Sur proyecto 1 | 140 |
| Tabla 37 | Resultados de vibraciones Tajo Sur proyecto 2. | 141 |
| Tabla 38 | Resultados de vibraciones Tajo Norte proyecto 1..... | 143 |

| | |
|--|-----|
| Tabla 39 Plano de ubicación de proyecto 1 en el tajo Norte y punto de monitoreo de vibraciones N2..... | 143 |
| Tabla 40 Resultados de vibraciones Tajo Norte proyecto 1..... | 144 |
| Tabla 41 Modelo de pruebas con carga por taladro y distancia..... | 147 |
| Tabla 42 Rango de límites de calidad para evaluación de precortes..... | 151 |
| Tabla 43 Modelo vibraciones ajustado..... | 153 |
| Tabla 44 Ajuste del modelo | 155 |
| Tabla 45 Modelo ajustado | 156 |
| Tabla 46 Modelo ajustado | 158 |
| Tabla 47 Resumen Modelo Vibraciones ajustados, Vp y Filtro Precorte medido en Campo Cercano..... | 159 |
| Tabla 48 Tabla resumen con propiedades de roca escaladas a macizo rocoso y PPV..... | 162 |
| Tabla 49 Tabla resumen con la descripción del daño inducido en el macizo rocoso según los niveles de vibraciones alcanzados..... | 163 |
| Tabla 50 Tabla resumen con la descripción del daño inducido en el macizo rocoso según criterio PPV _{cmr} | 163 |
| Tabla 51 Tabla con propiedades de roca intacta y clasificación de macizo rocoso. | 178 |
| Tabla 52 Parámetros geométricos teóricos de diseño banco-berma en F01N pared Sur y Oeste. | 178 |
| Tabla 53 Tolerancias comúnmente aceptadas para secciones de conciliación geotécnica | 180 |
| Tabla 54 Valores obtenidos en forma estadística de los perfiles evaluados en área 1 Oeste. 181 | |
| Tabla 55 Valores obtenidos en forma estadística de los perfiles evaluados en área 2 Sur. ... | 182 |

| | |
|---|-----|
| Tabla 56 Diseño actual vs propuesto UG Monzonita Diorita..... | 186 |
| Tabla 57 Diseño actual vs propuesto UG Brecha | 188 |
| Tabla 58 Diseño actual vs propuesto UG Caliza..... | 189 |

LISTA DE FIGURAS

| | |
|---|----|
| Figura 1 Ondas “P” (a) y ondas “S” (b) | 50 |
| Figura 2 Ondas “R” (a) y ondas “O” (b) | 51 |
| Figura 3 Movimiento ondulatorio sinusoidal | 52 |
| Figura 4 Disposición de Minado Antapaccay | 63 |
| Figura 5 Plan Minero..... | 64 |
| Figura 6 Plan minero por periodos – tajo norte y sur (Sectional az=316.85 5885054.42) | 65 |
| Figura 7 Esquema diseño de rampa “camión CAT 797F” | 66 |
| Figura 8 Esquema de rampa al 10% | 67 |
| Figura 9 Esquema de rampa al 12%..... | 67 |
| Figura 10 Esquema del cálculo de altura de berma..... | 68 |
| Figura 11 Diseño de cunetas | 69 |
| Figura 12 Radio de Curvatura en Switchback - Camiones vacíos en Bajada | 70 |
| Figura 13 Radio de Curvatura en Switchback - Camiones llenos en Subida..... | 70 |
| Figura 14 Esquema para ancho mínimo de expansión “CAT 7495 AC” | 71 |
| Figura 15 Ancho de Minado..... | 72 |
| Figura 16 Diagrama de Trabajo Perforación y Voladura | 74 |
| Figura 17 Diagrama de Flujo Antapccay | 80 |
| Figura 18 Zonificación Sísmica (Norma E 030) | 81 |
| Figura 19 Componentes de Quantex 73 | 88 |

| | |
|---|-----|
| Figura 20 Prills de Nitrato de Amonio | 88 |
| Figura 21 Emulsión | 89 |
| Figura 22 Nitrito de Sodio..... | 89 |
| Figura 23 Preparación de Emulsión gasificada | 90 |
| Figura 24 Composición de Emulsión Gasificada..... | 91 |
| Figura 25 Carguío de un taladro con MEQ 73 | 92 |
| Figura 26 Cámaras de aire taponex | 93 |
| Figura 27 Distribución de Ondas en los Taladros | 94 |
| Figura 28 Detonador electrónico..... | 95 |
| Figura 29 Valores de UCS y RQD para las distintas rocas presentes en Antapaccay | 109 |
| Figura 30 Esquema de diseño perforación en Monzonita y Diorita Tajo Sur..... | 110 |
| Figura 31 Esquema de perforación en Monzonita y Diorita tajo sur | 111 |
| Figura 32 Esquema de diseño de perforación – Diorita tajo norte..... | 111 |
| Figura 33 Esquema de perforación – Diorita tajo Norte | 112 |
| Figura 34 Esquema de diseño de perforación Caliza tajo norte | 112 |
| Figura 35 Esquema de perforación Caliza tajo norte | 113 |
| Figura 36 Esquema de diseño de carguío en Monzonita y Diorita Tajo Sur | 113 |
| Figura 37 Esquema de diseño de carguío en Dioria Tajo Norte | 114 |
| Figura 38 Esquema de diseño de carguío en Caliza Tajo Norte | 114 |
| Figura 39 Diseño de amarre proyecto 1 tajo sur | 115 |

| | |
|--|-----|
| Figura 40 Diseño de amarre proyecto 2 tajo sur | 115 |
| Figura 41 Diseño de amarre proyecto 1 tajo norte | 116 |
| Figura 42 Diseño de amarre proyecto 2 tajo norte | 116 |
| Figura 43 Factor de Carga y Factor de Potencia por proyecto | 119 |
| Figura 44 Fragmentación del proyecto 1 tajo sur – muestra 1 | 120 |
| Figura 45 Fragmentación del proyecto 1 tajo sur – muestra 2 | 120 |
| Figura 46 Fragmentación del proyecto 2 tajo sur – muestra 1 | 120 |
| Figura 47 Fragmentación del proyecto 2 tajo sur – muestra 2 | 120 |
| Figura 48 Fragmentación del proyecto 1 tajo norte – muestra 1 | 121 |
| Figura 49 Fragmentación del proyecto 1 tajo norte – muestra 2 | 121 |
| Figura 50 Fragmentación del proyecto 2 tajo norte – muestra 1 | 121 |
| Figura 51 Fragmentación del proyecto 2 tajo norte – muestra 2 | 122 |
| Figura 52 Fragmentación P80 promedio por proyecto vs fragmentación requerida | 123 |
| Figura 53 Comparativo de factor de potencia versus fragmentación | 125 |
| Figura 54 Rendimiento de equipos de carguío por proyecto | 126 |
| Figura 55 Comparativo de costos planta vs costos de voladura | 128 |
| Figura 56 Propagación mecánica de las ondas de cuerpo y superficiales. Representación gráfica de la propagación de las ondas de acuerdo a la dirección de transmisión de energía. | 130 |
| Figura 57 Representación gráfica de los diferentes efectos mecánicos de un disparo | 133 |
| Figura 58 Curvas para los valores especificados en Tabla 36 | 139 |

| | |
|---|-----|
| Figura 59 Plano de ubicación de proyecto 1 en el tajo sur y punto de monitoreo de vibraciones S2..... | 140 |
| Figura 60 Resultado de monitoreo de vibraciones..... | 141 |
| Figura 61 Plano de ubicación de proyecto 2 en el tajo sur y punto de monitoreo de vibraciones S2..... | 142 |
| Figura 62 Resultado de monitoreo de vibraciones..... | 142 |
| Figura 63 Resultado de monitoreo de vibraciones..... | 144 |
| Figura 64 Plano de ubicación de proyecto 2 en el tajo Norte y punto de monitoreo de vibraciones N1 | 145 |
| Figura 65 Resultado de monitoreo de vibraciones..... | 145 |
| Figura 66 Modelo de vibraciones en campo lejano..... | 146 |
| Figura 67 Abaco de PPV..... | 148 |
| Figura 68 Parámetros: geométricos, Modelo de Holmberg – Persson..... | 149 |
| Figura 69 Vista de planta de los sectores que se realizó y elaboro los modelos de Campo Cercano por Unidad Geológica..... | 152 |
| Figura 70 Modelo CC Adelante del precorte en UG-Caliza, medición N°1..... | 152 |
| Figura 71 Modelo Campo Cercano Detrás del precorte UG-Caliza, medición N°1..... | 153 |
| Figura 72 Diseño e instalación de geófonos medición N° 1 de CC en UG Caliza TS..... | 153 |
| Figura 73 Modelo CC Adelante del precorte UG-Caliza, medición N°2..... | 154 |
| Figura 74 Modelo CC Detrás del precorte UG-Caliza, medición N°2..... | 154 |
| Figura 75 Diseño e instalación de geófonos medición N° 2 de CC en UG Caliza TNFuente: Elaboración propia | 155 |

| | |
|---|-----|
| Figura 76 Modelo CC Adelante del precorte UG diorita, Prueba N°3 | 155 |
| Figura 77 Modelo CC Detrás del precorte UG Diorita, Prueba N°3..... | 156 |
| Figura 78 Diseño e instalación de geófonos medición N° 3 de CC en UG Diorita | 157 |
| Figura 79 Modelo CC Detrás del precorte UG Monzonita, Prueba N°4..... | 157 |
| Figura 80 Diseño e instalación de geófonos medición N° 1 de CC en UG Monzonita | 158 |
| Figura 81 Esquema de configuración de medición Cross Hole | 160 |
| Figura 82 Simulación proceso de voladura, el contorno de color de la velocidad de las partículas en metros por segundo..... | 164 |
| Figura 83 Simulación perfil final de la pila..... | 165 |
| Figura 84 Simulación Modelo de daño de SoH con contorno de color para la tensión | 165 |
| Figura 85 Esquema de combinación de métodos numéricos que utiliza ELFEN | 166 |
| Figura 86 Vista de planta con secciones establecidas para simulación de casos en ELFEN. 167 | |
| Figura 87 Fotografía de minado actual de ambos tajos con la identificación de las secciones para simulación con ELFEN para el minado de mediano plazo | 167 |
| Figura 88 Sección de diseño de voladura de contorno en UG Brecha para simulación con ELFEN en TS | 168 |
| Figura 89 Sección geotécnica de minado actual y de mediano plazo para simulación con ELFEN en TS | 168 |
| Figura 90 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 29 ms | 169 |
| Figura 91 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 48 ms | 169 |
| Figura 92 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 67 ms | 170 |
| Figura 93 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 86 ms | 170 |

| | |
|---|-----|
| Figura 94 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 105 ms | 171 |
| Figura 95 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 124 ms | 171 |
| Figura 96 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 143 ms | 172 |
| Figura 97 Sección de diseño de voladura de contorno en UG Monzonita para simulación con | 172 |
| Figura 98 Sección geotécnica de minado actual y de mediano plazo para simulación con ELFEN en TN..... | 173 |
| Figura 99 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 29 ms | 173 |
| Figura 100 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 48 ms | 174 |
| Figura 101 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 67 ms | 174 |
| Figura 102 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 86 ms | 175 |
| Figura 103 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 105 ms | 175 |
| Figura 104 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 124 ms | 176 |
| Figura 105 Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 143 ms | 176 |
| Figura 106 Esquema de planta de los 2 sectores evaluados para su CG e identificación de sus UG | 177 |
| Figura 107 Planta con área y perfiles considerados para su CG y Esquema 3D con diseño fase 01N..... | 179 |
| Figura 108 Esquema típico de un perfil y sus parámetros geométricos de banco a evaluar para la CG | 180 |
| Figura 109 Perfil conciliado, área TN con valores de media aritmética de LP, IRA y B vs teórico | 181 |

| | |
|---|-----|
| Figura 110 Perfil conciliado, área TS con valores de media aritmética de LP, IRA y B vs teórico. | 183 |
| Figura 111 Sección de minado actual y de mediano plazo para simulación con software ELFEN. | 184 |
| Figura 112 Cartilla general para evaluación del resultado del FC vs FD | 184 |
| Figura 113 Caso Actual UG Monzonita Diorita | 187 |
| Figura 114 Caso propuesto UG Monzonita Diorita | 187 |
| Figura 115 Comparación de escenarios caso actual versus propuesto UG Monzonita Diorita | 187 |
| Figura 116 Caso Actual UG Brecha..... | 188 |
| Figura 117 Caso propuesto UG Brecha..... | 188 |
| Figura 118 Caso actual versus caso propuesto UG Brecha..... | 189 |
| Figura 119 Caso Actual UG Caliza..... | 190 |
| Figura 120 Caso propuesto UG Caliza..... | 190 |
| Figura 121 Caso actual versus caso propuesto UG Caliza..... | 191 |
| Figura 122 Diseño precorte, actual versus propuesto | 192 |
| Figura 123 Ubicación mina Antapaccay | 201 |
| Figura 124 Vías de acceso mina Antapaccay | 202 |
| Figura 125 Visión fisiográfica general de Antapaccay | 204 |
| Figura 126 Columna estratigráfica de Antapaccay - Tintaya..... | 208 |
| Figura 127 Mapa geológico regional | 211 |

Figura 128 Unidades litológicas con el diseño final del tajo Norte y Sur de Antapaccay 215

Figura 129 Códigos litológicos del tajo Norte de Antapaccay..... 216

ÍNDICE DE IMÁGENES

| | |
|--|-----|
| Imagen 1 Fotografía del sector Oeste escaneado en TN y sus cotas de referencia | 182 |
| Imagen 2 Fotografía del sector Sur escaneado en TN y sus cotas de referencia..... | 183 |

RESUMEN

El presente proyecto de tesis se enfocó en investigar y analizar los efectos de las vibraciones, la fragmentación y el daño en los taludes a través de una evaluación técnico-económica del empleo del explosivo Quantex en las voladuras realizadas en la Compañía Minera Antapaccay. Este estudio abordó cuestiones críticas en la industria minera relacionadas con la seguridad, la eficiencia y el impacto ambiental. El análisis de vibraciones se centró en evaluar la exposición de los taludes a las vibraciones generadas durante las operaciones de voladura con Quantex, considerando los límites de tolerancia y sus posibles efectos en la estabilidad de los taludes en mina y en las comunidades circundantes. La investigación de fragmentación se propuso entender cómo el explosivo Quantex influye en la fragmentación de rocas durante la voladura, lo que puede afectar la eficiencia de la extracción. Por último, se evaluó el daño potencial en los taludes debido a las operaciones con Quantex, considerando aspectos como la presión sobre las estructuras rocosas y su resistencia. Este estudio se llevó a cabo a través de pruebas de campo, análisis de datos y modelado, proporcionando información valiosa para la toma de decisiones en la Compañía Minera Antapaccay. Los hallazgos contribuyen a la mejora de la seguridad, la productividad y el medio ambiente. La conciliación geotécnica de diseños banco-berma, permitió estimar el actual logro de los diseños y calificar los resultados de cumplimiento de sus diseños teóricos según planificación, en este estudio se evaluó el resultado de sus Bermas (B), Línea de Programa (LP) y Angulo Interrampa (IRA), este último parámetro es fundamental para mantener la estabilidad a nivel Interrampa, asegurando la continuidad operacional y Seguridad del tajo, contribuyendo al negocio global de los procesos mina.

Palabras clave: Quantex, vibraciones, estabilidad de taludes, fragmentación, evaluación técnico-económica.

ABSTRACT

This thesis project focused on investigating and analyzing the effects of vibrations, fragmentation and damage on slopes through a technical-economic evaluation of the use of Quantex explosive in blasting carried out at the Antapaccay Mining Company. This study addressed critical issues in the mining industry related to safety, efficiency and environmental impact. The vibration analysis focused on evaluating the exposure of the slopes to the vibrations generated during blasting operations with Quantex, considering the tolerance limits and their possible effects on the stability of the slopes in the mine and in the surrounding communities. The fragmentation research set out to understand how Quantex explosive influences rock fragmentation during blasting, which can affect extraction efficiency. Finally, the potential damage to the slopes due to operations with Quantex was evaluated, considering aspects such as the pressure on the rock structures and their resistance. This study was carried out through field tests, data analysis and modeling, providing valuable information for decision making at the Antapaccay Mining Company. The findings contribute to the improvement of safety, productivity and the environment. The geotechnical reconciliation of bank-berm designs allowed estimating the current achievement of the designs and qualifying the results of compliance with their theoretical designs according to planning. In this study, the result of their Berms (B), Program Line (LP) was evaluated. and Interrampa Angle (IRA), this last parameter is essential to maintain stability at the Interrampa level, ensuring operational continuity and safety of the pit, contributing to the global business of mining processes.

INTRODUCCIÓN

La industria minera constantemente busca ahorro de costos en los diferentes manejos de las unidades y en el gasto. Uno de las principales dificultades asociados al proceso de voladura es la destrucción del macizo rocoso, lo que incrementa los costos operativos, incrementa la generación de gases contaminantes y provoca cambios en la calidad del aire y contaminación ambiental, afirma la empresa Minera Antapaccay, de Espinar, ubicada en el Región Cusco del estado, cuenta con una política ambiental que tiene como objetivo crear un ambiente de confianza mutua entre la empresa y el entorno social, cuyo objetivo es evitar la contaminación a través de la implementación de procesos, actividades, tecnologías, materiales, productos y servicios. o la capacidad de prevenir, reducir o controlar la generación, liberación o vertido de residuos o desechos para minimizar su impacto en el medio ambiente, por ello busca alternativas que le permitan reducir costos, mejorar sus procesos y disminuir sus impactos ambientales, para el caso de estudio específicamente en el área de voladura, disminuyendo al mismo tiempo el riesgo de inestabilidad de taludes.

El primer capítulo aborda el principal problema de investigación planteado ¿Qué resultados técnico-económicos y de estabilidad de taludes se obtendrá con la utilización del Quantex en la Unidad Minera Antapaccay?, el cual es respondido a través del entendimiento y conocimiento del Quantex a través de la descripción de sus características en el capítulo 3

El Capítulo 4 cubre el proceso de carga y el uso de la tecnología Quantex de Antapacay Mining Company, y el Capítulo 5 cubre el proceso de separación de rocas y explosivos, que están influenciados por muchas variables controlables con otras variables. Las complejas relaciones entre estas variables hacen que la situación sea más compleja, haciendo imposible obtener resultados explosivos utilizando transformaciones analíticas simples.

El concentrado de cobre producido por la Compañía Minera Antapaccay se extrae mediante métodos tradicionales de minería a cielo abierto y la extracción y procesamiento de minerales sulfurados mediante flotación de concentrado. En un proceso de innovación y mejora continuas, una unidad minera necesita de un proceso de voladura para lograr mejores resultados; A partir de este supuesto, intenta utilizar nuevas tecnologías en diferentes etapas de su proceso. EXSA S.A., empresa peruana líder en soluciones de trituración de rocas de precisión, en continua búsqueda de innovación, ha creado un nuevo explosivo (Quantex Explosive Mixture) con mayor energía, mayor sensibilidad y bajo costo. Con ello se busca optimizar costos

logrando mejores resultados en términos de fragmentación del macizo rocoso y ausencia de producción de gas nitrógeno.

Asimismo, la Compañía Minera Antapaccay utilizó esta nueva tecnología en operaciones de voladura unitaria para reducir costos y explotar las propiedades de los explosivos, lo que resultó en menores factores de carga y mejores resultados de voladura. El tamaño de partícula del material y su costo total se reflejarán en dólares por tonelada métrica.

Finalmente se aborda el impacto de las vibraciones a partir de la caracterización del macizo rocoso, para concluir finalmente dando respuesta a las hipótesis planteadas en la presente investigación, la cual analiza el impacto del uso de la tecnología Quantex en la fragmentación, vibraciones, estabilidad de taludes y costos en la operación minera, las conclusiones de la presente investigación tienen como objetivo determinar los beneficios de la aplicación de esta tecnología de explosivos.

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1.DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

En la industria minera se busca la optimización de los recursos a través de la reducción de costos, ello conlleva a realizar cambios e innovación constante con la finalidad de obtener mejores resultados de las operaciones unitarias; la operación unitaria de voladura es un factor clave en la reducción de costos en las minas, puesto que de ella deriva la roca fragmentada, y es sabido que, con una mejor fragmentación, menor costo de chancado y mejor recuperación metalúrgica se obtendrá.

Otra condición importante en la mina es la estabilidad de taludes, puesto que un debilitamiento en las paredes del tajo puede generar pérdidas físicas y económicas importantes, las vibraciones causadas por efecto de la voladura, son el principal factor de debilitamiento de los taludes, por ello es importante el control y manejo de una carga adecuada, así también es importante el diseño de amarre, para procurar la estabilidad de taludes después de las voladuras, al ser el Quantex un explosivo de mayor energía es importante controlar el impacto de las vibraciones en el macizo rocoso y por ende verificar el daño de las vibraciones producidas por la voladura.-

Actualmente minera Antapaccay tiene deficiencias en los resultados de la fragmentación debido a la inestabilidad del explosivo, y la causa de dicha inestabilidad es el desbalance de oxígeno durante el desarrollo de la explosión de los agentes de voladura, el desbalance de oxígeno causa que los explosivos generen menor cantidad de puntos calientes y por ende disminuye del poder rompedor del explosivo, causando con ello una fragmentación deficiente, es por ello que minera Antapaccay ha visto por conveniente el empleo de un explosivo que tenga mayor estabilidad y mejor balance de oxígeno durante la voladura como es el Quantex , al emplear este nuevo explosivo se debe analizar técnica y económicamente los beneficios que se pueden obtener ya que al ser un explosivo más costoso debe presentar mayor rendimiento.

En un afán de mejorar la fragmentación se modificó el diseño de carga de los taladros, incrementando la carga explosiva por taladro, si bien los resultados fueron favorables, las vibraciones también se incrementaron esto debido a que la carga operante durante el desarrollo

de la voladura, el control y manejo de las vibraciones son un tema delicado en minera Antapaccay ya que afecta la estabilidad de taludes y en caso las vibraciones sean elevadas también afectaría a las comunidades aledañas y generar conflictos sociales.

1.2.FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Qué resultados técnico-económicos y de estabilidad de taludes se obtendrá con la utilización del Quantex en la Unidad Minera Antapaccay?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cuál es el grado de fragmentación con la utilización del Quantex en la Unidad Minera Antapaccay?
- ¿Cuál es la repercusión de la vibración en la estabilidad de taludes y en las comunidades con el uso del Quantex en la Unidad Minera Antapaccay?
- ¿Cuál es el valor técnico-económico del empleo del Quantex en la Unidad Minera Antapaccay?

1.3.OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Objetivo general

Determinar los resultados técnico-económicos y de estabilidad de taludes que se obtendrá con la utilización del explosivo Quantex en la Unidad Minera Antapaccay.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar el grado de fragmentación con la utilización del explosivo Quantex en la Unidad Minera Antapaccay.
- Determinar la repercusión de las vibraciones en la estabilidad de taludes y las comunidades con el uso del explosivo Quantex en la Unidad Minera Antapaccay.
- Determinar el valor técnico-económico del empleo del explosivo Quantex en la Unidad Minera Antapaccay.

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. Justificación

Los costos de voladura son los ítems de mayor impacto en el costo unitario final que se obtiene en mina, por ello es necesario el empleo de nuevos y más eficientes explosivos en minería, los resultados del nuevo explosivo Quantex son el caso de estudio, este explosivo debe ser evaluado con la finalidad de medir no solo su impacto económico, sino también su impacto técnico (fragmentación y vibraciones), dichas evaluaciones permitirán a los especialistas tomar decisiones acertadas con respecto a la cantidad y diseño de voladuras a emplear con la finalidad de mejorar la fragmentación y disminuir las vibraciones en función a las condiciones particulares del yacimiento minero Antapaccay.

1.5. DELIMITACIÓN Y LIMITACIONES DEL ESTUDIO

1.5.1. Delimitación temporal

La temporalidad del proyecto tomará como punto de partida el mes de setiembre del 2022 al mes de enero del 2023, en cuyo periodo se concluirá el trabajo planteado, evaluando técnica y económicamente el uso de la tecnología Quantex en la Unidad Minera Antapaccay – Espinar.

1.5.2. Delimitación espacial

La presente investigación está ubicada en el área geográfica de la Región Cusco, y la unidad de observación está ubicada en el tajo sur y norte de la U.M. Antapaccay, donde se desarrolla la actividad minera.

1.5.3. Limitaciones

La principal limitación está dada por el insuficiente acceso a información de las voladuras, porque muchas veces son confidenciales para la mina Antapaccay.

1.6. HIPÓTESIS

1.6.1. Hipótesis general

La utilización del explosivo Quantex permite alcanzar resultados óptimos Técnico Económicos, y de estabilidad de taludes en la Unidad Minera Antapaccay.

1.6.2. Hipótesis específica

- Con la utilización del explosivo Quantex se optimiza el grado de fragmentación en las voladuras en la Unidad Minera Antapaccay.
- Con la utilización del explosivo Quantex las vibraciones no afectan la estabilidad de taludes ni a las comunidades aledañas en la Unidad Minera Antapaccay.
- Con la utilización del explosivo Quantex se logra mejorar el valor técnico-económico en la Unidad Minera Antapaccay.

1.7.VARIABLES E INDICADORES

1.7.1. Operacionalización de las variables e indicadores

Tabla 1

Operacionalización de las variables e indicadores

| VARIABLES | DIMENSIÓN | INDICADORES |
|-----------------------------------|---|---|
| INDEPENDIENTE: | Diseño de carga | Costo por tonelada |
| Voladura con Quantex | Diseño de Amarre | Fragmentación |
| | Densidades | Vibraciones |
| DEPENDIENTE | Factores geológicos, geométricos y geotécnicos. | Desplazamientos Velocidades Aceleraciones |
| Estabilidad de taludes | Factores hidrogeológicos. | Nivel Freático Direcciones de flujo |

| | | |
|----------------------|---|--|
| | Factores climáticos | Temperatura Precipitaciones Humedad Relativa del Aire |
| DEPENDIENTE: | | Índice de Volabilidad |
| Macizo rocoso | Características geomecánicas del macizo rocoso. | RMD descripción del macizo rocoso. Espaciamiento de fracturas. Angulo del plano de fracturas. Módulo de Young. Factor de dureza. Resistencia compresiva uniaxial. |

Fuente: Elaboración propia.

1.8. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

1.8.1. Tipo de Investigación

El tipo de investigación utilizado para este trabajo es la **investigación cuantitativa** donde intervienen datos cuantificables o numéricos (cantidades, magnitudes), por lo que se trabaja con un universo muy grandes (sobre los cuales toman muestras representativas como criterio de validación).

El análisis de datos cuantitativos se puede usar para interpretar datos que fueron recolectados, ya sea durante un experimento o usando métodos de muestreo de probabilidad, ya que los datos son recolectados y analizados en una forma estadística válida

1.8.2. Nivel de Investigación

El nivel de investigación es básico con alcance correlacional; la Investigación básica también llamada investigación pura, en este tipo de investigación no se resuelve ningún

problema inmediato, más bien, sirven de base teórica para otros tipos de investigación. Se pueden plantear tesis con alcances exploratorios, descriptivos o hasta correlaciones.

El propósito principal de este estudio es saber cómo se puede comportar una variable según la otra variable correlacionada. En este alcance se plantean hipótesis correlacionales, no se plantean como variables independientes o dependientes, solamente se relacionan dos variables, tampoco existe una prevalencia o importancia de alguna de las variables, no hay diferencia en los resultados si el orden de las variables cambia, según Ríos (2017).

1.9. POBLACIÓN Y MUESTRA

1.9.1. Población

La población para el presente trabajo son los procesos de voladura en la Unidad Minera Antapaccay donde se realiza la actividad minera.

1.9.2. Muestra

Las muestras serán las voladuras realizadas con Quantex y las repercusiones en la estabilidad de taludes en el tajo norte de la unidad minera Antapaccay.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES

2.1.1. *A nivel internacional*

Chugá (2017) “Análisis comparativo entre el método convencional y gasificada utilizada en la mina Cuajone – Southern Perú” Universidad Central de Ecuador. Conclusión: Para la Roca Andesita Basáltica con alteración Potásica, BA-PTK: La opción más viable con respecto a Costos, es la mezcla explosiva convencional con ANFO pesado HA28, equivalente a un costo unitario de 0.34 US\$/Ton; y un consumo de explosivo igual a 1.12 Kg/m³ o 0.41 Kg/Ton. Para Roca Latita Porfirítica con alteración Potásica, LP-PTK: La opción más viable con respecto a Costos, es la mezcla explosiva convencional con ANFO pesado HA28, equivalente a un costo unitario de 0.29 US\$/Ton; y un consumo de explosivo igual a 0.94 Kg/m³ o 0.36 Kg/Ton. Para Roca Aglomerado Gris, AG: La opción más viable con respecto a Costos, es la mezcla explosiva gasificada MEQ73, equivalente a un costo unitario de 0.15 US\$/Ton; y un consumo de explosivo igual a 0.47 Kg/m³ o 0.21 Kg/ Ton.

Hernandez (2019) “Hacia la automatización del análisis de estabilidad de taludes mineros” Universidad de Chile. Conclusión: Es posible utilizar el procedimiento para caracterizar la estabilidad de diferentes modelos de bloques planificados, por ejemplo, modificando el ángulo de talud, en el proceso de planificación. Es posible considerar incertidumbres en las propiedades de la roca. Para el caso de estudio se detecta una caída dramática del 81% al 31% de los taludes considerados estables, al reducir un 15% los parámetros de resistencia de la roca. Al analizar resultados de planificación de Whittle, se observa que la media de los ángulos de talud de la mina planeada se encuentra por debajo del ángulo de talud de planificación, esto es auspicioso pues permitiría aumentar el ángulo de talud durante el proceso de diseño minero. Además, de existir taludes de menor altura que la media, estos se caracterizan por altos valores de factor de seguridad. Existe un efecto importante en la geometría del talud. Al analizar dos paredes de la misma altura y ángulo de talud, pero diferente contorno, se detectan diferencias significativas en el factor de seguridad computado. La media del tiempo de trabajo requerido para analizar cada pared es menor a 0,2min. Esto representa un

bajo costo computacional y permitiría analizar una gran cantidad de planes distintos, en corto tiempo.

2.1.2. A nivel nacional

Challa (2014) “Alternativa de variación de heavy anfo a emulsión gasificada para mejorar los costos, parámetros técnicos y medio ambientales de voladura en mina Cuajone Southern Perú” Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Conclusión: La velocidad de detonación es mayor con la emulsión gasificada a comparación del HA 45/55, la fragmentación mejora con la emulsión gasificada respecto al HA 45/55, concluye también que la fragmentación disminuye en 21.5 % con respecto a la fragmentación del HA 45/55.

Guzmán y Culqui (2018) “Influencia de la implementación de la tecnología Quantex en los costos de voladura en cerro corona, Hualgayoc durante el 2017” Cajamarca Peru Universidad Privada del Norte. Conclusión: La tecnología Quantex reduce costos, mejora la fragmentación, disminuye el factor de carga y no genera gases nocivos.

Quispe (2018) “Evaluación del rendimiento de la emulsión gasificada en la voladura de rocas de la minera Las Bambas - Cotabambas, Apúrimac” Perú, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Conclusión: El Fortis Advantage (65/35) desarrolla un VOD 16% mayor, incrementa la tasa de excavación entre 10% y 30%, reduce la generación de gases en 12%, y genera un ahorro de 30\$ por taladro, todo ello en comparación de Fortis Advantage (70/30).

2.1.3. A nivel local

Portada y Aimituma (2018) “Aplicación e iniciadores electrónicos Digishot Plus para optimizarla fragmentación de rocas de la unidad minera Antapaccay” Cusco Perú, Universidad Continental de Arequipa. Conclusión: Incremento de la fiabilidad de la voladura y mayor flexibilidad durante las coordinaciones del proceso de voladura, debido a que se tiene mayor seguridad durante el uso de estos los detonadores digisho plus, así mismo su uso es sencillo y el software es fácil de manejar, con una adecuada planificación del uso y capacitación del digishot plus es posible generar un ahorro significativo a los costos operativos a mediano plazo.

Mendoza (2016) “Análisis de estabilidad de taludes de suelos de gran altura en la mina Antapaccay” Lima Perú, Pontificia Universidad Católica del Perú. Conclusión: Los métodos

que existen para determinar el factor de seguridad brindan valores cercanos para una misma sección, la mayoría de FS obtenidos no varían en $\pm 5\%$, por tal motivo se afirma que la precisión de los métodos es similar: El análisis en el que se consideran todos los estratos presentes en el talud era realmente necesario, por este motivo no bastaba con asumir que todo el suelo era un estrato único, tal como se hizo durante la elaboración de fases de minado. El análisis de la sección con estas condiciones no cumple ni con los criterios de aceptabilidad para las condiciones estáticas. El FS en el mejor de los casos, realizando los retaludamientos, resulta 1.002.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Explosivos

Los explosivos son sustancias químicas con un cierto grado de inestabilidad en los enlaces atómicos de sus moléculas que, ante determinadas circunstancias o impulsos externos, propicia una reacción rápida de disociación y nuevo reagrupamiento de los átomos en formas más estables. Esta reacción, de tipo oxidación – reducción, es inducida térmicamente por los llamados “puntos calientes”, se conoce con el nombre de detonación y origina gases a muy alta presión y temperatura, los cuales generan a su vez una onda de compresión que recorre el medio circundante (Bernaola, Castilla, & Herrera, 2013).

De esta forma, la energía química contenida en el explosivo se transforma en la energía mecánica de esa onda de compresión. Cabe señalar que en contra de lo que pudiera imaginarse, no es cuantitativamente importante (por ejemplo, un kilogramo de explosivo contiene aproximadamente una décima parte de la energía contenida en un litro de gasolina). La clave que le proporciona su singular poder expansivo es su capacidad de liberarla en un corto espacio de tiempo (Bernaola *et al.*, 2013).

La onda de compresión se genera por el aumento de volumen que sufren los productos de reacción en forma gaseosa, de manera que se dispone de energía mecánica suficiente y aplicable a la fragmentación de rocas, convirtiéndose en un elemento clave en minería y en todo tipo de excavaciones en roca (Bernaola *et al.*, 2013).

2.2.2. Clasificación moderna de los explosivos

Según EXSA S.A. (2021) en términos generales los explosivos por su forma de reacción se clasifican en: explosivos químicos y explosivos nucleares. Los explosivos químicos actúan por procesos de reacción química de detonación producidos por efecto de una onda de choque. Están mayormente vinculados con compuestos nitrados y son los de aplicación común en minería y construcción civil.

Los nucleares están vinculados a la desintegración de materiales como Uranio 235 y Plutonio, proceso que desprende inmensas cantidades de energía. Su empleo actual es el campo militar y de investigación (EXSA S.A., 2009).

a. Explosivos químicos

Según Condori (2015) son aquellas mezclas explosivas cuya liberación de energía va acompañada de una reacción química donde se cumple la ley de la conservación de la materia y energía. Los explosivos químicos son clasificados en:

- **Altos explosivos:** Son aquellos detonantes sensibles al fulminante número 8, los mismos que reaccionan a una velocidad mayor que la velocidad del sonido; su velocidad de detonación es del orden de 6 000 a 10 000 m/s, y su presión de detonación alrededor de 4×10^6 PSI. Ejemplo: dinamitas, permisibles, explosivos acuosos (hidrogel, emulsiones) y explosivos especiales (Condori, 2015).
- **Bajos explosivos:** Se caracterizan por su bajo rango de deflagración, unos cuantos cm/s o m/s menores que la velocidad del sonido y presiones menores, hasta 3000 PSI, ejemplo: la pólvora negra (Condori, 2015).

b. Agentes de voladura

Son mezclas explosivas que tienen como ingredientes un oxidante y un combustible, y requieren de un Booster para su iniciación. Estos agentes de voladura, no son sensibles al fulminante número 8. Ejemplo: ANFO, ANFO PESADO, SANFO, Slurries, Emulsiones, etc. (Condori, 2015).

No obstante, que ninguno de sus ingredientes son explosivos cuando ellos no han sido mezclados, pueden ser sensibilizados lo suficiente como para poder convertirse en altos explosivos (Condori, 2015, p.29).

➤ **ANFO**

Según Bernaola et al. (2013) en la línea de reducir el contenido en nitroglicerina (o nitroglicol) del explosivo para incrementar su seguridad, surgieron los explosivos tipo ANFO (Ammonium Nitrate + Fuel Oil), explosivos compuestos por un 94 % aproximadamente de nitrato amónico que actúa como oxidante y en torno a un 6 % de gasoil que actúa como combustible. Las características de este explosivo son las siguientes:

- Baja / media potencia.
- Muy baja densidad (0,8).
- Nula resistencia al agua, ya que el nitrato amónico es soluble en agua y pierde su capacidad de detonar.
- Baja velocidad de detonación (2.000 - 3.000 m/s).
- Para iniciarlos correctamente, necesitamos otro explosivo, como cordones detonantes, cebos de dinamita gelatinosa, cartuchos de hidrogel o multiplicadores, ya que no son sensibles al detonador.

Por su composición granular y la solubilidad del nitrato de amonio no toleran el agua, por lo que no se recomienda su uso en sondeos que contengan este elemento. Por el contrario, esta consistencia granular confiere al explosivo una ventaja importante, que es que es muy fácil de mecanizar. Este producto se suele vender a granel, y en bolsas y transportado en un carro de salto para uso directo, aunque también se suministra en cartucho (Bernaola *et al.*, 2013).

➤ **Emulsiones**

Según Bernaola *et al.* (2013) En línea con la búsqueda de un explosivo de máxima seguridad y potencia para fuentes de agua, la última novedad en explosivos industriales son las emulsiones. Consiste en una fase dispersa formada por pequeñas gotas de agua de solución de NH_4NO_3 o NaNO_3 rodeadas por una fina película de aceite mineral de 10-4 mm (fase continua). Se trata, por tanto, de explosivos compuestos principalmente de nitrato de amonio o nitrato de sodio con un contenido de agua del 14-20%, gasóleo de aproximadamente el 4% y cantidades más pequeñas (1-2%) de otros productos, incluidos los productos encontrados:

- Agentes emulsificantes (oleato o estearato de sodio)
- Ceras para aumentar la consistencia y el tiempo de almacenamiento.

Diversos fabricantes añaden burbujas de aire o esferas huecas de vidrio (microesferas), que aumentan la onda de choque, incrementando la sensibilidad, y partículas de aluminio, que también elevan su sensibilidad y potencia (Bernaola, *et al.*, 2013).

Bernaola *et al.* (2013) menciona que la superficie de contacto entre el oxidante y el combustible proporcionado por la emulsión promueve una reacción extensa y completa. Por otro lado, la película de aceite protege al nitrato del agua. Todo esto produce un explosivo pastoso que puede bombearse o recámara y tiene las siguientes propiedades.:

- Alta velocidad de detonación (4.500-5.500 m/s)
- Excelente resistencia al agua.
- Mucha menor sensibilidad al choque o a la fricción.

➤ **ANFO Pesado**

El ANFO pesado es una combinación de perlas de nitrato de amonio, diésel y emulsión. La ventaja de las mezclas pesadas de ANFO es que son fáciles de preparar y cargar en el pozo. Se puede variar la proporción de la emulsión y la cantidad de ANFO y es posible obtener un tambor con mayor solidez y resistencia al agua (Konya & Albarrán, 1998).

El porcentaje de emulsión determina el costo del ANFO pesado. La ventaja de los productos encartuchados es que el barril está completamente cargado y no hay espacio entre el barril y la carga. Una desventaja es que si hay agua, se empuja hacia la parte superior porque el explosivo ocupa todo el volumen del barreno. Como resultado, esta mezcla debe usarse en todo el barreno. Por otro lado, debido al espacio entre el cartucho y el barreno, se puede cargar producto encartuchado hasta rebasar el nivel del agua y luego usar ANFO normal a granel un precio inferior (Konya & Albarrán, 1998).

Cargar los explosivos y los cartuchos era tedioso y requería más mano de obra porque los cartuchos tenían que ser llevados al puesto de disparo y arrojados a los pozos. Los ANFO pesados requieren menos mano de obra porque los explosivos se empujan desde el camión hasta el pozo (Konya & Albarrán, 1998).

Ciertas actividades intentan usar ANFO pesado en pozos húmedos, pero usan mezclas que no emulsionan mucho. Para proporcionar agua adecuada, se recomienda utilizar menos del 50% de la emulsión en ANFO pesado para plantas de marisma (Konya & Albarrán, 1998).

2.2.3. *Propiedades y características de los explosivos*

De acuerdo con los objetivos del presente estudio, las características que serán desarrolladas son aquellas que han podido ser medidas en la operación y afectan directamente la calidad de la fragmentación, lo que a su vez se relaciona con la productividad de los equipos de minado, los cuales no pueden ser afectados de manera negativa (Vilela, 2014).

En este sentido, es importante mencionar que los agentes de voladura descritos previamente son fabricados y sensibilizados in-situ por medio de camiones fábrica, por lo que su calidad está ligada a la calibración de los equipos, calidad de componentes y capacidad del operador. Asimismo, los explosivos pueden ser afectados directamente por el medio ambiente que contiene los taladros, como flujos de agua, acidez del agua, fracturamiento de la roca, altas temperaturas, etc (Vilela, 2014).

En estos casos no se puede asumir al explosivo como puro con características uniformes debido a que su performance, sensibilidad y otras características propias pueden ser afectadas (Vilela, 2014).

El Poder Rompedor o Brisance es la capacidad para fracturar y el efecto destructivo ejercido sobre la roca, por resultado de la descomposición instantánea del explosivo. A su vez, considera que esto es proporcional a la densidad de carga y velocidad de detonación. Estos son los factores analizados en el presente estudio (Vilela, 2014).

2.2.3.1. *Potencia Explosiva*

Se puede definir la potencia explosiva como la capacidad que posee el explosivo para quebrantar y proyectar la roca. En realidad, se trata de la energía del mismo aprovechado en la voladura. Esta característica depende fundamentalmente de la composición de explosivo, pudiendo optimizarse con la adecuada técnica de voladura (Bernaola *et al.*, 2013).

2.2.3.2. Velocidad de Detonación

La velocidad de detonación es: “la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo y, por lo tanto, es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía”. La liberación de energía mencionada, en forma de sonido, calor y gases en un instante de tiempo, es la que se aprovecha para la fragmentación de la roca (Bernaola *et al.*, 2013)

El trabajo útil que puede brindar cada explosivo, también entendido como efecto triturador, está ligado a la onda de choque durante la detonación, y ésta a su vez a la densidad y velocidad de detonación. Por este motivo, se puede utilizar la velocidad de detonación para determinar la eficiencia de una reacción explosiva. De tener un valor menor a lo especificado, significa que el explosivo no está cumpliendo las especificaciones técnicas y por ende su performance está siendo afectado (Vilela, 2014).

Debido a ello es se considera la velocidad de detonación un factor crítico que determinará el rendimiento de un explosivo y que a su vez posee un método de medición sencillo. Por otro lado, hay diversos factores que afectan la velocidad de detonación como la densidad de carga, diámetro, confinamiento, iniciación y tiempo de espera dentro del taladro (Vilela, 2014).

En la siguiente tabla de detallan los valores aproximados de velocidad de detonación para diferentes agentes de voladura (Vilela, 2014).

Tabla 2

Velocidades de detonación para diferentes agentes de voladura

| Agente de voladura | VOD (m/s) para taladros de diámetro | | |
|--------------------------------|-------------------------------------|-----------|-------------|
| | 32 mm | 76 mm | 229 mm |
| Emulsión a granel | 4000-4600 | 4300-4900 | 3700 - 5800 |
| ANFO cargado neumáticamente | 2100-3000 | 3700-4300 | 4300 - 4600 |
| ANFO vaciado | 1800-2100 | 3000-3400 | 4300 - 4600 |
| ANFO encartuchado | ---- | 3000-3700 | 4300 - 4600 |
| ANFO pesado | | | 3400 - 5800 |

Fuente: Extraído de Vilela (2014).

2.2.3.3. Densidad

La densidad es un parámetro crítico en los explosivos, debido a que de éste dependen muchas importantes características como resistencia al agua, velocidad de detonación, poder rompedor, entre otras. Además, los explosivos se compran, almacenan y utilizan en base a su peso. Por tal motivo, la cantidad de explosivo que se diseña para cada taladro está basada en la densidad y por ende sus características para las cuales se diseñó dependen de la calidad del carguío (Vilela, 2014).

La calidad para los agentes de voladura es un factor crítico debido a que, si la densidad es muy baja, la columna explosiva se vuelve muy sensible y puede ser iniciada por el cordón detonante, antes de que el booster inicie la detonación desde el fondo del taladro. Por otro lado, si la densidad es muy alta, el agente de voladura pierde la sensibilidad al booster y no inicia (Vilela, 2014).

En la siguiente tabla se muestran algunas densidades referenciales para agentes de voladura, las cuales varían entre 0.8 y 1.6 gr/cc similarmente a la velocidad de detonación, a mayor densidad incrementa el poder rompedor del explosivo (Vilela, 2014).

Tabla 3

Densidades para diferentes agentes de voladura.

| Tipo | Densidad gr/cc |
|-----------------------------|-----------------------|
| Emulsión a granel | 1.1 – 1.6 |
| ANFO Cargado Neumáticamente | 0.8 – 1.0 |
| ANFO Vaciado | 0.8 – 0.9 |
| ANFO Encartuchado | 1.1 – 1.2 |
| ANFO Pesado | 1.1 – 1.4 |

Fuente: (Vilela, 2014, p.36)

2.2.3.4. Presión de Detonación

La presión de detonación de un explosivo es función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación. Se mide en el plano de C – J de la onda de detonación cuando se propaga a través de la columna de explosivo, como ya se ha indicado (López, García, & López, 2003).

Según López *et al.*, (2003) aunque la presión de detonación de un explosivo depende, además de la densidad y de la VD, de los ingredientes de este compuesto, una fórmula que permite estimar dicho parámetro es:

$$PD = 432 \times 10^{-6} \times \rho_e \times \frac{VD^2}{1 + 0.8 \times \rho_e}$$

Dónde:

PD = Presión de detonación (Mpa).

ρ_e = densidad del explosivo (g/cm³).

VD = Velocidad de detonación (m/s)

Los explosivos comerciales tienen una PD que varía entre 500 y 1500 MPa. Generalmente, en rocas duras y competentes la fragmentación se efectúa más fácilmente con explosivos de alta presión de detonación, debido a la directa relación que existe entre esta variable y los mecanismos de rotura de la roca (López *et al.*, 2003).

2.2.3.5. Resistencia al Agua

Se entiende por resistencia al agua a la característica por la cual un explosivo, sin necesidad de cubierta especial, mantiene sus propiedades inalterables durante un periodo de tiempo en contacto con el agua. Las dinamitas gelatinosas, hidrogeles y emulsiones resisten perfectamente cuando son cargados en barrenos con agua y por ello permiten su utilización en barrenos con agua en su interior. Sin embargo, los productos pulverulentos y ANFO no resisten al agua por el carácter soluble del nitrato amónico (Bernaola *et al.*, 2013).

La resistencia al agua depende del estado de agregación de cada elemento de los explosivos. A modo de ejemplo, el nitrato amónico es muy poco resistente al agua ya que se disuelve en ella con facilidad; sin embargo y, en determinadas condiciones y en forma de emulsión o disolución saturada, es el componente principal de ciertos explosivos caracterizados por su buena resistencia al agua (Bernaola *et al.*, 2013).

En el caso de que la aplicación del explosivo deba realizarse en voladuras bajo agua, se ha de tener en cuenta que el explosivo a utilizar no solo debe ser capaz de soportar la presencia del agua sin disolverse, sino que debe mantener su sensibilidad de iniciación y propagación en estas circunstancias. En estos casos, se deben utilizar explosivos diseñados especialmente para esta finalidad (Bernaola *et al*, 2013, p.81).

Por último, cuando los barrenos presentan simplemente humedad, se pueden emplear prácticamente todos los tipos de explosivos siempre que el tiempo de permanencia de explosivo en el barreno sea breve o bien se realice el enfundado de los mismos si se trata de explosivos a granel como el ANFO. Para mitigar este efecto, se han desarrollado productos específicos, como, por ejemplo, el ANFO resistente al agua, que incorpora aditivos que recubren el prill de nitrato amónico de modo que no se disuelva en agua durante un cierto periodo de tiempo (Bernaola *et al*, 2013).

2.2.3.6. Calidad de Humos

El humo de cola es una serie de productos gaseosos que son fruto de la reacción explosiva de un explosivo, incluidos vapor de nitrógeno (NO_x), vapor de agua, monóxido de carbono (CO) y dióxido de carbono (CO₂) (Bernaola *et al.*, 2013).

La composición de los explosivos industriales hace que las reacciones químicas que generan humos de voladura con un bajo contenido de gases nocivos (CO y NO_x), ello es signo de una reacción química completa (Bernaola *et al.*, 2013).

Sin embargo, debido a que las condiciones de aplicación difieren generalmente de las condiciones teóricas, el nivel de gases tóxicos (CO, NO_x, etc.) producidos en las voladuras es elevado, lo que puede causar molestias e incluso intoxicaciones fuertes en los individuos. Es por esta razón que nunca se debe llegar a las cercanías de un frente después de una voladura sin estar seguro de que los gases generados en él se han ventilado, ya sea por cálculo o medición directa (Bernaola *et al.*, 2013).

2.2.3.7. Sensibilidad

La sensibilidad de un explosivo se define como la cantidad de energía de iniciación que debe transmitirse para que se inicie y detone (Bernaola *et al.*, 2013).

Según Bernaola *et al.* (2013), la sensibilidad de los explosivos depende de una variedad de factores, algunos de los cuales influyen en la seguridad de su manipulación (fabricación, transporte y utilización) y otros en su iniciación en la voladura:

- Sensibilidad al detonador.
- Sensibilidad a la onda explosiva.
- Sensibilidad al choque y al rozamiento.

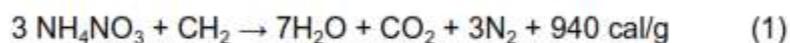
2.2.3.8. Estabilidad química

La estabilidad química de un explosivo es su aptitud para mantenerse químicamente inalterado con el paso del tiempo. La estabilidad está garantizada si las condiciones de almacenamiento y el periodo de almacenamiento son los adecuados y correctos, permitiendo al usuario tener un producto totalmente seguro y fiable para los trabajos de voladura. (Bernaola *et al.*, 2013)

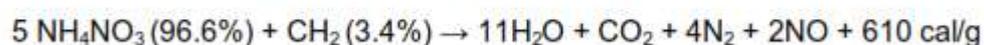
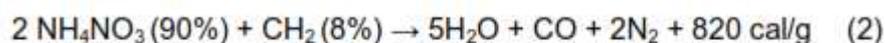
2.2.3.9. Balance de Oxígeno

Los elementos que normalmente constituyen la formulación química de un explosivo (nitrógeno, carbono e hidrógeno) teóricamente deben dar como productos de la explosión nitrógeno (gas), dióxido de carbono y vapor de agua (Bernaola *et al.*, 2013).

La reacción correspondiente al ANFO, explosivo formado por nitrato amónico y fuel-oil, sería:



Según Bernaola *et al.* (2013) este supuesto corresponde al caso en que la composición del ANFO que reacciona sea del 94,5% de NO_3NH_4 y 5,5% de fueloil. En el caso de que estas proporciones fueran distintas, se obtendría:



La reacción (1) corresponde al caso en que la cantidad de oxígeno que reacciona es la estrictamente necesaria para la oxidación completa del carbono y del hidrógeno, quedando el nitrógeno libre. Como puede verse, es a esta reacción a la que corresponde el mayor calor de explosión (Bernaola *et al.*, 2013).

Cualquiera de las otras dos reacciones (2) y (3), que corresponden a formulaciones con defecto o exceso de oxígeno sobre el teórico necesario, aparte de generar un calor de explosión más bajo, también dar lugar a la liberación de una cierta cantidad de gases tóxicos (monóxido de carbono u óxidos de nitrógeno), lo que es una cuestión particularmente importante si la voladura se realiza en un espacio subterráneo sin suficiente ventilación (Bernaola *et al.*, 2013).

Al déficit o superávit de oxígeno que tiene un explosivo en su formulación química, expresado en % sobre el teórico necesario, se le denomina "balance de oxígeno" (B.O.). El B.O. sería por tanto nulo con la formulación (1), negativo con la (2) y positivo con la (3) (Bernaola *et al.*, 2013).

Como se ha visto, el B.O. afecta a la potencia del explosivo (calor de explosión) y a la producción de humos tóxicos (Bernaola *et al.*, 2013).

2.2.4. Factores que afectan al rendimiento de la voladura

El Diseño de Voladuras es una técnica que se basa en la aplicación de técnicas de cálculo en un medio heterogéneo, en el cual los resultados obtenidos pueden influir en gran medida en el desarrollo del método de explotación (Bernaola *et al.*, 2013, p.141).

Así, es importante destacar que para saber si los resultados de una voladura son buenos o no, es necesario saber qué es lo que iba buscando cuándo se diseñó la misma. Se puede decir que una voladura ha sido realizada con éxito si los resultados obtenidos coinciden con el objetivo buscado (Bernaola *et al.*, 2013, p.141).

Según Bernaola (2013) el objetivo de una voladura, de acuerdo a la definición establecida al principio del capítulo es aquella en la que se buscan unos resultados en fragmentación y desplazamiento, además, de no afectar a elementos ajenos a la voladura. Para lograr este objetivo, y evaluar el correcto rendimiento de una voladura se deben tener en cuenta tres factores fundamentales que son clave en un correcto diseño y control, que son:

- Una correcta cantidad de energía. Para lograr los resultados deseados hace falta la cantidad de explosivo adecuada en cada caso.

- Una correcta distribución de energía. El explosivo es un producto que implica la transformación de energía química en energía mecánica, de modo que una mala distribución nos puede dar lugar a una fragmentación no deseada o bien, a concentraciones de energía tales que afecten a elementos ajenos a la misma.

- Un correcto confinamiento de energía. Para que el explosivo trabaje correctamente es necesario que los gases generados estén confinados en el barreno, de modo que la pérdida de energía por este hecho sea mínima.

Así se obtienen tres conceptos que están íntimamente relacionados entre sí, de modo que la falta de uno de ellos, hace que el rendimiento obtenido no se corresponda con el deseado (Bernaola *et al.*, 2013).

2.2.5. Fragmentación

Si se considera el impacto directo que tiene en los costos unitarios de las diferentes operaciones involucradas en el proceso de extracción y proceso del mineral, la fragmentación es uno de los parámetros más importantes en la voladura de rocas. Para llevar a cabo un análisis técnico económico de la situación, es fundamental disponer de herramientas que puedan medir el grado de fragmentación de una voladura, así como modelos predictivos de dicha fragmentación. (Rojas, 2017)

Desde que Kuznetsov propuso una estimación del tamaño medio de los fragmentos en 1973, otros investigadores han seguido ampliando y mejorando las predicciones del modelo, como Hjelmberg en 1983. El modelo más utilizado es sin duda el modelo Kuz-Rama propuesto por Cunningham en 1987, que se basa en el tamaño medio del fragmento propuesto por Kuznetsov (1973) relacionado con la ecuación de Rosin y Ramler (1933) que describe la curva de distribución y el coeficiente de piedra Índice de uniformidad "n" para una distribución calificada de parámetros como "A" y el coeficiente de piedra "A". Entre estos últimos parámetros, Cunningham mejoró el índice de homogeneidad "n" incorporando el índice de volatilidad (Lilly, 1986, como se citó en Méndez, 2019), en el factor de roca "A". Kanchibotla *et al.* (1999), Thornton, Kanchibotla y Esterle (2001) propusieron una modificación del modelo Kuz-Ram que estimó el volumen de material durante la fragmentación del macizo rocoso y

encontraron que la fracción fina estaba subestimada (modelo JKMRC). Se basa en el supuesto de que el montón de material volado está formado por una combinación de diferentes tamaños divididos en dos distribuciones; uno para la parte de grano grueso (definida por la ecuación de Rosin-Rammler) y el otro para la parte de grano fino (definida por la punta que cubre la definición del cilindro de roca triturada o molida).

Cáceres *et al.* (2008) propusieron el uso de redes neuronales para simular escombros de una explosión. Con base en los resultados obtenidos, los autores afirmaron que las redes neuronales son técnicas de regresión, lo que demuestra que aumentar el factor de carga y disminuir el diámetro puede mejorar los resultados de fragmentación. Para equilibrar los requisitos de datos y la precisión del modelo, la ley del factor de carga propuesta por Lownds (1995) relaciona el tamaño del fragmento con el factor de carga, lo que tiene ventajas sobre el modelo tradicional de Kuz-Ram. Siempre que se proporcione suficiente información, los modelos de ingeniería son la mejor opción para una alineación segura y capacidades predecibles. Según Cáceres *et al.* (2006), el rango de retardo óptimo para reducir la fragmentación se demostró analizando ráfagas grandes y pequeñas. Como se puede observar, este rango se encuentra dentro del rango sugerido por diversos autores.

➤ **Fragmentación máxima**

Para aumentar la separación durante la voladura y reducir los efectos secundarios no deseados, se deben elegir variables de diseño como burden, tapón, sobreperforación, espaciamiento y tiempo de retraso para que funcionen juntas. Comprender mejor las relaciones entre variable. (Yaranga, 2021)

➤ **Fragmentación de roca y control de pared**

Se deben aplicar adecuadamente dos principios importantes para controlar la fragmentación. Se debe suministrar la cantidad adecuada de energía a lugares estratégicos del taladro. También es necesario liberar energía en el momento adecuado para garantizar una interacción adecuada. La distribución de energía en la cáscara se divide en dos zonas separadas. Primero, debes tener suficiente energía y usar la cantidad adecuada de explosivos. Para atravesar el manto rocoso, los explosivos deben colocarse en una geometría que maximice la energía de fragmentación. Esta geometría a menudo se denomina plantilla de explosión. (Bernard, 2019)

Aplicar la energía en el momento equivocado puede cambiar el resultado final, incluso si la cantidad de energía se coloca estratégicamente a lo largo del manto de roca modelo correcto. Un arranque inadecuado puede provocar diversas averías, vibraciones, golpes de viento, piedras despedidas y choques traseros. Esta discusión no considera el suministro de energía a largo plazo. La única consideración en esta sección es colocar estratégicamente la cantidad correcta de energía en el patrón de batería correcto. (Bernard, 2019)

La investigación sobre la naturaleza de la fragmentación se remonta a los primeros días del uso de explosivos. Los usuarios de explosivos han aprendido que en algunas explosiones el proceso de fragmentación consume mucha energía. En otros casos, la energía no se utiliza de manera muy eficiente, sino que provoca ruidos, terremotos, ruidos del viento y rocas que vuelan con pocos daños. A lo largo de las décadas, han surgido muchas heurísticas, métodos de diseño que muestran formas de hacer un mejor uso de esta energía. Este método de diseño también permitió a los responsables de las voladuras utilizar la misma técnica en diferentes situaciones y con diferentes tipos de rocas, para lograr los mismos resultados. (Bernard, 2019)

2.2.6. Vibraciones

Uno de los principales factores a estudiar y a evaluar será el impacto de las vibraciones en la roca y la respuesta de la roca a dicha vibración. Para elaborar un modelo de vibraciones es necesario conocer los diferentes tipos de ondas y como éstas se comportan en el macizo rocoso. (Zapata, 2012)

Al detonar una carga explosiva el frente de la onda de choque generado se propaga en forma esférica al comienzo y cónica después, transfiriéndole una energía vibracional al macizo rocoso. En un buen diseño de voladura la mayoría de la energía liberada se consume en fragmentar la roca y sólo una pequeña parte se convierte en vibraciones, produciendo movimiento en el terreno o sobre-presión de aire (airblast). La vibración del terreno es la principal alteración producida por la voladura, aunque el airblast toma una notoriedad mayor ya que está acompañado de un efecto sonoro mucho más perceptible. El macizo a través del cual viajan las ondas es considerado como un medio elástico constituido por innumerables partículas individuales. (Zapata, 2012)

Las ondas sísmicas que perturban el macizo rocoso provocan un movimiento oscilatorio complejo en las partículas que lo constituyen, sacándolas de su estado de reposo y haciendo que

cada una de ellas traspase energía a la próxima en forma sucesiva. En cada transmisión de energía se pierde un poco de la misma, por lo que la intensidad del movimiento disminuirá a medida que la onda se aleja de la fuente explosiva. Entonces, las partículas volverán gradualmente a su estado de reposo. (Zapata, 2012)

2.2.6.1. Tipos de ondas sísmicas generadas

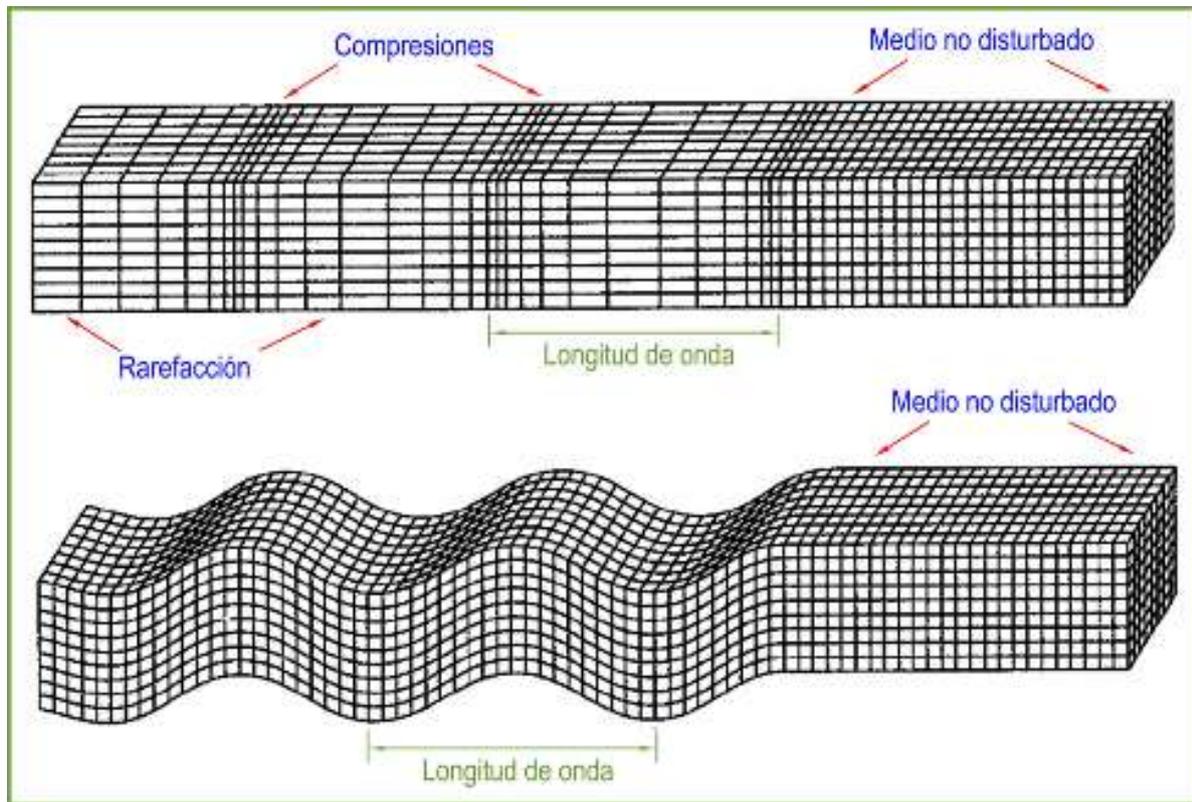
Las ondas vibratorias se clasifican en ondas internas y ondas superficiales según el movimiento de las partículas. Las ondas internas se dividen en ondas P y ondas S, y las ondas superficiales se dividen en ondas R, ondas O, ondas de canal y ondas de Stonnelly. El movimiento que se produce en las masas es resultado de la combinación de todos estos tipos de ondas. (Ledezma, 2016)

Ondas Internas; El primer tipo de estas ondas son las llamadas ondas "P" primarias u ondas de compresión, que se propagan a través del material y producen compresión y rarefacción alternas, lo que hace que las partículas se muevan en la dirección de propagación de la onda. Son más rápidos y provocan cambios de volumen en el material por el que viajan, pero no cambios de forma. (Zafra, 2017)

El otro tipo de estas ondas son las ondas transversales o de corte "S", que hacen que las partículas se muevan perpendicularmente a la dirección de propagación de la onda. La velocidad de una onda "S" está entre la de una onda "P" y la de una onda superficial. Bajo la influencia de estas ondas, la forma del material cambia, pero el volumen no cambia. (Sellés, 2005)

Figura 1

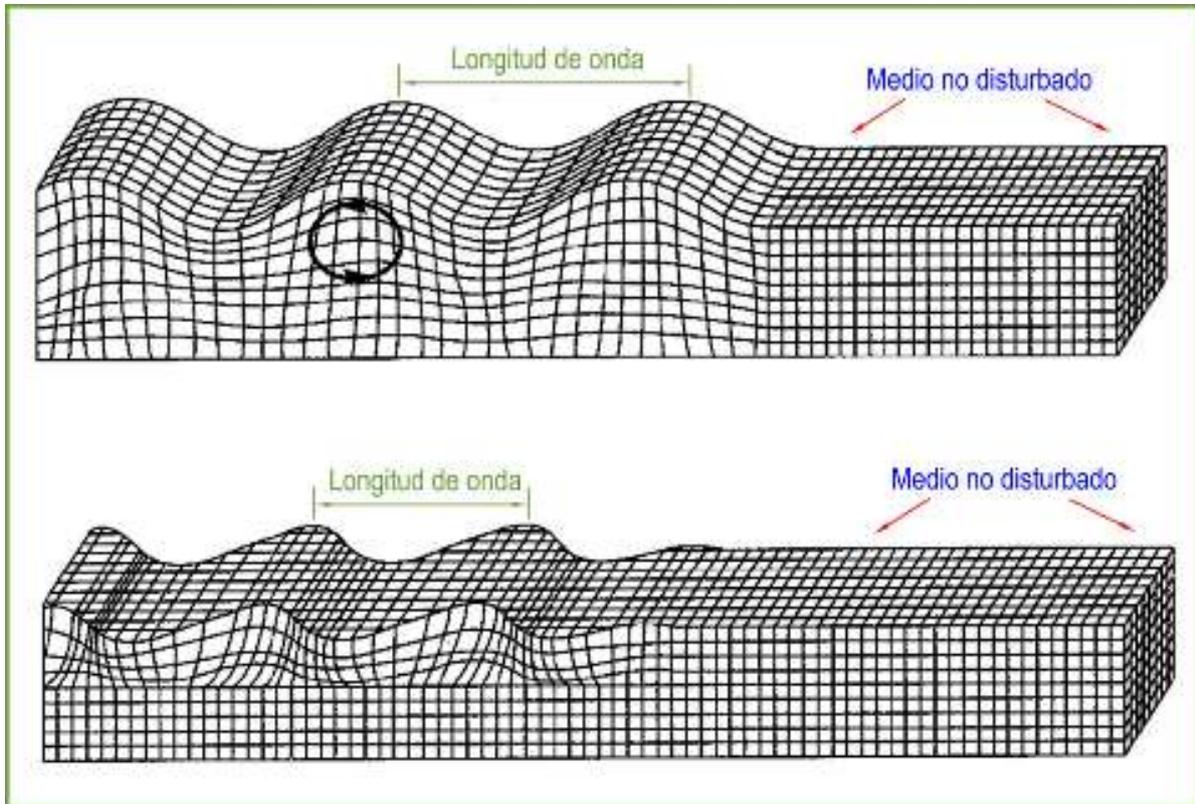
Ondas "P" (a) y ondas "S" (b)



Nota: Ondas superficiales; Las ondas Rayleigh "R" y Love "O" son las ondas superficiales que se producen con frecuencia en las voladuras de rocas. Las ondas Canal y Stonelly son otros tipos de ondas superficiales, pero son insignificantes debido a su falta de datos. Las partículas son movidas por ondas "R" en una trayectoria elíptica en el sentido opuesto a la propagación de las ondas. Las partículas se mueven en dirección transversal a la propagación como resultado de las ondas "O", que son más rápidas que las ondas "R"; extraído de Suárez (2020).

Figura 2

Ondas “R” (a) y ondas “O” (b)

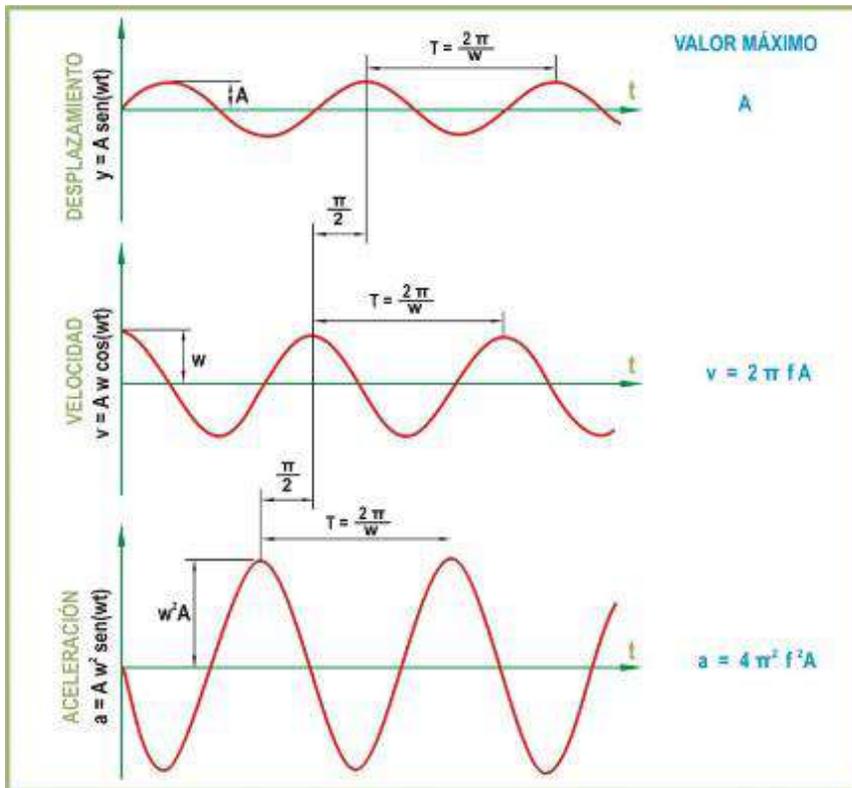


2.2.6.2. Parámetros de ondas

La vibración es el movimiento que se produce cuando una onda sísmica atraviesa un medio rocoso en cada momento. Considerar las vibraciones producidas por las voladuras como ondas de tipo sinusoidal es una forma simple de simplificar su estudio. (Vargas, 2003)

Figura 3

Movimiento ondulatorio sinusoidal



Fuente: Extraído de Martínez (2011)

Parámetros básicos de análisis:

- Amplitud (A): Desplazamiento máximo de un punto desde su posición de reposo.
- Velocidad de partícula (v): Velocidad a la que se desplaza el punto.
- Aceleración (a): Ritmo de cambio de la velocidad.
- Frecuencia (f): Número completo de oscilaciones o ciclos por segundo. La frecuencia es inversa del periodo "Ts".
- El desplazamiento "y" en cualquier instante vale:

$$y = A \text{ sen}(\omega t)$$

Siendo:

$$\omega = 2\pi f = 2\pi \left(\frac{1}{T_s}\right)$$

La longitud de onda “ λ ” para una velocidad de propagación “VC” es:

$$\lambda = VC T_s = VC \left(\frac{1}{f}\right)$$

Las relaciones entre el desplazamiento, la velocidad y la aceleración de partícula son:

$$y = A \text{ sen}(\omega t)$$

$$v = \frac{dy}{dt} = A \omega \cos(\omega t)$$

$$a = \frac{dv}{dt} = -A \omega^2 \text{ sen}(\omega t)$$

Cuando sólo se tienen en cuenta los valores máximos absolutos de tales parámetros, las relaciones anteriores se convierten en:

$$V_{\max} = A \omega = 2 A \pi f$$

$$a_{\max} = A \omega^2 = 4 A \pi^2 f^2 = V_{\max} 2 \pi f.$$

Cálculo de la velocidad pico partícula máxima:

$$V_{pp_{\max}} = \frac{\sigma_t \cdot V_p}{E}$$

Donde:

$V_{pp_{\max}}$ = Velocidad de partícula pico máxima (mm/s)

σ_t = Resistencia a la tracción de la masa rocosa (MPa)

V_p = Velocidad sónica de la masa rocosa (m/s)

E = Módulo de deformación de la masa rocosa

2.2.6.3. Atenuación de ondas en el macizo rocoso

De acuerdo a Vargas (2003), la propagación de una onda a través de un terreno rocoso reduce su amplitud. Las atenuaciones se clasifican en dos categorías:

1. Atenuación geométrica: En un medio homogéneo, elástico e isotrópico, la amplitud de la onda vibratoria aminora su medida que viaja por medio del macizo rocoso. La fórmula para calcular este factor es la siguiente:

$$FAC = 1/R^n$$

Donde:

R = Distancia entre el punto de la perturbación y el de recepción [m].

n = Constante que depende del medio en que se propaga la onda.

2. Atenuación inelástica: Al encontrarse con rocas inelásticas, las ondas pierden parte de la energía mecánica transferida por la onda a la roca porque el macizo rocoso no se comporta como un medio homogéneo, elástico e isotrópico. El factor inelástico de atenuación, según Barkan (1962), está definido por:

$$FAI = e^{-IR}$$

Donde:

I = Coeficiente de atenuación.

R = Distancia entre el punto de la perturbación y el punto de recepción [m].

2.2.6.4. Variables que determinan las vibraciones en voladura

Como señala Oliva (2019), las variables que influyen en las características de las vibraciones producidas en el macizo rocoso, son principalmente las mismas que determinan la eficiencia de la voladura y se pueden dividir en dos grupos:

1. Variables controlables: en este caso las variables que tiene una mayor significancia son la cantidad de carga explosiva por retardo, tipo y distribución del explosivo, tiempos de cada retardo y el confinamiento de la carga explosiva.
2. No controlables por el operador: dentro de esta categoría se encuentra la superficie del terreno, el viento y las condiciones climáticas, pero la de mayor importancia es la ubicación de la voladura.

El nivel medio de vibraciones depende principalmente de la masa de la carga explosiva que detona en un instante determinado, por lo que uno de los parámetros críticos, al hablar de velocidad pico de partículas, es el intervalo de tiempo o retardo que transcurre entre detonaciones sucesivas. Eso se debe a que al ajustar los tiempos de detonación de las cargas se puede regular la razón de liberación de energía mecánica transferida al macizo rocoso en forma de vibraciones. La dispersión que presentan los elementos de retardo hace que algunos sectores de la voladura generen mayores niveles vibracionales, mientras que otros producen niveles de vibraciones menores. (Oliva, 2019)

2.2.7. Daño inducido por voladura y criterio de daño

Para Puente (2014), las primeras investigaciones respecto de los límites de seguridad para vibraciones tenían su principal deficiencia en la definición de la palabra daño, o por la inexistencia de una definición. Los primeros que enunciaron definiciones más precisas al respecto fueron los canadienses Edwards y Northwood en 1960, quienes especificaron lo siguiente:

- Límite de daño: “Es la apertura de viejas fisuras y formación de nuevas fisuras en el revoque, desplazamiento de objetos sueltos”.
- Daño menor: “Es superficial, no afectando la resistencia de la estructura, por ejemplo: quebradura de ventanas, caída de revoque, formación de fisuras en la mampostería”.

- Daño mayor: “Sería debilitación de la estructura, por ejemplo: grandes fisuras, movimiento de cimientos, debilitamiento de la estructura”.

Actualmente se ha definido “límite de daño” como la ocurrencia de fisuras de dimensión capilar en el revestimiento de las paredes. Este tipo de ocurrencia fue llamado “daño cosmético” por algunos autores, pues no compromete ni la resistencia ni la estabilidad de la estructura. El daño asociado a la voladura se define como “toda fragmentación de la roca, activación y/o generación de fracturas que degrade la calidad geotécnica del macizo rocoso y que afecta el rendimiento de las operaciones. Puede ser generado por un mal diseño de la voladura o una mala implementación del mismo.” (Bravo, 2018)

Generalmente el daño a la roca vecina a la voladura se produce por una mala distribución de la energía explosiva y un inadecuado control sobre la secuencia de iniciación de la voladura. El daño es causado por tres mecanismos principales: la generación de nuevas grietas en la roca una vez que se supera la velocidad crítica de partícula, extensión y apertura de fracturas existentes por la acción de una excesiva presión de gases y finalmente, la desestabilización de bloques o cuñas, debido a la alteración de las propiedades de las estructuras geológicas. De estos mecanismos es importante mencionar que los dos primeros afectan al campo cercano (< 50 [m] del límite de la voladura), mientras que el último fenómeno puede ocurrir en el campo lejano (> 50 [m]). (Bustamante, 2019)

Cornejo (2020) refiere que la velocidad vibracional de las partículas está relacionada con su habilidad para inducir nuevo fracturamiento en la roca, a través de la relación entre velocidad de partícula y la deformación dinámica, válida para una condición de roca confinada en la vecindad inmediata a las cargas explosivas, donde el impacto de la voladura es más intenso y los niveles de esfuerzos inducidos son similares a los esfuerzos necesarios para la fragmentación de la roca. Dada esta relación, el análisis de velocidad de partícula tiene la cualidad de ser un adecuado método para estimar el grado de fracturamiento inducido por la voladura. De acuerdo a lo indicado se tiene:

$$\varepsilon = \frac{PPV}{V_p}$$

Cornejo (2020), considera que esta ecuación representa la relación entre la Velocidad de Partícula PPV y la deformación inducida ε , para una roca con una Velocidad de la Onda de

Compresión V_p . Esta ecuación supone una elasticidad lineal del material a través del cual la vibración se está propagando y permite una estimación razonable para la relación entre la roca fracturada y la vibración inducida. De la Ley de Hooke y asumiendo un comportamiento elástico, la Velocidad de Partícula Máxima (PPVc) que puede ser soportada por la roca antes de que ocurra la falla por tracción, puede ser estimada en función de la resistencia a la Tracción (σ_t), el Modulo de Young Dinámico (E) y la Velocidad de propagación de la Onda P (V_p), usando la siguiente ecuación:

$$PPVc = \frac{\sigma * V_p}{E}$$

Donde:

PPVc = Velocidad de partícula crítica [mm/s].

σ_t = Resistencia a la tracción [Mpa].

V_p = Velocidad de propagación de la onda [m/s].

E = Módulo de Young dinámico [Gpa].

Criterio de daño; se determina en función a la siguiente tabla:

Tabla 4

Criterio de daño

| Tipo de daño | Rango de VPP |
|--------------------------------------|----------------|
| Intenso fracturamiento | VPP > 4 VPPc |
| Creación de nuevas fracturas | VPP > 1 VPPc |
| Extensión de fracturas preexistentes | VPP > 1/4 VPPc |

Fuente: Extraído de Vilela (2014)

2.2.8. Geotecnia

La geotecnia es la rama de la geología que trata de la aplicación de los principios geológicos en la investigación de los materiales naturales -como las rocas- que constituyen la corteza terrestre, implicados en el diseño, la construcción y la explotación de proyectos mineros.

El conocimiento preciso de las propiedades mecánicas del suelo donde se pretende realizar las operaciones mineras y de las condiciones físicas del ambiente, constituye el mejor medio de prevención ante desastres naturales que pueden causar graves daños a las personas y al proceso en las operaciones. (Escobar, 2017)

2.2.9. Estabilidad de taludes

En el estudio de la estabilidad de taludes se abordan fenómenos de estado último o de rotura de masas de suelo. El “agente” externo responsable de la inestabilidad es una fuerza de masa: el peso y eventualmente los efectos de filtración a los que debe añadirse, generalmente como factor secundario, posibles cargas externas. (Pérez, 2005)

La preponderancia de las acciones gravitatorias condiciona, sobre todo, la definición de seguridad frente a rotura. En el caso de una cimentación superficial, el cálculo de la carga de hundimiento, para unas características dadas del terreno, tiene un sentido obvio. De acuerdo con la propuesta de un factor de seguridad como cociente entre carga de rotura y carga de servicio, parece una elección razonable. (Ortuño, 2003)

Sin embargo, en el caso de la estabilidad ligada a fuerzas de masa tiene quizá poco sentido el cálculo de la “fuerza de masa en rotura”. Existen por supuesto, alternativas, que se desarrollan en el capítulo, pero conviene apuntar aquí que la cuantificación de la seguridad de taludes frente a rotura es un problema difícil, con abundantes ambigüedades y lejos aún de alcanzar, en la práctica, un status satisfactorio. (Geoma, 2006)

La determinación de las condiciones de estabilidad de laderas naturales es un objetivo importante de los estudios de riesgos de origen geológico. En ausencia de intervención humana, la frecuencia e importancia de los deslizamientos del terreno suele ir ligada a zonas de relieve montañoso, a la intensidad y duración de precipitaciones (y efectos asociados a estas: erosión en cauces) y a ciertas formaciones litológicas especialmente sensibles a los movimientos. (Matteis, 2003)

Las técnicas de reconocimiento geológico-geomorfológico son en estos casos de gran ayuda para identificar zonas movidas y para estimar cuantitativamente los riesgos de deslizamiento. La determinación cuantitativa de índices de riesgo o seguridad exige sin embargo el empleo de técnicas y modelos propios de la Mecánica del Suelo o de las Rocas. El desarrollo de modelos de cálculo es solo una parte del problema y, en general, cuando se trata

de laderas naturales, habrán de integrarse los estudios y aportaciones geológicas y geomorfológicas con técnicas de análisis, predicción y corrección, en su caso. (Melentijevic, 2005)

Diversos aspectos, casi siempre complementarios, de la estabilidad de taludes pueden encontrarse en la literatura técnica y congresos especializados en los campos de la Geología Aplicada, Ingeniería Geológica, Mecánica de Rocas y Mecánica del Suelo. Esta dispersión dificulta la posesión de una visión completa de las diferentes facetas involucradas en el análisis de los movimientos del terreno, sus causas y las medidas preventivas y correctoras. La publicación “Landslides, Analysis and Control” de Schuster y Krizek (1978) es un texto razonablemente equilibrado que recoge la mayoría de los aspectos significativos en el estudio de los deslizamientos del terreno.

Son los métodos de “equilibrio límite” (menos rigurosos que la estricta aplicación de la teoría de la plasticidad), los que históricamente se han utilizado desde la década de 1920 para abordar la estabilidad de taludes. Con el tiempo, estos métodos adquirieron potencia y flexibilidad para adaptarse a las complejas condiciones de geometría interna y régimen hidráulico que a menudo aparecen en el estudio de taludes y son por ello mayoritariamente empleados, especialmente en dos dimensiones (deformación plana). (Ramos, 2017)

2.2.10. Fuentes de energía de los explosivos

Los dos tipos principales de energía se liberan cuando los explosivos reaccionan químicamente. El primero es conocido como energía de choque, mientras que el segundo es conocido como energía de gas. El proceso de detonación libera ambos tipos de energía (Konya & Albarrán, 1998).

2.2.10.1. Energía de choque

En el tiempo de la detonación de un explosivo, la presión de choque viaja por medio del explosivo hasta el frente de la reacción antes de que se libere la energía del gas. Esta energía de impacto suele tener una presión mayor que la energía del gas. Cuando desaparece la energía del impacto, se libera la energía del gas. La energía del gas de un explosivo alto es relativamente mayor que la energía del gas de un explosivo bajo. En el gráfico explosivo se observan 2 presiones separadas y distintas. La presión de impacto es la presión transitoria que se propaga

a la velocidad de detonación del explosivo. Se estima que esta presión es sólo del 10 - 15 por ciento de la energía de trabajo total disponible en el explosivo. La presión del gas corresponde al 85-90% de la energía útil del explosivo, que continúa y sigue a la energía del impacto. Esta presión produce una fuerza que se mantiene constante hasta que las paredes del recipiente del barreno se fisuran (Konya & Albarrán, 1998).

En los altos explosivos, el pico de presión viaja a través del explosivo antes que la energía de gas sea liberada. Por lo tanto, hay dos presiones distintas y separadas, resultado de la reacción de un alto explosivo y sólo una en el caso de un bajo explosivo. La presión de choque es una presión transitoria que viaja a través del explosivo a la velocidad de reacción y es seguida de la presión de gas (Konya & Albarrán, 1998).

2.2.10.2. Energía de gas

La energía de gas liberada durante el proceso de detonación, es la causa de la mayor parte de la fragmentación de la roca durante una voladura con cargas confinadas en los barrenos. La presión de gas, frecuentemente llamada presión de la explosión, es la presión que los gases en expansión oponen contra las paredes del barreno después que la reacción química ha terminado. La presión de la explosión resulta de la cantidad de gases liberados por unidad de peso del explosivo y de la cantidad de calor liberada durante la reacción. Entre más alta sea la temperatura producida, mayor será la presión del gas. Si se libera mayor cantidad de gas a la misma temperatura, la presión también se incrementará. Para obtener un valor rápidamente, se supone que la presión de gas es de aproximadamente la mitad de la presión de detonación (Konya & Albarrán, 1998).

CAPITULO III

MINERÍA

3.1. LEY DE CORTE

Con el objeto de identificar cual es la ley mínima del mineral que permita generar un beneficio marginal en su procesamiento, se ha incorporado el concepto de ley de corte. En la práctica existen dos posibles escenarios que deben ser tomados en cuenta:

- a. **Mineral enviado a proceso directamente desde la mina.**
- b. **Mineral que es re-manejado desde los stockpiles a la planta.**

En el caso del primer escenario, el costo minado en sí es omitido ya que en cualquier circunstancia todo bloque dentro del tajo final deberá ser removido ya sea porque el mismo paga su extracción y procesamiento o bien porque un bloque más profundo lo hace para su propio beneficio, sin perjuicio de lo anterior los costos de minado extra que signifique colocar el mineral en la planta respecto de enviarlo a botadero deben ser incorporados. Este concepto se entiende como ley de corte marginal y la fórmula para su cálculo se detalla en la ecuación:

Fórmula para el cálculo de la ley de corte marginal

$$\text{Ley de Corte Marginal} = \frac{C_{proc} + (C_{more} - C_{mwst})}{R_{cu} * (P_{cu} - S_{cu}) * 22.0462}$$

Dónde:

C_{proc} : Costo de proceso (incluye chancado, faja, molienda y costos administrativos) en US\$/t.

C_{mORE} : Costo de minado de mineral en US\$/t.

C_{mWST} : Costo de minado de estéril en US\$/t.

R_{CU} : Recuperación de Cu en %.

P_{CU} : Precio de Venta de Cu en US\$/libra.

S_{CU} : Costo de Venta de Cu en US\$/libra.

3.1.1. Recursos Mineros

3.1.1.1. Reserva Mineral

Las reservas probadas y probables de Antapaccay alcanzan los 579.35 Mt para el Open Pit con una ley de Cu de 0.45%.

Tabla 5

Leyes de reservas probadas y probables

| Material | Reserva (ton) | Cut(%) | Au(gr/ton) | Ag (gr/ton) |
|-------------|---------------|--------|------------|-------------|
| Probadas | 230433703.2 | 0.53 | 0.11 | 1.37 |
| Probables | 348918479.9 | 0.4 | 0.08 | 1.11 |
| Grand total | 579352183.1 | 0.45 | 0.1 | 1.27 |

Fuente: Dpto. Planeamiento

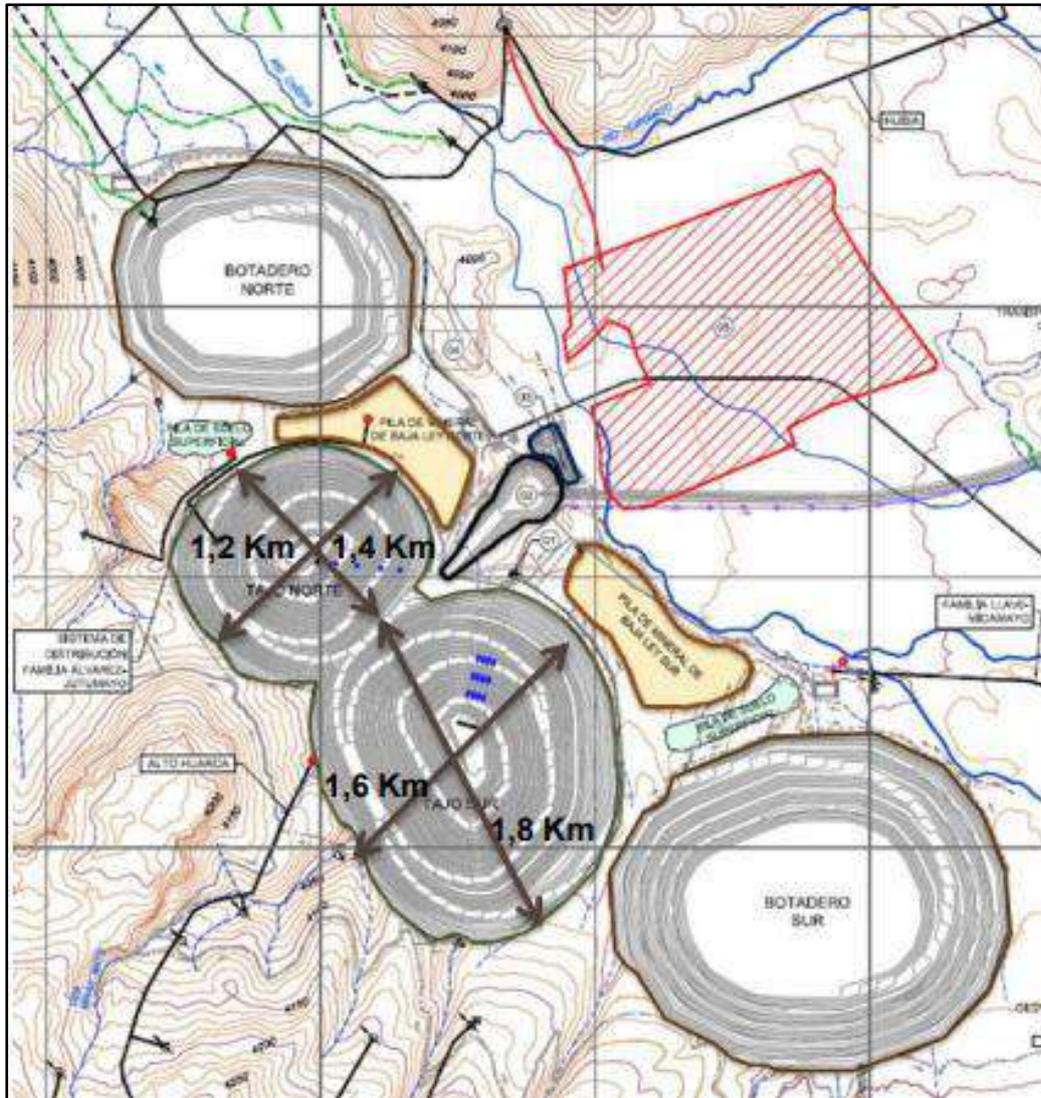
3.1.2. Capacidad de Producción

Las mineralizaciones de sulfuros de cobre diseminados se encuentran en este proyecto. Por lo tanto, actualmente se está llevando a cabo la evaluación de reservas y el análisis de factibilidad. Se prevé una inversión de \$230 millones y una producción anual de 110,000 TMF de cobre.

3.1.3. Diseño Actual del Tajo

Figura 4

Disposición de Minado Antapaccay



Fuente: Dpto. de geología.

La transferencia de las operaciones mineras de Tintaya an Antapaccay tenía como objetivo aumentar la producción inicial de aproximadamente 110 ktpa de cobre a 160 ktpa, lo que permitiría extender sus operaciones por más de 20 años.

Los siguientes datos se obtienen como resultado del proceso de minado:

- Dos tajos abiertos: Antapaccay N y S.
- Tasa anual de minado: 110 Mt
- Tamaño de flota: 4 palas, 6 cargadores y 30 camiones gigantes (proyectado a ampliarse)
- Capacidad de planta de flotación de 70'ktpd
- Una faja transportadora de 6.8km.
- Un molino SAG de 40' y dos molinos de bolas de 26'. Gearless.
- Celdas de flotación grandes (14 celdas de 260m3).
- Remolienda ISAMill (02 molinos M300)
- Filtro de concentrado Horizontal 2300 ton/día
- Disposición de relaves en un pit de mina.

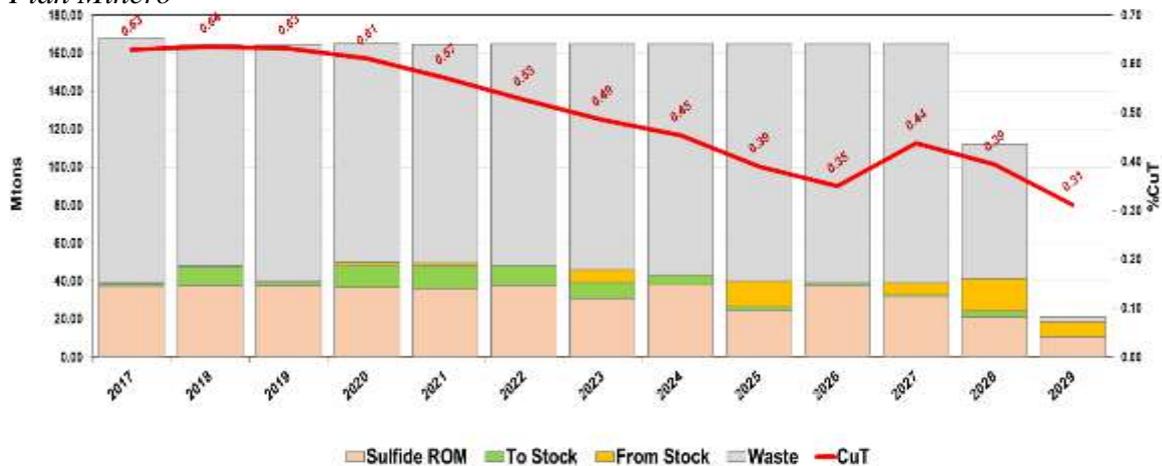
3.1.4. Planeamiento Mina

El objetivo del plan minero fue maximizar el valor neto actual según el orden de clasificación de las fases de minado, considerando los siguientes factores:

- Tasa de tratamiento de planta de sulfuros 110 ktpd.
- Tasa de minado 450 ktpd.
- Número máximo de 10 bancos por fase y anual.
- Número máximo de 1 de bancos abiertos por fase y anual

Figura 5

Plan Minero



Fuente: Dpto. de Planeamiento

Dividiendo las reservas recuperables (probadas y probables), la vida útil de la mina es de 13 años. En la Fase 1, la concentradora comenzará a operar a una capacidad máxima de 110 ktpd.

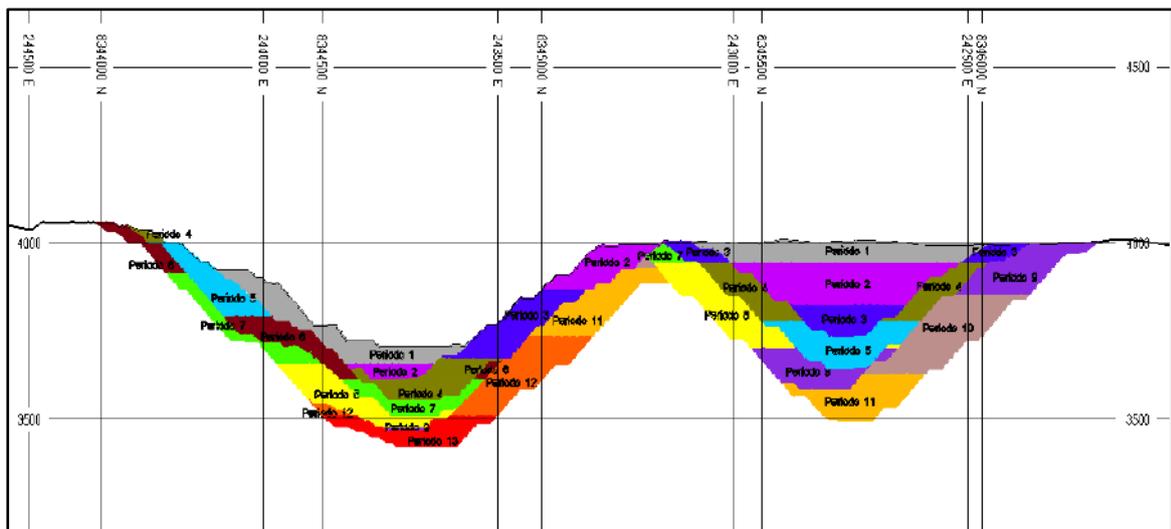
En el orden de etapa de mina, el primer año es la ley más alta, las leyes de cobre van desde 0.63% a 0.64%, por lo que el índice de cobre refinado será mayor en el primer año, como lo señala la siguiente figura.

Plan minero por periodos Según los parámetros de minado antes vistos se desarrolla el plan por periodos, donde nos muestra información acerca de movimiento leyes, producción y todo lo referido al movimiento de materiales durante la vida de la mina.

Como se observa los periodos de extracción se distribuyen en ambos tajos, para el desarrollo de la secuencia optima se usó la herramienta MSSO (Minesight Scheduler Optimizer), en función de los costos tanto de minado, procesamiento y NSR el MSSO nos entrega la mejor la mejor secuencia y optima utilizando el concepto de NPV, es decir el MSSO entrega planes mineros en los diferentes horizontes de planificación a través del mejor NPV para ese periodo.

Figura 6

Plan minero por periodos – tajo norte y sur (Sectional az=316.85 5885054.42)



Fuente: Dpto. Planeamiento.

3.1.5. Operaciones Mina

3.1.5.1. Método de Explotación

El método de explotación es a tajo abierto, teniendo en la actualidad 02 tajos: Tajo Norte y Tajo Sur. Mencionaremos algunas características de las operaciones en ambos tajos:

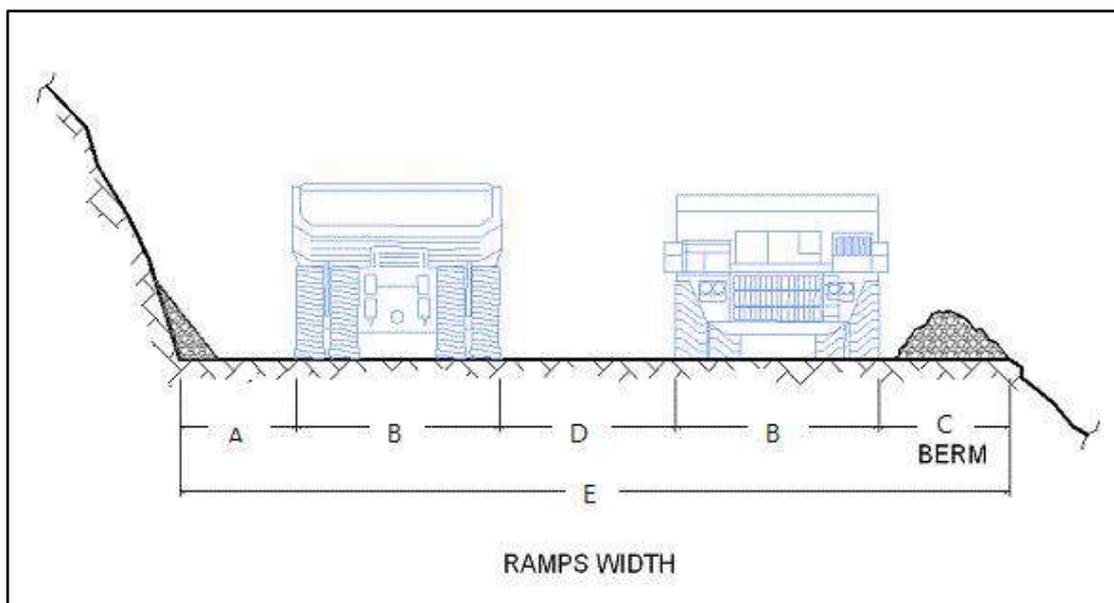
| | |
|--|---------------------------------|
| H: Altura de Banco | = 15 metros |
| α : Angulo de Talud Global (OSA) | = 30° - 40° |
| B: Angulo Interrampa (IRA) | = 46° |
| γ : Angulo de cara de banco (BFA) | = 63° |
| a: Backbreak | = 7.80 metros |
| b: Ancho de Berma | = 6.35 metros |
| c: Ancho de Rampa | = 38 metros |
| L: Altura interrampa | |
| Nivel inferior de los Tajos: | 3680 Tajo Sur y 3705 Tajo Norte |

➤ Ancho de rampa

Consideramos el camión más grande, el CAT 797F, para el diseño del ancho de rampa.

Figura 7

Esquema diseño de rampa "camión CAT 797F"



Fuente: Dpto. Planeamiento

Dónde:

A: Distancia de seguridad = 1.60 metros

B: Ancho de camión (CAT 797F) = 9.8 metros

C: Ancho de la berma = 7.00 metros

D: Distancia entre camiones = 9.80 metros

E: Ancho de la rampa = $A + 2*B + D + C = 38$ metros

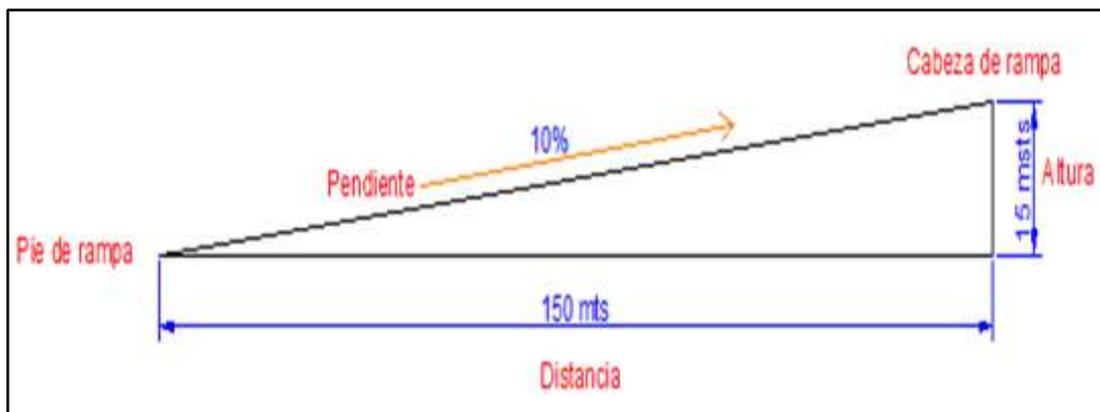
➤ **Diseño de rampas en open pit**

El diseño de rampas considera una gradiente a 10% y 12% en el tajo

Perfil de rampa al 10% de pendiente

Figura 8

Esquema de rampa al 10%

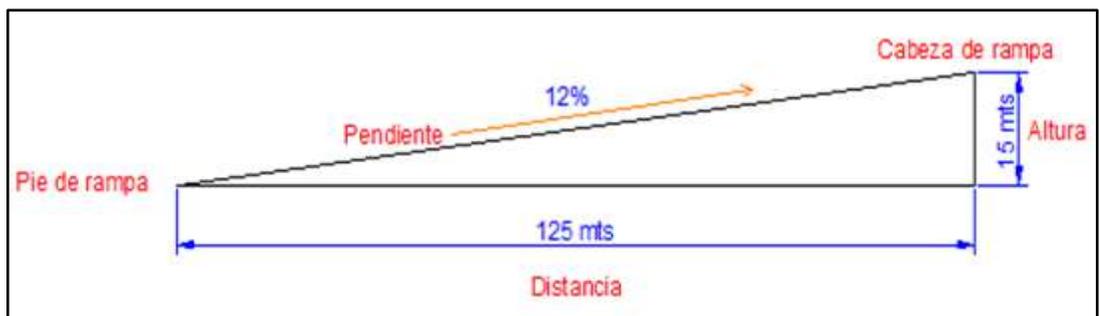


Fuente: Dpto. Planeamiento

Perfil de rampa al 12% de pendiente

Figura 9

Esquema de rampa al 12%.



Fuente: Dpto. Planeamiento

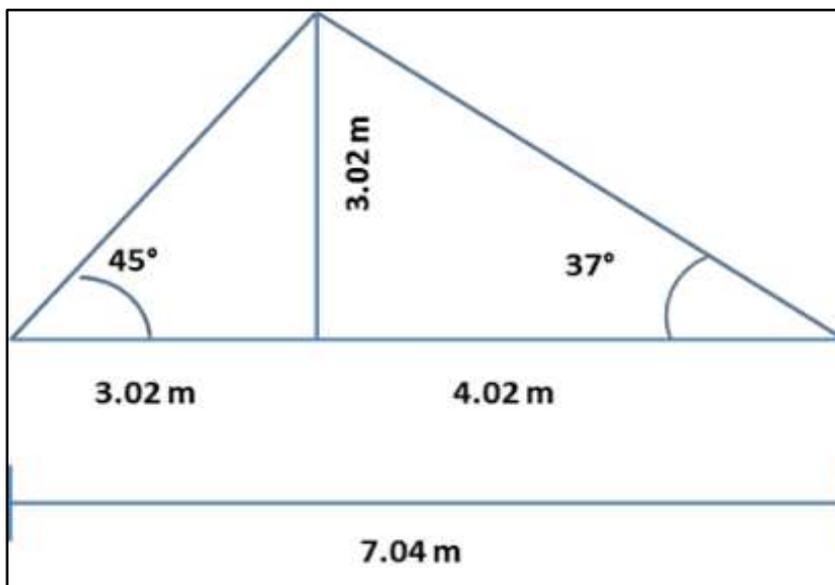
➤ **Berma de seguridad**

D. S. 024-2016-EM señala que en el artículo 228, inciso “c”, la construcción de rampas o vías anchas en vías de doble sentido no será menor a 03 veces el ancho del vehículo más grande de la mina, inciso “e” indica. La siguiente Altura: el hombro de seguridad es 3/4 de la altura del neumático más grande del vehículo en uso, la figura muestra cómo calcular la altura de berma.

59/80R63 (Cat 797F-HAA) = 4.028 m de diámetro

Figura 10

Esquema del cálculo de altura de berma



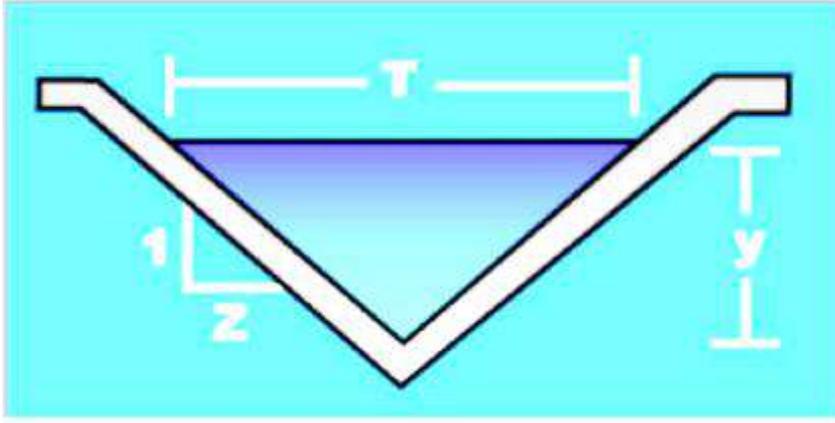
Fuente: Dpto. Planeamiento.

3.1.5.1.1. Diseño de cunetas

En cuanto al diseño de cunetas para drenaje de aguas del interior mina, éstas están construidas dentro de la distancia de seguridad desde el camión al talud (1.60 m) y el diseño de estas es en forma triangular con los siguientes parámetros:

Figura 11

Diseño de cunetas



Fuente: Dpto. Planeamiento.

Donde:

Talud (Z): 45°

Espejo de Agua (T): 0.43 m

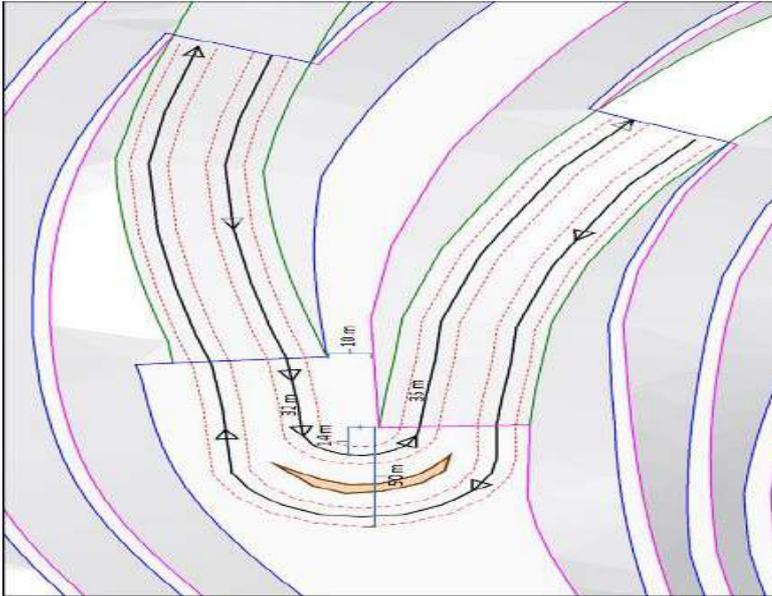
Tirante Normal (y): 0.20 m

3.1.5.1.2. Radio de Curvatura en Switchback

Se tomaron los camiones de mayor tonelaje para el cálculo de radio de curvatura en este caso el modelo CAT 797F de 363 TM. En el cuadro siguiente se tienen diferentes radios de giro para varias dimensiones de camiones. Se puede apreciar que para el CAT 797F HAA, el radio de giro sugerido es de 16 m.

Figura 12

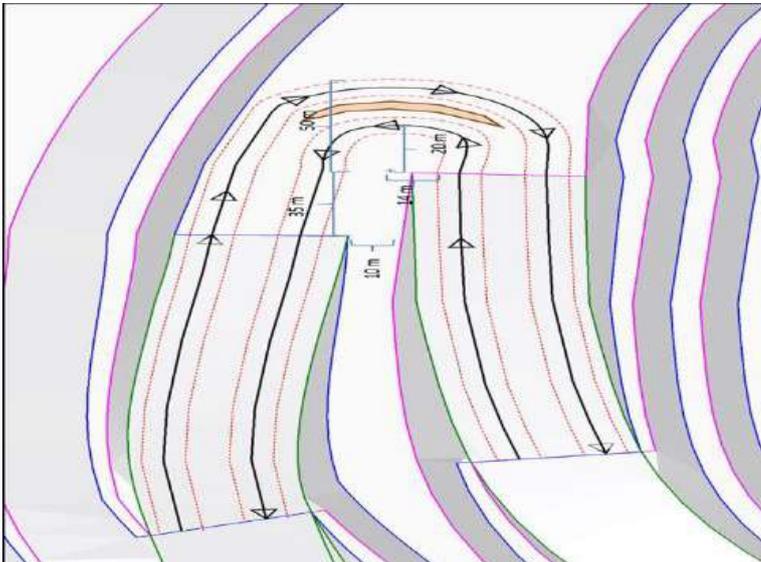
Radio de Curvatura en Switchback - Camiones vacíos en Bajada



Fuente: Dpto. Planeamiento.

Figura 13

Radio de Curvatura en Switchback - Camiones llenos en Subida



Fuente: Dpto. Planeamiento.

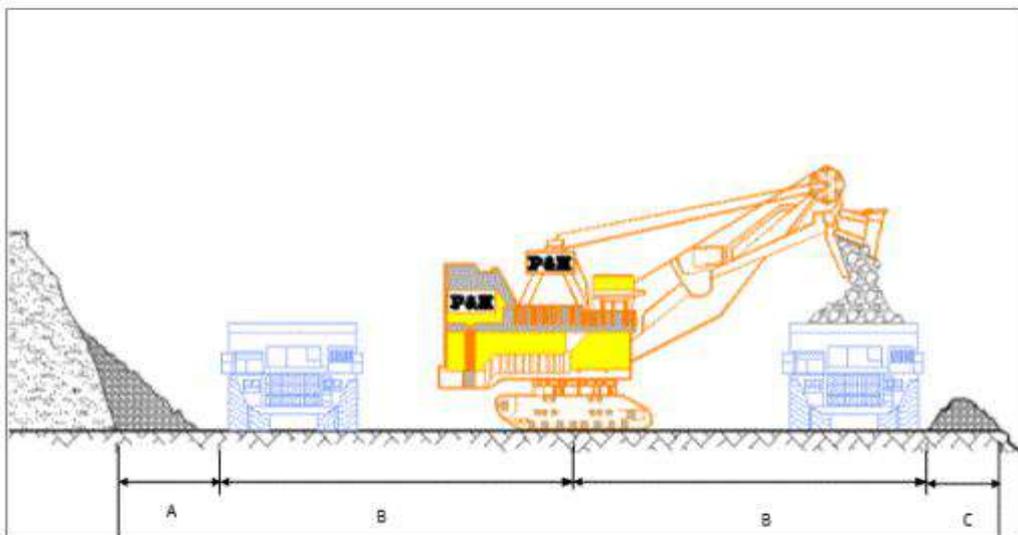
3.1.5.1.3. Ancho de expansión

Finalmente, durante el proceso de diseño se tuvieron en cuenta las siguientes características:

- Piso abierto: significa que cada bolsa tiene acceso al área protegida a limpiar.
- Pendiente de rampa: Los fabricantes de camiones recomiendan no más del 10% para no afectar los complejos sistemas de transmisión de potencia de estos motores.
- Ancho mínimo de fase: el rendimiento de equipo de carga pesada (pala de 50 yd³) alcanza un radio de carga de 30 m, el ancho mínimo de extensión para carga por ambos lados es de 70 m y 45 metros de lado como se indica en el diagrama de la misma naturaleza.

Figura 14

Esquema para ancho mínimo de expansión "CAT 7495 AC"



Fuente: Dpto. Planeamiento

Dónde:

A: Distancia de Seguridad = 5 metros

B: Índice de carguío = 30 metros

C: Ancho de la berma = 5 metros

D: Ancho del material residuo

E: Ancho mínimo de expansión = $A + 2*B + C = 70$ metros

Figura 15

Ancho de Minado



Fuente: Dpto. Planeamiento.

3.1.5.1.4. Vías de acceso a mina

Las vías de acceso a mina fueron diseñadas para conectar todas las instalaciones, mina, botadero, chancadora y stock, usando los siguientes parámetros:

- Ancho: 38 mt.
- Pendiente: -10% a 10%.

3.1.5.2. Perforación

Consiste en apertura hoyos en la superficie del macizo rocoso siguiendo los patrones de diseño de mallas establecidos previamente, con la finalidad de alcanzar una buena fragmentación para su posterior traslado a la planta de beneficio, botadero o stock pile.

En esta operación se debe tener en cuenta las características físicas del macizo rocoso ya que estos determinaran el diseño de malla a elegir.

Según Xstrata Tintaya S.A. (2001), la minería es una actividad unitaria en el desarrollo de las actividades mineras, y se utiliza principalmente para la exploración, explotación y explotación de yacimientos minerales. Junto con el rodaje, tiene un gran impacto en las etapas posteriores del trabajo y procesamiento, por lo que es un trabajo que requiere mucha atención y esfuerzo.

La perforación es el proceso de abrir un hueco cilíndrico de diámetro y longitud variable pero limitado en la roca a través de máquinas y accesorios de diversas capacidades, dimensiones y peculiaridades.

El propósito de la perforación es establecer una ubicación física definida en la roca a extraer y luego colocar explosivos en estos pozos para una mayor estimulación para continuar con el proceso de carga y descarga.

La mina Antapaccay tiene las siguientes perforadoras:

Tabla 6

Lista de Equipos de Perforación

| Equipos de perforación | |
|-------------------------------|--------------------------|
| Cantidad | Perforadoras Eléctricas |
| 3 | P&H 100XPC de 12 1/4" |
| Cantidad | Perforadoras Diesel |
| 2 | ROC L8 |
| 1 | DRILLTECH D90KSP 12 1/4" |

Fuente: Dpto. Planeamiento

3.1.5.3. Voladura

Este es el paso más práctico en el proceso de extracción de mineral, los principales objetivos son lograr la correcta separación del mineral, evitar el uso de minería secundaria y reducir los costos de conversión de la mina para su traslado a plantas de producción posteriores.

En la Unidad Minera Antapaccay, la tecnología QUANTEX y los detonadores electrónicos DIGISHOT se utilizan actualmente para realizar esta operación.

Figura 16

Diagrama de Trabajo Perforación y Voladura



Fuente: Elaboración propia.

3.1.5.4. Carguío de mineral y desmonte

La carga y el acarreo son las principales operaciones en la minería. Son responsables de mover minerales rotos o escombros durante las voladuras. El equipo de carga realiza principalmente la tarea de cargar materiales desde el frente de trabajo hasta el equipo de transporte, que entrega los materiales a un destino específico (fábrica), vertido, inventario.

El material de la voladura se carga en camiones de alto tonelaje mediante cucharas gigantes o cargadores frontales que llenan continuamente los camiones.

Los montacargas requieren un frente de carga de al menos 65 metros de ancho, y los camiones de carga se alternan en 2 carriles a cada lado del montacargas.

Los equipos de carga comunes utilizados en la perforación a tajo abierto son:

- Palas de cables.
- Palas hidráulicas.
- Cargadores Frontales.

Minera Antapaccay cuenta con los siguientes equipos de carguío y transporte de mineral y desmorte:

Tabla 7

Lista de Equipos de Carguío de Mineral y Desmorte

| Equipos de operaciones Mina Antapaccay | | | | |
|---|---------------------|-------------|---------|------------------|
| Equipos de carguío | | | | Capacidad |
| Cantidad | Palancas Eléctricas | | | Toneladas |
| | Código | Marca | Modelo | |
| 1 | 2160 | BUCYRUS | B495HR | 100 |
| 1 | 2050 | P&H | PH2800 | 60 |
| 1 | 2051 | P&H | PH2800 | 60 |
| 1 | 2161 | CATERPILLAR | CAT7495 | 100 |
| 1 | 2162 | CATERPILLAR | CAT7495 | 100 |
| 1 | 2163 | CATERPILLAR | CAT7495 | 100 |
| Cantidad | Pala a diesel | | | Toneladas |
| 1 | 2170 | CATERPILLAR | CAT6060 | 80 |
| Cantidad | Cargadores | | | Toneladas |
| 1 | 5030 | LT | L2350 | 88 |
| 1 | 5031 | LT | L1850 | 45 |
| 1 | 5029 | CATERPILLAR | C994 | 40 |
| 1 | 5026 | CATERPILLAR | C994 | 40 |
| 1 | 2028 | CATERPILLAR | C994 | 40 |
| 1 | 5023 | CATERPILLAR | C992 | 23 |
| 1 | 3038 | CATERPILLAR | 785B | 23 |
| 1 | 5103 | KOMATSU | KWA900 | 23 |

Fuente: Dpto. Planeamiento

3.1.5.5.Acarreo de mineral y desmorte

El traslado de material roto en una mina, es decir, que este transporte tiene limitaciones o tiene un determinado radio de acción en los frentes de operación, se denomina carga o transporte.

El material mineralizado se transporta a través de camiones de gran tonelaje, que tienen una capacidad de 360 a 136 toneladas, desde el tajo de carguío a varios destinos. El mineral con ley se lleva a la chancadora primaria, el material estéril se lleva a botaderos y el mineral de baja ley se lleva a botaderos especiales llamados pilas de almacenamiento.

El material mineralizado ha sido transportado por cinco tipos de camiones en la Compañía Minera Antapaccay. La siguiente tabla muestra esto:

Tabla 8

Lista de Equipos de Acarreo de Mineral y Desmonte

| Equipos de operaciones Mina Antapaccay | | | | |
|---|--------------------------|--------------|---------------|------------------|
| Equipos de Acarreo | | | | Capacidad |
| Cantidad | Flota de camiones | | | Toneladas |
| | Código | Marca | Modelo | |
| 24 | 3101 | CATERPILLAR | CAT797F | 360 |
| | 3102 | CATERPILLAR | CAT797F | 360 |
| | 3103 | CATERPILLAR | CAT797F | 360 |
| | 3104 | CATERPILLAR | CAT797F | 360 |
| | 3105 | CATERPILLAR | CAT797F | 360 |
| | 3106 | CATERPILLAR | CAT797F | 360 |
| | 3107 | CATERPILLAR | CAT797F | 360 |
| | 3108 | CATERPILLAR | CAT797F | 360 |
| | 3109 | CATERPILLAR | CAT797F | 360 |
| | 3119 | CATERPILLAR | CAT797F | 360 |
| | 3120 | CATERPILLAR | CAT797F | 360 |
| | 3121 | CATERPILLAR | CAT797F | 360 |
| 9 | 3110 | KOMATSU | KOM930E | 290 |
| | 3111 | KOMATSU | KOM930E | 290 |
| | 3112 | KOMATSU | KOM930E | 290 |
| | 3113 | KOMATSU | KOM930E | 290 |
| | 3114 | KOMATSU | KOM930E | 290 |
| | 3115 | KOMATSU | KOM930E | 290 |
| | 3116 | KOMATSU | KOM930E | 290 |
| | 3117 | KOMATSU | KOM930E | 290 |
| | 3118 | KOMATSU | KOM930E | 290 |
| 11 | 3080 | CATERPILLAR | CAT793D | 225 |
| | 3081 | CATERPILLAR | CAT793D | 225 |
| | 3082 | CATERPILLAR | CAT793D | 225 |
| | 3083 | CATERPILLAR | CAT793D | 225 |
| | 3084 | CATERPILLAR | CAT793D | 225 |
| | 3085 | CATERPILLAR | CAT793D | 225 |
| | 3086 | CATERPILLAR | CAT793D | 225 |
| | 3087 | CATERPILLAR | CAT793D | 225 |
| | 3088 | CATERPILLAR | CAT793D | 225 |
| | 3089 | CATERPILLAR | CAT793D | 225 |
| | 3090 | CATERPILLAR | CAT793D | 225 |
| 19 | 3051 | KOMATSU | KOM830E | 210 |

| | | | | |
|---|------|-------------|---------|-----|
| | 3052 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3053 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3054 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3055 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3056 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3057 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3058 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3059 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3060 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3061 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3062 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3063 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3064 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3065 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3069 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3071 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3072 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| | 3073 | KOMATSU | KOM830E | 210 |
| 4 | 3034 | CATERPILLAR | CAT785B | 136 |
| | 3036 | CATERPILLAR | CAT785B | 136 |
| | 3037 | CATERPILLAR | CAT785B | 136 |
| | 3038 | CATERPILLAR | CAT785B | 136 |

Fuente: Dpto. Planeamiento

3.1.5.6. Servicios auxiliares

El equipo auxiliar es responsable de mantener en buen estado las áreas de carga y descarga, especialmente las áreas niveladas, según lo indique el Gerente de Operaciones y el Gerente de Carga de Equipos. Por tanto, se mantiene la interacción entre estos operadores para poder controlar y evaluar la presencia de elementos ambientales, y realizar una correcta carga. (cables eléctricos de la pala y sistema de pasa cable, etc).

En CIA Minera Antapaccay se cuenta con los siguientes equipos auxiliares:

Tabla 9*Lista de Equipos de Auxiliares*

| Equipos Auxiliares | | | | |
|--------------------|--------------------|--------|-------------|------------|
| N° | Equipo | Código | Marca | Modelo |
| 1 | Cisterna de Agua | 3104 | KOMATSU | HD1500-7WT |
| 2 | Cisterna de Agua | 3105 | KOMATSU | HD1500-7WT |
| 3 | Cisterna de Agua | 3032 | CATERPILLAR | 785B |
| 4 | Tractor de Orugas | 6103 | CATERPILLAR | D11T |
| 5 | Tractor de Orugas | 6102 | CATERPILLAR | D11T |
| 6 | Tractor de Orugas | 6025 | CATERPILLAR | D11T |
| 7 | Tractor de Orugas | 6023 | CATERPILLAR | D11T |
| 8 | Tractor de Orugas | 6110 | KOMATSU | D475A-5E0 |
| 9 | Tractor de Orugas | 6022 | CATERPILLAR | D10T |
| 10 | Tractor de Orugas | 6014 | CATERPILLAR | D10R |
| 11 | Tractor de Orugas | 6013 | CATERPILLAR | D10R |
| 12 | Tractor de Orugas | 6011 | CATERPILLAR | D10R |
| 13 | Tractor de llantas | 6130 | CATERPILLAR | 844H |
| 14 | Tractor de llantas | 6131 | CATERPILLAR | 844H |
| 15 | Tractor de llantas | 6026 | CATERPILLAR | 844H |
| 16 | Tractor de llantas | 6024 | CATERPILLAR | 844H |
| 17 | Tractor de llantas | 6021 | CATERPILLAR | 844H |
| 18 | Motoniveladora | 7101 | CATERPILLAR | 16M |
| 19 | Motoniveladora | 7101 | CATERPILLAR | 16M |
| 20 | Motoniveladora | 7010 | CATERPILLAR | 16M |
| 21 | Motoniveladora | 7009 | CATERPILLAR | 16M |
| 22 | Motoniveladora | 7007 | CATERPILLAR | 16M |
| 23 | Excavadora | 8008 | CATERPILLAR | CAT385C |
| 24 | Excavadora | 8007 | KOMATSU | PC450 |
| 25 | Excavadora | 8006 | CATERPILLAR | 345C |
| 26 | Excavadora | 8005 | CATERPILLAR | 345C |
| 27 | Rompe Rocas | 8004 | CATERPILLAR | CAT330BL |

Fuente: Dpto. Planeamiento

3.1.6. Planta de Chancado

El chancado primario es la primera etapa de la operación de la planta; sin embargo, es la segunda fase de reducción de tamaño, posterior al minado, y utiliza fuerzas de compresión, fricción, flexión, cizallamiento y otras en menor proporción que permiten fraccionar la roca de un tamaño de uno a dos metros (top size) hasta un P80 nominal de 95,000 μm y diseño de 150,000 μm . El mineral removido mediante la voladura es acarreado desde la mina y

descargado en la chancadora giratoria primaria de donde es transportado mediante fajas hacia el stockpile situado al lado de la concentradora a 450 metros aproximadamente.

La molienda de minerales es la última etapa en el proceso de conminución. El mineral que proviene del chancado primario es La chancadora primaria de 60” x 113” y 750 HP está operando con un promedio de 70,000 tpd y se ha obtenido picos de hasta 105,000 tpd. recibidos y dispuestos en el molino SAG (de 40 pies de diámetro y 24 Mw de potencia instalada), dos molinos de bolas (de 26 pies y 16 Mw de potencia instalada cada uno) para lograr un grado de liberación adecuado dentro de los límites preestablecidos y, de ese modo, conseguir una eficiente recuperación del concentrado de mineral y la eliminación de la ganga, que es debidamente depositada como relleno de relaves dentro del tajo de la mina Antapaccay. En todo este proceso se mantiene una eficiente relación entre la energía mecánica consumida y el tamaño de la partícula obtenida, traducido en costos de operación.

Los ciclones realizan la clasificación de tamaños. El overflow del ciclón es el producto final de la clasificación que satisface las condiciones físicas del mineral para ser derivado al circuito de flotación. El material grueso o underflow, que requiere de una reducción posterior, se deriva al molino de bolas, donde es triturado hasta obtener un tamaño fino ideal con un P80 de 160 µm.

3.1.7. Planta de Tratamiento

Compañía Minera Antapaccay cuenta con una Planta concentradora (línea única) con capacidad para tratar 70.000 tpd de mineral sulfurado mediante trituración/flotación; tiene una Producción inicial de 160.000 tpa de cobre en concentrados y los Recursos minerales actuales bordean: 1.034 MT.

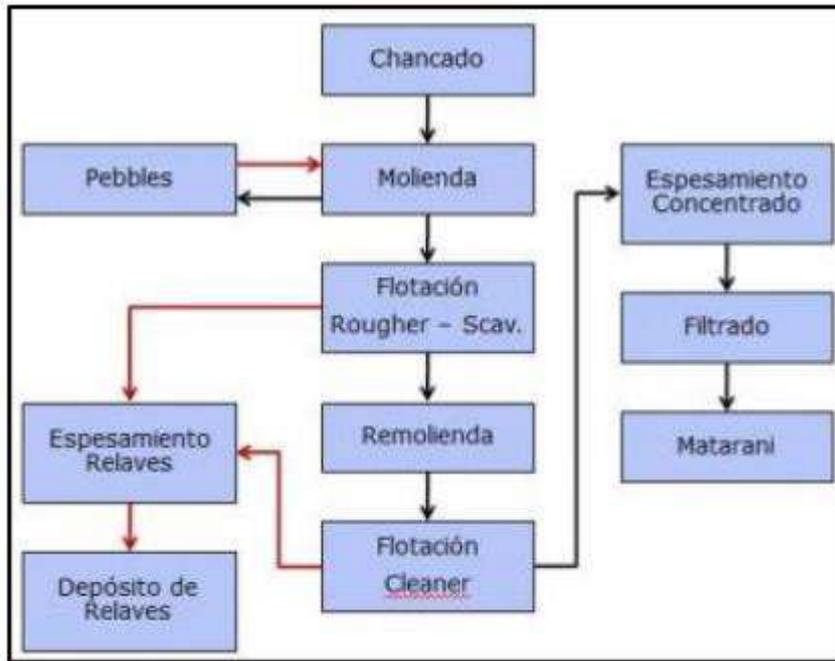
Las plantas de Óxidos (Tintaya), Sulfuros (Tintaya) se encuentran fuera de Operación; por cierre de Mina Tajo Tintaya. A pesar de ello se tiene previsto algunos proyectos a futuro como:

- Planta de Sulfuros: Tratamiento de mineral de Antapaccay y del Proyecto Coroccohuayco.
- Planta de Óxidos: En pilotaje, tratamiento de mineral sulfurado (Lixiviación de Sulfuros), Biolixiviación.

➤ **Flow Sheet**

Figura 17

Diagrama de Flujo Antapccay



Fuente: Departamento de Metalurgía.

3.2. RIESGO SISMICO

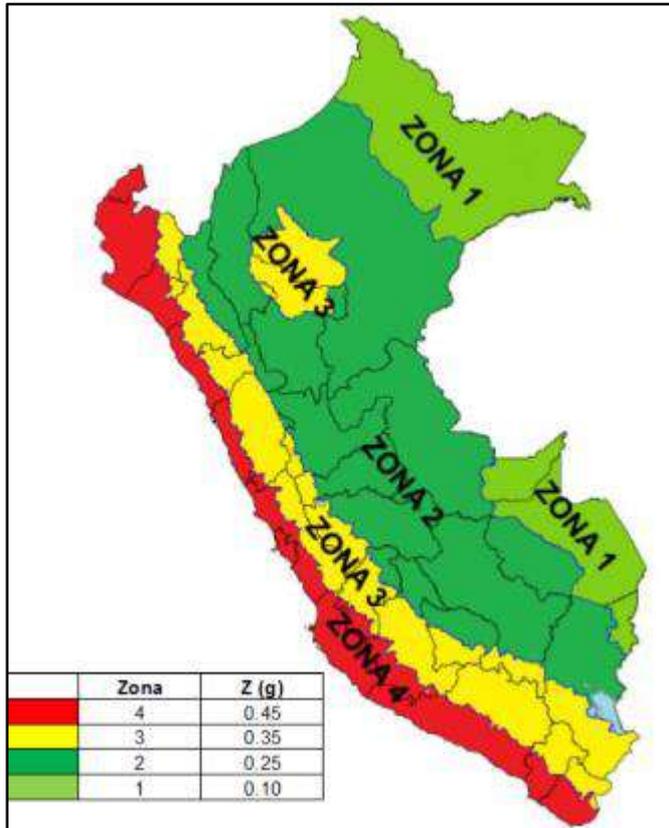
La empresa minera ha desarrollado distintos estudios de peligro sísmico, los cuales incluyen la evaluación de fuentes sismogénicas y el análisis histórico de los sismos. Estos estudios, han permitido aplicar técnicas determinísticas y probabilísticas para definir el sismo de diseño.

3.2.1. Zonificación Sísmica

La zona de estudio se encuentra en la zona 3 con un valor de Z máximo de 0.35g, donde g es la aceleración de la gravedad, según la norma E030 Diseño Sismorresistente (2016) del Reglamento Nacional de Edificaciones.

Figura 18

Zonificación Sísmica (Norma E 030)



Fuente: Dpto. Geología

3.2.2. Sismología Regional

La subducción de la placa de Nazca sobre la Sudamericana, ha generado un importante índice de sismos de alta magnitud y frecuencia a lo largo de toda la costa peruana. Según el estudio de peligro sísmico del Proyecto Minero (2 008) la placa de Nazca en el sur de Perú tiene un buzamiento de 30° hasta profundidades de 300km lo cual genera una importante actividad sísmica superficial en la zona de subducción.

Por otro lado, el estudio expone que en la zona minera, existen algunos sistemas de fallas; sin embargo, estos no han sido estudiados del todo ni tampoco hay evidencias de que hayan sido fuentes de eventos sísmicos. Las fallas activas más cercanas son las que están próximas a la Mina Tintaya y al Alto Vilcanota ubicadas a 4km y 58km respectivamente.

En la zona del tajo, se evidencia una baja concentración de sismos de superficiales de pequeña magnitud. Mientras que, los sismos generados por la zona de subducción se encuentran a distancias mayores a 100km de la zona de interés (VECTOR-PERU, 2008).

3.2.3. Historia Sísmica

A continuación, se comentan los principales eventos sísmicos que afectaron la zona de interés:

- Sismo de 1 581: Intensidad de IX en Yanaoca, Cusco. Este terremoto produjo el hundimiento el pueblo de Yanaoca junto con todos sus habitantes.
- El sismo del 24 de noviembre de 1 604: Intensidad de 8.7. Afectó las ciudades de Arequipa, Moquegua y Tacna y Cusco. En Arica ocurrió un tsunami que destruyó la ciudad.
- Sismo del 21 de mayo de 1 950: en la ciudad de Cusco se destruyeron más del 50% de viviendas y murieron 120 personas. Después del terremoto en un sector de la ciudad se evidenció una figuración de 5km de extensión y tenía una abertura de algunos centímetros y una profundidad de hasta 2 metros.
- Sismo del 13 de enero de 1 960: en Arequipa, murieron 63 personas y centenares de heridos. Algunos pueblos quedaron en escombros y algunas estuvieron intransitables debido a los derrumbes.
- Sismo del 03 de junio de 1 980: fuerte temblor en el Cusco. Intensidad V –VI en Limatambo, en Urubamba, Pisac y en Cusco IV.
- Sismo del 5 de abril de 1 986: sismo en Cusco, dejando gravemente dañadas las edificaciones de la ciudad. Murieron 7 personas, 80 heridos y 13 000 damnificados. El hipocentro tuvo lugar en el sistema de fallas conocidas como Tambomachay al NE de Cusco. La intensidad fue de VIII en Cusco; mientras que, VI y VII en las otras provincias cercanas.

3.2.4. Análisis Determinístico de Peligro Sísmico

Este análisis se basa en el estudio de un terremoto escenario que sirve para la evaluación del peligro sísmico de una determinada zona. Además, el movimiento sísmico deberá ser de un tamaño específico. Un análisis sísmico determinístico consta de los siguientes pasos que consisten en la identificación de todas las fuentes sismogénicas que pueden generar movimientos sísmicos en el lugar de estudio. Asimismo, se toma en consideración la geometría de cada fuente y su potencial sísmico (Aguilar, 2005).

- La selección del parámetro de distancia entre fuente y sitio para cada fuente. Normalmente, en gran parte de los análisis de este tipo de análisis se elige la menor distancia. Las distancias pueden ser epicentrales o hipocentrales según se haya usado las relaciones de predicción.
- El terremoto que produzca mayor movimiento deberá ser representando por algún parámetro sísmico, ya sea aceleración, desplazamiento, velocidad. El nivel de sacudimiento se hace determinante para la elección de este terremoto, asumiendo que cada uno ocurre a una determinada distancia. El terremoto dominante quedará descrito por su magnitud y la distancia entre el punto de ocurrencia y el sitio de interés.
- El peligro sísmico de una zona está definida por el movimiento del terremoto dominante. Las características de este terremoto quedan definidas por los valores picos de aceleración, velocidades o espectros de respuesta, parámetros que son obtenidos a partir de ecuaciones de atenuación de ondas. Este tipo de análisis, determinístico es muy simple, ya que proporciona el sismo para las condiciones más severas y generalmente se aplican al diseño de estructuras cuyas fallas podrían ser catastróficas. No obstante, este método no proporciona la probabilidad de ocurrencia del terremoto dominante, ni tampoco la probabilidad de que ocurra en la ubicación asumida. Además, no provee los niveles de movimiento sísmico para un determinado tiempo de retorno ni los efectos de las incertidumbres de los parámetros asumidos en el proceso de estimar las características del movimiento sísmico.

Por otro lado, se puede afirmar que el método determinístico es bastante subjetivo, sobre todo al momento de determinar el potencial sísmico. Pues esta característica podría requerir de la opinión de distintos profesionales de diferentes especialidades, cuyos aportes serían muy divergentes. Con el paso de los años, han surgido autores que definieron distintos términos como Sismo Máximo Creíble, Sismo Base de Diseño, Sismo Máximo Probable, Sismo Base de Operación.

Se define el Sismo Máximo Creíble como el máximo terremoto que podría ocurrir bajo las condiciones tectónicas conocidas. Del mismo modo, el Sismo Máximo Probable es el máximo terremoto histórico y al mismo tiempo es el máximo terremoto que puede ocurrir para un tiempo de 100 años. Sin embargo, algunas contradicciones y desacuerdos en la definición de estos términos han ocasionado la cancelación de importantes proyectos.

3.2.5. Análisis Probabilístico de Peligro Sísmico

El análisis probabilístico de los sísmicos considera todos los escenarios sísmicos posibles, combinando cada par magnitud-distancia para cada fuente sísmica- Este análisis busca determinar la probabilidad de que un sismo fuerte exceda un nivel determinado de intensidad (magnitud, aceleración, desplazamiento) en cierto número de años.

El análisis sísmico probabilístico permite estimar adecuadamente las ordenadas espectrales asociadas a un nivel de excedencia a lo largo del espectro mediante la determinación de respuesta de peligro uniforme. Asimismo, la frecuencia de ocurrencia de los sismos en este caso también incluye la tasa de atenuación de la energía liberada por el sismo conforme la onda se propaga desde la fuente.

A diferencia del método determinístico, que solo encuentra un sismo máximo para un escenario determinado, el método probabilístico provee una curva de peligro sísmico que indica la frecuencia anual (periodo de retorno) de exceder cierto valor de aceleración máxima. Además este método, las incertidumbres relacionadas a la magnitud, ubicación y frecuencia de ocurrencia pueden ser identificadas, combinadas y cuantificadas para así generar una imagen más completa del peligro sísmico en un área en particular.

Los resultados del análisis probabilístico son útiles para seleccionar los parámetros sísmicos de diseño con base a la probabilidad de excedencia de un valor espectral adoptado (magnitud, aceleración y desplazamiento). El grado de conservación se define explícitamente al elegir el periodo de retorno.

El enfoque del análisis probabilístico puede servir para identificar los mayores contribuyentes al peligro sísmico de un sitio: magnitudes, distancias y fuentes sísmicas específicas. Mientras que el par, magnitud-distancia pueden ser empleados más precisamente para el análisis determinístico.

3.2.6. Aceleración Máxima de Diseño

Un análisis de peligros sísmico detallado debe tener, un marco sismo tectónico regional e historia geológica de la zona; razones de la ocurrencia de sismos pasados; estimación de máximas magnitudes y periodos de retorno; caracterización de la atenuación de los movimientos sísmicos; efectos de las condiciones locales a través del análisis de respuesta del

suelo y el modelamiento sísmico que incluya las incertidumbres de los modelos sismo tectónicos (VECTOR-PERU, 2 008).

De acuerdo al estudio de peligro sísmico del proyecto se ha determinado:

En base a la estimación probabilística, obtenida para un espectro de respuesta con 5% de amortiguamiento crítico, 10% de probabilidad de excedencia y 50 años de exposición sísmica se ha determinado un valor de aceleración máxima de diseño de 0.24g en roca y para el caso de los suelos valores que varían desde 0.39g hasta 0.42g.

Mientras que, en base a la estimación determinística estimado como el 150% de la mediana (P.50) de las aceleraciones de respuesta amortiguadas al 5% se ha determinado una aceleración máxima de 0.24g para roca y 0.70g para suelo.

Además, se ha estimado espectros de respuesta de diseño para suelos tipo C y D, y se ha obtenido aceleraciones de: 0.30g para suelos tipo C y de 0.39g para suelos tipo D. Donde tipo C es un suelo muy denso o una roca blanda; mientras que, tipo D un perfil de suelo rígido.

Según los valores expuestos, se ha determinado una aceleración horizontal máxima de diseño de 0.24g para roca; mientras que, para suelos un valor de aceleración horizontal máxima de diseño de 0.39g para suelo firme y denso, estimados para un periodo de retorno de 475 años de periodo de retorno. Del mismo modo, se calculó las aceleraciones máximas para otras probabilidades de excedencia. Por ejemplo, en el caso de roca se determinó las aceleraciones de 0.1g y 0.13g para los periodos de retorno de 50 y 100 años respectivamente. Mientras que para los suelos, las aceleraciones para los mismos periodos de retorno son 0.16g y 0.22g (VECTOR-PERU, 2008).

La norma sismorresistente E030 establece que en el caso de considerar la influencia de la componente vertical en el movimiento sísmico esta deberá ser estimada como los 2/3 del valor de aceleración horizontal máxima.

Por otro lado, el Cuerpo de Ingenieros Militares Americanos realizó estudios sobre la falla de la presa de San Fernando después del terremoto de San Fernando del 9 de febrero de 1971. El principal enfoque de estos estudios era el factor de seguridad sísmico de presas con énfasis en rellenos y cimentaciones de presa en arenas saturadas. Mientras que, el propósito de la publicación que se hizo fue discutir el diseño sísmico y el análisis de presas existentes,

además de evaluar las posibles acciones que podrían tomar para mitigar el riesgo sísmico. La publicación estaba limitada a los problemas dinámicos asociadas a presas de tierra. Es así que los autores de dicha publicación sugieren que para los métodos pseudoestáticos de diseños de muros y taludes se utilice coeficientes sísmicos horizontales que varían entre $1/3$ y $2/3$ de la aceleración máxima de diseño (Marcuson & Frankley, 1983).

CAPITULO IV

TECNOLOGÍA QUANTEX

4.1. TECNOLOGÍA QUANTEX

En setiembre de 2014, EXSA, empresa peruana líder en soluciones para fragmentación de roca, revolucionó el mercado de explosivos al presentar la Tecnología Quantex, Según EXSA S.A. (2016), es una mezcla explosiva de alta energía y baja densidad, compuesto por emulsión gasificada (70%) y potenciado con nitrato de amonio de alta densidad (30%). Diseñada para maximizar las ganancias del negocio minero y civil.

La mezcla explosiva 70/30 con nitrato de amonio grado técnico carece de sensibilidad, es por ello que necesita ser gasificado, con la finalidad de generar los suficientes puntos calientes para sostener y propagar la reacción del explosivo (EXSA S.A., 2016).

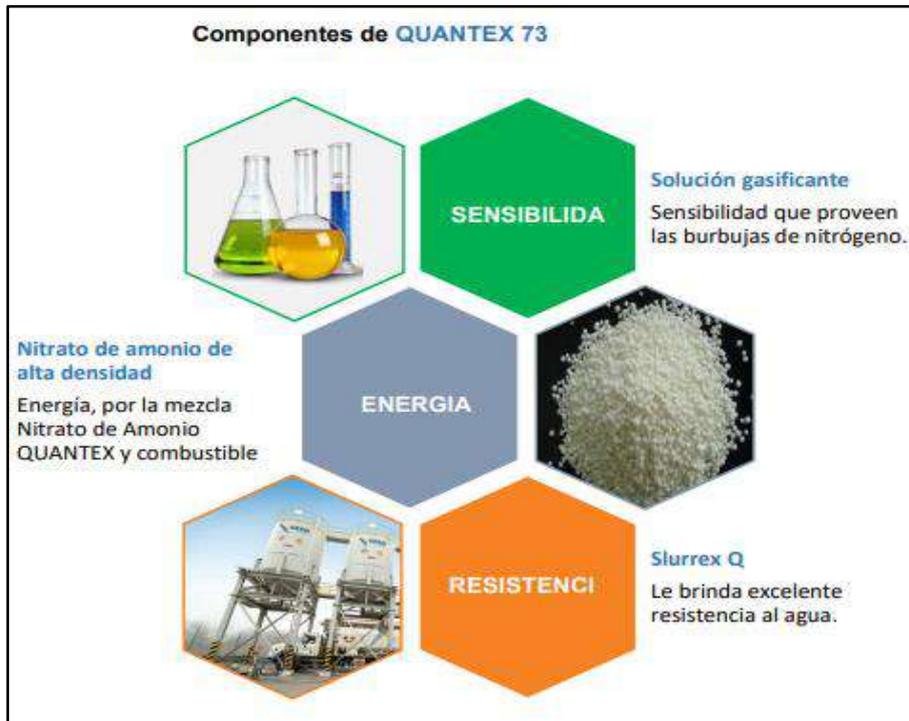
El nitrato de amonio de alta densidad requiere el 3% de diésel para obtener un apropiado balance de oxígeno (EXSA S.A., 2016).

Esta mezcla combina las peculiaridades principales de ambos agentes de voladura: alta generación de energía, buena generación de gases y una excelente resistencia a la humedad y al agua. Además, es más económico en comparación a diferencia de otras tradicionales combinaciones explosivas (EXSA S.A., 2016).

Se puede ahorrar hasta el 20% al usarlo. (EXSA S.A., 2016).

Figura 19

Componentes de Quantex 73



Fuente: Ficha técnica Quantex 73

4.1.1. Nitrato de Amonio Quantex

Por su alta densidad, permite generar el equilibrio perfecto en la mezcla explosiva gasificada. El proceso de gasificación sensibiliza a la emulsión, bajando su densidad; por lo tanto, el Nitrato de Amonio de alta densidad, aporta mayor energía a una mezcla final altamente sensitiva, minimizando así los costos de voladura, logrando una buena fragmentación de roca. Es usado primordialmente en la creación de ANFO, para mezclas pesadas y gasificadas que contienen 70% de emulsión (EXSA S.A., 2016).

Figura 20

Prills de Nitrato de Amonio



Fuente: EXSA S.A. (2016)

4.1.2. Emulsión (Slurrex Q)

Especialmente esta emulsión a granel es creada para usar con nitrato de amonio Quantex. Esta emulsión se sensibiliza en el momento en que se bombea dentro de la perforación, donde su densidad se puede ajustar para proporcionar la energía ideal para todo tipo de roca, desde rocas de baja dureza hasta rocas de alta calidad de tan sólo 4 pulgadas de diámetro.

Figura 21

Emulsión



Fuente: EXSA S.A. (2016)

4.1.3. Solución gasificante (Nitrito de Sodio)

Solución que promueve la formación de burbujas de nitrógeno al contacto con una emulsión gaseosa para producir un explosivo gaseoso (EXSA S.A., 2016).

Figura 22

Nitrito de Sodio



Fuente: EXSA S.A. (2016)

NaNO₂, o Nitrito de Sodio: El agente gasificante NaNO₂ reacciona con la emulsión para producir un gas de Nitrógeno, como se muestra en la Figura 16. Aunque oscila entre el 0,2 y el 0,6 %, el valor de la mezcla es del 0,4 %. Cuando se esponja, la sustancia es igual a la cantidad depositado de nitrito.

Figura 23

Preparación de Emulsión gasificada



Fuente: EXSA S.A. (2016)

Una característica especial de este explosivo gaseoso es el cambio de densidad durante la estancia; De manera similar, se produjo hinchazón y sensibilización debido a las burbujas de nitrógeno en la mezcla. Así, durante un período correspondiente a 20 minutos, la densidad aminora de 1,36 g/cm³ a 1,12 g/cm³. Cada elemento añade una propiedad importante al llenado efectivo del explosivo, la cual se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 10

Función de los componentes gasificados

| Compuestos | Función |
|---------------------------|--------------------------|
| Emulsión | Resistencia al explosivo |
| Nitrato de Amonio Quantex | Energía alta |
| Nitrito de Sodio | Sensitividad |

Fuente: Elaboración propia.

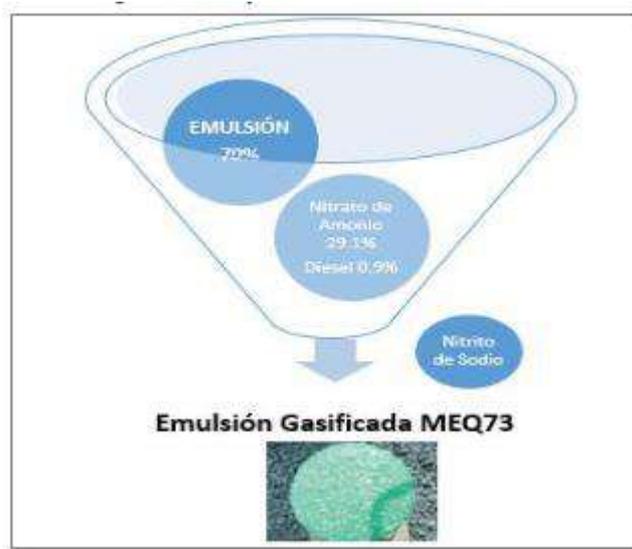
4.1.4. Voladura con la tecnología Quantex

Las emulsiones explosivas son agentes de voladura denominado “agua en aceite”, con una fase acuosa, compuesta por sales inorgánicas oxidantes disueltas en agua y la fase aceitosa por un combustible líquido inmiscible y agua de tipo hidrocarbonado, comúnmente diésel. Denominada también como Mezcla explosiva Quantex, que es un explosivo basado en emulsión

Gasificada potenciado con Nitrato de Amonio de alta densidad. Representada por las siglas MEQ73 correspondiendo a una relación porcentual igual a 70%, 30%, en Emulsión y Nitrato de Amonio Quantex respectivamente (Figura 24).

Figura 24

Composición de Emulsión Gasificada



Fuente: EXSA S.A. (2016)

La densidad del nitrato de amonio Quantex que ha estado en contacto con el combustible es de aprox. 0,98 g/cm³, con partículas o gránulos en el rango de tamaño de 2 mm (equivalente a 75%), 3 mm (equivalente a 20%) y finos. igual al 5%.

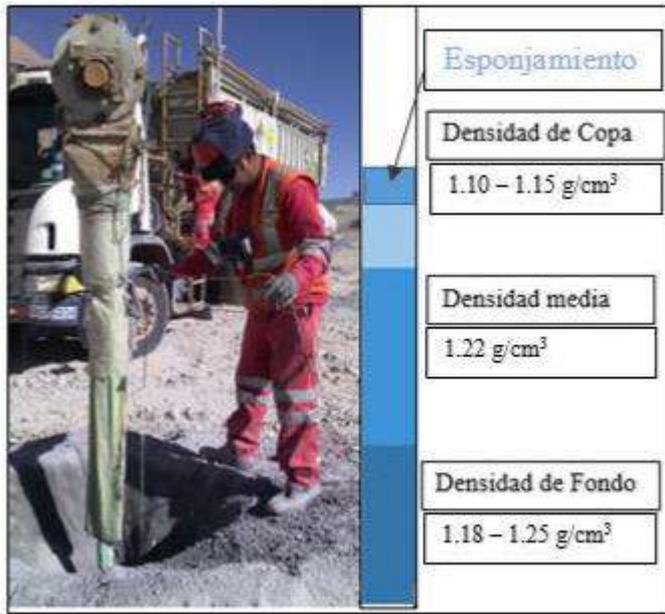
La proporción de mezcla de combustible diesel y nitratos no debe exceder el 3%, y la proporción ideal es el 1%. El exceso de combustible puede saturar la absorción de partículas de nitrato e inutilizarlas.

El método mecanizado consiste en mezclar los compuestos in situ en los camiones fábrica de explosivos para llenar los taladros perforados con explosivos. Después de que la mezcla se haya preparado con la presión y temperatura adecuadas, se bombea con un caudal de 600 Kg/min y se puede observar el esponjamiento dentro del taladro. A medida que el taladro se llena, el esponjamiento aumenta de 5 a 10%, dependiendo del diámetro del orificio.

Se ha demostrado que la carga de explosivos produce tres densidades, de baja a alta: densidad del suelo, densidad media y densidad del cucharón. El valor de densidad uniforme se muestra en la siguiente figura y su velocidad de explosión promedio es igual a 5680 m/s.

Figura 25

Carguío de un taladro con MEQ 73



Fuente: Elaboración propia.

Para resumir los valores de densidad de las distintas masas calificadas y la cantidad de compuesto sensibilizante en la explosión de gas, se preparó una tabla de densidad adjunta y valores de VOD: lo que se denomina velocidad de detonación del explosivo, que es. a su vez es decisivo en el desempeño del explosivo.

Tabla 11

Resumen de mezcla gasificada

| Tipo de Roca (Resistencia) | | | |
|-----------------------------------|------|------|----------|
| Muy Alta | Alta | Baja | Muy Baja |
| Nitrito de Sodio % | | | |
| 0.2 | 0.3 | 0.4 | 0.5 |
| Densidad g/cm ³ | | | |
| 1.17 | 1.15 | 1.13 | 1 |
| Velocidad de Detonación | | | |
| 5700 | 5650 | 5400 | 5100 |

Fuente: Elaboración propia.

4.1.5. Accesorios de voladura empleados con la tecnología Quantex.

Complementan la voladura y ayudan a iniciar y mantener el proceso de voladura de acuerdo con la planificación de mallas. Se menciona:

Primero: inicien el encendido de cargas primarias poco sensibles, como emulsiones y mezclas a granel de anfo pesado; se fabrica con sustancias explosivas como pentrita y TNT. Es un detonante muy estable y iniciador que tiene una alta presión de explotación y velocidades que sobrepasan los 7000 m/s.

Taponex: Se utilizan cámaras de aire para mejorar la fragmentación de la explosión, retener el gas y crear microfisuras alrededor de la perforación con una mayor distribución de energía. Además, este producto se utiliza para columnas de perforación con menor consumo de explosivos y menor sobreperforación..

Figura 26

Cámaras de aire taponex



Fuente: Elaboración propia.

La cámara de aire está hecha de polietileno y tiene un diámetro de 12 pulgadas y 30 cm de espesor. Se fija una cuerda de longitud adecuada para la profundidad deseada. Para una compactación efectiva, se suele llenar las cavidades del recipiente con desechos. Como ventajas ofrece:

Reducción en la columna explosiva

Fragmentación homogénea y granulometría más fina.

Disminución de las ondas aéreas.

Reducción del Fly Rock.

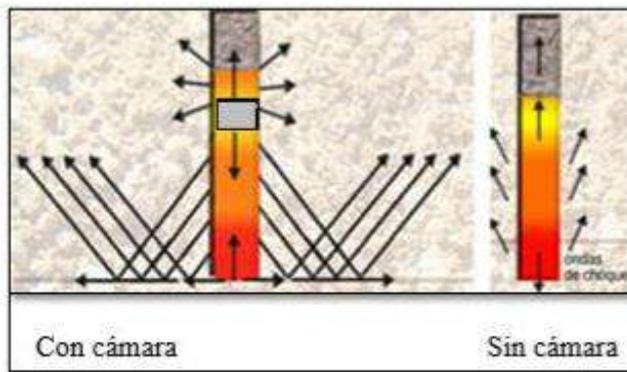
Disminución en la sobreperforación.

Según pruebas de laboratorio se puede usar en rocas con resistencia entre 80 y 230 MPa.

La longitud de la cámara de aire este debe ser proporcional a la cantidad de energía que se requiere esparcir en la presión de gases, y la distribución y las direcciones de las ondas de choque mejorarán en comparación con una voladura convencional. La Figura 17 muestra que cuando hay una cámara de aire, las ondas de coque se distribuyen en más direcciones que en una voladura sin cámara.

Figura 27

Distribución de Ondas en los Taladros



Fuente: Elaboración propia.

Detonador Electrónico: Consiste en un chip especial con circuitos electrónicos programados para determinar el tiempo de retardo. Para los explosivos, esto es lo mismo que para cualquier detonador, con una precisión del tiempo de retardo de aproximadamente el 0,02%. Al igual que los anteriores, cuentan con una cubierta metálica de aluminio con sustancia explosiva.

Como ventajas nos brindan:

Accesorios seguros de manipular.

Mejoras en voladuras especiales de precorte.

Secuencia adaptada a cualquier necesidad.

Todos los detonadores tienen su misma característica.

Mejor adaptación en el barreno.

La desventaja de este tipo de dispositivo es el elevado precio del detonador y del equipo térmico adicional para su funcionamiento.

Figura 28

Detonador electrónico



Fuente: Elaboración propia

4.2. CARACTERISICAS TECNICAS DEL EXPLOSIVO QUANTEX EN ANTAPACCAY

El explosivo Quantex 73 es el de mayor predominancia durante la realización de trabajos de voladura en mina Antapaccay, por ende, es el explosivo de mayor representatividad, a continuación, detallamos sus características técnicas.

Tabla 12

Características técnicas del Quantex 73.

| | | MEQ 73 |
|---|--|------------------------|
| Velocidad de detonación | VOD | 5.6 Km/s |
| Densidad del explosivo justo antes de la detonación | ρ | 1.17 g/cm ³ |
| Densidad del explosivo en el plano CJ | $\rho_{CJ} = \frac{4Pe}{3}$ | 1.56 g/cm ³ |
| Ratio de calor específico según Cunningham | γ | 3.2 |
| Presión de detonación | $PD = \frac{PcVOD^2}{\gamma + 1}$ | 8.7 Gpa |
| Ratio de Gurney | $X = 0.68 - 0.21Pe$ $X = 0.20 - 0.37Pe$ | 0.63% |
| Energía de choque util | $= Ee \frac{X \cdot PD}{\rho_{CJ}}$ | 3.5 MJ/Kg |

Fuente: Manual EXSA S.A. 2019.

4.3. APLICACIÓN DE DETONADORES ELECTRÓNICOS EN LA VOLADURA EN MINA ANTAPACCAY

Para que la detonación de inicio correctamente, es necesario utilizar técnicas y medios que admitan el inicio del proceso de detonación del explosivo y, por lo tanto, lograr una buena fragmentación de la roca sólida.

Se presentan varios diseños para la aplicación de detonadores electrónicos durante el inicio de una voladura, que van desde el uso de uno o cientos de ellos en una adecuada secuencia para así alcanzar el esperado resultado de fragmentación del macizo rocoso.

Los detonadores electrónicos son la última evolución de los sistemas de iniciación para voladuras. La diferencia fundamental entre el detonador electrónico y cualquier otro es la pasta pirotécnica que determina el tiempo de retardo ha sido sustituida por un circuito electrónico, en el cual un microchip es el encargado de realizar la descarga de un condensador en el instante deseado. Cada detonador electrónico está identificado con un código alfanumérico que sirve para su posterior programación y disparo.

4.3.1. Iniciador Electrónico Digishot Plus

DIGISHOT PLUS indica que los productos del sistema de arranque eléctrico de Dyno Nobel presentan tiempos de retardo precisos y están diseñados para liberarse rápidamente en todas las condiciones climáticas con cables reforzados y conectores de malla. El sistema es altamente programable, flexible y fácil de usar.

Los detonadores pueden fijarse al vástago en cualquier orden conveniente, no sólo en el orden de detonación. Además, a cada tiempo de retardo se le puede asignar un tiempo de retardo diferente para obtener mejores secuencias de salida.

4.3.1.1. Características de Digishot Plus

- a) **Etiquetador amigable:** El etiquetador CE4 es un dispositivo portátil liviano e intrínsecamente seguro que se utiliza para seleccionar y colocar barrenos en los detonadores. La marca CE4 se puede utilizar para probar detonadores individuales, submarinos o circuitos completos antes de que abandonen el stand.

- b) **Confiabilidad Robusta:** El detonador electrónico DIGISHOT PLUS, la caja de pruebas y el etiquetador CE4 se comunican de manera confiable gracias a la línea descendente del detonador sobre extruido y el conector fuerte.
- c) **Mejor Control de la Vibración:** Las características de exactitud y precisión del sistema reducen significativamente los niveles de vibración durante la voladura, lo que hace que el sistema de detonación electrónica programable DIGISHOT PLUS sea óptima para aplicaciones en áreas o ambientes sensibles.
- d) **Software Fácil de Usar:** Una interfaz de software simple con una interfaz de menú y la capacidad de conectar asesinos en un pedido es un sistema fácil de usar que reduce la capacitación y minimiza el tiempo de capacitación.
- e) **Seguridad:** Este es protegido con contraseña y necesita una SmartKey con una clave de cifrado interna para activar el tambor.
- f) **Escalabilidad Blast:** El sistema de disparo electrónico DIGISHOT PLUS es capaz de disparar hasta 1.800 detonadores por emisión en modo autónomo, 7.200 detonadores en modo sincrónico y admite hasta 15 disparadores por hoyo.
- g) **Dispositivo de Voladura Simple:** El detonador se conecta directamente al equipo de voladura, eliminando así la necesidad de equipos intermedios. La caja de banco (Bench Box) tiene 6 canales, cada uno con 300 detonadores para un fácil despliegue.
- h) **Disparo Remoto:** La capacidad máxima de disparo de largo alcance de este sistema es de hasta 3000 m de visibilidad (6000 m con repetidores adicionales).
- i) **Mejor Despliegue y Asignación de Tiempos:** Los retrasos se pueden realizar automáticamente usando View Shot (software de diseño de tiempo) en la barra de herramientas, o manualmente elegido el tiempo para cada jugador en la barra de herramientas. El diagrama de tiempo se puede ajustar en diferente lugar hasta el punto de la siguiente ráfaga. Si el usuario necesita realizar ajustes, no necesita volver a visitar al detonador para hacerlo.

El DIGISHOT PLUS este es un sistema electrónico que ofrece características adicionales:

- Puede realizarse el disparo de manera remota.
- Posee una amplia capacidad para iniciar voladuras (hasta 1800 detonadores).
- Es compatible con su PC o PC para descargar los diseños realizados mediante software especializado para sistemas de iniciación electrónica.
- Los detonadores DIGISHOT PLUS son verificables en comunicación de dos vías (voladura o punto de disparo), facilitándose la identificación de fallas y facilitando su reparación.
- Los detonadores DIGISHOT PLUS se pueden verificar de manera individual, por filas o por todo el patrón antes de ser conectado al equipo de disparo.

También admite la banda de frecuencia de 900 MHz y el sistema también se puede configurar para funcionar en la banda de 2,4 GHz.

CAPITULO V

EVALUACIÓN TÉCNICO -ECONÓMICA DEL USO DE LA TECNOLOGÍA QUANTEX EN VOLADURA EN LA U.M ANTAPACAY, PROVINCIA ESPINAR- CUSCO

5.1. INVESTIGACIONES GEOTÉCNICAS

Este capítulo tiene por finalidad describir la metodología empleada para la obtención de la data geomecánica que se utilizó en la elaboración del presente modelo geotécnico para su posterior análisis. Las perforaciones que aportaron información son de 2007 - 2018, determinó la localización de casi todos los sondajes perforados con la finalidad de aumentar la información geológica y en particular comprender mejor la génesis de la mineralización de la zona. El departamento de Geotecnia en el año 2008 - 2009, determinó la localización de 15 taladros distribuidos en los contornos de los tajos Norte y Sur de Antapaccay.

A partir de la campaña de perforación 2007 en adelante se obtuvo la data geomecánica siguiendo la clasificación RMR76 de Bieniawski, de todos los sondajes con fines geológicos y geotécnicos. Toda esta data se encuentra sistemáticamente registrada en una base de datos, al tratarse de un periodo de tiempo considerable la información al recopilar la información se encontró hasta en tres formatos distintos; por lo que fue estandarizada a un solo registro de logueo geotécnico el cual automatiza el cálculo de RMR, RQD y la generación del archivo assay requerido para el análisis de estabilidad de taludes.

Dentro de esta base de datos se encuentra la localización geográfica de los collares de los sondajes así como también su azimut y el grado de inclinación, también la información geológica y geotécnica. Adicionalmente la información de los ensayos de PLT, compresión uniaxial, tracción indirecta, y corte directo desarrollados en el laboratorio de geotecnia de Xstrata Tintaya; y los ensayos triaxiales y de compresión uniaxial desarrollados en laboratorios externos también se encuentran en la base de datos geotécnicas.

5.1.1. Perforaciones geotécnicas-geológicas

Se cuenta con un total de 532 sondajes perforados que abarcan los tajos Norte y Sur de Antapaccay, estos alcanzan un metraje total de 175,788.99 metros hasta el año 2018. Los sondajes que no cuentan con logueo geotécnico RMR (277 sondajes) son debido a que se

realizaron en campañas de perforación anteriores al año 2007, en donde se tenía otras consideraciones geotécnicas para la adquisición de data.

Toda esta información fue usada para desarrollar los análisis geomecánicos para definir unidades geotécnicas para los tajos Norte y Sur de Antapaccay. Los siguientes parámetros fueron recopilados y estimados durante los procesos de logueo geotécnico:

- RQD
- Espaciamiento
- Resistencia estimada
- Abertura
- Rugosidad
- Tipo y espesor de Relleno
- Grado de intemperismo
- Presencia de Agua

La densidad fue obtenida mediante ensayos de gravedad específica que fueron desarrollados en el departamento de Muestrería.

5.1.2. Ensayos de mecánica de rocas

En el desarrollo de las perforaciones geotécnicas, se realizaron ensayos geomecánicos in situ de carga puntual (PLT) y también se realizó la selección y muestreo de testigos de roca, para realizar ensayos de compresión uniaxial (UCS) y triaxial en un laboratorio de mecánica de rocas externo.

5.1.3. Ensayo de carga puntual

Se han realizado un total de 15,080 ensayos de carga puntual en las perforaciones que abarcan las zonas de los tajos Norte y Sur de Antapaccay, los cuales incluye la siguiente información:

- Identificación del taladro y muestra.
- Profundidad de la muestra.
- Código litológico.
- Dirección de ensayo.

- Longitud inicial de la muestra.
- Diámetro.
- Fuerza requerida para la rotura.
- Longitud final de la muestra.

Para los cálculos de los resultados de los ensayos de carga puntual, primero se realizó la corrección por el tamaño de muestra, ahora para la correlación con los ensayos UCS se empleó un factor de correlación bibliográfico de Hoek Brown (1980).

$$k = 14 + 0.175D *$$

Donde:

D: es el diámetro del testigo ensayado.

A continuación, se muestra la tabla 13, en donde se aprecia los campos del formato de ensayos de carga puntual que fue utilizado para la adquisición de la data en las perforaciones geotécnicas – geológicas.

Tabla 13

Información del registro para el ensayo de carga puntual

| Información general | |
|----------------------------------|---|
| Fecha | Fecha de ensayo |
| Ensayado por | Nombre de la responsable del ensayo |
| Hoja | Número de hoja |
| Proyecto | Nombre del proyecto |
| Información de la muestra | |
| Nº de muestra | Número correlativo de la muestra a ensayar |
| Taladro | Nombre o código de taladro |
| De | Inicio de intervalo o corrida |
| A | Fin de intervalo o corrida |
| Profundidad | Profundidad del intervalo de donde pertenece la muestra |
| Litología | Código litológico de logueo definido por geología |
| Datos de ensayo | |
| Dirección de carga | Orientación de la muestra diametral o axial |
| Tiempo (segundos) | Tiempo en que dura el ensayo medio en segundos |
| Carga (kN) | Magnitud de esfuerzo en kilo Newton para lograr romper la muestra |
| D (mm) | Altura del bloque o core inicial |
| 2L (mm) | Dimensión del largo de la muestra |
| W (mm) | Diámetro de la muestra en la orientación axial |
| D' (mm) | Altura del bloque o core después del ensayo |
| Observaciones | Tipo de rotura del ensayo (matriz, estructura) |

Fuente: Dpto. Geotecnia

5.1.4. Ensayos laboratorio externo

En las campañas de perforaciones geotécnicas se realizó un muestreo y selección de testigos de roca para realizar ensayos de mecánica de rocas en laboratorio de geotecnia y para ser enviados a un laboratorio externo (Laboratorio de Mecánica de Rocas de la UNI), en donde se realizaron 257 ensayos de compresión uniaxial, 37 ensayos de compresión triaxial, 279 ensayos de tracción y 58 ensayos de corte directo.

5.2. GEOLOGIA ESTRUCTURAL

La información estructural en el tajo Norte es básicamente, debido a la poca presencia de afloramientos rocosos y a que los depósitos cuaternarios cubren en su mayoría el área en donde se ubican los diseños finales de los tajos; sin embargo, si se usó la información estructural de fallas mayores recopilada en los estudios mencionados líneas abajo.

La información geológica fue usada para la localización y proyección de fallas mayores, pero la orientación real de estas estructuras fue principalmente obtenida del logeo geofísico de 13 taladros desarrollados por la empresa Wellfield Services.

En el año 2006 el Ing. Arturo Maldonado desarrollo un Informe geotécnico preliminar de la Geología Estructural de Antapaccay, este informe basa su estudio en la información de los taladros con registros estructurales, mapeo superficial empleando descripción geológico – geotécnica, fotointerpretación empleando 3 pares de fotos aéreas grises de escala 1:1000, elaboración de mapas, determinación de patrones de discontinuidades menores, análisis cinemática del diseño. En el año 2009, Gustavo Villon desarrolla el trabajo “Características de las fallas mayores del depósito tipo pórfido-skarn de Cu (Ag, Au, Mo) de Antapaccay, Cusco-Perú”, para este trabajo se compilo la información estructural distrital del clúster de Tintaya, información estructural regional y se realiza relaciones estructurales a nivel distrital y a detalle en el proyecto Antapaccay, basando su estudio en los registros estructurales de Bore hole televiewer de 13 taladros perforados. Finalmente en el presente año 2017 el Ing. Rildo Rodriguez desarrollo un modelo estructural 3D basado en la información mencionada en los estudios anteriores además de dos campañas de mapeo superficial.

En el año 2018 conjuntamente a la campaña de mapeo geomecánico de celdas y conciliación geotécnica y en coordinación con Superintendencia Geotecnia e Hidrogeología Mina, se ha realizado el estudio Geología Estructural detallado del Yacimiento Antapaccay.

A pedido de la superintendencia de Geotecnia e Hidrogeología la toma de datos fue principalmente con fines geotécnicos para determinar zonas de debilidad perjudiciales a la estabilidad de los taludes y se diferenciaron: Fallas Principales, las que persisten a lo largo y ancho de todo el tajo, Fallas Mayores a aquellas que persisten a nivel de Interrampa y finalmente Fallas Menores a las que su persistencia es a nivel de banco.

El presente informe corresponde al modelo estructural a detalle del Tajo Norte, resumen del mapeo de Geomecánico de Celdas y Conciliación Geotécnica llevado a cabo en la campaña del presente año, los trabajos de gabinete se desarrollaron en los meses de noviembre y diciembre del 2018.

5.3. ANALISIS DE DATA GEOTECNICA

Toda la información geotécnica y geológica obtenida de las investigaciones geotécnicas realizadas para los tajos Norte y Sur de Antapaccay, fueron interpretadas con el objetivo de definir las unidades geotécnicas con sus respectivos parámetros de clasificación y resistencia geomecánica. Los resultados de esta interpretación posteriormente serán utilizados en los análisis de estabilidad de las fases de diseño.

La información geológica, específicamente la data de litología y/o alteraciones es la información base de un estudio geotécnico, para el análisis de la data geotécnica de este estudio, se ha considerado la información de los modelos litológicos de los tajos Norte y Sur de Antapaccay.

5.4. PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO

Para determinar los parámetros geomecánicos que serán utilizados para los análisis de estabilidad por el método de equilibrio límite seguiremos el criterio de rotura de Hoek Brown, este método es muy utilizado por la industria minera para las evaluaciones geotécnicas de taludes de tajos abiertos (open pit).

Para obtener los parámetros del criterio de rotura de Hoek Brown para macizos rocosos son necesarias las siguientes propiedades y parámetros geomecánicos: a) macizo rocoso (RMR, GSI), b) roca intacta (carga puntual, UCS), densidad por tipo litológicos, constante m_i (ensayos triaxiales) y factor de perturbación (D).

- La caracterización de macizo rocoso es obtenida del logueo geotécnico de acuerdo con la clasificación RMR76 de Bieniawski.
- Los parámetros de resistencia de roca intacta se obtienen directamente del ensayo de compresión uniaxial (UCS) e indirectamente del ensayo de carga puntual.
- La constante m_i por tipo litológico se obtiene de los ensayos triaxiales que fueron realizados en un laboratorio externo de mecánica de rocas y de las recomendaciones de Hoek Brown para aquellas litologías que no fueron ensayadas.

5.4.1. Clasificación geo mecánica RMR

La clasificación RMR (ROCK MASS RATING) es obtenida de la valoración de los parámetros geo mecánicos de testigos de roca utilizando los estándares propuestos por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM, 1981), y las nomenclaturas propias de la clasificación de macizo rocoso RMR (Bieniawski, 1976).

Para la descripción geotécnica de los testigos de roca se utiliza un registro, en donde se plasman los conceptos de RQD, índice de fracturamiento y porcentaje de recuperación a fin de juzgar acerca del grado de fracturamiento del macizo rocoso, para describir a los bloques de roca intacta se utiliza la clasificación petrográfica y la resistencia estimada (ISRM). Luego para describir la condición de las discontinuidades se debe tomar en cuenta: su origen (tipo), rugosidad, abertura, tipo de relleno, espesor del relleno y su grado de intemperismo; por último también se evalúa la presencia de agua en el macizo rocoso.

5.4.2. Resistencia a la compresión uniaxial

Los parámetros de resistencia de las rocas son obtenidos a través de los ensayos de compresión uniaxial de bloques de roca intacta, también se puede obtener este parámetro a través de un factor de correlación entre los ensayos de carga puntual y compresión uniaxial.

Para obtener el factor de correlación (K) entre ambos ensayos, el estado de la práctica recomienda realizar ensayos de carga puntual junto a ensayos de compresión uniaxial, para las diferentes litologías o unidades geotécnicas y a través de ese ejercicio obtener dicho factor.

En el informe de marzo 2009, se realizó un análisis estadístico del parámetro de resistencia a la compresión uniaxial, obtenidos de los ensayos de carga puntual para cada tipo de litología. Para este análisis solo se utilizaron los ensayos de carga puntual con rotura por

matriz, los resultados de estos análisis serán utilizados en la definición de propiedades geomecánicas de las unidades geotécnicas del presente estudio.

Tabla 14

Análisis estadístico de compresión uniaxial por carga puntual PLT 2009

| Código | Litología | LitoG | Nro. Muestras | UCS (PLT) | Desv Estándar UCS (PLT) |
|--------|--------------------|-------|---------------|-----------|-------------------------|
| 13 | Diorita | 13 | 39 | 109 | 23 |
| 15—49 | Brecha | 15 | 20 | 86 | 22 |
| 30 | Hornfels | 30 | 24 | 88 | 18 |
| 68 | Pórfido 68 | | 4 | 56 | 20 |
| 32 | Caliza-Mármol | 32 | 79 | 86 | 16 |
| 40 | ExoSkarn | 40 | 13 | 103 | 18 |
| 53 | EndoSk Diorita | 53 | 1 | 29 | - |
| 84 | Pórfido Monz 84 | | 0 | - | - |
| 90 | EndoSk Porf 90 | | 3 | 135 | 4 |
| 97 | EndoSk Porf 97 | | 2 | 31 | 9 |
| 74 | Pórfido Monz74 | 74 | 3 | 85 | 29 |
| 75 | Pórfido Monz.75 | | 27 | 96 | 19 |
| 86 | Pórfido Monz86 | | 3 | 93 | 28 |
| 78 | Dique Dacita | | 11 | 78 | 18 |
| 80 | Dique Monzonita | | 1 | 35 | - |
| 83 | Pórfido Monz.83 | | 7 | 102 | 26 |
| 65 | StockWork Monz. 65 | 85 | 30 | 111 | 19 |
| 85 | Pórfido Monz.85 | | 59 | 83 | 23 |

Fuente. Dpto. Geotecnia.

5.4.3. Constante m_i de ensayos triaxiales

Se cuenta con información de ensayos triaxiales y compresión uniaxial de las diorita, hornfels, caliza – mármol, exoskarn, pórfido Norte y pórfidos dique; que fueron realizados en el laboratorio de Mecánica de Rocas de la UNI. De los resultados de los ensayos triaxiales extraemos el parámetro m_i por cada litología, también se incluye las constante m_i referenciales del software Rocscience.

Tabla 15*Resumen de constate mi por tipos litológicos*

| Litología | Cód. | mi (tabla H&B) | mi (ensayos. triaxial) |
|---------------------|-------------|-----------------------------------|---------------------------------------|
| Diorita | 13 | 25 +/- 5 | 29 |
| Brecha | 15-49 | 20 +/- 2 | - |
| Hornfels | 30 | 19 +/-4 | 18 |
| Caliza-Mármol | 32 | 9 +/- 3 | 14 |
| ExoSkarn | 40 | 19 +/- 3 | - |
| EndoSkarn | 53 | 17 | - |
| Pórfido Mz. Atalaya | 74 | 20 +/- 5 | 16 |
| Pórfido Mz. Norte | 75 | 20 +/-5 | 19 |
| Pórfido Mz. Sur | 85 | 20 +/-5 | - |
| Pórfido Mz. central | 83 | 20 +/- 5 | 18 |

Fuente. Dpto. Geotecnia.

5.4.4. Densidad

Los valores usados para la densidad fueron obtenidos de 11 341 ensayos a muestras de los taladros diamantinos, según lo reportado en el informe de marzo 2009. La tabla 14 muestra las densidades de los diferentes tipos de rocas presentes en el proyecto Antapaccay.

Los valores usados para la densidad fueron obtenidos de 11 341 ensayos a muestras de los taladros diamantinos, según lo reportado en el informe de marzo 2009.

Tabla 16*Valores de densidad por tipos litológicos*

| Código | Litología | Muestras | Mínimo | Máximo | Media | Desv. Estándar |
|---------------|------------------|-----------------|---------------|---------------|--------------|---------------------------|
| 13-14 | Diorita | 5338 | 1.83 | 4.43 | 2.56 | 0.02 |
| 15-49 | Brecha | 1007 | 1.71 | 4.46 | 2.55 | 0.06 |
| 32 | Caliza-Mármol | 190 | 2.03 | 4.66 | 2.64 | 0.27 |
| 30 | Hornfels | 259 | 2.05 | 4.02 | 2.59 | 0.17 |
| 40 | ExoSkarn | 723 | 2.14 | 4.78 | 3.23 | 0.57 |
| 53 | Endoskarn | 223 | 1.74 | 3.69 | 2.6 | 0.29 |
| 74-75-83-85 | Porfidos Monz. | 2421 | 1.87 | 4.37 | 2.56 | 0.02 |
| 99-101 | Cobertera | 37 | 1.33 | 2.45 | 1.66 | 0.29 |

Fuente: Dpto. Geotecnia

5.5. PARAMETROS DE RESISTENCIA DE LAS UNIDADES GEOTÉCNICAS Y CARACTERIZACION GEOMECHANICA

Para la definición de los parámetros de resistencia de las unidades geotécnicas se aplicará el criterio de rotura de Hoek Brown – edición 2002. Este criterio es aceptado por el estado de la práctica geotécnica internacional y se utiliza para la evaluación geotécnica de estabilidad de tajos similares en dimensión a los tajos Norte y Sur de Antapaccay.

Es importante indicar que el parámetro GSI es igual al valor del RMR76 de acuerdo al ISRM.

Tabla 17

Caracterización geo mecánica de las unidades geotécnicas base para el tajo Norte

| UGTN | RMR76 | GSI | UCS (MPa) | mi | Densidad |
|------|-----------------------------|------|-----------|----|----------|
| 14 | 43 | 43 | 109 | 29 | 2.56 |
| 31 | 44 | 44 | 88 | 18 | 2.59 |
| 32 | 52 | 52 | 87 | 14 | 2.64 |
| 40 | 53 | 53 | 103 | 18 | 3.23 |
| 60 | 42.2 | 42.2 | 64 | 9 | 2.61 |
| 76 | 49.5 | 49.5 | 84 | 18 | 2.59 |
| 83 | 42 | 42 | 96 | 19 | 2.56 |
| 89 | 40 | 40 | 99 | 16 | 2.83 |
| 99 | Suelo - Cuaternario Aluvial | | | | 1.66 |

Fuente. Dpto. Geotecnia

Tabla 18

Caracterización geomecánica de las unidades geotécnicas base para el tajo Sur.

| UGTN | RMR76 | GSI | UCS (MPa) | mi | Densidad |
|------|-----------------------------|------|-----------|----|----------|
| 13 | 41 | 41 | 109 | 29 | 2.56 |
| 30 | 42 | 42 | 56 | 10 | 2.59 |
| 32 | 52 | 52 | 70 | 9 | 2.64 |
| 40 | 49 | 49 | 103 | 18 | 3.23 |
| 49 | 36 | 36 | 23 | 10 | 2.55 |
| 53 | 44 | 44 | 60 | 9 | 2.61 |
| 78 | 49 | 49 | 78 | 16 | 2.56 |
| 83 | 35.5 | 35.5 | 111 | 16 | 2.56 |
| 85 | 35.5 | 35.5 | 30 | 10 | 2.56 |
| 99 | Suelo - Cuaternario Aluvial | | | | 1.66 |

Fuente. Dpto. Geotecnia

5.6.ANTECEDENTES Y PROPIEDADES GEOMECAICAS

La Tabla 19 describe las características geomecánicas de los principales tipos de roca existentes en Antapaccay, destacándose aquellas unidades litológicas de interés para los objetivos del presente estudio, a saber, las denominadas Diorita, Caliza y Monzonita.

Tabla 19

Características geomecánicas del macizo rocoso

| UGTN | Unidad Geotécnica | RMR76 (medio) | GSI (medio) | UCS (MPa) (Medio) | Mi (medio) | Densidad (media) |
|------|-----------------------------|------------------|----------------|----------------------|---------------|---------------------|
| 13 | Diorita | 41 | 41 | 109 | 29 | 2.56 |
| 30 | Hornfels | 42 | 42 | 56 | 10 | 2.59 |
| 32 | Caliza | 52 | 52 | 70 | 9 | 2.64 |
| 40 | ExoSkarn | 49 | 49 | 103 | 18 | 3.23 |
| 49 | Brecha | 36 | 36 | 23 | 10 | 2.55 |
| 53 | EndoSkarn-Diorita | 44 | 44 | 60 | 9 | 2.61 |
| 78 | Dique Dacita | 49 | 49 | 78 | 16 | 2.56 |
| 83 | Pórfido Monzonita | 35.5 | 35.5 | 111 | 16 | 2.56 |
| 85 | Pórfido Monzonita | 35.5 | 35.5 | 30 | 10 | 2.56 |
| 99 | Suelo - Cuaternario Aluvial | | | | | 1.66 |

Fuente. Dpto. Geotecnia.

De la tabla se observa que no existen antecedentes de ensayos dinámicos sobre testigos (roca intacta) requeridos para determinar la velocidad de onda primaria (V_p) y con ella, calcular los correspondientes valores de vibración crítica para cada tipo de roca (PPVc).

La figura 29 muestra las propiedades geomecánicas de interés (UCS & RQD) para los distintos tipos de roca presente, indicándose a modo de referencia los rangos/escalas de UCS y RQD correspondientes a cada una de ellas.

Se observa que las rocas de interés Brecha y Monzonita poseen valores de UCS que las clasifica como rocas medianamente resistentes, mientras que la Diorita se presenta en el rango de alta resistencia. Por otro lado, en lo que respecta al RQD (normalmente asociado a la frecuencia de fracturas, FF), las rocas de interés son evaluadas como de calidad Mala. Lo anterior puede asociarse al hecho de que las áreas de interés, si bien presentan indicadores medianos a regulares, presentan alta interacción con otras unidades y condición estructural de alto fracturamiento.

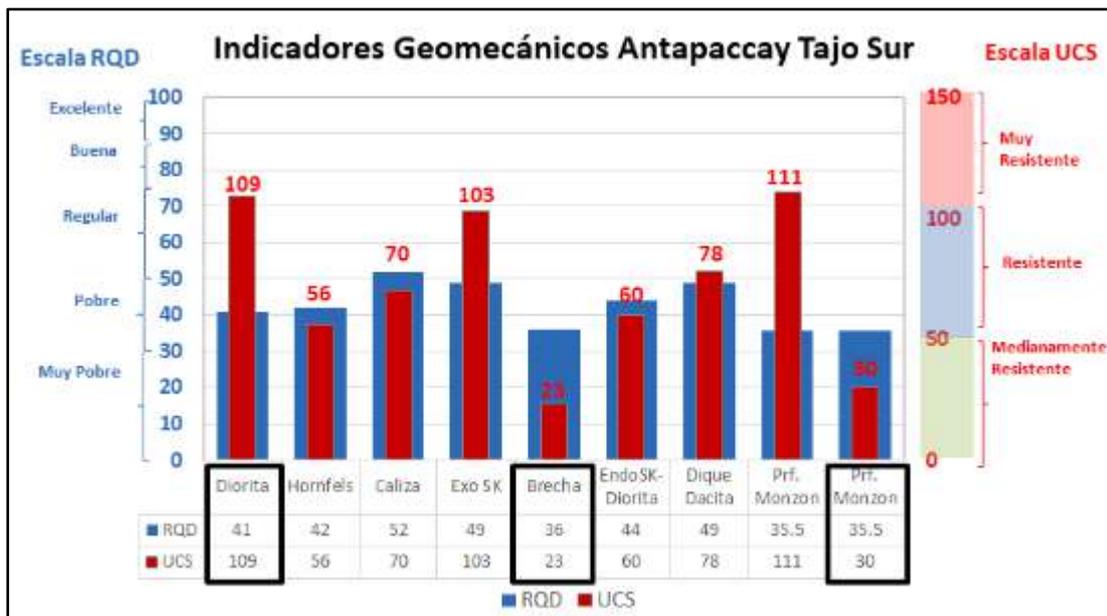
En términos de Resistencia a la Compresión Uniaxial (UCS) todas las rocas de Antapaccay en sus valores promedios se caracterizan de “Resistentes” en el rango de 50 MPa a

100MPa (7 de las 9 unidades), mientras que dos se reconocen como “Medianamente Resistentes” con valores menores a 50 MPa.

Respecto del RQD o nivel de fracturamiento del macizo, sólo la caliza supera el RQD de 50% (“Regular”), mientras que en todas las restantes, este indicador se ubica en la clasificación de “Pobre” o “Mala” calidad, es decir, un macizo intrínsecamente muy fracturado.

Figura 29

Valores de UCS y RQD para las distintas rocas presentes en Antapaccay



Fuente. Dpto, Geotecnia.

5.7. NOMENCLATURA DE BANCOS Y DISPAROS

- a. **Diámetro de perforación:** La evaluación en dos partes es necesaria para determinar el diámetro adecuado del taladro para cualquier trabajo. La primera sección analiza cómo el diámetro del taladro afecta el soplo de aire, la roca en vuelo y la vibración del terreno. En la segunda sección se analiza el aspecto económico de la perforación.
- b. **Burden:** Se refiere a la dimensión lineal que se mide perpendicular a la dirección de la línea de taladros que forman una fila. La distancia más corta al punto de alivio cuando un taladro detona se conoce como dimensión del peso. El alivio se ve generalmente como la cara original del banco o como una cara interna formada por una hilera de taladros que han sido disparados con un retardo previo. Una de las decisiones más importantes en cualquier diseño de voladuras es elegir la carga correcta.

- c. **Espaciamiento:** La dimensión lineal entre los taladros de voladura adyacentes que forman una fila y, generalmente, se mide paralelo a la cara libre se conoce como espaciamiento para un taladro.
- d. **Altura de banco:** La altura de banco está relacionada con el alcance de las excavadoras y el diámetro de perforación.
- e. **Sobreperforación:** Este término se usa para determinar la profundidad a la que se perforará el taladro para asegurarse de que el rompimiento ocurrirá al nivel del piso deseado.
- f. **Taco:** La distancia del taco se refiere a la porción superior del taladro que normalmente se rellena con material inerte para confinar los gases de la explosión. Para que una carga de alto explosivo funcione adecuadamente y libere el máximo de energía, la carga debe encontrarse confinada dentro del taladro.

5.8.DISEÑO DE MALLA PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA LA TECNOLOGIA QUANTEX

5.8.1. *Parámetros de perforación*

Las siguientes imágenes resumen los principales parámetros de diseño de Perforación y Voladura actualmente vigentes para las áreas de interés del presente estudio en mina Antapaccay, las cuales consideran bancos de 15m de altura.

Figura 30

Esquema de diseño perforación en Monzonita y Diorita Tajo Sur.

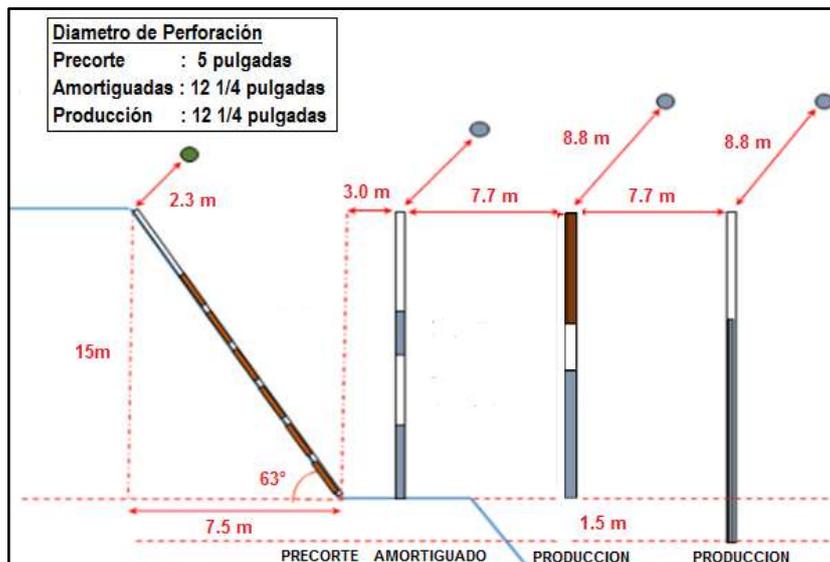


Figura 31

Esquema de perforación en Monzonita y Diorita tajo sur

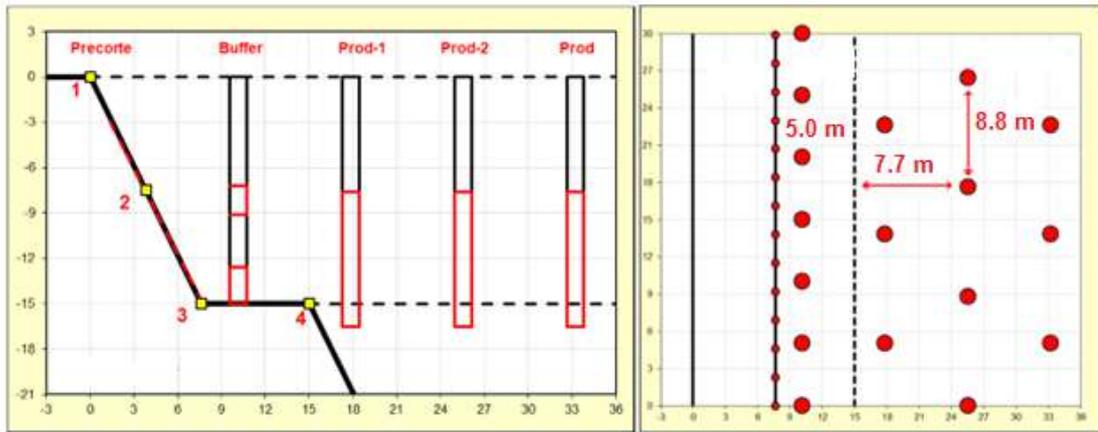


Figura 32

Esquema de diseño de perforación – Diorita tajo norte

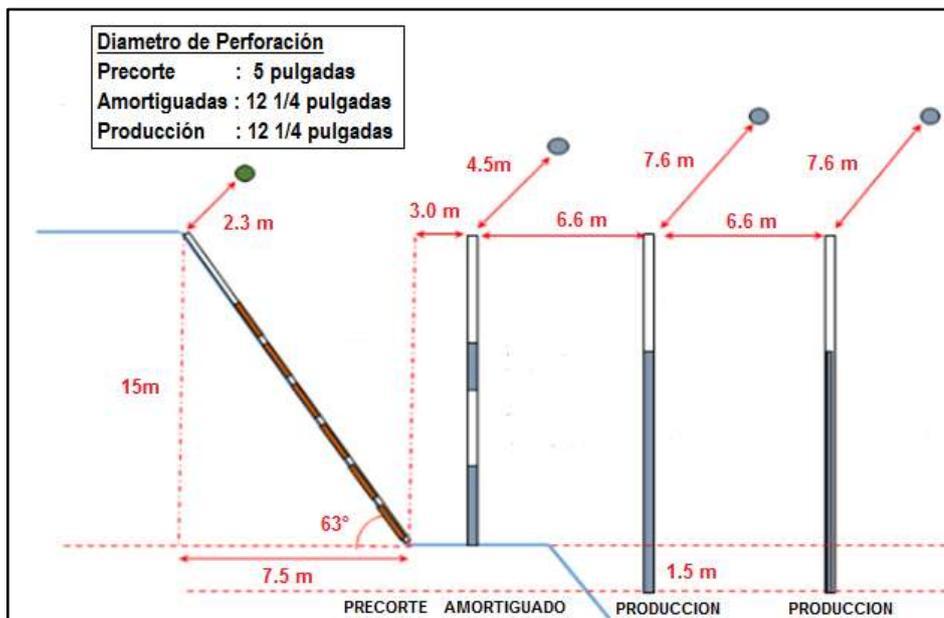


Figura 33

Esquema de perforación – Diorita tajo Norte

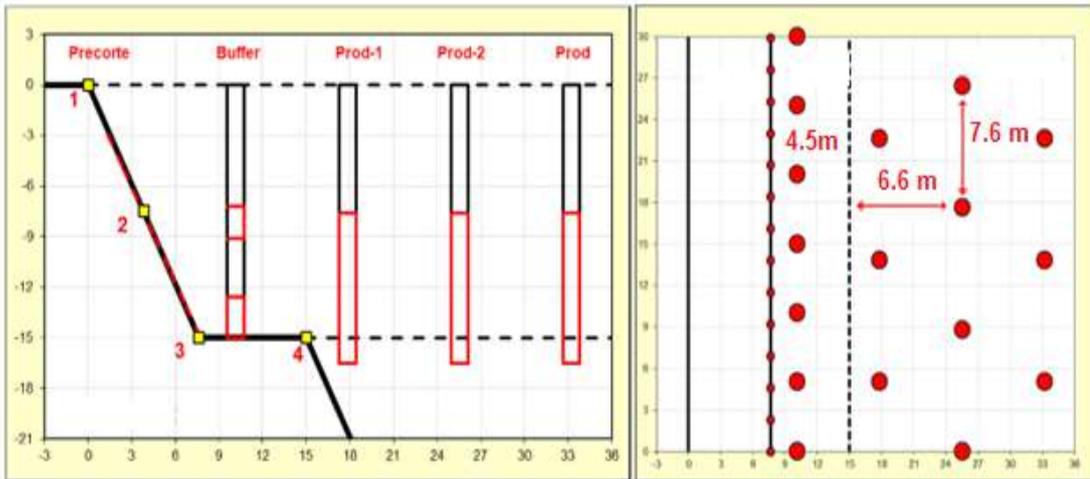


Figura 34

Esquema de diseño de perforación Caliza tajo norte

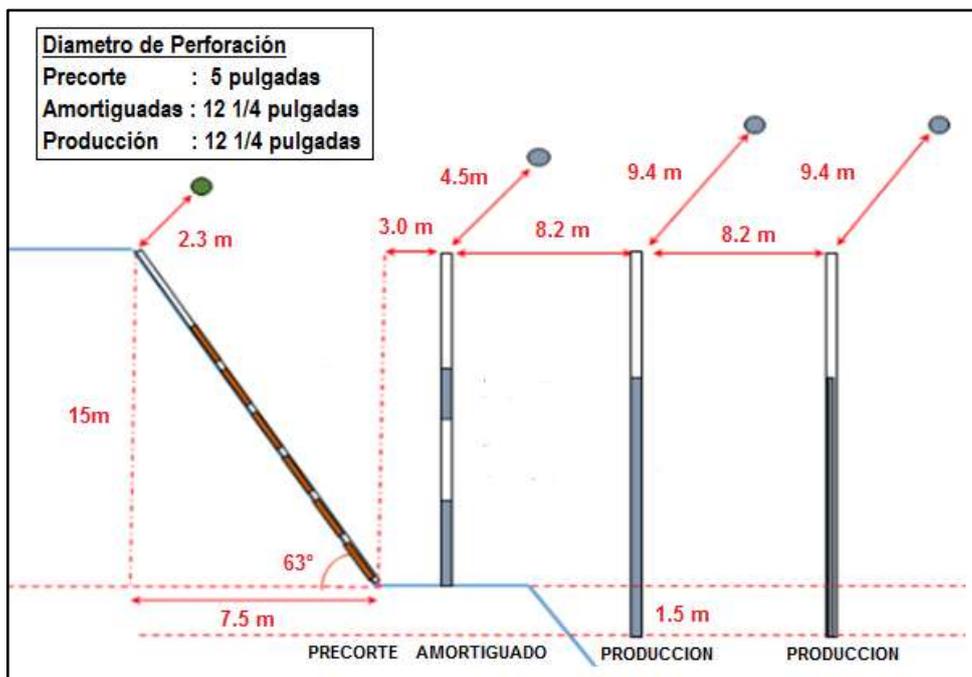
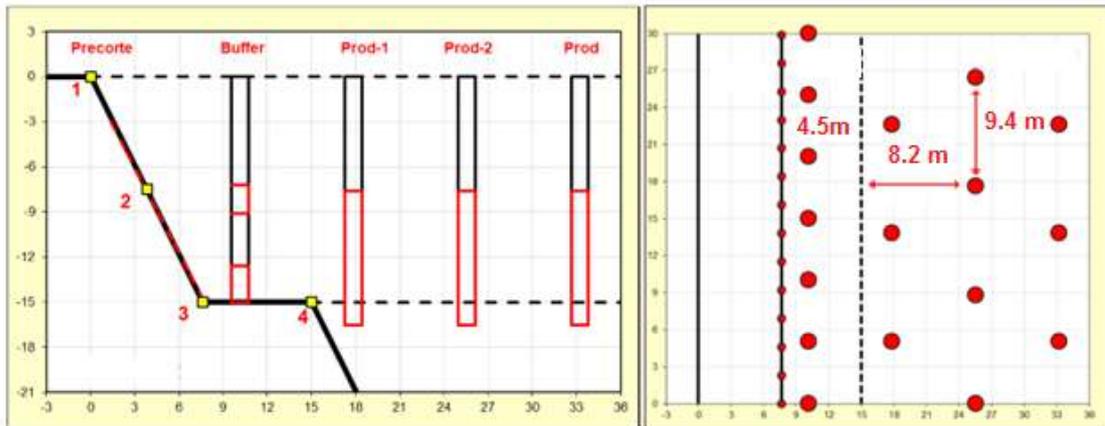


Figura 35

Esquema de perforación Caliza tajo norte



5.8.2. Parámetros de voladura

Figura 36

Esquema de diseño de carguío en Monzonita y Diorita Tajo Sur

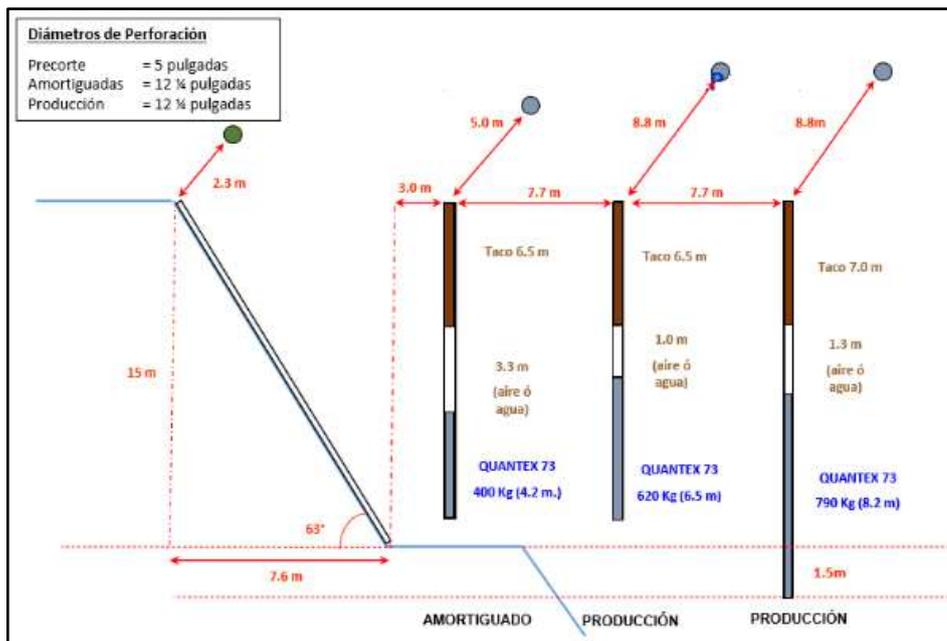


Figura 37

Esquema de diseño de carguío en Dioria Tajo Norte

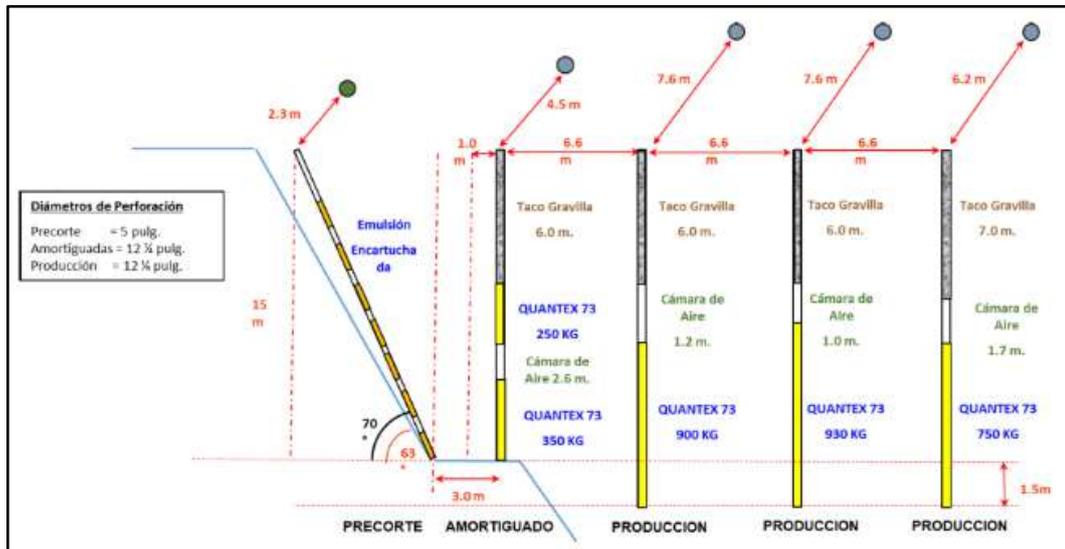
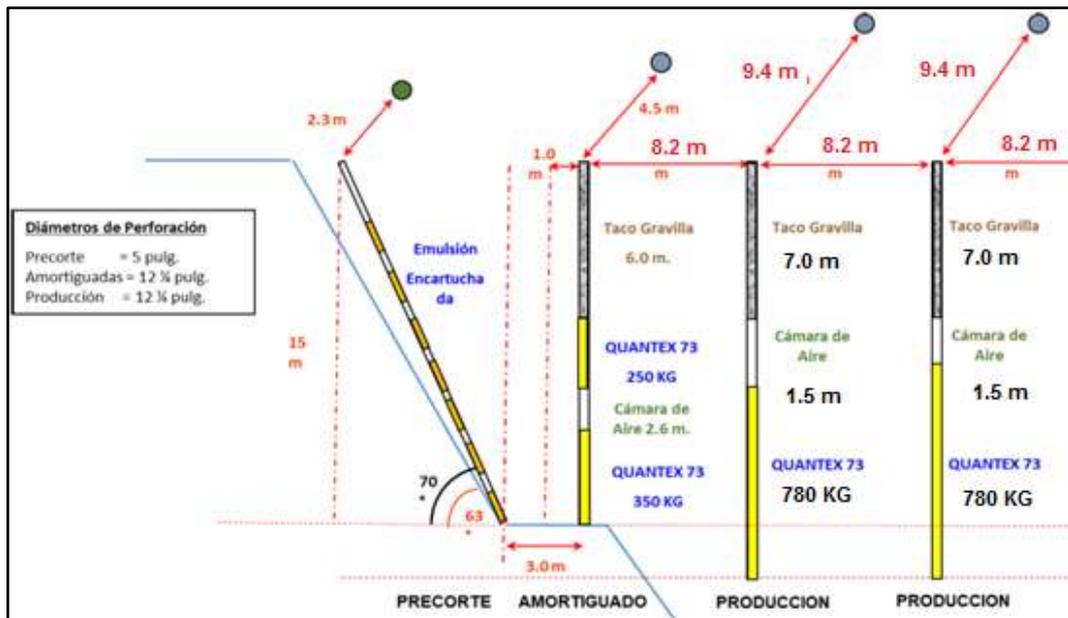


Figura 38

Esquema de diseño de carguío en Caliza Tajo Norte



5.8.1. Distribución de taladros y diseño de amarre

La distribución de taladros en la voladura juega un papel importante, puesto que los taladros perforados en los puntos asignados permitirán un adecuado desempeño del explosivo, cuando los taladros se perforan muy distanciados del punto asignado perjudica en la elaboración del diseño de amarre y en el diseño de carga del taladro, ya que si el taladro anómalo se encuentra muy cerca de otro puede causar fly rock y problemas de fragmentación de roca.

En cuanto al diseño de amarre, los que se usan frecuentemente son los diseños de amarre en echelón y distribución en “V”, a continuación se grafica los tipos de amarre empleados en las voladuras evaluadas para la presente investigación.

Figura 39

Diseño de amarre proyecto 1 tajo sur

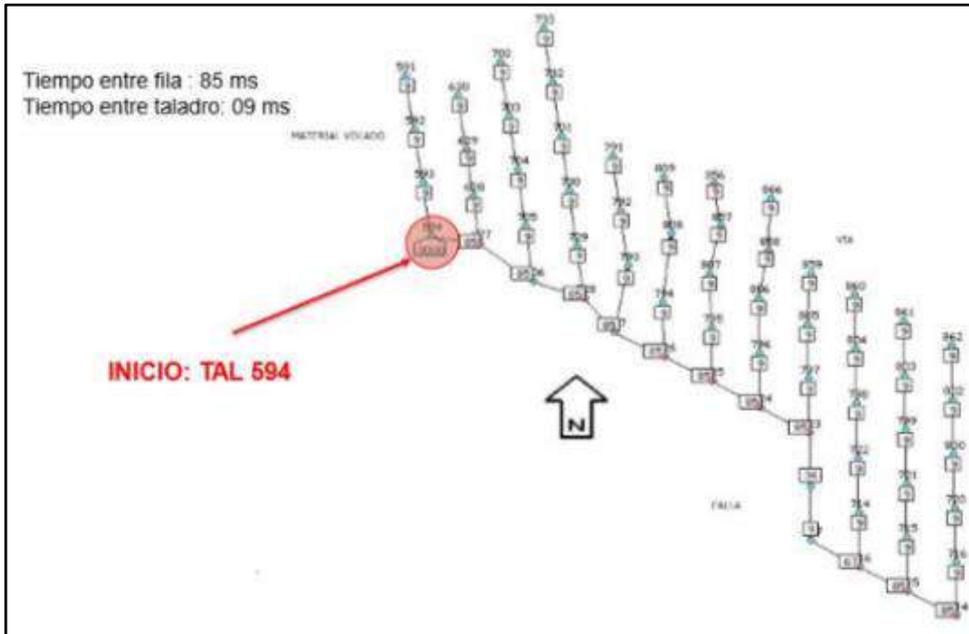


Figura 40

Diseño de amarre proyecto 2 tajo sur

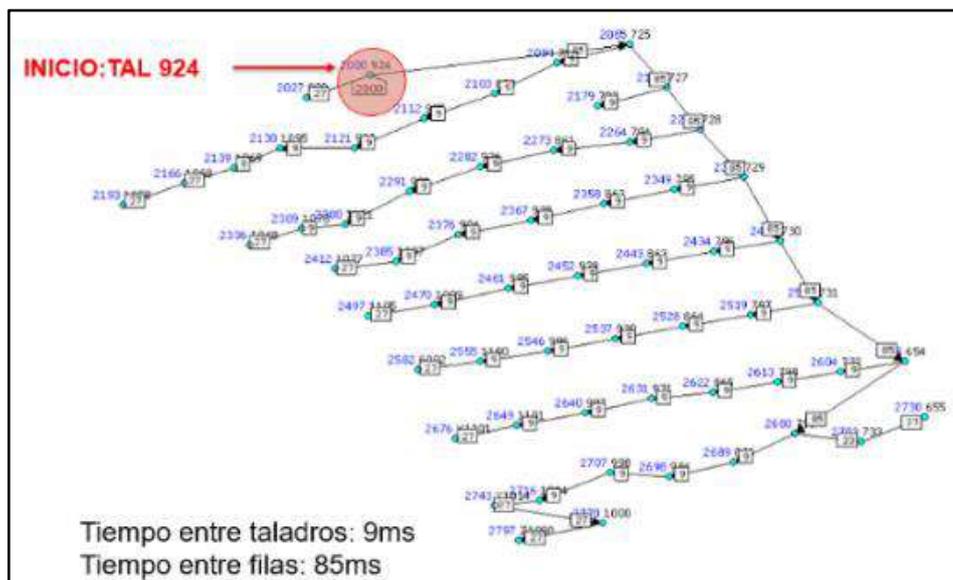


Figura 41

Diseño de amarre proyecto 1 tajo norte

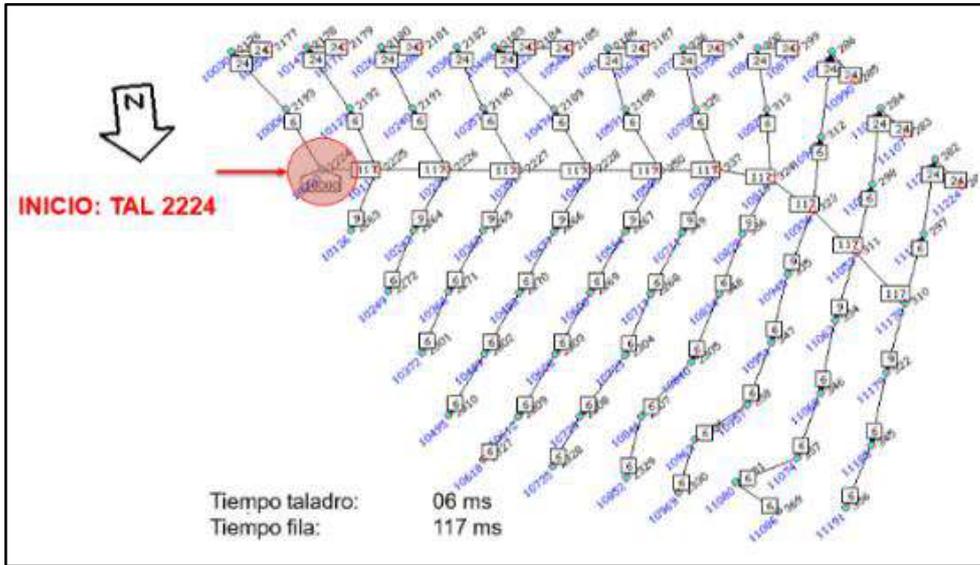
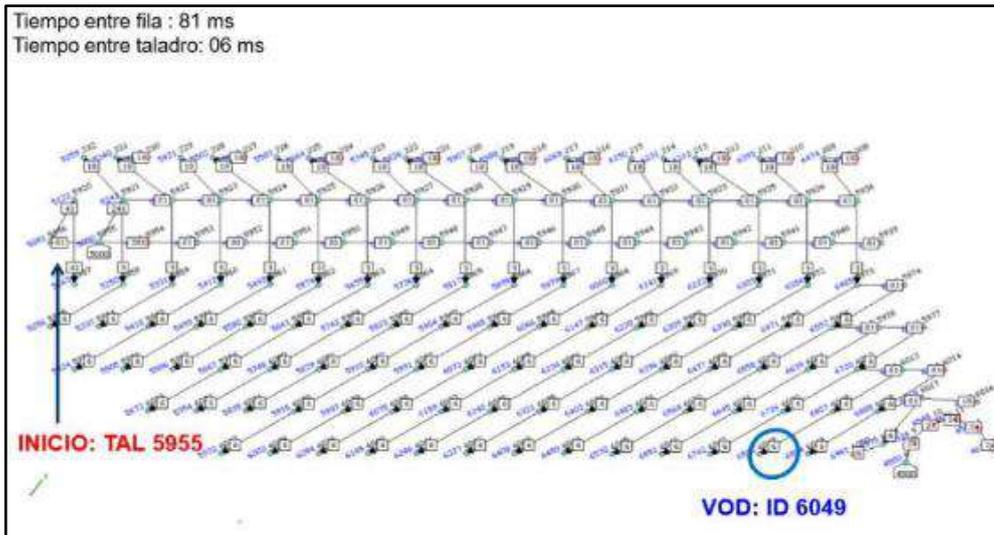


Figura 42

Diseño de amarre proyecto 2 tajo norte



5.8.2. Detalle de parámetros de perforación y carguío de taladros para la voladura con Quantex en mina Antapaccay

Tabla 20

Parámetros de perforación y Voladura Tajo Sur

| DESCRIPCION | UNIDAD | PRECORTE | AMORTIGUADO 1 | AMORTIGUADO 2 | PRODUCCION MONZONITA | PRODUCCION DIORITA |
|------------------------|----------|-----------------|---------------|---------------|----------------------|--------------------|
| Diámetro | pulgadas | 5 | 121/4 | 121/4 | 121/4 | 121/4 |
| Diámetro | mm | 127 | 311 | 311 | 311 | 311 |
| Densidad del explosivo | gr/cc | 1.12 | 1.28 | 1,28 | 1.28 | 1.28 |
| Densidad Lineal | kg | 14.20 | 97.39 | 97,39 | 97.39 | 97.39 |
| Carga por taladro | kg | 184.55 | 409.02 | 633.00 | 798,56 | 798.56 |
| Tipo de explosivo | | EX. 11/2" x 16" | Q HA 73 | Q HA 73 | Q HA 73 | Q HA 73 |
| Burden | m | 2.5 | 3 | 3 | 7.7 | 7.7 |
| Espaciamiento | m | 2.3 | 4.5 | 4,5 | 8.8 | 8.8 |
| Altura de Banco | m | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Longitud de Taladro | m | 15 | 14 | 14 | 16.5 | 16.5 |
| Sobre perforación | m | 0 | -1 | -1 | 1.5 | 1.5 |
| Longitud de carga | m | 13 | 4.2 | 6.5 | 8.2 | 8.2 |
| Tacos de aire | m | 0 | 3.3 | 1 | 1.3 | 1.3 |
| Taco de estéril | m | 2 | 6.5 | 6.5 | 7 | 7 |
| Densidad de Roca | gr/cc | 2.6 | 2.6 | 2.6 | 2.6 | 2.6 |
| Volumen por taladro | m3 | 86.25 | 202.5 | 202.5 | 1016.4 | 1016.4 |
| Tonelaje por taladro | ton | 224.25 | 526.5 | 526.5 | 2642.64 | 2642.64 |
| Factor de Carga | kg/m3 | 2.14 | 2.02 | 3.13 | 0.79 | 0.79 |
| Factor de potencia | kg/ton | 0.82 | 0.78 | 1.20 | 0.30 | 0.30 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 21

Parámetros de perforación y Voladura Tajo Norte

| DESCRIPCION | UNIDAD | PRECORTE | AMORTIGUADO 1 | PRODUCCIÓN DIORITA 1 | PRODUCCION DIORITA 2 | PRODUCCION DIORITA 3 | PRODUCCIÓN CALIZA |
|------------------------|----------|-----------------|---------------|----------------------|----------------------|----------------------|-------------------|
| Diámetro | pulgadas | 5 | 121/4 | 121/4 | 121/4 | 121/4 | 121/4 |
| Diámetro | mm | 127 | 311 | 311 | 311 | 311 | 311 |
| Densidad del explosivo | gr/cc | 1.12 | 1.28 | 1.28 | 1.28 | 1.28 | 1.28 |
| Densidad Lineal | kg | 14.20 | 97.385 | 97.385 | 97.385 | 97.385 | 97.385 |
| Carga por taladro | kg | 184.548 | 486.925 | 905.6805 | 925.1575 | 759.603 | 779.08 |
| Tipo de explosivo | | EX. 11/2" x 16" | Q HA 73 | Q HA 73 | Q HA 73 | Q HA 73 | Q HA 73 |
| Burden | m | 2.5 | 3 | 6.6 | 6.6 | 6.6 | 8.2 |
| Espaciamiento | m | 2.3 | 4.5 | 7.6 | 7.6 | 7.6 | 9.4 |
| Altura de Banco | m | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 | 15 |
| Longitud de Taladro | m | 15 | 15 | 16.5 | 16.5 | 16.5 | 16.5 |
| Sobre perforación | m | 0 | 0 | 1.5 | 1.5 | 1.5 | 1.5 |
| Longitud de carga | m | 13 | 5 | 9.5 | 9.5 | 7.8 | 8 |
| Tacos de aire | m | 0 | 4 | 1 | 1 | 1.7 | 1.5 |
| Taco de estéril | m | 2 | 6 | 6 | 6 | 7 | 7 |
| Densidad de Roca | gr/cc | 2.6 | 2.6 | 2.6 | 2.6 | 2.6 | 2.6 |
| Volumen por taladro | m3 | 86.25 | 202.50 | 752.40 | 752.40 | 752.40 | 1156.20 |
| Tonelaje por taladro | ton | 224.25 | 526.50 | 1956.24 | 1956.24 | 1956.24 | 3006.12 |
| Factor de Carga | kg/m3 | 2.14 | 2.40 | 1.20 | 1.23 | 1.01 | 0.67 |
| Factor de potencia | kg/ton | 0.82 | 0.92 | 0.46 | 0.47 | 0.39 | 0.26 |

Fuente: Elaboración propia.

5.3. EVALUACION TECNICA DE LA VOLADURA CON QUANTEX

5.3.1. Análisis y evaluación del consumo de explosivo Quantex

Para el presente estudio se realizara la evaluación de 2 proyectos en el tajo Norte y 2 proyectos en el tajo Sur de mina Antapaccay, de los cuales presentamos a continuación el consumo de explosivos en cada proyecto evaluado.

La tabla 22 y 23 muestra el consumo total de explosivos y accesorios de voladura para llevar a cabo la voladura de cada uno de los proyectos de voladura evaluados.

Tabla 22

Consumo total de explosivo por proyecto

| | | CONSUMO TOTAL DE EXPLOSIVO | | | |
|------------|------------|----------------------------|-------------|-------|-----------|
| | | PRODUCCIÓN | AMORTIGUADO | TOTAL | kg |
| | | | | | EXPLOSIVO |
| | | | | | kg |
| TAJO SUR | PROYECTO 1 | 61 | | 61 | 48190 |
| | PROYECTO 2 | 55 | | 55 | 43450 |
| TAJO NORTE | PROYECTO 1 | 60 | 22 | 82 | 67200 |
| | PROYECTO 2 | 130 | 24 | 154 | 115800 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 23

Consumo total de accesorios por proyecto

| | | CONSUMO TOTAL DE ACCESORIOS | | | | |
|------------|------------|-----------------------------|-------------|----------|---------|-----------------|
| | | DIGISHOT | PIROTECNICO | AIR DECK | BOOSTER | CABLE DE AMARRE |
| TAJO SUR | PROYECTO 1 | 61 | 61 | 61 | 61 | 590.48 |
| | PROYECTO 2 | 55 | 55 | 55 | 55 | 532.4 |
| TAJO NORTE | PROYECTO 1 | 82 | 82 | 82 | 82 | 847.88 |
| | PROYECTO 2 | 154 | 154 | 154 | 154 | 1287.44 |

Fuente: Elaboración propia.

Un factor importante dentro la evaluación del consumo de explosivos refiere básicamente el factor de carga y potencia, puesto que estos factores nos permitirán determinar en comparación con los resultados de fragmentación, si los resultados son favorables o caso contrario realizar ajustes. La tabla 24 muestra el factor de potencia y el factor de carga por cada proyecto evaluado.

Tabla 24

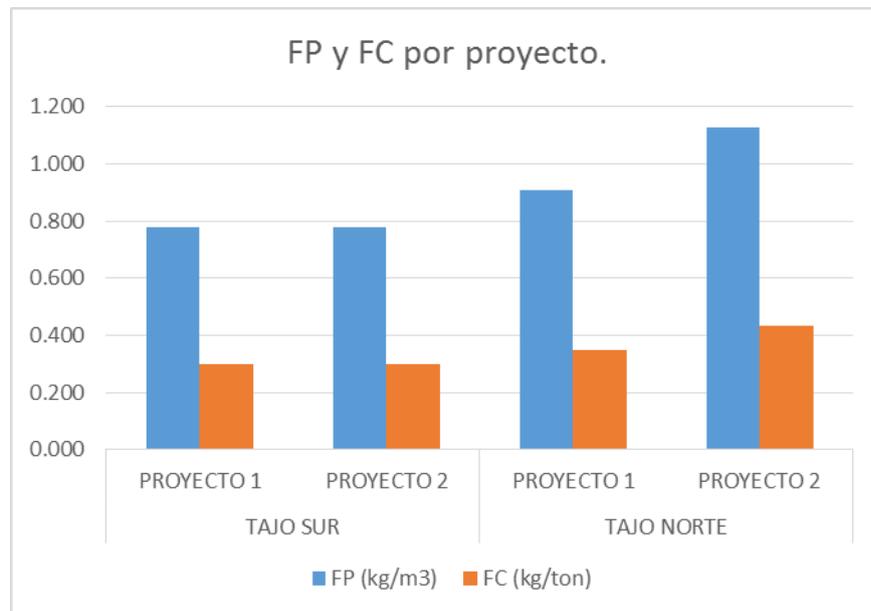
Factor de Potencia y Factor de Carga por Proyecto

| FACTOR DE POTENCIA Y FACTOR DE CARGA POR VOLADURA | | | | | | |
|---|------------|-----------|-----------|-----------------|-------------------------|-------------|
| | | VOLUMEN | TONELAJE | Kg DE EXPLOSIVO | FC (kg/m ³) | FP (kg/ton) |
| TAJO SUR | PROYECTO 1 | 6200.40 | 161201.04 | 48190 | 0.777 | 0.299 |
| | PROYECTO 2 | 55902.00 | 145345.20 | 43450 | 0.777 | 0.299 |
| TAJO NORTE | PROYECTO 1 | 73827.00 | 191950.20 | 67200 | 0.910 | 0.350 |
| | PROYECTO 2 | 102672.00 | 266947.20 | 115800 | 1.128 | 0.434 |

Fuente: Elaboración propia.

Figura 43

Factor de Carga y Factor de Potencia por proyecto



Fuente: Elaboración propia

5.3.2. Análisis de fragmentación por voladura

La fragmentación del material disparado en los proyectos nos muestra el trabajo del QUANTEX 73 durante la explosión, las muestras para la determinación de los resultados de esta evaluación fueron tomadas minutos después de haberse llevado a cabo la voladura.

El P80 representa la dimensión del 80% de pasantes con las dimensiones indicadas en las evaluaciones de fragmentación, el P80 es el parámetro con el cual se mide la fragmentación de las voladuras en mina Antapaccay.

Las siguientes imágenes muestran y detallan los resultados de la fragmentación obtenido por cada proyecto, cada voladura tiene 3 resultados representativos.

Figura 44

Fragmentación del proyecto 1 tajo sur – muestra 1

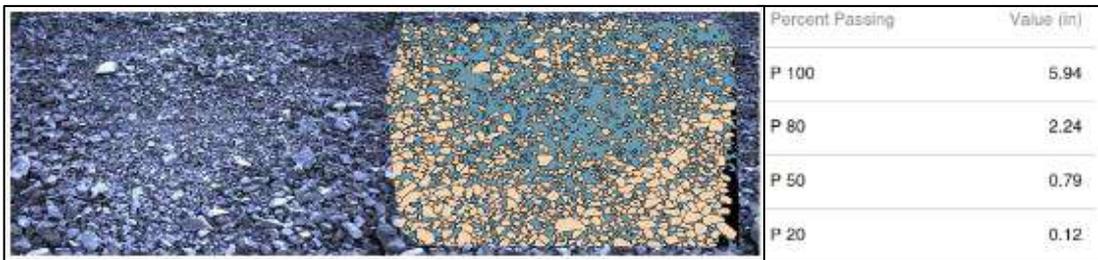


Figura 45

Fragmentación del proyecto 1 tajo sur – muestra 2

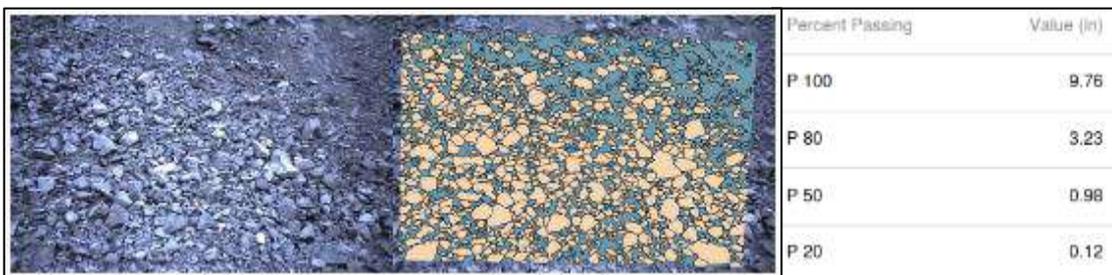


Figura 46

Fragmentación del proyecto 2 tajo sur – muestra 1

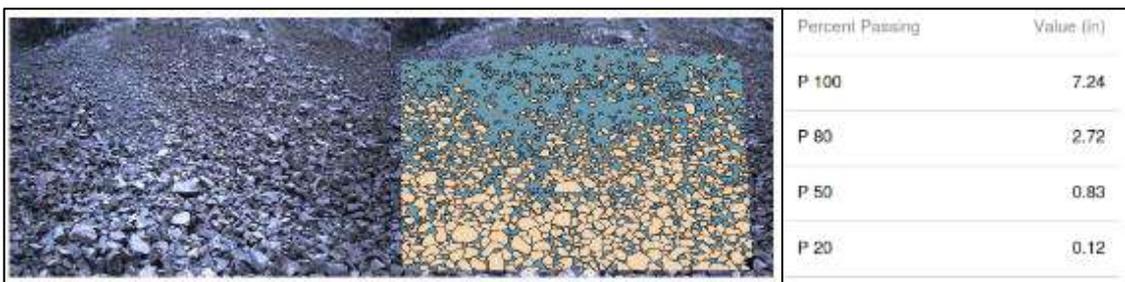


Figura 47

Fragmentación del proyecto 2 tajo sur – muestra 2

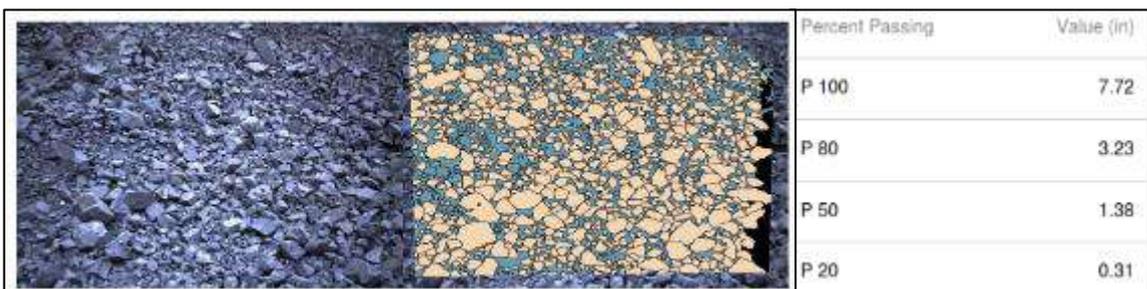


Figura 48

Fragmentación del proyecto 1 tajo norte – muestra 1

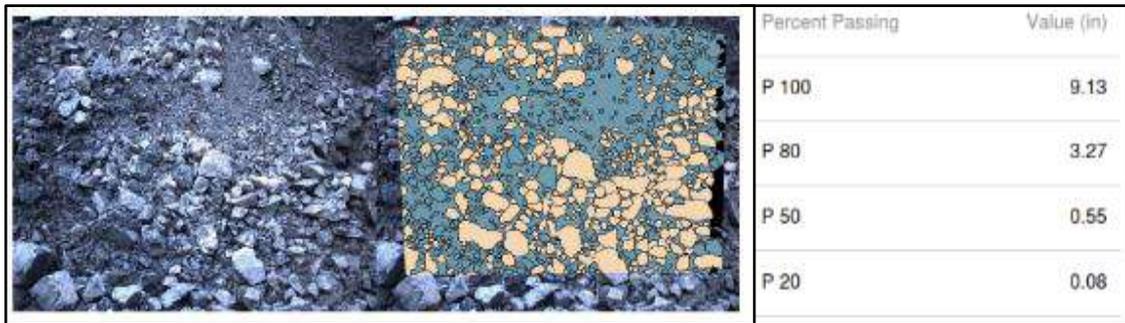


Figura 49

Fragmentación del proyecto 1 tajo norte – muestra 2

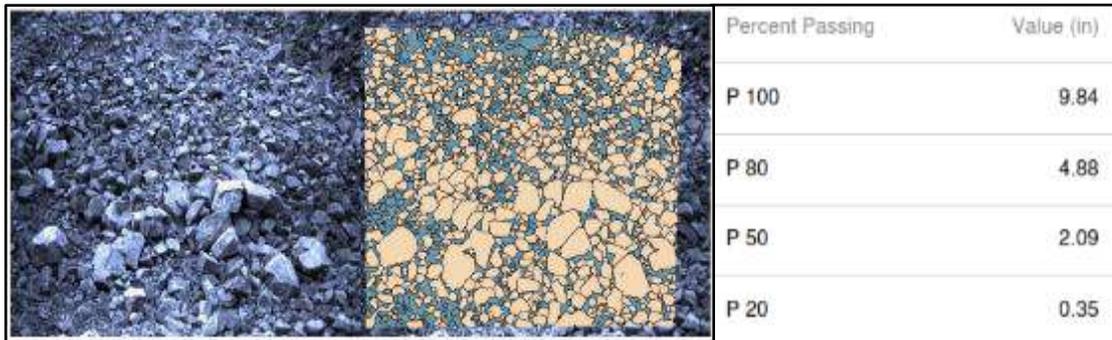


Figura 50

Fragmentación del proyecto 2 tajo norte – muestra 1

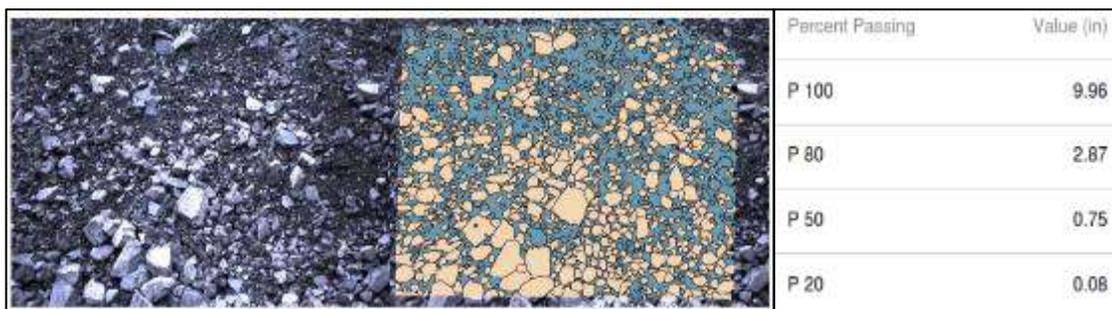
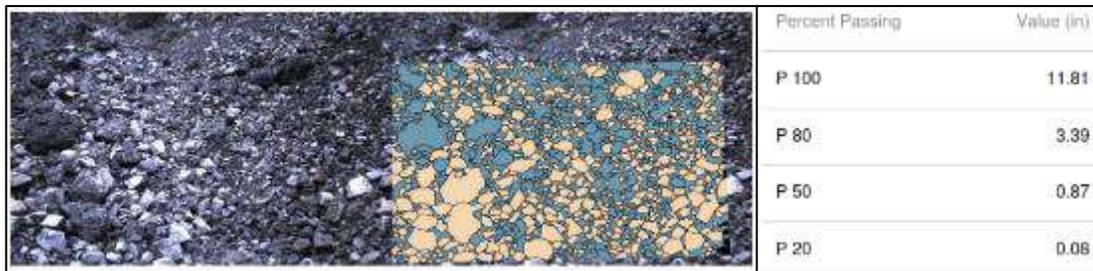


Figura 51

Fragmentación del proyecto 2 tajo norte – muestra 2



A continuación, detallamos los promedios de P80 o fragmentación obtenida en cada proyecto evaluado en la presente investigación, esos resultados servirán para realizar en análisis respectivo como resultado principal de la voladura.

Tabla 25

Tabla de promedios de fragmentación por proyecto

| FRAGMENTACIÓN P 80 (pulgadas) | | | | | |
|-------------------------------|------------|-----------|-----------|----------|-----------|
| TAJO | PROYECTO | MUESTRA 1 | MUESTRA 2 | PROMEDIO | ROCA |
| TAJO SUR | PROYECTO 1 | 2.24 | 3.23 | 2.74 | MONZONITA |
| | PROYECTO 2 | 2.72 | 3.23 | 2.98 | MONZONITA |
| TAJO NORTE | PROYECTO 1 | 3.27 | 4.88 | 4.08 | CALIZA |
| | PROYECTO 2 | 2.87 | 3.39 | 3.13 | DIORITA |

Fuente: Elaboración propia

La granulometría requerida en mina Antapaccay se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 26

Granulometría requerida en mina Antapaccay

| GRANULOMETRÍA | | | |
|-------------------|---------------|----------------------|-----------------|
| Variables control | Fino (0-1 in) | Intermedios (1-4 in) | Gruesos (>4 in) |

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo a la tabla 26 se puede destacar que la fragmentación necesaria en mina Antapaccay se encuentra dentro del rango intermedio, de 1 pulg. a 4 pulg., y considerando el promedio de estos valores tendríamos el valor óptimo de la fragmentación, que sería 2.5 pulg., valor que deberían bordear los resultados de fragmentación P80 de las voladuras.

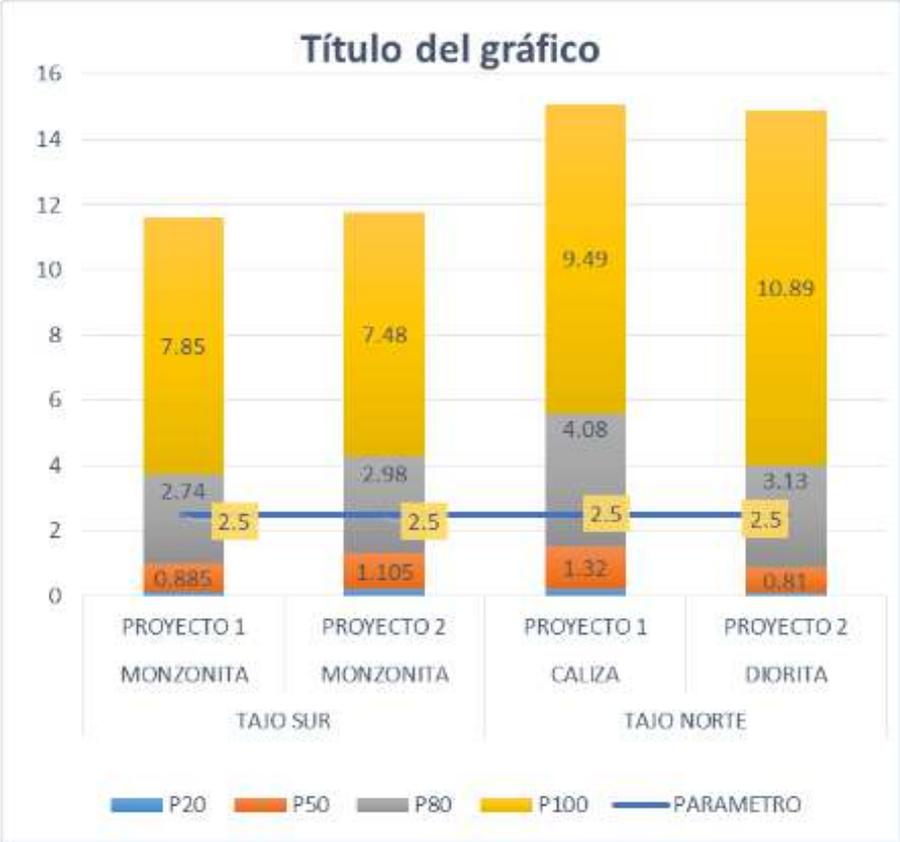
Es importante mencionar que durante el proceso de recuperación metalúrgica, mientras más finos y en mayor tonelaje ingresen a la chancadora se tendrán menor consumo de energía

y por ende un mejor producción de planta, por ello es importante la optimización del proceso de voladura, para favorecer la fragmentación y todo los procesos operativos consecuentes después de la voladura.

Teniendo estos parámetros como margen para la evaluación de nuestros proyectos a continuación desarrollaremos un gráfico de barras con un línea de tendencia para verificar si la fragmentación de nuestros proyectos evaluados se encuentran dentro del parámetro requerido en mina Antapaccay, cabe destacar que la diorita y la monzonita son rocas de predominancia mineral, y la caliza es desmante, por ello la fragmentación del mineral debe ser menor en comparación con el desmante.

Figura 52

Fragmentación P80 promedio por proyecto vs fragmentación requerida



Fuente: Elaboración propia.

La figura 52 nos muestra que el proyecto 1 y proyecto 2 de monzonita en el tajo sur tienen un valor de 2.74 pulg. y 2.98 pulg. respectivamente, resultados que bordean el rango de fragmentación intermedio requerido entre 1 pulg. y 4 pulg., demostrando que el diseño de carga

para las voladuras y los tiempos empleados para la detonación de los taladros son adecuados, ello considerando que la monzonita es considerada una roca medianamente resistente de acuerdo a la escala UCS.

También se observa que el proyecto 1 de caliza en el tajo norte tiene un valor de 4.08 pulg. el cual se encuentra fuera del rango de fragmentación requerido, pero es importante mencionar que la caliza no tiene valor económico recuperable y de acuerdo a la escala UCS es una roca resistente, por lo tanto la fragmentación que se requiere de ese tipo de roca puede estar en el rango de gruesos, es decir mayor a 4 pulg., sin exceder una fragmentación de 15 pulg., ya que la única necesidad que debe cumplir es la de no perjudicar la eficiencia de las palas de carguío.

El proyecto 2 de diorita en el tajo norte tiene un valor de 3.13 pulg. el cual se encuentra dentro del rango de fragmentación intermedia requerida en mina Antapaccay, considerando además que en la escala UCS es una roca muy resistente, por lo cual, al tener una fragmentación dentro de los rangos establecidos podemos asumir que es una buena fragmentación, así también la diorita representa la zona mineralizada en el tajo norte, por ello la fragmentación de la diorita debe estar dentro de los rangos establecidos como fragmentación intermedia.

A continuación se desarrolla el comparativo del factor de potencia con la fragmentación, de este modo evaluaremos el consumo de explosivo y su impacto en la fragmentación, esto es importante puesto que muchas veces se puede obtener una buena fragmentación con un consumo elevado de explosivo, lo cual repercute directamente en el costo de voladura, lo ideal es que el factor de potencia no sea demasiado elevado, pues ello elevaría el nivel de vibraciones y la carga operante durante el desarrollo de la voladura.

Tabla 27

Comparativo de Fragmentación versus factor de potencia.

| FRAGMENTACIÓN (pulgadas) y FACTOR DE POTENCIA | | | | | | | |
|---|-----------|------------|------|------|------|-------|------|
| TAJO | ROCA | PROYECTO | P20 | P50 | P80 | P100 | FP |
| TAJO SUR | MONZONITA | PROYECTO 1 | 0.12 | 0.89 | 2.74 | 7.85 | 0.30 |
| | MONZONITA | PROYECTO 2 | 0.22 | 1.11 | 2.98 | 7.48 | 0.30 |
| TAJO NORTE | CALIZA | PROYECTO 1 | 0.22 | 1.32 | 4.08 | 9.49 | 0.35 |
| | DIORITA | PROYECTO 2 | 0.08 | 0.81 | 3.13 | 10.89 | 0.43 |

Fuente: Elaboración propia.

Del cuadro anterior verificamos que la fragmentación P80 y el Factor de Potencia son directamente proporcionales en cuanto a la dureza de roca y el valor recuperable de la misma, es decir, si la roca es considerada resistente y con valor económico recuperable el factor de potencia se incrementa, por otro lado si la roca es medianamente resistente y tiene valor económico recuperable el factor de potencia disminuye, y por último si la roca es resistente pero no tiene valor económico recuperable entonces el factor de potencia disminuye.

Figura 53

Comparativo de factor de potencia versus fragmentación



La figura 53 nos muestra la comparación del factor de potencia con la fragmentación P80 confirmando lo mencionado en el párrafo anterior, en la roca monzonita el factor de potencia se mantiene moderado debido a que no se requiere mayor energía para fragmentar esta roca, la caliza sin embargo y a pesar de ser estéril requiere de mayor energía para poder fragmentar la roca por ello el factor de potencia es más elevado que el de la monzonita, y por último la Diorita al ser una roca considerada resistente requiere de mucha mayor energía para poder obtener una buena fragmentación, por ello su factor de potencia supera al de las otras rocas.

Otro aspecto importante a considerar cuando se obtiene una buena fragmentación es el rendimiento de los equipos de carguío en mina, a continuación la figura 54 nos muestra el rendimiento de equipos de carguío por cada proyecto, del cual podemos verificar que el rendimiento de los equipos de carguío supera el target establecido por planeamiento de acuerdo a las metas de producción diaria requerida, dicho target está determinado en función a la

capacidad optima de carguío de cada equipo, cuando la fragmentación es deficiente perjudica el rendimiento de los equipos de carguío y como se observa en la gráfica, los equipos han superado el requerimiento mina, lo cual también indica que la fragmentación ha sido favorable en los proyectos evaluados.

Figura 54

Rendimiento de equipos de carguío por proyecto



Fuente: Elaboración propia.

5.3.3. Análisis económico de la voladura con Quantex

Toda la información obtenida de los 04 proyectos, nos sirven para realizar una evaluación del costo de voladura, que hablando en términos monetarios es uno de los factores de mayor importancia para la empresa, esta evaluación permitirá tener un panorama claro para en función a ello tomar medidas para mejorar o estandarizar los proyectos de voladura.

5.3.3.1. Costo por voladura

La tabla 29 detalla el costo global de voladura por proyecto en dólares, y de acuerdo al tipo de roca predominante en cada proyecto se puede observar que el mayor costo se produce en el tajo norte proyecto 2, que tiene roca diorita la cual es considerada muy resistente y también considerada mineral, la segunda en el orden es la caliza, y a pesar de ser desmonte tiene alto costo de voladura debido a que es una roca resistente, en caso de los proyectos del tajo sur, la monzonita tiene costos moderados de voladura y su fragmentación es adecuada, por lo cual en

esta zona de la mina y con este tipo de roca el comportamiento del explosivo es adecuado y sus costos lo reflejan.

Tabla 28

Costo global de voladura por proyecto

| COSTO TOTAL DE VOLADURA POR PROYECTO \$ | | | |
|---|------------|----------|-----------|
| TAJO SUR | PROYECTO 1 | 29789.00 | MONZONITA |
| | PROYECTO 2 | 26858.93 | MONZONITA |
| TAJO NORTE | PROYECTO 1 | 41454.48 | CALIZA |
| | PROYECTO 2 | 71776.37 | DIORITA |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 29

Costos unitarios de voladura por proyecto

| COSTO TOTAL DE VOLADURA POR PROYECTO \$ | | | | | |
|---|------------|-----------|-----------|-------|--------|
| TAJO | PROYECTO | VOLUMEN | TONELAJE | \$/m3 | \$/ton |
| TAJO SUR | PROYECTO 1 | 62000.40 | 161201.04 | 0.480 | 0.185 |
| | PROYECTO 2 | 55902.00 | 145345.20 | 0.480 | 0.185 |
| TAJO NORTE | PROYECTO 1 | 73827.00 | 191950.20 | 0.562 | 0.216 |
| | PROYECTO 2 | 102672.00 | 266947.20 | 0.699 | 0.269 |

Fuente: Elaboración propia.

La tabla 30 también muestra un resumen del costo de voladura y los unitarios representados en dólares por metro cuadrado y en dólares por tonelada, los cuales reflejan que comparando el costo por voladura y el tonelaje producido el unitario en caso de la diorita mejora, puesto que existe mayor tonelaje producido en la voladura del proyecto 2 del tajo norte, aun así el unitario de diorita sigue siendo superior a los otros proyectos.

Concluimos que a roca de mayor competencia se requiere mayor consumo de explosivo para obtener una fragmentación que se encuentre dentro de los rangos establecidos en mina Antapaccay.

Los costos de planta también reflejan los resultados de la fragmentación, a continuación la tabla 30 muestra los costos unitarios de planta en dólares por tonelada y al igual que en el caso por voladura, los costos globales de planta más voladura nos muestran que existe una relación directa entre el tipo de roca y los costos finales.

Tabla 30

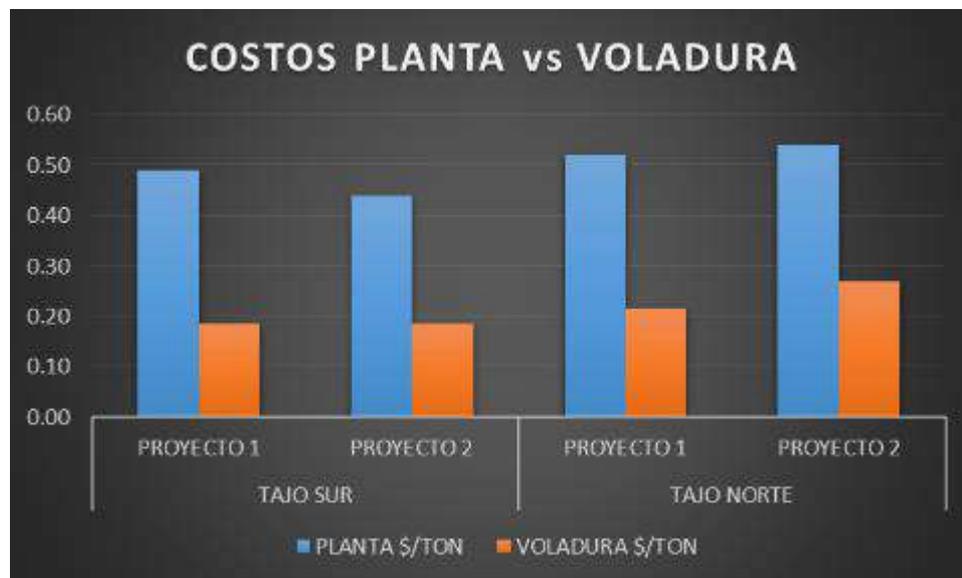
Cuadro de Costos planta vs Costos de Voladura.

| CUADRO DE COSTOS DE PLANTA vs COSTO VOLADURA | | | | |
|--|------------|------------------|--------------------|--------------------|
| | | PLANTA \$/TON | VOLADURA \$/TON | GLOBALES \$/TON |
| TAJO SUR | PROYECTO 1 | 0.49 | 0.185 | 0.67 |
| | PROYECTO 2 | 0.44 | 0.185 | 0.62 |
| TAJO NORTE | PROYECTO 1 | 0.52 | 0.216 | 0.74 |
| | PROYECTO 2 | 0.54 | 0.269 | 0.81 |

Fuente: Elaboración propia.

Figura 55

Comparativo de costos planta vs costos de voladura



Fuente: Elaboración propia.

Se observa que la tendencia del costo de planta no varía mucho con respecto al tipo de roca o proyecto ya que el factor que más determina su incremento o disminución de costo es la fragmentación, en caso del costo de voladura como se mencionó en párrafos anteriores existe una relación directa con el tipo de roca y su respectiva resistencia.

CAPITULO VI

VIBRACIONES EN LA UNIDAD MINERA ANAPACCAY

6.1. ANALISIS DE VIBRACION EN VOLADURAS CON QUANTEX

En este punto es importante mencionar que en el presente ítem se han de desarrollar dos tipos de medición de vibraciones:

Primero, las vibraciones medidas al interior minas por cada proyecto evaluado en la presente investigación, ello con la finalidad de definir su impacto en las comunidades cercanas.

Segundo, se han de desarrollar la medición de otro tipo de vibraciones denominada de Campo cercano, ello con la finalidad de definir el impacto de los explosivos empleados actualmente en la estabilidad de los taludes en mina Antapaccay, las mediciones en campo cercano se realizan específicamente en proyectos que nos permitan medir el impacto de la vibración por cada taladros disparado en diferentes tiempos y sus respectivas mediciones, a menos de 50 metros de distancia entre el geófono y el punto de detonación, para el caso de estudio se utilizó información de vibraciones de campo cercano realizadas en el tajo Sur de mina Antapaccay.

6.1.1. Vibraciones por voladura y comunidades

Los explosivos usados en la minería generan ondas que se transmiten en todas las direcciones desde la fuente. Estas vibraciones superficiales causadas por el paso de las ondas de Rayleigh (principalmente) pueden ser registradas en dos componentes horizontales y una vertical en forma de registros contra el tiempo de aceleración, velocidad o desplazamiento. Estas vibraciones pueden afectar las edificaciones cercanas a la zona de operación de la mina. Por esta razón, en el presente estudio se presentan registros de vibraciones asociadas a voladuras medidos en mina.

6.1.2. Definiciones

6.1.2.1. Tipos de Ondas en una voladura

Las vibraciones son ondas armónicas con un desplazamiento, velocidad y aceleración específicas. Además, cuando se propagan a por medio de un inelástico como el macizo rocoso,

se asientan según el medio de disipación. Las vibraciones se propagan por medio del medio de forma esférica y disminuyen inversamente proporcional a lo que el detonador recorre.

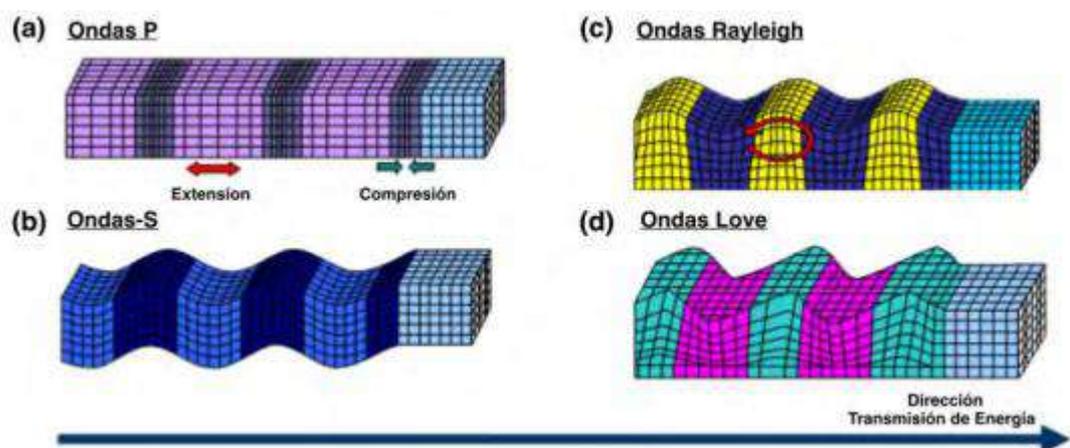
Las ondas internas son las que causan más disturbios en la roca sólida (Bernaola, 2013). Por un lado, las ondas P se propagan longitudinalmente, lo que hace que las partículas oscilen en la misma dirección de la onda. Su peculiaridad fundamental es que tienen mayor amplitud y velocidad que la masa. La onda con mayor movimiento es la que se registra en los monitoreos geófonos.

Las Ondas S, por otro lado, se difunden transversalmente al movimiento de las partículas. Debido a su capacidad para alterar la forma de las rocas macizas, estas son también conocidas como ondas de cizalladura o corte, aunque son de menor amplitud y velocidad que las primordiales.

Las ondas internas y superficiales son complementarias debido a su menor velocidad y potencial de daño. Ondas Rayleigh R y Ondas Love L son dos variedades. En la misma dirección de su propagación, estas ondas producen un movimiento elíptico sobre las partículas. Ambos se atenúan rápidamente en la superficie debido a las capas de terreno y la resistencia de las rocas. Estas cuatro ondas mencionadas anteriormente se muestran en la Figura 56.

Figura 56

Propagación mecánica de las ondas de cuerpo y superficiales. Representación gráfica de la propagación de las ondas de acuerdo a la dirección de transmisión de energía.



Fuente: Correlación cruzada de ruido sísmico para la obtención de perfiles profundos de velocidad de onda de corte en la cuenca de Santiago, 2016.

6.1.2.2.Velocidad de Partícula

La velocidad de propagación de la ONDA P (V_p) y la Velocidad Pico Partícula (VPP, también conocida como PPV) son los dos conceptos principales que se toman en consideración. La VPP es la velocidad de oscilación máxima que puede alcanzar una partícula en las tres dimensiones de movimiento posibles en un espacio de tiempo.

Las ondas internas P y S son la principal responsable del movimiento de una partícula, por lo que la velocidad de la ONDA P es la que produce movimientos oscilatorios en ellas. Aunque este movimiento tiene una aceleración, una velocidad y un desplazamiento, los sismógrafos se concentran en la velocidad de la partícula.

6.1.2.3.Sismógrafos

El sismógrafo es un dispositivo único destinado a medir las vibraciones provocadas por los volcanes. El geófono triaxial, el equipo receptor y el micrófono son sus tres componentes principales. El geófono triaxial es el más importante de ellos, que se encarga de realizar medidas utilizando impulsos eléctricos en tres dimensiones: vertical, longitudinal y transversal. El equipo receptor interpreta las señales electrodinámicas del geófono y las procesa para obtener la VPP.

Adicionalmente se realiza el monitoreo de la onda sónica mediante el uso de un micrófono. Este equipo debe ser calibrado anualmente para certificar su operatividad y se deben seguir los procedimientos adecuados para su utilización con una correcta configuración de acuerdo al tipo de geófono y los límites que este puede soportar.

6.1.2.4.Monitoreo de vibraciones

Se tienen dos métodos para el monitoreo de vibraciones: mediante la medición de la velocidad de propagación de las ondas, principalmente las de tipo compresional; y a través de la medición de la velocidad de las partículas en un punto deseado (Bernaola *et al.*, 2013).

Entonces, para efectos prácticos de la investigación se realizó el monitoreo de vibraciones mediante la medición de la Velocidad Pico Partícula.

Para realizar un correcto monitoreo se deben fijar los lugares donde se colocarán los sismógrafos y geófonos. Cuando el monitoreo se realiza en superficie, deben ser colocados sobre una superficie nivelada para evitar errores por inclinación.

Asimismo, de acuerdo al tipo de compactación del suelo, los geófonos deberán ser empotrados o confinados por una bolsa de arena de tal forma que no se muevan por efectos de la vibración y solo se realice la medición por acción de las bovinas internas.

Una adecuada configuración deberá tener en cuenta un registro previo de vibraciones monitoreadas, ya que con estos datos se podrán calibrar los límites de iniciación (triggers) tanto de registro de frecuencia como de velocidad de partícula en las tres direcciones. Los lugares de monitoreo son determinados por el cuidado de estructuras y son colocados en posiciones adecuadas para la medición. Luego se procede a realizar las mediciones periódicamente y comparar los valores obtenidos con los límites de la norma a utilizar y no sobrepasarlos.

6.1.2.5. Predicción de vibraciones – Ley de Transmisividad

Los siguientes modelos de predicción de vibraciones parten de una fórmula o modelo general: La carga del explosivo (Q) y la distancia (D) entre el punto de detonación y el punto de medición determinan la vibración que ocurre en un punto determinado. La Ley de la Transmisión.

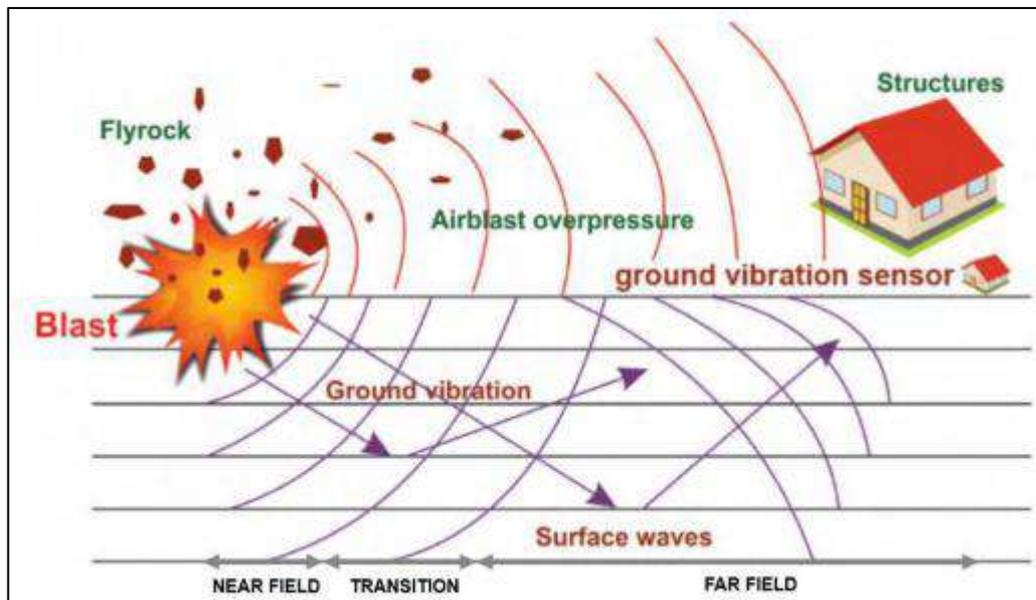
A continuación, se muestra la formula siguiente:

$$V = K \times Q^a \times D^b$$

Los coeficientes K, a y b se modifican no sólo según el explosivo utilizado sino también según las condiciones ambientales en las que se realizan las mediciones (Orihuela y Dapello, 2009). De esta forma distinguimos las tres áreas consideradas en el estudio de las vibraciones inducidas, que se pueden ver en detalle en la Figura 57.

Figura 57

Representación gráfica de los diferentes efectos mecánicos de un disparo



Fuentes: Adaptación del ISEE Blaster's Handbook (1998). En esta se observan las tres zonas de campo de las vibraciones inducidas por voladura. Tomado de "A new design of evolutionary hybrid optimization of SVR model in predicting the blast-induced ground vibration", 2019.

6.1.2.6.Campo Lejano

El modelo para la predicción de vibraciones en campo lejano más utilizado es el de Devine. Se suele asumir como campo lejano a una distancia $d > 3 - 5$ veces la longitud de la carga. Para efectos de la presente investigación, el modelamiento para campo lejano considerará distancias desde 350 metros del punto de disparo en adelante.

Se tiene:

$$V = K x \left[\frac{d}{w^{1/2}} \right]^{-a}$$

Donde:

V = Velocidad de Partícula

d = Distancia de monitoreo

W = Carga operante

K = Factor de Amplitud

a = Factor de Atenuación

Los parámetros a y K están relacionados con las características del terreno y el explosivo, como se mencionó anteriormente en relación con la ley de transmisividad. En este caso, el parámetro "a" representa la geometría del frente de onda de expansión y atenuación de la roca. El coeficiente K, por otro lado, muestra la eficiencia del explosivo y cómo la presión de detonación se transmite a la roca (Tovar, 2015).

6.1.3. Normas para calificar daños en edificaciones

El control de las vibraciones derivadas de las voladuras debe tener en cuenta el contexto geográfico y demográfico en el que se ubican las fuentes emisoras. Primero, necesitamos conocer las frecuencias fundamentales de estas ondas. Generalmente en minería tratamos de no tener frecuencias bajas porque normalmente trabajamos con frecuencias bajas en la roca, por lo que el diseño cambia para tener frecuencias elevadas.

Conocida la predominancia de frecuencia controla el límite de velocidad de las partículas y la estructura puede bloquear esa frecuencia. Para ello se dispone de una tabla en la que se indica el nivel máximo de vibración según el tipo de construcción o instalación.

6.1.3.1. Norma Peruana

La única norma nacional es la Guía Ambiental para la Excavación y Realización de Actividades Mineras, publicada por el MINEM en 1995. El capítulo II de esta guía describe las zonas de vibración según el tipo de suelo, las peculiaridades estructurales y la edad del suelo. . exactamente lo mismo. Esta norma especifica una larga distancia (Ds) que se utiliza como factor limitante para la carga máxima de trabajo y no controla la siembra bajo la regla de emisiones.

Tabla 31*Norma Técnica Peruana de Vibraciones**Velocidad Pico Partícula Máxima*

| Distancia (D) desde el área de voladura en pies | Velocidad de partícula pico máxima permitida (Vmax) para vibración de tierra en pulgadas/segundo | Factor de distancia a escala por aplicación sin monitoreo sísmico (Ds) |
|---|--|--|
| 0 a 300 | 1,25 | 50 |
| 301 a 5000 | 1,00 | 55 |
| 5001 a más | 0,75 | 65 |

Fuente: Tomado de “Guía Ambiental para la Perforación y Voladura en Operaciones Mineras” por Ministerio de Energía y Minas, 1995, pp. 23.

Esta norma también especifica la distancia escalada a la que se deben ajustar los monitoreos de vibraciones con geófonos triaxiales. Al superar los límites establecidos por la VPP y la velocidad de propagación de la onda P en el macizo rocoso, se evitan daños en las estructuras (cercanas o lejanas). Ver tabla 32.

Tabla 32*Efectos de la VPP sobre el Macizo Rocosó*

| Velocidad de Partícula Pico (pulgadas/segundo) | Efectos en masa de roca |
|--|--|
| Menos de 10 | No hay fractura de rocas intactas |
| De 10 a 15 | Puede ocurrir rebanado tensional menor; pueden ocurrir algunas caídas de rocas |
| De 25 a 100 | 100 Rajaduras tensionales fuertes y cierta rajadura radial; fracturas |
| Más de 100 | Rotura completa de masas de rocas |

Fuente: Tomado de “Guía Ambiental para la Perforación y Voladura en Operaciones Mineras” por Ministerio de Energía y Minas, 1995, pp. 24.

Por un lado, esta norma supone que el daño al macizo rocoso es igual para todos los tipos de roca, sin tener en cuenta la verdadera velocidad de propagación ni los límites de elasticidad de las rocas, como se puede ver. Sin embargo, los límites se encuentran en pulgadas

por segundo y, al convertirlos en milímetros por segundo, la unidad de medición más utilizada, se proponen valores muy elevados y no se tiene en cuenta el material con el que están construidas las construcciones. Se cree que esta guía está obsoleta y necesita ser modificada para adaptarse a la situación actual de la minería superficial en Perú debido a estos elementos.

6.1.3.2. Normas Internacionales

Varios países en todo el mundo presentan restricciones para las vibraciones provocadas por las olas. En la industria minera, algunas de estas normas son las más comunes. Utilizan criterios de daño estructural basados en la frecuencia predominante y el límite de la VPP para mejorar el control de las voladuras y asegurar de que las construcciones cercanas no sufran daño.

Existen varios estándares internacionales de excelencia para el panorama minero. Sin embargo, a efectos del propio aprendizaje se consideran tres estándares: el americano, el español y el alemán.

El gobierno de EE. UU. propuso el estándar USBM RI 8507 a través de su Oficina de Asuntos Minerales, cuya investigación sobre daños por vibración ha sido pionera en este campo. Utilizando sismómetros especialmente diseñados para el control de explosiones, es posible determinar los límites del VPP, que inicialmente son muy altos y corregirlos segmentándolos en rangos de frecuencia. Finalmente, ajústalos según el tipo de estructura que quieras cuidar. De esta forma se han ajustado claramente los valores propuestos en 1980 y vigentes en la actualidad.

Describe tres categorías de estructuras que deben ser cuidadas y las diversas frecuencias que pueden tener un impacto en ellas. Se debe destacar que una vibración de alta frecuencia generalmente no afecta a ninguna estructura, por lo que el límite de la planta de energía eléctrica es mucho más alto. Como se puede ver en la Tabla 33, las frecuencias de ondas generadas en las voladuras controladas deben ser elevadas.

Tabla 33*Valores de prevención propuestos por la USBM (1980)*

| PPV máx. (mm/s) | Frecuencia (Hz) | Estructuras |
|--------------------|-----------------|--|
| 12,7 | 2,7 - 7 | Casas con paredes de escayola |
| 19 | 4 - 12 | Casas modernas con interiores de yeso prefabricado |
| 50,8 | + 40 | Sin restricción |

Fuente: Tomado de “Structure response and damage produced by ground vibration from surface mine blasting” de United States Bureau of Mines, 1980.

Siguiendo un criterio similar, en la Tabla 35 se tiene la Norma UNE 22.381.93 utilizada en España. La cual indica tres tipos de edificaciones a cuidar según su estructura y su valor histórico: I para edificios fortificados, II para edificios comerciales, viviendas y construcciones arqueológicas de baja sensibilidad y III para edificaciones arqueológicas considerablemente sensibles.

Tabla 34*Valores Límites del criterio de Prevención de Daños UNE 22.381-93*

| Valores límite del criterio | Frecuencia (Hz) | | |
|-----------------------------|---------------------|-----------------------|---------------------|
| | 2-15 | 15-75 | >75 |
| | Velocidad (mm/s) | Desplazamiento (m) | Velocidad (mm/s) |
| Grupo I | 20 | 0.212 | 100 |
| Grupo II | 9 | 0.095 | 45 |
| Grupo III | 4 | 0.042 | 20 |

Fuente: Tomado de Norma Española UNE 22381:1993 Control de vibraciones producidas por voladuras, por la Asociación Española de Normalización y Certificación AENOR UNE, pp. 7.

Por último, el gobierno alemán, propone límites en la parte 3 de la norma DIN-4150: Efectos de la vibración en estructuras. Esta norma será utilizada para los casos prácticos de la investigación debido a que los monitoreos de vibraciones de la operación minera se basan en la

misma al ser considerada una norma con uno de los criterios de prevención más exigente que existe.

El parámetro que considera la norma DIN-4150 es el valor absoluto de la velocidad pico partícula en las 3 dimensiones (verticales, transversales y radiales). Esta velocidad debe ser medida en los cimientos de la estructura. También se realiza medición en la parte más alta de la misma, que a su vez permitirá obtener también la medición de velocidad horizontal en la parte baja. Es importante considerar que la norma nos indica que en caso de mediciones de frecuencias bajas se debe tener un cuidado especial (Del Castillo, 2018).

La Tabla 35 y Figura 58 presentadas a continuación dan criterios guía para valores máximos de la velocidad de la partícula en los cimientos de la estructura y en el plano horizontal del piso más alto de la misma.

Tabla 35

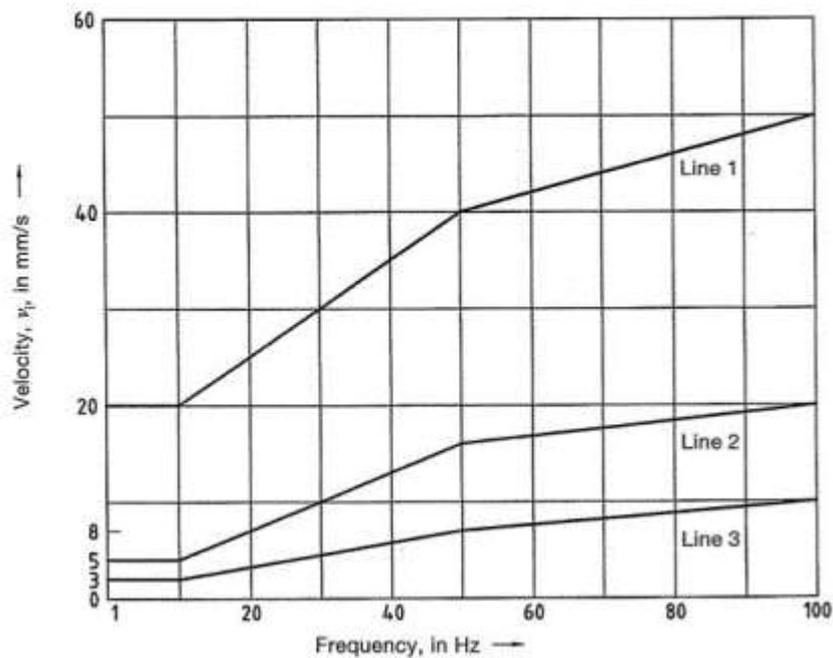
Valores de referencia para la velocidad de vibración que se utilizarán al evaluar los efectos de la vibración a corto plazo en las estructuras

| Línea | Tipo de estructura | Valores máximos de V_i en mm/s | | | |
|-------|---|--|---------------|-----------------|--|
| | | Vibración en la cimentación a la frecuencia de | | | Vibración horizontal en la planta más alta (todas las frecuencias) |
| | | 1 Hz a 10 Hz | 10 Hz a 50 Hz | 50 Hz a 100 Hz* | |
| 1 | Edificios para uso comercial, industrial o diseños similares | 20 | 20 a 40 | 40 a 50 | 40 |
| 2 | Edificios asimilables a viviendas | 5 | 5 a 15 | 15 a 20 | 15 |
| 3 | Estructuras que por su particular sensibilidad a la vibración no pueden ser clasificados en las líneas 1 y 2 (Ej. Edificios Históricos) | 3 | 3 a 8 | 8 a 10 | 8 |

Fuente: Tomado de “Norma DIN 4150-3”, Structural Vibration in Buildings. Effects of Vibration on Structures, German Standard, de Deutsches Institut Fur Normung E.V, 1999-02, pp. 4. Nota (*). Para frecuencias superiores a 100 Hz, los valores dados en esta columna pueden utilizarse como valores mínimos.

Figura 58

Curvas para los valores especificados en Tabla 36



Fuente: Tomado de Norma DIN 4150-3 Structural Vibration in Buildings. Effects of Vibration on Structures, German Standard, de Deutsches Institut Fur Normung E.V, 1999-02. pp. 5

Finalmente, es preciso recordar que los instrumentos que se empleen para realizar las mediciones deben cumplir las condiciones detalladas en la norma DIN 4150-1 y deben seguir los Procedimientos detallados en la norma DIN 4150-2

6.1.3.3. Cuidado de estructuras sensibles

Las estructuras aledañas más cercanas a la operación minera se encuentran entre 600 y 1500 metros de los principales niveles donde se realizan las voladuras primarias. Estas construcciones son primariamente de adobes comunes, sin pilares y techos de cerámico o calaminas metálicas; adicionalmente, ninguna supera la primera planta construida.

La norma empleada en los hogares comunales es la DIN 4190, que establece un límite de vibraciones para estructuras especialmente débiles entre 3 y 8 mm/s, según la frecuencia

predominante entre 10 y 50 Hz, debido a su sensibilidad. Por lo tanto, el valor mínimo recomendado por la norma es el límite para la modelación del ábaco de cargas en campo lejano.

6.1.3.4. Monitoreo de Vibraciones

Para el Tajo Sur proyecto 1 se realizó el monitoreo de vibraciones obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 36

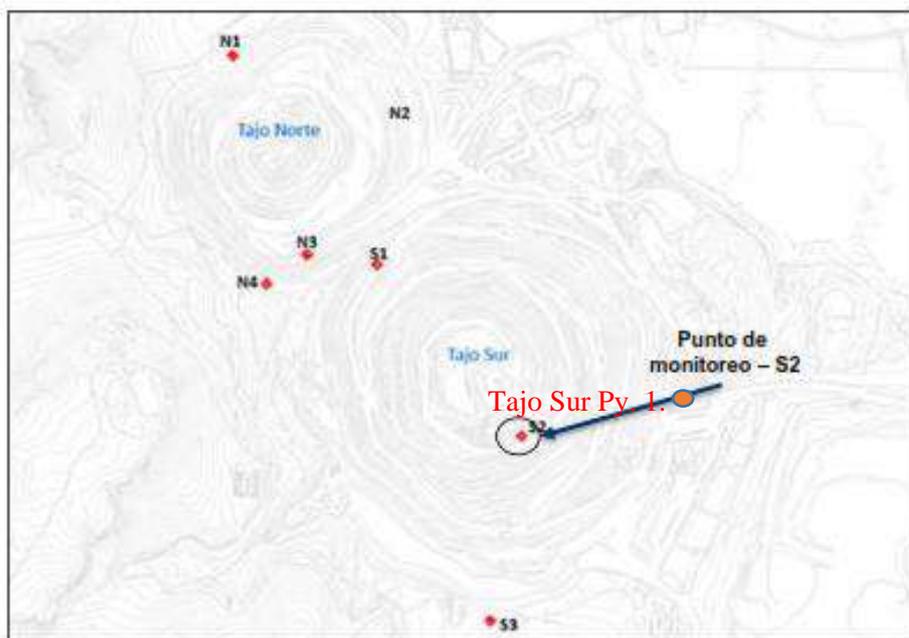
Resultados de vibraciones Tajo Sur proyecto 1

| Resultados de vibraciones | |
|----------------------------------|--------|
| Distancia al geófono “GF S2” (m) | 300 |
| VPP máx. (MM/S) | 20.80 |
| Frecuencia (Hz) | 16.25 |
| Ruido (DBL) | 115.46 |

Fuente: Elaboración propia.

Figura 59

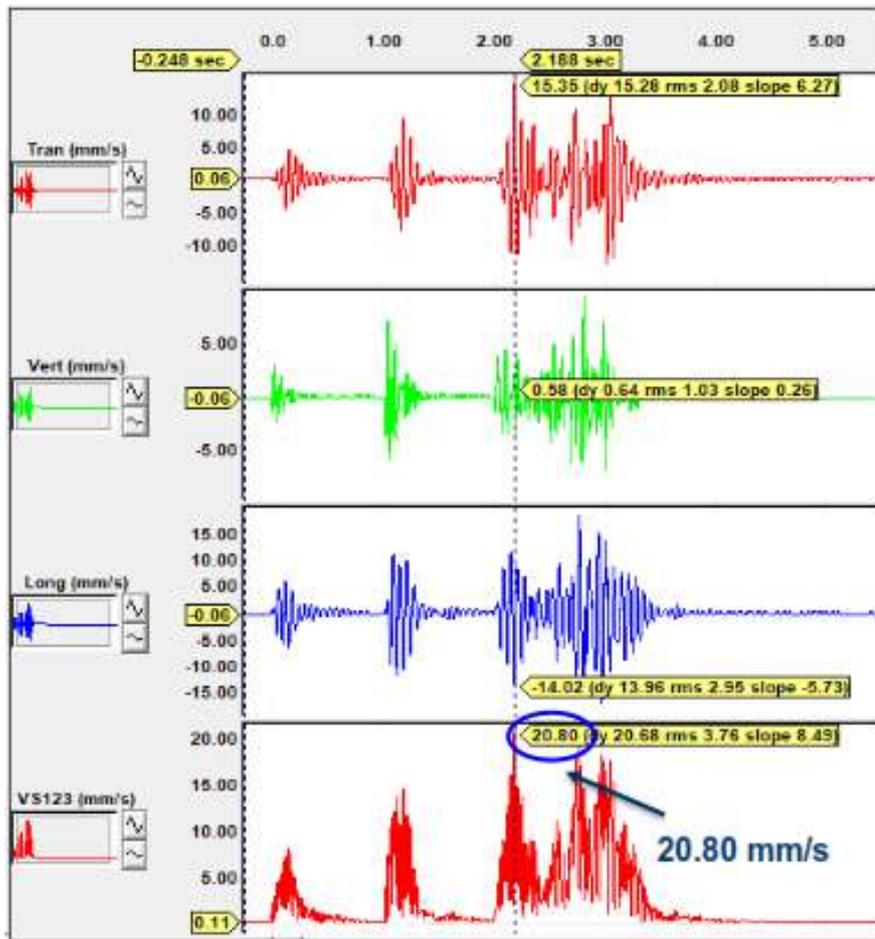
Plano de ubicación de proyecto 1 en el tajo sur y punto de monitoreo de vibraciones S2



Para este proyecto se cargaron 61 taladros con Quantex 73, no hubo presencia de taladros tapados, se realizó el monitoreo de vibraciones a 300 metros de distancia del proyecto de voladura.

Figura 60

Resultado de monitoreo de vibraciones.



Para el Tajo Sur proyecto 2 se realizó el monitoreo de vibraciones obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 37

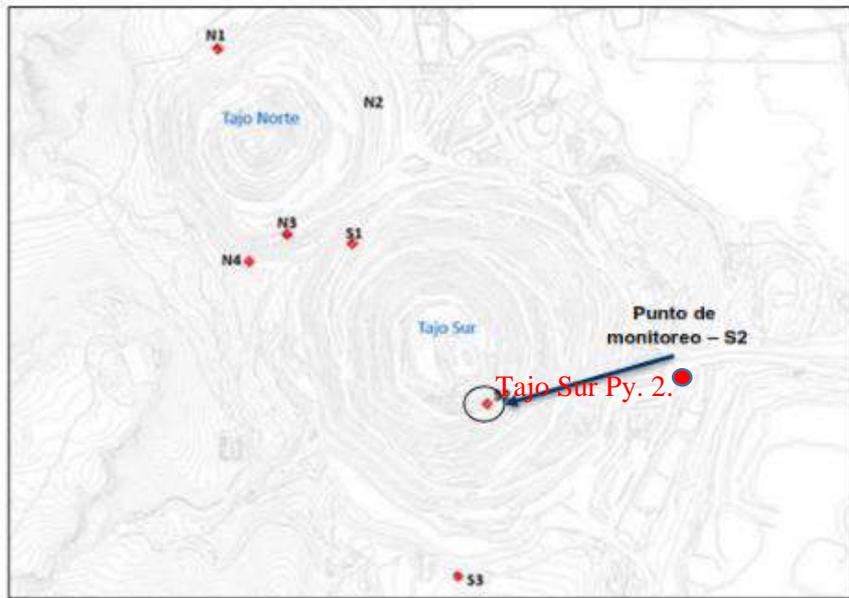
Resultados de vibraciones Tajo Sur proyecto 2.

| Resultados de vibraciones | |
|----------------------------------|--------|
| Distancia al geófono "GF S2" (m) | 443 |
| VPP máx. (MM/S) | 11.04 |
| Frecuencia (Hz) | 16.0 |
| Ruido (DBL) | 119.38 |

Fuente: Elaboración propia.

Figura 61

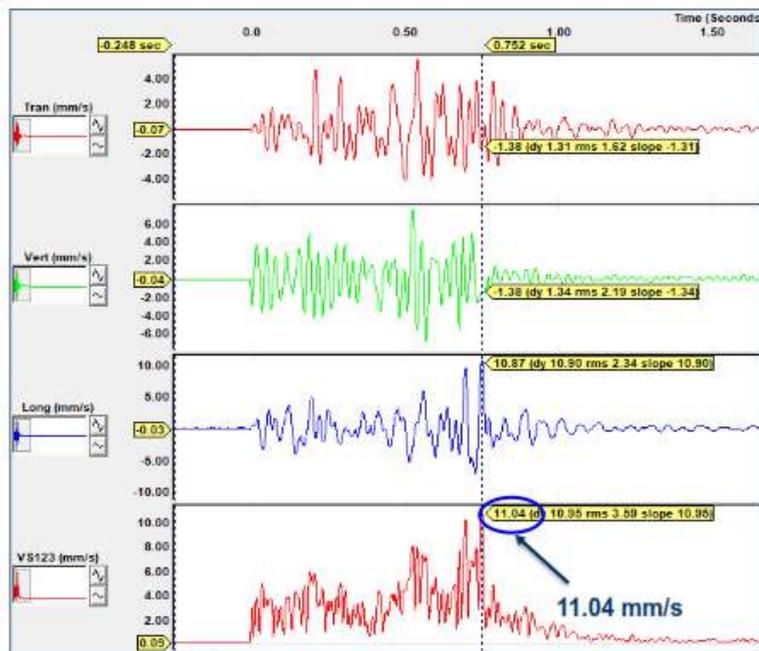
Plano de ubicación de proyecto 2 en el tajo sur y punto de monitoreo de vibraciones S2.



Para este proyecto se cargaron 55 taladros con Quantex 73, se tuvieron 03 taladros tapados, se realizó el monitoreo de vibraciones a 443 metros de distancia del proyecto de voladura.

Figura 62

Resultado de monitoreo de vibraciones



Para el Tajo Norte proyecto 1 se realizó el monitoreo de vibraciones obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 38

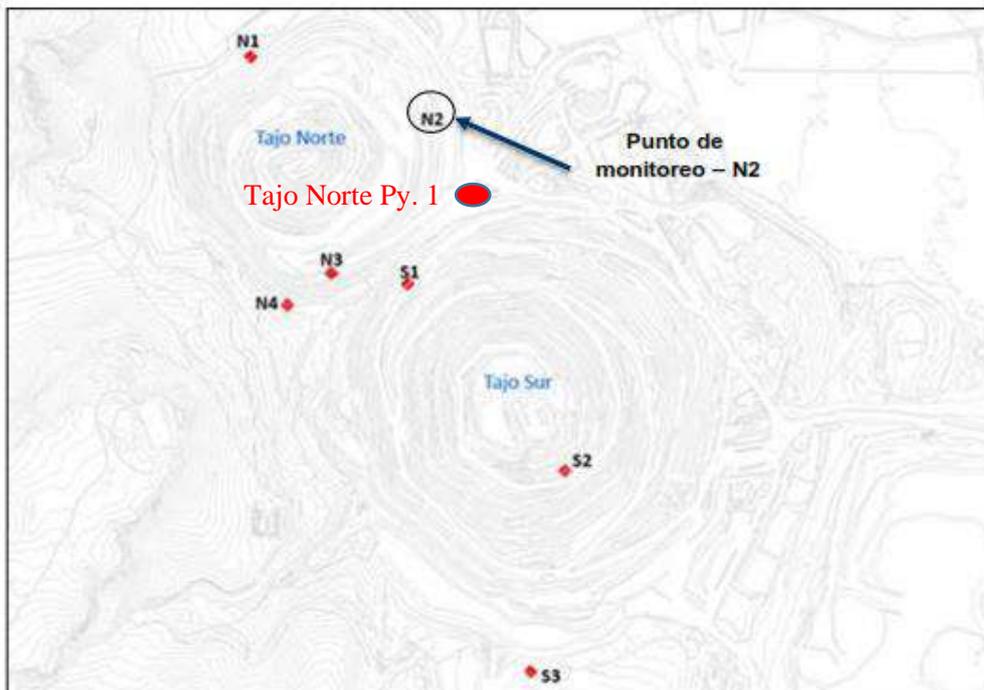
Resultados de vibraciones Tajo Norte proyecto 1

| Resultados de vibraciones | |
|----------------------------------|---------|
| | GF – N2 |
| Distancia al geófono “GF S2” (m) | 671 |
| VPP máx. (MM/S) | 3.67 |
| Frecuencia (Hz) | 8.5 |
| Ruido (DBL) | 124.93 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 39

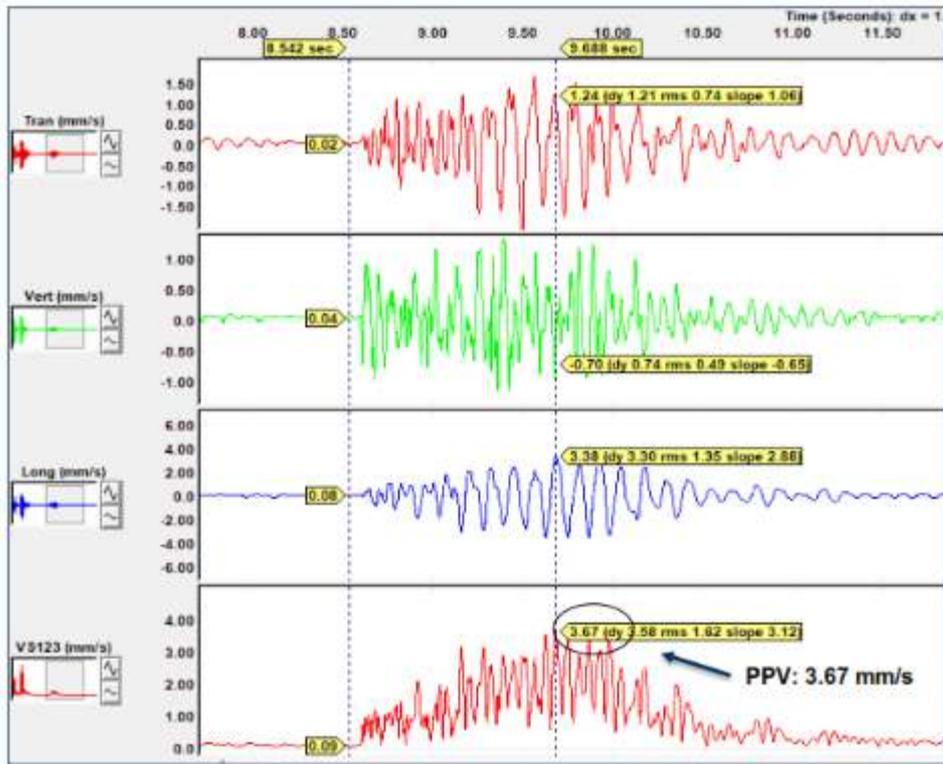
Plano de ubicación de proyecto 1 en el tajo Norte y punto de monitoreo de vibraciones N2.



Para este proyecto se cargaron 82 taladros con Quantex 73, no se tuvieron taladros tapados, se realizó el monitoreo de vibraciones a 671 metros de distancia del proyecto de voladura en el punto de monitoreo N2.

Figura 63

Resultado de monitoreo de vibraciones



Para el Tajo Norte proyecto 2 se realizó el monitoreo de vibraciones obteniendo los siguientes resultados:

Tabla 40

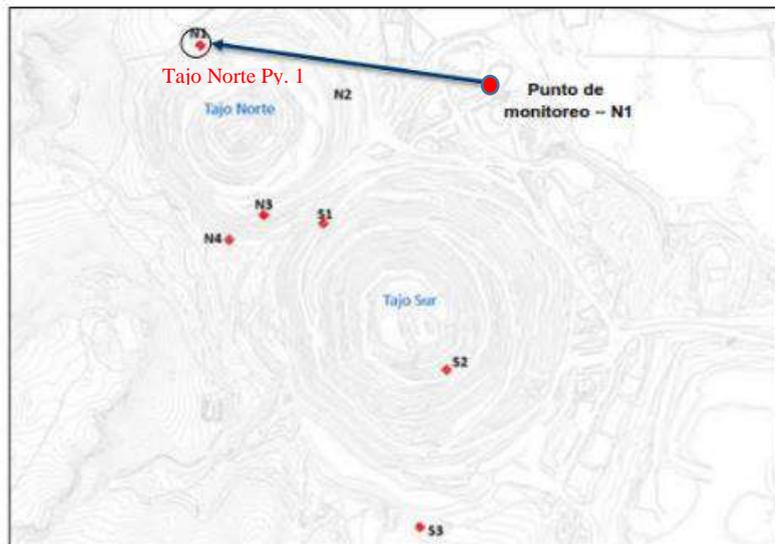
Resultados de vibraciones Tajo Norte proyecto 1

| Resultados de vibraciones | |
|-----------------------------------|--------|
| Distancia al geófono "GF N 1" (m) | 190 |
| VPP máx. (MM/S) | 48.76 |
| Frecuencia (Hz) | 12.0 |
| Ruido (DBL) | 128.33 |

Fuente: Elaboración propia.

Figura 64

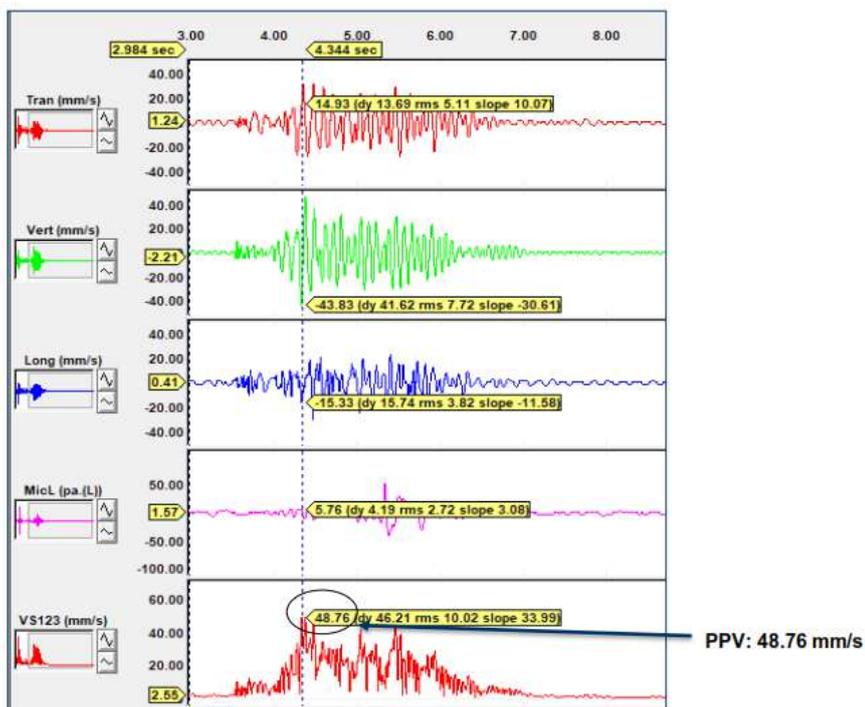
Plano de ubicación de proyecto 2 en el tajo Norte y punto de monitoreo de vibraciones N1



Para este proyecto se cargaron 152 taladros con Quantex 73, se tuvieron 02 taladros tapados, se realizó el monitoreo de vibraciones a 190 metros de distancia del proyecto de voladura en el punto de monitoreo N1.

Figura 65

Resultado de monitoreo de vibraciones.



6.1.4. Cálculo del modelo predictivo de vibraciones en campo lejano y resultados

Se espera que el modelo propuesto por Devine sea utilizado para modelar el universo de datos válido, como se menciona en el ítem de Campo Lejano.:

$$V = K x \left[\frac{d}{w^{1/2}} \right]^{-a}$$

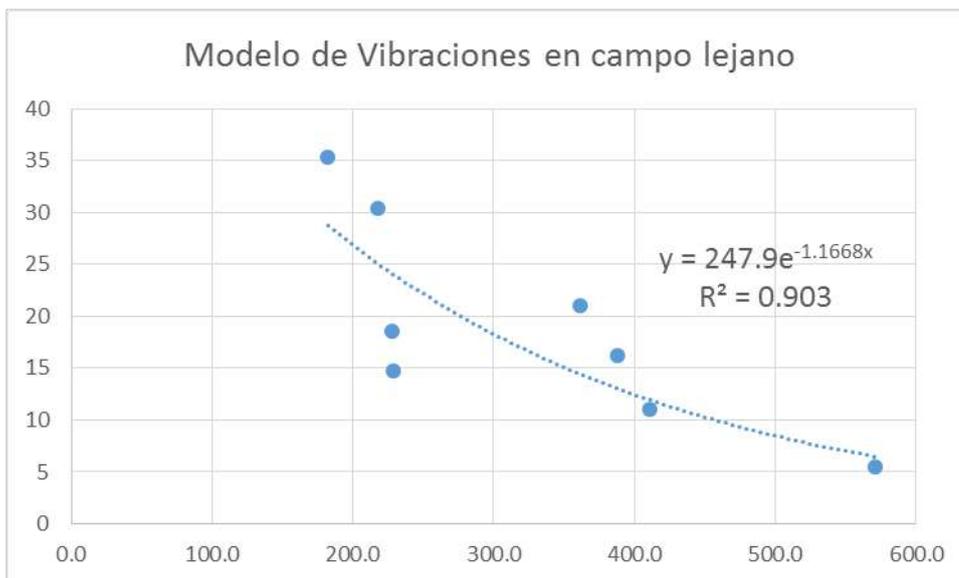
Después de verificar la validez de los datos del campo, se utiliza el modelo de regresión exponencial para obtener la constante K y el factor de atenuación "a". Para ello, se utiliza una ecuación para relacionar directamente la variable dependiente "Y" equivalente a la VPP con la variable X, que conecta la carga de explosivo operante y la distancia de medición.:

$$Y = b e^{mx} \quad \text{esta ecuación sería equivalente al modelo de devine.}$$

A continuación, desarrollamos el grafico la ecuación para determinar los valores de K y "a" para reemplazar en la ecuación y luego realizar el ábaco y determinar los valores permisibles para la carga de taladros y vibraciones en mina a una determinada distancia.

Figura 66

Modelo de vibraciones en campo lejano



Como se observa el modelo tiene una confiabilidad del 90%, por ello aplicamos los valores de 247.9 a K y de 1.1668 al factor "a", quedando la fórmula de la siguiente forma:

$$PPV_{(90\%)} = 247.9(FH\&P)^{-1.1668}$$

Reemplazando las variables de distancia y carga por taladro, considerando que la carga mínima operante será de 400 kg, por taladro y la distancia a partir de los 350 m. se obtiene los siguientes resultados.

Tabla 41

Modelo de pruebas con carga por taladro y distancia

| Distancia | Carga (kg/tal) | | | | | | |
|-----------|----------------|-------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | 400 | 500 | 600 | 700 | 800 | 900 | 1000 |
| 350 | 8.79 | 10.01 | 11.13 | 12.18 | 13.17 | 14.1 | 15 |
| 450 | 6.55 | 7.47 | 8.3 | 9.09 | 9.82 | 10.52 | 11.19 |
| 550 | 5.19 | 5.91 | 6.53 | 7.19 | 7.77 | 8.32 | 8.85 |
| 650 | 4.27 | 4.86 | 5.41 | 5.92 | 6.39 | 6.85 | 7.28 |
| 750 | 3.61 | 4.11 | 4.58 | 5.01 | 5.41 | 5.8 | 6.16 |
| 850 | 3.12 | 3.55 | 3.95 | 4.33 | 4.68 | 5.01 | 5.33 |
| 950 | 2.74 | 3.12 | 3.47 | 3.8 | 4.11 | 4.4 | 4.68 |
| 1050 | 2.44 | 2.78 | 3.09 | 3.38 | 3.65 | 3.91 | 4.16 |
| 1150 | 2.19 | 2.5 | 2.78 | 3.04 | 3.29 | 3.52 | 3.74 |
| 1250 | 1.99 | 2.27 | 2.52 | 2.76 | 2.98 | 3.19 | 3.4 |
| 1350 | 1.82 | 2.07 | 2.3 | 2.52 | 2.73 | 2.92 | 3.1 |
| 1450 | 1.67 | 1.91 | 2.12 | 2.32 | 2.51 | 2.69 | 2.86 |
| 1550 | 1.55 | 1.67 | 1.96 | 2.15 | 2.32 | 2.48 | 2.64 |

Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo a la Norma DIN 4150-3, indica que las estructuras asimilables a viviendas deben estar dentro del rango de 5mm/s a 15 mm/s como máximo, a continuación, el ábaco que presentamos tiene estos límites marcados para poder diferenciar la proyección de las vibraciones a una distancia de 1000 metros, que es la distancia de la vivienda más próxima a la mina.

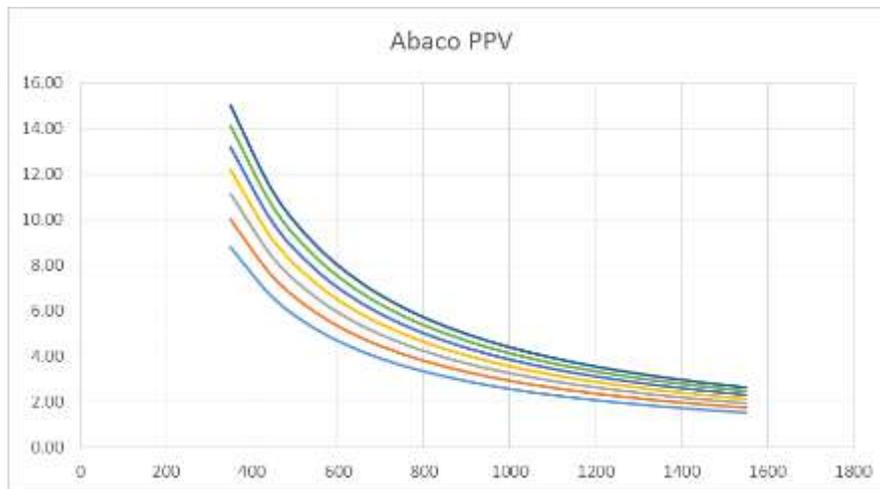
6.1.5. Impacto en comunidades

Cuidado de Estructuras Sensibles: Las estructuras aledañas más cercanas a la operación minera se encuentran entre 1000 y 2500 metros de los principales niveles donde se realizan las voladuras primarias. Estas construcciones son primariamente de adobes comunes, sin pilares y techos de cerámico o calaminas metálicas.

A continuación, mostramos el abaco obtenido del reemplazo de cargas y distancias en las fórmulas de Devine.

Figura 67

Abaco de PPV



Como se observa en el Abaco de PPV, el punto rojo indica la intersección a 1000 m. y 5 mm/s. que de acuerdo a la norma DIN, a partir de ese punto se produce daño en las estructuras o viviendas, por lo tanto, las voladuras con cargas de hasta 1000 kg. por taladro no afectarían a estructuras o viviendas a una distancia de 1000 metros; sin embargo, si la distancia sería menor a 800 metros, con cargas de 700 kg, puede producir daños a las viviendas, estos resultados son importantes a considerar cuando se realiza el carguío de taladros y el amarre de taladros, ello con la finalidad de disminuir la carga operante y evitar daños estructuras.

6.1.6. Vibraciones y estabilidad de taludes

En esta etapa de la investigación se realizaron pruebas especiales para determinar el impacto de las vibraciones en los taludes por tipo de roca, estas pruebas se denominan pruebas de campo cercano, a continuación, se detalla todo el proceso de obtención de información y los resultados obtenidos, así también las definiciones y teorías empleadas para el cálculo de los resultados.

6.1.7. Modelo de campo cercano -Holmberg and Persson

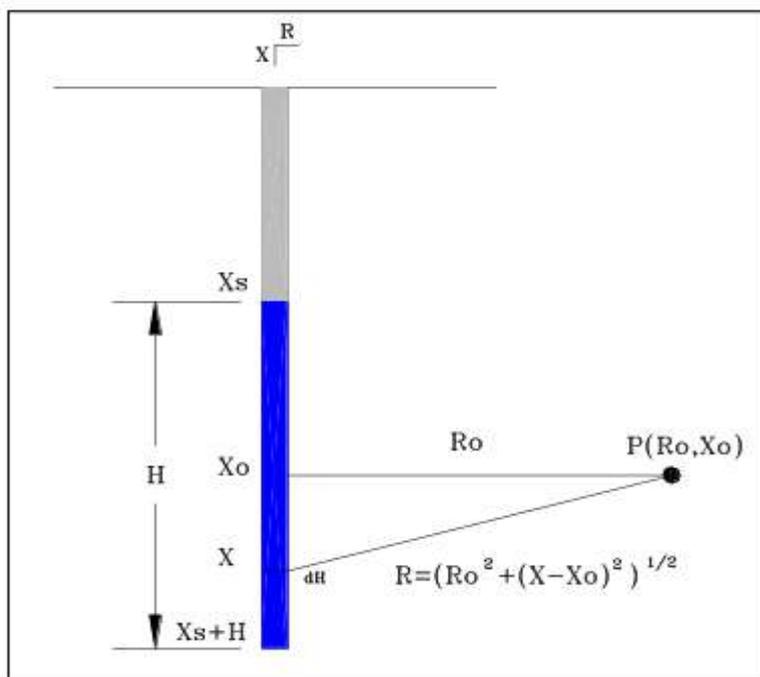
Holmberg – Persson desarrollaron una ecuación para la predicción de vibración en campocercano, que consideran los parámetros geométricos de la carga y la cual asume que las ondas de vibración de cada elemento dh obedecen a la ecuación de propagación dada por:

$$PPV = K * W_t^\alpha * W_o^{-\beta}$$

- La velocidad de partícula peak, debido a cada elemento de la carga, es numéricamente aditiva.
- La velocidad de detonación (VOD) es infinita

Figura 68

Parámetros: geométricos, Modelo de Holmberg – Persson



Fuente: Elaboración propia.

De acuerdo con los parámetros de la imagen 60, Holmberg & Persson desarrollaron la siguiente ecuación de propagación de vibración:

$$PPV = K \left[\gamma \int_{X_s}^{X_s+H} \frac{dx}{[R_0^2 + (x - x_0)]^{\beta/2\alpha}} \right]^\alpha$$

Donde:

K, α y β : Propiedades de la roca del lugar.

Y: Densidad de carga lineal (kg/m).

Recordando que el Criterio de Devine sugiere que la distancia debe ser corregida dividiéndolas y por la raíz al cuadrado, se asume que $\beta = 2 \alpha$, por lo que la ecuación puede ser integrada, quedando como:

$$PPV = K \left[\left(\frac{Y}{R_o} \right) \left(\arctan \left(\frac{H + X_s - X_o}{R_o} \right) + \arctan \left(\frac{X_o - X_s}{R_o} \right) \right) \right]^\alpha$$

Se puede apreciar de la ecuación que las variables que tienen mayor efecto en los niveles de vibraciones, y por ende en el alcance del daño de la carga explosiva, es la densidad de carga lineal, "Y", que está determinada por el diámetro del taladro y la densidad de explosivo; y el parámetro "Ro" que corresponde a la distancia entre el tiro y el punto de monitoreo.

6.1.7.1. Filtro de Precorte

El precorte debe permitir generar un plano de discontinuidad sobre el macizo rocoso para atenuar las vibraciones en la voladura de control, lo anterior depende mucho de la calidad de las fracturas que se formen en este proceso. Las vibraciones serán menores, mientras éstas crucen fracturas lo más abiertas y limpias posibles.

A parte de las vibraciones, el empuje de gases de explosión generados en las voladuras también es responsable de los daños producidos en la pared final, por lo tanto, la línea de fractura generada por el precorte también debe actuar como zona de evacuación de gases.

Para medir la eficiencia del precorte además de la evaluación de calidad y diseño post voladura, se realiza un análisis comparativo a través del modelo de campo cercano Holmberg & Persson con los peak de vibraciones generados adelante y detrás del precorte, por ello se definió una escala de evaluación, la cual se basa en la data histórica de la mina y que se muestra a continuación:

Tabla 42

Rango de límites de calidad para evaluación de precortes

| Rango (%) | Calificación |
|------------------|---------------------|
| <20 | Muy malo |
| 21-30 | Malo |
| 31-40 | Regular |
| 41-54 | Bueno |
| 55-65 | Muy bueno |
| >65 | Excelente |

Fuente: Dpto. de Perforación y Voladura.

6.1.7.2. Velocidad de Onda P

Las vibraciones son ondas de energía, que viajan a través del macizo rocoso o algún otro medio elástico o plástico, estas se ven reflejadas como resultado de una fuente sísmica o algún otro proceso que genere algún nivel de energía, generando varios tipos de ondas con diferentes velocidades.

Cuando se producen vibraciones alrededor o cerca de un punto en un medio rocoso, se generan esfuerzos traccionales, de compresión y al corte dinámico, los que generan continuas deformaciones hacia el macizo rocoso, en este capítulo, nos enfocaremos en las Ondas P y su velocidad de propagación (V_p), las cuales son las más rápidas en propagarse y son parte de los objetivos de este estudio.

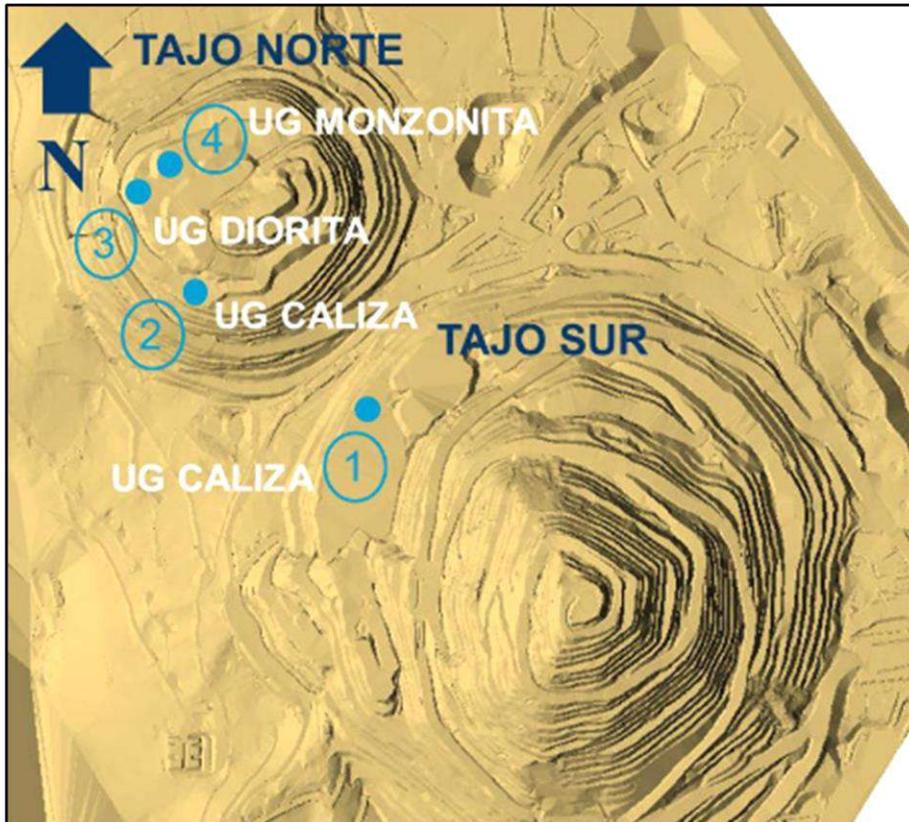
Ondas Primarias o Longitudinales (P): Son ondas de movimiento longitudinal o de compresión, en las cuales las partículas oscilan en la misma dirección de propagación. Su velocidad es por lo general 1,73 veces la velocidad de las ondas S (secundarias) y se propagan en cualquier medio, ya sea líquido, sólido o gaseoso (también como ondas sonoras). Generan cambios de volumen, pero no de forma en el medio de propagación.

6.1.7.3. Medición de vibraciones por unidades geológicas

Las mediciones de Campo Cercano se realizaron en 4 zonas, 3 corresponden al tajo Norte y 1 al tajo Sur y se consideraron 3 unidades geológicas representativas para el desarrollo actual y de mediano plazo de ambos tajos.

Figura 69

Vista de planta de los sectores que se realizó y elaboro los modelos de Campo Cercano por Unidad Geológica

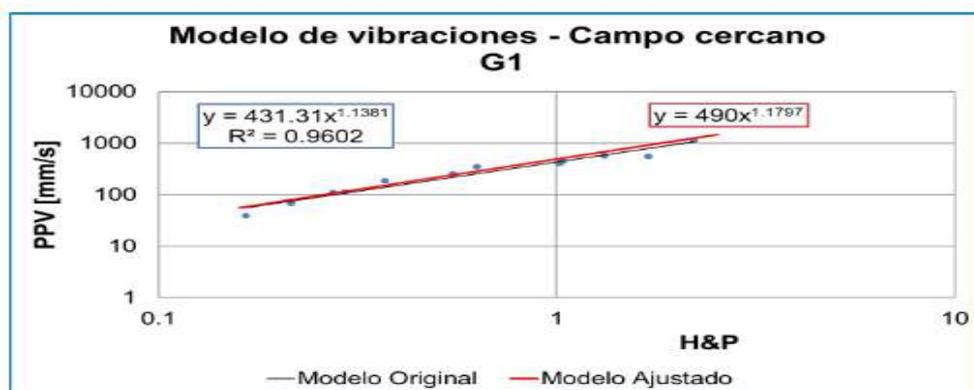


Fuente: Elaboración propia.

Medición N° 1: En la Imagen 62 y 63 se muestran los modelos adelante y detrás del precorte obtenidos en la medición N°1 en UG Caliza del tajo Sur.

Figura 70

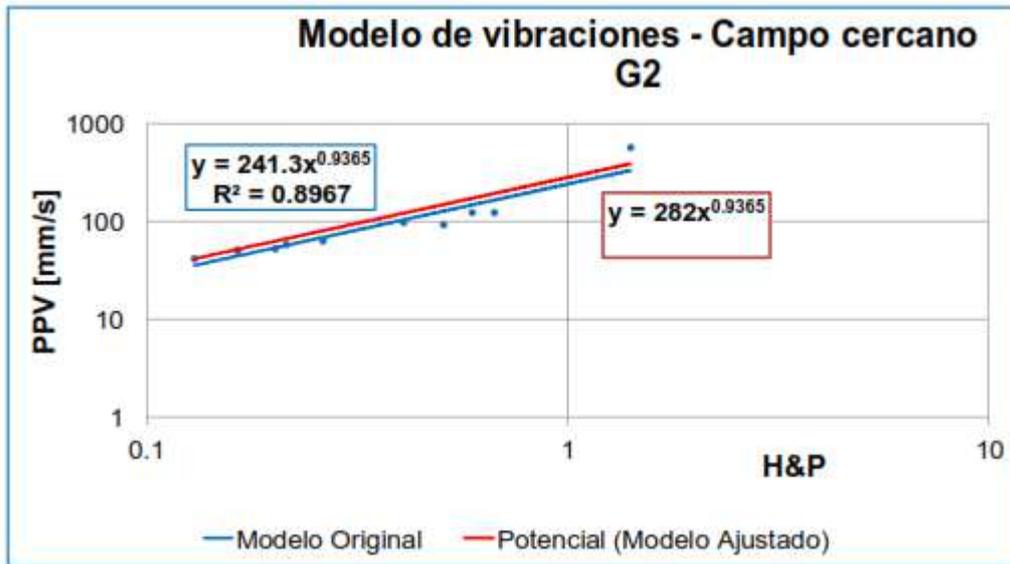
Modelo CC Adelante del precorte en UG-Caliza, medición N°1



Fuente: Elaboración propia.

Figura 71

Modelo Campo Cercano Detrás del precorte UG-Caliza, medición N°1.



Fuente: Elaboración propia.

A este modelo detrás del precorte (G2), se le aplica un ajuste para subir el nivel de confianza del modelo Campo Cercano, definiendo una nueva ecuación con una confianza del 85%:

$$PPV = 282(H\&P)^{0.94}$$

Tabla 43

Modelo vibraciones ajustado

| Modelo original | | Modelo ajustado | | Filtro precorte |
|-----------------|---------------|-----------------|---------------|-----------------|
| K=241.3 | $\alpha=0.94$ | K=282.0 | $\alpha=0.94$ | 40-45% |
| Vpt | | 4361.1 m/s | | |

Figura 72

Diseño e instalación de geófonos medición N° 1 de CC en UG Caliza TS

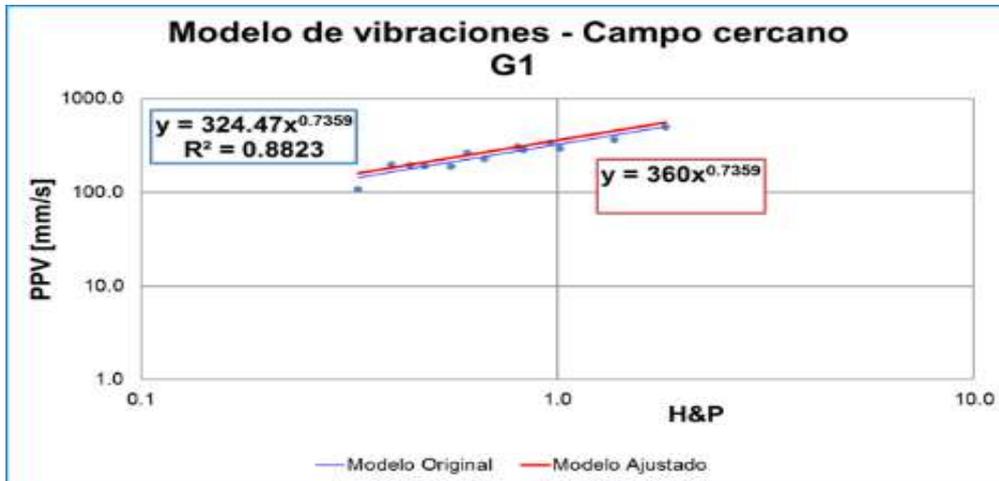


Fuente: Elaboración propia.

Medición N° 2: En el grafico 9 y 10 se muestran los modelos adelante y detrás del precorte obtenidos en la medición N°2 en UG Caliza del tajo Norte.

Figura 73

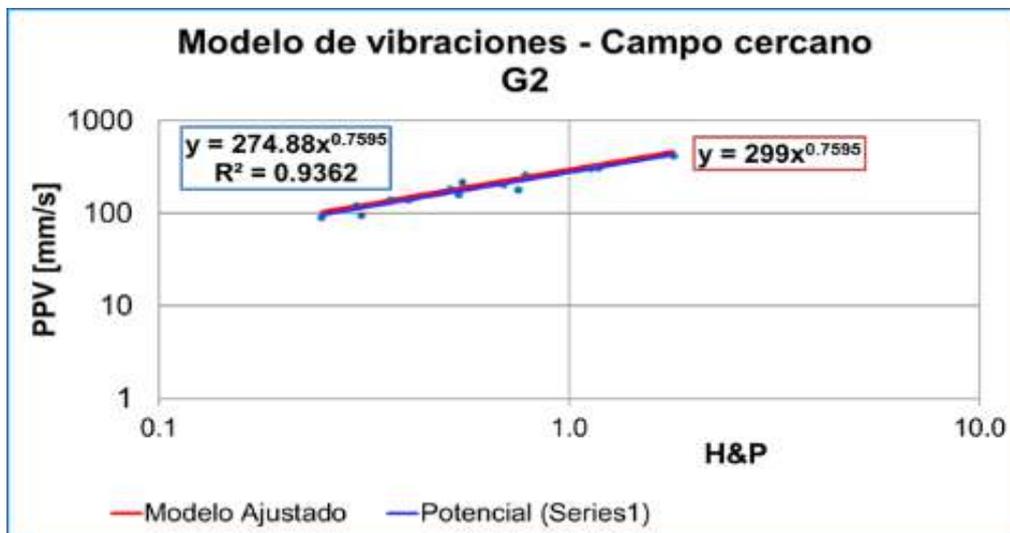
Modelo CC Adelante del precorte UG-Caliza, medición N°2



Fuente: Elaboración propia.

Figura 74

Modelo CC Detrás del precorte UG-Caliza, medición N°2



Fuente: Elaboración propia.

A este modelo detrás del precorte (G2), se le aplica un ajuste para subir el nivel de confianza del modelo CC, definiendo una nueva ecuación con una confianza del 85%:

$$PPV = 299 (H\&P)^{0.76}$$

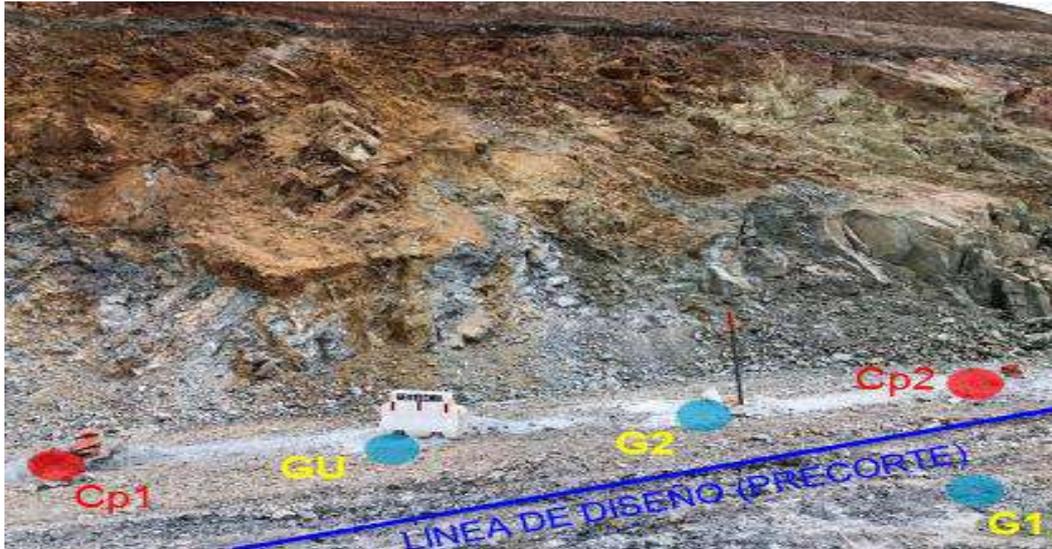
Tabla 44

Ajuste del modelo

| Modelo original | Modelo ajustado | Filtro precorte |
|-----------------------|-----------------------|-----------------|
| K=274.8 $\alpha=0.76$ | K=299.0 $\alpha=0.76$ | 30-35% |
| Vpt | 4196.6 m/s | |

Figura 75

Diseño e instalación de geófonos medición N° 2 de CC en UG Caliza TN

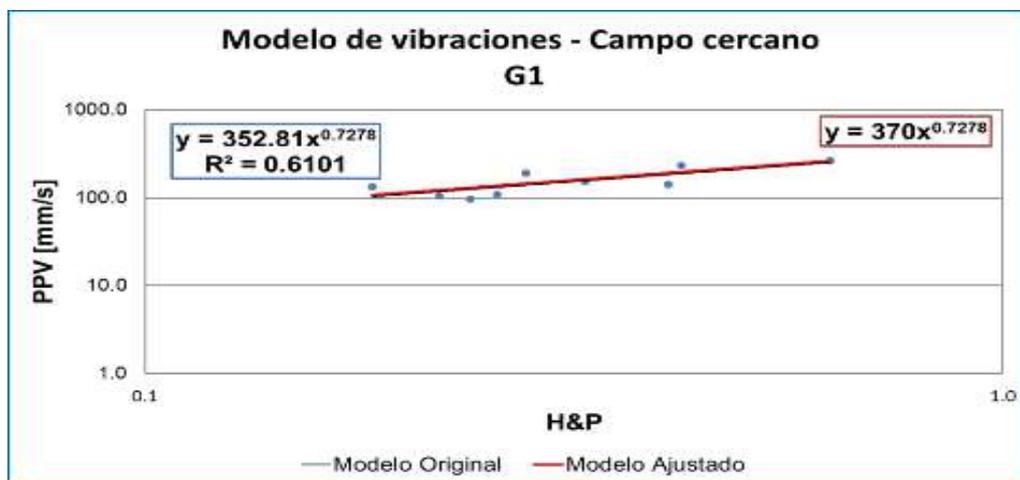


Fuente: Elaboración propia

Medición N° 3: En la figura 76 y 77 se muestran los modelos adelante y detrás del precorte obtenidos en la Prueba N°3 en UG Diorita.

Figura 76

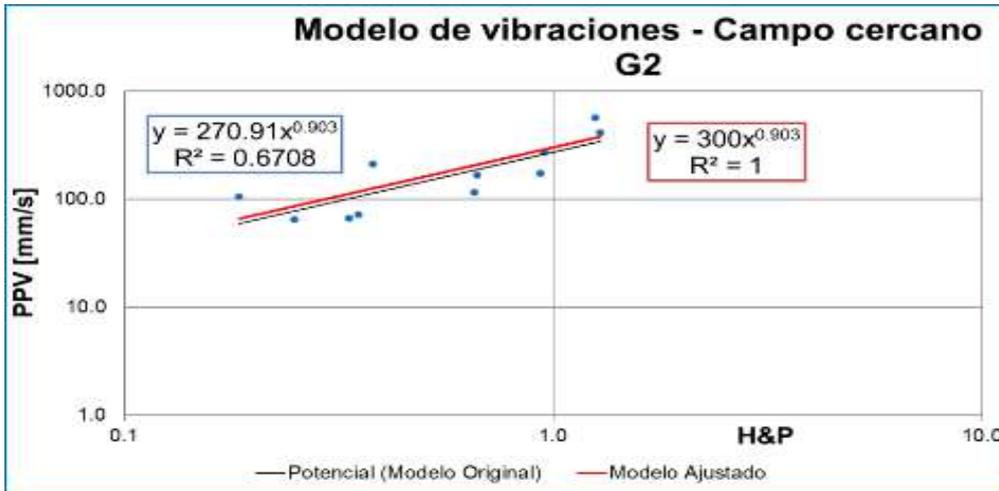
Modelo CC Adelante del precorte UG diorita, Prueba N°3



Fuente: Elaboración propia.

Figura 77

Modelo CC Detrás del precorte UG Diorita, Prueba N°3



Fuente: Elaboración propia.

A este modelo detrás del precorte (G2), se le aplica un ajuste para subir el nivel de confianza del modelo CC, definiendo una nueva ecuación con una confianza del 85%:

$$PPV = 300 (H\&P)^{0.90}$$

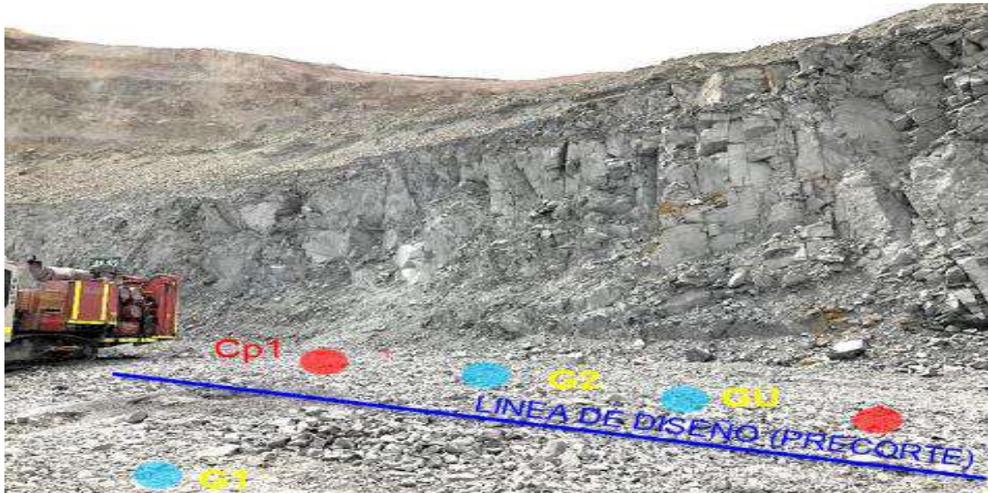
Tabla 45

Modelo ajustado

| Modelo original | Modelo ajustado | Filtro precorte |
|-------------------|-------------------|-----------------|
| K=270.9 α=0.90 | K=300.0 α=0.90 | |
| Vpt | 3679.3 m/s | |

Figura 78

Diseño e instalación de geófonos medición N° 3 de CC en UG Diorita

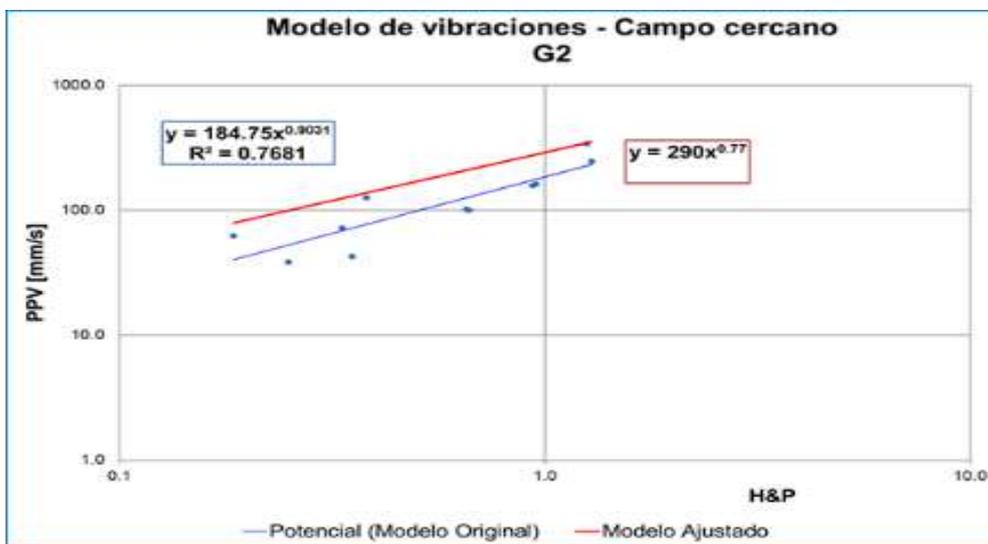


Fuente: Elaboración propia.

MEDICION N° 4: En la figura 79 se muestra el modelo detrás del precorte obtenido en la medición N°4 en UG Monzonita.

Figura 79

Modelo CC Detrás del precorte UG Monzonita, Prueba N°4



Fuente: Elaboración propia.

A este modelo detrás del precorte (G2), se le aplica un ajuste para subir el nivel de confianza del modelo CC, definiendo una nueva ecuación con una confianza del 85%:

$$PPV = 290 (H\&P)^{0.77}$$

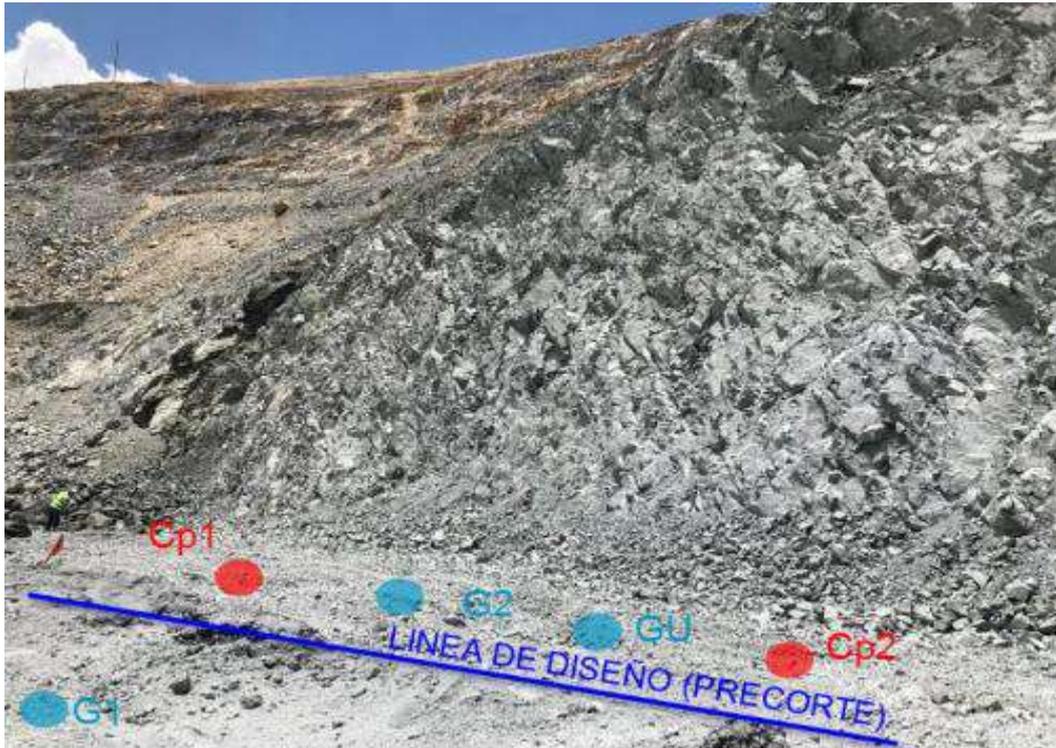
Tabla 46

Modelo ajustado

| Modelo original G2 | | Modelo ajustado G2 | | Filtro precorte |
|--------------------|---------------|--------------------|---------------|-----------------|
| K=184.8 | $\alpha=0.90$ | K=290.0 | $\alpha=0.77$ | |
| Vpt | | 3436.5 m/s | | |

Figura 80

Diseño e instalación de geófonos medición N° 1 de CC en UG Monzonita



Fuente: Elaboración propia.

6.1.7.4. Resumen Modelo Vibraciones, Vp y Filtro Precorte

El resumen de los Modelos Vibraciones, Vp y Filtro Precorte queda resumido por UG y con un 85% de confianza, según Tabla 47

Tabla 47

Resumen Modelo Vibraciones ajustados, Vp y Filtro Precorte medido en Campo Cercano.

| Unidad Geotécnica | V _{pt} (m/s) | α | Filtro prec. (%) |
|-------------------|-----------------------|----------|------------------|
| CALIZA TS | 4361.1 | 282.1 | 40-45 |
| CALIZA TN | 4196.6 | 299 | 30-35 |
| DIORITA | 3679.1 | 300 | |
| MONZONITA | 3436.5 | 290 | |

Fuente: Elaboración propia.

6.1.7.5. Velocidad de Onda P (V_p) de terreno

Para la obtención de las velocidades de Onda P sobre las distintas unidades geológicas, éstas se obtuvieron en terreno sobre los bancos en desarrollo de ambas fases de los tajos Norte y Sur, utilizando la metodología de Cross Hole.

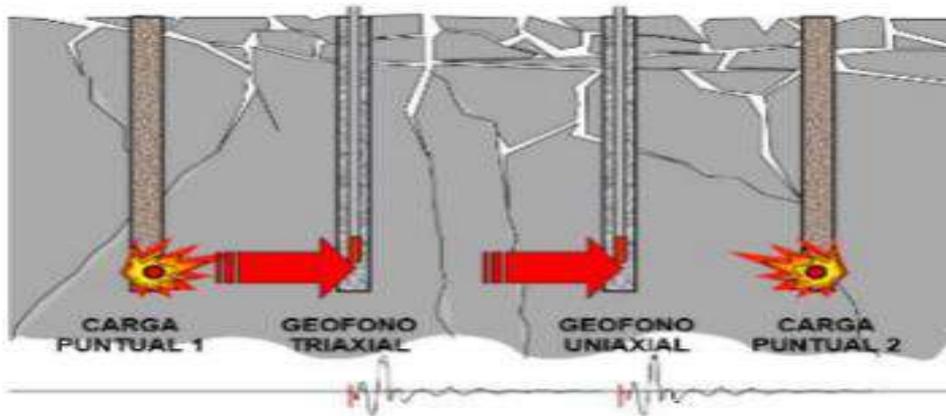
6.1.7.6. Implementación de la Metodología Cross Hole en Terreno

Para implementar la técnica se realizaron 4 perforaciones verticales de 9.0 metros de profundidad, dos de ellas (extremos) se utilizaron como fuentes sísmicas que se cargaron con un iniciador Booster de 450 gr (Cargas Puntuales P1 y P2), mientras que en las 2 perforaciones restantes se ubicaron los geófonos que registraron la información (Geófono Uniaxial GU1 y Geófono Traxial 2 GT2).

A través de estos dos geófonos se determinó la velocidad de propagación, conociendo la diferencia de tiempos de arribo de cada onda y la distancia de separación entre ellos. Luego se realizó esta misma determinación con el geófono instalado dentro de la malla (GT1) conociendo la diferencia de tiempos de arribo de cada onda y la distancia de separación entre las cargas P1 y P2 hacia el GT2, ver Figura 81.

Figura 81

Esquema de configuración de medición Cross Hole



Fuente: Elaboración propia.

6.1.7.7. Criterio de daño

La Velocidad de Partículas Peak (PPV) asume una relación directa con un comportamiento lineal y elástico exclusivamente y relaciona los parámetros Módulo de Young, Esfuerzo a la tracción y Velocidad de partícula de onda P (V_p). Esta información es determinada en pruebas de laboratorio para representar de la mejor manera las condiciones de roca intacta.

De la Ley de Hooke, y asumiendo un comportamiento elástico de la roca, la velocidad de partícula crítica PPV crítica (PPV_c), que puede ser soportada por la roca antes que ocurra un fallamiento por tensión, puede ser calculada conociendo la resistencia a la tensión σ_t , el módulo de Young E , y la V_p , usando la ecuación de la ecuación de velocidad crítica de partícula como se muestra a continuación:

$$PPV_c = \frac{\sigma_t * V_p}{E}$$

En donde σ_t , V_p y E son obtenidos a partir de ensayos de laboratorio

En la práctica existe una adaptación del criterio “PPV_c”, en donde los parámetros σ_t y E son obtenidos a partir de ensayos de laboratorio y la V_p es obtenida a través de la técnica Cross Hole, la cual es realizada en terreno.

El criterio entonces queda en la ecuación adaptada de la siguiente de la forma:

$$PPVc^* = \frac{\sigma_{t(i)} * Vp (Cross Hole)}{E_{(i)}}$$

Este modelo utiliza parámetros tanto de roca intacta como de macizo rocoso. El modelo es generalmente utilizado en el terreno por la facilidad de obtención de la Vp a través de la técnica Cross Hole.

La problemática que presenta la utilización de este modelo, radica en que no es correcto utilizar en un mismo modelo variables tanto de roca intacta (σ_t y E) como variables de macizo rocoso (Vp crosshole).

El modelo propuesto de PPVcmr (Vergara, J., 2014) para los análisis de mediciones de vibraciones, se establece para dar respuesta a una necesidad de escalar las propiedades elásticas de roca intacta a macizo rocoso y de esta manera cuantificar con mayor precisión el nivel de vibraciones que permiten distintos macizos rocosos, dependiendo de su competencia geotécnica.

La siguiente es la ecuación para la velocidad crítica de partícula, modelo para macizo rocoso:

$$PPVcmr = \frac{\sigma_{tmr} * V_{pmr}}{E_{mr}}$$

En donde:

σ_{tmr} = Resistencia Traccional de macizo rocoso.

E_{mr} = Modulo de deformación de macizo rocoso

V_{pmr} = Velocidad de onda P del macizo rocoso

De esta manera, el modelo queda expresado de la siguiente forma:

$$PPVcmr = \frac{\left(\sigma_t * \exp\left(\frac{RMR - 100}{27}\right) \right) * Vp \text{ cross - hole}}{E_i * \exp\left(\frac{RMR - 100}{36}\right)}$$

En donde:

q_t = Resistencia Traccional de roca intacta.

E_i = Modulo de deformación de roca intacta.

RMR = Clasificación de macizo rocoso Bieniaski 1989.

6.1.7.8.Resultados Obtenidos de PPV_{cmr}

Al realizar el escalamiento de las propiedades de roca intacta de E_i y q_t y considerando la clasificación de macizo rocoso RMR, se obtiene la siguiente tabla resumen de valores de PPV_{cmr} para las unidades geologicas Monzonita y Brecha, criterio de daño que también será utilizado para las simulaciones de estas dos unidades geológicas, ver Tabla 48.

Tabla 48

Tabla resumen con propiedades de roca escaladas a macizo rocoso y PPV.

| UG | RMR | E_i (Gpa) | σ_t (Mpa) | σ_{tmr} (Mpa) | E_{mr} (Gpa) | V_{pt} m/s) | PPV _c (mm/s) | PPV _{cmr} (mm/s) |
|------------------|-----|----------------|---------------------|-------------------------|-------------------|------------------|----------------------------|------------------------------|
| 763 (p. Monz) | 63 | 47 | 10 | 2.54 | 16.82 | 3312 | 916 | 500.1 |
| 492 (brecha) | 36 | 20 | 5 | 0.47 | 3.38 | 2169 | 775 | 301.6 |

Fuente: Elaboración propia.

V_{pt}^* : Valor obtenido de V_p a través de medición de terreno.

V_{pt}^{**} : Valor obtenido a través de ecuación teórica.

6.1.7.9.Criterio de Daño definido según PPV_{cmr}

A continuación, se definen y describen las zonas y su impacto que sufrirá el macizo rocoso, producto de los niveles de vibraciones que pueden alcanzar los taludes, ver Tabla 49.

Tabla 49

Tabla resumen con la descripción del daño inducido en el macizo rocoso según los niveles de vibraciones alcanzados

| Criterio daño | Descripción de daño inducido |
|------------------------|---|
| Zona 1 > PPVc | Se supera la resistencia a la tracción de la roca intacta. Daño en matriz, generación de nuevas grietas, extensión de ya existentes |
| PPVc > Zona 2 > PPVcmr | Se supera la resistencia a la tracción del macizo rocoso, por lo que se produce ruptura en el macizo rocoso (puentes de roca), además de la apertura y extensión de estructuras preexistente. |
| Zona 3 < PPVcmr | No se produce daño inducido en macizo rocoso producto de la voladura |

Fuente: Elaboración propia.

El criterio de daño establecido para las distintas unidades geológicas, se resume en la siguiente tabla de acuerdo a los distintitos niveles de PPV que fueron obtenidos y a los registros de velocidades de ondas Vp obtenidos en terreno, propiedades de roca intacta y macizo rocoso, ver Tabla 50.

Tabla 50

Tabla resumen con la descripción del daño inducido en el macizo rocoso según criterio PPVcmr.

| Zonas | Criterio daño | | Descripción de daño inducido |
|------------------------|--------------------|--------------------|---|
| | UG 763 | UG 492 | |
| Zona 1 > PPVc | Zona 1 > 916 | Zona 1 > 775 | Se supera la resistencia a la tracción de la roca intacta. Daño en matriz, generación de nuevas grietas, extensión de ya existentes |
| PPVc > Zona 2 > PPVcmr | 916 > Zona 2 > 500 | 775 > Zona 2 > 302 | Se supera la resistencia a la tracción del macizo rocoso, por lo que se produce ruptura en el macizo rocoso (puentes de roca), además de la apertura y extensión de estructuras preexistentes |
| Zona 3 < PPVcmr | Zona 3 < 500 | Zona 3 < 302 | No se produce daño inducido en macizo rocoso producto de la voladura |

Fuente: Elaboración propia.

UG 763 = Monzonita.

UG 492 = Brecha

Los actuales valores obtenidos de PPV_c y PPV_{cmr}, fueron establecidos para estimar los límites de vibraciones para las simulaciones de ambos tajos (TS y TN) que se realizaron con el software ELFEN y que describen el impacto hacia el macizo rocoso a partir de un diseño de voladura específico para ambas secciones de análisis.

6.1.7.10. Estudios Complementarios

6.1.7.10.1. Introducción modelamiento numérico avanzado ELFEN

El software ELFEN, es una herramienta explícita de elementos finitos dinámicos, específicamente diseñada para la aplicación de simulaciones de elementos finitos no lineales complejos que incluyen:

- Simulaciones de escenarios multietapas,
- Análisis geomecánicos.
- Dinámica de choques,
- Simulaciones de fracturamiento, por ej. voladura de rocas, desprendimiento de concreto, colapso estructural, ver las siguientes imágenes.

Figura 82

Simulación proceso de voladura, el contorno de color de la velocidad de las partículas en metros por segundo

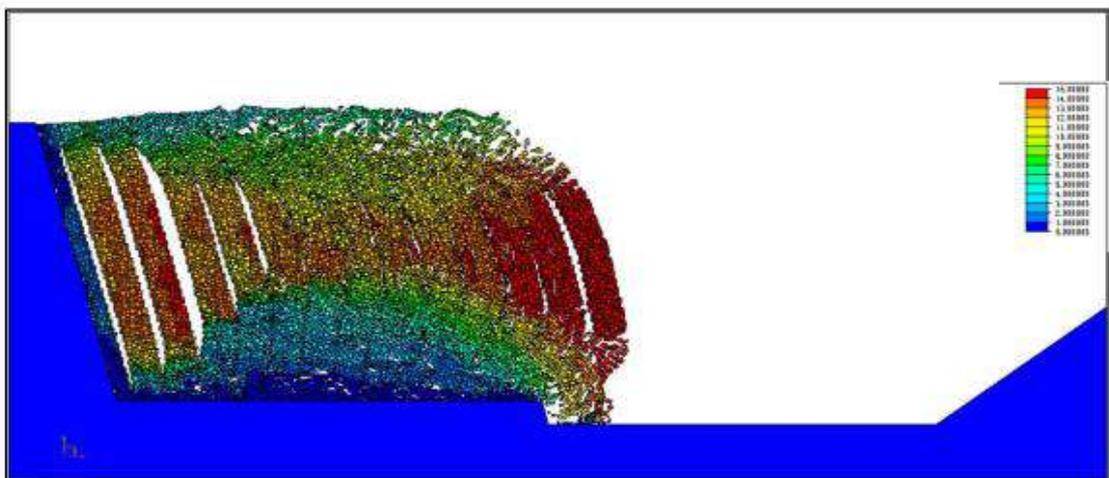


Figura 83

Simulación perfil final de la pila

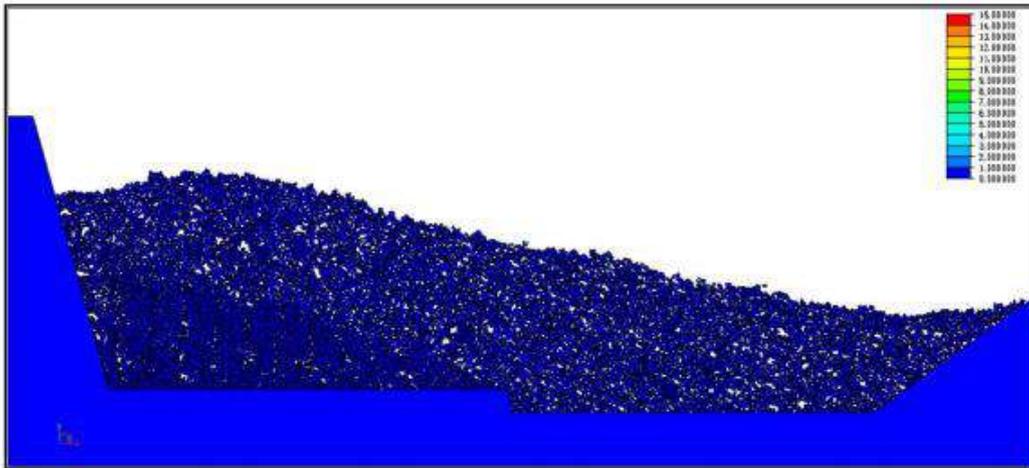
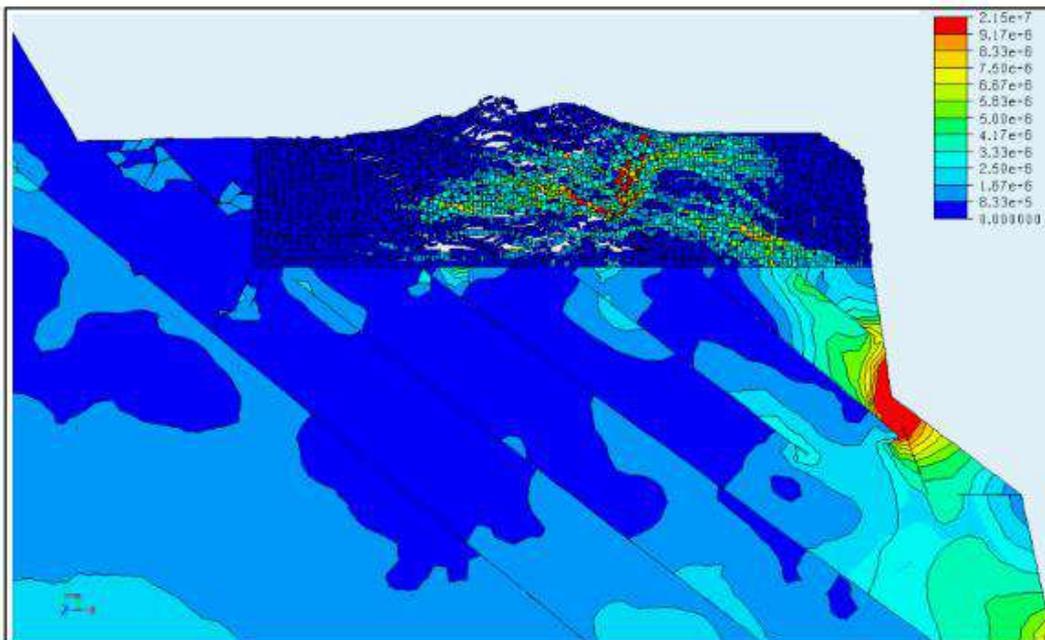


Figura 84

Simulación Modelo de daño de SoH con contorno de color para la tensión



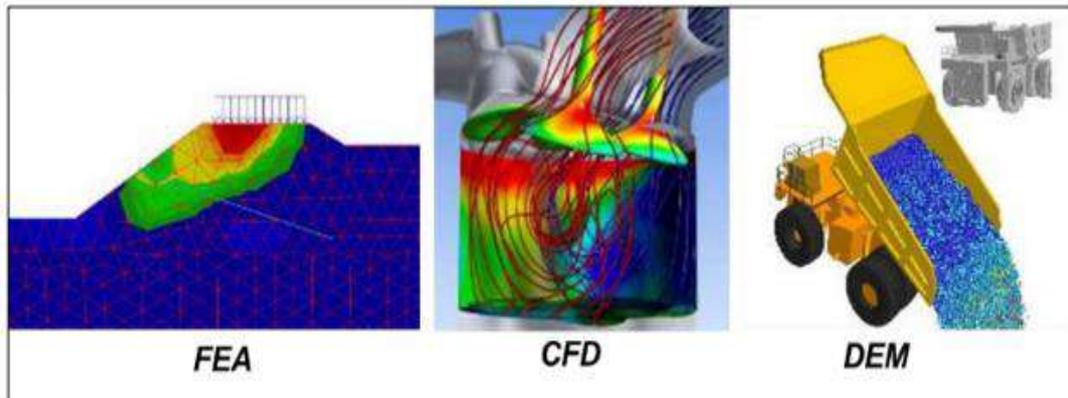
Al ser un modelo avanzado se conjugan 3 métodos numéricos de alta complejidad en Ingeniería, Imagen 72:

- FEA (Método de Elementos Finitos – Mecánica de Sólidos)
- CFD (Método de Volúmenes Finitos - Mecánica de Fluidos)

– DEM (Método de los Elementos Discretos – Dinámica de la Partícula)

Figura 85

Esquema de combinación de métodos numéricos que utiliza ELFEN



6.1.7.11. Evaluación Secciones de análisis tajo norte y sur

Se evaluó a través de ELFEN los niveles de vibraciones alcanzados detrás de la Línea de Programa en el talud y considerando un minado en el mediano plazo. A partir de 2 secciones de análisis que definió el área de Geotecnia de CMA en tajo Norte y Sur, se incluyeron los diseños de voladura de contorno para las UG de Brecha y P. Monzonita y su impacto en el macizo rocoso, considerando como límite de daño el PPV_{cmr} , ver Figura 86 y 87.

Figura 86

Vista de planta con secciones establecidas para simulación de casos en ELFEN

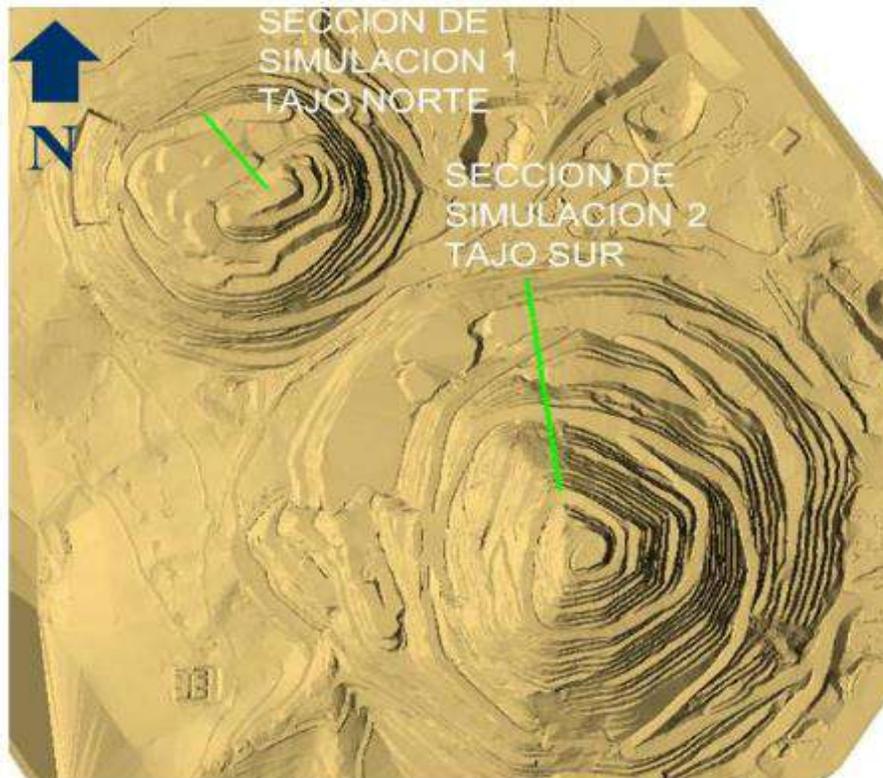


Figura 87

Fotografía de minado actual de ambos tajos con la identificación de las secciones para simulación con ELFEN para el minado de mediano plazo



6.1.7.12. Simulación niveles de vibraciones sección 2 Tajo Sur.

Para la simulación de este primer escenario se evaluó el diseño de voladura de contorno y la sección geotécnica definida por el área de Geotecnia de Minera Antapaccay. Los resultados

Figura 90

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 29 ms

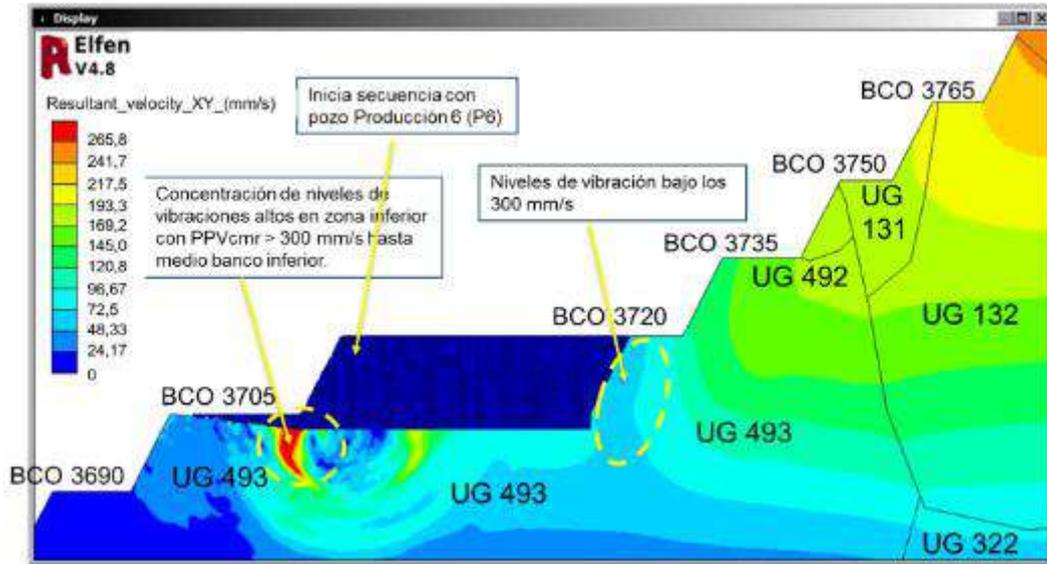


Figura 91

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 48 ms

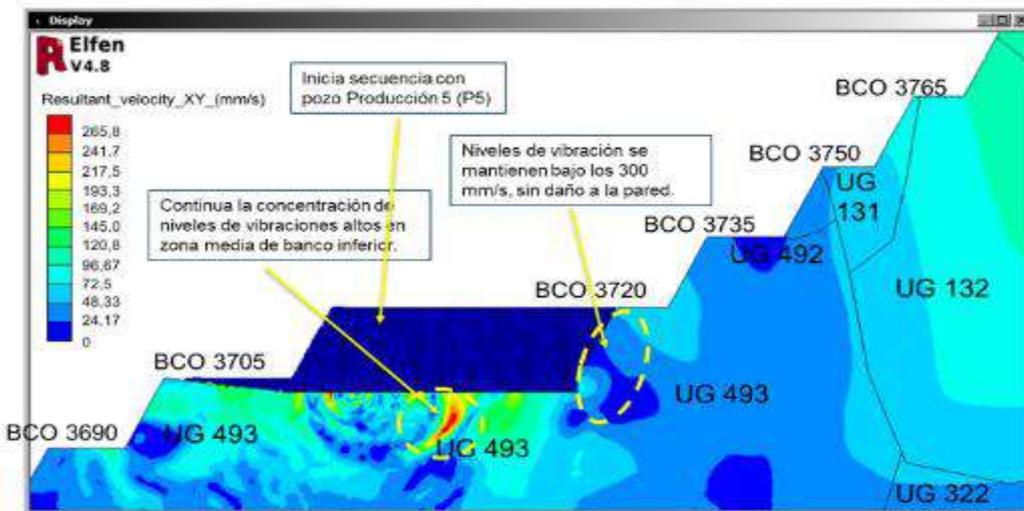


Figura 92

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 67 ms

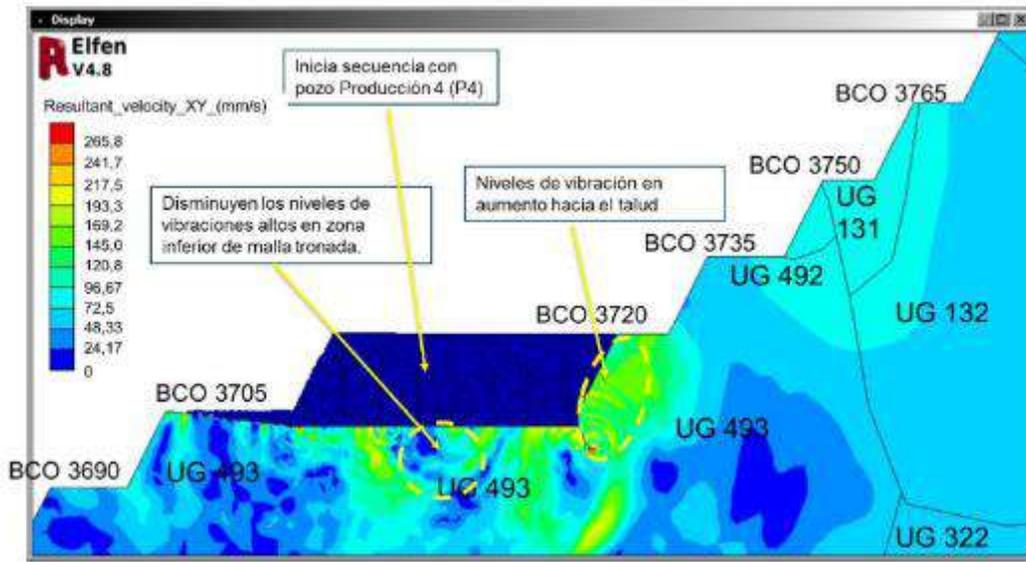


Figura 93

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 86 ms

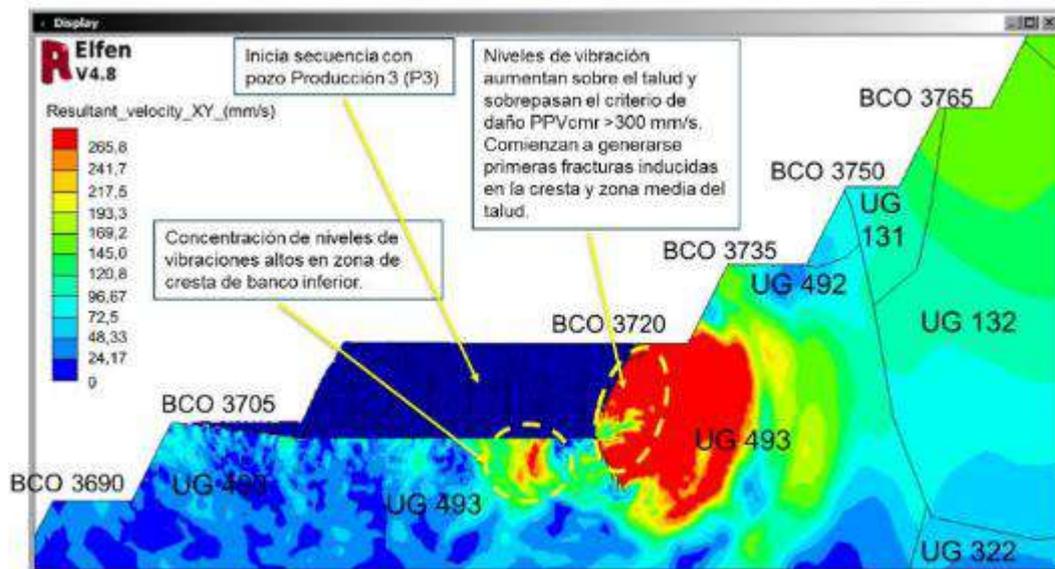


Figura 94

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 105 ms

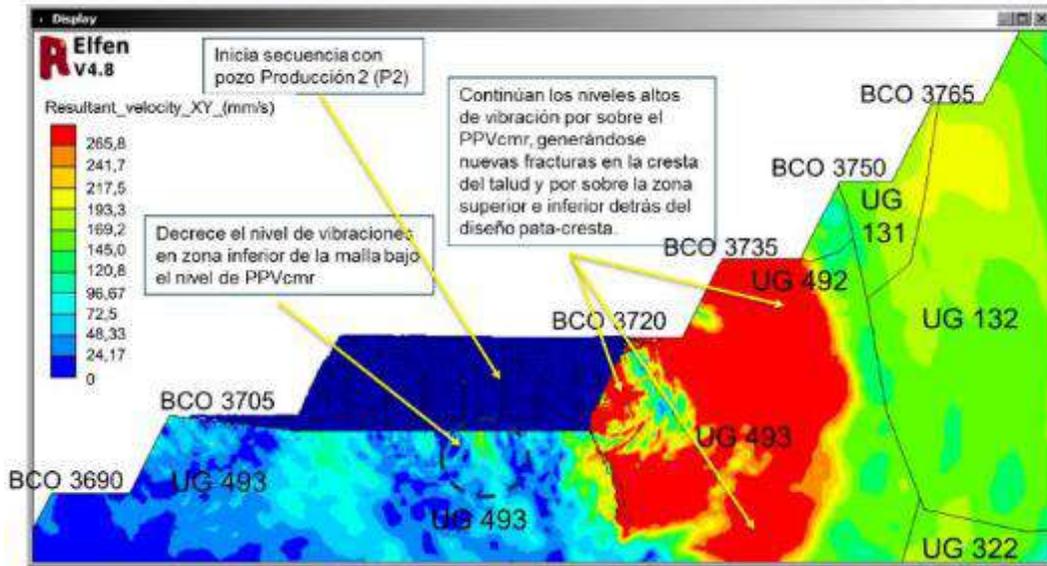


Figura 95

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 124 ms

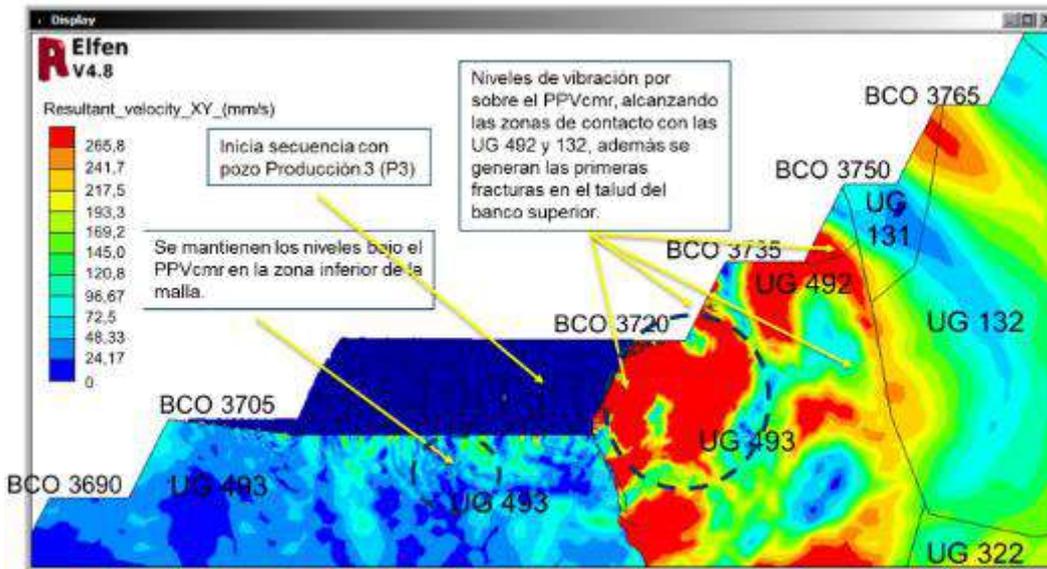
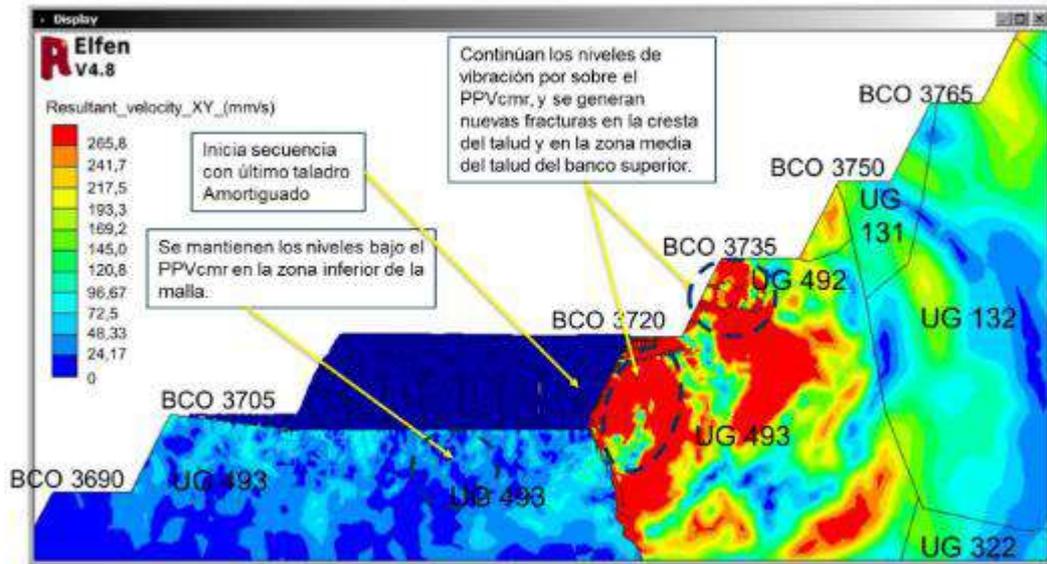


Figura 96

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 143 ms



6.1.7.13. Simulación niveles de vibraciones sección 1 Tajo Norte

Bajo las mismas consideraciones que la simulación anterior, se define la sección de análisis para la sección 1 sobre UG Monzonita, ver imagen 97 y 98.

Figura 97

Sección de diseño de voladura de contorno en UG Monzonita para simulación con ELFEN en TN



Figura 98

Sección geotécnica de minado actual y de mediano plazo para simulación con ELFEN en TN



Figura 99

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 29 ms

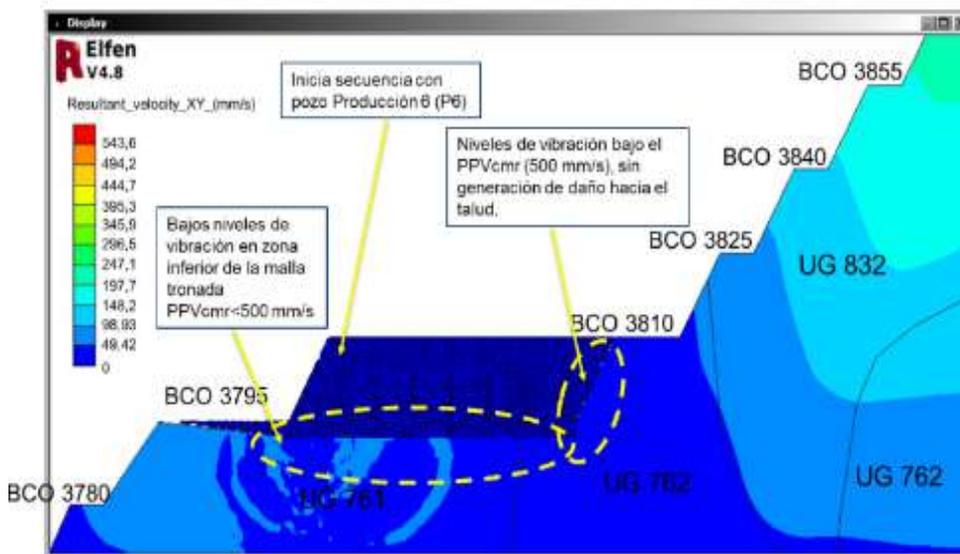


Figura 100

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 48 ms

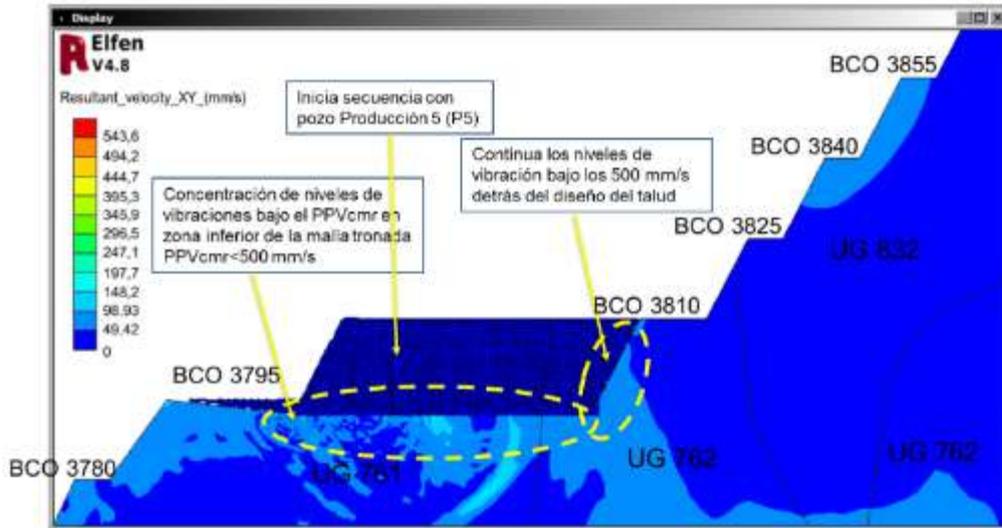


Figura 101

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 67 ms

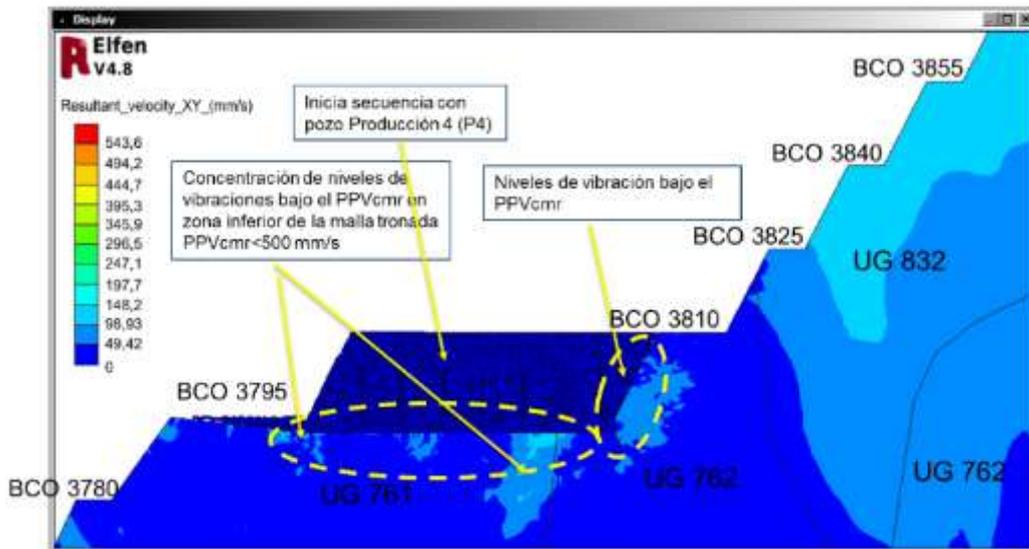


Figura 102

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 86 ms

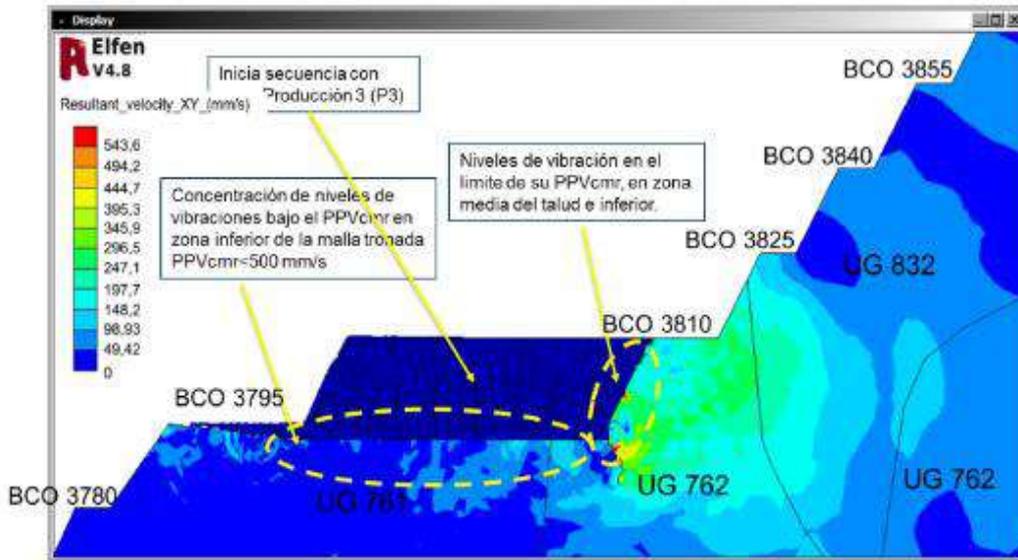


Figura 103

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 105 ms

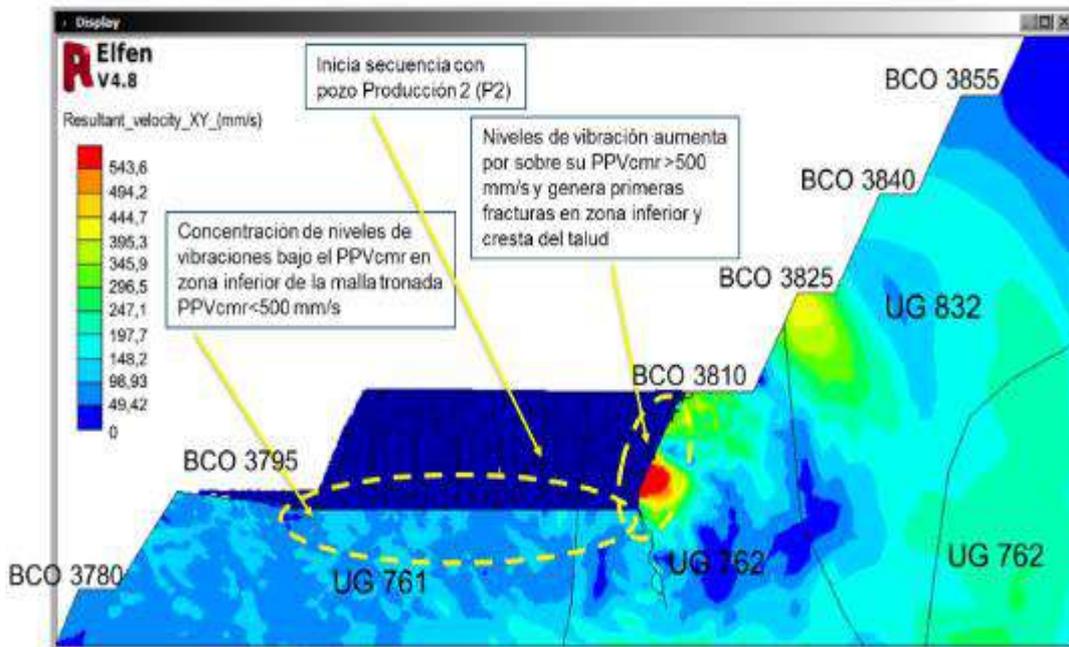


Figura 104

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 124 ms

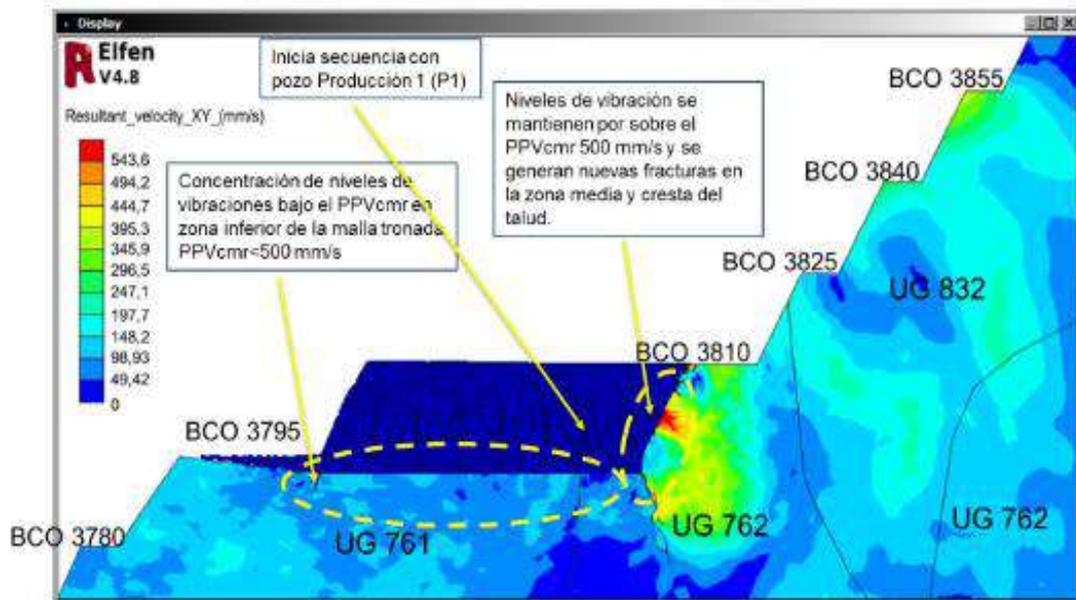
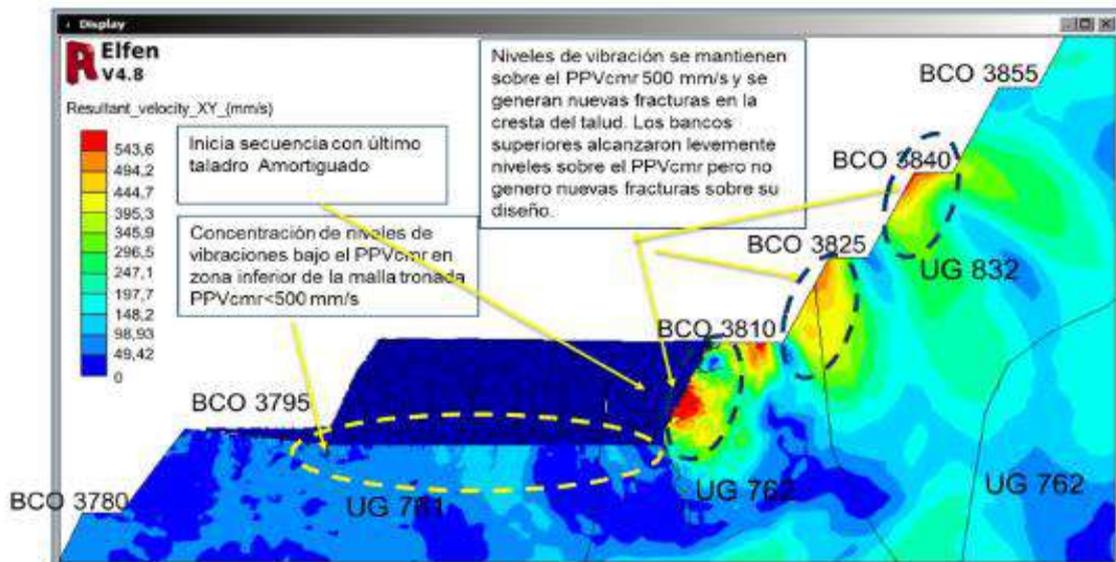


Figura 105

Simulación niveles de vibraciones para un tiempo de 143 ms



6.1.7.14. Conciliación Geotécnica

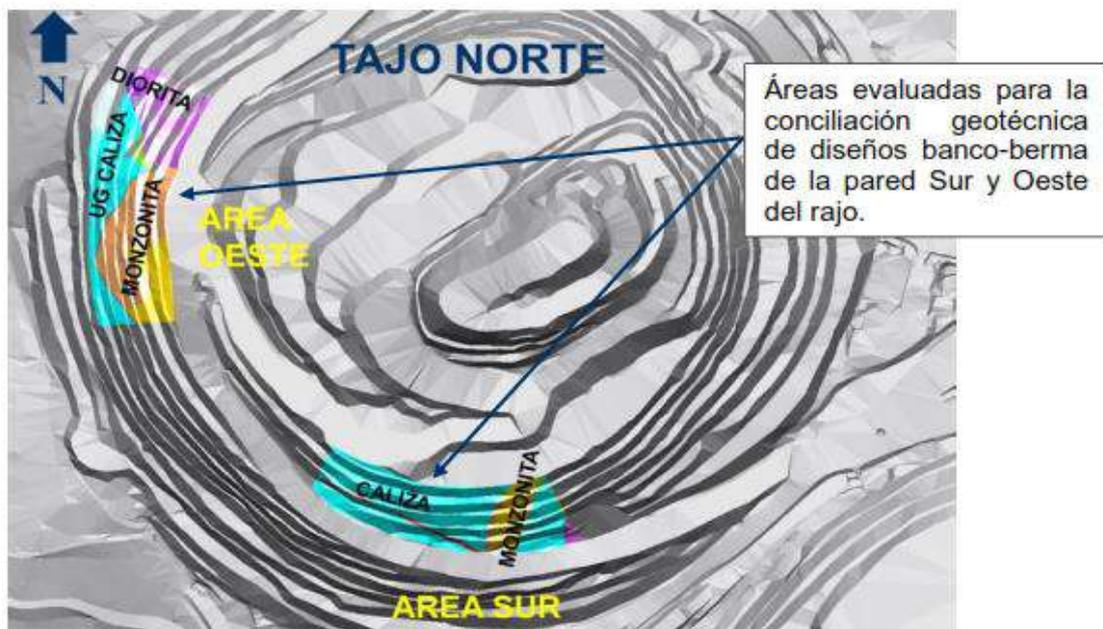
Para la Conciliación Geotécnica (CG) de diseños, se evaluaron los resultados banco-berma que se obtuvieron del desarrollo de dos áreas de Fase 1N en la pared Sur y Oeste del tajo

Norte según cota de banco, evaluando los parámetros geométricos de su Línea de Programa (LP), Berma (B) y ángulo Interrampa (IRA), ver Figura 106.

Se obtuvieron los valores de los parámetros geométricos de LP, B e IRA, desarrollados sobre las cotas 3915 y 3870 del sector Oeste y Sur respectivamente, que servirán para realizar la conciliación de estas variables con respecto a su diseño teórico banco-berma, e identificar posibles desviaciones para orientar el proceso constructivo de los taludes a través de los diseños de voladura.

Figura 106

Esquema de planta de los 2 sectores evaluados para su CG e identificación de sus UG



Fuente: Elaboración propia.

6.1.7.15. Antecedentes de geología, propiedades geomecánicas y diseño banco-berma

La definición de las litologías que son objeto de este estudio corresponde principalmente a las Unidades Geotécnicas de Caliza, Monzonita y Diorita (Sub UGTN 321, 89 Y 45).

6.1.7.16. Propiedades Geomecánicas de Macizo Rocos

A continuación, se muestra la tabla de propiedades de roca intacta para las litologías presentes en la fase 01 N y 01 S de los tajos Norte y Sur, ver Tabla 51.

Tabla 51

Tabla con propiedades de roca intacta y clasificación de macizo rocoso.

| Unidad geotécnica | Roca intacta y clasificación macizo rocoso | | | | | |
|----------------------|--|-----------|----------|---------|-------|-----|
| | Φ (t/m ³) | UCS (Mpa) | TI (Mpa) | E (Gpa) | μ | RMR |
| Diorita (142) | 2.56 | 69 | 5.33 | 46.29 | 0.25 | 43 |
| P. Monzonítico (763) | 2.59 | 100 | 10 | 47 | 0.25 | 63 |
| Brecha (493) | 2.55 | 45 | 4.5 | 20 | 0.26 | 46 |
| Caliza (321) | 2.64 | 9 | 9 | 35 | 35 | 52 |

Fuente: Elaboración propia.

6.1.7.17. Parámetros de Diseño Banco-Berma

El Proyecto de Ingeniería que actualmente lleva adelante Antapaccay, define los siguientes parámetros geométricos de diseño banco-berma para las zonas de estudio y conciliación geotécnica en fase 01N, ver Tabla 52.

Tabla 52

Parámetros geométricos teóricos de diseño banco-berma en F01N pared Sur y Oeste.

| Parámetros geométricos | Altura (m) | Berma (m) | Ángulo talud (°) | Ángulo interrampa (°) |
|------------------------|------------|-----------|------------------|-----------------------|
| FASE 01N SUR | 15 | 6.4 | 63 | 47 |
| FASE 01N OESTE | 15 | 6.4 | 63 | 47 |

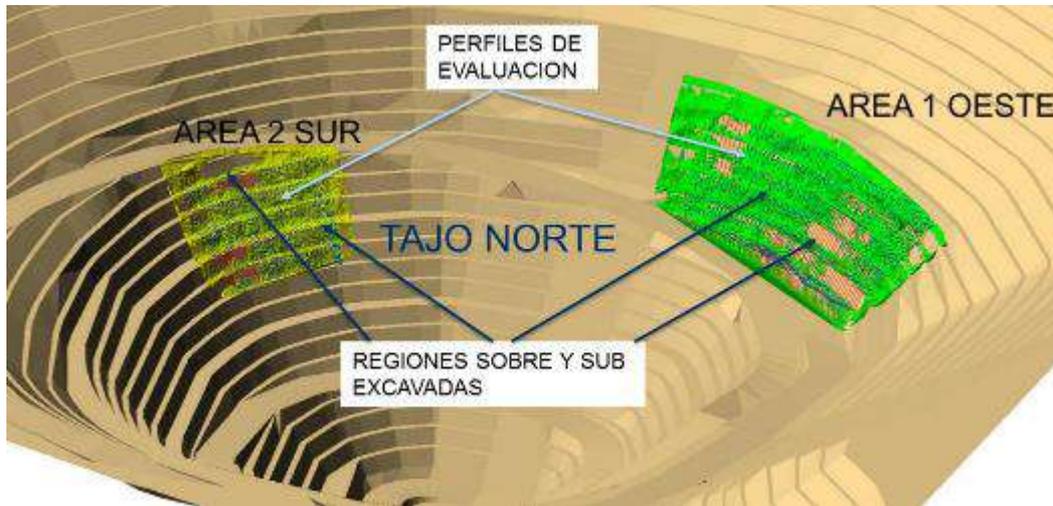
Fuente: Elaboración propia.

6.1.7.18. Conciliación Geotécnica Diseños Banco-berma

Para la evaluación de la Conciliación Geotécnica (CG) de diseños banco-berma, se definió el sector de la pared Sur y Oeste del tajo Norte sobre los bancos 3875 y 3915, ver Figura 107.

Figura 107

Planta con área y perfiles considerados para su CG y Esquema 3D con diseño fase 01N.



Para las áreas consideradas con su CG, se generaron las siguientes etapas para su evaluación final:

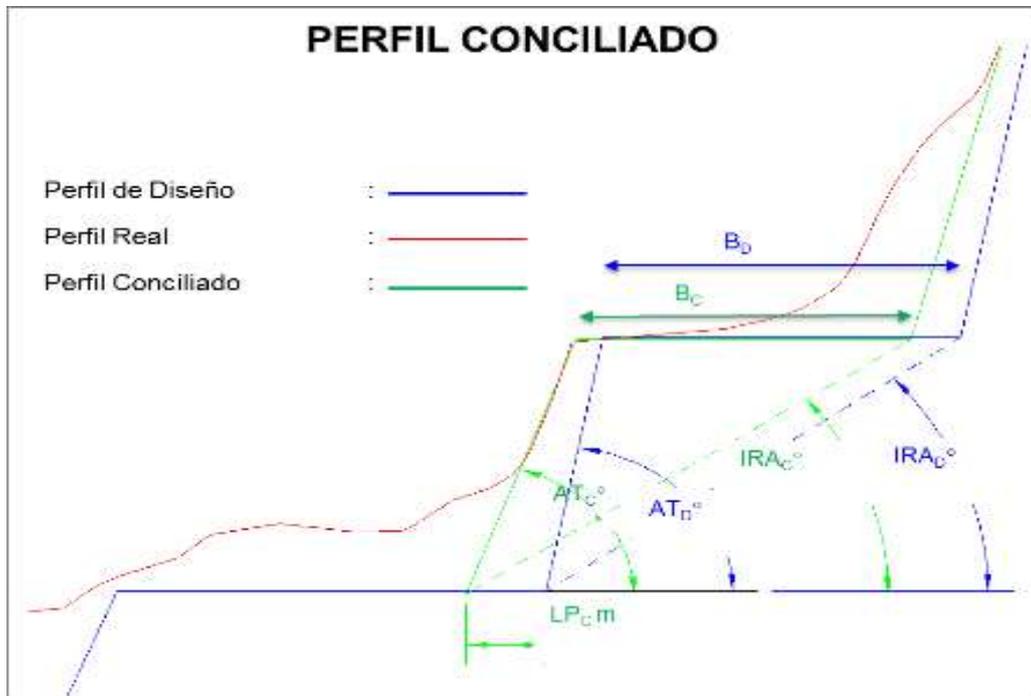
- 1) Definición de áreas y bancos para CG.
- 2) Escaneo de pared mediante equipo laser MDL Quarryman Pro LR 1200.
- 3) Elaboración de 40 y 60 perfiles en aea Oeste y Sur respectivamente y precisión de escaner de 0.3 m como nube de puntos.
- 4) Ingreso de información de perfiles, diseño banco-berma y real (áreas escaneadas) a software Conciliación.
- 5) Resultado estadístico de perfiles con software Conciliación.

Los parámetros geométricos que son evaluados en la CG para el área definida son los siguientes, ver Figura 108.

- 1) Línea de programa (LP), con LPC m: Diferencia en metros de LP entre el perfil Conciliado y de Diseño.
- 2) Angulo de Talud Banco (ATB), con ATC °: Angulo de Talud Conciliado y ATD °: Angulo Talud de Diseño.
- 3) Berma (B), con B C : Berma Conciliada y B D : Berma de Diseño.

Figura 108

Esquema típico de un perfil y sus parámetros geométricos de banco a evaluar para la CG



Cada parámetro geométrico se obtiene estadísticamente y para estos se puede definir valores de tolerancias máximas admisibles, asignándoles un peso e importancia de acuerdo a objetivos operacionales, de Diseño y Seguridad entre otros, ver Tabla 53.

Tabla 53

Tolerancias comúnmente aceptadas para secciones de conciliación geotécnica

| Tolerancias | Línea programada (LP) | Ángulo de talud banco (ATB) | Ángulo interrampa (IRA) |
|-------------|-----------------------|-----------------------------|-------------------------|
| | +1.0 m | +3° | 1° |

Fuente: Elaboración propia.

Los valores en azul de las siguientes tablas que contienen el resumen estadístico de la CG, corresponden a los parámetros de diseño y en verde a los resultados obtenidos de la conciliación del diseño de cada perfil sobre el área.

Dependiendo de su logro de LP, estos perfiles podrían generar una condición de Sobreexcavación (SOE) ó Sub-excavación (SUE).

6.1.7.19. Conciliación Geotécnica Área 1 Oeste Fase 01N

La siguiente tabla contiene el resumen de los valores estadísticos de los perfiles evaluados por cada banco, ver Tabla 54.

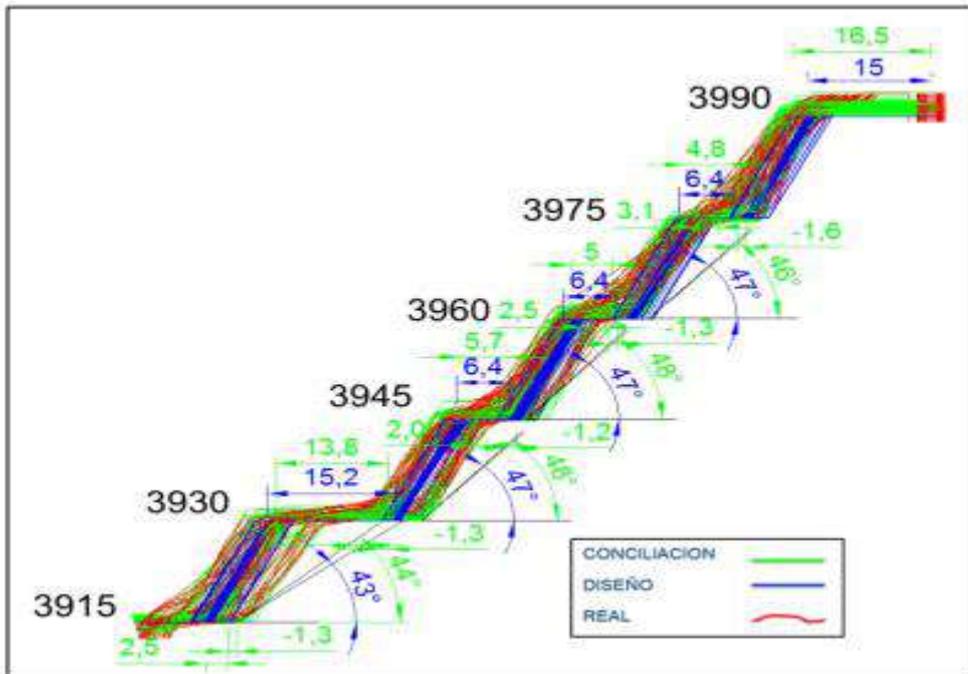
Tabla 54

Valores obtenidos en forma estadística de los perfiles evaluados en área 1 Oeste

| Banco | Linea programa (LP) (m) | | | Diseño | Berma (m) | | | Diseño | Ángulo interrampa (IRA)(°) | | |
|------------|----------------------------|-----|-----|--------|-----------|-----|-----|--------|-------------------------------|-----|-----|
| | Media | Min | Max | | Media | Min | Max | | Media | Min | Max |
| 3975 (SOE) | -2 | -4 | 0 | 15 | 17 | 13 | 21 | | | | |
| 3975 (SUE) | 3.1 | 0 | 6.5 | | | | | | | | |
| 3960(SUE) | -1 | -3 | 0 | 6.4 | 4.8 | 0.5 | 9.9 | 47 | 46 | 37 | 60 |
| 3960(SUE) | 2.5 | 0 | 5.6 | | | | | | | | |
| 3945 (SUE) | -1 | -2 | 0 | 6.4 | 5 | 0.7 | 10 | 47 | 48 | 42 | 52 |
| 3945 (SUE) | 2 | 0 | 4.8 | | | | | | | | |
| 3930(SUE) | -1 | -3 | 0 | 6.4 | 5.7 | 2.3 | 9.3 | 47 | 48 | 44 | 52 |
| 3930 (SOE) | 1.2 | 0 | 2.5 | | | | | | | | |
| 3915(SOE) | -1 | -3 | 0 | 15 | 14 | 11 | 18 | 43 | 44 | 40 | 46 |
| 3915 (SOE) | 2.5 | 0 | 7.6 | | | | | | | | |

Figura 109

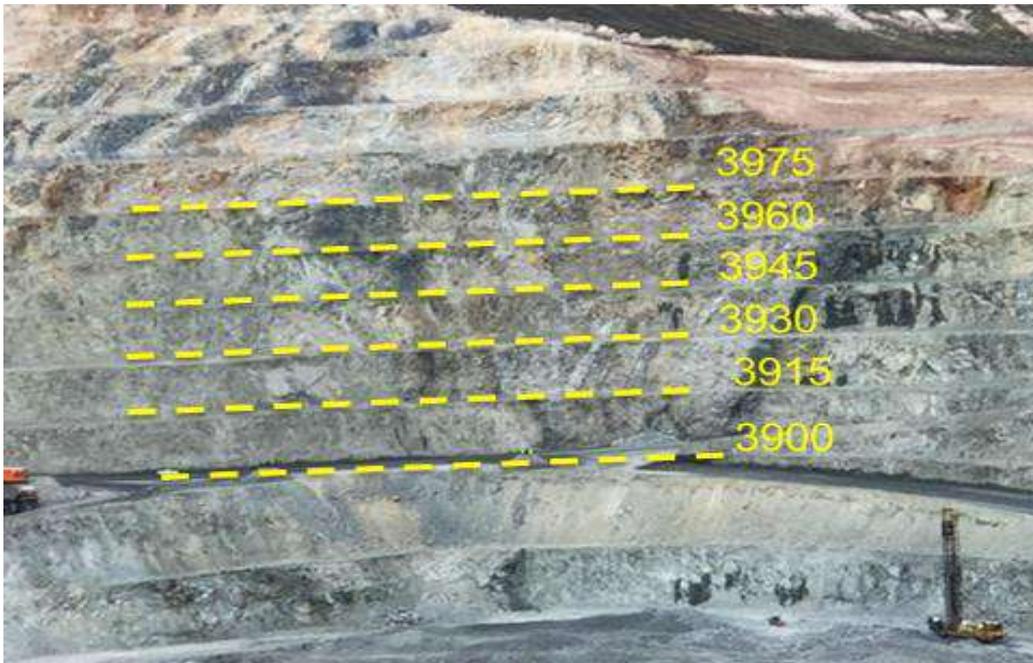
Perfil conciliado, área TN con valores de media aritmética de LP, IRA y B vs teórico



Fuente: Elaboración propia.

Imagen 1

Fotografía del sector Oeste escaneado en TN y sus cotas de referencia



Fuente: Elaboración propia.

6.1.7.20. Conciliación Geotécnica Área 2 Sur Fase 01N

Al igual que con el análisis del área 1, la siguiente tabla contiene el resumen de los valores estadísticos de los perfiles evaluados por cada banco, ver Tabla 55.

Tabla 55

Valores obtenidos en forma estadística de los perfiles evaluados en área 2 Sur.

| Banco | Linea programa (LP) (m) | | | Diseño | Berma (m) | | | Ángulo interrampa (IRA)(°) | | | |
|------------|-------------------------|-----|-----|--------|-----------|-----|-----|----------------------------|-------|-----|-----|
| | Media | Min | Max | | Media | Min | Max | Diseño | Media | Min | Max |
| 3930 (SOE) | -1 | -2 | 0 | 4.2 | 4.3 | 1 | 6 | | | | |
| 3930 (SUE) | 1.9 | 0 | 4.2 | | | | | | | | |
| 3915(SOE) | | | | 6.4 | 6.5 | 1.3 | 9.5 | 47 | 43 | 38 | 52 |
| 3915(SUE) | 2.7 | 0 | 5.9 | | | | | | | | |
| 3900 (SOE) | | | | 6.4 | 6.5 | 2.8 | 13 | 47 | 43 | 40 | 47 |
| 3900 (SUE) | 4.5 | 1.6 | 6.6 | | | | | | | | |
| 3885(SOE) | -1 | -1 | 0 | 15 | 10 | 15 | 15 | 47 | 41 | 39 | 44 |
| 3885 (SUE) | 1.2 | 0 | 2.5 | | | | | | | | |
| 3870(SOE) | -1 | -4 | 0 | 15 | 5.7 | 7.8 | 7.8 | 43 | 42 | 41 | 44 |
| 3870 (SUE) | 0 | 0 | 0.5 | | | | | | | | |

Fuente: Elaboración propia.

Figura 110

Perfil conciliado, área TS con valores de media aritmética de LP, IRA y B vs teórico.

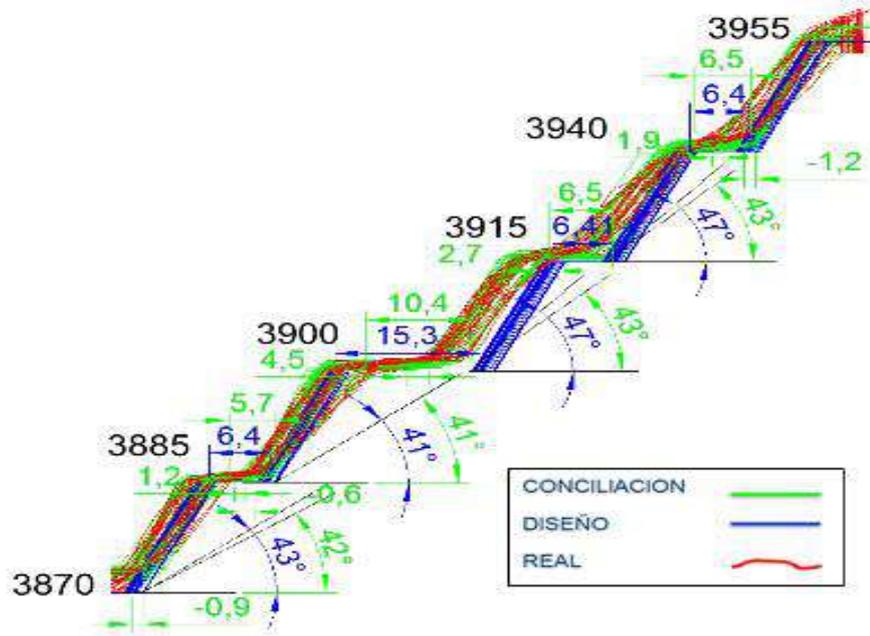
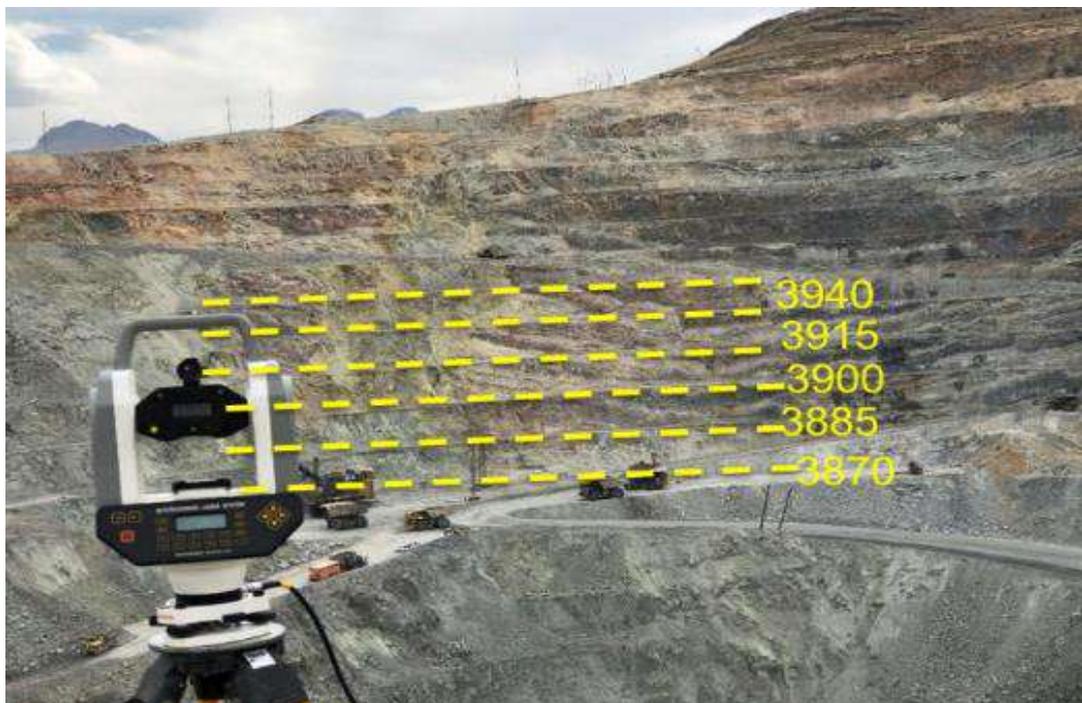


Imagen 2

Fotografía del sector Sur escaneado en TN y sus cotas de referencia



Adicionalmente a los resultados obtenidos de los 3 parámetros geométricos (LP, B e IRA) del Factor de Diseño (FD), en las siguientes fotografías se definen las condiciones cualitativas con ejemplos para evaluar los taludes en terreno para su Factor de Condición (FC), ver Figura 113 y 114.

Figura 111

Sección de minado actual y de mediano plazo para simulación con software ELFEN.

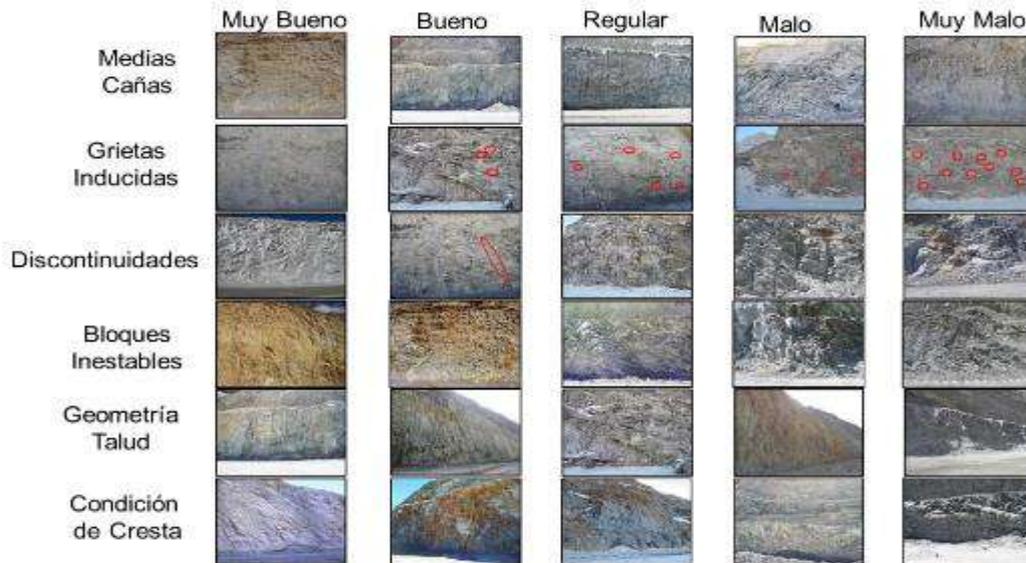
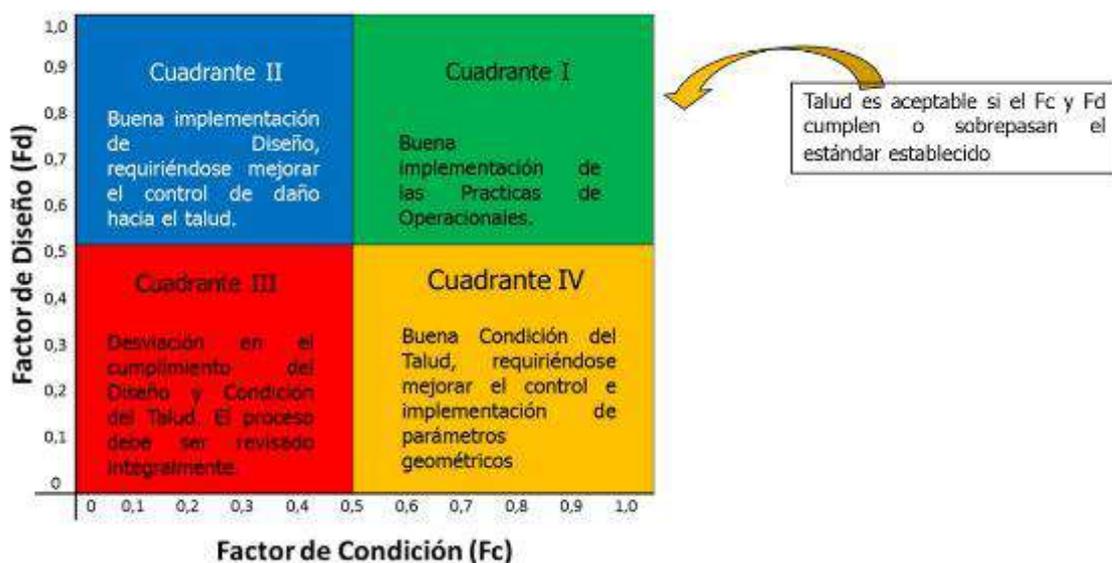


Figura 112

Cartilla general para evaluación del resultado del FC vs FD



CONCLUSIONES

El costo presupuestado de voladura en mina es de 0.35 \$/ton, el resultado obtenido de las voladuras nos da un costo promedio de las 4 voladuras evaluadas de 0.214 \$/ton, por lo cual nuestros costos se encuentran 0.136 \$/ton debajo del costo presupuestado por minera Antapaccay.

El grado de fragmentación obtenido con la utilización del explosivo Quantex en la unidad minera Antapaccay se encuentra dentro de los rangos exigidos por planta, ya que los costos de planta están directamente relacionados con la fragmentación P80 producida por la voladura, para nuestra evaluación, el P80 de la fragmentación de los proyectos evaluados se encuentran dentro del rango de granulometría intermedia requerida por planta, entre 1 pulg. y 4 pulg., por lo tanto los costos de chancado y molienda no se incrementarían por encima del costo presupuestado, teniendo como promedio de costos de voladura más costos de planta un valor de 0.711 \$/ton .

La repercusión de las vibraciones generadas actualmente por las voladuras de producción en mina Antapaccay no afectan a las estructuras o viviendas cercanas, considerando que la vivienda más cercana se encuentra a 1000 m. del tajo de producción y las vibraciones con 1000 kg. Se encuentran por debajo del umbral de daño de acuerdo a la norma DIN-4150.

La repercusión de las vibraciones en la estabilidad de taludes con el uso del explosivo Quantex se ha definido mediante el análisis del criterio de daño a través del PPV_{cmr} que se ha definido en este estudio, el cual nos permite señalar un límite aún más exigente en el control de vibraciones, lo que impactará favorablemente en la condición final de los taludes, los que actualmente y al menos en los puntos donde se midió campo cercano no reflejaban buenos resultados.

RECOMENDACIONES

En base a los análisis de resultados de monitoreo de Campo Cercano, simulaciones a través de ELFEN y a los resultados de conciliación geotécnica realizados en minera Antapaccay, se proponen las siguientes recomendaciones por UG.

A continuación, se presenta la tabla resumen con los parámetros de diseño de voladura de contorno y el alcance y contorno de los niveles de vibraciones más altos que se obtienen detrás del diseño banco-berma en el talud, para esto se ha considerado el caso base (actual) y propuesta a través de los modelamientos realizados con el software Blast Desing Assistant (BDA), incorporando los valores de K y α obtenidos para cada UG.

➤ Recomendaciones para UG Monzonita-Diorita

Los resultados de monitoreo de vibraciones para UG Monzonita y Diorita son muy similares en resultados de modelos de Campo Cercano y Vp, lo que da cuenta de una calidad de macizo rocoso de similar comportamiento ante la Voladura, por lo que se utilizará una recomendación única de diseño de Perforación y Voladura para sus voladuras de contorno.

Tabla 56

Diseño actual vs propuesto UG Monzonita Diorita.

| UG MONZ-DIORMIN | CASO ACTUAL | | | | | | | PROPUESTA | | | | | | |
|-----------------|-------------|---------|---------|------------|-----------|-----------------|----------------------|-----------------------------|---------|---------|-----------------|-----------|-----------------|----------------------|
| | Fila | BxE (m) | Tac (m) | Expl. (kg) | Tipo Expl | Energía (MJ/m3) | Tpo entre pozos (ms) | Burden Alivio efectivo (ms) | BxE (m) | Tac (m) | Expl. (kg) | Tipo Expl | Energía (MJ/m3) | Tpo entre pozos (ms) |
| Amortiguada 1 | 7.2x | 7 | 550 | Q. HA 73 | 2.59 | 19 | 0 | 6.0x | 6 | 588 | Flexigel 80 | 1.70 | 10 | 35-40 |
| Amortiguada 2 | 5.0 | -- | -- | -- | -- | -- | -- | 7.5x | 6 | 637 | Flexigel 100 | 1.24 | 10 | 35-40 |
| Producción | 7.2x | 7 | 930 | Q. HA 73 | 2.65 | 19 | 0 | 7.6x | 6.5 | 903 | Fortan Extra-30 | 2.52 | 10 | 15-20 |

Fuente: Elaboración propia

Los cambios más importantes que se proponen son los siguientes:

- Se mantiene el Offset de 2,5 metros.
- Se incorpora una segunda línea Amortiguada con pasadura negativa de 1 metro.
- Se disminuyen los tacos en filas Amortiguadas y de Producción en 1 y 0,5 metros respectivamente, para mejorar la distribución de carga.
- Se disminuye la energía efectiva por taladro en filas Amortiguadas y de Producción.

Figura 113

Caso Actual UG Monzonita Diorita

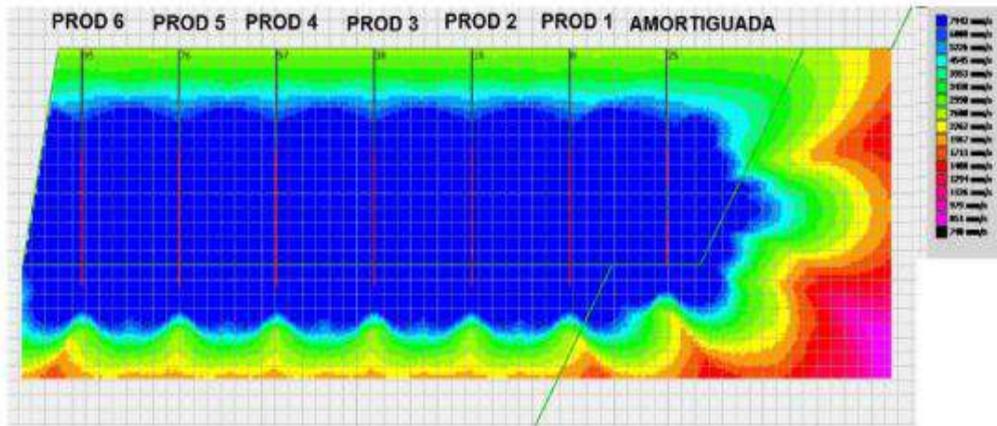


Figura 114

Caso propuesto UG Monzonita Diorita

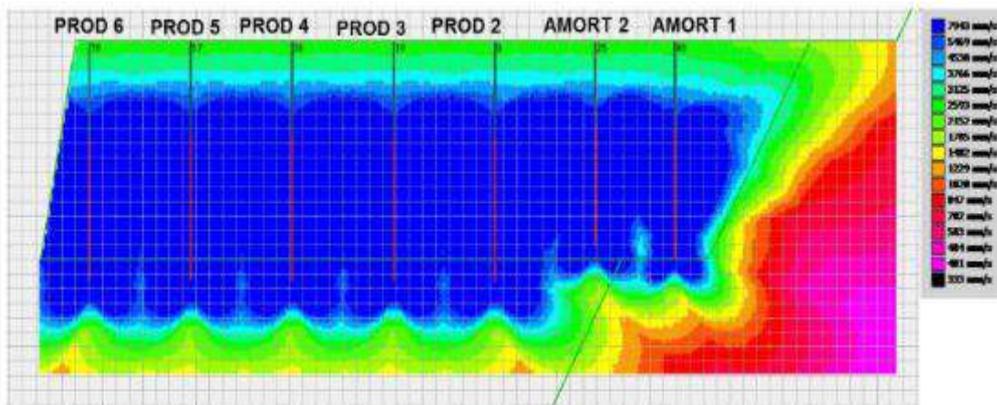
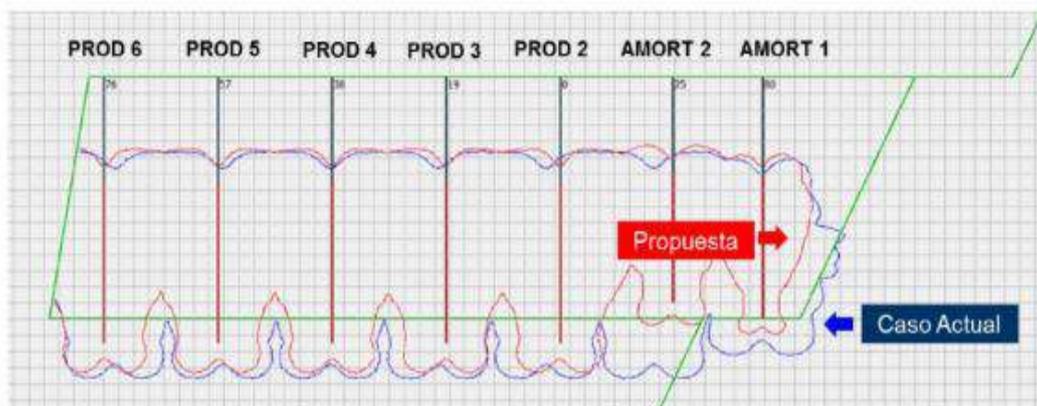


Figura 115

Comparación de escenarios caso actual versus propuesto UG Monzonita Diorita



➤ **Recomendaciones para UG Brecha**

Para la UG Brecha, se sugieren también algunas opciones de mejora al diseño de Perforación y Voladura, para evitar un posible daño en el macizo rocoso.

Tabla 57

Diseño actual vs propuesto UG Brecha

| UG BRECHA MIN | CASO ACTUAL | | | | | | | PROPUESTA | | | | | | |
|---------------|-------------|---------|---------|------------|-----------|-----------------|----------------------|-----------------------------|---------|---------|-----------------|-----------|-----------------|----------------------|
| | Fila | BxE (m) | Tac (m) | Expl. (kg) | Tipo Expl | Energía (MJ/m3) | Tpo entre pozos (ms) | Burden Alivio efectivo (ms) | BxE (m) | Tac (m) | Expl. (kg) | Tipo Expl | Energía (MJ/m3) | Tpo entre pozos (ms) |
| Amortiguada 1 | 7.2x5.0 | 7 | 550 | Q. HA 73 | 2.11 | 19 | 0 | 6.0x6.0 | 6 | 588 | Flexigel 80 | 1.70 | 10 | 35-40 |
| Amortiguada 2 | -- | -- | -- | -- | -- | -- | -- | 7.5x8.5 | 6 | 637 | Flexigel 100 | 1.24 | 10 | 35-40 |
| Producción | 7.2x8.3 | 7 | 930 | Q. HA 73 | 2.55 | 19 | 0 | 7.6x8.8 | 6.5 | 903 | Fortan Extra-30 | 2.52 | 10 | 15-20 |

Fuente: Elaboración propia.

Figura 116

Caso Actual UG Brecha

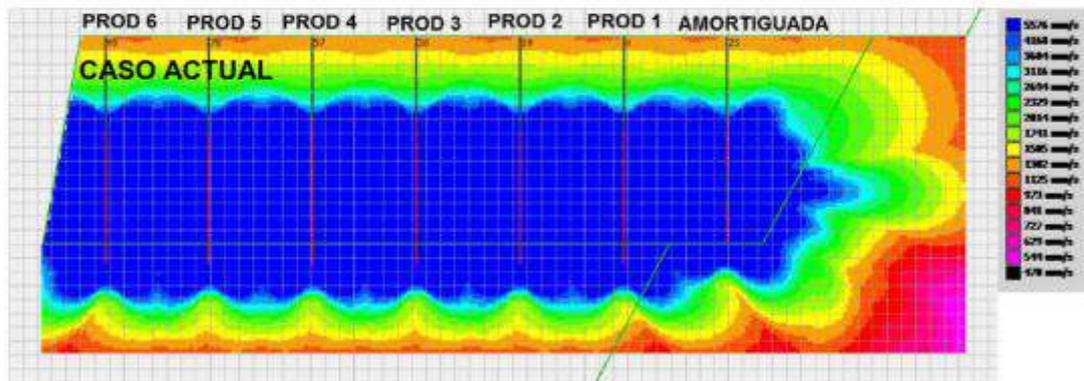


Figura 117

Caso propuesto UG Brecha

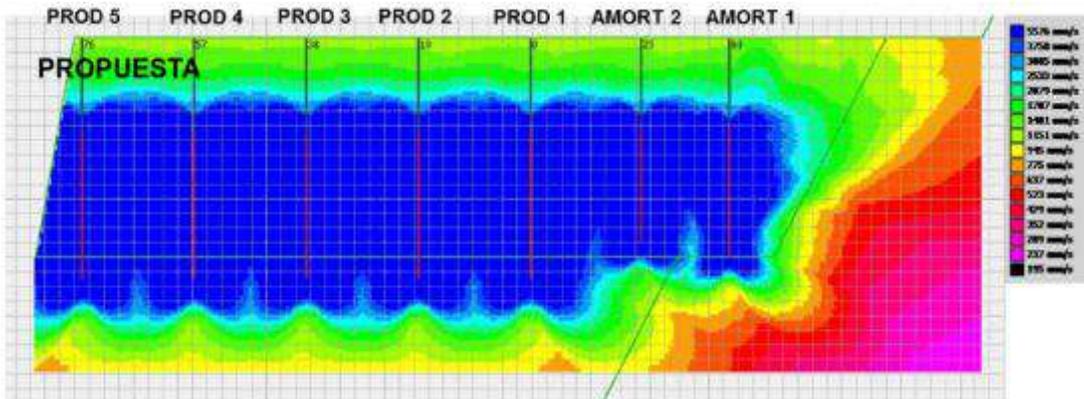
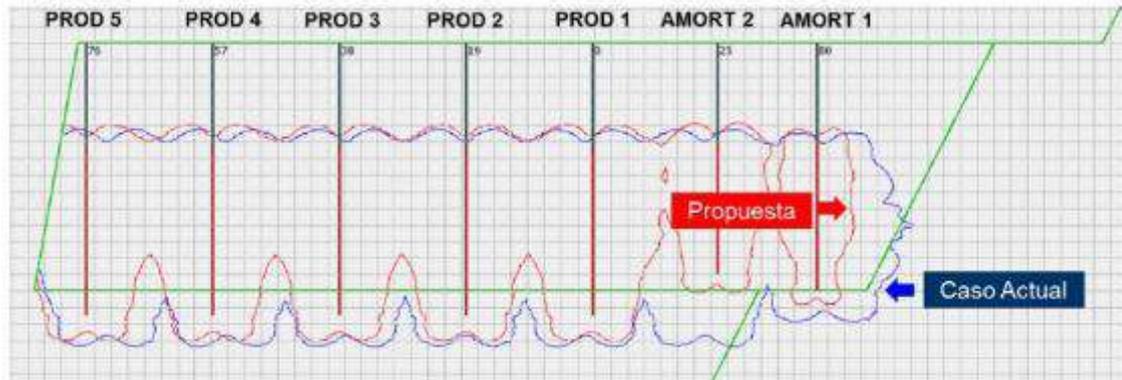


Figura 118

Caso actual versus caso propuesto UG Brecha



Los cambios más importantes que se proponen son los siguientes:

- Se aumenta el Offset de 2,5 a 3,0 metros.
- Se disminuye la Energía efectiva por taladro.
- Se incorpora una segunda línea Amortiguada con pasadura negativa de 1 metro.
- Se disminuyen los tacos en filas Amortiguadas y de Producción en 1 y 0,5 metros respectivamente, para mejorar la distribución de carga.

➤ **Recomendaciones para UG Caliza**

Para la UG Caliza, se sugieren también algunas opciones de mejora al diseño de Perforación y Voladura, para evitar un posible daño en el macizo rocoso.

Tabla 58

Diseño actual vs propuesto UG Caliza

| UG CALIZA MIN | CASO ACTUAL | | | | | | | PROPUESTA | | | | | | |
|---------------|-------------|---------|-----------|----------------|-----------|------------------|----------------------|-----------------------------|---------|-----------|------------------------|-----------|-----------------|----------------------|
| | Fila | BxE (m) | Tac o (m) | Expl. (kg) | Tipo Expl | Energ ía (MJ/m3) | Tpo entre pozos (ms) | Burden Alivio efectivo (ms) | BxE (m) | Tac o (m) | Expl. (kg) | Tipo Expl | Energía (MJ/m3) | Tpo entre pozos (ms) |
| Amortiguada 1 | 8.2x 5.0 | 11 | 550 | Q. HA 73 | 1.31 | 19 | 0 | 6.0x 7.0 | 6 | 630 | Flexigel 100 | 1.87 | 10 | 35-40 |
| Amortiguada 2 | -- | -- | -- | -- | -- | -- | -- | 8.5x 9.8 | 6 | 630 | Flexigel 100 | 0.94 | 10 | 35-40 |
| Producción | 8.2x 9.4 | 8.5 | 699 | Q. HA 73 | 1.39 | 19 | 0 | 8.5x 9.8 | 6.5 | 912 | Fortan Extra- 50 | 2.05 | 10 | 15-20 |

Fuente: Elaboración propia.

Figura 119

Caso Actual UG Caliza

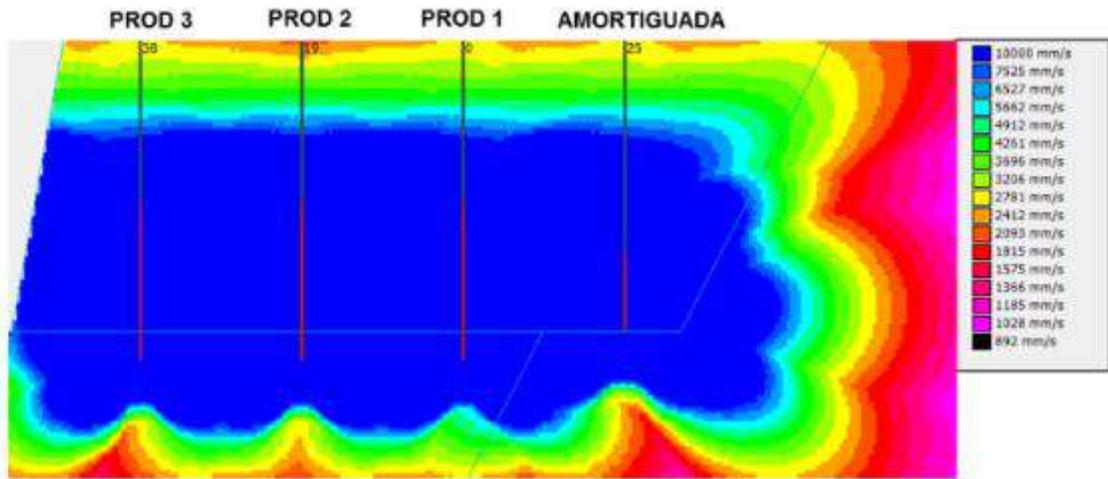


Figura 120

Caso propuesto UG Caliza

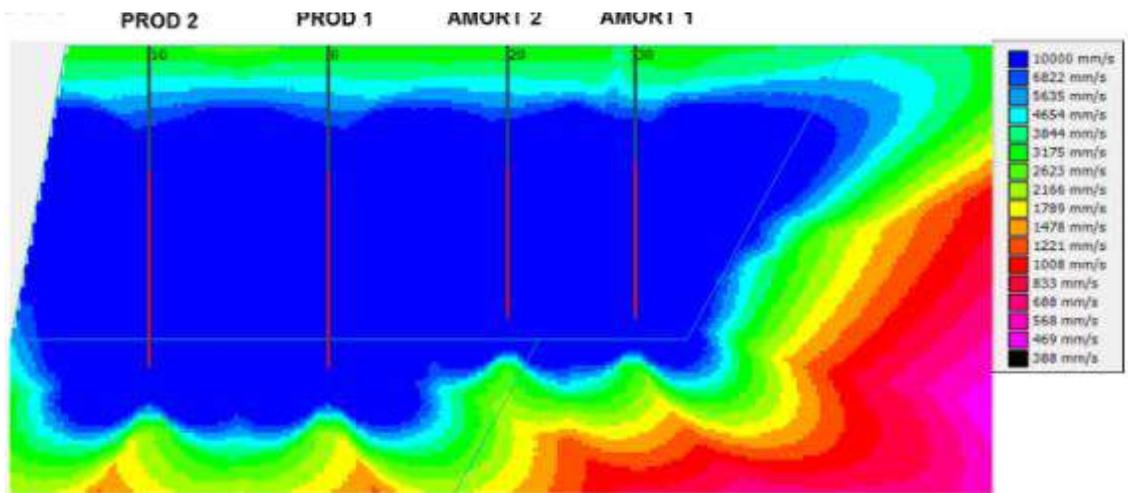


Figura 121

Caso actual versus caso propuesto UG Caliza



Los cambios más importantes que se proponen son los siguientes:

- Se disminuye el Offset de 3,0 a 2,5 metros.
- Se aumenta la Energía efectiva por taladro.
- Se incorpora una segunda línea Amortiguada con pasadura negativa de 1 metro, mismo caso para la primera fila amortiguada.
- Se disminuyen los tacos en filas Amortiguadas y de Producción en 5 y 2 metros respectivamente, para mejorar la distribución de carga.

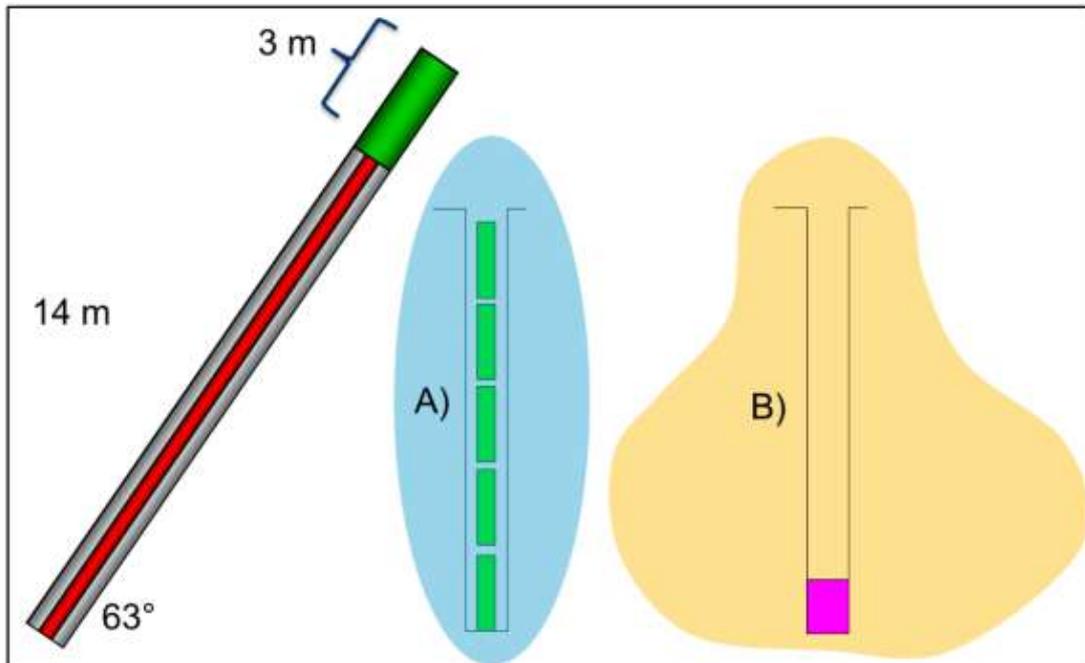
➤ **Recomendaciones para taladros de precorte**

Para mejorar el desempeño del precorte y controlar el daño en los taludes se sugiere lo siguiente:

- Se recomienda utilizar explosivos diseñados para precorte y recorte. Sus diámetros van desde 1 1/8" a 2", permitiendo una presión de barrenado y un desacople óptimo según la resistencia de la roca, mejorando la distribución de energía desarrollada dentro de los taladros.
- Se recomienda usar cargas desacopladas y distribuidas en toda la longitud del taladro, caso A).
- No se recomienda utilizar cargas solo en el fondo del taladro, debido a una mala distribución de su Energía a lo largo de él, caso B).

Figura 122

Diseño precorte, actual versus propuesto



$$P_b = 1.69 * 10^{-3} * \rho * VOD^2 * (d_e/d_h\sqrt{C})^{2.6}$$

P_b: Presión del pozo (PSI)

ρ: Densidad del explosivo (g/cc)

VOD: Velocidad de detonación del explosivo (pies/s)

d_e: Diámetro del explosivo

d_h: Diámetro del pozo

C: % del total de la columna cargada (decimal)

Se recomienda usar diámetros de taladros de 5 a 7" y una inclinación de 70 a 90 grados para un buen desacople y presión de barrenado de acuerdo a la resistencia de la roca.

BIBLIOGRAFÍA

- Aguilar, Z. (2005). *Análisis de peligro sísmico y estimado del movimiento sísmico de diseño*. CISMID.
- Bernaola, J., Castilla, J., & Herrera, J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Departamento de Explotación de Recursos Minerales y Obras Subterráneas. Universidad Politécnica de Madrid. doi:<https://doi.org/10.20868/UPM.book.21848>
- Bernard, T. (2019). *Enfoque holístico del modelado de fragmentación de una voladura de mina*. Obtenido de <https://dnablast.com/wp-content/uploads/2019/01/Enfoque-Holistico-del-Modelado-de-Fragmentacion-de-una-Voladura-de-Mina-Thierry-Bernard.pdf>
- Bieniawski, T. (1976). *Rock mass classification in rock engineering*. Exploration for Rock Engineering. .
- Bravo, I. (2018). *Estudio de vibraciones inducidas por tronadura en minera Spence*. Tesis para optar el título de Ingeniería Civil de Minas, Universidad de Chile. Obtenido de <https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/168704/Estudio-de-vibraciones-inducidas-por-tronadura-en-Minera-Spence.pdf?sequence=3&isAllowed=y>
- Bustamante, F. (2019). *Optimización del diseño de malla aplicando la teoría de daño por vibraciones y el método de Holmberg*. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, Universidad Católica de Santa María. Obtenido de <https://es.scribd.com/document/426586914/Estudio-de-Vibraciones-Inducidas-Por-Tronadura-en-Minera-Spence>
- Cáceres, J., Katsabanis, C., Pelley, C., & Kelebek, S. (2006). *A neural network model for fragmentation by blasting*. Fragblast 8.
- Carrasco, P., Chilés, J.-P., & Séguret, S. (2008). *Additivity, metallurgical recovery, and grade*. 8th international Geostatistics Congress. Obtenido de https://www.researchgate.net/deref/https%3A%2F%2Fhal-mines-paristech.archives-ouvertes.fr%2Fhal-00776943?_tp=eyJjb250ZXh0Ijp7ImZpcnN0UGFnZSI6InB1YmxpY2F0aW9uIiwicGFnZSI6InB1YmxpY2F0aW9uIn19

- Challa, D. (2014). *Alternativa de varciación de heavy anfo a emulsión gasificada para mejorar los costos, parametros técnicos y medio ambientales de voladura en mina Cuajone Southern Perú*. Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional San Agustín de Arequipa . Obtenido de <https://repositorio.unsa.edu.pe/bitstreams/d82a9fa7-90d2-46e7-98f4-a31dfd75df76/download>
- Chugá, A. (2017). *Proyecto integrador "Análisis comparativo entre el método de voladura convencional y gasificada utilizada en la mina Cuajone-Southern Perú"*. Tesis para optar al título de Ingeniero de Minas, Universidad Central del Ecuador. Obtenido de <https://www.dspace.uce.edu.ec/server/api/core/bitstreams/4bc53b03-b885-4d5d-9281-addab3a2ed84/content>
- Condori, S. (2015). *Estandarización del explosivo Me-Quantex, reducción de costos operativos y eliminación de gases contaminantes mediante el análisis de parámetros de voladura en mina Cuajone*. Tesis para optar al título de Ingeniero de Minas. Obtenido de <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/5368afc9-e9f0-467b-9f99-7106f9044aaa/content>
- Cornejo, P. (2020). *Estimación de un modelo predictivo de vibraciones inducidas por voladura en campo medio y campo lejano para el cuidado de estructuras en una mina superficial en proceso de cierre*. Tesis para obtener el grado de Ingeniero de Minas, Pontificia Universidad Católica del Perú. Obtenido de https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/20.500.12404/17665/CORNEJO_CHACON_PAUL_ESTIMACIÓN_MODELO_PREDICTIVO.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Empresa Minera Xstrata Tintaya S.A. . (25 de Marzo de 2001). *Minería*. Obtenido de <https://es.scribd.com/doc/214514358/Empresa-Minera-Xstrata-Tintaya-s>
- Escobar, C. (2017). *Geotecnia para el trópico andino*. Universidad Nacional de Colombia. Obtenido de <https://repositorio.unal.edu.co/bitstream/handle/unal/57334/geotecnia.pdf?sequence=2&isAllowed=y>

- EXSA S.A. . (23 de Mayo de 2021). *Manual práctico de voladura*. Obtenido de https://www.academia.edu/23767654/MANUAL_PRACTICO_DE_VOLADURA_Edici%C3%B3n_especial_La_L%C3%ADnea_m%C3%A1s_Completa_para_Voladura_Das_Komplette_Sprengstoffprogramm_The_Most_Complete_Blasting_Line
- EXSA S.A. (2009). *Manual Práctico de Voladura*. International Journals of Rock Mechanics & Mining Sciences.
- EXSA S.A. (2016). *Manual practico de voladura*. Lima: Edición especial.
- Geoma. (2006). *Estudio estabilidad de taludes*. Geología de Mallorca S.L. Obtenido de https://info.igme.es/SidPDF/135000/770/135770_0000002.pdf
- Guzmán, J., & Culqui, M. (2018). *Influencia de la implementación de la tecnología Quantex en los costos de voladura en Cerro Corona, Hualgayoc*. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, Universidad Privada del Norte. Obtenido de <https://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/13318?show=full>
- Hernández, F. (2019). *Hacia la automatización del análisis de estabilidad de taludes mineros*. Tesis para optar el título de Geólogo e Ingeniero Civil de Minas, Universidad de Chile. Obtenido de <https://repositorio.uchile.cl/bitstream/handle/2250/170974/Hacia-la-automatización-del-análisis-de-estabilidad-de-taludes-mineros.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Hoek, E., & Brown, T. (1980). Empirical strength criterion for rock masses. *J. Geotech Engng Div.*, 106, 1013-1035. Obtenido de <https://doi.org/10.1061/AJGEB6.0001029>
- ISRM. (1981). *The complete ISRM suggested methods for rock characterization, testing and monitoring*. Kazan Offset Press.
- Kanchibotla, S., Valery, W., & Morrell, S. (1999). *Modelling fines in blast fragmentation and its impact on crushing and grinding*. Proceedings of Explo 99. The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Konya, C., & Albarrán, E. (1998). *Diseño de voladuras*. Ediciones Cuicatl.
- Konya, C., & Albarrán, E. (1998). *Diseño de voladuras*. Cuicatl.

- Kuznetsov, V. (1973). *The mean diameter of the fragments formed by blasting rock*. Soviet Mining.
- Ledezma, A. (2016). *Clasificación de ondas sísmicas con técnicas de minería de datos*. Trabajo fin de grado, Universidad Carlos III de Madrid. Obtenido de <https://e-archivo.uc3m.es/rest/api/core/bitstreams/a92382cf-8a51-434b-b42c-c03c92ca8b95/content>
- López, E., García, P., & López, C. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Escuela Técnica Superior de Ingenieros Minas. Obtenido de <https://bibcatalogo.uca.es/cgi-bin/koha/opac-detail.pl?biblionumber=820729>
- Lownds, M. (1995). *Prediction of fragmentation based on distribution of explosives energy*. Research Symposium of International Society of Explosives Engineers Meeting.
- Marcuson, W., & Frankley, A. (1983). *Seismic desing, analysis, and remedial measures to improve stability of existing earth dams*. Army engineers.
- Martínez, M. (2011). *Tema 3: Movimiento ondulatorio*. Obtenido de <http://ocw.uv.es/ciencias/fisica/clase13.pdf>
- Matteis, Á. D. (2003). *Geología y Geotecnia*. Universidad Nacional de Rosario. Obtenido de <https://es.slideshare.net/slideshow/estabilidad-de-taludes-15052285/15052285>
- Melentijevic, S. (2005). *Estabilidad de taludes en macizos rocosos con criterios de rotura no lineales y leyes de fluencia no asociada*. Tesis Doctoral, Universidad Politécnica de Madrid. Obtenido de <https://oa.upm.es/722/1/04200507.pdf>
- Mendoza, J. (2016). *Análisis de estabilidad de taludes de suelos de gran altura en la mina Antapacay*. Pontificia Universidad Católica del Perú. Obtenido de <https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/handle/20.500.12404/7614>
- Oliva, A. (2019). Metodología para la predicción de las vibraciones del terreno inducidas por voladuras y sus efectos en las estructuras. Aplicación en un caso real. *Revista Ingenio*, 16(1), 1-9. doi:<https://doi.org/10.22463/issn.2011-642X>

- Ortuño, L. (2003). *Estabilidad de taludes en suelos, cálculo tradicional por equilibrio límite y métodos de rebanadas*. Universidad Politécnica de Madrid. Obtenido de <http://www.urielyasociados.es/img/formacion/CALCULO%20TEXT0.pdf>
- Pérez, E. (2005). *Estabilidad de taludes*. Universitat Politècnica de Catalunya. Obtenido de https://portal.camins.upc.edu/materials_guia/250339/2015/Tema5--Taludes.pdf
- Portada, M., & Aimituma, J. (2018). *Aplicación de iniciadores electrónicos Digishot Plus para optimizar la fragmentación de rocas en el tajo norte de la Unidad Minera Antapaccay*. Tesis para optar el grado de Ingeniero de Minas, Universidad Continental. Obtenido de https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/5204/1/IV_FIN_110_TE_Portada_Aimituma_2018.pdf
- Puente, A. (2014). *Control de daños inducidos por la voladura de rocas*. Tesis para optar el grado de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional de Ingeniería. Obtenido de <https://repositorio.uni.edu.pe/handle/20.500.14076/9704>
- Quispe, J. (2018). *Evaluación del rendimiento de la emulsión gasificada en la voladura de rocas de la minera Las Bambas-Cotabambas, Apurímac*. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas. Obtenido de https://repositorio.unsaac.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12918/3684/253T20180227_TC.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Ramos, A. (2017). *Análisis de estabilidad de taludes en rocas simulación con LS-Dyna y comparación con slide*. Tesis de Maestría, Universidad Politécnica de Madrid. Obtenido de https://oa.upm.es/47326/1/TFM_ABEL_ANTONIO_RAMOS_VASQUEZ.pdf
- Rios, R. (2017). *Metodología para la investigación y redacción*. Servicios Académicos Intercontinentales S.L. .
- Rojas, E. (2017). Un nuevo enfoque predictivo de la fragmentación en la Voladura de Rocas. *Revista Industrial Data*, 21(1), 17-26. doi:<http://dx.doi.org/10.15381/idata.v21i1.14907>
- Rosin, P., & Rammler, E. (1933). The laws governing the fineness of powdered coal. *J. Sedimen. Res.*, 48, 863–878. Obtenido de <https://www.scirp.org/reference/referencespapers?referenceid=490914>

- Schuster, R., & Krizek, R. (1978). *Landslides: Analysis and Control*. Transportation Research Board. Obtenido de <https://ntrl.ntis.gov/NTRL/dashboard/searchResults/titleDetail/PB295869.xhtml>
- Sellés, J. (2005). ¿Qué nos cuentan las ondas sísmicas? *Enseñanza de las Ciencias de la Tierra*, 13(1), 20-36. Obtenido de <https://dialnet.unirioja.es/servlet/articulo?codigo=2898510>
- Suárez, L. (02 de Enero de 2020). *Sobre las ondas sísmicas y la detección temprana*. Obtenido de <https://www.uprm.edu/riseup/wp-content/uploads/sites/223/2020/02/Sobre-las-ondas-sísmicas.pdf>
- Thornton, D., Kanchibotla, S., & Esterle, J. (2001). *A fragmentation model to estimate ROM distribution of soft rock types. Proceedings of the Twenty-Seventh Annual Conference on Explosives and Blasting Technique*. ISEE.
- Tovar, F. (2015). *Aplicación del principio de la velocidad pico partícula (VPP), para minimizar el daño al macizo rocoso-utilizando retardos-Veta Lourdes Consorcio Minero Horizonte-La Libertad*. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, Universidad Nacional del Centro del Perú. Obtenido de <https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/1351/Tesis-Final-acabado.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Vargas, C. (2003). *Propagación de ondas sísmicas y atenuación de ondas de coda en el territorio Colombiano*. Tesis Doctoral, Universidad Politécnica de Cataluña. Obtenido de <https://www.fundaciongarciasineriz.es/wp-content/uploads/attachments/CAVargas.pdf>
- VECTOR-PERU. (2008). *Estudio peligros sísmico Proyecto Antapaccay*. Xstrata Tintaya S.A.
- Vilela, W. (2014). *Análisis de factibilidad para el usos de ANFO pesado a base de eulsión gasificable en minera y Yanacocha*. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, Pontificia Universidad Católica del Perú. Obtenido de https://tesis.pucp.edu.pe/repositorio/bitstream/handle/20.500.12404/5950/VILELA_WILSON_ANALISIS_DE_FACTIBILIDAD_PARA_EL_USO_DE_ANFO_PESADO.pdf?sequence=1&isAllowed=y

- Yaranga, R. (2021). *Análisis de la fragmentación de mineral producto de la voladura y su influencia en el rendimiento de equipos de carguío en una mina a tajo abierto, 2021*. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas, Universidad Continental. Obtenido de https://repositorio.continental.edu.pe/bitstream/20.500.12394/10533/2/IV_FIN_110_TE_Yaranga_Toribio_2021.pdf
- Zafra, D. (2017). *Ondas sísmicas, su importancia para la geofísica y la humanidad*. Universidad Industrial de Santander. Obtenido de https://www.researchgate.net/publication/322747134_ONDAS_SISMICAS_su_importancia_para_la_geofisica_y_la_humanidad
- Zapata, J. (2012). *Análisis de las vibraciones generadas por voladuras para la adecuada selección de explosivos en explotaciones mineras subterráneas en la Compañía de Minas Caudalosa S.A.* Tesis para optar al título Ingeniero de Minas, Universidad Nacional del Centro del Perú. Obtenido de <https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/3177/Zapata%20Porras.pdf?sequence=1&isAllowed=y>

ANEXOS

ANEXO 1 AMBITO DE ESTUDIO DE LA UNIDAD MINERA ANTAPACAY

1.1. Ubicación y accesibilidad

1.1.1. Ubicación

La mina Antapaccay se encuentra ubicada a 4 100 m.s.n.m. en el distrito de Yauri, provincia de Espinar en Cusco, Perú; a aproximadamente 256 km al SE de la ciudad de Cusco y 265 km al NE de la ciudad de Arequipa, en las siguientes coordenadas UTM: N: 8 348 010 E: 241 661 DATUM PSAD – 56, Zona 19.

Figura 123

Ubicación mina Antapaccay



1.1.2. Accesibilidad

Las principales vías de acceso son:

- **Terrestre**

Carretera afirmada de Cuzco hasta Sicuani (132 km), y, asfaltada de Sicuani a Antapaccay (124 km).

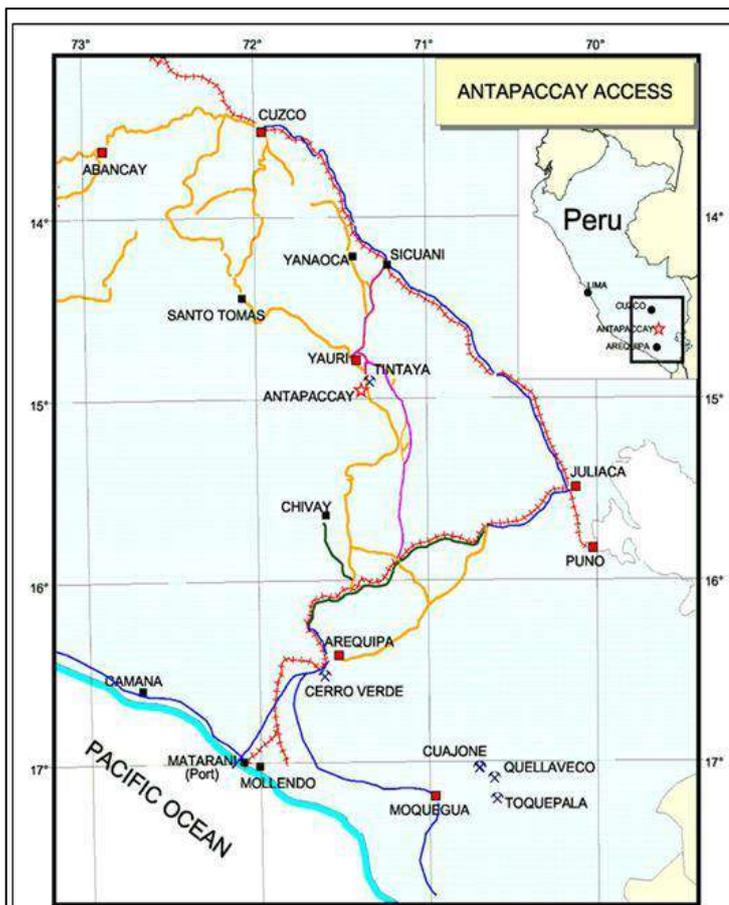
Carretera asfaltada de Arequipa hasta Imata (125 km), y afirmada desde Imata a Antapaccay (130 km).

- **Aérea**

Aterrizaje a un pequeño aeropuerto para naves ligeras, ubicado a 2,5 km al Este de Yauri (Espinar).

Figura 124

Vías de acceso mina Antapaccay



1.1.3. Clima

El clima está marcado por el dominio de dos estaciones principales:

Una estación frígida y seca entre abril y setiembre, ventosa entre los meses de Junio-Agosto, con temperaturas mínimas que durante el día suelen alcanzar los 5 a 7° C y en las noches predomina heladas con temperaturas por debajo de los 0° C. Estación templada a fría, entre los meses de setiembre y abril, durante este periodo la temperatura en el día puede sobrepasar los 12° C; en tanto que en las noches con cielo despejado, la temperatura desciende por debajo de los 0° C, esta época generalmente se caracteriza por un periodo lluvioso que se acentúa entre los meses de Diciembre a Marzo.

Debido a que el área en general se encuentra sobre los 4000 m.s.n.m. las temperaturas bajas influyen en el desarrollo y distribución de la flora en la zona altiplánica, la cual está constituida predominantemente por ichu y por arbustos como tola, que se encuentran muy dispersos, concentrándose solo en las partes bajas. También debido a la altitud las gramíneas solamente se desarrollan en los lugares con aguas permanentes, como sucede en los bofedales.

1.1.4. Fisiografía

La morfología en Antapaccay está dominada por un paisaje de relieve ondulado, donde resaltan algunos alineamientos de cumbres; y donde el gran desarrollo de depósitos glaciofluviales, sugieren una morfogénesis glaciár. Dentro del marco fisiográfico del área en donde se ubica Antapaccay, se identifica la unidad geomorfológica altiplanicie, en cuyo modelado externo han participado agentes de la geodinámica externa como: el clima, la lluvia, el hielo y las corrientes fluviales, las geformas también están asociadas a la litología y estructuras como plegamientos y fallas.

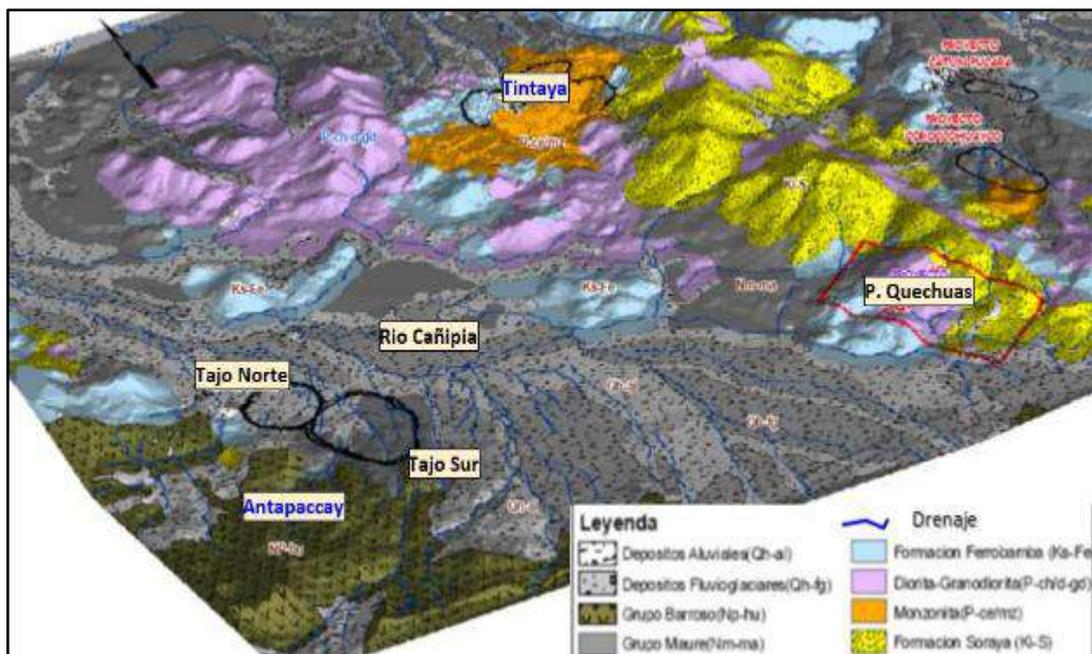
1.1.5. Drenaje

El valle del río Cañipía es un componente significativo de la zona. El valle tiene un ancho de hasta tres km y una forma relativamente plana, con canales de forma semi-trenzado y sinuosos. En ambos márgenes existen cerros y montañas con quebradas temporales de longitudes variables que son los afluentes principales. El río de mayor caudal es el Cañipia que discurre de sureste a Noroeste hacia la capital de la provincia, tiene como afluentes el río Kachachi, Tacu, Hutu y el Minasmayo que pasa por el antiguo campamento minero de la mina Atalaya.

Altiplanicie: Esta unidad geomorfológica es reconocida en el cuadrángulo de Yauri por la pequeña planicie o cubeta Yauri; en general, esta unidad tiene una extensión considerable y se desarrolla sobre altitudes que oscilan entre 3900 y 4000 m.s.n.m., con una superficie relativamente ondulada en la que algunas veces se presentan cauces antiguos de ríos abandonados. Los ríos actuales desarrollan meandros sobre esta superficie.

Figura 125

Visión fisiográfica general de Antapaccay



Fuente: Dpto. de Geología.

1.1.6. Reseña Histórica

El proyecto Corocchohuayco presenta trabajos de exploración desde los años 70 hasta la actualidad. En el año 1971 el centro de investigación japonés Overseas Technical Cooperation Agency a través de un convenio con el gobierno peruano encargó a Metallic Minerals Exploration Agency la exploración en el área de Yauri y alrededores. Este trabajo se desarrolló de 1971 a 1973 y consistió de Reconocimiento geológico de detalle, adquisición de fotografías aéreas y prospección geofísica por medio de aeromagnetometría. Como resultado de estos trabajos se determinaron diferentes zonas de interés en los cuadrángulos de Yauri, Velille y Cayarani.

Entre los años de 1973 y 1983 Overseas Technical Cooperation Agency y Minero Perú continuaron con los trabajos de exploración los cuales consistieron en: stream sediments, geoquímica de suelos, Geofísica terrestre (IP – Gravimetría), Cartografiado geológico de detalle y perforación diamantina. Los resultados de 49 sondajes verticales (18,543.79 m) comprobaron la ocurrencia de Coroccohuayco y alrededores (Ccatunpucara).

En 1995 Magma Copper Company encarga a Winters Company la estimación de recursos de Coroccohuayco, basados en secciones preparadas por Minero Perú. Esta estimación reportó 34.33 MM ton @ 1.74% Cu con una ley de corte de 0.5% CuT.

A finales de 1995 Broken Hill Property (BHP) compra Magma Copper y en 1996 se ejecutan 3 sondajes exploratorios (1,241.3 m).

Entre 1997 y 1998 BHP desarrolla una intensa campaña de exploración en Coroccohuayco ejecutándose 145 sondajes diamantinos (55,885.85 m). Entre 1998 y el 2000 BHP prioriza sus exploraciones en Antapaccay.

En el año 2001 se realiza una fusión entre BHP y Billiton, quedando postergadas las actividades de exploración en ambos proyectos.

En el 2005 se realiza un sondaje al norte de Coroccohuayco (Sector Chapipampa) y otro al sureste de Coroccohuayco. Ese mismo año AMEC realiza un cálculo de recursos en minería subterránea.

En el 2006 Xstrata Copper adquiere las propiedades de BHP-Billiton y se retoma las exploraciones en Antapaccay y a partir del 2008 en Coroccohuayco, mediante estudios geofísicos. En el 2009 se realiza una campaña de polarización inducida (IP-Resistivity) en la zona norte y sureste del cuerpo principal y una campaña de 53 sondajes diamantinos, totalizando 3,661.10 m, cuyo objetivo fue evaluar la zona de óxidos de cobre.

Del 2010 al 2013 Xstrata Tintaya S.A. viene desarrollando una intensa campaña de perforación (infill) logrando incrementar considerablemente los recursos de Coroccohuayco. Hasta diciembre del 2013 se tiene un total de 85,240 m perforados. Además, se han completado los estudios de geofísica terrestre en las zonas de Chapipampa y Ccaque.

Actualmente la Zona de Explotación Antapaccay, donde se realizan las actividades de extracción de mineral y chancado; y la Zona de Beneficio Tintaya, donde se realizan las actividades de procesamiento de mineral para la obtención de concentrados de cobre, así como la disposición de los relaves generados en el proceso. Ambas zonas conforman la actual operación de la U.M. Antapaccay Expansión Tintaya desde el año 2012. La operación actual consiste en la extracción de minerales (óxidos y sulfuros) de cobre por el método de tajo abierto convencional en la Zona de Explotación Antapaccay.

ANEXO 2: GEOLOGÍA

2.1. Geología General

La mina Antapaccay es un depósito de tipo pórfido – skarn de Cu, Au, Ag y Mo, la mineralización se encuentra emplazada en los cuerpos intrusivos como diseminado y rellenando fracturas y hacia el contacto con las rocas sedimentarias (calizas) se desarrolla el skarn, el depósito se encuentra cubierto por material aluvial. Los Pórfidos Cupríferos de Antapaccay (Cu-Au-Ag) se ubica dentro de la franja Eocena-Oligocena de Andahuaylas-Yauri (Perelló 2003, Carlotto 2006), donde también se ubican los yacimientos de Skarn de Tintaya (Cu-Au-Ag-Mo) yacimientos de Skarn Calcicos de cobre de Ferrobamba (Cu-Au-Ag-Mo), Chalcobamba (Cu-Au-Ag), Quechuas (Cu-Au), Chancas (Cu-Au-Ag-Mo), Trapiche (Cu-Au), Haqaira (Cu); todos estos pórfidos son del tipo Calcoalcalino (Sáez 1996) y serie Magnetita con mineralización de cobre y/o molibdeno, plata y oro.

Dentro de esta franja se tiene una cuenca Cretácica que va del Cretácico inferior al Cretácico medio-superior (Carlotto 2006), comprende la formación Soraya (Areniscas grano grueso a fino), suprayaciendo se tiene a la formación Mara (Limolitas y/o lutitas

calcáreas) y suprayaciendo a la formación Ferrobamba (Calizas oscuras con pocas limolitas calcáreas); esta cuenca es afectada por las tectónicas Peruana (Cretáceo superior) y Tectónica Inca I (Eoceno) donde es acompañada por una intrusión básica (Dioritas de grano fino a grueso) el cual forma yacimientos de hierro (Fe), posterior se tiene la Tectónica Inca II (Mochica) con intrusiones intermedias (Monzonitas, Granodioritas y Pórfidos Monolíticos) (Perelló 2003) con yacimientos de Skarn y Pórfidos (Cu-Au-Ag-Mo). Suprayaciendo se tienen depósitos lacustrinos Miocénicos (Formación Yauri.).

2.2. Marco Metalogenético

La franja Eocena - Oligocena de Andahuaylas - Yauri, posee yacimientos de hierro (Aeropuerto de Andahuaylas) formada por intrusiones de Diorita (Eocena medio (Perelló 2003), otras ocurrencias son yacimientos Skarn Cálcidos (Tintaya, Ferrobamba, Chalcobamba, etc.) (Pórfidos Monzoníticos – Granodioríticos con biotita hornblenda intruyendo a las Calizas Ferrobamba) y estos mismos intrusivos forman Pórfidos Cupríferos (Antapaccay, Haqira, Quechuas, Los Chancas, etc.).

Estos yacimientos se forman en mega agrupaciones (Cluster), así se tiene los distritos de Tintaya (Antapaccay, Corocohuayco, Quechuas) (Sáez 1996 y Xstrata Copper 2008), el distrito de Katanga, el distrito de las Bambas (Ferrobamba, Chalcobamba, Sulfobamba, Haqira.) (Luethé 2007).

2.2.1. Genesis de Antapaccay

La génesis de Antapaccay se inicia con la reconstrucción geométrica de la dorsal de Nazca, a partir de su equivalencia con el archipiélago de Tuamoto en el cretáceo superior hace 130 millones de años, teniendo como escenario de la base el basamiento de diorita, seguido en la parte superior de la formación Soraya con areniscas, en la formación Mara con lutitas; y, en la formación Ferrobamba con calizas, y así sucesivamente.

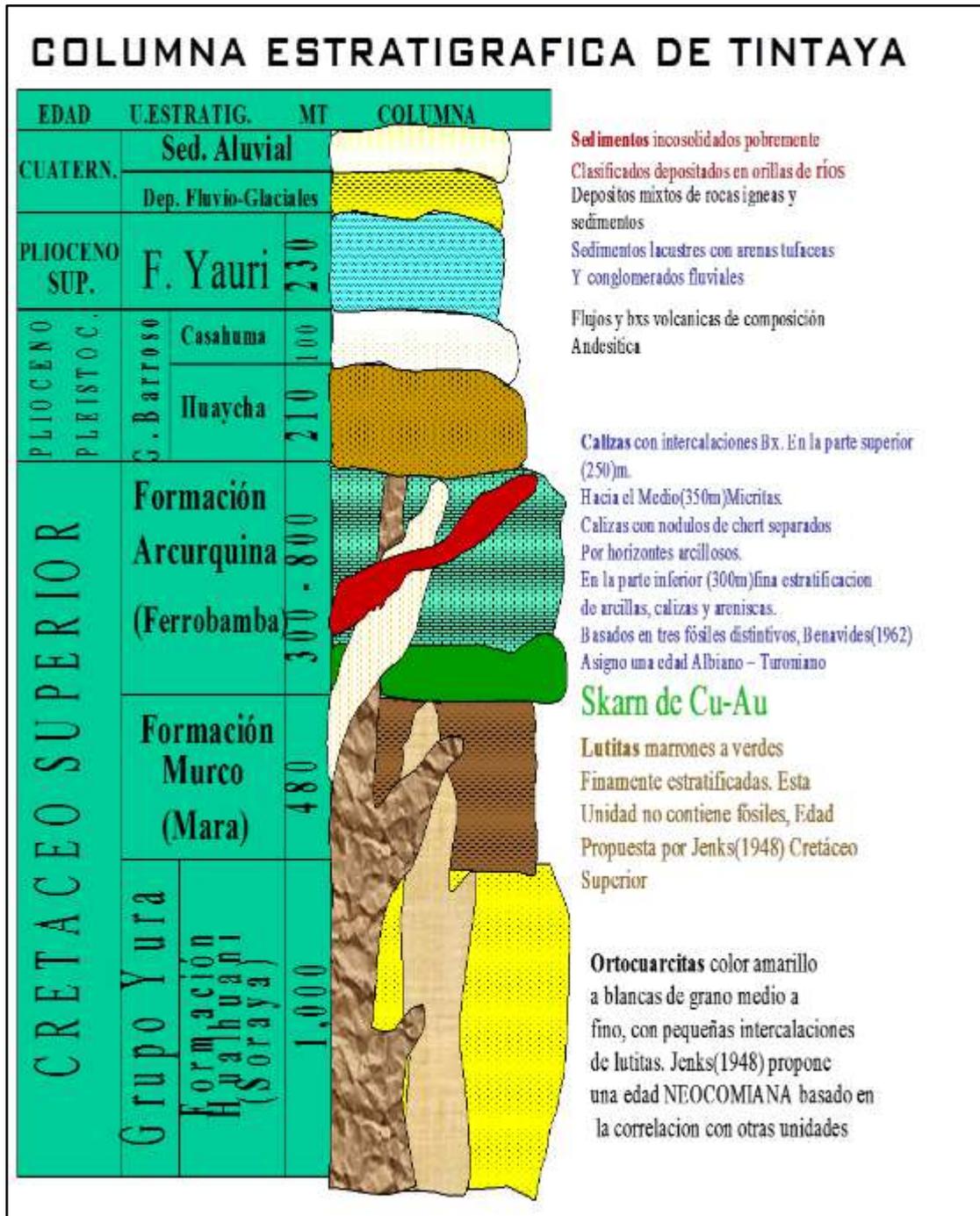
El segundo escenario tiene al cretáceo superior con 110 millones de años de antigüedad, en el cual se presentan la subducción y el magmatismo (tectónica de placas).

El tercer escenario es el Terciario superior (Cenozoico) que data de hace 40 millones de años, el cual trae el primer impulso intrusivo acompañado de un leve metamorfismo – metasomatismo de las rocas sedimentarias; y, en el cuarto escenario se tiene al Terciario superior (Cenozoico) con 34 millones de años de vigencia, el cual viene acompañado de fracturamiento, pórfido fluidal, metamorfismo de rocas sedimentarias; y, como segundo pulso magmático (Pórfido monzodiorítico), formando mármol, diorita, horfels, skarn sulfuros y óxidos.

En la figura 128 se muestra con más detalle la columna estratigráfica de Tintaya – Antapaccay.

Figura 126

Columna estratigráfica de Antapaccay - Tintaya



Fuente: Dpto. Geología Antapaccay.

2.2.2. Geología Regional

Consiste de una gruesa secuencia sedimentaria cretácica plegada durante las deformaciones andinas y ampliamente influidas por stock, sills y diques del Batolito

Andahuaylas – Yauri, cubierto por depósitos lacustrinos y volcánicos miscenicos y depósitos cuaternarios.

La roca sedimentaria más antigua en el área consiste en areniscas cuarzosas de grano grueso a fino de la formación Hualhuani (Soraya), estas rocas tienen un comportamiento dúctil y muestran una tendencia a alta frecuencia de fracturamiento y consecuentemente alta permeabilidad secundaria (Maldonado, 2006).

Suprayace concordantemente la formación Murco (Mars) constituida por limolitas y/o lutitas calcáreas y estas subyacen concordantemente a las calizas oscuras con pocas limolitas calcáreas de la formación Arcurquina (Ferrobamba). Esta secuencia sedimentaria cretácica, particularmente las calizas son deformadas dentro de pliegues apretados y frecuentemente disarmónicos.

Discordantes a este paquete sedimentario cretácico se encuentra la formación Yauri (Mioceno inferior – medio, L. Cerpa 2004) constituidos por sedimentos lacustres y rocas volcánicas del grupo Barroso Mioceno superior - Mioceno); además de depósitos cuaternarios fluvio-glaciares.

La geología regional está dominada por un conjunto de plutones cenozoicos pertenecientes al Batolito de Andahuaylas – Yauri (Carlotto, 1988) que intruyen a una secuencia sedimentarias mesozoica constituida por las formaciones Soraya y Mara (cuarzo arenitas y lutitas, Cretácico inferior) y la Formación Ferrobamba (calizas margosas y dolomitas, Cretácico superior); esta secuencia está cubierta discordantemente por rocas volcanoclásticas del Grupo Maure (tobas, limolitas, dolomías, Mioceno) y rocas volcánicas del grupo Barroso (tobas y coladas andesíticas, Plioceno). El Batolito Andahuaylas-Yauri, está compuesto por múltiples eventos intrusivos que incluyen una etapa temprana de gabro, troctolita, gabro olivino, gabrodiorita, y diorita, seguida por intrusivos de composición intermedia, monzodiorita, cuarzo diorita, cuarzo monzodiorita, y granodiorita; la etapa final está representada por rocas subvolcánicas de composición principalmente granodiorítica/dacítica localmente asociados con mineralización tipo pórfido (Perelló et al., 2013; Carlier et al, 1989).

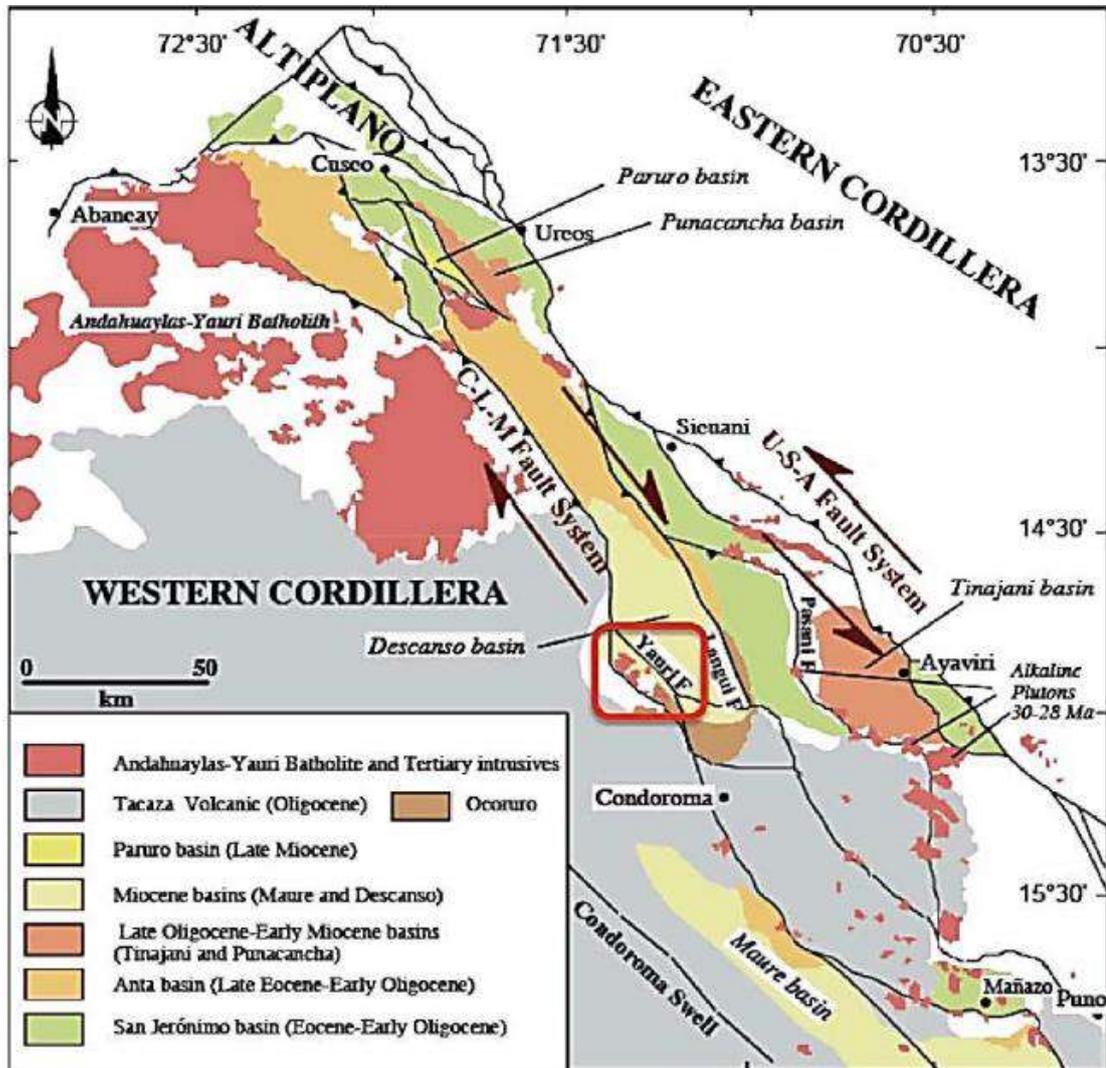
Estructuralmente el Batolito de Andahuaylas–Yauri está limitado al noreste por los sistemas de fallas Abancay–Andahuaylas–Totos (AAT), Cusco–Lagunillas–Mañazo (CLM) y UrcosSicuaní–Ayaviri (USA); y en el suroeste por las fallas Mollebamba y Condorama (figura

6.1). La estructura regional está definida por una intensa deformación y plegamiento de la secuencia mesozoica, con ejes de pliegues de dirección predominante NW–SE y E–W y fallas inversas de bajo y alto ángulo que acompañan localmente al plegamiento (Pecho, 1981). El límite entre la Cordillera Occidental y el Altiplano está delimitado por dos grandes sistemas de fallas de dirección NW–SE (Limatambo–Ayaviri y Abancay–Yauri) con longitudes superiores a 300 km.

Estos sistemas se componen de varios segmentos mayores a 50 km con desarrollo de fallas inversas de alto y bajo ángulo y otras de tipo cizalla; en las inmediaciones de la Deflexión de Abancay estas estructuras ponen en contacto rocas plutónicas del Paleozoico con secuencias más jóvenes (Marocco, 1978); más hacia el Este, cerca de Curahuasi, facies del Batolito de Andahuaylas–Yauri sobreyacen a horizontes volcánicos de la Formación Anta (Carlotto, 1998). Al Sureste, en la zona de Santa Lucía, existen fallas inversas de alto ángulo que corresponden a la extensión sureste de la Falla Abancay–Yauri. De acuerdo a las interpretaciones regionales, se deduce que los dos sistemas de fallas Limatambo–Ayaviri y Abancay–Yauri, han permanecido activas durante el Mesozoico controlando la geometría y extensión del alto estructural Cuzco–Puno (Carlotto, 1998) y posteriormente se reactivaron durante la deformación andina (Jaillard y Santander, 1992, Benavides–Cáceres, 1999). Imagen 5, muestra el mapa geológico regional del área del presente estudio.

Figura 127

Mapa geológico regional



Fuente: Dpto. de Geología.

2.2.3. Geología Local

En Antapaccay los afloramientos rocosos son puntuales, principalmente identificados en el C° Juto que se ubica en el extremo O del proyecto y está constituido por un potente afloramiento de calizas de la Fm. Ferrobamba, hacia él SE en el flanco NE del C° Quello; se ha cartografiado pequeños afloramientos de intrusivos que interceptan afloramientos mayores de mármol gris y pardo, de grano fino a medio.

Ambos intrusivos al oeste están en contacto con calizas, generando una delgada franja de Skarn de magnetita, granate y piroxeno. El resto del área, está cubierta por depósitos cuaternarios morrénicos y aluviales.

ANEXO 03: UNIDADES LITOLÓGICAS

3.1. Cuaternario Aluvial

Los principales depósitos cuaternarios que afloran en la zona de estudio son los fluvio-aluviales que rellenan los valles de los ríos Cañipía y Salado. Se trata de gravas y arenas de composición heterogénea y tamaño heterométrico, intercaladas con arcillas, que se presentan en terrazas o en el cauce. Su espesor es de 2 a 5 m dependiendo del desarrollo de las terrazas. Igualmente los depósitos fluvio aluviales se hallan en los cauces de las quebradas principales.

Considerando el modelo litológico cortado con los diseños finales del tajo Norte y Sur (ver figura 4), la unidad litológica Cuaternario Aluvial se presenta en la zona NO, N, E y SO.

3.2. Volcánico Barroso

Compuesta por una sucesión de tobas líticas, tobas lapilli, brechas volcánicas, aglomerados y cineritas, dispuestas en una pseudoestratificación algo glosera. La composición de las tobas es andesítica a dacítica de color gris rosado a gris violáceo. Los aglomerados y brechas están compuestas por fragmentos sub-angulosos a sub-redondeados de dioritas, andesitas, tobas andesíticas y dioritas porfíricas; todo soportado por una matriz vidriosa con buen porcentaje de plagioclasas, biotitas y arcillas. Presenta meteorización baja a moderada, fracturamiento bajo a moderado y suelen formar farallones de poca altitud (10m – 30m) y quebradas estrechas. Los afloramientos de esta secuencia se encuentran en la parte bajas de las faldas del Cerro Chocna Collo (Golder, 2014).

Considerando el modelo litológico cortado con el diseño final del tajo Norte (ver imagen 6), la unidad litológica Volcánico Barroso se presenta en forma puntual en la zona Este sobre la Caliza.

3.2.1. Caliza - Mármol

Esta unidad litológica pertenece a la Formación Ferrobamba que está constituida predominantemente por calizas negras a grises oscuras, aunque en ciertos niveles presenta bancos calcáreos de color amarillento. Las calizas son masivas, bastante compactas, estratificadas en bancos de 0.30 metros a 1.0 metros. En las calizas se presentan nódulos de

chert y agregados de calcedonia-calcita (Quebrada Jutumayo). Las calizas son principalmente del tipo mudstone y wackstone, bioturbadas con presencia de fósiles de origen marino mal conservados. Al contacto con los intrusivos, se aprecian cuerpos de skarn de magnetita, como ha sido el caso de la antigua mina Atalaya o Tintaya. En Antapaccay es frecuente observar mármol que desarrolló en los contactos de calizas con las diversas fases intrusivas, y tiene generalmente decenas de metros de espesor.

Considerando el modelo litológico cortado con el diseño final del tajo Norte (ver imagen 6), la unidad litológica Caliza - Mármol se presenta principalmente en la zona Oeste, Suroeste y Sur, en forma puntual también se presenta en varias zonas del tajo.

3.2.2. Diorita

En el sector de Antapaccay, la roca intrusiva diorita aflora al Noroeste de la antigua Mina Atalaya, en el flanco NNE del C° Jutumayo. La diorita se presenta típicamente homogénea, de color gris verdosa oscura, de grano fino a medio, textura equigranular. Los cristales de plagioclasa y anfíbol son anhedral – subhedral. La magnetita puede ser poikilítica en el anfíbol como en la plagioclasa, se distingue de otras rocas ígneas por su color oscuro, gran contenido de máficos y textura equigranular.

Considerando el modelo litológico cortado con el diseño final del tajo Norte (ver imagen 6) la unidad litológica Diorita se presenta principalmente en la zona Noroeste, Norte, Este y Suroeste, por debajo de Cuaternario Aluvial.

3.2.3. Pórfido Central

Este intrusivo corresponde a la etapa intra-mineral del depósito y está presente en Antapaccay Norte y Sur. Aflora en el flanco Noreste, presenta forma rectangular dirección Este-Oeste y Norte-Sur. Ambos intrusivos cortan un afloramiento mayor de mármol. Este intrusivo se presenta gris verdoso a gris claro, homogéneo, de grano medio, equigranular ha débilmente seriado, textura apretada. Los fenocristales de plagioclasa presentan zoneamiento, euhedrales – subhedrales, predominantemente de 1-4mm pero ocasionalmente pueden ser superiores a 8mm; los fenos de hornblenda pueden ser aciculares, magnetita y esfena están presentes como accesorios. Esta débilmente alterado y mineralizado, cortado por venillas de cuarzo >>sulfuros, venas de calcita y erráticas venillas de granatecalcita con diseminación muy fina de pirita.

Considerando el modelo litológico cortado con el diseño final del tajo Norte (ver imagen 6), la unidad litológica Pórfido Central se presenta en forma puntual en el centro del tajo.

3.2.4. Pórfido Atalaya

El pórfido monzonítico de Atalaya aflora en la actualidad al suroeste de la antigua mina Atalaya, donde se observa que está controlado por la Falla Atalaya que es inversa, con dirección NO-SE y buzamiento al Sur. Esta falla ha facilitado el emplazamiento de este cuerpo porfirítico syn-mineral y a la vez estaría cortando a las dioritas que también se han emplazado en esta zona. El pórfido Atalaya tiene una geometría en stocks, que ha desarrollado skarn en el contacto con las calizas que fueron explotados por la mina Atalaya.

El pórfido Atalaya es generalmente homogéneo, tiene un color gris medio pálido a marrón y grano fino a medio, con débil a moderada textura porfídica a equigranular. Presenta fenocristales en una masa cuya relación es de 50:50, con cuarzo (0.5 a 1.0 mm, 0-1%), plagioclasa (1-3 mm, 35 a 40%), anfíbol (0.5-1 mm, 10 a 15%) y biotita (0.5 mm, 1%). Contiene magnetita como accesorio.

3.2.5. Monzonita

Según el logeo, el pórfido monzonítico es de tonalidad gris verdosa, fuertemente seriada, de grano fino a medio. Los fenos de plagioclasas pueden ser principalmente de 0.5 - 4mm o por encima de 9mm. Los máficos a menudo finos, pueden ocurrir en cristales aglomerados y aciculares. Puede contener numerosas inclusiones de fragmentos de diorita, hornfels y otros pórfidos. Contacto gradacional con brecha diatrema.

Considerando el modelo litológico cortado con el diseño final del tajo Norte (ver imagen 6) la unidad litológica Monzonita se presenta principalmente en el medio del tajo con una orientación NO – SE.

3.2.6. Rocas Metamórficas

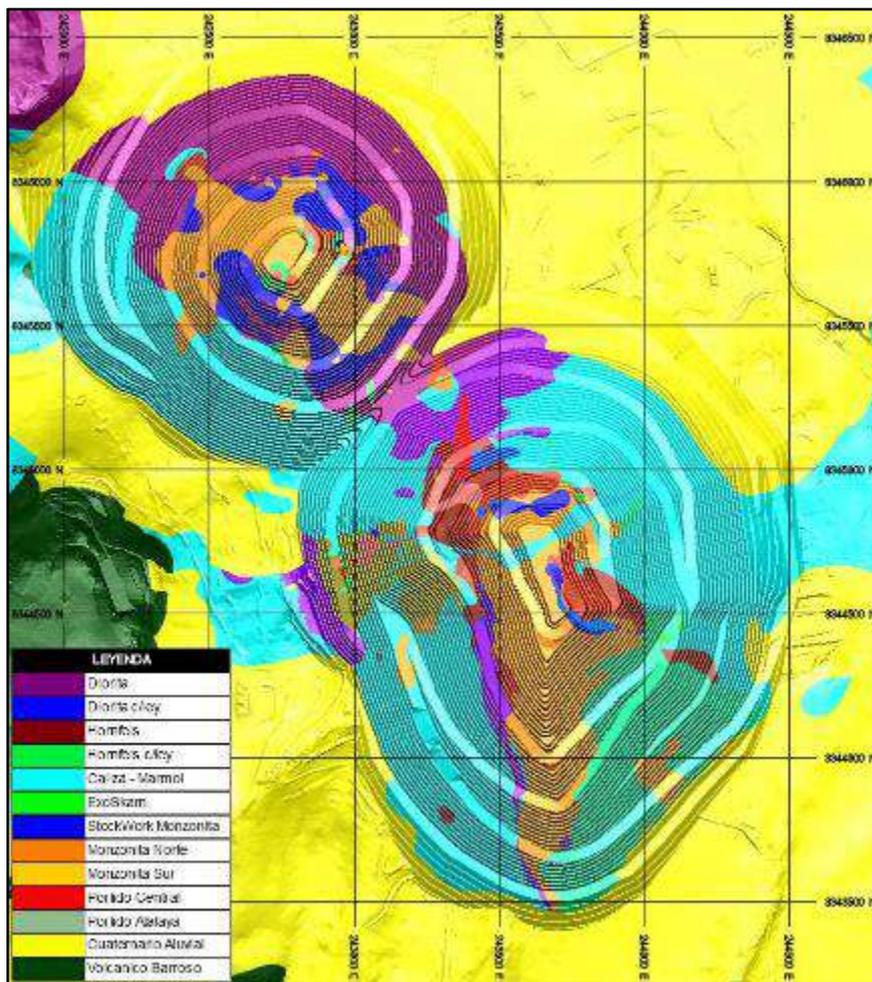
En el contacto de las rocas intrusivas con las rocas sedimentarias cretácicas calcáreas (calizas) se forman cuerpos irregulares de skarn-exoskarn, stockwork y hornfels que en algunos

sectores tienen contenido de cobre, pero estos representan un componente menor de todos los recursos.

Considerando el modelo litológico cortado con los diseños finales del tajo Norte y Sur (ver imagen 6), la unidad litológica Rocas Metamórficas se presenta en forma puntual en el centro del tajo.

Figura 128

Unidades litológicas con el diseño final del tajo Norte y Sur de Antapaccay



Fuente: Dpto. Geología Antapaccay.

3.3. Litología

El área de Exploraciones de Mina Antapaccay, nos proporcionó los sólidos litológicos en formato Minesight de la geológica de Antapaccay, la tabla 2 muestra los tipos litológicos presentes en la zona de los tajos Norte y Sur respectivamente.

Como se observa para el tajo Norte se tienen 21 tipos litológicos que tienen las siguientes descripciones geológicas.

Figura 129

Códigos litológicos del tajo Norte de Antapaccay

| LITO | DESCRIPCIÓN |
|------|---|
| 99 | Cuaternario |
| 16 | Andesita |
| 83 | Porfido 83 |
| 75 | Porfido 75 sin Ley (Cut < 0.1CuT) |
| 76 | Porfido 75 con Ley (Cut >= 0.1CuT) |
| 66 | Stockwork en Porfido 75 |
| 79 | Porfido 79 sin Ley (Cut < 0.1CuT) |
| 89 | Porfido 79 con Ley (Cut >= 0.1CuT) |
| 90 | Endoskarn en Porfido 79 |
| 69 | Stockwork en Porfido 79 |
| 86 | Porfido 86 |
| 13 | Diorita sin ley (Cut < 0.1CuT) |
| 14 | Diorita con Ley (Cut >= 0.1CuT) |
| 53 | Endoskarn en Diorita |
| 63 | Stockwork en Diorita |
| 40 | Exoskarn |
| 35 | Mármol con Calcosilicatos (isoquímicos > 10%) |
| 32 | Mármol |
| 30 | Hornfels/Lutita, Sin Ley (Cut < 0.1CuT) |
| 31 | Hornfels/Lutita, Con Ley (Cut >= 0.1CuT) |
| 60 | Stockwork en Sedimentarios (Hornfels) |

Fuente: Dpto. Geología.

3.4. Mineralización

La mineralización cuprífera de la mina Antapaccay está emplazada principalmente en rocas intrusivas intermedias, como diseminación, venillas, brechas hidrotermales y en contacto con las rocas preminerales como dioritas y sedimentarias (calizas, lutitas calcáreas, limolitas y areniscas) formando brechas mineralizadas de contacto, skarn y “stockwork” en sedimentarios. Con un marcado dominio de calcopirita sobre bornita hasta los 350 m, a mayor profundidad se invierte el rol y se asocia a un nivel de anhidrita - yeso. Se han identificado dos cuerpos

aparentemente aislados, siendo el cuerpo Sur el más extenso con 1300 m, con dirección NW-SE y ancho variable de 250 a 430 m y el cuerpo Norte con 300 m en dirección NW-SE y ancho de 450 m.

Al contacto con las calizas se dan las condiciones para que ocurran metasomatismo generando cuerpos irregulares de skarn de granate-magnetita +/- piroxeno con parches de calcopirita principalmente.

Además, se identificó amplias zonas con intenso venilleo de cuarzo gris “stockwork” con fuerte contenido de bornita y calcopirita siempre cerca al contacto hornfels-intrusivo llegando a expandirse varios metros en el hornfels. En base al modelo de recursos y geometalúrgico se ha definido que la mineralización económica de cobre del proyecto está distribuida de la siguiente forma: 1,9% de óxidos de Cu, 70,0% de pórfido sulfuros de Cu, 12,9% de pórfido mixto, 6,5 % de pórfidobrecha-yeso, 5,9% de brecha mineralizada y 2,8% de skarn, teniendo las leyes más altas en la brecha mineralizada y en skarn.

3.5. Geología Económica

Antapaccay tiene un tiempo de vida de 10 años (hasta el 2031), El concentrado de mineral es el producto obtenido después que el mineral extraído de la mina pasa por procesos de chancado, molienda y flotación. Cada concentrado de mineral tiene diferentes elementos que lo componen.

Se caracteriza como la pulpa espesa obtenida de la etapa de flotación en el proceso productivo, en la que se encuentra una mezcla de sulfuro de cobre, fierro y una serie de sales de otros metales. Su proporción depende de la mineralogía de la mina.