

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CANTERA SUR
PARA PRODUCCIÓN DE ROCA ESCOLLERA EN LA CÍA MINERA EL BROCAL
CERRO DE PASCO”**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. RENE, ALFARO SULCA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PROMOCIÓN 2010 - II

PUNO – PERÚ

2016

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA DE PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS
TESIS

**“DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CANTERA SUR
PARA PRODUCCIÓN DE ROCA ESCOLLERA EN LA CÍA MINERA EL BROCAL
CERRO DE PASCO”**

PRESENTADA POR:

Bach. RENE, ALFARO SULCA

PARA OPTAR EL TÍTULO DE:

INGENIERO DE MINAS

APROBADA POR LOS JURADOS:

PRESIDENTE

:

.....
Dr. Ing. Juan, Mayhua Palomino

PRIMER MIEMBRO

:

.....
Ing. Esteban, Aquino Alanoca

SEGUNDO MIEMBRO

:

.....
Ing. Lucio, Quea Gutiérrez

DIRECTOR DE TESIS

:

.....
M.Sc. Ing. Jorge, Durant Broden

ASESOR DE TESIS

:

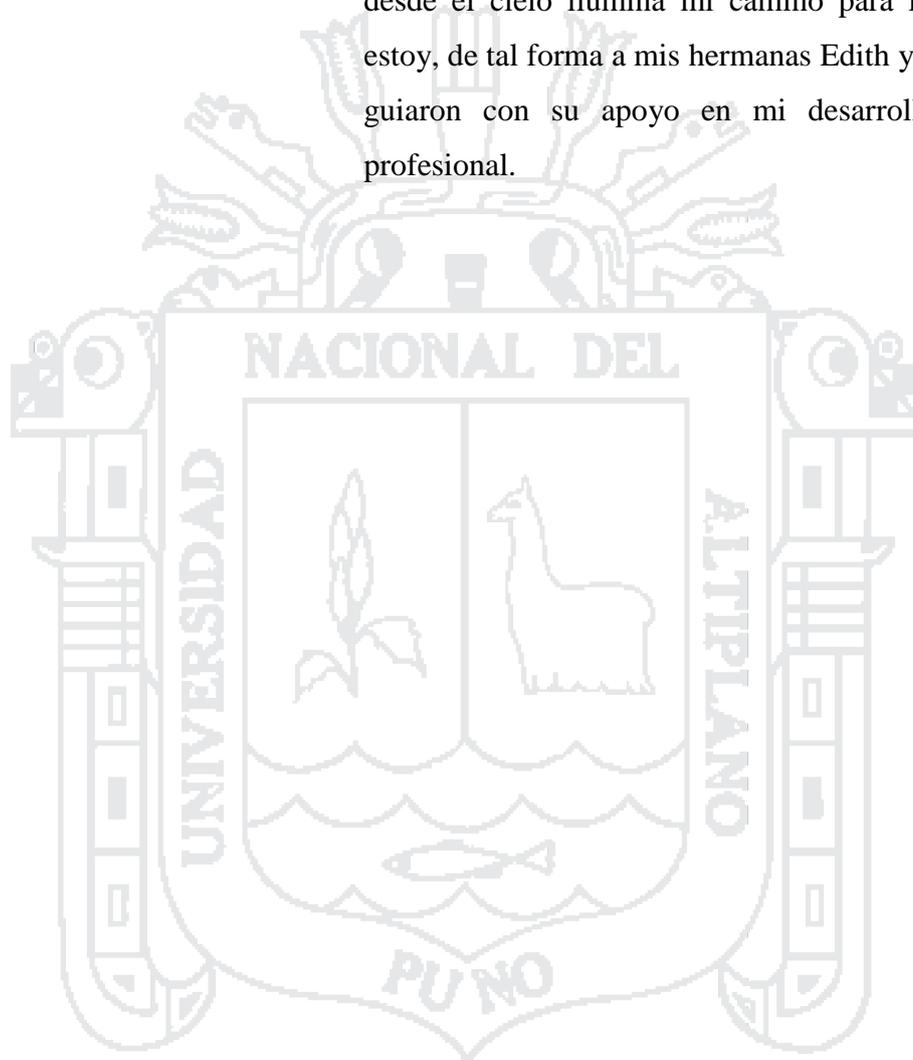
.....
M.Sc. Ing. Esteban, Marin Paucara

Área : Ingeniería de Minas

Tema : Métodos de extracción de yacimientos minerales metálicos y no metálicos

DEDICATORIA

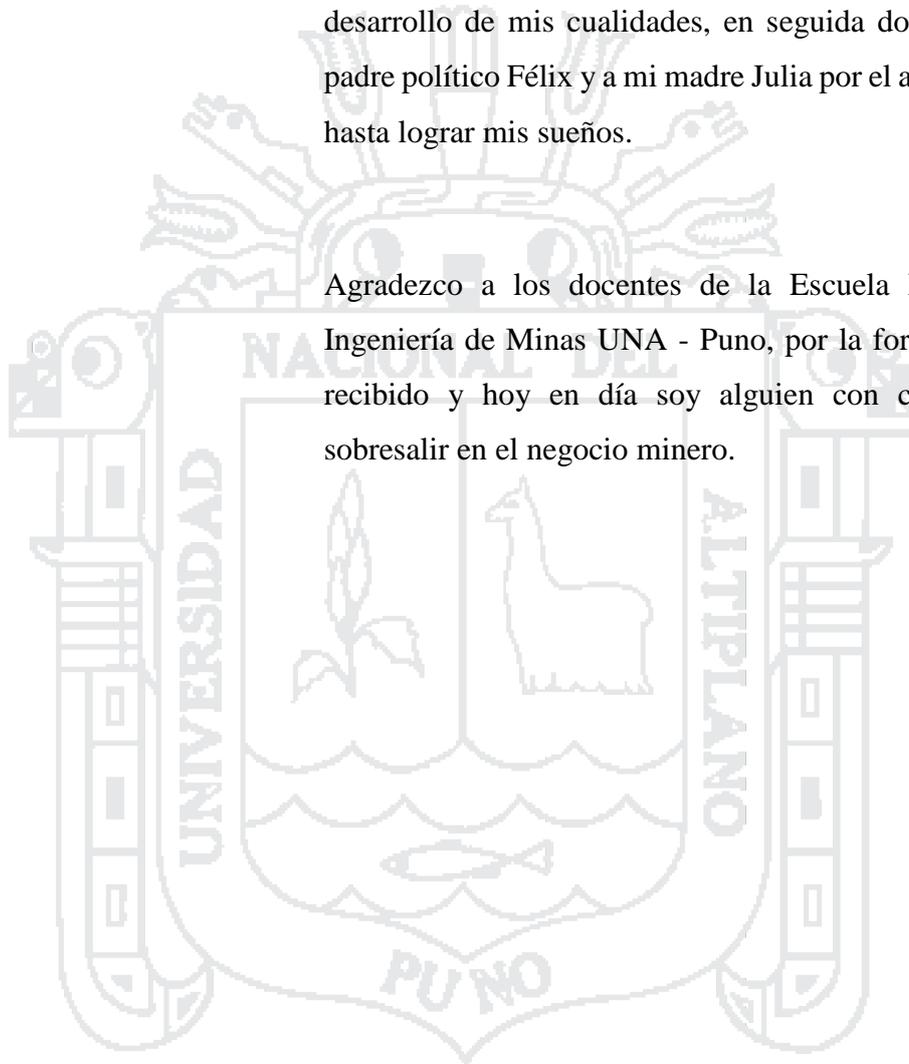
A mi madre, quien con su apoyo incondicional a permitido cumplir mis objetivos como profesional y a mi padre que desde el cielo ilumina mi camino para llegar a donde estoy, de tal forma a mis hermanas Edith y Liseth que me guiaron con su apoyo en mi desarrollo personal y profesional.



AGRADECIMIENTO

Gracias a Dios por guiarme y acompañarme en el proceso de desarrollo de mis cualidades, en seguida doy gracias a mi padre político Félix y a mi madre Julia por el apoyo incesante hasta lograr mis sueños.

Agradezco a los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas UNA - Puno, por la formación que he recibido y hoy en día soy alguien con capacidades de sobresalir en el negocio minero.



ÍNDICE

Resumen15

Introducción..... 16

**CAPÍTULO I
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

1.1. Descripción de la realidad problemática..... 18

1.2. Formulación del problema..... 19

1.3. Objetivos de la investigación..... 20

1.4. Justificación de la investigación 20

**CAPÍTULO II
MARCO TEÓRICO**

2.1. Antecedentes de la investigación..... 22

2.2. Bases teóricas..... 26

2.2.1. Caracterización del macizo rocoso 26

2.2.2. Clasificación de Bieniawski “RMR” 28

2.2.4. Índice de volabilidad de Lilly (1986 - 1992)..... 31

2.3. Marco conceptual..... 35

2.3.1. Perforación y voladura..... 35

2.3.3. Terminos conceptuales en perforacion y voladura en canteras 41

2.4. Hipótesis general 43

2.4.1. Hipótesis específico..... 43

2.4.2. Variables 43

CAPÍTULO III
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

| | | |
|--------|---|----|
| 3.1. | Tipo de investigación..... | 45 |
| 3.2. | Método de investigación..... | 46 |
| 3.3. | Población y muestra..... | 48 |
| 3.4. | VARIABLES Y SU OPERACIONALIZACIÓN | 48 |
| 3.5. | Técnicas de recolección de datos..... | 50 |
| 3.6. | Técnicas de tratamiento de datos | 51 |
| 3.6.1. | Técnicas para el procesamiento de la información..... | 51 |

CAPÍTULO IV
CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN

| | | |
|--------|--|----|
| 4.1. | Ubicación y accesibilidad..... | 52 |
| 4.2. | Clima y vegetación | 53 |
| 4.3. | Recursos..... | 54 |
| 4.4. | Topografía y fisiografía | 54 |
| 4.5. | Antecedentes históricos | 55 |
| 4.6. | Caracterización geológica..... | 56 |
| 4.6.1. | Geología regional | 56 |
| 4.6.2. | Geología local..... | 58 |
| 4.6.3. | Geología estructural..... | 59 |
| 4.7. | Generalidades de construcción de la presa de relaves | 60 |
| 4.7.1. | Características geológicas del depósito de relaves | 60 |
| 4.7.2. | Geomorfología de la presa de relaves..... | 62 |

| | |
|---|----|
| 4.7.3. Propiedades de los relaves a ser depositados..... | 66 |
| 4.7.4. Materiales para la construcción del dique de la presa | 67 |
| 4.7.4.1.Características de los materiales de construcción..... | 67 |
| 4.7.4.2.Requerimiento de bloques de roca para enrocado | 74 |
| 4.8. Planeamiento de minado de cantera caliza para obtención de material (2, 3 Y 4) | 77 |
| 4.8.1. Ubicación..... | 78 |
| 4.8.2. Diseño de la cantera..... | 79 |
| 4.8.3. Características geométricas de la vía hacia cantera caliza | 79 |
| 4.8.4. Operaciones de minado en cantera | 82 |
| 4.8.4.1.Perforación y voladura..... | 83 |
| 4.8.4.2.Carguío y acarreo..... | 83 |
| 4.8.4.3.Plan de extracción..... | 83 |
| 4.9. Caracterización geomecánica de la cantera caliza..... | 85 |
| 4.10. Diseño de estabilidad de taludes | 91 |

CAPÍTULO V

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN CANTERA

| | |
|---|-----|
| 5.1. Diseño de malla de perforación | 93 |
| 5.2. Estimación de la producción y diametro de broca..... | 94 |
| 5.3. Calculo del diámetros de perforación | 94 |
| 5.4. Calculo de burden con el modelo matemático de Pearse-1955 | 95 |
| 5.4.1. Estimación del índice de uniformidad “n” | 98 |
| 5.4.2. Calculo de taco para obtener bloques de roca y por medidas de seguridad..... | 100 |
| 5.5. Voladura controlada en cantera | 101 |
| 5.6. Diseño de voladura | 102 |

| | |
|--|-----|
| 5.7.1. Criterios de selección de explosivos..... | 102 |
| 5.7.2. Selección de accesorios de voladura..... | 107 |
| 5.7.3. Taladros de producción..... | 108 |
| 5.7.5. Cálculo de parámetros para los taladros de precorte | 111 |
| 5.7.5.1. Precorte con cámara de aire..... | 112 |
| 5.7.6. Malla de perforación..... | 113 |
| 5.7. Secuencias de salida y direccionamiento de voladura..... | 114 |
| 5.8.1. Modelamiento y simulación de voladura..... | 115 |

CAPÍTULO VI

EQUIPOS DE PERFORACIÓN Y MOVIMIENTO DE TIERRAS

| | |
|---|-----|
| 6.1. Selección del equipo de perforación..... | 119 |
| 6.2. Equipos para carguío y transporte de roca..... | 124 |
| 6.2.1. Equipo de carguío | 126 |
| 6.2.2. Cálculo de número de volquetes..... | 129 |

CAPÍTULO VII

CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS

| | |
|-----------------------------------|-----|
| 7.1. Primer hipótesis | 134 |
| 7.2. Segundo hipótesis | 135 |
| 7.3. Análisis de resultados | 137 |
| Conclusiones..... | 143 |
| Recomendaciones | 144 |
| Bibliografía..... | 145 |

ANEXOS

A. Anexos del Capítulo I 147

B. Anexos del Capítulo II..... 148

C. Anexos del Capítulo IV 157

D. Anexos del Capítulo VII..... 158



Índice de tablas

| | |
|---|-----|
| Cuadro 2.1 Caracterización del macizo rocoso en formación de bloques..... | 29 |
| Cuadro 2.2 Clasificación geomecánica RMR y sus valores (Bieniawski) | 30 |
| Cuadro 2.3 Caracterización del macizo rocoso con el RQD | 331 |
| Cuadro 2.4 Caracterización del macizo rocoso para estimar el factor de carga | 33 |
| Cuadro 2.5 Altura de banco vs diámetro de taladro | 36 |
| Cuadro 2.6 Valores para el cálculo de del RQD equivalente | 38 |
| Cuadro 3.1 Operacionalización de variables. | 49 |
| Cuadro 4.1 Tiempo de viaje por vía terrestre desde lima hacia la obra | 53 |
| Cuadro 4.2 Ingeniería de detalle parámetros de construcción..... | 65 |
| Cuadro 4.3 Proceso de construcción del dique de desvío..... | 74 |
| Cuadro 4.4 Total volumen de roca adquirido por mes de cantera caliza y préstamo | 75 |
| Cuadro 4.5 Volumen total de material extraído de cantera caliza..... | 76 |
| Cuadro 4.6 Costos directos de extracción, transporte y deposición | 77 |
| Cuadro 4.7 Costo total de material extraído de la cantera caliza a presa | 77 |
| Cuadro 4.8 Volumen total estimado por bancos..... | 82 |
| Cuadro 4.9 Ejecución de la voladura de rocas en cantera para control e informe..... | 84 |
| Cuadro 4.10 Determinación del RQD por el método de palmstrom | 87 |
| Cuadro 4.11 Caracterización geomecánica de la cantera (1er banco Nv- 4363)..... | 87 |
| Cuadro 4.12 Determinación de Índice RMR | 88 |
| Cuadro 4.13 Parámetros geomecánicos para estimar el factor de roca “A” por Cunningham. | 89 |
| Cuadro 4.14 Predicción del factor de potencia con el postulado de Lilly (1986) | 90 |
| Cuadro 5.1 Parámetros de diseño | 96 |
| Cuadro 5.2 Resistencia de las discontinuidades | 97 |
| Cuadro 5.3 Variables que se debe tener en cuenta en el diseño de voladuras..... | 98 |
| Cuadro 5.4 Parámetros de diseño para selección de explosivos..... | 103 |
| Cuadro 5.5 Clasificación RMR modificada en sub clases..... | 103 |
| Cuadro 5.6 Características de los explosivos a usarse | 105 |
| Cuadro 5.7 Características de los taladros | 106 |
| Cuadro 5.8 Características de los accesorios a ser usado | 108 |
| Cuadro 5.9 Condiciones para calcular los parámetros de los taladros de precorte | 112 |

| | |
|---|-----|
| Cuadro 5.10 Parámetros de diseño – taladros de precorte..... | 113 |
| Cuadro 6.1 Cuadro de equipos de perforación, para la selección acorde al diámetro requerido y a la topografía sometida en campo | 119 |
| Cuadro 6.2 Velocidad de rotación en función a tipo de roca | 120 |
| Cuadro 6.3 Parámetros para estimar el rendimiento de la perforadora Ranger DX 700 | 122 |
| Cuadro 6.4 Rendimiento de la perforadora Ranger DX 700 | 123 |
| Cuadro 6.5 Características del material y de los equipos de movimiento de tierras | 126 |
| Cuadro 6.6 Factores de llenado de cuchara (FII) | 127 |
| Cuadro 6.7 Estimador de eficiencia en la operación | 128 |
| Cuadro 6.8 Tiempos promedios de posicionamiento | 132 |
| Cuadro 7.1a Evaluación por disparo | 136 |

Índice de figuras

| | |
|---|-----|
| Figura 4.1 Diseño de cantera para explotación de roca caliza..... | 79 |
| Figura 4.2 Geometría de diseño para preparación de acceso a cantera de caliza | 80 |
| Figura 4.3 Ejecución de la vía aprovechando el material de corte | 81 |
| Figura 4.4 Área de corte longitudinal por bancos | 81 |
| Figura 5.1 Influencia del taco en la productividad de bloques de roca | 101 |
| Figura 5.2 Selección del explosivo en función al macizo rocoso..... | 104 |
| Figura 5.3 Malla de taladros de producción, zona de producción de bloques..... | 109 |
| Figura 5.4 Distribución de carga en los taladros de producción | 110 |
| Figura 5.5 Distribución de carga en los taladros de precorte | 111 |
| Figura 5.6 Esquema de distribución de los taladros | 114 |
| Figura 5.7 Direccionamiento de la voladura por filas | 115 |
| Figura 5.8 Secuencia de amarre en los taladros de producción..... | 116 |
| Figura 5.9 Simulación de salida aplicando el software JK 2Dbench | 117 |
| Figura 7.1 Curva granulometrica de la fragmentacion | 142 |

Índice de anexos

| | | |
|-------------|---|-----|
| Anexo A.1 | Matriz de consistencia..... | 147 |
| Anexo B.1 | Ensayo de materiales..... | 148 |
| Anexo B.2 | Influencia de voladura taladros por disparar..... | 149 |
| Anexo B.3 | Ingeniería de detalle del recrecimiento de la presa..... | 150 |
| Anexo B.4 | Ingeniería de detalle del depósito de relaves huachuacaja..... | 151 |
| Anexo B.5 | Ingeniería de detalle del depósito de relaves huachuacaja..... | 152 |
| Anexo B.6 | Ilustración de la colocación de los materiales de construcción..... | 153 |
| Anexo B.7 | Colocación de material tipo 3 para el enrocado de la base..... | 154 |
| Anexo B.7.1 | Colocación de material tipo 3 para el enrocado de la base..... | 155 |
| Anexo B.8 | Ilustración del proceso de recrecimiento de la presa..... | 156 |
| Anexo C.1 | Ubicación de la presa de relaves Huachuacaja..... | 157 |
| Anexo D.1 | Resultados en la voladura deficiente antes del diseño establecido..... | 158 |
| Anexo D.2 | Resultados en el cuarto disparo, se obtiene fragmentación gruesa..... | 159 |
| Anexo D.3 | Selección del material según el tamaño..... | 160 |
| Anexo D.4 | Se visualiza la fragmentación gruesa en promedio es de 80 cm..... | 161 |
| Anexo D.5 | Carguío del material seleccionado..... | 162 |
| Anexo D.6 | En la imagen se muestra la evaluación de la voladura..... | 163 |
| Anexo D.7 | Caracterización de sobre tamaño de rocas en la evaluación de la voladura..... | 164 |

Glosario de siglas

| | |
|-----------|--|
| TM/día: | Toneladas métricas por día. |
| H : | Altura de banco (m). |
| β : | Ángulo de talud del banco de voladura (en grados). |
| A : | Índice de volabilidad o también llamado factor de roca “BI”. |
| X_i : | Tamaño de bloques in-situ (m). |
| RMD : | Descripción del macizo rocoso. |
| MS : | Sobre tamaño (m). |
| JSF : | Factor de espaciamiento entre los planos de juntas. |
| JPD : | Dirección del buzamiento de las fracturas (en grados). |
| JPO : | Factor de orientación de los planos de juntas. |
| J_n : | Numero de juntas por metro cubico. |
| F/m : | Familias por metro. |
| A : | Factor de roca en base a Cunningham. |
| dr : | Densidad de la roca (TM/m^3 ó g/cm^3). |
| RDI : | Índice de densidad de la roca. |
| V_p : | Velocidad de onda longitudinal (m/s). |
| V_s : | Velocidad de onda transversal (mm/s). |
| RCU : | Resistencia a la compresión uniaxial (MPa). |
| RMR : | Índice del macizo rocoso de Bieniawski (1989). |
| RQD : | Índice de la calidad de roca de Deere. |
| GSI : | Índice de resistencia geológica. |
| RSI : | Influencia de la resistencia de la roca o factor de dureza. |
| R_r : | Relación de rigidez. |
| B_s : | Berma de seguridad (m). |
| R_t : | Resistencia a la tracción. |
| u : | Constante de Poisson. |

| | | |
|-----|---|--|
| B | : | Burden (m). |
| S | : | Espaciamiento (m). |
| Lt | : | Longitud del taladro (m). |
| J | : | Sobre-perforación (m). |
| W | : | Desviación estándar de la precisión de perforación (m). |
| Vo | : | Volumen a arrancar por taladro (m ³ /tal). |
| Rp | : | Rendimiento de perforación (m/m ³). |
| T | : | Taco (m). |
| Lc | : | Longitud de carga (m). |
| Pd | : | Presión de detonación (MPa). |
| Dt | : | Diámetro de taladro (mm). |
| Vw | : | Volumen de agua. |
| de | : | Densidad del explosivo suelto (g/cc). |
| CCL | : | Concentración de carga lineal (kg/m). |
| Ct | : | Carga por taladro (kg/tal). |
| E | : | Potencia relativa en peso del explosivo (%). |
| VOD | : | Velocidad de detonación nominal del explosivo (m/s). |
| Fc | : | Carga específica o factor de carga (kg/m ³). |
| n | : | Índice de uniformidad. |
| Xc | : | Tamaño característico (cm). |
| LCC | : | Longitud de carga de columna (m). |
| PR | : | Rango de penetración (m/h). |
| Cc | : | Capacidad de cuchara de la excavadora. |
| Ef | : | Eficiencia de operación. |
| Tc | : | Tiempo de ciclo completo en un minuto. |
| Fll | : | Factor de llenado. |
| Rx | : | Rendimiento de la excavadora (m ³ /h). |

RESUMEN

El presente trabajo de investigación titulado *Diseño de malla de perforación y voladura en la cantera sur para producción de roca escollera en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco*; que encuentra en la provincia y departamento de Cerro de Pasco, distrito de Tinyahuarco, en la comunidad de Huaraucaca; donde el enunciado del problema es ¿Cuál es el diseño de la malla de perforación y voladura en la cantera Sur de caliza para producción de roca escollera, para enrocado de la presa de relaves en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco?, cuyo objetivo es determinar el diseño de la malla de perforación y voladura en la cantera de caliza para producir roca con carácter de sobre tamaño (diámetro = 1,00 m) en promedio, para el enrocado de la nueva presa de relaves; empleándose metodologías de carácter empírico, analítico y numérico, para el diseño de la malla de perforación y voladura, y estimación de la producción requerida, aplicando modelos matemáticos para calcular el burden con la ecuación de Pearse y otros parámetros necesarios en función a las características del macizo rocoso; siendo la hipótesis planteada es, con la determinación del diseño de la malla perforación y voladura en la cantera sur de caliza se obtendrá buena producción de roca escollera para enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco, al determinar el diseño de la malla de perforación y voladura el análisis de fragmentación origina una granulometría aceptable con tamaños en promedio de 1,00 m y el tamaño característico es 44 cm a un 63 %, donde el 37 % del material retenido son de sobre tamaño mayores a 44 cm, con lo cual las operaciones unitarias de perforación y voladura terminaron de forma satisfactoria y en la fecha establecida.

Palabras claves: Diseño, fragmentación, perforación, voladura, enrocado y represa.

INTRODUCCIÓN

En nuestro país existen muchos proyectos en cuanto a construcción de nuevas presas de relave, esto implica que las mineras están incrementando su productividad TM/día, y se someten a ampliar su planta de procesamiento de minerales, por ende, expandir sus relaveras, lo cual se debe construir cumpliendo la normatividad vigente de manera responsable.

El Capítulo I, hace mención al problema objeto de la investigación de la cual se desprenden los objetivos: diseñar la malla de perforación y voladura en la cantera caliza sur, y determinar la producción de roca escollera en la cantera de caliza sur para el enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco.

El Capítulo II, se menciona las bases teóricas, así como los antecedentes (resultados o avances de estudios anteriores) que servirán de sustento para el proyecto de investigación.

El Capítulo III, se determina la metodología de investigación, para la obtención de datos y el diseño de la malla de perforación y voladura con el fin de producir granulometría gruesa, adoptando modelos matemáticos de Pearse, esta fórmula nos permite calcular el burden y otras fórmulas necesarias para el diseño de la malla de perforación y voladura.

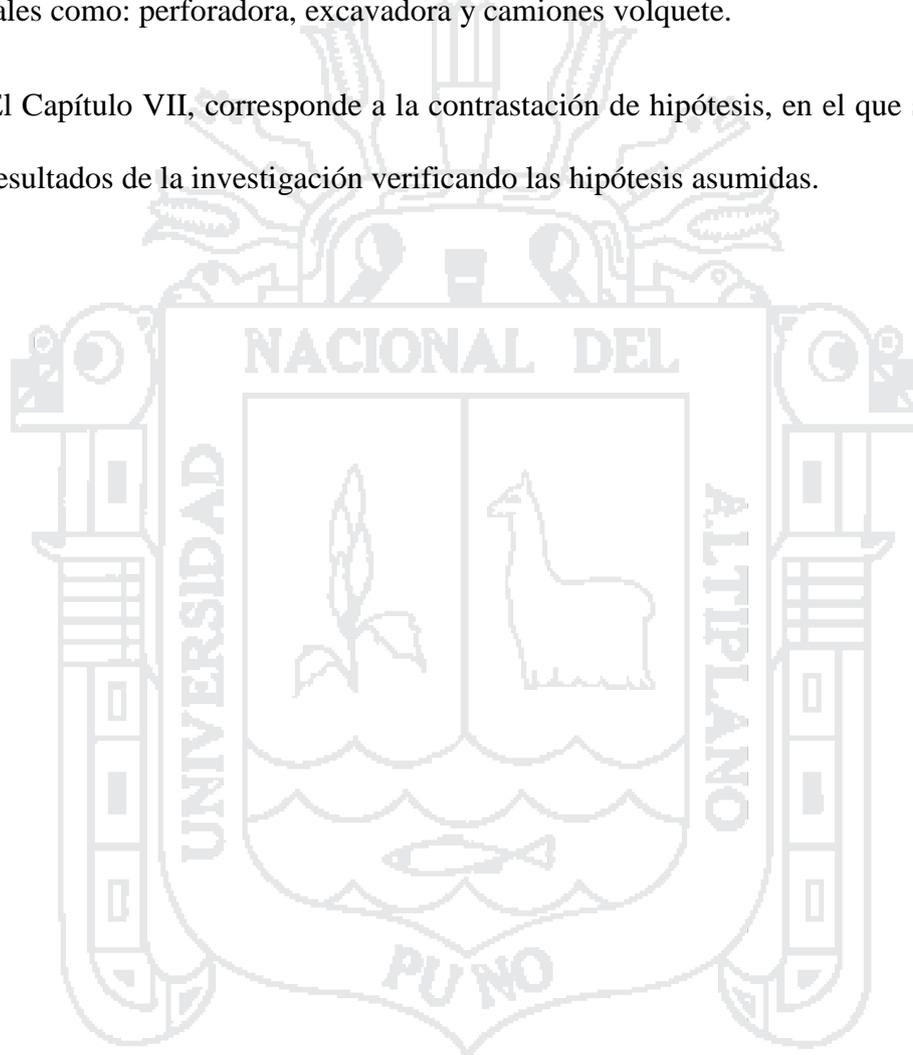
El Capítulo IV, se enfoca a la caracterización del área de investigación indicando: la ubicación, geología, topografía, cantera, plan de extracción y otros factores que son necesarios para la realización del diseño de malla de perforación y voladura de rocas.

El Capítulo V, se diseña la malla de perforación y voladura en cantera, de tal forma se establece los parámetros de perforación y voladura conducentes a la obtención de

granulometría gruesa (Diámetro = 1,00 m) en promedio, es importante la fragmentación gruesa para la construcción de la base en la nueva presa.

El Capítulo VI, se calcula el número de equipos empleados en la explotación de cantera tales como: perforadora, excavadora y camiones volquete.

El Capítulo VII, corresponde a la contrastación de hipótesis, en el que se exponen los resultados de la investigación verificando las hipótesis asumidas.



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad problemática

La empresa minera El Brocal S.A. ha incrementado su producción y se ha sometido a ampliar su planta de proceso de 11 000 a 18 000 TM/día por lo que se requiere la construcción de la presa de relaves de mayor capacidad lo cual constituye como base un 20 % de material enrocado con dimensiones de diámetro (0,40 – 1,20) m. con el tipo de roca caliza, para este fin se debe diseñar una cantera en el lecho de floración rocosa a 2,8 km de la presa, los trabajos de perforación y voladura empezó en base a estudios de exploración realizados por el método de refracción sísmica, por tanto los parámetros de perforación y voladura realizados por la empresa Golder Associates Perú SA. Responde a una deficiente fragmentación de material necesario para el enrocado de la fase I de la presa, como consecuencia se obtiene roca de hasta (0,20 – 0,30) m. se observa que no hubo una eficiente evaluación geológica, litológica, geomecánica y selección de explosivo adecuado para diseñar la malla de perforación y voladura apropiada, lo cual no satisface el planeamiento de minado. Para obtener buena fragmentación se debe realizar un estudio de las variables antes mencionadas de la cantera sur, de tal forma se

debe hacer la selección de explosivos en función de las características del macizo rocoso, la secuencia de salida de la voladura debe obedecer al software de predicción y secuencia de encendido.

Para cumplir y satisfacer el requerimiento en la construcción de la presa de relaves se debe mejorar la producción de roca escollera adecuada, por lo tanto requiere un diseño de la malla de perforación y voladura óptima y no genere impacto en el presupuesto estimado.

1.2. Formulación del problema

Pregunta general

¿Cuál es el diseño de la malla de perforación y voladura en la cantera sur de caliza para producción de roca escollera, para enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco?

Preguntas específicas

- ¿Cómo es el diseño de la malla de perforación y voladura en la cantera Sur de caliza para el enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco?
- ¿Cuál es la producción de roca escollera en la cantera Sur de caliza para el enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco?

1.3. Objetivos de la investigación

Objetivo general

Determinar el diseño de la malla de perforación y voladura en la cantera Sur de caliza para producción de roca escollera para enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco.

Objetivos específicos

- Diseñar la malla de perforación y voladura en la cantera Sur de caliza para el enrocado de la presa de relave en Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco.
- Determinar la producción de roca escollera en la cantera Sur de caliza para el enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco.

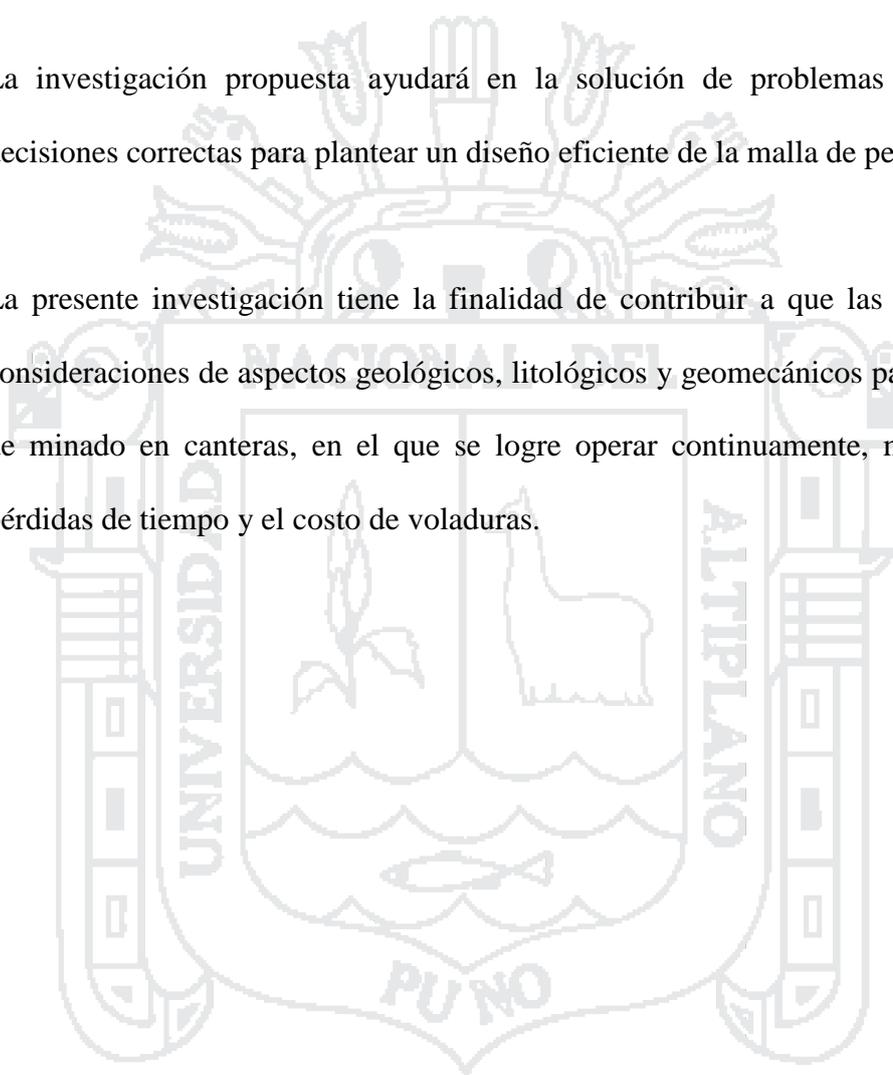
1.4. Justificación de la investigación

El presente trabajo de investigación de campo se realizó en base al seguimiento y continua evaluación de las operaciones unitarias de perforación y voladura en cantera para producción de roca caliza, para el cumplimiento del programa y conseguir los resultados de una fragmentación deseada, se hace un estudio técnico detallado de la geología de la zona y la evaluación geomecánica para diseñar una malla óptima y aprovechar la energía necesaria de los explosivos recalculando mediante modelos matemáticos, de tal manera cumplir con la explotación de materiales para la presa, la inquietud de la investigación nace a partir de la deficiente fragmentación de roca en la

cantera de tal manera en los primeros disparos no se obtiene fragmentación gruesa. El área de perforación y voladura son operaciones que están ligados con mayor costo unitario, en tal sentido se debe optimizar y cuidar el capital del cliente. (SMEB).

La investigación propuesta ayudará en la solución de problemas en la toma de decisiones correctas para plantear un diseño eficiente de la malla de perforación.

La presente investigación tiene la finalidad de contribuir a que las personas tomen consideraciones de aspectos geológicos, litológicos y geomecánicos para un buen plan de minado en canteras, en el que se logre operar continuamente, minimizando las pérdidas de tiempo y el costo de voladuras.



CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

Como antecedentes se hizo previa revisión a los siguientes trabajos de investigación:

- Según: Palomino V. J. (2013), en su tesis *Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar la fragmentación en el tajo Jessica – CÍA Minera Arasi SAC*, Facultad de Ingeniería de Minas. UNA – Puno, Concluye que: “El resultado de una buena fragmentación se encuentra también en función del diseño de malla, diseño de carga, tipo de roca, estructura geológica y del diseño de amarre del disparo, su estudio se basa en caracterización litológica y estructural del macizo rocoso, que se realizó en el afloramiento rocoso en superficie mediante el uso de líneas de detalle (líneas microtectónicas); este mapeo geológico estructural de las discontinuidades consiste básicamente en la medición detallada de la orientación de los planos (juntas, estratificaciones y fallas) que cortan el macizo rocoso.”
- Según: Guamán G V. E. y Mendieta G. F. A. (2013), en su tesis *Evaluación geomecánica del macizo rocoso en la cantera de materiales de construcción las*

victorias, de la facultad de ingeniería civil Universidad de Cuenca – Ecuador, En su investigación tiene por objeto. “Realizar la evaluación del macizo rocoso de la cantera las victorias y en sus objetivos específicos menciona describir las características geológicas de la zona objeto de estudio, estudiar la calidad del macizo rocoso las victorias, basados en los estudios de los sistemas de clasificación geomecánica: RQD, RMR, Q, SMR Y GSI, la calidad del macizo rocoso está controlado por variables litológicas esfuerzos in s, meteorización y resistencia a la compresión uniaxial y las múltiples familias de discontinuidades.”

- Según: Martínez I. E. (2007), en su tesis *Caracterización y estudio de viabilidad para el reaprovechamiento de la cantera de Tezoantla Estado de Hidalgo*, Área académica de materiales y metalurgia, Universidad Autónoma del Estado de Hidalgo – México, tiene por objeto de estudio: “Caracterización química, mineralógica y granulométricamente las canteras de los bancos de tezoantla hidalgo así como evaluar toda sus principales propiedades físicas y mecánicas con la finalidad de proponer usos alternos para los residuos generados durante su explotación, labrado y laminado.”
- Según: Llanco S. J. H. (2012), en su tesis *Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la CÍA. Consorcio Minero Horizontes-U/P Culebrillas*, Facultad de Ingeniería de Minas Universidad Nacional de Huancavelica, concluye que: “La aplicación de las clasificaciones geomecánicas en la voladura ha reducido el factor de potencia, consumo específico, numero de taladros como también ha mejorado la distribución de la malla de perforación. Como objeto de estudio es determinar la influencia de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas y

demostrar que si se puede involucrar la variable geomecánica (RMR, GSI y RQD) en las ecuaciones de diseño de voladura.”

- Según: Caguana G. A. F. y Tenorio T. M. P. (2013), en su tesis *Optimización de los parámetros de perforación y voladura en la cantera las victorias*, Facultad de Ingeniería de Minas Universidad de Cuenca-Ecuador, concluye que: “En todos los métodos analizados se estimó el tamaño medio de fragmentación de roca esperada producto de la voladura, en tal caso se observó que aumentando la cantidad de sustancia explosiva por taladro, el tamaño de fragmentación disminuye para una separación entre taladros constantes, así como también se pudo verificar que a medida que aumenta la separación entre taladros el tamaño de fragmentación será mayor”
- Según: Sardón C. V. (2011), en su tesis *Sistema de explotación de la cantera de caliza Tioyacu Cementos Selva S.A.*, Facultad de Ingeniería de Minas. UNA – Puno, su objetivo de investigación es: “Realizar un análisis de nuestra cantera para poder entregar calizas de acuerdo al requerimiento de planta en cuanto a volumen y calidad, para ello se debe explotar el yacimiento de forma racional y eficiente mejorando la productividad de los equipos de tal forma optimizar los costos. Finalmente concluye que, las calizas son de grano medio a fino algo brechoides y fenolíticas localmente de color gris oscuro con estratificación marcada y las dolomías son generalmente de color gris claro en gruesas capas con una cierta recristalización y afloran en los niveles altos de la zona de estudio.”
- Según: Flores Q. F. (2009), en su tesis *aplicación de modelos geológico, geotécnico y matemático en el diseño de canteras*, Facultad de Ingeniería de Minas. UNA – Puno, en

su conclusión indica que: “los modelos digitales de elevación del terreno proporcionan una herramienta de gran eficacia en casos superiores a las técnicas tradicionales basadas en la identificación de lineamientos en fotografías e imágenes de satélite, pues se trata de datos fotográficos directos que pueden ser manejados con mayor flexibilidad, además de tener la posibilidad de ser elaborados con la cobertura y resolución requerida sin necesidad de tener una compleja industria aeroespacial, así constituye una fuente de datos de excelente calidad para la identificación de rasgos lineales que pueden estar asociados a fallas o fracturas de la corteza terrestre.”

- Según: Abarca L. J. H. (2012), en su tesis *optimización de perforación y voladura con el uso de equipo hidráulico Sandvik modelo DX 800 en cantera del proyecto minero Toromocho*, Facultad de Ingeniería de Minas. UNA – Puno, sus objetivos de investigación son: “Determinar el rendimiento óptimo de perforación en la cantera 5 del proyecto minero Toromocho, de tal forma determinar la malla eficiente de perforación y voladura y concluye que: La estructura de la roca constituye en el frente de explotación, la propiedad que más afecta la perforación y la intersección de los planos de las estratificaciones presentes, presencia de fallas, fisuras con espaciamientos relativamente grandes y presencia de aberturas, todos estos aspectos afectan la rectitud de los taladros, baja el rendimiento de la perforación y causa inestabilidad en las paredes de los taladros. Los parámetros de perforación y voladura, el consumo de explosivos mediante una adecuada distribución de la carga explosiva, control de la geometría, del explosivo y de tiempo inciden en resultados óptimos.”

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Caracterización del macizo rocoso

Las propiedades mecánicas de las rocas limitan la efectividad de la fragmentación requerida producido por la voladura en una operación minera. A continuación, se presenta las propiedades principales físicas y mecánicas que son empleadas en el modelamiento de voladura de rocas y deben ser estudiadas (Ramírez O. P. 2004, Mecánica de Rocas):

- Litología.
- Propiedades físico-mecánicas. (St, Sc, pr).
- Caracterización geomecánica. (RMR, RQD y GSI).
- Parámetros de resistencia de la roca. (cohesión y ángulo de fricción interna ϕ_i).
- Constantes elásticas de la roca. (E, μ).
- Propiedades sísmicas (velocidad de propagación: Vp, Vs).

Por tanto, el macizo rocoso y la mezcla explosiva comercial son determinantes para obtener una adecuada fragmentación como resultado de la voladura de rocas.

Resistencia a compresión: La resistencia a la compresión uniaxial se realiza sobre probetas de roca, este método es el más utilizado para determinar la resistencia a la compresión simple, el ensayo se realizó con muestras cúbicas de 5 cm de arista, ver

Figura 3.7. Relaciona la carga máxima sobre la muestra (en el momento de su destrucción) y el área transversal de la misma; se determina con la siguiente expresión:

$$R_c = \frac{Pr}{F}$$

RC : Resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta (kg f /cm²).

PR : Fuerza de ruptura de la muestra de roca (kg f).

F : Superficie de la sección transversal (cm²).

Resistencia a tracción: Para determinar la resistencia a tracción se empleó el Método Brasileiro, que consistió en ensayar una muestra cilíndrica comprimiéndola por sus generatrices opuestas. La resistencia a tracción se determina mediante la fórmula:

$$R_t = \frac{2 * Pr}{\pi * l * d}$$

RT : Resistencia a tracción de la roca (kgf/cm²).

PR : Fuerza de ruptura de la muestra de roca (kgf).

D : Diámetro de la muestra de roca (cm).

L : Longitud de la muestra de roca (cm).

Forma práctica: $R_t = 8 \% R_c$ (kg /cm³).

Estimación del módulo de elasticidad (EM): Debido a la dificultad de obtener el módulo de Young del macizo rocoso, mediante ensayos de laboratorio, por el comportamiento frágil de las muestras de roca, este se ha estimado mediante fórmulas

empíricas que lo relacionan con la calidad geotécnica de los macizos rocosos. Mediante las correlaciones de EM y RMR de Bieniawski (1978); Serafim y Pereira (1983) que se expresan por las siguientes ecuaciones:

$$EM (GPa) = 2 * RMR - 100 \quad \text{Bieniawski (1978)} \quad (3,1)$$

$$EM (GPa) = 10^{(RMR-10)/40} \quad \text{Serafim y Pereira (1983)} \quad (3,2)$$

La ecuación 3,1 tiene validez para $55 < RMR < 100$ y la ecuación 3,2 tiene validez para $10 < RMR < 50$, Ramírez y Alejano (2 004) señalan que la ecuación 3,2 esta “basada en la recopilación de resultados de ensayos de placa de carga en un buen número de macizos rocosos de distintas calidades.”

Estimación de coeficiente de Poisson (ν_m): Define la deformación entre la deformación transversal y axial. El coeficiente de poisson μ , en una roca varia por lo general entre. $0,10 < \nu < 0,50$.

$$\mu = \nu_m = \frac{E. lateral}{E. axial}$$

2.2.2. Clasificación de Bieniawski “RMR”

Permite hacer una clasificación de las rocas 'in situ' y estimar el tiempo de mantenimiento y longitud de un túnel o taludes, consta de un índice de calidad RMR (Rock Mass Rating), independiente de la estructura, y de un factor de corrección

El RMR se obtiene estimando cinco parámetros:

- La resistencia a compresión simple de la roca.
- El RQD (Rock Quality Designation).

- Espaciamiento de juntas.
- Condición de juntas.
- La presencia de agua freática.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma, en cada caso nos da el índice de Calidad del RMR que varía entre 0 – 100. (La evaluación se caracteriza en la Tabla 4.11)

2.2.3. Índice de calidad de la roca “RQD” (1968)

Según Barton, N., Lín, R., y Lunde, J. (1 988), el índice “JV” suele obtenerse con frecuencia, se define como el número de juntas por metro cúbico, obtenido al sumar las juntas presentes por metro para cada una de las familias existentes. Ver Cuadro 2.1, 2.2 y 2.3.

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

$$J_v = \frac{n^{\circ}J_1}{L_1} + \frac{n^{\circ}J_2}{L_2} + \frac{n^{\circ}J_3}{L_3}$$

$n^{\circ}J_i$: Número de discontinuidades, L_i : Longitud media
 J_v : Numero de juntas en un metro cubico. Donde:

Cuadro 2.1
Caracterización del macizo rocoso en formación de bloques

| J_v | CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO |
|--------|-----------------------------------|
| <1 | Bloques masivos |
| 1– 3 | Bloques grandes |
| 3 – 10 | Bloques tamaño medio |
| 10– 30 | Bloques pequeños |
| >30 | Bloque muy pequeños |

Fuente: Geotecnia Barton, N., Lín, R., and Lunde, J.

Cuadro 2.2
Clasificación geomecánica RMR Bieniawski – 1989

| | | | | | | | | | |
|---|------------------------------------|--|------------|----------------------|------------------------|----------------------|-------------------------|----------|----------|
| 1 | Resistencia de matriz rocosa (MPa) | Ensayo carga puntual | >10 | 10-4 | 4-2 | 2-1 | Compresión simple (MPa) | | |
| | | Compresión simple | >250 | 250-100 | 100-50 | 50-25 | 2 5- 5 | 5- 1 | < 1 |
| | Puntuación | | 15 | 12 | 7 | 4 | 2 | 1 | 0 |
| 2 | RQD | | 90%-100% | 75%-90% | 50%-75% | 25%-50% | < 25% | | |
| | Puntuación | | 20 | 17 | 13 | 6 | 3 | | |
| 3 | Separación entre diaclasas | | >. 2m | 0,6-2m | 0,2-0.6m | 0,06-0.2m | < 0,06 m | | |
| | Puntuación | | 20 | 15 | 10 | 8 | 5 | | |
| 4 | Estado se las Discontinuidades | Persistencia | < 1m | 1-3m | 3-10m | 10-20m | > 20 m | | |
| | | Puntuación | 6 | 4 | 2 | 1 | 0 | | |
| | | Abertura | Nada | < 0,1 mm | 0,1-1,0 mm | 1-5 mm | > 5 mm | | |
| | | Puntuación | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 | | |
| | | Rugosidad | Muy rugosa | Rugosa | Ligeramente Rugosa | Ondulada | Suave | | |
| | | Puntuación | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 | | |
| | | Relleno | Ninguno | Relleno duro <5mm | Relleno duro >5mm | Relleno Blando < 5mm | Relleno blando > 5 mm | | |
| | | Puntuación | 6 | 4 | 2 | 2 | 0 | | |
| | | Alteración | Inalterada | Ligeramente alterada | Moderadamente alterada | Muy alterada | Descompuesta | | |
| | | Puntuación | 6 | 5 | 3 | 1 | 0 | | |
| 5 | Agua freática | Caudal por 10 m de túnel | Nulo | < 10 L/min. | 10-25 L/min | 25-125 L/min | > 120 L /min | | |
| | | Relación presión de agua/Tensión principal mayor | 0 | 0-0,1 | 0,1-0,2 | 0,2-0,5 | > 0,5 | | |
| | | Estado general | Seco | Ligeramente húmedo | Húmedo | Goteando | Agua fluyendo | | |
| | Puntuación | | 15 | 10 | 7 | 4 | 0 | | |

Fuente: M. Ferrer (1999). Manual de campo para la descripción y caracterización de Macizos rocosos en afloramientos

Cuadro 2.3
Caracterización del macizo rocoso con el RQD

| RQD (%) | CALIDAD DE LA ROCA |
|----------|--------------------|
| 0 – 25 | Muy mala |
| 25 – 50 | Mala |
| 50 – 75 | Media |
| 75 – 90 | Buena |
| 90 – 100 | Muy buena |

Fuente: Geotecnia Barton, N., Lín, R., and Lunde, J.

2.2.4. Índice de volabilidad de Lilly (1986 - 1992)

Pérez M., Carlos A. (2008), Lilly ha definido un índice de volabilidad “BI” (*Blastability Index*) que se obtiene como suma de los valores representativos de cinco parámetros geomecánicos, nos da una idea de que tan fácil o difícil es volar una roca.

Este índice se aplicó por primera vez en las minas de hierro de Pilbara, donde existen rocas extremadamente blandas con un valor de BI = 20 y también rocas masivas muy resistentes con un valor de BI = 100, cuya densidad es de 4 TM /m³.

Hoek (1997), el macizo rocoso es raramente continuo, homogéneo e isotrópico; está siempre intersectada por una variedad de discontinuidades como fallas, juntas, planos de estratificación y otros. Entonces está claro, el comportamiento del macizo rocoso en excavaciones subterráneas depende de las características de la roca intacta y como de las discontinuidades.

La evaluación desde punto de vista ingeniería geológica comprende en identificar los tipos litológicos, mapeo de las principales discontinuidades, identificación de los

principales sistemas de juntas, levantamiento de registro de discontinuidades y evaluación de la naturaleza intrínseca de las discontinuidades.

Para calcular el índice de volabilidad primero se debe realizar una descripción del macizo rocoso bien detallado.

$$BI = 0.5 (RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

Donde:

RMD : Descripción del macizo rocoso.

JPS : Espaciamiento de los planos de juntas.

JPO : Orientación de los planos de juntas

SGI : Gravedad específica.

RSI : Dureza de la roca.

BI : Índice de volabilidad.

En el Cuadro 2.4 se denota la caracterización el macizo rocoso para estimar el factor de carga necesaria para fragmentar el tamaño de roca necesario.

Según, Laos V. Alfredo (2001). Las voladuras de escollera requieren un estudio de la geología y comenzar por un diseño adecuado y ajustarlo correctamente la carga operante por taladro, en el que implica en unos mayores porcentajes de tamaños buscados y una mejor economía de la operación, es fundamental el correcto emplazamiento de los taladros, controlar la rotura de la carga de fondo, la de columna para conseguir un buen frente y suelos remanentes que faciliten la repetitividad y consistencia de los resultados.

Cuadro 2.4
Caracterización del macizo rocoso para estimar el factor de carga

| PARAMETROS GEOMECÁNICOS | CALIFICACIÓN |
|--|----------------------|
| 1.- Descripción de la masa rocosa (RMD) | |
| Friable / Poco consolidado | 10 |
| Diaclasado verticalmente | 20 |
| Masiva | 50 |
| 2.- Espaciamiento de fracturas (JPS) | |
| < 0,1 m | 10 |
| 0,1 a 1,0 m. | 20 |
| > 1,0 m. Sobre tamaño de la malla | 50 |
| 3.- Angulo del plano de fractura (JPA) | |
| Buza fuera de la cara | 20 |
| Rumbo perpendicular a la cara | 30 |
| Buza hacia la cara | 50 |
| 4.- Influencia de la densidad (RDI) | $RDI = 25 * SG - 50$ |
| 5.- Factor de dureza (HF) / Influencia de la resistencia: $E/3$ para $E < 50$ GPa; $UCS/5$ para $E > 50$ GPa; (E = módulo de Young, UCS = resistencia a la compresión uniaxial): $RSI = 0,5 * RC$. | |

Fuente: Manual de perforación y voladura L. Jimeno.

Con estos parámetros en campo se determina el consumo específico (CE) de explosivo y el factor de energía (FE).

$$CE = 0,004 * BI... (kg/TM)$$

$$FE = 0,015 * BI... (Mj/TM)$$

$$A = 0,12 * B \quad (A = \text{Factor de roca})$$

Según López J., Carlos (1994). En determinadas obras como la construcción de presas de roca se necesita material para enrocado con un grado de fragmentación necesario, como en este caso se requiere roca con una fragmentación de tamaño ($> 1 \text{ m}^3$).

La configuración de las voladuras para producir bloques de grandes dimensiones difiere de la convencional de las voladuras en banco, dos objetivos básicos consisten en conseguir un corte adecuado a la cota del piso y un despegue limpio a lo largo del plano que forman los taladros con un agrietamiento mínimo de la roca por delante de dicho plano.

Las pautas que deben conseguirse para el diseño de las voladuras de escollera son lo siguiente:

- Altura de banco lo mayor posible, dentro de unas condiciones de seguridad de la operación. Habitualmente se adoptan alturas entre los 15 y 20 m.
- Diámetro de perforación comprendidos entre 75 y 115 mm.
- Inclinaciones de los taladros entre 5° y 10° .
- Sobreperforación $J = 10 \text{ Dt}$.
- Longitud de carga de fondo de 55 Dt, con explosivos que dan una elevada densidad de carga.
- Relación entre la burden y el espaciamiento $B/S = 1,40 - 1,70$, en ocasiones se emplean valores incluso superiores a 2.
- Retacado intermedio entre la carga de fondo y la carga de columna del orden de 1 m.
- Consumo específico en la zona de la carga de fondo en función de la resistencia a compresión simple de la roca.

$> 650 \text{ g/m}^3$ para $RC > 100 \text{ MPa}$

$< 500 \text{ g/m}^3$ para $RC < 100 \text{ MPa}$

- Densidad de la carga en el plano de corte:
 - $> 500 \text{ g/m}^2$ para $RC > 100 \text{ MPa}$
 - $< 250 \text{ g/m}^2$ para $RC < 100 \text{ MPa}$
- Carga de columna desacoplada con una relación entre el diámetro del taladro y el diámetro de carga alrededor de 2.
- Retacado con una longitud de “15 D”.
- Secuencia de encendido instantánea en toda la fila de taladros.

Variables relacionadas con la eficiencia de la voladura.

- Variables del macizo rocoso.
- Variables de carga operante.
- Variables de diseño.
- Variable de las condiciones geológicas.
- Variable de las condiciones ambientales.

2.3. Marco conceptual

2.3.1. Perforación y voladura

Perforación primaria

El cálculo del diámetro de perforación está de acuerdo a la naturaleza de la roca, tamaño del equipo de operación, altura de banco, buzamiento de los estratos de la roca caliza, para determinar el diámetro se ha adoptado la siguiente relación propuesta en el manual de (C. Konya, 1998).

El diámetro Φ BH económico para la altura de banco podemos aproximar: Cuadro 2.5

Cuadro 2.5
Altura de banco vs diámetro de taladro

| Altura de banco | Diámetro |
|-----------------|-------------------|
| < a 8 metros | < 4" Φ BH |
| 8 a 10 metros | 4" a 6" Φ BH |

Fuente: Manual de voladura C. Konya

De acuerdo a estas relaciones a datos experimentados, aplicados en otras canteras para una altura de banco de 10 metros, se aproxima de 3 a 3 ½" Φ BH, que se viene usando en las operaciones actuales en canteras de calizas.

Malla de perforación

Para definir una malla perforación es necesario tener en cuenta los parámetros fijos y los parámetros variables.

Parámetros operativos o fijos; Son los que no se pueden alterar fácilmente:

- Características de la roca.
- Altura de banco.
- Ancho de berma.
- Angulo de perforación.

Parámetros variables: Son aquellas que pueden ser variados:

- Malla de voladura (burden y espaciamento).
- Energía del explosivo.
- Secuencia de encendido.

- Atacado.
- Consumo específico de explosivo.

Consideraciones generales:

- Diámetro del taladro (Φ BH). El diámetro será en función a nuestro parámetro fijo de altura de banco y su relación con el equipo de carguío.
- Burden y espaciamento. Según la teoría de George Pearse. Se tiene.

$$B = K * \frac{Dt}{1000} * \sqrt{\frac{PoD}{Std}}$$

Donde:

B : Burden (m).

K : Constante que depende de las características de la roca. Varía entre (0,7 – 1,0).

Dt : Diámetro del taladro (mm).

PoD : Presión de detonación (kg/cm^2).

Std : Resistencia dinámica de la roca (kg/cm^2).

Std . La resistencia dinámica de las rocas de acuerdo a las muestras tomadas de campo nos indica una resistencia para ser quebrado.

- Determinación de la constante “k” en función de la calidad de la roca

Según la relación:

$$K = 1,96 - 0,27\text{Ln}(\text{ERQD})$$

Donde:

ERQD : Índice de calidad de la roca equivalente. Ver Cuadro 2.6

$$ERQD = F_j * RQD$$

Cuadro 2.6
Valores para el cálculo del RQD equivalente

| Resistencia de las discontinuidades | Factor de corrección |
|-------------------------------------|----------------------|
| Alta | 1,0 |
| Media | 0,9 |
| Baja | 0,8 |
| Muy baja | 0,7 |

Fuente: J. López Manual de Perforación y voladura de rocas

- Cálculo de la presión de detonación del explosivo

$$PoD = \frac{(\rho_e * VOD^2)}{4}$$

Donde:

PoD : Presión de detonación del explosivo (MPa).

ρ_e : Densidad del explosivo (g/m³).

VOD : Velocidad de detonación del explosivo (m/s).

- Espaciamiento; están en rangos de (1 a 1,8) veces la distancia del burden, las distribuciones de energía óptima resulta cuando el espaciamiento es igual a 1,15 veces el burden.

Espaciamiento para producción de bloques de roca

$$S = B \times 1$$

- Longitud de taco (T)

El valor del taco varía en un rango de 0,7 a 1,0 veces el burden.

- Longitud de carga explosiva por taladro (Lc)

$$Lc = (H + J) - T$$

Donde:

H : Altura de banco.

J : Sobre perforación.

T : Longitud de taco.

Para la estimación de la longitud de carga por taladro será estimado a partir del factor de carga a emplearse.

$$Lc = (Fc * Vt) / Cml$$

Donde:

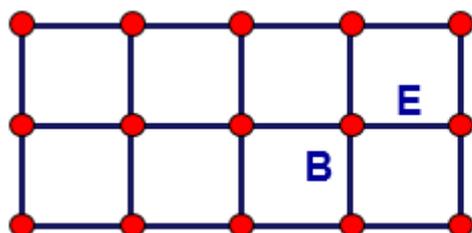
Fc : Factor de carga.

Vt : Volumen a romper por taladro.

Cml : Carga por metro lineal.

2.3.2. Diseño de la malla de perforación y voladura

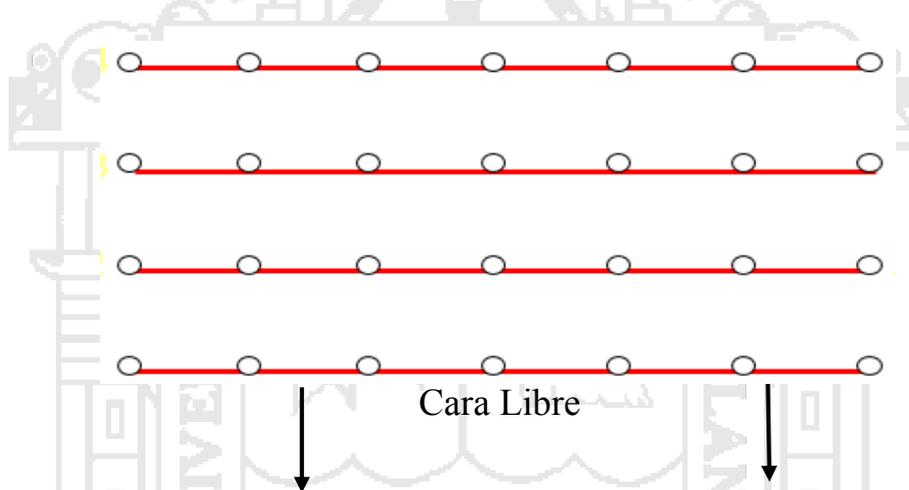
- Trazos de perforación y secuencia de salida



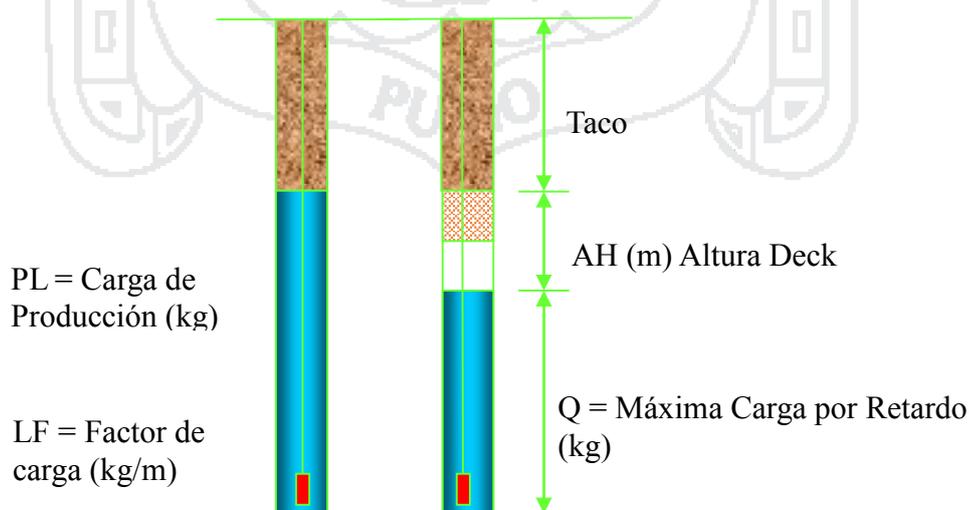
Malla cuadrada:

$$E = B$$

Salidas en filas



- Diseño de carga



2.3.3. Términos conceptuales en perforación y voladura en canteras

Banco de cantera: Está en función al equipo de carguío, cargador frontal o excavadora hidráulica.

Sobre perforación (J): De manera que para romper por el nivel del piso propuesto, hay que perforar por debajo, cierta longitud en función del burden y de las condiciones estructurales de la roca en el pie de perforación, cuando perforamos taladros verticales la sobre perforación varía de 9 – 12 el diámetro del taladro, para casos prácticos se considera de 7 a 8 % de la altura de banco.

Perforación en Cantera: La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura, su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar explosivos y sus accesorios, denominados taladros. En la cantera de estudio los taladros se perforan hasta 24 pies, diámetro de taladros es 102 mm (4 Pulg.), ángulo de inclinación de la perforación respecto al talud es 80° Rendimiento de la perforadora es 35,38 m. perforados por hora.

Voladura en cantera: Es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados produciendo dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento. En la cantera para este proceso se usó agentes de voladura (Emulsión) y accesorios (Fanel Dual) con periodo de retardo en (ms).

Fragmentación: Es el tamaño al que se rompe la roca en una voladura, depende de la manera en que la energía trabaje tanto entre taladros como en filas. La fragmentación se verá afectada si el espaciamiento y el tiempo de iniciación están mal. (Arte de tronadura - MCKENZIE).

Burden para canteras (B): Se define como la distancia más corta entre una perforación y la cara libre, es el lado del banco que menos resistencia presenta. En cantera para producción de roca de tamaños mayores es ($B = 30 D$), para determinar esta variable se ha usado el modelo matemático de Pearse – 1955, lo cual nos determina el burden para voladura de rocas en cantera, proporcionando una fragmentación gruesa de tamaños mayores a 0,30 metros de diámetro.

Malla de perforación en cantera: Porción de terreno donde se realizarán los trabajos de perforación, por lo general este tiene una distribución uniforme que puede ser cuadrada o rectangular si para producción de escollera.

Distribución de retardos: Se dan retardos por la necesidad de la voladura para que tenga una secuencia de salida de tal manera generar caras libres continuas.

Litología: En cantera sur se caracteriza por el tipo de roca sedimentaria caliza.

Geomecánica: Es la disciplina que estudia las características mecánicas de los materiales rocosos y el comportamiento del macizo. Material de cantera se ha evaluado en laboratorio, dando resultado de compresión uniaxial 45 MPa.

Diámetro Crítico: Es diámetro mínimo mediante el cual se puede detonar una carga explosiva, agregando gas finamente disperso se reduce considerablemente el diámetro crítico de un explosivo.

Este diámetro puede ser bastante grande (aproximadamente 125 mm) para emulsiones y acuageles, para el ANFO normal su diámetro crítico es 50 mm. (C. Konya, 1998).

2.4. Hipótesis general

Con la determinación del diseño de la malla perforación y voladura en la cantera sur de caliza se obtendrá buena producción de roca escollera para enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco.

2.4.1. Hipótesis específico

- Con el diseño de la malla de perforación y voladura en la cantera Sur de caliza se obtendrá escollera para enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco.
- Con la determinación de la producción de roca escollera en la cantera Sur de caliza, será adecuado y suficiente para el enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco.

2.4.2. Variables

Cuando se tiene que tener en cuenta los parámetros de diseño de perforación y voladura se tiene en cuenta en dos grupos fundamentales.

Variables controlables: Las variables que se pueden controlar, son el tipo de explosivo, esquema de perforación, diámetro del taladro, longitud del taco, uso de cargas en taladros acopladas, tacos, uso del explosivo de alta o baja densidad de acuerdo a la calidad de la roca.

VARIABLES NO CONTROLABLES: Son las llamadas los factores de campo, naturaleza del macizo rocoso, orientación de las discontinuidades geológicas y la resistencia dinámica in-situ a compresión y/o tracción de la roca.

Variable independiente:

- Características geomecánicas de la roca caliza.
- Configuración geométrica de los bancos.
- Altura de banco de la cantera y ancho de berma de la cantera.
- Angulo de perforación.

Variable dependiente:

- Malla de perforación y voladura (burden y espaciamiento).
- Energía del explosivo en los taladros.
- Secuencia de encendido de la carga en los taladros.
- Atacado y consumo específico de explosivo.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Tipo de investigación

El tipo de investigación del presente estudio es descriptiva, porque tiene como objetivo central la descripción de los eventos para lograr establecer un diseño apropiado de malla de perforación y voladura para producir roca escollera.

Metodología para obtención de datos

La obtención de datos se hará mediante la identificación y el análisis de las causas de voladuras en el que se ha tomado el registro de perforación, parámetros de diseño de voladura establecidos anteriormente y/o post voladura.

Metodología para el diseño de malla de perforación y voladura

La metodología empleada es empírica – analítica y numérica, empírica- analítica porque se aplicó las experiencias y análisis del autor (López, C., 1994), y numérica porque se aplica el programa JKSimBlast para bancos para modelar y simular voladuras con

parámetros de campo de tal forma se debe evaluar el factor de carga acorde a la necesidad de la fragmentación deseada.

Según el objetivo: Es de investigación descriptiva, los estudios pretenden conducir a un sentido de comprensión o entendimiento del fenómeno, apuntan a las causas de los eventos de voladura de rocas, posteriormente formular un diseño en el que se mejore y optimice la voladura eficientemente. Por lo tanto, están orientados a la comprobación de hipótesis causales; esto es, identificación y análisis de las causales (variables independientes) y sus resultados, los que se expresan en hechos verificables (variables dependientes) porque se plantea una alternativa para mejorar la producción de material de roca escollera para enrocado de la presa de relaves.

Según el tratamiento de datos: Es cuantitativo, por ser un estudio de análisis de datos por medio de cálculos y programas afines como la simulación de pre voladuras, experimental, interpretativo y evaluativo.

Nivel de investigación; descriptivo

Método; analítico deductivo

3.2. Método de investigación

Por su carácter metodológico es; descriptivo se caracteriza en el análisis deductivo, a continuación se detalla la secuencia de investigación.

- Se recopiló y procesó la información bibliográfica referente al tema a investigar, información primaria y secundaria.
- Se realizó la caracterización de las propiedades mecánicas del macizo rocoso en la cantera de explotación de caliza para enrocado de la construcción de la presa.
- Evaluación y descripción del macizo rocoso en campo, análisis de rocas mediante ensayos en laboratorio y observación con métodos directos usando tablas y patrones para determinar las características.
- Se sistematizó la información sobre el diseño de perforación y voladura utilizando modelos matemáticos para calcular la malla de perforación y configuración de carga operante.
- Se realizó el diseño de la malla de perforación y la selección del explosivo adecuado acorde a las propiedades físico-mecánicas de la roca a romper.
- Se hizo el análisis y medición de los resultados de voladura, tamaño de fragmentación mediante métodos cualitativos y cuantitativos.
- Se hizo la evaluación de la eficacia del diseño de perforación y voladura, luego se hará la contrastación con la hipótesis planteada.
- Por ultimos se desarrolla la tesis final.

3.3. Población y muestra

Población

El presente trabajo de investigación se desarrolló en la obra “construcción de la presa de relaves Huachuacaja”, ubicada en la quebrada de la comunidad de Huaraucaca, distrito de Tinyahuarco, provincia de Pasco, departamento de Cerro de Pasco, construcción de presa de relaves para la empresa minera El Brocal.

Muestra

Constituye el área de perforación y voladura para producción de roca en cantera caliza. La cantera está diseñada con bancos de 6,00 m y la perforación se ejecuta con 02 equipos Rock drill (Ranger-700) y 01 equipo Track drill, los taladros de perforación son de 6,30 m diámetro de broca es de 102 mm, la malla de perforación es 4 m x 4 m mínima detonación por día es 75 taladros, volumen a producir es 6 936 m³/día, la secuencia de salida de la voladura es por filas (filas instantáneas), carga de fondo y columna (Emulex 80 1 ½ y ANFO) y accesorios (Fanel dual en MS) y carmex 2,10.

3.4. Variables y su operacionalización

Variable independiente (V.I.); diseño de malla de perforación y voladura en la cantera de calizas del proyecto huachuacaja de la Cía. Minera El Brocal - Cerro de Pasco.

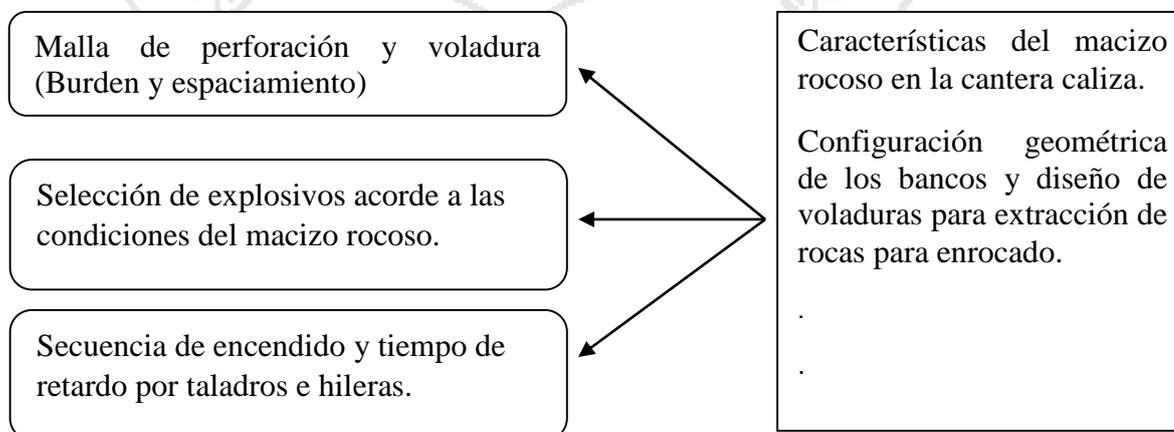
Variable dependiente (V.D.); producción de roca escollera para enrocado de la presa de relaves para el proyecto huachuacaja de la Cía. Minera El Brocal - Cerro de Pasco. Ver Cuadro 3.1.

Cuadro 3.1
Operacionalización de variables.

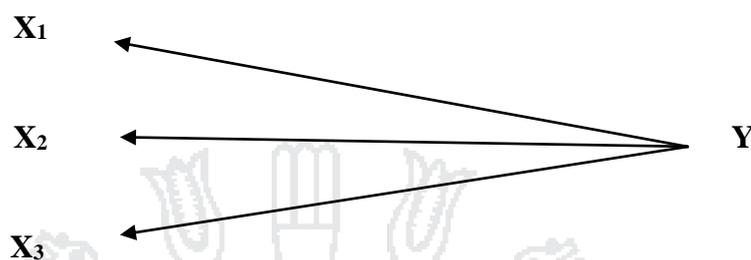
| VARIABLES | DEFINICIÓN OPERACIONAL | INDICADORES | ESCALA DE MEDICIÓN |
|--|--|----------------------------|--------------------------------|
| Variable independiente: | | | |
| Diseño de malla de perforación y voladura en la cantera de calizas del proyecto Huachuacaja de la empresa minera El Brocal - Cerro de Pasco. | El diseño de la malla de perforación debe ser cuadrado y salida en paralelo (por hileras) para producir escollera. | Burden | m |
| | | Espaciamiento | m |
| | | Altura de banco | m |
| | | Diámetro de broca | mm |
| | | Factor de carga | kg /m ³ |
| | | Distribución de taladros | Adimensional |
| Variable dependiente: | | | |
| Producción de roca escollera para enrocado de la presa de relaves. | Obtener roca con diámetros de (0,40 – 1,10) m para el enrocado de la presa. | Cumplimiento | Total m ³ /disparo. |
| | | Avance de la Construcción. | Volumen/polígono |
| | | Volumen requerido | Viajes/día. |

DEPENDIENTE

INDEPENDIENTE



Sintetizando:



3.5. Técnicas de recolección de datos

Las técnicas de recolección de datos se tomaron por observación directa en campo, seguimiento y medición de la operación en sí, para optar mayor credibilidad de la información requerida se manejó formatos para control de perforación tales como rendimiento y productividad del equipo.

Instrumentos de campo:

- Flexómetro de 5 m.
- Wincha de 30 m.
- Formatos de: (Valoración RMR, Perforación, voladura y producción).
- Picsa.
- Software de voladuras (Jk2Dbench).
- Brújula Brunton.
- Pintura.
- Cordel
- Esclerómetro (martillo Smith)

3.6. Técnicas de tratamiento de datos

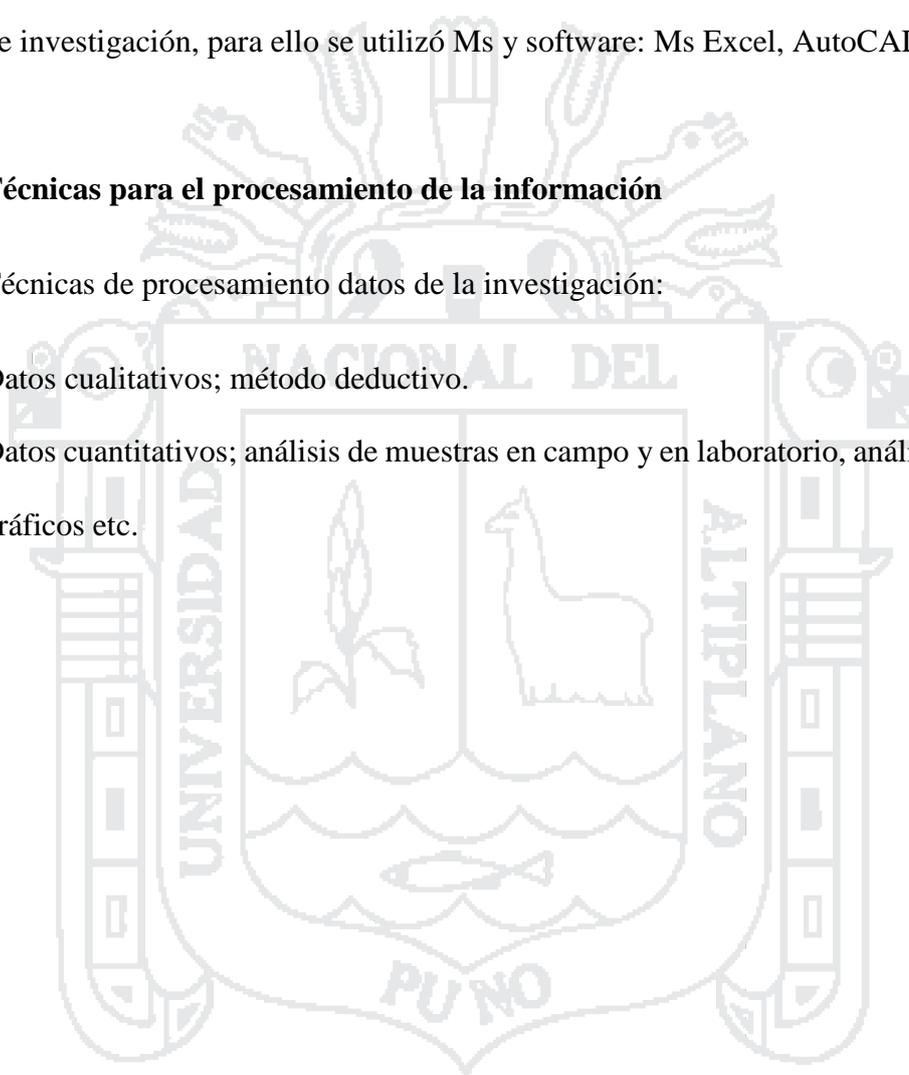
Para el procesamiento de datos se realizó con La información brindada proveniente de campo, se evaluó superficialmente, luego se le dará una confiabilidad adecuada al nivel de investigación, para ello se utilizó Ms y software: Ms Excel, AutoCAD, Jk2Dbench.

3.6.1. Técnicas para el procesamiento de la información

Técnicas de procesamiento datos de la investigación:

Datos cualitativos; método deductivo.

Datos cuantitativos; análisis de muestras en campo y en laboratorio, análisis de cuadros, gráficos etc.



CAPÍTULO IV

CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN

4.1. Ubicación y accesibilidad

El proyecto huachuacaja se encuentra ubicado en el paraje de la comunidad Huaraucaca del distrito de Tinyahuarco de la provincia y departamento de Cerro de Pasco a una altitud de 4 200 a 4 280 msnm se encuentra exactamente ubicada a 12 km. al Sur de la ciudad de Cerro de Pasco, y al Oeste de la compañía minera El Brocal, las coordenadas geográficas correspondientes son:

76° 17' 58" Longitud Oeste.

10° 46' 41" Latitud Sur.

El acceso al proyecto se hace por vía terrestre en un tiempo de viaje en bus de aproximadamente 7 h desde la ciudad de Lima, se realiza de la siguiente manera:

Por vía férrea:

Lima – La Oroya – Cerro de Pasco, con un total de 290 km.

Por vía terrestre:

El viaje se detalla en el Cuadro 4.1, con un total de 348,5 km.

Cuadro 4.1
Tiempo de viaje por vía terrestre desde Lima hacia la obra

| Tramo (En bus) | Tipo de Carretera | Distancia km. | Tiempo horas |
|--------------------------------|-------------------|------------------|-----------------|
| Lima - Cerro de Pasco | Asfaltada | 346 | 7,00 |
| Cerro de Pasco - Colquijirca | Asfaltada | 10 | 0,25 |
| Colquijirca – Proyecto/cantera | Trocha | 2,5 | 0,13 |
| | Total | 358,5 | 7,38 |

En el Anexo C.1 se muestra la ubicación de la presa de relaves Huachuacaja

4.2. **Clima y vegetación**

La región presenta un clima frígido y seco muy propio de la zona alto andina, distinguiéndose específicamente dos estaciones. La época de invierno que comienza desde diciembre a marzo, en esta época se produce precipitaciones pluviales, de nevada y granizos con poco frío. La otra época se caracteriza por la presencia de heladas y pocas precipitaciones atmosféricas, todas estas condiciones del tiempo hacen que la sociedad minera El Brocal tenga uno de los climas más fríos del Perú. La temperatura en el día llega a los 25°C y en la noche desciende a 7°C, otra seca de mayo a noviembre donde la temperatura durante el día alcanza a los 15°C y en la noche desciende debajo de 0°C, originando heladas estos cambios bruscos de temperatura.

La vegetación existente es muy poca, en el lugar donde se desarrolla el proyecto predomina el ichu y otros pastos naturales típicos de la zona alto andina, la existencia de estos pastos favorecen a la crianza de ganado auquénido y ovino.

4.3. Recursos

Existe suficiente recurso humano no calificado en la zona por pertenecer a la región Minera, el personal con que cuenta la empresa constructora del proyecto son generalmente de Cerro de Pasco y muchos otros tienen origen del Centro del Perú como Huancayo, Huánuco y de otras localidades del interior del país los insumos para la alimentación son adquiridos en gran parte de la ciudad de Cerro de Pasco y de otras localidades como Huánuco, Lima, etc.

La Cía. Minera El Brocal S.A. utiliza los recursos energéticos de la zona para abastecerse de energía de la cual se sirve en un 50 % de:

Central Hidroeléctrica Rio Blanco y Central Hidroeléctrica Yupayagra

4.4. Topografía y fisiografía

El área de estudio presenta un relieve característico de ambiente de sierra la superficie presenta lomas y colinas con plegamientos estructurales moderadamente erosionado levemente alterado y con bastante vegetación, cobertura de suelo material orgánico (Top-Soil). En las zonas bajas se han formado acumulaciones de detritus y material fluvio-glaciar.

Las zonas de depresión se localizan al pie del flanco de la zona de alta, la cual presenta un relieve plano que ha sido rellenado por material morrénico y fluvio-glaciar y que posteriormente fue erosionado en diferentes niveles, dando como resultado una serie de planicies a diferente altitud.

En el área del proyecto el relieve es moderadamente accidentado, gracias a numerosas quebradas de cause, se aprovecha la construcción de represa de relaves en la quebrada Huachuacaja que es de suma importancia para el futuro de la minera El Brocal.

4.5. Antecedentes históricos

La actividad minera Colquijirca de la empresa El Brocal es una de las más antiguas en todo el Perú, la mina evidentemente fue descubierta por los incas con el nombre de Colquijirca que significa en quechua “Cerro de Plata” y en el tiempo del virreinato la mina fue explotada por los españoles a través de tajos pequeños los cuales siguieron el rumbo y buzamiento de los estratos.

La empresa minera El Brocal S.A. se caracteriza por uno de sus operaciones de gran magnitud, la mina de Colquijirca consta de tres importantes yacimientos polimetálicos: El depósito tajo norte que contiene zinc, plata y mineral de plomo, el depósito Marcapunta que contiene mineralización aurífera en brechas oxidadas y en la zona de Marcapunta norte contiene mineralización de cobre arsenical. La producción diaria de mineral es de 11 000 TM/día. El cual es tratado en la planta concentradora de huaracaca a 7,5 km del tajo abierto.

Sociedad Minera El Brocal, viene proyectándose y ampliando su planta de tratamiento paulatinamente desde el año 2001 con producción diaria de 3 000 TM/día; el año 2006 con 4 000 TM/día; en el año 2011 con 7 000 TM/día; y para el año 2012 con 11 000 TM/día. Ahora la empresa busca incrementar la capacidad de producción de mineral actual de 11 000 TM/día a 18 000 TM/día., a través de la explotación y procesamiento

del mineral de cobre, las ampliaciones de yacimientos en Tajo Norte y Marcapunta Norte.

Por esta situación la Minera El Brocal, se ve obligado a la construcción de una presa de relaves de gran magnitud para el tiempo de utilidad de 30 a 35 años aproximado, la construcción requiere de roca y material para el recrecimiento del dique lo cual se estima 1 559 000 m³, para tales fines la empresa El Brocal debe contratar a una empresa prestadora de servicios ECOSEM Huaraucaca SRL. del lugar. La obra será ejecutada bajo la supervisión directa de BISA. (Buenaventura Ingenieros SA.).

4.6. Caracterización geológica

4.6.1. Geología regional

La geología regional se caracteriza por presentar geoformas variadas de relieves bajos a altas cumbres, tales como la depresión de la laguna Chinchaycocha y la cordillera la Viuda Negra, respectivamente. La estratigrafía se presenta desde el Neoproterozoico hasta el Cuaternario reciente, diferenciada por rocas metamórficas, sedimentarias, volcánicas e ígneas. El Neoproterozoico se caracteriza mayormente por presentar esquistos micáceos con reducidos afloramientos de gneis, expuestos en la hoja de Ambo. El Devónico está representado por pizarras, filitas y areniscas cuarcíticas muy replegadas, constituidos por areniscas, lutitas carbonosas cubren a las rocas del Paleozoico inferior perteneciente al grupo Mitu.

Grupo Mitu.- Su rango estratigráfico indica que data desde el Pérmico Superior hasta el triásico inferior.

También se observan clastos de areniscas sericiticas de los que se puede deducir que dichos clastos provienen de la erosión de las rocas.

Mesozoico

Grupo Pucara

Corresponde al triásico superior – jurásico medio está representado por las calizas varia del grupo pucara que sobreyace en discordancia angular al grupo mitu; se caracteriza por su contenido fosilífero.

Cenozoico

Grupo Pocobamba

Corresponde al cretácico superior – terciario inferior y este se subdivide a su vez en:

Formación Chuco

Estratigráficamente corresponde al terciario inferior y aflora en las faldas del cerro Huachuacaja, al NW y E próximos a la comunidad Huaraucaca se observan en menor cantidad clastos de chert de areniscas, calizas y dolomitas.

Formación Catera

Corresponde al Terciario medio, aflorando una diversidad litológica, en la base se encuentra calizas, en la parte intermedia podemos observar rocas carbonatadas intercaladas con arcillas y argilita bituminosa, mientras que en la parte superior se observan generalmente margas intercaladas con calizas, dolomías, arcillas y limo-argilitas. A través de toda la serie sedimentaria se observan horizontes tobáceos, estos no sobrepasan el 1,20 m de espesor.

4.6.2. Geología local

Litología

La litología de la zona donde se realiza extracción de materiales pétreos (cantera) está conformado de rocas calizas y dolomías en su mayoría, las rocas que componen como parte de su formación son las areniscas, lutitas y en la zona norte se encuentra roca del tipo ductico volcánico.

Horizonte inferior

Se caracteriza por ser una secuencia de rocas calcáreas y dolomíticas, con algunas intercalaciones de arcillas, en muchas rocas carbonatadas se observan horizontes de nódulos de *chert*. Asimismo dichas rocas se encuentran silicificadas y con presencia de oquedades por lixiviación de los carbonatos. Antes de llegar al horizonte medio encontramos al horizonte tobaceo de textura granular gruesa, aproximadamente de 1,0 m de potencia.

Horizontes medio

Se caracteriza por presentar a una secuencia carbonatada en la cual prácticamente todas se encuentran silicificadas con algunos horizontes de composición argilica y limo-argilica, también al igual que el horizonte inferior, observan paquetes de nódulos de *chert* en escaso, pero se ven en pequeños niveles de nódulos.

Horizonte superior

Se caracteriza por presentar una secuencia carbonatada silificada y dolomitizada, intercaladas de argilica, limo – argilitas y con niveles de argilita bituminosa, en algunas zonas de esta formación se caracteriza por rocas calizas.

4.6.3. Geología estructural

Plegamiento

Las estructuras más importantes, en la cual se encuentra la construcción de la cantera presenta una serie de anticlinales y sinclinales de forma moderada que tienen su plano de simetría “con un rumbo aproximado de Norte – Sur ($N 15^\circ W$), los flancos de dichas estructuras buzan hacia el Este y Oeste respectivamente, de Este a Oeste, el orden de los anticlinales y sinclinales es como sigue:

- Anticlinales: la Pampa – la Llave.
- Sinclinal: la Llave – Chocayoc.
- Anticlinal: Chocayoc – Mercedes.
- Sinclinal: Mercedes – Principal.

La estructura más importante de la región es la anticlinal de Cerro de Pasco, cuyo rumbo de su plano de simetría es aproximadamente Sur – Oeste estos plegamientos bastante apretados, ocurrieron como producto de la última fase de plegamiento andino.

Fallamiento: Dentro de las fallas importantes de la región podemos mencionar la de Huachuacaja, que se ubica en los cerros Gasamachay y Viscachani, se midió el rumbo aproximada de dicha falla, el resultado fue $N 20^\circ W$. la falla de Marcapunta se ubica en el centro mismo del cerro, presenta un rumbo aproximado de dicha falla el resultado fue de E – W.

Falla longitudinal Huachuacaja

De rumbo $N 30^\circ - 40^\circ W$ y un desplazamiento aparente. Esta falla bordea en la falda Oeste del cerro Marcapunta hasta San Gregorio.

Falla transversal de Concorcayan

Esta falla pasa por la quebrada del mismo nombre y se encuentra al norte del tajo abierto que desplaza ligeramente al bloque Norte hacia el Oeste, siendo la falla de desplazamiento de rumbo E – W. Esta falla sirve de límite Norte la cubeta Colquijirca.

Falla Mercedes

Sigue el flanco axial del anticlinal Mercedes – Chocayoc, con desplazamiento del bloque Este hacia arriba.

Falla transversal de Marcapunta

Esta falla fue evidencia durante el minado del tajo abierto. En cambio en el área del proyecto no hubo fallas de importancia, de tal forma en la zona donde se está explotando roca caliza (Cantera)

4.7. Generalidades de construcción de la presa de relaves

4.7.1. Características geológicas del depósito de relaves

El área del depósito de relaves tiene una morfología característica de ambiente glacial, de sección transversal en forma de U, con superficies llanas a onduladas y superficies de pendiente suave a moderadas, de tal forma que, el depósito de relaves se configura íntegramente sobre un valle de fondo sub-horizontal (pendiente < 2 %) y amplio que alcanza un ancho máximo de 1 000 m, el valle se ha formado sobre el basamento de areniscas, conglomerados y dolomías que se extienden hacia los flancos. Cubriendo a estos materiales, se tienen depósitos glaciales, lacustrinos y suelos saturados

bofedáticos. Hacia los flancos se extienden alineados en dirección norte-sur los cerros Lachipana, Viscajaga, Puca Ingenio, Pumarrin, Huagato y San Cristóbal, los cuales se elevan hasta los 4 350 msnm, a unos 150 m de desnivel sobre el fondo del valle. El valle corresponde al sector medio-alto de la cuenca del río Andacancha, sector denominado quebrada Huachuacaja. El sector medio del valle es de sección amplia (< 1 km), de fondo plano (< 2 %) y en el cual destacan promontorios de roca dacita a manera de domos alineados en dirección Noroeste-Sureste, el valle se configura de pendiente moderada conformadas por dolomías, areniscas y conglomerados; el fondo del valle está cubierto por extensos suelos saturados y bofedales.

En el sector sur, hacia el área de cierre del depósito de relaves donde se ubicará la Presa Huachuacaja, el valle es angosta y es de sección asimétrica, el flanco derecho (lado oeste) configurado sobre el cerro Lachipana, es de pendiente moderada y labrado sobre dolomías estratificadas del Pucará Occidental, la roca es muy fracturada, con niveles de contenido argílico y con evidencia de carsticidad, el flanco izquierdo corresponde al sector Este del cerro Marcapunta, con pendiente suave que alcanza en promedio los 10° y conformado sobre material morrénico que descansa sobre las areniscas, limolitas y conglomerados del Mitu; y sobre dacitas y brechas del Complejo Marcapunta. El cerro Marcapunta alcanza una elevación de 4 500 msnm y sus laderas en las partes altas alcanzan los 30° de inclinación.

En el fondo del valle se tiene cobertura de suelo orgánico saturado, sobre materiales lacustrinos y una mezcla de material morrénico, con fluvioglaciares que descansan sobre las dolomías del Pucará y la secuencia de areniscas, limolitas y conglomerados del Mitu.

Se ha observado estructuras cársticas sobre las dolomías del flanco derecho de la quebrada (lado Oeste), las cuales están relacionadas a la estratificación y a dolomías disolubles, asociados además a fallas y replegamientos muy localizados.

4.7.2. Geomorfología de la presa de relaves

Se ha considerado ubicar la presa de relaves en el sector más angosto de la quebrada Huachuacaja, en donde tiene un ancho promedio de 200 m en el fondo del valle, el área de la presa de relaves es zonificada construida con material de enrocado, suelo morrénico y desmonte no generador de ácido obtenido del tajo Norte. La estructura de recrecimiento de la presa de relaves se denota el siguiente Anexo; B.3 y B.4.

Impermeabilización del talud de aguas arriba mediante una cobertura de suelo de baja permeabilidad con un espesor mínimo de 10 m, sobre el cual se colocará una geomembrana de HDPE de 1,5 mm este sistema de impermeabilización tiene por objetivo minimizar las filtraciones a través de la presa de relaves.

La presa de relaves considera un tratamiento de fundación consistente en; excavación del material de turba y orgánico superficial, en un espesor promedio de 4 m en toda el área de fundación de la presa, está excavación se realiza al inicio de la construcción de la etapa 01 de la presa (cota 4 207 – 4 217 msnm).

Para el cierre del depósito de relaves se ha considerado un tratamiento de fundación mediante columnas de gravas y construcción de una berma de pie. La aplicación o no

de este tratamiento de fundación dependerá de lo reportado por el monitoreo de la instrumentación geotécnica y de las pruebas de SPT de verificación de mejoramiento de la resistencia del terreno de fundación a realizarse durante el cuarto (4) año de la operación del depósito de relaves.

Los aspectos constructivos y operacionales de la presa huachuacaja son:

Presa de relaves construida por etapas, cota de presa de inicio es 4 207 msnm (año 0 de operación) y cota de presa final a 4 247 msnm (año 20 de operación).

Desde el año 1 al año 20 de operación, está considerado que la presa sea construida en forma continua.

La construcción de la presa etapa 1 considera las siguientes actividades:

Obra de desvío para la construcción de los rellenos de la presa, conformado por un dique y tubería de desvío.

Excavación de los cuatro (4) primeros metros superficiales del terreno de fundación y posterior reemplazo de esta área excavada con material de enrocado resistente e inerte, hasta alcanzar el nivel del terreno natural (material 3); cota aproximada 4 194,5 msnm.

En la fundación de la presa, la primera capa de relleno será con material de bolonería – bloques (diámetro = 1,0 m) material 3, el que tendrá que alcanzar hasta 01 metro sobre la cota de la rasante de excavación. Se prevé un desplazamiento por peso en el área de suelos blandos (bofedal) del orden de 1 m y por sectores será mayor a 1 m luego continúa

el relleno con material 3 (diámetro = 0,40 m) en un espesor mínimo de 2 m (material de enrocado), material 2 en un espesor mínimo de 1 m (material de transición) y material 4 (material de relleno masivo de la presa), relleno con suelo morrénico compactado en el talud de aguas arriba, esto es aplicable en todo el talud de aguas arriba y con un ancho mínimo de 10 m.

El resto del cuerpo de la presa será construido con material de desmonte de mina obtenido del tajo Norte, relleno compactado en capas de 1 m de espesor para conformar el cuerpo de la presa, el material que se use debe ser no generador de ácido y se debe impermeabilizar el talud de aguas arriba de la presa con geomembrana HDPE de 1,5mm, en la tabla 4.2 se muestra el detalle de los parámetros de construcción.

Los relaves a ser depositados provienen del circuito de flotación de plomo-zinc (a razón de 13 500 TM/día) y cobre arsénico (4 500 TM/día), ambos relaves serán mezclados antes de ingresar a la planta de espesamiento de relaves para ser desaguados desde 20 % hasta 62 % de contenido de sólidos.

Las muestras de relaves fueron proporcionadas por SMEB y se consideran representativas, son los relaves que se generarán a futuro como parte de la expansión a 18 000 TM/día de la planta concentradora Huaraucaca, en el Cuadro 4.2 se caracteriza los parámetros de construcción de la presa de relaves.

La nueva presa de relaves es construida del nivel 4 207 a 4 217 mmsm para el tiempo de vida de 20 años aproximadamente.

Cuadro 4.2
Ingeniería de detalle, parámetros de construcción

| PARÁMETROS DE DISEÑO DEPÓSITO DE RELAVES HUACHUACAJA | | | |
|--|--|-------------------------------------|--------|
| ÍTEM | DESCRIPCIÓN | VALOR | UNID. |
| Peligro sísmico | | | |
| 01 | Actividad sísmica del área | Moderada | Adim. |
| 02 | Fuente tectónica principal | Placa de Nazca Nazca/Sud-A | Adim. |
| 03 | Aceleración del máximo sismo creíble a nivel de la roca basal | 0,39 | Grados |
| 04 | Aceleración del sismo con PR 475 años a nivel de la roca basal | 0,25 | Grados |
| Geología e hidrología | | | |
| 01 | Presencia de fallas activas | No | Adim. |
| 02 | Presencia de fallas de contacto | Si | Adim. |
| 03 | Geodinámica: deslizamientos | No | Adim. |
| 04 | Presencia de suelos especiales | Bofedales | Adim. |
| 05 | Presencia de carts | Ladera oeste del dep. de relaves | Adim. |
| 06 | Formaciones rocosas relacionadas | Pucará - Calizas y Mitu - areniscas | Adim. |
| Presa de relaves | | | |
| 01 | Tipo de presa | Zonificada | Adim. |
| 02 | Material de construcción | Desmonte de mina (20''-75'') | Adim. |
| 03 | Fuente del material de cantera | Desmonte de mina/Cantera. | Adim. |
| 04 | Ancho mínimo de coronamiento | 20 | m. |
| 05 | Borde libre mínimo | 5 | m. |
| 06 | Altura máxima | 60 | m. |
| 07 | Talud de aguas abajo | 3H:1V | H:V |
| 08 | Talud de aguas arriba | 3H:1V | H:V |
| 09 | Instrumentación geotécnica | Si | Adim. |
| 10 | Sistema de drenaje | Si | Adim. |
| Ingeniería de detalle, parámetros de construcción | | | |
| 11 | Impermeabilización del talud | Si | Adim. |
| 12 | Cortina de inyecciones | No | Adim. |
| 13 | Tratamiento de fundaciones | Evaluado durante la operación | Adim. |

Fuente: Ingeniería de detalle de Golder Associates S.A.

4.7.3. Propiedades de los relaves a ser depositados

La mineralogía de los relaves se caracteriza por la existencia de sulfuros de hierro (pirita), cobre (Tennantita), plomo (galena), y zinc (esfalerita), con minerales de ganga como cuarzo, arcillas de tipo alunita, illita, y caolinita, óxidos de hierro y carbonatos como dolomita y siderita.

Los relaves de Cu-As tienen un contenido de pirita de 36 %, 5 veces mayor que el de Pb-Zn. El contenido de cuarzo de los relaves de Cu-As es de 47 % y es 2 veces mayor que el de Pb-Zn. El contenido de óxidos de hierro de los relaves de Pb-Zn es de 18 % y es 30 veces mayor que el de Cu-As.

Los datos operacionales más importantes a ser considerados en el plan de depositación de relaves son los siguientes:

- Reservas de mineral 130 M TM.
- Producción promedio de mineral 18 000 TM/día.
- Producción promedio de relaves 16,74 k TM/día.
- Densidad seca de los relaves depositados 1,59 TM/m³.
- Gravedad específica de los relaves depositados 3,17.
- Volumen total de relaves espesados a ser depositado 76,3 M-m³.
- Vida útil de la mina 19,8 años.
- Contenido de sólidos de los relaves espesados en la relavera 62 %.
- Vw. descargada en los relaves espesados depositados 10 260 m³/día.

- Vw. retenida por los relaves espesados depositados 5 281 m³/día.
- Vw. que forma la poza del depósito de relaves 4 979 m³/día.
- Volumen promedio anual de la poza del depósito de relaves 3 M-m³.

4.7.4. Materiales para la construcción del dique de la presa

4.7.4.1. Características de los materiales de construcción

El acopio de los materiales será medido en metros cúbicos (m³) en cantera, obtenido mediante los levantamientos topográficos y en concordancia con los planos aprobados por el Ingeniero, solo se medirá el material estrictamente necesario para ser utilizado en el relleno correspondiente.

Material morrena

Es denominado material de tipo 1 será obtenido de la cantera de suelo morrénico, lo cual será utilizado como relleno compactado en el talud de aguas arriba de la presa asimismo servirá de apoyo de la geomembrana y está considerado para la construcción del dique de la obra de desvío.

El material deberá consistir de gravas, arenas y arcillas, sin material orgánico o cualquier otro material inorgánico, deberá contar con tamaño máximo de 0,15 m (6”), una permeabilidad de $< 10^{-5}$ cm/s y un índice plástico > 12 , es considerado de baja permeabilidad, el presente material es extraído de una cantera a 3.5 km al Este de la nueva presa de relaves.

Colocación

El contratista colocará y compactará el material tipo 1 – Morrena de baja permeabilidad paralelo al eje de la presa y dique de la obra de desvío en capas de espesor uniforme sin exceder 0,30 m después de ser compactados, los 50 mm superiores de cada capa deben ser escarificados, secados o humedecidos rociándolos con agua, también humedecer acorde a las condiciones ambientales, antes de colocar la siguiente capa.

El material deberá ser compactado con pasadas de un rodillo vibratorio de tambor liso que tenga un peso estático no menor a 10 toneladas, la vibración será usada apropiadamente, el contratista compactará el material tipo 1 – grava arcillosa a no menos del 95 % de la densidad seca máxima del Proctor Estándar, de acuerdo con el análisis en laboratorio de los ángeles ASTM D698. El contenido de humedad estará ± 3 % del contenido óptimo de humedad.

Material enrocado fino

Es denominado material tipo 2, deberá ser obtenido de la cantera de calizas, previa selección. Este material será utilizado en el cuerpo de la presa como transición, entre el material (morrena) y el material (enrocado).

El material debe consistir de bolones, gravas, arenas y poco o nada de finos, las partículas serán duras, durables, sin material orgánico, arcilla, partículas blandas o algún otro material inadecuado, deberá contar con un tamaño máximo de 0,30 m (12”) y ser no plástico, las partículas mayores de 0,30 m se removerá antes de la compactación.

Colocación

El material deberá ser compactado con 4 pasadas de un rodillo vibratorio de tambor liso con peso estático no menor de 10 toneladas, después del extendido del material e inmediatamente antes de la compactación, se deberá rociar agua aplicada uniformemente a la superficie de cada capa a razón de 150 litros por metro cúbico de enrocado, el espesor de la capa compactada no deberá exceder los 0,50 m.

Material enrocado grueso

Es denominado material tipo 3, será utilizado en la fundación de la presa Huachuacaja como se indica en los planos correspondientes, este material deberá ser obtenido de la Cantera de calizas previa selección.

El material debe consistir de bolones, gravas, arenas y poco o nada de finos. Las partículas serán duras, durables, sin material orgánico, arcilla, partículas blandas o algún otro material inadecuado, el tamaño máximo deberá ser de 1,00 m (40”).

La roca intacta de la cantera para enrocado debe tener una resistencia a compresión uniaxial mínima de 40 MPa, un peso específico $> 2,4 \text{ g/cm}^3$ y no más del 40 % de pérdidas durante la prueba de abrasión y con durabilidad máxima 18 %.

Colocación

El espesor máximo de la capa para el material tipo 3 será de 1,00 m del material compactado, bloques mayores dentro de las zonas de colocación del material tipo 3 no

deberán ser incorporados en los rellenos, después del extendido del material e inmediatamente antes de la compactación, se deberá rociar agua aplicada uniformemente a la superficie de cada capa a razón de 150 litros por metro cúbico de enrocado.

El enrocado deberá ser compactado mediante un mínimo de cuatro (4) pasadas de un rodillo vibratorio de tambor liso con peso estático no menor de 10 toneladas.

Material bolonería – bloques

Es denominado material tipo 3A, será utilizado en la fundación de la presa Huachuacaja como se indica en los planos correspondientes, este material deberá ser obtenido de la Cantera de calizas, según se indica en el Anexo B.2 previa selección.

Este material debe consistir de bolones, bloques y poco o nada de finos. Las partículas serán duras, durables, sin material orgánico, arcilla, partículas blandas o algún otro material inadecuado, el tamaño promedio deberá ser de 800 mm (31,5”).

La roca intacta de la cantera designada para obtener el material de bolonería-bloques debe tener una resistencia a la compresión uniaxial mínima de 40 MPa, un peso específico $> 2,4 \text{ g/cm}^3$ y no más del 40 % de pérdidas durante la prueba de abrasión en la máquina de Los Ángeles y debe ser inerte (No generadora de ácido) durabilidad máxima 18 %, estas especificaciones técnicas cumple la cantera caliza Sur, de la cual se ha extraído materiales para enrocado a la presa.

Colocación

El espesor máximo de la capa para el material será de 800 mm del material colocado.

Se considera un desplazamiento por peso del material en el área de los suelos blandos orgánicos (bofedal), este material deberá alcanzar hasta un (1) metro sobre la línea de excavación.

Material desmonte de mina de (20")

Es denominado material tipo 4, tiene origen del tajo, o desmonte de mina será utilizado como relleno principal de la presa Huachuacaja según se indica en los planos correspondientes, este material deberá ser obtenido de la operación del tajo de la zona Nor Este y Sur, del tajo Colquijirca, lo cual debe consistir en fragmentos durables, resistentes de roca cuyo tamaño máximo deberá ser de 500 mm (20").

Colocación

Los materiales deben ser colocados y extendidos con particular cuidado para prevenir su segregación y contaminación, los materiales deben ser colocados y extendidos en sentido paralelo al eje de la presa.

El material deberá ser compactado, en capas de 750 mm de espesor uniforme, considerando (4) pasadas de un rodillo vibratorio de tambor liso con peso estático no menor de 10 toneladas; el contratista colocará y compactará el material tipo 4 paralelo al eje de la presa, en el proceso estos materiales se ha tratado, referente a humedad y contenido de finos para que tenga mejor compactación.

Material desmonte de mina de (75”)

Denominado material tipo 4A tiene origen del tajo, o desmonte de mina será utilizado como relleno de baja permeabilidad según se indica en los planos correspondientes. Este material deberá ser obtenido de la operación del tajo de la zona Nor Eeste y Sur, según se indica en el Plano D – 106, este material de roca debe consistir en fragmentos durables, resistentes de roca cuyo tamaño máximo deberá ser de 75 mm (3”), las partículas mayores de 75 mm se removerán del material antes de la compactación.

Colocación

Los materiales deben ser colocados y extendidos con particular cuidado para prevenir su segregación y contaminación, los materiales deben ser colocados y extendidos en sentido paralelo al eje de la presa, el material deberá ser compactado, en capas de 300 mm de espesor uniforme, apruebe otro procedimiento, considerando (4) pasadas de un rodillo vibratorio de tambor liso con peso estático no menor de 10 toneladas. El contratista colocará y compactará el material tipo 4A paralelo al eje de la presa.

Material tipo 5 – carpeta de rodadura

Es denominado material tipo 5, será utilizado en la corona de la presa para las ocho (8) etapas de construcción, como se indica en los planos correspondientes, podrá ser obtenido de la cantera de caliza según se indica en el plano D-106 previo chancado y tamizado. Este material debe consistir de gravas, arenas y finos, las partículas serán

duras, durables, sin material orgánico, arcilla, partículas blandas o algún otro material inadecuado, el tamaño máximo deberá ser de 50 mm (2") y ser no plástico.

Material tipo 6 – morrena/desmote de mina (estructural)

El material tipo relleno estructural será utilizado como relleno en las obras civiles de la poza colectora de filtraciones y de la planta de espesamiento entre otros según se indica en los planos correspondientes, este material deberá ser obtenido de la cantera de morrena o del desmote de Mina según se indica en el plano D – 106, el material deberá consistir de gravas, arenas y arcillas, sin material orgánico, deberá contar con un tamaño máximo de 150 mm (6").

Material random

Material tipo 7, es obtenido producto de los cortes necesarios para la construcción de la presa y de los canales de derivación, se usará el material excavado conformado por gravas, arenas y arcillas, sin material orgánico, el tamaño máximo deberá ser 150 mm (6"), será utilizado como relleno común según se indica en los planos correspondientes.

Material tipo 8 - material de filtro

Consiste de una mezcla procesada bien gradada de grava, arena y un porcentaje de finos no plásticos obtenido de la cantera, las partículas deberán ser duras y durables y contar con un tamaño máximo de 50 mm (2") y tener una permeabilidad $< 10 - 1$ cm/s.

Material tipo 9 - material de dren

El material tipo dren será utilizado como drenaje según se indica en los planos correspondientes, deberá ser obtenido de la cantera de intrusivos previo chancado y tamizado o del río San Juan, este material debe consistir de gravas, arenas y poco o nada de finos, el tamaño máximo deberá ser de 75 mm (3”), la fracción gruesa (gravas y arenas) deberá ser mayor de 50 % y el contenido de finos no deberá ser mayor de 3 %.

Ver Cuadro 4.3

Cuadro 4.3
Proceso de construcción del dique de desvío

| CONSTRUCCIÓN DE PRESA DIQUE DE DESVÍO | | | |
|---------------------------------------|----------------------------------|-----------|----------------|
| ÍTEM | DESCRIPCIÓN | METRADO | Unid. |
| 01 | Limpieza y desbroce | 11 520,00 | m ³ |
| 02 | Enrocado de estabilización | 12 000,00 | m ³ |
| 03 | Relleno con material de morrenas | 17 400,00 | m ³ |
| 04 | Superficie de Rodadura | 1 570,00 | m ³ |

Fuente: Expediente técnico del proyecto

4.7.4.2. Requerimiento de bloques de roca para enrocado

Área de la cantera de roca caliza en huachuacaja; están ubicados los afloramientos de roca caliza, ubicado a 2,8 km. de distancia de la futura presa de Huachuacaja, la caliza es una roca sedimentaria, con contenido de sílice moderado, inferior a 15 %, por lo que se considera como no ácido según clasificación química, en el informe de Golder emitido el 01 de setiembre de 2011, “obtención de material de construcción – estudio de ingeniería básica del depósito de relaves Huachuacaja”, se evaluó la cantera de roca caliza como alternativa 2, los resultados del análisis geoquímico realizado en ese entonces indicaban que se trata de roca neutra que no es generadora de aguas ácidas y

cumple con las características físicas para el material de enrocado grueso, este material sería evaluado para la obtención de material tipo 2 y 3, eventualmente para material tipo 4, los bloques mayores de roca es de prioridad en la primera etapa.

Por consideraciones operativas de SMEB, se dividió la construcción de la primera etapa de la presa hasta la cota 4 217 mnsn, donde se utilizará aproximadamente un total de 1,60 millones de metros cúbicos de material de construcción, que serán extraídos de la cantera de caliza y otras canteras de material de préstamo, en el Cuadro 4.4, se muestra el requerimiento de material por meses, desde el inicio de la presa, se considera material netamente extraídos a base de perforación y voladura.

Cuadro 4.4
Total volumen de roca adquirido por mes de cantera caliza y préstamo

| Materiales para construcción de la presa y el periodo de obtención | | | | | | | |
|--|----------------|----------------|----------------|----------------|----------------|--------------|------------------|
| Tipos de material | Mes 1 | Mes 2 | Mes 3 | Mes 4 | Mes 5 | Tamaño | Total |
| | m ³ | cm | m ³ |
| Tipo 1 | 47 700 | 95 400 | 95 400 | 95 400 | 95 400 | 15,0 | 429 300 |
| Tipo 2 | 52 200 | 52 200 | | | 52 200 | 30,0 | 156 600 |
| Tipo 3 | 32 000 | 72 300 | 72 300 | 72 300 | 36 200 | 100,0 | 285 100 |
| Tipo 4 | | 120 500 | 120 500 | 120 500 | 120 500 | 8-50 | 482 000 |
| Tipo 5 | 44 500 | 44 500 | 44 500 | 44 500 | 30 000 | 5,0 | 208 000 |
| Total | 176 400 | 384 900 | 332 700 | 332 700 | 334 300 | - | 1 561 000 |
| Observación: El material de entrega no incluye al material tipo 1 y 5 por no cumplir las especificaciones que requiere la presa, la cantera solo produce roca caliza. | | | | | | | |

Fuente: Expediente - Ingeniería de detalle. Golder Associates

- Material tipo 1, la cantera de morrena se emplearía 2 excavadoras tipo CAT 365 y 4 volquetes durante los 5 meses que demoraría en construirse la primera etapa de la presa, consiste de la cota 4 207 hasta la cota 4 217 msnm. Ver Cuadro 4.5.

Cuadro 4.5
Volumen total de material extraído de cantera caliza

| Material | 1er mes | 2do mes | 3er mes | 4to mes | 5to mes | Prom. cm | Total m ³ |
|----------|---------|---------|---------|---------|---------|----------|----------------------|
| M-1 | | | | | | | |
| M-2 | 52 200 | 52 200 | | | 52 00 | 30,0 | 156 600 |
| M-3 | 54 300 | 60 000 | 72 300 | 72 300 | 26 200 | 100,0 | 285 100 |
| M-4 | | 120 500 | 120 500 | 120 500 | 120 500 | 8-50 | 482 000 |
| M-5 | | | | | | | |
| | 106 500 | 232 700 | 192 800 | 192 800 | 198 900 | | 923 700 |

Fuente: Expediente - Ingeniería de detalle. Golder Associates

- Material tipo 2, proveniente de la cantera de caliza, se ha diseñado un tipo de malla de 4,0 x 4,0 m que minimicen el uso de una malla estática para lograr la granulometría requerida, luego el material se dejará al pie de presa.
- Material tipo 3, proveniente de la cantera de caliza, se diseñó un tipo de malla de 4.0x4.0m, para obtener material de la granulometría entre 0,10 m a 1,00 m.
- Material tipo 4, se recomienda extraer de la cantera caliza y zona Sur del tajo Colquijirca, puesto se podría ingresar un contratista específico para extraer la caliza útil, de tal modo que no afecte la producción de operaciones mina, de acuerdo con estas consideraciones, en el Cuadro 4.6 y 4.7 se presentan los costos directos que se estiman

para la extracción, transporte y deposición a pie de presa, en esta no se ha considerado las actividades de conformación y compactación de los materiales.

Cuadro 4.6
Costos directos de extracción, transporte y deposición

| Ítem | Descripción | Tipo 1 y 5 | Tipo 2 – 4 | Unidad |
|-----------------------------------|----------------------|---------------------|---------------------|---------------------|
| | | US\$/m ³ | US\$/m ³ | |
| 1.00 | Producción total | 637 300 | 923 700 | m ³ |
| 1.10 | Perforación | 1,18 | 0,96 | US\$/m ³ |
| 1.20 | Voladura | 1,13 | 0,96 | US\$/m ³ |
| 1.30 | Carguío | 2,07 | 3,11 | US\$/m ³ |
| 1.40 | Acarreo (d = 2.8 km) | 1,69 | 2,31 | US\$/m ³ |
| 1.50 | Trabajos auxiliares | 2,81 | 5,12 | US\$/m ³ |
| Costo total de extracción de roca | | 8,88 | 12,46 | US\$/m ³ |

Fuente: Expediente - Ingeniería de detalle. Golder Associates

Cuadro 4.7
Costo total de material extraído de cantera caliza a presa

| Material | P.U (US\$/m ³) | Volumen (m ³) | Total US\$ |
|--------------------|----------------------------|---------------------------|-------------------|
| Tipo 2, 3 y 4 | 12,46 | 923 700 | 11 509 302 |
| Costo total (US\$) | | | 11 509 302 |

Fuente: Expediente - Ingeniería de detalle. Golder Associates

4.8. Planeamiento de minado de cantera caliza para obtención de material (2, 3 y 4)

Durante el estudio de detalle de las canteras zona norte y sur, para la obtención de material tipo 2, 3 y 4, se revisó los estudios de ingeniería básica de las alternativas de la cantera lado Norte y Sur se ha optado la cantera caliza zona sur para la extracción de material rocoso para enrocado, la roca caliza fue evaluada para ser utilizada como material para la fundación de la presa (enrocado finos y gruesos). Los resultados de los

ensayos de laboratorio indican que la roca caliza cumplen con los requerimientos físico-químicos para su uso como material de enrocado.

El material tipo 2 clasificado según el criterio constructivo como enrocado fino podrá permitir hasta un 7 % de material hasta un tamaño mínimo de 0,075 mm y un tamaño máximo de 304,8 mm. El material tipo 3 clasificado según los criterios constructivos como enrocado grueso podrá permitir hasta un 8 % de material hasta un tamaño mínimo de 600 mm y un tamaño máximo de 1 200 mm.

La construcción de la presa requiere un total de 156 600 m³ de material tipo 2 y 285 100 m³ de material tipo 3. Sin embargo, la cantera está diseñada para extraer 929 464,33 m³ de material, la cantera tiene como cota inferior 4 321 y tendrá 8 bancos de explotación. En el Cuadro 4.9 se muestra las cantidades de material por banco.

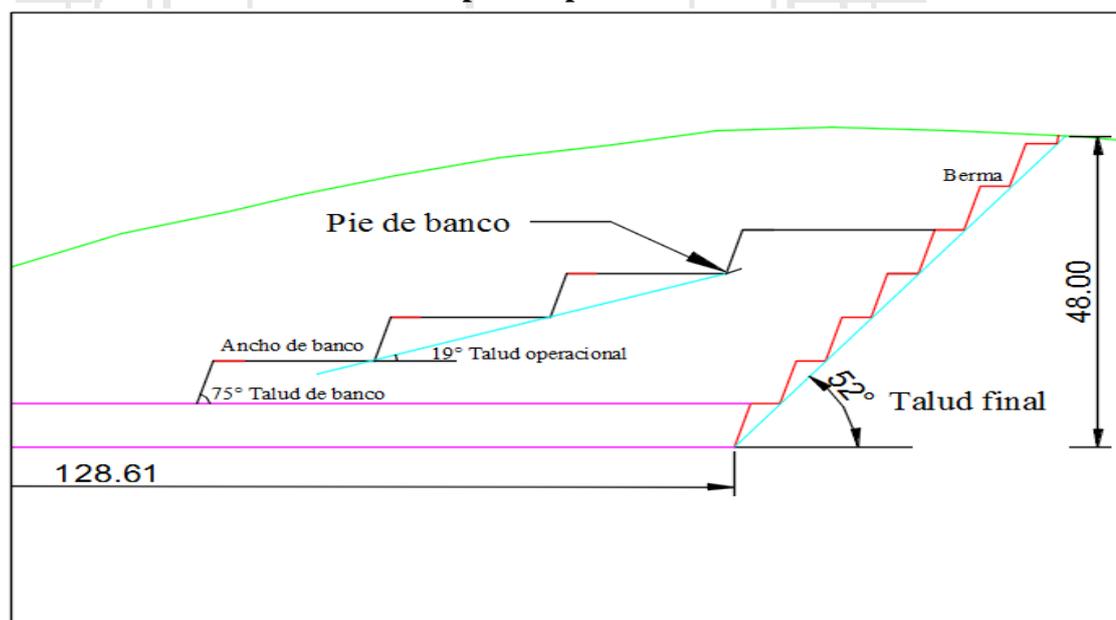
4.8.1. Ubicación

La cantera de caliza se encuentra ubicada a 2,8 km. de la presa, en las coordenadas 8 809 208 N y 358 638 E (centro de gravedad de la cantera) en el lado sur de la quebrada Huachuacaja, aguas arriba de la presa de relaves propuesta, la selección del sitio se debe al diseño operativo con la intención de generar la mayor cantidad de bancos requeridos para el minado, para el ingreso a la cantera se deberá preparar una vía de acceso de 2,8km. desde la presa en construcción hasta la cantera, la preparación de esta vía en la mayor parte del tramo será mediante corte con equipo de remoción, solo en un tramo de 50 a 100 metros se necesitaría realizar perforación y voladura para ampliar la vía, para la construcción de la vía primero se realiza corte en ladera con Tractor D 8.

4.8.2. Diseño de la cantera

En la zona de la cantera los trabajos iniciales consisten en la preparación de acceso hacia la parte superior para el acceso del equipo de perforación, la cantera se diseñó en base a los parámetros y criterios geotécnicos, en la Figura 4.1 se muestra la cantera al límite final, el diseño de vía según las consideraciones operacionales mencionadas, la pendiente máxima para los camiones es 10 %, esta pendiente es usada como pendiente máxima en la mayoría de las minas (la geometría de la vía de observa en la Figura 4.3)

Figura 4.1
Diseño de cantera para explotación de roca caliza



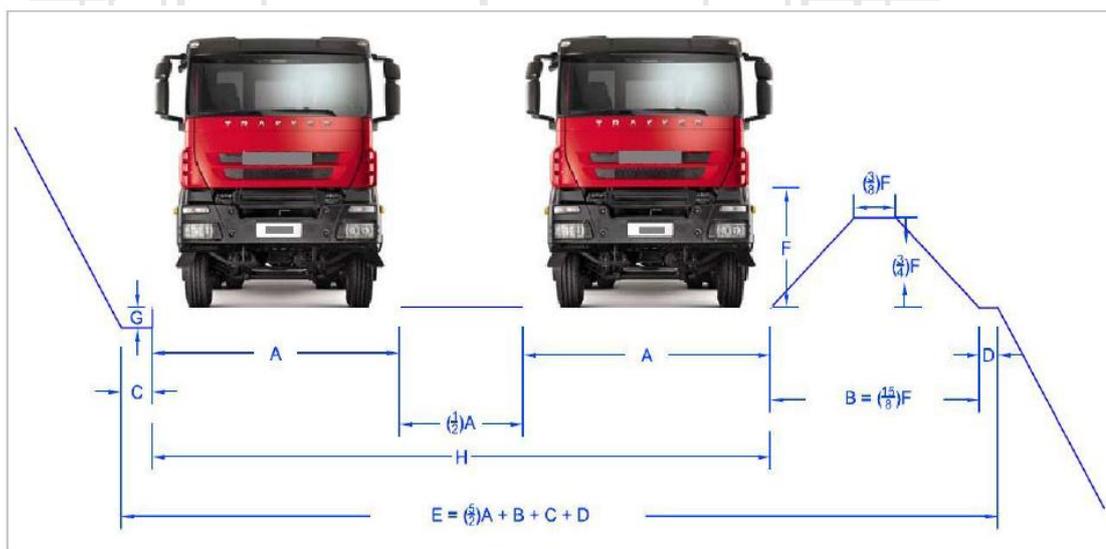
Fuente: Diseño de explotación de graveras y canteras

4.8.3. Características geométricas de la vía hacia cantera caliza

El diseño geométrico de las vías está en función principalmente de las dimensiones de la flota y del alineamiento definido y descrito en el ítem anterior.

La sección típica para todas las vías considera una vía de dos carriles con una cuneta lateral de sección triangular y una berma de seguridad, estos parámetros se detallan en la Figura 4.1 y 4.2, el ancho operativo de la vía está en función del ancho del camión, para ello consideramos el ancho mínimo en tramos rectos de dos carriles, el ancho de vía en las zonas de curvas está en función del radio de curvatura del camión y de los dos carriles de la vía, los caminos para el transporte de materiales pétreos hacia la presa son de capacidad de 15 m^3 y el equipo de carguío es el CAT 365 de $2,24 \text{ m}^3$. Ver Figura 4.2.

Figura 4.2
Geometría de diseño para preparación de acceso a cantera de caliza



Fuente: Diseño geométrico de carreteras. F. R. Flores Vargas

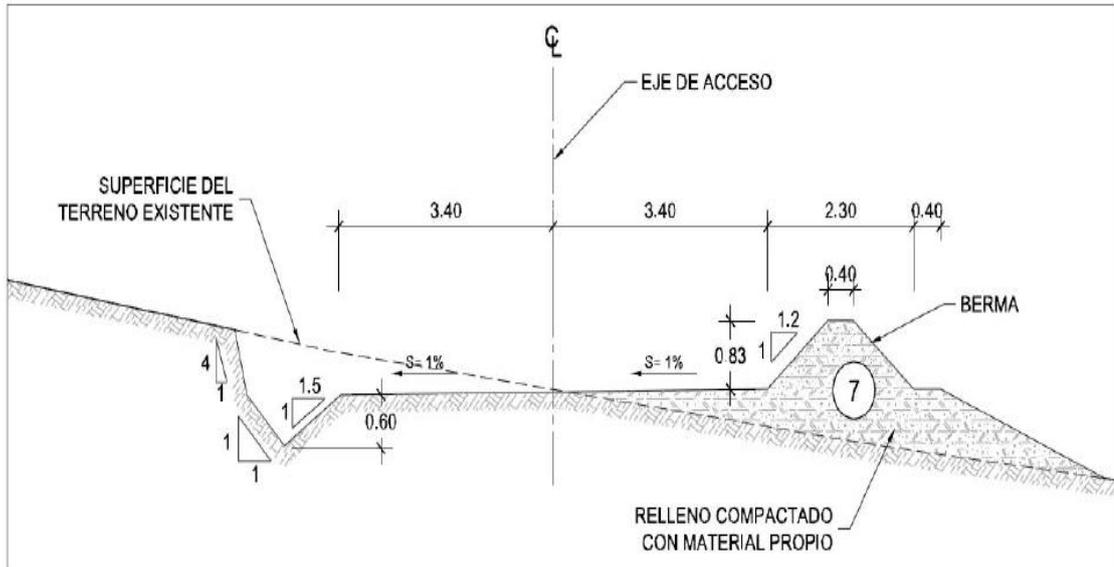
EL detalle de los parámetros de la Figura 4.4, son como se indican:

A: Ancho de operación, B: Ancho de berma de contención, C: Ancho de cuneta

D: Holgura de berma de seguridad, E: Ancho total de vía, F: Diámetro de llanta y

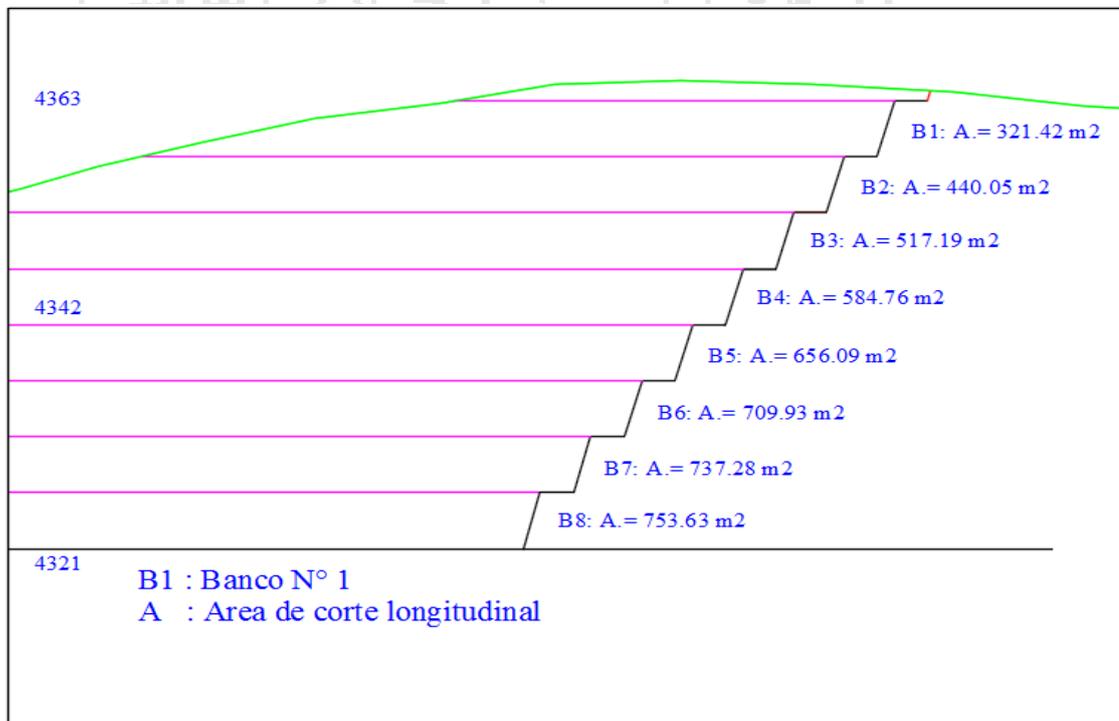
H: Ancho de pista

Figura 4.3
Ejecución de la vía aprovechando el material de corte



Fuente: Diseño geométrico de carreteras. F. R. Flores Vargas

Figura 4.4
Área de corte longitudinal por bancos



Fuente: Departamento de topografía de la obra

Volumen estimado por bancos.

La cantidad de material que demanda la presa para su construcción no cubre la cantera caliza sujeto que a partir del banco numero 8 las especificaciones técnicas de la roca es cambiante, referido a nivel de calidad de la misma, de tal manera el material de tipo 1, 5 y otros restantes es extraído de la zona norte y del tajo Colquijirca, material de préstamo. Ver Cuadro 4.8.

El volumen total que requiere la presa hasta la cota 4 217 msnm es 1 561 000 m³ lo cual será cubierto en la ejecución de la primera etapa. El volumen de material total de la cantera de caliza hasta el octavo banco es aproximadamente 929 464,33 m³, recuperación de material en cantera es hasta un 99 %, un total de 923 700,00 m³.

Cuadro 4.8
Volumen total estimado por bancos

| COTA | BANCO | AREA / Corte longitudinal | ANCHO DE EXPLOTACIÓN POR BANCO | VOLUMEN |
|--------------|-------|---------------------------|--------------------------------|-------------------|
| m.s.n.m. | N° | m ² | m | m ³ |
| 4363 | B1 | 321,42 | 58 | 18 642,36 |
| 4357 | B2 | 440,05 | 85 | 37 404,25 |
| 4351 | B3 | 517,19 | 120 | 62 062,80 |
| 4345 | B4 | 584,76 | 172 | 100 578,72 |
| 4339 | B5 | 656,09 | 190 | 124 657,10 |
| 4333 | B6 | 709,93 | 220 | 156 184,60 |
| 4327 | B7 | 737,28 | 265 | 195 379,20 |
| 4321 | B8 | 756,63 | 310 | 234 555,30 |
| TOTAL | | | | 929 464,33 |

Fuente: Departamento de topografía de la obra

4.8.4. Operaciones de minado en cantera

De acuerdo con la revisión de la información obtenida de Golder, en esta zona se utilizarán los procesos de perforación, voladura, carguío y acarreo.

4.8.4.1. Perforación y voladura

En la cantera los trabajos iniciales consistirán en la preparación de acceso hacia la parte superior para el acceso del equipo de perforación; utilizando perforadoras manuales tipo jackleg para disparar los “picachos”, desde allí se iniciará la cantera, se ha diseñado dos mallas de perforación en función del tipo de material, con la intención de minimizar pérdidas por sobre granulometría requerida, en la tabla 4.6 se encuentran los análisis de costos unitarios de perforación y voladura del material, la productividad del Rockdrill seleccionado cubre el requerimiento tanto del material tipo 2, 3 y 4 en prioridad, en la tabla 4.9 se observa los parámetros de voladura.

4.8.4.2. Carguío y acarreo

Se consideró como equipo de carguío a excavadoras tipo CAT 365 debido a su alta productividad respecto a los cargadores frontales, en el primer mes se necesita 2 excavadoras, para material tipo 2 y 3, para el acarreo del material se ha optado por utilizar camiones tipo volquetes de 15 m³ (roqueros).

4.8.4.3. Plan de extracción

La cantera se desarrollará partiendo de la parte más alta, para cuyo acceso se construirá una rampa para los equipos de perforación, voladura y remoción de roca. A partir de esta rampa se conformará el talud superior mediante perforación manual en las zonas inaccesibles y con una perforadora Track drill en las partes accesibles. Ver Cuadro 4.9.

Cuadro 4.9
Ejecución de la voladura de rocas en cantera para control e informe

| PROTOCOLO PARA VOLADURA | |
|------------------------------------|-------------------------|
| VOLADURA N° 04 | |
| FECHA QUE SE REALIZARA LA VOLADURÁ | 20/05/2013 |
| HORA DE COMIENZO DEL CARGUÍO | 10:00 am |
| HORA DE TERMINO DEL CARGUÍO | 12:00 pm |
| TIPO DE VOLADURA | Voladura primaria |
| LUGAR | Cantera caliza zona Sur |
| HORA DE VOLADURA | 12:30 pm |
| SUPERVISOR DE VOLADURA | Ing. David vega |
| PROGRESIVA | 0+066 – 0+097 |

DIAGRAMA DE DISPARO

| | | |
|------------------------------------|------|-------------------|
| Taladros de 102 mm de diámetro | | |
| N° TOTAL DE TALADROS DE PRECORTE | 20 | (B: 2m; E: 1.5m) |
| N° TOTAL DE TALADROS DE PRODUCCIÓN | 75 | Taladros mínimo |
| BURDEN | 4,0 | m |
| ESPACIAMIENTO | 4,0 | m |
| PROFUNDIDAD MEDIA | 6,3 | m |
| VOLUMEN APROXIMADO | 96 | m ³ |
| CARGA TOTAL DE EXPLOSIVOS | 18 | kg |
| FACTOR DE CARGA | 0,19 | kg/m ³ |

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS A UTILIZAR

| | | |
|---------------------------------------|--------------|------------------------|
| EMULEX 80 1 ½ | 95 | Unidades, más precorte |
| ANFO | 1 363 | kg |
| FANEL TIPO DUAL (35/1,500) | 79 | Und |
| FANEL TIPO DUAL (35/600) | 22 | Und |
| CARMEX 2.10 m | 02 | Und |
| APROBACIONES | FIRMA | |
| SMEB | | |
| JEFE DE PROYECTOS: | | |
| JEFE DEL DEPARTAMENTO DE SEGURIDAD: | | |
| ECOSEM HUARAUCACA | | |
| RESIDENTE DE OBRA HUACHUACAJA | | |
| DEPARTAMENTO DE SEGURIDAD HUACHUACAJA | | |

Los trabajos iniciales consistirían en la preparación de una plataforma en la cota 4368 con perforadoras tipo track drill, para luego eliminar las rocas que han sido disparadas y que sobresalen en la ruta trazada por la rampa y con dirección hacia la parte superior del peñasco, que serán retirados con el apoyo de un tractor tipo CAT D8 para tener accesibilidad y conformar la pared superior de la cantera.

Luego de habilitar la trocha de acceso hacia la parte alta del peñasco, se emplearía una perforadora track drill para abrir un acceso con la finalidad de crear una plataforma en el nivel 4 360, de esta cota superior se podrá observar la secuencia de minado hasta el límite final de la cantera.

En ella se observa que la rampa principal que presenta una dirección Sur-este, respecto al centro geométrico de la cantera de caliza, permitirá el desarrollo del minado y a través de ella se permitirá el minado banco por banco hacia niveles inferiores.

4.9. Caracterización geomecánica de la cantera caliza

La descripción de los parámetros del macizo rocoso se realiza a partir de los datos recogidos en cada estación o zona de talud en específico; se establecerán los parámetros referentes al número de familias de discontinuidades, orientación y características representativas de cada una de ellas, determinando su importancia relativa, tamaño y forma de los bloques que conforman el macizo, grado de fracturación, etc., así como otros factores que influyen en el comportamiento de estabilidad de talud y en el comportamiento de los resultados de la voladura, debe distinguirse el grado de

meteorización y las propiedades hidrogeológicas. En los apartados siguientes se tratan estos diferentes aspectos. La caracterización final del macizo rocoso dependerá de la valoración adecuada de cada uno de ellos.

Estimación del RQD mediante la ecuación de Palmstrom.

$$RQD = 115 - 3,3J_v \dots (\%)$$

$$J_v = \frac{n^{\circ}J_1}{L_1} + \frac{n^{\circ}J_2}{L_2} + \frac{n^{\circ}J_3}{L_3}$$

Donde:

$n^{\circ}J_i$: Número de discontinuidades, L_i : Longitud media.

J_v : Numero de Juntas en un metro cubico.

La evaluación del macizo rocoso para determinar el RQD se estimó con el método de palmstrom de forma directa en campo lo cual se realiza en la pared de talud del segundo banco del nivel 4 362, en un área representativa. Ver Cuadro 4.10

Por lo tanto se estimó lo siguiente:

En 2,50 m, se determinó 18 familias de fracturas, lo cual representa al eje X

En 3,00 m, se determinó 24 familias de fracturas, lo cual representa al eje Y

En 2,30 m, se determinó 15 familias de fracturas, lo cual representa al eje Z

$$J_v = \left(\frac{18}{2,50}\right) + \left(\frac{24}{3,00}\right) + \left(\frac{15}{2,30}\right)$$

$$J_v = \left(\frac{7,20 \text{ f}}{\text{m.}}\right) + \left(\frac{8,0 \text{ f}}{\text{m.}}\right) + \left(\frac{6,52 \text{ f}}{\text{m.}}\right)$$

$$J_v = 21,72$$

$$RQD = 115 - 3,3 * J_v$$

$$RQD = 115 - 3,3 * (21,72)$$

$$RQD = 43,32 \% \text{ (Se considera roca mala).}$$

Cuadro 4.10
Determinación del RQD por el método de palmstrom

| | J _n | Bz° | D. buz° | F/m |
|------------------|----------------|-----|---------|--------------|
| Discontinuidades | J ₁ | 52 | 65 | 7,20 |
| | J ₂ | 78 | 328 | 8,00 |
| | J ₃ | 75 | 64 | 6,52 |
| | | 52 | 65 | |
| | N° Aleatorias | | 1 | 21,72 |

Fuente: L. Gonzales de Vallejo Descripción de Macizos Rocosos

En el Cuadro 4.11, se muestran los valores promedios de los resultados obtenidos con el empleo de la metodología de Bieniawski, para las litologías más características de los macizos rocosos en los taludes de la cantera de estudio.

Cuadro 4.11
Caracterización geomecánica de la cantera (1er Banco Nv- 4363)

| Progresiva (1er talud) | Alt./Lito lógica | Esp./ Fract. cm. | Persist. m. | Abert. mm. | Ru gosi dad. | Relleno | Pres. de agua | Efecto orient. Fract. |
|------------------------|------------------|------------------|-------------|------------|--------------|-----------|---------------|-----------------------|
| 0+020 – 0+030 | Caliza alterada | 21,0 | 18,0 | 3,0 | LR | R. blando | seco | Favorable |
| 0+030 – 0+045 | Caliza mod alt. | 20,0 | 12,5 | 2,5 | LR | R. blando | seco | Favorable |
| 0+045 – 0+065 | Caliza masiva | 55,0 | 9,8 | 1,5 | LR | R. blando | seco | Favorable |
| 0+065 – 0+080 | Caliza dolomita | 60,0 | 11,0 | 2,8 | LR | R. blando | seco | Favorable |
| 0+080 – 0+100 | Caliza mod alt. | 48,0 | 16,5 | 5,0 | LR | R. blando | seco | Favorable |
| Promedio | 5 | 10 | 1 | 1 | 3 | 2 | 15 | |

Para estimar el índice RMR, primero se toma los datos de campo de forma aleatoria después de las voladuras realizadas en el primer banco, en el Cuadro 4.12 se aprecia la caracterización del macizo rocoso en el talud en la progresiva (0+60 – 180)

Cuadro 4.12
Determinación de Índice RMR

| PARÁMETRO | RANGO | VALORACIÓN | |
|--|-----------------------|---------------|----|
| Resistencia de la Roca (MPa) | 45 | 4 | |
| RQD (%) | 43,32 | 6 | |
| Discontinuidad | Espaciado. | 0,20 – 0,60 m | 10 |
| | Persistencia | 10 – 20 m | 1 |
| | Abertura | 1 – 5 mm | 1 |
| | Rugosidad | LR | 3 |
| | Relleno | Blando < 5mm | 2 |
| | Alteración | LA | 5 |
| Agua subterránea | seco | 15 | |
| Ajuste por orientación de discontinuidades | Desfavorable | -5 | |
| | RMR ₁₉₈₆ = | 42 | |

Para determinar el factor de roca se estima con la siguiente Cuadro 4.13 postulado por Cunningham, se trabaja con los parámetros geomecánicos de campo.

Índice de resistencia geológica

Es otra de clasificación geomecánica, denominado Geological Strench Index, de Hoek, que considera los siguientes parámetros: Ver Cuadro 4.13

- Condiciones de fracturamiento de los macizos; se obtiene midiendo con flexómetro la cantidad de fracturas por metro lineal.
- Condiciones de resistencia de la roca en la superficie excavada; Se obtiene indentando la roca con picota. (en el talud de estudio se indenta con 2 a 3 golpes).

Cuadro 4.13
Parámetros geomecánicos para estimar el factor de roca “A” por Cunningham

| 1 | Descripción del macizo rocoso (RMD) | Valor | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|----------|---|--|-----------|----------|-------|----|------|----|----|------|----|-----|------|----|----|----|---|------|----------|-----------|----|-----------|
| | Xi = Tamaño de bloques in situ X = 10 + 10* Xi Tamaño de bloques in situ = 1,50 m | 25 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 2 | Factor de juntas de fracturas JF = JPS + JPO | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Factor de espaciamiento entre los planos de juntas (JPS) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | valor | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 2.1 | Pequeño (Esp. < 0,1 m) | 10 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 2.2 | Intermedio (0,1 < Esp. < MS) | 20 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 2.3 | Grande (MS > Esp.) | 50 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Donde: | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | MS = Sobre tamaño (m) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | <table border="1"> <thead> <tr> <th></th> <th>Long.</th> <th>Calif</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>J1</td> <td>0,10</td> <td>10</td> </tr> <tr> <td>J2</td> <td>0,10</td> <td>10</td> </tr> <tr> <td>J3</td> <td>0,13</td> <td>20</td> </tr> <tr> <td>J</td> <td></td> <td></td> </tr> <tr> <td>MAX.</td> <td>0,13</td> <td>20</td> </tr> </tbody> </table> | | Long. | Calif | J1 | 0,10 | 10 | J2 | 0,10 | 10 | J3 | 0,13 | 20 | J | | | MAX. | 0,13 | 20 | | |
| | Long. | Calif | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| J1 | 0,10 | 10 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| J2 | 0,10 | 10 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| J3 | 0,13 | 20 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| J | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| MAX. | 0,13 | 20 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 3 | Factor de orientación de los planos de juntas (JPO) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | valor | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 3.1 | Horizontal (Bz < 10°) | 10 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 3.2 | Dir. normal al frente (dr° < 30°) | 20 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 3.3 | Dir. normal al frente (60° < dr) | 30 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 3.4 | Bz. Coinc frente (30° < dr < 60°) | 40 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Donde: | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | dr = (JDD - FFDD) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | dr = Dir . Bz. , relativa (°) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | JDD = Dir. Buz. , de las fracturas | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | FFDD = Dir. Buz. , Cara Libre | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | | <table border="1"> <thead> <tr> <th>Bz°</th> <th>Dir Bz°.</th> <th>dr</th> <th></th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>52</td> <td>65</td> <td>0</td> <td>40</td> </tr> <tr> <td>78</td> <td>328</td> <td>263</td> <td>20</td> </tr> <tr> <td>75</td> <td>64</td> <td>1</td> <td>40</td> </tr> <tr> <td>Promedio</td> <td>52</td> <td>65</td> <td>10</td> </tr> </tbody> </table> | Bz° | Dir Bz°. | dr | | 52 | 65 | 0 | 40 | 78 | 328 | 263 | 20 | 75 | 64 | 1 | 40 | Promedio | 52 | 65 | 10 |
| Bz° | Dir Bz°. | dr | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 52 | 65 | 0 | 40 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 78 | 328 | 263 | 20 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 75 | 64 | 1 | 40 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| Promedio | 52 | 65 | 10 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 4 | Índice de densidad de la roca RDI = (25 x RD) - 50 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Donde: | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | RD = Densidad de la roca (TM / m³) | 2,4 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 5 | Factor de dureza (HF) | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 5.1 | Si , E < 50 GPA | E/3 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| 5.2 | Si , E > 50 GPA | RCU/5 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | Donde: | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | E = Modulo de Young = | 8 Gpa | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | RCU = Resist. comp. uniaxial = | 45 Mpa | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | (RMD + JF + RDI + HF) = | 67,67 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| | FACTOR "A" = 0,06 (RMD + JF + RDI + HF) = | 4,06 | | | | | | | | | | | | | | | | | | | | |

Fuente: Ing. A. Lagos V. Consultor geomecánico

Bermas de seguridad (Bs); según criterio de Ritchie (1963), modificadas por Evans Y

Call (1992), define:

$$Bs = (0,2*H)+2,0; \quad \text{Para } H \leq 9,0 \text{ m}$$

$$Bs = (0,2*H)+4,5; \quad \text{Para } H > 9,0 \text{ m}$$

H : Altura de banco

Para una altura de 6,0 m el ancho de berma debería estar entre 3,00 a 3,20, en este caso se considera 3,00 m.

Ancho de banco; se define por los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria que trabajan simultáneamente se establece 30,00 m. Ver Cuadro 4.14

Cuadro 4.14
Predicción del factor de potencia con el postulado de Lilly (1986)

| DESCRIPCIÓN | PARAMETRO | VALOR |
|-------------|--|--------------|
| 1 | DESCRIPCIÓN DEL MACIZO ROCOSO | RMD |
| 1.1 | Fiable , poco consolidado | 10 |
| 1.2 | Diaclasado en bloques | 20 |
| 1.3 | Totalmente masivo | 50 |
| 2 | ESPACIAMIENTO ENTRE PLANOS DE JUNTAS | JPS |
| 2.1 | Pequeño < 0,1 m | 10 |
| 2.2 | Intermedio 0,1 a 1 m | 20 |
| 2.3 | Grande > 1 m | 50 |
| 3 | ORIENTACIÓN DE LOS PLANOS DE JUNTAS | JPO |
| 3.1 | Horizontal | 10 |
| 3.2 | Discontinuidad normal al frente | 20 |
| 3.3 | Dirección con el frente | 30 |
| 3.4 | Buzamiento coincidente con el frente | 40 |
| 4 | INFLUENCIA DEL PESO ESPECIFICO | SGI |
| | SGI = 25*SG – 50 | 10 |
| 5 | RADIO DE INFLUENCIA DE LA RESISTENCIA | RSI |
| | 0,05 Rc | 2,25 |
| | | 42,25 |

Fuente: J. López Manual práctico de perforación y voladura

Estimación del índice de volabilidad (BI)

$$BI = 0,5*((RMD + JPS) + JPO + SGI + RSI) = 21$$

$$BI = 21$$

Factor de potencia con respecto al ANFO. (kg/TM.)

$$FP = 0,004*BI = 0,08 \quad \approx \quad FP = 0,08*2,4 \text{ kg/m}^3$$

$$Fc = 0,19 \text{ kg/m}^3$$

Factor de energía es:

$$FE = 0,015 * BI \quad \approx \quad FE = 0,32$$

$$FE = 0,32 * 2,4 \quad \approx \quad F \text{ energ.} = 770,0 \text{ kj /TM.}$$

4.10. Diseño de estabilidad de taludes

El ángulo del talud óptimo está en función de dos factores:

- De carácter geológico: Tipo de roca, Características estructurales y resistencia a esfuerzos naturales, el ángulo de talud óptimo para la cantera proporciona SMEB.
- Altura de banco: En la explotación de la cantera se estima alturas de banco de 6 m.

Se considera una altura de banco menor por las siguientes ventajas:

- Se usa equipos de carga para sanear el frente.
- Mantener condiciones de seguridad aceptables.
- Mayor control sobre la fragmentación de la voladura.
- Menores niveles de vibración.
- Mejores condiciones para restauración y tratamiento de taludes finales.

Se utiliza durante el trabajo en roca media, ángulos de talud de 75° para dejarlos con el ángulo definitivo y disposición de bermas de seguridad más prácticas.

Diseño de taludes

Los taludes constituyen la inclinación que va tener la pared del banco de explotación y la pared final del *pit*, este último define el límite final de explotación, a continuación se hace mención de los tipos de talud.

Talud de banco

Es el ángulo que adquiere la pared del banco con respecto a la horizontal se distingue por el trazo e una línea entre su cresta y el pie de banco, generalmente está comprendida entre 60° a 90° está determinado por las características físicas de la roca que forman y por las condiciones de operación, en la cantera de calizas se estimó un ángulo de talud de banco de 75° , generalmente presentan pequeños deslizamientos de roca aun solo banco y no tiene mayor influencia en las operaciones de minado.

Talud de operación

También llamado talud de trabajo está determinado por la inclinación que toma el talud durante los primeros años de minado y antes de llegar a su límite final de minado, este talud en la cantera de calizas no influye mucho, ya que la explotación de roca adopta producción continua de menor envergadura por ende el corte en ladera que se hizo es de área pequeña, de tal manera los cortes se dan en cada banqueta se desarrolló hasta el límite final en menor tiempo en este caso en 5 meses.

Talud final del tajo

El la cantera de calizas el ángulo óptimo que se determinó es 53° (estimación realizada mediante evaluaciones geomecánicas por el Área de Geotecnia de la SMEB.

CAPÍTULO V

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN CANTERA

5.1. Diseño de malla de perforación

Esta actividad es la de mayor impacto en las operaciones de perforación, por lo tanto, el diseño de la malla se debe hacer con modelos matemáticos que permitan la evaluación de la mayor cantidad de variables.

Los elementos para el diseño de mallas en banco son:

- Geométricos
 - Altura de banco.
 - Ancho y largo de banco.
 - Angulo de talud.
 - Cara libre.
- De perforación
 - Diámetro de taladro.
 - Velocidad de penetración.

- Angulo de taladro.
- De carga
 - Características del explosivo.
 - Fragmentación.
 - Relación taco / longitud de carga.
- De tiempo
 - Tiempo de retardo por taladro.
 - Secuencia de salida del disparo.

5.2. Estimación de la producción y diámetro de broca

El diseño y planeamiento de las operaciones de perforación y voladura está sujeto al requerimiento de material enrocado acorde al avance de colocación de volumen admitido en la fundación de la presa, se estima un total de $901\,700,0\ m^3$, durante un periodo de 5 meses.

5.3. Cálculo del diámetros de perforación

El diámetro de perforación depende de muchos factores, de la longitud del taladro, del tipo de roca, del tipo de perforadora, de tipo de broca, etc. Los diámetros usados en minería superficial varían desde las 2" (50 mm) hasta las 13 $\frac{3}{4}$ " (349 mm), para determinar el diámetro de taladro, se calcula en función a la altura de banco y una constante que varía de 1,20 a 1,70. (*Según Manual Enaex*)

$$Dt = \frac{H}{k} \text{ (pulg)}$$

Donde:

Dt : Diámetro de perforación en (pulg)

H : Altura de banco en (m)

k : Constante que varía (1,20 – 1,70)

$$D = \frac{6,0}{1,5} = 4,14 \approx 4,0 \text{ pulg (102 mm.)}$$

Por lo tanto, en el Proyecto Huachuacaja, para la explotación de caliza en la cantera, se trabaja con un diámetro de 4" (102 mm) para taladros de producción y para los taladros de precorte se usa el mismo diámetro.

5.4. Cálculo de burden con el modelo de pearse - 1955

Para el cálculo de burden en la explotación de caliza en la cantera sur se ha empleado la fórmula de Pearse, porque se usa taladros de menor diámetro y las variables son ajuste a las características de la roca y el explosivo a ser usado.

La fórmula matemática formal para voladura de producción es:

Utilizando el concepto de la energía de deformación por unidad de volumen obtuvo la siguiente ecuación:

$$B = K * \frac{Dt}{1,000} * \left(\frac{Pd}{Rt}\right)^{\frac{1}{2}}$$

$$K = 1,96 - 0,27 * \text{Log}(\text{ERQD})$$

$$\text{ERQD} = \text{RQD} * \text{JSF}$$

Donde:

- B : Burden (m).
- K : Constante que depende de las características de las rocas (0,7 – 1,0).
- Pd : Presión de detonación (MPa).
- Rt : Resistencia a la tracción (MPa).
- ERQD : Índice de calidad de roca equivalente.
- JSF : Factor de corrección.
- Dt : Diámetro de taladro (mm).

En el Cuadro 5.1, 5.2 y 5.3 se muestra los parámetros para el diseño de la malla de perforación y voladura.

Cuadro 5.1
Parámetros de diseño

| VARIABLES DE DISEÑO | | Valores |
|--|-----|---------|
| Altura de banco (m) | H | 6,0 |
| RQD (%) | | 42,32 |
| SBR | | 1,0 |
| Potencia en peso ANFO (%) | E | 100 |
| Velocidad de detonación del explosivo m/s | VOD | 3 600 |
| Presión de detonación (MPa) | Pd | 2 592 |
| Densidad de explosivo (g/cm ³) | De | 0,80 |
| Diámetro de taladro (mm) | Dt | 102 |
| Densidad de roca (g/cm ³) | Dr | 2,40 |
| Resistencia a la compresión (MPa) | UCS | 45 |
| Resistencia a la tracción (MPa) | UCS | 3,6 |

Por lo tanto:

$$ERQD = RQD * JSF$$

$$ERQD = 43,32 * 0,8 = 34,66$$

Cuadro 5.2
Resistencia de las discontinuidades

| Estimación de la calidad de roca | JSF | RQD |
|----------------------------------|-----|---------|
| Fuerte | 1,0 | 75 - 90 |
| Media | 0,9 | 50 - 75 |
| Débil | 0,8 | 25 - 50 |
| Muy débil | 0,7 | 0 - 25 |

Fuente: J. López Manual práctico de perforación y voladura de rocas

$$K = 1,96 - 0,27 * \log(34,66) = 1,54$$

$$B = 1,54 * \left(\frac{101,6}{1,000}\right) * \left(\frac{2,592}{3,6}\right)^{\frac{1}{2}} \text{ (m)}$$

$$B = 4,19 \approx 4,0 \text{ m.}$$

Donde el Burden es: **B = 4,0 m**

Considerando la malla cuadrada por lo tanto el espaciamiento (S) es:

$$S = B$$

$$\mathbf{S = 4,0 m}$$

Para la sobreperforación (J) bajo las características del macizo rocoso se ha considerado:

$$J = B * 0.08$$

$$\mathbf{J = 0,30 m}$$

Cuadro 5.3
Variables que se debe tener en cuenta en el diseño de voladuras

| Parámetros de control | Formula | Unidad | Valor |
|---------------------------------|-------------------|-------------------|-------|
| Área / taladro | | m ² | 16,0 |
| Volumen / taladro | | m ³ | 96,0 |
| Perforación específica | | m ³ /m | 36,57 |
| Razón de esbeltez | H/B | - | 1,50 |
| Densidad de carga lineal | | kg/m | 6,49 |
| Carga por taladro | | kg/tal | 18,24 |
| Factor de carga | | kg/m ³ | 0,19 |
| Razón de carga | $((H-T)/H)*100$ | % | 42 |
| Coefficiente de uniformidad (n) | n, se halla abajo | - | 0,76 |
| Taco | Se halla abajo | m | 3,50 |
| Vibración | Máx. a 300 m | mm/s | 24,5 |

5.4.1. Estimación del índice de uniformidad “n”

La principal contribución de Cunningham al modelo Kuz-Ram fue el proponer un método para estimar “n” en la ecuación de Rosin Rammler, basado en la geometría del taladro. El valor de n determina la forma de la curva de Rosin Rammler.

Examinando cada término en dicha ecuación, se revela la forma en que la geometría del taladro afecta a n. El primer término, que involucra al burden y al diámetro del taladro, sugiere que a medida que el burden aumenta para un diámetro fijo de taladro, el n disminuirá (un rango más amplio de tamaño de partícula), esto parece muy razonable, el segundo término de la ecuación de Cunningham, que involucra a la relación S/B, sugiere que a medida que la relación S/B aumenta n también aumenta (un rango más

estrecho de tamaño de partícula), esto está de acuerdo con el método Sueco, pero Cunningham precave que este término refleja la malla de perforación, no la malla de iniciación y que la relación nunca debe exceder a 2, dentro de estas limitaciones, nuevamente es completamente razonable que la uniformidad del tamaño de partícula debe mejorarse con el aumento de la relación S/B, los usuarios deben recordar que las voladuras para sobre tamaño de rocas (un buen ejemplo de tamaño de partículas no uniforme) generalmente involucra relaciones S/B menores a 1. “n” es el comportamiento de la variable geométrica si resulta \leq que 2 la fragmentación deseada será óptima, para obtención de fragmentación gruesa debe ser menor que 01.

$$n = \left(2.2 - 14 * \frac{B}{Dt} \right) * \left[\frac{1 + \frac{S}{B}}{2} \right] * \left(1 - \frac{W}{B} \right) * (1.1)^{0.1} * \left(\frac{Lc}{H} \right) * p$$

Donde:

| | | | |
|----|---|---|-------|
| n | : | Coeficiente de uniformidad | |
| W | : | Desviación estándar de la exactitud de perforación. (m) | 0,08 |
| Dt | : | Diámetro del hoyo (mm). | 101,6 |
| Lc | : | Longitud de la carga columna (m). | 2,80 |
| H | : | Altura del banco. | 6,00 |
| B | : | Burden (m) | 4,0 |
| S | : | Espaciamiento | 4,0 |
| P | : | Si es malla triangular es 1,1, si es cuadrada es 1 | 1 |

$$n = \left(2,2 - 14 * \frac{4}{101,6} \right) * \left[\frac{1 + \frac{4}{4}}{2} \right] * \left(1 - \frac{0,08}{4} \right) * (1,1)^{0.1} * \left(\frac{2,8}{6} \right) * 1$$

n = 0,76 (Quiere decir que la malla es eficiente para producir roca gruesa)

5.4.2. Cálculo de taco para obtener bloques de roca y por medidas de seguridad

La longitud del taco es otra de las variables que conforman parte del diseño de voladuras en cantera y el material usado para su confinamiento de los gases es el detritus de la perforación, lo cual controla la sobre presión y la roca en vuelo, si las distancias de los tacos son excesivas, se obtendrá una fragmentación muy pobre en la parte superior del banco, este tipo de fragmentación es lo que se quiere para el enrocado de la presa producción de bloques rocas $>$ a 0,40 m, pero el rompimiento posterior a la última fila se incrementara, el taco en los taladros de producción es el detritus de la perforación y para los taladros de precorte con cámara de aire se usa retazos de costales de ANFO como tapón y en seguida el detritus hasta la superficie.

La dimensión del taco se determina en función a la longitud de carga columna y la longitud de taladro. (LCC: 2,80 m y Lt: 6,30 m).

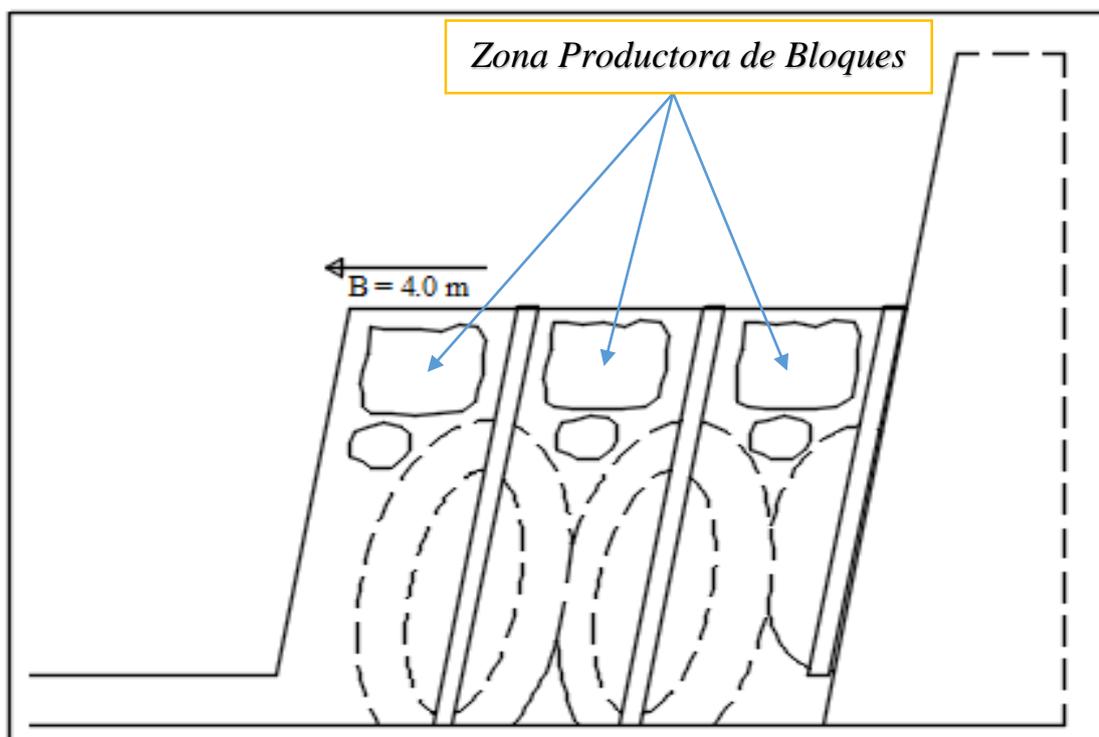
$$T = 6,30 \text{ m} - 2,80 \text{ m}.$$

$$T = 3,50 \text{ m}$$

Medida aceptable dentro del parámetro, entre (0,7 – 1,0) B, en este caso se establece sobredimensionado para fines de producir bloques de roca.

En la figura 5.1 se observa la zona de producción de roca de sobre tamaño, el taco y la malla cuadrada responden a una fragmentación con granulometría gruesa. Ver Figura 5.1.

Figura 5.1
Influencia del taco en la productividad de bloques de roca



5.5. Voladura controlada en cantera

Para reducir los daños y proteger el macizo rocoso en la pared del talud se debe aplicar voladura controlada, en minería superficial por el método de canteras se usa generalmente el pre corte convencional con cámaras de aire (Air deck)

En la cantera los taladros de precorte se perforan con diámetros de 4'', un espaciamiento de 1,50 m. con un factor de carga de 0,28 – 0,30 kg/m². La perforación se realiza con la perforadora rock drill en terrenos de clase media, con una posición inclinada de 75°, profundidad aproximada de 6,0 m. la voladura de los taladros de precorte no genera volumen de material roto, solo crean una fractura en el macizo rocoso generando la cara del talud a la vez se contrala la vibración de los taladros de producción.

Esta solo se realiza cuando el material es medio a duro (> 25 MPa), cuando se tiene material suave (< 25 MPa), no se realiza voladura de los taladros de precorte.

5.6. Diseño de voladura

La distribución de la carga explosiva en los taladros varía si estos son de producción o de precorte, para los de producción la longitud del taco es de 3,50 m en promedio y para los de precorte el taco es de 2,40 m en promedio. El material usado para el taco es material detrítico y el llenado se hace manualmente.

5.7.1. Criterios de selección de explosivos

- Características de roca

La roca caliza se encuentra intemperizada hasta profundidades de 5,0 m la formación litológica presenta paquetes con varias familias de diaclasas y discontinuidades menores de carácter local, cuya resistencia al esfuerzo compresivo del macizo rocoso es 45 MPa, RMR de 42, densidad de $2,40 \text{ g/cm}^3$, BI de $0,19 \text{ kg/m}^3$. En el Cuadro 5.4 y 5.5 se aprecia los parámetros importantes para la selección del explosivo a ser usado, a continuación se detalla.

- Selección del explosivo

Se seleccionó el explosivo con ayuda de la Figura 5.2, la cual tiene en cuenta el espaciamiento promedio de las fracturas y la resistencia a compresión simple de la sustancia rocosa, el explosivo que se propone emplear como carga de columna en los

taladros de producción y precorte es el ANFO normal, el cebo iniciador será emulsión encartuchada (Emulex 80 1 1/2)

Cuadro 5.4
Parámetros de diseño para selección de explosivos

| PARÁMETROS DE DISEÑO | UNIDAD | VALOR |
|------------------------------|-------------------|--------|
| Tipo de roca | - | Caliza |
| Densidad de roca (dr) | g/cm ³ | 2,4 |
| Factor de roca (A) | - | 4,06 |
| Resistencia compresiva (UCS) | MPa | 45 |
| Módulo de Young (E) | GPa | 12 |
| Módulo de Poisson (u) | - | 0,25 |
| RMR | - | 42 |
| RQD | % | 43 |
| GSI | - | 37 |

Cuadro 5.5
Clasificación RMR modificada en sub clases

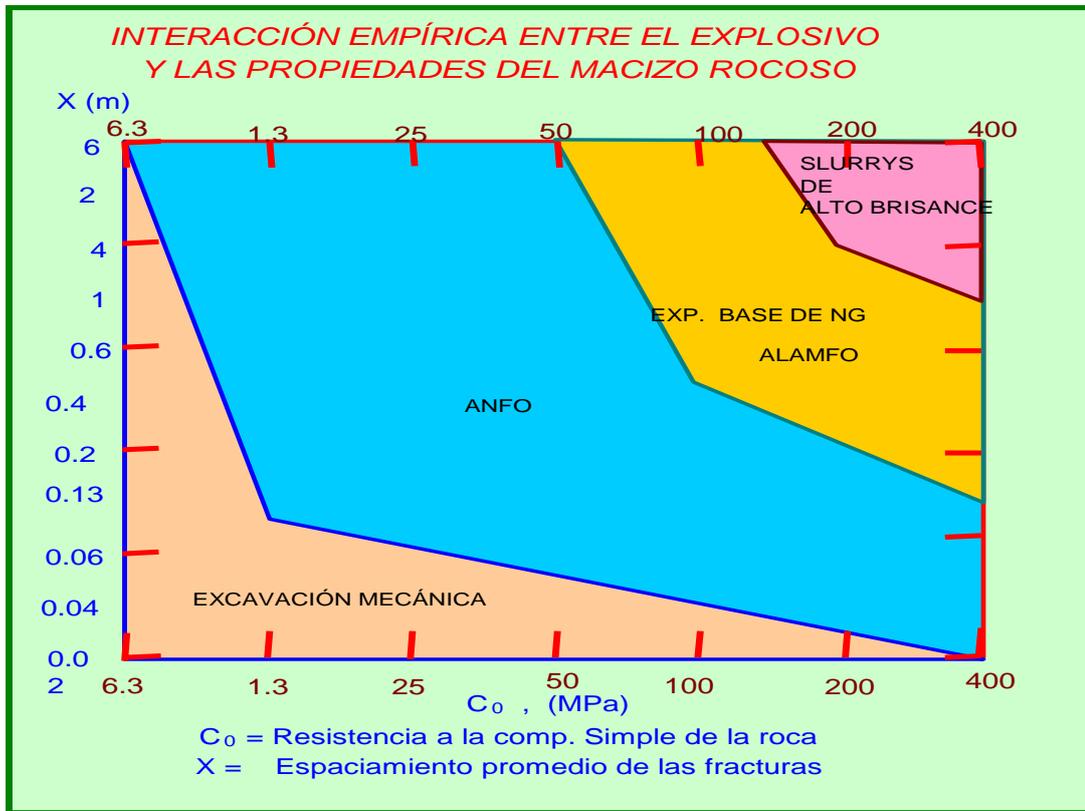
| RMR | Modificado | | Bieniawski original | |
|-----|------------|--------------|---------------------|-------|
| | CLASE | Denominación | Denominación | CLASE |
| 42 | IIIb | Media a mala | Media | III |

Fuente: J. López Manual de perforación y voladura de rocas.

- Selección de carga de columna

El explosivo más apropiado para estas características de roca se ha optado por elegir el ANFO con densidad de 0,80 g/cc empleado en carga de columna, ya que el nivel freático de las aguas subterráneas se encuentra muy por debajo de los bancos de explotación y está sujeto a las características del macizo (Figura 5.2), el ANFO se caracteriza por ser de baja densidad y alta absorción de petróleo, lo que permite la adecuada iniciación en taladros de pequeño diámetro y diámetros mayores obteniéndose óptimos resultados.

Figura 5.2
Selección de explosivo en función al macizo rocoso



Fuente: J. López Manual de perforación y voladura de rocas

ANFO (Agente de Voladura); Agente de voladura de gran versatilidad diseñado especialmente para desplegar un alto nivel de energía y un alto volumen de gases logrando así una excelente fragmentación de roca, el ANFO es adecuado para condiciones de roca con niveles de diaclasamiento considerable haciendo efecto con los gases, permitiendo buena fragmentación y empuje del material a romper.

Se caracteriza por tener una baja potencia y velocidad de detonación, mala resistencia al agua. Debido a esta insensibilidad, generalmente deben ser iniciados con un explosivo multiplicador. Ver Cuadro 5.6.

- Iniciador de fondo/cebo

En la selección del explosivo para el uso en el sebo/iniciador se ha utilizado la emulsión encartuchada EMULEX 80 1½, gracias a su alto poder rompedor es apropiada para ser empleada como cebo o primer, por lo tanto actúa como buen iniciador de la carga operante que es el ANFO, a continuación se describe las características y propiedades de las mezclas explosivas a usar en la cantera de calizas zona Sur.

Cuadro 5.6
Características de los explosivos a usarse

| CARACTERÍSTICAS | UNIDAD | ANFO | EMULEX 80 1½ |
|-------------------------------------|-------------------|-------|--------------|
| Densidad | g/cm ³ | 0,80 | 1,14 |
| Velocidad de detonación (VOD) | m/s | 3 600 | 5 000 |
| Presión de detonación (PD) | MPa | 3 000 | 8 300 |
| Energía específica | kJ/kg | 3,92 | 5,02 |
| Potencia relativa por peso (RWS) | % | 100 | 113 |
| Potencia relativa por volumen (RBS) | % | 84 | 157 |
| Resistencia al agua | - | nula | excelente |
| Categoría de humos | - | 1ra | 1ra |

Es necesario cebar fuertemente el taladro con explosivo de alta velocidad de detonación, en este caso se emplea emulsión encartuchada en fondo del taladro para producir su correcto funcionamiento.

En taladros con agua se usa ANFO encartuchado en bolsas de polietileno de 95 mm de diámetro. Ver Cuadro 5.7

Cuadro 5.7
Características de los taladros

| PARÁMETROS DE DISEÑO | UNIDAD | MEDIDA |
|----------------------------|--------------|-----------------|
| Diámetro de taladro | mm | 102 |
| Altura de banco | m | 6,0 |
| Longitud de taladro | m | 6,30 |
| Taco | m | 1,50 |
| Sobreperforación | m | 0,3 |
| Inclinación | (en grados) | 10 |
| Presencia de agua | adimensional | Seco |
| Cámara de aire de precorte | m | 2,80 |
| Estabilidad | adimensional | Regular a pobre |

- Impedancia (n)

La impedancia de un explosivo es el producto de su densidad y velocidad de detonación, idealmente los explosivos deben tener la misma impedancia que la roca, donde la impedancia de la roca es el producto de su densidad y la velocidad de la onda P, para efectuar la máxima transferencia de energía es cuando la impedancia del explosivo se acerca a 01.

$$n = \frac{de * VOD}{dr * Vp} \dots \text{debe acercarse a } 01$$

Datos:

Densidad de explosivo ANFO (de) 0,80 g/cm³

Velocidad de detonación (VOD) 3 600 m/s

Densidad de roca (dr) 2,40 g/cm³

Velocidad de la onda P (Vp) 3 400 m/s

Donde:

$$n = \frac{(0,80) * (3\ 600)}{(2,40) * (3\ 400)} = 0,35$$

Calculo de presión de detonación

$$Pd = \frac{de * VOD^2}{4} * 10^{-3} \text{ (Mpa)}$$

$$Pd = \frac{0,80 * 3\ 600^2}{4} * 10^3$$

$$Pd = 2\ 592,0 \text{ Mpa}$$

- Diámetro de carga

El diámetro de la carga es un parámetro de diseño que incide de forma decisiva en la velocidad de detonación del ANFO. El diámetro crítico de este explosivo está influenciado por el confinamiento y la densidad de carga, el ANFO usada dentro de taladros con una densidad a granel de $0,80 \text{ g/cm}^3$ el diámetro crítico es de unos 25 mm, mientras que con $1,15 \text{ g/cm}^3$ se eleva a 75 mm. Para voladura en cantera sur con taladros de 4 pulg de diámetro el ANFO con densidad $0,80 \text{ g/cm}^3$ llega a una velocidad de detonación hasta 3 600 m/s.

5.7.2. Selección de accesorios de voladura

En cuanto a los accesorios de voladura de rocas se ha optado utilizar las mangueras FANEL tipo dual productos EXSA, es empleado para los taladros de producción, precorte y línea troncal a sí mismo para dar inicio la secuencia de salida se ha utilizado el CARMEX, desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para

efectuar voladuras convencionales, a continuación se describe las especificaciones de los accesorios que se usa. Ver Cuadro 5.8

Cuadro 5.8
Características de los accesorios a ser usado

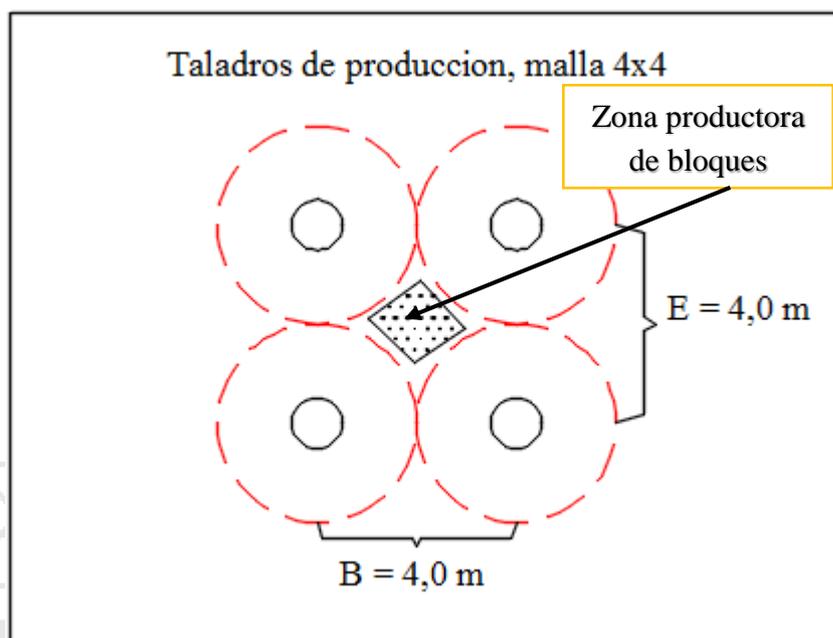
| ACCESORIO | UNIDAD | LONGITUD | ESCALA DE TIEMPO (ms) | |
|-----------------|--------|----------|-----------------------|--------------|
| | | | Det. de fondo | Det. de Sup. |
| Fanel tipo dual | m | 12,0 | 1 000 | 35 |
| Carmex | m | 2,10 | - | - |

5.7.3. Taladros de producción

Es el paquete de taladros que sirve para fragmentar el macizo rocoso y entregar material roto a los equipos de carguío, la voladura de estos taladros busca generar una fragmentación post voladura en función a las necesidades de la presa, por tanto, el factor de carga debe generar la suficiente energía para superar la resistencia de tracción del macizo rocoso. Ver Figura 5.3.

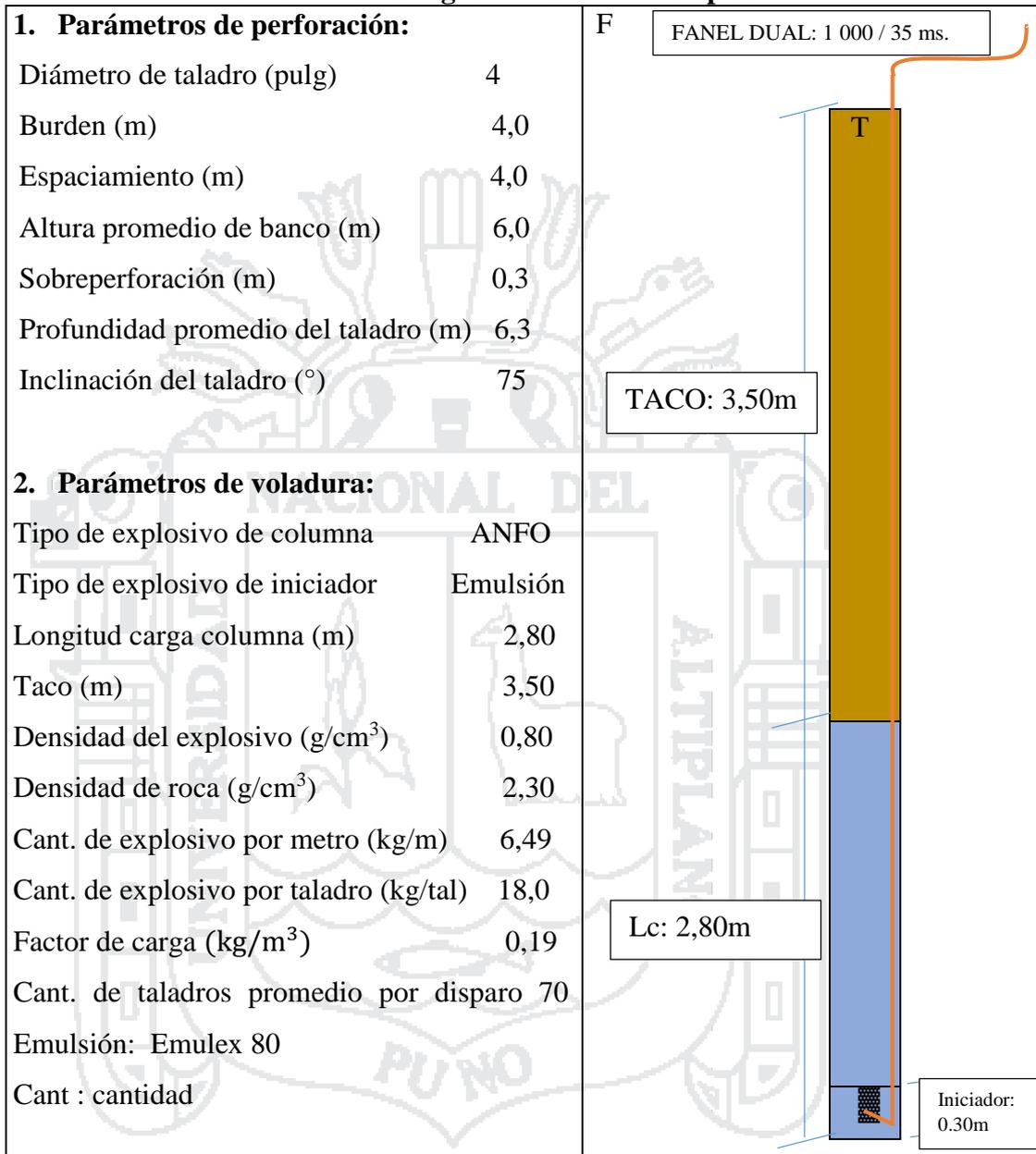
Los taladros de producción consta de una tanda de 75 hoyos como mínimo, para poder cumplir con el volumen requerido durante la guardia, se caracteriza con lo siguiente; profundidad media 6,30 m, inclinación 80°, empleado en una malla de burden 4 m, espaciamiento 4 m, esto implica romper un volumen total de 7 200 m³, cantidad de suministro por día, en el proceso de evacuación del material fragmentado primero se realiza la selección de los materiales en función al tamaño, para ello se emplea dos excavadoras CAT 365 con capacidad de 2.24 m³.

Figura 5.3
Malla de taladros de producción, zona de producción de bloques



Para la voladura primaria se ha elegido la malla cuadrada, porque la distribución de la energía del explosivo incide en la fragmentación en un 70 % a diferencia de la malla triangular llega hasta el 100 %. El efecto de la malla cuadrada, resulta de una fragmentación con granulometría gruesa, para llegar a esta geometría de malla se ha establecido en función a los índices geomecánicos en cantera, así como de voladuras realizadas en el primer banco, diseño con los datos de la empresa Golder Associates S.A. los resultados de esta voladura se ajustan a una malla de 3,50 m x 4,00 m. con un factor de carga de 0,22 kg/m³. Y la fragmentación obtenida es de tamaños muy reducidos, con este tamaño no se puede emplear en la base de la presa, posteriormente, se diseñó la malla cuadrada 4,00 m x 4,00 m. los resultados de esta voladura fueron eficientes y ha mejorado la fragmentación deseada, considerando en más de 30 % de fragmentos con sobre tamaño más de 1,0 m, y el resto de las rocas de fragmentación media y pequeña es seleccionado cuidadosamente para su posterior carguío. Figura 5.4.

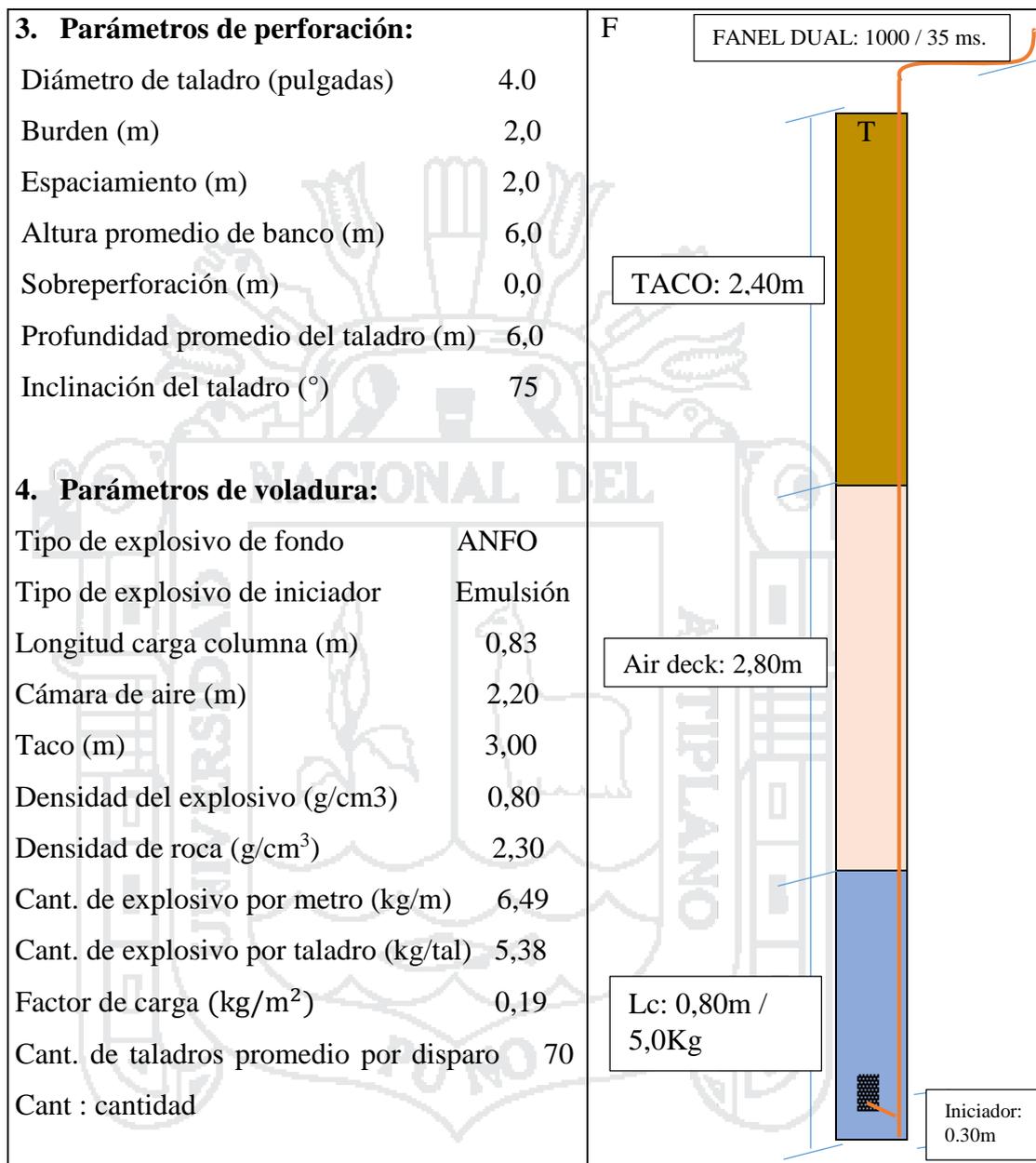
Figura 5.4
Distribución de carga en los taladros de producción



5.7.4. Taladros de precorte

Este paquete de taladros tiene la finalidad de proteger las paredes del tajo, minimizando la sobre rotura y las vibraciones de la voladura primaria. Ver Figura 5.5.

Figura 5.5
Distribución de carga en los taladros de precorte



5.7.5. Cálculo de parámetros para los taladros de precorte

Para controlar la sobre rotura de las paredes finales del talud se ha optado el método de precorte lo cual tiene por finalidad generar una línea de debilidad tras la voladura, cuyos beneficios son los siguientes:

- Formación de una pared de banco más estable.
- Generar el límite de penetración en la pared y piso de la excavadora / cargador.
- Obtener las bermas programadas.
- Crear una percepción de seguridad.

5.7.5.1.Precorte con cámara de aire

Este método emplea una columna o cámara de aire en lugar de las cargas desacopladas, que en forma convencional se usan para obtener las pequeñas cargas necesarias para el precorte convencional. Ver Cuadro 5.9 y 5.10.

Cuando la MEC detona actúa en toda la columna no solamente como carga de fondo, esta metodología bien aplicada da excelentes resultados.

Cuadro 5.9
Condiciones para calcular los parámetros de los taladros de precorte

| Parámetros | Nomenclatura | Unidad | Método propuesto por: Dr. Alan Bauer |
|--------------------------------------|--------------|----------------|--------------------------------------|
| Diámetro de taladro | Dt | mm | 102 |
| Espaciamiento de taladros de prod. | S | m | 4,0 |
| Burden de taladros de producción | B | m | 4,0 |
| Espaciamiento de taladros con cámara | Sp | m | $(8 - 12) * Dt ; (1,5 - 2,0)m$ |
| Burden de taladros con cámara | Bp | m | $(0,5 - 0,8) * Dt$ |
| Área por taladro, tal. con cámara | Ap | m ² | $(Sc * H)$ |
| Taco de taladro con cámara | Tp | Pies | $(1 - 2) * Dt$ |
| Carga por taladro con cámara | Qp | Lbs | $(0,08 - 0,12) * Ac$ |

Cuadro 5.10
Parámetros de diseño – taladros de precorte

| Parámetros | Nomencl. | Unidad | Proceso | Medida |
|------------------------------|----------|-------------------|------------------|--------|
| Diámetro de taladro | Dt | mm | – | 102 |
| Altura de banco | Hp | m | – | 6,0 |
| Burden de taladros precorte | Bp | m | (0,5 * 4,0) | 4,0 |
| Espaciamiento de tal. Prec. | Sp | m | (1,50 – 2,00) | 1,50 |
| Área por taladro de precorte | Ap | m ² | (1,50 * 6,0) | 9,0 |
| Factor de carga, Precorte | Fc-p | kg/m ² | (5,20 / 9,0) | 0,57 |
| Carga por tal. En Precorte | Qp | kg | (0,80 * 6,49) | 5,20 |
| Taco de tal. Con cámara | Tp | m | (2 * 4) = 8 pies | 2,40 |
| Longitud de cámara de aire | Lc-p | m | – | 2,80 |
| Sobreperforación | Jp | m | – | 0,00 |

Prod. : Producción

Tal. : Taladros

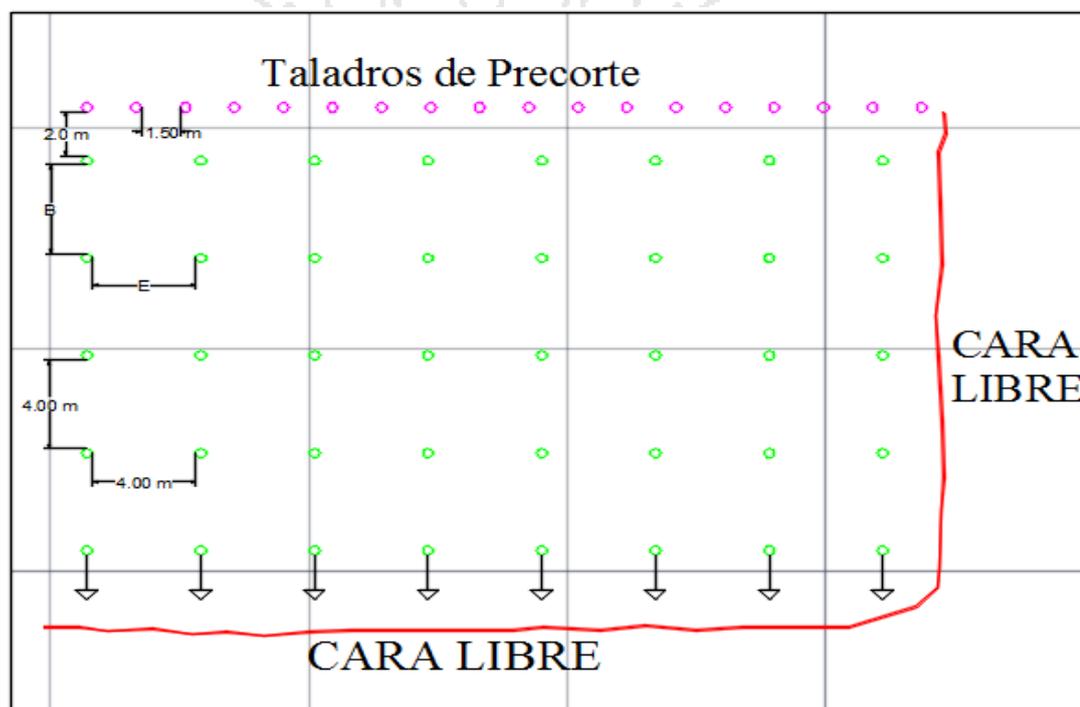
Prec. : Precorte

5.7.6. Malla de perforación

La malla de perforación es la forma en que se distribuyen los taladros en un proyecto de voladura y puede ser cuadrada, triangular equilátera, rectangular, etc. En la cantera de caliza, para iniciar la explotación de la cantera de caliza previamente no se contó con una zonificación geomecánica que permita establecer clasificaciones geomecánicas consistentes, pero si en el transcurso de minado se hizo el levantamiento del macizo rocoso determinando el RMR, RQD, caracterización geomecánica para predecir el índice de volabilidad y otros parámetros necesarios para el diseño de la malla de perforación y voladura, a excepción de los parámetros fuera de nuestro alcance, que se

necesita otros equipos para su medición de sus propiedades físico mecánicas de la roca. Lo determina el área de Geotecnia de la SMEB. La malla que se usa es cuadrada B: 4 m y S: 4 m, el ángulo de talud es 75°, El número de taladros por disparo es variable pero, la tanda mínima es 70 taladros por día. Ver Figura 5.6.

Figura 5.6
Esquema de distribución de los taladros

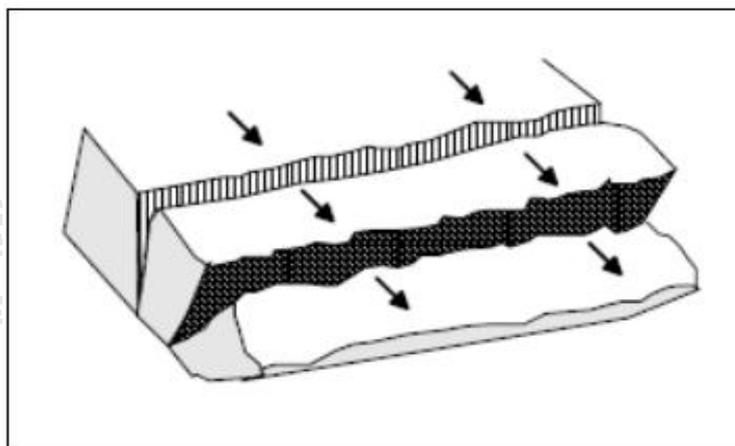


5.7. Secuencias de salida y direccionamiento de voladura

Para establecer el direccionamiento de la voladura, lo cual dependerá de la secuencia de salida junto con el punto donde se inicia dicha voladura, para disparar bancos en la cantera de calizas, los tiempos de retardo usados en taladros de la misma fila son de 1 000 MS y para retardos de superficie se usan tiempos de 35 MS, para evitar impactos en la torre de alta tensión y estructuras de concreto a 300 m se inicia con el control del

factor de carga de cada taladro, lo cual ayudaría también a minimizar las vibraciones y mejorar la fragmentación requerida. Ver Figura 5.7.

Figura 5.7
Direccionamiento de la voladura por filas



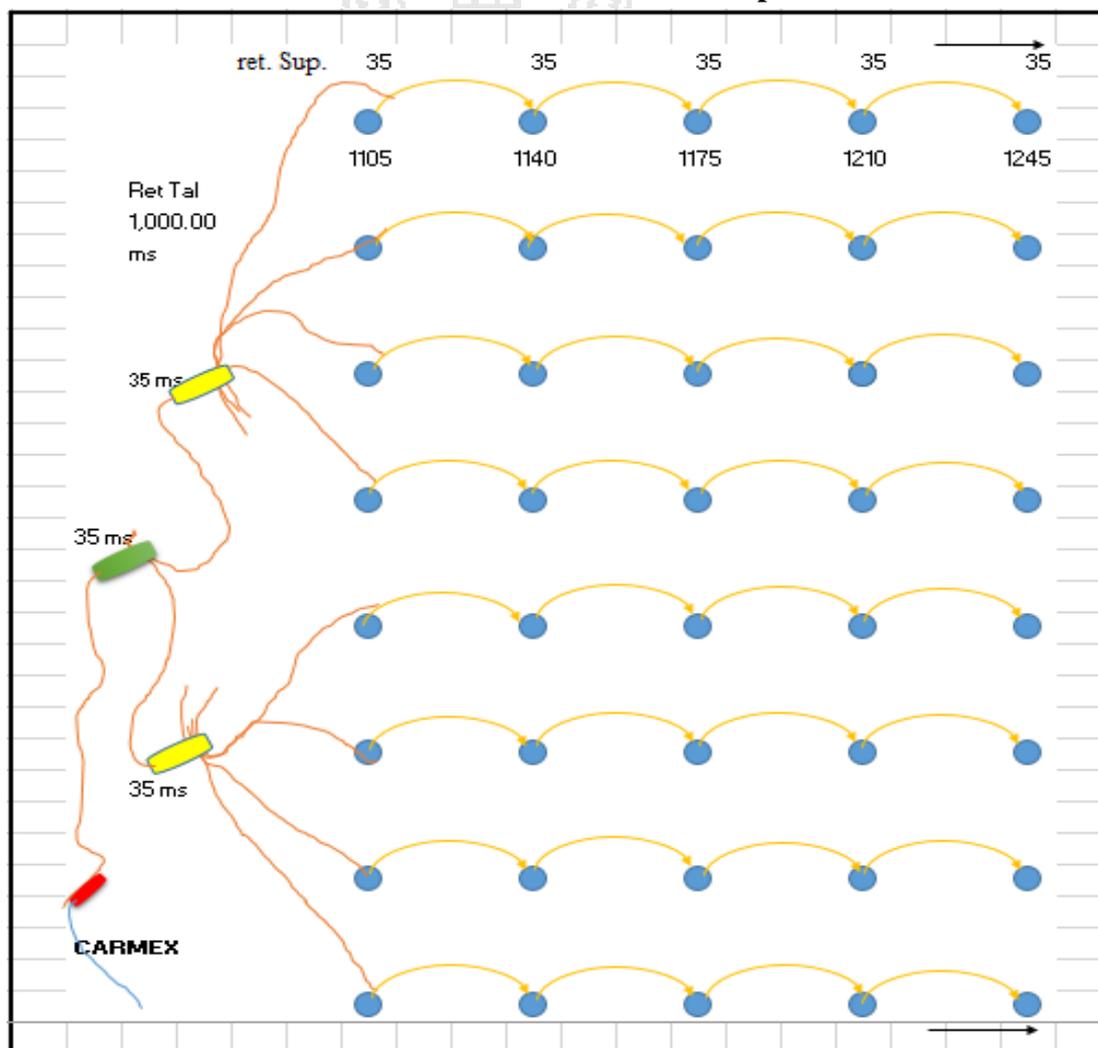
5.8.1. Modelamiento y simulación de voladura

Simulación de voladura en el segundo banco: En la simulación se procede a diseñar y desarrollar un modelo computarizado de un sistema y conducir experimentos con este, con el propósito de entender el comportamiento del sistema o evaluar varias estrategias y adoptar el que genera mejores resultados para emplear, básicamente la simulación consiste en realizar experimentos sobre una representación de una cosa real o trabajando con los datos reales (simulado con software JK 2Dbench), el presente programa es asistido por computadora, en la cual nos permite diseñar la distribución de taladros de producción y precorte, de tal manera se predice la energía necesaria para fragmentar el macizo rocoso.

Amarre de taladros: El amarre de los taladros de producción se realiza fila por fila de taladro a taladro, y la salida es por filas, la detonación es instantánea de los 8 taladros de una fila y la salida de los taladros de precorte se incluye con la salida de los taladros

de producción con la diferencia de tres segundos antes, por lo tanto en esta voladura no existe línea troncal con diferente retardo, solo para dar inicio se emplea más retardos de mismos valores de retardo o puede ser con menores retardos. Ver Figura 5.8 y 5.9.

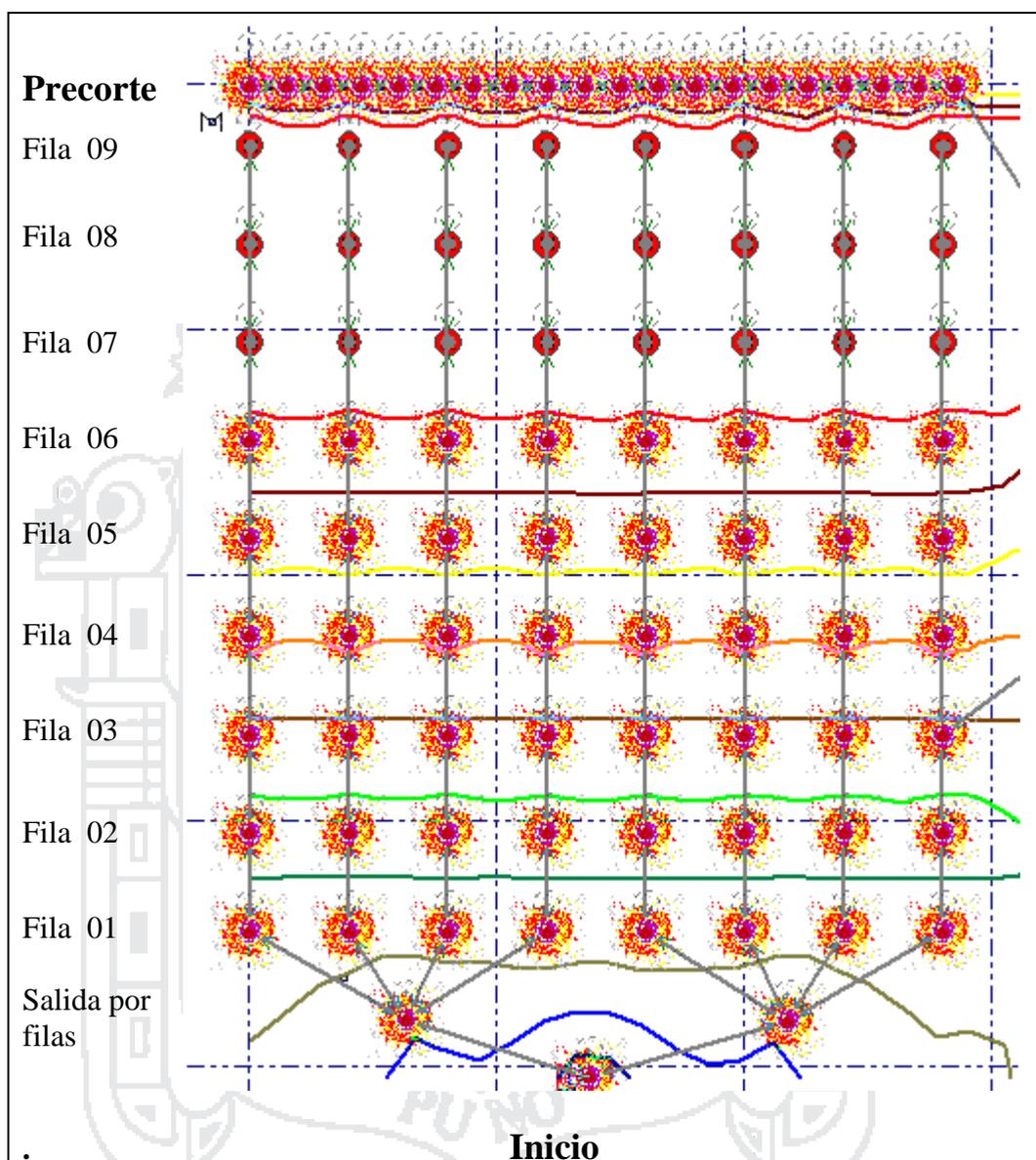
Figura 5.8
Secuencia de amarre en los taladros de producción



Simulación de voladura asistida por computadora utilizando retardos de 1 000/35 MS a continuación se observa la cantidad de carga operante y secuencia de salida:

| | |
|-------------------------------------|--------|
| Explosivo por taladro en producción | 18 kg. |
| Explosivo por taladro en precorte | 5 kg. |

Figura 5.9
Simulación de salida aplicando el software JK 2Dbench



Análisis de fragmentación

En el proceso de minado y transcurrido las operaciones en el primer banco nivel 4 368, se trabajó con mallas de B: 3,50 E: 4,00, en este caso los resultados de la fragmentación era muy menuda, en seguida se trabaja con una malla de B: 4,20 E: 5,00, este último

proporciona resultados de muy mala calidad produciendo roca admisible, pero dejando repies en el piso despegue total inadecuado.

A continuación para la voladura en el segundo banco se realizó la descripción del macizo rocoso más detallado, con estos datos se ha dado un ajuste del factor de carga y el diseño de la malla aplicando la fórmula matemática de Kuz-Ram, de esta manera se adopta la malla cuadrada B: 4,00 E: 4,00, los resultados de esta malla responde a una granulometría a un 40 % de bloques de roca y mejorando el corte en el piso, la fragmentación in-situ se observa en la siguiente figura.

En el anexo D.6 y D.7 se observa la caracterización de sobre tamaños de rocas en la evaluación de la voladura.

CAPÍTULO VI

EQUIPOS DE PERFORACIÓN Y MOVIMIENTO DE TIERRAS

6.1. Selección del equipo de perforación

Selección del equipo de perforación y cantidad necesaria; el tamaño de la perforadora está relacionado al rango del diámetro del taladro que pueden perforar (Cuadro 6.1).

Cuadro 6.1
Cuadro de equipos de perforación, para la selección acorde al diámetro requerido y a la topografía sometida en campo

| Características | Perforadora 01 | Perforadora 02 |
|------------------------------|------------------|------------------------|
| Marca del equipo | RANGER (Sandvik) | PANTERA 1500 (Sandvik) |
| Modelo | DX 700 | DX 800 |
| Diámetro de perforación | 64 – 115 | 76 - 127 |
| Velocidad de penetración | 3,0 m / min. | 3,20 m / min. |
| Pendiente máxima de traslado | 30° | 20° |
| Velocidad de desplazamiento | 0 – 3,5 km/h | 0 – 3,5 km/h |
| Longitud de barra | 3 660 mm | 3 660 mm |

Por lo tanto el equipo de perforación más apropiado para realizar los trabajos en cantera y acorde a sus características se elige la perforadora N° 01, Marca Sandvik, Modelo DX 700.

En seguida se calcula el número de estos equipo Rock Drill, Ranger DX -700. Para ello se cuenta con la siguiente información de campo:

- Producción requerida: 6 936,08 m³/dia.
- Altura de banco: 6,0 m.
- Diámetro del taladro: 4".
- Resistencia compresiva de la roca: 45 MPa (6 526,69 PSI).
- Densidad de la roca: 2,6 g/cm³.
- Malla de perforación y voladura: 4,0 m. x 4,0 m.
- W (max) Perforadora: 32,340 lb.
- RPM (max): 60 r/min.

Pull Down: El pull down varía de acuerdo al tipo de roca presente, entre 500 a 700 PSI.

La velocidad de rotación: La velocidad de rotación dependiendo del tipo de roca puede variar según el siguiente Cuadro 6.2:

Cuadro 6.2
Velocidad de rotación en función a tipo de roca

| TIPO DE ROCA | VELOCIDAD DE ROTACION (RPM) |
|--------------|-----------------------------|
| Blanda | 75 – 160 |
| Media | 60 – 80 |
| Dura | 35 – 70 |

Fuente: J. López Manual práctico de perforación y voladura de rocas

Según las mediciones de campo y de acuerdo al tipo de roca (Blanda - Media) que se encuentra en la Cantera, la velocidad de rotación fluctúa entre 60 – 80 rpm.

Tiempo de trabajo productivo de la máquina perforadora por turno es 9 horas, y el tiempo efectivo de operación es 7,5 horas, dato para estimar el rango de penetración.

Empuje límite:

$$E = 810 \cdot (D)^2$$

$$E = 12\,960 \text{ lbs. } \dots (w)$$

$$PR = (356 - 217 \cdot \log(SC)) \left(\frac{W}{D}\right) \cdot \left(\frac{RPM}{300}\right) \dots \text{ (Pies/h)}$$

6,53psi

$$PR = (356 - 217 \cdot \log(6,53)) \cdot \left(\frac{12,96}{4}\right) \cdot \left(\frac{60}{300}\right)$$

$$PR = 179,16 \cdot 3,24 \cdot 0,20$$

$$PR = 116,09 \text{ pies/h} \quad \approx \quad \mathbf{PR = 35,38 \text{ m/h}}$$

Estimación de la velocidad de perforación en base a control de tiempos, datos tomados en diferentes progresivas en el primer banco. Ver Cuadro 6.3.

Rango de penetración neto por turno:

Datos:

- Horas efectivas por turno: 7,5
- Turnos por día: 2

- Días por semana: 6
- Días por mes: 26

PR(neto): $35,38 * 7,5$

mp/turno: 265,35

Tal/h: 5,62

Tal/turno: 42,15

Tal/día: 84,3

Cuadro 6.3
Parámetros para estimar el rendimiento de la perforadora Ranger DX 700

| Condición | Medida | Unidad |
|-----------------------------------|----------|----------------|
| Requerimiento de material por día | 6 936,08 | m ³ |
| Altura de banco | 6,00 | m |
| Burden | 4,00 | m |
| Espaciamiento | 4,00 | m |
| Longitud total de taladro | 6,30 | m |
| Volumen roto por taladro | 96,00 | m ³ |

$$\text{Prod. /Perf.} = \left(96,00 \frac{\text{m}^3}{\text{tal}} \right) * \left(\frac{5,13 \text{ Tal}}{1 \text{ h}} \right) * \left(\frac{7,5 \text{ h}}{\text{turno}} \right) * \left(2 \frac{\text{turnos}}{\text{día}} \right)$$

$$\text{Prod. /Perf.} = 8 092,80 \text{ m}^3/\text{día}$$

Número de perforadoras:

$$\text{Nro Perf.} = \frac{\text{Demanda de material por día (m}^3\text{)}}{\text{Produccion por día por perf. (m}^3\text{)}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Perf.} = \left(\frac{6,936.08 \text{ m}^3}{8,092.80 \text{ m}^3 \left(\frac{\text{día}}{\text{perf}} \right)} \right) = 0,86 \approx 01 \text{ Unidad}$$

Por lo tanto, se necesita una perforadora hidráulica para cumplir con la producción deseada, volumen por día (Cuadro 6.4). Los taladros para precorte, se perforarán a medida que se avance con los disparos y los días domingos a medio tiempo.

Cuadro 6.4
Rendimiento de la perforadora Ranger DX 700

| DISEÑO DE PERFORACION Y VOLADURA | | |
|---------------------------------------|--------------------------|------------------|
| PARÁMETROS DE PERFORACIÓN | UNIDAD | PERF. ROCKDRILL |
| Diámetro de taladro (Dt) | mm | 102 |
| Burden (B) | m | 4,0 |
| Espaciamiento (S) | m | 4,0 |
| Altura de banco (H) | m | 6,0 |
| Sobreperforación. (J) | m | 0,30 |
| Volumen por taladro (m ³) | m ³ /tal | 96,00 |
| Índice de perforación | m ³ /m | 15,24 |
| PRODUCCIÓN | | |
| Equipos | | 02 |
| Velocidad de penetración | m/h | 35,38 |
| Taladros por hora | Tal/h | 5,62 |
| Producción por hora | m ³ /h | 539,52 |
| Tiempo de perforación efectiva | h/turno | 7,50 |
| Taladros por turno | Tal/turno | 42,15 |
| Producción por turno | m/turno | 265,35 |
| | m ³ /turno | 4 046,4 |
| Eficiencia de operación | 50 min/60 | 0,83 |
| No de turnos por día | Turnos/día | 2 |
| Producción por día | m ³ /día | 8 092,8 |
| Producción por semana | m ³ /semana | 48 556,8 |
| Producción por mes | m³/mes | 210 412,8 |

6.2. Equipos para carguío y transporte de roca

En la construcción de la presa de relaves es necesario mantener un suministro continuo de materiales de construcción tales como roca de diámetro variable en promedio (5 cm, 15 cm, 50 cm, 100 cm y 120 cm) y otros materiales de préstamo de otras canteras con ciertos parámetros de requerimiento que demanda la presa.

El volumen total requerido por la presa para la conformación de la base es hasta la cota 4 217 msnm, en la cual requiere un volumen de roca aproximadamente 923 700 m³ de 0,30 m hasta 1,20 m es suministrado de la cantera caliza zona sur, una vez fragmentado la roca es seleccionado y cargado con una excavadora hidráulica CAT 365 con capacidad de lampón de 2,24 m³.

Los equipos de transporte de carga se ha utilizado camiones volquete con capacidad de tolva de 15 m³, en número de volquetes y excavadora es estimada acorde a su rendimiento y en función al requerimiento de material por guardia de la presa en construcción, se determina ajuste a diversos factores como:

- Excavación.
- Carga.
- Acarreo / transporte.
- Descarga.
- Tiempo de extendido del material.
- Humectación o desecación.

- Compactación.
- Otros servicios.

Producción requerida por hora

Para estimar la producción por hora que demanda la presa en construcción, se debe conocer el plazo de explotación de la cantera por lo tanto el tiempo establecido por el área de planeamiento es de 5 meses (mayo – octubre) de tal manera se evita el periodo de avenida de precipitaciones pluviales que afectaría el proceso de construcción de la presa (primera etapa 4 207 a 4 217 msnm).

Durante la operación se considera trabajar 26 días al mes a excepción de días domingos y 2 turnos por día y duración del proyecto es 5 meses (perforación y evacuación de material), horas efectivas trabajadas es de 7,5 horas de las 9 horas programadas de jornada). Ver Cuadro 6.5.

| | |
|---------------------------------|---------------------------|
| Volumen total requerido | 923 700,00 m ³ |
| Volumen cubicado en cantera | 929 464,33 m ³ |
| Producción por mes | 184 740,00 m ³ |
| Producción por día | 7 105,38 m ³ |
| Producción por guardia | 3 552,69 m ³ |
| Producción requerida por hora | 473,79 m ³ |
| Producción generada por taladro | 96,00 m ³ |

Cuadro 6.5
Características del material y de los equipos de movimiento de tierras

| Material | Unidad | Material T 2 y 3 | Material T 4 | valor |
|----------------------------------|-------------------|-----------------------------|---------------------------|-------|
| | | D ₅₀ = 30-120 cm | D ₅₀ = 8-50 cm | neto |
| Densidad de material in-situ | g/cm ³ | 2,4 | 2,4 | 2,4 |
| Densidad de material esponjado | g/cm ³ | 1,52 | 1,67 | |
| Capacidad de tolva (volquete) | m ³ | 15 | 15 | 15 |
| Factor de utilización de tolva | m ³ | 0,85 | 0,95 | 0,85 |
| Factor de esponjamiento (Fs) | | 1,65 | 1,5 | 1,55 |
| Capacidad de cuchara (excav.) | m ³ | 2,77 | 2,77 | |
| Factor de utilización de cuchara | | 0,75 | 0,90 | 0,85 |
| Capacidad operativa de cuchara | m ³ | 2,05 | 2,43 | 2,24 |

Fuente: Expediente de ingeniería de detalle de la construcción de la presa

6.2.1. Equipo de carguío

La capacidad de cuchara y el equipo a usarse, es rentada en relación a la geometría de la cantera, altura de banco, tipo de material volado, granulometría, volquetes y la cantidad de material que necesita la presa.

Como también la capacidad de cuchara de carguío está en función de material volado por cargar, ciclo de carguío, las características del material volado (tamaño, dureza y abrasión) y el “mach factor” o factor de compatibilidad, que es la compatibilidad del equipo de carguío con el equipo de transporte. Ver Cuadro 6.6.

Calcular el rendimiento de la excavadora CAT 365 con capacidad de cuchara de 2,24 m³ y luego se debe estimar el número total de excavadoras que deben operar para cubrir la demanda de material, total volumen por hora es 462,41 m³/h de material suelto:

$$R_x = \frac{60 * C_c * F_{ll} * E_f}{T_c}$$

Donde:

Rx : Rendimiento o producción m³/h

Cc : Capacidad de cuchara (m³)

Fll : Factor de llenado

Ef : Eficiencia de operación

Tc : Tiempo del ciclo completo en minutos

Cuadro 6.6
Factores de llenado de cuchara (Fll)

| MATERIAL | FACTOR DE LLENADO. (% de la capacidad colmada) |
|---|---|
| Arcilla húmeda o arena arcillosa | 100 – 110 |
| Arena y grava | 95 – 110 |
| Roca bien fragmentada por voladura | 100 – 110 |
| Roca mal fragmentada sobre tamaño ≤ a 1,20 m | 85 – 100 |
| Arcilla dura | 80 – 90 |
| Roca - bien fragmentada | 60 – 75 |
| Roca - pobremente fragmentada | 40 – 50 |
| Porcentaje de la capacidad colmada del cucharón | |

Fuente: Tecsup Manual de movimiento de tierras

Para calcular el rendimiento primero se debe calcular el tiempo en un ciclo de trabajo, cada uno de los cuatro pasos bajo condiciones medias, el tiempo fueron registrados al momento de carguío de rocas con características de sobre tamaño hasta menudas menores de 30 cm de diámetro, con el cucharón de 1,9 m³: Ver Cuadro 6.7.

Cuadro 6.7
Estimador de eficiencia en la operación

| Condiciones de operación | Tiempo de trabajo / hora | Eficiencia (%) |
|--------------------------|--------------------------|----------------|
| Excelente | 60 | 100 |
| Bueno | 55 | 91 |
| Normal | 50 | 83 |
| Regular | 45 | 75 |
| Malo | 40 | 67 |

Fuente: Tecsup Manual de movimiento de tierras

Datos operativos:

- Carga del cucharón 14 s
- Giro con carga 4 s
- Descarga 4 s
- Giro de regreso 4 s

Tiempo total de un ciclo 26 s ≈ 0,43 min.

Cálculo de rendimiento de excavadora volvo CAT 365

Datos:

- Cc: Capacidad de cuchara 2,24 m³
- Fll: Factor de llenado 0,85
- Ef: Eficiencia de operación 0,83
- Tc: Tiempo de un ciclo de carguío 0,43 min.

$$R_x = \frac{60 * 2,24 * 0,85 * 0,83}{0,43}$$

$$R_x = 220,51 \text{ m}^3/\text{h}$$

Número de excavadoras necesarias para cargar el volumen requerido en una hora

$$\text{Volumen que requiere la presa en una hora: } 462,41 \text{ m}^3$$

$$\text{Rendimiento de excavadora CAT 365: } 220,51 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$\text{N}^\circ \text{ de excav.} = \left(\frac{462,41}{220,51} \right)$$

$$\text{N}^\circ \text{ de excav.} = 2,09 \approx 02 \text{ unidades}$$

Por lo tanto, se necesita 02 excavadoras CAT 365 con capacidad de cuchara de 2,24 m³

6.2.2. Cálculo de número de volquetes

Para estimar el número de volquetes necesarios, primero se debe calcular su rendimiento de un volquete incluyendo todos los factores necesarios y la distancia de cantera a presa, de tal manera esta flota debe cubrir la operación de evacuación de materiales dejando satisfecho la demanda de la presa durante el turno.

Producción de un camión volquete

- Factor de eficiencia $E = 50/60 = 0,83$
- Capacidad $C1 = 15 \text{ m}^3$
- Distancia de transporte $2,6 \text{ km}$
- Factor de esponjamiento $1,20$

- Velocidad promedio con carga 10 km/h
- Velocidad promedio sin carga 15 km/h

Cálculo de ciclo del camión

1) tiempo de carga Tc:

$$Tc = n * Zc$$

n : número de ciclos requerido por la excavadora para llenar un volquete

Zc : tiempo de un ciclo de la excavadora (min)

En el que: $n = \frac{C1}{q1*k}$

Donde:

C1 : Capacidad nominal del camión 15 m³

q1 : Capacidad colmada del cucharón 2,24 m³

k : Factor de llenado del cucharón 0,85

$$n = \frac{15 \text{ m}^3}{2,24 \text{ m}^3 * 0,85} \qquad \qquad \qquad \mathbf{n = 7,88 \text{ ciclos}}$$

Tiempo de un ciclo de la excavadora = 0,32 min

$$Tc = (7,88 * 0,53 \text{ min}) \qquad \qquad \qquad \mathbf{Tc = 3,39 \text{ min.}}$$

2) Tiempo de acarreo (T_a)

$$T_a = \frac{\text{Dist. total}}{\text{Veloc. media}} \text{ (min.)}$$

$$T_a = \frac{2,6 \text{ km}}{\frac{10 \text{ km}}{\text{h}}} = 0,26 \text{ hrs} * \left(\frac{60 \text{ min}}{1 \text{ h}} \right) \quad \mathbf{T_a = 15,6 \text{ min.}}$$

3) Tiempo de volteo y descarga (T_d)

Es el tiempo desde que el camión entra al área de descarga hasta el comienzo de retorno del camión después de completar la operación de descarga. En la presa donde se realiza descarga se tomó el tiempo promedio de **(1,42) min.**

4) Tiempo de retorno (T_r)

$$T_r = \frac{\text{Dist. total}}{\text{Veloc. media}} \text{ (min.)}$$

$$T_r = \frac{2,6 \text{ km}}{\frac{15 \text{ km}}{\text{h}}} = 0,17 \text{ hrs} * \left(\frac{60 \text{ min}}{1 \text{ h}} \right) \quad \mathbf{T_a = 14,2 \text{ min.}}$$

5) Tiempo de posicionamiento y comienzo de carga (T_p)

Es el tiempo que el camión toma en posicionarse hasta que la excavadora comienza a cargar. Ver Cuadro 6.8.

Cuadro 6.8
Tiempos promedios de posicionamiento

| Condiciones de operación | Tp min. |
|--------------------------|--------------------|
| Favorable | 0,1 – 0,2 |
| Promedio | 0,25 – 0,35 |
| Desfavorable | 0,4 – 0,5 |

Fuente: Tecsup, Gestión de equipo pesado

Tp = 0,35 min.

Tiempo total del ciclo (Tc)

Tc = Tiempo fijo + Tiempo variable

Donde:

Tiempo de fijo = (3,39 min + 1,42min) = 4,81 min.

Tiempo de variable = (15,6 min + 10,2min + 0,35) = 26,15 min.

Tiempo de Total = (4,81 min + 26,15 min) = **30,96 min** (ciclo total por viaje)

Cálculo de rendimiento del volquete

$$R = \frac{C1 * E * 60}{Tc * Fs} \text{ (m}^3\text{/h)}$$

$$R = \frac{15 * 0,83 * 60}{30,96 * 1,20}$$

R = 20,12 m³/h

Posteriormente, se calculara el número de volquetes para cubrir el requerimiento de material, se solicita una producción continua de **3 468,08 m³/guardia**.

Se sabe que el rendimiento de un volquete es 20,12 m³/h, ahora se estima la cantidad producida por este volquete durante una guardia de 7,5 horas de trabajo que acarrea hacia la presa.

$$\text{Vol.} \frac{\text{m}^3}{\text{gdia}} = \left(20,12 \frac{\text{m}^3}{\text{h}} \right) * \left(7,5 \frac{\text{h}}{\text{Gdia}} \right) = \mathbf{150,9 \text{ m}^3/\text{guardia}}$$

$$\text{N}^\circ \frac{\text{Volq.}}{\text{gdia}} = \frac{\left(\frac{3\,468,08 \text{ m}^3}{\text{gdia}} \right)}{\frac{150,9 \text{ m}^3}{\text{gdia}} \frac{1}{\text{volq}}}$$

$$\text{N}^\circ \frac{\text{Volq.}}{\text{gdia}} = \mathbf{22,9}$$

Por lo tanto, se requiere **23** volquetes con capacidad de 15 m³ para una guardia

CAPÍTULO VII

CONTRASTACIÓN DE HIPÓTESIS

El presente trabajo de investigación tiene dos hipótesis específicas: Con el diseño de la malla de perforación y voladura en la cantera sur de caliza se obtendrá escollera para enrocado de la presa de relaves y con la determinación de la producción de roca escollera en la cantera sur de caliza, será adecuado y suficiente para el enrocado de la presa de relave, por lo que se desarrolla la exposición, análisis y discusión para estas dos hipótesis por separado.

7.1. Primera hipótesis

Concluyendo con el proceso sistemático de cálculos conducentes a diseñar una malla de voladura, se ha obtenido granulometría gruesa que cumple con el tamaño deseado.

La metodologías del diseño se aprecia en el Capítulo V diseño de malla de perforación y voladura en cantera, se obtiene dimensiones promedio a 1,00 m con estos parámetros la fragmentación resulto material con detenciones de sobre tamaño.

7.2. Segunda hipótesis

La presente hipótesis sí concuerda con la producción de roca obtenida y cumple con el requerimiento de la construcción de la presa m^3/h o $m^3/gdía$ durante el proceso de construcción, el material extraído de la cantera sí cubre hasta la cota planeada de 4 207 hasta 4 217 msnm, la cantidad de material para enrocado y los equipos que se usaron se puede apreciar en el capítulo VI equipos para movimiento de tierras.

En el anexo D.4 en donde se visualiza la fragmentación gruesa, se evalúa su dimensión usando una cinta métrica in-situ, medida en promedio es de 80 cm.

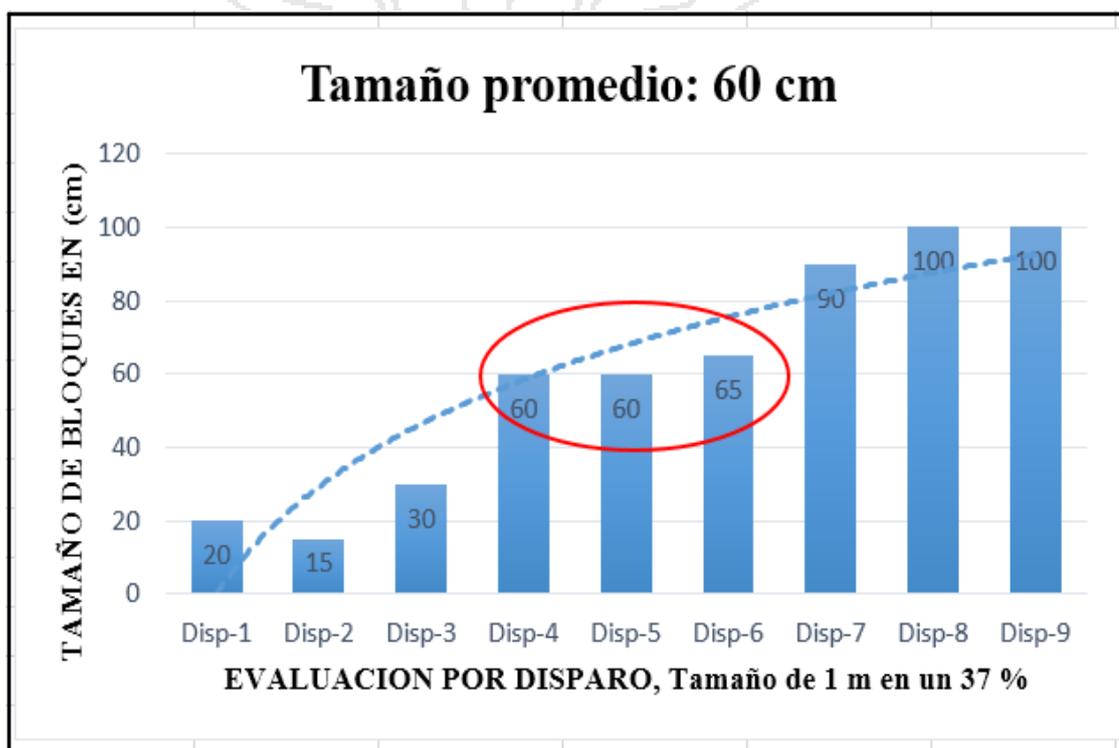
En esta imagen se muestra la fragmentación de granulometría gruesa, con tamaño característico de 44 cm y en un 37 % representa fragmentación más gruesa en promedio de hasta 1,00 m, lo cual es transportado hasta la construcción de la presa, los bloques de roca trabajan como base en la presa es colocado hasta 1,50 m de profundidad, en esta zona ingresa tamaños de hasta 1,20 m y sobre esta primera capa se adiciona roca de menor tamaño de hasta 0,60 m.

El proceso de mejora para la obtención de granulometría gruesa se aprecia a partir el cuarto disparo en el segundo banco Nv – 4 363.

En la siguiente tabla estadística se observa la evaluación por disparos, se analiza que a partir del cuarto disparo se ha mejorado con la obtención de fragmentación gruesa, con el diseño de la malla se ha obtenido material de sobre tamaño, por lo tanto estos datos

recopilados de campo si son viables de tal manera se establece la malla de geometría cuadrada con un burden de 4,0 m, y los demás parámetros que es calculado en función a las características del macizo rocoso. Ver Cuadro 7.1^a

Cuadro 7.1a
Evaluación por disparo



Enjuiciamiento crítico de los resultados

El presente trabajo de investigación se remonta al diseño de la malla de perforación y voladura para obtener material de roca caliza de granulometría gruesa, para este fin se llegado hasta la evaluación mecánica de la roca en laboratorio y se ha realizado el estudio y levantamiento geomecánico en campo, estos datos se ha obtenido en el tiempo apropiado al inicio de la explotación en cantera.

Los estudios de caracterización del macizo se ha ejecutado en el primer talud del primer corte en ladera, progresiva (0+60 - 0+120).

En proyectos de explotación de canteras es de suma importancia el estudio del área a ser explotado, para así estimar los recursos netamente necesarios para la construcción. Por supuesto que la investigación de más parámetros y otras variables que intervienen en el diseño de mallas de voladura de rocas, implica que se puede seguir mejorando y precisando mejor los cálculos para obtener el material de tamaño importante.

7.3. Análisis de resultados

Para el análisis y descripción de la fragmentación se ha optado por usar los modelos matemáticos de Kuz-Ram. La ecuación de Kuznetsov proporciona una estimación del tamaño medio, o sea, el tamaño del tamiz por el cual pasa el 50 % de la roca, todo lo que se necesita después de la determinación del tamaño medio, es una estimación de “n” en la ecuación de Rosin Rammler y se puede calcular una distribución completa de tamaño de la pila. Para obtener una expresión para el cálculo de “n”, Cunningham (1983) usó la teoría moderna de fracturas para obtener una relación entre n y los siguientes factores:

- Exactitud de la perforación.
- Relación del burden al diámetro de hoyo.
- Relación espaciamiento/burden.
- Relación del largo de la carga a la altura de banco.

La aplicación del modelo, en la práctica se ha concluido que predice muy bien los tamaños gruesos, pero es menos exacto para las fracciones más finas.

La visualización de los resultados de la voladura deficiente y la mejora del nuevo diseño de malla se observa en los Anexos D.1.

En las tres voladuras anteriores al nuevo diseño de malla, se ha observado deficiente fragmentación considerando que la malla era de 3,0 m x 3,50 m lo cual, resultó granulometría muy fina en tamaño medio de hasta 20 cm incluyendo muy poca fragmentación gruesa. Con el nuevo diseño de malla 4,0 m x 4,0 m se ha mejorado el tamaño de la fragmentación obteniéndose tamaños de hasta 1,10 m considerando un tamaño característico de 44 cm.

Predicción del tamaño promedio de los bloques

Este cálculo nos indica el tamaño aproximado de los fragmentos hasta un 50% de material volado que pasa la malla, es estimado en función de las características del macizo rocoso a disparar, implica tener en cuenta el factor de roca, factor de carga (estimación de Lilly) y carga por taladro, en base a este parámetro se predice que porcentaje de material que será clasificado como materiales del tipo M 2, M 3, M 4.

$$X_{50} = A * F_C^{-0.8} * Q_e^{0.167} * \left(\frac{115}{E}\right)^{0.633}$$

Donde:

X_{50} : Tamaño promedio de partículas

| | | | |
|------------|---|--|------------------------|
| A | : | Factor de roca | 4,06 |
| Q_e | : | Peso del explosivo por taladro (kg) | 18,24 kg |
| F_C | : | Factor de carga (kg/m ³) | 0,19 kg/m ³ |
| L_{Tal} | : | Longitud de taladro (m) | 6,30 |
| E_{anfo} | : | Potencia relat. en peso resp. al ANFO de: ANFO | 100 |
| E_{anfo} | : | Potencia relat. en peso resp. al ANFO de: TNT | 115 |

Por lo tanto:

$$X_{50} = 4,06 * 0,19^{-0,8} * (18,24)^{0,167} * \left(\frac{115}{100}\right)^{0,633}$$

$$X_{50} = 27,2 \text{ cm}$$

El valor 27,2 cm es el diámetro aproximado de material que se pretende extraer, pero en un 50 % será menores tamaños que 27,2 cm. Cálculo del tamaño característico o tamaño crítico para determinar la curva granulométrica.

$$X_c = \left(\frac{X_{50}}{0,693^{\frac{1}{n}}} \right)$$

$$X_c = \left(\frac{27,2}{0,693^{\frac{1}{0,76}}} \right) \approx X_c = 44,07 \text{ cm}$$

La distribución granulométrica es determinada por la ecuación de Rosin Rammler R(x) da una razonable descripción en roca volada. El tamaño característico “Xc” es simplemente un factor de escala. Es el tamaño de zaranda a través de la cual el 63,8 %

de las partículas pasa. Si el tamaño característico “Xc” y el índice de uniformidad “n” son conocidos, entonces puede ser planteada una curva de fragmentación.

$$R = 1 - e^{-\left(\frac{X}{Xc}\right)^n}$$

Donde:

| | | |
|----|---|----------------------------------|
| R | : | Porcentaje pasante (%) |
| X | : | Tamaño del material en (m) |
| Xc | : | Tamaño característico (m) 0,44 |
| n | : | Coefficiente de uniformidad 0,76 |

Distribución de tamaño

La distribución de tamaño (%), se determina conociendo el tamaño característico y el exponente de uniformidad, y en la figura 7.1 se observa la curva granulométrica.

El porcentaje acumulado pasante se describe; en esta tabla se entiende que el tamaño característico de 0,44 m pasa la malla en un 63 %, *el porcentaje acumulado retenido se describe;* el tamaño de 0,84 m no pasa en un 63 %, se considera mayores en un 37 %.

En el Anexo D.3, se observa la selección del material en función al requerimiento de la construcción de presa de relaves, se clasifica acorde al tamaño de roca (de < 0,20 m, 0,30 m, 0,50 y > 0,70 m).

En el Anexo D.5, se realiza el carguío y transporte del material seleccionado en cantidades necesarias. Ver Cuadro 7.1b y Figura 7.1.

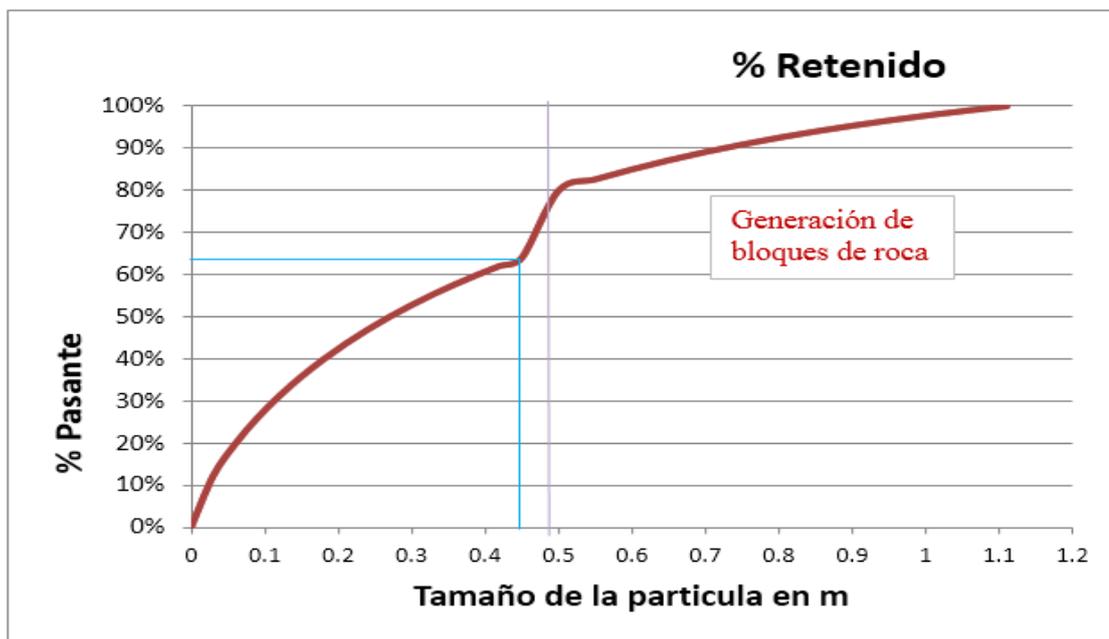
Cuadro 7.1b
Distribución de tamaños del material fragmentado

| Tamaño del material (m) | % Pasante |
|-------------------------|-----------|
| 0.00 | 0% |
| 0.03 | 12% |
| 0.06 | 20% |
| 0.09 | 26% |
| 0.12 | 31% |
| 0.15 | 36% |
| 0.18 | 40% |
| 0.21 | 43% |
| 0.24 | 47% |
| 0.27 | 50% |
| 0.30 | 53% |
| 0.33 | 55% |
| 0.36 | 58% |
| 0.39 | 60% |
| 0.42 | 62% |
| 0.44 | 63% |
| 0.50 | 80% |
| 0.55 | 82% |
| 0.60 | 85% |
| 0.65 | 87% |
| 0.70 | 89% |
| 0.75 | 91% |
| 0.80 | 92% |
| 0.85 | 94% |
| 0.90 | 95% |
| 0.95 | 96% |
| 1.00 | 98% |
| 1.05 | 99% |
| 1.08 | 99% |
| 1.11 | 100% |

El 63% de material pasante son pequeñas <

El 37% de material retenido son bloques > 0.44 m

Figura 7.1
Curva granulométrica de la fragmentación



CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

Con los índices geomecánicos tomados en campo se diseñó la malla de perforación y voladura, mediante la evaluación del macizo rocoso se obtiene parámetros: RMR 42, RQD 42,32 % y factor de roca 4,06, de tal manera se determina el factor de carga F_c 0,19 kg/m³. Para calcular el burden se estima mediante la fórmula de Pearse, B 4,0 m. y E 4,0 m. de esta forma se ha obtenido una fragmentación con una granulometría de tamaño característico de 44 cm pasante en un 63 %, implica que el 37 % son de tamaño grueso mayor a 44 cm, por tanto responde con granulometría aceptable.

Con estos parámetros de campo se ha diseñado una malla de perforación y voladura en el que produzca roca de granulometría gruesa, los resultados de la voladura se ha evaluado mediante mediciones en campo y fotografías que deducen la mejora con respecto a los resultados anteriores, los resultados de la voladura actual son: tamaños de 0,80 m a 1,20 m.

La producción de roca es suficiente y aceptable, cubre la necesidad de volumen requerido para la construcción de la presa, mediante el cálculo de la flota de equipos a ser usado, para la explotación en cantera satisface la productividad necesaria por guardia, terminando de proveer el material para enrocado en el debido tiempo programado, para cumplir se usó 01 perforadora hidráulica de marca Ranger modelo DX 700, 02 excavadoras CAT 365 con capacidad de 2,24 m³ y 23 volquetes con capacidad de 15 m³.

RECOMENDACIONES

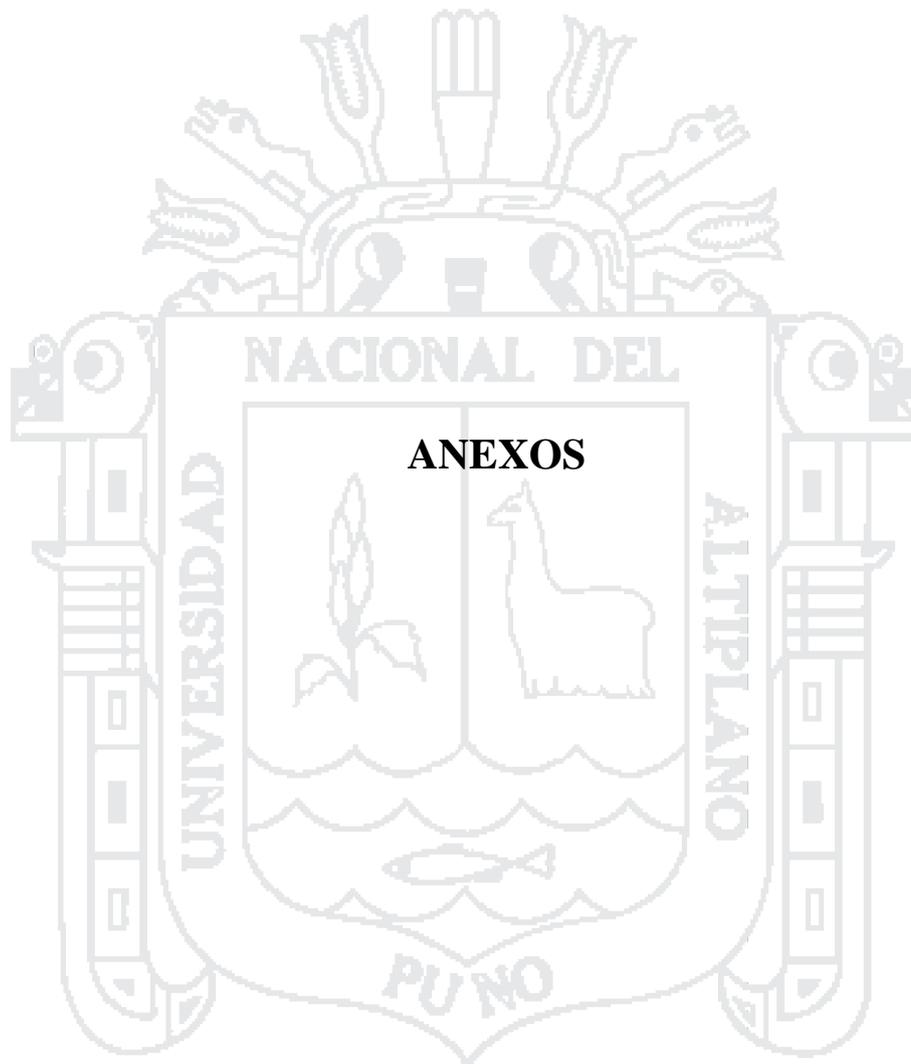
Para el diseño de la malla de perforación y voladura es recomienda primero una buena caracterización del macizo rocoso y ajustarnos con los recursos existentes para fracturar la roca de forma confiable, al inicio de un nuevo proyecto de explotación de canteras se debe realizar una descripción del macizo rocoso para estimar el factor de carga explosiva usando tablas, ábacos asumidos por diferentes autores, de tal manera se debe hacer la selección del explosivo más apropiado acorde a la realidad del macizo rocoso para fragmentar y obtener a un menor costo posible, para mejorar la geometría de la malla de voladura es importante trabajar con datos certeros tomados en campo.

Para los análisis de resultados de la voladura se debe usar métodos directos en base a patrones (visualización in situ), e indirecto como las fotografías donde la granulometría de la imagen sea descrito en base a las estadísticas obtenidas de voladuras anteriores y se puede usar software que existen en el mercado. Los retardos, la secuencia y direccionamiento de la voladura es de carácter importante para la obtención de la fragmentación gruesa.

En canteras para obtención de materiales de construcción, como mineros no solo es realizar disparos, es también tener en cuenta los efectos perjudiciales que podría ocasionar la voladura en superficie, de tal manera se debe controlar la carga operante por taladro en zonas de habitantes, presión de aire, vibraciones etc., también se debe estimar los equipos de movimiento de tierras, para cumplir con el requerimiento en el tiempo planeado en el proceso constructivo de la obra.

BIBLIOGRAFÍA

- Agreda T., Carlos (1993). *Tecnología de Explosivos y Voladura de Rocas*. Post Grado U.N.I. – Lima.
- Cámac T., Alfredo (2014). *Voladura de rocas*, texto guía; FIM-UNA
- Calvin J. Konya (1998). *Diseño de Voladuras*. U.S.A.
- EXSA. Explosivos (2009). *Manual Practico De Voladura*. 3ra Edicion Lima - peru.
- Enaex. (2012). *Manua De Voladura A Cielo Abierto*.
- Holmberg, Roger (1994). *Rock Blasting and Explosives Engineering*.
- Hock Brown (1980). *Excavaciones Subterráneas en Roca*.
- López J., Carlos (1994). *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Instituto Geológico Minero de España.
- Takis, Katsabanis (1987). *Tecnología de Explosivos y Técnicas de Voladura*. Queen's University - Kingston Ontario - Canada.
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. ETIMSA
- Lopez J., Carlos. (1994). *Manual de Arranque, Carga y Transporte En Minería a Cielo Abierto*.
- Howard, H. (1992). *SME Mining Engineering and Book University of Alabama*. Colorado.
- Instituto Geológico Minero De España. *Manual de perforación y Voladura de rocas*
- John T., Crawford & Willian A., Hustrulid. (2009). *Open Pit Mine Planning And Design*.
- John L., Floyd & Dyno, Novel (1985). *Técnicas de Voladura Eficiente En Operaciones Superficiales*.
- Kennedy (1990). *Surface Mining AIME*.
- Orica Mining Services. *Voladuras Seguras y Eficientes En Minería a Cielo Abierto*.
- Pfleiderer P. Eugene. (1963). *Superface Mining*. University Of Minnesota U.S.A.
- Novitzky J. *Método de Explotación Superficial y Planeamiento*.
- Famesa (2003). *Explosivos y accesorios de voladura*.
- Palmström, A. (1982). *The volumetric joint count - a useful and simple*. Proc. 4to congreso. Internacional. Assn Engineering Geol.
- Palomino V. J. (2013) *Diseño de mallas de perforación y voladura para optimizar la fragmentación en el tajo Jessica – CIA Minera Arasi SAC*. Tesis de ingeniería universidad nacional del altiplano, Puno.



A. Anexos del Capítulo I

Anexo A.1

Matriz de Consistencia

| TITULO | PROBLEMA | OBJETIVO | HIPOTESIS | VARIABLES INDEPENDIENTES | DISEÑO METODOLÓGICO |
|--|--|---|--|---|---|
| “DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LA CANTERA SUR PARA PRODUCCIÓN DE ROCA ESCOLLERA EN LA CÍA MINERA EL BROCAL – CERRO DE PASCO” | <p>PROBLEMA PRINCIPAL: ¿Cuál es el diseño de la malla de perforación y voladura en la cantera sur de caliza para producción de roca escollera para enrocado de la presa de relave, en la Cía. Minera El Brocal – Cerro De Pasco?</p> <p>PROBLEMA ESPECÍFICO: a) ¿Cómo es el diseño de la malla de perforación y voladura en la cantera sur de caliza para el enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro De Pasco?</p> <p>b). ¿Cuál es la producción de roca escollera en la cantera sur de caliza para el enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro De Pasco?</p> | <p>OBJETIVO GENERAL: Determinar el diseño de la malla de perforación y voladura en la cantera sur de caliza para producción de roca escollera para enrocado de la presa de relave, en la Cía. Minera El Brocal – Cerro De Pasco.</p> <p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS: a). Diseñar la malla de perforación y voladura en la cantera sur de caliza para el enrocado de la presa de relave en Cía. Minera El Brocal – Cerro De Pasco.</p> <p>b). Determinar la producción de roca escollera en la cantera sur de caliza para el enrocado de la presa de relave, en la unidad minera El Brocal – Cerro De Pasco.</p> | <p>HIPOTESIS GENERAL: Con la determinación del diseño de la malla perforación y voladura en la cantera sur de caliza se obtendrá buena producción de roca escollera para enrocado de la presa de relave, en la Cía. Minera El brocal – Cerro de Pasco.</p> <p>HIPOTESIS ESPECÍFICO: a). Con el diseño de la malla de perforación y voladura en la cantera sur de caliza se obtendrá escollera para enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco.</p> <p>b) Con la determinación de la producción de roca escollera en la cantera sur de caliza, será adecuado y suficiente para el enrocado de la presa de relave en la Cía. Minera El Brocal – Cerro de Pasco.</p> | <p>VARIABLES INDEPENDIENTES:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Diseño de la malla de perforación y voladura. <p>VARIABLES DEPENDIENTES:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Producción de roca escollera para enrocado de relave. | <p>TIPO DE INVESTIGACION: Descriptivo.</p> <p>METODO:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Analítico deductivo. <p>MUESTRA: Cantera caliza Sur, Construcción de presa de relaves, Cía. Minera el Brocal.</p> <p>Instrumentos De Campo:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Brújula • Fluxómetro, • Esclerómetro • Formatos • Software de JKS • Sismógrafo. <p>Diseño:</p> <ul style="list-style-type: none"> • Planos • Cálculos • Modelamiento y simulación de voladuras |

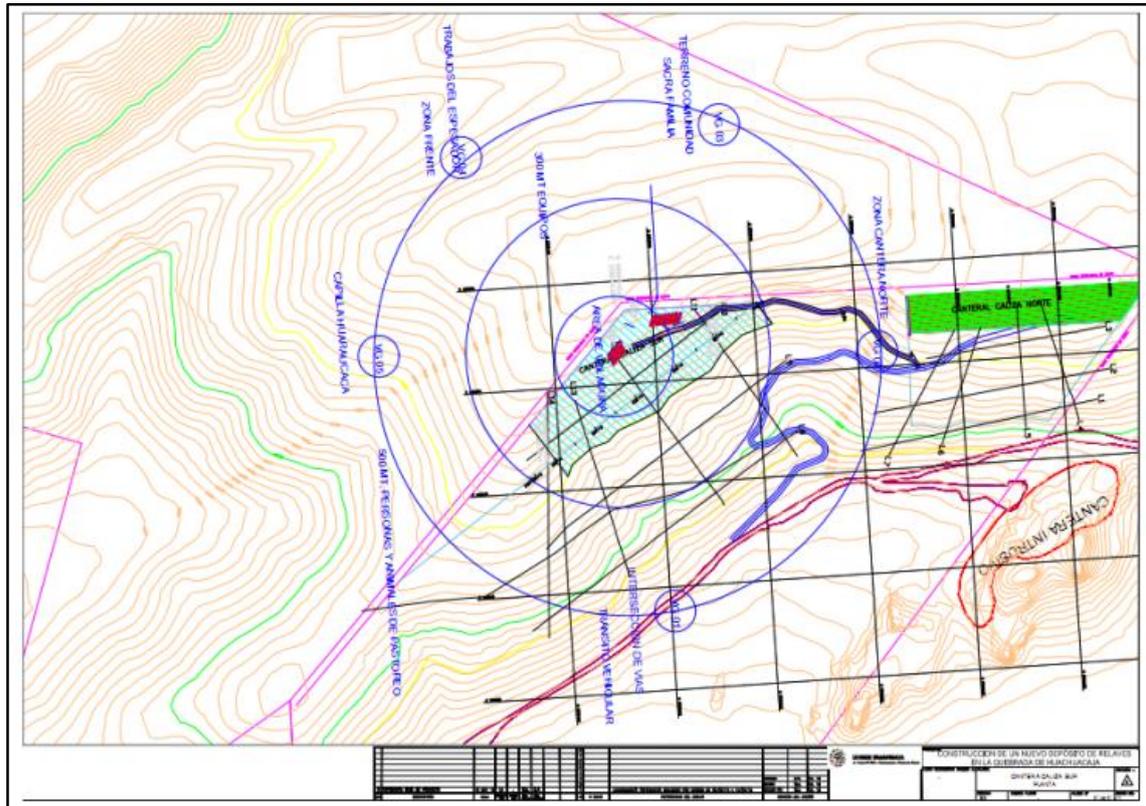
B. Anexos del Capítulo II

Anexo B.1 Ensayo de materiales de construcción

| | |
|--|----------------------------|
| GOLDER ASSOCIATES PERÚ S.A. | |
| LABORATORIO DE ENSAYO DE MATERIALES | |
| Manual de Aseguramiento de Calidad | Control de documentos |
| Registro de Calidad Laboratorio | LAB-EM-R-11 Rev. 0 |
| INDICE DE RESISTENCIA A LA CARGA PUNTUAL ASTM D5731 | |
| N° de Solicitud : EM-037-10 | Solicitante : Neil Ramirez |
| Proyecto : Ingeniería de Detalle del Depósito de Relaves Huachuacaja | Ejecutado Por : CG |
| N° de Proyecto : 109-4151-026 | Revisado Por : CG |
| Ubicación : Cerro de Pasco | Fecha : 10.12.10 |

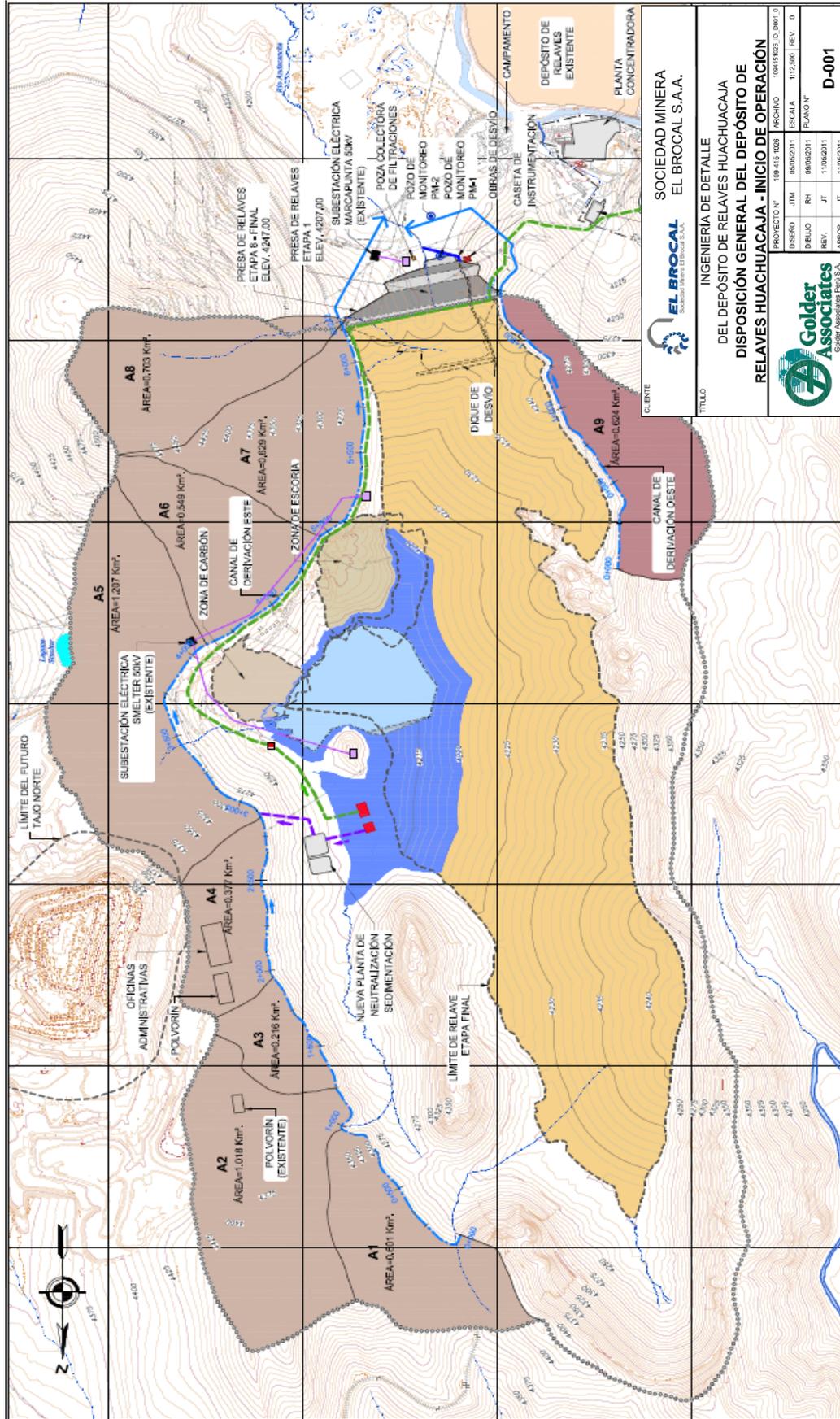
| RESULTADOS DE ENSAYO POR CARGA PUNTUAL (UCS) - ASTM D5731 | | | | | | |
|---|-------------------|-----------------------|---------------------------|---------------------------|--------------|--------------------|
| Código de muestra | Carga máxima (kg) | Is Calculado (kg/cm2) | Is(50) Corregido (kg/cm2) | Is(50) Corregido Promedio | UCS (kg/cm2) | UCS Promedio (Mpa) |
| M-01 | 83 | 3 | 3 | 2 | 280 | 28.24 |
| M-02 | 25 | 1 | 1 | 2 | 288 | 28.24 |
| M-03 | 99 | 4 | 4 | 4 | 328 | 32.17 |
| M-04 | 547 | 20 | 21 | 24 | 395 | 45 |
| M-05 | 684 | 25 | 26 | 24 | 517 | 45 |

Anexo B.2: Influencia de voladura de taladros por disparar



Cantera Sur de roca caliza a 2,6 km de la presa

Anexo B.4: Ingeniería de detalle del depósito de relaves huachuacaja

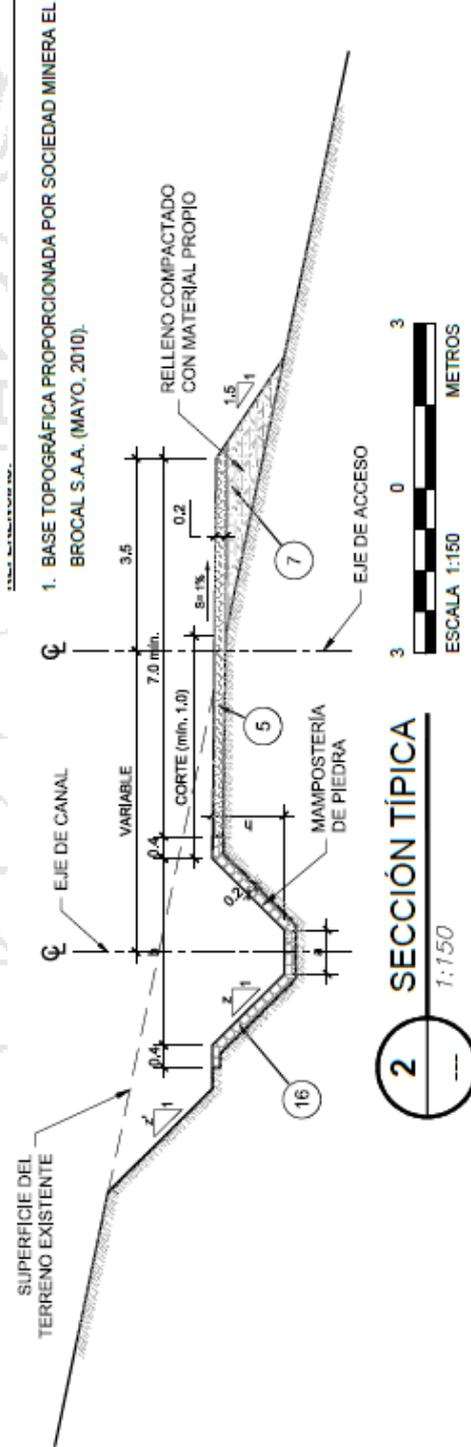


| | | | |
|--|-----|---|--------------------|
| | | CLIENTE SOCIEDAD MINERA EL BROCAL S.A.A. | |
| TITULO INGENIERIA DE DETALLE DEL DEPOSITO DE RELAVES HUACHUACAJA DISPOSICION GENERAL DEL DEPOSITO DE RELAVES HUACHUACAJA - INICIO DE OPERACION | | | |
| | | PROYECTO N° 109-415-1008 ARCHIVO 1864181026 D. 2007.0 | |
| DISEÑO | JTM | ESCALA | 1:125,000 [REV. 0] |
| DIBUJO | RH | PLANO N° | D-001 |
| REV. | JT | FECHA | 11/06/2011 |
| APROB. | JT | FECHA | 11/06/2011 |

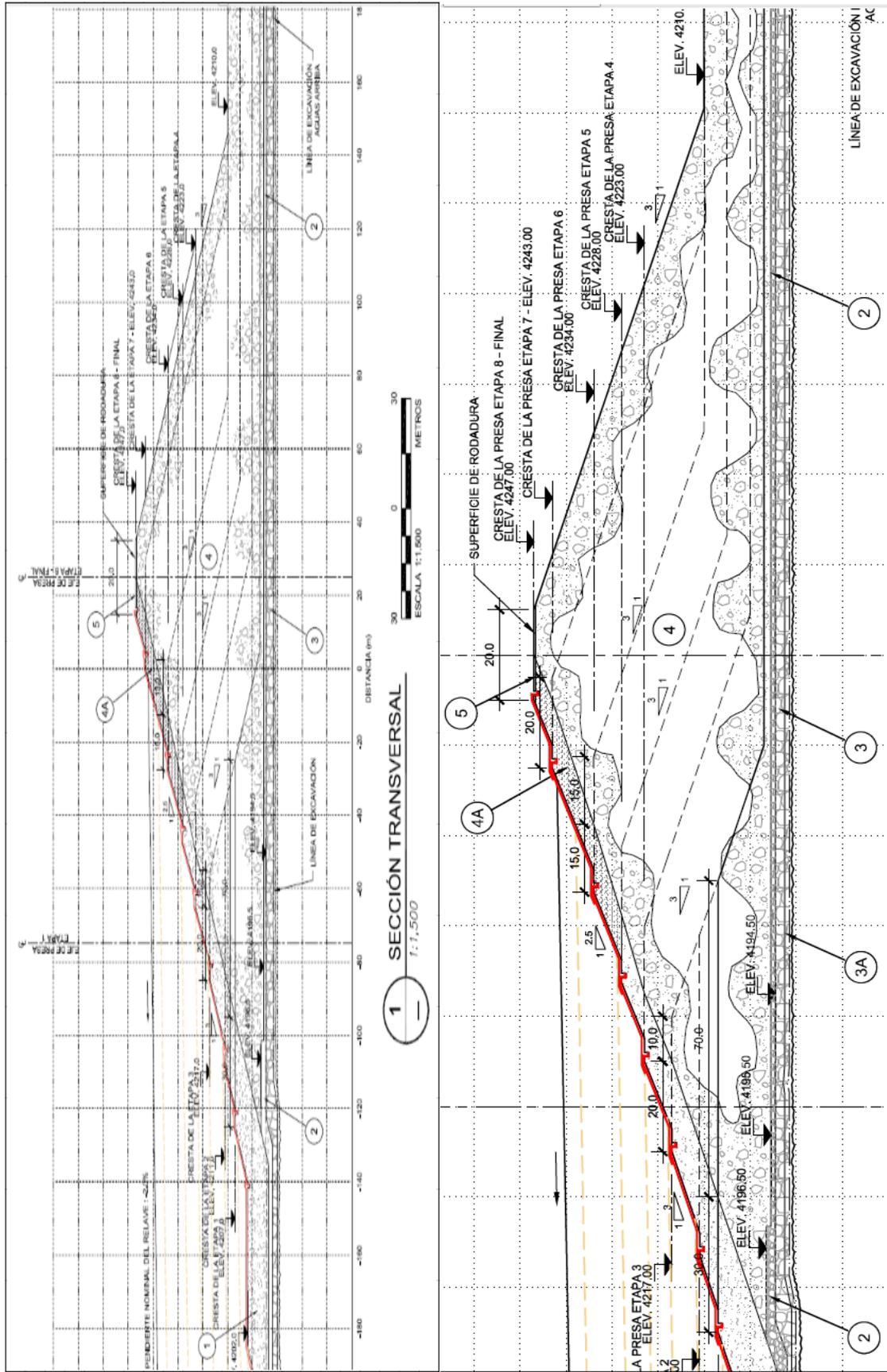
Anexo B.5: Ingeniería de detalle del depósito de relaves huachuacaja, datos del Anexo B.4

| CANAL | TRAMO | PROGRESIVAS (m) | | LONGITUD (Km) | TALUD (H:V) | RELIEVE |
|-------|-------|-----------------|-------|---------------|-------------|----------|
| | | INICIO | FIN | | | |
| OESTE | 1 | 0+000 | 0+500 | 0.5 | 1:1 | SUELO |
| | 2 | 0+500 | 2+050 | | | |
| ESTE | 1 | 0+000 | 0+650 | 0.7 | 1:1 | ROCA |
| | 2 | 0+650 | 1+350 | | | SUELO(1) |
| ESTE | 3 | 1+350 | 6+300 | 5.0 | 1:1 | ROCA |
| | | | | | | SUELO |

| CANAL | TRAMO | LONGITUD (Km) | CAUDAL DE DISEÑO (m ³ /s) | DIMENSIONES (m) | | BORDE LIBRE | TALUD (H:V) |
|-------|-------|---------------|--------------------------------------|-----------------|----------|-------------|-------------|
| | | | | BASE (a) | ALTO (h) | | |
| OESTE | 1 | 2.1 | 1.2 | 0.6 | 0.9 | 0.3 | 1:1 |
| ESTE | 1 | 3.4 | 3.3 | 0.8 | 1.30 | 0.3 | 1:1 |
| | 2 | 0.4 | 4.1 | 1.00 | 1.40 | 0.3 | 1:1 |
| ESTE | 3 | 0.2 | 4.2 | 1.40 | 1.40 | 0.3 | VERTICAL |
| ESTE | 4 | 0.3 | 4.3 | 1.00 | 1.40 | 0.3 | 1:1 |
| ESTE | 5 | 0.1 | 4.6 | 1.40 | 1.50 | 0.3 | 1:1 |
| ESTE | 6 | 0.3 | 5.0 | 1.40 | 1.50 | 0.3 | VERTICAL |
| ESTE | 7 | 0.4 | 5.4 | 1.80 | 1.80 | 0.3 | VERTICAL |
| ESTE | 8 | 0.1 | 5.5 | 1.40 | 1.50 | 0.3 | VERTICAL |
| ESTE | 9 | 0.7 | 6.3 | 1.40 | 1.50 | 0.3 | 1:1 |
| ESTE | 10 | 0.4 | 6.6 | 1.80 | 1.80 | 0.3 | VERTICAL |



Anexo B.6: Ilustración de la colocación de los materiales de construcción.



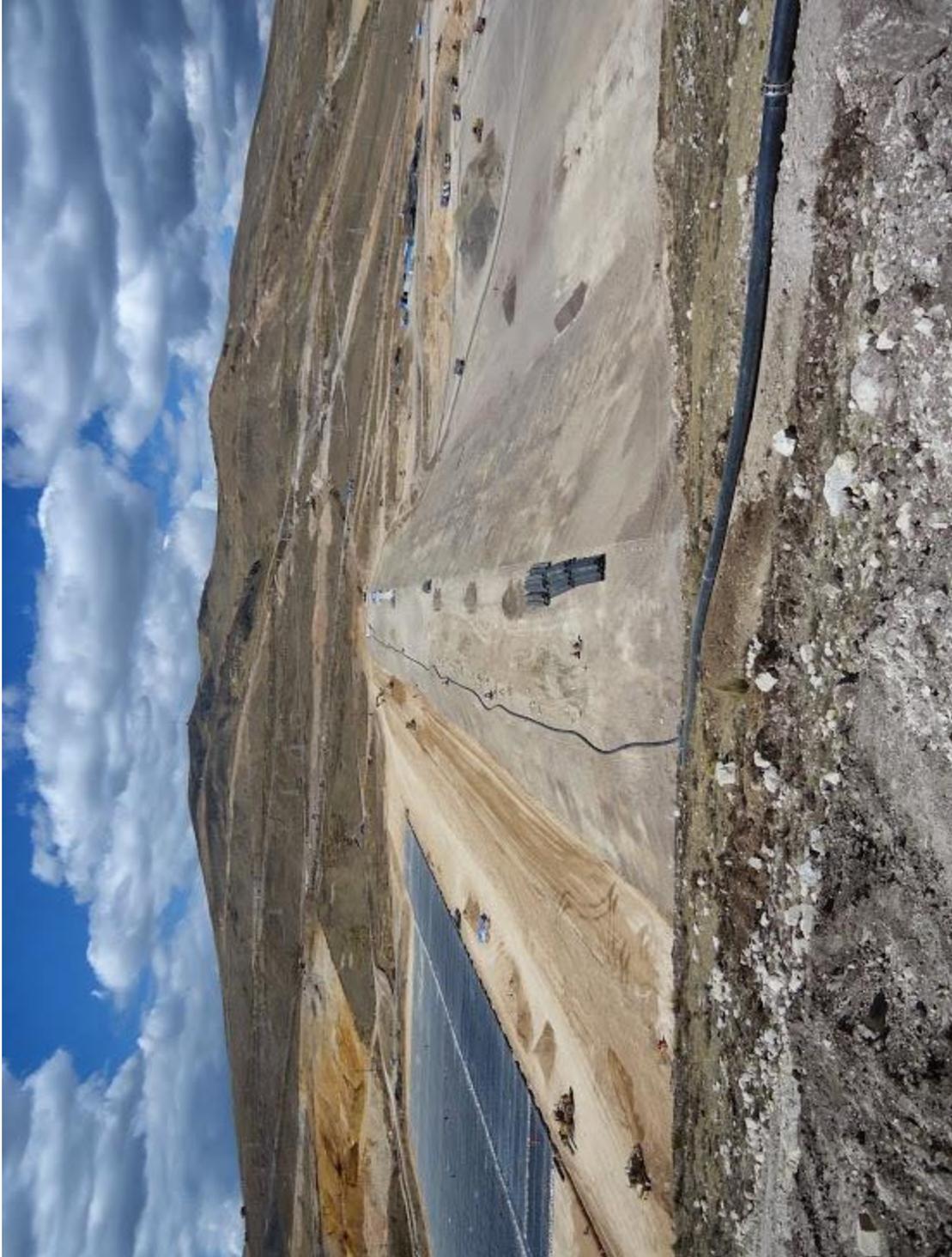
Anexo B.7: Colocación de material tipo 3 para el enrocado de la base



Anexo B.7.1: Colocación de material tipo 3 para el enrocado de la base



Anexo B.8: Ilustración del proceso de recrecimiento de la presa



C. Anexos del capítulo IV

Anexo C.1: Ubicación de la presa de relaves Huachuacaja



D. Anexos del capítulo VII

Anexo D.1: Resultados en la voladura deficiente antes del diseño establecido.



Anexo D.2: Resultados en el cuarto disparo, se obtiene fragmentación gruesa



Anexo D.3: Selección del material según el tamaño



Anexo D.4: Se visualiza la fragmentación gruesa en promedio es de 80 cm.



Anexo D.5: Carguío del material seleccionado

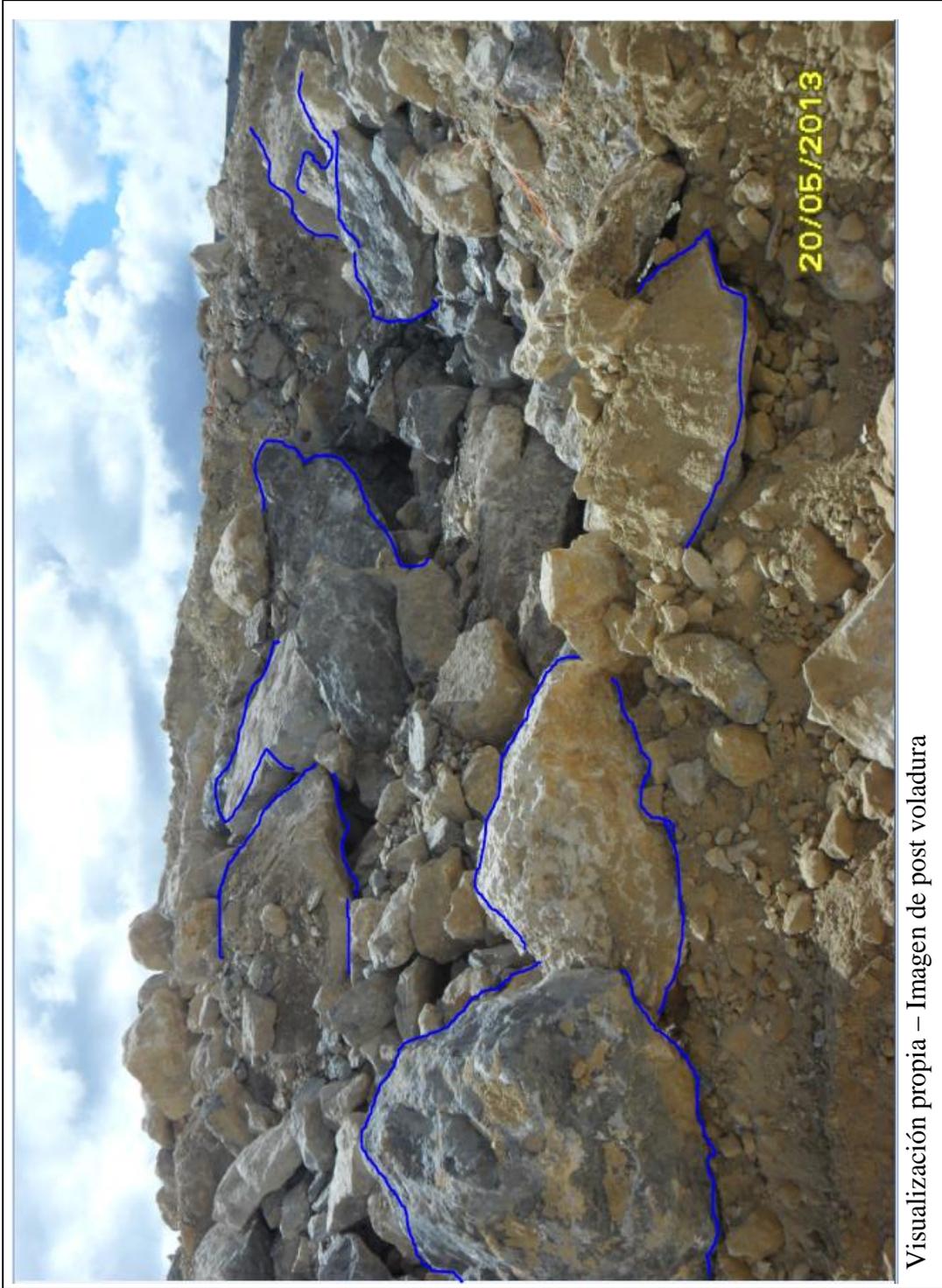


Anexo D.6: En la imagen se muestra la evaluación de la voladura



Visualización propia – Imagen de post voladura

Anexo D.7: Caracterización de sobre tamaño de rocas en la evaluación de la voladura



Visualización propia – Imagen de post voladura