

UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

**OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS PARA REDUCIR
COSTOS OPERATIVOS EN LA CANTERA TRUCHA DE ORO**

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

AUTOR:

BACH. TERÁN CHILÓN OSWALDO

ASESOR:

DR. RODRÍGUEZ CRUZADO SEGUNDO REINALDO

CAJAMARCA – PERÚ

2024

CONSTANCIA DE INFORME DE ORIGINALIDAD

- FACULTAD DE INGENIERÍA -

- Investigador:** Oswaldo Terán Chilón
DNI: 47466883
Escuela Profesional: Ingeniería de Minas
- Asesor:** Segundo Reinaldo Rodríguez Cruzado
Facultad: Ingeniería
- Grado académico o título profesional**
 Bachiller Título profesional Segunda especialidad
 Maestro Doctor
- Tipo de Investigación:**
 Tesis Trabajo de investigación Trabajo de suficiencia profesional
 Trabajo académico
- Título de Trabajo de Investigación:**

"OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS PARA REDUCIR COSTOS OPERATIVOS EN LA CANTERA TRUCHA DE ORO"
- Fecha de evaluación:** 14/03/2024
- Software antiplagio:** TURNITIN URKUND (OURIGINAL) (*)
- Porcentaje de Informe de Similitud:** 17%
- Código Documento:** 3117:339880637
- Resultado de la Evaluación de Similitud:**
 APROBADO PARA LEVANTAMIENTO DE OBSERVACIONES O DESAPROBADO

Fecha Emisión: 14-03-24



FIRMA DEL ASESOR

Nombres y Apellidos: Segundo Reinaldo Rodríguez Cruzado

DNI: 26722961



Firmado digitalmente por:
FERNANDEZ LEON Yvonne
Katherine FAU 20148258601 soft
Motivo: Soy el autor del
documento
Fecha: 15/03/2024 11:19:12-0500

UNIDAD DE INVESTIGACIÓN FI

DEDICATORIA

A Dios, a mis padres Mercedes y Rodolfo, a mis hermanos Arnaldo y Lourdes, quienes me brindaron su apoyo incondicional en todo momento en mi formación profesional.

Dedico de manera especial a mi esposa, a mis hijas Luciana Terán y Alison Terán por ser la inspiración máxima en mi vida.

Oswaldo T.

AGRADECIMIENTO

A Dios por haberme dado la vida, sabiduría y humildad para llegar a la meta de ser un profesional.

A mi alma mater, la Universidad Nacional de Cajamarca en especial a la Escuela de Ingeniería de Minas por formarme profesionalmente.

Al Dr. Reinaldo Rodríguez Cruzado por guiarme y asesorarme durante el desarrollo del proyecto de tesis.

Agradecimiento especial a la empresa Power Cruz Corporation por el apoyo para el desarrollo de la presente tesis.

Oswaldo T.

ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA.....	i
AGRADECIMIENTO.....	ii
ÍNDICE DE FIGURAS	vi
ÍNDICE DE FOTOS.....	vii
ÍNDICE DE GRÁFICOS	viii
ÍNDICE DE TABLAS	ix
ÍNDICE DE PLANOS.....	x
LISTA DE ABREVIATURAS.....	xi
RESUMEN	xii
ABSTRACT	xiii
CAPÍTULO I	1
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO II	3
MARCO TEÓRICO.....	3
2.1. ANTECEDENTES TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN	3
2.1.1. Antecedentes Internacionales	3
2.1.2. Antecedentes Nacionales.....	3
2.1.3. Antecedentes Locales	4
2.2. BASES TEÓRICAS	5
2.2.1. Perforación.....	5
2.2.2. Métodos Mecánicos de Perforación	6
2.2.3. Parámetros de Perforación	9
2.2.4. Costo Total de Perforación.....	10
2.2.5. Propiedades Físicas y Geotécnicas de la Roca	10
2.2.6. Voladura de Rocas.....	13

	Pág.
2.2.7. Parámetros Controlables de la Voladura sobre la Fragmentación	18
2.2.8. Explosivos	24
2.2.9. Propiedades del Explosivo	25
2.2.10. Sistemas de Iniciación de Voladuras.....	26
2.2.11. Sistema No Eléctrico	28
2.2.12. Zarandeo y chancado.....	31
2.2.13. Carguío y transporte.....	31
2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS.....	32
CAPÍTULO III	33
MATERIALES Y MÉTODOS	33
3.1. UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	33
3.1.1. Geográfica.....	33
3.1.2. Accesibilidad	34
3.2. GEOLOGÍA LOCAL.....	34
3.3. PROCEDIMIENTOS.....	35
3.3.1. Primera etapa: Gabinete	35
3.3.2. Segunda etapa: Campo	35
3.3.3. Tercera Etapa: Gabinete.....	35
3.4. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	36
3.4.1. Población de estudio.....	36
3.4.2. Muestra	36
3.4.3. Unidad de Análisis.....	36
3.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES.....	36
3.6. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	37
3.6.1. Técnicas.....	37
3.6.2. Instrumentos y Equipos.....	37

	Pág.
3.7. PROCESO DE OPTIMIZACIÓN	39
3.7.1. Diseño de la Propuesta	39
3.7.2. Descripción del Procedimiento	44
CAPÍTULO IV	54
ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	54
4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS	54
4.1.1. Rediseño de Malla de Perforación	54
4.1.2. Control en la Longitud de Perforación	64
4.1.3. Explosivo Utilizado en las Mallas de Perforación	66
4.1.4. Reducción de la Fragmentación	68
4.1.5. Optimización de la Fragmentación	70
4.1.6. Correlación con otras variables de voladura	71
4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS	72
4.2.1. Costos Unitarios del Ciclo de Minado	72
4.2.2. Costos Optimizados	72
4.3. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS	73
CAPÍTULO V	74
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	74
5.1. CONCLUSIONES	74
5.2. RECOMENDACIONES	74
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	75
ANEXOS	77

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Principios de Perforación Mecánica de las Rocas.	5
Figura 2. Principios de Perforación Mecánica de las Rocas.	8
Figura 3. Nomenclatura utilizada en un banco de voladura a tajo abierto.....	13
Figura 4. Radio de influencia de un taladro en una malla cuadrada.....	19
Figura 5. Radio de influencia con un 30% de desviación del burden.	20
Figura 6. Incremento de 33% del radio efectivo del taladro, ninguna desviación. 20	20
Figura 7. Incremento del radio efectivo del taladro, con desviación del 30%.	21
Figura 8. Clasificación de Explosivos Industriales Rompedores.	25
Figura 9. Velocidad de detonación de explosivos comerciales.	25
Figura 10. Clasificación de los Sistemas de Iniciación de Explosivos.	27
Figura 11. Componentes del sistema de iniciación no eléctrico.	28
Figura 12. Esquema general de un detonador no eléctrico.....	29
Figura 13. Distribución de componentes principales y auxiliares.	33
Figura 14. Diseño de la malla de perforación inicial en el proyecto.....	41
Figura 15. Diseño de carguío de explosivo de un taladro.	43
Figura 16. Diagrama de flujo del procedimiento de investigación.	45
Figura 17. Representación de la curva granulométrica.	53

ÍNDICE DE FOTOS

	Pág.
Foto 1. Excavadora Komatsu PC 350 LC.....	31
Foto 2. Fragmentación de la roca después de la voladura, malla 2.5 x 2.5 m. El diámetro de la esfera color negro es de 9.8 pulgadas.....	44
Foto 3. Zona de perforación y voladura.....	46
Foto 4. Trabajos de malla de perforación con Perforadora HCR1200-EDII.	49
Foto 5. Finalización de perforación e inicio de carguío de explosivo.....	50
Foto 6. Fragmentación post voladura y comparación con la esfera de color negro de 9.8 pulgadas.	51

ÍNDICE DE GRÁFICOS

	Pág.
Gráfico 1. Tonelaje teórico vs tonelaje real de la primera prueba de voladura.....	61
Gráfico 2. Tonelaje teórico vs tonelaje real de la segunda prueba de voladura. ...	62
Gráfico 3. Tonelaje teórico vs tonelaje real de la tercera prueba de voladura.....	63
Gráfico 4. Longitudes de taladros perforados en la primera prueba de voladura.	64
Gráfico 5. Longitudes de taladros perforados en la segunda prueba de voladura.....	65
Gráfico 6. Longitudes de taladros perforados en la tercera prueba de voladura. .	65
Gráfico 7. Explosivo cargado en la primera prueba de voladura.	66
Gráfico 8. Explosivo cargado en la segunda prueba de voladura.	67
Gráfico 9. Explosivo cargado en la tercera prueba de voladura.	68
Gráfico 10. Curva granulométrica con malla de perforación de 2.5 x 2.5 m.....	69
Gráfico 11. Curva granulométrica con malla de perforación de 1.8 x 1.8 m.....	70
Gráfico 12. Comparación de tonelaje real vs teórico en las pruebas de voladura.	71

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Diámetros de perforación más comunes.	7
Tabla 2. Clasificación de la abrasividad de las rocas.	11
Tabla 3. Escala de dureza de Mohs.	11
Tabla 4. Ensayo del índice de resistencia de la roca.	12
Tabla 5. Coordenadas de la Concesión Minera La Trucha.	33
Tabla 6. Coordenadas de los componentes principales y auxiliares.	34
Tabla 7. Acceso al área del proyecto de explotación.	34
Tabla 8. Tipo de investigación utilizado.	36
Tabla 9. Identificación de variables en la investigación.	37
Tabla 10. Formato de parámetros de la malla de perforación.	40
Tabla 11. Formato de cantidad de explosivo utilizado.	40
Tabla 12. Formato de parámetros de la malla de perforación.	42
Tabla 13. Parámetros del anterior diseño de malla de perforación.	47
Tabla 14. Parámetros del nuevo diseño de malla de perforación.	47
Tabla 15. Parámetros de la malla de perforación usada inicialmente en la Cantera Trucha de Oro.	55
Tabla 16. Explosivo ANFO usado en la primera prueba de voladura de la Cantera Trucha de Oro.	56
Tabla 17. Parámetros de la malla de perforación en la segunda prueba de voladura.	57
Tabla 18. Explosivo ANFO usado en la segunda prueba de voladura de la Cantera Trucha de Oro.	58
Tabla 19. Parámetros de la malla de perforación en la tercera prueba de voladura.	59
Tabla 20. Explosivo ANFO usado en la tercera prueba de voladura de la Cantera Trucha de Oro.	60
Tabla 21. Análisis de resultados con diferentes mallas de perforación.	68
Tabla 22. Costo total de minado en la Cantera Trucha de Oro.	72
Tabla 23. Costo total por prueba realizada en la Cantera Trucha de Oro.	73

ÍNDICE DE PLANOS

Plano de Ubicación	P-01
Plano de Accesibilidad	P-02
Plano Geológico	P-03
Plano Topográfico	P-04

LISTA DE ABREVIATURAS

Ø	: Diámetro.
ANFO	: Ammonium Nitrate Fuel Oil (Nitrato de Amonio y Combustible).
B x S	: Burden por espaciamento.
EBW	: Exploding Bridge Wire (Detonador de puente explosivo).
et al.	: Et alii (y otros).
ft/s	: Feet per second (Pies por segundo).
FC	: Factor de Carga
GPS	: Global Positioning System (Sistema de Posicionamiento Global).
HDP	: High Detonation Primer (Cebador de alta detonación).
HRW	: High Resistivity Wire (Detonador de puente de alta resistencia eléctrica).
ISRM	: International Society for Rock Mechanics (Sociedad Internacional De Mecánica de Rocas).
ISSE	: International Society of Explosives Engineers (Sociedad Internacional de Ingenieros de Explosivos).
PETN	: Pentrita (Tetranitrato de Pentaeritrol).
P80	: Tamaño de abertura de malla en la que pasa el 80% del producto.
PLT	: Point Load Test (Ensayo de carga puntual).
SD	: Subdrilling (Sobreperforación).
TNT	: Trinitrotolueno.
UTM	: Universal Transversal Mercator (Sistema de coordenadas universal transversal de Mercator)

RESUMEN

La investigación se desarrolla en la Cantera Trucha de Oro que está ubicada en el centro poblado El Empalme, distrito de Catilluc. En la cantera se desarrollan actividades de explotación con el fin de comercializar el material fragmentado, todas las actividades de trabajo cumplen los procedimientos para cada proceso de perforación, voladura, chancado, carguío y acarreo; sin embargo, el proceso de perforación y voladura tiene altos costos de inversión con la deficiente fragmentación que se obtiene. El objetivo fue realizar la optimización del proceso de voladura de rocas para reducir los costos operativos, evaluando cada variable y su comportamiento en el proceso, la primera variable anómala hallada fue la longitud de perforación, ya que todos los taladros perforados presentaban longitudes irregulares; la segunda variable anómala que se halló fue en el burden y espaciamiento, ya que la distancia entre taladros sobrepasa a los parámetros requeridos. La investigación se realizó en varias etapas iniciando con el reconocimiento, recopilación de la información bibliográfica, evaluación de los procesos de perforación y voladura para posteriormente plantear la optimización y mejora, concluyendo que la optimización en el proceso de voladura para reducir costos operativos es del 11.92% representando un ahorro de 0.17 dólares por tonelada de material fragmentado.

Palabras clave: *Costos Operativos, Optimización, Voladura de Rocas.*

ABSTRACT

The research is carried out in the Trout Gold Quarry, which is located in the El Empalme town center, Catilluc district. Exploitation activities are carried out in the quarry in order to market the fragmented material. All work activities comply with the procedures for each drilling, blasting, crushing, loading and hauling process; However, the drilling and blasting process has high investment costs with the poor fragmentation obtained. The objective was to optimize the rock blasting process to reduce operating costs, evaluating each variable and its behavior in the process. The first anomalous variable found was the drilling length, since all the drilled holes had irregular lengths; the second anomalous variable that was found was in the burden and spacing, since the distance between drills exceeded the required parameters. The research was carried out in several stages, starting with the recognition, compilation of bibliographic information, evaluation of drilling and blasting processes to subsequently propose optimization and improvement, concluding that the optimization in the rock blasting process to reduce operating costs is of the 11.92%, representing a saving of 0.17 dollars per ton of fragmented material.

Keywords: *Operating Costs, Optimization, Rock Blasting.*

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

La cantera Trucha de Oro se encuentra ubicado en el caserío La Trucha de Oro perteneciente al Centro Poblado de El Empalme, distrito de Catilluc, provincia de San Miguel, departamento de Cajamarca. La actividad principal es la explotación de material de lastre para afirmado de vías en operaciones mineras. En el proceso de explotación se obtiene material fragmentado heterogéneo, el cual no cumple con las exigencias solicitadas por el cliente. Para lograr el diámetro apropiado se necesitará realizar una propuesta de optimizar el proceso de voladura de rocas mediante reducciones de burden, espaciamiento, diámetro de taladro y tiempos de retardo en la secuencia de encendido de la voladura; luego se deberá analizar el material volado y medir los diámetros de roca obtenidos, de no cumplir con los parámetros exigidos se volverá a realizar pruebas de voladura modificando las variables hasta determinar el proceso de homogenización de los diámetros del material. La investigación evaluará, determinará y analizará el diámetro del material lastre que sale de la cantera hacia las operaciones mineras.

En el problema se plantea: ¿Cómo optimizar el proceso de voladura de rocas para reducir costos operativos en la Cantera Trucha de Oro? Para lo cual se tiene la siguiente hipótesis: La optimización del proceso de voladura de rocas se logrará ajustando los parámetros de burden, espaciamiento, diámetro del taladro, método de iniciación, tipo de explosivo y altura de banco. Al modificar dichos parámetros y adecuarlo a la operación de la cantera permitirá que el material se homogenice a un diámetro de lastre estándar y por ende se reduzcan costos operativos.

La justificación de la investigación busca aportar conocimiento teórico-científico en la explotación de material de lastre en la cantera Trucha de Oro y obviar el conocimiento empírico de los métodos de explotación. Aplicar la técnica de voladura de rocas hará que el material explotado esté mejor fragmentado y consecuentemente se optimice los costos de operación involucrados en su extracción y venta. Además, se conoce que el material extraído de las canteras para afirmado de vías en operaciones mineras a tajo abierto depende enteramente de la calidad de diámetro y material que los constituyen.

La delimitación de la presente investigación se desarrolló entre los meses de junio hasta octubre de 2022, se inició con la observación y apuntes de datos y variables involucradas en la perforación y voladura; luego se evaluaron los parámetros de perforación y voladura, tamaño de fragmentación de material y explosivo utilizado; para finalmente, obtener una reducción de costos en la operación minera.

El alcance de la investigación se basa en la modificación de parámetros de perforación y voladura, para lograr una óptima fragmentación de material de lastre, logrando reducir los costos operativos en la cantera Trucha de Oro.

El objetivo general de la investigación es optimizar el proceso de voladura de rocas para reducir costos operativos en la cantera Trucha de Oro, como objetivos específicos se tiene rediseñar la malla de perforación y diámetro de taladro, reducir el consumo de explosivo, optimizar la fragmentación del material y analizar la reducción de costos operativos mediante la optimización de voladura de rocas.

La descripción de los contenidos de los capítulos:

Capítulo I. Se presenta la Introducción. Capítulo II. Inicia mostrando los antecedentes teóricos de la presente investigación y continúa con las bases teóricas fundamentando los principios de perforación y voladura de rocas, finalmente se presenta la definición de términos básicos. Capítulo III. Materiales y métodos donde comprende, ubicación geográfica donde se realiza la investigación, el procedimiento a seguir mediante las pruebas de voladura, tratamiento y análisis de datos y presentación de resultados en las pruebas realizadas en la zona de investigación, así como la población, muestra y algunas técnicas de recolección de datos. Capítulo IV. Se realiza el análisis y discusión de resultados, mostrando los datos obtenidos con las pruebas de voladura; por consiguiente, contrastándose los resultados con la hipótesis; por último, el Capítulo V. Presenta las conclusiones y recomendaciones que se ha llegado en todo el estudio de investigación, y finalmente se encuentran las referencias bibliográficas.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES TEÓRICOS DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. Antecedentes Internacionales

Caguana (2013), en su Tesis de Pregrado, Optimización de los parámetros de Perforación y Voladura en la Cantera Las Victorias; consideró que es un factor fundamental el tipo de roca en la cantera y que de acuerdo al análisis realizado de los diferentes métodos de cálculo se consideró que el método de López-Jimeno es el más confiable y puede ser utilizado para el cálculo de un adecuado patrón de voladura.

2.1.2. Antecedentes Nacionales

Abanto (2016), en su Tesis de Pregrado, Reducción de costos en las operaciones unitarias de perforación, voladura y consumo de explosivo en las labores de desarrollo que realiza la empresa CONMICIV S.A.C en CMH S.A; en la investigación se usó datos de consumo de brocas, sin optimizar su rendimiento, y después optimizando su rendimiento. Por ello, se buscó una solución para aumentar el rendimiento de la broca, llegando a obtener un rendimiento de 258 m/broca, alcanzando 29% más que su vida útil estándar (de 200 m/broca). Además, se redujo el costo de perforación en 4%, equivalente a 6.4 \$/m, de 162.5 \$/m a 156.1 \$/m en promedio, logrando un ahorro en tres meses de 6770.2 dólares.

Hinostroza (2014), en su Tesis de Pregrado, Optimización de la fragmentación en las rocas con la aplicación de la doble iniciación electrónica en la explotación de cobre porfirítico a cielo abierto; según las pruebas realizadas se ha demostrado que la fragmentación de las rocas ha mejorado, el P80 ha reducido, la velocidad de carguío de las palas ha disminuido, y de manera visual se ha observado que el factor de llenado de las tolvas de los volquetes es mejor produciendo menos espacios perdidos en las tolvas y la producción diaria de mineral se ha incrementado.

Gómez (2012), en su Tesis de Pregrado, Optimización de la perforación y voladura para la minimización de los costos operativos en la unidad El Porvenir de la Compañía Minera Milpo S.A. Concluye que en voladura la reducción del costo es de 0.28US\$/t, lo que evidencia el ahorro potencial anual en consumo de explosivos y en labores de producción de mineral.

González (2021), en su Tesis de Pregrado, Optimización de la fragmentación en las rocas con la aplicación de cápsulas plasma en el Tajo Santa Rosa de la Empresa Administradora Cerro S.A.C. Cerro de Pasco, concluye que la modificación de la malla de perforación redujo el factor de carga, por ende, la cantidad de explosivo se redujo en comparación al que se usaba al inicio de las operaciones obteniéndose un ahorro de 0.32 \$/ton respecto a lo presupuestado. Asimismo, la reducción de los parámetros de perforación, burden y espaciamento, fue significativo en los resultados de fragmentación de roca y se observó que el material cumple con el tamaño menor o igual a 10 pulgadas.

2.1.3. Antecedentes Locales

Chávez (2014), en su Tesis de Pregrado, Optimización de la fragmentación en los proyectos de voladura primaria en la zona norte del tajo San Pedro Sur, Minera La Zanja; menciona que se logró optimizar la fragmentación de los proyectos primarios de voladura llegando a un valor mensual de P80 de 8.17 pulgadas y generó un incremento en la recuperación de 67.4% a un valor promedio de 70.45%. Asimismo, el P80 significó la reducción en un 28% respecto al valor de 11.4 pulgadas el cual era promedio del primer semestre del año.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Perforación

La perforación de las rocas es la primera operación que se realiza dentro del campo de la voladura, siendo el objetivo principal construir un agujero y cargarlos con explosivos y sus accesorios iniciadores; llamada también perforación de producción, a diferencia de la perforación de exploración que su finalidad es analizar el material obtenido y determinar tipos, calidades y cantidades de mineral para una eventual explotación.

El proceso de perforación requiere una fuente de energía, y de acuerdo a ello se definen diferentes métodos de perforación, entre los cuales se pueden mencionar: mecánicos, térmicos, hidráulicos, sónicos, químicos, eléctricos, sísmicos y nucleares. Los únicos industrialmente utilizados son los térmicos cuando se utilizan en rocas con alto contenido de sílice y los mecánicos que se utilizan en nuestro medio (Caguana y Tenorio 2009).

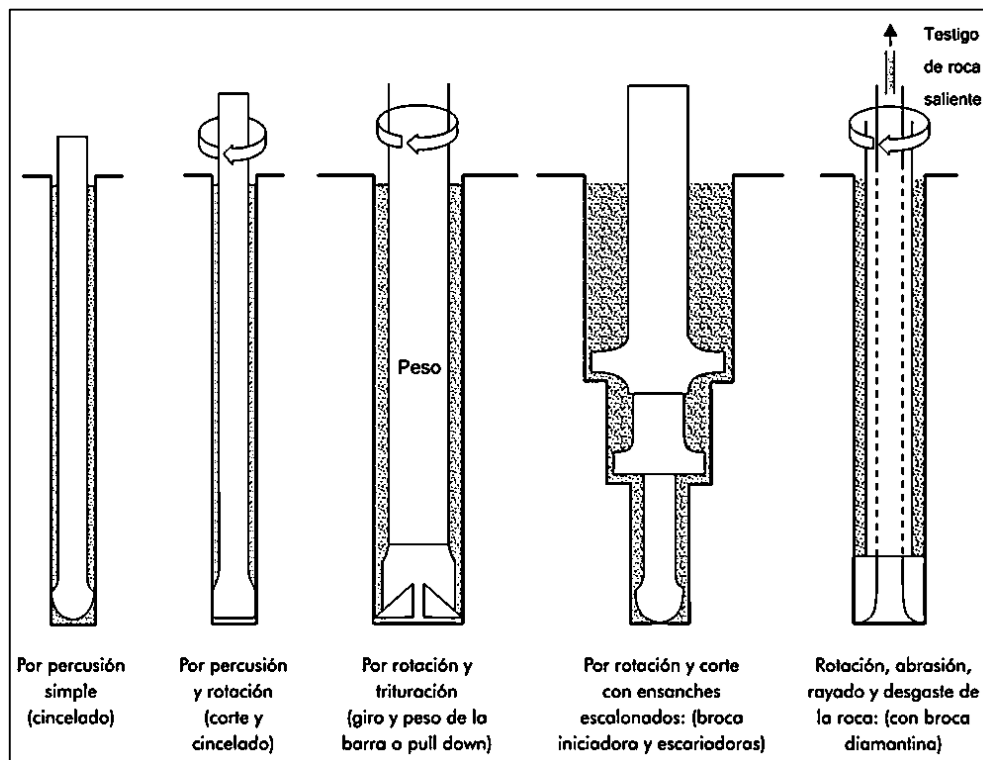


Figura 1. Principios de Perforación Mecánica de las Rocas.

Fuente: Exsa, (2019).

Para conseguir una voladura eficiente la perforación es tan importante como la selección del explosivo, por lo que este trabajo debe efectuarse con buen criterio y cuidado. La supervisión de la correcta operación de perforación aún no es adecuadamente realizada en muchas operaciones mineras, lo que permite que ocurran deficiencias en la calidad del trabajo: taladros desviados, más espaciados, de longitud irregular; determinando pérdidas de eficiencia de la energía explosiva disponible. La calidad de los taladros a ser perforados está determinada por cuatro condiciones: diámetro, longitud, rectitud y estabilidad (Exsa, 2019).

2.2.2. Métodos Mecánicos de Perforación

Los métodos de perforación, que en este contexto se refieren a la mecánica real del proceso se dividen en: de percusión y rotopercutivas.

Perforación Percusiva

En términos simples, el método de perforación no es más que una mecanización de los famosos métodos de “gata simple o doble” empleados en la minería desde hace cien años o más, en donde el extremo de una vara integrada con una broca se golpeaba con un martillo manual, y luego se giraba con la mano entre cada golpe para realinear la broca y así evitar que se salga. Los componentes básicos son los siguientes:

- Una broca que penetre realmente en la roca y cause su rompimiento.
- Un método de transmisión de un impacto firme que se pueda transferir a la broca.
- Un dispositivo rotatorio para que la broca pueda ser progresivamente insertada en el taladro.
- Un medio para eliminar o “soplar” los detritus de perforación y el polvo del taladro.

La broca de perforación tiene que ser altamente resistente y fuerte para absorber la energía del golpe y penetrar la roca. Actualmente las brocas por lo general se pueden separar y reemplazar, y tienen extremos cortantes hechos de una aleación muy fuerte, como el carburo de tungsteno en forma de inserciones o “botones”. El soplado del taladro se lleva a cabo generalmente con el uso de aire comprimido (ISSE, 2008).

Perforación Rotopercutiva

Es la que más se utiliza en casi todos los tipos de roca, desde débiles hasta fuertes. La base fundamental es la combinación de dos acciones: percusión y rotación. La percusión se basa en los impactos producidos por el golpeteo del pistón, estos originan unas ondas de choque que se transmiten a la boca a través del varillaje (en el martillo en cabeza) o directamente sobre ella (en el martillo de fondo), la percusión consume de un 80% a un 85% de la potencia total del equipo.

Mientras que la rotación consiste en hacer girar la broca para que los impactos se produzcan sobre la roca en distintas posiciones, la rotación no influye mucho en cuanto a la perforación se refiere, siendo lo más importante la percusión. Además, se debe tomar en cuenta el barrido, este puede ser mediante agua, aire, y a veces espuma. Cuando se necesita realizar una perforación profunda se utilizan varillas de acople (para profundizar el agujero de perforación), mientras menos se utilice es mejor, puesto que disminuyendo los acoples las pérdidas de energía serán menores.

Los equipos rotopercutivos se clasifican en dos grandes grupos, según donde se encuentre el martillo:

Martillo en cabeza, en este tipo de perforación, dos de las acciones básicas, rotación y percusión, se producen fuera del barreno, transmitiéndose a través de una espiga y del varillaje hasta la boca de perforación. Los martillos pueden ser de accionamiento neumático o hidráulico.

Martillo en fondo, la percusión se realiza directamente sobre la boca de perforación, mientras que la rotación se efectúa en el exterior del barreno. El accionamiento del pistón se lleva a cabo neumáticamente, mientras que la rotación puede ser neumática o hidráulica (ISSE, 2008).

Tabla 1. Diámetros de perforación más comunes.

Tipo de perforadora	Cielo Abierto	Subterránea
Martillo en cabeza	50 – 127 mm	38 – 65 mm
Martillo en fondo	75 – 200 mm	100 – 165 mm

Fuente: Caguana y Tenorio, (2009).

En la cantera Trucha de Oro se hace uso de una perforadora rotopercutiva HCR1200ED II que es perfecta para canteras. Es simple, durable, eficiente y cuenta con brazo extensible que incorpora un roto-martillo con un sistema autoajustable que asegura una alta productividad. Al controlar automáticamente las fuerzas de impacto, avance y rotación, y la presión del amortiguador doble, la perforadora se adapta continuamente a los cambios en el subsuelo, incrementando el desempeño de la perforación.

Equipado con características que maximizan su eficiencia, con un roto-martillo HD712 estableciendo un estándar de perforación de alto desempeño. Un avanzado intercambiador de barras permite la adición o substracción de aceros con una sola palanca. Los aceros o barras pueden ser indexados para distribuir el desgaste por uso y reducir costos de operación. La HCR1200 ED trabaja con barras de 12' y tiene un brazo extensible para un mayor rango de flexibilidad en el patrón de perforación.

Cuenta con un compresor de alto flujo que incrementa el caudal de aire para limpiar el fondo del taladro, aumenta la velocidad de perforación y disminuye el desgaste de la broca. Un sistema de control de polvo altamente confiable incrementa la capacidad de succión y provee un sistema efectivo de limpieza y separación de partículas de polvo. Las especificaciones técnicas de la perforadora se encuentran detalladas en el Anexo 01.



Figura 2. Principios de Perforación Mecánica de las Rocas.

2.2.3. Parámetros de Perforación

Velocidad de Penetración y Barrido

La velocidad de penetración no solamente depende de la aplicación de fuerza; también depende del barrido o limpieza de los detritos del taladro con aire comprimido o con agua a presión, a través de la misma barra conforme avanza la perforación (Exsa, 2019).

Velocidad de Rotación

La velocidad de rotación es inversamente proporcional a la resistencia a la compresión simple de la roca. Aunque, hay que tener en cuenta que la velocidad de rotación varía en función de la marcha en la que el operador esté trabajando. A mayor velocidad de rotación aumenta la velocidad de penetración, en una proporción menor que la unidad, hasta el límite impuesto para la evacuación de los detritos (Villar, 2021).

Presión de Rotación

El torque o presión de rotación indica la presión ejercida a la broca, provocada por la fuerza de empuje o pulldown y la velocidad de rotación en el fondo del taladro, contra la presión ejercida por la roca (Villar, 2021).

Caudal de Aire

El caudal de aire tiene que ser óptimo para que los componentes de la perforación trabajen en toda su capacidad; sin embargo, cuando la perforación se efectúa con menos aire que el necesario se producen los siguientes efectos negativos: disminución de la velocidad de penetración, bajo empuje necesario para perforar, incremento de las averías en la perforadora debido al sobreesfuerzo y aumento del desgaste en el estabilizador, barra y broca (Villar, 2021).

Fuerza de Empuje

La fuerza de empuje o pulldown, aumenta directamente con la dureza de la roca y debe alcanzar una magnitud suficiente para sobrepasar su resistencia a la compresión. Por otra parte, esta fuerza no puede exceder un determinado valor límite, para evitar daños prematuros en la cabeza de perforación. En formaciones

rocosas duras o muy duras, una fuerza excesiva conduce a la incrustación de la cabeza y consecuente destrucción, lo que significa el término de la vida útil de la herramienta (Enaex, 2015).

2.2.4. Costo Total de Perforación

El costo involucra a todo el equipo de perforación y los accesorios que se emplean para perforar un metro de subsuelo, la fórmula que permite calcular el costo total es la que se muestra de la siguiente manera:

$$CTP = \frac{B}{RB} + \frac{M}{RM} + \frac{P}{VP}$$

Donde,

B : Precio de la broca (\$).

RB : Rendimiento de la broca (m).

M : Precio del Martillo (\$ incluido IGV).

RM : Rendimiento del martillo (m).

D : Costo horario de la perforadora (\$/h).

VP : Velocidad de perforación (m/h).

CTP : Costo total de perforación (\$/m)

El precio de la broca (B) es diferente para comprador, ya que se obtiene al ponderar el precio de lista ofrecido por el fabricante, por un factor que depende fundamentalmente de la situación geográfica de los proveedores, gravámenes e impuestos que debe tributar cada consumidor, según sea el tipo, marca y diámetro (Sandvik, 2018).

2.2.5. Propiedades Físicas y Geotécnicas de la Roca

Abrasividad

La abrasividad es una propiedad que refleja el efecto abrasivo de las rocas y minerales al contacto con otros materiales y, por lo tanto, de gran importancia en la vida útil de los materiales y eficiencia en el procesado de minerales y equipos de trabajo.

La abrasión y dureza son utilizadas de forma errónea, al confundir sus definiciones, en lo que respecta a la trabajabilidad de la roca. La abrasividad no es una propiedad física como la dureza, esta solo es una característica del comportamiento de la roca, es decir, la abrasión depende de la dureza de la roca, pero no únicamente de esta (Sánchez et al 2016).

Tabla 2. Clasificación de la abrasividad de las rocas.

Nivel de Abrasividad	CAI (dm)	LAC (g/t)	Ejemplo
No abrasiva	0 - 0.3	0 - 50	Material orgánico
No muy abrasiva	0.3 - 0.5	0 -100	Lutita, marga
Ligeramente abrasiva	0.5 - 1	100 - 250	Pizarra, caliza
Abrasividad media	1 - 2	250 - 500	Esquistos, areniscas
Muy abrasiva	2 - 4	500 - 1250	Basalto, cuarzoarenisca
Extremadamente abrasiva	4 - 6	1250 - 2000	Anfibolita, cuarcita

Fuente: Sánchez et al. (2016).

Dureza

La dureza es una de las propiedades físicas que se utiliza para la identificación y reconocimiento de minerales. En sí, la dureza es la característica que mide la resistencia que ofrece una superficie lisa a la abrasión. Para cuantificar la dureza se utiliza la escala de Mohs, se toma como referencia 10 minerales y sus durezas relativas, como se muestra en la tabla siguiente (Danna, 2003):

Tabla 3. Escala de dureza de Mohs.

Escala de Mohs	
Dureza	Mineral
10	Diamante
9	Corindón
8	Topacio
7	Cuarzo
6	Ortoclasa
5	Apatita
4	Fluorita
3	Calcita
2	Yeso
1	Talco

Fuente: Danna, (2003).

Resistencia y Deformabilidad

La resistencia determina la competencia de la roca matriz para mantener unidos sus componentes, y depende fundamentalmente de su composición mineral y del grado de alteración. La resistencia (compresión simple) y el comportamiento frente a la deformación (módulo de Young, coeficiente de Poisson) nos permiten caracterizar y clasificar la matriz rocosa (Rodríguez, 2007).

Tabla 4. Ensayo del índice de resistencia de la roca.

Grado	Clasificación	Identificación	Resistencia a la Compresión Uniaxial (MPa)
R0	Roca extremadamente blanda	Se puede marcar con la uña.	0.25 - 1.0
R1	Roca muy blanda	Al golpear con la punta del martillo la roca se desmenuza. Con navaja se talla fácilmente.	1.0 - 5.0
R2	Roca blanda	Al golpear con la punta del martillo la roca se producen ligeras marcas. Con navaja se talla con dificultad.	5.0 - 25
R3	Roca moderadamente resistente	Con un golpe fuerte del martillo puede fracturarse. Con la navaja no puede tallarse.	25 - 50
R4	Roca resistente	Se requiere más de un golpe del martillo para fracturarla.	50 - 100
R5	Roca muy resistente	Se requiere muchos golpes del martillo para fracturarla.	100 - 250
R6	Roca extremadamente resistente	Al golpear con el martillo solo saltan esquirlas.	> 250

Fuente: Rodríguez, (2007).

2.2.6. Voladura de Rocas

La voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

La Figura 3 muestra la nomenclatura utilizada en una malla de perforación de un banco de voladura a tajo abierto.

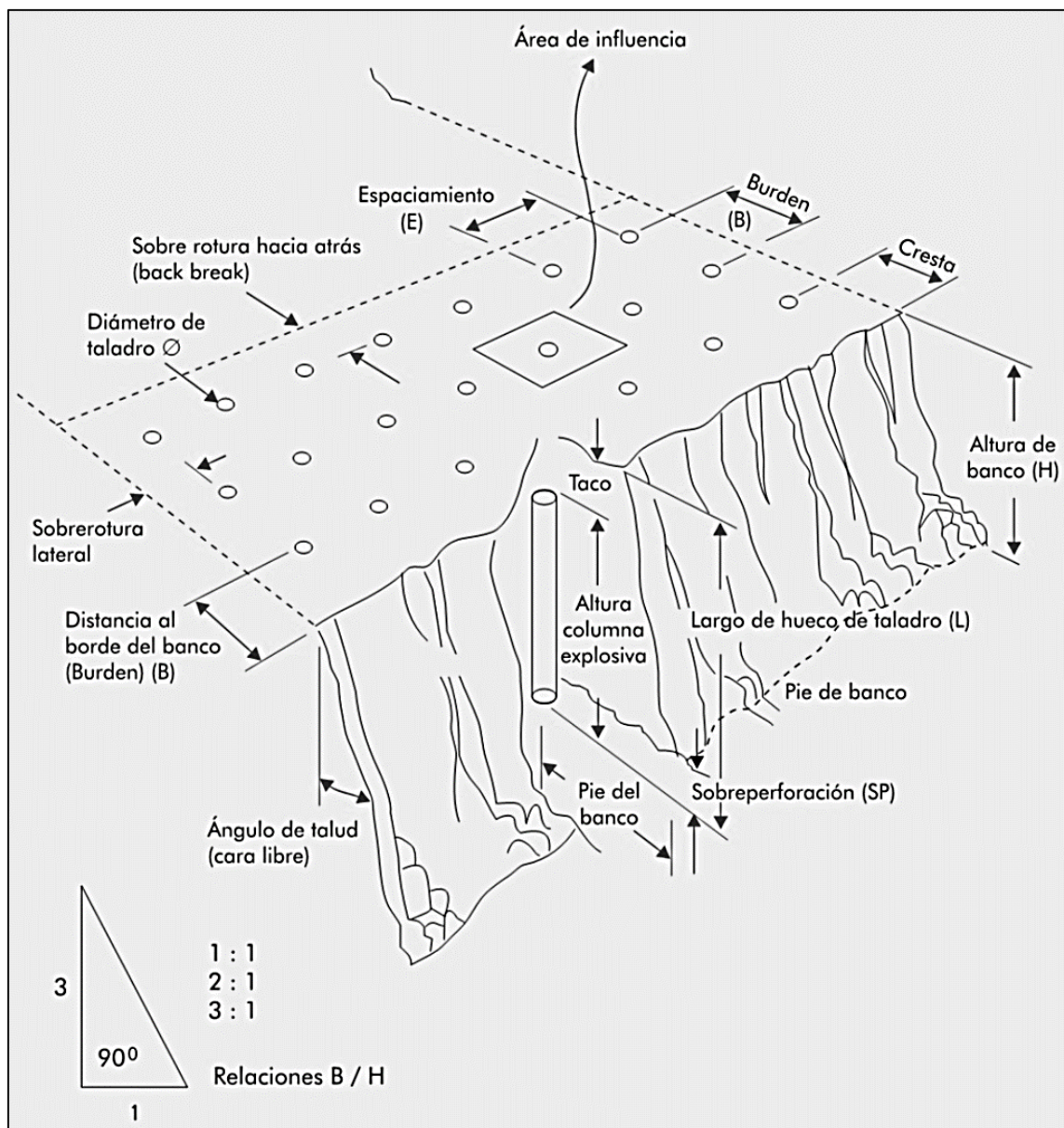


Figura 3. Nomenclatura utilizada en un banco de voladura a tajo abierto.

Fuente: Exsa, (2019).

La fragmentación se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el desplazamiento se refiere al movimiento de la masa de roca triturada. Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la “mejor” fragmentación (Exsa, 2019).

La voladura de rocas en superficie comprende trabajos de explotación minera en bancos de canteras y tajos abiertos, obras de ingeniería civil y vial como excavaciones, canales, zanjas, cortes a media ladera y trabajos especiales como rotura secundaria de pedrones, demoliciones y voladuras controladas (smooth blasting) pero fundamentalmente se concreta en bancos. Lo que se busca en una voladura es la máxima eficiencia al menor costo y con la mayor seguridad posible, debe reflejarse en (Exsa, 2019):

- Grado de fragmentación obtenido.
- Esponjamiento y rango de desplazamiento.
- Volumen cargado versus tiempo de operación del equipo.

Elementos para el Diseño de Voladuras en Bancos

Exsa (2019), brinda las siguientes definiciones:

Los elementos también se conocen como parámetros de voladura, son datos empleados en el cálculo y diseño de disparos. Unos son invariables, como los correspondientes a las características físicas de la roca: densidad, dureza, grado de fisuramiento, coeficientes de resistencia a deformación y rotura; otros son variables, es decir que podemos modificarlos a voluntad, de acuerdo a las necesidades reales del trabajo y condiciones del terreno.

Diámetro de taladro

Esta dimensión afecta a las especificaciones de los equipos de perforación, carga y acarreo, también al burden, espaciamiento, distribución de la carga explosiva, granulometría de la fragmentación, tiempo a emplear en la perforación y en general a la eficiencia y economía de toda la operación.

$$L = 2 \emptyset$$

Dónde,

L : longitud del taladro, en pies.

\emptyset : diámetro del taladro, en pulgadas.

Longitud o profundidad de taladro

Es la suma de altura de banco más la sobreperforación necesaria por debajo del nivel o razante del piso para garantizar su buena rotura y evitar que queden lomos o resaltos (toes), que afectan al trabajo del equipo de limpieza y deben ser eliminados por rotura secundaria.

$$L = H + 0.3B$$

Dónde,

L : longitud del taladro (m).

H : altura del banco (m).

B : burden (m).

Para taladros inclinados se utiliza la siguiente relación:

$$L = \frac{H}{\cos \alpha} + 1 - \frac{\alpha}{100} * SP$$

α : ángulo con respecto a la vertical, en grados sexagesimales.

SP : sobreperforación (m).

Sobreperforación

Es la longitud de taladro por debajo del nivel del piso que se necesita para romper la roca a la altura del banco y lograr una fragmentación y desplazamiento adecuado que permita al equipo de carga alcanzar la cota de excavación prevista.

$$SP = 0.3B$$

Dónde,

SP : sobreperforación, en metros.

B : burden, en metros.

Longitud de taco

Es la longitud de barreno que en la parte superior se rellena con un material inerte y tiene la misión de confinar y retener los gases producidos en la explosión para permitir que se desarrolle por completo el proceso de fragmentación de la roca.

$$T = L + \frac{SP}{3}$$

Dónde,

T : longitud de taco, en metros.

L : longitud de taladro, en metros.

SP : sobreperforación, en metros.

Altura de banco

Es la distancia vertical desde la superficie horizontal superior (cresta) a la inferior (piso). Se da en función del equipo de excavación y carga, diámetro de perforación, resistencia de la roca y estabilidad del talud, mineralización y de aspectos de seguridad, se puede estimar la altura de banco con la siguiente fórmula:

$$H = 10 + 0.57(C - 6)$$

Dónde,

H : altura de banco (m).

C : capacidad del cucharón de la excavadora (m³).

Burden

Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana, se le conoce como piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre. También es la distancia entre filas de taladros en una voladura. Si el burden es excesivo, la explosión del taladro encontrará mucha resistencia para romper adecuadamente al cuerpo de la roca, los gases generados tenderán a soplarse y a craterizar la boca del taladro. Por el contrario, si es reducido, habrá exceso de energía, la misma que se traducirá en fuerte proyección de fragmentos de roca y vibraciones.

Utilizando criterios técnicos se han propuesto varias fórmulas para el cálculo del burden, y son las que se muestran a continuación (EXSA, 2019):

- Fórmula de Languefors

Considera además la potencia relativa del explosivo, el grado de compactación, una constante de la roca y su grado de fracturamiento, mediante la siguiente fórmula:

$$B = \left(\frac{db}{33}\right) * \frac{\sqrt{P * S}}{c * f * (E/B)}$$

Dónde,

B : burden, en metros.

P : grado de compactación que puede estar entre 1,0 y 1,6 kg/dm³.

S : potencia relativa del explosivo.

c : constante para la roca, generalmente entre 0,45 y 1,0.

f : grado de fractura, para taladro vertical el valor es de 1.

E : espaciamiento entre taladros.

db : diámetro de broca.

- Fórmula de Konya

Determina el burden con base en la relación entre el diámetro de la carga explosiva y la densidad, tanto del explosivo como de la roca, según:

$$B = 3.15\phi_e * \sqrt[3]{\frac{\rho_e}{\rho_r}}$$

B : burden, en pies.

Øe : diámetro del explosivo, en pulgadas.

ρe : densidad del explosivo.

ρr : densidad de la roca.

Espaciamiento

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan con un mismo retardo o con retardos diferentes en la misma fila. Se calcula en relación con la longitud del burden, la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros. En la práctica, normalmente es igual al burden para malla de perforación cuadrada $E = B$ y de $E = 1,3$ a $1,5B$ para malla rectangular o alterna. Para las cargas de precorte o voladura amortiguada (smooth blasting) el espaciamiento en la última fila de la voladura generalmente es menor: $E = 0,5$ a $0,8B$ cuando se pretende disminuir el efecto de impacto hacia atrás.

2.2.7. Parámetros Controlables de la Voladura sobre la Fragmentación

La influencia de la interacción de las variables de diseño de una voladura sobre la fragmentación ha sido estudiada por muchos investigadores y más de veinte factores influyen en la fragmentación de una voladura. Estas variables son factor de potencia, malla de perforación, diámetro del taladro, tiempos de retardo e inexactitud de la perforación (Chávez, 2014).

Perforación

Si la cantidad de explosivo por taladro es tal que el radio que afecta al macizo rocoso es pequeño, la desalineación de la perforación entregará una mala fragmentación. Cuando los taladros se disparan independientemente, habrá un cilindro roto de macizo rocoso alrededor de cada taladro. En una sección horizontal a través del banco, cada cilindro puede representarse como un círculo. Para la fractura de todo el macizo rocoso durante la voladura cada punto debe estar al menos dentro de uno de estos círculos.

Los resultados de la fragmentación descrita por solo el tamaño medio del fragmento son insuficientes y es necesaria una descripción completa del rango de tamaños. La curva de distribución de Rosin-Ramler ha sido reconocida por entregar una razonable descripción de la fragmentación de roca volada. Para definir la curva de Rosin-Rammler se necesita dos parámetros, el tamaño de fragmento característico (X_c) y el exponente n el cual caracteriza la uniformidad del material roto. Si $n > 1$ el tamaño característico (63.9% pasante) es aproximadamente el tamaño de fragmento medio (50% pasante).

El comportamiento de “n” con la inexactitud en la perforación ha sido estudiado por Lownds (1983). El afirmó que el incremento de la inexactitud de la posición del taladro se traduce en una disminución significativa del grado de uniformidad del material volado. A mayores diámetros de taladro o en otras palabras, mayor consumo específico de los explosivos entregan una mejor y más uniforme fragmentación (X_c bajo y un n más alto).

En la Figura 4 se muestra una malla de perforación cuadrada con sus respectivos círculos alrededor de cada taladro. Si consideramos un 30% de la desviación del burden en la perforación la malla resulta como la Figura 5. Se puede observar en esta figura que una gran proporción de área a ser fracturada no se vio afectado por las grietas radiales. Esto resulta en una menor uniformidad y un tamaño característico mayor en comparación con el diseño (Chávez, 2014).

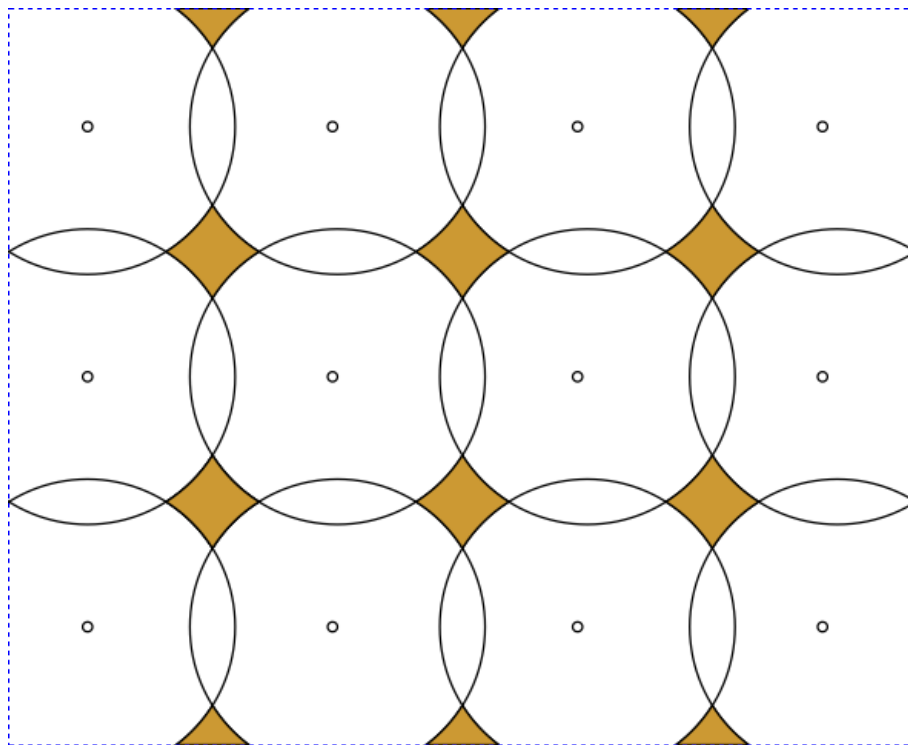


Figura 4. Radio de influencia de un taladro en una malla cuadrada.

Sin ninguna desviación.

Fuente: Chávez, (2014).

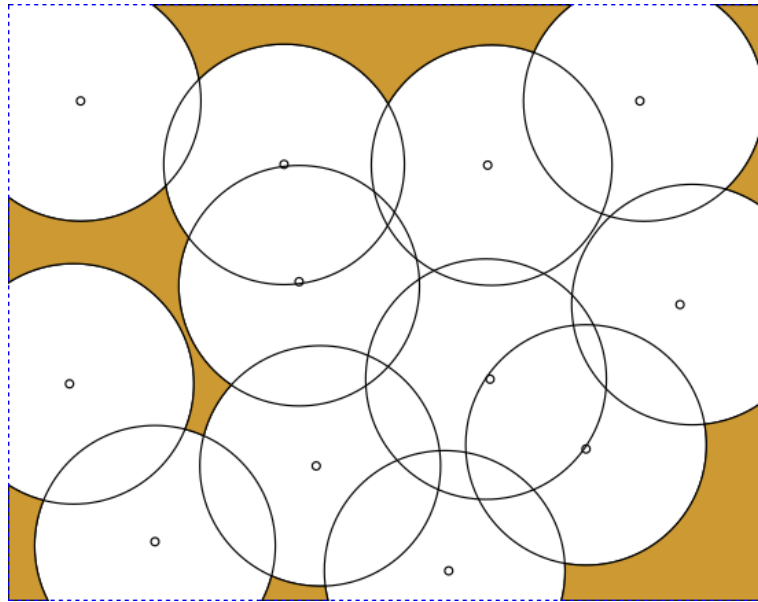


Figura 5. Radio de influencia con un 30% de desviación del burden.

Fuente: Chávez, (2014).

Se incrementó a un 33% el radio de acción de los taladros (aumentando la cantidad de explosivo por taladro) y con la perforación de la malla según diseño como se muestra en la Figura 6. La Figura 7 presenta una desviación del burden en 30% en la perforación, se observa que con este radio de acción de los taladros existen solo algunas pequeñas áreas sin afectarse por la acción del taladro. El tamaño del fragmento medio esperado permanecerá igual, pero el índice de uniformidad disminuirá por la distribución no uniforme de los taladros.

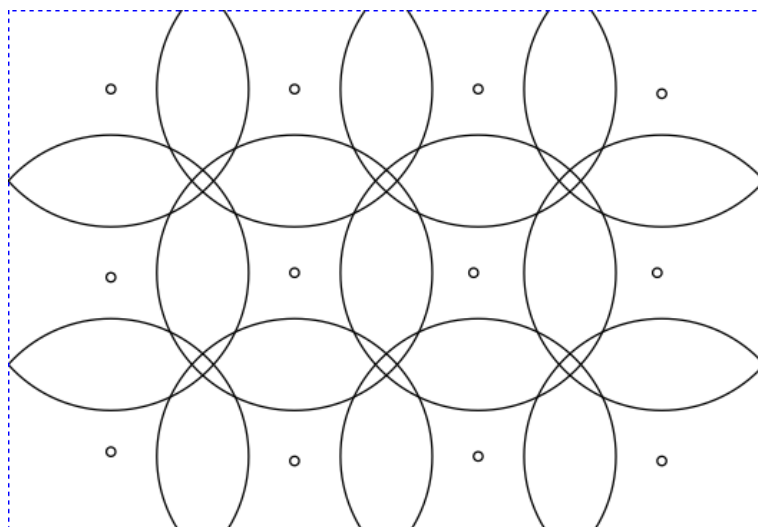


Figura 6. Incremento de 33% del radio efectivo del taladro, ninguna desviación.

Fuente: Chávez, (2014).

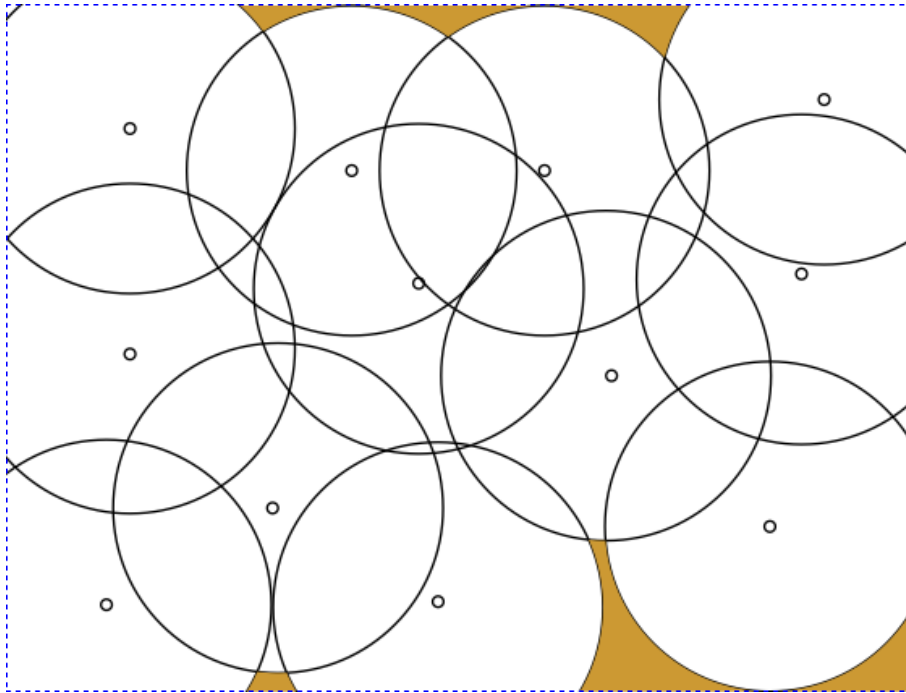


Figura 7. Incremento del radio efectivo del taladro, con desviación del 30%.

Fuente: Chávez, (2014).

Secuencia de Iniciación del Disparo

El diseño de la secuencia de salida del disparo proporciona la ruta para la onda de detonación de iniciación para el explosivo cargado en los taladros. Un requerimiento principal es que con el progreso de la voladura siempre se forme la cara libre. La cara libre proporciona una superficie de reflexión para la onda de choque, el cual es necesario para la fragmentación del macizo rocoso. Sin la cara libre, el resultado de las voladuras sería muy pobre. Hacia este fin, el diseño de la secuencia de salida del disparo decide el movimiento y dirección de la roca para la creación de la cara libre para los posteriores taladros y filas.

Varios diseños de salida tales como de fila a fila, diagonal, tipo V se usan en los proyectos de voladura. La adecuada selección de la secuencia de salida puede proporcionar un resultado óptimo de la voladura en términos de fragmentación, desplazamiento y control de los taludes. Esto es en gran parte atribuido a la importancia del burden efectivo en cualquier voladura. Al cambiar el diseño de la secuencia de salida de la voladura, el burden efectivo y por lo tanto el ratio de espaciamiento a burden también cambia.

Los tiempos adecuados de retardos entre taladros y entre filas es otra importante contribución en los diseños de secuencia de salida de los disparos y conducen hacia buenos resultados. La liberación sistemática de la energía asociada con el burden adecuado es crucial en el mantenimiento del impulso continuo para los desplazamientos entre filas. Los retardos inadecuados en una voladura múltiple resultarán en una pobre fragmentación de las filas posteriores lo cual generará la presencia de fragmentos gruesos, rocas grandes en la zona superior del taladro, pilas de material estrecha y además sobreroturas.

Cualquier cambio en el espaciamiento y/o burden debe estar acompañado por cambios en el retardo de salida. Retardos adecuados ejercen un control sobre el número de filas por lo tanto sobre el número de taladros a ser disparados en un diseño. En proyectos de voladura mayores, con más número de filas, se manifiesta problemas en la fragmentación, especialmente en las filas posteriores. Una de los problemas que se presenta es debido a que se provee alivios inadecuados a las filas.

Los resultados de las voladuras afectan la productividad de los equipos de carguío, no solo por la distribución de tamaños del material, sino además por el perfil geométrico y esponjamiento de la pila de material. Cuando se usa la pala hidráulica, la altura del banco será el factor decisivo para la eficiencia de las máquinas por ello la voladura debe diseñarse para proveer una adecuada fragmentación y una pila de material con una altura adecuada, que no se extienda en zonas de baja productividad. Si se usa el cargador frontal, la tendencia será hacia un tipo de voladura que produzca un máximo desplazamiento y esponjado de la roca, una alta fragmentación y reducción de la altura de la pila del material (Chávez, 2014).

Selección de Retardos

La correcta selección del intervalo de retardo es una de las tareas más difíciles en el diseño de voladura. El retardo tiene la capacidad de influenciar cada aspecto de la voladura, como la fragmentación, estabilidad, excavabilidad, impacto ambiental y sobre quiebre

Los taladros pueden retardarse por las siguientes razones:

- Mejorar la fragmentación de la pila de material.
- Mayor control sobre el desplazamiento de la pila.
- Reducir el sobre quiebre y los niveles de vibración.

La aplicación de retardos compromete la liberación de energía del explosivo en un mayor periodo de tiempo. Antes de hacer esta operación, es necesario entender primero la dinámica de los efectos que se está tratando de controlar.

Se ha comprobado en varias oportunidades que un retardo óptimo depende del burden. Valores mostrados en la literatura varían de 3 a 15 ms/m de burden, con referencia a valores tan altos como 26 ms/m. Por la variabilidad de estos datos, la regla general no debe tomarse en cuenta. El intervalo óptimo lo decidirá el tipo de roca y los requerimientos de la operación. El diseño ideal de voladura debe abarcar conceptos fundamentales y modificarlo cuando sea necesario para compensar condiciones geológicas específicas del lugar (Chávez, 2014).

Stemming

El stemming o taco es el material colocado en la parte superior del taladro, cuya función es retardar la liberación de los gases logrando con ello un mejor aprovechamiento de la energía en la rotura de la roca.

Kershavarz (2005) desarrollo un enfoque simple para determinar la velocidad de detonación de un alto explosivo en cualquier densidad de carga, especifica que la velocidad y la presión de detonación son dos parámetros de rendimiento que pueden ser usados para determinar la eficiencia de diferentes explosivos. La eficiencia del stemming relaciona a estos parámetros. El stemming puede incrementar la velocidad de detonación (VOD) así como la presión de gas en el taladro. Outonye (1981) encontró que el stemming puede ser usado para maximizar la eficiencia de un explosivo y minimiza las magnitudes de ondas elásticas que se propaga.

2.2.8. Explosivos

En general los explosivos se clasifican de acuerdo a su reacción: químicos y nucleares, pero en este estudio trataremos a los químicos. Los explosivos químicos actúan por procesos de reacción química de detonación producidos por efecto de una onda de choque. Están mayormente vinculados a compuestos nitrados y son los de aplicación común en minería y construcción civil (Exsa, 2019).

Emulsiones

No son sensibles al fulminante por lo que requieren ser detonados con un cebo reforzador de alta presión de detonación y su velocidad de detonación es mayor a 5000 m/s. Su viscosidad puede ser graduada desde una emulsión líquida hasta una viscosidad semejante a una margarina, lo que permite su carga al taladro tanto en forma encartuchada como a granel mecanizada y por bombeo directo al fondo del mismo para desplazar al agua. La característica principal es su facilidad de mezcla con el ANFO para formar ANFO Pesado (Exsa, 2019).

Emulsión/ANFO o ANFO Pesado

Son mezclas de emulsión y ANFO en diferentes proporciones, que permiten:

- Bajar el costo y potencia de una emulsión pura para voladura en rocas difíciles, secas o húmedas.
- Darle al ANFO mayor energía y resistencia al agua, al saturar con emulsión los espacios libres entre los prills o perlas del nitrato.

Estos ANFOs Pesados se preparan en diferentes relaciones de acuerdo a los requerimientos de la voladura y la presencia de agua, entre 10% a 90% de emulsión y la diferencia de ANFO, siendo los ratios más difundidos 30-70, 50-50, 60-40 y 80-20. Normalmente las mezclas con menos de 50% de emulsión no son resistentes al agua, pero se incrementa notablemente la potencia del explosivo, y las mayores de 50% emulsión son progresivamente más resistentes al agua (Exsa, 2019).

EXPLOSIVOS INDUSTRIALES ROMPEDORES		
ALTOS EXPLOSIVOS	AGENTES DE VOLADURA	EXPLOSIVOS ESPECIALES
- TNT	- ANFO (PRILLS)	- SÍSMICOS
- GELATINAS (NG-NC)	- SLURRIES	- PARA VOLADURA CONTROLADA
- DINAMITAS	- EMULSIONES	- PERMISIBLES (CARBÓN)
- HIDROGELES SENSIBILIZADOS	HÍBRIDOS (MEZCLAS ANFO/EMULSIÓN O ANFO _s PESADOS)	- CARGAS DIRIGIDAS
- EMULSIONES SENSIBILIZADAS	- QUANTEX MEQ 73	- BINARIOS
		- LOX Y OTROS
CLASIFICACIÓN PRÁCTICA:		
- POR SU REGIMEN DE VELOCIDAD	Deflagrantes o empujadores	
	Detonantes o trituradores	
- POR SU SENSIBILIDAD AL INICIADO	Sensibles al detonador o altos explosivos	
	No sensibles al detonador o Agentes de Voladura (requieren un Cebo o Primer)	
- POR SU APLICACIÓN PRIMORDIAL	De uso militar	
	De uso industrial (minería, construcción y usos especiales)	

Figura 8. Clasificación de Explosivos Industriales Rompedores.

Fuente: Exsa, (2019).

EXPLOSIVO	TAMAÑO DE PARTÍCULA (mm)	FORMA	VELOCIDAD DE DETONACIÓN (m/s)
ANFO	2.0	Sólido	3,200
DINAMITA	0.2	Sólido	2,500 - 5,500
SLURRY	0.2	Sólido/líquido	3,300
EMULSIÓN	0.001	Líquido	5,000 a 6,000

Figura 9. Velocidad de detonación de explosivos comerciales.

Fuente: Exsa, (2019).

2.2.9. Propiedades del Explosivo

Densidad

La densidad determina la sensibilidad, la velocidad de detonación y el diámetro crítico de la carga. La densidad, algunas veces denominada gravedad específica, se define como el peso por unidad de volumen y normalmente se expresa en términos de gramos por centímetro cúbico (g/cc). La densidad de la mayoría de los explosivos comerciales varía en un rango que va de un mínimo aprox. de 0.8 g/cc,

a un máximo de 1.6 g/cc. Debido a que la densidad del agua es de 1.0 g/cc, los productos que se cargan dentro de los taladros que contienen agua deben tener una densidad mayor a 1.0 g/cc para que se puedan hundir (ISSE, 2008).

Presión de Detonación

Para ISSE (2008), la presión de detonación, es generalmente entendida como la presión al inicio de la zona de reacción. Cuando un explosivo detona, se libera una presión tremenda prácticamente de forma instantánea en una onda de choque que existe sólo por una fracción de segundo en un punto dado. La presión repentina así creada despedazará los objetos en lugar de desplazarlos, a lo cual generalmente se le denomina “potencia rompedora”. Para hallar la presión de detonación se hace uso de la siguiente fórmula empleada por diferentes investigadores:

$$P = 0.25 * \rho * D^2 * 10^{-6}$$

P : Presión de detonación (GPa)

P : Densidad (g/cc)

D : Velocidad de detonación (m/s)

2.2.10. Sistemas de Iniciación de Voladuras

El sistema de iniciación transfiere la señal de detonación de taladro a taladro en un tiempo preciso y permite iniciar una voladura de rocas; también afecta la cantidad de vibración generada por una voladura, el tamaño de la fragmentación producida, la sobrerotura y los problemas que puedan ocurrir (Konya, 2004).

- Mecha y fulminante
- Eléctricos
- Eléctricos especiales
- No eléctricos

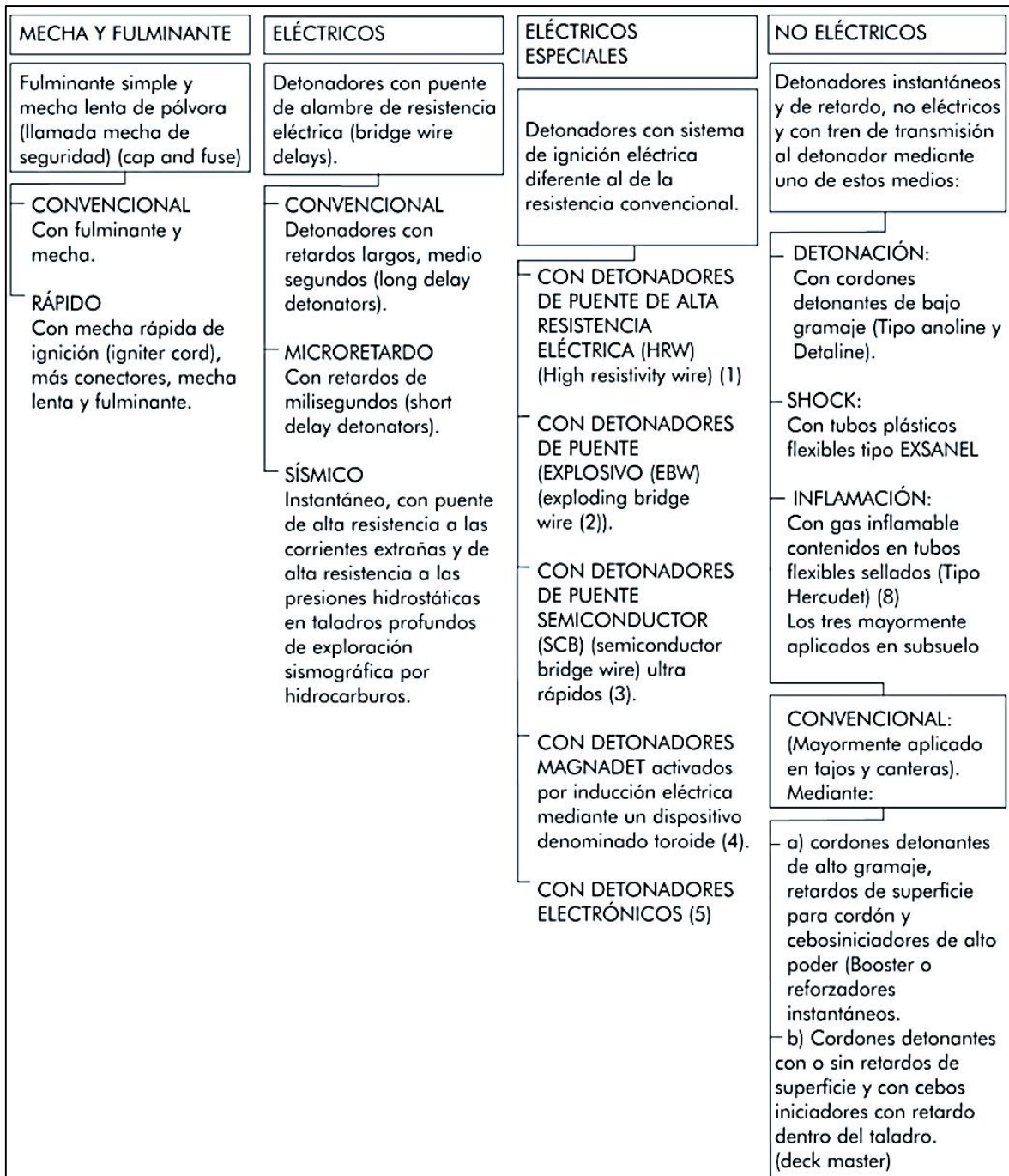


Figura 10. Clasificación de los Sistemas de Iniciación de Explosivos.

Fuente: Exsa, (2019).

La clasificación de los sistemas se muestra en el Figura 10. En tajos abiertos y para voladuras de producción se inicia con booster o cargas multiplicadoras de alta presión de detonación, así también se usan cordón detonante con retardos exteriores en línea, detonadores eléctricos, no eléctricos y electrónicos. Las cargas iniciadoras pueden ser de dos tipos (Exsa, 2019):

- Cast primer; moldes de TNT y PENT (pentolita) colados o prensados en diferentes dimensiones y pesos, usualmente denominados HDP (high detonation primer) o cast booster.
- Primer o booster con retardo incorporado; que se emplean principalmente en los taladros con cargas espaciadas (decks) los que permiten secuenciarlas a diferentes cotas (retardos en profundidad).

2.2.11. Sistema No Eléctrico

Este sistema permite la transmisión de una señal de activación entre cargas explosivas remotas utilizando una onda de choque, producto de la activación de un explosivo o una mezcla explosiva con o sin confinamiento inicial. Esta onda de choque es transmitida a través de un tubo plástico (detonador no eléctrico) o a través de un cordón (cordón detonante), el sistema funciona con un equipo integrado, la Figura 11 muestra todos los componentes (DYNO, 2001):

- Detonador no eléctrico
- Cordón detonante
- Conectores de superficie

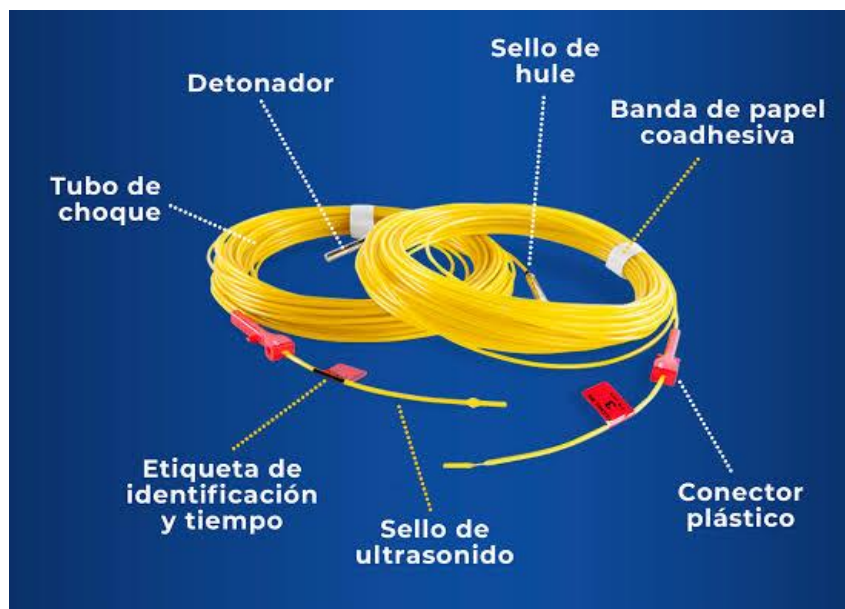


Figura 11. Componentes del sistema de iniciación no eléctrico.

Fuente: Exsa, (2020).

Detonador No Eléctrico

Este tipo de detonador fue introducido al mercado por Dyno Nobel a partir del año 1970 aproximadamente y consiste en un tubo plástico que transmite una señal en forma de onda de choque, llamado tubo de choque o tubo no eléctrico, el cual lleva una pequeña cantidad de mezcla explosiva en su interior y está ensamblado herméticamente a un detonador que tiene también en su interior. La Figura 12 muestra el esquema general de un detonador no eléctrico.

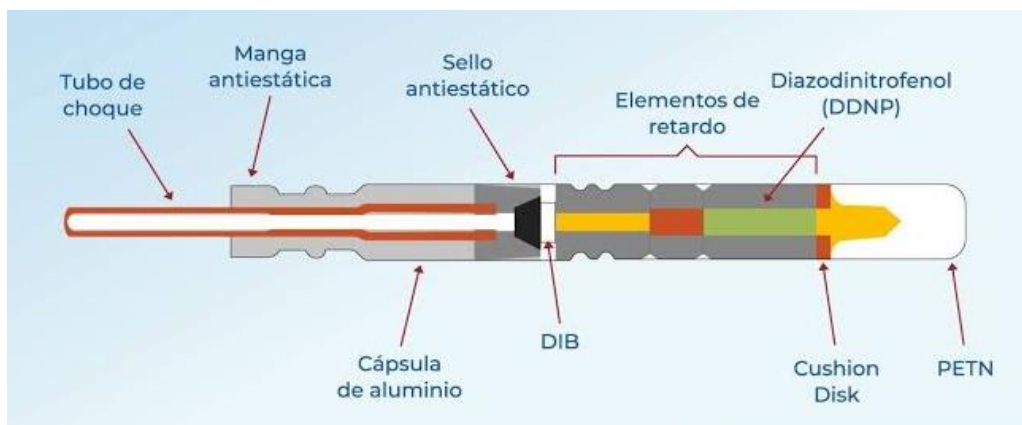


Figura 12. Esquema general de un detonador no eléctrico.

Fuente: Exsa, (2020).

Este detonador no actúa por sí solo, sino que tiene un conjunto de elementos:

- Tubo de choque o tubo no eléctrico

Es un tubo plástico delgado, compuesto de 2 o 3 capas plásticas, es hueco en su interior y lleva adherido a su pared interior una pequeña capa de una mezcla explosiva.

- Elemento amortiguador de onda

Este elemento representa una interfase entre la energía entregada por el tubo de choque dentro del detonador y los elementos de retardo que son activados por esta energía, permite una mejor distribución de la energía al elemento de retardo, garantizando una correcta iniciación.

- Elementos de retardo

El elemento de retardo se encuentra ubicado en contacto con el amortiguador de onda y consiste en un tubo de plomo o aluminio que tiene en su núcleo una mezcla pirotécnica de una velocidad de combustión conocida.

- Carga explosiva

Está compuesta por dos tipos de explosivos uno primario y otro secundario, los que conforman la carga base de un detonador no eléctrico. Este explosivo se encuentra en la cápsula metálica o casquillo de aluminio de fondo plano y comprende una altura desde la base del detonador hasta unos 20 mm de altura.

- Conector jota

El conector J (jota) es una pieza plástica ensamblada al tubo de choque en su extremo libre y está diseñado para conectar el tubo de choque con cordones detonantes de 3 y 5 gr/m. Además, tiene un código de colores que permite verificar el tiempo de retardo del detonador no eléctrico al cual está ensamblado.

- Etiquetas

Las etiquetas pueden ser de dos tipos: de retardo, cinta adhesiva de plástico ensamblada en el tubo de choque y que tiene impreso el número de retardo y el tiempo en mili segundos; de metraje, etiqueta de papel adhesiva ensamblada al tubo de choque, que lleva impreso el largo del tubo en metros.

Cordón Detonante

Los cordones detonantes contienen un núcleo central de PETN cristalino o granulado cubierto por una serie de capas de un tejido de fibra sintética y revestido externamente por una cubierta plástica. Los tejidos de fibra internos confinan el explosivo y proporcionan fuerza de tracción, mientras que el forro exterior protege contra el agua y resiste la abrasión proporcionando flexibilidad.

Conectores de Superficie

Son diseñados para introducir un tiempo de retardo y permitir una conexión rápida entre unidades o a un cordón detonante. Los conectores de superficies están conformados por dos partes esenciales: una carga explosiva con retardo y una pieza plástica que permite poner en contacto la carga explosiva con un tubo de choque o un cordón detonante.

2.2.12. Zarandeo y chancado

El zarandeo se realiza mediante una zaranda metálica para separar el material fragmentado mayor a 10 pulgadas que ingresará la chancadora. El chancado está compuesto por una chancadora PC 1060 I, sus especificaciones técnicas se muestran en el Anexo 02.



Foto 1. Excavadora Komatsu PC 350 LC.

2.2.13. Carguío y transporte

El carguío se realiza con la excavadora hidráulica komatsu, así como también la misma alimenta de material a la chancadora como se puede apreciar en la Foto 1. El transporte se realiza con volquetes de varias marcas y capacidades, de acuerdo a la solicitud de material del cliente.

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Banco: es el nivel o niveles en los cuales se divide una explotación a tajo abierto y sirve para facilitar el trabajo de los equipos de perforación, carguío y acarreo; así mismo se utiliza como soporte de cualquier roca que caiga de niveles superiores (ISEE, 2008).

Blasthole: taladro perforado en un banco de voladura o en una formación rocosa y en el que se colocan los explosivos, cuya detonación agrieta o fragmenta la masa rocosa (Vergne, 2012).

Detritus: Partículas o esquirlas de roca procedentes de la perforación de un barreno (Pernia et al s.f).

Malla de perforación: es la ubicación de los taladros en un banco de explotación siguiendo un orden determinado (ISEE, 2008).

P80: es un indicador de granulometría de una muestra de material que nos da una idea si la muestra de material, en general, tiene fragmentación gruesa o fina. El P80 es obtenido a partir de la curva de distribución granulométrica, y representa al tamaño de partícula. Ejemplificando, si el P80 de una distribución granulométrica es 10 pulgadas, quiere decir que el 80% de todos los fragmentos son menores a 10 pulgadas (Gamarra, 2020).

Tonelada (TM): es una unidad de masa equivalente a 1000 kilogramos o a 2204.6 libras (Southern Copper, 2021).

Voladura: es la técnica para romper rocas que contienen mineral en una mina a tajo abierto o subterráneo (Southern Copper, 2021).

CAPÍTULO III MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.1. Geográfica

La investigación se encuentra ubicada en la concesión minera La Trucha, perteneciente al cuadrángulo de Chota 14f de la zona N° 17 Sur, delimitada por las coordenadas del sistema UTM, Datum WGS-84.

Tabla 5. Coordenadas de la Concesión Minera La Trucha.

Vértice	Este	Norte	Área (ha)
1	758000	9248000	100
2	758000	9247000	
3	757000	9247000	
4	757000	9248000	

En la figura 13, se muestra los vértices del polígono que encierra a los componentes principales y auxiliares de la actividad de explotación. (ver Anexo 07).

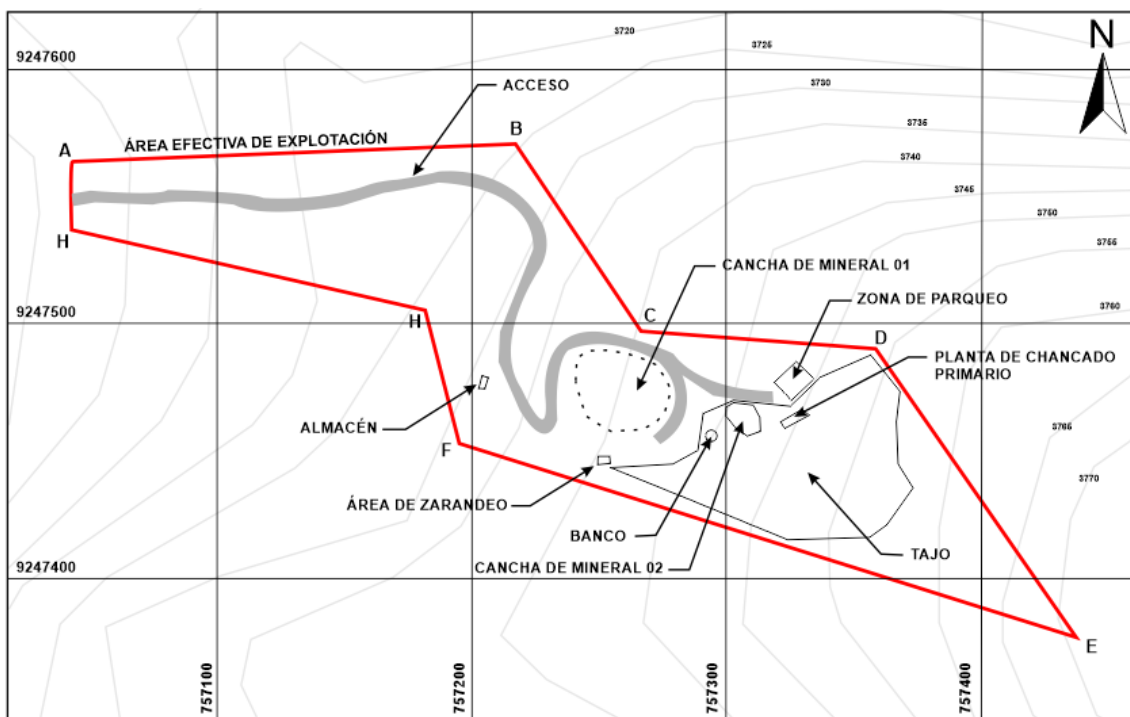


Figura 13. Distribución de componentes principales y auxiliares.

Tabla 6. Coordenadas de los componentes principales y auxiliares.

ÁREA DE LA ACTIVIDAD MINERA			
UTM WGS 84 ZONA 17 SUR			
Vértice	Norte	Este	Área
A	9247563,6945	757042,7687	2,55 Ha
B	9247570,7934	757216,4765	
C	9247497,3567	757265,8568	
D	9247490,1490	757358,4599	
E	9247377,0000	757437,0000	
F	9247453,4852	757194,7584	
G	9247505,0000	757181,0000	
H	9247536,5905	757042,7687	

3.1.2. Accesibilidad

El acceso a la cantera se da desde la capital del departamento Cajamarca hacia la misma cantera por la vía Longitudinal de la Sierra que conduce a Hualgayoc con un recorrido de 72 km y un tiempo aproximado de una hora cincuenta minutos (ver Anexo 05).

Tabla 7. Acceso al área del proyecto de explotación.

Ruta	Distancia	Tipo de vía	Tiempo
Cajamarca - Cantera	72 km	Asfaltada	1 h 50 min

3.2. GEOLOGÍA LOCAL

La cantera con reservas de minerales no metálicos, roca caliza y agregados, consiste de una caliza fina bien estratificada en capas medianas a gruesas perteneciente a la Formación Yumagual y al Cuaternario Aluvial.

En el área e estudio se observa una secuencia de margas y calizas gris parduzcas en estratos más o menos uniformes, destacando un estrato medio lutáceo margoso, amarillento, dentro de un conjunto homogéneo presenta escarpas elongadas debido a su dureza uniforme.

En la cantera también se observan conglomerados polimícticos poco consolidados, con clastos de tamaño heterogéneo englobados en una matriz limo-arcillosa; ocasionalmente se intercalan lentes arenosos y limo-arenosos.

3.3. PROCEDIMIENTOS

Los procedimientos de recopilación, tratamiento e interpretación de la información hechos a partir de las técnicas, herramientas y criterios se encuentran establecidas en tres etapas de trabajo: gabinete y campo, los cuales se detallan de la siguiente manera:

3.3.1. Primera etapa: Gabinete

En esta etapa se realizó la recopilación bibliográfica que consistió en la búsqueda inicial, revisión y análisis de estudios previamente hechos en perforación y voladura de minería no metálica, así como también trabajos realizados con el mismo propósito de investigación. Se estableció el cronograma de actividades para salidas al campo para realizar la observación y apunte de los datos y variables necesarias de esta investigación.

3.3.2. Segunda etapa: Campo

Primero se realizó un reconocimiento general del área de investigación y las instalaciones que abarca en los diferentes procesos de operación, se identificó la geología en cuanto a las formaciones geológicas presentes en la concesión minera y su composición de las mismas, luego se ha hecho la observación y el registro de las variables involucradas en la perforación y voladura para la obtención de material de lastre usado en vías de operaciones mineras a tajo abierto.

3.3.3. Tercera Etapa: Gabinete

Para esta etapa se ha evaluado los parámetros de perforación tanto de burden, espaciamiento y altura de banco; así como los parámetros de voladura en cuanto a tamaño de fragmentación del material y el explosivo utilizado, se validó los datos obtenidos en la etapa de campo comparando con las investigaciones realizadas en la primera etapa de gabinete. Así mismo se realizó el análisis y discusión de los resultados para luego optimizar cada variable involucrada y así obtener una reducción de costos en la operación minera. Finalmente se elaboró las conclusiones, recomendaciones y redacción final de la tesis con la elaboración de tablas, gráficos, planos y anexos.

3.4. METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

La metodología según el objetivo del estudio es aplicada ya que el problema está establecido y reconocido. La investigación se basa en la observación de los hechos, parámetros de perforación y voladura, así como explicar los factores que involucran la reducción de costos en la operación minera. Se ha realizado manipulación de las variables independientes por lo que es experimental, asimismo es transversal en el tiempo porque se realizó en un periodo determinado. La Tabla 8 resume el tipo de investigación realizada.

Tabla 8. Tipo de investigación utilizado.

Investigación	Característica
Tipo	Cuantitativo conforme a los propósitos y naturaleza de la investigación
Nivel	Estudio descriptivo y explicativo
Diseño	Experimental y transversal en el tiempo
Método	Científico con análisis hipotético-deductivo

Fuente: Hernández, (2010).

3.4.1. Población de estudio

Cantera Trucha de Oro, operaciones unitarias de explotación en un área de 2.5 Ha.

3.4.2. Muestra

Área de perforación y voladura.

3.4.3. Unidad de Análisis

Parámetros de perforación y voladura, burden, espaciamiento y fragmentación del material.

3.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

Para la presente investigación se ha identificado las siguientes variables de acuerdo a causa-efecto del problema: como variable dependiente los costos operativos de perforación y voladura que dependen del burden, espaciamiento, diámetro de taladro, método de iniciación, tipo de explosivo, altura de banco. Las variables se sintetizan en la Tabla 9.

Tabla 9. Identificación de variables en la investigación.

Variables Independientes	Variables Dependientes
Burden	Costos operativos en Perforación y Voladura
Espaciamiento	
Diámetro de taladro	
Método de iniciación	
Tipo de explosivo	
Altura de banco	

3.6. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.6.1. Técnicas

Las técnicas que se emplearon para obtener la información de campo fue la observación directa en el área de perforación y voladura, así se elaboró las fichas de recolección de datos conforme al procedimiento establecido en la empresa para el proceso de material de lastre usado en vías de operaciones mineras a tajo abierto, de dicha base se determinó la optimización de cada parámetro de perforación y voladura.

En la elaboración de la tesis se trabajó en el software Excel para el registro de cada parámetro, agrupándolos en tablas y gráficos, así como comparándolos con fuentes de libros, tesis, informes y estudios relacionados en operaciones similares. Para la elaboración de los mapas temáticos de la cantera y su concesión se realizó en el software ArcGis.

3.6.2. Instrumentos y Equipos

Para la elaboración de la presente investigación en base a las técnicas de observación y descripción realizadas en campo y gabinete, se emplearon los siguientes instrumentos:

Boletines informativos de la geología presente en la zona de estudio, así como mapas geológicos, obtenidos del Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico (INGEMMET).

Imágenes satelitales del SAS Planet y Google Earth, para la ubicación y referenciación de la zona de estudio.

Fichas de recolección de datos para la información de campo.

GPS para georreferenciar la zona, así como la ubicación de la cantera Trucha de Oro.

Libreta de campo y lapiceros para realizar anotaciones de los parámetros de perforación y voladura.

Equipo de protección personal de manera obligatoria para ingresar al área de operaciones.

Flexómetro para registrar las distancias entre taladros en el banco de voladura.

Cámara fotográfica Canon (12 Megapíxeles) para la toma de fotografías de campo.

Laptop para el procesamiento de los datos obtenidos en el área de operaciones, así como la redacción de la investigación, la cual permitió el desarrollo y culminación de la tesis.

3.7. PROCESO DE OPTIMIZACIÓN

El proceso de optimización consistió en realizar una exhaustiva supervisión al ciclo de minado en la cantera: perforación, voladura, zarandeo, chancado, carguío y transporte. El material fragmentado es seleccionado y acopiado para su posterior comercialización que se realiza en volquetes y camiones de diferentes capacidades. La altura de banco en la cantera Trucha de Oro es de 4m.

3.7.1. Diseño de la Propuesta

Determinación de malla de perforación

El primer objetivo fue analizar los diferentes diseños de mallas de perforación que se usan para la zona de investigación de la cantera, evaluando por partes y cada variable, es decir, se modificaron los parámetros tales como longitud de taladro, diámetro de taladro, burden, espaciamiento, carga de explosivo y factor de potencia.

Se vio la necesidad de modificar la malla de perforación, considerando que esta debe ser idónea con la finalidad de conseguir una óptima granulometría cumpliendo así de manera oportuna con el ciclo de minado. Por tanto, fue muy indispensable contar con datos de las investigaciones científicas revisadas anteriormente para la realización del presente trabajo de investigación, ya que con su orientación se mejoró la fragmentación del macizo rocoso. Asimismo se realizó el diseño del formato de los parámetros de la malla de perforación y formato de cantidad de explosivo utilizado por taladro, para el llenado de la información que se obtuvo en campo, como se muestra en las Tablas 10 y 11.

Tabla 10. Formato de parámetros de la malla de perforación.

N° Taladro	Fecha	Diámetro de taladro (pulg)	Altura de banco (m)	Longitud de taladro (m)	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Densidad de roca (g/cc)	Tonelaje teórico (ton)	Tonelaje real (ton)	Diferencia (ton)

Tabla 11. Formato de cantidad de explosivo utilizado.

N° Taladro	Fecha	Diámetro de taladro (pulg)	Altura de banco (m)	Longitud de taladro (m)	Carga inferior (m)	Taco final (m)	Densidad explosivo (g/cc)	Carga lineal (kg/m)	Carga total (kg/tal)	Factor de potencia (kg-expl/ton)

La granulometría óptima se obtiene mediante los procesos de perforación y voladura de la roca, la misma que se alcanza con la relación de malla perforación y kilogramos de explosivo. La Figura 14 muestra una malla de perforación inicial de 2.5 m x 2.5 m.

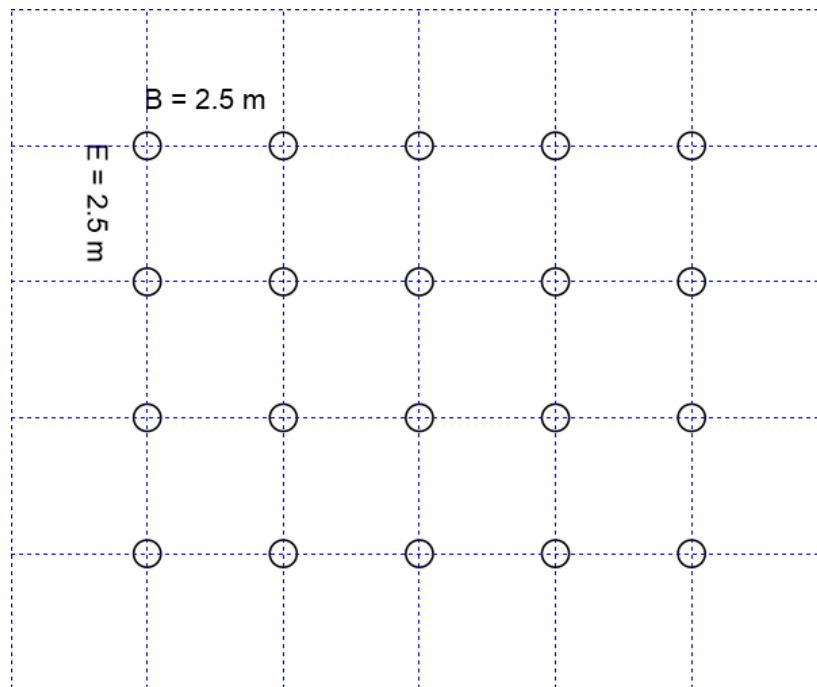


Figura 14. Diseño de la malla de perforación inicial en el proyecto.

Modificación de parámetros de malla

Con una malla de perforación inicial de 2.5 m x 2.5 m, se logró una fragmentación inadecuada, según las observaciones en campo. A partir de eso fue necesario tener un mejor control sobre los parámetros de longitud y diámetro de la perforación, proponiendo el formato de parámetros según la Tabla 12. Teniendo en cuenta los siguientes factores: grado de fragmentación óptimo y características del macizo rocoso, entre otros.

Por ello fue esencial validar la longitud de cada taladro perforado en la malla de producción mediante levantamientos de información y registro de dichos taladros por el personal asignado a dicha área.

Tabla 12. Formato de parámetros de la malla de perforación.

N° de taladro	Diámetro de taladro (in)	Longitud de taladro (m)
Taladro N° 1	X	Y

Inicialmente se han presentado muchas desviaciones en la perforación, mostrándose muchos casos de sobreperforación y de perforaciones con una menor medida de lo que se requería. Por lo tanto, se decidió corregir aplicando las siguientes fórmulas para hallar la longitud del taladro y sobreperforación.

Estas fórmulas se usaron con los parámetros modificados en longitud y diámetro de los taladros de producción. Para el cálculo de la longitud o profundidad del taladro se empleó una fórmula simple y usada frecuentemente en canteras:

$$L_H = 60 * D_t$$

Donde:

L_H : Longitud de taladro (m)

D_e : Diámetro del taladro (m)

Para el cálculo de la sobreperforación se usó la siguiente expresión o fórmula matemática:

$$SP = 0.3 * B$$

Donde:

SP : Longitud de sobreperforación (m)

B : Burden (m)

Modificar la cantidad de explosivo

La fragmentación de las rocas requiere una adecuada distribución del explosivo en el taladro perforado, con el fin de distribuir la carga de una mejor manera y superar la resistencia de las rocas. Se empleó una distribución de carga selectiva, de tal manera que la energía específica a lo largo del taladro se concentre en mayor cantidad en la zona inferior.

La Figura 15 muestra el diseño planteado de un taladro cargado con ANFO con el booster al fondo, accesorio de voladura Fanel y taco compuesto por el mismo detritus de perforación.

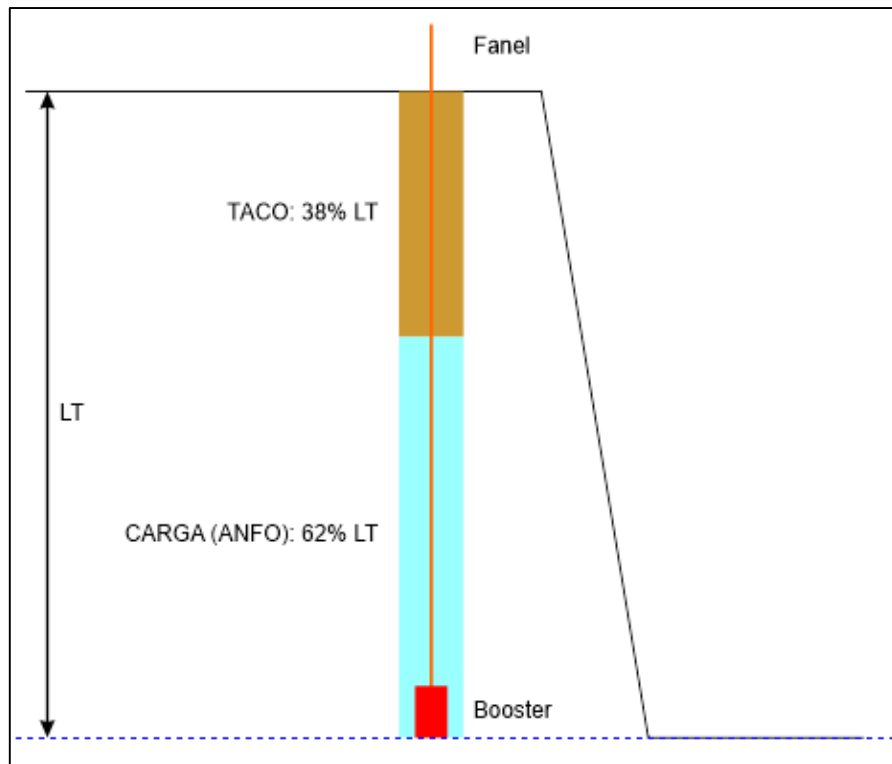


Figura 15. Diseño de carguío de explosivo de un taladro.

Reducir el P80 de la fragmentación

El objetivo es reducir la fragmentación a un P80 menor o igual a 10 pulgadas post voladura. Rocas fracturadas con un diámetro mayor a 10 pulgadas requieren chancado primario y con la presente optimización de voladura lo que se quiere es evitar el proceso de chancado y así generar reducción de costos operativos. Posteriormente ya en el trabajo de gabinete se analizaron las fotografías de la post fractura de la malla de perforación 2.5 m x 2.5 m proporcionadas por la empresa, como se muestra en la Foto 2.



Foto 2. Fragmentación de la roca después de la voladura, malla 2.5 x 2.5 m. El diámetro de la esfera color negro es de 9.8 pulgadas.

3.7.2. Descripción del Procedimiento

El procedimiento paso a paso para el desarrollo de la presente investigación se enlista de la siguiente manera y se detalla en el diagrama de flujo de la Figura 16.

Planeamiento de minado y Propuesta de malla de perforación.

Marcado de malla y Perforación de taladros.

Revisión de taladros perforados.

Carguío con explosivo a los taladros.

Amarre de accesorios de voladura.

Evacuación por voladura.

Voladura.

Registro fotográfico.

Carguío de material.

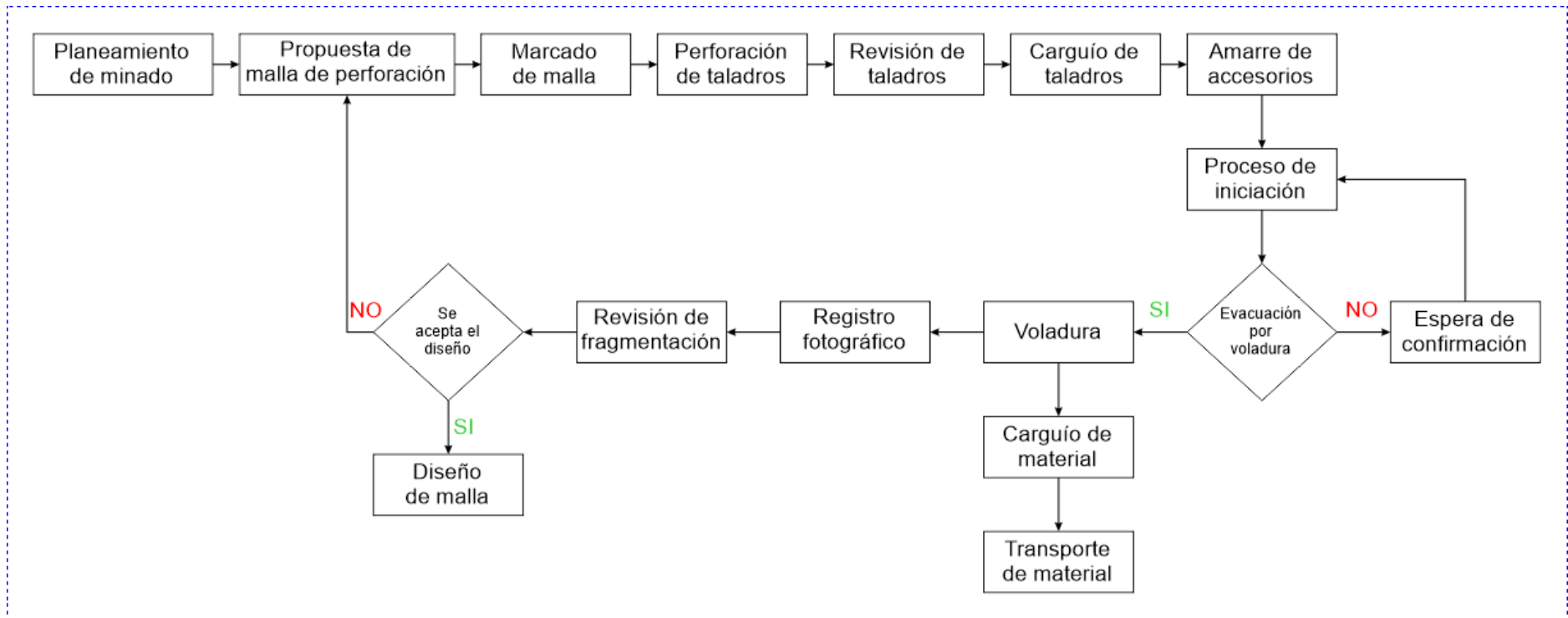


Figura 16. Diagrama de flujo del procedimiento de investigación.

Plan de minado

El plan de minado consistió en identificar la zona de interés que permita cumplir con el tonelaje requerido y así definir el área en la que se debe realizar el diseño de la malla de perforación. La Foto 3 muestra el área seleccionada para la perforación de los taladros de prueba.



Foto 3. Zona de perforación y voladura.

Propuesta de Malla de Perforación

Evaluado los diseños de malla anteriormente y sus deficientes resultados, se presentó una nueva propuesta de diseño a la empresa consistente en modificar los parámetros de la malla de perforación con el que usualmente se trabajaba, modificando los parámetros de burden, espaciamiento, diámetro de taladro, longitud de taladro y cantidad de explosivo por taladro, con la finalidad de obtener una fragmentación de roca apropiada menor o igual a 10 pulgadas. Toda la información se lo proporcionó a la empresa con el fin de evaluar los resultados de la prueba y así quede optimizada una nueva malla de perforación y voladura. La Tabla 13 muestra los anteriores parámetros de perforación, voladura y fragmentación y la Tabla 14 muestra los nuevos parámetros que se hizo llegar al área de planeamiento con el fin de lograr resultados óptimos.

Tabla 13. Parámetros del anterior diseño de malla de perforación.

1. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN		
Diámetro de taladro	(pulg)	4
Burden	(m)	2,5
Espaciamiento	(m)	2,5
Altura de Banco	(m)	4
Sobreperforación	(m)	0,5
Profundidad del taladro	(m)	4,5
Inclinación de perforación	(°)	90
2. PARÁMETROS DE VOLADURA		
Iniciador (booster)	(kg)	0,225
Carga de fondo	(m)	2,79
Taco intermedio	(m)	0
Carga intermedia	(m)	0
Taco final	(m)	1,71
Tipo de explosivo	ANFO	
Densidad del explosivo	g/cc	0,8
Densidad de roca	g/cc	2,33
Explosivo por metro	kg/m	6,48
Explosivo total	kg	18,07
Volumen roto	m ³	25
Tonelaje	ton	58,25
Factor de potencia	kg-expl/ton	0,31
Factor de carga	kg/m ³	0,64
3. PARÁMETROS DE FRAGMENTACIÓN		
P80	(pulg)	18

Tabla 14. Parámetros del nuevo diseño de malla de perforación.

1. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN		
Diámetro de taladro	(pulg)	3
Burden	(m)	1,8
Espaciamiento	(m)	1,8
Altura de Banco	(m)	4
Sobreperforación	(m)	0,5
Profundidad del taladro	(m)	4,5
Inclinación de perforación	(°)	90

2. PARÁMETROS DE VOLADURA		
Iniciador (booster)	(kg)	0,225
Carga de fondo	(m)	2,79
Taco intermedio	(m)	0
Carga intermedia	(m)	0
Taco final	(m)	1,71
Tipo de explosivo	ANFO	
Densidad del explosivo	g/cc	0,8
Densidad de roca	g/cc	2,33
Explosivo por metro	kg/m	3,64
Explosivo total	kg	10,16
Volumen roto	m ³	12,96
Tonelaje	ton	30,20
Factor de potencia	kg-expl/ton	0,34
Factor de carga	kg/m ³	0,70
3. PARÁMETROS DE FRAGMENTACIÓN		
P80	(pulg)	10

Marcado de Malla de Perforación

Definido el área a perforar, el equipo de topografía realizó el marcado de la malla de perforación proporcionado anteriormente al área de planeamiento de la empresa, la cual cuenta con toda la información de perforación, voladura y fragmentación. En dicha propuesta se hizo referencia al factor de potencia a emplear en la malla de perforación, asimismo en cada taladro perforado se dejaron etiquetas acompañadas de banderines que contienen información del número de taladro y la profundidad a perforar por el equipo RockDrill.

Perforación de Taladros

Los trabajos de perforación de la malla se realizaron utilizando el equipo RockDrill HCR 1200 EDII sobre orugas y autopropulsado por motores diésel, con barras de 3.3 m de longitud, la cual perforó cada taladro, etiquetado por el personal encargado, terminado todos los taladros indicados se procedió a realizar la voladura al día siguiente. La Foto 4 muestra el inicio de la perforación de la malla por el operador asignado a dicha tarea.



Foto 4. Trabajos de malla de perforación 1.8 m x 1.8 m con Perforadora HCR1200-EDII.

Revisión de Taladros Perforados

La finalidad de este procedimiento fue corroborar la profundidad de cada taladro perforado y la cantidad para el carguío con explosivo, la medición se realizó con un flexómetro para luego hacer el cálculo del explosivo requerido por taladro y explosivo total en la malla de prueba, realizado la contabilidad se procedió llevar a campo el explosivo requerido.

Traslado de Explosivo

El traslado de explosivo se realizó en una camioneta desde el polvorín acondicionado para almacenamiento y manipuleo de los mismos hasta el frente de trabajo que es la malla de perforación, todo este proceso lo hizo el personal autorizado con la cantidad solicitada para el proceso de voladura.

Carguío con Explosivo a los Taladros

Se comenzó a realizar el carguío de los taladros con explosivo ANFO, el llenado de cada taladro fue hecho respetando los diseños establecidos en la propuesta. Posteriormente se verificó el carguío de cada taladro llenado, hasta que se haya completado con todos los taladros perforados. La Foto 5 muestra al personal autorizado en la manipulación de explosivos coordinando las acciones a realizar para el carguío de cada taladro.



Foto 5. Finalización de perforación e inicio de carguío de explosivo.

Amarre de Accesorios de Voladura

Se procedió a conformar y unir el circuito de amarre de cada taladro, los amarres fueron realizados el mismo día de la voladura y se empezó minutos después del carguío del explosivo a toda la malla de prueba.

Iniciación de la Voladura

Se tomaron todas las medidas básicas de protección y distancia necesaria para evitar incidentes en el personal y equipos de voladura. Considerando la normativa actual se verificó que no haya personas caminando en un radio menor a 500 metros y que los equipos o maquinaria se encuentren a una distancia mayor a 200 metros, verificada toda la seguridad del caso se procedió a iniciar la voladura.

Verificación de Voladura

Realizada la voladura se esperó un lapso de 15 minutos antes de volver a ingresar al área, pasado ese tiempo se procedió a inspeccionar el área volada para corroborar la fragmentación de la malla de prueba y así como el ingreso de los equipos de carguío y transporte a la zona.

Registro Fotográfico de la Fragmentación

Se procedió a realizar la toma de fotografías a la voladura realizada, observando que la fragmentación había mejorado considerablemente, con una mayor uniformidad en la granulometría de las rocas como se puede ver en la Foto 6.



Foto 6. Fragmentación post voladura y comparación con la esfera de color negro de 9.8 pulgadas.

Carguío de Material Fragmentado

Para el carguío de material se ha empleado dos excavadoras: Komatsu PC 350 LC y CAT 336 D. Una excavadora fue la encargada de realizar el carguío y selección del material fragmentado, mientras la otra excavadora perforaba con martillo hidráulico las rocas grandes que habían quedado después de la voladura.

Todo material que no cumplió con la granulometría especificada fue separado y dispuesto de tal manera que se procedió a chancar hasta cumplir con la granulometría necesaria para que pueda ser transportado a la cancha de almacenamiento.

Acarreo de Material

El acarreo de material se efectuó mediante volquetes Volvo modelo 4x8 de 20 metros cúbicos los cuales se encargaron de transportar todo el material a las canchas de stock y destinos asignados por la empresa. Estos volquetes pasaron por balanza antes de llegar a su destino final.

Análisis de Fragmentación (P80)

El procedimiento de fragmentación consistió en cargar y analizar las fotografías tomadas después de la voladura al software Split Desktop, primero realizando la delineación de las fotografías y el ajuste requerido para después proceder hacer la escala de medición, finalmente se ejecutó y se mostró los resultados, la cual se presenta gráficamente en la Figura 17.

Para el análisis de las curvas granulométricas se utilizaron las mismas fotografías tomadas después de la voladura en el software, en las que se obtuvo los datos de la fragmentación de la roca y el tamaño óptimo. Así mismo, se utilizó esferas de 9.8 pulgadas de diámetro con el fin de observar directamente en campo y comparar la granulometría menor o igual a dicha esfera.

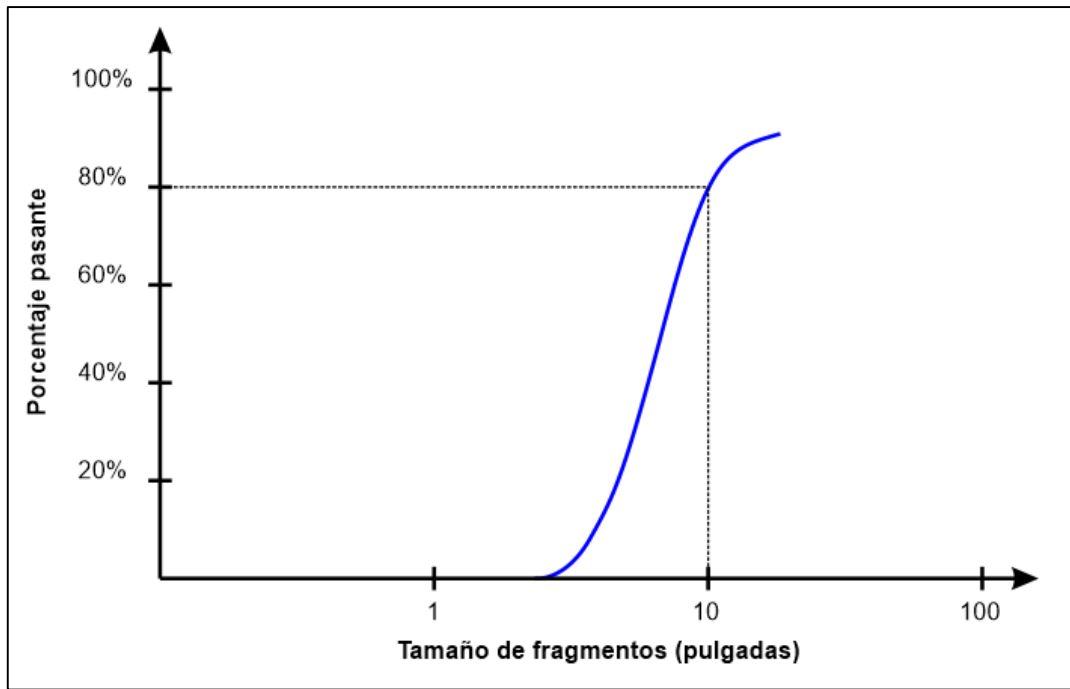


Figura 17. Representación de la curva granulométrica.

En la Figura 17 se observa que el P80, fragmentación total de la voladura, es menor a 10 pulgadas por lo que la fragmentación está de acuerdo a lo requerido, y solamente el 20% del material volado supera las 10 pulgadas; sabiendo que el P80 es el tamaño de abertura de malla en la que pasa el 80% del producto obtenido, en micrones, dándonos la fragmentación del material roto deseado para tener una excelente granulometría.

CAPÍTULO IV

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS

Un control adecuado de la fragmentación de roca después del proceso de voladura garantizó que el ciclo de minado sea eficiente y de esa manera logra ser una de las actividades más importantes, la misma que influyó de manera directa en los costos de la operación minera de la cantera.

Cambiar la metodología en términos de parámetros de perforación ayudó a mejorar los resultados que se tenían en un inicio. A continuación, se describe los resultados a los que llegó la investigación, permitiendo comparar los resultados previos hallados inicialmente con los resultados a posteriori después de realizar modificaciones en la malla de perforación.

4.1.1. Rediseño de Malla de Perforación

Primero se presenta el diseño de la malla de perforación usada en la Cantera Trucha de Oro sin modificación alguna y es la que se presenta en la Tabla 15 con 9 taladros de prueba, la misma que muestra el diámetro de perforación de 4 pulgadas, una altura de banco ya determinada desde el área de planeamiento de 4 metros, burden de 2.5 m, espaciamiento de 2.5 m y densidad de roca de 2.33 g/cc.

Mencionar que la longitud de taladro ha dependido de la pericia del operador de la máquina perforadora y del área de supervisión, el tonelaje teórico se ha obtenido de la multiplicación de la longitud de taladro, burden, espaciamiento y densidad de roca; el tonelaje real ha sido determinada por la propia empresa y la diferencia de tonelaje es la resta del teórico menos el real.

Tabla 15. Parámetros de la malla de perforación usada inicialmente en la Cantera Trucha de Oro.

N° Taladro	Fecha	Diámetro de taladro (pulg)	Altura de banco (m)	Longitud de taladro (m)	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Densidad de roca (g/cc)	Tonelaje teórico (ton)	Tonelaje real (ton)	Diferencia (ton)
1	15-jun.-22	4	4	4,0	2,5	2,5	2,33	58,3	15,7	42,5
2	15-jun.-22	4	4	5,0	2,5	2,5	2,33	72,8	16,0	56,8
3	15-jun.-22	4	4	4,0	2,5	2,5	2,33	58,3	16,3	41,9
4	15-jun.-22	4	4	5,5	2,5	2,5	2,33	80,1	32,0	48,1
5	15-jun.-22	4	4	6,0	2,5	2,5	2,33	87,4	28,8	58,5
6	15-jun.-22	4	4	6,0	2,5	2,5	2,33	87,4	16,6	70,8
7	15-jun.-22	4	4	5,5	2,5	2,5	2,33	80,1	14,4	65,7
8	15-jun.-22	4	4	6,0	2,5	2,5	2,33	87,4	18,3	69,0
9	15-jun.-22	4	4	4,8	2,5	2,5	2,33	69,9	24,5	45,4

La Tabla 16 muestra la carga de explosivo con ANFO en la primera prueba de voladura para cada taladro perforado, considerando que la densidad del explosivo es de 0.8 gramos por centímetro cúbico, una carga lineal de 6.48 kilogramos por metro de taladro perforado y un factor de potencia promedio de 0.358 kilogramos de explosivo por tonelada de roca volada.

Tabla 16. Explosivo ANFO usado en la primera prueba de voladura de la Cantera Trucha de Oro.

N° Taladro	Fecha	Diámetro de taladro (pulg)	Altura de banco (m)	Longitud de taladro (m)	Carga inferior (m)	Taco final (m)	Densidad explosivo (g/cc)	Carga lineal (kg/m)	Carga total (kg/tal)	Factor de potencia (kg-expl/ton)
1	15-jun.-22	4	4	4,0	2,5	1,5	0,8	6,48	16,1	0,276
2	15-jun.-22	4	4	5,0	3,1	1,9	0,8	6,48	20,1	0,345
3	15-jun.-22	4	4	4,0	2,5	1,5	0,8	6,48	16,1	0,276
4	15-jun.-22	4	4	5,5	3,4	2,1	0,8	6,48	22,1	0,379
5	15-jun.-22	4	4	6,0	3,7	2,3	0,8	6,48	24,1	0,414
6	15-jun.-22	4	4	6,0	3,7	2,3	0,8	6,48	24,1	0,414
7	15-jun.-22	4	4	5,5	3,4	2,1	0,8	6,48	22,1	0,379
8	15-jun.-22	4	4	6,0	3,7	2,3	0,8	6,48	24,1	0,414
9	15-jun.-22	4	4	4,8	3,0	1,8	0,8	6,48	19,3	0,331

La Tabla 17 muestra la segunda prueba de voladura realizada con 10 taladros, a diferencia de la primera prueba se ha modificado el diámetro del taladro perforado a 3 pulgadas, los demás parámetros tienen la misma metodología de cálculo que la prueba anterior.

Tabla 17. Parámetros de la malla de perforación en la segunda prueba de voladura.

N° Taladro	Fecha	Diámetro de taladro (pulg)	Altura de banco (m)	Longitud de taladro (m)	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Densidad de roca (g/cc)	Tonelaje teórico (ton)	Tonelaje real (ton)	Diferencia (ton)
10	29-jun.-22	3	4	5,0	2,5	2,5	2,33	72,8	25,5	47,3
11	29-jun.-22	3	4	4,0	2,5	2,5	2,33	58,3	23,3	35,0
12	29-jun.-22	3	4	6,0	2,5	2,5	2,33	87,4	35,0	52,4
13	29-jun.-22	3	4	4,5	2,5	2,5	2,33	65,5	26,2	39,3
14	29-jun.-22	3	4	3,0	2,5	2,5	2,33	43,7	18,8	24,9
15	29-jun.-22	3	4	3,3	2,5	2,5	2,33	48,1	20,2	27,9
16	29-jun.-22	3	4	3,3	2,5	2,5	2,33	48,1	25,5	22,6
17	29-jun.-22	3	4	3,3	2,5	2,5	2,33	48,1	24,5	23,5
18	29-jun.-22	3	4	3,3	2,5	2,5	2,33	48,1	30,8	17,3
19	29-jun.-22	3	4	4,0	2,5	2,5	2,33	58,3	34,4	23,9

La Tabla 18 muestra la carga de explosivo con ANFO en la segunda prueba de voladura para cada taladro perforado, considerando que la densidad del explosivo es de 0.8 gramos por centímetro cúbico, una carga lineal de 3,64 kilogramos por metro de taladro perforado y un factor de potencia promedio de 0.154 kilogramos de explosivo por tonelada de roca volada.

Tabla 18. Explosivo ANFO usado en la segunda prueba de voladura de la Cantera Trucha de Oro.

N° Taladro	Fecha	Diámetro de taladro (pulg)	Altura de banco (m)	Longitud de taladro (m)	Carga inferior (m)	Taco final (m)	Densidad explosivo (g/cc)	Carga lineal (kg/m)	Carga total (kg/tal)	Factor de potencia (kg-expl/ton)
10	15-jun.-22	3	4	5,0	3,1	1,9	0,8	3,64	11,3	0,194
11	15-jun.-22	3	4	4,0	2,5	1,5	0,8	3,64	9,0	0,155
12	15-jun.-22	3	4	6,0	3,7	2,3	0,8	3,64	13,6	0,233
13	15-jun.-22	3	4	4,5	2,8	1,7	0,8	3,64	10,2	0,174
14	15-jun.-22	3	4	3,0	1,9	1,1	0,8	3,64	6,8	0,116
15	15-jun.-22	3	4	3,3	2,0	1,3	0,8	3,64	7,5	0,128
16	15-jun.-22	3	4	3,3	2,0	1,3	0,8	3,64	7,5	0,128
17	15-jun.-22	3	4	3,3	2,0	1,3	0,8	3,64	7,5	0,128
18	15-jun.-22	3	4	3,3	2,0	1,3	0,8	3,64	7,5	0,128
19	15-jun.-22	3	4	4,0	2,5	1,5	0,8	3,64	9,0	0,155

La Tabla 19 muestra la segunda prueba de voladura realizada con 17 taladros, los cambios realizados son un diámetro de perforación de 3 pulgadas, burden 1.8 metros, espaciamento 18.8 metros, los demás parámetros tienen la misma metodología de cálculo que la prueba anterior.

Tabla 19. Parámetros de la malla de perforación en la tercera prueba de voladura.

N° Taladro	Fecha	Diámetro de taladro (pulg)	Altura de banco (m)	Longitud de taladro (m)	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Densidad de roca (g/cc)	Tonelaje teórico (ton)	Tonelaje real (ton)	Diferencia (ton)
20	20-jul.-22	3	4	3,2	1,8	1,8	2,33	24,2	23,2	1,0
21	20-jul.-22	3	4	3,0	1,8	1,8	2,33	22,6	21,5	1,1
22	20-jul.-22	3	4	3,7	1,8	1,8	2,33	27,9	26,8	1,1
23	20-jul.-22	3	4	3,5	1,8	1,8	2,33	26,4	25,9	0,5
24	20-jul.-22	3	4	4,0	1,8	1,8	2,33	30,2	28,7	1,5
25	20-jul.-22	3	4	3,9	1,8	1,8	2,33	29,4	30,9	-1,5
26	20-jul.-22	3	4	3,9	1,8	1,8	2,33	29,4	26,8	2,6
27	20-jul.-22	3	4	4,0	1,8	1,8	2,33	30,2	27,5	2,7
28	20-jul.-22	3	4	4,0	1,8	1,8	2,33	30,2	29,6	0,6
29	20-jul.-22	3	4	4,0	1,8	1,8	2,33	30,2	29,0	1,2
30	20-jul.-22	3	4	4,0	1,8	1,8	2,33	30,2	29,6	0,6
31	20-jul.-22	3	4	4,0	1,8	1,8	2,33	30,2	29,3	0,9
32	20-jul.-22	3	4	4,0	1,8	1,8	2,33	30,2	27,8	2,4
33	20-jul.-22	3	4	3,9	1,8	1,8	2,33	29,4	28,9	0,6
34	20-jul.-22	3	4	3,8	1,8	1,8	2,33	28,7	27,5	1,1
35	20-jul.-22	3	4	3,5	1,8	1,8	2,33	26,4	26,7	-0,3
36	20-jul.-22	3	4	3,8	1,8	1,8	2,33	28,7	27,0	1,7

Tabla 20. Explosivo ANFO usado en la tercera prueba de voladura de la Cantera Trucha de Oro.

N° Taladro	Fecha	Diámetro de taladro (pulg)	Altura de banco (m)	Longitud de taladro (m)	Carga inferior (m)	Taco final (m)	Densidad explosivo (g/cc)	Carga lineal (kg/m)	Carga total (kg/tal)	Factor de potencia (kg-expl/ton)
20	20-jul.-22	3	4	3,2	2,0	1,2	0,8	3,64	7,2	0,239
21	20-jul.-22	3	4	3,0	1,9	1,1	0,8	3,64	6,8	0,224
22	20-jul.-22	3	4	3,7	2,3	1,4	0,8	3,64	8,4	0,277
23	20-jul.-22	3	4	3,5	2,2	1,3	0,8	3,64	7,9	0,262
24	20-jul.-22	3	4	4,0	2,5	1,5	0,8	3,64	9,0	0,299
25	20-jul.-22	3	4	3,9	2,4	1,5	0,8	3,64	8,8	0,292
26	20-jul.-22	3	4	3,9	2,4	1,5	0,8	3,64	8,8	0,292
27	20-jul.-22	3	4	4,0	2,5	1,5	0,8	3,64	9,0	0,299
28	20-jul.-22	3	4	4,0	2,5	1,5	0,8	3,64	9,0	0,299
29	20-jul.-22	3	4	4,0	2,5	1,5	0,8	3,64	9,0	0,299
30	20-jul.-22	3	4	4,0	2,5	1,5	0,8	3,64	9,0	0,299
31	20-jul.-22	3	4	4,0	2,5	1,5	0,8	3,64	9,0	0,299
32	20-jul.-22	3	4	4,0	2,5	1,5	0,8	3,64	9,0	0,299
33	20-jul.-22	3	4	3,9	2,4	1,5	0,8	3,64	8,8	0,292
34	20-jul.-22	3	4	3,8	2,4	1,4	0,8	3,64	8,6	0,284
35	20-jul.-22	3	4	3,5	2,2	1,3	0,8	3,64	7,9	0,262
36	20-jul.-22	3	4	3,8	2,4	1,4	0,8	3,64	8,6	0,284

La Tabla 20 muestra la carga de explosivo con ANFO en la tercera prueba de voladura para cada taladro perforado, considerando que la densidad del explosivo es de 0.8 gramos por centímetro cúbico, una carga lineal de 3,64 kilogramos por metro de taladro perforado y un factor de potencia promedio de 0.282 kilogramos de explosivo por tonelada de roca volada.

Indicar que el diseño de la malla de perforación óptima se logró en la tercera prueba de voladura, modificando el diámetro de taladro, burden y espaciamiento, que permitió mejorar los resultados en cuanto a la fragmentación de roca.

El Gráfico 1 muestra el tonelaje teórico en comparación con el tonelaje real del material fragmentado de la primera prueba de voladura con diámetro de perforación de 4 pulgadas y una malla de perforación cuadrada de 2.5 m x 2.5 m correspondiente al burden y espaciamiento respectivamente. Los tonelajes son datos proporcionados por la Cantera Trucha de Oro. En esta prueba se esperaba un tonelaje de 681.5 toneladas de material; sin embargo, el tonelaje real que se obtuvo fue de 182.8 toneladas, lo que representa una variación de 73.18%.

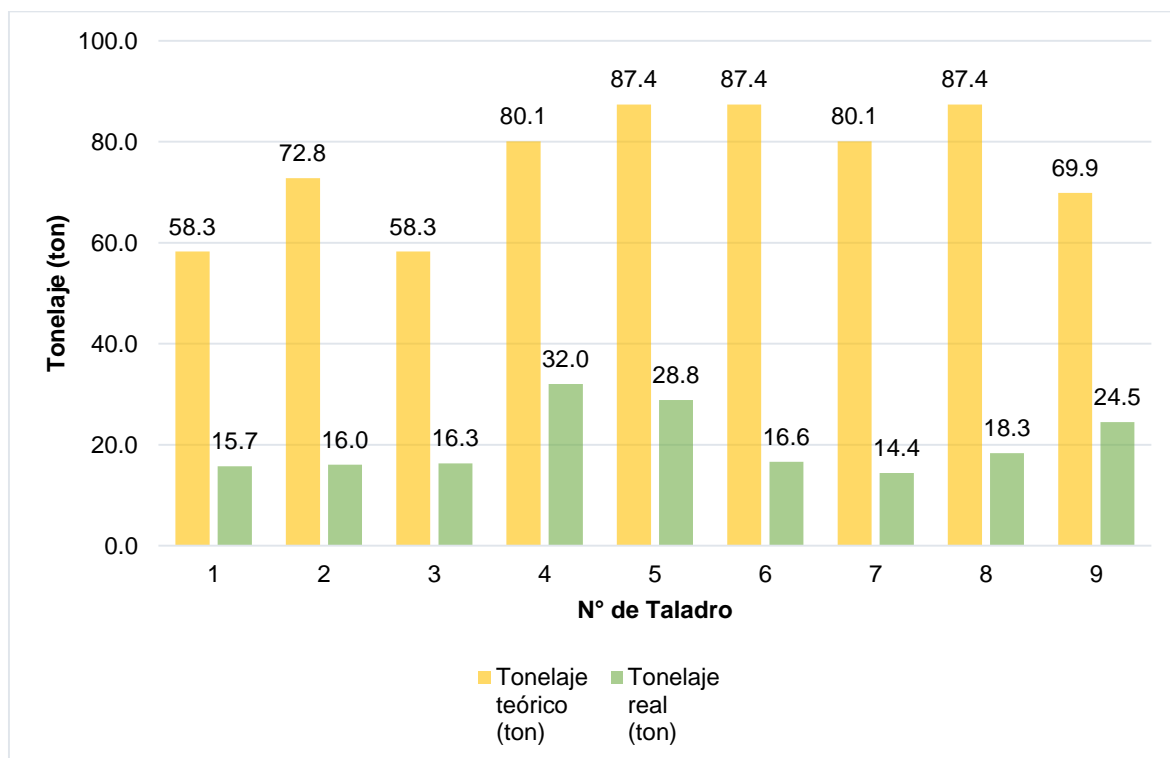


Gráfico 1. Tonelaje teórico vs tonelaje real de la primera prueba de voladura.

El Gráfico 2 muestra el tonelaje teórico en comparación con el tonelaje real del material fragmentado de la segunda prueba de voladura con diámetro de perforación de 3 pulgadas y una malla de perforación cuadrada de 2.5 m x 2.5 m correspondiente al burden y espaciamento respectivamente. Los tonelajes son datos proporcionados por la Cantera Trucha de Oro. En esta prueba se esperaba un tonelaje de 578.1 toneladas de material; sin embargo, el tonelaje real que se obtuvo fue de 264 toneladas, lo que representa una variación de 54.33%.

Aquí se logra apreciar una ligera mejora en los resultados, ya que se tuvo un mejor control en la longitud de los taladros y en la reducción del diámetro de perforación. No obstante, es importante mejorar los resultados.

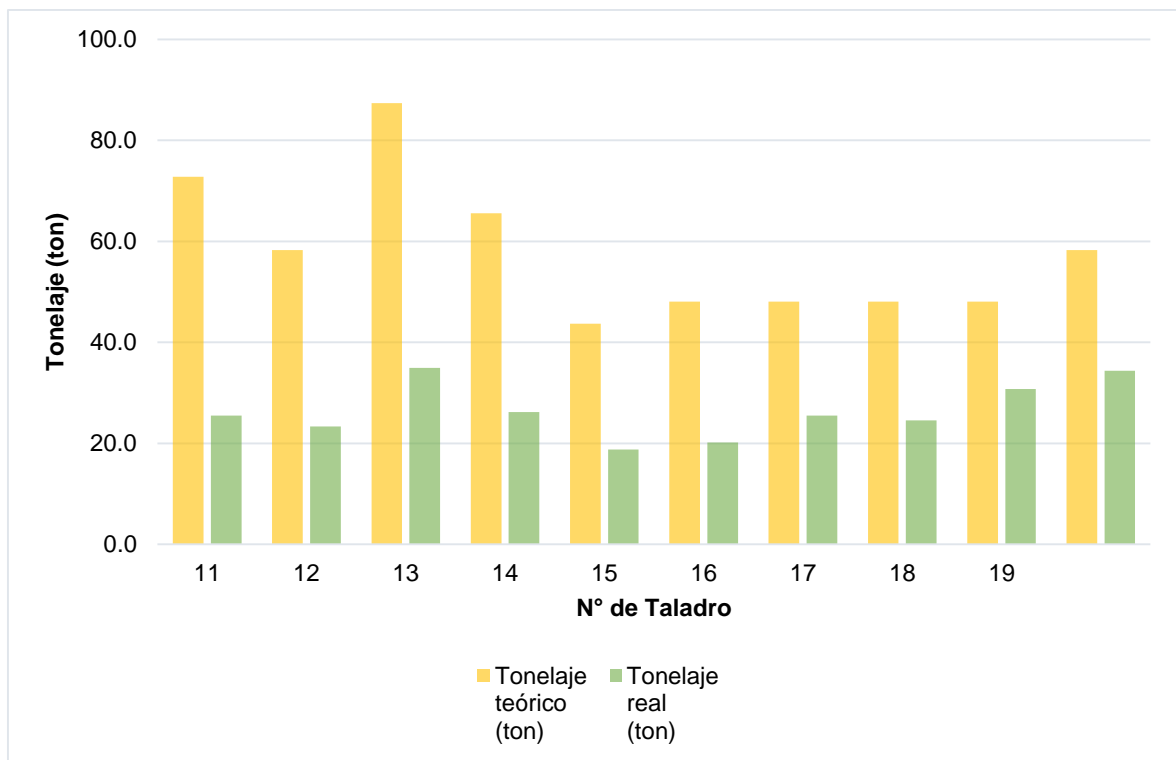


Gráfico 2. Tonelaje teórico vs tonelaje real de la segunda prueba de voladura.

Para la tercera prueba se modificó la malla de perforación, reduciéndolo de 2.5 m x 2.5 m a una malla de perforación cuadrada de 1.8 m x 1.8 m con un diámetro de taladro de 3 pulgadas igual que en la segunda prueba con la finalidad que la fragmentación del material mejore, ya que menos espacio entre burden y espaciamento propicio que la energía del explosivo tenga un mayor poder rompedor sobre la roca.

El Gráfico 3 muestra el tonelaje teórico en comparación con el tonelaje real del material fragmentado de la tercera prueba de voladura con diámetro de perforación de 3 pulgadas y una malla de perforación cuadrada de 1.8 m x 1.8 m correspondiente al burden y espaciamiento respectivamente. Los tonelajes son datos proporcionados por la Cantera Trucha de Oro. En esta prueba se esperaba un tonelaje de 484.7 toneladas de material; sin embargo, el tonelaje real que se obtuvo fue de 466.6 toneladas, lo que representa una variación de 3.73%.

Aquí se logra apreciar mejoras significativas en los resultados del material fragmentado, básicamente por los parámetros modificados de burden, espaciamiento y diámetro de perforación.

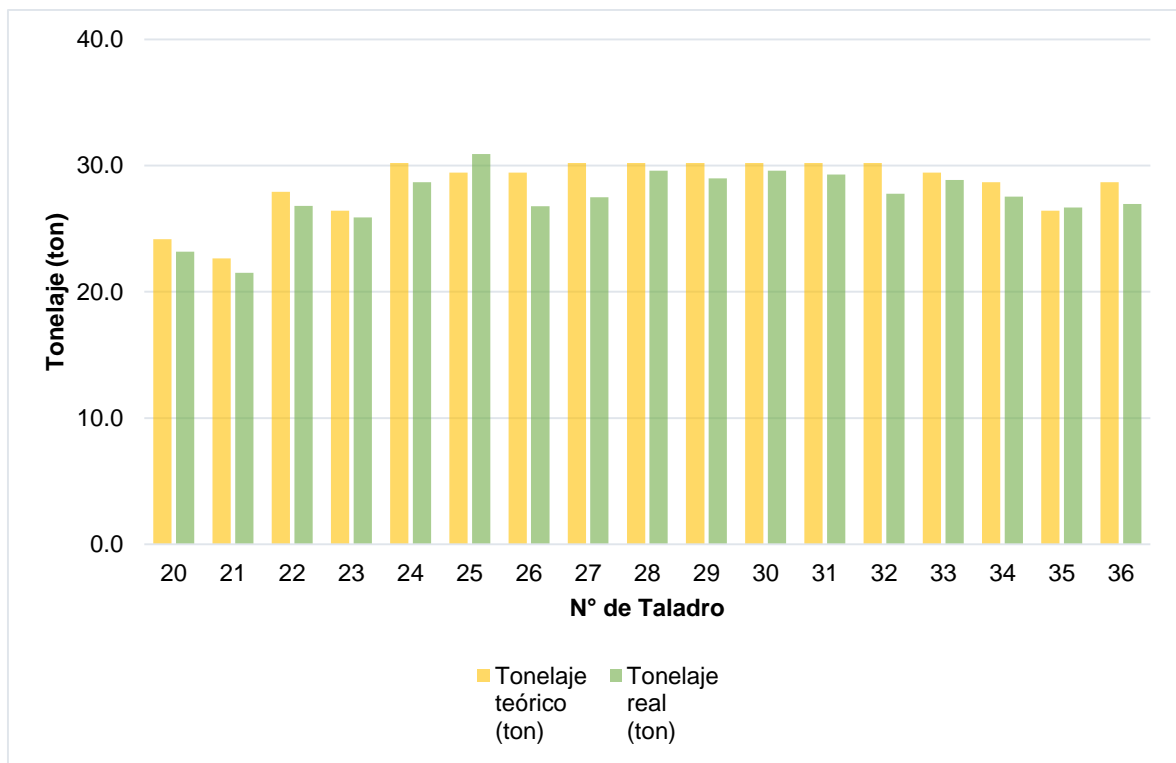


Gráfico 3. Tonelaje teórico vs tonelaje real de la tercera prueba de voladura.

4.1.2. Control en la Longitud de Perforación

Inicialmente las perforaciones realizadas en la Cantera Trucha de Oro no fueron supervisadas en la longitud real de cada taladro perforado, una muestra de ello es la primera prueba hecha ya que ahí no se modificaron ningún parámetro al diseño de la malla.

La Gráfica 4 muestra las longitudes irregulares de perforación en los taladros de la malla de la primera prueba, con un promedio de 5.2 metros, considerando que la altura de banco es de 4 metros y el diámetro de perforación de 4 pulgadas.

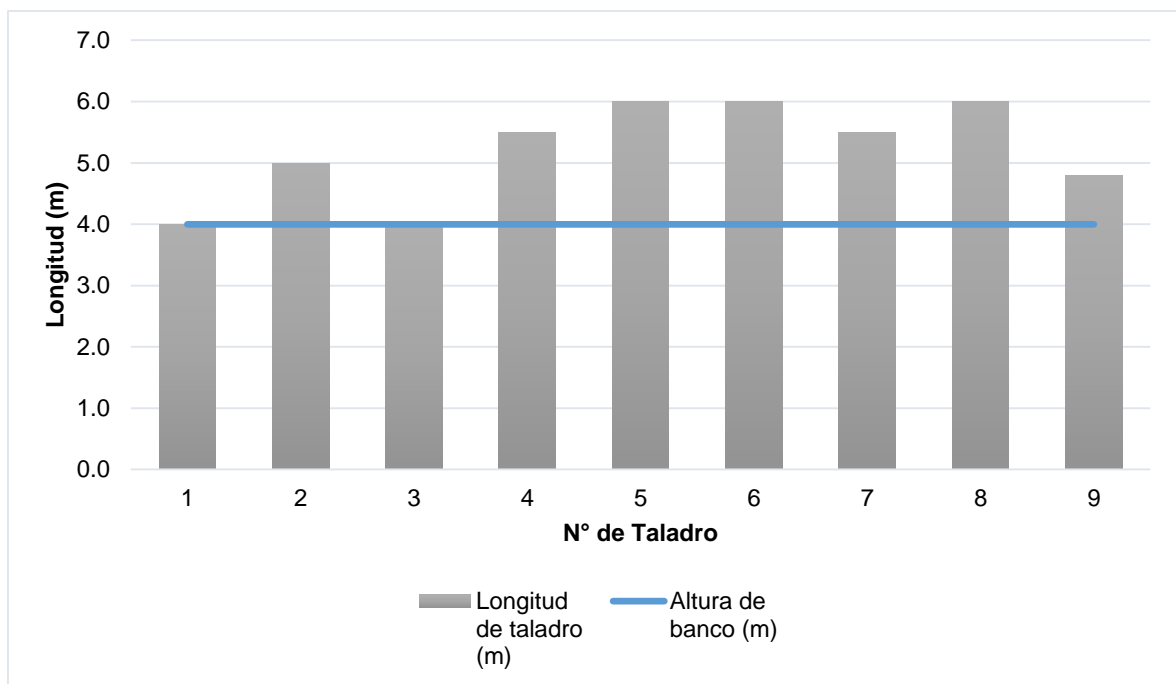


Gráfico 4. Longitudes de taladros perforados en la primera prueba de voladura.

La Gráfica 5 muestra longitudes menos irregulares en la perforación de los taladros de la malla, con un promedio de 3.9 metros, considerando que la altura de banco es de 4 metros y diámetro de perforación de 3 pulgadas.

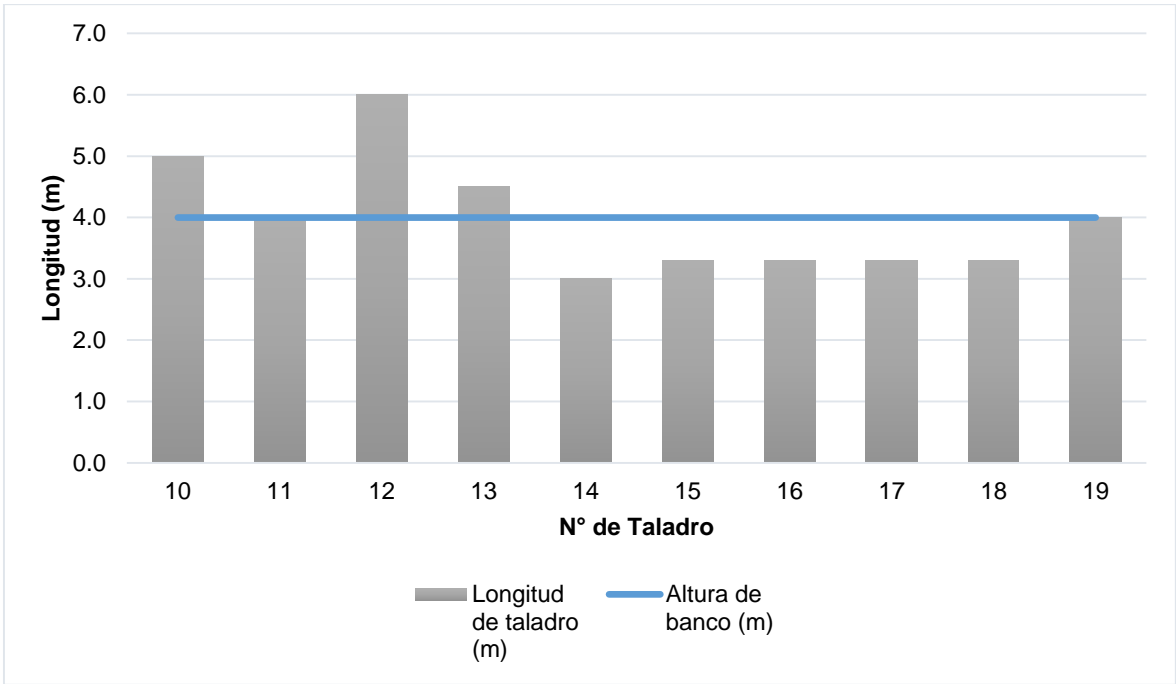


Gráfico 5. Longitudes de taladros perforados en la segunda prueba de voladura.

En la tercera prueba de voladura ya supervisando las perforaciones se logró obtener una uniformidad en la longitud de taladro, como se muestra en la Gráfica 6, con un promedio de 3.8 metros, considerando que la altura de banco es de 4 metros y diámetro de perforación de 3 pulgadas.

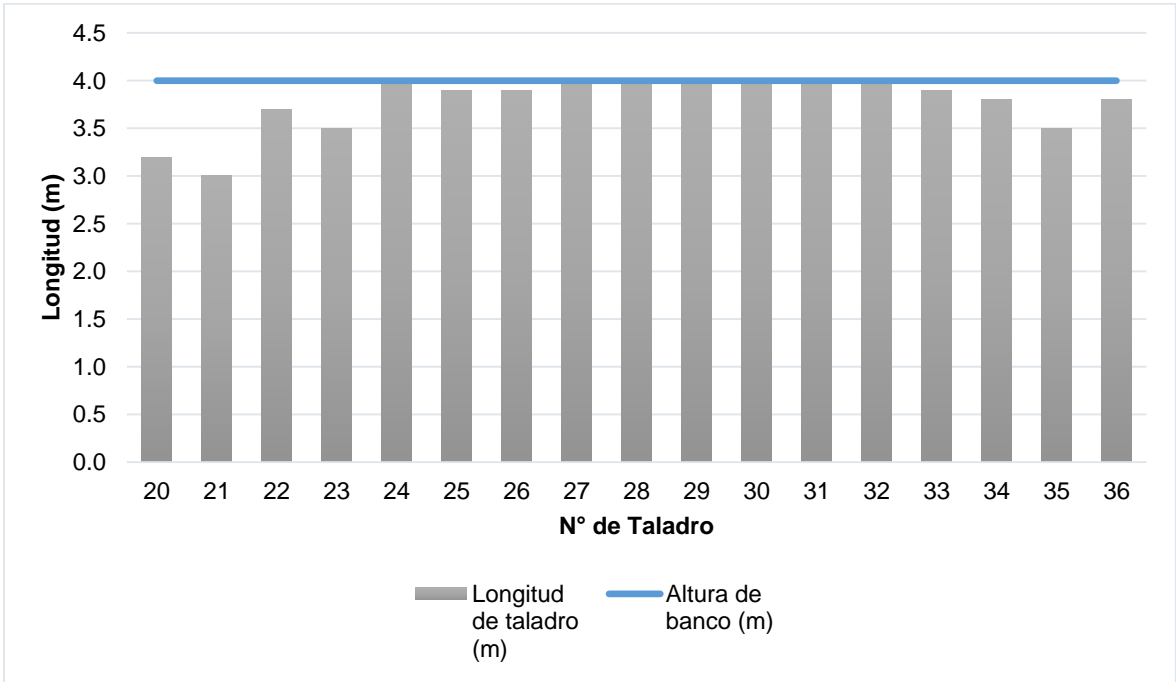


Gráfico 6. Longitudes de taladros perforados en la tercera prueba de voladura.

Estas desviaciones en la perforación de los taladros se deben básicamente a errores humanos, debido a la falta de experiencia de los operadores con equipos de perforación rock drill.

4.1.3. Explosivo Utilizado en las Mallas de Perforación

El explosivo fue fundamental para la voladura de la roca, es por ello que analizamos la cantidad de explosivo utilizado por las toneladas reales de material fragmentado.

El Gráfico 7 muestra la cantidad de explosivo empleado en la primera prueba de voladura, diámetro de perforación de 4 pulgadas. El explosivo total cargado en los 9 taladros perforados fue de 187.9 kg, obteniendo un tonelaje real de 182.8 toneladas, lo que representa 1.03 kilogramos de explosivo por tonelada fragmentada. Indicando un consumo muy elevado de explosivo para el material disparado.

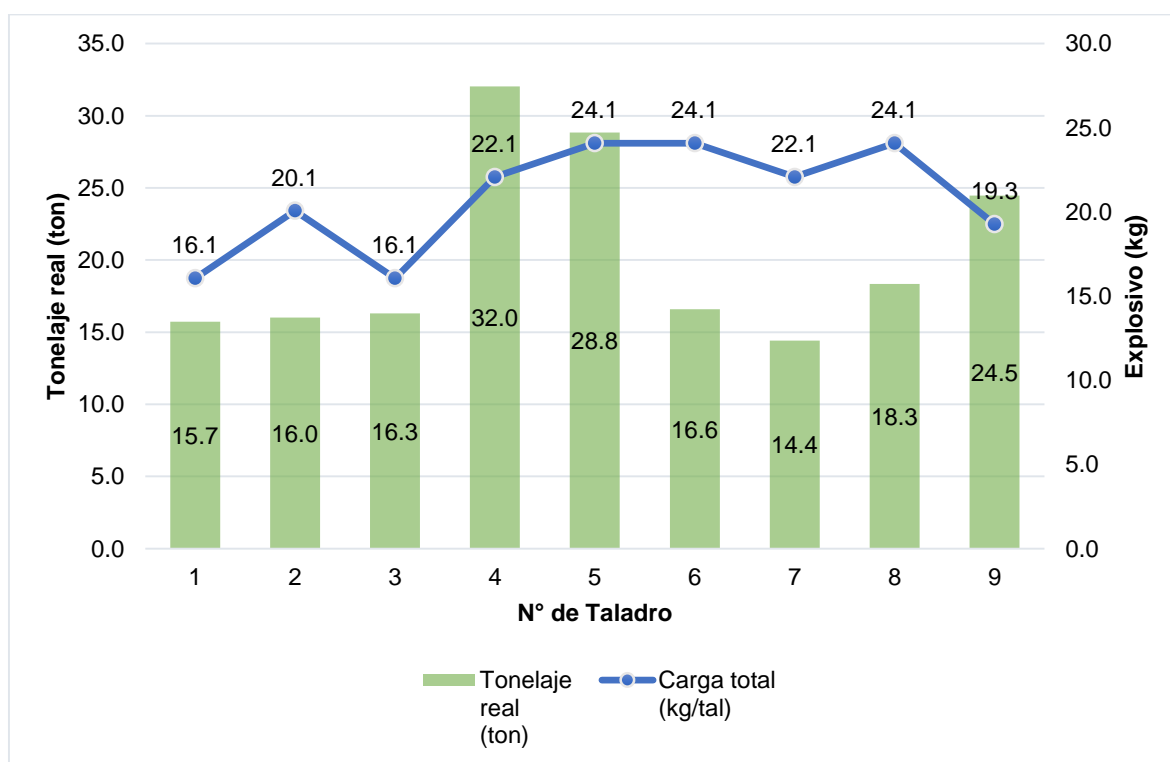


Gráfico 7. Explosivo cargado en la primera prueba de voladura.

El Gráfico 8 muestra la cantidad de explosivo empleado en la segunda prueba de voladura, aquí ya se modificó el diámetro de perforación a 3 pulgadas. El explosivo total cargado en los 10 taladros perforados fue de 89.7 kg, obteniendo un tonelaje real de 264 toneladas, lo que representa 0.34 kilogramos de explosivo por tonelada fragmentada. Indicando un consumo razonable de explosivo para el material disparado.

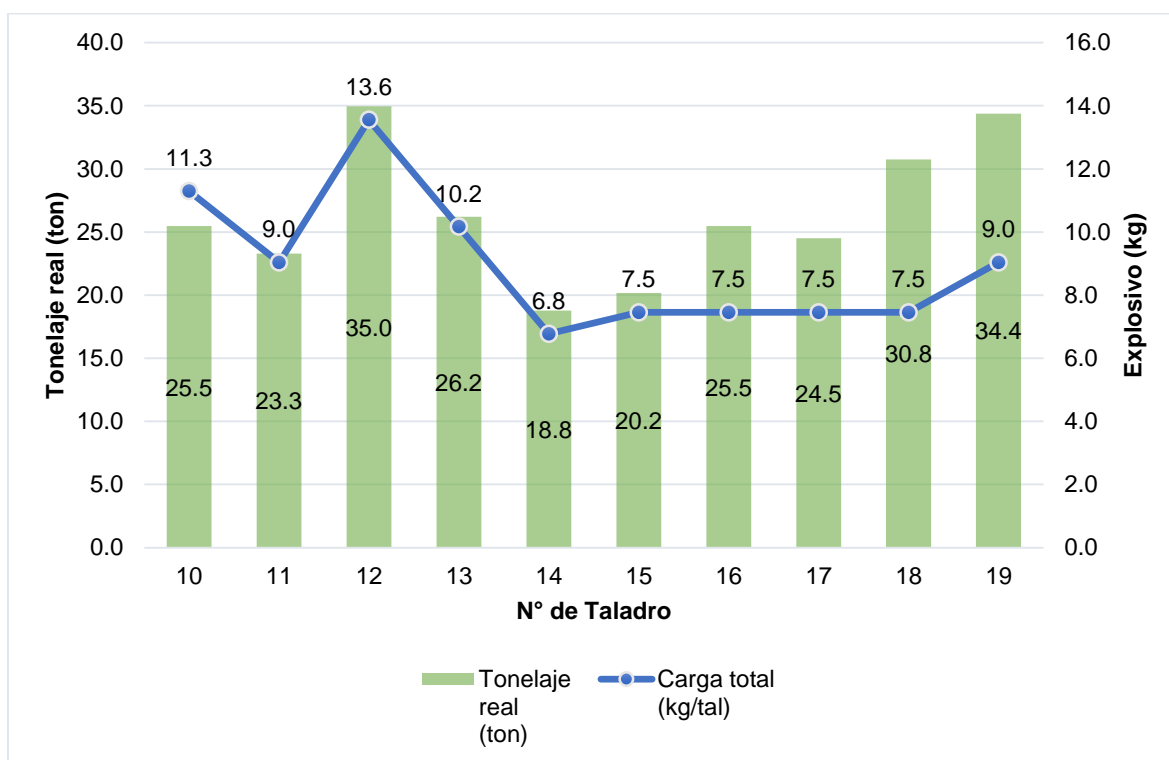


Gráfico 8. Explosivo cargado en la segunda prueba de voladura.

El Gráfico 9 muestra la cantidad de explosivo empleado en la tercera prueba de voladura, aquí ya se modificó el diámetro de perforación a 3 pulgadas, burden a 1.8 m y espaciamento a 1.8 m. El explosivo total cargado en los 17 taladros perforados fue de 145 kg, obteniendo un tonelaje real de 466.6 toneladas, lo que representa 0.31 kilogramos de explosivo por tonelada fragmentada. Indicando una buena optimización en el consumo de explosivo para el material disparado, con una reducción respecto a la primera prueba del 69.8%.

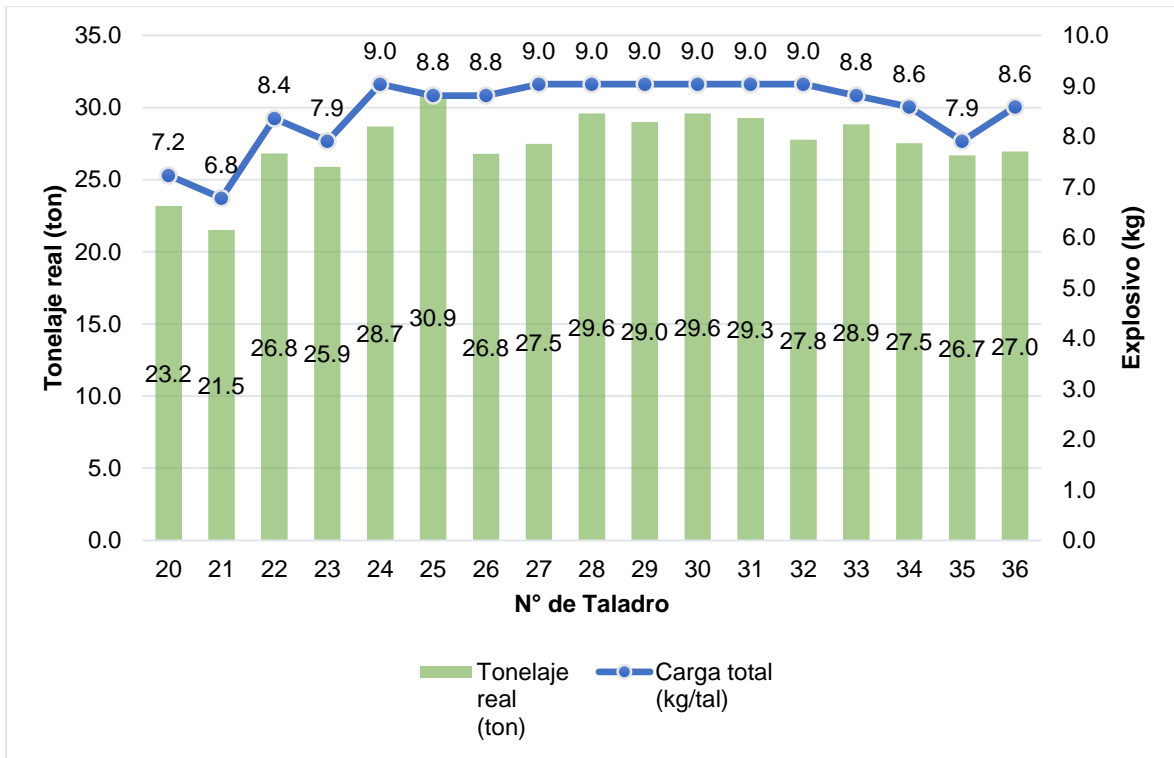


Gráfico 9. Explosivo cargado en la tercera prueba de voladura.

4.1.4. Reducción de la Fragmentación

Para el análisis de la fragmentación se evaluaron dos tipos de malla: 2.5 m x 2.5 m y 1.8 m x 1.8 m, la primera corresponde a 19 taladros y la segunda a 17 taladros. Las muestras con fragmentación P80 han sido medidas en pulgadas. La Tabla 21 evidencia que al modificar la malla de perforación se logró cambios en la fragmentación del material volado, pasando de 18 pulgadas a 10 pulgadas.

Tabla 21. Análisis de resultados con diferentes mallas de perforación.

Malla	N° Taladros	P80
2.5 m x 2.5 m	19	18 pulgadas
1.8 m x 1.8 m	17	10 pulgadas

En el Gráfico 10 se presenta el resultado del análisis de las imágenes post voladura con el diseño de malla de perforación 2.5 m x 2.5 m, obteniéndose una curva de uniformidad en la cual reportó un D70 de 15.312 pulgadas y un D90 de 29.323 pulgadas, por lo que se estima un P80 promedio cercano a 18 pulgadas.

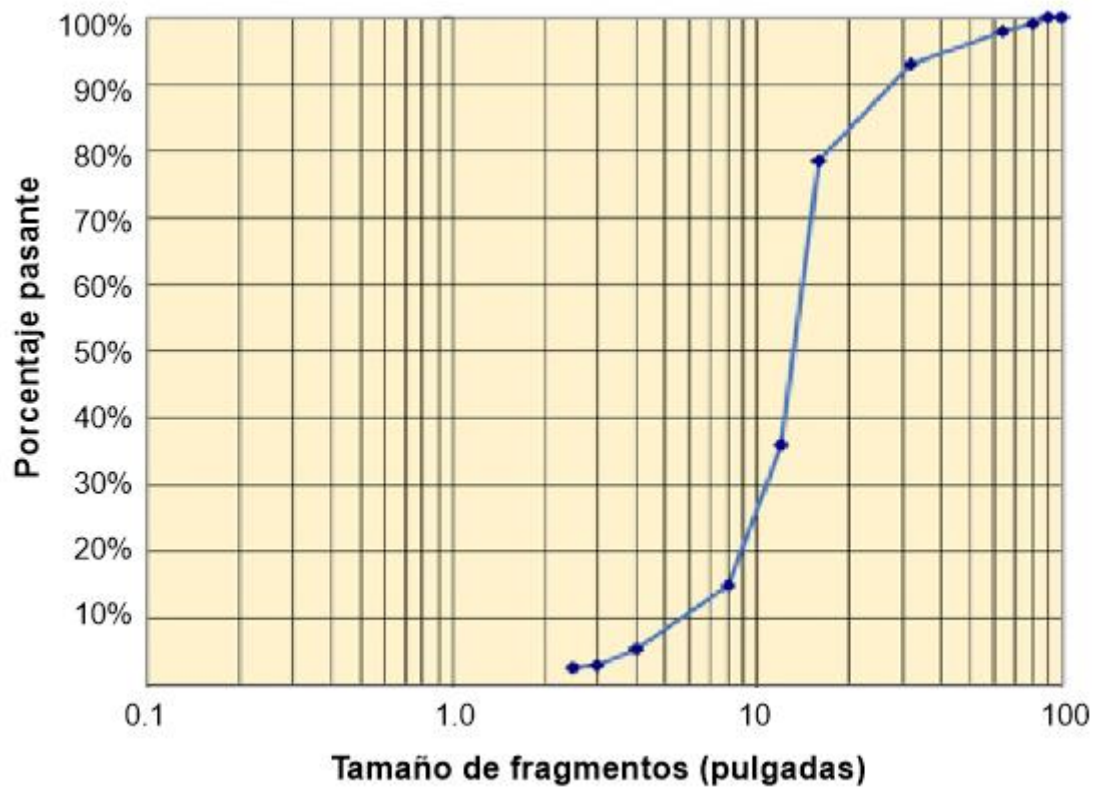


Gráfico 10. Curva granulométrica con malla de perforación de 2.5 x 2.5 m.

En el Gráfico 11 se presenta el resultado del análisis de las imágenes post voladura con el diseño de malla de perforación 1.8 m x 1.8 m, obteniéndose una curva de uniformidad en la cual reportó un D70 de 8.683 pulgadas y un D90 de 12.574 pulgadas, por lo que se estima un P80 promedio cercano a 10 pulgadas. Así mismo se demostró que el uso de la malla de perforación de 1.8 m x 1.8 m, mejoró el radio de acción del explosivo sobre la roca y se evidenció un mejor aprovechamiento de la energía que se producen entre los taladros de la malla. De esta manera mejoró considerablemente los resultados en la fragmentación de la roca, obteniendo un P80 que se encuentra en un rango menor o igual a 10 pulgadas.

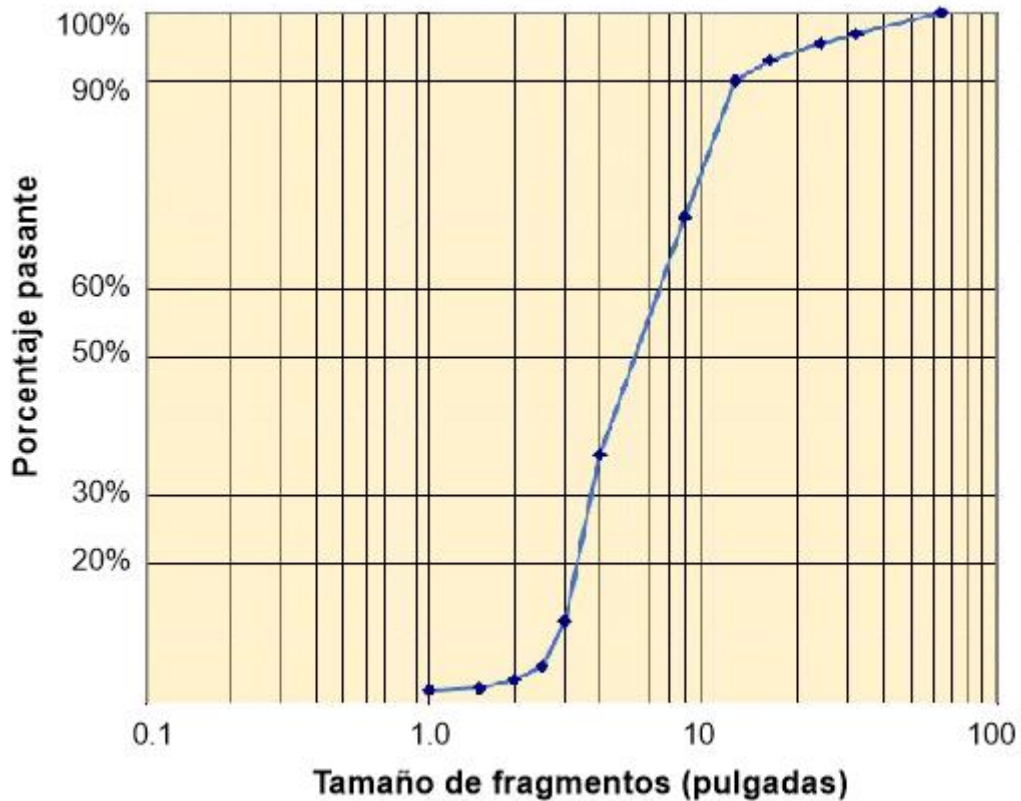


Gráfico 11. Curva granulométrica con malla de perforación de 1.8 x 1.8 m.

4.1.5. Optimización de la Fragmentación

Las modificaciones realizadas en la segunda y tercera prueba de voladura con el fin de optimizar la fragmentación estuvieron asociadas al tonelaje real movido respecto al tonelaje teórico, y verdaderamente surgieron efecto como lo muestra el Gráfico 12.

Hay una gran diferencia entre el tonelaje real y teórico de los primeros 9 taladros con una malla de perforación de 2.5 m x 2.5 m, diámetro de perforación de 4 pulgadas. Del taladro 10 al 19 se observa una reducción de brecha entre lo real y teórico ya que aquí se redujo el diámetro de perforación a 3 pulgadas, considerando la misma distancia entre el burden y espaciamento de los primeros 9 taladros.

Finalmente, en los 17 últimos taladros que se realizaron en la malla de perforación, se logró un equilibrio entre los tonelajes reales y teóricos, observando que la desviación es casi nula.

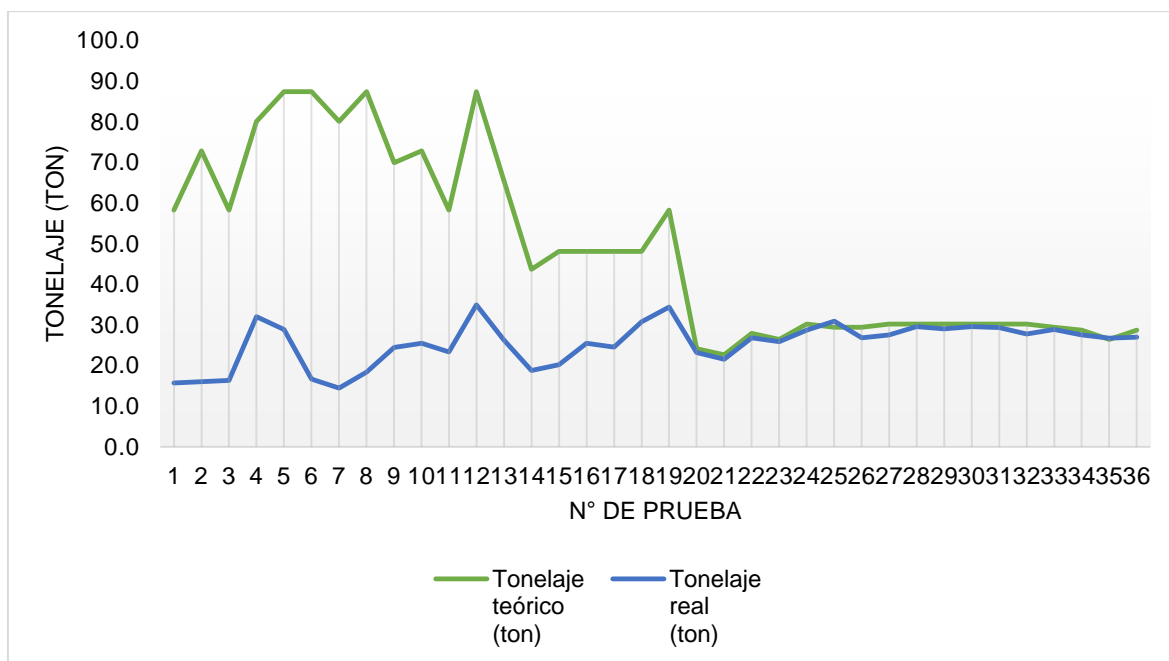


Gráfico 12. Comparación de tonelaje real vs teórico en las pruebas de voladura.

4.1.6. Correlación con otras variables de voladura

El tipo de iniciación influye significativamente en la fragmentación de la voladura, usando el método con fulminante y mecha lenta la bolonería (rocas de gran tamaño) aumenta en gran manera, con iniciación no eléctrica se tiene resultados equilibrados como los mostrados en esta investigación de un P80 hasta 10"; con el sistema eléctrico la fragmentación mejora aún más, llegando a un P80 de 3" que básicamente depende de la configuración de los detonadores con retardo secuenciado.

El factor de potencia también ha sido clave en esta investigación, inicialmente antes de realizar la modificación de la malla de perforación presentaba 0.31 kilogramos de explosivo ANFO por tonelada movida con un P80 de 18", y después de la modificación de parámetros se registró 0,34 kilogramos de explosivo ANFO por tonelada movida de material con un P80 de 10"; el ligero aumento en el factor de potencia permitió un mayor rompimiento en la roca y así obtener material mucho mejor fragmentado y de acuerdo a los requerimientos del cliente.



4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Los costos unitarios determinaron la optimización y mejora en las operaciones de la cantera de todo el ciclo de minado, iniciando en la perforación y concluyendo con el transporte.

4.2.1. Costos Unitarios del Ciclo de Minado

Los costos unitarios involucran a la perforación, voladura, zarandeo, chancado, carguío y transporte de material. La Tabla 22 muestra los costos totales involucrados en cada proceso y han sido proveídos por la Cantera Trucha de Oro.

Tabla 22. Costo total de minado en la Cantera Trucha de Oro.

			
ITEM	UNIDAD	COSTO TOTAL US\$/m	
Perforación (diámetro 4")	m	3,150	
Perforación (diámetro 3")	m	2,406	
		COSTO TOTAL US\$/Ton	
Voladura (diámetro 4")	Ton	0,2634	
Voladura (diámetro 3")	Ton	0,2078	
Zarandeo	Ton	0,0725	
Chancado	Ton	0,1745	
Carguío	Ton	0,2270	
Transporte	Ton	0,5727	

4.2.2. Costos Optimizados



Los costos optimizados involucraron analizar cada operación de minado por separado, en la perforación se involucró el costo unitario según diámetro a perforar por el tonelaje movido de la malla, igualmente en la voladura y zarandeo. En el chancado se estableció cálculos diferentes ya que para la primera prueba de voladura con diámetro de taladro 4 pulgadas, burden 2.5 m y espaciamiento 2.5 m, el material volado solo pasó el 60% por la zaranda, quedando 40% para el chancado.

Para la segunda prueba de voladura con diámetro de taladro 3 pulgadas, burden 2.5 m y espaciamiento 2.5 m, el material volado solo pasó el 75% por la zaranda, quedando 25% para el chancado.

Sin embargo, para la tercera prueba de voladura con diámetro de taladro 3 pulgadas, burden 1.8 m y espaciamiento 1.8 m, el material volado pasó el 96% por la zaranda, quedando solo 4% para el chancado. Por lo tanto, se logró una mejora significativa en la fragmentación. El carguío es la suma de material acumulado por la zaranda y el chancado, aplicando también un costo unitario por el material volado, igualmente que en el proceso de transporte del material fragmentado.

La Tabla 23 resume lo mencionado anteriormente, observando que el costo unitario por tonelada movida en la Prueba 1 es de 1.42 dólares, Prueba 2 de 1.29 dólares y en la Prueba 3 un costo de 1.25 dólares, representando una optimización del 11.92% con respecto a los diseños iniciales encontrados en la cantera.

Tabla 23. Costo total por prueba realizada en la Cantera Trucha de Oro.

 			
Ítem	Prueba 1 (US\$)	Prueba 2 (US\$)	Prueba 3 (US\$)
Perforación	147,41	95,51	80,07
Voladura	179,51	120,14	100,71
Zarandeo	49,41	41,91	35,14
Chancado	47,57	25,22	3,38
Carguío	154,71	131,24	110,02
Transporte	390,31	331,10	277,56
Costo Total	968,92	745,11	606,88
Costo Unitario (US\$/ton)	1,42	1,29	1,25

4.3. CONTRASTACIÓN DE LA HIPÓTESIS

Se ha modificado los parámetros de perforación: diámetro de taladro, burden y espaciamiento comprobando que dichas variables han sido las causantes de una fragmentación deficiente en la Cantera Trucha de Oro. En la hipótesis inicial se estableció que la optimización del proceso de voladura de rocas se logrará ajustando los parámetros de burden, espaciamiento, diámetro del taladro, método de iniciación, tipo de explosivo y altura de banco. Al modificar dichos parámetros y adecuarlo a la operación de la cantera permitirá que el material se homogenice a un diámetro de lastre estándar y por ende se reduzcan costos operativos en la Cantera Trucha de Oro. Mencionado todo lo anterior, se indica que la hipótesis inicial ha sido contrastada y validada.

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

5.1. CONCLUSIONES

La optimización en el proceso de voladura de rocas para reducir costos operativos en la Cantera Trucha de Oro es del 11.92% representando un ahorro de 0.17 dólares por tonelada de material fragmentado.

Se concluye que reducir la malla de perforación de 2.5 m x 2.5 m a una malla de 1.8 m x 1.8 m y el diámetro de perforación de 4" a 3" mejoró el radio de acción del explosivo sobre la roca, evidenciando que al modificar la malla de perforación se logró cambios en la fragmentación del material volado, pasando de 18 pulgadas a 10 pulgadas.

El explosivo utilizado se optimizó, pasando de un factor de potencia inicialmente de 1.03 kg/ton a 0.31 kg/ton, teniendo mucho que ver la reducción del diámetro de perforación de 4" a 3".

La mejora también se dio en el material fragmentado con una exhaustiva supervisión al proceso de perforación y se logró equilibrar los tonelajes teóricos y reales, pasando de un déficit del 73.18% al 3.73%.

5.2. RECOMENDACIONES

La empresa Power Cruz debe controlar y monitorear de forma constante todo el proceso de perforación, especialmente las longitudes de los taladros para evitar pisos desnivelados.

Se recomienda a la empresa Power Cruz realizar pruebas de voladura con malla tipo diagonal y evaluar los resultados de fragmentación.

Se recomienda a la empresa Power Cruz utilizar Heavy Anfo, combinación de Anfo más Emulsión y evaluar los resultados con pruebas de voladura.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Caguana, A y Tenorio, M. 2013. Optimización de los parámetros de perforación y voladura en la cantera Las Victorias. Tesis en Ing. Cuenca, Ecuador, Universidad de Cuenca. 65 p.
- Chávez, L. 2014. Optimización de la fragmentación en los proyectos de voladura primaria en la zona norte del tajo San Pedro Sur, Minera La Zanja. Tesis en Ing. Lima, Perú, Universidad Nacional Mayor de San Marcos. 117 p.
- EXSA S.A. 2019. Manual Práctico de Voladura. 5 ed. Lima, Perú. 361 p.
- Gómez, R. J. 2012. Optimización de la perforación y voladura para la minimización de los costos operativos en la unidad El Porvenir de la Compañía Minera Milpo S.A. Tesis en Ing. Huancayo, Perú, Universidad Nacional del Centro del Perú. 144 p.
- Gonzales, A y Vilca, J. 2021. Optimización de la fragmentación en las rocas con la aplicación de cápsulas plasma en el Tajo Santa Rosa de la Empresa Administradora Cerro S.A.C. Cerro de Pasco. Tesis en Ing. Lima, Perú, Universidad Peruana de Ciencias Aplicadas. 150 p.
- González de Vallejo, L. 2002. Ingeniería Geológica. Madrid, España, PEARSON EDUCACIÓN. 744p.
- Hinostroza, J. 2014. Optimización de la fragmentación en las rocas con la aplicación de la doble iniciación electrónica en la explotación de cobre porfirítico a cielo abierto. Tesis en Ing. Lima, Perú, Universidad Nacional mayor de San Marcos. 174 p.
- IGME. 1994. Manual de Perforación y Voladura de Rocas. 2 ed. Madrid, España. 541 p.
- ISEE. 2008. Manual del Especialista en Voladura. 17 ed. Ohio, USA. 678 p.
- Ministerio de Vivienda, Construcción y Saneamiento. 2018. Norma Técnica E.030 Diseño Sismorresistente. Lima, Perú. 32 p.

Poma, J. L. 2012. Importancia de la Fragmentación de la Roca en el Proceso Gold Mill (Caso Minera Yanacocha). Tesis Lic. Lima, Perú, Pontificia Universidad Católica del Perú. 84 p.

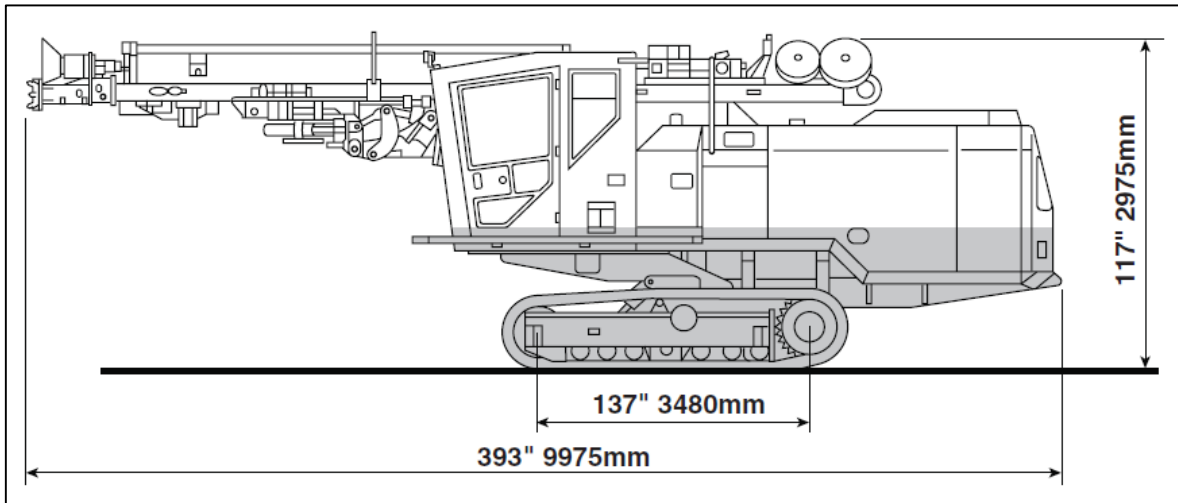
Rodríguez, J. 2007. Caracterización de macizos rocosos. Madrid, España. 14 p.

Sánchez, N; Calleja, L; Rodríguez, A; Setien, A; De Argandoña, V. 2016. Revisión crítica de los ensayos de abrasividad en las rocas y de la influencia de las características petrográficas. Oviedo, España, Universidad de Oviedo. 17 p.

ANEXOS

- Anexo 01. Ficha técnica de la perforadora HCR1200ED II.
- Anexo 02. Ficha técnica de la chancadora PC 1060 I
- Anexo 03. Ficha técnica de la excavadora hidráulica Komatsu PC 350 LC
- Anexo 04. Plano de Ubicación.
- Anexo 05. Plano de Accesibilidad.
- Anexo 06. Plano Geológico.
- Anexo 07. Plano Topográfico.

Anexo 01. Ficha Técnica de la Perforadora HCR1200ED II



HCR1200 Serie II		ED	
		Imperial	Métrico
Características	Peso Bruto Total (A) *1	32,414 lb	14,700 kg
	Peso Bruto Total (B) *2	33,516 lb	15,200 kg
	Velocidad de traslación	0-2.6 millas/hora	0-3.1 km/h
	Fuerza Máxima de Tracción	22,144 lb-fuerza	98.5 kN
	Pendiente Máxima de Subida	57.7% (30 grados)	
	Ángulo de Oscilación	+-7.5 grados	
	Presión de Contacto con el Suelo	11.4 psi	78.5 kPa
Roto-Martillo	Modelo	HD712	
	Masa	485 lb	220 kg
	Longitud Total	3'7"	1,100 mm
	Ancho Total	1'3"	380 mm
	Altura Total	1'	300 mm
	Número de Golpes	2,300 g/m	2,300 min ⁻¹
	Número de Revoluciones	0-190 rpm	0-190 min ⁻¹

Motor	Marca y Modelo	Cummins QSB6.7	
	Tipo	Diesel de Inyección Directa Turbo Cargado y Enfriado por Agua	
	Potencia Nominal	240 hp/2,500 rpm	179 kw/2,500 min ⁻¹
Equipo Hidráulico	Bomba de Desplazamiento Variable	Dos Bombas Axiales de Pistón	
	Bomba de Desplazamiento Fijo	Tres Bombas de Engranaje	
	Motor Impulsor	Motor Hidráulico con Engranaje Reductor	
Brazo	Modelo	JE326-132	
	Tipo	Brazo Extensible	
	Ángulo de Elevación: Arriba/Abajo	45/20 grados	
	Ángulo de Giro: Derecha/Izquierda	35/5 grados	
	Longitud de Extensión del Brazo	3'11"	1,200 mm
	Ángulo de Giro de la Viga	90 grados	
Torre Guía o Viga	Modelo	GH832-30	
	Longitud Total	25'7"	7,800 mm
	Carrera de Avance	15'2"	4,620 mm
	Carrera de Avance (con PR)	14'7"	4,440 mm
	Longitud de Deslizamiento	3'11"	1,200 mm
	Ángulo de Giro: Derecha/Izquierda	30/90 grados	
	Ángulo de Basculación	170 grados	
	Fuerza Máxima de Arrastre	6,969 lb-fuerza	29.5 kN
Sistema de Alimentación	Motor de Impulsión Hidráulico		
Compresor	Marca y Modelo	AIR MAN, PDS265-S35D	
	Tipo	Tornillo, de una Fase	
	Flujo de Descarga Libre	275 CFM	7.8 m ³ /min
	Presión de Descarga	149 psi	1.03 MPa
Colector de Polvo	Modelo	A885-30	
	Flujo de Aire	1,058 CFM	30 m ³ /min
	Number of Filtros	5	
	Sistema de Remoción de Polvo	Chorros pulsantes y automáticos de aire comprimido	
	Capuchón de Succión	Deslizante	
Porta Barras	Número de Barras	6	
	Longitud de las Barras	12'	3,660 mm
Equipo Eléctrico	Batería	12V; 108Ah/5Hr	
	Voltaje	DC24V	

Anexo 02. Ficha técnica de la chancadora PC 1060 I

Triturador por impacto PC 1060 I:

Boca de entrada:	1000 x 600 mm (39" x 24")
Diámetro del rotor:	960 mm (38") – incl. martillos
Ancho del rotor:	990 mm (40")
Equipamiento del rotor:	4 martillos
Grado de trituración:	1:10 – 1:50
Capacidad de trituración:	hasta 200 t/h
Revoluciones del rotor:	840 min-1

Motor:

Motor:	CAT C7
Rendimiento:	187 kW (252 hp)
Cantidad de cilindros:	6 cilindros en línea
Sistema de refrigeración:	agua, circulación con bomba

Canaleta vibratoria con pre-cribado:

Largo:	3400 mm (43' 11")
Ancho:	1000 mm (39,4")
Funcionamiento:	hidráulico
Equipamiento estándar:	
Zaranda lineal:	50 mm (2")
o	
Zaranda Zig-Zag:	50 mm (2")

Cinta transportadora principal:

Construcción:	construcción en acero
Ancho de la cinta:	1000 mm (39,4")
Altura de descarga:	2900 mm (9' 6")
Funcionamiento:	hidráulico

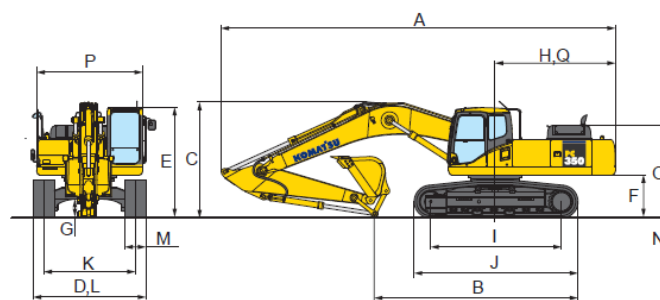
Para su transporte la cinta principal puede ser plegada.

Anexo 03. Ficha técnica de la excavadora hidráulica Komatsu PC 350 LC



DIMENSIONES

	Longitud del brazo	2540 mm 8'4"	3185 mm 10'5"	4020 mm 13'2"
A	Longitud Total	11180 mm 36'8"	11140 mm 36'7"	11170 mm 36'8"
B	Largo en el suelo (transporte):	6760 mm 22'2"	5930 mm 19'5"	5475 mm 18'0"
C	Altura total (sobre el aguilón)	3410 mm 11'2"	3280 mm 10'9"	3760 mm 12'4"
D	Ancho total	3440 mm 11'4"		
E	Altura total (sobre la cabina)	3130 mm 10'3"		
F	Altura libre sobre el suelo, contrapeso	1185 mm 3'11"		
G	Altura libre sobre el suelo, (mínimo)	500 mm 1'8"		
H	Radio de giro de la cola	3450 mm 11'4"		
I	Longitud de la oruga sobre el suelo	4030 mm 13'3"		
J	Longitud de la oruga	4955 mm 16'3"		
K	Trocha de la oruga	2590 mm 8'6"		
L	Ancho de orugas	3440 mm 11'4"		
M	Ancho de la zapata	850 mm 33.5"		
N	Altura de la Garra	36 mm 1.4"		
O	Altura de máquina por cabina	2580 mm 8'6"		
P	Ancho de máquina por cabina	2995 mm 9'10"		
Q	Distancia, centro de giro a cola	3405 mm 11'2"		



MOTOR

Modelo Komatsu SAA6D114E-3
 Tipo Enfriado por agua, 4 ciclos, Inyección directa
 Aspiración Turboalimentado y posenfriado
 No. de cilindros 6
 Diámetro 114 mm 4.49"
 Carrera 135 mm 5.31"
 Desplazamiento del pistón 8.27 ltr 505 in³
 Potencia neta
 SAE J1995 Bruta 194 kW 260 HP
 ISO 9249/SAE J1349 Net 184 kW 246 HP
 Velocidad nominal rpm 1950 rpm
 Tipo de impulsor de ventilador Mecánico
 Gobernador A toda velocidad, electrónico
 Cumple con EPA Tier 3, y las regulaciones sobre emisión de EU etapa 3A.



SISTEMA HIDRÁULICO

Tipo Sistema (Nuevo Diseño de Inteligencia Hidráulicomecánica)
 HydrauMind, de Centro Cerrado con válvulas sensoras
 de carga y válvulas compensadoras de presión
 Número de modos de trabajo seleccionable 5
 Bomba principal:
 Tipo Tipo pistón de desplazamiento variable
 Bomba para aguilón, brazo, cucharón,
 giro, y circuitos de traslado
 Máximo caudal 535 ltr/min 141 EE.UU. gal/min
 Suministro para el circuito de control Válvula auto reductora



SISTEMA DE GIRO

Método de impulso Hidrostático
 Reducción del giro Engranajes planetarios
 Lubricación del círculo de giro Bañado en grasa
 Freno de servicio Seguro hidráulico
 Freno de retención/Traba del giro Freno de disco mecánico
 Velocidad de giro 9.5 rpm
 Torsión de giro 11386 kg·m 82,313 ft. lbs.



TREN DE RODAJE

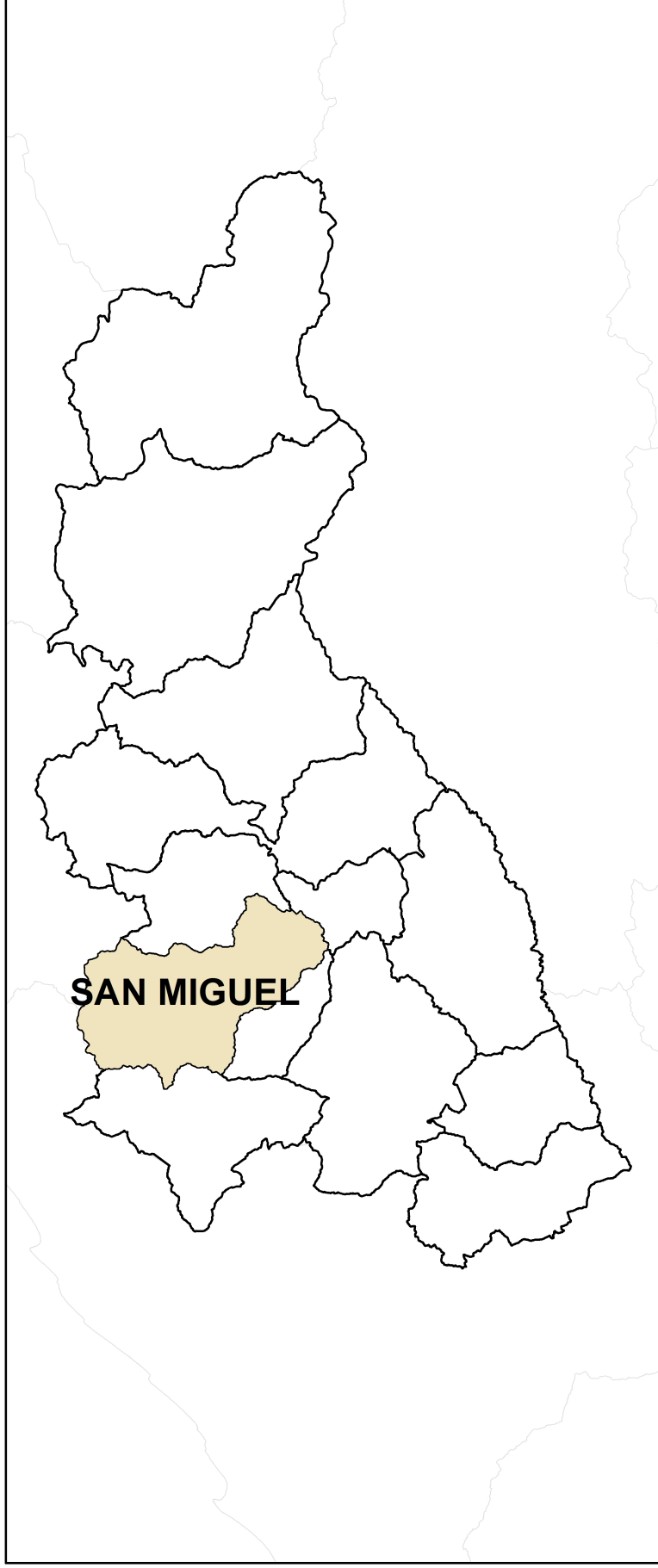
Bastidor central Bastidor en X
 Bastidor de la oruga Sección en caja
 Tipo de cadena Sellado
 Tipo de cadena Sellado
 Ajustador de la oruga Hidráulico
 No. de zapatas 48 a cada lado
 Número de rodillos superiores 2 a cada lado
 Número de rodillos inferiores 8 a cada lado



CAPACIDAD DE REFRIGERANTE Y LUBRICANTE (RELLENO)

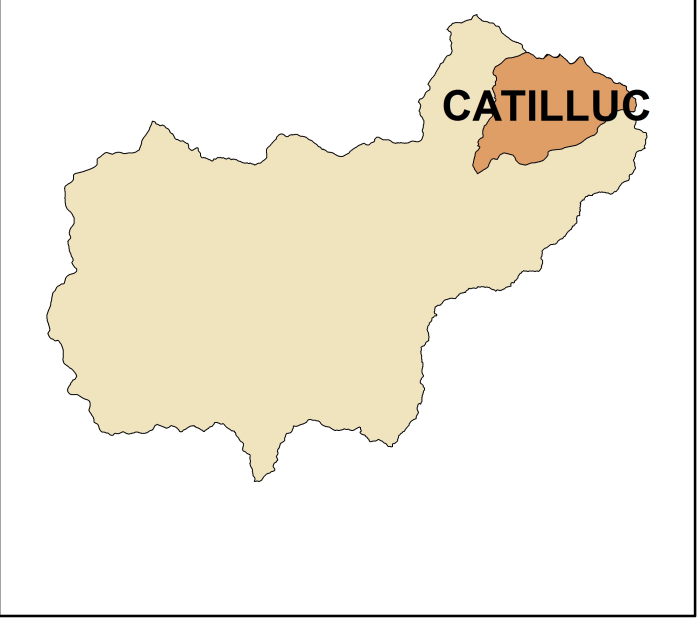
Tanque de combustible	605 ltr	160 EE.UU. gal
Refrigerante	30.3 ltr	8.0 EE.UU. gal
Motor	35.0 ltr	9.2 EE.UU. gal
Mando final, a cada lado	8.5 ltr	2.2 EE.UU. gal
Maquinaria de giro	13.4 ltr	3.5 EE.UU. gal
Tanque hidráulico	188 ltr	49.7 EE.UU. gal

DEPARTAMENTO DE CAJAMARCA



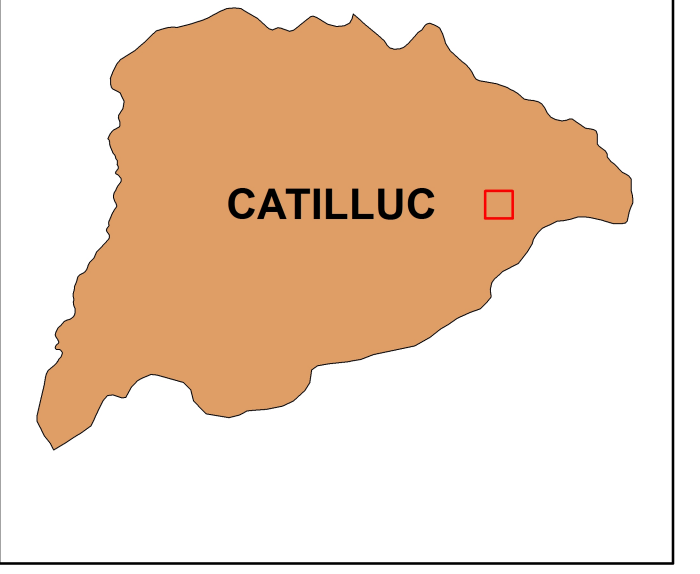
SAN MIGUEL

PROVINCIA DE SAN MIGUEL

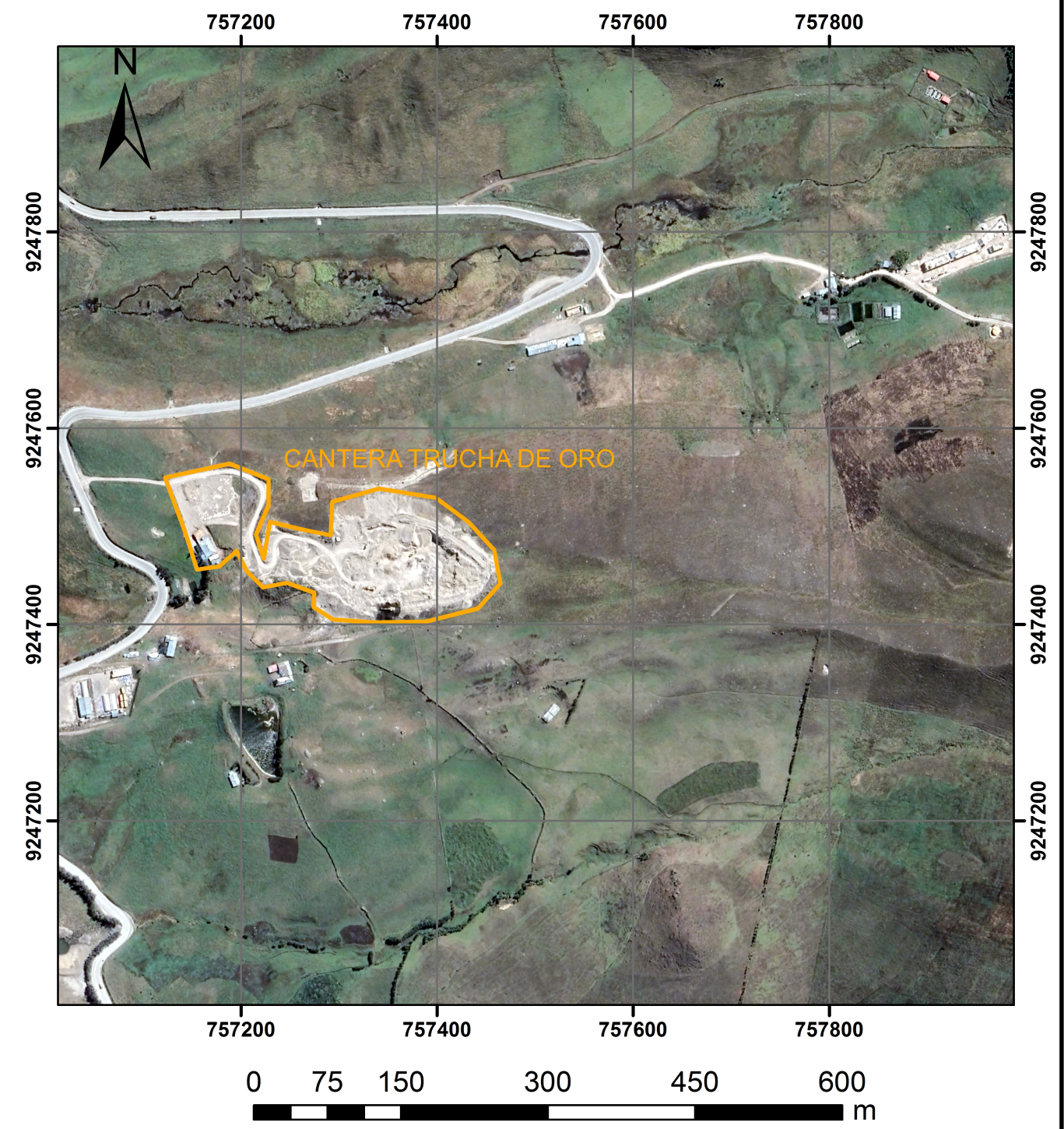


CATILLUC

DISTRITO DE CATILLUC





CATILLUC



0 75 150 300 450 600 m

SIMBOLOGÍA

-  Cantera Trucha de Oro
-  Concesión Minera



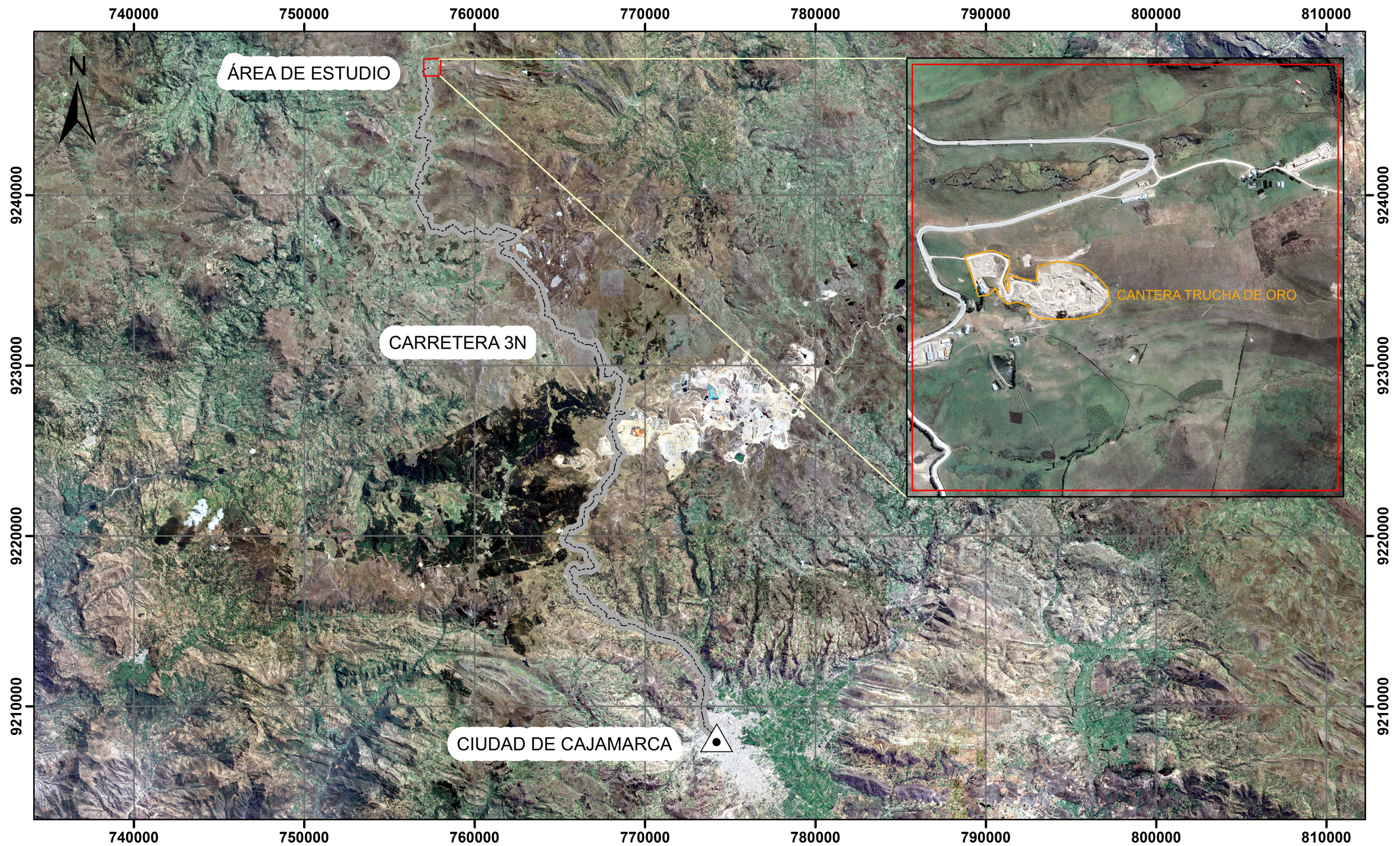
UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
 FACULTAD DE INGENIERÍA
 ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS






TESIS: OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS PARA REDUCIR COSTOS OPERATIVOS EN LA CANTERA TRUCHA DE ORO

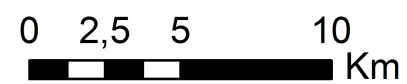
PLANO DE UBICACIÓN



TESISTA: OSWALDO TERÁN CHILÓN	ESCALA: 1/6000	PLANO 01
ASESOR: DR. REINALDO RODRÍGUEZ CRUZADO	FECHA: NOVIEMBRE DEL 2023	

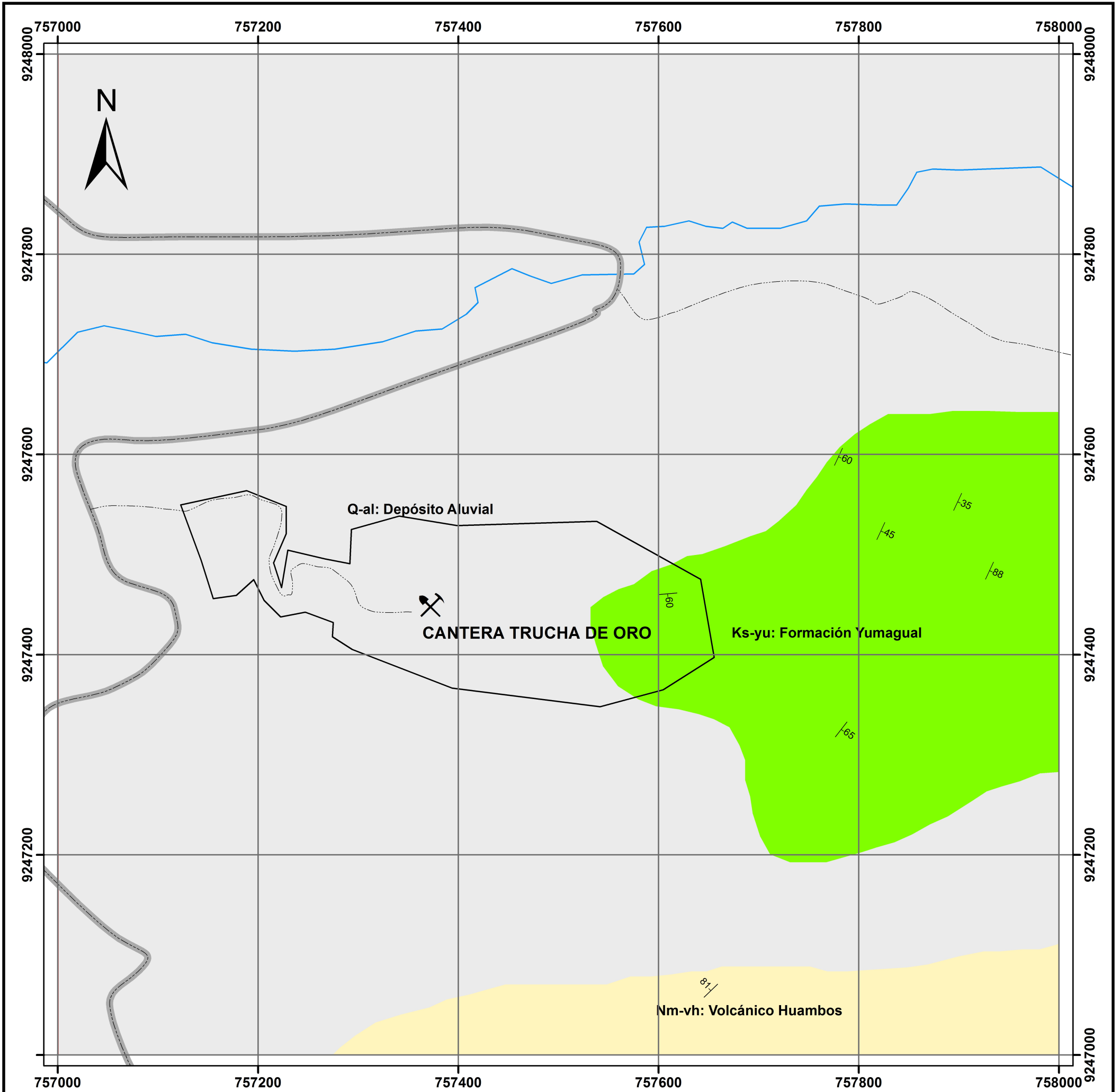


SIMBOLOGÍA

-  Concesion
-  Cajamarca
-  Carretera 3N



	UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS	
TESIS: OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS PARA REDUCIR COSTOS OPERATIVOS EN LA CANTERA TRUCHA DE ORO		
PLANO DE ACCESIBILIDAD		
TESISTA: OSWALDO TERÁN CHILÓN	ESCALA: 1/250000	PLANO 02
ASESOR: DR. REINALDO RODRÍGUEZ CRUZADO	FECHA: NOVIEMBRE DEL 2023	



SIMBOLOGÍA

- Buzamiento
- Cantera
- Trocha carrozable
- Carretera 3N
- Concesión Minera
- Quebrada

GEOLOGÍA

- Ks-yu: Formación Yumagual
- Nm-vh: Volcánico Huambos
- Q-al: Depósito Aluvial



UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
 FACULTAD DE INGENIERÍA
 ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS: OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS PARA REDUCIR COSTOS OPERATIVOS EN LA CANTERA TRUCHA DE ORO

PLANO GEOLÓGICO

TESISTA: OSWALDO TERÁN CHILÓN

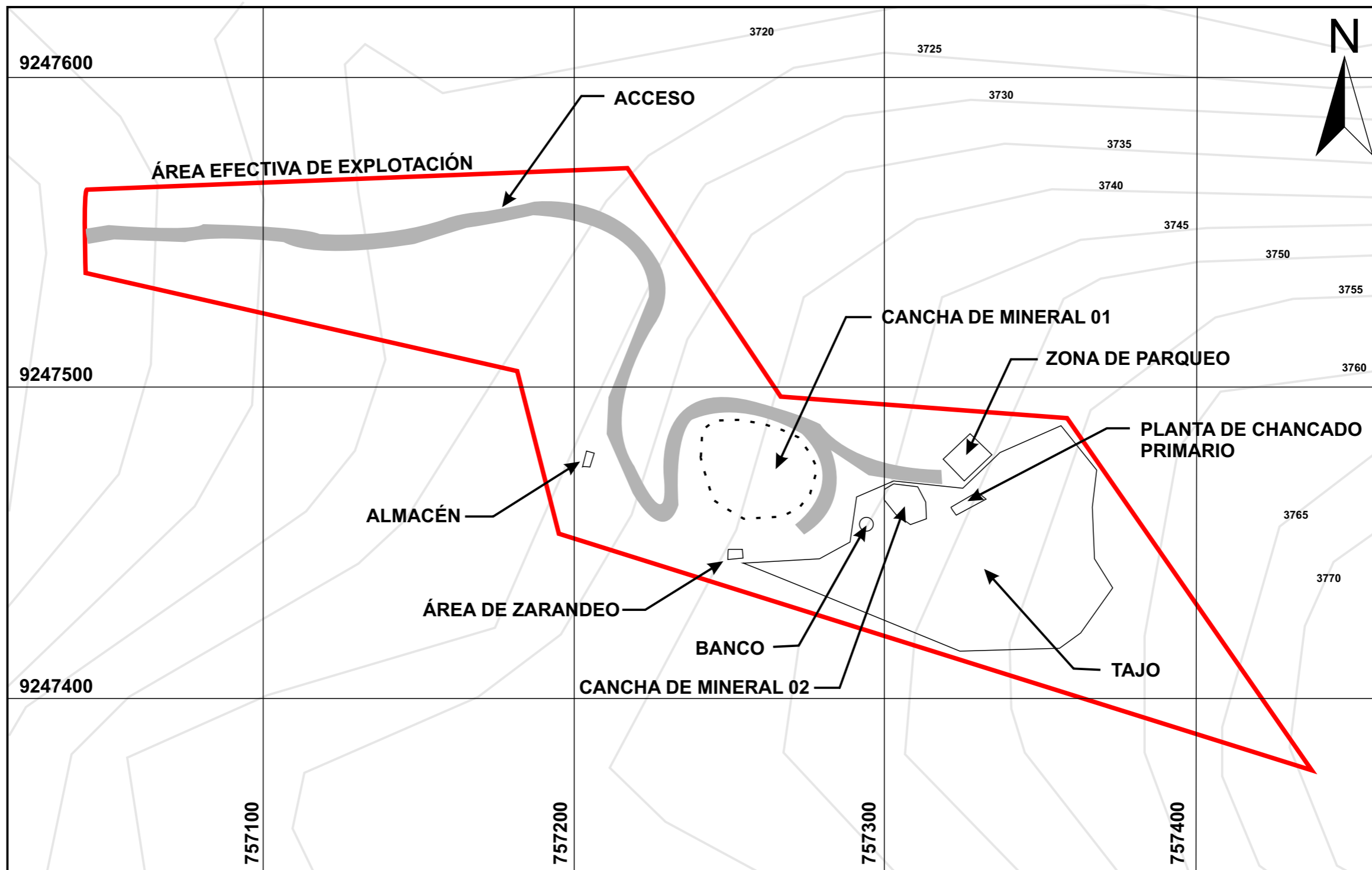
ESCALA: 1/4000




PLANO

ASESOR: DR. REINALDO RODRÍGUEZ CRUZADO

FECHA: NOVIEMBRE DEL 2023

03



SIMBOLOGÍA	
	Cantera Trucha de Oro
	Trocha Carrozable
	Curvas de Nivel

 UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS		
TESIS: OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS PARA REDUCIR COSTOS OPERATIVOS EN LA CANTERA TRUCHA DE ORO		
PLANO TOPOGRÁFICO		
TESISTA: OSWALDO TERÁN CHILÓN	ESCALA: 1/4000	PLANO 04
ASESOR: DR. REINALDO RODRÍGUEZ CRUZADO	FECHA: NOVIEMBRE DEL 2023	

Cajamarca, 15 de abril de 2022

OSWALDO TERÁN CHILÓN
Bach. Ingeniería de Minas
UNIVERSIDAD NACIONAL DE CAJAMARCA
Presente.-

De mi consideración:

Saludarlo respetuosamente y al mismo tiempo comunicarle que nuestra empresa CONSULTORIA TECNOLOGIA Y CONSTRUCCION INVERSIONES EIR, ha considerado aceptar la solicitud de desarrollo del proyecto de investigación de tesis titulado: **“OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO DE VOLADURA DE ROCAS PARA REDUCIR COSTOS OPERATIVOS EN LA CANTERA TRUCHA DE ORO”**, correspondiente al área de operaciones; en tal sentido se brindará el permiso correspondiente para la toma de datos referido a su investigación y desarrollo hasta su presentación de informe final.

Atentamente,


CONTECCON INVERSIONES E.I.R.L.
Walter De La Cruz Zambrano
GERENTE GENERAL