

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“DETERMINACIÓN DE FRAGMENTACIÓN DEL
MINERAL EN VOLADURA DE TAJEOS APLICANDO LA
TEORÍA DE CONMINUCIÓN DE LA UNIDAD MINERA
UNTUCA - CORI PUNO SAC.”**

TESIS

PRESENTADA POR:

FREDY NOA QUISPE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PROMOCIÓN: 2013 - I

PUNO – PERÚ

2016

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

“DETERMINACIÓN DE FRAGMENTACIÓN DEL MINERAL EN
VOLADURA DE TAJEOS APLICANDO LA TEORÍA DE
CONMINUCIÓN DE LA UNIDAD MINERA UNTUCA - CORI
PUNO SAC.”

TESIS

Presentada por:

Bach. FREDY NOA QUISPE

Para optar el Título de:

INGENIERO DE MINAS

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 11 NOVIEMBRE 2016

APROBADA POR EL JURADO DICTAMINADOR:

PRESIDENTE : _____
M.Sc. Ing. Jorge G., DURANT BRODEN

PRIMER JURADO : _____
M.Sc. Ing. Amílcar G., TERAN DIANDERAS

SEGUNDO JURADO : _____
Ing. Agustín, PEREZ QUISPE

DIRECTOR DE TESIS : _____
M.Sc. Ing. Esteban, MARIN PAUCARA

ASESOR DE TESIS : _____
Ing. Arturo Rafael, CHAYÑA RODRIGUEZ

Área : Ingeniería de minas

Tema : Mecánica de rocas, geomecánica y geotecnia

Dedicatoria

A Dios por darme todas las fuerzas
positivas y salud para logra mis
objetivos y metas, además de su
infinita bondad y amor.

A mis queridos padres, Pablo Liberato
y Agueda, por su apoyo permanente
en mi crecimiento personal y
profesional.

A mi hermano, Vidal, por ser
soporte de cada uno de mis
proyectos.

Y a mi novia Brist Chavely quien con
su empuje y entusiasmo motivó a la
realización de este trabajo.

Agradecimiento

Un agradecimiento infinito a Dios por todos mis objetivos y metas que me he trazado y que aún me falta lograr.

Mi eterno agradecimiento a la Universidad Nacional del Altiplano - Puno, que a través de mi docentes y aulas me brindó los conocimientos suficientes para poderlos utilizar en mi vida profesional; asimismo, en forma especial a los docentes de la escuela profesional de Ingeniería de Minas, quienes me han transmitido, sus conocimiento tanto teórico - práctico y por darme sabias enseñanzas, en mi formación integral como profesional de la industria extractiva de minerales.

A mi Director de tesis M.Sc. Ing. Esteban Marín Paucara y Asesor de tesis Ing. Arturo Rafael, Chayña Rodriguez por su esfuerzo, dedicación y aporte para la ejecución de mi proyecto de investigación.

Mi especial agradecimiento a la unidad minera Untuca – Cori Puno S.A.C. y a la contrata Rumage S.A., por haberme brindado las facilidades para la ejecución de mí proyecto de tesis.

Índice

Dedicatoria	iii
Agradecimiento	iv
Índice.....	v
Lista de tablas.....	ix
Lista de figuras.....	x
Lista de gráficos	xi
Lista de anexos.....	xi
Resumen.....	12
Abstract.....	13
Introducción.....	14

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1 Descripción de la realidad problemática.....	15
1.2 Formulación del problema.....	16
1.2.1 Problema general	16
1.2.2 Problemas específicos.....	16
1.3 Objetivos de la investigación.....	17
1.3.1 Objetivo general.....	17
1.3.2 Objetivos específicos.....	17
1.4 Justificación de la investigación.....	17

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1	Antecedentes de la investigación.....	19
2.2	Bases teóricas.....	22
2.2.1	Generalidades.....	22
2.2.2	Principios de la teoría de conminución.....	23
2.2.3	Propiedades geomecánicas de la roca.....	31
2.2.4	Características físicas - químicas de los explosivos.....	35
2.2.5	Parámetros geométricos de la perforación y voladura.....	42
2.3	Definición de conceptos.....	45
2.4	Formulación de hipótesis y variables.....	47
2.4.1	Hipótesis general.....	47
2.4.2	Hipótesis específicos.....	48

CAPÍTULO III

DISEÑO METODOLÓGICO DE INVESTIGACIÓN

3.2	Población y muestra.....	51
3.3	Operacionalización de variables.....	51
3.3.1	Variable independiente.....	51
3.3.2	Variable dependiente.....	51
3.4	Técnicas de recolección de datos.....	53

CAPÍTULO IV

CARACTERIZACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

4.2	Geología.....	59
4.2.1	Geomorfología.....	59
4.2.2	Geología regional.....	59
4.2.3	Geología local.....	61
4.2.4	Geología estructural.....	62
4.2.5	Geología económica.....	63
4.4.1	Generalidades.....	65
4.4.2	Investigaciones geotécnicas.....	65
4.4.2.1	Estaciones geomecánicas in-situ.....	65
4.4.2.2	Logeo geotécnico.....	65
4.4.2.3	Martillo Schmidt.....	66
4.4.3	Modelo geomecánico.....	66
4.4.3.1	Geo-estructuras.....	66
4.4.3.2	Hidrogeología.....	69
4.4.3.3	Macizo rocoso.....	70

CAPÍTULO V

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS DE INVESTIGACIÓN

5.1	Consideraciones del mineral en el tajó Santa Rosa.....	75
5.2	Recolección de datos para la aplicación de la teoría de conminucion.....	75

5.3	Aplicación de la teoría de conminución en tajeos.	77
5.6	Proceso de ejecución de pruebas de voladura en los tajeos.	87
5.6.1	Primer disparo en desquinche	87
5.6.2	Segundo disparo en breasting.	89
5.6.3	Tercer disparo en rebaje de piso	91
5.7	Determinación de la fragmentación (Split Desktop)	93
5.8	Comparación de tamaño medio X 50 y pasante P 80	100
5.9	Análisis de las curvas de fragmentación en los 03 casos.	102
5.10	Contrastación de hipótesis.	103
5.10.1	Hipótesis general	103
5.10.2	Hipótesis específicas.....	103
	CONCLUSIONES.....	105
	RECOMENDACIONES.	106
	BIBLIOGRAFÍA.....	107
	ANEXOS.....	109

Lista de tablas.

Tabla 1 Sensitividad	38
Tabla 2 Velocidad de detonación (m/s).....	39
Tabla 3 Presión de detonación	40
Tabla 4 La densidad típica de algunos productos explosivos.	40
Tabla 5 Características de la dinamita.....	42
Tabla 6 Operacionalización de variables.	52
Tabla 7 Accesibilidad al área de estudio	56
Tabla 8 Resumen de las principales familias de discontinuidades.....	68
Tabla 9 Parámetros de resistencia de discontinuidades	69
Tabla 10 Resistencia de tracción indirecta.....	70
Tabla 11 Resistencia del macizo rocoso - dominio estructural.....	72
Tabla 12 Características geomecánicas del block mineralizado	76
Tabla 13 Características del explosivo.....	76
Tabla 14 Parámetros de la perforación y voladura.....	77
Tabla 15 Resumen de datos de las características geomecánicas.	86
Tabla 16 Resumen de datos de los parámetros de perforación y voladura.	87
Tabla 17 Valores entregados por el software Split Desktop-Desquinche	94
Tabla 18 Material pasante Vs porcentaje retenido-Desquinche	95
Tabla 19 Valores entregados por el software Split Desktop-Breasting.	96
Tabla 20 Material pasante Vs porcentaje retenido-Breasting.	97
Tabla 21 Valores entregados por el software Split Desktop-Rebaje de piso.	99
Tabla 22 Material pasante Vs porcentaje retenido-Rebaje de piso.	100
Tabla 23 Valores antes de utilizar el modelo matemático – X50 y P80	101
Tabla 24 Valores después de la aplicación del modelo matemático – X50 y P80 ..	101
Tabla 25 Pasante P80 – Equivalente a 10 pulgadas	102

Lista de figuras.

Figura 1: Modelo de fragmentación.	25
Figura 2: Fractura por la onda de impacto reflejado.	26
Figura 3: Trituración y agrietamiento radial la onda de choque.	33
Figura 4: Cohesión y ángulo de fricción para bloques de roca.	35
Figura 5: Desarrollo de una detonación.	36
Figura 6: Proceso de detonación.	37
Figura 7: Malla de perforación.	44
Figura 8: Malla de voladura.	45
Figura 9: Diagrama de flujo del inicio al fin de investigación.	50
Figura 10: Sección geológica estructural local	67
Figura 11: Parámetros de clasificación GSI.....	73
Figura 12: RMR según tipo de alteración – sector Santa Rosa.....	74
Figura 13: Altura de encampane de diferentes zonas del proyecto.....	74
Figura 14: Diseño de la nueva malla en desquinche.....	88
Figura 15: Ubicación de la voladura en desquinche.	88
Figura 16: Secuencia de salida en desquinche.	89
Figura 17: Diseño de la nueva malla en breasting.....	90
Figura 18: Ubicación de la voladura en breasting.....	90
Figura 19: Secuencia de salida en breasting.....	91
Figura 20: Diseño de la nueva malla en rebaje de piso.....	92
Figura 21: Ubicación de la voladura en rebaje de piso.....	92
Figura 22: Secuencia de salida en rebaje de piso.....	93
Figura 23: Fotos de la fragmentación en la voladura de desquinche.	94
Figura 24 – 1: Fotos de la fragmentación en la voladura de breasting.	95
Figura 25 – 1: Fotos de la fragmentación en la voladura de rebaje de piso.	98

Lista de gráficos

Gráfico 1: Curva de fragmentación Split Desktop-Desquinche	94
Gráfico 2: Curva de fragmentación Split Desktop-Breasting	97
Gráfico 3: Curva de fragmentación Split Desktop-Rebaje de piso.....	99
Gráfico 4: Curva de tamaño medio X50 Vs pasante P80.....	101
Gráfico 5: Curva de fragmentación en los 03 casos.....	103

Lista de anexos.

Anexo 1. Informe técnico de geomecánica.....	109
Anexo 2. Análisis de información – Phase 2.....	110
Anexo 3. Ensayo de tracción indirecta.....	111
Anexo 4. Cuadro de reporte de operaciones.....	112
Anexo 5. Cuadro de recolección de datos.....	113
Anexo 6. Plano de ubicación de la mina Cori Puno SAC.....	114
Anexo 7. Costos de perforación y voladura.....	115
Anexo 8. Fotografías.....	117

Resumen

El presente estudio de investigación fue aplicado en la empresa Cori Puno S.A.C. de la unidad minera Untuca – Puno, en el trimestre julio-setiembre 2016. Se determinó la fragmentación del mineral en la voladura de los tajeos, para optimizar el costo de fragmentación de los bancos de mineral excedentes al tamaño requerido en planta, que venían siendo un problema para la gestión de la perforación y voladura de rocas. Se ha aplicado la *Teoría de Conminución (Beke, 1985)*, con el método de investigación de tipo explicativo-experimental. Para ello se realizaron 06 pruebas experimentales en el Tajo 469 de la zona Santa Rosa: 02 desquinche, 02 breasting y 02 rebaje de piso. Se utilizó y analizó las propiedades geomecánicas del macizo rocoso, las características del explosivo (dinamita) y los parámetros de perforación y voladura para ser aplicado en el modelo matemático, se realizó un ajuste en el burden y espaciamiento, para la perforación en tajeos en el desquinche: 0.50 x 0.70 m, breasting: 0.5 x 0.85 m y en el rebaje del piso: 0.5 x 0.80 m. Después de la voladura los resultados fueron procesados en el *software Split Desktop (Split Ingenering)*, y se determinó que los fragmentos de mineral menores a 10 pulgadas, pasan en un 91.06% con un tamaño medio (X50) de 3.81 pulgadas, siendo el resultado óptimo, y también minimizamos los bancos de mineral de mayor dimensión de la que se tuvo anteriormente. En el aspecto económico el presente estudio ha demostrado un rendimiento aceptable y bajando los costos promedios de perforación y voladura de 444.72 US\$ en voladura primaria; y en voladura secundaria 79.01 US\$, demostrando que la teoría es aplicable en la práctica. En aspecto técnico, se logró reducir la voladura secundaria en un 20%, además en el aspecto de seguridad se mejoró las condiciones operativas, es decir menor exposición del hombre en la voladura secundaria de los bancos (menos HHT), menor uso de los equipos LHD (menos HM).

Palabras claves: Conminución, fragmentación, perforación, voladura de rocas.

Abstract

The present research study was applied in the company Cori Puno S.A.C. Of the Untuca mining unit – Puno, In the July-September quarter 2016. The fragmentation of the ore was determined in the blasting of the tajeos, to optimize the cost of fragmentation of ore banks exceeding the size required in plant, which were A problem for the management of drilling and blasting. The Comminution Theory has been applied (Beke, 1985), with the research method of explanatory-experimental type. For this, 06 experimental tests were carried out in the Tagus 469 of the Santa Rosa zone: 02 desquinche, 02 breasting and 02 floor recess. We used and analyzed the geomechanical properties of the rock mass, the characteristics of the explosive (dynamite) and the parameters of drilling and blasting to be applied in the mathematical model, an adjustment was made in the burden and spacing, for the drilling in tajeos in the Desquinche: 0.50 x 0.70 m, breasting: 0.5 x 0.85 m and in the recess of the floor: 0.5 x 0.80 m. After the blasting, the results were processed in Split Desktop software (Split Ingenering), and it was determined that the mineral fragments less than 10 inches passed in 91.06% with an average size (X50) of 3.81 inches, the result being Optimal, and we also minimize the larger ore banks that were previously. In the economic aspect the present study has demonstrated an acceptable performance and lowering the average costs of drilling and blasting of 444.72 US dollars in primary blasting; And secondary blasting 79.01 US \$, demonstrating that the theory is applicable in practice. In the technical aspect, it was possible to reduce secondary blasting by 20%, in addition to the safety aspect the operating conditions were improved, ie lower exposure of the man in the secondary blasting of the banks (less HHT), less use of equipment LHD (minus HM).

Key words: Comminution, fragmentation, drilling, blasting of rocks.

Introducción

La fragmentación de rocas es importante en cualquier voladura pues es de carácter trascendental para obtener una mayor producción, un eficiente acarreo del material roto y evitar las voladuras secundarias; en ese entender una voladura exitosa debe comprender diversos parámetros como son; la fragmentación del material, tipo de roca, vibraciones del terreno, apilamiento del mineral, disminución de las voladuras secundarias.

La aplicación de las propiedades geomecánicas, características del explosivo y los parámetros de perforación y voladura son considerados muy importantes al momento de ejecutar una voladura pues de ello depende los resultados en una fragmentación uniforme.

En el primer capítulo se plantea determinar una adecuada fragmentación de mineral en la voladura de tajeos con la aplicación de la teoría de conminución y la importancia de los parámetros geomecánicos de la roca y las características del explosivo, en el segundo capítulo se mencionan las bases teóricas y los antecedentes de los trabajos ejecutados anteriormente por otros autores, que servirán para el sustento de la investigación del proyecto, en el tercer capítulo se da a conocer el diseño metodológico explicativo - experimental, en el cuarto capítulo se describe la ubicación, condiciones naturales del yacimiento aurífero, la geología, morfología, y la parte de las características geomecánica de la zona Santa Rosa y por último en el quinto capítulo se expone y analiza los resultados obtenidos de la investigación verificando la hipótesis que se asumió.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1 Descripción de la realidad problemática.

La compañía (Cía.) Cori Puno S.A.C., actualmente se encuentra en una etapa de explotación mediante el método room and pillar; la producción actual es de 1 800 TMH/día y el objetivo es incrementar a 3 500 Tm/día en un largo plazo para dicha meta se requiere mineral con una granulometría efectiva y así ser transportado a planta donde la parrilla de la tolva de gruesos posee aberturas entre rieles de 10 pulgadas (24,5 cm) con el fin de clasificar el mineral de mayor tamaño, para que solamente el mineral menor a 10,0 pulgadas pase dentro de la tolva.

Al realizar la voladura en tajos de producción sea de tipo (desquinche, rebaje de piso y breasting), se obtiene resultados deficientes en la fragmentación del mineral que no están dentro del rango de 10,0 pulgadas (24,5 cm) cabe decir que excede al tamaño requerido y encontrándose así tamaño de partículas de mineral que están en el rango de 15,0 a 20,0 pulgadas, ocasionando el aumento del costo de operación; se tiene que realizar voladura secundaria, doble manipulación en el acarreo de material banqueado o se tiene que usar otros equipos para su reducción de tamaño de dichos elementos.

Si bien es cierto en voladura existen problemas en los resultados debido a que intervienen parámetros en la rotura de la roca que presenta el yacimiento, y están considerados: propiedades geomecánicas de la roca, propiedades del tipo de explosivo a utilizar y también la geometría de la perforación y voladura, al actuar estas fuerzas que se liberan entre el explosivo y la roca se obtienen resultados: fragmentación, daño y desplazamiento del material no deseado y así la voladura no está logrando totalmente sus objetivos, los costos de producción aumentan en áreas como: la voladura secundaria, acarreo, carguío, control de pilares, y chancado. Siendo ello una problemática que requiere un estudio específico en esta operación unitaria de minado de carácter prioritario en esta unidad minera.

1.2 Formulación del problema.

1.2.1 Problema general.

- ¿Cómo es la determinación adecuada de la fragmentación del mineral en voladura de tajeos aplicando la teoría de conminución en la unidad minera Untuca - Cori Puno S.A.C.?

1.2.2 Problemas específicos.

- ¿Cuál es la necesidad de aplicar las propiedades geomecánicas de la roca en el diseño de voladura de tajeos para obtener mejores resultados en la fragmentación del mineral de la unidad minera Untuca?
- ¿Cómo es el análisis del rendimiento de la energía del explosivo en la fragmentación del mineral en voladura de tajeos de la unidad minera Untuca?
- ¿Cuál es el diseño de la malla de perforación en tajeos para determinar la fragmentación del mineral de la unidad minera Untuca?

1.3 Objetivos de la investigación.

1.3.1 Objetivo general.

- Determinar la fragmentación del mineral basados en la distribución de energía explosiva y propiedades geomecánicas de la roca de la teoría de conminución y el diseño de malla, en voladura de tajeos de la unidad minera Untuca – Cori Puno S.A.C.

1.3.2 Objetivos específicos.

- Aplicar las propiedades geomecánicas de la roca en el diseño de voladura de tajeos para obtener mejores resultados en la fragmentación del mineral aplicando la teoría de conminución de la unidad minera Untuca.
- Analizar el rendimiento de la energía explosiva en la fragmentación del mineral en voladura de tajeos aplicando la teoría de conminución de la unidad minera Untuca.
- Diseñar la malla de perforación en tajeos para comprobar la fragmentación del mineral de la unidad minera Untuca.

1.4 Justificación de la investigación.

Una de las operaciones en minería es la voladura que busca un buen grado de fragmentación, dispersión de fragmentos a menor distancia, el volumen y tonelaje movido, costos, etc. Para la apertura de labores de acceso hacia un yacimiento económico para posteriormente proceder a explotarlo. En este trabajo se busca la mejora continua en la voladura.

Por lo tanto es necesario aplicar un nuevo modelo matemático en la voladura para la cía. Cori Puno S.A.C., el cual es la teoría de conminución que se basa en el proceso de reducción de tamaño de rocas, dando la energía explosiva necesaria para producir la fractura de las rocas y obtener una granulometría de determinada dimensión y así

podremos evitar este tipo de problemas, realizando distintas pruebas en la voladura y obtener el mineral con buen grado de fragmentación. Para la correcta y efectiva aplicación de la teoría de conminución requiere de ciertos criterios que son:

- Propiedades geomecánicas de la roca.
- Características del explosivo.
- Parámetros geométricos de la perforación y voladura.

La teoría de conminución nos permitirá realizar cálculos y decisiones más acertadas en cuanto a la cantidad de energía entregada por el explosivo y la energía necesaria que requiere un bloque de roca para fragmentar de un tamaño “D” a un tamaño “d”.

Así también describir la metodología que implica el proceso de fragmentación y las variables identificadas para un mejoramiento continuo, permitirá determinar los resultados de fragmentación del mineral en la unidad minera Untuca - Cori Puno S.A.C., asimismo, esto significará incorporar tecnología en su evaluación, y desarrollar herramientas técnicas a objeto que permitan predecir el comportamiento de las variables que inciden en el desarrollo de las voladuras y cabe decir que daremos una paso para lograr las metas de producción.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes de la investigación.

- Lezcano, W. (2 001), en su trabajo de investigación titulada: *Optimización de la voladura de frentes aplicando la teoría de conminución en la mina Cerro de Pasco*. Presentada a la unidad económica administrativa Cerro de Pasco concluye que; “La aplicación de la teoría de conminución es reciente en nuestras operaciones de perforación y voladura lo cual nos está dando muy buenos resultados técnico - económicos y ecológicos.”

“La teoría de conminución considera los parámetros de la masa rocosa como la del explosivo a ser utilizado para obtener un tamaño de fragmento deseado. Las evaluaciones de las voladuras en frentes se inició aplicando esta teoría desde el mes de junio a octubre del 2 001 llegando a obtener rendimientos aceptables y bajando los costos promedios de perforación y voladura de US\$ 347 a US\$ 274, con un beneficio de US\$ 73/disparo – 21 % menos respecto a la técnica aplica anteriormente; proyectándose un ahorro anual de US\$ 151 110.”

- Morales, D. (2003), en su exposición titulada: *Aplicaciones de geomecánica en voladura*. Presentada en el VII simposium internacional de perforación y voladura de rocas SIPERVOR - 2003 de la universidad nacional Jorge Basadre Grohmann, en su conclusión indica: “Que la teoría de conminución, es una herramienta efectiva para diseño de una voladura porque tiene como premisa el tipo de fragmentación requerida, propiedades geotécnicas de la roca para determinar la energía necesaria (Q3: calor de explosión) para transformar de un tamaño (D) a otro (d) de menor dimensión que la original. La eficiencia de la mezcla explosiva (energía entregada) debe considerarse en un rango de 60% a 80% para que los cálculos teóricos no difieran de lo real.”
- Poma, R. (2009), en su trabajo de investigación titulada: *Predictor de fragmentación por conminución - fragmeconm*, en su conclusión indica: “Con la aplicación del estudio, se ha podido reducir significativamente los costos incurridos en voladura secundaria, de acuerdo a los registros del primer semestre del 2009 (enero – junio); se ha invertido US\$ 38 312,03 en voladura secundaria en dicho monto está inmerso la mano de obra, explosivos, accesorios de voladura, equipos; que participaron en la eliminación de bancos que superaron los requerimientos de la planta (> 10 ”); con la aplicación del estudio, se redujo en una primera etapa a US\$ 17 797,95; que representa un 46,45 % que pasaron al rubro de gasto en voladura secundaria a utilidad en el segundo semestre del 2009 (Julio – Octubre); la proyección para cierre del segundo semestre es llegar a un 65 %.”

“A diferencias de muchos modelos matemáticos usados para la predicción de la fragmentación de rocas, la asociación de la tercera ley de conminución y la función de distribución de Rosin Rammler, predice mediante cálculos de gabinete, fragmentos con una distribución granulométrica que parte de modo inverso, en base a los resultados que deseamos lograr (llegar a fragmentar la roca a 24,5 cm. (10 pulg.), de diámetro); en este aspecto lo hace totalmente diferente a los modelos tradicionales; con lo que el análisis de cada uno de los factores que intervienen en el proceso de fracturamiento son más controlables y medibles.”

“Se ha demostrado la importancia de la interacción de las características del macizo rocoso en la perforación y la voladura, por tanto los ensayos básicos de mecánicas de rocas (resistencia a la tracción, compresión, módulo de Young).”

- Agreda, C. (2 001), en su exposición titulada: *Conceptos matemáticos básicos de la teoría de la conminución aplicada a la voladura de rocas*. Presentada en el VI simposium internacional de perforación y voladura de rocas SIPEVOR – 2 001 de la universidad nacional de ingeniería, en su conclusión indica: “Que se ha demostrado que la teoría de la conminución es una poderosa herramienta moderna, para efectuar el diseño de la voladura de rocas, obviamente que se tiene que investigar mucho más para lograr obtener resultados óptimos.”

“Se debe mencionar también que esta teoría presenta un planteamiento inverso a los métodos de diseño de las mallas de perforación y voladura tradicionales; ya que esta parte de los resultados deseados (fragmentación); variable que no se puede obtener previamente aplicando otros modelos matemáticos que ya hayan sido estudiados y/o investigados.

2.2 Bases teóricas.

2.2.1 Generalidades.

Para la aplicación de la teoría de conminución en el modelamiento de la fragmentación de la roca intervienen parámetros que serán utilizados para el proceso de voladura de rocas. Así podemos diferenciar los 3 grupos de variables:

Propiedades geomecánicas de la roca.

- Densidad aparente de la roca (w) = TM/m^3
- Resistencia dinámica a la compresión simple (r) = MPa
- Resistencia a la tracción ó tensional dinámica (rt) = MPa
- Angulo de fricción interna (ϕ) = grados ($^\circ$)
- Cohesión (c) = KPa
- Módulo de elasticidad Young dinámico (e) = MPa
- Relación de Poisson (ν), (Lopez, J., 1 980)

Características físicas - químicas de los explosivos.

- Densidad (g/cc.)
- Calor de explosión de la mezcla explosiva (kcal. /kg.) ó (Joules)
- Diámetro de la carga explosiva (mm.)
- Tamaño de fragmento requerido (m.), (ENAEX, 2 001)

Parámetros geométricos de la perforación y voladura.

- Longitud efectiva de perforación (m.)
- Ancho de la sección del bloque (m.)
- Altura de la sección del bloque (m.)
- Tiempo efectivo de perforación (min/taladro)

- Velocidad de perforación (m/min.)
- Cantidad de taladros por frente = N° taladros
- Taladros cargados = N° taladros
- Diámetro de taladro (mm.)
- Secuencia de iniciación. (Ortiz, J., 2 008)

2.2.2 Principios de la teoría de conminución.

La teoría de la conminución toma en cuenta la energía que se requiere para reducir una masa rocosa de diámetro "D" a otra más pequeña de diámetro d. Dado que la energía necesaria para producir fractura en las rocas es aquella que el mismo material almacena durante su deformación elástica hasta su punto de ruptura, entonces en la conminución debe cuantificarse las relaciones entre la energía consumida y el tamaño de fragmentos producidos u obtenidos. (Camac, A.E., 2 008)

Esta teoría plantea un análisis inverso a los métodos tradicionales, se parte de una granulometría requerida, luego evalúa la energía necesaria para obtener la fragmentación deseada y determina la cantidad de explosivo que debe entregar la energía para realizar el trabajo planteado. Además, podemos determinar parámetros importantes: como el burden y espaciamiento. (Agreda, C., 2 001)

Definición de la teoría de conminución.

La conminución como un proceso en el cual las energías mecánicas y cinéticas producidas por una máquina o cualquier otra fuente generadora de energía es transferida hacia el material (roca); produciendo en este fricciones internas y altas temperaturas, las cuales causarán subfracturamiento. (Bond F.C., 1952)

Modelo matemático de fragmentación.

Se asume un cubo de roca de dimensiones iniciales “d”, simula un fracturamiento hasta que las partículas de roca almacenen una dimensión “d”. (Ver Figura 1). Se logra un radio de reducción “r”, D/d. Número de veces que debe fracturarse la roca para alcanzar el tamaño “d” es “n”. Numero de etapas para esta reducción es “3n”. R = n (según el modelo de fracturamiento). (Camac, A.E., 2 008)

Cuando una partícula simple es fracturada por acción de esfuerzos tensionales o de compresión, la energía de deformación elástica “ed” necesaria para fracturarla por unidad del sólido. (Beke, 1964). La “ed” tendrá ≠valores tipo de esfuerzo aplicado.

$$\sigma_c > \sigma_t$$

σ_c = Fractura la roca en muchas partes de diferentes tamaños.

σ_t = Fractura la roca en dos partes.

Esfuerzos dinámicos: caso de las voladuras.

Energía elástica de deformación.

La energía total por unidad de volumen necesaria para reducir fragmentos de rocas de un tamaño “D” a otro más pequeño de tamaño “d”, está dado por la siguiente relación matemática, según (Beke, 1964).

$$Ed = \frac{(\sigma_d)^2}{2E} \dots \dots \dots (\text{ergios/cm}^3)$$

Dónde:

Ed = Energía de deformación elástica

Σd = Resistencia a la tracción dinámica de la roca (dinas/cm²)

E = Módulo de elasticidad de Young (dinas/cm²)

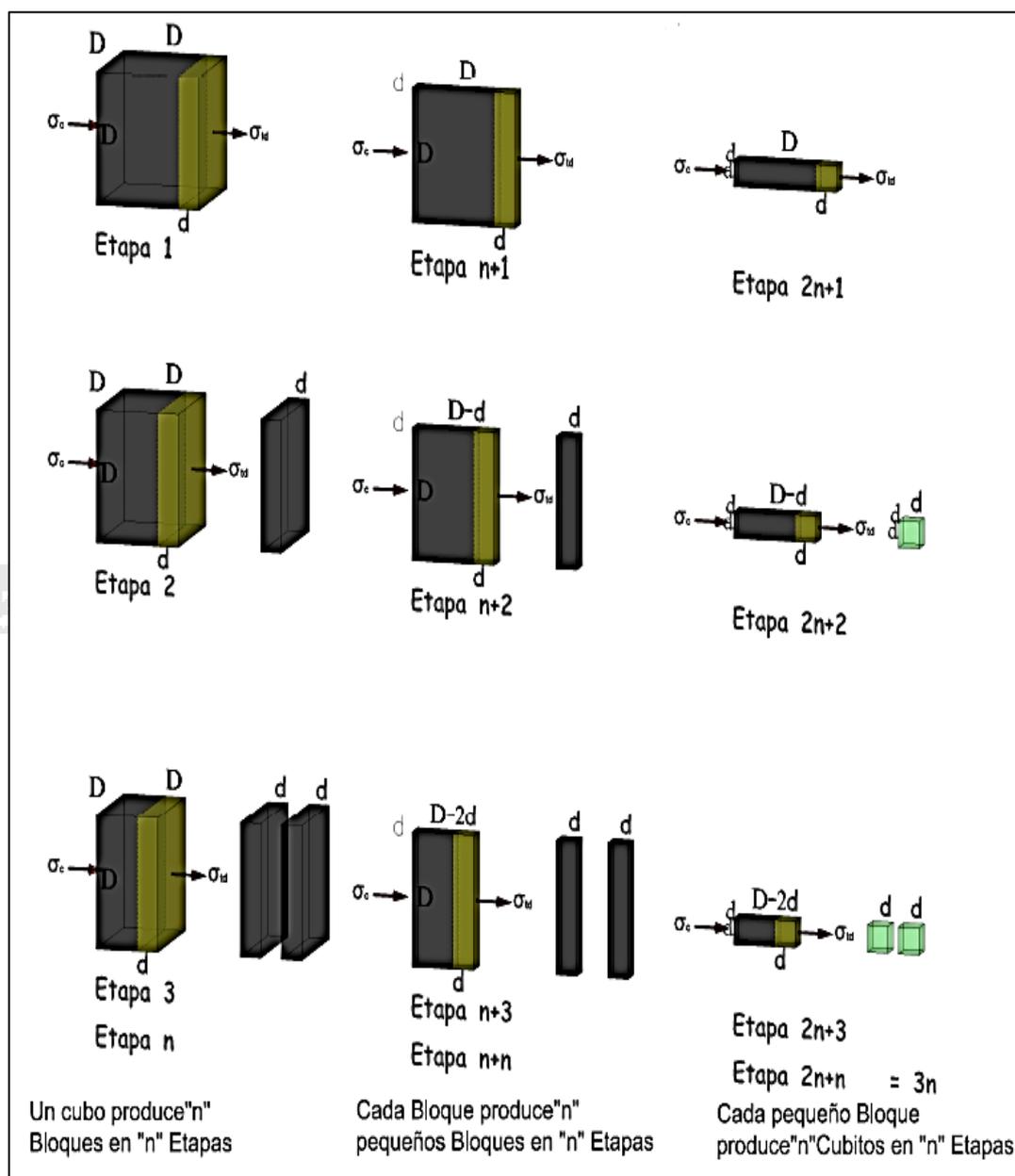


Figura 1: Modelo de fragmentación.

Fuente: Camac, A., (2008). Manual de voladuras

El cálculo de la energía de deformación (ed) necesaria para producir una nueva superficie en una masa rocosa, considera:

- Condiciones dinámicas de carga, y asume el fracturamiento por acción de los esfuerzos de tensión.(Ver Figura 2)

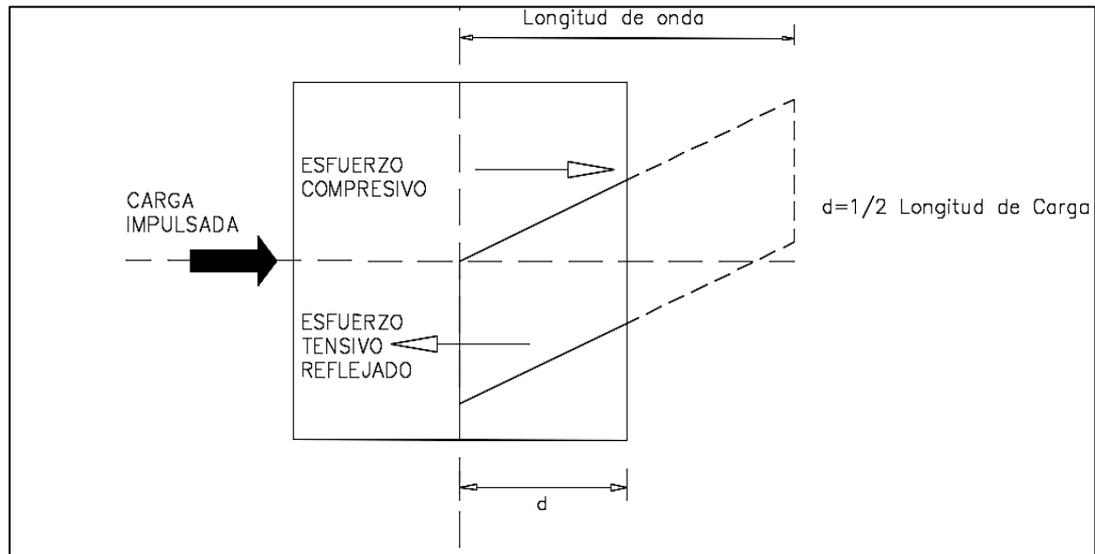


Figura 2: Fractura por la onda de impacto reflejado.

Fuente: Camac, A., (2008). Manual de Voladuras.

Relación de reducción.

$$R = \frac{F}{d}$$

Dónde:

F = Bloque de fragmento inicial

d = Bloque de fragmento requerido

Volumen total:

Vol.tot.V = Ancho del block * Altura de block * Long.efec.perforación. (cm³)

V = Cubo hipotético.

Lado del cubo del fragmento de roca de entrada o alimento (F):

$$F = \sqrt[3]{V}$$

Tamaño máximo requerido

d = Fragmento roca deseado.

Energía de deformación total requerida para fracturar la roca.

Energía de deformación para las etapas 1 a n.

Según, Camac T., Alfredo (2008)

$$\begin{aligned}
 E_1 &= edD^3 \\
 E_2 &= edD^3 (D-d) \\
 E_3 &= edD^2 (D-2d) \\
 E_4 &= edD^2 (D-3d) \\
 &\dots \\
 &\dots \\
 &\dots \\
 E_n &= edD^2 [D-(n-1)d]
 \end{aligned}$$

Respecto al eje "X":

$$\begin{aligned}
 E_x &= \sum_{i=1}^n e_{di} = edD^2 [D+ (D-d)+ (D-2d)+ (D-3d)\dots\dots+D-(n-1) d] \\
 &= edD^2 \{nD-d [1+ 2+3\dots\dots+ (n-1)]\} \\
 &= edD^2 \{RD-d [1+ 2+3\dots\dots+ (R-1)]\} ; \mathbf{R = n} \\
 &= edD^2 \left[RD - \frac{D}{R} (R-1) \frac{R}{2}\right] ; \mathbf{d = \frac{D}{R}}
 \end{aligned}$$

$$\text{Energía total} = edD^3 \frac{(R+1)}{2} \dots\dots\dots (\text{Ergios})$$

Para obtener la suma a lo largo de los 3 ejes (X, Y, Z) multiplicamos por 3 que será la energía total por volumen.

$$\text{Energía total} = 3edD^3 \frac{(R+1)}{2} (\text{Ergios})$$

Dividimos por D^3 que es el volumen para obtener la energía de deformación por unidad de volumen.

$$\text{Energía total} = 3ed \frac{(R+1)}{2} \text{ (Ergios/cm}^3\text{)}$$

(Por unidad de volumen)

$$E_t = \frac{3 \text{ ed } D^3(R+1)}{2} \dots \dots \dots \text{ (erg)}$$

Dónde:

E_t = Energía requerida para fracturar la roca

Energía total entregada por el explosivo

La energía total entregada por el explosivo en la detonación según los investigadores es del 80 % del calor de explosión. Por lo tanto, la corrección que se realiza es la siguiente. (Camac, A, 2008)

$$\Delta E = \%EEQ_3 \dots \dots \dots \text{ (erg/kg)}$$

Dónde:

ΔE = Energía total entregada por el explosivo (erg/kg)

% EE = Factor de eficiencia del explosivo.

Q_3 = Calor de explosión (erg/kcal)

Comparando con la energía entregada por la detonación de una mezcla explosiva, 80 % del total:

$$Q_3 = \text{(kcal / kg)}$$

$$(1 \text{ kcal} = 4186,8 \text{ Joules})$$

Luego la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar 1 m³ de roca de fragmentos de tamaño D a tamaño d.

La relación $R = D/d$ será:

$$W = \frac{3 \times 10^{-2}(Std)^2(R+1)Kg \text{ explosivo}}{4 EQ_3} \dots \dots \dots (2)$$

Si se utiliza un taco de B metros, la altura de carga en cada taladro será la siguiente:

$$hc = (H - B)m..... (3)$$

Dónde:

hc = Altura de carga (m)

H = Profundidad de taladro (m)

B = Burden (m)

Cantidad total del explosivo

1 kg explosivo ----- () ergios

Qe ----- () ergios

Qe = () kg de explosivo

Dónde:

Qe = Cantidad total de explosivo (kg.)

Diseño de mallas de perforación y voladura para tajeos.

i) Cálculo de la cantidad de explosivo por taladro.

Densidad de carga (Dc).

$$Dc = \frac{(\pi * \varphi e)^2 * Pe}{4}$$

Dónde:

Dc = Densidad de carga (kg/m).

φe = Diámetro del explosivo.

Pe = Densidad del explosivo.

ii) Determinación del burden y espaciamiento.

Burden. (B)

$$PB^2 - QB - R = 0$$

Dónde:

B = Burden

N = Dc * A

Dc = Densidad de carga.

A = Ancho del block mineralizado.

P = x * (Q_e + N)

X = Factor de relación B/E

Q_e = Cantidad total de explosivo requerido.

Q = N * (x * L_t - H)

L_t = Longitud de perforación.

H = Alto del block mineralizado.

R = L_t * N * H

Considerar el factor de relación B/E de acuerdo al diseño que va a realizar: E = xB;

(x = factor de relación B/E). Para el caso de mallas cuadradas x = 1, por tanto B = E.

Para el caso de malla rectangular x = 1,4; por tanto 1,4B = E; PB² - QB - R = 0

$$B = \frac{-Q \pm \sqrt{Q^2 - 4 * P * R}}{2P}$$

Espaciamiento. (E), Para el caso de mallas cuadradas x = 1; por tanto E = B. Para el

caso de malla rectangular x = 1,4; por tanto E = 1,4B.

iii) Determinación del número de taladros.

Longitud de carga (LC)

El modelamiento de la teoría de conminución, facilita una longitud de carga ideal; los ajustes se realizarán en base de pruebas en campo tomando como punto de partida de longitud de carga que se calculó.

$$LC = Lt - B$$

Dónde:

LC = Longitud de carga.

Lt = Longitud de perforación.

B = Burden práctico.

Carga por taladro (Qt)

$$Qt = LC * Dc$$

Dónde:

LC = Longitud de carga.

Dc = Densidad de carga.

Numero de cartuchos por taladros (Nc)

$$Nc = LC / \text{longitud de explosivo}$$

Dónde:

LC = Longitud de carga.

Numero de taladros (NT)

$$NT = Qe / Qt$$

Dónde:

Q_e = Cantidad total de explosivo requerido.

Qt = Carga por taladro.

2.2.3 Propiedades geomecánicas de la roca.

Principios de fragmentación

Cuando se hace detonar una carga explosiva inserta en un sólido, la energía liberada se transfiere al medio que la rodea produciendo básicamente dos efectos:

- Un impacto muy violento provocado por la repentina aplicación de la presión de detonación asociada a la onda de choque que acompaña a la reacción química.
- Depende de los parámetros del estado de detonación.
- Un efecto más retardado de empuje resultante de la expansión de los gases a alta presión y temperatura presentes en la cámara de explosión. Depende de los parámetros del estado de explosión. Konya, C., (1998)

Características geomecánicas de la roca.

El rompimiento de la roca con explosivo es una interacción entre el explosivo y la roca. Los resultados en términos de grado de fragmentación, daño y desplazamiento de la pila tronada, están determinados por las propiedades de los dos componentes. Hagan & Harries (1977), establecieron que: *Los experimentos y la práctica indican que los resultados de la tronadura están influenciados más por las propiedades de la roca que por las del explosivo.* Experiencias realizadas en canteras, minas a tajo abierto, minas de carbón de superficie y minas subterráneas soportan este aserto. ENAEX S.A. (2010)

Densidad de la Roca

Las rocas densas requieren una mayor cantidad de energía para lograr una fragmentación satisfactoria, así como un buen desplazamiento y esponjamiento del escombros. (Manual de perforación y voladura – Lopez Jimeno)

Resistencias dinámicas de la roca.

Las resistencias estáticas a compresión y tracción se utilizaron en un principio como parámetros definitorios de la aptitud de la roca a la voladura. Así se estableció el índice de volabilidad (Hino, 1959). (Ver Figura 3)

El tratamiento ortodoxo de los problemas reales obliga a considerar las resistencias dinámicas, ya que estas aumentan con el índice de carga (Rinehart, 1958; Persson Etal, 1970) pudiendo llegar a alcanzar valores entre 5 y 13 veces mayores que las estáticas.

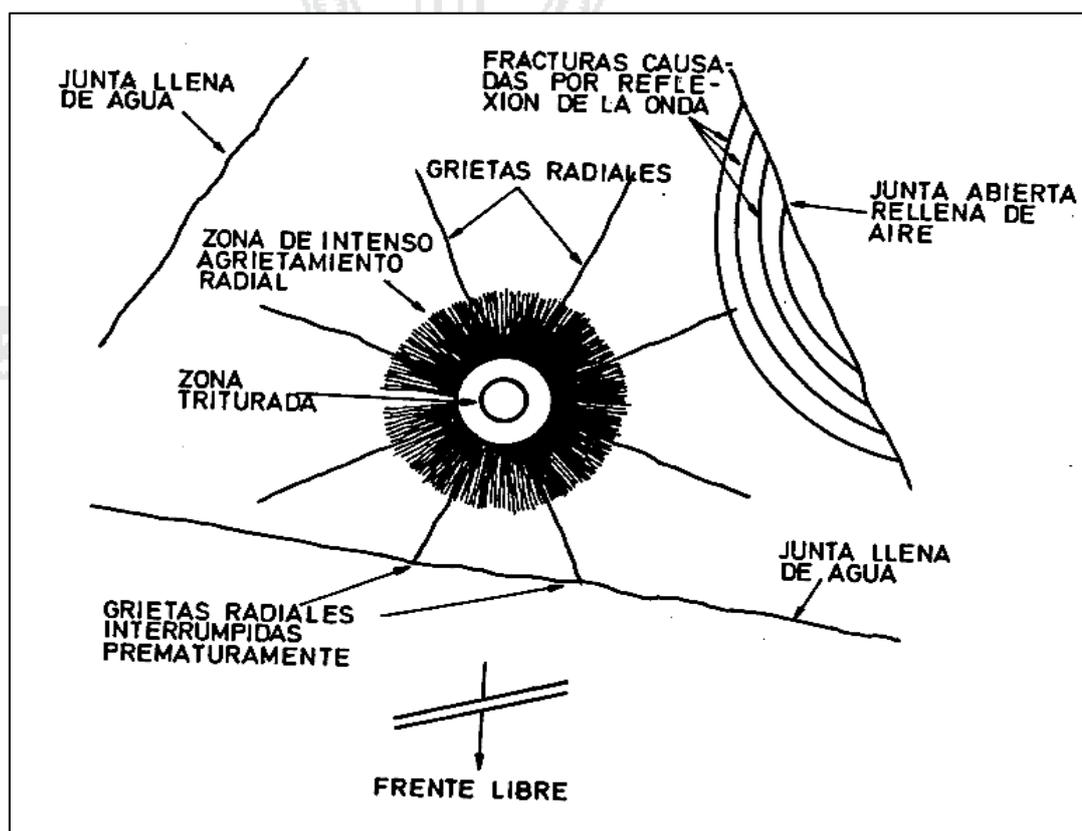


Figura 3: Trituración y agrietamiento radial la onda de choque.

Fuente: López, E., (1980). Influencia de las propiedades de las rocas y de los macizos rocosos en el diseño y resultado de las voladuras.

El módulo de Young e índice de Poisson

Para determinar las deformaciones elásticas provocadas en el mecanismo de la voladura, es preciso definir los módulos elásticos del material mediante métodos dinámicos (sísmicos) mejor que estáticos (mecánicos).

Antes de continuar, recordamos que:

- **El módulo de Young (E).** Se define como la relación entre el esfuerzo unitario de compresión o tracción y la deformación longitudinal unitaria.

$$E = \frac{\Delta F/A(\text{Esfuerzo Unitario})}{\Delta L/L(\text{Deformacion Unitaria})}$$

Para una roca en una compresión uniaxial, se define como la relación del esfuerzo axial a la deformación axial, y es por eso la medida de la cantidad de deformación en dimensión que una roca puede resistir antes de fallar. El valor obtenido de esta forma es el módulo de Young estático, debido a que la relación de carga de la muestra es tan baja que puede ser efectivamente estática. El módulo dinámico se puede determinar de prueba sísmicas en la muestra, obtenida de medidas de las velocidades de ondas compresional y de corte para el material. (ENAEX, 2 001)

- **Índice de Poisson (v).** La relación entre el cambio unitario del área de la sección con la deformación longitudinal unitaria.

$$E = \frac{\Delta S/s(\text{Cambio Unitario del área})}{\Delta L/L(\text{Deformacion Longitudinal Unitaria})}$$

Indica como el material almacena y libera energía. Así una roca con un valor alto almacenará energía más fácilmente que otra con un valor inferior. Por ello, para un nivel de energía dado se esperará una mejor fragmentación de la roca cuando el índice de Poisson se bajó (Sassa e Ito, 1 970).

Ángulo de fricción.

El ángulo de fricción es la pendiente del esfuerzo de corte relacionado con el esfuerzo normal. El ángulo de fricción F , y la cohesión C se relacionan al esfuerzo normal S , y fuerza de corte, t ; por la ecuación: ENAEX S.A., (2001)

$$t = C + S * \text{Tan}F$$

Cohesión.

La cohesión de una diaclasa es el esfuerzo de corte requerido para causar el deslizamiento de bloques en cualquier lado de la diaclasa a esfuerzo normal cero, por lo tanto, la rugosidad de la superficie de la diaclasa. ENAEX S.A. (2010) (Ver Figura 4)

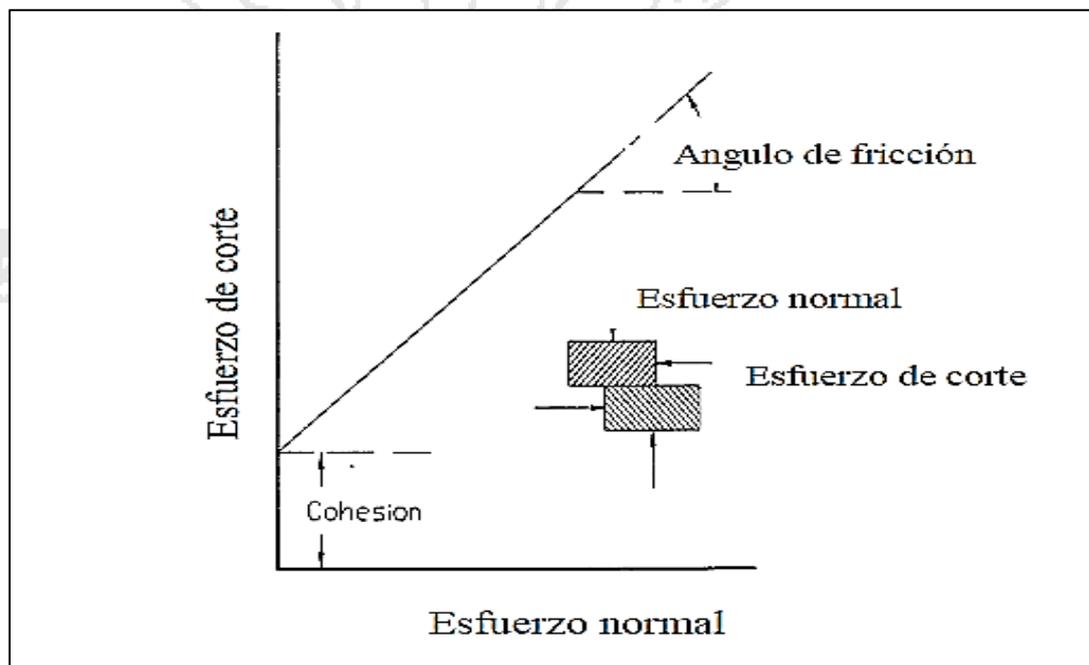


Figura 4: Cohesión y ángulo de fricción para bloques de roca.

Fuente: ENAEX S.A. (2001). Manual de tronadoras.

2.2.4 Características físicas - químicas de los explosivos.

Explosivos.

Son mezclas en meta estable de oxidantes y combustibles. Se descomponen violentamente liberando gran cantidad de energía que se utiliza para romper la roca. La mayoría de los explosivos comerciales utilizan nitratos como oxidantes, siendo el nitrato de amonio el material básico de fabricación. Otros comúnmente usados son el de sodio, calcio, potasio y algunos inorgánicos tales como aminas y hexaminas. Los

combustibles básicos para un explosivo incluyen el C y el H, ya que éstos reaccionan con el O para liberar grandes cantidades de energía. La mayoría de los combustibles son hidrocarburos que tienen una estructura básica de CH_2 . (ENAEX S.A., 2001)

Detonación.

Es un proceso físico-químico caracterizado por su gran velocidad de reacción y por la formación de gran cantidad de productos gaseosos a elevada temperatura, que adquieren una gran fuerza expansiva. (Ver Figura 5)

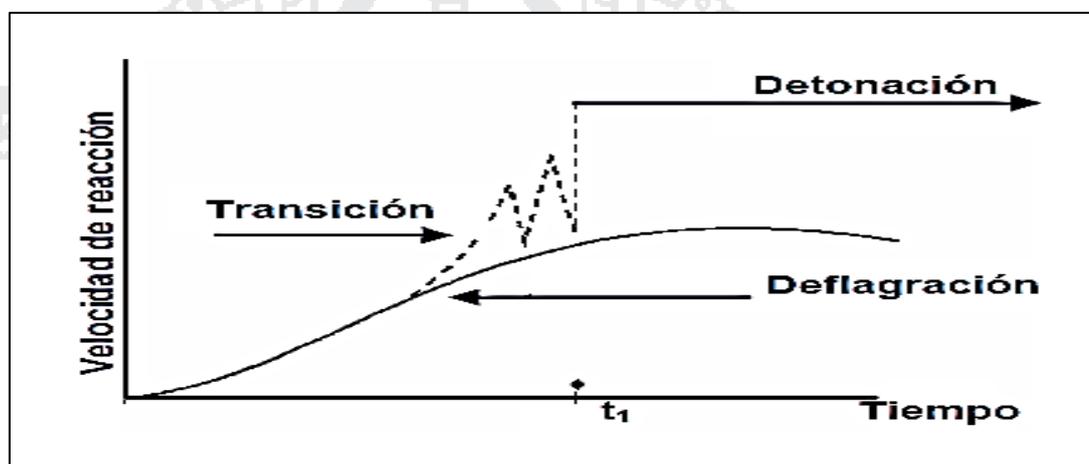


Figura 5: Desarrollo de una detonación.

Fuente: EXSA (2 003). Manual práctico de voladura.

En los explosivos detonantes la velocidad de las primeras moléculas gasificadas es tan grande que no ceden su calor por conductividad a la zona inalterada de la carga, sino que los transmiten por choque, deformándola y produciendo calentamiento y explosión adiabática con generación de nuevos gases. El proceso se repite con un movimiento ondulatorio que afecta a toda la masa explosiva y que se denomina “onda de choque”, la que se desplaza a velocidades entre 1 500 a 7 000 m/s según la composición del explosivo y sus condiciones de iniciación. (Ver Figura 6)

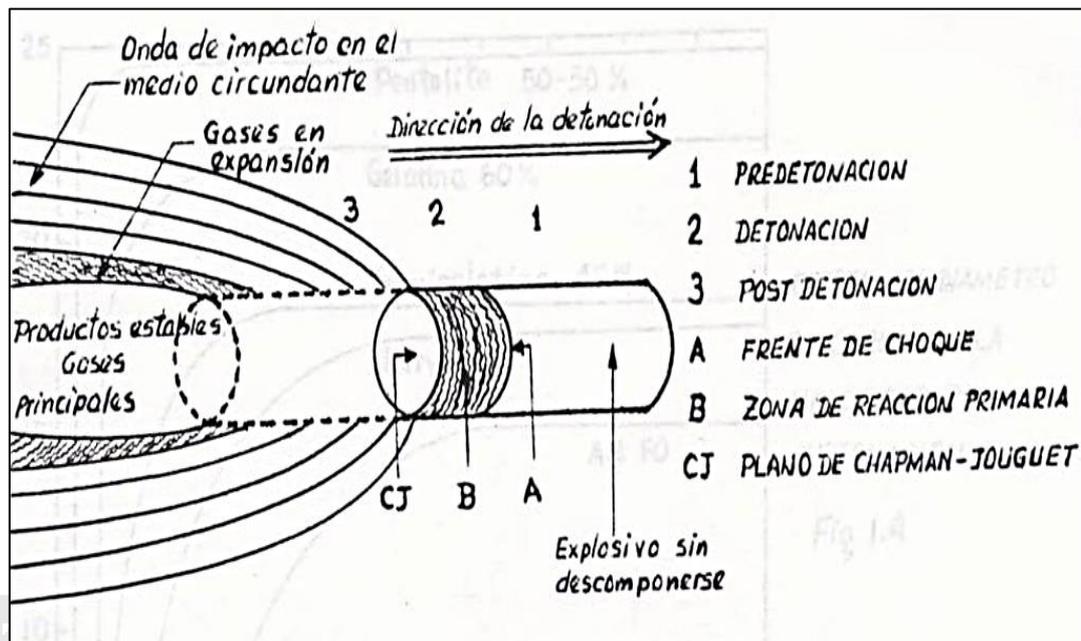


Figura 6: Proceso de detonación.

Fuente: Camac, A. (2 008). Manual de Voladuras

Termoquímica de los explosivos.

Se refiere a los cambios de energía interna, principalmente en forma de calor. La energía almacenada en un explosivo se encuentra en forma de energía potencial, latente o estática. La energía potencial liberada a través del proceso de detonación se transforma en energía cinética o mecánica. “Ley de conservación de la energía” establece que en cualquier sistema aislado la cantidad de energía es constante, aunque la forma puede cambiar, así:

$$(U_p + U_c) = cte.$$

Dónde:

U_p: energía potencial

U_c: energía cinética

Sensitividad de un explosivo.

La sensitividad de un explosivo está definida por la cantidad de energía que un explosivo requiere para detonar confiablemente. Esto es conocido en ocasiones como los requerimientos mínimos de cebado. Algunos explosivos requieren de muy poca energía para detonar confiablemente. El fulminante estándar número 8 hará detonar la dinamita y algunos de los hidrogeles y emulsiones sensibles al fulminante. Muchos factores pueden influenciar la sensitividad de un producto. Por ejemplo: la sensitividad puede reducirse debido a la presencia de agua en el barrenado, diámetro inadecuado de la carga o por temperaturas extremas. La sensitividad de un producto define los requerimientos de cebado, esto es, el tamaño y la potencia del cebo. Si la detonación confiable de la carga principal no se da, los vapores pueden aumentar, los niveles de vibración del suelo se pueden incrementar, los barrenos se pueden escopetear y se pueden provocar cantidades considerables de roca. (Ver Tabla 1)

Tabla 1

Sensitividad

Tipo	Sensitividad de riesgo	Sensitividad de desempeño
Dinamita granulada	Moderada a alta	Excelente
Dinamita gelatina	Moderada	Excelente
Emulsión encartuchada	Baja	Bueno o muy bueno
Emulsión a granel	Baja	Bueno o muy bueno
ANFO cargado neumáticamente	Baja	Mala a buena
ANFO vaciado	Baja	Mala a buena
ANFO encartuchado	Baja	Buena a muy buena
ANFO pesado	Baja	Mala a buena

Fuente: Konya, J, (1998). Manual de Konya

*Altamente dependiente de las condiciones de campo.

Velocidad de detonación del explosivo.

La velocidad de detonación puede usarse como una herramienta para determinar la eficiencia de una reacción explosiva en el uso práctico. Si surge una duda en cuanto al desempeño de un compuesto explosivo durante su aplicación, se pueden insertar sondas de velocidad en el producto; cuando el producto detona, el rango de reacción puede ser medido y así juzgar el desempeño por la velocidad registrada. Si el producto está detonando a una velocidad significativamente menor a la especificada, es una indicación que el desempeño del explosivo no cumple con las normas especificadas en la hoja técnica. (Ver Tabla 2)

Tabla 2
Velocidad de detonación (m/s)

Tipo	Diámetro		
	32 mm	76 mm	229 mm
Dinamita granulada	2100 – 5800		
Dinamita gelatina	3600 – 7600		
Emulsión encartuchada	4000 – 4600		
Emulsión a granel	2100 – 3000	4300 - 4900	3700 - 5800
ANFO cargado neumáticamente	1800 – 2100	3700 - 4300	4300 - 4600
ANFO vaciado		3000 - 3400	4300 - 4600
ANFO encartuchado		3000 - 3700	4300 - 4600
ANFO pesado			3400 - 5800

Fuente: Konya, J. (1998).

Presión de Detonación.

La presión de detonación es la que se obtiene de manera casi instantánea como resultado del movimiento de la onda de choque a través del explosivo. Cuando se inicia un explosivo con otro, la presión de choque del explosivo primario se usa para causar la iniciación del explosivo secundario. La presión de detonación puede ser

relacionada con la presión de barreno, pero no es necesariamente, una relación lineal.

(Ver Tabla 3)

Tabla 3

Presión de detonación

Tipo	Presión de detonación (Kbar)
Dinamita granulada	20 – 70
Dinamita gelatina	70 – 140
Emulsión encartuchada	20 – 100
Emulsión a granel	20 – 100
ANFO vaciado	07 – 45
ANFO encartuchado	20 – 60
ANFO pesado	20 – 90

Fuente: Konya, J (1998). Manual de perforación y voladura

Densidad del explosivo.

La densidad determina el peso de explosivo que puede cargarse dentro de un diámetro específico de barreno. Basándose en el peso, no hay una diferencia muy marcada en la energía entre diversos explosivos. La diferencia en energía sobre la base de la unidad de peso no es ni siquiera cercana a la diferencia de energía sobre la base de la unidad de volumen. (Ver Tabla 4)

Tabla 4

La densidad típica de algunos productos explosivos.

Tipo	densidad (g/cm ³)
Dinamita granulada	0,8 - 1,4
Dinamita gelatina	1,0 - 1,7
Emulsión encartuchada	1,1 - 1,3
Emulsión a granel	1,1 - 1,6
ANFO cargado neumáticamente	0,8 - 1,0
ANFO vaciado	0,8 - 0,9
ANFO encartuchado	1,1 - 1,2
ANFO pesado	1,1 - 1,4

Fuente: Konya, J. (2001).

Potencia de un explosivo.

El término potencia se refiere al contenido de energía de un explosivo que a su vez es la medida de la fuerza que puede desarrollar y su habilidad para hacer un trabajo. La clasificación de potencia es engañosa y no compara, de manera certera, la efectividad de fragmentar la roca con el tipo de explosivo. En general se puede decir que, la clasificación de potencia, es sólo una herramienta para identificar los resultados finales y asociados con un producto específico.

Cohesividad de un explosivo.

La cohesividad se define cómo la habilidad de un explosivo de mantener su forma original, Hay ocasiones en que el explosivo debe mantener su forma original y otras en que debe fluir libremente. Como ejemplo, cuando se hacen voladuras en roca muy fragmentada y agrietada, definitivamente se debe utilizar un explosivo que no fluye hacia las grietas causando con esto que el taladro quede sobrecargado.

Dinamita semigelatina.

Las dinamitas semigelatinas son similares a las gelatinas de amonio excepto que una mayor cantidad de la mezcla de nitroglicerina, nitrocelulosa y nitrato de sodio se reemplaza con nitrato de amonio.

Las semigelatinas son menos resistentes al agua y más baratas comparadas con las gelatinas de amonio.

Debido a su naturaleza gelatinosa, tienen mayor resistencia al agua que muchas de las dinamitas granuladas y frecuentemente se utilizan bajo condiciones húmedas y algunas veces como iniciadores de agentes explosivos. (Ver Tabla 5)

Tabla 5

Características de la dinamita.

Ingredientes	Dinamita granulada	Dinamita gelatina	Características
Mayor contenido de Amonio.	Dinamita pura	Gelatina pura	Menor resistente al agua. Presión de detonación Velocidad de detonación. Densidad. Potencia.
Menor contenido de nitroglicerina.	Dinamita amoniacal de alta densidad	Gelatina amoniacal	
	Dinamita amoniacal de baja densidad	Semigelatina	

Fuente: Konya, J., (1998). Manual de perforación y voladura.

2.2.5 Parámetros geométricos de la perforación y voladura.

Diámetro de perforación.

La selección del diámetro adecuado del barreno para cualquier trabajo requiere una evaluación en dos partes. La primera parte considera el efecto del diámetro del barreno en la fragmentación, soplo de aire, roca en vuelo y vibración del terreno. La segunda parte considera la parte económica de la barrenación. Depende del tipo de aplicación en que el taladro será utilizado. Como regla general, el de “menor diámetro factible” será el más adecuado y económico de realizar.

Longitud de taladro.

Para calcular la longitud de taladro se aplica la teoría de Holmberg que está dado por la relación.

$$H = 0,15 + 34,1\phi - 39,4\phi^2 \dots(m)$$

Dónde:

H = Profundidad

φ = Diámetro de taladro vacío.

Longitud de carga explosiva (Lc).

El modelamiento de la teoría de conminución, proporciona una longitud de carga ideal; las correcciones se realizarán en base a pruebas de campo tomando como punto de partida de longitud de carga calculada.

$$Lc = Lt - B$$

Dónde:

Lc = Longitud de carga.

Lt = Longitud de taladro.

B = Burden práctico.

Burden (B)

$$PB^2 - QB - R = 0 \dots\dots Eq.08$$

Dónde:

B = Burden

$$N = Dc * A \dots\dots Eq.09$$

Dc = Densidad de carga.

A = Ancho del block mineralizado.

$$P = x * (Q_e + N) \dots\dots Eq.10$$

X = Factor de relación B/E

Q_e = Cantidad total de explosivo requerido.

$$Q = N * (x * L_t - H) \dots\dots Eq.11$$

L_t = Longitud de perforación.

H = Alto del block mineralizado.

$$R = L_t * N * H \dots\dots Eq.12$$

Considerar el factor de relación B/E de acuerdo al diseño que va a realizar: $E = xB$;

($x =$ Factor de relación B/E).

Para el caso de mallas cuadradas $x = 1$; por tanto $B = E$.

Para el caso de malla rectangular $x = 1,4$; por tanto $1,4B = E$.

$$PB^2 - QB - R = 0$$

$$B = \frac{-Q \pm \sqrt{Q^2 - 4 * P * R}}{2P} \dots \dots Eq. 13$$

Espaciamento. (E)

Para el diseño se considera una malla rectangular; por tanto la relación $E = xB$; $B/E = 1,4$; para ($x = 1,4$); entonces $E = 1,4B$ (Ver Figura 7 y 8)

Taco:

En rocas masivas $T = B$

En rocas estratificadas $T = 0,7B$

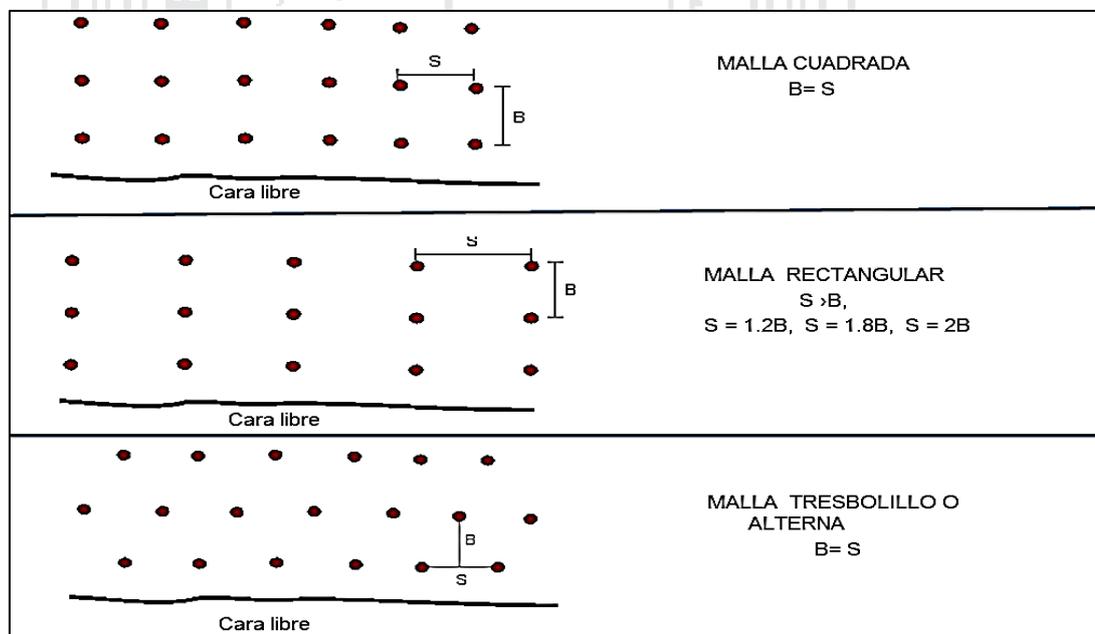


Figura 7: Malla de perforación.

Fuente: Camac, A., (2008). Manual de perforación y voladura.

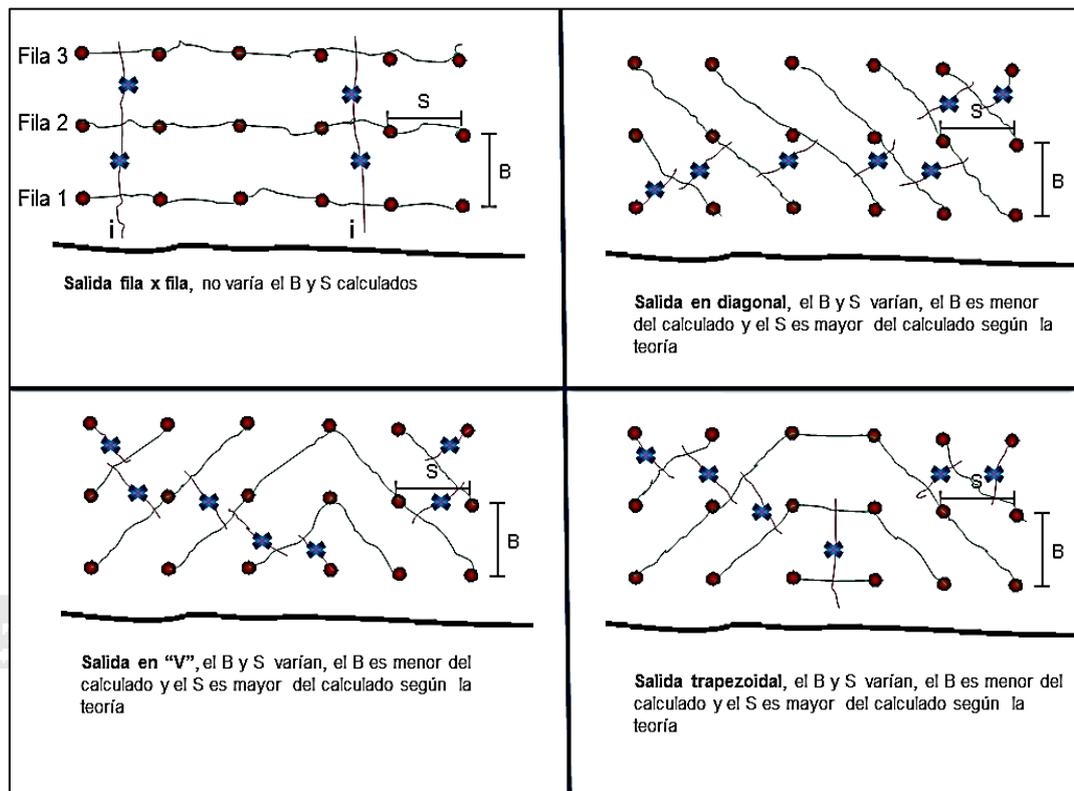


Figura 8: Malla de voladura.

Fuente: Camac, A., (2008). Manual de perforación y voladura.

2.3 Definición de conceptos.

Acoplamiento de explosivo en un taladro.

Se refiere al grado de intimidad entre el explosivo en un pozo y la roca que lo rodea. Cuando el diámetro del explosivo es menor que el del pozo, se dice que la carga está desacoplada, con la relación de desacople definido como la razón entre el volumen de la carga al volumen del pozo.

Burden.

El burden de un pozo se refiere a la dimensión lineal entre el pozo y la cara libre y se mide perpendicular a la dirección de la línea de pozos que constituyen una fila.

Espaciamiento.

El espaciamiento entre taladros de una voladura se refiere a la dimensión lineal entre taladros adyacentes que forman una fila, y se mide usualmente paralelo a la cara libre.

Factor de carga.

Éste es el término usado para describir la cantidad de explosivo usado para romper un volumen o peso unitario de roca, El término tiene por eso las unidades de kg/m^3 o kg/ton .

Geomecánica.

Estudia el comportamiento del macizo rocoso.

Macizo rocoso.

Conjunto de matriz rocosa y discontinuidades. Presenta carácter heterogéneo, comportamiento discontinuo y normalmente anisótropo, consecuencia de la naturaleza, frecuencia y orientación de los planos de discontinuidad, que condicionan su comportamiento geomecánico e hidráulico.

Matriz rocosa

Material rocoso sin discontinuidades, o bloques de roca entre discontinuidades. (Se caracteriza por su densidad, deformabilidad y resistencia; por su localización geográfica; y por su litología, ya sea ésta única o variada).

Mina

Yacimiento de donde se extrae el mineral rentable mediante un sistema productivo. Que es posible aplicar dos métodos ya sean de tipo subterráneo o de método superficial. La extracción se efectúa por etapas: primero se hace exploraciones, luego perforaciones diamantinas y, si se encuentra mineral, se procede a hacer una explotación de una mina.

Roca.

Agregado natural de partículas de uno o más minerales, con fuerte unión cohesiva permanente, que constituyen masas geológicamente independientes y cartografiables.

Taladro perforado

Perforación que se hace en un frente para rellenarlo de dinamita u otro explosivo a fin de realizar una voladura. De acuerdo a su ubicación se denomina alza, rastra y arranque.

Suelo.

Agregado natural de partículas minerales granulares y cohesivas, separables por medios mecánicos de baja energía o por agitación en agua.

Voladura primaria.

Acción por la cual la presión de gases originados de compuestos químicos fragmenta la roca.

Voladuras secundarias.

Se utilizan cuando se obtienen fragmentos de rocas de mayor dimensión de la voladura principal, los cuales por su tamaño representan un problema para su manejo.

Yacimiento minero.

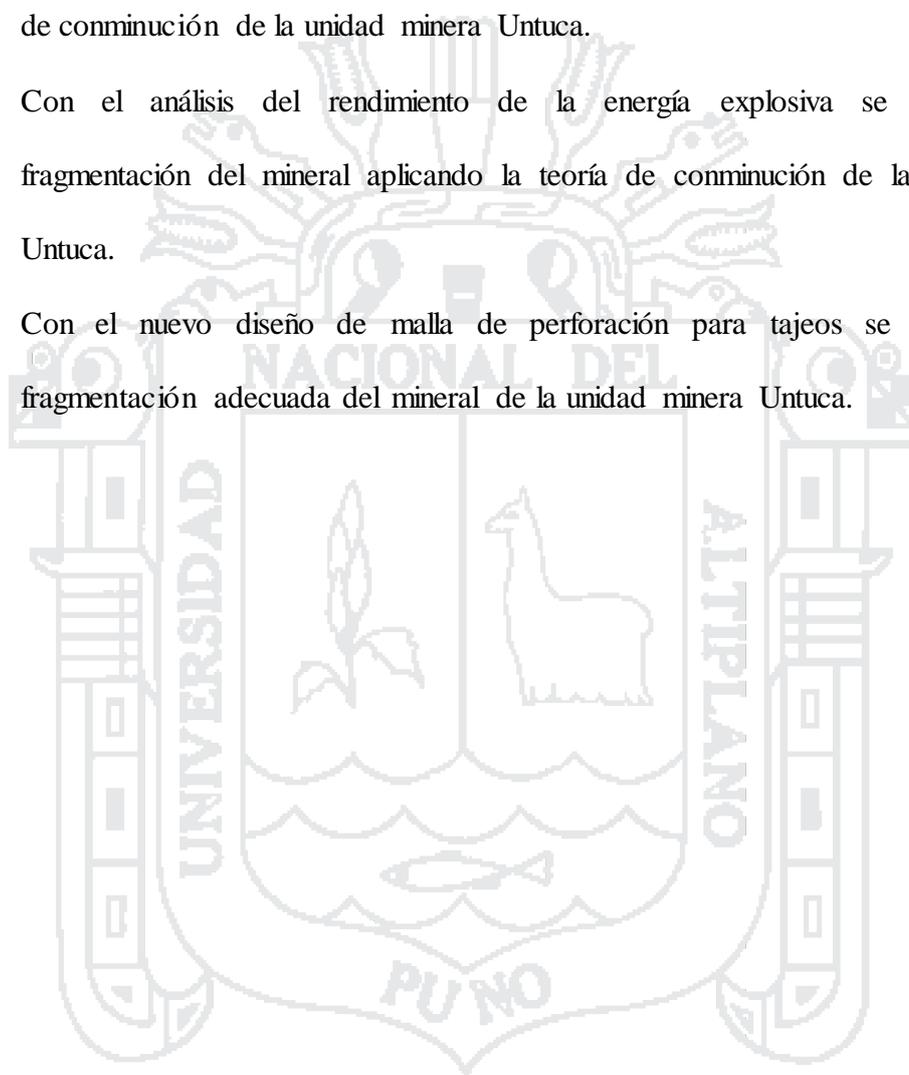
Depósito natural de rocas o mineral rentable, donde generalmente se abre una mina.

2.4 Formulación de hipótesis y variables.**2.4.1 Hipótesis general.**

- Con la aplicación de la teoría de conminución, basados en las propiedades geomecánicas de la roca y la distribución de energía explosiva, se determinará una fragmentación adecuada del mineral de la unidad minera Untuca – Cori Puno S.A.C.

2.4.2 Hipótesis específicos.

- Con la aplicación de las propiedades geomecánicas de la roca se obtendrá mejores resultados en la fragmentación del mineral en la voladura de tajeos aplicando la teoría de conminución de la unidad minera Untuca.
- Con el análisis del rendimiento de la energía explosiva se determinará la fragmentación del mineral aplicando la teoría de conminución de la unidad minera Untuca.
- Con el nuevo diseño de malla de perforación para tajeos se comprobará la fragmentación adecuada del mineral de la unidad minera Untuca.



CAPÍTULO III

DISEÑO METODOLÓGICO DE INVESTIGACIÓN

3.1 Diseño metodológico.

El tipo de estudio que se realizará es de una estrategia *experimental*, de **causa-efecto**, deficiente grado de fragmentación del mineral y su efecto serán los resultados que se tienen después de la voladura si es o no el diseño aceptable. El método de investigación es *explicativo-experimental*, se utilizará el principio del modelo matemático de la teoría de conminución basado en el proceso de reducción de tamaño de rocas, aplicando un nuevo diseño de malla de perforación y voladura, realizando pruebas de campo, observar el comportamiento de la nueva malla, evaluar los resultados del nuevo diseño y determinar la nueva fragmentación requerida con una distribución granulométrica eficaz. Se tomará la recolección de datos en campo para ser procesados y obtener un tamaño regular de fragmentos para probar la hipótesis y la curva que represente la fragmentación de la investigación (modelo de fragmentación teórica). Para ello se adjuntará la fragmentación procesada por la computadora con datos precisos después de realizar la voladura (modelo de fragmentación práctico). (Ver Figura 9)

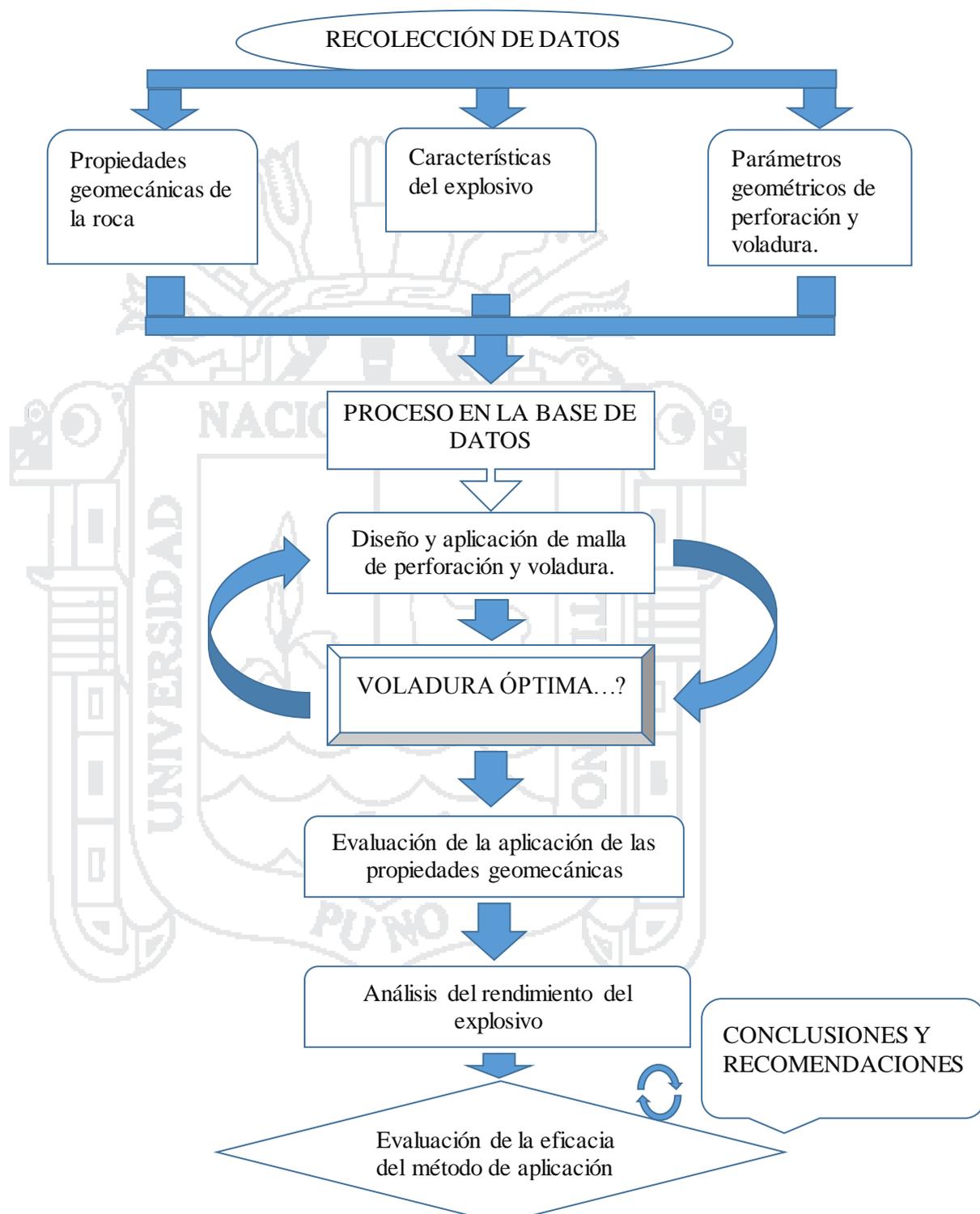


Figura 9: Diagrama de flujo del inicio al fin de investigación.

Fuente: Elaboración propia.

3.2 Población y muestra.

Población.

En el trabajo de investigación la población está constituida por labores ya preparadas (tajos; desquinche, breasting, rebaje de piso) ubicados en las operaciones de explotación de minerales auríferos en la mina Cori Puno S.A.C.

Muestra.

La muestra es una fracción de la población, para este caso de las distintas voladuras que se realizan en los tajeos se tomarán 06 voladuras llevadas a cabo por la contrata Rumage S.A., las cuales serán correctamente monitoreadas desde un punto de vista de diseño, fragmentación y distribución granulométrica.

Se tomarán 02 fotografías después de cada voladura para después ser procesados en el software Split Desktop para su respectiva medición de la fragmentación

3.3 Operacionalización de variables.

3.3.1 Variable independiente.

- Aplicación de la teoría de conminución en la voladura de tajeos en la mina Cori Puno S.A.C.

3.3.2 Variable dependiente.

- La fragmentación del mineral de la voladura en tajeos de la mina Cori Puno S.A.C.

Tabla 6
Operacionalización de variables.

Variables	Indicadores	Escala de medición
<p>Variable independiente</p> <p>Aplicación de la teoría de conminución en la voladura de tajeos en la mina Cori Puno S.A.C</p>	<ul style="list-style-type: none"> Densidad aparente de la roca (W) Resistencia dinámica a la compresión simple (R) Resistencia a la tracción ó tensional dinámica (Rt) Angulo de fricción interna (\emptyset) Cohesión (C) Módulo de elasticidad Young dinámico (E) Densidad del explosivo Calor de explosión de la mezcla explosiva Diámetro de la carga explosiva Diámetro de taladro Longitud efectiva de perforación Carga explosiva por taladro Longitud de carga 	<p>TM/m³</p> <p>MPa</p> <p>MPa</p> <p>Grados(°)</p> <p>KPa</p> <p>MPa</p> <p>g/cc.</p> <p>kcal/kg.</p> <p>mm.</p> <p>mm.</p> <p>m.</p> <p>kg/m</p> <p>m.</p>
<p>Variable dependiente</p> <p>La fragmentación del mineral de la voladura en tajeos de la mina Cori Puno S.A.C.</p>	<ul style="list-style-type: none"> Cantidad de taladros por frente Burden Espaciamiento Tamaño de partícula requerida Distribución granulométrica Producción 	<p>N° taladros</p> <p>m.</p> <p>m.</p> <p>m.</p> <p>m.</p> <p>TMH</p>
<p>Variable interviniente</p> <p>Parámetros geométricos de perforación y voladura.</p>	<ul style="list-style-type: none"> Energía de deformación (conminución) Velocidad de detonación Factor de energía Factor de carga Tiempo efectivo de perforación Velocidad de perforación 	<p>Ergios/cm³</p> <p>m/s</p> <p>kcal/m³</p> <p>kgExpl./TMH</p> <p>min/taladro</p> <p>m/min.</p>

Fuente: Elaboración propia.

3.4 Técnicas de recolección de datos.

Las pruebas de campo como recolección de datos, es una de las técnicas aplicativas más recurrentes en el marco educativo, por su riqueza de información y la forma aplicativa en la formación del estudiante durante el proceso de enseñanza y aprendizaje.

Se llevará un control diario de los resultados de los disparos y se acumulará los respectivos análisis en una base de datos, de tal forma que dicha información pueda ser usada y determinar si el diseño empleado necesita variarse o darle continuidad en los respectivos tajeos donde se superponga la información recogida.

Observación de la aplicación de la teoría de Conminución in situ.

Procedimiento para la aplicación del modelo matemático previa supervisión:

- 1) Se capacitará al personal obrero sobre la implementación del nuevo modelo matemático “Teoría de Conminución” y los beneficios sobre la adecuada fragmentación del mineral y el uso correcto de los explosivos que serán empleados en las pruebas que se realicen con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura en tajeos.
- 2) Realizaremos una inspección minuciosa del área donde se desarrollarán las pruebas de voladuras de tajeos.
- 3) Se deberá marcar el diseño de malla de perforación de tajeos de acuerdo a los cálculos realizados.
- 4) Una vez culminado con la perforación, se procederá con el carguío de taladros con la cantidad de explosivo que se calculó para el nuevo modelo matemático.
- 5) Se recolectará los datos de los parámetros geométricos de perforación y voladura minuciosamente de acuerdo a los formatos que se presentan en el Anexo 5.

Observación de resultado de fragmentación mediante análisis de imágenes.

Procedimiento para obtención de imágenes en la unidad minera Untuca:

- 1) Para realizar este trabajo es necesarios dos personas, de los cuales una debe tomar las imágenes y la otra deberá subir a la pila y colocar las unidades de medida. Estando cerca de la pila o frente de carguío cerciorarse de las condiciones del terreno.
- 2) Con los instrumentos de muestreo acérquese a la pila o al frente de carguío y empiece a muestrear. Se debe empezar el muestreo con un enfoque ampliado o vista panorámica de toda la pila o el frente de minado donde se incluya todo el rango de tamaños. Área mínima de 6 m x 6 m.
- 3) Para eliminar distorsiones, las imágenes deben ser tomadas perpendicularmente a la pendiente del terreno. Para eliminar errores de escalamiento las unidades de escala deben estar en distintos puntos a lo largo de la pendiente. Para el barrido o secuencia de tomas fotográficas mover horizontalmente la escala en forma de zig-zag en el frente, para tener muestras representativas del material y reducir el error por segregación de tamaños de roca.
- 4) Ubicar la escala del material volado. La fotografía debe abarcar aproximadamente una ventana de 2m, superior, inferior, izquierdo y derecho desde la escala.
- 5) La cantidad de imágenes no es fijo y cambia depende a la situación del frente, sin embargo no debe ser menor a 3 fotos.
- 6) Para el muestreo en la descarga del mineral asegurar un mejor encuadre y eliminar el error de inclinación del material apilado, es conveniente alejarse unos 30 cm del frente y aplicar el zoom máximo.

Instrumentos

- Libreta de campo

- Cuadros de producción.
- Cámara fotográfica.
- Flexómetro.
- Laptop.
- Pelota de básquet.
- Pica.

3.5 Técnicas de procesamiento de la información.

Se utilizará los programas diferentes de minería para calcular los siguientes cálculos:

- Software aplicativo:

Bases de datos.

Las bases de datos serán alimentadas diariamente con los cuadros de reportes de operaciones de la recolección de datos que se presenta en el Anexo 4.

Hojas de cálculo de excel.

Utilizaremos esta herramienta para el cálculo matemático de la teoría de conminución con la ayuda de una calculadora científica.

Software Split Desktop

Nos determinará la distribución granulométrica de la fragmentación del mineral mediante una curva de fragmentación con la ayuda de fotografías tomadas después de la voladura de tajeos.

- Graficadores: AutoCAD, Excel, etc.

CAPÍTULO IV

CARACTERIZACIÓN DEL ÁREA DE INVESTIGACIÓN

4.1 Aspectos generales.

Ubicación

La unidad está situada en el paraje Cochapata, distrito de Quiaca, provincia de Sandía, departamento de Puno, en las estribaciones orientales de la cordillera oriental del sur del Perú, con altitudes que van de 3 900 msnm hasta 5 000 msnm.

Accesibilidad

Se muestra en la Tabla 7 la ruta, el tiempo y la distancia en kilómetros.

Tabla 7
Accesibilidad al área de estudio

Ruta	km.	Tipo de vía	Tiempo
Lima – Arequipa	1 050	Carretera asfaltada	16 h
Arequipa – Juliaca	280	Carretera asfaltada	5 h
Juliaca – Putina	90	Carretera asfaltada	2 h
Putina - Desvio Ananea	50	Carretera afirmada	2,5 h
Desvio Ananea- Untuca	48	Carretera afirmada	2 h
Untuca – Proyecto	11	Carretera afirmada	0,5 h
TOTAL	1 529	...	28 h

Fuente: Departamento de planeamiento Cori Puno SAC.

Fisiografía y topografía

El área de estudio y zonas adyacentes presenta un relieve característico de ambiente de sierra (puna), en los cuales los procesos de geodinámica externa se han sobrepuesto a los procesos tectónicos más antiguos. Así, el desarrollo morfo-estructural cretáceo - cuaternario, ha dado lugar a la configuración de ciertas unidades geomórficas y relieves peculiares entre los que destacan lomas, valles y cumbres. Las lomas y colinas se localizan por el lado norte y sur de la unidad minera Untuca, estos son promontorios donde su morfología es ondulada, moderadamente agreste, con un talud entre los 30 ° a 40 ° con escasa vegetación y poca cobertura de suelo. En las zonas bajas se han formado acumulaciones de detritus y material fluvio-glaciar.

Las zonas de depresión se localizan al pie del flanco de la zona de alta cordillera, la cual presenta un relieve plano que ha sido rellenado por material morrénico y fluvio-glaciar y que posteriormente fue erosionado en diferentes niveles, dando como resultado una serie de planicies a diferente altitud. Las zonas de cumbres y glaciares se caracterizan por un relieve muy abrupto, con crestas y aristas agudas producto de la acción glaciar, debido a la presencia de altas montañas, han conformado una cadena que se prolonga tanto al NW como al SE. Estas montañas de crestas agudas corresponden a afloramientos de cuarcitas, filitas, esquistos y pizarras que conforman la formación Sandia y Ananéa. Estas rocas se encuentran plegadas, falladas y afectadas por un metamorfismo de bajo grado.

Clima y vegetación

La zona de Untuca presenta un clima de bajas temperaturas entre los meses mayo a agosto, llegando hasta los - 25° C. La vegetación es incipiente, consecuencia del clima adverso, donde la principal vegetación es el Ichu.

Hidrología

Este estudio considera la evaluación hidrológica de la microcuenca de la quebrada Ananea donde se ubican las instalaciones del proyecto y las microcuencas de las quebradas contiguas como son las quebradas Umalanta y Azoguine. La hidrografía del área de estudio pertenece a la cuenca del río Inambari; a la subcuenca de la quebrada Lumbrara y a las microcuencas de las quebradas Azoquine, Ananea, Umalanta, y Totorani. En las microcuencas las zonas de descarga natural del agua subterránea, se ubican en las partes intermedias a bajas de las microcuencas, lugares donde se manifiestan como manantiales con un caudal variable muchas veces dándole un carácter temporal.

Hidrogeología

Del estudio hidrogeológico se determinó la existencia de 03 lagunas (Ananea, Umalanta y Pulluncuyunoc) en la zona del proyecto. Los caudales medidos del aforo que se produce en los piezómetros y perforaciones que presentan artesianismo y son menores a 2,2 l/seg.

En base a la elaboración de las líneas isopiezas, el flujo subterráneo que subyace a las actividades de la mina Untuca tiene una dirección suroeste-noreste. En las investigaciones geotécnicas por medio de calicatas de exploración y perforaciones diamantinas, se ha encontrado niveles freáticos que varían desde 1,00 metro a los 5,00 metros de profundidad.

Estos niveles de agua son considerados superficiales, y corresponden al agua retenida en materiales cuaternarios conformado por gravas limosas con contenido de arenas y arcillas.

4.2 Geología

4.2.1 Geomorfología

El área de estudio y zonas adyacentes presenta un relieve característico de ambiente de sierra (Puna), en los cuales los procesos de geodinámica externa se han superpuesto a los procesos tectónicos más antiguos. Así, el desarrollo morfo-estructural cretáceo-cuaternario, ha dado lugar a la configuración de ciertas unidades geomórficas y relieves peculiares entre los que destacan lomas, valles y cumbres. Las lomas y colinas se localizan por el lado norte y sur de la unidad Untuca, estos son promontorios donde su morfología es ondulada, moderadamente agreste, con un talud entre los 30° a 40° con escasa vegetación y poca cobertura de suelo. En las zonas bajas se han formado acumulaciones de detritus y material fluvio-glaciar. Las zonas de depresión se localizan al pie del flanco de la zona de alta cordillera, la cual presenta un relieve plano que ha sido rellenado por material morrénico y fluvio-glaciar y que posteriormente fue erosionado en diferentes niveles, dando como resultado una serie de planicies a diferente altitud. Las zonas de cumbres y glaciares se caracterizan por un relieve muy abrupto, con crestas y aristas agudas producto de la acción glacial, debido a la presencia de altas montañas, han conformado una cadena que se prolonga tanto al NW como al SE. Estas montañas de crestas agudas corresponden a afloramientos de cuarcitas, filitas, esquistos y pizarras que conforman la formación Sandia y Ananea. Estas rocas se encuentran plegadas, falladas y afectadas por un metamorfismo de bajo grado.

4.2.2 Geología regional

En el área de la cadena oriental sur de la cordillera de los andes del Perú, afloran rocas sedimentarias del paleozoico, integrado por la formación sandia, la más antigua y la

formación Ananea, que son secuencias de rocas monótonas de pizarras, cuarcitas y filitas.

Formación Sandia (Os-s)

Es la unidad litoestratigráfica más antigua del paleozoico en el área. Fue definido inicialmente por Laubacher (1978) en el valle de Sandia, constituida por una secuencia detrítica de pizarras oscuras e intercaladas con cuarcitas que van de metros a milímetros de ancho. Se ha catalogado como edad caradociana del ordovícico. Por tratarse de una sedimentación impuesta por las filitas y lutitas, cuyas estructuras internas corresponden a flaser bedding, lenticular bedding, wave bedding y otras, indicarían que la formación se habría sedimentado en un ambiente de llanura tidal.

Formación Ananea (Sd-a)

Fue denominada así por Laubacher (1978) en la cordillera oriental. Consiste en una gruesa serie de esquistos pizarrosos con composición mineralógica de muscovita, cuarzo, sericita, clorita, que están afectados por un metamorfismo de tipo epizonal. Se intercala algunos bancos masivos de areniscas de grano fino. Sus contactos estratigráficos con la formación infrayacente están relacionados a un fallamiento inverso que muestra a la formación Sandia cabalgando sobre la formación Ananea, mientras que el contacto con la formación suprayacente no se observa. Catalogado perteneciente al silúrico-devónico.

Depósitos cuaternarios

Los depósitos cuaternarios se encuentran distribuidos en el área de estudio, como los depósitos morrénicos conformado por clastos sin ningún arreglo, disperso en una matriz limo-arcillosa-arenosa. En estos depósitos existen variaciones en la composición litológica de los clastos, dependiendo de su lugar de origen. Los

depósitos morrénicos tienen una importancia económica debido a sus contenidos de placeres auríferos. Los depósitos aluviales están constituidos por limos y arcillas retrabajados de substratos pliocénicos. Los depósitos aluviales son producto de la meteorización del substrato rocoso el cual es transportado muy lentamente o en forma muy violenta por la acción fluvial y depositada en las depresiones. Los depósitos coluviales se localizan al pie de los flancos de los cerros producto de la meteorización.

Rocas intrusivas

Se localizan al NW del área de estudio en el cerro Utccuccaca, de composición granítico ácido que ha intruído a las rocas del paleozoico inferior (formación Sandia). Probablemente controlada por un sistema de fallamiento de dirección NW. En la zona intruída se observan rocas esquistosas, producto del metamorfismo de contactos.

4.2.3 Geología local

Los yacimientos de Pomarani y Santa Rosa se encuentran localizados en la formación Sandia. Estos sectores litológicamente están compuestos por rocas pizarras - filitas de color negro, de grosores milimétricos a centímetros, de aspecto lustroso en los planos de estratificación, originados por la presencia de muscovita y clorita. Estas filitas y pizarras están intercaladas con cuarcitas blancas y grises de grano fino a medio. El azimut de las capas es de N 100°- 155° E y buzamiento de N 7°-22° SW. Dichas rocas han sufrido fallamiento debido a esfuerzos tectónicos. En la zona de estudio se observan depósitos morrénicos ubicados alrededor de la laguna Ananea, originados por la acción glaciaria, constituido por material removido y acarreado por el hielo, integrado por bloques sub-angulosos de filitas, pizarras, cuarcitas, cuarzos, envueltos en una matriz arenosa-arcillosa. También se observan depósitos aluviales

conformados por gravas y arenas de filitas, pizarras, cuarcitas, limos y arcillas en espesores variables y depositados en quebradas.

4.2.4 Geología estructural

El área de estudio ha sido afectada desde el paleozoico hasta el cretácico por esfuerzos compresivos y tensionales a través del tiempo, los cuales han producidos áreas de cizallamientos y plegamientos que originaron zonas de debilidad en donde se emplazaron soluciones mineralizadas. Este fallamiento es controlado principalmente por la falla San Miguel, la cual es una falla inversa, de bajo ángulo que aflora al Oeste de la zona, tiene buzamiento de 30° E, con espesor de 80 m, de forma simoidal, que se encuentra rellena en un primer evento por feldespato, luego por cuarzo hialino y posteriormente por diseminado por pirita asociado a cuarzo gris y cuarzo euhedral hialino. Esta falla limita la mineralización hacia el Oeste como a la zona inferior.

Existen otras fallas hacia el Este como la falla Constanza de dirección E - W con buzamiento 88° S, la falla Pomarani con rumbo N 255° E, con buzamiento 82° SE. Se presentan fallas paralelas a estas, entre las más importantes son las fallas Bertha con rumbo de N 250° E y buzamiento de N 88° - 85° NW y la falla Santos con rumbo N 260° E y buzamiento 85° SE, las cuales son fallas inversas. También se presentan fallas tensionales que cortan a las anteriores con rumbo N - S y buzamiento 40° - 85° E.

Se ha observado la presencia de fallamiento en bloques, que originaron una reactivación después de la mineralización del oro, debido a que algunos mantos mineralizados terminan en fallas, donde algunas tienen a veces saltos verticales de hasta 15 m. Entre la falla San Miguel y las anteriores mencionadas existe alrededor de nueve fallas con una separación aproximada de 20 m, presentando fuerte

fracturamiento, con dirección N 320°- 340° E y buzamiento 75°- 88° NE con desplazamiento vertical de 0,03 a 0,10 m, el cual es el causante del intenso fallamiento perpendicular y cortante al fallamiento NW – SE.

La zona de Pomarani está controlada por el sistema de fallas de rumbo Noroeste (sistema andino). La presencia de fallas tensionales es muy importante, ya que en estos sectores hay concentración de valores de oro.

En el sector Santa Rosa, las rocas existentes han sufrido fallamiento en direcciones NW y NE debido a esfuerzos tectónicos producidos por la fase Eohercinica. El área está controlada por la falla Santa Rosa con dirección N 335° E y buzamiento 43° NE y otras de menor magnitud. En las fallas hay mantos y venillas de cuarzo jarosita y goetita.

El sistema de fallas secundarias y de tercer orden Noroeste se encuentra mayormente rellenado de cuarzo lechoso, cuarzo hialino, clorita, jarosita, goetita y feldespatos. El cuarzo en estas fallas se presenta con textura masiva.

4.2.5 Geología económica

Este yacimiento es aurífero y es uno de los más importantes de la cordillera oriental del sur del Perú. El yacimiento es de tipo estratiforme, Stock Work y disseminado dentro de las rocas del paleozoico inferior. La característica estructural del sistema son vetas, mantos y disseminaciones debido a la acción de productos hidrotermales que ascendieron por medio de fracturas y microfracturas, llevando iones libres de oro y sulfuros. El oro se encuentra en los sulfuros de hierro, como metal libre disseminado en las rocas y dentro de los mantos de cuarzo gris ahumado, además existe oro blanco denominado calaverita, por ser de fluidos de telurios. Entre los sulfuros se tiene los minerales como la pirrotita, que se encuentra en forma disseminada, en lentes, motas

y acompañando a los mantos de cuarzo gris. La pirita, es común en la zona, se presenta en forma cúbica, se encuentra en las vetas, mantos, nódulos de cuarzo lechoso. La arsenopirita se encuentra acompañando a los sulfuros de fierro, plata y cobre. La estibina asociado a minerales de antimonio, plomo y en diseminados o en estructuras de mantos lenticulares de cuarzo gris emplazados en rocas filitas. La calcopirita, es la mena principal de cobre, se encuentra en pequeñas cantidades asociadas a la pirrotita, pirita, blenda, galena, esfalerita, etc. Es de origen hidrotermal. La galena existe en menor cantidad, asociada a los anteriores sulfuros. La blenda se encuentra en pequeñas cantidades. Los óxidos provienen de la oxidación de los sulfuros por reacciones químicas, en la zona su presencia es débil, entre los principales tenemos a la hematita, la limonita, la jarosita. En el sector de Pomarani la presencia de vetas, lentes, venillas y microvenillas de cuarzo lechoso - cuarzo gris - feldespato, cerca de la fallas es un buen indicativo, por otro lado los sulfuros diseminados a lo largo de la secuencia de pizarras y cuarcita, indica la continuidad de la mineralización en este sector. En el sector Santa Rosa la mineralización está en gran medida controlada por las fallas.

4.3 Proyectos Pomarani y Santa Rosa

Pomarani es un yacimiento aurífero que forma parte de la mina Untuca, la mineralización tiene forma tabular a manera de un manto, con rumbo N 20° W y buzamiento 15° SW, ocurre a partir de la cota 4 890 msnm hasta la 4 920 msnm.

Las dimensiones aproximadas según los planos y secciones proporcionadas por el personal de la mina son 385 m de ancho x 500 m de largo y la potencia promedio 30 m. Santa Rosa también es un yacimiento aurífero que forma parte de la mina Untuca, que se ubica adyacente hacia el NE de Pomarani. Tiene rumbo N 25° W y buzamiento

5° SW. La mineralización ocurre entre las cotas aproximadas 4 820 y 4 900 msnm. Las dimensiones son aproximadamente: 150 m. de ancho, 300 m. de largo y potencia promedio de 30 m.

4.4 Aspectos geomecánicos

4.4.1 Generalidades

Luego de la revisión, análisis y evaluación de las opciones de minado, por las condiciones geomecánicas de los yacimientos Pomarani y Santa Rosa, se ha identificado al método de explotación por “Cámaras y Pilares” como el más adecuado para estos yacimientos.

4.4.2 Investigaciones geotécnicas

4.4.2.1 Estaciones geomecánicas in-situ

La estabilidad de las excavaciones en roca está siempre controladas por las discontinuidades naturales, las cuales constituyen las zonas más débiles de fallamiento, contribuyendo a la inestabilidad de la masa rocosa. Los registros en las estaciones geomecánicas se tomaron en los afloramientos rocosos más representativos y de las principales familias de juntas se tomaron; el buzamiento, la dirección del buzamiento, así como también las características de las discontinuidades como: tipo, abertura, terminación, relleno, rugosidad, ondulación, longitud de la traza y presencia de agua.

4.4.2.2 Logueo geotécnico

Se ha realizado el logueo de 14 sondajes diamantinos, determinando su litología, el RQD, la frecuencia de fracturas, el grado de meteorización y las propiedades intrínsecas de las discontinuidades (rugosidad, relleno y meteorización).

4.4.2.3 Martillo Schmidt

Como parte del mapeo geomecánico de las labores subterráneas, afloramientos y del logeo geotécnico de los testigos de sondajes diamantinos, se llevaron a cabo ensayos de golpes con el martillo de geólogo y con el esclerómetro de Schmidt in-situ.

4.4.3 Modelo geomecánico

4.4.3.1 Geo-estructuras

Sistema de fallas regionales y locales.

El área de estudio ha sido afectada desde el paleozoico hasta el cretácico por esfuerzos compresivos y tensionales a través del tiempo, los cuales han producidos áreas de cizallamientos y plegamientos que originaron zonas de debilidad en donde se emplazaron soluciones mineralizadas. Este fallamiento es controlado principalmente por la falla San Miguel, la cual es una falla inversa de bajo ángulo que aflora al Oeste de la zona, tiene buzamiento de 30° E, con espesor de 80 m, de forma simoidal, que se encuentra rellena en un primer evento por feldespatos, luego por cuarzo hialino y posteriormente por diseminado de pirita asociado a cuarzo gris y cuarzo euhedral hialino. Esta falla limita la mineralización hacia el Oeste como a la zona inferior. (Ver Figura 10) En el sector Santa Rosa, las rocas existentes han sufrido fallamiento en direcciones NW y NE debido a esfuerzos tectónicos producidos por la fase Eohercinica. El área está controlada por la falla Santa Rosa con dirección $N 335^\circ E$ y buzamiento $43^\circ NE$ y otras de menor magnitud. En las fallas hay mantos y venillas de cuarzo jarosita y goetita.

Diaclasamiento del macizo rocoso.

La información estructural del sistema de fracturamiento o diaclasamiento por tensión, fueron medidas en los afloramientos superficiales y labores subterráneas. El

análisis de los datos de las discontinuidades obtenidos en los registros de campo, se efectuó con ayuda del siguiente programa de cómputo:

- El programa DIPS (Versión 5.1, © 1 989 – 2 005 Rocscience Inc.), que permite obtener la proyección estereográfica de polos diferenciados según el tipo de discontinuidad, así como los gráficos de concentración de polos que permiten identificar a las familias de discontinuidades presentes en el macizo rocoso. Las discontinuidades se agruparon de acuerdo a sus tendencias estructurales.

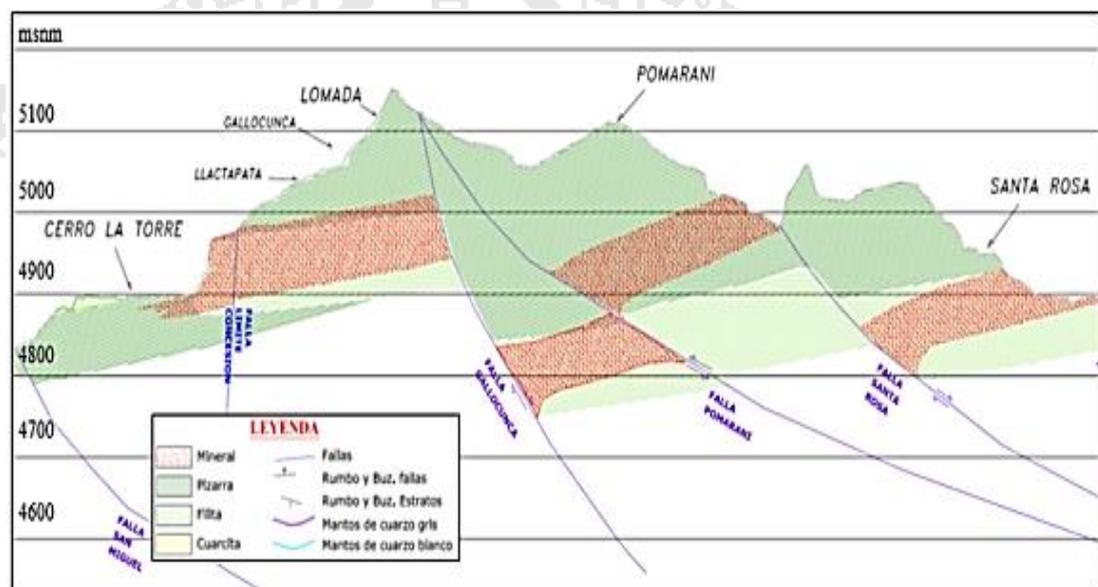


Figura 10: Sección geológica estructural local

Fuente: DCR Ingenieros S.R. Ltda., (2013)

Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte.

- Después de definir las principales familias de discontinuidades y/o estratificaciones, se procedió a realizar un análisis estadístico determinando las tendencias y predominancias de las características de cada una de las familias de discontinuidades.

(Ver Tabla 8)

Tabla 8

Resumen de las principales familias de discontinuidades

Zona	Dominio estructural	FAM-1	FAM-2	FAM-3
Pomarani	Pizarra/Filita	89/160	76/072	06/209
Santa Rosa	Pizarra/Filita	88/335	77/068	04/183

Fuente: DCR Ingenieros S.R. Ltda., (2013)

Propiedades de resistencia de discontinuidades.

La estabilidad de labores subterráneas en roca está normalmente controlada por la resistencia que existe a lo largo de la superficie de las discontinuidades, sobre todo cuando éstas pueden desarrollar cuñas u otras superficies de deslizamiento.

Asimismo, para calcular la resistencia a lo largo de las discontinuidades para la evaluación de la estabilidad del pilar puente y las cuñas que se puedan formar en el techo de las excavaciones, donde los esfuerzos normales están alrededor de 0,1 a 0,2 MPa, se utilizó el método propuesto por Barton (1973), estimándose sobre la base de los siguientes parámetros: rugosidad de la discontinuidad JRC, resistencia de la pared de la discontinuidad JCS y el ángulo de fricción básico ϕ_b o residual ϕ_r . (Ver Tabla 9)

$$\tau = \sigma_n * \text{tang} \left[JRC * \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma_n} \right) + \phi_r \right]$$

El parámetro JRC se obtiene de los afloramientos rocosos para cada forma y rugosidad, el parámetro JCS se obtiene a partir de los ensayos de resistencia sobre la pared de la discontinuidad utilizando el esclerómetro y que a la vez tiene una equivalencia a la resistencia a la compresión simple σ_c y el ángulo de fricción básico

ϕ_b que fue obtenido de al tipo de roca. Se muestra los valores considerados para cada uno de los parámetros antes mencionados y las resistencias instantáneas a lo largo de las discontinuidades estimados.

4.4.3.2 Hidrogeología

La presencia del agua dentro de la masa rocosa, influye adversamente en las condiciones de estabilidad de las labores subterráneas. Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y por tanto disminuyendo el factor de seguridad o grado de estabilidad, por ello es importante tomarlo en cuenta.

Tabla 9
Parámetros de resistencia de discontinuidades

Litología	Ángulo fricción básico (ϕ_b)	JRC	JCS	Ángulo de fricción (ϕ)	Cohesión (kPa)
Mineral	27	5	30	38	3
Pizarra caja techo	28	5	50	40	3

Fuente: DCR Ingenieros S.R. Ltda., (2013)

Según se pudo observar durante los mapeos geomecánicos de la masa rocosa de las labores subterráneas en los distintos niveles de la mina, las características de presencia de agua corresponden a condiciones secas y húmedas, en algunos sectores debido a las filtraciones desde superficie como producto de lluvias o nevada que ocurren en la zona, puede que el agua aumente su presencia dentro de la masa rocosa. Así mismo, en la superficie generalmente se observan condiciones secas a húmedas en el presente periodo de estiaje, es probable que durante la temporada de lluvias deba aumentar la presencia del agua.

4.4.3.3 Macizo rocoso

Para determinar los parámetros geomecánicos del macizo rocoso, se analizaron las diferentes propiedades de sus componentes como la roca intacta, las discontinuidades y el macizo rocoso en su conjunto.

Propiedades de la roca intacta

Para determinar las propiedades de resistencia de la roca intacta se realizó una evaluación in-situ con el uso de la picota de geólogo y la recopilación de toda la información existente de ensayos laboratorio. (Ver Tabla 10).

Clasificación geomecánica del macizo rocoso

Se utilizaron tres índices y sistemas de clasificación geomecánica para la identificación del macizo rocoso: RQD (Deere, 1964), RMR (Bieniawski, 1989) y GSI (Hoek et. al., 1995) modificado por Marino y Hoek (2000). La clasificación del macizo rocoso se efectuó una vez definido los límites de cada dominio estructural.

Tabla 10

Resistencia de tracción indirecta

Sector	Litología	Sub-muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga (kg)	Resistencia a la tracción (kg/cm ²)	Resistencia a la tracción (MPa)
Santa Rosa	Filita	A	6,33	2,7	3600	134,1	13,15
		B	6,33	2,68	3000	112,58	11,04
		C	6,33	2,79	1600	57,68	5,66
		D	6,33	2,52	2600	103,76	10,18
		E	6,33	2,4	1950	81,71	8,01 (*)
		F	6,33	2,5	2800	112,64	11,05 (*)

Fuente: DCR Ingenieros S.R. Ltda., (2013)

(*) Ensayos adicionales

Índice RQD

El índice de designación de la calidad de la roca RQD (Deere, 1964) provee un estimado cuantitativo de la calidad de la masa rocosa a partir de los testigos de la perforación diamantina. Del análisis estadístico de los valores de RQD para todos los tipos de roca presentes en la zona del proyecto Pomarani, se obtuvo que el 9 % están por debajo de 25 % (Muy malo), el 39 % entre 25 y 50 % (mala), el 52 % entre 50 y 75 % (regular) y no se observa valores para el % restante de RQD; con lo cual se concluye que la roca está de regular a mala. Durante la visita al campo se ha podido verificar que el RQD es representativo para todos los sectores de Santa Rosa y Cerro La Torre.

Sistema de clasificación RMR

El sistema de clasificación geomecánica de Bieniawski RMR (1989) valora al macizo rocoso según sus características intrínsecas de cada dominio estructural. Este sistema considera cinco parámetros: resistencia a la compresión uniaxial (σ_c), índice de calidad de la roca (RQD), espaciamiento de las discontinuidades (S), condición de las discontinuidades (J_c) y condición de agua (W_t).

$$RMR = (\sigma_c + RQD + S + J_c + W_t) - A_t$$

Dónde: A_t es el ajuste por orientación de discontinuidades.

Índice GSI

El Índice de resistencia geológica GSI de Hoek & Brown (1995), actualizado en 2002 por Marino y Hoek et., es aquel que evalúa al macizo rocoso en función a dos criterios, estructura geológica y condición de la superficie de las juntas. (Ver Figura 11)

En las siguientes figuras se presenta la variación del RMR por cada sector y en la tabla, se presenta un resumen de los índices de calidad RMR, RQD y GSI predominantes del macizo rocoso, estimados para cada uno de los dos dominios estructurales en las diferentes zonas del proyecto. (Ver Figura 12)

Propiedades del macizo rocoso

Las propiedades de resistencia del macizo rocoso difieren de la roca intacta, debido a que el primero presenta discontinuidades como diaclasas, fisuras, fallas, etc., Por esta razón, se han definido criterios de fallamiento del macizo rocoso a partir de los índices de clasificación, siendo uno de ellos el criterio propuesto por Hoek & Brown (1988), actualizado por Hoek, Carranza-Torres y Corkum (2 002). Su principal efecto es la presión que ejerce en las discontinuidades. (Ver Tabla 11)

Tabla 11

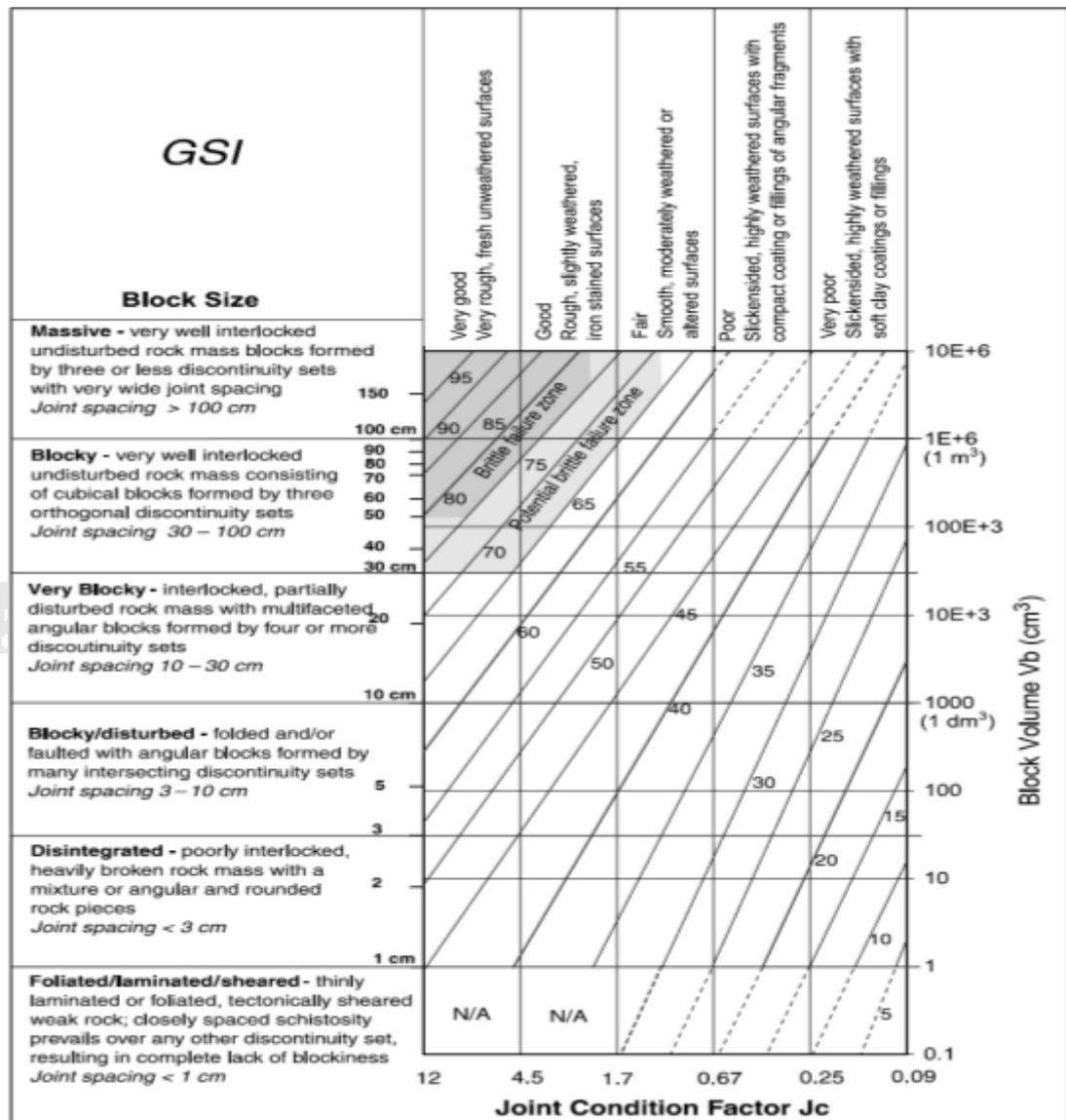
Resistencia del macizo rocoso - dominio estructural

Dominio Estructural	σ_c (MPa)	GSI	Mi	A	mb	S
DE-1	40	37	5	0,514	0,249	0,0002
DE-2	80	58	7	0,503	0,947	0,0037

Fuente: DCR Ingenieros S.R. Ltda., (2013)

Esfuerzos inducidos

Las alturas de encampane en las diferentes zonas de evaluación varían entre 50 a 200 m, como es el caso de la zona Santa Rosa que esta alrededor de 50 a 150 m, considerando una densidad de 0,027 MN/m³ el esfuerzo vertical de confinamiento asciende a 1,4 a 5,4 MPa.



Fuente: DCR Ingenieros S.R. Ltda., (2 013)

Figura 11 Parámetros de clasificación GSI

Con estos valores se prevé que el factor K que correlaciona el esfuerzo vertical sobre el esfuerzo horizontal asciende a 1,5; que multiplicando con el esfuerzo vertical, asciende a un esfuerzo horizontal de 2,1 a 8,1 MPa.

Por esta razón, se han definido criterios de fallamiento del macizo rocoso a partir de los índices de clasificación, siendo uno de ellos el criterio propuesto por Hoek & Brown (1988).

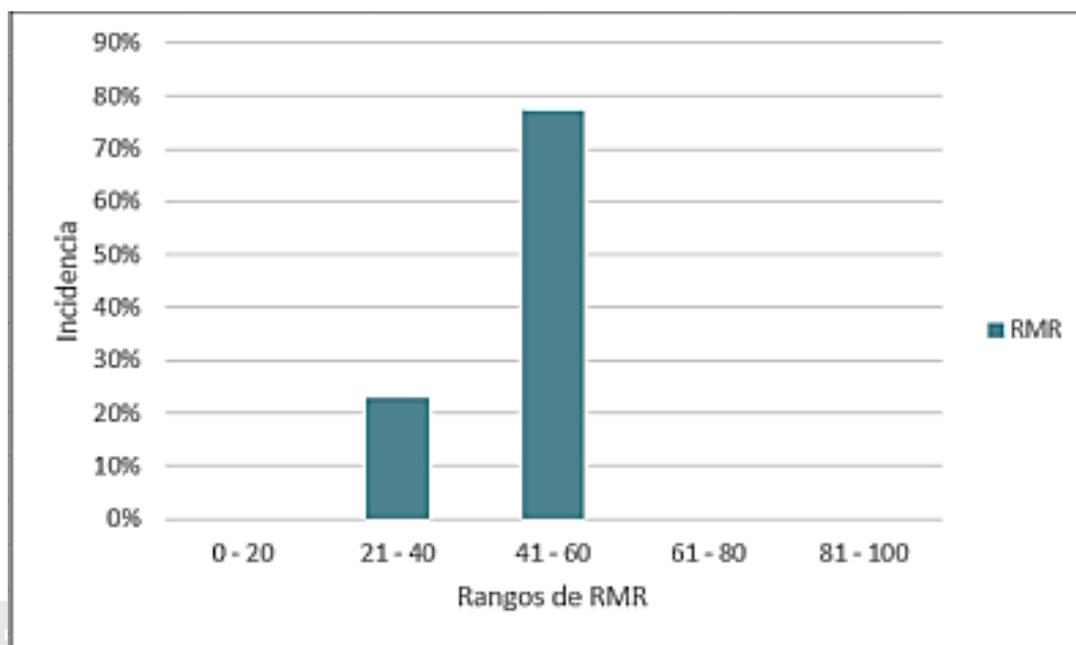


Figura 12 RMR según tipo de alteración – sector Santa Rosa

Fuente: DCR Ingenieros S.R. Ltda., (2 013)

Actualizado por Hoek, Carranza-Torres y Corkum (2 002), estimados para cada uno de los dos dominios estructurales. (Ver Figura 13)

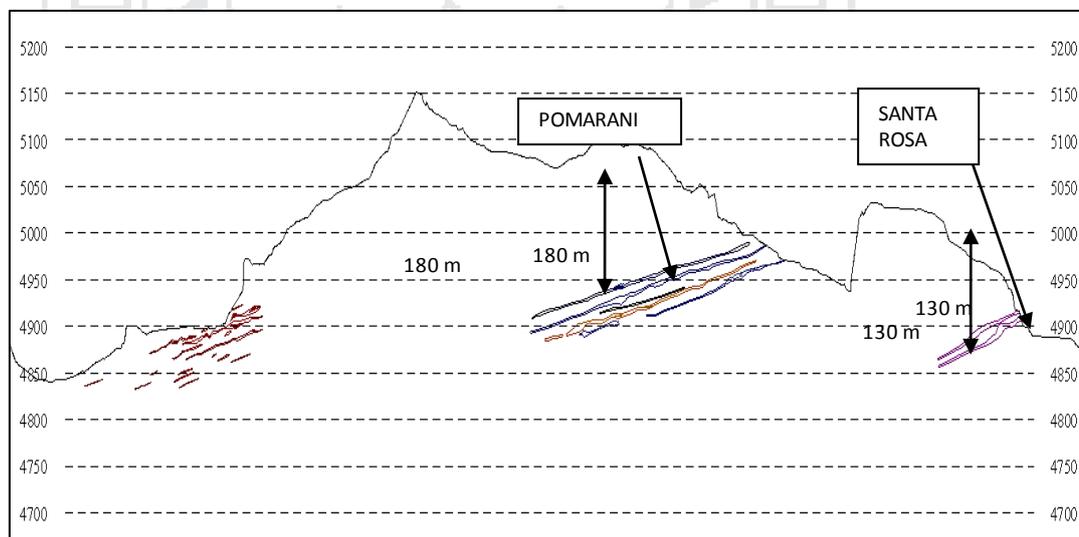


Figura 13 Altura de encampane de diferentes zonas del proyecto

Fuente: Departamento de Geología., (2 013)

CAPÍTULO V

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE RESULTADOS

5.1 Consideraciones del mineral en el tajo Santa Rosa

En el sector Santa Rosa, las rocas existentes han sufrido fallamiento en direcciones NW y NE debido a esfuerzos tectónicos. El área está controlada por la falla Santa Rosa con dirección N 335° E y buzamiento 43° NE y otras de menor magnitud. En las fallas hay mantos y venillas de cuarzo jarosita y goetita. El sistema de fallas secundarias y de tercer orden Noroeste se encuentra mayormente relleno de cuarzo lechoso, cuarzo hialino, clorita, jarosita, goetita y feldespatos. El cuarzo en estas fallas se presenta con textura masiva.

5.2 Recolección de datos para la aplicación de la teoría de conminución.

Para su mejor comprensión en este proyecto lo clasificaremos en tres grupos:

1.- Desquinche. 2.-Breasting. 3.-Rebaje de piso.

De las cuales se harán 03 pruebas para cada una de ellas.

Propiedades geomecánicas de la zona mineralizada.

Los siguientes datos se tomaron del informe final de resultados de los ensayos de laboratorio de mecánica de rocas de la Pontificia Universidad Católica del Perú y el

departamento de geomecánica de la unidad minera Untuca-Cori puno S.A.C. (Ver Tabla 12)

Tabla 12

Características geomecánicas del block mineralizado

Características geomecánicas del block mineralizado-zona Santa Rosa			
Peso específico	W=	2,7	TM/m ³
Resistencia a la compresión simple	R=	135	MPa
Resistencia a la tracción o tensional	Rt=	13,15	MPa
Angulo de fricción interna	Φ=	29,5	Grados (°)
Cohesión	C=	55	KPa
Módulo de elasticidad Young	E=	4314,3	MPa
Relación de Poisson	V=	0,25	

Fuente: DCR Ingenieros S.R. Ltda.y Departamento de geomecánica – Cori puno S.A.C., (2 013)

Características del explosivo a utilizar.

El explosivo utilizado es dinamita semigelatina 65 % 7/8"x7" y en el siguiente cuadro se muestra las características de dicho explosivo perteneciente de la empresa Famesa explosivos S.A. (Ver Tabla 13)

Tabla 13

Características del explosivo

TIPO DE EXPLOSIVO	Dinamita semigelatina 65% 7/8"x7"		
Longitud de explosivo	Le	0,18	m.
Diámetro de explosivo	Φe	0,02	m.
Densidad	De	1,14	gr/cc
Calor de explosión	Q ₃	915	kcal/kg
Factor de eficiencia del explosivo	%EE	0,8	%

Fuente: Catalogo FAMESA S.A., (2 010)

Parámetros de perforación y voladura.

Se muestra los siguientes parámetros de perforación y voladura tomados en campo durante la ejecución de la investigación en la mina Cori Puno SAC, en el tajo 469, Nv. 4890 de la zona Santa Rosa. (Ver Tabla 14)

Tabla 14

Parámetros de la perforación y voladura.

Características de la perforación		
Longitud efectiva de la perforación	22,15	m.
Tiempo efectivo de la perforación	4,35	min/tal.
Velocidad de la perforación	0,5	m/min.
Cantidad de taladros(desquinche)	35	Tal.
Cantidad de taladros(breasting)	35	Tal.
Cantidad de taladros(rebaje de piso)	35	Tal.

Fuente: Elaboración Propia

En la voladura se utiliza el sistema de iniciación no eléctrico, utilizando cargas explosivas de última tecnología: dinamita semigelatina 65 % 7/8"x7", como accesorios de voladura: carmex (conector y fulminante) de 8pies, y mecha rápida para iniciar el sistema.

5.3 Aplicación de la teoría de conminución en tajeos.

Se muestra todo el procedimiento de la aplicación de la teoría de conminución desarrollado en gabinete y como resultado final se obtendrá el burden, espaciamiento, densidad de carga, numero de taladros; que serán aplicados en campo.

Resistencia de tracción dinámica (σ_{td}).

Se hace la conversión de resistencia de tracción estática (σ_t) a resistencia de tracción dinámica (σ_{td}), para obtener datos más certeros en la aplicación del modelo.

$$\sigma_{td} = 4,5 * \sigma_t \dots \text{Eq.01}$$

Dónde:

σ_{td} = Resistencia a la tracción dinámica.

σ_t = Resistencia a la tracción estática.

4,5 = Constante de conversión de resistencias estáticas a dinámicas.

Para convertir MPa a kg/cm^2 , Se debe considerar que: $\text{MPa} * 10,197 = \text{kg/cm}^2$

Reemplazamos en la ecuación 01

$$\sigma_{td} = 4,5 * 13,15 * 10,197 \text{ kg/cm}^2$$

$$\sigma_{td} = 603,41 \text{ kg/cm}^2$$

$$\sigma_{td} = 603,41 \text{ kg/cm}^2 * 9,80 * 10^5 \text{ dinas/cm}^2$$

$$\sigma_{td} = 5,91 * 10^8 \text{ dinas/cm}^2$$

Módulo de Young dinámico (E_d).

Se hace la conversión de módulo de Young estático (E) a módulo de Young dinámico (E_d), los ensayos de laboratorio entregan datos estáticos y para ello se hace dicha conversión.

$$E_d = 0,97 * E + 83\ 000 \dots \text{Eq.02}$$

Dónde:

E_d = Módulo de Young dinámico

E = Módulo de Young estático

Reemplazamos en la ecuación 02

$$Ed = 0,97 * 4\,314,3 * 10,197 \text{ kg/cm}^2 + 83\,000 \text{ kg/cm}^2$$

$$Ed = 125\,673,13 \text{ kg/cm}^2$$

$$Ed = 125\,673,13 \text{ kg/cm}^2 * 9,80 * 10^5 \text{ dinas/cm}^2$$

$$Ed = 1,23 * 10^{11} \text{ dinas/cm}^2$$

Cálculo de la energía elástica de deformación (Modelo matemático de Beke)

Para realizar el cálculo de la energía elástica de deformación se utiliza cargas dinámicas, dichos datos se obtuvo de la conversión de resistencias a la tracción dinámica y el módulo de Young dinámico, la fórmula esta está dado por:

$$ed = \frac{(\sigma_{td})^2}{2E} \dots\dots\dots (\text{ergios/cm}^3) \dots\dots\dots \text{Eq. 03}$$

Dónde:

ed = Energía de deformación dinámica, ergios/cm³

σ_{td} = Resistencia a la compresión o tracción dinámica (dinas/cm²)

E = Módulo dinámico de Young (dinas/cm²)

Reemplazamos en la ecuación 03

$$ed = \frac{(5,91 * 10^8 \text{ dinas/cm}^2)^2}{2 * 1,23 * 10^{11} \text{ dinas/cm}^2}$$

$$ed = 1,42 * 10^6 \text{ ergios/cm}^3$$

Cálculo de la relación de reducción R

Según lo planteado en el problema de investigación la granulometría requerida al final de la perforación y voladura es de 25,40 cm. (10 pulg.)

$$R = \frac{F}{d} \dots\dots\dots \text{Eq.04}$$

Dónde:

R = Relación de reducción.

F = Lado de cubo del fragmento de entrada o alimento (F):

d =Tamaño máximo requerido (d)

Tamaño de partícula de entrada o alimento:

a. Calculo del volumen (V).

Se debe evaluar el tamaño de alimento F, volumen de roca a volar in situ y el volumen de roca que se requiere en planta.

Volumen total (V)

Ancho (m) = 5 m

Alto (m) = 2,5 m

Longitud efectiva de perforación (m) = 2,15 m

Volumen total (V) = 26,88 m³

Volumen total (V) = 26 875 000 cm³

Volumen total (V) = 18,81 * 10⁶ cm³(Cubo hipotético)

b. Lado de cubo de la partícula de entrada o alimento (F):

$$F = \sqrt[3]{V}$$

$$F = \sqrt[3]{26\,875\,000\text{cm}^3}$$

F = 299,54 cm

c. Tamaño máximo requerido (d), La parrilla, donde pasa el mineral hacia la chancadora primaria que se tiene en la unidad minera Untuca esta espaciada por 10 pulgadas (25,4 cm).

d = Fragmento deseado = 10 pulgadas = 25,4 cm

d. Tamaño de partícula de producto: Margen de eficiencia de 90 % (con la finalidad de que los fragmentos pasen con mayor facilidad por la parrilla de luz de 25,40 cm (10 pulgadas).

$$d = 9 \text{ pulgadas} \quad ;$$

$$\% \text{ Eficiencia pasante} = 90 \% \quad ; \quad d = 22,86 \text{ cm}$$

Reemplazamos en la ecuación 04.

$$R = \frac{299,54}{22,86}$$

$$R = 13,10$$

Cálculo de la energía de deformación total requerida para fracturar la roca (Energía total).

La energía total por unidad de volumen necesaria para reducir fragmentos de rocas de un tamaño D a otro de menor tamaño d, está dado por la siguiente ecuación:

$$E_T = \frac{3 \text{ ed } D^3 (R + 1)}{2} (\text{erg}) \dots \text{Eq. 05}$$

Dónde:

E_T = Energía de deformación total.

ed = Energía de deformación dinámica.

D = Diámetro de la alimentación (F); $F = D$

R = Radio de reducción.

Reemplazamos en la ecuación 04.

$$E_T = \frac{3 * 1,42 * 10^6 * (299,54)^3 (13,10 + 1)}{2}$$

$$E_T = 8,08 * 10^{14} \text{ Ergios}$$

Cálculo de la energía entregada por el explosivo

Para el cálculo de energía que va entregar el explosivo se usa la siguiente ecuación y el factor de eficiencia del explosivo será 0,8

$$\Delta E = \% EE Q_3 \dots \dots \text{ergios/kg} \dots \dots \text{Eq.06}$$

Dónde:

ΔE = Energía entregada por el explosivo.

$\% EE$ = Factor de eficiencia del explosivo.

Q_3 = Calor de explosión.

Reemplazamos en la ecuación 06.

$$\Delta E = 0,8 * 915 \text{ kcal/kg.}$$

$$\Delta E = 732 \text{ kcal/kg.}$$

Expresando resultados de kcal/kg a ergios (1 kcal/kg. = $4,184 * 10^{10}$ ergios);

Tenemos:

$$\Delta E = 732 \text{ kcal/kg} * 4,184 * 10^{10} \text{ erg/kcal.}$$

$$\Delta E = 3,1 * 10^{13} \text{ ergios/kg}$$

Cálculo de la cantidad total de explosivo a utilizar (Qe)

Según los datos ya obtenidos podremos encontrar la cantidad de explosivo en kilogramos según la energía total para deformar un volumen de roca D a uno de menor tamaño d.

$$1 \text{ kg dinamita } 65 \% 7/8"x7" \quad \text{—————} \quad 3,1 * 10^{13} \text{ ergios/kg.}$$

$$Q_e \quad \text{—————} \quad 8,08 * 10^{14} \text{ ergios}$$

$$Q_e = (1 \text{ kg dinamita } 65 \% 7/8"x7" * 8,08 * 10^{14} \text{ ergios}) /$$

$$(3,1 * 10^{13} \text{ ergios/kg.})$$

$$Q_e = 26,353 \text{ kg dinamita } 65 \% 7/8" \times 7"$$

5.4 Diseño de malla de perforación para tajeos

Densidad de carga. (Dc)

$$D_c = \frac{\pi * (\phi_e)^2 * \rho_e}{4} \dots \text{Eq. 07}$$

Dónde:

D_c = Densidad de carga.

ϕ_e = Diámetro del explosivo.

ρ_e = Densidad del explosivo.

Reemplazamos en la ecuación 07.

$$D_c = \frac{\pi * (0,022225)^2 * 1140}{4} ; D_c = 0,44 \text{ kg/m}$$

Burden (B)

$$PB^2 - QB - R = 0 \dots \text{Eq.08}$$

Dónde:

B = Burden

N = $D_c * A \dots \text{Eq.09}$

D_c = Densidad de carga.

A = Ancho del block mineralizado.

P = $x * (Q_e + N) \dots \text{Eq.10}$

X = Factor de relación B/E

Q_e = Cantidad total de explosivo requerido.

Q = $N * (x * L_t - H) \dots \text{Eq.11}$

L_t = Longitud de perforación.

H = Alto del block mineralizado.

$R = L_t * N * H \dots \dots \text{Eq.12}$

Considerar el factor de relación B/E de acuerdo al diseño que va a realizar: $E = xB$;

(x = Factor de relación B/E). Para el caso de malla rectangular $x = 1,4$; por tanto $1,4B = E$.

$$PB^2 - QB - R = 0$$

$$B = \frac{-Q \pm \sqrt{Q^2 - 4 * P * R}}{2P} \dots \dots \text{Eq.13}$$

Reemplazamos en la ecuación 09.

$$N = Dc * A$$

$$N = 0,44 \text{ kg/m} * 5 \quad ; \quad N = 2,21 \text{ m}$$

Para calcular el valor de P se considera una malla rectangular $x = 1,4$; por lo tanto

$1,4B = E$, reemplazando el valor de X en la ecuación 10.

$$P = x * (Q_e + N)$$

$$P = 1,4 * (26,35 \text{ kg dinamita } 65 \% 7/8" \times 7" + 2,21)$$

$$P = 39,99 \text{ m}$$

Para calcular el valor de Q se reemplaza en la ecuación 11.

$$Q = N * (x * L_t - H)$$

$$Q = 2,21 * (1,4 * 2,43 - 2,5)$$

$$Q = 2,02 \text{ m}$$

Para calcular el valor de R, se reemplaza en la ecuación 12.

$$R = L_t * N * H$$

$$R = 2,43 * 2,21 * 2,5 \quad ; \quad R = 13,48 \text{ m}$$

Finalmente, para el cálculo del burden se hallan las raíces de la ecuación cuadrática de la ecuación 13.

$$B = \frac{-Q \pm \sqrt{Q^2 - 4 * P * R}}{2P}$$

$$B = \frac{-(2,02) - \sqrt{(2,02)^2 - 4 * 39,99 * -13,48}}{239,99}$$

$$B1 = 0,56 \text{ m}$$

$$B2 = -0,56 \text{ m}$$

Por lo tanto para modelar la malla de perforación se escoge la raíz positiva y se obtiene el burden; $B = 0,56 \text{ m}$

Espaciamiento. (E)

Para el diseño se considera una malla rectangular; por tanto la relación $E = xB$, $B/E = 1,4$; para $(x = 1,4)$; entonces $E = 1,4B$

$$E = 1,4 * 0,56 \text{ m}$$

$$E = 0,78 \text{ m}$$

5.5 Parámetros de voladura

Longitud de carga. (Lc)

El modelamiento de la teoría de conminución, proporciona una longitud de carga ideal; las correcciones se realizarán en base de pruebas en campo tomando como punto de partida de longitud de carga calculada. De acuerdo a algunos investigadores en el campo de la voladura; han llegado a la conclusión de que la longitud cargada debe ser las 3/4 partes de la longitud efectiva de perforación.

$$LC = Lt - B$$

$$LC = 2,15 \text{ m} - 0,56 \text{ m}$$

$$LC = 1,59 \text{ m}$$

Carga por taladro

$$Q_t = LC * D_c$$

$$Q_t = 1,59 \text{ m} * 0,44 \text{ kg/m}$$

$$Q_t = 0,71 \text{ kg/tal.}$$

Numero de cartuchos por taladro.

$$N_c = LC / \text{Longitud de explosivo}$$

$$N_c = 1,59 \text{ m} / 0,1778 \text{ m}$$

$$N_c = 8,966 \text{ m}$$

$$N_c = 9 \text{ cartuchos/taladro}$$

Numero de taladros (NT)

$$NT = Q_e / Q_t$$

$$NT = (26,35 \text{ kg dinamita } 65 \% 7/8" \times 7") / 0,71 \text{ kg/tal.}$$

$$NT = 37 \text{ taladros.}$$

En la Tabla 15 y 16 se resume las características geomecánicas de la roca y los datos de los parámetros de perforación y voladura respectivamente.

Tabla 15

Resumen de datos de las características geomecánicas.

Ítems	símbolo	cantidad	unidades
Resistencia a la tracción dinámica	σ_{td}	603,41	kg/cm ²
Módulo de Young dinámico	Ed	$1,23 * 10^{11}$	dinas/cm ²
Energía elástica	ed	$1,42 * 10^6$	ergios/cm ³
Relación de reducción	R	13,1	-
Energía de deformación	Et	$8,08 * 10^{14}$	ergios
Energía entregada por el explosivo	ΔE	$3,1 * 10^{13}$	ergios/kg.
Cantidad de explosivo usado	Qe	26,353	kg

Fuente: Elaboración propia-Resultados de la aplicación del modelo matemático.

Tabla 16

Resumen de datos de los parámetros de perforación y voladura.

Ítems	símbolo	cantidad	unidades
Burden	B	0,56	m.
Espaciamiento	E	0,78	m.
Densidad de carga	Dc	0,44	kg/m.
Longitud de carga	Lc	1,59	m.
Carga por taladro	Qt	0,71	kg/tal.
Numero de cartuchos por taladro	Nc	9	cartuchos /tal.
Numero de taladros	NT	37	tal.

Fuente: Elaboración propia-Resultados de la aplicación del modelo matemático

5.6 Proceso de ejecución de pruebas de voladura en los tajeos.

Como ya se había mencionado, la presente investigación consta de 06 pruebas de voladura en tajeos divididas en: 02 pruebas de voladura como desquinche, 02 pruebas de voladura como breasting y 02 pruebas de voladura como rebaje de piso, que tienen lugar en el block 04 de la zona santa rosa (tajo 469 nv.4 890) de la unidad minera Untuca con la finalidad de mejorar la fragmentación del mineral con la aplicación del modelo matemático teoría de conminución.

5.6.1 Primer disparo en desquinche

Las dimensiones para el desquinche serán las siguientes; con ancho de block de 05 metros, altura del block de 2,5 metros y una longitud de perforación de 2,4 metros. Se tendrá una cara libre horizontal paralelo a la estratificación y se usará un diseño de malla tresbolillo o llamado también alterna. En el primer disparo se realizarán 02 disparos en desquinches. (Ver Figura 14,15 y 16)

Malla = 0,5 m x 0,75 m

Explosivo = Dinamita semigelatina 65 % 7/8" x 7"

Profundidad = 2,15 m

Longitud de carga = 1,59 m

Densidad de carga = 0,44 kg.

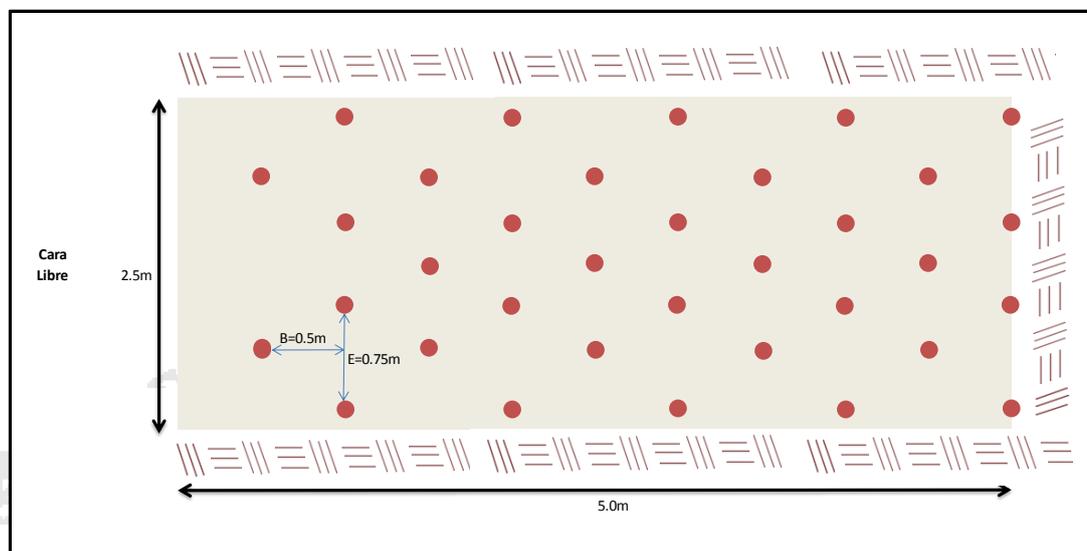


Figura 14: Diseño de la nueva malla en desquiche

Fuente: Elaboración propia

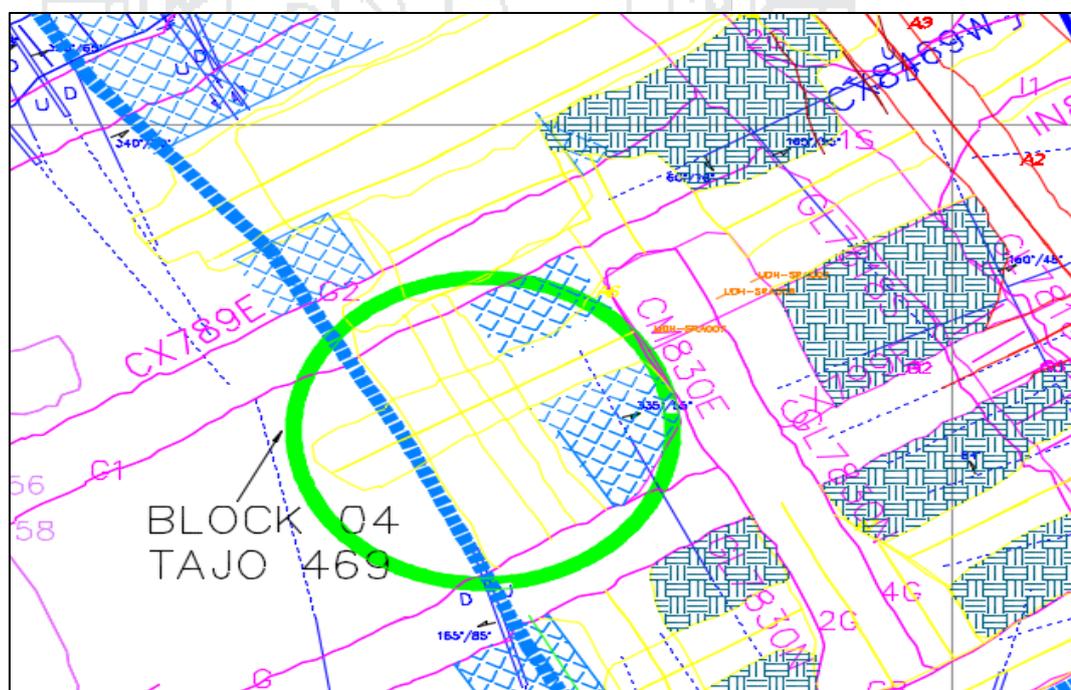


Figura 15: Ubicación de la voladura en desquiche.

Fuente: Departamento de planeamiento, Cori Puno SAC., (2016)



Figura 16: Secuencia de salida en desquinche.

Fuente: Elaboración propia – Cori Puno SAC.

5.6.2 Segundo disparo en breasting.

Las dimensiones para la voladura en breasting serán las siguientes; con ancho de block de 05 metros, altura del block de 2,5 metros y un longitud de perforación de 2,4 metros.

Se tendrá una cara libre perpendicular a la estratificación en sentido de la gravedad y se usará un diseño de malla tresbolillo o llamado también alterna. Con un $1,4B = E$.

En el primer disparo se realizarán 02 disparos en desquinches. Se trabajó bajo los siguientes parámetros: (Ver Figura 17,18 y 19)

Malla = 0,5 m x 0,85 m

Explosivo = Dinamita semigelatina 65 % 7/8" x 7"

Profundidad = 2,10 m

Longitud de carga = 1,55 m

Densidad de carga = 0,44 kg/m

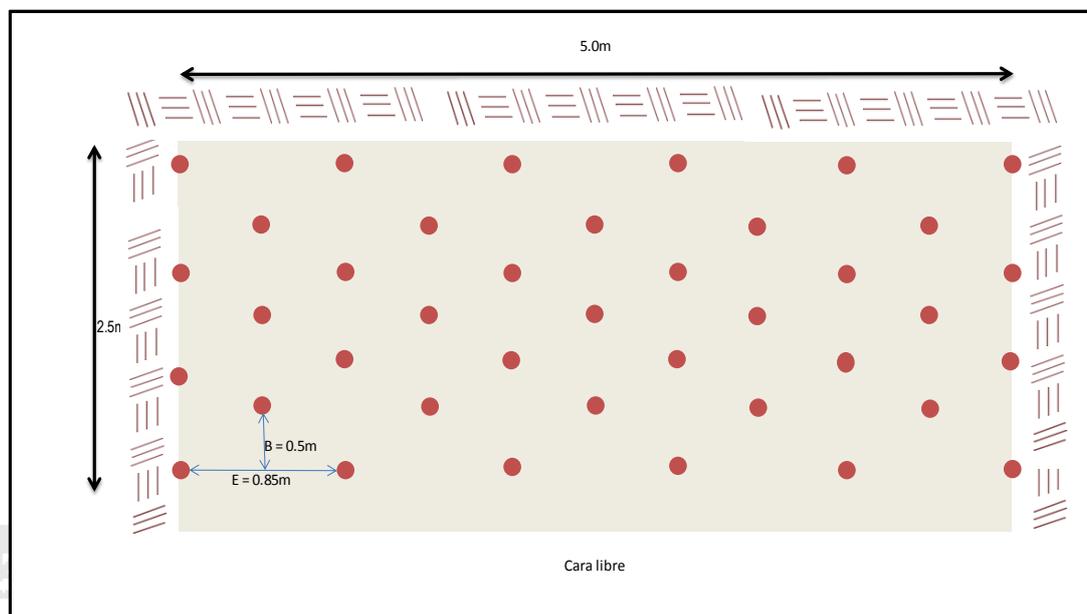


Figura 17: Diseño de la nueva malla en breasting

Fuente: Elaboración propia.

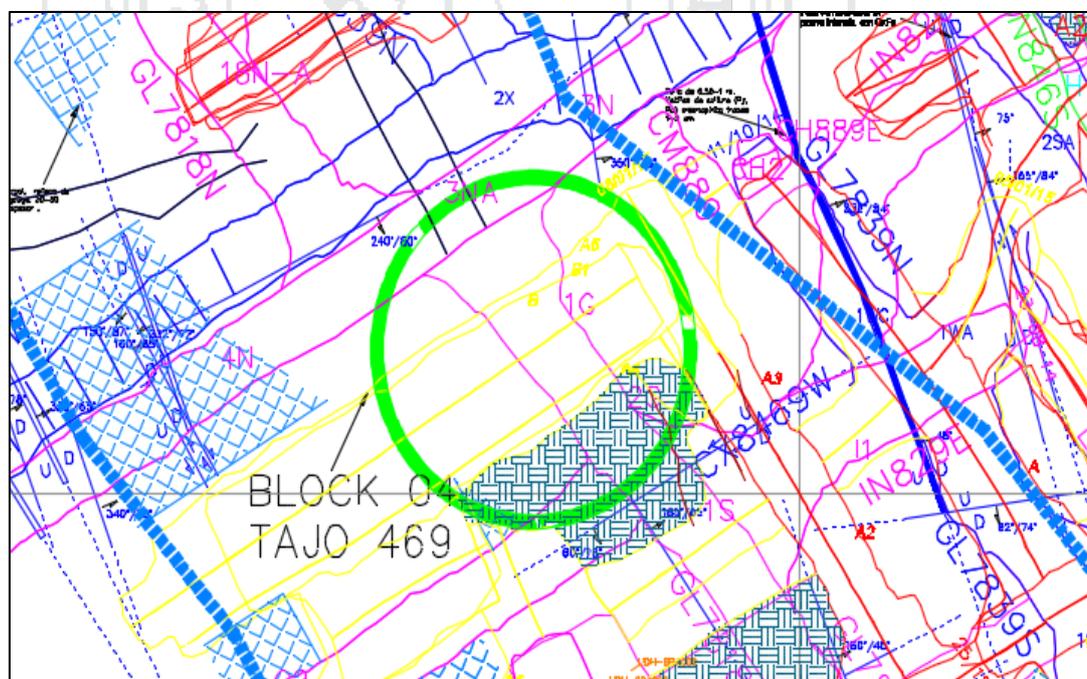


Figura 18: Ubicación de la voladura en breasting

Fuente: Departamento de planeamiento – Cori Puno SAC., (2016)



Figura 19: Secuencia de salida en breasting

Fuente: Elaboración propia – Cori Puno SAC.

5.6.3 Tercer disparo en rebaje de piso

Las dimensiones para la voladura en breasting serán las siguientes; con ancho de block de 05 metros, altura del block de 2,5 metros y un longitud de perforación de 2,4 metros. Se tendrá una cara libre perpendicular a la estratificación en sentido opuesto de la gravedad y se usara un diseño de malla tresbolillo o llamado también alterna. Con un $1,4 B = E$.

En el primer disparo se realizaron 02 disparos en desquinces. Se trabajó bajo los siguientes parámetros: (Ver figura 20, 21 y 22)

Malla = 0,5 m x 0,8 m

Explosivo = Dinamita Semigelatina 65 % 7/8" x 7"

Profundidad = 2,15 m

Longitud de carga = 1,59 m

Densidad de carga = 0,44 kg/m

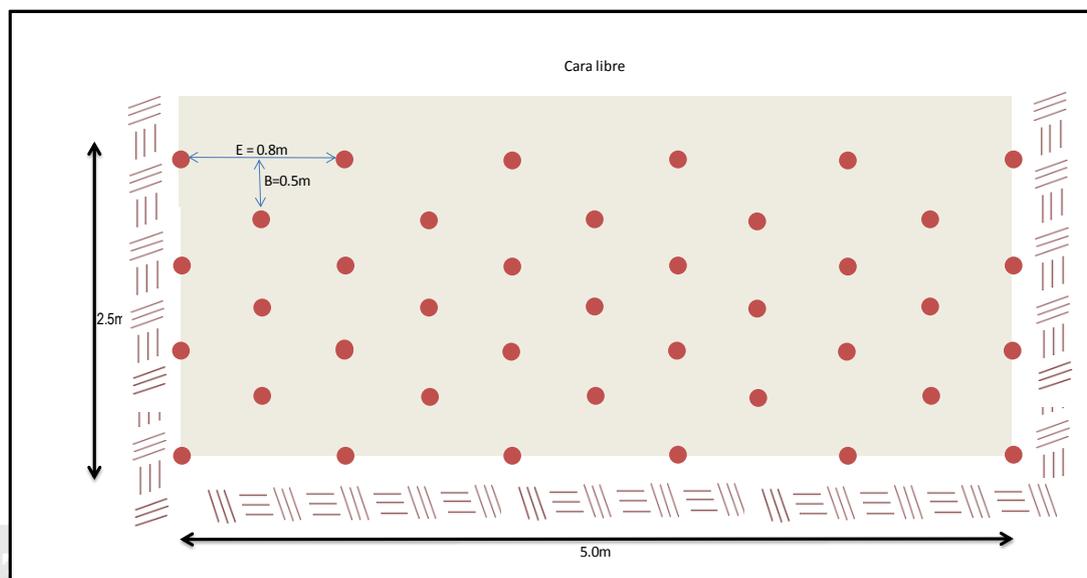


Figura 20: Diseño de la nueva malla en rebaje de piso

Fuente: Elaboración propia

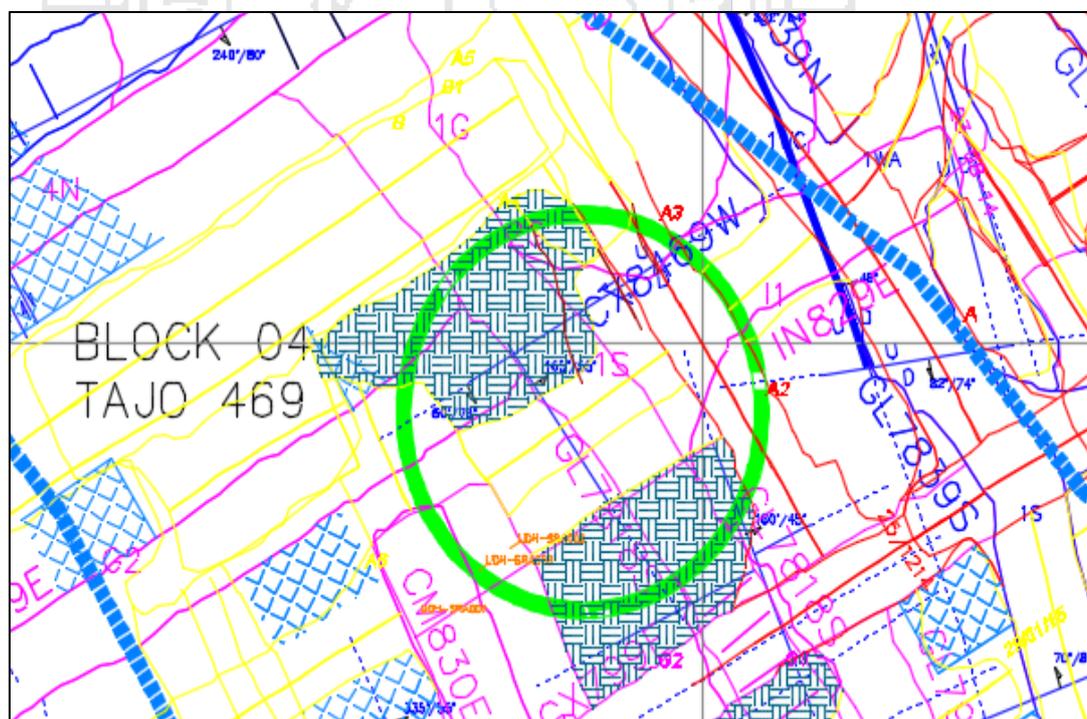


Figura 21: Ubicación de la voladura en rebaje de piso

Fuente: Departamento de planeamiento – Cori Puno SAC., (2016)



Figura 22: Secuencia de salida en rebaje de piso

Fuente. Elaboración propia – Cori Puno SAC.

5.7 Determinación de la fragmentación (Split Desktop)

Se muestran los valores procesados por el software Split Desktop en la que se procesan las fotografías tomadas de los tajeos realizados, estas fotos deben de tomarse en forma de zigzag colocando un objeto de referencia ya que se encuentra calibrado (en nuestro caso es un balón). Este objeto servirá de referencia para los fragmentos que se encuentren alrededor, se debe tener cuidado de no realizar proyección en la fotografía para evitar la distorsión de los fragmentos que existen. Mientras más muestras existan mayor precisión se tendrá en la interpretación de la curva de fragmentación. (Ver Figura 22)



Figura 23: Fotos de la fragmentación en la voladura de desquinche.

Fuente: Elaboración propia

Los datos entregados por el ordenador son mostrados en la Tabla 17.

Tabla 17

Valores entregados por el software Split Desktop-Desquinche

Modelo real (Split Desktop)			
Parámetro	Denotación	valor	Unidad
Tamaño medio	X50	4,34	Pulg.
Pasante 80 %	P80	7,49	Pulg.
Top-Size	99,95 %	16,01	Pulg.

Fuente: Elaboración propia

La siguiente curva muestra la distribución de valores entre el porcentaje pasante (eje Y) y tamaño del material (eje X) a esto se suma la curva de fragmentación la cual muestra la interacción entre ambos ejes. (Ver Gráfico 1)

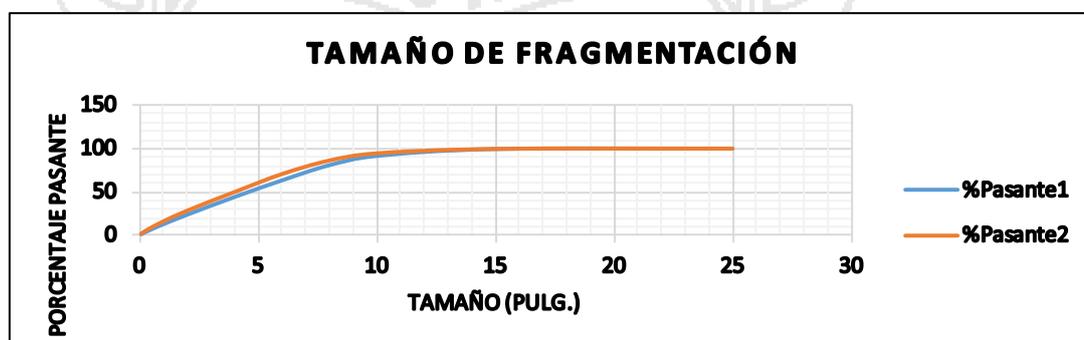


Gráfico 1: Curva de fragmentación Split Desktop-Desquinche

Fuente: Consorcio Rumage S.A. - Cori Puno SAC., (2016)

Reemplazando valores: En el cuadro se muestra el porcentaje que pasa y según lo que buscamos es que los fragmentos de rocas sean menores de 10 pulgadas para la prueba 01 y 02 se tiene un pasante de 91,51; 94,5 %; promedio de ambos se tiene 93,005 % el cual es un valor favorable. Para mayor comprensión se muestra en la Tabla 18 y Figura 24-1, 24-2.

Tabla 18

Material pasante Vs porcentaje retenido-Desquinche

Tamaño(Pulg)	%Pasante-P1	%Pasante-P2	Promedio
25	100	100	100
15	99,49	99,62	99,555
10	91,51	94,5	93,005
8	80,74	86,17	83,455
6	63,25	70,52	66,885
4	44,06	49,79	46,925
2	23,6	28,28	25,94
1	12,64	15,89	14,265
0,75	9,78	12,5	11,14
0,5	6,76	8,92	7,84
0,38	5,22	7,01	6,115
0,25	3,62	5	4,31
0,19	2,78	3,92	3,35
0,08	1,27	1,9	1,585

Fuente: Elaboración propia

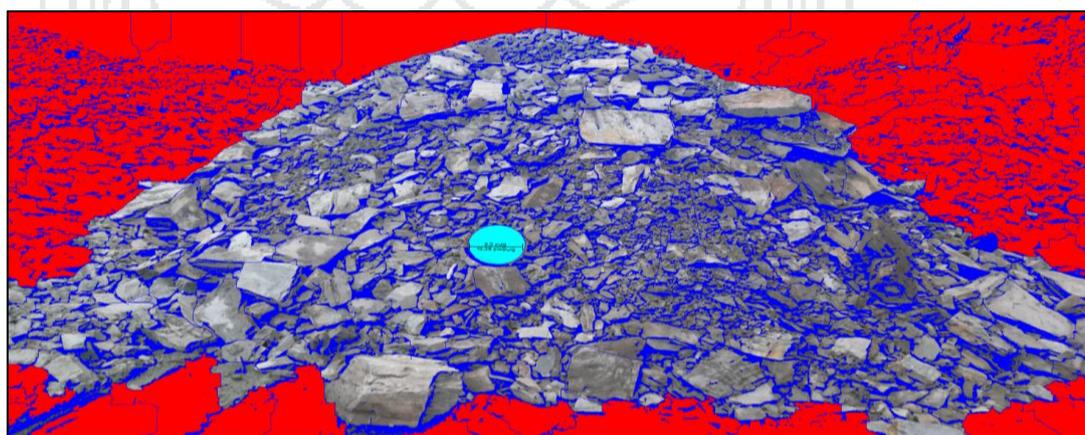


Figura 24 – 1: Fotos de la fragmentación en la voladura de breasting.

Fuente: Elaboración propia

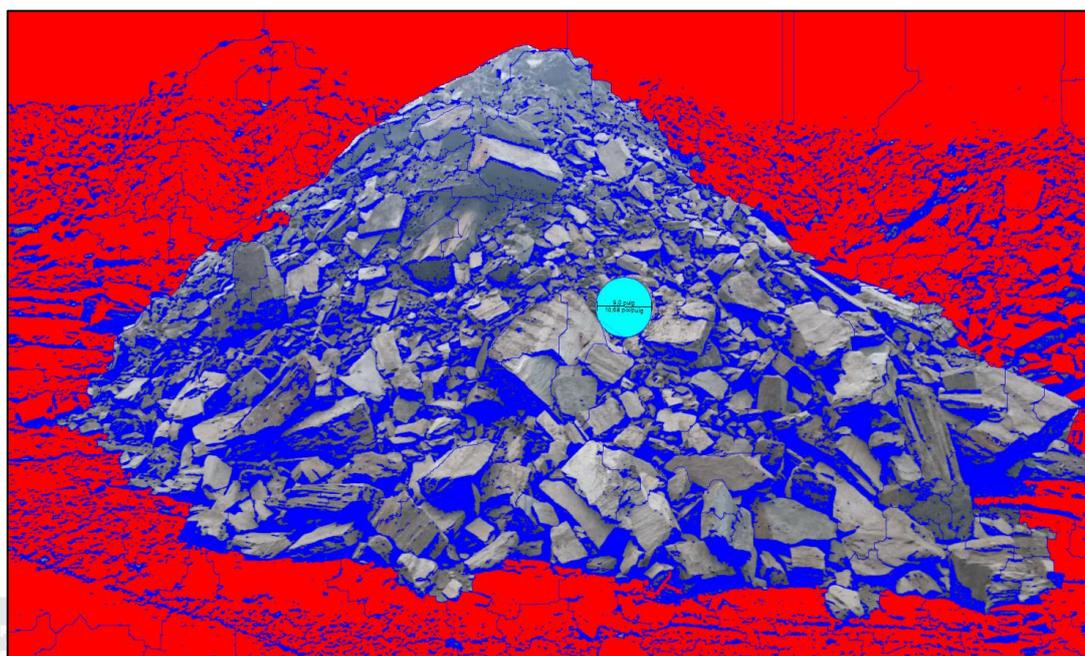


Figura 24-2: Fotos de la fragmentación en la voladura de breasting.

Fuente: Elaboración propia

Los datos entregados por el ordenador son mostrados en la Tabla 19.

Tabla 19

Valores entregados por el software Split Desktop-Breasting.

Modelo real (Split Desktop)			
Parámetro	denotación	valor	Unidad
Tamaño medio	X50	3,80	Pulg.
Pasante 80 %	P80	7,61	Pulg.
Top-Size	99,95 %	17,52	Pulg.

Fuente: Elaboración propia

La siguiente curva muestra la distribución de valores entre el porcentaje pasante (eje Y) y tamaño del material (eje X) a esto se suma la curva de fragmentación la cual muestra la interacción entre ambos ejes. (Ver Gráfico 2)

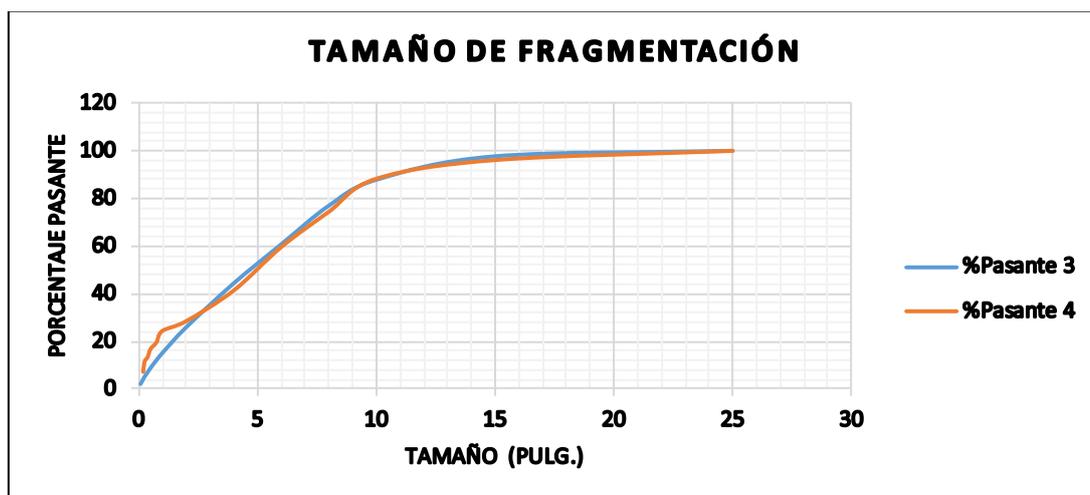


Gráfico 2: Curva de fragmentación Split Desktop-Breasting

Fuente: Consorcio Rumage S.A.- Cori Puno SAC., (2016)

Reemplazando valores:

Para el caso de breasting el material pasante menor a 10 pulgadas de las 02 pruebas P3 y P4 se tiene 87,85; 88,27 %. (Ver Tabla 20 y Figura 25-1, 25-2)

Tabla 20

Material pasante Vs porcentaje retenido-Breasting.

Tamaño (Pulg)	% Pasante -P3	% Pasante -P4	Promedio
25	100	100	100
15	97,71	96,13	96,92
10	87,85	88,27	88,06
8	76,94	74,39	75,665
6	60,75	59,58	60,165
4	44,37	41,34	42,855
2	25,92	28,48	27,2
1	15,13	24,39	19,76
0,75	12,1	19,59	15,845
0,5	8,82	16,76	12,79
0,38	7,05	13,45	10,25
0,25	5,13	11,48	8,305
0,19	4,09	7,17	5,63

Fuente: Elaboración propia

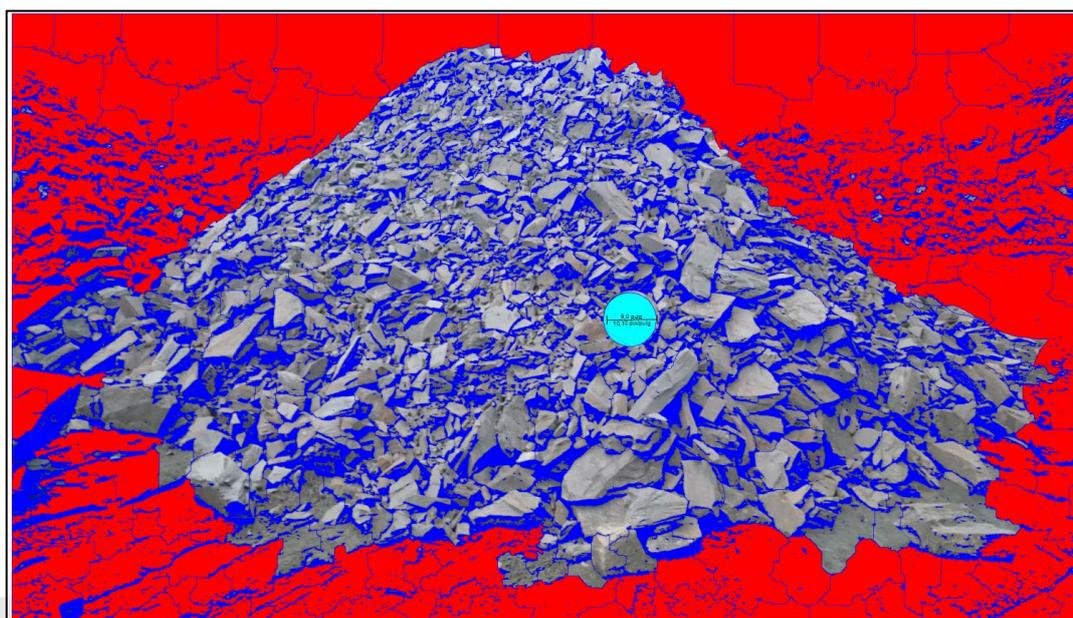


Figura 25 – 1: Fotos de la fragmentación en la voladura de rebaje de piso.

Fuente: Elaboración propia

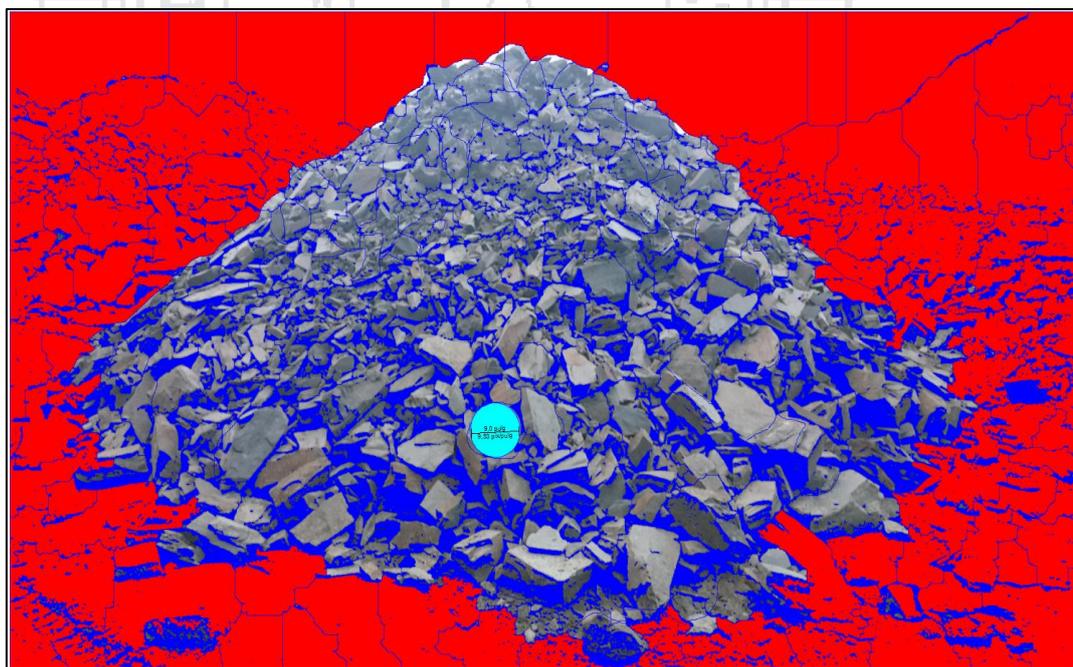


Figura 25-2: Fotos de la fragmentación en la voladura de rebaje de piso.

Fuente: Elaboración propia

Los datos entregados por el ordenador son mostrados en la Tabla 21.

Tabla 21

Valores entregados por el software Split Desktop-Rebaje de piso.

Modelo real (Split Desktop)			
Parámetro	denotación	Valor	Unidad
Tamaño medio	X50	3,30	Pulg.
Pasante 80 %	P80	7,43	Pulg.
Top-Size	99,95 %	16,76	Pulg.

Fuente: Elaboración propia

La siguiente curva muestra la distribución de valores entre el porcentaje pasante (eje Y) y tamaño del material (eje X) a esto se suma la curva de fragmentación la cual muestra la interacción entre ambos ejes. (Ver Gráfico 3)

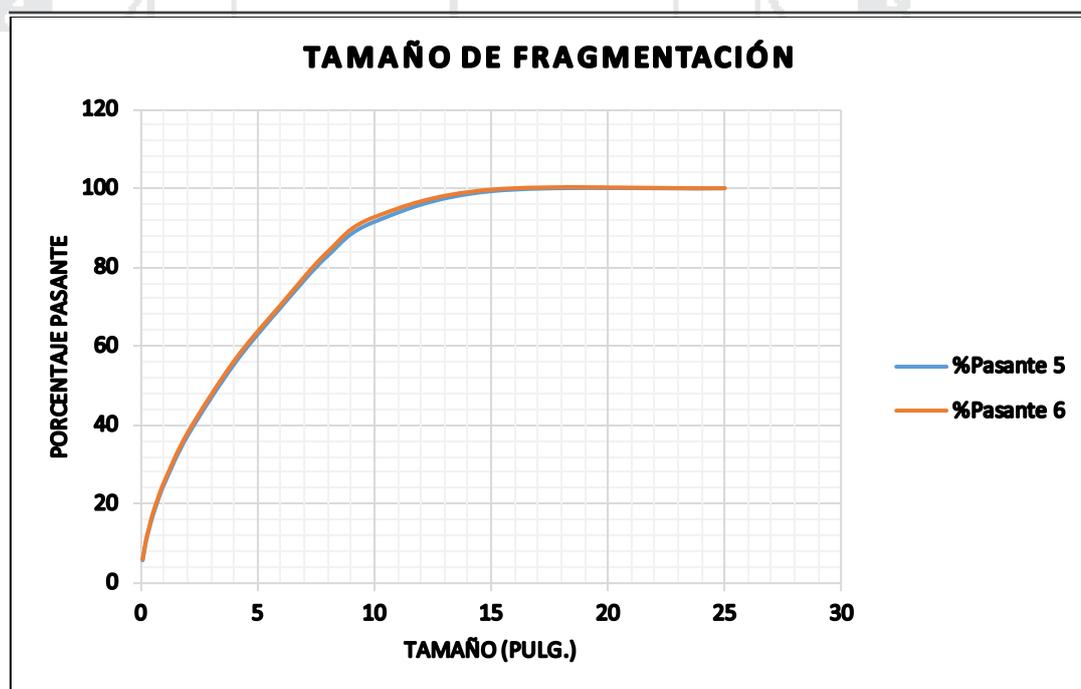


Gráfico 3: Curva de fragmentación Split Desktop-Rebaje de piso.

Fuente: Consorcio Rumage S.A.- Cori Puno SAC., (2016)

Reemplazando valores:

Para el caso de rebaje de piso también se tiene los siguientes datos P5 y P6; 91,49 y 92,7 % respectivamente, eso quiere decir que está encima del 90 %. (Ver Tabla 22)

Tabla 22

Material pasante Vs porcentaje retenido-Rebaje de piso.

Tamaño (Pulg)	% Pasante-P5	% Pasante-P6	Promedio
25	100	100	100
15	99,25	99,67	99,46
10	91,49	92,7	92,095
8	82,89	83,9	83,395
6	69,83	70,52	70,175
4	55,44	56,27	55,855
2	37,23	37,96	37,595
1	24,96	25,57	25,265
0,75	21,14	21,7	21,42
0,5	16,71	17,3	17,005
0,38	14,14	14,58	14,36
0,25	11,16	11,54	11,35
0,19	9,42	9,76	9,59
0,08	5,68	5,92	5,8

Fuente: Elaboración propia

5.8 Comparación de tamaño medio X 50 y pasante P 80

Aquí se muestran los resultados obtenidos de las 03 formas de tajeos; dequinche, breasting y rebaje de piso, tanto del tamaño medio X 50 y pasante P 80; comparando con datos anteriores antes de la aplicación del modelo matemático.

Anteriormente se tenía una fragmentación del mineral que estaba en un tamaño promedio de X 50 = 4,73 pulg. y un pasante de P 80 = 8,93. (Ver Tabla 23)

Y actualmente estos valores han disminuido con la aplicación del modelo matemático teoría de conminución, obteniéndose los siguientes datos:

(Ver Tabla 24)

Tabla 23

Valores antes de utilizar el modelo matemático – X 50 y P 80

Parámetro	Denotación	Valor	Unidad
Tamaño medio	X 50	4,73	pulg.
Pasante 80 %	P 80	8,93	pulg.

Fuente: Departamento de operaciones mina., (2016)

Tabla 24

Valores después de la aplicación del modelo matemático – X 50 y P 80

Modelo real (Split Desktop)			
Parámetro	Denotación	valor	Unidad
Volumen de roca fragmentada por taladro	Vo	0,93	m ³ /tal
Kilos de explosivo por taladro	Qe	0,71	kg/Tal
Tamaño medio	X50	<u>3,81</u>	pulg.
Pasante 80%	P80	<u>7,51</u>	pulg.
Top-Size	99,95%	16,76	pulg.

Fuente: Consorcio Rumage SA.- Cori Puno SAC., (2016)

Y se resume que se redujo en 1.83 pulg. del tamaño medio (X50) y de 2 pulg. en P80 siendo este resultado que nos indica la mejora en cuanto a la granulometría después de la voladura.

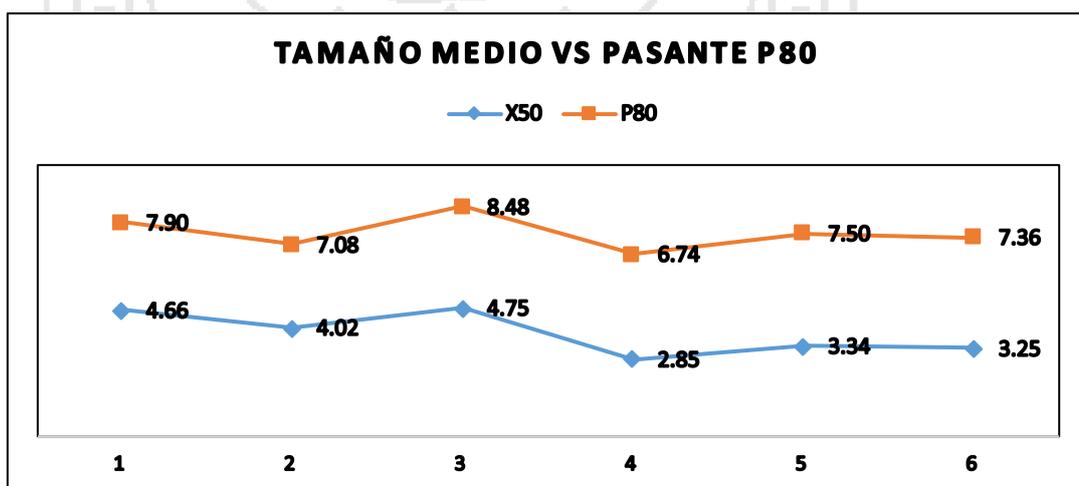


Gráfico 4: Curva de tamaño medio X50 Vs pasante P80

Fuente: Elaboración propia.

Aplicación de la teoría de conminución en desquinche, breasting y rebaje de piso

Desquinche; En caso del tajeo en desquinche debido a que se tiene una cara libre perpendicular a la estratificación se minimizó la malla de perforación a 0,5 m x 0,70 m, puesto que los estratos juegan un rol importante. Breasting; En este caso se tuvo que ampliar la malla de perforación, ya que en dicho block tenemos a la gravedad quien muy aparte de la estratificación juega un papel importante, pero a la vez se pudo observar la presencia continua de bloques de mineral de tamaño considerable y esto a la vez no es conveniente porque se tiene que realizar la perforación sobre el mineral disparado y esto es un retraso en la producción diaria. Rebaje de piso; Para el tajeo en rebaje de piso es muy conveniente puesto que se tiene como resultado una adecuada distribución granulométrica favoreciendo en la, perforación, acarreo.

5.9 Análisis de las curvas de fragmentación en los 03 casos.

En la Tabla 25 se muestra el resumen para los 03 casos el tamaño del material pasante menores a 10 pulgadas respectivamente.

Tabla 25

Pasante P 80 – Equivalente a 10 pulgadas

Tamaño (Pulg)	%Pasante Desquinche	%Pasante Breasting	%Pasante Rebaje de Piso
25	100	100	100
15	99,56	96,92	99,46
<u>10</u>	<u>93,01</u>	<u>88,06</u>	<u>92,10</u>
8	83,46	75,67	83,40
6	66,89	60,17	70,18
4	46,93	42,86	55,86

Fuente: Elaboración propia.

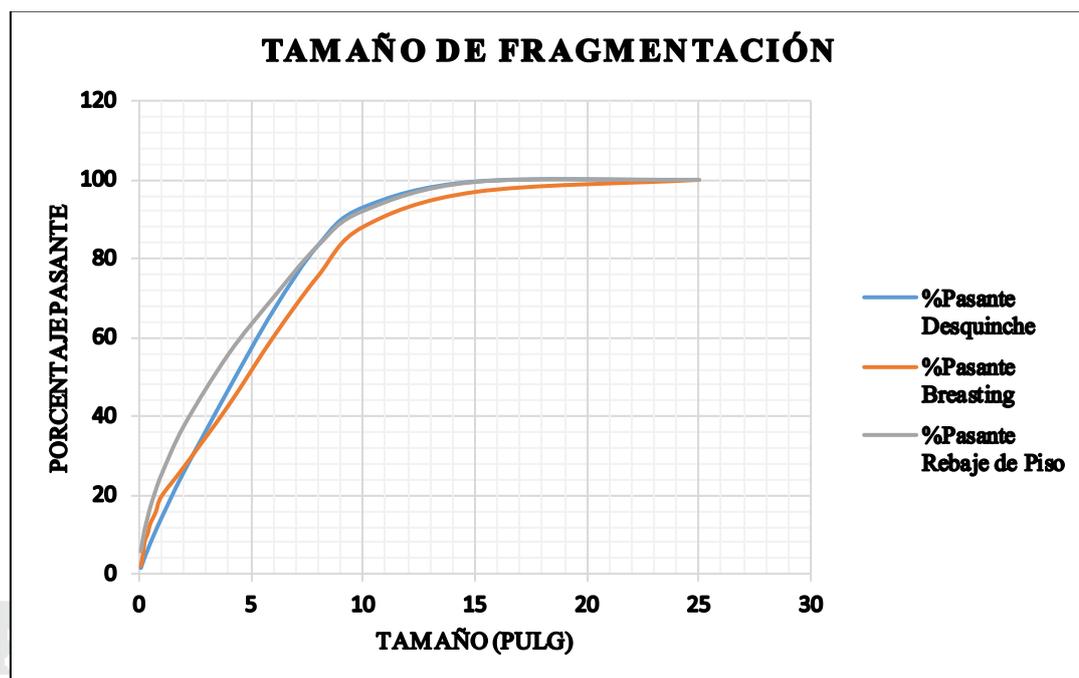


Gráfico 5: Curva de fragmentación en los 03 casos.

Fuente: Consorcio Rumage SA.- Cori Puno SAC., (2016)

5.10 Contratación de hipótesis.

5.10.1 Hipótesis general

- Con la aplicación de la teoría de conminación se logró determinar la fragmentación del mineral después de la voladura en tajeos en la unidad minera Untuca-Cori Puno SAC.

5.10.2 Hipótesis específicas

- Con la aplicación de las propiedades geomecánicas de la roca en el diseño de voladura de tajeos se obtuvo mejores resultados en la fragmentación del mineral de la unidad minera Untuca.
- Se tuvo que realizar un ajuste en la eficiencia del explosivo debido a los siguientes factores como: la altura, temperatura ambiente, factor climatológico y entre otros. Se trabajó con un factor de eficiencia del explosivo de 0,8

Sensitividad.

Según la tabla 01 de sensitividad.

Sensitividad de riesgo: Moderada

Sensitividad de desempeño: Excelente.

Velocidad de detonación.

La velocidad de detonación para el explosivo empleado en este caso dinamita Semigelatina 7/8" x 7" 65 % es: 5 400 m/s

Presión de detonación.

La presión de detonación que se obtiene de manera casi instantánea como resultado del movimiento de la onda de choque a través del explosivo dinamita semigelatina 7/8 " x 7" 65 % es: 83 KBar.

Densidad.

La densidad de dinamita semigelatina 7/8" x 7" 65 % es: 1,14 g/cc

- Se logró reajustar la malla de perforación para las diferentes formas de tajeo de acuerdo a la formación del yacimiento, de la siguiente forma:

Desquinche: 0,5 m x 0,70 m

Breasting: 0,5 m x 0,85 m

Rebaje de piso: 0,5 m x 0,80 m

En ese entender se tendrá una similitud de distribución de la granulometría entre las 03 formas de tajeos de acuerdo a los ajustes realizados para cada uno de ellos (desquinche, breasting y rebaje de piso), se les podrá aplicar cambios a los parámetros dependientes como son: burden, espaciamiento, explosivo, diámetro de perforación, carga.

CONCLUSIONES.

- Se demuestra que la aplicación de la teoría de conminución si determina que los fragmentos del mineral menores a 10 pulgadas pasan en un 91,06 %, siendo esta un óptimo resultado gracias a los parámetros geomecánicos de la roca y las características del explosivo quienes intervinieron en este modelo matemático y cumplen los estándares del diseño de malla en la unidad minera Untuca – Cori puno SAC.
- Se concluye que si es importante la consideración de las propiedades geomecánicas de la roca y las características de los explosivos al momento de aplicar cálculos para el diseño de una malla de perforación y sobre todo con un seguimiento minucioso al momento de la aplicación en el campo.
- Se minimizó las voladuras secundarias en un 20 %, en los distintos frentes de tajeos lo cual favoreció en la extracción rápida del mineral hacia planta y se redujo el consumo de explosivo para la eliminación de los bancos mayores de 25,4 cm.
- Se redujo la malla de perforación en las distintos tajeos realizados; para el caso de desquinche se redujo de 0,6 m x 0,8 m hasta una malla de 0,5 m x 0,70 m; para el caso del breasting se redujo de 0,5 m x 1,0 m hasta una malla de 0,5 m x 0,85 m; y para el caso de rebaje de piso se redujo una malla de 0,5 m x 1,0 m hasta una malla de 0,5 m x 0,80 m.

RECOMENDACIONES.

- Las voladuras deben de ser analizadas desde un punto de vista operacional y económico, para la correcta aplicación de la resistencia a la compresión simple y el módulo de Young estático se debe hacer una conversión para que la compresión simple y el módulo de Young sean dinámicos.
- En cuanto al tema de perforación las maquinas deben estar en buen estado y tener en stand bay para así realizar la perforación evitando desviaciones, ruptura del barreno, controlar el paralelismo y en cuando a la voladura tener cuidado en la secuencia de salida de la malla de voladura y el chispeo conformado por maestro-ayudante.
- Capacitar constantemente al personal sobre el nuevo diseño de malla de perforación con la aplicación de la teoría de conminución, y los parámetros que se deben tener en cuenta durante la perforación y voladura.
- Este caso explica cómo se puede hacer correcciones para el burden y espaciamiento calculado en base a la formación del yacimiento del mineral, solamente para los parámetros establecidos por Cori Puno S.A.C. y las propiedades geomecánicas de la roca.

BIBLIOGRAFÍA.

- Agreda, Carlos (2001), “*Conceptos matemáticos básicos de la teoría de la conminución aplicada a la voladura de rocas.*” VI simposium internacional de perforación y voladura de rocas SIPEVOR-2001. Lima. Universidad Nacional de Ingeniería.
- Armstrong L. and Moxon N. (1993). *The effect of confinement on fragmentation and movement.* N.S.W. Australia.
- Barton, N.R., Lien, R. and Lunde, J. 1974. *Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support.* *Rock Mech.* 6(4), 189-239.
- Bieniawski, Z.T. 1989. *Engineering rock mass classifications.* New York: Wiley.
- Brady B.H.G. & Brown E.T. (1985). “*Rock mechanics for underground mining*” .George Allen& Unwin. London.
- Cámac Torres, E.A. (2008). *Manual de perforación y voladura de Rocas.* Puno: Facultad de Ingeniería de Minas-Universidad Nacional del Altiplano.
- Cámac Torres, E.A. (2010). *Tecnología de explosivos.* Puno.
- Cámac Torres, E.A. (2008). *Voladura de rocas.* Puno.
- Chávez León, L.A. “*Optimización de la fragmentación en los proyectos de voladura primaria en la zona norte del tajo San Pedro Sur, minera La Zanja*”. Lima.
- Chávez Lescano, W. (2001). “*Optimización de la voladura de frentes aplicando la teoría de conminución en la mina Cerro de Pasco.*” Junín.
- Córdova D. (2013). “*Informe evaluación geomecánica para el minado subterráneo de Pomarani y Santa Rosa- Cori Puno SAC*”. Lima-Perú. Noviembre.
- Cori Puno S.A.C. (2016). “*Planos y secciones topográficos y geológicos*” Proporcionados por departamento de Geología de la unidad minera Untuca. Febrero.
- Cori Puno S.A.C. (2016). “*Planos y características geomecánicas de la zona Pomarani y Santa Rosa*” Proporcionados por departamento de geomecánica de la unidad minera Untuca. Febrero.
- Don U. Deere. (1989). *Rock quality designation (ROD).* Vicksburg, Mississippi.
- Energía y Servicios a la Minería. ENAEX (2003), “*Manual de tronaduras en minería superficial y subterránea.*” Chile.

- EXSA S.A. (2009). *“Manual práctico de voladura”* 3ra Edición.
- F.L. Bond. (1952). *“Tercera teoría de la conminución.”*
- Hagan, T.N. (1979). *The effects of some structural properties of rock on the design and results of blasting*. ICI Australia Operations Pty. Ltd. Melbourne.
- Harries, G. (1978). *Breakage of rock by explosives*. Australia. I.M.M.
- Hernández Sampieri R, Fernández Collado C. & Baptista Lucio P. (1991). *“Metodología de la investigación”*. Edición Hills Interamericana de México, S.A. de C.V. México.
- Hoek, E. (2000). *Support of underground excavations in hard rock*. Vancouver, B.C. Canada.
- Konya Calvin & Albarran Enrique N. (1998), *“Diseño de voladuras”*. Madrid – España.
- López Jimeno, E. (1980). *“Influencia de las propiedades de las rocas y de los macizos rocosos en el diseño y resultado de las voladuras.”* Madrid-España.
- López Jimeno C. & López Jimeno E. (2003). *“Manual de perforación y voladura de rocas”*, Edición Arias Montano.
- Llanco Sedano, J. H. & Sicus Quispe, Y. R. *“Evaluación de la voladura basada en las clasificaciones geomecánicas en la cia consorcio minero Horizonte-U/P Culebrillas”*. Huancavelica.
- Lownds (1995). *Prediction of fragmentation based on energy distribution of explosive*. International society of explosives engineers.
- Morales Cabrera, D. (2003), *“Aplicaciones de geomecánica en voladura.”* VII simposium internacional de perforación y voladura de rocas SIPERVOR-2003 de la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.
- Poma Ancasi, Rossel (2009), *“Predictor de fragmentación por conminución - FRAGMECONM”*. Pasco.
- Sassa K. and Ito, I. (1974). *On the relation between the strength of a rock and the pattern of breakage by blasting*. Proc. #rd Congress international society of rock mechanics. Denver.
- Split Engineering. (2001). *What’s new with the digital image analysis software Split-Desktop*. USA.

ANEXOS

Anexo 1. Informe técnico de geomecánica.

DCR Ingenieros S.R. Ltda.
Geomecánica en Minería y Obras Cíviles

Lima, 06 de Noviembre del 2013

Señores
Coti Puno S.A.C.
Presente. -

Att.: Ing. Jaime Bocanegra

Ref. Informe Evaluación Geomecánica para el Minado
Subterráneo de Pomarani y Santa Rosa

Estimado Ingeniero:

Es grato dirigirme a Ud. a fin de remitirle adjunto a la presente, el informe técnico “Evaluación Geomecánica para el Minado Subterráneo de Pomarani y Santa Rosa” que su representada nos encargara realizar.

Sin otro particular y a la espera de sus gratas órdenes, quedo de Ud.

Muy atentamente,

MSc. Ing. David Córdova Rojas
Gerente Técnico

Se adjunta:

- Dos ejemplares impresos del informe
- CD conteniendo el informe completo

Calle Altamira 124 Urb. Camino Real La Molina Lima Perú - Telefax. 358-7002 – Celular 992-793067
E-mail: davidcor@terra.com.pe

Fuente: Cordova, D., (2013). Informe técnico “Evaluación geomecánica para el minado subterráneo de Pomarani y Santa Rosa.

Anexo 2. Análisis de información – Phase 2.

Material: Filita SantaRosa	
Initial element loading	field stress & body force
Unit weight	0.027 MN/m ³
Elastic type	isotropic
Young's modulus	4314.3 MPa
Poisson's ratio	0.28
Failure Criterion	Generalized Hoek-Brown
Material type	Elastic
Compressive strength	70 MPa
mb parameter	0.472079
s parameter	0.000866
a parameter	0.508086
Piezo to use	None
Ru value	0

Fuente: Cordova, D., (2013). Informe técnico- Anexo 6 “Evaluación geomecánica para el minado subterráneo de Pomarani y Santa Rosa.

Anexo 3. Ensayo de tracción indirecta.

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA
Sección Ingeniería de Minas



PUCP

ENSAYOS DE TRACCIÓN INDIRECTA (continuación)

Sector	Litología	Sub-muestra	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga (kg)	Resistencia a la Tracción (Kg/cm ²)	Resistencia a la Tracción (MPa)
Santa Rosa	Filita	A	6.33	2.70	3600.00	134.10	13.15
		B	6.33	2.68	3000.00	112.58	11.04
		C	6.33	2.79	1600.00	57.68	5.66
		D	6.33	2.52	2600.00	103.76	10.18
		E	6.33	2.40	1950.00	81.71	8.01 (*)
		F	6.33	2.50	2800.00	112.64	11.05 (*)

(*) Ensayos adicionales

Universitaria N° 1801, San Miguel
T: (511) 626 2000 anexos 5000, 5001
F: (511) 626 2852
www.pucp.edu.pe/secc/minas

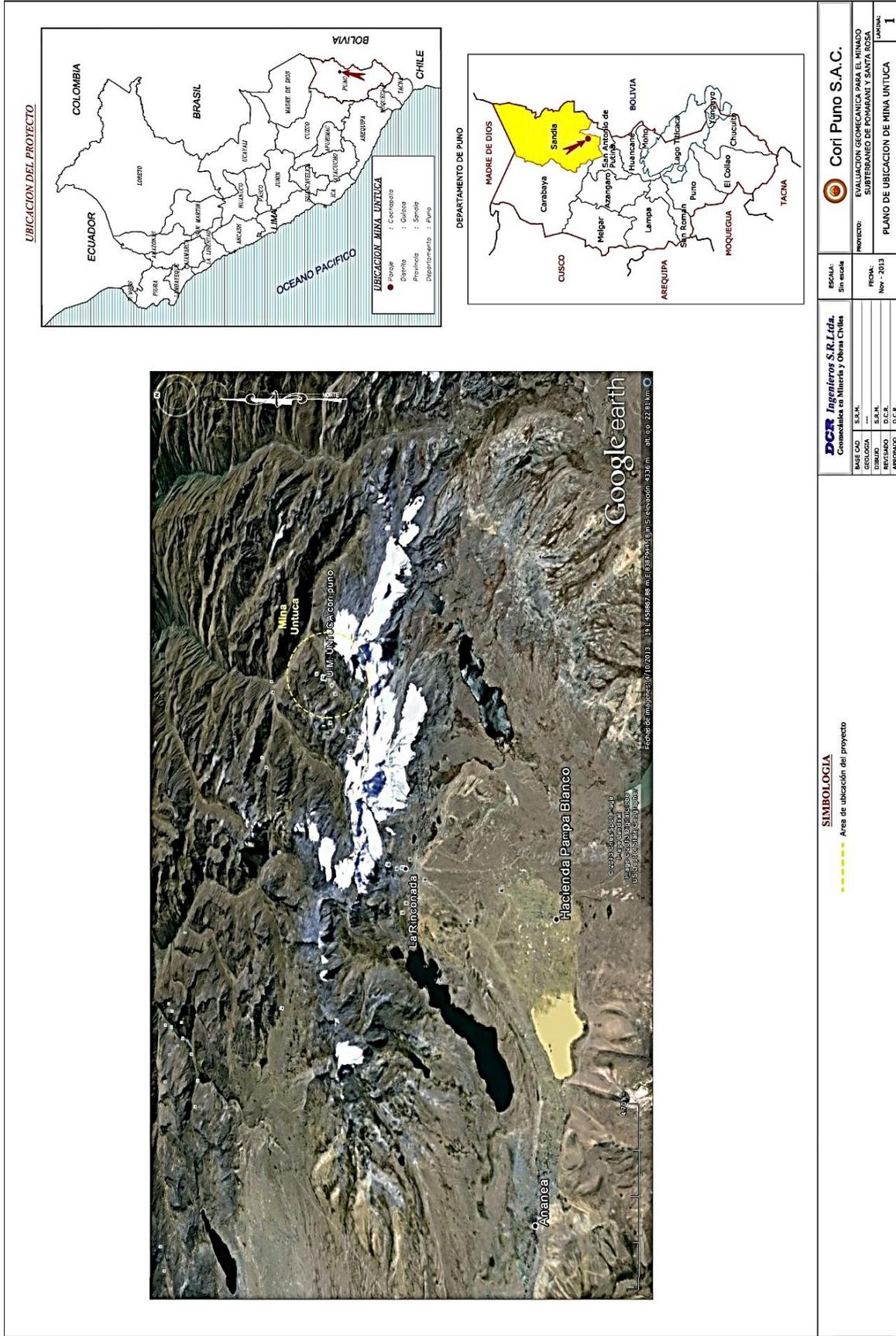
Fuente: Cordova, D., (2013). Informe técnico-Anexo 3 ‘Evaluación geomecánica para el minado subterráneo de Pomarani y Santa Rosa.

Anexo 5. Cuadro de recolección de datos.

ITEMS	DESCRIPCIÓN DEL LUGAR	DATOS DE CAMPO
Labor donde se realizará la prueba de voladura	Fecha:	10/09/15
	Labor:	Tj - 469 E
	Nivel:	4890
	Material:	Mineral
	Zona o sector	Santa Rosa
Recolección de datos de los parámetros geométricos de la perforación y voladura	PARÁMETROS DE LA ROCA	
	Densidad de la roca:	2.7 Ton/m ³
	PARÁMETROS DE PERFORACIÓN	
	Longitud de perforación:	2.15 m
	Diámetro de taladro:	41 mm
	BURDEN:	0.5 m
	ESPACIAMIENTO:	0.8 m
	Ancho de labor:	5 m
	Altura de labor:	2.5 m
	Volumen roto.	26.86 m ³
	Eficiencia de perforación:	89 %
	TIPOS DE EXPLOSIVO	
	Tipo de explosivo:	Dinamita semigelatina 65%
	Dimensiones.	42,0 x 30,8 x 31,3 cm
	Densidad:	1.14 gr/cc

Fuente. Elaboración Propia.

Anexo 6. Plano de ubicación de la mina Cori Puno SAC.

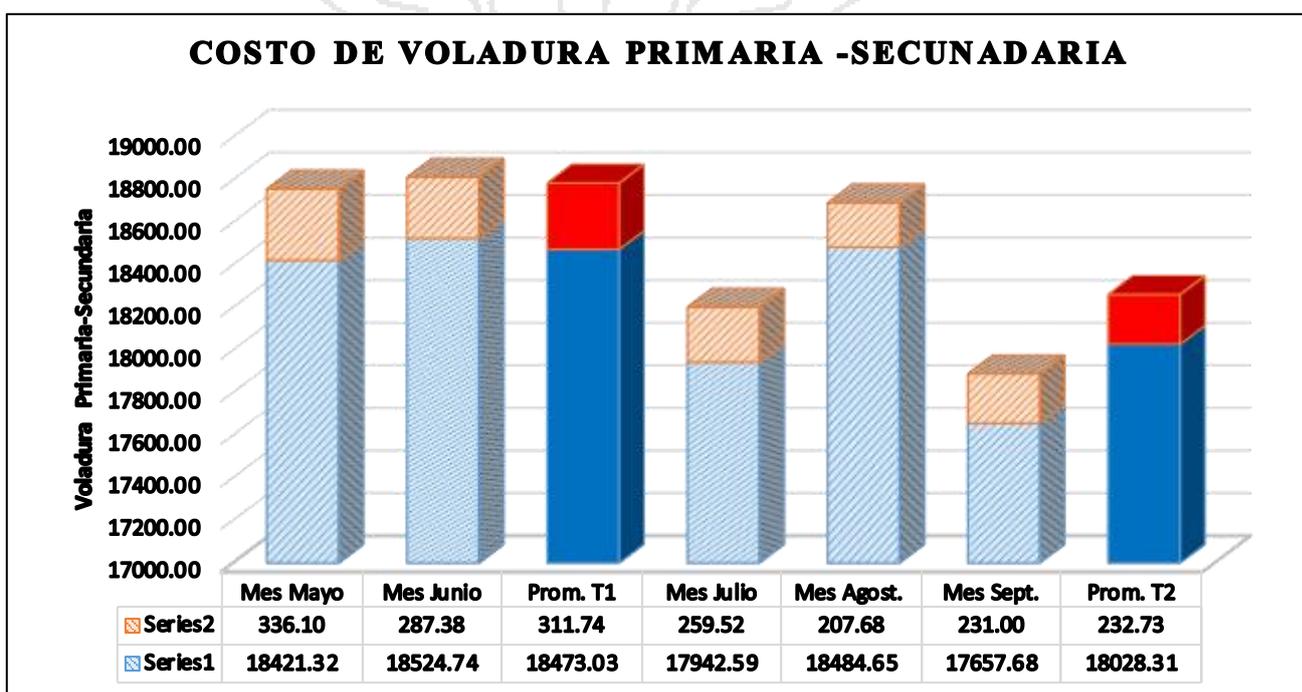


Fuente: Cori Puno SAC., (2016)

Anexo 7. Costos de perforación y voladura.

Costo de perforación y voladura	Mes Mayo	Mes Junio	Prom. T1
Voladura primaria	US\$ 18421.32	18524.74	18473.03
Voladura secundaria	US\$ 978.88	769.47	874.18
Total	19400.20	19294.20	19347.20

Mes Julio	Mes Agosto	Mes Sept.	Prom. T2
17942.59	18484.65	17657.68	18028.31
620.50	512.51	576.59	569.87
18563.09	18997.16	18234.27	18598.18



Voladura secundaria.

Descripción	Cant.MM	Cant.MJ	Prom.T1
Nº de plasteos	8	6	7.00
Dinamita 7/8*65% (Pza)	420	376	398.00
Pentacord 5P (m)	450	350	400.00
Carmex 7 pies (Pza)	20	16	18.00
Horas equipo scoop 2.2 yd ³ (Hrs)*	9.28	6.96	8.12
Tareas administrativas(tareas)**	1.52	1.14	1.33

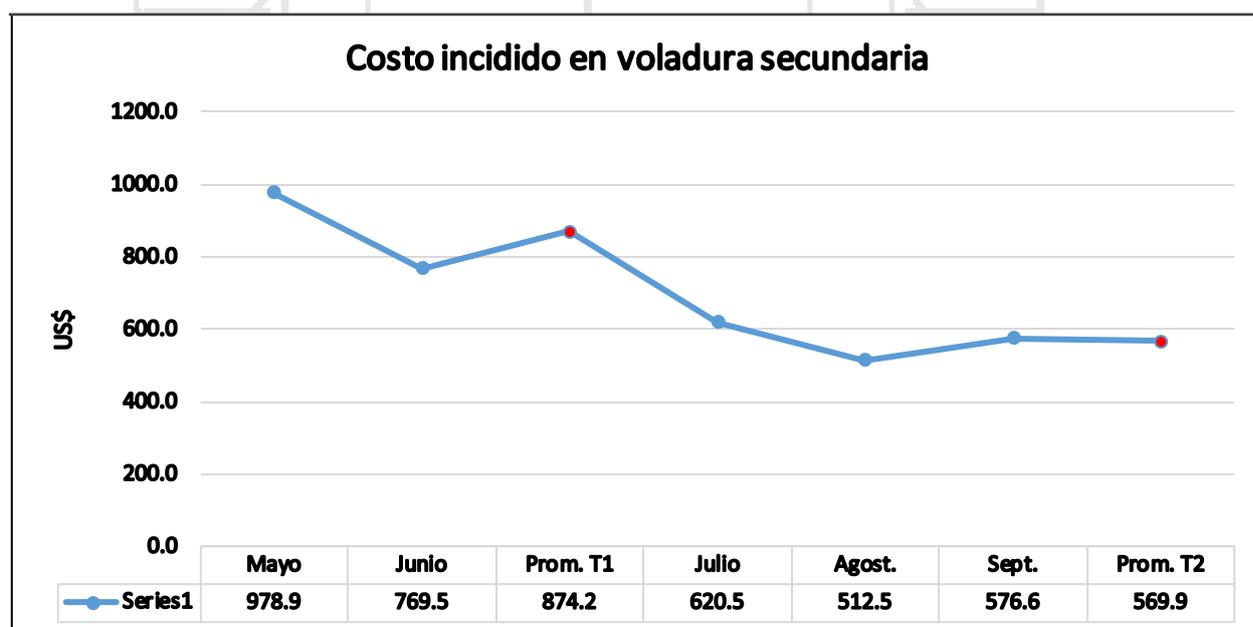
	Cant.MJ	Cant.MA	Cant.MS	Prom.T2
	5	4	4	4.3
	350	300	320	323.3
	300	200	250	250.0
	12	8	10	10.0
	5.16	4.38	5.02	4.9
	0.95	0.76	0.76	0.8

*Costo del operador incluye en el P.U. del scoop

**El plaste se hace en 1 hora e intervienen 2 tareas

Costo de voladura secundaria.

Descripción	P.U.	Mayo	Junio	Prom. T1	Julio	Agost.	Sept.	Prom. T2
Dinamita 7/8*65% (Pza)	0.5	218.4	195.5	207.0	182.0	156.0	166.4	168.1
Pentacord 5P (m)	0.2	103.5	80.5	92.0	69.0	46.0	57.5	57.5
Carmex 7 pies (Pza)	0.7	14.2	11.4	12.8	8.5	5.7	7.1	7.1
Horas equipo scoop 2.2 yd3 (Hrs)	63.7	591.0	443.3	517.2	328.6	279.0	319.7	309.1
Tareas administrativas(tareas)	34.0	51.7	38.8	45.3	32.3	25.9	25.9	28.0
Total	US\$	978.9	769.5	874.2	620.5	512.5	576.6	569.9
		1748.4		US\$	1709.6			US\$



Anexo 8. Fotografías.

Foto 8.1 Carguío de taladros en desquinche.



Foto 8.2 Amarre para la iniciación de la voladura.



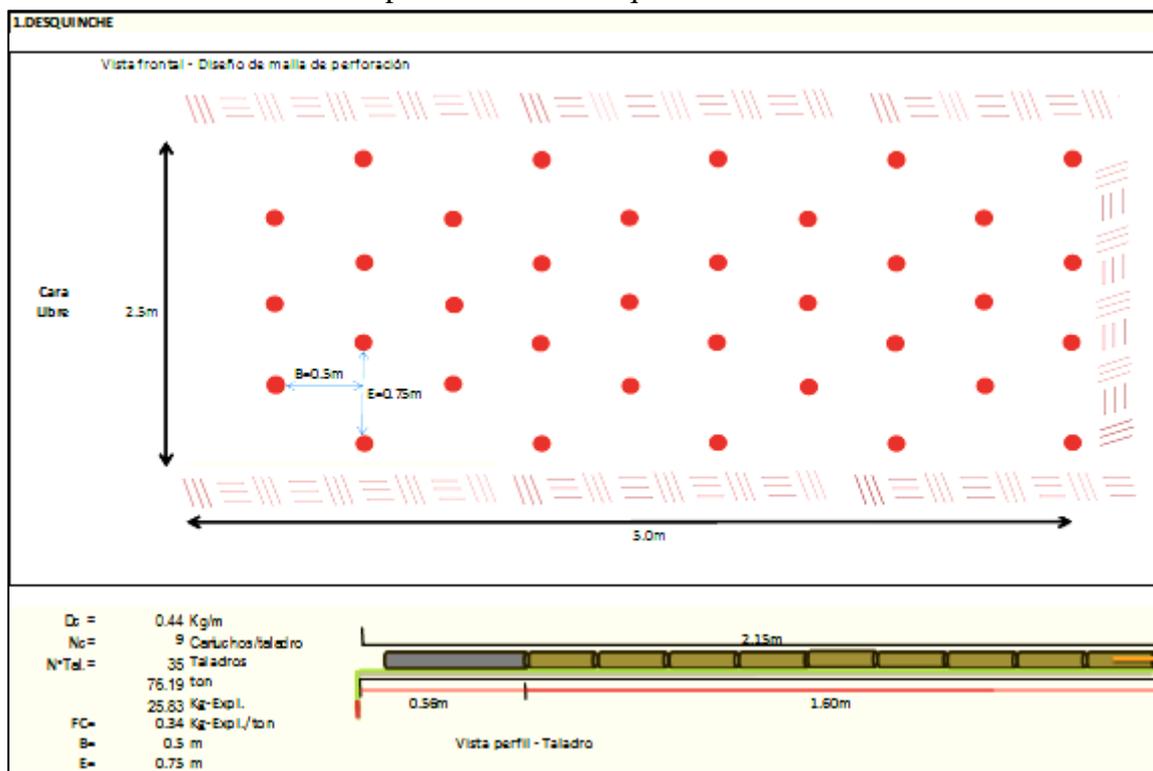
Foto 8.3 Chispeo en desquinche.



Foto 8.4 Fragmentación del mineral después de la voladura.

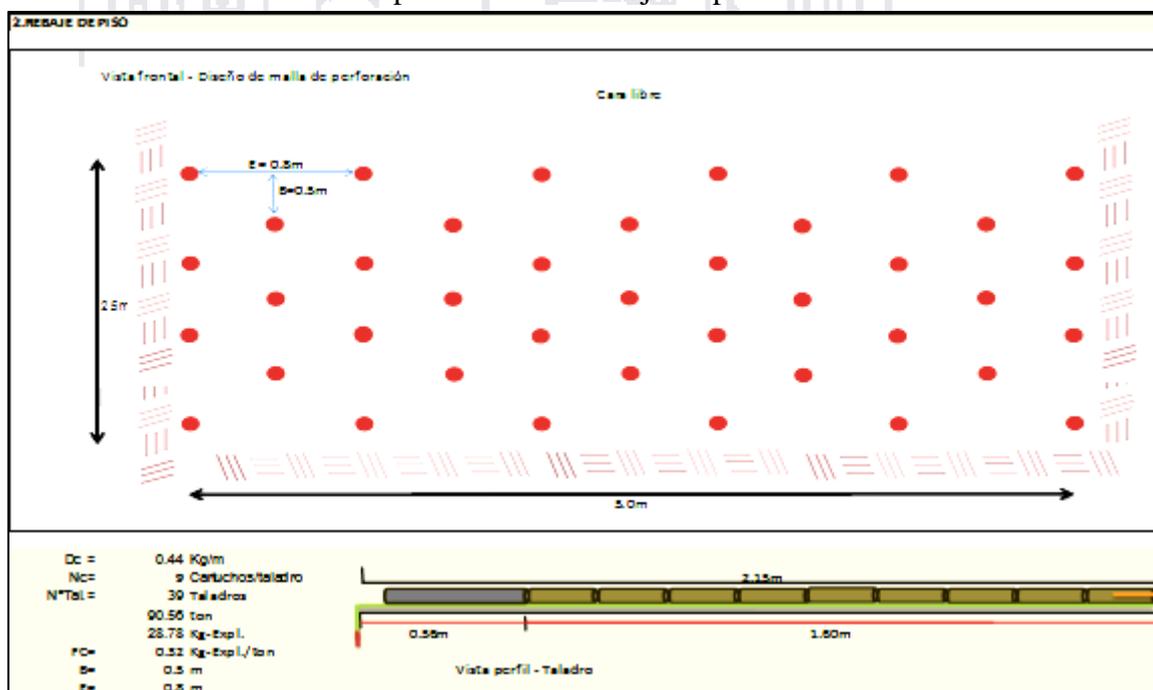


Anexo 9. Diseño de malla de perforación en desquinche.



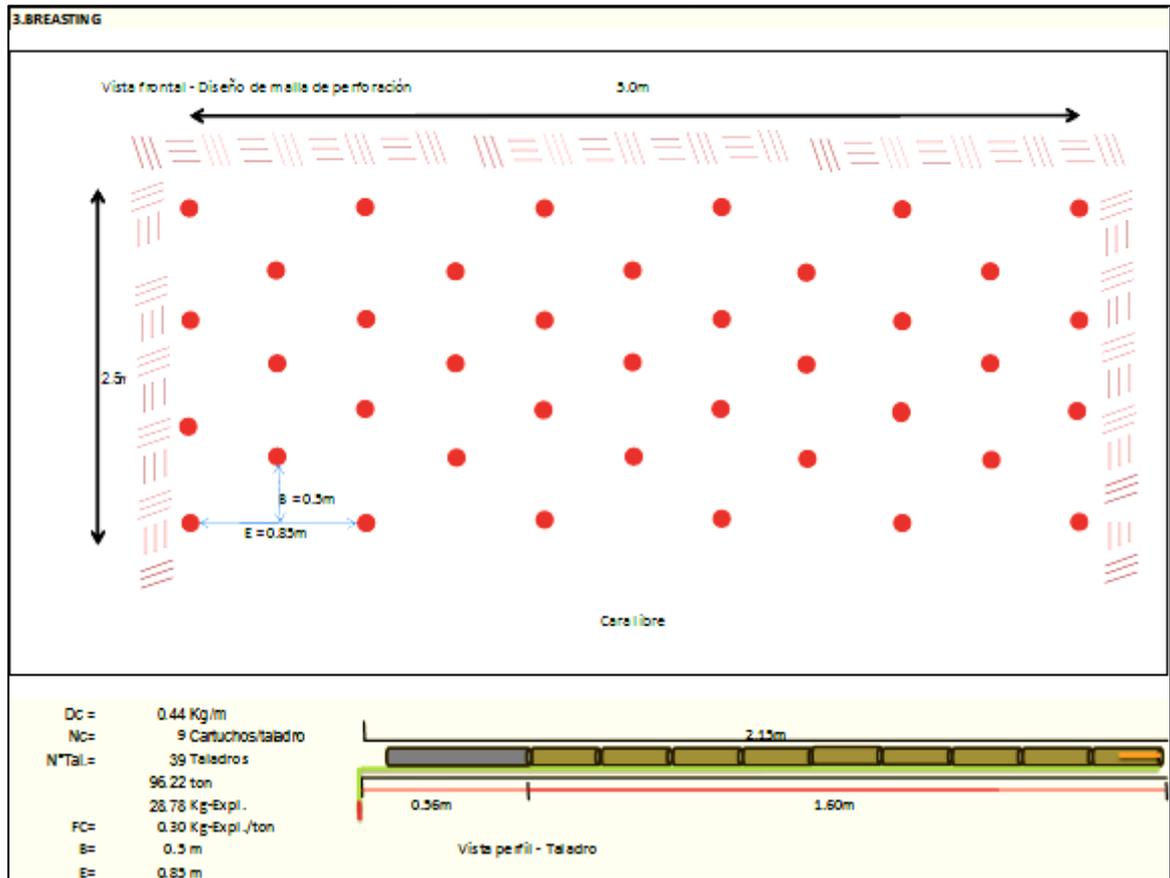
Fuente: Elaboración propia

Anexo 10 Diseño de malla de perforación en rebaje de piso.



Fuente: Elaboración propia

Anexo 11 Diseño de malla de perforación en breasting.



Fuente: Elaboración propia

