

**FACULTAD DE INGENIERÍA**

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Diseño de mallas de perforación y voladura en base a la energía explosiva del anfo pesado para optimizar la fragmentación de rocas en la Unidad Minera Arasi**

Edwin Luis Quina Valencia

Para optar el Título Profesional de  
Ingeniero de Minas

Arequipa , 2021

Repositorio Institucional Continental  
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a Dios, por todas sus bendiciones a largo de mi camino, por estar siempre en cada decisión y por permitirme compartir de cada momento de mi vida con mucha satisfacción gracias a su protección y fortaleza espiritual.

Agradezco a mi familia, por su apoyo incondicional durante toda mi carrera profesional, por su apoyo moral en momentos difíciles.

A mis amigos, maestros y colegas quienes me han apoyado y por sus consejos.

## **DEDICATORIA**

Dedico esta tesis a Dios por su sabiduría y fortaleza espiritual.

A mi familia por estar siempre a mi lado en todo momento, por los valores y principios que dirigen por el buen camino.

A la Universidad que me permitió reforzar, complementar mis conocimientos a lo largo de mi carrera profesional, a los docentes que me han brindado sus experiencias y conocimientos.

A personas especiales que me acompañan siempre en cada decisión importante.

# ÍNDICE DE CONTENIDO

AGRADECIMIENTO.....	ii
DEDICATORIA.....	iii
RESUMEN.....	x
ABSTRACT.....	xi
INTRODUCCION.....	1
<b>CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO .....</b>	<b>2</b>
1.1 PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA .....	2
1.1.1 Planteamiento del problema .....	2
1.1.2 Formulación del problema .....	3
1.2 OBJETIVOS.....	3
1.2.1 Objetivo general .....	3
1.2.2 Objetivo específico .....	3
1.3 JUSTIFICACIÓN .....	4
1.4 HIPÓTESIS Y DESCRIPCIÓN DE VARIABLES .....	4
1.4.1 Hipótesis.....	4
1.4.2 Variables.....	5
<b>CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....</b>	<b>6</b>
2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN .....	6
2.2 BASES TEÓRICAS .....	7
2.2.1 Fundamentos teóricos geológicos .....	7
2.2.2 Metodologías existentes .....	23
2.2.3 Técnicas e instrumentos de investigación.....	25
2.2.4 Diseño de modelo teórico conceptual.....	25
2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS .....	26
<b>CAPÍTULO III METODOLOGIA.....</b>	<b>53</b>
3.1 MÉTODO Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN .....	53
3.1.1 Método de la investigación .....	53
3.1.2 Alcances de la investigación.....	53
3.2 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN.....	54
3.2.1 Tipo de diseño de investigación. ....	54

3.3	POBLACIÓN Y MUESTRA .....	54
3.3.1	Población.....	54
3.3.2	Muestra.....	55
3.4	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS .....	55
3.4.1	Técnicas utilizadas en la recolección de datos .....	56
3.4.2	Instrumentos utilizados en la recolección de datos.....	56
<b>CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN .....</b>		<b>57</b>
4.1	RESULTADOS DEL TRATAMIENTO Y ANÁLISIS DE LA INFORMACIÓN .....	57
4.1.1	Resultado para lograr explicar el objetivo específico Nro. 01 .....	57
4.1.2	Cálculo de retardo de producción .....	60
4.1.3	Cálculo de velocidad pico partícula VPP, constantes K, n.....	64
4.1.4	Cálculo computarizado de las mallas de perforación y voladura con el software JK Simblast. ....	71
4.1.5	Resultado para lograr explicar el objetivo específico 2.....	80
4.1.6	Resultado que explica el OBJETIVO GENERAL .....	85
4.2	DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	90
4.3	CONCLUSIONES.....	91
4.4	RECOMENDACIONES .....	92
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....		93
ANEXOS.....		96

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.	Mezclas de Heavy Anfo.....	28
Tabla 2.	Densidad de Roca y Grado de Dureza del Tajo Jesica.....	37
Tabla 3.	Normativa peruana de vibraciones .....	40
Tabla 4.	Valores representativos del Office of Surface Mining (OSM) .....	41
Tabla 5.	Valores de VPP según USBM RI8507 .....	41
Tabla 6.	Diseño de malla de la mina en uso para Tajo Jesica .....	46
Tabla 7.	Modelo Burden y espaciamento de la Mina tajo Jesica.....	47
Tabla 8.	Cuadro de alteraciones, dureza, RMR de tajo Jesica, proyecto PY10-4920, banco 4920 .....	49
Tabla 9.	Brecha Hidrotermal, roca buena, regular de tipo de II y III .....	49
Tabla 10.	Sílice masiva, roca buena, regular de tipo de II y III.....	50
Tabla 11.	Sílice Clay Pirita, roca buena, regular de tipo de II y III.....	50
Tabla 12.	Sílice Granular, roca buena, regular de tipo de II y III .....	50
Tabla 13.	Sílice Clay, roca buena, regular de tipo de II y III .....	51
Tabla 14.	Sílice Alunita, roca buena de tipo de II.....	51
Tabla 15.	Roca Fresca, roca regular de tipo de III.....	51
Tabla 16.	Propilitico, roca buena, regular de tipo de II y III.....	52
Tabla 17.	Clay, roca buena, regular de tipo de II y III .....	52
Tabla 18.	Mezcla de Anfo pesado HA-46.....	58
Tabla 19.	Distribución de carga de Anfo pesado HA-46, según RBS .....	59
Tabla 20.	Resultado final: Modelo de la mina y modelo propuesto.....	60
Tabla 21.	Tiempos de retardo entre taladros (TRH) y filas (TRF) .....	61
Tabla 22.	Resumen de parámetros de perforación y voladura de Producción, tajo Jesica, banco 4920.....	62
Tabla 23.	Resumen de nuevas dimensiones de burden(B) y espaciamento (S) del modelo propuesto.....	63
Tabla 24.	Puntos de la clasificación RMR.....	65
Tabla 25.	Resumen de clasificación de la masa rocosa en el Tajo Jesica Nv. 4920.....	66
Tabla 26.	Tipo de terreno .....	68
Tabla 27.	Velocidad pico partícula (VPP).....	69
Tabla 28.	Resumen de parámetros VPP, K, n .....	70
Tabla 29.	Resumen de parámetros para diseño malla, Modelo “De la mina”, “Diseño propuesto”.....	72

Tabla 30.	Resumen de parámetros para el cálculo de tamaño de fragmentación con JK Simblast. ....	80
Tabla 31.	Resumen de tamaño de fragmentación con JK Simblast y Wip frag .....	86
Tabla 32.	Modelo propuesto: Análisis de sensibilidad de granulometría para tamaño de malla $x=15$ cm.....	86
Tabla 33.	Modelo de la mina: Análisis de sensibilidad de granulometría para tamaño de malla $x=15$ cm.....	88
Tabla 34.	Densidad de roca y Grado de dureza .....	101
Tabla 35.	Densidades de explosivos Anfo pesado HA-46.....	101
Tabla 36.	Factor $K_b$ .....	102
Tabla 37.	Velocidad de detonación .....	103
Tabla 38.	Carga de Anfo pesado HA-46 – modelo de la mina .....	105
Tabla 39.	Burden y espaciamento con Modelo matemático Fraenkel.....	106
Tabla 40.	Energía de mezclas explosivas a granel Anfo pesado.....	107
Tabla 41.	Burden y espaciamento con modelo matemático ASH Modificado.....	108
Tabla 42.	Mezcla de Anfo pesado HA-46, aplicando su potencia relativa por Volumen (RBS) .....	109
Tabla 43.	Cálculo de Burden y espaciamento aplicando RBS .....	110
Tabla 44.	Distribución de carga de Anfo pesado HA-46, según RBS .....	110
Tabla 45.	Resultado final: Modelo de mina y modelo propuesto.....	111
Tabla 46.	Parámetros para cálculo de BI .....	113
Tabla 47.	Resumen de parámetros de factor de roca para BI.....	113
Tabla 48.	Análisis de sensibilidad de granulometría para tamaño de malla $x=15$ cm, Modelo propuesto.....	115
Tabla 49.	Análisis de sensibilidad de granulometría para tamaño de malla $x=15$ cm, Modelo de la mina .....	116

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.	Columna Estratigráfica Regional.....	12
Figura 2.	Plano Geológico Regional.....	13
Figura 3.	Plano Geológico Local.....	18
Figura 4.	Columna Estratigráfica Local. ....	19
Figura 5.	Yacimiento Jesica.....	20
Figura 6.	Abundante Jerosita impregnada sobre roca solidificada Alunita.....	22
Figura 7.	Tipo de brechas.....	23
Figura 8.	Carguío de taladros con heavy ANFO HA-46.....	44
Figura 9.	Voladura en bancos.....	45
Figura 10.	Modelo de bloques, yacimiento Jesica. ....	45
Figura 11.	Proyectos de perforación de los bancos 4920 del yacimiento Jesica.....	46
Figura 12.	Taladros de producción del proyecto PY10-4920 en el banco 4920 .....	48
Figura 13.	Terminología empleada en una mina cielo abierto.....	55
Figura 14.	Introducción de parámetros para ambos modelos .....	73
Figura 15.	Diseño de carga en taladro de producción .....	74
Figura 16.	Carga en taladros con Booster.....	75
Figura 17.	Amarre de taladros .....	76
Figura 18.	Activación de todos los taladros previo a detonación del primer taladro. ....	77
Figura 19.	Verificación de detonación de todos los taladros .....	78
Figura 20.	Ingreso de constantes K, B, R.....	78
Figura 21.	VPP: Resultados obtenidos modelo propuesto. ....	79
Figura 22.	VPP: Resultados obtenidos modelo Propuesto.....	79
Figura 23.	Resultados obtenidos diseño de malla de la mina. ....	79
Figura 24.	Resultados obtenidos modelo diseño de malla propuesto.....	79
Figura 25.	Ingreso de datos para fragmentación. ....	81
Figura 26.	Resultados de fragmentación, modelo propuesto .....	81
Figura 27.	Resultados obtenidos modelo de mina. ....	82
Figura 28.	Imagen de material fragmentado, modelo actual .....	83
Figura 29.	Foto análisis con software wip frag, modelo actual. ....	83
Figura 30.	Análisis granulométrico con software wip frag, modelo actual.....	83
Figura 31.	Imagen de material fragmentado, modelo propuesto.....	84
Figura 32.	Foto análisis con software wip frag, modelo propuesto.....	84
Figura 33.	Análisis granulométrico con software wip frag, modelo propuesto. ....	85

Figura 34. Captura de pantalla de Excel-modelo de la mina .....	87
Figura 35. Captura de pantalla de Excel-modelo propuesto.....	89
Figura 36. Estimación de energía de impacto para roca Tipo RL.....	120

## RESUMEN

En el Perú, hoy en día se están aplicando nuevas técnicas para diseñar mallas de perforación y voladura, además se tiene que tener en cuenta que la roca a medida que se va profundizando, resulta ser cambiante y poco predecible en situaciones de heterogeneidad; también en el mercado se cuenta con explosivos con propiedades físicas específicas de energía y potencia, que muchas veces se toma decisiones de elección por empirismo poco precisas para diseñar las mallas de perforación y voladura; por ende, la presente tesis busca conocer la utilización de la potencia relativa por volumen (RBS). Esta teoría permite cambiar de forma rápida las dimensiones originales de burden y espaciamiento de un explosivo en uso por otro de mayor energía, también esta teoría nos da la posibilidad de utilizar más de dos explosivos y determinar su nuevo burden y espaciamiento en base a la mezcla explosiva. Al determinar el nuevo burden y espaciamiento, lo que permite ahorrar costo y tiempo en el ensayo de prueba y error, hasta encontrar el nuevo diseño de malla a utilizar. En el presente trabajo se utiliza el Anfo pesado 40/60 y se estableció que es posible reducir coste de perforación y voladura al determinar un diseño de malla optimo, factor de carga optimo, y fragmentación óptima.

El tipo del trabajo de investigación es aplicado y el nivel explicativo, siendo el diseño el descriptivo simple. La población estudiada está constituida por un grupo de secciones definidas según planeamiento la mina, para nuestro caso es el Nivel 4920 de la Unidad Operativa mina; por lo que es de tipo no probabilística al PY 10-4920. Los resultados obtenidos se ha realizado dos tipos de mallas, el que se viene utilizando de forma estándar recomendada para tres tipos de roca, y el diseño propuesto en base a energía de explosivo.

La media de los fragmentos antes del diseño fue de 18.24 cm (7.18 pulgadas). Al implementar el tamaño medio fue 13 cm (5.12 pulgadas) y se cumplió con el objetivo de ser menor a 15.24cm (6.0 pulgadas).

**Palabras clave:** Voladura, fragmentación, P80, Energía producida por las mezclas explosivas.

## ABSTRACT

In Peru, today new techniques are being applied to design drilling and blasting meshes, in addition, it must be taken into account that the rock, as it goes deeper, turns out to be changing and unpredictable in situations of heterogeneity; There are also explosives on the market with specific physical properties of energy and power, which are often made inaccurately based on empiricism when designing drilling and blasting meshes. therefore, this thesis seeks to know the use of relative power by volume (RBS). This theory allows us to quickly change the original dimensions of burden and spacing of an explosive in use for another of higher energy, this theory also gives us the possibility of using more than two explosives and determining their new burden and spacing based on the mixture. explosive. By determining the new burden and spacing, which saves cost and time in trial and error, until finding the new mesh design to use. In the present work, the heavy Anfo 40/60 is used and it was established that it is possible to reduce the cost of drilling and blasting by determining an optimal mesh design, optimal load factor, and optimal fragmentation.

The type of research work is applied and the explanatory level, with the design being simple descriptive. The studied population is made up of a group of sections defined according to the mine planning, in our case it is Level 4920 of the mine Operating Unit; therefore, it is a non-probabilistic type at PY 10-4920. The results obtained have made two types of meshes, the one that has been used as a standard recommended for three types of rock, and the proposed design based on explosive energy.

The mean of the fragments before design was 18.24 cm (7.18 inches). When implementing the average size was 13 cm (5.12 inches) and the objective of being less than 15.24 cm (6.0 inches) was met.

**Keywords:** Blasting, fragmentation, P80, Energy produced by explosive mixtures.

## INTRODUCCION

El presente trabajo de investigación, tiene como objetivo principal obtener la granulometría óptima según la voladura controlada en Tajo Jesica Nv. 4920 de la mina Arasi, para ello aplicamos la propuesta del modelo matemático por Crosby & Pinco cuya parte fundamental es la potencia relativa por volumen (RBS), además de otros modelos matemáticos que complementan el objetivo principal para una optimización de granulometría. El trabajo de investigación se compone por:

Capítulo I, refiere el planteamiento del estudio y la formulación del problema, se plantean los objetivos, luego la justificación e importancia de la investigación, hipótesis y descripción de las variables. En este capítulo, el problema general es cómo optimizar la fragmentación en el diseño de mallas de perforación y voladura en base a energía explosiva en la mina Arasi.

El capítulo II, hace referencia al fundamento realizado en el marco teórico, los antecedentes de la investigación, la base teórica donde se indica la ubicación y acceso, fundamentos teóricos geológicos, además de la definición de términos básicos. Se indica, la existen de estudios anteriores sobre la aplicación de la potencia relativa por volumen RBS para mezclas explosivas de ANFO pesado y otros agentes de voladura, permitiendo lograr un ahorro en el tiempo, además de los costos donde se muestra la prueba y error que se realiza en la implementación de las nuevas dimensiones del diseño de malla.

El capítulo III, hace referencia a la metodología utilizada en la investigación, como el diseño de la investigación población y muestra, también incluye las técnicas e instrumentos. En este capítulo, se utiliza el método deductivo y analítico; deduce la optimización de la fragmentación de rocas que se analizó a través los datos de campo insitu y su respectiva medición, por medio de instrumentos como: Wip frag analiza la potencia relativa por volumen del explosivo y su influencia en el diseño de mallas en la sección PY 10-4920 del tajo Jesica.

El capítulo IV, esta orientado a mostrar los resultados mediante la descripción de la situación actual y el procesamiento de datos los cuales se analizan e interpretan la información que se recolecta, luego de ello se realiza la discusión de los resultados obtenidos. Finalmente se muestran las conclusiones, recomendaciones, la bibliográfica utilizada y anexos que complementan la investigación.

# **CAPÍTULO I**

## **PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO**

### **1.1 PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

#### **1.1.1 Planteamiento del problema**

¿Cómo optimizar la fragmentación en el diseño de mallas de perforación y voladura en base a la energía explosiva del Anfo pesado en la mina Arasi?

Las empresas mineras a nivel mundial, son cada vez más competitivas, para el estado peruano la minería es uno de los rubros que mayor PBI genera, además es objeto de estudio constante por el Instituto de Ingenieros de Minas del Perú, donde se analiza y se mide los factores competitivos como infraestructura, regulación y entorno social, potencial geológico, política fiscal, etc., para ello se requiere de un trabajo integrado del estado, sociedad y las empresas mineras. Para poder mejorar y ser más solventes a nivel internacional; hoy en día las empresas mineras están en constante desarrollo, aprendizaje en métodos y técnicas enfocados en sus operaciones.

A nivel Nacional se viene utilizando explosivos de gran potencia, como emulsiones y Anfo pesados y a la vez la complejidad de su utilización apropiada de dichas mezclas explosivas, ya que se requiere un análisis y evaluación de diferentes parámetros, principalmente de las propiedades de energía del explosivo, propiedades del macizo rocoso, diseño de banco; que nos permitirá obtener parámetros como: burden, espaciamiento de las mallas de perforación y voladura. Generando problemas al momento de su operación y simulación, ya que no hay una aproximación certera de una óptima voladura, esto conlleva a establecer técnicas nuevas en el diseño de mallas de perforación y voladura por el modelo matemático que fue planteado por Crosby & Pinco, que se fundamenta en la potencia relativa por volumen (RBS), además de otros modelos matemáticos propuestos por Andrew, Winzer, Fadeev para una eficiente secuencia de salida de los retardos.

Es de suma importancia lograr una buena fragmentación del macizo rocoso, no alterando las estructuras existentes en el entorno por efecto de la propagación de vibración y ondas sonoras, que deben ser debidamente analizados y aplicables dentro de parámetros permitidos legalmente según normativas nacionales; si el resultado es una mala fragmentación, esto trae consecuencias y acciones de corrección como voladuras secundarias o la necesidad de romper los tamaños mediante medios mecánicos, suma de sobrecostos por reproceso, productividad deficiente en los siguientes procesos de chancado, molienda. Por lo tanto, la granulometría es otro parámetro importante a tener en cuenta para su evaluación del tamaño esperado de la roca.

Por medio del modelo de Crosby & Pinco y Ash, es posible determinar un diseño óptimo de mallas de perforación y voladura mediante la potencia relativa por volumen (RBS), que nos permite obtener parámetros adecuados de burden, espaciamiento y buena fragmentación del macizo rocoso; de esta manera se puede reducir costos y tiempos en los siguientes procesos de carguío, acarreo, molienda. Previo al proceso de voladura real, se realiza una simulación con el programa JKSimblas para evaluar los resultados de los modelos matemáticos y su comprobación de los parámetros obtenidos, interpretación y análisis del efecto de la voladura con diseño de malla óptimo.

## **1.1.2 Formulación del problema**

### **1.1.2.1 Problema principal**

¿Cómo optimizar la fragmentación de rocas en el diseño de mallas de perforación y voladura en base a la energía explosiva del Anfo pesado en la mina Arasi?

### **1.1.2.2 Problema secundario**

¿Cómo incide la energía del explosivo Anfo pesado en el diseño de mallas de perforación y voladura en la mina Arasi?

¿Cómo incide el diseño de mallas de perforación y voladura en la fragmentación de rocas de la mina Arasi?

## **1.2 OBJETIVOS**

### **1.2.1 Objetivo general**

Optimizar la fragmentación de rocas en el diseño de mallas de perforación y voladura en base a la energía explosiva del Anfo pesado en la mina Arasi.

### **1.2.2 Objetivo específico**

Determinar la incidencia de la energía explosiva del ANFO pesado en el diseño de mallas de perforación y voladura en la mina Arasi.

Determinar el efecto del diseño de mallas de perforación y voladura en la fragmentación de rocas de la mina Arasi.

### **1.3 JUSTIFICACIÓN**

Esta investigación, tiene por finalidad la optimización de la segmentación de la masa rocosa de la mina ARASI, a través de un óptimo diseño de mallas de perforación y voladura en base a mezclas explosivas del Anfo pesado, por medio de su potencia relativa por volumen (RBS). Usando el software Wip Frag para el modelo de mina, se determina que los fragmentos de la masa rocosa tiene un tamaño de 18.24 cm. (7.18 pulgadas), en comparación con tamaño de fragmento requerido de 15.24 cm. (6.0 pulgadas), se tiene un 19.6% en tamaño más grande de lo requerido; este incumplimiento de fragmentación hizo necesario su desarrollo e implementación de la aplicación de la potencia relativa por volumen (RBS), obteniendo fragmentos P(80%) de 13.0 cm (5.12 pulgadas), siendo menor del tamaño de malla requerido de 15.24 cm. (6.0 pulgadas), esta modelo de aplicación de mezclas explosivas por medio de su RBS, permite ahorrar tiempo y costos, tratando de buscar nuevos diseños de mayor precisión por medio de pruebas de error en diversas voladuras. Los valores que se obtengan del nuevo burden y espaciamiento, permitirá obtener los demás parámetros de voladura, de manera más precisa y por ende la optimización del proceso de fragmentación del tajo Jesica Py-10 nivel 4920.

### **1.4 HIPÓTESIS Y DESCRIPCIÓN DE VARIABLES**

#### **1.4.1 Hipótesis**

##### **1.4.1.1 Hipótesis principal**

El diseño de mallas de perforación y voladura en base a la energía de explosivos del Anfo pesado, permitirá optimizar la fragmentación de rocas en mina Arasi.

##### **1.4.1.2 Hipótesis específica**

El uso de la energía explosiva del ANFO pesado optimizará el diseño de las mallas de perforación y voladura en la mina Arasi.

El diseño de mallas de perforación y voladura de acuerdo al macizo rocoso mejorará la fragmentación de rocas en la mina Arasi.

## 1.4.2 Variables

Variables	Conceptualización de las Variables	Operacionalización de las variables	
		Dimensiones	Indicadores
<b>Variable independiente:</b>	El análisis de diseño de mallas permite obtener las dimensiones de burden, espaciamento, taco, sobre perforación; factor de potencia óptimo, velocidad pico partícula apropiado, secuencia de salida, etc.	- Factor de potencia.	Kg/TM
<b>Diseño de mallas</b>		- Burden, espaciamento, taco y sobre perforación	metros
		.-Control de vibraciones (Velocidad pico partícula).	mm/s
		.-Tiempos de retardos (Secuencia de salida).	mm/s
		.-Macizo rocoso	Clasificación Geomecánica de Bieniawski RMR, densidad.
<b>Energía de mezcla explosiva Anfo pesado</b>	El uso de mezclas explosivas según su potencia relativa por volumen (RBS) del Anfo pesado y sus demás características físicas, genera altas presiones de los gases.	.- Potencia relativa por Volumen (RBS)	%
		.-Energía explosiva	Kcal/kg -MJ/kg
		.- Velocidad de detonación (VOD)	m/s
		.- Densidad	g/cc
<b>Variable Dependiente: Fragmentación.</b>	La fragmentación de la masa rocosa, es el tamaño del fragmento obtenido después de realizar la voladura, previo análisis del tipo de roca, diseño de malla, tamaño requerido optimo necesario.	.- Distribución(Análisis granulométrico)	.-P80% (%pasante)
		- Tamaño de los fragmentos	-Pulgadas o centímetros.

## **CAPÍTULO II**

### **MARCO TEÓRICO**

#### **2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN**

Tesis de pregrado que lleva como título: “Aplicación de la Energía producida por las mezclas explosivas en el Diseño de mallas de perforación y voladura en Compañía Minera Antamina – 2017”. Uno de los resultados que concluye el investigador con respecto a la mezcla de explosivos indica que, “Se debe propagar el uso de las mezclas explosivas comerciales como emulsiones gasificadas para obtener una fragmentación adecuada y con ello reducir los costos en explosivos como los Anfo pesado, carguío, acarreo, chancado primario, obteniendo una optimización en la rentabilidad de la empresa minera”, (García,2017, p. 81)

Tesis de pregrado que lleva como título:” Diseño de mallas de perforación y voladura utilizando la potencia relativa por volumen para mejorar la fragmentación en tajo Chalarina -Minera Shahuindo – 2017”. El investigador toma dos conclusiones, “Primero: la cuantificación de la potencia por volumen RBS. logra una modificación rápida de las mediciones iniciales del burden y su espaciamento, de tal forma se logra un ahorro en el tiempo, además de los costos en los ensayos de prueba y error que se realiza en la implementación de las nuevas dimensiones en la operación que se realiza en la perforación y voladura, la segunda conclusión hace referencia a la potencia relativa del volumen RBS, la cual se aplica en diversos explosivos para el cambio en el diseño de las mallas en la perforación y voladura”, (Iparraguirre,2017, p. 56)

Tesis de postgrado que lleva como título: “Diseño de mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas”. El investigador utilizando la potencia relativa por volumen (RBS), basada en que la energía de un explosivo en relación a otro es completamente diferente, para una misma masa de perforación, por lo que, al cambiar, en una mina operativa, el explosivo debe considerar la cantidad de explosivo y la energía utilizada y los tipos que se utilizarán. (Ames ,2008, p. 4)

El investigador por medio de la potencia relativa por volumen RBS permite ajustar rápidamente el volumen inicial de la carga y la distancia y de esta forma ahorra tiempo y coste en el ensayo y error de ejecución. Nuevas dimensiones en las operaciones de perforación y voladura. (Ames, 2008, p. 4).

Al aplicar una nueva mezcla explosiva de mayor energía (actualmente existen explosivos físicos con energía superior que los explosivos químicos), en minas activas, básicamente significa la variación en tamaño, carga y distancia, para la red de perforación y voladura. Lo que representa un obstáculo para crear nuevas dimensiones y hacerlas experimentalmente al no existir un modelo de carácter matemático, comenzar a usar una nueva mezcla explosiva con la red de pozos de voladura existente, esto consume tiempo y aumenta el costo de las operaciones de perforación y voladura, hasta que se determinen las dimensiones apropiadas a través de esta prueba y error. (Ames, 2008, p. 7)

## **2.2 BASES TEÓRICAS**

### **2.2.1 Fundamentos teóricos geológicos**

#### **2.2.1.1 Ubicación y Acceso**

La unidad Minera Arasi, se ubicada en el departamento de Puno, provincia de Lampa, distrito de Ocuwiri, a 800 km al Sur Este de Lima y a 90 km al Noreste de la ciudad de Juliaca. La ubicación en coordenadas UTM del yacimiento es: 8'313,600N y 301,800E.

#### **2.2.1.2 Geomorfología**

La geoforma relevante se conforma por 3 partes principales, siendo estas:

La Cordillera Occidental es una cadena montañosa que tiene una dirección NO-SE la cual presenta picos que superan los 6,000 m.s.n.m., se formó en el Pleistoceno y se encuentra en glaciares de valle.

El Altiplano es una llanura, el cual no tiene rasgos fisiográficos relevantes, este se localiza sobre los 4000 m.s.n.m., contiene algunas colinas bajas. Mientras que los cerros de altura se ligan a una altiplanicie denominada Puna, la cual limita con la Cordillera Occidental y la cual puede trazarse desde Pucará en el Norte a Zepita en el Sur.

La unidad de las estribaciones de la Cordillera Oriental, las geoformas emergen desde el Altiplano, el cual está conformado por crestas y escarpas, la dirección es NorOriente-SurEste, hacia el Noreste se muestran los picos redondeados a subredondeados.

### **2.2.1.3 Geología Regional**

Las rocas se establecen en un área que esta circunscrita el área de estudio, la formación corresponde al Cretáceo Inferior (Arcurquina), la secuencia es continua con las muestras de rocas siendo del tipo volcánica que pertenecen al Grupo Tacaza las cuales pertenecen al Oligoceno en el Terciario Medio, el Mioceno se presenta en rocas ignimbríticas que pertenecen al Grupo Palca. Observándose un stock de dacita la cual pertenece al Terciario Inferior a Medio, este se asocia a la principal fase del vulcanismo.

#### **a) Formación Arcurquina (K-ar)**

Estudiada en un inicio por W. Jenks (1948), y luego por V. Benavidez (1962), los cuales realizan un estudio a detalle de la región de Arequipa, encontrando un suprayaciendo a rocas del tipo sedimentario del Grupo Yura, e infrayaciendo a rocas volcánicas del terciario; la litología esta relacionada con una zona baja de la secuencia de las calizas margosas que tiene un color azul intercalado con arenas calcárea que tienen tonos amarillos y un bajo contenido de nódulo de Chert, el macizo rocoso no es competente, resultando algo ineficaz. Hacia la cima tiene un valor superior, y su petrografía está compuesta por una serie de calizas de color gris azulado, cuarcitas, métricas y muy fosilíferas, con equinoides y amonitas, las calizas suelen contener muchos nódulos ígneos, son de color negro, marrón o beige.

#### **b) Grupo Tacaza (TTa)**

Originalmente estudiado por Newell (1949), en 1966 lo analizo Marocco y Del Pino lograron elevarlo a categoría de Grupo, su afloramiento más importantes se caracterizan por la existencia de rocas de tipo sedimentarias y arenas feldespáticas, conglomerados y gravas volcánicas, por otra parte, en otras áreas son andesita, dacita y piroclástica, al noroeste una serie expuesta de descargas de lava, toba y piroclásticas, hacia la parte superior del conjunto la secuencia se cruza cuando se expone al Grupo Palca.

El afloramiento más importante se encuentra cerca de la mina Tacaza (Lagunillas), se encuentra por encima de la Formación angular no ortomórfica Ayavacas y por debajo del grupo Palca, que constituye el comienzo de las manifestaciones del vulcanismo cenozoico.

Este grupo es considerado como manifestación inicial del vulcanismo cenozoicos en el área. Los flujos de lava, incluyen varias facies petrográficas, facies volcánicas sedimentarias con presencia de arena volcánica, bacterias, lavas afaníticas, cenizas, bases de andesitas que se intercalan en algunos casos con bacterias, andesitas afaníticas de alta

córnea, andesitas granulares, andesitas con alto contenido de plagioclasas, geckos, piedra caliza volcánica y tobas.

En general, no tienen estratificación y algunas veces están mal clasificados, presentando unas matrices de grava o arena. Su litología se constituye por la cadena volcánica y una sucesión sedimentaria. La cadena del tipo volcánica incluye coladas de lava cuya composición es andesítica, granular, vesicular con alto contenido de minerales ferromagnéticos del tipo augita, masas piroclásticas, brechas, tobas, tufos volcánicos intercalados. La cordillera volcánica consiste en areniscas de feldespato gris intercaladas con grava volcánica, así como agregados de lutitas circulares a sub-redondos incrustados en una matriz de arena, con feldespato y cuarzo.

Debido a la posición estratigráfica a este conjunto se le conoce del Mioceno Oligoceno (Terciario Superior - Neógeno).

### **c) Grupo Palca**

Está ubicado sobre el Grupo Tacaza y por abajo del Grupo Sillapaca, donde se muestra una discordia angular, se encuentra en la comunidad que tiene igual nombre en el cuadrángulo Ocuvi, es caracterizada por la presencia de una sucesión de conglomerados tobáceos y tobas, con una fuerza estimada de 398 metros.

Composición litológica básica, está formada por aglomerados, arcillas toroidales con aglomerados, cuyos clastos son sustratos circulares, intercalados con finas capas de arenisca de color rojo, areniscas verdes con cemento de cal y delgados horizontes de agregados calcáreos blancos intercalados con venillas de calcita, toba silicizada aglomerada, toba color blanco, arenisca de grano fino gris verdoso y culminan en arcillas volcanoclásticas blancas.

En la sección intermedia, muestra una sucesión de aglomerados cuyos aglomerados de origen volcánico y calcáreo son de color blanquizo y granodiorita irregularmente alterada, con un diámetro menor a 15 cm., siendo la distribución de los aglomerados, es generalmente una franja lenticular de grano fino de aspecto macizo y un color rosado.

En la zona superior hay una serie de tobas de color rosado, las tobas silicificadas tiene un color blanquecino verdoso, aglomeradas con rocas volcánicas andesítica, y culminan en ignimbritas que se componen de riolítica con lapillis alargados, los fragmentos son angulosos de vidrio cruzadas y volcánico con venillas de calcedonia.

En base a la ubicación estratigráfica y basado a la datación geocrónica, se determinó una edad de 11 a 16 millones de años, correspondiente al Mioceno Inferior (Terciario Medio a Terciario Inferior).

Depósitos fluvioglaciares: los depósitos de estalagmitas cubren gran parte de la columna estratigráfica.

Los sedimentos se forman por la influencia directa de factores atmosféricos y por la erosión, deposición de glaciares y corrientes de agua.

#### **d) Grupo Sillapaca (TSi)**

Estudiado originalmente por Jenks y Newell (1949), muestra una línea de horizonte y un pliegue liso, cuya secuencia se presenta con coladas de lava de composición dacítica a traquiandesitas, siendo su forma geográfica acantilados y peñas, siendo parte y descansando en el Grupo Palca, el cual descansa en el grupo Tacaza discordando angularmente. Se consideran productos volcánicos de 16 a 10 Ma (millón de años) y se muestran en los centros volcánicos Machucondori, Vendisa, Zapanzalla, Catchane, Turputa, Callatía, Pilinco, Colquecahua y Peruani

En la parte baja muestra coladas de constitución dacítica a traquiandesitas, tienen fenocristales de plagioclasas y un bandeamiento, en la parte inferior forma crestas, hacia arriba muestra las coladas de composición dacítica a andesítica con colores rojos y contiene plagioclasas de fenocristales. En algunas áreas presenta tobas, tobas lapilíticas que contiene cuarzo corroído, sanidina y plagioclasas, continuando con ceniza de toba, líquido estratificado y lavas andesítica con alineación columnar.

En Cerro Peruano contiene lavas de constitución peculiar de fenocristales con dacítica con de biotita y augita de tono grisáceo y en matriz traquiaandesítica, mientras que en Cerro Chojchaña tiene depósitos piroclásticas, siendo las principalmente lavas vesículas de andesitas que contienen porfirina en matriz traquítica con algunos fenocristales de plagioclasas, que también contienen aglomerados piroclásticas, unos con bombas y tobas aglutinadas.

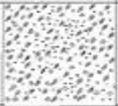
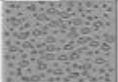
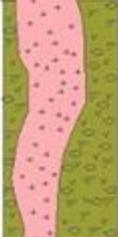
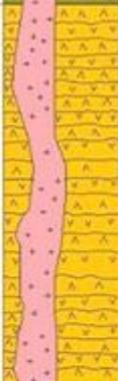
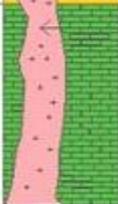
Tiene un dispositivo de capa volcánica que consiste en sedimentos de grano medio o de grano grueso, la capa gruesa observada en el fondo de las escorias, andesita que exhibe una serie de coladas lenticulares de lava púrpura con alternancia de los horizontes clásticos.

Sobre el asiento de la datación por radiocarbono y tiene una posición estratigráfica, se supone que tiene una duración correspondiente al Mioceno Medio-Superior (Neógeno).

#### **e) Cuaternario (Q-m/fgl/al)**

Esta caracterizado por la presencia de depósitos aluviales y morrénicos. La característica principal, son los depósitos morrénicos es la heterogeneidad de sus unidades, se constituye por una mezcla de fragmentos y bloques angulares que tiene una composición, están veteados y agrupados en una matriz de grano grueso a fino, se estima entre 50 y 40 metros de espesor de estos depósitos.

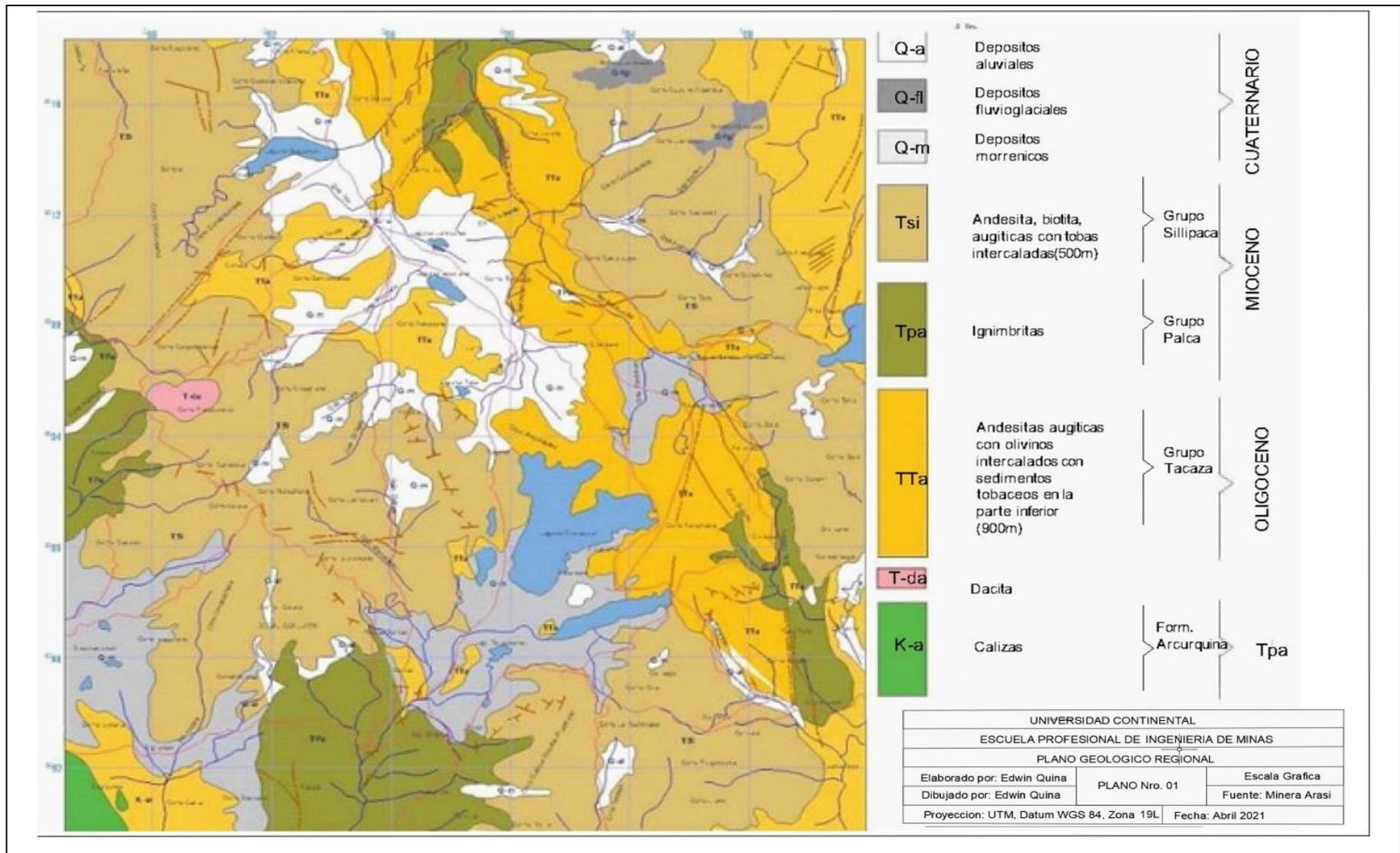
Estos sedimentos son afectados principalmente por la remoción, de unos casos, reducidos que quedan aislados y confinados a las laderas del cono volcánico o en áreas altas. Los contornos laterales y frontales se destacan, creando formas alargadas del terreno, y los contornos inferiores forman áreas planas u serpenteantes. A veces, las unidades de lava están severamente rayados o fracturados. La media más baja es de 4200 m.s.n.m., los depósitos aluviales están expuestos como material suelto que consiste en arena, grava, limo y cierto grado de corrientes de Foucault, que ocurren como llanuras aluviales, mesetas aluviales y sedimentos y sedimentos del fondo gradientes de flujo, así como áreas de fuerte pendiente, material derivado de rocas fuertemente erosionadas por la acción del viento. divulgación en la región.

ERA	SISTEMA	SERIE	UNIDAD ESTRATIGRAFICA	DESCRIPCION
CENOZOICO	CUATERNARIO	HOLOCENO	Depositos aluviales	 Arenas, gravas, limos y niveles de tufos.
		PLEISTOCENO	Depositos fluvioglaciares	 Arenas gruesas, gravillas, gravas y bloques.
			Depositos Morrenicos	 Pizarras, areniscas, sedimentos sueltos.
	NEOGENO	MIOCENO	Grupo Sillapaca	 Derrames andesiticos, intercalados con tobas, piroclastos y fluidos estratificados.
			Grupo Palca	 Secuencia de tobas, areniscas, conglomerados, ignimbritas de composicion riolitica con lapillis alargados
	PALEOGENO	OLIGOCENO	Grupo Tacaza	 Andesitas augiticas, tobas, brechas volcanicas intercalados con areniscas feldespaticas.
MESOZOICO	CRETACEO	INFERIOR	Form. Arcurquina	 Dacita Calizas, de color gris azuladas, brechoides, de secuencia metrica y contenido de nodulos de chert.

UNIVERSIDAD CONTINENTAL  
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS  
COLUMNA ESTRATIGRAFICA REGIONAL

Elaborado por: Edwin Quina	Figura No. 01	Escala Grafica
Fecha: Abril 2021		Fuente: Ingermet

**Figura 1.** Columna Estratigráfica Regional.



**Figura 2.** Plano Geológico Regional

- **Geología Estructural:** Estructuralmente, esta región está influenciada por formaciones plegadas y elevadas en una alineación común del NW-SE andino. La característica estructural más importante de la región es la alineación del volcán Tacaza Sillapaca Este, cuya estructura parece haber sido y se controla por sistemas de fallas orientadas a NorEste-SurEste. Las otras construcciones se reconocen y corresponden principalmente a las asociaciones de fallas que gobiernan el NorEste-SurEste, junto con otros sistemas NorEste- SurEste. Es evidente que una de las estructuras se involucre en el proceso de mineralización y alteración de la región. Las perforaciones hidrotermales se ubican en el corredor estructural NW, con racks que van desde N60 -70E e inmersión desde 70 -80 hasta NW y NS en la parte central del sitio y extendiéndose hacia el norte.
- **Geología Local:** Las rocas más antiguas presentes en el territorio consisten en la Formación Palca, tiene diferentes unidades litológicas, y siguen una sucesión de la Formación Sillapaca, siendo el afloramiento que se muestra con mayor restricción que antes, quedando así las dos formaciones parcialmente cubiertas de sedimentos Cuaternarios. Se han encontrado pequeños depósitos de roca subvolcánica dacítica.
- **Formación Palca:** La secuencia sigue con ignimbritas piroclásticas que contienen fragmentos polimíticos gruesos y angulares; en una matriz de color rosa blanquiza, silicificada débilmente y en apariencia de fenocristales y biotita de plagioclasas rotas, forman básicamente en la secuencia estratigráfica de la región, se puede observar una resinas en forma de bancos que alcanzan los 40 m. que contiene arenisca, esta transición en secuencia se conforma por plagioclasas, biotita y cuarzo, se aprecia la extensión de la sutileza de los agregados. Al este del área, se observan coladas de lava de hasta 75 metros de espesor, conteniendo plagioclasas, andesita grisácea con focos de plagioclasas. La formación Palca, se conforma por Lava andesítica fina, Clásticos Chacapalca, Ignimbritas Palca y Clásticos finos Palca.

  - Ignimbritas Palca: Base de toda la columna estratigráfica. Es una roca piroclástica caracterizada por la presentación de fragmentos polimíticos, andesítica, dacítica, angulares y gruesos, débilmente silicificadas y en presencia de biotita plagioclasas y fenos.

- Clásticos Finos Palca: Un material elastomérico caracterizado por tener un lítico. Su color es rojo y marrón, es generalmente fresco. Su espesor medio de 15 m.
  - Andesita Palca: Es una cadena fina, afaníticas, de color grisáceo que tiene una característica por la aparición de vesículas orientadas de hasta 5 cm. de largo y plagioclasas granular.
  - Clásticos Chacapalca: Material plástico volcánico fracturado. Se caracteriza por la presentación de pequeñas escamas verdosas. Esta secuencia se observa al este del Cerro Ajanani. Su espesor esta entre 150 a 50 m.
- **Formación Sillipaca:** Investigado por Jenks y Newell (1949) en la Cordillera que lleva su nombre, su voladizo con más definición se encuentra en los cerros de Sillapaca Chico (Lagunillas), exhibiendo flujos laminares de pórfido dacita, está ubicada en el grupo Palca en discordia y debajo de morrenas y depósitos más recientes, su morfología es generalmente horizontal y ligeramente curvada, formando acantilados y barrancos bajo el efecto de una intensa erosión. Las secuencias se visualizan configurando los flujos de lava como montañas nevadas con picos superiores a los 5.000 m.s.n.m. y en forma de acantilados y rocas, formados por la presión helada del agua que ingresa por las grietas de las rocas.  
Su litología generalmente incluye una alternancia de coladas de lava andesítica a traquiaandesítica que son de color gris oscuro, coladas piroclásticas en capas de color gris púrpura que se compone de andesítica y riolítica, y unos grados de coladas piroclásticas de color gris y blanco. La secuencia de la Formación Sillapaca, incluye resina volcánica de La Rescatada, andesita de Rescatada, resina volcánica de Lamparasi, la capa más gruesa que se ubica en el fondo de las lavas de Rescatada, que se marca así el inicio del incendio de Sillapaca.
  - **Volcanoclásticas Rescatada:** Esta caracterizada por la presentación de una serie de materiales clásticos de bandas medianas a finas, aptas para ambientes típicos de areniscas, de muy fina resistencia hasta 10 metros, muchos horizontes definidos. La secuencia de pirita está orientada a las bandas de rocas expuestas.
    - Andesita guardada: emerge como una banda de flujo, tiene una consistencia generalmente granulada, contiene minerales esenciales tipo plagioclasas

orientada y presenta una matriz de tonos marrones, incluso las secuencias pueden alcanzar energía hasta 0 metros.

- Clástico Volcánico Lamparasi: Esta subunidad se distingue por contener niveles clásticos intercalados con lapilli de toba de capa fina, con una matriz de textura arenosa, raras veces se observan vacíos similares, a menudo está erosionado, su espesor medio es de 100 metros; ha tenido un fuerte cambio hidrotermal que se debe principalmente por su elevada permeabilidad, significativo por haber producido mineralizaciones en los alrededores de Jesica, se caracteriza por fallas muy fuertes.
- Lava Lamparasi: Esta unidad identificada por contacto, es una serie muy densa de lavas con estructura andesítica y es vesicular, fondo gris con minerales esenciales fenocristales de plagioclasas de hasta 2. cm. de diámetro, espesor medio de 300 m. hasta la cima. parte superior del volcán. Estos flujos de lava marcan el paso de los Andesitas salvados.

- **Cuaternario:** Los materiales morrénicos están caracterizados por la aparición de escombros que se derrumban sobre el hielo de las laderas adyacentes, este material se transporta al interior de la masa de hielo desde el exterior y caen a la zona de alimentación, donde quedan encapsulados. Cubiertos de nieve, estos sedimentos pueden ser alterados y posteriormente destruidas por la acción del agua provocada por el deshielo, la composición petrográfica de las mascotas varían según el lugar original, en general estas morrenas tienen clastos de cuarcitas, ignimbritas pizarras, cherts, calizas, granitos e areniscas, estos depósitos cuentan con diversas fases de la glaciación, se componen de un sedimento suelto que se constituye por diversas partículas de varios tamaños que no están estratificados ni clasificados.

Los depósitos de fluvio-glaciares se caracterizan por la presentación de una gran proporción de detritos que forman llanuras sedimentarias, que retienen una cantidad limitada y están compuestos principalmente por arena gruesa, grava y cantos rodados. Las inundaciones suelen ocurrir en el fondo de los valles, en llanuras o en zonas bajas, el material es depositado por el flujo de los ríos; su litología está formada por arena, grava, limo y arcilla; en algunas áreas forman terrazas aluviales.

- **Geología estructural Local:** Puede identificar un método de falla direccional general estructuralmente dominante, del NW-SE en la región, así como dos

fuerzas de tracción y cortante. Los principales sistemas de fallas ubicados en el área de análisis, se identifican como corredor estructural que logran controlar la ubicación de los centros volcánicos de los Grupos Sillapaca y Palca, tal como el control del vulcanismo y características, se han formado sedimentos volcánicos. Así, las estructuras de las dos épocas del Mioceno, tuvieron un comportamiento transicional de tipo sinistral, lo que permitió que la roca se fracturara y crea contextos estructurales que se favorecen la circulación del magma que dan origen a montañas. así como los fluidos hidrotermales encontrados cerca de antiguos centros de emisión, han permitido el desarrollo de sistemas de mineralización.

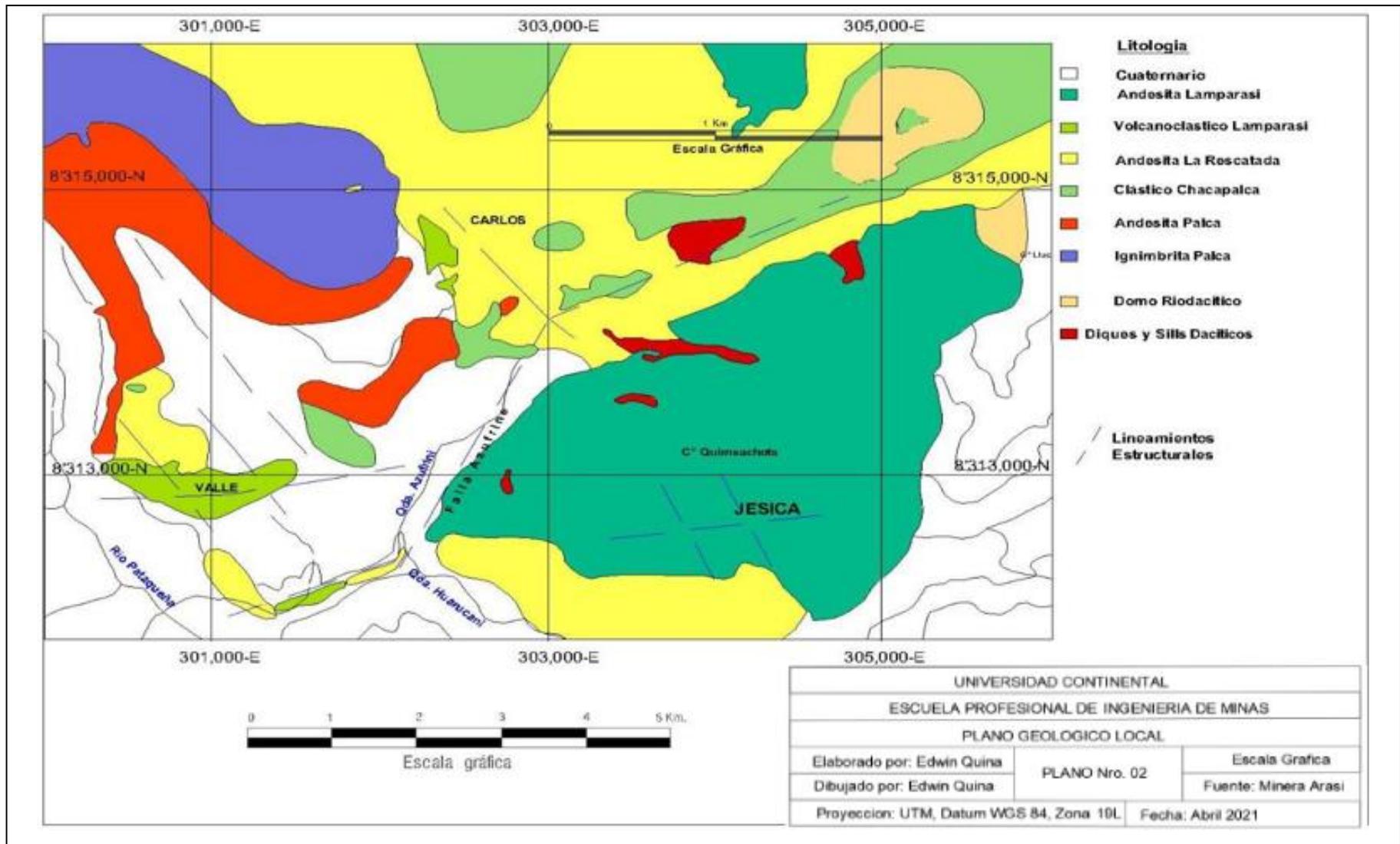
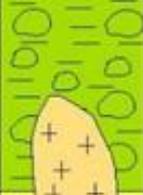
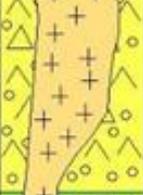
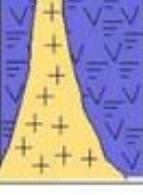
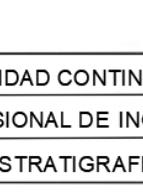


Figura 3. Plano Geológico Local.

ERA	SIST	SERIE	UNIDAD ESTRATIGRAFICA		DESCRIPCION
CENOZOICO	CUAT	PLEIS		Depositos aluviales y fluvioglaciares	 Arenas, gravas, limos y arcillas
			NEOGENO	MIOCENO	Grupo Sillapaca
	Volcanoclastico Lamparasi	 Niveles clásticos intercalados con tufos lapilli y brechas.			
	Andesita La Rescatada	 Se expone como bandeamiento de flujo, textura vesicular			
	Formacion Palca	Clastico Chacapalca			 Volcanoclasticos con clastos subredondeados
		Andesita Palca			 Diques y Sills Daciticos Lava andesitica de grano fino
					 Domo Riodacitico
Ignimbrita Palca		 Roca piroclastica con clastos de composición dacitica y andesitica			

UNIVERSIDAD CONTINENTAL		
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS		
COLUMNA ESTRATIGRAFICA LOCAL		
Elaborado por: Edwin Quina	Figura Nro. 02	Escala Grafica
Fecha: Abril 2021		Fuente: Ingemmet

Figura 4. Columna Estratigráfica Local.

#### 2.2.1.4 Geología del Depósito Mineral Jesica

**Ubicación:** El yacimiento Jésica se localiza ubicado en el Distrito de Ocuwiri, Distrito de Lampa, Provincia de Puno, a 4750 msnm. A una altitud de 5150 metros sobre el nivel del mar, es un cuerpo mineral alargado con orientación preferencial E-W, de 1200 m de largo, 300 m de ancho y 300 m de profundidad. Es una unidad de epitelio altamente sulfúrico



**Figura 5.** Yacimiento Jesica

**Nota:** Captura de pantalla campo.

**Litología:** En el yacimiento Jesica, emergen principalmente lava andesítica y lechos de buena textura, la fractura observada en los agujeros puede haber sido causada por la penetración del cuerpo en la lava andesítica antes de la mineralización, los depósitos hidrotermales líquido, rompen el macizo rocoso y recircular el agua de lluvia. Posteriormente, se produjeron otros objetivos hidrotermales, así como fisuras y grietas ocasionados a eventos de deshielo del Cuaternario.

**Geología Estructural:** El yacimiento tiene una secuencia de fallas que se orientan a E-W, que en última instancia determina el alargamiento del cuerpo de mineral dominado generalmente por estructuras con una orientación en medio de  $N70^{\circ} 80^{\circ} E$ , desbastando a la estructura  $N30^{\circ} W$ . Y eso es la dirección andina, por donde pudo surgir un cuerpo subvolcánica félsico, cortando el entrelazamiento de tobas y lavas andesítica; este ascenso ha provocado fallas intensas, desorden estructural de estructuras y plazas abiertas por donde se montan fluidos magmáticos, provocando explosiones freáticas, hidrotermales, y transformaciones longitudinales secundarias. desarrollo de alcohol hidrotermal con alto

contenido de Au. La mina Arasi, en la cual se ubica el yacimiento Jesica, está ubicada en la confluencia de las guías estructurales NNW y N80 ° E correspondientemente.

**Alteraciones:** Las transformaciones hidrotermales presentadas en el proyecto Jesica, provienen de un medio fuertemente salino, variando ensamblajes minerales en función del pH y temperatura, apareciendo como un halo relacionado con el foco. Las alteraciones presentes en Jesica son las siguientes: Propilitico (P), sílice arcillas (SC), sílice Alunita (SA), sílice masiva (SM), sílice yuggy (SV), argílica (C) y sílice arcillas (SC)

- Sílice Yuggy (SV): Permite clasificar como sílice grande, con textura porosa, produce óxidos de hierro como goethita y hematita, y sulfatos como jarosita en cavidades y grietas.
- Sílice Alunita (SA): Este cambio se clasificó como sílice yuggy. En sus combinaciones mineralógicas, Alunita y sílice tienen una textura que selecciona ya que retiene la textura de la roca, se ha demostrado que la Alunita reemplaza las plagioclasas porfiroblástica y en algunos casos rellena las fracturas.
- Arcilla sílicea (SC): Se clasifica como sílice Alunita (SA), en sus ensamblajes minerales hay sílice y arcilla, principalmente dickita y pirofilita, conserva su textura porfídica de caja de roca original. En el proyecto Jesica, este patrón de cambio involucró pequeñas protuberancias en la parte suroeste del sitio, que dieron lugar a óxidos de hierro, especialmente hematita, en las fallas.
- Arcilla (C): Esta variación se ubica clasificada la sílice como arcilla, es más distante al fuego, entre los minerales se encuentra el caolín, humus y esmectita con piritita común, con textura porfiroblástica deleznable.
- Propilitico (P): En esta variación presenta los principales minerales de la clorita y con poco o ningún agente filmógeno, se encuentra alejado del sistema y de tamaño muy pequeño. En este nivel hay rocas con agentes atmosféricos (frescos), óxidos de hierro fracturados.

**Mineralización:** El yacimiento Jesica pertenece al tipo común de sulfato ácido que contiene oro. Hay una carta de Aujarosita, en el argumento de sílice granular con contenido de jarosita. También tiene correspondencia débil de aubaritina, en la roca hay un cambio de sílice granular en apariencia de cristales tubulares de barita transparente. Arriba del sedimento hay áreas de presencia común de piritita fina en vetas con sílice gris. Los valores altos de oro están asociados con objetivos hidrotermales con jarosita, goetita, sustratos y

hematita en cavidades, a veces cuerpos de sílice con cristales de barita reconocidos que también identifican un alto contenido de oro.



**Figura 6.** Abundante Jerosita impregnada sobre roca solidificada Alunita  
**Fuente:** Geología exploraciones UM Arasi-Jesica

**Tipos de brechas:** Se considera que las brechas son el resultado de una intrusión, de prueba sobre la mutación del estado del agua en alta temperatura en vapor que resulta en una detonación hidrotermal.

- Brecha hidrotermal: Se describe por la presencia de minerales hidrotermales en el sustrato como Alunita, calcedonia sílice calcedonia sílice, óxido de hierro y azufre. La literatura en general tiene una trama desvaída. Se sabe que los fluidos que participan en la energía hidrotermal, son en mayor parte de origen magmático y son aquellos que contienen metales para ser decantados en condiciones termodinámicas.
- Brecha freática: con placas descoloridas de angular a subangular, porosidad primaria, escombros altamente silicificadas, que se ven en el centro del tanque.
- Brecha tectohidrotermal: Ocurre debido a la falla durante el movimiento de la falla; violación de errores relacionados con el proceso de mineralización. En los taludes de los terraplenes se pueden observar tramos de fallas de enlace de subfallas verticales con alto grado de mineralización, especialmente en áreas de fallas de tensión.
- Brecha Crackel: Producto de la infiltración de microvesículas hidrotermales freáticas produce micromoléculas fisuradas y halos de fractura, que se caracterizan por la aparición de fragmentos y matrices de la misma roca.

(Fractura), el proto-litio es principalmente andesita. Las grietas aparecen en una disposición subhorizontal inclinadas hacia el norte unos 15 grados.

- Brecha freatomagmática: Surge de una explosión provocada por el contacto entre el magma y el agua subterránea, es de forma poligonal, con nódulos angulares a redondeados inferiores, compuesto por cajones de cuarzo y tiene una matriz porfírica.



**Figura 7.** Tipo de brechas

**Fuente:** Geología exploraciones UM Arasi-Jesica

### 2.2.2 Metodologías existentes

Para poder realizar esta tesis, se construyó de acuerdo a la metodología de investigación incluyendo: diversas metodologías de investigación, tipología de investigación, nivel y diseño de investigación, método de investigación, población y muestra, técnica y recolección de datos. herramientas, validez y confiabilidad de los datos.

Dentro del enfoque de investigación, se tiene tres enfoques cuantitativo, cualitativo, mixto; para nuestro caso tomaremos el enfoque cuantitativo, la idea es obtener información y datos, para corroborar hipótesis cuya base tiene una medición numérica y el análisis respectivo, para así producir conocimiento objetivo, definido, comprobable y finalmente plantear las conclusiones y recomendaciones.

Según el tipo de investigación se tiene dos: básico y aplicado, para nuestro caso utilizaremos el aplicado, ya que el propósito es determinar la aplicabilidad de los principios y teorías del presente marco teórico, probando hipótesis dentro de entornos específicos.

Según el nivel de investigación: exploratorio, correlacional, explicativo, descriptivo; para nuestro caso utilizaremos el explicativo, ya que se tratará de explicar detalles de: diseño de mallas, fragmentación, energía de explosivos; dichas variables guardan relación para nuestro estudio y análisis, además de proporcionar mejoras en la optimización del diseño de mallas, por tanto, el nivel de investigación es explicativo.

Para el diseño de investigación cuantitativo tenemos: experimental y no experimental; dentro del tipo no experimental, se tiene transeccional y/o transversal, es decir, la investigación no hace variar de forma intencional las variables independientes, no sufren cambios de experimentación, dichas variables son únicas y concretas. Del tipo transversal tenemos: descriptivo (simple y/o comparativo) y relacional; finalmente nuestro diseño del presente trabajo será: no experimental transversal del tipo descriptivo comparativo; ya que se hace una comparación del modelo de la mina y el modelo propuesto, con respecto a algunos parámetros de interés: energía del explosivo y distancia de burden, velocidad de vibración y fragmentación, velocidad de vibración y tamaño de fragmentación, etc, para así establecer diferencias de ambos modelos; de los resultados obtenidos se podrá interpretar y describir el comportamiento preciso de los efectos encontrados para cada caso.

El método de investigación de nuestro trabajo es cuantitativo; se utiliza una serie de modelos matemáticos, fichas técnicas de propiedades de explosivos y accesorios, parámetros estándares de nivel vibración, parámetros de diseño de mallas, grado de fragmentación; que deberán ser analizadas, evaluadas, comparadas según relación apropiadas para obtener los resultados según los objetivos establecidos.

La población y muestra; la población incluirá los bancos de producción subterráneos y se crearán prototipos de los 4920 bancos de producción subterráneos, donde se llevarán a cabo todas las investigaciones.

Técnicas e instrumentos de recolección de datos; la técnica que se utilizo es la observación y análisis de documentos; el instrumento que se utilizó son fichas técnicas:

catálogo del fabricante del explosivos nacional e internacional para la determinar las propiedades principales de los explosivos, manuales, datos técnicos de la propia empresa

Validez y confiabilidad de datos; los datos de los explosivos son confiables ya que son emitidas por empresas reconocidas y de prestigio a nivel de Latinoamérica, y algunas propiedades del macizo rocoso que son dadas por el departamento de geotecnia de la mina.

### **2.2.3 Técnicas e instrumentos de investigación.**

Los datos se recopilan aplicando las herramientas diseñadas, manejando una variedad de métodos, metodologías e instrumentos que los investigadores pueden usar para desarrollar sistemas de información, como observaciones, entrevistas, encuestas, cuestionarios y pruebas. Recopilación de documentales, diagramas de flujo, diccionarios de datos y otros (Behar-Rivero, 2008; Monje-Álvarez, 2011; Tamayo, 2003).

Existen diversas técnicas e instrumentos con la cual se recolecta datos cuantitativos, pero utilizaremos principalmente la observación y análisis de documentos; identificando las variables dependientes e independientes, además de otras variables que guardan relación para obtener un diseño de mallas óptimo, todo dato identificado y seleccionado en función de modelos matemáticos, fichas técnicas, estándares nacionales e internacionales de los parámetros: distancias de burden, espaciamiento, taco, altura de banco, diámetros de taladros, cantidad energía de explosivos, tiempos de retardo, velocidad de detonación, velocidad de propagación de onda, propiedades mecánicas del macizo rocoso, etc., para su posterior aplicación del JK simblast, que permite analizar su comportamientos y efectos de los parámetros ingresados, que serán de mucha ayuda para tomar decisiones, conclusiones y recomendaciones.

### **2.2.4 Diseño de modelo teórico conceptual**

Nuestro trabajo tendrá un diseño de investigación cuantitativo no experimental; transversal, descriptivo comparativo; es decir, las variables identificadas no sufren procesos de transformación, son datos objetivos y concretos, que nos permitirá realizar cálculos a partir de modelos matemáticos de voladuras, dichas variables o parámetros que se analizarán y evaluarán como: distancias de burden, espaciamiento, taco, altura de banco, diámetros de taladros, cantidad energía de explosivos, tiempos de retardo, velocidad de detonación, velocidad de propagación de onda, etc. serán comparados con el modelo de la mina y el modelo propuesto; los resultados obtenidos nos permitirán describir

el comportamiento de los efectos y consecuencias de sus análisis y estudio de dichas variables.

### 2.3 DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

- **Combustión:** Se puede definir como cualquier reacción química lenta que puede ser exotérmica.
- **Deflagración:** Sinónimo de combustión rápida. Los explosivos son más lentos cuando se activan, lo que lleva a la contracción a medida que se propician reacciones a razón de la radiación y conducción, la propagación de una reacción que se descompone según la conducción térmica en base a un proceso exotérmico. Se explica como un suceso en la superficie donde el frente de explosión es esparcido por explosivos en capas paralelas, a bajas velocidades, normalmente no superiores a 1000 m/s.
- **Detonación:** Según (Exsa,2019), se define como un procedimiento de carácter químico y físico donde se observa una gran velocidad reactiva que partir de ello se produce determinada cantidad de cuerpos gaseosos de altos grados y que posee mucha fuerza (se transforma en presión con respecto al medio).
- Cuando un explosivo explota, la velocidad de las moléculas iniciales gasificadas es grande tanto que no liberan electricidad conductora de calor en la región inalterada de la carga, sino que son transmitidas por el impacto, que lo deforma y genera un calentamiento adiabático y una explosión. con una nueva generación de gas. Este procedimiento es cíclico que tiene un movimiento serpenteante que tiene efecto en toda la masa del explosivo y se conoce como "onda de choque", es decir, una onda que viaja a velocidades entre 1500 y 7000 m/s. dependiendo de la constitución del explosivo sus contextos de partida. En resumen, la combustión y la explosión son fenómenos redox, la combustión es de naturaleza subsónica, porque la onda de compresión o expansión de intensidad reducida se propagan a una velocidad más baja o igual a la velocidad del sonido en los gases formados se producen por la combustión rápida, de la detonación es de naturaleza ultrasónica, ya que la onda de compresión se propaga a una velocidad mayor que la velocidad del sonido con respecto al medio gaseoso.

En general, con respecto a la velocidad, se consideran explosivos:

- **Deflagrantes:** La velocidad no está por encima de los 1000 m/s
- **Detonantes de bajo régimen:** de 1000 a 1800 m/s (estado entre deflagración y detonación)
- **Detonantes de régimen normal;** con rapidezces entre 1800 y 5000 m/s (los explosivos para uso industrial se ubican en esta categoría).
- **Detonantes de alto régimen;** La velocidad no está por debajo de los 5000 m/s (es el caso de altos explosivos de uso militar).

- **Anfo:** El ANFO es una unidad de explosión granular, seco, combinado por una mixtura de Nitrato de Amonio poroso y petróleo Diésel N° 2.

Los poros operan como catalizadores a medida que brotan. No son sensibles al detonador No. 8 requiere un señuelo fuerte al principio.

Su tasa de explosión es comparativamente baja, por lo que no es muy rápido, pero su reacción naturalmente lenta le permite producir una buena cantidad de gas, por lo que es mejor como expansor o propulsor. Su mayor inconveniente es que no se resiste al agua.

La composición perfecta es respectivamente 94,3% de nitrato de amonio (oxidante) y 5,7% de aceite (inflamable), en peso, para obtener un balance de oxígeno en la detonación mejorado, a velocidades entre 2500 y 3000 m/s y presiones de 45 kbar.

- **Emulsión/ANFO o Anfo pesados:** Es una mezcla de Emulsión y Anfo en desiguales composiciones, que permite:

- Bajo costo y capacidad de emulsión que sirve para rocas en necesidad de voladura con dificultad de secado o húmedas.
- Anfo otorga mayor energía y repelencia al agua, saturando los espacios entre las moléculas de nitrato o moléculas con una emulsión de nitrato.

Los ANFOs son pesados se puede preparar en diferentes proporciones según las necesidades de arenado y la presencia de agua, siendo las ratios más difundidas 20-80,30-70,40-60,50-50,60-40 y 80-20.

Estos componentes son resultado de mezclar soluciones con ANFO en diferentes medidas, lo cual es una de las propiedades más significativas de estos explosivos. Se busca la obtención de productos con propiedades diferentes entre ANFO y las de la emulsión. Cuando la densidad de la emulsión

es más baja, el explosivo tiene una baja densidad y una débil liberación de agua, e incluso una mayor densidad de la emulsión tiene una alta resistencia al agua. Las mezclas comunes de emulsionantes/ANFO que se utilizan en las unidades mineras son las siguientes: ANFO 46

**Tabla 1.**

*Mezclas de Heavy Anfo*

<b>Agente</b>	<b>Composición</b>	<b>Especificación</b>
Heavy ANFO 19	10% de Em y 90% de An	Roca media
Heavy ANFO 28	20% de Em y 80% de An	Roca media
Heavy ANFO 37	30% de Em y 70% de An	Roca dura con presencia de agua
Heavy ANFO 46	40% de Em y 60% de An	Roca dura con presencia de agua
Heavy ANFO 55	50% de Em y 50% de An	Roca dura con presencia de agua
Heavy ANFO 64	60% de Em y 40% de An	Roca dura con presencia de agua

**Fuente:** Famesa, Manual de voladura y explosivos. Perú.

- Definición de Diseño:** El termino de diseño se refiere a un bosquejo creado a partir de conceptos antes de que se decidiera fabricar algo.  
Con esta definición, y con este estudio en contexto, el diseño es una parte conceptual de la consumación de redes de detonación en el campo, concertando creatividad e ingeniería.
- Diseño de malla de perforación:** Así se distribuyen los huecos en la detonación, teniendo en cuenta principalmente la relación de la carga a la distancia y su relación del burden directa con la profundidad de los huecos. Existen diferentes tipos de redes perforantes según la distribución de cargas de burden y distancias: cuadradas, rectangulares, triangulares.
- Análisis de la fragmentación:** (Chiclla, M & Zegarra I., 2016), El análisis de tamaño de partículas es un proceso para establecer la dimensión y la asignación de las partículas. Es una muestra mineral que consta de partículas minerales de diferentes tamaños, y las diferentes proporciones muestran el grado de finura de esa muestra, y esto se expresa como un porcentaje del peso sostenido en una malla dada.
- El modelo KUZ-RAM:** (Chiclla, M & Zegarra I., 2016), Este modelo se desarrolló por Claude Cunningham (1983), de la AECI de Sudáfrica, de la curva de distribución del tamaño de partícula de Rosin-Rammier y de la fórmula V.M.

Experimental para la medida medio de materiales explosivos. Kuznetsov. La fragmentación está influenciada por una gran cantidad de variables, incluidas las particularidades del sólido rocoso. Los procesos de voladura implican medir el volumen de roca explosiva bajo ciertos escenarios para optimizar. No hay un procedimiento exacto, últimamente se han aplicado diseños sencillos a otros más complejos. Se decidió manejar un algoritmo de Kuznetsov modificado por Cunningham que se extiende: (Camilo, A, 1994, pp 446-447).

$$X = A * \left[ \frac{V}{Q_0} \right]^{\frac{4}{5}} * [Q_0]^{\frac{1}{6}} * \left( \frac{PRP}{115} \right)^{-19/30}$$

$$B^2 = Q * \left( \frac{x}{A * Q^{1/5} * (PRP/115)^{-19/30}} \right)^{5/4}$$

$$A = 14 (BL) - 9 * e^{\left( \frac{-(SC-67ff-400)}{630} \right)^{3.125}}$$

$$Xc = \frac{X}{(LN R)^{1/n}}, \text{ Kuznetsov}$$

$$Q_0 = \frac{Q * PRP}{115}, \text{ Kuznetsov}$$

Dónde:

- Xc: Tamaño característico del fragmento cm.
- R = simetría de material ponderado en la malla, nos da una representación de la segmentación en la detonación de rocas.
- A: Constante que depende de las características de la roca.
  - Rocas de dureza blanda A = 5; f = 5 - 8
  - Rocas de dureza media A = 7; f = 8 - 10
  - Rocas duras altamente fisuradas A = 10; f = 10 - 14
  - Rocas muy duras débilmente fisuradas A = 13
- BL: Parámetro que especifica el tipo de voladura; Voladura en bancos: BL = 1
- SC: Resistencia a la compresión simple de la roca.
- ff: Frecuencia de fracturas por pie de testigo.
  - Roca débilmente fisurada: ff = (0 - 1)
  - Roca medianamente fisurada: ff = (1 - 2,5)

- Roca fisurada:  $ff = (2,5 - 4)$
- Roca altamente fisurada:  $ff = (4 - 6)$
- V: Volumen de roca volada/barreno ( $m^3$  /barreno) =  $(S*B*H)$
- Q: Carga explosiva dentro de un taladro.
- Qo: Cantidad de explosivo equivalente a la carga de explosivo/barreno (kg).
- PRP: Potencia relativa en peso del explosivo.

**Nota:** Según el departamento de perforación, las desviaciones medias de perforación para longitudes de barrenos de 8 m. fueron de 10 cm. Aprox.

- **Índice de uniformidad:** (Chiclla & Zegarra, 2016), Para lograr este valor, Cunningham, (1987) se utilizaron los datos de campo y se utilizó el estudio de análisis de regresión de los parámetros de campo y así se obtuvo "n" que se considera como importante en el modelo de Kuz-Ram, que nos permitirá calcular el tamaño promedio de la roca fragmentada.

El algoritmo de cálculo de "n", según Cunningham (1983), es el siguiente:

$$n = \left[ 2.2 - 14 * \frac{B}{D} \right] * \left[ 1 + \frac{W}{B} \right] * \left[ 1 + \frac{R - 1}{2} \right]^{0.5} * \left[ \frac{Lc}{H} \right]$$

Dónde:

- B: Piedra (m).
- D: Diámetro del barreno (mm).
- W: Desviación de la perforación (m)=0.1m.
- R: Relación espaciamiento/piedra (S/B).
- Lc: Longitud de carga (m).
- H: Altura de banco (m).

En cuanto el valor 'n' incrementa la asignación de descomposición se vuelve más uniforme.

El factor "n" tiene en cuenta formula de la pendiente de la curva.

Para voladuras a tajo abierto el índice de homogeneidad varía entre 0.7 a 1.75

Es deseable que la fragmentación sea análoga por ello "n" debe tener valores excepcionalmente predilectos.

- **Índice de Volabilidad (BI):** (Chiclla & Zegarra, 2016), Para conseguir el Índice de Volabilidad, se utilizó el razonamiento de Lilly (1986,1982), debido a que el Índice Volabilidad "BI" (Blastability Index) se alcanza de la sumatoria de cinco medidas geomecánicas característicos.

Se indica que cuando las rocas son excesivamente blandas pueden poseer un BI=20, en cuanto las rocas que son resistentes poseen un BI=100, estas contienen una espesor de 4ton/m3.

Según Lilly (1986) reforma el Índice de Volabilidad (BI: Blasting Index), explica como puede ser excavado mediante explosiones un macizo rocoso; su fórmula es:

$$BI = 0.5 * (RMD + JPS + JPO + SGI + HD)$$

Lilly además relaciono el Blastability Index a una constante de la roca, llamado Rock Factor (A), el cual es requerido y utilizado como parámetro en el modelo de Kuz-Ram.

$$A = 0.12 BI$$

Además de este índice, obtiene parámetros standard asociados a valores o factores de Energía o consumo específico CE y de Carga, que son necesarios para fracturar la roca:

- Factor de Energía = 0.015 BI (MJ/ton).
- Factor de Carga = 0.004 BI (Kg. Anfo /ton).

- **Retardos:** (Camilo, 1994). El diseño preciso y las características de retardo aseguran un agudo grado de eficacia en la serie de salida, lo que resulta en un mayor rendimiento. Este tubo está hecho de plástico laminado y tiene un manto de material reactivo en su superficie interior. Cuando el tubo se pone en marcha, transmite una señal de baja potencia por el interior a una velocidad de 2000 m/s. Esta señal puede viajar a través de las curvas y nudos del tubo, pero no hacia afuera, por lo que no afecta a los explosivos o materiales con los que entra en contacto p 57,58

- La característica de los retardos es: diámetro exterior 3.05 mm., diámetro interior 2.50 mm., con velocidad de detonación 2000mt/s., material termoplástico flexible, resistencia al impacto 2kg/m., no detonante.
- La voladura óptima persigue los siguientes objetivos:

- Fragmentación, esponjamiento y desplazamiento adecuado de la roca.
- Control de proyecciones y sobre excavaciones.
- Nivel mínimo de vibraciones y ondas aéreas.

Los tiempos de retardo son fundamentales para la consecución de resultados, los tiempos de retardo de acuerdo con Lang y Favreau, deben permitir la sucesión de los siguientes eventos:

- La difusión de las frecuencias de presión y tensión desde el agujero hasta la superficie libre.
- Las rocas fragmentadas son aceleradas por los gases.
- Mejor intervención en el diseño de deslizamiento de rocas (fly rock).
- Es preferible la demora requerida para lograr la fragmentación requerida. (Camilo, 1994, p. 392)

Algunos aportes a tomar en consideración como; Bergmann, después de experimentar pide una diferencia de 3 a 6 ms por medio de piedra o burden. Andrew determina un límite inferior de 3ms/m de piedra y otro superior de 16,6 ms/m, para rocas masivas y poco fracturadas; Bauer, después de evaluar en cámaras que emiten alta velocidad, resulta que el decalaje mínimo es de 38 mm a 311 mm de diámetro es de 3.2 a 4 ms/m en piedra en voladuras con barrenos, Winzer menciona que los decalajes entre cargas deben ser principales a 3.3 ms/m alcanzando incluso hasta 12ms/m. Konya y Walter (1990) proponen tiempos desde 3 a 7 de acuerdo al tipo de roca.

Finalmente, Fadeev et propone la siguiente ecuación para calcular el tiempo de retardo entre barrenos

$$TRB = 2 * \left( \frac{\rho e}{CE} \right)^{1/2}$$

$$TRF = 2 - 3 \text{ veces } TRB$$

Donde:

TRB: Tiempo de retardo entre barrenos (ms/m de piedra).

TRF: Tiempo de retardo entre filas.

CE: Consumo específico de explosivo (kg/m<sup>3</sup>).

- Regla para TRB: Puede establecerse la primera regla de diseño, el tiempo de retardo entre barrenos será de 4 a 8 ms/m. de piedra o burden.

- Regla para TRF: el tiempo de retardo entre filas será de 2 a 3 ms/m. de piedra o burden.

### Retardo de producción

(Camilo, 1994, p. 394). De acuerdo a Fadeev, tenemos el modelo matemático:

$$TRB = 2 * \left( \frac{\rho r}{CE} \right)^{1/2}$$

$$TRF = 2 - 3 \text{ veces } TRB$$

Donde:

TRB: Tiempo de retardo entre barrenos.

TRF: Tiempo de retardo entre filas.

CE: Consumo específico de explosivo (kg/m<sup>3</sup>).

- **Potencia de los Explosivos:** La potencia es una medida de la cantidad de energía en un explosivo. Se representa por la fuerza absoluta en peso. (AWS) y en potencia absoluta por volumen (ABS). También se puede obtener una potencia relativa en peso o una potencia relativa en volumen expresando la comparación de la energía de un explosivo con la energía de un ANFO, tomada igual al 100%
- **Potencia Absoluta por Peso (AWS):** Es la medida para la cantidad de energía que se dispone (en calorías) por cada gramo de explosivo. Por ejemplo, el AWS de ANFO es de 910 cal / g.
- **Potencia Absoluta por Volumen (ABS):** Es una medida cuya cantidad de energía dispone en cada centímetro cúbico de un explosivo. Se logra multiplicando AWS por la densidad del explosivo.

$$ABS = AWS \times \delta_{\text{explosivo}}$$

- **Potencia Relativa por Peso (RWS):** Es una medida de la energía que se dispone del explosivo para el peso equivalente del ANFO. Se calcula dividiendo el explosivo AWS por ANFO AWS y multiplicando por 100.

$$RWS = \frac{AWS_{\text{explosivo}} \times 100}{AWS_{\text{ANFO}}}$$

- **Potencia Relativa por Volumen (RBS):** La energía que se dispone de un explosivo comparado a la del ANFO (en volumen)

$$RBS = \frac{ABS \text{ explosivo} \times 100}{ABS \text{ ANFO}}$$

- **Burden:** Es la distancia desde el pozo con la carga explosiva hasta la superficie libre más cercana, perpendicular al eje del pozo.
- **Precorte:** Según (Camilo,1994) Para casos de precorte la distancia hacia la última fila amortiguada que va entre 0.33 y 0.5 veces de la piedra nominal (burden) de la producción de voladura.
- **Buffer o amortiguamiento:** Según (Camilo, 1994, p. 362) Se elimina el taladrado excesivo en los orificios de las filas colocadas en las crestas provistas para evitar dañar la punta del borde inferior, el número recomendado de filas para un picking normal es de tres: producción, buffer, precortado; Para evitar daños en el plano precortado, se recomienda diseñar con un estilo de chorro amortiguado, en cuyo caso la carga y la distancia de producción se reducen entre 0,5 y 0,8 veces el valor nominal de la fila adyacente.
- **Cara libre:** La superficie en contacto con el centro toma como referencia un cubo.
- **Espaciamiento:** Se precisa como el espacio entre taladros de una misma fila perpendiculares a la carga.
- **Carga lineal o densidad de carga:** Se explica como la cantidad de explosivo utilizado por metro de carga del eje. Se expresa en kilogramos/m o libras/yardas. “Es una excelente unidad referencial para el cálculo de la carga total de un disparo, pero no es el mejor parámetro de por sí, ya que la distribución de este explosivo en la masa de la roca mediante los taladros tiene gran influencia en los efectos de fragmentación y desplazamiento, es decir, en el resultado de la voladura”. (Exsa, 2013, p.158)

$$Dc = 0.5067 * (\phi)^2 * \rho e$$

Donde:

Dc: Densidad de carga o Carga Lineal (Kg / m).

$\phi$ : Diámetro del bit (pulgadas).

$\rho e$ : Densidad del explosivo (gr / cc).

- **Fragmentación:** Se refiere al volumen de las masas rocosas después de la detonación. Para ello, es necesario tener en cuenta el tamaño máximo y medio

de los bloques. Existe la teoría de que la tasa de explosión es aproximadamente igual a la velocidad de propagación de la onda de choque dentro de la roca; Por lo tanto, a mayores tasas de detonación habrá mayores tasas de colisión y mayor fragmentación.

- **Mallas:** Se encuentra en taladros dispuestos en sus respectivas plantas como configuración usual una cuadrícula o patrón que a su vez podrían tomar distintas formas en sus agujeros. Hay dos términos manejados en el ajuste de orificios: en primer lugar, espaciamiento, que como se explicó anteriormente se refiere al espacio del forma lateral entre el punto centro de los agujeros; y en segundo lugar se refiere como la distancia entre una fila de agujeros y la cara perforada (libre) o la distancia entre filas que han sido voladas secuencialmente.

Las plantillas y malla tienen una configuración habitual de taladros dispuestos por sección y planta. Los patrones de los taladros pueden tomar diversas formas. Hay dos términos usados en la disposición de los barrenos: primero, el espaciado, el segundo, la carga, es la distancia entre una fila de taladros y la cara excavación (lado libre) o la distancia entre las filas explotadas en secuencia.

- **Perforación:** La perforación realizada en una mina en explosión es la primera operación individual realizada en una operación minera; Está pensado como un precursor de varios simulacros, con la geometría adecuada en las formaciones rocosas para el próximo lanzamiento, donde se utilizarán explosivos y accesorios del sistema de cebo.
- **Taladro:** La Cavidad cilíndrica tiene como resultado, perforación en donde existe un depósito explosivo según a un diseño previo.
- **Voladura:** Es la actividad donde se realiza la fragmentación de una roca o suelo, con la cual se desprende un elemento metálico utilizando explosivos. Con la voladura se espera alcanzar un fin determinado con el cual se controle los aspectos, este se puede realizar en mina subterránea o a cielo abierto.
- **Acoplamiento:** Hace referencia al nivel de intimidad que existe entre la roca y el explosivo del pozo, además cuando el radio del explosivo es reducido al del pozo indica que la carga no está acoplada.

Cabe señalar que se considera explosivo no acoplado cuando el radio del explosivo es por debajo del radio de la perforación, es decir, se prefiere para explosivos encartuchados, ya que el explosivo a granel ocupa así todo el

diámetro del barreno, por lo tanto, presenta un factor de separación igual a 1. Este factor se utiliza ampliamente en técnicas de precorte.

- **Los hidrogeles y emulsiones:** debido a su naturaleza, presenta una alta resistencia al agua, lo que provoca que sean impermeables debido a sus fundas de polietileno. Estos se cargan sin funda para los pozos de agua estática, resiste al frío extremo, por ejemplo, la dinamita se endurece, sin perder la propiedad de detonación, caso contrario los hidrogeles y emulsiones se sensibilizan al detonar perdiendo así las cualidades del alto grado de frío y no detonan. (Exsa, 2019)

Las Características geomecánicas tiene una influencia para determinar los resultados en la voladura. Conocer las propiedades que presenta el macizo rocoso es necesario para desarrollar un óptima perforación y voladura, debido a que por este medio actúan las explosiones. Es necesario conocer que existe una significativa diferencia entre las rocas que se encuentran en una misma zona, Por tal motivo es necesario conocer las propiedades del macizo rocoso.

- **Propiedades Físico - Mecánicas de las Rocas:** Las propiedades de las rocas son uno de los obstáculos más grandes para una adecuada voladura. Estos poseen diversas características según el origen del proceso geológico al que pertenece. Los conjuntos de los fenómenos están ligados a un entorno determinado, según una litología particular de la heterogeneidad, según los agregados minerales policristalinos, además de la discontinuidad de la masa rocosa, además de la estructura geológica y determina las discontinuidades. Para elegir una mezcla explosiva, es necesario realizar un estudio de las propiedades del macizo rocoso, por lo que se necesita identificar un punto de vista geológico y físico. Las propiedades mecánicas y físicas influyen en el macizo rocoso, la energía que se produce por el explosivo es:
  - Densidad.
  - Módulo de Young.
  - Resistencia a la compresión y tracción.
  - Velocidad de la onda longitudinal
  - Relación de Poisson.
  - Porosidad.
  - Fricción interna.

- **Geomecánica del macizo rocoso:** La característica del macizo rocoso, se relaciona directamente a la cantidad de discontinuidades que existen y la distribución espacial donde se orientan, es necesario realizar una evaluación. La característica estructural y litológica del macizo rocoso, se realiza en el afloramiento de la roca de la superficie a través de líneas detalladas (líneas micro-tectónicas); el mapeo geológico estructural de estas discontinuidades involucra esencialmente mediciones direccionales detalladas de los planos (juntas estratificadas y fallas) que se cruzan con el macizo rocoso.

**Tabla 2.**

*Densidad de Roca y Grado de Dureza del Tajo Jesica*

Abreviado	Descripción	Dureza	Gr/cc	Clasificación
BH	Brecha Hidrotermal	Muy Duro	2.31	Dura
SM	Sílice Masiva	Muy duro	2.51	Dura
SCP	<b>Sílice Clay Pirita</b>	Duro	<b>2.47</b>	Dura
SG	Sílice Granular	Duro moderado	2.35	Dura
SC	Sílice Clay	Moderado	2.41	Media
SA	Sílice Alunita	Moderado	2.39	Media
RF	Roca Fresca	Moderado	2.65	Media
PRO	Propilitico	Suave	2.35	Blanda
C	Clay	Suave	2.36	Blanda

**Fuente:** Departamento de geología – UM Arasi.

- **Factor de Energía:** El factor energía se relaciona con la energía explosiva, la cual se incrementa con la densidad; sin embargo, en la actualidad se encuentran dos tipos de explosivos, una densidad similar y con diversos rendimientos de nivel de energía, por ejemplo, la emulsión, por lo que es ineludible usar el elemento de energía, es decir su factor. Esta es una medida el cual permite establecer una cantidad de energía que se utiliza para la fragmentación de una tonelada de mineral o material estéril.

- **Vibración:** Se entiende por vibración la transferencia de energía a través de la propagación de ondas en un medio. También se especifica “Las vibraciones son provocadas por las fuerzas de compresión y tensión y se manifiesta en un movimiento de forma cíclica que acontece en el interior de un espacio”. (CINTEX, 2006, pág. 8).

En el caso de vibraciones generadas durante una voladura, estas son las ondas generadas dentro de la perforadora luego de que el explosivo detone, y se propagarán en el terreno circundante o también en el aire (en el caso de voladuras a cielo abierto). "Las vibraciones explosivas se generan en el frente de detonación del explosivo, en el área donde el explosivo sólido se convierte en gas, y la densidad del gas es siempre igual a la del explosivo sólido". (CINTEX, 2006, pág.8).

Las vibraciones de masas rocosas causadas por explosiones de rocas, se pueden clasificar en: vibraciones de campo lejano y vibraciones de campo cercano.

- **Velocidad de propagación:** La rapidez de la onda explica la velocidad a la que la onda viaja a través de las rocas. “Esta velocidad puede ser medida utilizando dos geófonos ubicados a diferentes distancias de la voladura, y mediante la medición de la diferencia de tiempo de arribo de cada señal” (CINTEX, 2006, pág. 16).
- **Velocidad Pico de la Partícula (PPV):** Giraldo (2010) indica que: “Un elemento primordial para la evaluación y optimización que se realiza en las operaciones de voladura, los beneficios y consecuencias para introducir los diversos cambios en el parámetro que es relevante, sin que ello sea necesariamente tener una escala real. Se puede distinguir diversos enfoques que se relacionen a Modelamiento de vibraciones, cuyo objetivo es la predicción en el nivel de vibración según el diseño de voladura”. (pág. 34) Modelo general.

$$PPV = K * De^\alpha$$

Donde:

PPV: Velocidad Pico Partícula (mm/s).

De: Distancia Escalar.

K: Factor de Velocidad.

$\alpha$ : Factor de Atenuación.

Según Contreras (2009, pág. 25), Dado que las oscilaciones de movimiento con un componente sinusoidal tienen aproximadamente la misma tensión y

compresión, y la resistencia a la tracción es siempre mucho menor que la resistencia a la compresión, la tensión máxima que puede soportar la roca es la tensión de tracción. Este valor es difícil de medir, por lo que es común estimar la resistencia a la tracción a partir de la resistencia a la compresión, UCS, (generalmente entre 1/10 y 1/20 de la resistencia a la tracción. Compresión). Por lo tanto, podemos estimar las velocidades de las partículas que pueden causar ruptura por tensión, usando la siguiente ecuación:

$$PPV_c = \frac{\sigma_t * V_p}{E} = \frac{USC * V_p}{12 * E}$$

Donde:

- PPV<sub>c</sub>: Velocidad Pico Partícula crítica (mm/s).
- V<sub>p</sub>: Velocidad de propagación de onda (m/s).
- UCS: resistencia de compresión simple (Mpa).
- E: Modulo elástico. (Gpa).

En la ecuación anterior vemos que el factor utilizado es 12 (relación entre la resistencia a la compresión y la resistencia a la tracción), si eliges valores muy altos en comparación con el coeficiente, esto puede producir divisores. PPV que son importantes en regiones donde la estabilidad es importante.

Indica la velocidad máxima a la que las partículas resultantes se mueven a partir de las oscilaciones terrestres de un evento.

- **Modelo de Campo Cercano:** Se tiene en cuenta las vibraciones que afecta a las estructuras alrededor del taladro, inicialmente para la medición del grado de vibraciones el cual influye la estabilidad del tajo. “Con el análisis de los registros de vibraciones, se logra conocer la velocidad que tiene una partícula que es generada por un grupo de carga de la voladura. De tal modo se obtienen datos de las velocidades de partículas y distancias en la carga del taladro, se ajusta posteriormente a la ecuación para un modelo dado por Persson & Holmberg”. (CINTEX, 2006, pág. 73).

El modelo de campo cercano se tiene en cuenta para las vibraciones que afectan directamente a las estructuras alrededor del pozo, principalmente para medir hasta qué punto las vibraciones afectan la estabilidad del cráter. “El análisis de los registros de vibraciones nos permite conocer las velocidades de las partículas producidas por cada carga o grupo de cargas en la explosión. Así, se obtuvieron datos sobre la velocidad, distancia y carga de las partículas, para lo cual se ajustó la ecuación del modelo propuesto por Holmberg y Persson”. (CINTEX, 2006, pág. 73).

En teoría, el estándar que mejor representa el comportamiento vibracional del tipo de carga explosiva utilizada en explosiones externas es el estándar DEVINE porque cuando se utilizan cargas explosivas de cilindro, la distancia debe corregirse por la raíz cuadrada de la carga útil. (CINTEX, 2006, pág. 71)

$$VPP = K * \left( \frac{DS}{\sqrt{Q}} \right)^{-n}$$

Donde:

- PPV: Velocidad Pico de Partícula (mm/s).
  - Q: Peso de la carga explosiva detonada en un instante (Kg).
  - DS: Espacio entre el punto de medición y la carga explosiva detonando
  - K: Factor controlado especialmente por el Explosivo, (Densidad del explosivo, VOD, cantidad de carga y el número de taladros, etc.)
  - n: Factor de atenuación de la roca, (Caracterización geológica, litológicas, forma del macizo por donde se comunica la onda.)
- **Modelo de Campo Lejano:** Tiene en cuenta las vibraciones que afectan directamente a las estructuras fuera del tajo, como las viviendas aledañas al proyecto, importantemente para medir los niveles de vibración para que no perturben la solidez de la estructura.
  - **Normativas Peruanas de Vibraciones:** Normativas Peruanas de Vibraciones (Guía Ambiental para P&V) Las Regulaciones de Vibración del Perú se basan en las pautas ambientales para las tareas de perforación y voladura. Al proporcionarnos la siguiente tabla, realice el límite máximo de agitación en función de la distancia.

**Tabla 3.**

*Normativa peruana de vibraciones*

Distancia (D) desde el área de voladura en pies	Velocidad de partícula pico máxima permitida (Max) para vibraciones de tierra en pulgadas/segundo	factor de distancia a escala por aplicación sin monitoreo sísmico
0 a 300	1.25	50
301 a 5000	1	55
5001 a mas	0.75	65

**Fuente:** Normativa peruana de vibraciones-Asistencia Técnica Orica.

- **Normativas Internacionales:** Esta normativa se utiliza continuamente en países desarrollados ya que buscan manejar mejor las operaciones de para evitar conflictos ambientales. Se crearon instituciones que, a través de la investigación, establecieron normas y leyes para proteger su entorno.
- **Office of Surface Mining (OSM):** La norma OSM, al igual que la adoptada por Perú en la normativa peruana, establece que la vibración de este tipo de recintos debe ser inferior al rango de velocidad máxima de 19 mm/seg a 25 mm/seg para distancias de 90 metros o más. Más de 1500 m.

**Tabla 4.**

*Valores representativos del Office of Surface Mining (OSM)*

Distancia al área de la voladura	Velocidad máxima de partícula	Distancia reducida que se aconseja cuando no se dispone de instrumentos (m/kg <sup>1/2</sup> )
0 a 90	32	22.3
90 a 1500m	25	24.5
> 1500m	19	29

**Fuente:** Asistencia Técnica Orica.

Como complemento está el USBM RI8507, reporte de investigación del departamento de minas de EEUU (USBM-U.S. Bureau of Mines) de los efectos de las vibraciones producidas por voladura.

Además, incluye dentro del umbral de daño, el producido por las frecuencias.

**Tabla 5.**

*Valores de VPP según USBM RI8507*

Norma USBM RI 8507	VPP predecido (mm/s)	Distancia al monitor (m)
50.8 mm/s	40	500
40-100 Hz	48	200
12.7 a 50.8 mm/s 10-40 Hz	48.4-10.4	350-3000
	48.4-12.6	200-900
< a 12.7 mm/s	10.4	> a 3000
1 -10hz	12.6	> a 900

**Fuente:** Departamento de minas de EEUU (USBM-U.S. Bureau of Mines)

- **Carga operante:** La magnitud de las oscilaciones terrestres y aéreas en un punto dado varía con la carga del explosivo detonado y la distancia de ese punto al lugar de la detonación.

En una explosión que utiliza más de varias mechas, la alta carga de histéresis afectará directamente la magnitud de las oscilaciones, no la carga total utilizada en la explosión. (Camilo, 1994, p. 454).

- **Normativas para el Control de Vibraciones:** Las regulaciones se imponen en función del tipo de construcción, lo que facilita que las empresas mineras de esos países sepan si una explosión en esa zona dañaría la industria. pies o no. “Los valores propuestos ha estado mayormente entre dos factores los muy conservadores como la Normativas DIN 4150 alemana que da valores hasta de 3 mm/s. para zonas de edificación antigua o las normas americanas que brinda valores de hasta 50 mm/s. para sus estructuras”. (Giraldo, 2010, pág. 53)
- **Normativas Internacionales:** Se crearon instituciones que, a través de la investigación, establecieron normas y leyes para proteger su entorno. Las normas internacionales más importantes para los países medioambientales europeos son:
  - Alemania: DIN 4150.
  - Francia: GFEE.
  - Gran Bretaña: BS 7385.
  - Suecia: SS460 48 66.
  - Portugal NP-2074.
  - Internacional: ISO 2631.
  - Estados Unidos: USBM RI 8507.

Por lo tanto, que el conducta de la onda vibracional no pueden ser predichos por análisis, sino que nos brindan la instrumento de gestión que nos admite monitorear la volatilidad para que se mantenga en valores aceptables y libres de riesgo.

- **Accesorios de voladura:** Son los que permiten realizar la conexión inicial y transmitir los explosivos secundarios mediante las cargas controladas, como:
  - Booster o cebo primers: Este accesorio utilizado en la voladura, es el iniciador de la columna para la explosión debido a su elevada velocidad, presión y potencia para la detonación, además de la resistencia elevada al agua. Este fabricado en base a pentolita como un fulminante, en la Unidad Minera Arasi,

específicamente en el yacimiento Jessica se utiliza como booster de 1 lbs, siendo las características son:

- Densidad: 1.65 g/cc.
- Velocidad de detonación: 7000 m/s.
- Presión de detonación; 22 Gpa.
- Resistencia al agua.
- Energía: 5.50 MJ/kg.

**Cordón detonante:** Este accesorio explosivo está hecho del núcleo de un explosivo llamado piritá. En la unidad de Arasi Mingen el yacimiento Jessica, se utiliza alambre de voladura 5G. Este accesorio se utiliza para transmitir ondas explosivas de un artefacto explosivo a otro. Con su gran capacidad, es capaz de encender explosivos sensibles a las cubiertas explosivas convencionales.

**Mecha de seguridad:** Es conocido como mecha lenta debido al cordón flexible el cual se compone con un núcleo de pólvora negra, el cual se recubre con fibras de brea, algodón y envuelta en plástico. El tiempo que demora la combustión puede variar en promedio entre 200 y 150 segundos/metro, este tiempo se utiliza un 01 segundo por cada 100 m. de altura, además que debe realizarse una medición en mina. En la U.M. Arasi, específicamente el yacimiento Jessica, utiliza una mecha de seguridad de 7 pies, conduciendo así una velocidad de 1pie/min.

**Detonadores no eléctricos:** Estos accesorios se utilizan para comenzar en forma precisa y segura, debido a la sensibilidad de los explosivos del fulminante Nro. 8: como emulsiones encartuchadas, booster, dinamitas, entre otros. Este producto se conforma por cuatro elementos principales.

- 1) Tubo de choque
- 2) Capsula detonante
- 3) Etiqueta
- 4) El conector J

#### **Descripción de operaciones mina**

- Tajo abierto: El yacimiento Jessica, aplica el método de explotación a tajo abierto (open pit), en diseños de banco de 8 metros de altura.
- Los parámetros técnicos de diseño del pit principal Jessica son:
  - Angulo de talud final del Pit.:45.
  - Altura de banco: 8 m.
  - Ancho de banco: 5.2 m.

- Angulo de talud operacional: 65.
- Angulo de talud final de pit: 48-50.
- **Perforación:** Para realizar la perforación el departamento de perforación y voladura, se coordina con el departamento de operaciones mina, para la entrega de planos de dureza relacionado a las alteraciones del material donde se realizará la perforación.

Se utiliza las perforadoras DME con brocas de diámetros de 6 3/4", con longitud de 8 metros de altura del banco. La malla empleada depende de la dureza de la roca, densidad del explosivo y del macizo rocoso. La malla de perforación y voladura promedio que se utiliza es de 4.50 x 5.20 metros para mineral, este parámetro es muy importante para los resultados de la voladura.

- **Voladura:** Para este procedimiento se utiliza Booster (donde se utiliza la iniciación de voladura a tajo abierto), utilizan líneas decrecientes para electricidad en tiempo de retardo en ms y con eso se une con el amarre troncal usando retardos superficiales.

El carguío de los taladros se realiza mediante un camión donde se combinan explosivos de heavy Anfo y Anfo, teniendo en cuenta las características de la roca que será fragmentada, además del porcentaje de agua que se encuentra en el terreno, los taladros serán tapados con detritos producidos por la perforación.



**Figura 8.** Carguío de taladros con heavy ANFO HA-46  
**Nota:** Captura de pantalla campo.

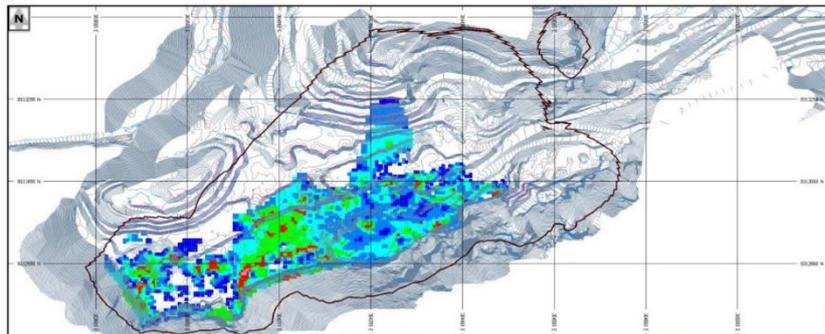


**Figura 9.** Voladura en bancos

**Nota:** Captura de pantalla campo.

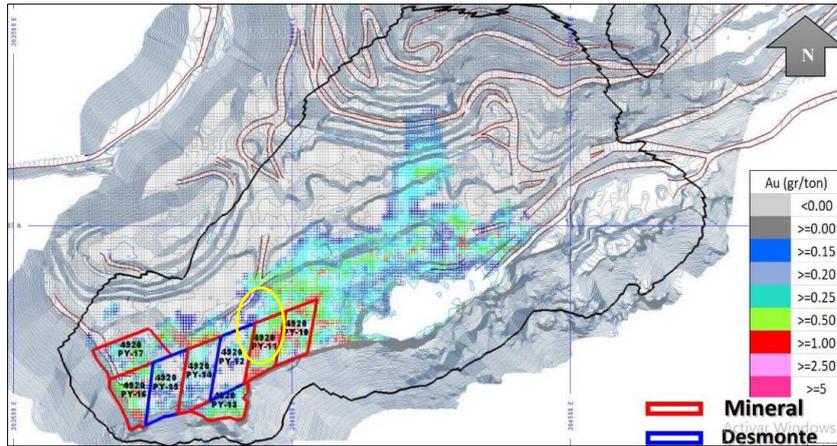
- **Diseño de cortes de minado (proyectos de perforación):** El departamento de planeamiento mina, por medio del modelo de bloques geológico, determina las leyes de oro distribuidas en diversas alteraciones de mineral presentes en el yacimiento a explotar, teniendo en cuenta que la ley operacional es mayor a la ley de corte, para nuestro caso el yacimiento Jesica a explotar, la ley de corte es 0.18 gr/tn. y la ley operacional 0.52 gr/tn., esta ley es determinado por planeamiento mina para lograr los objetivos propuestos.

Una vez definido los objetivos, se diseña los cortes de minado o proyectos de perforación; cada corte de minado es dividido en polígonos de mineral y desmonte según el promedio de leyes que se encuentre en el polígono a explotar.



**Figura 10.** Modelo de bloques, yacimiento Jesica.

**Fuente:** Planeamiento mina



**Figura 11.** Proyectos de perforación de los bancos 4920 del yacimiento Jesica  
**Fuente:** Planeamiento mina

Con respecto a los bancos 4920 de mineral y desmonte a cortar, se debe tener en cuenta que se tiene estandarizado las dimensiones de malla de perforación de acuerdo a la dureza del macizo rocoso, como se muestra a continuación:

**Tabla 6.**

*Diseño de malla de la mina en uso para Tajo Jesica*

Burden (m)	Espaciamiento(m)	Tipo de terreno
4.5	5.2	Terreno duro
4.9	5.6	Terreno medio
5.5	6.4	Terreno blando

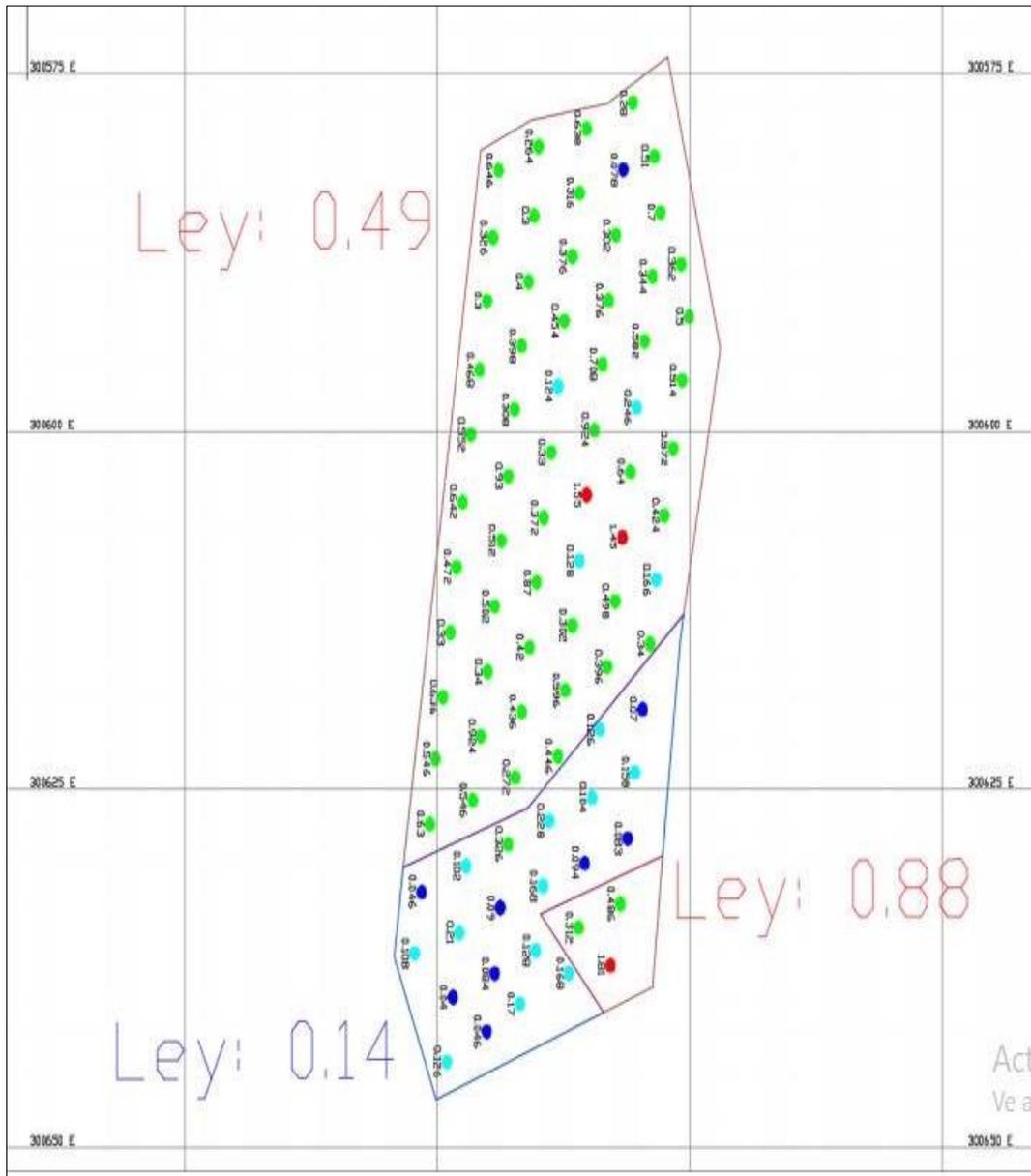
**Fuente:** Departamento perforación y voladura  
 Proyectos de perforación estimados en tajo Jesica.

**Tabla 7.***Modelo Burden y espaciamiento de la Mina tajo Jessica*

Nro.	Banco	Proy	Zona	B (m)	S (m)	J (m)	H (m)	Longitud taladro	Nro. Taladros	metros perforado	Area (m <sup>2</sup> )	Tipo de terreno
10	4920	PY 10-4920	JESSICA	4.90	5.60	1.35	8	9.35	66	617.10	1811.04	Terreno medio
11	4920	PY 11-4920	JESSICA	4.90	5.60	1.47	8	9.47	66	625.02	1811.04	Terreno medio
12	4920	PY 12-4920	JESSICA	4.50	5.20	1.35	8	9.35	66	617.10	1544.40	Terreno Duro
13	4920	PY 13-4920	JESSICA	4.90	5.60	1.47	8	9.47	66	625.02	1811.04	Terreno medio
14	4920	PY 14-4920	JESSICA	4.90	5.60	1.47	8	9.47	66	625.02	1811.04	Terreno medio
15	4920	PY 15-4920	JESSICA	4.50	5.20	1.35	8	9.35	91	850.85	2129.40	Terreno Duro
16	4920	PY 16-4920	JESSICA	4.50	5.20	1.35	8	9.35	91	850.85	2129.40	Terreno Duro
17	4920	PY 17-4920	JESSICA	4.90	5.60	1.47	8	9.47	91	861.77	2497.04	Terreno medio

**Fuente:** Departamento perforación y voladura – Planeamiento.

- **Levantamiento topográfico de taladros de producción, banco 4920, proyecto PY 10-4920:** En coordinación con el área de topografía, se marcaron los puntos de perforación en campo, para después levantar las coordenadas UTM de los mismos, en la figura se muestra los taladros de producción marcados y levantados del proyecto PY10-4920 del banco 4920, así tenemos como ejemplo.



**Figura 12.** Taladros de producción del proyecto PY10-4920 en el banco 4920  
**Fuente:** Departamento perforación y voladura – Planeamiento.

- **Los tipos de alteración minera en yacimiento Jesica, proyecto PY10-4920 en el banco 4920:** En el tajío Jesica, se presenta nueve tipos de alteraciones: brecha Hidrotermal, sílice masiva, sílice Clay, sílice Clay pirita, sílice granular, sílice Clay, sílice Alunita, roca fresca, Propilitico y Clay; estos se ubican dispersos en los bancos 4920.

**Tabla 8.**

*Cuadro de alteraciones, dureza, RMR de tajo Jesica, proyecto PY10-4920, banco 4920*

Abreviado	Alteración	Dureza	Densidad (g/cc)	Resistencia a la compresión Uniaxial (Mpa)	RMR	Tipo roca	Calidad
BH	Brecha Hidrotermal	Duro	2.31	90	74	II	Buena
SM	Sílice Masiva	Duro	2.51	120	70	II	Buena
SCP	Sílice Clay Pirita	Duro	2.47	160	65	II	Buena
SG	Sílice Granular	Duro	2.35	170	65	II	Buena
SC	Sílice Clay	Medio	2.41	145	67	II	Buena
SA	Sílice Alunita	Medio	2.39	100	75	II	Buena
RF	Roca Fresca	Medio	2.65	70	52	IIIA	Regular
PRO	Propilitico	Blando	2.35	75	55	IIIA	Regular
C	Clay	Blando	2.36	110	65	II	Buena

**Fuente:** Área Geotecnia mina

**Caracterización Geomecánica en el banco: Datos recogidos de campo:**

**Tabla 9.**

*Brecha Hidrotermal, roca buena, regular de tipo de II y III*

Alteración	Densidad (g/cc)	Resistencia a la compresión Uniaxial (Mpa)	Cohesión (kpa)	Fricción (*)	RMR	Tipo roca	Calidad
BH	2.31	90	340	41	74	II	BUENA
BH	2.31	165	325	36	65	II	BUENA
BH	2.31	90	295	33	59	III	REGULAR
BH	2.31	85	310	35	60	III	REGULAR
BH	2.31	79	320	38	70	II	BUENA

**Fuente:** Área Geotecnia Mina

**Tabla 10.***Sílice masiva, roca buena, regular de tipo de II y III*

Alteración	Densidad (g/cc)	Resistencia a la compresión Uniaxial (Mpa)	Cohesión(k pa)	Fricción (*)	RMR	Tipo roca	Calidad
SM	2.51	120	350	38	70	II	BUENA
SM	2.51	120	290	39	77	II	BUENA
SM	2.51	120	285	36	58	III	REGULAR
SM	2.51	120	355	41	75	II	BUENA

**Fuente:** Área Geotecnia Mina**Tabla 11.***Sílice Clay Pirita, roca buena, regular de tipo de II y III*

Alteración	Densidad (g/cc)	Resistencia a la compresión Uniaxial (Mpa)	Cohesión(k pa)	Fricción (*)	RMR	Tipo roca	Calidad
SCP	2.47	160	340	41	74	II	BUENA
SCP	2.47	160	325	36	65	II	BUENA
SCP	2.47	160	295	33	59	III	REGULAR
SCP	2.47	160	310	35	60	III	REGULAR
SCP	2.47	160	320	36	70	II	BUENA
SCP	2.47	160	250	34	65	II	BUENA
SCP	2.47	160	220	33	55	III	REGULAR

**Fuente:** Área Geotecnia Mina**Tabla 12.***Sílice Granular, roca buena, regular de tipo de II y III*

Alteración	Densidad (g/cc)	Resistencia a la compresión Uniaxial (Mpa)	Cohesión(k pa)	Fricción (*)	RMR	Tipo roca	Calidad
SG	2.35	170	320	41	65	II	BUENA
SG	2.35	120	250	40	70	II	BUENA
SG	2.35	150	225	39	55	III	REGULAR
SG	2.35	145	200	33	45	III	REGULAR

**Fuente:** Área Geotecnia Mina

**Tabla 13.***Sílice Clay, roca buena, regular de tipo de II y III*

Alteración	Densidad (g/cc)	Resistencia a la compresión Uniaxial (Mpa)	Cohesión(k pa)	Fricción (*)	RMR	Tipo roca	Calidad
SC	2.41	145	325	45	67	II	BUENA
SC	2.41	155	300	46	65	II	BUENA
SC	2.41	170	250	37	55	III	REGULAR
SC	2.41	165	200	32	65	II	BUENA
SC	2.41	170	215	39	75	II	BUENA
SC	2.41	150	200	32	60	III	REGULAR

**Fuente:** Área Geotecnia Mina**Tabla 14.***Sílice Alunita, roca buena de tipo de II*

Alteración	Densidad (g/cc)	Resistencia a la compresión Uniaxial (Mpa)	Cohesión(k pa)	Fricción (*)	RMR	Tipo roca	Calidad
SA	2.39	100	290	35	75	II	BUENA
SA	2.35	120	300	34	70	II	BUENA
SA	2.35	150	335	39	65	II	BUENA
SA	2.35	145	315	41	75	II	BUENA

**Fuente:** Área Geotecnia Mina**Tabla 15.***Roca Fresca, roca regular de tipo de III*

Alteración	Densidad (g/cc)	Resistencia a la compresión Uniaxial (Mpa)	Cohesión(k pa)	Fricción (*)	RMR	Tipo roca	Calidad
RF	2.65	70	290	34	52	III	REGULAR
RF	2.65	80	300	37	50	III	REGULAR
RF	2.65	65	355	41	45	III	REGULAR
RF	2.65	60	335	42	58	III	REGULAR

**Fuente:** Área Geotecnia Mina

**Tabla 16.***Propilitico, roca buena, regular de tipo de II y III*

Alteración	Densidad (g/cc)	Resistencia a la compresión Uniaxial (Mpa)	Cohesión(k pa)	Fricción (*)	RMR	Tipo roca	Calidad
PRO	2.35	75	300	35	55	III	REGULAR
PRO	2.35	75	290	34	65	II	BUENA
PRO	2.35	65	335	39	60	III	REGULAR

**Fuente:** Área Geotecnia Mina**Tabla 17.***Clay, roca buena, regular de tipo de II y III*

Alteración	Densidad (g/cc)	Resistencia a la compresión Uniaxial (Mpa)	Cohesión(k pa)	Fricción (*)	RMR	Tipo roca	Calidad
C	2.36	110	290	35	65	II	BUENA
C	2.36	100	300	34	50	III	REGULAR
C	2.36	80	355	41	65	II	BUENA
C	2.36	75	335	39	65	II	BUENA

**Fuente:** Área Geotecnia Mina

## **CAPÍTULO III**

### **MÉTODOLOGIA**

#### **3.1 MÉTODO Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN**

##### **3.1.1 Método de la investigación**

###### **3.1.1.1 Método general o teórico de la investigación**

Se emplea como método general, el método deductivo y analítico. Método deductivo, deduce la optimización de la fragmentación de rocas, que se analizará mediante los datos de campo *in situ* y su respectiva medición por medio de instrumentos como: Wip frag. El método analítico se utilizó para analizar la potencia relativa por volumen del explosivo y su influencia en el diseño de mallas en la sección PY 10-4920.

###### **3.1.1.2 Método específico de la investigación**

El método es descriptivo: en base a la investigación general sobre geología, topografía y el área de intervención según el cronograma del programa establecido periódicamente a corto o largo plazo, además de contar de información técnica del explosivo, y por medio de la aplicación de la potencia relativa por volumen RBS del explosivo Anfo pesado, permite determinar el diseño de malla de perforación y voladura; otros parámetros técnicos como: factor de potencia, velocidad pico partícula VPP, fragmentación (P80). Para poder simular el comportamiento de la voladura se utilizó el software: Jk Simblast, y finalmente para mediciones en campo insitu, con el software Wip frag, obteniendo resultados favorables de fragmentación de rocas en 5.12”.

##### **3.1.2 Alcances de la investigación**

###### **3.1.2.1 Tipo de investigación**

El tipo de investigación ha sido aplicada en esta tesis, se busca aplicar a una situación real antes de desarrollar teorías. Nos enfocamos en el análisis y control de

parámetros operativos y por ende en el análisis e interpretación de resultados de la fragmentación tanto del modelo recomendado de la mina y el nuevo modelo de diseño de voladura, como resultado del uso de la potencia relativa por volumen (RBS) del explosivo Anfo pesado HA-46. Es de tipo aplicada, debido a que el objetivo de la investigación optimizar la fragmentación de voladura, en el desarrollo del Nv 4920 tajo Jessica.

### **3.1.2.2 Nivel de investigación**

Es de nivel descriptivo, ya que existe un interés por explicar la relación de conducta entre variables, y en este sentido se trata de explicar cómo la propuesta de la mezcla explosiva del Anfo pesado 46, de la mezcla explosiva del Anfo pesado 46, su RBS influye en el diseño de mallas y este a su vez influye en la fragmentación óptima de 13.00 cm. (5.12 pulgadas).

## **3.2 DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN**

El diseño aplicable tenemos: descriptivo comparativo.

- Diseños descriptivos: Entre los principales tenemos descriptivo simple, comparativa e investigación correlacional. Para nuestro caso aplicaremos la investigación descriptiva comparativa entre el modelo de la mina y el modelo propuesto.

### **3.2.1 Tipo de diseño de investigación.**

Para concretar la prueba de hipótesis, se manejó un diseño de correlación descriptivo. Busca determinar el grado de influencia de la variable independiente sobre la variable dependiente. En este estudio se analizaron las variables independientes del diseño de la red de perforación, además de la potencia relativa por volumen (RBS) en la influencia del diseño de malla con el fin de lograr una fragmentación adecuada.

## **3.3 POBLACIÓN Y MUESTRA**

### **3.3.1 Población**

La población está compuesta por las mallas de perforación y voladura en general del proyecto minero de la Unidad minera Arasi.

Ubicación:

- Departamento: Puno.
- Provincia: Lampa.

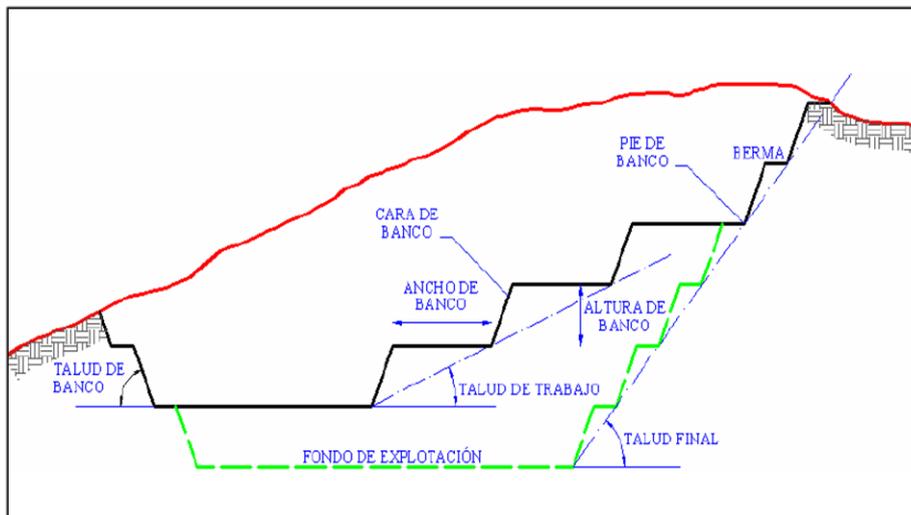
- Distrito: Ocuvi.
- Altitud: 5200m.s.n.m.

### 3.3.2 Muestra

La muestra de investigación es el Tajo 4920, proyecto PY 10-4920, esto es determinado por el departamento de planeamiento de mina de acuerdo a la secuencia de explotación del tajo 4920.

Datos técnicos de banco 4920.

- Angulo de talud final del Pit.  $45^\circ$
- Altura de banco: 8 m.
- Ancho de banco: 5.2 m
- Angulo de talud de banco:  $65^\circ$



**Figura 13.** Terminología empleada en una mina cielo abierto

### 3.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

La técnica que se utilizó es la observación y análisis de documentos; el instrumento que se utilizó son fichas técnicas: catálogos de fabricantes de explosivos nacionales e internacionales para determinar las principales propiedades de los explosivos, manuales, datos técnicos de la propia empresa.

Al seleccionar el diseño de investigación adecuado y una muestra, el cual está relacionado con el problema de la investigación y con su hipótesis; la siguiente etapa está considerada para la recolección de los datos necesarios para los atributos y las variables o unidades de análisis en los casos.

### **3.4.1 Técnicas utilizadas en la recolección de datos**

#### **3.4.1.1 Observación directa.**

Se caracteriza porque el investigador se encuentra en el momento cuando se desarrolla el hecho de una situación particular, así por ejemplo después de la voladura cuando se utiliza el wip frag que emite resultados de granulometría; el investigador toma datos, explica y describe lo sucedido. Así como también se hace la observación directa de los resultados para la aplicación de los modelos matemáticos que se utilizan en el simulador JK Simblast.

#### **3.4.1.2 Análisis descriptivo.**

En la investigación se realiza un análisis de la documentación, donde el investigador examina, deduce o infiere datos e información más relevante apropiada a nuestro caso de estudio de los diferentes instrumentos utilizados: catálogos de fabricantes de explosivos nacionales e internacionales, manuales, datos técnicos de la propia empresa, etc.

### **3.4.2 Instrumentos utilizados en la recolección de datos**

Los principales instrumentos a utilizar son los softwares: catálogos de fabricantes de explosivos nacionales e internacionales, manuales, datos técnicos de la propia empresa, Wip frag.

## **CAPÍTULO IV**

### **RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

#### **4.1 RESULTADOS DEL TRATAMIENTO Y ANÁLISIS DE LA INFORMACIÓN**

##### **4.1.1 Resultado para lograr explicar el objetivo específico Nro. 01**

Objetivo 01: Determinar la incidencia de la energía explosiva del Anfo pesado en el diseño de mallas de perforación y voladura en la mina Arasi.

La potencia relativa por volumen (RBS) o energía disponible por volumen (dato técnico que se puede obtener de las fichas técnicas del fabricante) tiene una relación directa con el burden y por ende también en el espaciamiento, las nuevas dimensiones del burden y espaciamiento, dan como resultado final una óptima fragmentación y reducción de costos de carguío, acarreo, chancado y molienda, por tanto, la energía del explosivo es un parámetro muy importante que debe ser analizado, en cuanto a su densidad, y velocidad de detonación, además de la densidad de la roca de esta forma poder realizar los cálculos correspondientes; con ayuda del modelo matemático de Crosby & Pinco y su modificación se podrá realizar cálculos para diversos tipos de explosivos en un solo taladro de forma oportuna.

Para continuar con nuestro estudio, nuestro diseño de malla se realizará para voladura de producción.

Para poder determinar el nuevo diseño de malla del burden y espaciamiento, en base a la energía del explosivo de RBS, se aplica partiendo del modelo matemático propuesto por R.L. Ash, y luego el modelo matemático de Crosby y Pinco modificado. Para su desarrollo teórico. Ver (Anexo 1)

#### **Modelo actual de la mina que se utilizó es Anfo pesado HA-46**

Para realizar los cálculos utilizando el modelo matemático que utiliza la Potencia Relativa por Volumen, es necesario recopilar los parámetros calculados. (Ver Anexo 2).

**Aplicación del Modelo Matemático que utiliza la Potencia Relativa por Volumen (RBS) del explosivo Anfo pesado HA-46, para el cálculo del modelo propuesto en voladura de “Producción”.**

De acuerdo a la ecuación del modelo matemático de Crosby & Pinco, se calcula las medidas nuevas del burden y espaciamento; las voladuras de producción que se vienen desarrollando en la operación mina se utiliza agente explosivo Anfo pesado HA-46, cuya densidad es 1.19 g/cc., energía de 3,41 MJ/kg., RBS 1.28 (Ver Anexo 3).

A continuación, se muestra resultados desarrollados:

**Tabla 18.**

*Mezcla de Anfo pesado HA-46*

TIPO DE EXPLOSIVO ANFO	UM	HA-46	HA-46
Densidad	gr/cc	1.19	1.19
AWS	cal/gr	830.00	830.00
ABS	cal/cc	987.70	987.70
RWS	%	0.91	0.91
RBS	%	1.28	1.28
Energía MJ/kg	MJ/kg	3.41	3.41
Energía Kcal/kg	Kcal/kg	815.00	815.00
VOD (m/s)	m/s	4907.00	4907.00
Resistencia al agua		Buena resistencia	Buena resistencia
PARAMETROS DE CARGA		Carga1	Carga2
Porcentaje de carga		50.00%	50.00%
Taco parcial	m	1.8	1.8
longitud de carga	m	3.0	3.0
Diametro explosivo	mm	171.45	171.45

**Tabla 19.**

*Distribución de carga de Anfo pesado HA-46, según RBS*

% CARGA DE TALADRO		
Carga	m	%
HA-46	3.0	32%
Taco1	1.8	18%
HA-46	3.0	32%
Taco2	1.8	18%
0	0.0	0%
Taco3	0.0	0%
0	0.0	0%
Taco4	0.0	0%
0	0.0	0%
Taco5	0.0	0%
0	0.0	0%
Taco6	0.0	0%
<b>Long total</b>	<b>9.5</b>	<b>100%</b>
Long. Carga	6.0	63%
Long. Taco	3.5	37%
<b>Long. Total</b>	<b>9.5</b>	<b>100%</b>

**Tabla 20.**

*Resultado final: Modelo de la mina y modelo propuesto*

Descripcion	UM	Diseño de Mina	Diseño propuesto
<b>ANFO pesado</b>		<b>HA-46</b>	<b>HA-46/HA-46</b>
Energía**	MJ/kg	5.2	3.4
Sobreperforacion	m	1.35	1.5
Longitud de carga	m	6.2	6.0
Taco	m	3.15	3.5
Densidad de carga	kg/m	27.49	54.98
Densidad de carga / taladro	kg/m	171.19	164.94
Volumen roca	m3	185.63	155.42
Tonelaje de roca	ton	458.49	383.89
<b>Factor de carga</b>	<b>Kg/m3</b>	<b>0.92</b>	<b>1.06</b>
<b>Burden</b>	<b>m</b>	<b>4.5</b>	<b>4.0</b>
<b>Espaciamiento</b>	<b>m</b>	<b>5.2</b>	<b>4.9</b>
<b>Factor de potencia Kg/TM</b>	<b>Kg/ton</b>	<b>0.373</b>	<b>0.430</b>
<b>Energía / taladro</b>	<b>MJ</b>	<b>2101.410</b>	<b>444.714</b>
<b>Factor de Energía (MJ/TM)</b>	<b>MJ/ton</b>	<b>4.583</b>	<b>1.158</b>

#### 4.1.2 Cálculo de retardo de producción

(Camilo, 1994, p. 394). De acuerdo a Fadeev, tenemos el modelo matemático:

$$TRB = 2 * \left(\frac{\rho r}{CE}\right)^{1/2}$$

$$TRF = 2 - 3 \text{ veces } TRB$$

Donde:

TRB: Tiempo de retardo entre barrenos.

TRF: Tiempo de retardo entre filas.

CE: Consumo específico de explosivo o factor de carga (kg/m3).

#### Cálculo de consumo específico de explosivo CE

$$CE = 2 * \left(\frac{\rho e}{CE}\right)^{1/2} \text{ ms/m de burden}$$

#### Cálculo de TRB

$$TRB = 2 * \left(\frac{\rho e}{CE}\right)^{1/2} \text{ ms/m de burden}$$

$$TRB = 2 * \left(\frac{2.47}{0.92}\right)^{1/2} \text{ ms/m de burden}$$

$$TRB = 3.27 \text{ ms/ m de Burden}$$

$$TRB = 3.27 \text{ ms/ m} * 4.5 \text{ m}$$

$$TRB = 14.72 \text{ ms}$$

### Cálculo de TRF

$$TRF = 2 - 3 \text{ veces } TRB$$

$$TRF = 2 * 14.72 \text{ ms}$$

$$TRF = 29.4 \text{ ms}$$

**Tabla 21.**

*Tiempos de retardo entre taladros (TRH) y filas (TRF)*

CALCULO DE TIEMPO DE RETARDO	DISEÑO SUGERIDO	DISEÑO PROPUESTO
Densidad de roca	2.47	2.47
CE: Consumo específico de explosivo o factor de carga (kg/m <sup>3</sup> )	0.92	0.40
TRB: Tiempo de retardo entre barrenos	3.27	5
TRB de Burden	<b>15</b>	<b>18</b>
TRF: Tiempo de retardo entre filas	<b>29</b>	<b>36</b>

De acuerdo a la ficha técnica del fabricante se tiene diversos tipos de retardos dentro de ellos se tiene fanel CTD de **0,17,25,35,42,50,55,65,100,150,200,300** ms, para nuestro caso el departamento de perforación y voladura selecciona lo siguiente:

Para nuestro caso el Dpto de Perforacion y Voladura selecciona:	<b>17-25-35</b>	<b>17-25-35</b>
<b>TRB: Tiempo de retardo entre taladros</b>	<b>17</b>	<b>17</b>
<b>TRF: Tiempo de retardo entre filas</b>	<b>17-25-35</b>	<b>17-25-35</b>

**Observación:** el tiempo de retardo entre barrenos (TRB), calculado es 14.72 ms, y TRF es 29.4 ms.; de acuerdo a la ficha técnica del fabricante, se tiene diversos tipos de retardos dentro de ellos se tiene fanel CTD de 0, 17, 25, 35, 42, 50, 55, 65, 75, 100, 150, 200, 300 ms., para nuestro caso el departamento de perforación y voladura selecciona lo siguiente:

- Para TRB: fanel CTD de 17ms.
- Para TRF: 17,25,35 ms.

**Nota:** Para el modelo propuesto se sigue el mismo desarrollo de las fórmulas TRB y TRF, obteniéndose los mismos resultados.

**Tabla 22.**

Resumen de parámetros de perforación y voladura de Producción, tajo Jesica, banco 4920

Descripcion	UM	Diseño de Mina	Diseño propuesto
<b>ANFO pesado</b>		<b>HA-46</b>	<b>HA-46/HA-46</b>
Energía**	MJ/kg	3.41	3.41
Sobreperforacion	m	1.35	1.5
Longitud de carga	m	6.2	6.0
Taco	m	3.15	3.5
Densidad de carga	kg/m	27.49	54.98
Densidad de carga / taladro	kg/m	171.19	164.94
Volumen roca	m <sup>3</sup>	185.63	155.42
Tonelaje de roca	ton	458.49	383.89
<b>Factor de carga</b>	<b>Kg/m<sup>3</sup></b>	<b>0.92</b>	<b>1.06</b>
<b>Burden</b>	<b>m</b>	<b>4.5</b>	<b>4.0</b>
<b>Espaciamiento</b>	<b>m</b>	<b>5.2</b>	<b>4.9</b>
<b>Factor de potencia Kg/TM</b>	<b>Kg/ton</b>	<b>0.373</b>	<b>0.430</b>
<b>Energía / taladro</b>	<b>MJ</b>	<b>919.076</b>	<b>444.714</b>
<b>Factor de Energía (MJ/TM)</b>	<b>MJ/ton</b>	<b>2.005</b>	<b>1.158</b>
<b>Parametros para VPP</b>	<b>UM</b>		
DS: Distancia de seguridad	m	200.00	200.00
VPP: Velocidad pico partícula	mm/s	13.79	8.63
K: Factor de velocidad		6.10	18.05
n: Factor de decaimiento		0.22	0.22
E: modulo Young	Gpa	30.56	30.56
Resistencia a compresión simple	Mpa	160.00	160.00
<b>Retardos</b>	<b>UM</b>	<b>Diseño Mina</b>	<b>Diseño propuesto</b>
TRB: Tiempo de retardo entre barrenos	ms	17	17
TRF: Tiempo de retardo entre filas	ms	17-25-35	17-25-35
<b>Tamaño</b>	<b>UM</b>	<b>cm</b>	<b>cm</b>
Tamaño P(80)	cm	14.66	11.84

**Observación:** se puede observar de la tabla 22, la comparación del resultado de dos modelos para diseño de mallas: “modelo de la mina”, “modelo propuesto”, haciendo

uso de energía explosiva RBS. La mina actualmente viene utilizando parámetros de burden y espaciamentos definidos de acuerdo al tipo de terreno: duro, medio y blando según tabla 2, burden:4.5 m y espaciamento: 5.20 m, aplicando los modelos matemáticos mencionados se obtiene los demás parámetros. Ver Anexo1

Con respecto al modelo propuesto con uso de energía explosiva (RBS), se tiene nuevos parámetros de malla, como burden: 4.0 m. y espaciamento: 4.9 m., según la tabla 23, además para cada tipo de roca se tiene diferentes valores de burden y espaciamento como se muestra en la siguiente Tabla 23.

**Tabla 23.**

*Resumen de nuevas dimensiones de burden(B) y espaciamento (S) del modelo propuesto.*

Mezcla Anfo pesado u otros	80%	FP	B	S	Ton. Roca	% / %
	Xc(cm)	Kg/ton	m	m	Ton	HA+anfo
HA-28 / ANFO	11.50	0.484	3.1	3.9	242.24	50 % 50%
HA-37 / ANFO	11.58	0.468	3.3	4.1	263.31	50 % 50%
HA-46 / ANFO	11.46	0.480	3.4	4.2	284.30	50 % 50%
HA-46 / HA-46	11.84	0.430	4.0	4.9	383.89	50 % 50%
HA-28 / HA-28	11.62	0.470	3.3	4.1	272.33	50 % 50%
HA-37 / HA-37	11.77	0.442	3.6	4.5	317.83	50 % 50%
ANFO / ANFO	11.16	0.518	3.1	3.9	239.53	50 % 50%
HA-64 / HA-64	11.61	0.376	4.6	5.6	508.86	50 % 50%
HA-64 / HA-46	11.48	0.398	4.3	5.3	457.94	50 % 50%
HA-64 / HA-28	11.34	0.402	4.1	5.0	408.05	50 % 50%
HA-64 / ANFO	11.23	0.434	3.9	4.8	368.09	50 % 50%
HA-46 / HA-46	11.84	0.430	4.0	4.9	383.89	50 % 50%

**Observación:** Se puede observar dimensiones nuevas del espaciamento y burden para diversos materiales explosivos, es decir, que para diferentes tipos de mezclas explosivas con su respectiva potencia relativa por volumen (RBS), permite determinar nuevos parámetros de burden y espaciamento; esto nos permite tener mayor precisión para calcular los diferentes parámetros de diseño de perforación y voladura que se requiera.

**Nota:** A continuación, se calculará la velocidad pico partícula VPP, para determinar si el diseño de malla propuesto genera algún daño al macizo rocoso.

#### 4.1.3 Cálculo de velocidad pico partícula VPP, constantes K, n.

Para comprobar que nuestra voladura de producción sea adecuada en mantener estable el macizo rocoso de los bancos, se debe verificar los parámetros de velocidad pico partícula de la voladura que se encuentren dentro de límites aceptables, dicho parámetro, debe estar dentro los requisitos mínimos de normas nacionales e internacionales que garanticen una voladura controlada sin daños al entorno y al mismo macizo rocoso existente.

La normativa OSM de EEUU, que es igual que se aplica en el Perú, en su regulación revela que las vibraciones en esta tipología de casos que deberían no mayor al rango 19 mm/s a 25 mm/s de velocidad máxima para distancias de 90m y 1500 m. El departamento de perforación y voladuras, determina 200 m como distancia estimada para realizar las estimaciones de VPP límite permitido a 25 mm/s.

##### a) Modelos matemáticos para Cálculo de VPP velocidad pico partícula

Para realizar el cálculo de VPP, es importante calcular las constantes K y n, de la fórmula:

$$V = K * \left[ \frac{DS}{Q^{1/3}} \right]^{-n}$$

Para mayor precisión, se aplicará la siguiente fórmula (Camilo, 1994, p. 468).

$$V\left(\frac{mm}{s}\right) = \frac{\sqrt{W}}{DS} * \sqrt{\frac{nr * n1 * n2 * Ee * 10^6}{5 * Kf * \log DS * \pi * pr * VC}}$$

Para ello previamente se requiere calcular el índice Q y RMR, además de otros modelos matemáticos que se describen más adelante; con respecto a la correlación del RMR y Q. Ver Anexo 6.

**Para calcular el RMR, N y Q, tenemos los siguientes modelos matemáticos:**

$$RMR = RMR_B - p$$

$$N = e^{\left(\frac{RMR-B}{A}\right)}$$

$$Q = \frac{N}{SRF}$$

Donde:

- $RMR_B$ : es el índice básico de resistencia de compresión simple (Mpa).
- p: son los puntos asignados por resistencia a la compresión simple de la roca matriz, según Tabla 10.
- N: es igual a Q con SRF=1, para A=8, B=30, (Goel et al. 1996).

**Tabla 24.**

*Puntos de la clasificación RMR*

Resistencia Mpa	Puntos (p)	Mpa	MIN	MAX
0 a 5	0 a 2	5	0	2
5 a 10	2	10	2	2
10 a 25	2 a 4	25	2	4
25 a 50	4 a 7	50	4	7
50 a 75	7	75	7	7
75 a 100	7 a 12	100	7	12
100 a 120	12	120	12	12
125 > 250	12 a 15	250	12	15

**Fuente:** Clasificación RMR Geomecánica de Bieniawski

### **Cálculo de RMR**

De acuerdo a la clasificación del macizo rocoso definido por el departamento de Geología, Tabla 17; para el tipo de roca "Sílice Clay Pirita", presenta los siguientes: con densidad de 2.47 g/cc, 160 Mpa,  $RMR_B = 65$ , según tabla 25; p= 13, según tabla 24.

**Tabla 25.***Resumen de clasificación de la masa rocosa en el Tajo Jesica Nv. 4920*

Abreviado	Alteración	Dureza	Densidad (g/cc)	Resistencia a la compresión Uniaxial (Mpa)	RMR	Tipo roca	Calidad
BH	Brecha Hidrotermal	Duro	2.31	90	74	II	Buena
SM	Sílice Masiva	Duro	2.51	120	70	II	Buena
SCP	Sílice Clay Pirita	Duro	2.47	160	65	II	Buena
SG	Sílice Granular	Duro	2.35	170	65	II	Buena
SC	Sílice Clay	Medio	2.41	145	67	II	Buena
SA	Sílice Alunita	Medio	2.39	100	75	II	Buena
RF	Roca Fresca	Medio	2.65	70	52	IIIA	Regular
PRO	Propilitico	Blando	2.35	75	55	IIIA	Regular
C	Clay	Blando	2.36	110	65	II	Buena

**Fuente:** Geotecnia Mina

$$RMR = RMR_B - p$$

$$RMR = 65 - 13$$

$$RMR = 52$$

**Cálculo de N**

$$N = e^{\left(\frac{RMR-B}{A}\right)}$$

$$N = e^{\left(\frac{52-30}{8}\right)}$$

$$N = 11409867$$

**Cálculo de índice de roca "Q", donde SFR=1**

$$Q = \frac{N}{SRF}$$

$$Q = 11409867$$

**Cálculo de velocidad de propagación en macizo rocoso**

(Contreras, 2009, p79) Se aplica la siguiente fórmula:

$$VC\left(\frac{m}{s}\right) = 1000 * \log(Q) + 3500$$

$$VC = 1000 * \log(11409867) + 3500$$

$$VC = 10557 \text{ m/s}$$

### Cálculo de velocidad de vibración

(Camilo, 1994, p. 468), Para realizar el cálculo de velocidad de vibración se requiere los siguientes modelos matemáticos:

$$V\left(\frac{mm}{s}\right) = \frac{\sqrt{W}}{DS} * \sqrt{\frac{nr*n1*n2*Ee*10^6}{5*Kf*logDS*\pi*\rho r*VC}}$$

$$zr = \rho r * VC$$

$$ze = \rho e * VOD$$

$$n1 = 1 - \frac{(Ze - Zr)^2}{(Ze + Zr)^2}$$

$$n2 = \frac{1}{e^{D/d} - 1.72}$$

$$n = \frac{\rho e * VOD}{\rho r * VC}$$

- DS= Distancia de la carga al punto de registro(m).
- $\rho r$ : densidad de roca (kg/m<sup>3</sup>).
- VC: Velocidad de propagación en el macizo rocoso (m/s).
- nr: Rendimiento de transmisión de energía; para nuestro caso nr=0.5
  - Carga apoyada nr<0.4
  - Carga en barreno con frente de cara libre nr>0.4
- n1=Característica de impedancia de explosivo/roca.
- Z1: Impedancia de roca.
- Z2: impedancia de explosivo.
- n2= Característica de desacoplamiento de la carga.
- n: impedancia del explosivo con respecto a la roca.
- d= Diámetro de la carga(mm).
- Ze= Impedancia del explosivo (Kg.m-2. s-1).
- Ee= Energía específica del explosivo (MJ/kg).
- D= Diámetro del barreno (mm).
- W= Cantidad de explosivo por taladro (kg)=29.1 kg.
- Zr= Impedancia de la roca (Kg.m-2. s-1).
- Kf: Constante de las características del terreno que tiene influencia de la reducción de la frecuencia, para nuestro caso, según tabla 26, el departamento mina elige 0.03

**Tabla 26.**

*Tipo de terreno*

<b>Tipo de terreno</b>	<b>valor de Kf</b>
Suelos saturados de agua	0,11-0,13
Aluviones poco consolidados	0,06-0,09
Roca dura y compacta	0,01-0,03

**Fuente:** Manual de perforación y voladuras. Camilo, (1994)

### **Desarrollo para cálculo de velocidad de vibración**

Previamente se realiza el siguiente desarrollo:

#### **Cálculo de impedancia de roca**

$$zr = \rho r * VC$$

$$zr = 2.47 * 10557$$

$$zr = 26.076 * 10^3 \text{Kg. m.} - 2. \text{s} - 1$$

#### **Cálculo de impedancia de explosivo**

$$ze = \rho e * VOD$$

$$ze = 1.19 * 4907$$

$$ze = 5839.33 * 10^3 \text{Kg. m} - 2. \text{s} - 1$$

#### **Cálculo de característica impedancia de explosivo/roca**

$$n1 = 1 - \frac{(Ze - Zr)^2}{(Ze + Zr)^2}$$

$$n1 = 1 - \frac{(5839.33 - 26.076 * 10^3)^2}{(5839.33 + 26.076 * 10^3)^2}$$

$$n1 = 0.60$$

#### **Cálculo de característica de desacoplamiento de la carga**

$$n2 = \frac{1}{e^{D/d} - 1.72}$$

$$n2 = \frac{1}{e^{171.45/171.45} - 1.72}$$

$$n1 = 1.00$$

#### **Cálculo de velocidad de vibración pico partícula**

$$VPP = \frac{\sqrt{W}}{DS} * \sqrt{\frac{nr * n1 * n2 * Ee * 10^6}{5 * Kf * \log DS * \pi * \rho r * VC}}$$

$$VPP = \frac{\sqrt{29.1}}{500} * \sqrt{\frac{0.5 * 0.60 * 1.00 * 3.41 * 10^6}{5 * 0.03 * \log 500 * \pi * 2.47 * 4904}}$$

$$V = 0.00610 \text{ m/s}$$

$$V = 6.10 \text{ mm/s}$$

**Tabla 27.**

*Velocidad pico partícula (VPP)*

Distancia al área de la Voladura	Velocidad máxima de partícula (mm/s)
0 a 90m	32
90 a 1500 m	25
> 1500m	19

**Fuente:** Asistencia Técnica Orica.

**Observación:** Se puede apreciar que la velocidad pico partícula está dentro del parámetro permitido de 25 mm/s.; nuestro VPP calculado es 6.10 mm/s.

**Cálculo de las constantes K y n, Ver Anexo 3.**

$$n = \frac{\rho e * VOD}{\rho r * VC}$$

$$n = \frac{1.19 * 4907}{2.47 * 10557}$$

$$n = 0.22$$

$$VPP = K * \left(\frac{DS}{\sqrt{W}}\right)^n, \text{ despejando K}$$

$$K = 4.13 * \left(\frac{200}{\sqrt{29.1}}\right)^{0.50}$$

$$K = 13.79$$

**Nota:** Para el modelo propuesto se sigue el mismo desarrollo de las fórmulas K, n, VPP.

**Tabla 28.**

*Resumen de parámetros VPP, K, n*

Paramentos para Calculo para calcular VPP, n, K	Modelo sugerido mina	Modelo propuesto	Modelo propuesto
Tipo de Explosivo:	HA-46	HA-46	HA-46
Densidad de explosivo	1.19	1.19	1.19
VOD:Velocidad de detonacion del explosivo	4907	4907	4907
pr:densidad de roca (kg/m3)	2.47	2.47	2.47
nr: Rendimiento de transmisión de energía; para nuestro caso nr=0.5 Carga apoyada nr<0.4,Carga en barreno con frente de cara libre nr>0.4	0.5	0.5	0.5
<b>Ze=Impedancia del explosivo</b>	<b>5839.33</b>	<b>5839.33</b>	<b>5839.33</b>
<b>Zr=Impedancia de la roca</b>	<b>26076.48</b>	<b>26076.48</b>	<b>26076.48</b>
<b>n1=Característica de impedancia de explosivo/roca.</b>	<b>0.60</b>	<b>0.60</b>	<b>0.60</b>
<b>n2=Característica de desacoplamiento de la carga.</b>	<b>1.00</b>	<b>1.00</b>	<b>1.00</b>
n: impedancia del explosivo con respecto a la roca.	0.22	0.22	0.22
D=Diámetro del barreno exterior(mm)	171.45	171.45	171.45
d=Diámetro de carga(mm)	171.45	171.45	171.45
VC: Velocidad de propagación en el macizo rocoso (m/s)	10557.28	10557.28	10557.28
W=Cantidad de explosivo por taladro (kg)	27.49	54.98	54.98
Ee= Energía específica del explosivo (MJ/kg)	3.41	3.41	3.41
DS= Distancia de la carga al punto de registro(m)	200.00	<b>200.00</b>	<b>200.00</b>
Kf:0.03	0.02	0.02	0.02
V(mm/s)	6.10	8.63	8.63
<b>Cálculo de Modulo de Young</b>	100.00%	50.00%	50.00%
E: Modulo de Young	30.56	4.31	4.31
RL:Estimacion energia impacto tipo RL	55	55	55

Modelo de la Mina	
Resultado Modelo sugerido Mina de K,n,VPP	
DS (m)	200.00
K:	13.79
n:	0.22
VPP (mm/s)	6.10
E: Modulo de Young	30.56

Modelo Propuesto	
Resultado modelo propuesto K, n, VPP	
DS(m)	200.00
K:	18.05
n:	0.22
VPP (mm/s)	8.63
E: Modulo de Young	30.56

Los cálculos realizados con los modelos matemáticos que utilizamos, serán verificados si cumplen o no con los objetivos del presente trabajo de investigación, para ello se utilizará el simulador JK Simblast.

#### **4.1.4 Cálculo computarizado de las mallas de perforación y voladura con el software JK Simblast.**

La herramienta cuenta con diferentes módulos, tanto para minería subterránea como para minería a cielo abierto, lo que convierte a JK Simblast en una herramienta completamente completa; 2D Bench, 2D Ring y 2D Face son diferentes módulos con los que JK Simblast nos permite trabajar, cada módulo se puede aplicar a diferentes situaciones, sin embargo, la entrada de datos y la imagen son iguales, y esto es una ventaja a la hora de evaluar parámetros.

JK Simblast posee una serie de módulos que actúan independientemente, las principales a ocupar son:

- Herramienta de Análisis.
- Modo Área: Creación de líneas o polígonos.
- Modo Retardos en superficie: Secuencia de los retardos en la superficie.
- Modo Carga: Carguío de Explosivos, tacos, en los pozos.
- Modo Perforación: La creación de pozos.
- Modo Retardos en el Fondo del Pozo: Secuencia de los Retardos.

Una vez realizado todos los cálculos específicos sobre parámetros para el diseño de malla y voladura como espaciamiento, burden, sobreperforación, carga de explosivo Anfo pesado HA-46 (pudiendo ser también aplicable para cualquier mezcla de explosivos), tiempos de los retardos, velocidad pico partícula (VPP), factor de velocidad (K), factor de decaimiento (n), módulo elástico (E) etc.; se podrá luego hacer simulación con el software JK Simblast de la forma 2D Bench. El uso del simulador JK Simblast, no permitirá lo siguiente:

- Evaluar y analizar los cálculos realizados con modelos matemáticos, para así de esta forma desarrollar una tronadura eficiente e ideal, teniendo cuidado a las vibraciones y ondas producidas sobre el macizo rocoso, producto de las mezclas explosivas a cargar.

**A continuación, se detalla la aplicación de JK Simblast para evaluar, analizar y determinar los parámetros de: “modelo de la mina” y “modelo propuesto”.**

##### **1) Modelo “De la mina” y “propuesto”, con: malla 6 x 11.**

Para la aplicación del software JK Simblast, se hace una recopilación de datos previamente calculados; es así que se tiene el siguiente cuadro:

**Tabla 29.**

*Resumen de parámetros para diseño malla, Modelo “De la mina”, “Diseño propuesto”.*

Descripcion	UM	Diseño de Mina	Diseño propuesto
<b>ANFO pesado</b>		<b>HA-46</b>	<b>HA-46/HA-46</b>
Energía**	MJ/kg	3.41	3.41
Sobreperforacion	m	1.35	1.5
Longitud de carga	m	6.2	6.0
Taco	m	3.15	3.5
Densidad de carga	kg/m	27.49	54.98
Densidad de carga / taladro	kg/m	171.19	164.94
Volumen roca	m3	185.63	155.42
Tonelaje de roca	ton	458.49	383.89
<b>Factor de carga</b>	<b>Kg/m3</b>	<b>0.92</b>	<b>1.06</b>
<b>Burden</b>	<b>m</b>	<b>4.5</b>	<b>4.0</b>
<b>Espaciamiento</b>	<b>m</b>	<b>5.2</b>	<b>4.9</b>
<b>Factor de potencia Kg/TM</b>	<b>Kg/ton</b>	<b>0.373</b>	<b>0.430</b>
<b>Energía / taladro</b>	<b>MJ</b>	<b>919.076</b>	<b>444.714</b>
<b>Factor de Energía (MJ/TM)</b>	<b>MJ/ton</b>	<b>2.005</b>	<b>1.158</b>
<b>Parametros para VPP</b>	<b>UM</b>		
DS: Distancia de seguridad	m	200.00	200.00
VPP: Velocidad pico partícula	mm/s	13.79	8.63
K: Factor de velocidad		6.10	18.05
n: Factor de decaimiento		0.22	0.22
E: modulo Young	Gpa	30.56	30.56
Resistencia a compresión simple	Mpa	160.00	160.00
<b>Retardos</b>	<b>UM</b>	<b>Diseño Mina</b>	<b>Diseño propuesto</b>
TRB: Tiempo de retardo entre barrenos	ms	17	17
TRF: Tiempo de retardo entre filas	ms	17-25-35	17-25-35
<b>Tamaño</b>	<b>UM</b>	<b>cm</b>	<b>cm</b>
Tamaño P(80)	cm	14.66	11.84

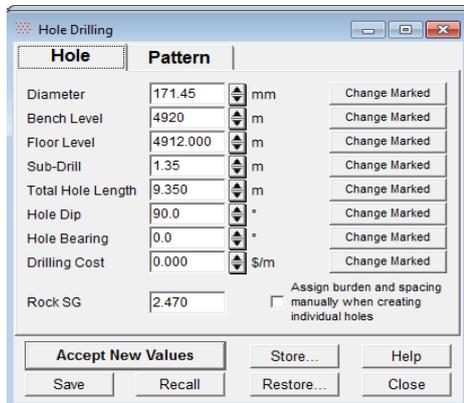
La secuencia de pasos con Jk simblast para el diseño propuesto:

- Introducción de parámetros de malla 6 x 11.
- Diseño de carga en taladro de producción.
- Carga en taladros con Booster.
- Amarre de taladros.

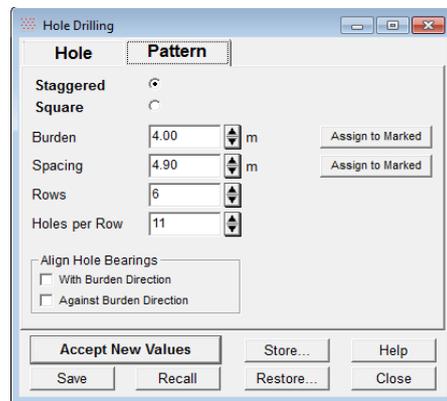
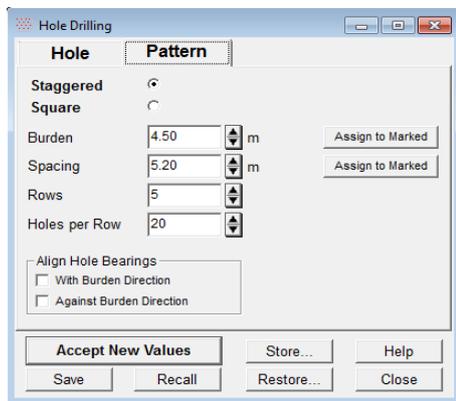
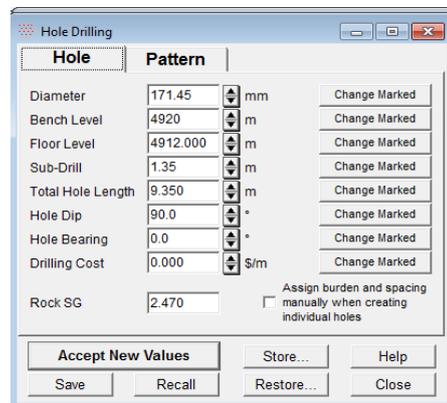
- Verificación de activación de todos los taladros previo a detonación de primer taladro de inicio.
- Verificación de detonación de todos los taladros.
- Ingreso de constantes K, B, R.
- VPP: Resultados obtenidos modelo propuesto.
- VPP: Resultados obtenidos modelo de la Mina Arasi.
- Resultados obtenidos modelo propuesto.
- Resultados obtenidos modelo de la Mina Arasi.

A continuación, se hace la representación a través de imágenes fotográficas tomadas del mismo software:

Modelo de la mina



Modelo propuesto



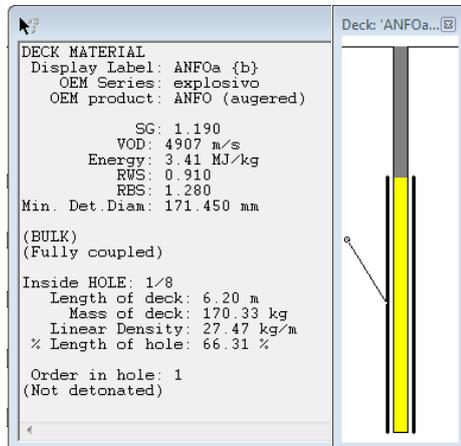
**Figura 14.** Introducción de parámetros para ambos modelos

**Fuente:** Captura de pantalla de JK Simblast.

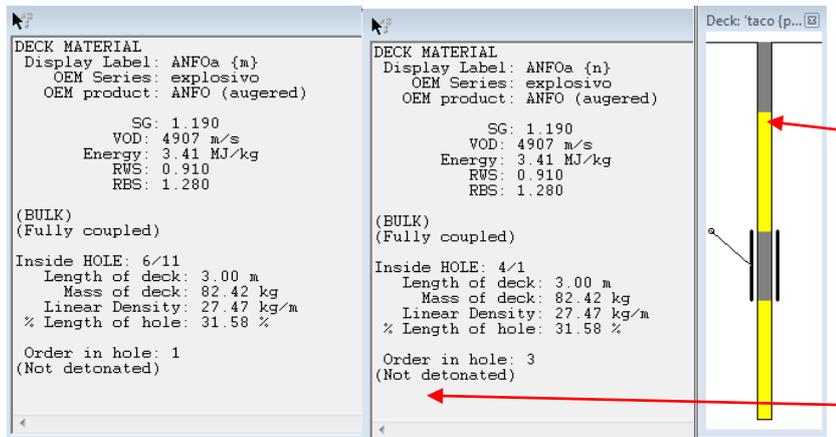
**Observación:** Se puede observar la imagen del lado izquierda, los parámetros ingresados para el modelo de la mina, burden: 4.50 m., espaciamiento: 5.20 m., sobre perforación: 1.35 m., densidad de roca: 2.47 g/cc.

El lado derecho se puede observar para modelo propuesto: burden: 4.0 m., espaciamiento: 4.9 m., sobre perforación: 1.35 m. para ambos casos se tiene una malla triangular de 6x11.

### Modelo de mina



### Modelo propuesto



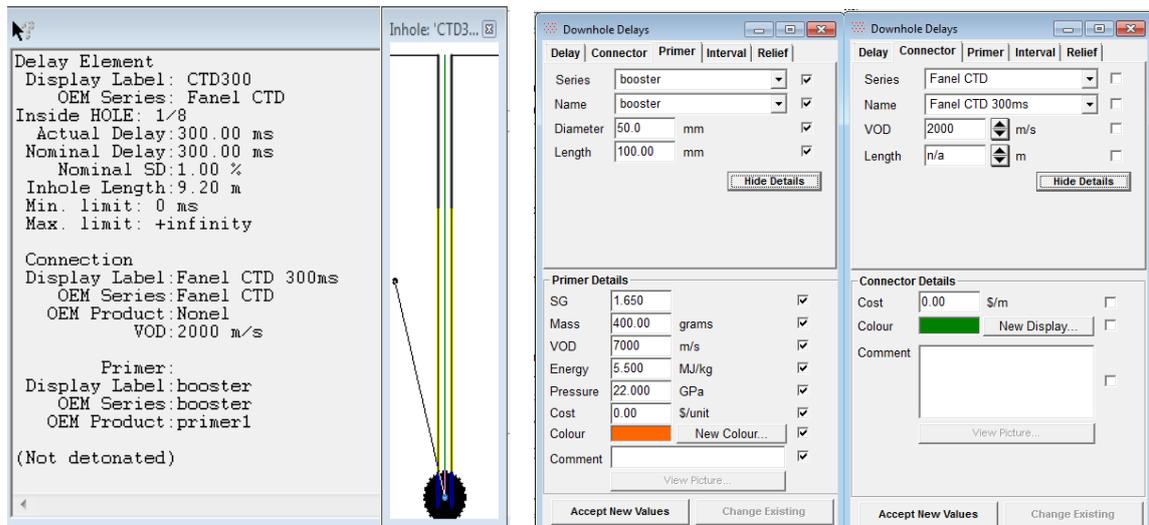
**Figura 15.** Diseño de carga en taladro de producción

**Fuente:** Captura de pantalla de JK Simblast.

**Observación:** Se puede observar la imagen del modelo de la mina, el diseño de carga del explosivo utilizado es Anfo HA-46, el taladro de color amarillo representa la carga, cuyos valores se tiene: VOD: 4907 m/s, RWS: 0.91, RBS: 1.28, longitud de carga: 6.20 m., densidad de carga: 27.47 kg/m., carga en el taladro: 170.33 kg y el color plomo es el taco.

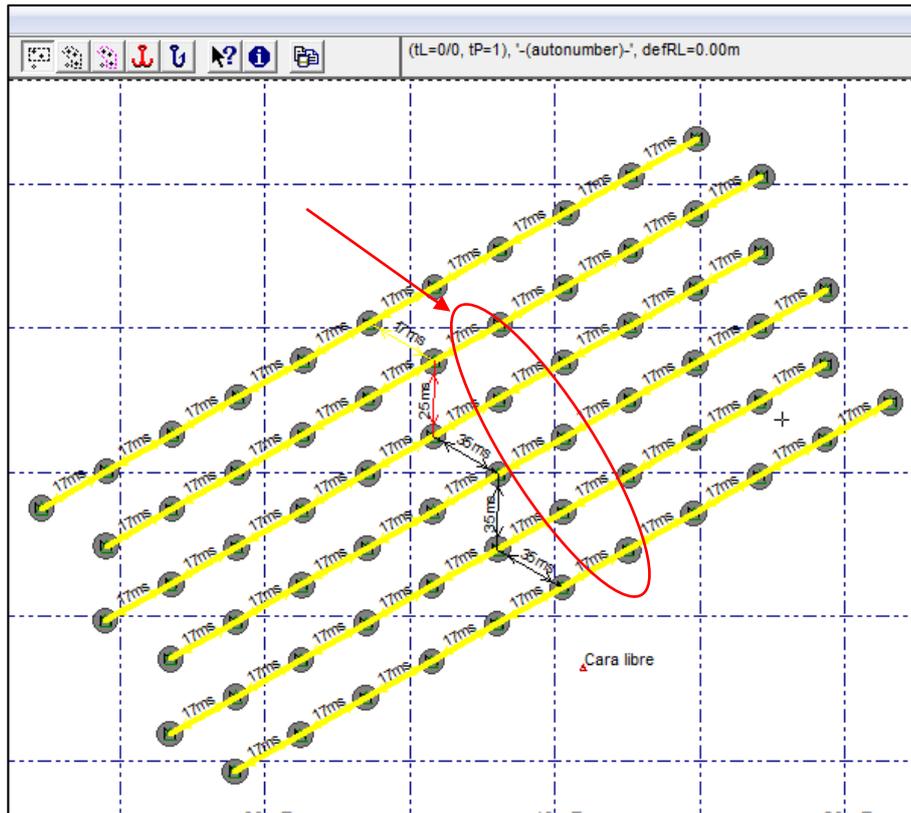
Del modelo propuesto, se realizó dos cargas, con Anfo pesado HA-46 al 50% cada uno. Los valores del Anfo pesado son: VOD: 4907 m/s., RWS: 0.91, RBS: 1.28, longitud de carga en el fondo: 3.0 m., longitud de carga intermedia: 3 m. (total longitud de carga: 6 m.),

densidad de carga: 27.47 kg/m., carga de fondo: 82.42 kg, carga intermedia: 82.42 kg (total carga: 164.84 kg)



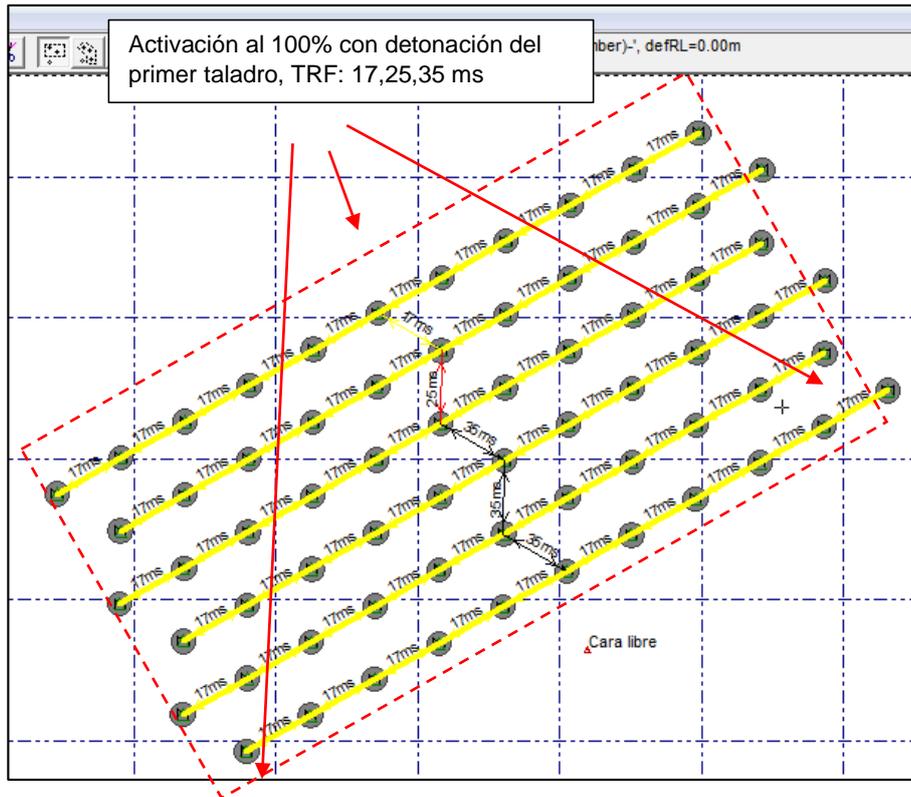
**Figura 16.** Carga en taladros con Booster  
**Fuente:** Captura de pantalla de JK Simblast.

**Observación:** Se puede observar en la imagen del lado izquierdo, el diseño de carga del booster para ambos modelos; en el lado derecho según ficha técnica del fabricante, se utilizó booster con diámetro de 50 mm., longitud: 100 mm., densidad: 1.65 g/cc., peso: 400 gr., VOD: 7000 m/s., Energía: 5.5 MJ/kg., Presión: 22 Gpa y cordón detonante Fanel CTD 300 ms. con VOD:2000 m/s.



**Figura 17.** Amarre de taladros  
**Fuente:** Captura de pantalla de JK Simblast.

**Observación:** Para ambos modelos de acuerdo a los cálculos realizados previamente, se tiene tiempo de retardos entre taladros (TRH) de 17ms., y tiempo de retardos entre filas (TRF), de 17-25-35 ms.

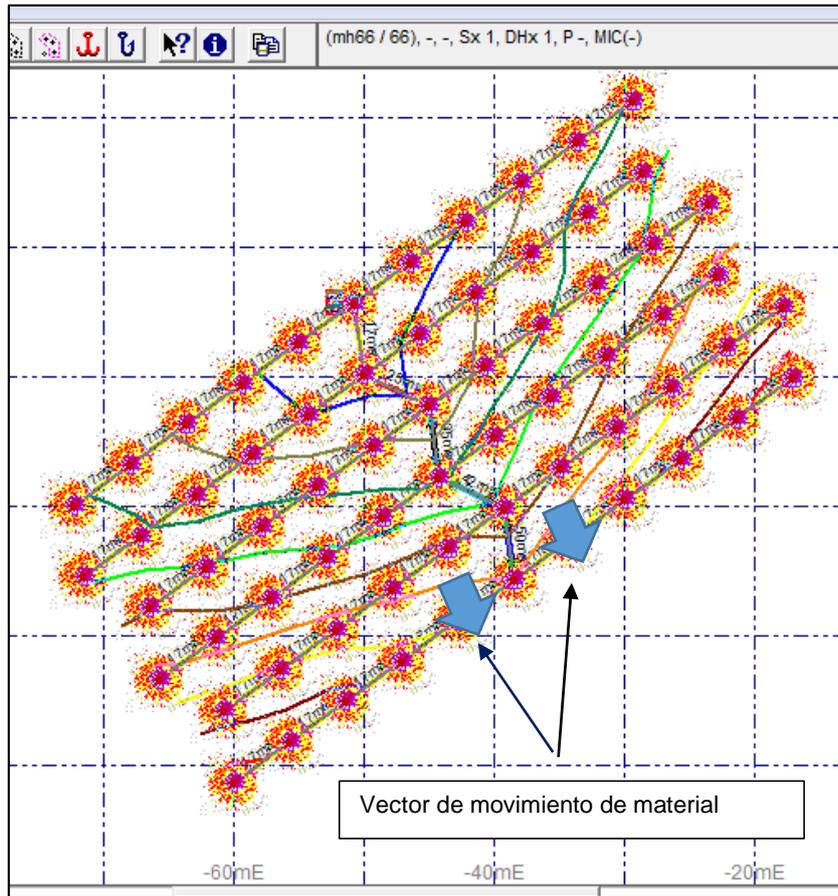


**Figura 18.** Activación de todos los taladros previo a detonación del primer taladro.  
**Fuente:** Captura de pantalla de JK Simblast.

**Observación:** Se puede observar que la detonación del primer taladro se realiza cuando se activa todos los taladros, esto es un indicador aceptable para que nuestra voladura no presente tiros cortados y presente una voladura correcta.

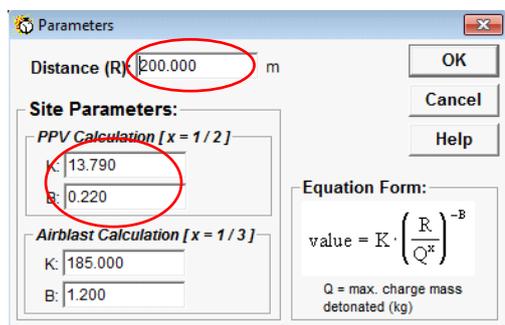
También se observa: Secuencia de salida en "V", tiempo entre taladros: 17 ms., tiempo entre filas: 17,25,35 ms.

Como se aprecia las líneas isotiempo, que indican el movimiento del material, es de aproximadamente 120 grados, esto señala un adecuado alivio del burden que garantiza la fragmentación esperada.

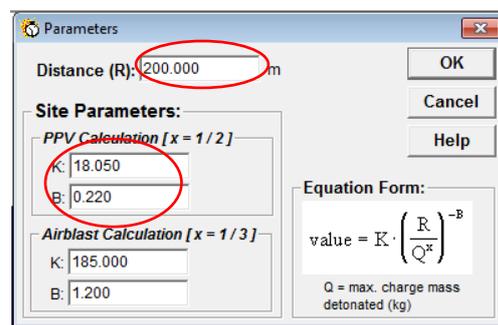


**Figura 19.** Verificación de detonación de todos los taladros  
**Fuente:** Captura de pantalla de JK Simblast.

#### Modelo de la mina



#### Modelo propuesto

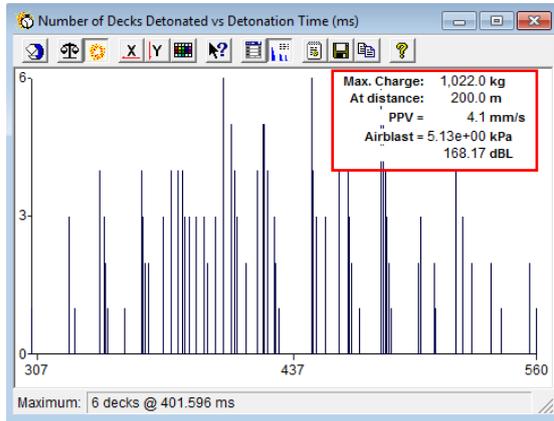


**Figura 20.** Ingreso de constantes K, B, R  
**Fuente:** Captura de pantalla de JK Simblast.

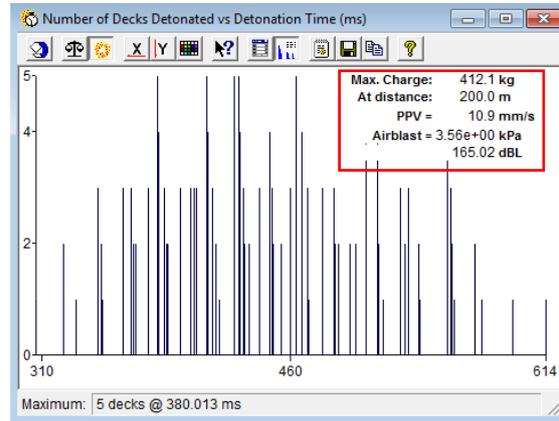
**Observación:** Para realizar el cálculo de VPP: velocidad pico partícula, se requiere introducir algunos parámetros calculados previamente según tabla 22, así tenemos:

- Modelo de la mina: factor de velocidad “K” 13.79, factor de decaimiento “B” o “n” 0.22, la distancia “R” 200m.

- Modelo propuesto: factor de velocidad “K” 18.05, factor de decaimiento “B” o “n” 0.22, la distancia “R” 200m.

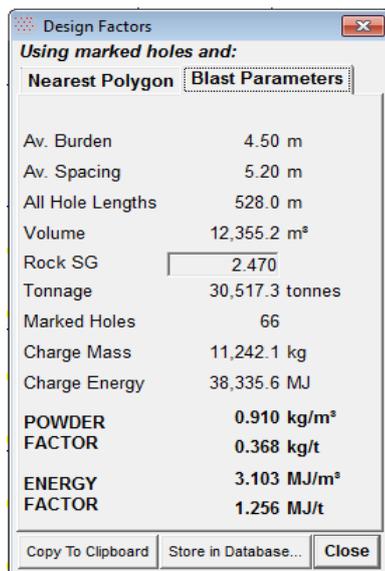


**Figura 21.** VPP: Resultados obtenidos modelo propuesto.



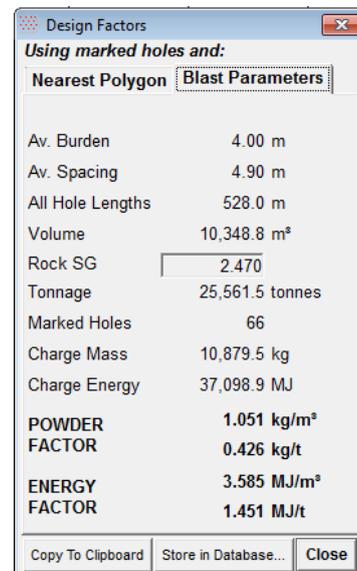
**Figura 22.** VPP: Resultados obtenidos modelo Propuesto.

**Observación:** Se puede apreciar de ambos modelos los valores de VPP son: 4.1 mm/s y 6.2 mm/s, dicho valor según la norma de Valores representativos del Office of Surface Mining (OSM) según Tabla 4, indica que las vibraciones para ese tipo de casos deben estar por debajo del rango de 25 mm/s para distancias a 900 m, por tanto, está dentro de lo aceptable.



**Figura 23.** Resultados obtenidos diseño de malla de la mina.

**Fuente:** Captura de pantalla JK Simblast.



**Figura 24.** Resultados obtenidos modelo diseño de malla propuesto.

**Fuente:** Captura de pantalla JK Simblast.

**Observación:** Se puede apreciar que el modelo propuesto tiene menor carga de explosivo con respecto al modelo de mina; para una malla de 66 taladros se tiene una diferencia de carga de explosivo de: 11242.1 kg. -10879.5kg., haciendo una diferencia de 362.6 kg. de ahorro de consumo de explosivo Anfo pesado HA-46, también complementará un ahorro significativo el tamaño de fragmentos que se obtendrá después de la voladura, ya que se tiene algunos parámetros del tamaño de fragmento que son medidas a considerar tanto para planta, carga, acarreo, lixiviación.

#### 4.1.5 Resultado para lograr explicar el objetivo específico 2

Objetivo 02: Determinar la incidencia del diseño de mallas de perforación y voladura en la fragmentación de rocas y simulación con software JK Simblast.

Para lograr el objetivo 2, previamente se calcula los parámetros: índice de Volabilidad (BI) del macizo rocoso y el factor de roca (A). Posteriormente se usará el software JK Simblast, para realizar la simulación de fragmentación y finalmente se realizará una prueba en campo con el software wip frag para su análisis de granulometría.

- Cálculo del índice de Volabilidad (BI) y Factor de roca (A), para obtener la granulometría con JK Simblast, según Tabla 30, Ver Anexo 4
- Cálculos para hallar el tamaño de fragmentación. Ver Anexo 5.

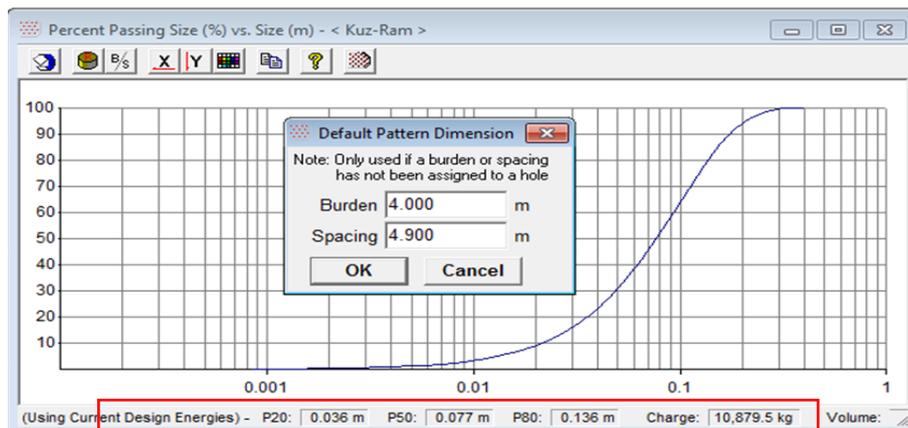
**Tabla 30.**

*Resumen de parámetros para el cálculo de tamaño de fragmentación con JK Simblast.*

Descripción	UM	Diseño de la Mina	Diseño propuesto
Burden	m	4.5	4.0
Espaciamiento	m	5.2	4.9
Densidad de la roca	g/cc	2.47	2.47
E: modulo Young	Gpa	30.56	30.56
Resistencia a compresión simple	Mpa	160.00	160.00
Angulo de buzamiento al talud		65.00	65.00
BI : Índice de Volabilidad		24.38	24.38

Por medio del software JK Simblast, se realizará la simulación de fragmentación; se introduce los valores calculados previamente como: BI: 24.38; densidad de roca: 2.47 g/cc, modulo elástico de Young: 30.56, UCS: 160 Mpa, ángulo de buzamiento. 65 °

**Figura 25.** Ingreso de datos para fragmentación.  
**Fuente:** Captura de pantalla JK Simblast



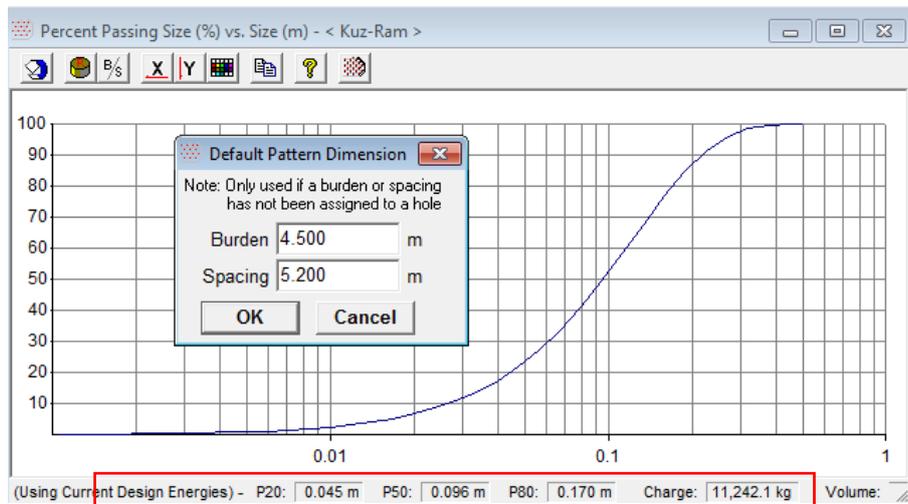
**Figura 26.** Resultados de fragmentación, modelo propuesto  
**Fuente:** Captura de pantalla JK Simblast

**Observación:** Para el modelo propuesto con burden: 4.0 m., espaciamento: 4.9 m., se tiene la siguiente fragmentación P (20): 3.6 cm., P (50): 7.7 cm., P (80): 13.6 cm.

Los resultados del tamaño característico P (80): 13.6 cm. nos indica que los fragmentos son apropiados para ser transportados directamente a lixiviación.

**Nota:** Según parámetros definidos por mina Arasi, el tamaño característico para lixiviación es de 15.24 cm. (6 pulgadas) y mayores a 15.24 cm. serán derivados a planta;

este resultado es muy importante ya que asegura una productividad en los procesos de carga, acarreo, molienda.



**Figura 27.** Resultados obtenidos modelo de mina.  
**Fuente:** Captura de pantalla JK Simblast.

**Observación:** Para el modelo de la mina con burden: 4.50m., espaciamiento: 5.20 m., se tiene la siguiente fragmentación P (20): 4.5 cm., P (50): 9.6 cm., P (80): 17 cm., esto quiere decir que el material fragmentado será transportado a chancado primario.

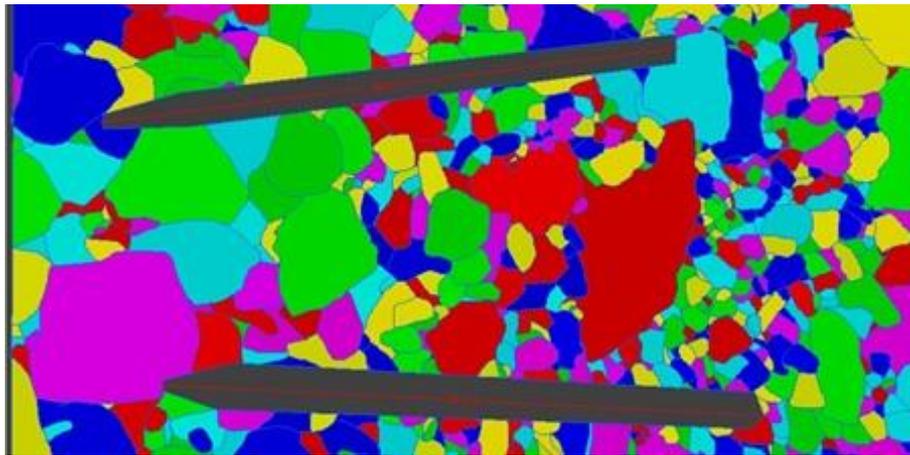
#### 4.1.5.1 Prueba de campo

El registro de granulometría después de las voladuras, se obtiene utilizando software de foto análisis Wip Frag, como escalador o patrón de medida se empleó una regla de madera de 1.0 m. (39.37 pulgadas). Para nuestro caso se realiza el registro para el “modelo de la mina” y “modelo propuesto”.

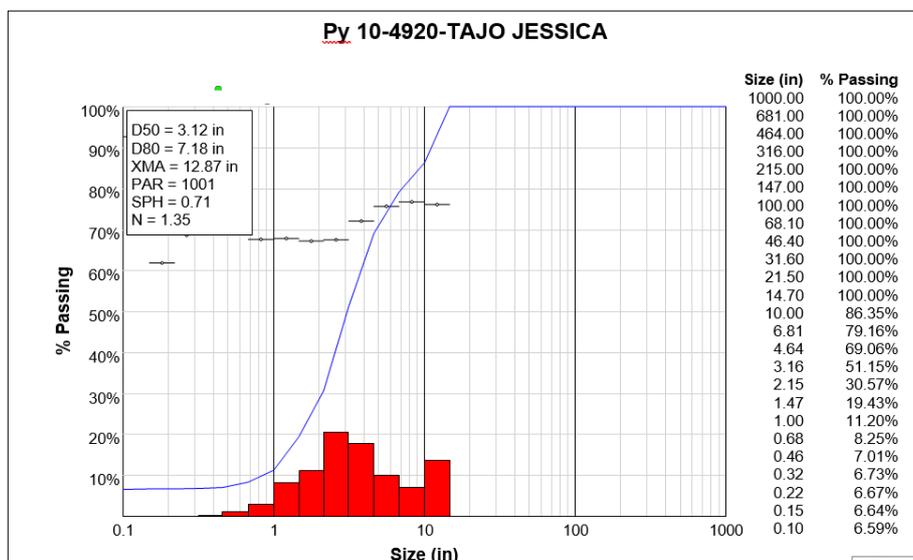
- Modelo: Modelo actual “De la mina”.
- Nivel: 4920 m.s.n.m.
- Proyecto: Py 10-4920 –Jesica.
- Mezcla Explosiva: HA 46.
- Malla: 4.50 x 5.20 m.



**Figura 28.** Imagen de material fragmentado, modelo actual  
**Fuente:** Captura de pantalla en campo.



**Figura 29.** Foto análisis con software wip frag, modelo actual.  
**Fuente:** Captura de pantalla del software wip frag.



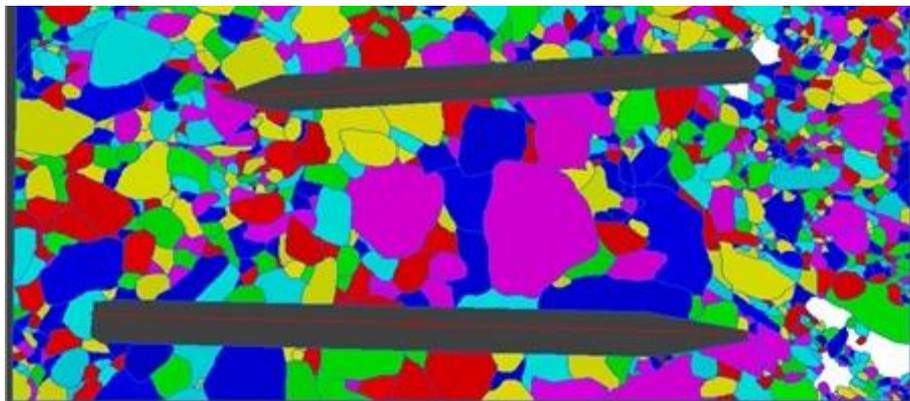
**Figura 30.** Análisis granulométrico con software wip frag, modelo actual  
**Fuente:** Captura de pantalla del software wip frag.

**Observación:**

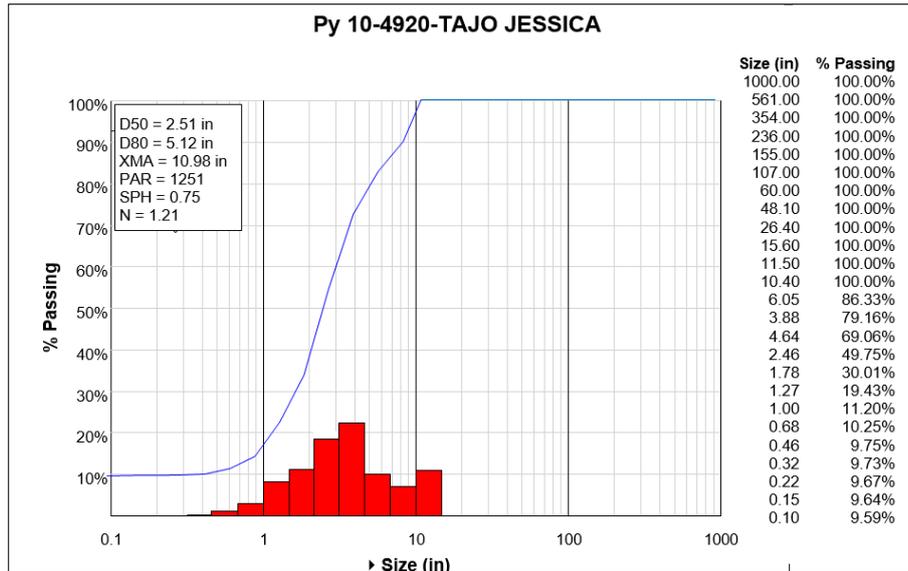
- El comportamiento de la curva granulométrica, indica que el 80% del material analizado pasa por un tamiz de 18.24 cm (7.18 pulgadas),
  - El valor N de Cunningham es de 1.35, lo cual nos indica que hubo homogeneidad en las muestras analizadas.
  - Los tamaños mínimo y máximo se encuentran en 0.25 cm (0.1 pulgadas) y 32.69 cm (12.87 pulgadas) respectivamente.
- 
- Modelo: Modelo propuesto.
  - Nivel: 4920 m.s.n.m.
  - Proyecto: Py 10-4920 –Jessica.
  - Mezcla Explosiva según RBS: Anfo 60%, Emulsión 40% (HA 46).
  - Malla: 4.0 x 4.9 m.



**Figura 31.** Imagen de material fragmentado, modelo propuesto  
**Fuente:** Captura de pantalla en campo.



**Figura 32.** Foto análisis con software wip frag, modelo propuesto.  
**Fuente:** Captura de pantalla del software wip frag.



**Figura 33.** Análisis granulométrico con software wip frag, modelo propuesto.  
**Fuente:** Captura de pantalla del software wip frag.

**Observación:**

- El comportamiento de la curva granulométrica, indica que el 80% del material analizado pasa por un tamiz de 13.00 cm. (5.12 pulgadas).
- El valor N de Cunningham es de 1.21, lo cual nos indica que hubo homogeneidad en las muestras analizadas.
- Los tamaños mínimo y máximo se encuentran en 0.25 cm. (0.1 pulgadas) y 27.89 cm (10.98 pulgadas) respectivamente.

**4.1.6 Resultado que explica el OBJETIVO GENERAL**

El problema que presenta la mina, es una deficiente fragmentación debido a un diseño de malla limitado de tres tipos para todos los bancos, no considerando por separado la variedad de alteraciones que presenta el terreno y sus propiedades mecánicas específicas; esto genera variaciones de dimensiones del burden y espaciamiento poco precisas y por ende problemas de sobrecostos en consumo de explosivos, reducción de producción de tonelaje, además de repercusiones en la fragmentación; con el nuevo modelo de Richard Ash modificado con la mezcla de energía del explosivo, nos permite solucionar dicho problema.

**Tabla 31.***Resumen de tamaño de fragmentación con JK Simblast y Wip frag*

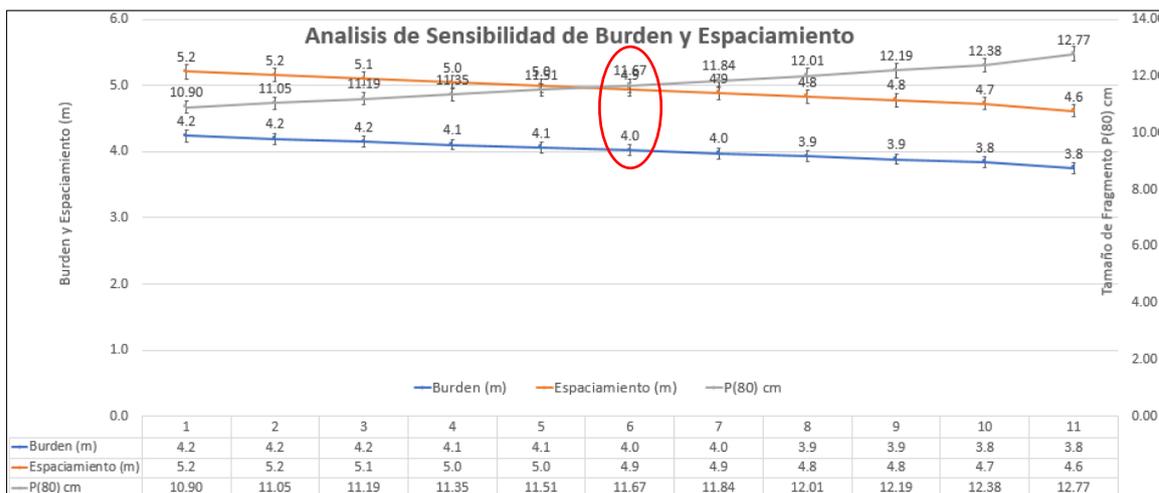
Item	Analisis modelo de la mina	Anfo Pasado	RBS	B (m)	S(m)	X80(cm)	Aplicación
1	PY-10-4920 Modelo de la mina	HA-46	NA	4.50	5.20	14.66	Modelo matematico
2	PY-10-4920 Modelo de la mina	HA-46	NA	4.50	5.20	17.00	JK Simblast
3	PY-10-4920 Modelo de la mina	HA-46	NA	4.50	5.20	18.24	Wip Frag
Item	Analisis modelo propuesto	Anfo Pasado	RBS	B (m)	S(m)	X80(cm)	Aplicación
1	PY-10-4920 Modelo de la mina	HA-46	1.28	4.50	4.90	11.84	Modelo matematico
2	PY-10-4920 Modelo de la mina	HA-46	1.28	4.00	4.90	13.60	JK Simblast
3	PY-10-4920 Modelo de la mina	HA-46	1.28	4.50	4.90	13.00	Wip Frag

Para nuestro análisis de granulometría, la mina requiere un tamaño de malla  $x=15$  cm., este será nuestra base para determinar el tamaño de fragmentos a obtener. Se hará un análisis de sensibilidad, con el objeto de cuantificar y comparar los resultados de los distintos parámetros de burden y espaciamiento, con sus respectivos grados de fragmentación representados por el tamaño del fragmento al 80%, para posteriormente seleccionar el más conveniente desde el punto de vista técnico económico y operativo.

**Tabla 32.***Modelo propuesto: Análisis de sensibilidad de granulometría para tamaño de malla  $x=15$  cm.*

Taco	Sobreperf	FP	F. confinamie	long carga	Densidad carga	B	S	Vol. Roca	Ton. Roca	n	Tamaño requerido x	80%	50%
m	(m)	Kg/ton	$\geq 1.4$	m	kg / m	m	m	m3	Ton		(cm)	Xc(cm)	Xc(cm)
2.9	1.50	0.416	1.22	6.60	181.43	4.2	5.2	176	436	1.653	15	10.90	6.23
3.0	1.50	0.418	1.25	6.50	178.68	4.2	5.2	173	427	1.632	15	11.05	6.32
3.1	1.50	0.420	1.29	6.40	175.93	4.2	5.1	169	418	1.610	15	11.19	6.40
3.2	1.50	0.423	1.33	6.30	173.18	4.1	5.0	166	410	1.588	15	11.35	6.49
3.3	1.50	0.425	1.36	6.20	170.43	4.1	5.0	162	401	1.566	15	11.51	6.58
3.4	1.50	0.427	1.40	6.10	167.68	4.0	4.9	159	392	1.544	15	11.67	6.67
3.5	1.50	0.430	1.43	6.00	164.94	4.0	4.9	155	384	1.522	15	11.84	6.77
3.6	1.50	0.432	1.47	5.90	162.19	3.9	4.8	152	375	1.500	15	12.01	6.87
3.7	1.50	0.435	1.50	5.80	159.44	3.9	4.8	149	367	1.478	15	12.19	6.97
3.8	1.50	0.437	1.54	5.70	156.69	3.8	4.7	145	359	1.456	15	12.38	7.08
4.0	1.50	0.442	1.61	5.50	151.19	3.8	4.6	138	342	1.411	15	12.77	7.30

**Observación:** Tomando como base el factor de confinamiento es  $\geq 1.4$ , (Ver anexo 5), se aprecia que el tamaño óptimo del 80% es 11.84 cm., para un burden: 4.0 m. y espaciamiento: 4.9 m., factor de potencia de 0.430 kg/ton., taco: 3.5 m. Para obtener tamaños de fragmento menor a 11.84 cm., se puede utilizar diseños de malla mayores, con factores de potencia menores de forma favorable, pero con el riesgo de obtener tiros soplados o fly rock por presentar taco de menor tamaño.



**Figura 34.** Captura de pantalla de Excel-modelo de la mina

**Observación:** Se puede observar una tendencia ligera de disminución de burden y espaciamiento, además del incremento del tamaño del fragmento. La línea de granulometría interseca en el espaciamiento cuando este es 4.9 m aproximadamente, por lo tanto, se puede deducir que este punto es cuando la granulometría es óptima en 11.67 cm aprox.

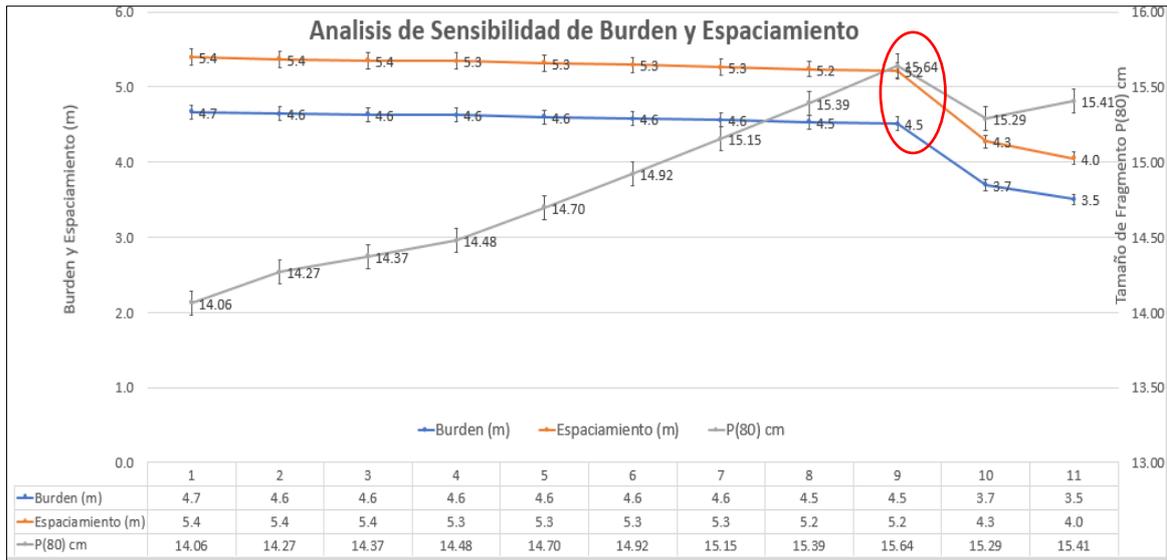
**Tabla 33.**

*Modelo de la mina: Análisis de sensibilidad de granulometría para tamaño de malla x=15 cm.*

Taco	Sobreperf	FP	F. confinamiento	long carga	Densidad carga	B	S	Vol. Roca	Ton. Roca	n	Tamaño requerido x (cm)	80%
m	(m)	Kg/ton	>=1.4	m	kg/m	m	m	m3	Ton			Xc(cm)
3.0	1.50	0.359	1.25	6.5	178.68	4.7	5.4	201	497	1.567	15	14.06
3.1	1.50	0.357	1.29	6.4	175.93	4.6	5.4	199	493	1.545	15	14.27
3.2	1.50	0.356	1.31	6.4	174.56	4.6	5.4	199	490	1.533	15	14.37
3.2	1.50	0.355	1.33	6.3	173.18	4.6	5.3	198	488	1.522	15	14.48
3.3	1.50	0.353	1.36	6.2	170.43	4.6	5.3	196	483	1.500	15	14.70
3.4	1.50	0.350	1.40	6.1	167.68	4.6	5.3	194	479	1.477	15	14.92
3.5	1.50	0.348	1.43	6.0	164.94	4.6	5.3	192	474	1.455	15	15.15
3.6	1.50	0.346	1.47	5.9	162.19	4.5	5.2	190	469	1.432	15	15.39
3.7	1.50	0.343	1.50	5.8	159.44	4.5	5.2	188	464	1.409	15	15.64
3.8	1.50	0.264	2.51	5.7	82.47	3.7	4.3	127	313	1.442	15	15.29
3.9	1.50	0.245	2.69	5.6	68.72	3.5	4.0	113	280	1.431	15	15.41

**Observación:** Tomando como base el factor de confinamiento es  $\geq 1.4$  (Ver anexo 5), se aprecia que el tamaño óptimo del 80%, es 15.39 cm. para un burden: 4.5 m. y espaciamento: 5.2 m., factor de potencia de 0.346 kg/ton., taco: 3.6m. Para obtener tamaños de fragmento menor a 15.39 cm., se puede utilizar diseños de malla menores, con factores de potencia mayores, pero con el riesgo de obtener tiros sopladados o fly rock por presentar taco de menor tamaño.

**Nota:** Para el desarrollo de este cuadro de sensibilidad del modelo de la mina; se calcula el burden, espaciamento utilizando la fórmula de Fraenkel (ver anexo 2).



**Figura 35.** Captura de pantalla de Excel-modelo propuesto

**Observación:** Se puede observar una tendencia constante de burden y espaciamento, además del incremento del tamaño del fragmento de forma significativa. La línea de granulometría interseca en el espaciamento cuando este es 5.2 m. aproximadamente, por lo tanto, se puede deducir que este punto es cuando la granulometría es óptima en 15.64 cm. aproximadamente.

Con el JK Simblast, se estima para el modelo de mina, se tiene la siguiente fragmentación P (20): 4.5 cm., P (50): 9.6 cm., P (80): 17 cm., y con el modelo propuesto, P (20): 3.6 cm., P (50): 7.7cm., P (80): 13.6 cm., es decir con P (80), se tiene una fragmentación favorable con una reducción de tamaño en 3.4 cm., además de estar dentro del parámetro permitido para lixiviación en 6 pulgadas, equivalente en 15.24 cm., representando un ahorro significativo de costos en planta.

## 4.2 DISCUSIÓN DE RESULTADOS

- Se puede observar que haciendo uso de su potencia relativa por volumen (RBS) del Anfo pesado, con cargas de fondo e intermedia al 50% cada uno, se obtiene una fragmentación óptima P (80) de 5.12 pulgadas en comparación de 7.18 pulgadas, esto se ve reflejado en el análisis granulométrico con el software wip frag.
- Es importante complementar los resultados de la fragmentación, con tiempos de retardo apropiados; de acuerdo al burden calculado, se determinó los tiempos de retardo entre taladros (TRH) en 17ms., y tiempos de retardo entre filas (TRF) en 17,25,35 ms.; estos valores son comprobados en el JK Simblast, para visualizar su secuencia de salida y activación al 100% de todos los taladros antes de su detonación, de esta forma se asegura que no se tendrá probables tiros cortados.
- Para el cálculo de velocidad pico partícula VPP, se requiere determinar el factor de velocidad K, el índice de decaimiento "n"; parámetros que dependen de: densidad de la roca (g/cc), densidad del explosivo (g/cc.), velocidad de onda del macizo rocoso (m/s.), velocidad de detonación VOD (m/s.), energía específica del explosivo (MJ/kg). Para nuestro modelo de la mina se tiene K: 6.10, n: 0.22, R 200 m.; y modelo propuesto, K: 18.05, n:0.22, R: 200 m., por medio del JK Simblast se obtiene 13.79 mm/s. y 8.63 mm/s. respectivamente para ambos modelos, estos valores son aceptables ya que están por debajo de 25mm/s., lo cual nos da una estimación que no habrá daño al macizo rocoso después de la voladura.
- Haciendo uso del software wip frag se pudo determinar para: modelo actual P(80): 7.18 pulgadas, N:1.35 y el modelo propuesto P(80): 13 cm. ( 5.12 pulgadas), N: 1.21; es decir para tajos abiertos, el índice de uniformidad varía entre 0.7 a 1.75; por lo tanto, ambos presentan homogeneidad en las muestras analizadas, además el modelo propuesto, permite obtener mejores resultados ya que el tamaño del fragmento es mucho menor en 5.23 cm. ( 2.06 pulgadas); los fragmentos obtenidos por el modelo propuesto son transportados directamente a lixiviación, según parámetro mina menor de 6 pulgadas tamaño permitido del fragmento; este resultado es muy importante, ya que asegura una productividad en los procesos de carga, acarreo, chancado y molienda.
- Se puede apreciar que el modelo propuesto tiene factor de potencia en 0.430 kg/ton. en comparación de 0.373 kg/ton. del modelo de mina; además un ahorro

de consumo de explosivo Anfo pesado: 11242.1 kg. – 10879.5 kg., haciendo una diferencia de 362.6 kg. (Ver anexo 8).

### 4.3 CONCLUSIONES

- Con el modelo propuesto, del modelo matemático de ASH modificado aplicando la potencia relativa por volumen (RBS), se obtiene Burden: 4.0 m., espaciamiento: 4.9 m. en comparación del modelo de la mina, burden: 4.5 m., espaciamiento: 5.2 m., este nuevo diseño repercute en la fragmentación P (80) de 7.18 pulgadas, a 5.12 pulgadas.
- Al obtener un burden y espaciamiento preciso, nos permite también calcular matemáticamente los tiempos de retardo entre filas y taladros que mejor se ajustan; es así que se obtuvieron TRF: 17,25,35 ms., TRH:17 ms.; haciendo la simulación con JK Simblast, se produce un secuenciamiento y detonación apropiada y por lo tanto una apropiada fragmentación.
- Es importante controlar el índice de homogeneidad de la fragmentación, para el modelo propuesto se tiene  $n:1.545$ , siendo aceptable para el rango de 0.7 a 1.75.
- Es importante evaluar en campo de forma precisa, los parámetros para el índice de Volabilidad "BI" y factor de roca "A", como: espaciamiento, buzamiento, densidad de roca, módulo de Young, taco, energía de explosivo, potencia relativa por peso RWS%; de esta forma se tendrá un estimado de fragmentación más certero al momento de la simulación con JK Simblast, en comparación con los resultados de granulometría con Wip frag después de voladura.
- El impacto de la potencia relativa por volumen (RBS), influye directamente en las dimensiones de burden y espaciamiento, y por tanto en su factor de potencia aumenta de 0.373 kg/ton. a 0.430 kg/ton.; esto permite disminuir su granulometría.
- El nuevo diseño de malla por medio de la aplicación de la potencia relativa por volumen, permite obtener una reducción de la fragmentación P (80) de 18.24 cm. (7.18 pulgadas), a 13.00 cm. (5.12 pulgadas), en 5.23 cm. (2.06 pulgadas), esto permitirá una mayor productividad en los siguientes procesos de carga, acarreo, lixiviación.
- El tamaño representativo al 80% obtenido en 5.12 pulgadas es menor de 6 pulgadas (tamaño permitido para proceso de lixiviación), por esa razón, dicho

material es transportado directamente a lixiviación, logrando una óptima fragmentación.

- Se cuida el talud, verificando las vibraciones en JK Simblast, cuyos valores oscilan para ambos modelos en 13.79 mm/s. y 8.63 mm/s. respectivamente, siendo aceptables por estar debajo de 25 mm/s.
- Con la capacidad relativa de cada volumen, RBS permite cambiar rápidamente las dimensiones iniciales de cargas y áreas, permitiéndonos ahorrar tiempo y dinero en la implementación de prueba y error Nuevas dimensiones en operaciones de perforación y arenado.
- La capacidad de masa relativa del RBS se puede aplicar a todo tipo de explosivos, para cambiar el diseño de la red de perforación y voladura.

#### **4.4 RECOMENDACIONES**

- Se recomienda hacer seguimiento a todas las variables que ingresan en el diseño de malla y puedan ser calculados de forma automática por medio de la aplicación de fórmulas en Excel, para tener estimaciones más eficientes al momento de realizar la simulación con JK Simblast.
- Se invita analizar y entender mejor la interacción, entre el macizo rocoso, la potencia relativa por volumen (RBS) del explosivo y como afecta en el índice de fracturamiento de rocas.
- Se debe tener mayor información Geomecánica y geotécnico actualizada del macizo rocoso in situ y por el área de planeamiento mina, para tener mejores criterios en la determinación de los parámetros de voladura y obtener una buena fragmentación.
- Es importante relacionar las vibraciones producto de los disparos con el uso de retardos apropiados mediante estimaciones matemáticas y pruebas de simulación, sería recomendable utilizar retardos electrónicos para mayor control de dispersión.
- Es recomendable probar más explosivo aplicando su potencia relativa por volumen (RBS) y elegir el más apropiado, no necesariamente el que es de menor costo, sino aquel que englobe costos favorables de todo el proceso de operaciones mina y planta para no incurrir en costos adicionales.
- Los equipos de medición deben estar con calibración vigente y realizado por personal competente, para obtener información confiable y poder tomar decisiones correctas.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- AMES V., Diseño de mallas de perforación y voladura utilizando la energía producida por las mezclas explosivas. Tesis (Ingeniero de Minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, 2008. 64 pp. Disponible en: <https://www.academia.edu/13290880>
- ALCOS, O. Reducción de costos en el proceso de perforación y voladura mediante un nuevo diseño de malla, (Título de ingeniero de Minas). Puno: Universidad Nacional del Altiplano, 2019. 25 pp. Disponible en: <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/12904>
- APARICIO O. y SUÁREZ B. Evaluación de la variabilidad mecánica de losas de roca mediante ensayos no destructivos: Métodos de análisis. Ingeniería y Ciencia, 2018 14(27), 101-116. [fecha de consulta 30 abril 2021]. Disponible en: [http://www.scielo.org.co/scielo.php?script=sci\\_abstract&pid=S1794-91652018000100101&lng=pt&nrm=iso&tlng=es](http://www.scielo.org.co/scielo.php?script=sci_abstract&pid=S1794-91652018000100101&lng=pt&nrm=iso&tlng=es)
- CAMILO, A. Manual de perforación y voladuras, [en línea]. Madrid: Instituto tecnológico geológico de España, [fecha de consulta 30 abril 2021]. Disponible en: <https://www.geologiaviva.info/wp-content/uploads/2021/07/Manual-de-Perforacion-y-Voladura-de-Rocas.pdf>
- CASANOVA, D. Estudio de malla de perforación y voladura según las propiedades del macizo rocoso para optimizar la explotación en Unidades mineras. (Título de ingeniero de Minas). Trujillo: Universidad Privada del Norte, 2018. 31 pp. Disponible en: <https://repositorio.upn.edu.pe/handle/11537/22290>
- CHICLLA, M & ZEGARRA I, Aplicación de modelos matemáticos de fragmentación para la reducción de costos, en perforación y voladura en el Tajo Jesica, Mina Aruntani S.A.C. (Título de ingeniero de Minas). Abancay: Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, 2019. 142 pp. Disponible en: <http://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/731>
- CINTEX. Manual de monitoreo generadas por tronaduras, análisis y modelamiento, [en línea]. Centro de Innovación Tecnológica de Explosivos de Enaex-CINTEX, 2005 [fecha de consulta 30 abril 2021]. Disponible en: <https://pdfcoffee.com/qdownload/manual-de-vibraciones-cintexpdf-pdf-free.html>
- CONTRERAS, W. Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones, (Título de ingeniero de Minas). Lima: Universidad Nacional de Ingeniería, 2019. 104 pp. Disponible en: <http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/>

- DÍAZ J., GUARÍN M. & JIMÉNEZ J. Análisis y diseño de la operación de la perforación y voladura en minería superficie empleando el enfoque de la programación estructurada, 2012. 32. 15-22. ISSN 0120-3630 [fecha de consulta 30 abril 2021]. Disponible en: [http://www.scielo.org.co/scielo.php?script=sci\\_abstract&pid=S0120-36302012000200002&lng=e&nrm=iso&tlng=es](http://www.scielo.org.co/scielo.php?script=sci_abstract&pid=S0120-36302012000200002&lng=e&nrm=iso&tlng=es)
- EXSA. Manual proactivo de voladura, 5ta Edición, 2019. Lima: EXSA. [fecha de consulta 30 abril 2021]. Disponible en: <https://www.minerosunsa.com/2019/10/manual-practico-de-voladura-exsa-5ta.html>
- FUNDACIÓN MAXAM, Universidad Mondragón - Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas y Energía. Soluciones de Voladura: Fragmentación de roca - Maxam, 2019. [fecha de consulta 30 abril 2021]. Disponible en: <https://www.concretonline.com/canteras-graveras/soluciones-de-voladura-fragmentacion-de-roca-maxam>
- GAONA A. Optimización de la voladura, Mina la Virgen - de la Compañía Minera San Simón S.A. - Huamachuco Trujillo. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Piura: Universidad Nacional de Piura, 2015. 157 pp. Disponible en: <http://repositorio.unp.edu.pe/handle/UNP/963>
- GARCÍA, E., Aplicación de la Energía producida por las mezclas explosivas en el Diseño de mallas de perforación y voladura en Compañía Minera Antamina - 2017, (Título de ingeniero de Minas). Huaraz: Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, 2017. 88 pp. Disponible en: <http://repositorio.unasam.edu.pe/handle/UNASAM/4266>
- IPARRAGUIRRE, E. Diseño de mallas de perforación y voladura utilizando la potencia relativa por volumen para mejorar la fragmentación en tajo Chalarina -Minera Shahuindo – 2017. (Título de ingeniero de Minas). Trujillo: Universidad Nacional de Trujillo, 2017. 117 pp. Disponible en: <http://dspace.unitru.edu.pe/handle/UNITRU/10017>
- JOEL, R. K., JETHWA, J. L., PAITHANKAR, A. G., Correlacion Between Barton's and Bieniawski RMR – A New Approach. Revista internacional de mecánica de rocas y ciencias mineras y resúmenes de Geomecánica, 1996. 33(2), 179-181. ISSN 0148-9062. [fecha de consulta: 11 de Marzo de 2021]. Disponible en: [http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062\(95\)00057-7](http://dx.doi.org/10.1016/0148-9062(95)00057-7)
- MENDOZA, N. Optimización de la Voladura controlada aplicando un modelo matemático en la Unidad Minera Paraíso-Ecuador, Tesis (Título de ingeniero de Minas).

- Huancayo: Universidad del Centro del Perú, 2014.158 pp. Disponible en:  
<https://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/1339>
- SULLCARAY, S. Metodología de la investigación [en línea] Huancayo: Universidad Continental, Fondo Editorial, 2013. 102 pp. [fecha de consulta: 24 de Julio de 2021] Disponible en: <https://es.calameo.com/books/003354746e3e5bbd5112f>
- ZHANG L & EINSTEIN H, Using RQD to Estimate the deformation Modulus Afrock Masses. Revista internacional de mecánica de rocas y ciencias mineras y resúmenes de geomecánica, 2004, 41(2), 337-341 [fecha de consulta 30 Febrero 2021]. Disponible en: <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S136516090300100X>

## **ANEXOS**

## ANEXO 1

### Modelo matemático de Crosby y Pinco que utiliza la potencia relativa por volumen (RBS) para el diseño propuesto.

Aplicable solo para un tipo de explosivo.

$$\left[ \frac{RBSa}{RBSu} \right]^{1/3} \times Du = Da$$

Donde:

- RBSu = explosivo en uso.
- RBSa = Potencia relativa explosivo a usar.
- Du = dimensión en uso.
- Da = dimensión a usar.

### Modelo matemático de Crosby y Pinco modificado

Considerando:

Ve = Volumen de explosivo, y reemplazando en la ecuación de Crosby, tenemos:

$$\left[ \frac{Ve * RBSa}{Ve * RBSu} \right]^{1/3} \times Du = Da$$

Si queremos cambiar el tipo de explosivo, lo podemos hacer, ya que el volumen sigue siendo el mismo, no afecta en absoluto a nuestra ecuación modificada; para diferenciar los volúmenes a usar y en uso, lo expresaremos como Vu: volumen en uso, Va: volumen a usar.

$$\left[ \frac{Va * RBSa}{Vu * RBSu} \right]^{1/3} \times Du = Da$$

Sabiendo que al cambiar el tipo de explosivo el volumen es invariable por tanto no se altera el modelo matemático; hacemos lo siguiente:

- Ve = Vu = Va
- Vu = volumen de explosivo en uso.
- Va = volumen de explosivo a usar.

Además:

Fórmula de volumen: Ve = área del taladro (A) \* longitud de carga (Lc).

Así tenemos nuestra expresión de Volumen:

- Vu = A x Lcu
- Va = A x Lca

Donde

- lcu = longitud de carga en uso.
- lca = longitud de carga a usar.

**Reemplazando Volumen por área, para un solo tipo de explosivo:**

$$\left[ \frac{Va * RBSa}{Vu * RBSu} \right]^{1/3} x Du = Da$$

$$\left[ \frac{A * Lca * RBSa}{A * Lcu * RBSu} \right]^{1/3} x Du = Da$$

$$\left[ \frac{Lca * RBSa}{Lcu * RBSu} \right]^{1/3} x Du = Da$$

**Reemplazando Volumen por área, para tres tipos de explosivo:**

$$V=A*Lc1+A*Lc2+A*Lc3$$

$$V=A*(Lc1+Lc2+Lc3)$$

Por lo tanto, podemos decir:

$$Va=A*(Lca1+Lca2+Lca3)$$

$$Vu=A*(Lcu1+Lcu2+Lcu3)$$

Reemplazando:

$$\left[ \frac{Va * RBSa}{Vu * RBSu} \right]^{1/3} x Du = Da$$

$$\left[ \frac{A * (Lca1 + Lca2 + Lca3) * RBSa}{A * (Lcu1 + Lcu2 + Lcu3) * RBSu} \right]^{1/3} x Du = Da$$

$$\left[ \frac{(Lca1 + Lca2 + Lca3) * RBSa}{(Lcu1 + Lcu2 + Lcu3) * RBSu} \right]^{1/3} x Du = Da$$

Por lo tanto, la ecuación final será:

$$Da = Du * \frac{[\sum_{i=1}^n (Lca * RBS)]^{1/3}}{(Lcu * RBSu)^{1/3}}, nEZ +$$

Para realizar el cálculo según el modelo matemático planteado por Crosby y Pinco, habiendo hecho la conversión, se tiene la siguiente ecuación:

Por lo que para el cálculo de nuevas dimensiones del burden y espaciamiento, en taladros en el que se va usar dos o más tipos de explosivos, se obtiene la siguiente ecuación:

$$Da = Du * \frac{[\sum_{i=1}^n (Lca * RBS)]^{1/3}}{(Lcu * RBSu)^{1/3}}, nEZ +$$

Donde:

- RBSu = Potencia relativa de los explosivos a usar.

- Lci = longitud de los explosivos a usar.
- n = número de explosivos a usar.
- Da=dimensión a usar.
- Du=dimensión en uso.

Para calcular la dimensión en uso (Du) o burden inicial antes de aplicar el modelo matemático de Crosby y Pinco modificado, utilizaremos el modelo matemático ASH para el cálculo del Diseño Malla inicial de voladura de "Producción", sin aplicar Energía de Mezcla Explosiva

R.L. ASH (1963) Publicó una ecuación para usar en voladuras superficiales que combinó algunas de las variables a constantes ajustables para realizar cálculos teóricos de Malla de Perforación, factor de carga y factor de potencia; siendo unos de los primeros investigadores que describió el proceso de fracturamiento de las rocas.

Aplicaremos el diseño de Perforación y Voladura según la teoría de Richard ASH, para poder solucionar dicho problema, asimismo ASH ha desarrollado 5 estándares básicos con los cuales se puede evaluar un disparo en minería superficial, cabe resaltar que esta teoría es aplicada en el Perú.

R.L. Ash, planteó una fórmula modificada para el cálculo del Burden siendo la siguiente:

$$Ks = \frac{Kb * De}{12} \left( \frac{dr1}{dr2} \right)^{\frac{1}{3}} \left( \frac{SG2 * V2^2}{SG1 * V1^2} \right)^{\frac{1}{3}}$$

Donde:

- Kb = factor.
- De = Diámetro de la carga explosiva (pulgadas).
- dr1 = densidad de la roca estándar.
- dr2 = densidad de la roca a ser disparada (ton/m3).
- SG1 = Gravedad específica de la mezcla explosiva (estándar).
- SG2 = Gravedad específica de la mezcla explosiva a ser usada.
- Ve1 = velocidad de detonación de la mezcla explosiva estándar.
- Ve2 = velocidad de detonación de la mezcla explosiva a usar.
- Ks= Burden(m).

Para obtener nuestro diseño de malla de perforación y voladura óptimo, tenemos algunos parámetros geológicos que se viene desarrollando en uno de los tajos a 4920 m.s.n.m.; también mencionar con respecto al diámetro de perforación del taladro el departamento de perforación selecciona un diámetro de 6.75 pulgadas, esto en de acuerdo

a las características de la máquina de perforación se utiliza la máquina perforadora marca Ingersoll Rand modelo DM45E, en cuanto a potencia de rotación, velocidad de rotación, empuje de material, tipo de roca, etc., el departamento de geología define algunos parámetros como: resistencia a la compresión, densidad de la roca de la zona de trabajo entre otros, a continuación se muestra algunos parámetros definidos por las áreas correspondientes:

### **Datos geológicos y técnicos**

- Tipo de roca: Sílice Clay Pirita (dura)
- Resistencia a la compresión: 160 Mpa
- Dirección de estratos: contrario al talud.
- Altura de banco: 8 m.
- Ancho de banco: 5,20 m.
- Angulo talud operacional: 65°
- Densidad de mineral: 2.47 TM/m3.
- Diámetro de perforación: 6.75".
- Altitud: 4920 m.s.n.m.

Para desarrollar el modelo matemático de ASH, y poder calcular el burden y espaciamiento inicial sin considerar la energía del explosivo para Voladura de Producción.

Necesitamos calcular el Kb, factor constante en función del tipo de roca y explosivo, así tenemos lo siguiente:

- **Burden en función de Kb:**

Según ASH tenemos:

$$Kb = \frac{12xB}{De} \qquad B = \frac{De * Kb}{12}$$

Donde:

- B: burden (pies).
- Kb: factor constante en función de tipo de roca y explosivo empleado, según tabla.
- De: Diámetro de la carga explosiva (pulgadas).

Estimación de Kb según Tabla 19.

Para estimar el factor Kb, se requiere conocer la densidad del explosivo y también la clase de roca. El sector de estudio donde se realizará la perforación y voladura ubicado en el nivel 4920 m.s.n.m., altura de banco igual a 8 m., se tiene el tipo de mineral Sílice Clay Pirita, densidad de roca 2.47 gr/cc., grado de dureza "Duro", según datos proporcionado por el departamento de Geología, Ver Tabla 16.

## ANEXO 2

### Modelo actual de mina Anfo pesado HA-46, Emulsión/ANFO, 40% / 60%

El departamento de perforación y voladura utiliza Anfo pesado HA-46, densidad de explosivo 1.19 gr/cc., según datos de tabla 19 y 20; el tipo de alteración de roca es Sílice Clay Pirita, roca dura, con densidad de 2.47 gr/cc., según tabla 34.

**Tabla 34.**

*Densidad de roca y Grado de dureza*

Abreviado	Descripción	Dureza	Gr/cc	Clasificación
BH	Brecha Hidrotermal	Muy Duro	2.31	Dura
SM	Sílice Masiva	Muy duro	2.51	Dura
SCP	<b>Sílice Clay Pirita</b>	Duro	<b>2.47</b>	Dura
SG	Sílice Granular	Duro moderado	2.35	Dura
SC	Sílice Clay	Moderado	2.41	Media
SA	Sílice Alunita	Moderado	2.39	Media
RF	Roca Fresca	Moderado	2.65	Media
PRO	Propilitico	Suave	2.35	Blanda
C	Clay	Suave	2.36	Blanda

**Fuente:** Departamento de Geología

**Tabla 35.**

*Densidades de explosivos Anfo pesado HA-46*

EXPLOSIVO	Densidad (g/cc)	AWS	ABS	RWS	RBS	Energía MJ/kg	Energía Kcal/kg	VOD (m/s)	Resistente agua
ANFO	0.78	910	710	1.00	1.00	3.39	860	4000	Baja resistencia
HA-28	0.94	852	801	0.94	1.13	3.57	854	4328	Baja resistencia
HA-37	1.03	840	865	0.92	1.22	3.52	840	4518	Baja resistencia
HA-46	1.19	830	988	0.91	1.05	3.41	815	4907	Regular resistencia
HA-64	1.32	770	1013	0.85	1.43	3.22	770	5450	Buena resistencia
ANFO1	1.00	910	710	1.00	1.20	3.39	860	4000	Buena resistencia

**Fuente:** Ficha técnica de Famesa

**Tabla 36.***Factor Kb*

Clase de Roca	Densidad de explosivo g/cm <sup>3</sup>	Clase de roca		
		Blanda	Media	Dura
Baja densidad y potencia	0.8 a 0.9	30	25	20
Densidad y potencia medias	1.0 a 1.2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1.2 a 1.6	40	35	30

**Fuente:** EXSA (2000), Manual práctico de perforación y voladura. Perú.

**Observación:** Tomando como referencia las tablas 34, 35 y 36, se tiene los siguientes parámetros: densidades de la roca de estudio es 2.47 gr/cc., grado de dureza de la roca: “duro”, densidad de explosivo Anfo pesado HA-46 es 1.19 gr/cc.; por lo tanto, según Tabla 36, el factor Kb es 25. Además, haciendo una recopilación del diámetro de perforación del taladro definido por el departamento de perforación en función a ciertos parámetros técnicos como: potencia de rotación, velocidad de rotación, empuje de material, tipo de roca, etc. por esta razón se utiliza diámetros de 6.75 pulgadas en bancos de 8 m. de altura.

**Para realizar el cálculo del diseño de malla del Anfo pesado HA-46, con mayor precisión se utilizará la Fórmula Modificada de R.ASH.**

En un intento de hacer intervenir parámetros físicos de la roca y del explosivo, comparando una roca estándar con la roca a ser disparada, R.L. Ash, planteó una fórmula modificada para el cálculo del Burden siendo la siguiente:

$$Ks = \frac{Kb * De}{12} \left( \frac{dr1}{dr2} \right)^{\frac{1}{3}} \left( \frac{SG2 * V2^2}{SG1 * V1^2} \right)^{\frac{1}{3}}$$

Donde:

- Kb = factor: 25 (Ver Tabla 36: Factor Kb).
- De = Diámetro de la carga explosiva (pulgadas): 6 ¾ pulgadas.
- dr1 = densidad de la roca estándar: 1.7 ton/m<sup>3</sup>
- dr2 = densidad de la roca a ser disparada (ton/m<sup>3</sup>): 2.47 ton/m<sup>3</sup>
- SG1 = Gravedad específica de la mezcla explosiva (estándar): 1,3 gr/cc.
- SG2 = Gravedad específica de la mezcla explosiva a ser usada: 1.19 dr/cc.
- Ve1 = velocidad de detonación de la mezcla explosiva estándar. 3657.6 m/s.

- $V_{e2}$  = velocidad de detonación de la mezcla explosiva a usar: 4907 m/s.
- $K_s$  = Burden (m).

**Tabla 37.**

*Velocidad de detonación*

EXPLOSIVO	Densidad (g/cc)	AWS	ABS	RWS	RBS	Energía MJ/kg	Energía Kcal/kg	VOD (m/s)
ANFO	0.78	910	710	1.00	1.00	3.39	860	4000
HA-28	0.94	852	801	0.94	1.13	3.57	854	4328
HA-37	1.03	840	865	0.92	1.22	3.52	840	4518
HA-46	1.19	830	988	0.91	1.05	3.41	815	4907
HA-64	1.32	770	1013	0.85	1.43	3.22	770	5450

**Fuente:** Departamento de Perforación y Voladura Mina – Proveedor Famesa

#### Cálculo de $K_s$ o Burden con fórmula modificada para modelo de mina

$$K_s = \frac{K_b * D_e}{12} \left( \frac{dr1}{dr2} \right)^{\frac{1}{3}} \left( \frac{SG2 * V2^2}{SG1 * V1^2} \right)^{\frac{1}{3}}$$

$$K_s = \frac{30 * 6^{\frac{3}{4}} (2.47)}{12} \left( \frac{2.47}{1.7} \right)^{\frac{1}{3}} \left( \frac{1.19 * 4907^2}{1.3 * 3657.6^2} \right)^{\frac{1}{3}}$$

$$K_s = B = 4.6 \text{ m}$$

Por lo tanto, el espaciamiento será según la fórmula de Konia II, para mayor precisión.

$$S = \frac{H + 7B}{8}$$

Donde:

- H: Altura del banco.
- Burden.

Restricción:

- sí  $H < 4B$ , aplicable;
- $8 < 4 * 3.72$ ;  $8 < 14.88$  Aplicable la fórmula

$$S = \frac{8 + 7 * 4.6}{8}$$

$$S = 5.0 \text{ m}$$

### **Cálculo de taco**

$$T = 0.7 * B$$

$$T = 0.7 * 4.6$$

$$T = 3.2m$$

### **Cálculo de sobre perforación**

$$J = 0.3 * B$$

$$J = 0.3 * 4.5$$

$$J = 1.38m$$

### **Cálculo de longitud de carga**

$$Lc = H + J - T$$

$$Lc = 8 + 1.38 - 3.22$$

$$Lc = 6.2 m$$

Resultados del diseño de malla inicial para voladura de "Producción" sin uso de energía de explosivo, (Fórmula Modificada de R.ASH.)

$$B= 4.6 m$$

$$S= 5.0 m$$

$$T=3.2 m$$

$$J=1.38 m$$

$$Lc=6.20 m$$

**Observación:** El departamento de Perforación, voladura y planeamiento, sugiere que se tome los valores según Tabla 6, para un tipo de roca dura; el diseño de malla de mina será:

$$B= 4.5 m.$$

$$S= 5.2 m.$$

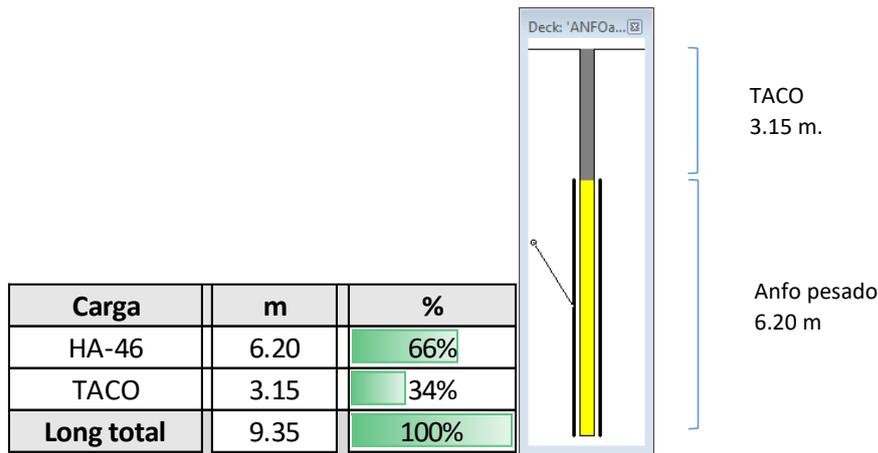
$$T=3.15 m.$$

$$J=1.35 m.$$

$$Lc=6.20 m.$$

**Tabla 38.**

*Carga de Anfo pesado HA-46 – modelo de la mina*



**Nota:** En lo posterior para determinar el análisis de sensibilidad de granulometría para el modelo de mina (ver Anexo 5), se hará uso de la fórmula de FRAENKEL, ya que el burden está en función de la longitud de carga según la fórmula Fraenkel, siendo el barreno y diámetros constantes. La fórmula modificada de ASH sin RBS, no es aplicable ya que sus variables son constantes.

**Cálculo de burden y espaciamiento para diseño de mina y posterior análisis de sensibilidad de granulometría con fórmula de FRAENKEL.**

$$B = \frac{R_v \times L^{0.3} \times I^{0.3} \times D^{0.8}}{50}$$

B = Burden (m).

L = Longitud de barreno (m).

I = Longitud de carga (m).

D = Diámetro del barreno (m).

Rv = Resistencia a la voladura: 1.5 (duro) – 6 (blando).

**Tabla 39.***Burden y espaciamento con Modelo matemático Fraenkel*

RESISTENCIA A LA VOLADURA [1.5(DURO) - 6(BLANDO)]	LONGITUD DE TALADRO [m]	LONGITUD DE CARGA [m]	DIAMETRO [mm]	BURDEN [m]	S [m]
1.5	9.5	6.3	171.45	<b>4.6</b>	<b>5.3</b>
				Ingrese datos:	4.5
				Factor de ajuste B y S:	1.03
				AJUSTADO	
				Burden(m)	4.5
				Espaciamento(m)	5.2

### ANEXO 3

**Aplicación del Modelo Matemático que utiliza la Potencia Relativa por Volumen (RBS) del Anfo pesado HA-46, para el cálculo del diseño propuesto en voladura de “Producción”**

Las características de algunas combinaciones son mostradas en la siguiente tabla.

**Tabla 40.**

*Energía de mezclas explosivas a granel Anfo pesado*

EXPLOSIVO	Densidad (g/cc)	AWS	ABS	RWS	RBS	Energía M J/kg	Energía Kcal/l	VOD (m/s)	Resistente agua
ANFO	0.78	910	710	1.00	1.00	3.39	860	4000	Baja resistencia
HA-28	0.94	852	801	0.94	1.13	3.57	854	4328	Baja resistencia
HA-37	1.03	840	865	0.92	1.22	3.52	840	4518	Baja resistencia
HA-46	1.19	830	988	0.91	1.28	3.41	815	4907	Buena resistencia
HA-64	1.32	770	1013	0.85	1.43	3.22	770	5450	Buena resistencia

**Fuente:** FAMESA

Para nuestro caso, se realizará la mezcla explosiva del Anfo pesado HA-46 con una distribución equitativa en el mismo taladro; en el fondo se carga al 50% y en el centro al 50% de Anfo pesado HA-46 según tabla 42. Previamente se determina el burden y espaciamiento del Anfo pesado HA-46, siguiendo el mismo procedimiento del Anexo 2, aplicando el modelo matemático de ASH modificado, es así que se obtiene el nuevo burden 2.8 m y espaciamiento 3.5 m, de acuerdo a la siguiente tabla 41.

**Tabla 41.***Burden y espaciamiento con modelo matemático ASH Modificado*

CALCULO DE BURDEN INICIAL / SIN ENERG	
$B = Ks = \frac{Kb \cdot De}{12} \left( \frac{dr1}{dr2} \right)^{\frac{1}{3}} \left( \frac{SG2 \cdot V2^2}{SG1 \cdot V1^2} \right)^{\frac{1}{3}}$	$S = \frac{H + 7B}{8}$

**Calculo de Burden Ash Modificado**

Tipo de roca	Sílice Clay Pirita
<b>Tipo de explosivo</b>	ANFO
Diametro	6.75
V2:Velocidad detonacio	4000.00
V1	3657.6
Dr1 (estándar)	1.7
SG1 (Estandar)	1.3
SG2 (explosivo)	0.88
Dr2: densidad roca	2.47
Dureza roca	Duro
factor Kb:	20
Burden	<b>2.8</b>
Espaciamiento(m)	<b>3.5</b>

**Nota:** Antes de aplicar la potencia relativa por volumen (RBS), se realiza la siguiente carga por separado, según tabla 42.

**Tabla 42.**

Mezcla de Anfo pesado HA-46, aplicando su potencia relativa por Volumen (RBS)

TIPO DE EXPLOSIVO ANFO	UM	HA-46	HA-46
Densidad	gr/cc	1.19	1.19
AWS	cal/gr	830.00	830.00
ABS	cal/cc	987.70	987.70
RWS	%	0.91	0.91
RBS	%	1.28	1.28
Energia MJ/kg	MJ/kg	3.41	3.41
Energia Kcal/kg	Kcal/kg	815.00	815.00
VOD (m/s)	m/s	4907.00	4907.00
Resistencia al agua		Buena resistencia	Buena resistencia
<b>PARAMETROS DE CARGA</b>		<b>Carga1</b>	<b>Carga2</b>
Porcentaje de carga		50.00%	50.00%
Taco parcial	m	1.8	1.8
longitud de carga	m	3.0	3.0
Diametro explosivo	mm	171.45	171.45

Para determinar el burden y espaciamiento utilizando su potencia relativa por volumen (RBS), se aplica el modelo matemático planteado por Crosby y Pinco se tiene la siguiente ecuación:

$$Da = Du * \frac{[\sum_{i=1}^n (Lc * RBS)]^{1/3}}{(Lcu * RBSu)^{1/3}}, nEZ +$$

Donde:

- RBSi = Potencia relativa de los explosivos a usar.
- Lci = longitud de los explosivos a usar.
- n = número de explosivos a usar.
- Da=dimensión a usar.
- Du=dimensión en uso.

Para el desarrollo del cálculo se utilizó Anfo pesado HA-46, con RBS: 1.28, longitud de carga: 3.0 m, según tabla 43.

**Tabla 43.**

*Cálculo de Burden y espaciamiento aplicando RBS*

CALCULO DE BURDEN CON ENERGIA RBS				
$Bf = Bi * \frac{[\sum_{i=1}^n (Lca * RBS)]^{1/3}}{(Lcu * RBSu)^{1/3}}, nEZ +$				
<b>Calculo burden nuevo</b>				
Explosivo	DESCRIPCION	RBS	Lc	RBS*Lc
ANFO	HA-46	1.28	3.0	3.84
	HA-46	1.28	3.0	3.84
Nuevo B (m)	<b>4.0</b>		6.00	7.68
Nuevo S (m)	<b>4.9</b>			

**Tabla 44.**

*Distribución de carga de Anfo pesado HA-46, según RBS*

% CARGA DE TALADRO		
Carga	m	%
HA-46	3.0	32%
Taco1	1.8	18%
HA-46	3.0	32%
Taco2	1.8	18%
0	0.0	0%
Taco3	0.0	0%
0	0.0	0%
Taco4	0.0	0%
0	0.0	0%
Taco5	0.0	0%
0	0.0	0%
Taco6	0.0	0%
<b>Long total</b>	<b>9.5</b>	<b>100%</b>
Long. Carga	6.0	63%
Long. Taco	3.5	37%
<b>Long. Total</b>	<b>9.5</b>	<b>100%</b>

**Tabla 45.***Resultado final: Modelo de mina y modelo propuesto*

Descripcion	UM	Diseño de Mina	Diseño propuesto
<b>ANFO pesado</b>		<b>HA-46</b>	<b>HA-46/HA-46</b>
Energia**	MJ/kg	3.41	3.41
Sobreperforacion	m	1.35	1.5
Longitud de carga	m	6.2	6.0
Taco	m	3.15	3.5
Densidad de carga	kg/m	27.49	54.98
Densidad de carga / taladro	kg/m	171.19	164.94
Volumen roca	m3	185.63	155.42
Tonelaje de roca	ton	458.49	383.89
<b>Factor de carga</b>	<b>Kg/m3</b>	<b>0.92</b>	<b>1.06</b>
<b>Burden</b>	<b>m</b>	<b>4.5</b>	<b>4.0</b>
<b>Espaciamiento</b>	<b>m</b>	<b>5.2</b>	<b>4.9</b>
<b>Factor de potencia Kg/TM</b>	<b>Kg/ton</b>	<b>0.373</b>	<b>0.430</b>
<b>Energia / taladro</b>	<b>MJ</b>	<b>919.076</b>	<b>444.714</b>
<b>Factor de Energía (MJ/TM)</b>	<b>MJ/ton</b>	<b>2.005</b>	<b>1.158</b>

## ANEXO 4

### **Cálculo de índice de Volabilidad (BI) y factor de roca (A)**

Para obtener el índice de estabilidad se utilizó el criterio de Lilly (1986, 1982), especificando que el índice de estabilidad "BI" (índice de voladura) se obtuvo de la suma de cinco factores geográficos representativos.

Las rocas muy blandas pueden tener BI = 20, mientras que las rocas pesadas tienen BI = 100, pueden tener una densidad de 4 t/m<sup>3</sup>.

Modificado por Lilly (1986), el índice de detonación (BI) se define como la facilidad con que un bloque de roca puede ser excavado con explosivos; Su fórmula es la siguiente:

$$BI = 0.5 * (RMD + JPS + JPO + SGI + HD) ; SGI = 25 * pr - 50$$

Lilly además relaciono el Blastability Índice a una constante de la roca, llamado Rock Factor (A), el cual es requerido y utilizado como parámetro en el modelo de Kuz-Ram.

$$A = 0.12 BI$$

Además de este índice, obtiene parámetros standard asociados a valores o factores de Energía o consumo específico CE y de Carga, que son necesarios para fracturar la roca:

- Factor de Energía = 0.015 BI (MJ/ton).
- Factor de Carga = 0.004 BI (Kg. Anfo /ton).

**Tabla 46.***Parámetros para cálculo de BI*

Sigla	Parámetros	rating
RMD	<b>Descripción macizo rocoso</b>	
	Poco consolidado	10
	Diaclasado en bloques	20
	Masivo	50
JPS	<b>Espaciamiento entre fracturas</b>	
	Pequeño (<0.1m)	10
	Intermedio (0.1 a 1m)	20
	Grande (>1m)	50
JPO	<b>Orientación de los planos de fracturas</b>	
	Horizontal	10
	Manteo hacia la cara	20
	Rumbo normal hacia la cara	30
	Manteo contra cara	40
SGI	<b>Influencia de la densidad de roca</b>	
	SGI=25*SG-50	11.75
	SG=densidad de la roca tn/m3	2.47
HD	Dureza de roca	1 a 10

**Fuente:** Barton, Manual de mecánica de rocas.**Cálculo de BI**

$$BI = 0.5 * (RMD + JPS + JPO + SGI + HD)$$

$$BI=0.5*(12+10+10+(25*2.47-50) +5)$$

$$BI=24.38$$

$$A = 0.12 BI; A=0.12*24.38; A=2.926$$

**Tabla 47.***Resumen de parámetros de factor de roca para BI*

RMD	JPS	JPO	HD	A	BI
12.00	10.00	10.00	5.00	2.926	24.38

**Nota:** Elaboración propia en base de datos de campo.

## ANEXO 5

### Cálculos para hallar el tamaño de fragmentación

- **Cálculo de índice de uniformidad para B=4.0 m, S=4.9 m**

Para obtener este valor, Cunningham, (1987) utilizó datos de campo y un análisis de regresión de los parámetros del campo que fueron estudiados y así obtuvo “n”, uno de los parámetros más importantes en el modelo de Kuz-Ram, que nos permitirá calcular el tamaño promedio de la roca fragmentada.

$$n = \left[ 2.2 - 14 * \frac{B}{D} \right] * \left[ 1 + \frac{W}{B} \right] * \left[ 1 + \frac{R - 1}{2} \right]^{0.5} * \left[ \frac{Lc}{H} \right]$$
$$n = \left[ 2.2 - 14 * \frac{4.0}{171.45} \right] * \left[ 1 + \frac{0.1}{4.5} \right] * \left[ 1 + \frac{4.9/4.0 - 1}{2} \right]^{0.5} * \left[ \frac{6.0}{8} \right]$$
$$n = 1.522$$

- **Cálculo de factor de confinamiento**

$$F_c = \frac{(Taco * 210000 + \phi'' * 25.4 * 600)}{\left( E \left( \frac{MJ}{kg} \right) * 1000 * \phi'' * 25.4 \right)}$$
$$F_c = 1.43$$

- **Cálculo de fragmento promedio para B=4.1 m, S=5.0 m, R=80%**

$$X_c = \frac{x}{(LN R)^{1/n}}$$
$$X_c = \frac{15}{(0.693)^{1/1.585}}$$
$$X_o = 11.84 \text{ cm}$$

**Observación:** El resultado  $X_c=11.84$  cm representa el tamaño característico o tamaño más representativo al 80% después de la voladura para un burden de 4.0 m., espaciamiento 4.9 m., el tamaño de malla de fragmentación es 15 cm.

- **Análisis de sensibilidad de granulometría para tamaño de malla: x=15 cm. en ambos modelos “de la mina” y “propuesto”**

Para nuestro análisis de granulometría, la mina requiere un tamaño de malla  $x=15$  cm. Se hará un análisis de sensibilidad, con el objeto de cuantificar y comparar los resultados de los distintos parámetros de burden y espaciamiento con sus respectivos grados de fragmentación representados por el tamaño del fragmento al 80%, para posteriormente seleccionar el más conveniente desde el punto de vista técnico económico y operativo.

**Nota:**

Un parámetro importante que se considera en la mina Arasi, es el factor de confinamiento, cuyo valor será  $\geq 1.4$ . Para el desarrollo de las siguientes tablas de sensibilidad de granulometría, se aplicará las fórmulas matemáticas precedentes del Anexo 5.

**Nota importante:** Según parámetros definidos por mina Arasi, el tamaño característico para lixiviación es de 15.24 cm (6 pulgadas).

**Tabla 48.**

*Análisis de sensibilidad de granulometría para tamaño de malla  $x=15\text{cm}$ , Modelo propuesto.*

Taco	Sobreperf	FP	F. confinamie	long carga	Densidad carga	B	S	Vol. Roca	Ton. Roca	n	Tamaño requerido x (cm)	80% Xc(cm)
m	(m)	Kg/ton	$\geq 1.4$	m	kg / m	m	m	m <sup>3</sup>	Ton			
2.9	1.50	0.416	1.22	6.60	181.43	4.2	5.2	176	436	1.653	15	10.90
3.0	1.50	0.418	1.25	6.50	178.68	4.2	5.2	173	427	1.632	15	11.05
3.1	1.50	0.420	1.29	6.40	175.93	4.2	5.1	169	418	1.610	15	11.19
3.2	1.50	0.423	1.33	6.30	173.18	4.1	5.0	166	410	1.588	15	11.35
3.3	1.50	0.425	1.36	6.20	170.43	4.1	5.0	162	401	1.566	15	11.51
3.4	1.50	0.427	1.40	6.10	167.68	4.0	4.9	159	392	1.544	15	11.67
3.5	1.50	0.430	1.43	6.00	164.94	4.0	4.9	155	384	1.522	15	11.84
3.6	1.50	0.432	1.47	5.90	162.19	3.9	4.8	152	375	1.500	15	12.01
3.7	1.50	0.435	1.50	5.80	159.44	3.9	4.8	149	367	1.478	15	12.19
3.8	1.50	0.437	1.54	5.70	156.69	3.8	4.7	145	359	1.456	15	12.38
4.0	1.50	0.442	1.61	5.50	151.19	3.8	4.6	138	342	1.411	15	12.77

**Observación:** tomando como base el factor de confinamiento  $\geq 1.4$ , el tamaño óptimo de fragmentación a obtener será de 11.84 cm, para B=4.0 m, S=4.9 m, factor de potencia=0.430 kg/ton.

**Tabla 49.**

*Análisis de sensibilidad de granulometría para tamaño de malla x=15cm, Modelo de la mina*

Taco	Sobreperf	FP	F. confinamiento	long carga	Densidad carga	B	S	Vol. Roca	Ton. Roca	n	Tamaño requerido x (cm)	80% Xc(cm)
m	(m)	Kg/ton	>=1.4	m	kg / m	m	m	m3	Ton			
3.0	1.50	0.359	1.25	6.5	178.68	4.7	5.4	201	497	1.567	15	14.06
3.1	1.50	0.357	1.29	6.4	175.93	4.6	5.4	199	493	1.545	15	14.27
3.2	1.50	0.356	1.31	6.4	174.56	4.6	5.4	199	490	1.533	15	14.37
3.2	1.50	0.355	1.33	6.3	173.18	4.6	5.3	198	488	1.522	15	14.48
3.3	1.50	0.353	1.36	6.2	170.43	4.6	5.3	196	483	1.500	15	14.70
3.4	1.50	0.350	1.40	6.1	167.68	4.6	5.3	194	479	1.477	15	14.92
3.5	1.50	0.348	1.43	6.0	164.94	4.6	5.3	192	474	1.455	15	15.15
3.6	1.50	0.346	1.47	5.9	162.19	4.5	5.2	190	469	1.432	15	15.39
3.7	1.50	0.343	1.50	5.8	159.44	4.5	5.2	188	464	1.409	15	15.64
3.8	1.50	0.264	2.51	5.7	82.47	3.7	4.3	127	313	1.442	15	15.29
3.9	1.50	0.245	2.69	5.6	68.72	3.5	4.0	113	280	1.431	15	15.41

**Observación:** tomando como base el factor de confinamiento  $\geq 1.4$ , el tamaño óptimo de fragmentación a obtener será de 15 cm., para B=4.5 m., S=5.2 m., factor de potencia=0.346 kg/ton.

## ANEXO 6

### Correlación entre Q, RMR y GSI

Existen varias asociaciones entre RMR y Q que han sido sugeridas por diferentes autores y las diferencias son significativas entre ellos. Cada autor o grupo de autores establece sus propios argumentos para justificar los coeficientes de ajuste utilizados. Finalmente, es difícil determinar qué asociaciones son las más relevantes, entre otras cosas, por el hecho de que contienen un alto grado de empirismo. Un argumento muy importante a realizar es que los índices Q y RMR no son completamente equivalentes (Zhang, 2005); Mientras que Q tiene en cuenta el efecto de los estados de tensión en el macizo rocoso (a través del factor de reducción de tensión o SRF), RMR tiene en cuenta la resistencia a la compresión simple de la roca subyacente y la orientación de las discontinuidades, es así que se muestra algunas correlaciones “R y R<sup>2</sup>” de RMR y Q:

- $RMR = 9 \ln Q + 44$  Bieniawski (1976),  $R^2 = 0.59, R = 0.77$
- $RMR = 5.9 \ln Q + 43$  Ruteledge (1978),  $R^2 = 0.66, R = 0.81$
- $RMR = 5.4 \ln Q + 55,2$  Moreno (1982),  $R^2 = 0.30, R = 0.55$
- $RMR = 10,53 \ln Q + 41,83$  Abad et al. (1983),  $R^2 = 0.59, R = 0.77$
- $RMR = 15 \log Q + 50$  Bieniawski (2004),  $R^2 = 0.59, R = 0.77$
- $RMR = 5,9 \cdot \ln Q + 43$ , Alkorta-L. and Bernardo S. (2010),  $R^2 = 0.79, R = 0.89$
- $RMR = 6,7 \cdot \ln Q + 45,4$ , Alkorta-Lertxundi et al., (2014),  $R^2 = 0.88, R = 0.94$

A fin de homologar estas dos clasificaciones, (Goel et al 1996) proponen una correlación:

$$RMR = A * \ln N + B$$

#### Nota:

(Kaiser et al. 1986) señalan el siguiente rango de valores para estos parámetros: A = 5 a 13,5 y B= 26 a 62.

(Goel et al. 1996), comparada con siete correlaciones de RMR y Q de distintos autores, los autores proponen valores de ajuste A y B iguales a 8 y 30 respectivamente, por lo tanto:

$$RMR = 8 * \ln N + 30;$$
$$\text{despejando } N = e^{\left(\frac{RMR-B}{A}\right)};$$

**Nota:** De esta manera, Sheorey, Goel et al. y Kumar et al. obtuvieron el grado de correlación más alta que los modelos anteriores, así tenemos la ecuación:

$$RMR = 8 * \ln N + 30, R^2 = 0.92, R = 0.96$$

Para calcular el RMR, N y Q, tenemos los siguientes modelos matemáticos:

$$RMR = RMR_B - p$$

$$N = e^{\left(\frac{RMR-B}{A}\right)}$$

$$Q = \frac{N}{SRF}$$

## ANEXO 7

### **Cálculo de módulo elástico de la roca**

Para el cálculo del módulo elástico, de acuerdo a la norma ASTM C805 - 97, "Método prueba estándar para el número de rebote de concreto endurecido", donde es importante diferenciar dos tipos de instrumentos: el martillo de rebote Schmith de concreto (tipo N) y el martillo de rebote Schmit de rocas (Tipo L), estos se diferencian según la energía de impacto disponible. Si se usa el tipo N usa una energía de impacto de 2 207Nm y se designa Rn, para rocas se usa menor energía para evitar el daño, energía de impacto de 0.735N tres veces menos del tipo N, se designa con RL.

Por el método de Poole & Farner proponen las siguientes relaciones en posición vertical y horizontal hacia abajo en ese orden con su respectivo error estándar, (Poole R. & Farmer I.,1980).

$$RL = 1.180 + 0.717RN; e = 3.3, R = 0.918, R^2 = 0.842$$

$$RL = 1.838 + 0.813RN; e = 2.9, R = 0.951, R^2 = 0.904$$

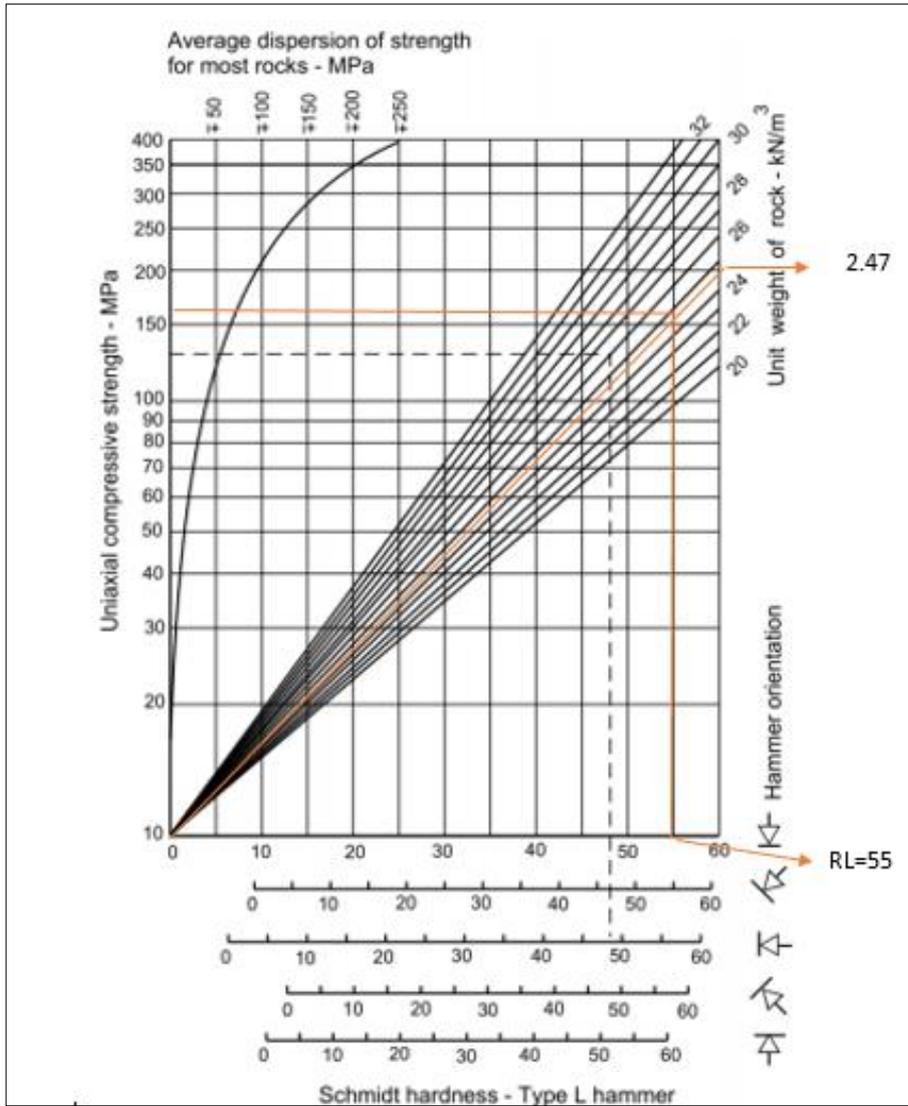
Estas correlaciones se pueden usar con fines de predicción con una apreciable exactitud.

### **Correlación de módulo de Young $E$ con energía de impacto en roca (RL)**

(Aparicio O. y Suárez B. L.,2018) La correlación  $E$  y RL, es aplicable para diversos tipos de rocas:

$$\ln E = -8.967 + 3.091 \ln RL \text{ (Gpa)}$$

Para estimar la energía de impacto en la roca Tipo RL, sabiendo que la densidad de la roca es 2.47g/cc. y la resistencia de compresión simple UCS es 160 Mpa; por medio de la figura 12, se podrá determinar el valor de RL.



**Figura 36.** Estimación de energía de impacto para roca Tipo RL

Se puede apreciar de la Figura N° 36 el valor RL es 55.

Por tanto:

$$\ln E = -8.967 + 3.091 \ln RL$$

$$\ln E = -8.967 + 3.091 \ln 55$$

$$E = 30.55 \text{ Gpa}$$

Cálculo de las constantes K y n

$$n = \frac{\rho e * VOD}{\rho r * VC}$$

$$n = \frac{1.19 * 4907}{2.47 * 4694}$$

$$n = 0.22$$

$$VPP = K * \left(\frac{DS}{\sqrt{W}}\right)^n, \text{ despejando K}$$

$$K = 4.13 * \left(\frac{200}{\sqrt{27.49}}\right)^{0.50}$$

$$K = 13.79$$

## **IMÁGENES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA**













