

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL

**“DISEÑO DE LOS PARÁMETROS DE VOLADURA APLICANDO EL
MODELO DE KUZ RAM Y LA TEORÍA DE DAÑO POR
VIBRACIONES EN ROCA, INTI RAYMI - BOLIVIA”**

PRESENTADO POR:

Fulton Carlos Pastor Reátegui Ordóñez

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO-PERÚ

2017

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO



FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL

“DISEÑO DE LOS PARÁMETROS DE VOLADURA APLICANDO EL MODELO DE KUZ RAM Y LA TEORÍA DE DAÑO POR VIBRACIONES EN ROCA, INTI RAYMI - BOLIVIA”

PRESENTADO POR: Bachiller Fulton Carlos Reátegui Ordóñez

A la Dirección de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano, como requisito para optar el título de Ingeniero de Minas.

APROBADO POR:

Presidente del jurado


.....
MSc. Mario Cuentas Alvarado

Primer miembro


.....
Dr. Jorge Durant Broden

Segundo miembro


.....
Ing. Lucio R. Mamani Barraza



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

Presentado por : FULTON CARLOS PASTOR REATEGUI ORDOÑEZ

Informe de experiencia Profesional:

**“DISEÑO DE LOS PARÁMETROS DE VOLADURA APLICANDO
EL MODELO DE KUZ RAM Y LA TEORÍA DE DAÑO POR
VIBRACIONES EN ROCA, INTI RAYMI - BOLIVIA”**

Area : Operaciones Mineras

Sub Area : Perforación y Voladura

Fecha de Sustentación : Puno 06 de Octubre del 2017

DEDICATORIA

Para Liz, Adhara y Joaquín quienes son la razón de mi vida.

A las personas que a lo largo de mi vida me apoyaron y enseñaron sobre la felicidad, la justicia y el amor.

En memoria de mis amados padres, Fulton y Gracia.

AGRADECIMIENTO

Mi máxima gratitud a mi alma mater la Universidad Nacional del Altiplano, mis profesores, compañeros y amigos de la Facultad de Ingeniería de Minas, quienes me enseñaron a estar orgulloso de esta carrera e inculcaron las competencias necesarias para desempeñar mi profesión con dedicación, eficiencia y profesionalismo.

Agradezco a mis mentores, colegas y amigos que a lo largo de mi trabajo en el campo de la ingeniería de minas, ampliaron mi conocimiento, técnica y visión de la profesión.

Finalmente agradezco a mis alumnos a quienes transmito mi experiencia y conocimiento para seguir contribuyendo con el desarrollo de la ingeniería de minas en nuestra patria.

PRESENTACIÓN

Señores del jurado:

El sustentante ha laborado en diferentes empresas mineras y de servicios mineros en el país y el extranjero, esto me permite presentar a vuestra consideración el presente trabajo titulado: **“Diseño de los parámetros de voladura aplicando el modelo de KuzRam y la teoría de daño por vibraciones en roca, Inti Raymi - Bolivia.”**, cuyos resultados se aplicaron en las minas KoriKollo y Kori Chaca de la Empresa Minera Inti Raymi Bolivia cuando me desempeñe como Gerente de Operaciones de Dyno Nobel L.A. proveedor de explosivos y servicios de voladura.

La presentación de este trabajo tiene como finalidad optar el título profesional de ingeniero de minas, en cumplimiento del reglamento de grados y títulos de la Universidad Nacional del Altiplano de la ciudad de Puno.

Considero que es importante este trabajo, porque la fragmentación de la roca es el inicio de la conminución (reducción del tamaño del mineral), que determina el costo total del proceso minero, por tanto, la viabilidad y sostenibilidad de la extracción de metales o minerales.

Puno, agosto del 2017.

Fulton Carlos Pastor Reátegui Ordóñez

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTO	ii
PRESENTACIÓN	iii
ÍNDICE	iv
RESUMEN	1
PRIMERA PARTE	2
REPORTE DE LA ACTIVIDAD PROFESIONAL	2
SEGUNDA PARTE.....	5
DESARROLLO DEL INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL.....	5

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1	Introducción.....	5
1.2	Problema general.....	8
1.2.1	Problema específico.....	8
1.2.2	Objetivo general.....	9
1.2.3	Objetivos específicos:.....	9
1.3	Antecedentes	10
1.3.1	Modelo de Kuz-Ram.....	11
1.3.2	Vibraciones producidas por explosivos	18
1.3.3	Daño producido por vibraciones.....	28

CAPÍTULO II

MÉTODOS Y PROCEDIMIENTOS

2.1	Antecedentes operacionales.....	31
2.1.1	Introducción.....	31
2.1.2	Ubicación de las operaciones.....	32
2.1.3	Geología.....	33
2.1.4	Parámetros iniciales de operaciones de perforación y voladura	38
2.2	Implementación de cambios en perforación y voladura	44
2.2.1	Fabricación de explosivos en boca de taladro.....	44
2.2.2	Uso de software especializado.....	52
2.2.3	Caracterización del macizo rocoso.....	56
2.2.4	Medición de vibraciones.....	63

CAPÍTULO III

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

3.1	Ajuste de parámetros para implementar modelos.....	65
3.1.1	Evaluación de explosivos fabricados.....	65
3.1.2	Determinación de los dominios geomecánicos	70
3.1.3	Determinación de las constantes K y α del modelo de vibraciones	71
3.1.4	Determinación de la VPP lim. y carga Q	73
3.1.5	Cálculo de parámetros de diseño con modelo Kuz Ram.....	73
3.1.6	Simulación de resultados	78
	CONCLUSIONES	85
	RECOMENDACIONES	86
	BIBLIOGRAFÍA	87
	ANEXOS	89

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1: Valores para determinar el factor de roca (A)	16
Tabla 2.1 : Producción programada por día.....	38
Tabla 2.2 : Características iniciales de carga del taladro.....	38
Tabla 2.3 : Tiempos de retardo de conectores superficiales.....	41
Tabla2.4: Tiempos de líneas de descensodetonadores tipo NonEI.	43
Tabla2.5 :Características termodinámicas de explosivos heavy ANFO.....	46
Tabla 2.6 : Estimación en terreno de la resistencia a compresión	57
Tabla2.7 : Valores de la constante m_i de la roca intacta	58
Tabla 2.8 : Caracterización geotécnica del macizo rocoso	60
Tabla2.9 : Estimación del índice geológico de resistencia, GSI.....	61
Tabla 3.1 : Resultados de pruebas de explosivos tipo ANFO	68
Tabla 3.2 : Características técnicas de explosivos fabricados.....	70
Tabla 3.3 : Ajuste de variables geomecánicas por dominio	70
Tabla 3.4 : Medición de la VPP en tajo Kori Kollo.....	71
Tabla 3.5 : Contantes vibratoriales por dominio geomecánico.....	72
Tabla 3.6 : Carga de explosivo (Q) por taladro en función a la VPP.....	73
Tabla 3.7 : Tamaño medio (X50)	73
Tabla 3.8 : Factor de roca por dominio geomecánico.....	74
Tabla 3.9 : Potencia relativa en peso (PRP) en campo.	75
Tabla 3.10: Resultados del modelamiento con KR	76
Tabla3.11: Datos técnicos del diseño de malla.....	76
Tabla 3.12: Índice de uniformidad.....	77
Tabla 3.13: Tamaño característico por dominio.....	77
Tabla 3.14: Tamaños de fragmento producto de la voladura.....	83
Tabla 3.15: Curva de tamaños obtenidos en voladura.....	84

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura.1.1:Curva de distribución de fragmentos	11
Figura. 1.2: Tamaño medio y tiempo de retardo por metro de burden	17
Figura. 1.3:Mecánica de fractura de rocas con explosivos	20
Figura. 1.4: Proceso de propagación de las grietas en un taladro	21
Figura. 1.5: Ciclo de esfuerzos sobre la roca.....	22
Figura. 1.6: Ciclo de esfuerzos no simétrico	23
Figura. 1.7: Efecto de la onda P.....	24
Figura. 1.8: Efecto de la onda S.....	24
Figura. 1.9:Gráfico de frecuencias que muestra un sismógrafo.....	26
Figura. 2.1: Imagen satelital de la mina KoriKollo	32
Figura. 2.2: Imagen satelital de mina Kori Chaca	33
Figura.2.3: Plano geológico simplificado.....	36
Figura. 2.4: Proceso manual de carga de ANFO	39
Figura. 2.5: Elementos de un detonador Non El	42
Figura. 2.6: Energía útil aportada por el ANFO y heavy ANFO	44
Figura. 2.7:Proceso de mezcla ANFO- emulsión.....	45
Figura. 2.8:Camión fábrica de explosivos	47
Figura. 2.9: Motores acoplados al tornillo sinfín.....	47
Figura. 2.10:Bomba de engranajes e inyector de petróleo	48
Figura. 2.11:Bomba de emulsión	48
Figura. 2.12:Controlador de cabina de mezcla explosivos.....	49
Figura 2.13:PLC de camión fábrica.....	49
Figura. 2.14: Fases de una emulsión matriz	50
Figura. 2.15:Tipos de emulsificantes	50
Figura. 2.16:Tiempo de duración de la emulsión por tipo de emulsificante.	51
Figura. 2.17:Imagen de microscopio prill de ANFO y emulsión	52
Figura. 2.18:Simulación de taladros en 3D.....	54
Figura. 2.19: Análisis de parámetros de por el 2Dbench	55
Figura. 2.20: Variables mostradas por el 2D View	55
Figura. 2.21: Resultados mostrados por el Time Ex	56
Figura. 2.22: Sismógrafo INSTANTEL Minimate Plus®.....	64
Figura. 2.23: Geófono tri axial.....	64

Figura. 3.1 : Equipo y cable resistivo MicroTrap	66
Figura. 3.2 : Prueba de absorción de petróleo por el nitrato de amonio.	69
Figura. 3.3 : Tamaño de prill de ANFO	69
Figura. 3.4 : Gráfico de VPP del domino geo mecánico TCH1	72
Figura. 3.5 : Simulación del movimiento del material.....	78
Figura. 3.6 : Distribución de energía del explosivo en la malla	79
Figura. 3.7 : Taladros detonados al mismo tiempo.	80
Figura. 3.8 : Ubicación del geófono	80
Figura. 3.9 : Medición de la VPP en los tres ejes.....	81
Figura. 3.10: Secuencia de detonación en TK2	81
Figura. 3.11: Secuencia de fotografías en la pila volada	82
Figura. 3.12: Delimitación de tamaño de fragmentos.....	82
Figura. 3.13: Análisis de los tamaños por realizado por el software.	83

RESUMEN

La principal actividad de la minería es la reducción de tamaños de roca y minerales para obtener metales o materiales económicos, esta reducción se denomina conminución e implica un gasto de energía creciente a través de todo del proceso físico de extracción, es decir; la voladura, chancado y molienda.

Como este proceso esta interrelacionado, el gasto energético y por ende el costo, de la siguiente actividad depende del proceso anterior. De acuerdo con lo planteado Hukki R.T.(1961), el uso de energía puede llegar a ser 100 veces mayor en la molienda con respecto a la voladura. Además, si consideramos que el chancado y molienda son procesos de reducción de tamaños que usan los principios de abrasión, compresión e impacto; los mismos que usan energía mecánica; y que de acuerdo a lo postulado de Rittinger (1867), “...*la energía consumida en la reducción de tamaños es proporcional al área de la nueva superficie creada..*”; se deduce que los tamaños obtenidos en voladura deben ser los más pequeños posibles, sin llegar a ser muy finos, para que el consumo de energía y costo total de conminución sea el menor posible.

La obtención de un tamaño de fragmento promedio en la voladura dependerá de tres variables: características geológicas-geomecánicas del macizo rocoso, características del explosivo y diseño de la malla de perforación-voladura. El presente trabajo usa el modelo KuzRam para el diseño de malla y la elección del explosivo en función a los dominios geomecánicos establecidos en la mina y la teoría de daño producto de las vibraciones para estimar la cantidad de carga por taladro necesaria para la fragmentación deseada (voladura de producción) o para el cuidado de contornos (voladura de control), demostrando que existen herramientas para obtener los resultados requeridos y reducir los costos finales de conminución, que son estratégicos dentro la cadena de valor minera.

Palabras claves: Voladura, KuzRam, Conminución, Daño por vibraciones.

PRIMERA PARTE
REPORTE DE LA ACTIVIDAD PROFESIONAL

- Empleador: **Universidad Tecnológica del Perú (UTP) - Arequipa**
Universidad Católica de Santa Maria(UCSM) - Arequipa
- Fecha agosto 2014 - actualmente
- Cargo Docente a tiempo parcial
- Funciones: Dictado de clases de cursos:
Perforación y voladura (UTP)
Carga y acarreo (UTP)
Explosivos (UTP)
Minado subterráneo (UCSM)
Ventilación mina (UCSM)
- Empleador: **PECH S.A.C.**
- Fecha diciembre 2008 diciembre 2012
- Cargo Gerente de Operaciones
- Funciones: Encargado del planeamiento estratégico (diseño, implementación de BSC y KPI's), desarrollo e implementación de proyectos en cuanto a calidad, tiempo de ejecución, requerimiento presupuestal y control de costos. Proyectos: control de voladura en la construcción del túnel de la planta de tratamiento de agua potable de Arequipa (PETAR) construida bajo la supervisión de Cerro Verde
Contratista en voladura de rocas en los PAD III y IV del Proyecto de ampliación en Cerro Verde.

Empleador: **Minera Pampa de Cobre S.A.C.**
Empresa minera productora de cátodos de cobre, con operaciones a tajo abierto, subsidiaria del grupo MILPO S.A.A.

Fecha noviembre 2017 a octubre 2008

Cargo Ingeniero de costos y presupuestos

Funciones: Preparación de los costos de capital (CAPEX) y los costos operacionales (OPEX), análisis financiero del proyecto (VPN), control de costos y las labores de control del planeamiento.

Empleador: **Dyno Nobel L.A. &OricaMiningService**
Empresa transnacional productora de explosivos industriales y accesorios de voladura, también es el principal contratista de servicio de perforación y voladura en el mundo, esta empresa se fusionó con Orica Mining Service.

Fecha agosto 2003 – octubre 2007

Cargo Gerente operaciones Bolivia (Julio 2005- octubre2007)
Jefe Operaciones Dyno Samex Perú(2003-2005).

Funciones: Planificar, gestionar y controlar los servicios de voladura, fabricación de explosivos en boca de taladro (ANFO, heavy ANFO, emulsiones) asistencia técnica en voladura y costos operacionales.
Voladura de túneles y labores subterráneas, determinación de modelos de vibraciones en campo, uso de detonadores electrónicos en minería subterránea.

Empleador: **Chancadora Centauro- mina Quicay**
Empresa minera de tajo abierto productora de oro ubicada en Cerro de Pasco

Fecha octubre2001 marzo 2003

Cargo Asistente del Jefe Mina

Funciones Encargado de las operaciones de perforación y voladura carga y acarreo determinación del ciclo optimo, match factor, control de calidad del mineral/desmonte.

Empleador: **Empresa minera SIPAN Mauricio Hoshild y Cía.**

Empresa minera de tajo abierto productora de oro ubicada en Cajamarca

Fecha Julio 1998 diciembre 2000

Cargo jefe de guardia mina

Funciones Supervisé el carguío y transporte de mineral, evaluando los rendimientos, los ciclos, control del consumo de accesorios consumibles, control de los KPI´s.

Empleador: **Empresa minera ARIRAHUA**

Empresa minera subterránea ubicada en Andahua Arequipa.

Fecha enero 1994 diciembre 1996

Cargo jefe de guardia mina

Funciones Supervisión de operaciones unitarias, perforación, voladura y acarreo.

SEGUNDA PARTE
DESARROLLO DEL INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL
CAPÍTULO I
ASPECTOS GENERALES

1.1 Introducción.

En la actualidad, el análisis del proceso de extracción o arranque en mina se hace en función a un enfoque integrado de las actividades unitarias principales y secundarias. Las actividades principales son: perforación/voladura, carga/acarreo y chancado/molienda, la evaluación de este proceso debe ser sistemático e integral debido a que los resultados de cada actividad influyen en la actividad siguiente y se asocian a un costo, que influye en el costo total del proceso. El costo de cada actividad está determinado en gran parte por el uso de energía transformada para el trabajo, esta puede provenir de explosivos, combustibles o electricidad.

La actividad principal de operaciones mina es reducir el tamaño de los fragmentos que contienen elementos valiosos, que luego son extraídos en un proceso metalúrgico el cuál usa técnicas fisicoquímicas de obtención de metales o minerales. Este proceso de reducción de tamaños se denomina conminución, si bien algunos autores consideran la conminución solo a la reducción de tamaños en chancado-molienda, existen planteamientos integración

estratégica de actividades en mina, como el Mine toMill^{®1}, que evalúa esta integración desde la voladura hasta la molienda y sostiene que:

1. La energía más barata para arrancar y fragmentar la inmensa mayoría de las rocas y minerales es la generada por explosivos. También estos proporcionan los ritmos más rápidos para ello.
2. Una pila de roca bien fragmentada conlleva a mejores operaciones de carga y transporte; menores tiempos de carga (mejor aprovechamiento de la cuchara de la excavadora o pala, penetración más rápida en la pila), menores costos de operación (menores esfuerzos y, por tanto, menores consumos), mejor aprovechamiento del transporte (camiones mejor llenados) y menores costos de mantenimiento en la maquinaria de ambas operaciones.
3. Un material más fragmentado en origen (mayor abundancia de tamaños pequeños) conlleva menores costos de chancado/ molienda y mayores flujos horarios, como es evidente al tener que realizar menos trabajo de conminución en la planta disminuyen los costos para un mismo tamaño final de producto.
4. Los bloques medianos de material fragmentado mediante explosivos presentan una resistencia estructural interna inferior a la de bloques de igual tamaño no arrancados por voladura (teoría de las microfracturas).
5. Las menores necesidades energéticas para trituración del material fragmentado en la minase justifican por aplicación directa de la ley de Bond F. (1950), quién determinó la relación empírica entre el consumo de energía **E** (kwh/TM), con la tenacidad del mineral **Wi** (índice de trabajo en kwh/TM) y los tamaños 80% de la pasante de ingreso (F80) y salida en un sistema de trituración o molienda (P80).

¹El Mine toMill[®] es una estrategia que busca integrar todas las actividades de la minería de forma tal que el proceso de conminución sea menos costoso y está registrada por Centro de Investigación Mineral JuliusKruttschnitt (JKMRC) de la universidad de Queensland Australia

$$E = 10 * Wi * \frac{1}{P80} - \frac{1}{F80}$$

Esta fórmula establece una relación entre la energía necesaria para romper un material y la superficie de fractura creada. Los menores costos incluyen operación y mantenimiento.

Entonces, debemos pensar que el diseño de la voladura es estratégico si deseamos reducir los costos de las actividades siguientes, sin embargo, el diseño de la voladura es complejo debido a que intervienen múltiples variables que deben ser analizadas y evaluadas. Consideramos tres grupos de variables en el análisis, estas son:

- i. Condiciones y características de macizo rocoso
- ii. Distribución geométrica de la energía provista por el explosivo (malla)
- iii. Características del explosivo

Este trabajo tiene por finalidad demostrar que existe un desarrollo en el modelamiento y teoría de daños en roca, que permite evaluar el diseño de perforación/voladura de una manera técnica para obtener los resultados deseados a pesar de las diferencias, sobre todo geológicas y geomecánicas, de cada macizo rocoso a volar.

El trabajo propuesto toma al modelo de Kuz Ram, planteado por Cunningham C. (1983), y a la teoría de daño por vibraciones Devine, *et al*, (1965), como base del diseño de los parámetros de voladura y evalúa la entrega energética del explosivo en función a la velocidad pico partícula (VPP), para determinar el límite elástico del macizo de acuerdo con lo propuesto por la ley de Hooke.

Esta forma de diseño ha sido aplicada durante toda mi experiencia laboral en perforación y voladura, sin embargo, mostraré los resultados obtenidos en la mina de KoriKollo y Kori Chaca en Oruro Bolivia, debido a que se utilizó emulsión

gasificada² como explosivo en taladros inundados, ANFO y heavy ANFO en taladros secos, esto nos permite un mejor análisis de resultados.

1.2 Problema general.

La voladura de rocas en los dos tajos de la empresa minera Inti Raymi, se realizaba usando solo ANFO, cargado en taladros 7 5/8" de diámetro, distribuido en mallas cuadradas de 5.0 m X 5.0m. La altura de los bancos era diferente en cada tajo, en KoriKollo era de 8.0 m y en Kori Chaca 6.0 m, en ambos casos la sub perforación es de 1.5 m., el factor de carga resultante es de 0.34 kg/TM y 0.32 kg/TM respectivamente. La desventaja de este diseño está en no tomar en cuenta que el macizo rocoso es una estructura única y compleja que está conformada por rocas intactas y discontinuidades que se comportan mecánicamente como un medio discontinuo, anisótropo y heterogéneo. Además, para poder fragmentar el macizo rocoso con un explosivo se debe establecer correctamente la fuerza de tensión y compresión que se producen durante la detonación, es decir correlacionar la presión de detonación³ (PD) con las características del macizo rocoso a volar, para obtener una fragmentación adecuada en términos de tamaño, esponjamiento de la pila volada y uso de la energía. Entonces, el problema que se plantea es: ¿Cómo se deben correlacionar las características de los diferentes macizos rocosos existentes en los tajos, con el explosivo adecuado, para lograr un diseño de los parámetros de voladura que nos permitan predecir los resultados de la fragmentación en pila volada?

1.2.1 Problemas específicos.

1. Determinar el tamaño medio (X50) de fragmento en función a las características geológicas, operacionales y económicas de la mina

²Emulsión fabricada en la misma operación y sensibilizada por medios químicos al momento de cargar en los taladros.

³ La presión de detonación o fuerza rompedora se calcula relacionando la velocidad de detonación VOD (m/s), con la densidad del explosivo (TM/m³) con la siguiente formula $PD(Mpa) = de * \frac{VOD^2}{4} * 10^{-3}$

2. Relacionar el comportamiento mecánico del macizo rocoso con el mecanismo de rotura de los explosivos durante la detonación.
3. Relacionar las velocidades pico partícula producida por la cantidad del explosivo, con el daño producido en el macizo rocoso a volar.
4. Establecer la malla de perforación y voladura en los tajos KoriKollo y Kori Chaca
5. Establecer las características técnicas del explosivo
6. Predecir los resultados de la pila volada para planear las actividades de carga/acarreo, lixiviación, chancado y molienda.

1.2.2 Objetivo general:

El objetivo principal de la empresa Inti Raymi es maximizar la producción de oro, minimizando el costo involucrado en este proceso. Para lograr este objetivo se entiende que el control de la fragmentación de la roca es estratégico debido a que impacta directamente en la rentabilidad y en el desarrollo óptimo de las operaciones mina, denominado run of mine (ROM)⁴, porque mejora las operaciones subsecuentes de carga/acarreo, chancado/molienda y/o lixiviación. El plan del departamento de voladura fue implementar el uso del modelo de KuzRam (Cunningham C., 1983) y la teoría de daño por vibraciones en roca (Devine, *et al*, 1965) para diseñar las mallas de voladura, definir el explosivo a usar y simular resultados por dominio geomecánico en los tajos. Esto permite cumplir con el objetivo de contar con herramientas para predecir los resultados de la voladura que sirvan en la toma de decisiones y cumplimiento de la meta de mejora continua.

1.2.3 Objetivos específicos:

1. Evaluar y definir los dominios geomecánicos, entendiendo estos como sectores que tienen las mismas características geológicas y geomecánicas, en los tajos Kori Kollo y Kori Chaca.

⁴Run Of Mine, es un término técnico que implica el correcto desarrollo de las actividades unitarias en operaciones mina.

2. Relacionar las características de cada dominio con las características de entrega energética del explosivo para reducir la pérdida de energía y mejorar la fragmentación.
3. Diseñar las mallas de perforación y voladura, de acuerdo con los objetivos de rentabilidad y desarrollo de operaciones mina (ROM), evaluando los resultados para cumplir con la mejora continua.
4. Elaborar explosivos en boca de taladro y de acuerdo con las características del macizo rocoso de cada sector de los tajos KoriKollo y Kori Chaca.
5. Simular los resultados de la curva de tamaños en cada sector de los tajos.
6. Incrementar la velocidad de excavación en los frentes, para reducir el tiempo de carga y acarreo.
7. Cumplir con el diseño del tajo final, llevando un adecuado control de ángulo final y el daño de los taludes.

1.3 Antecedentes.

La voladura de rocas en mina se hace transfiriendo la energía producida por el explosivo al macizo rocoso, el resultado de la acción de fragmentación por explosivos es una pila de tamaños donde existen fragmentos gruesos, medios y finos. Esta combinación de tamaños puede ser representada gráficamente mediante la curva de distribución de fragmentos en roca la cual relaciona el porcentaje de roca pasante (**R**) (eje y) con el tamaño de roca obtenido (**X**) (eje x).

La curva está definida por dos parámetros:

El tamaño característico (X_c), que establece la dimensión específica en la curva de distribución, por convención se establece que el 63.2% de las partículas pasan esta dimensión

El coeficiente de uniformidad (n) que determina la forma de distribución de la curva, en función al tamaño característico.

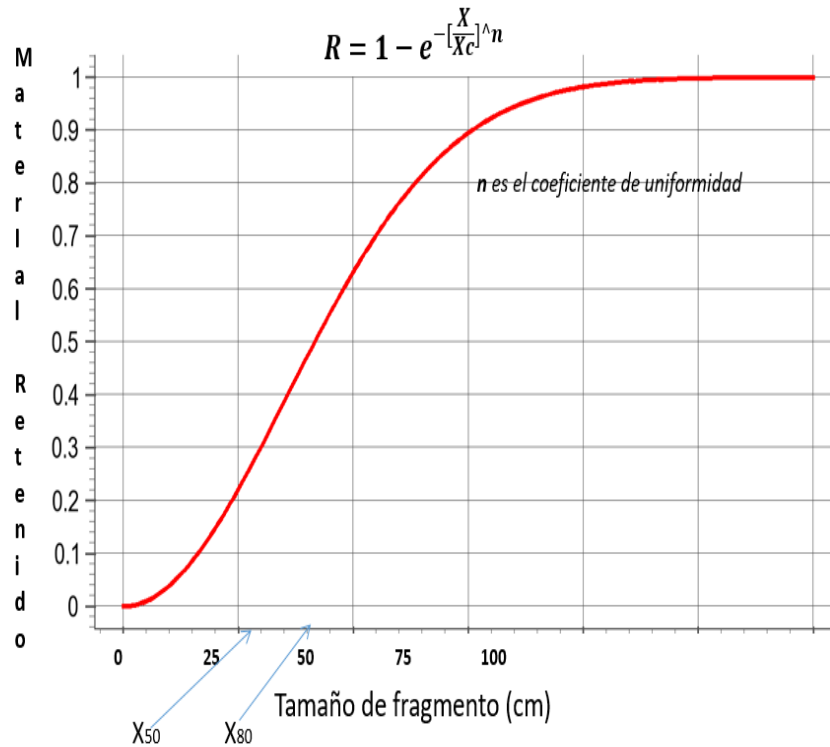


Figura 1.1: Curva de distribución de fragmentos
Fuente: elaboración propia

Las características propias de esta curva dependen del proceso de fractura y las propiedades de la masa rocosa implicada, esto nos muestra lo complicado que es evaluar el mecanismo de fragmentación de roca por explosivos. Se han planteado modelos empíricos para relacionar la entrega energética del explosivo y la rotura del macizo rocoso que determina la curva de tamaños explicada. Cunningham C. (1983) planteó el modelo de Kuz Ram, un modelo empírico que, mejor aproximación ha tenido en la predicción de la distribución de los tamaños gruesos de la curva.

1.3.1 Modelo de KuzRam.

El modelo de Kuz Ram, (Cunningham C. 1983) combina seis ecuaciones para predecir la distribución de los tamaños de fragmentos **R** producto de la voladura, estas ecuaciones se muestran a continuación:

$$X50 = AK^{-0.8} Qe^{\frac{1}{6}} \frac{115}{PRP}^{\frac{19}{30}}$$

$$A = 0.06 RMD + JPO + JPA + RDI + HF$$

$$PRP = \frac{VODe}{VODn} RWS$$

$$n = 2.2 - 14 \frac{B}{D} \frac{1 + \frac{S}{B}}{2}^{0.5} \left(1 - \frac{z}{B} \right) \text{abs} \frac{BCL - CCL}{L} + 0.1 \frac{L}{H}$$

$$Xc = \frac{X50}{0.693^{\frac{1}{n}}}$$

$$R = 1 - \left[e^{-\frac{x}{Xc} n} \right]$$

Entonces, el proceso de modelamiento se inicia con la determinación del tamaño medio (X50), que está en función del factor de roca (A), el factor de potencia (K), la carga del explosivo (Qe) y la potencia relativa en Peso (PRP). Luego se determina el índice de uniformidad (n), que relaciona las variables geométricas, para evaluar el tamaño característico (Xc) con cuyos resultados finalmente se resuelve la curva de tamaños **R**. Las ecuaciones particulares evaluadas por CunnighamC. (1983) se detallan a continuación en el orden del desarrollo del modelo.

KuznetovV.M. (1973) postuló, que la cantidad de rotura ocurre con cierta cantidad de energía proporcionada por el explosivo, la ecuación original es:

$$X50 = A \frac{Vo}{Q}^{0.8} Q^{\frac{1}{6}} \quad (1.1)$$

Donde:

X50 = tamaño medio de fragmento (cm)

A = factor de roca

Vo = volumen de roca volada por taladro (m³)

Q = masa de TNT (kg) contenido en un taladro

CunnighamC. (1983) adaptó esta ecuación para usar cualquier tipo de explosivo (Qe) relacionando la potencia relativa en peso del TNT =115 con la

potencia relativa en peso (PRP) de cualquier explosivo usado, además si consideramos la expresión $\frac{V_0}{Q_e} = \frac{1}{K}$, deducimos el factor de potencia (K) quedando la ecuación 1.1 como:

$$X_{50} = AK^{-0.8} Q_e^{\frac{1}{6}} \frac{115}{PRP}^{\frac{19}{30}} \quad (1.2)$$

Con esta fórmula podemos calcular el tamaño medio en función del explosivo a usar o deducir el factor de potencia K (en kg-explosivo/m³) necesario para obtener un tamaño medio deseado.

$$K = \frac{A}{X_{50}} Q_e^{\frac{1}{6}} \frac{115}{PRP}^{1.25} \quad (1.3)$$

RosinP. & RamblerE. (1934) plantearon una ecuación para determinar la distribución de los tamaños de roca fragmentada cuando el proceso de fractura de roca es conocido, esta ecuación se expresa como:

$$R = e^{-\frac{X}{X_c}^n} \quad (1.4)$$

Donde

R = es el % mayor que el tamaño X

O también

$$R = 1 - \left[e^{-\frac{X}{X_c}^n} \right] \quad (1.5)$$

Donde:

R = es el % menor que el tamaño X

X = es el tamaño del material

X_c = tamaño característico

n = el coeficiente de uniformidad

Si deseamos deducir X_c en (1.4) y además sabemos que X₅₀=X y R= 0.5 (50%) entonces

$$X_c = \frac{X_{50}}{0.693\bar{n}} \quad (1.6)$$

Esta ecuación permite calcular el tamaño característico a partir del tamaño medio. Durante su trabajo Cunningham C. (1983) estableció la correlación entre las diferentes configuraciones de la voladura y la forma de rotura producida por el explosivo, esta correlación da forma a la curva de tamaños y se denomina índice de uniformidad (\bar{n}) que se calcula:

$$n = 2.2 - 14 \frac{B}{D} \frac{1 + \frac{S}{B}}{2}^{0.5} \left(1 - \frac{Z}{B} \right) \text{abs} \frac{BCL - CCL}{L} + 0.1 \frac{L}{H} \quad (1.7)$$

Donde:

n = índice de uniformidad

B = burden (m)

S = espaciamiento (m)

D = diámetro del taladro (mm)

Z = desviación estándar del error de perforación

BCL = longitud de la carga de fondo (m)

CCL = longitud de la carga de columna (m)

L = longitud de carga

H = altura de banco

abs = valor absoluto

El rango de \bar{n} debe estar entre 0.7 a 2, mientras este valor más se aproxima a 2 los tamaños son mayormente uniformes con respecto al tamaño medio deseado, esta es la condición deseada para la pila volada. Si el valor es menor a 0.7 se estima una distribución no uniforme que incluye demasiados fragmentos gruesos y finos. Los valores menores a 0.7 indican también que la fragmentación de este macizo rocoso es difícil de controlar. Finalmente es importante señalar que el índice de uniformidad \bar{n} no está influenciado ni por el tipo de explosivo, ni por el arreglo de la malla (cuadrada, triangular), ni por las características de la masa rocosa. Solo está influenciado por la geometría de la voladura, es decir el diámetro del taladro, el burden y espaciamiento, la

longitud de carga y la altura de banco. Por esta razón, Cunningham sugiere incrementar el valor de n en 10% cuando se perforan mallas triangulares⁵.

Tidman J.P. (1995) formuló la relación de entrega de energía al macizo rocoso en función a las características del explosivo usado.

$$PRP = \frac{VOD_e}{VOD_n} RWS \quad (1.8)$$

Donde:

PRP = potencia relativa en peso del explosivo usado

VOD_e = velocidad efectiva de detonación m/s (medición de campo)

VOD_n = velocidad nominal de detonación m/s (velocidad teórica⁶)

RWS = potencia relativa en peso del ANFO =100

Lilly P.D. (1986) plantea el factor de roca (A), relacionando cinco parámetros geomecánicos del macizo rocoso, que se usan para caracterizarlo in situ, estableciendo la facilidad o dificultad de romper el macizo rocoso con explosivos; en la ecuación original el factor de dureza de la roca se considera de acuerdo a la escala de Mohs, esta no representa la dureza de las rocas en campo, por lo que en el modelo de K-R, Cunningham (1983) relacionó la dureza a el módulo de Young (módulo de elasticidad) y la resistencia a la compresión uniaxial de la roca (UCS) quedando la ecuación como:

$$A = 0.06 RMD + JPO + JPA + RDI + HF \quad (1.9)$$

Donde

A = factor de roca

RMD = descripción de la masa rocosa

JPO = espaciamiento entre planos de fractura

JPA = orientación de los planos de fractura

RDI = influencia del peso específico de la roca.

HF = factor de dureza

⁵Según la teoría, en las mallas triangulares donde $E=1.15B$ la distribución de la energía en el área de influencia del taladro es 100%

⁶Si se conoce la presión de detonación (PD) y densidad del explosivo (de) $VOD = \frac{(PD * 4)}{(de * 10^{-3})}$

Los valores para usar en la ecuación (1.9) se muestran en la Tabla 1.1:

Tabla 1.1: Valores para determinar el factor de roca (A)

Parámetro	Valor
Descripción de la masa rocosa (RMD)	
Polvorienta/ frágil	10
Diaclasado vertical.	JPS+JPA
Masiva	50
Espaciamiento entre fracturas (JPS)	
0.1 m	10
0.1 m a sobre tamaño.	20
De sobre tamaño a tamaño de malla.	50
Ángulo del plano de fracturas (JPA)	
Buza fuera de la cara	20
Rumbo perpendicular a la cara	30
Buza hacia la cara.	50
Influencia de la densidad (RDI)	RDI=(25+dr)-50
Factor de dureza de la roca (HF)	
Si el módulo de Young (E) menor 50Gpa.	E/3
Si el módulo de Young (E) mayor 50 Gpa	UCS/5
	UCS= resistencia a la compresión uniaxial

Fuente: Elaboración propia

Cuningham C.(2005) explica la influencia de los tiempos de retardo entre taladros en la fragmentación para determinar el tiempo de retardo óptimo para alcanzar la máxima fragmentación.

$$T_{max} = \frac{15.6}{C_x} B \quad (1.10)$$

Donde:

Tmax = tiempo entre taladros de una fila

Cx = velocidad longitudinal en km/s

15.6 = factor de ajuste de los tiempos (3 MS/m*5.2 m/MS)⁷

B =burden, m

Se interpreta como, que el pico de la fragmentación en un tiempo (Tmax.) corresponde a la ventana de tiempo crucial donde las ondas de fractura y

⁷ Este factor se calcula en función a la velocidad de la onda de compresión en el granito era 15.2 m/MS y que la ventana standard de retardo es de 3MS/m, donde MS es milisegundos

tensión operan óptimamente antes de que el movimiento de la masa rocosa interfiera con el mecanismo de rotura. Como se muestra en la Figura 1.2, se ha desarrollado un algoritmo para relacionar los efectos de los tiempos de retardo entre taladros y la fragmentación media (X50) obtenida en el proceso de voladura.

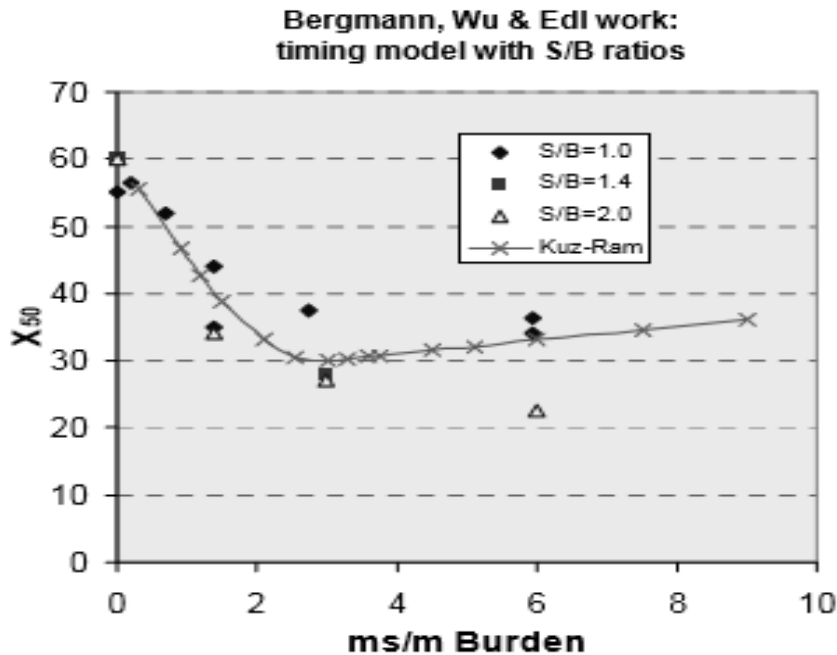


Figura 1.2: Tamaño medio (X50) y tiempo de retardo por metro de burden
Fuente: The Kuz-Ram fragmentation model-20 years on

En base al modelo de KuzRam podemos determinar el burden de la malla de perforación y voladura con la siguiente formula:

$$B = \frac{1}{SBR \cdot H}^{0.5} \frac{X50}{A}^{0.625} \frac{PRP}{115} * 0.5067 * de * \emptyset^2 * H - T^{0.396} \quad (1.11)$$

Donde

B = burden en m

SBR = relación espacio/burden deseado

H = altura de banco

X50 = tamaño medio (cm)

PRP = potencia relativa del explosivo

de = densidad de la roca (gr/cc)

\emptyset = diámetro del taladro en pulgadas

T = taco.

El taco, sirve para confinar la energía de la detonación durante el mayor tiempo posible y lograr que el macizo rocoso se desplace hacia la cara libre. Además, el taco sirve para minimizar la sobre presión de la voladura en el aire y controlar la proyección de rocas del collar del taladro (fly rock).

El material usado en el taco también es importante, este debe ser roca chancada de un tamaño promedio igual a 1/10 a 1/15 veces el diámetro del taladro. El largo del taco se debe calcular mediante la fórmula propuesta por Mackenzie C.(1987)

$$T = \frac{1.2117 * Z * \sqrt[3]{PRP * de * Dh}}{(0.08328 + 0.1092 UCS) - 0.002 UCS^2} \quad (1.12)$$

Donde

T = taco

Z = factor de seguridad (cuyo valor es 1, 1.2 o 1.5)

PRP = potencia relativa en peso del explosivo

Ø = diámetro del taladro en pulgadas

UCS = resistencia a la compresión uniaxial de la roca.

1.3.2 Vibraciones producidas por el explosivo

Entender la mecánica de rotura de roca por explosivos es importante para poder usar e interpretar el modelo planteado. El explosivo al detonar cambia su composición química violentamente generando una cantidad de energía calórica que en un instante hace que los productos de la reacción, que se encuentran en estado gaseoso, incrementen su volumen inicial entre 1000 y 10000 veces, esto genera una enorme presión en las paredes del taladro que contiene el explosivo. Además, el incremento de volumen la reacción violenta y veloz del explosivo genera una onda de choque en el frente de detonación.

La fractura del macizo ocurre por la combinación de la gran presión que ejercen los gases dentro del taladro y la velocidad de la onda de choque

generada, ya que esta es reflejada en una cara libre⁸. Se estima que solo el 40-50% de la energía generada en la detonación realiza un trabajo efectivo de fragmentación, el resto se pierde en forma de calor, vibraciones no destructivas y sonido.

En resumen, como se ve en la Figura 1.3, la mecánica de rotura de rocas se puede describir en las siguientes etapas:

- I. El explosivo detona incrementando el volumen de gases que vencen la resistencia a la compresión del macizo creando fracturas por expansión,
- II. En un instante previo se genera una onda de choque que viaja a gran velocidad (se estima que entre 3000 a 6000 m/s) produciendo agrietamiento por tensión, sobre las grietas radiales de la expansión de los gases, las primeras grietas se producen aproximadamente entre 1MS-2MS
- III. La onda de compresión se propaga por el macizo rocoso y cuando alcanza una cara libre esta se refleja como una onda de tensión, que termina la fractura del macizo.
- IV. Los gases producen un movimiento de la roca fragmentada, desplazando y formando la pila volada

⁸ En realidad, es reflejada en cualquier cambio de densidad del medio rocoso, razón por la cual se debe tener en cuenta las estructuras (diaclasas, fallas, etc.) que también actúan como caras libres.

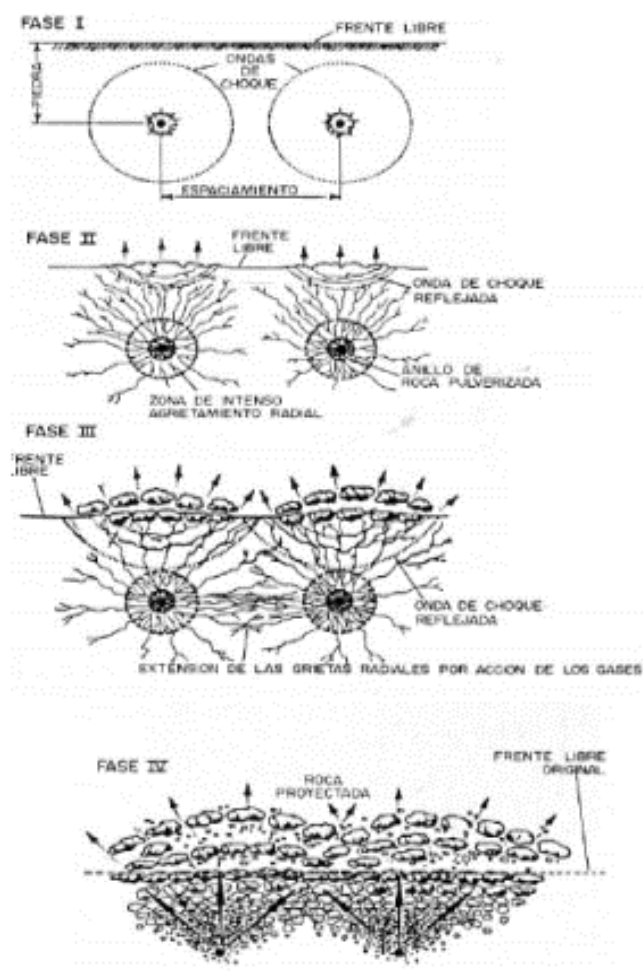


Figura 1.3: Mecánica de fractura de rocas con explosivos
Fuente: Manual de perforación y voladura del IGME

Si profundizamos en este proceso, el mecanismo se puede explicar de la siguiente manera:

1. En el proceso de la propagación de la onda de choque se muestra en la Figura 1.4. La roca circundante al taladro es sometida a una intensa compresión radial que induce componentes de tracción en los planos tangenciales del frente de dicha onda. Cuando las tensiones superan la resistencia dinámica a tracción de la roca se inicia la formación de una densa zona de grietas radiales alrededor de la zona triturada que rodea el taladro.

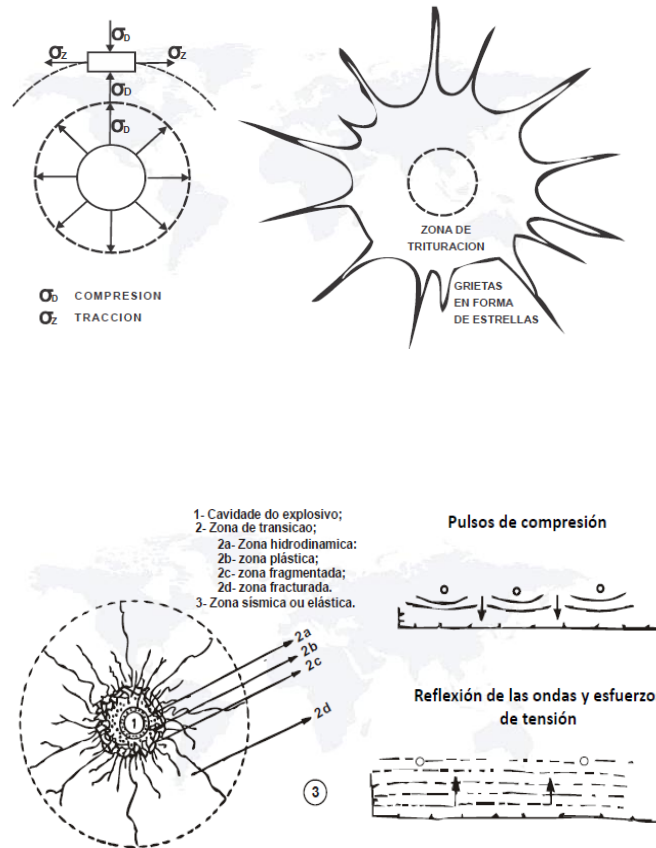


Figura1.4: Proceso de propagación de las grietas en un taladro
Fuente: Curso de vibraciones Dr. V. Navarro, INTERCADE, Perú

2. Cuando la carga es detonada, la masa rocosa alrededor de la carga es inmediatamente sometida a compresión por la generación de gases que actúan sobre las paredes del taladro. Esto produce la componente de compresión de un ciclo de vibraciones.
3. Después de la fase de compresión, la roca sufre una fase de expansión en un intento de volver a su estado original. Ya que todos los materiales se comportan, en mayor o menor medida, como un resorte, una vez que la fuerza de compresión es removida, la roca se relaja y vuelve a su estado original pasando más allá de ésta. Como la roca se mueve más allá de su posición original, esto crea una fase de tensión del ciclo de vibraciones.

4. Si consideramos que la roca actúa como un resorte, donde el módulo de Young representa la rigidez cuando se transmiten las ondas de vibraciones generadas en la detonación, podemos pensar que las ondas en el macizo pueden tener un ciclo de esfuerzo como el mostrado en la Figura 1.5, se debe notar que el desplazamiento en la fase compresiva y tensional es igual, en este caso la roca se comporta perfectamente elástica.

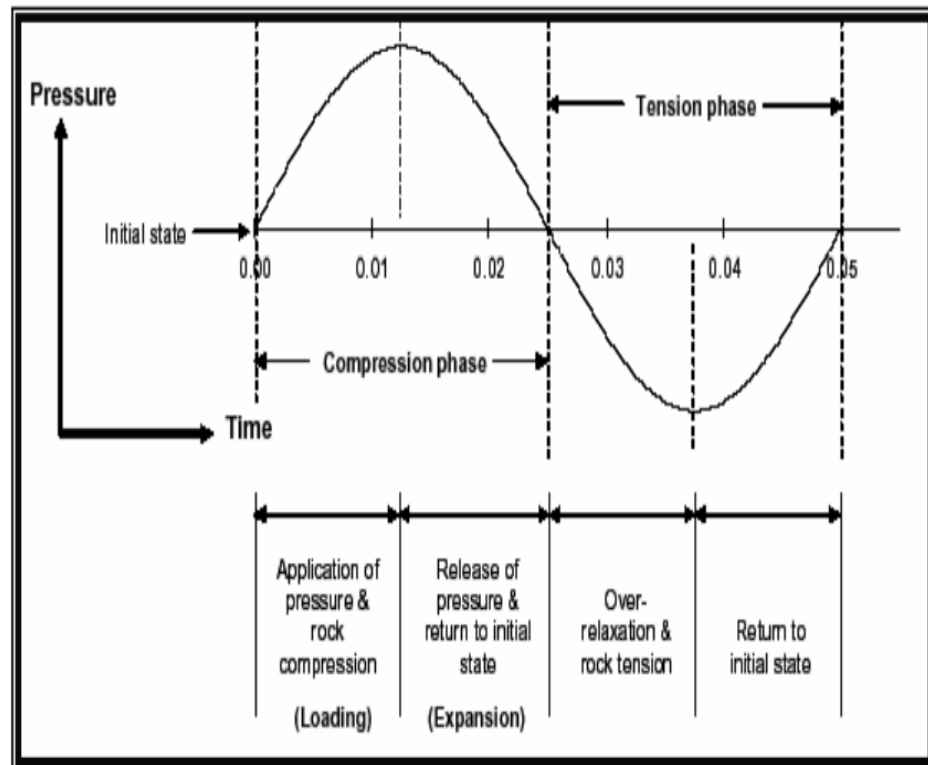


Figura 1.5: Ciclo de esfuerzos sobre la roca

Fuente: Centro de innovación tecnológica de explosivos de ENAEX

5. Cuando deseamos romper la roca con explosivos debemos lograr que las fases de compresión y tensión tengan diferentes amplitudes y diferentes duraciones o mejor dicho una de las fases tenga mayor desplazamiento que la otra, tal como se muestra en la Figura 1.6.

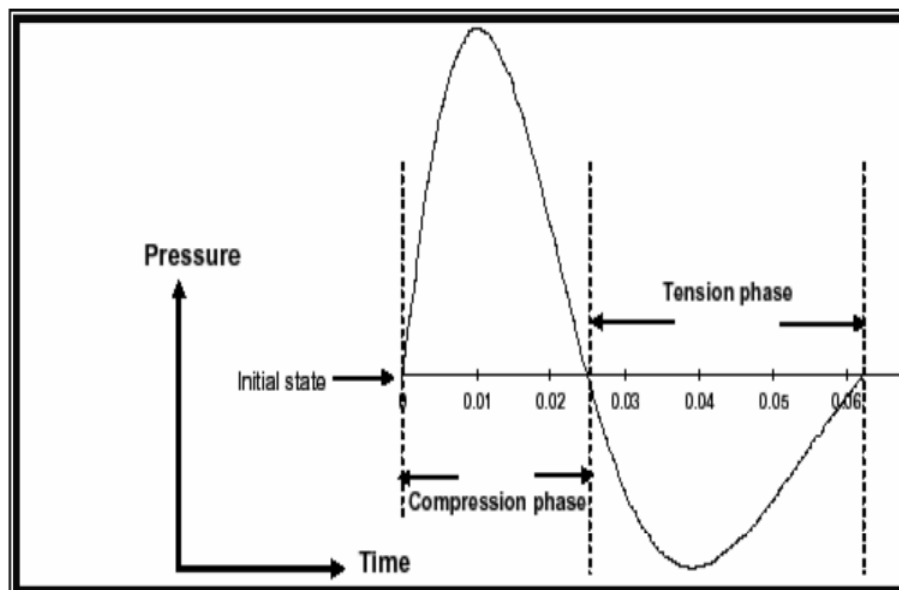


Figura.1.6:Ciclo de esfuerzos no simétrico

Fuente: Centro de Innovación Tecnológica de explosivos de ENAEX

La detonación de un explosivo genera una onda de choque esférica al inicio y cónica después, que transmite la energía del explosivo al macizo rocoso por medio de vibraciones, estas ondas sísmicas provocan un movimiento oscilatorio complejo en el macizo rocoso. Las ondas generadas se clasifican en ondas internas o de cuerpo y ondas superficiales.

Las ondas internas o de cuerpo, son las que interesan para temas de daño por voladura y son dos: la onda P y la onda S. Las Ondas Primarias “P” o de compresión, que se muestran en la Figura 1.7, se propagan dentro de los materiales, produciendo alternativamente compresiones y refracciones que dan lugar al movimiento de la partícula en la dirección de la propagación de la onda, son más rápidas y producen cambios de volumen, pero no de forma en el material donde se propagan.

Dowding (1985) estimó que la velocidad de la onda P (V_p) en la **mayoría** de las rocas está en rango de 1500- 6000 m/s.

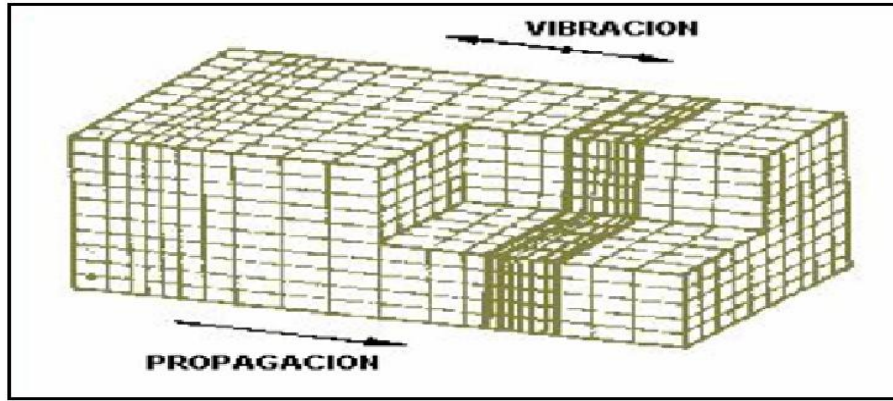


Figura1.7: Efecto de la onda P

Fuente: "Vibración por efecto de la voladura y su comportamiento en el campo cercano y lejano" EXPOMIN Chile 1992

La onda S o transversal, mostrada en la Figura 1.8, es perpendicular a la dirección de la onda P. Al momento que se genera la onda P se produce un segundo tipo de onda que corta o tiende a cambiar la forma del material donde se transmite, esta genera movimientos perpendiculares al frente de choque, reforzadas por el pulso de presión inicial; por la duración de la onda P o por discontinuidades del macizo rocoso.

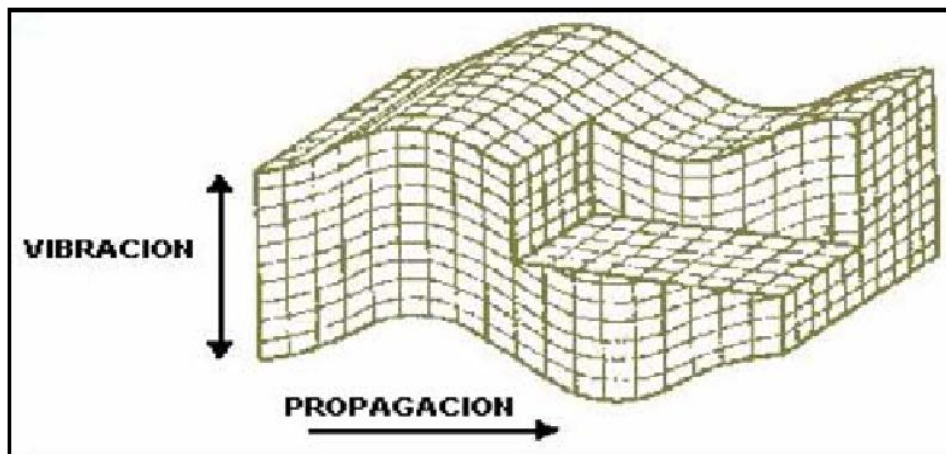


Figura1.8: Efecto de la onda S

Fuente: Vibración por efecto de la voladura y su comportamiento en el campo cercano y lejano" EXPOMIN Chile 1992

Las ondas P pueden desplazarse a través de un sólido, un líquido o gas, porque que estas materias resisten compresión o cambios de volumen. En cambio, las ondas S viajan sólo en los sólidos, puesto que su existencia depende de módulos de corte o de la habilidad del material transmisor para

resistir cambios de forma Ambas ondas - P y S - viajan en trayectoria esférica (al Inicio) y cónica (después) desde el cráter, a través del cuerpo de los materiales, por dicha razón a esta clase de ondas también se les denomina ondas de cuerpo.

En el estudio de ondas producidas por la voladura, estas se consideran del tipo sinusoidal y se considera los parámetros básicos de la onda:

Amplitud: La amplitud de las vibraciones es una medida de su “empuje” y la energía de una onda de vibraciones es proporcional al cuadrado de su amplitud. En el caso de una vibración continua, en la cual cada ciclo de propagación tiene la misma forma, un valor único es suficiente para describir la “fuerza” de la vibración o la amplitud. Es importante tener en cuenta, que en la medición de vibraciones en macizos rocosos no se hacen distinciones entre amplitudes positivas o negativas, siendo éstas sólo positivas o de valor absoluto.

$$A t = A_o \text{Sen}(2\pi f t) \quad (1.13)$$

Donde:

A(t) representa la amplitud de la onda en un tiempo t,

A_o es el peak (pico) de amplitud sobre la onda completa

F es la frecuencia de la onda.

Frecuencia: está dada por el número de veces por segundo que la onda de propagación pasa por un ciclo completo de compresión y tensión. El factor que más influye en esta frecuencia es la carga de explosivo, así grandes cargas tienden a producir bajas frecuencias.

El hecho que las ondas registradas a grandes distancias tengan frecuencias menores a aquellas registradas a cortas distancias confirma que las ondas de vibraciones contienen un amplio rango de frecuencias. Las ondas de alta frecuencia son atenuadas preferentemente, dejando un espectro dominado por componentes de bajas frecuencias. Si la frecuencia es baja, el

desplazamiento es mayor, por lo que se produce un mayor daño en el medio en que se trasmite las vibraciones, ver la Figura 1.9.

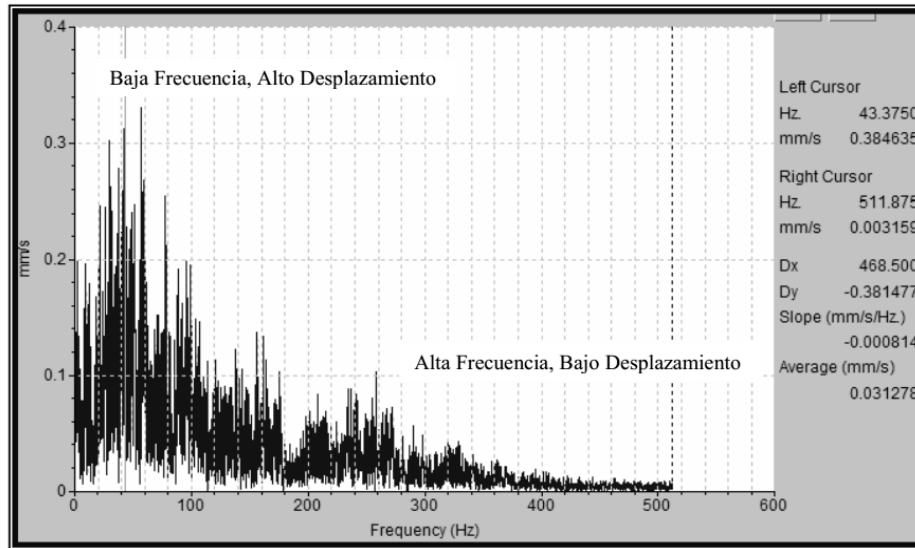


Figura 1.9: Gráfico de frecuencias que muestra un sismógrafo.

Fuente: Manual del operador Blastware® III

En otras palabras, al desplazamiento máximo de la onda en un tiempo dado, a esta medida se le denomina Velocidad Pico Partícula (VPP). Esta medida es considerada el mejor indicador del esfuerzo inducido en el macizo rocoso (empuje), y por lo tanto el mejor indicador del potencial daño y fragmentación.

Existen modelos que describen la velocidad pico de partícula VPP (mm/s), en función de la carga detonada por retardo y a la distancia entre cada detonación y el punto de registro. La expresión general del modelo es:

$$VPP = K D^{\alpha} \quad (1.14)$$

Donde

D = distancia escalar, esta relaciona los niveles de vibraciones a diferentes distancias y con diferentes cantidades de carga del mismo explosivo.

K = es el factor de velocidad de la onda en el macizo rocoso.

α = es el factor de decaimiento o atenuación.

La determinación de la distancia escalar se hace en función al modelo planteado por Devine, *et al* (1965) que determina está en función a la distancia lineal (d en m) donde el geófono registra las vibraciones entre la raíz cuadrada de carga detonada (Q en kg) en un intervalo de tiempo, así la distancia escalar D queda como:

$$D = d / \sqrt{Q} \quad (1.15)$$

Si reemplazamos (1.15) en (1.14) el modelo general queda como:

$$VPP = K \frac{d}{Q}^\alpha \quad (1.16)$$

Este criterio es el que mejor representa el comportamiento de la vibración para el campo lejano⁹. El parámetro α en la ecuación de Devine está controlado por la geometría del frente de onda en expansión, y el coeficiente de atenuación de la roca. El valor de K está controlado principalmente por el explosivo y la eficiencia con la cual la presión de detonación es transmitida a la roca circundante como un esfuerzo.

Las constantes K y α son únicas en cada macizo rocoso¹⁰ y se determinan mediante un análisis estadístico de las vibraciones producidas por una serie disparos en un mismo macizo rocoso cuando se conoce la distancia de medición (d) y la carga empleada (Q). Al graficar los valores obtenidos se calcula el valor K , que es la correlación entre los resultados obtenidos y α la desviación standard. Es necesario obtener los valores de K y α para cada dominio geo mecánico en mina, para que el modelo pueda predecir con exactitud los parámetros de diseño de la voladura.

⁹Se define campo lejano a aquel donde la toma de las vibraciones se hace a una distancia mayor a 3 veces la longitud de carga del explosivo en el taladro ($> 3L_c$), la longitud de carga de un taladro es igual a la altura del banco (H) – Taco (T) ($L_c=H-T$)

¹⁰Se piensa que; debido a los procesos geológicos complejos en la tierra, no existen dos macizos rocosos con iguales características.

1.3.3 Daño producido por las vibraciones en voladura

Las vibraciones y el daño en las estructuras se especifican en tres clases:

1. Límite de daño: se refiere a la apertura de viejas fisuras o formación de nuevas fisuras en el macizo rocoso.
2. Daño menor: el daño no afecta la estructura, sin embargo, produce grandes fisuras.
3. Daño mayor: se debilita la estructura y se fragmenta el macizo rocoso

Existe una relación entre la velocidad pico partícula (VPP) y la deformación dinámica de la roca. Esta deformación dinámica, dependiendo de su intensidad, induce a la fractura de la roca y es explicada mediante la siguiente expresión.

$$\varepsilon = \frac{VPP}{Vp} \quad (1.17)$$

De acuerdo con la ley de Hooke y asumiendo que la roca tiene un comportamiento elástico, la deformación elástica inducida (ε) está relacionada a la VPP y la velocidad de la onda P (Vp). Si el macizo rocoso es duro y quebradizo, y presenta un comportamiento elástico hasta el momento de su ruptura, la velocidad límite de la partícula que la roca puede tolerar, antes de su fractura, puede ser calculada a partir de:

$$VPPlim = \varepsilon_{max} * Vp \quad (1.18)$$

Si además consideramos que el $\varepsilon_{max} = \frac{\sigma_{limite}}{E}$, donde σ es la resistencia a la tensión de la roca sana y E el módulo de Young, la ecuación (1.18) se puede expresar como:

$$VPPlim = \frac{\sigma_{lim} * Vp}{E} \quad (1.19)$$

El esfuerzo a la tensión σ es difícil de medir, es normal estimar la resistencia a la tensión a partir de la resistencia a la compresión uniaxial (UCS). Se ha visto que, en la mayoría de las rocas, la resistencia a la tensión (σ) se encuentra en un rango $\frac{1}{10}$ UCS a $\frac{1}{20}$ UCS, entonces en (1.19)¹¹

$$VPPlim \sim \frac{UCS * Vp}{12 * E} \quad (1.20)$$

En el diseño de la voladura se presentan dos situaciones con respecto al daño que se desea en el macizo rocoso:

- 1 Se debe fragmentar el macizo rocoso a un tamaño medio (X50) deseado y calculado con el modelo de KuzRam, cuando la voladura es de producción.
- 2 En los límites finales o contornos, no se debe dañar la roca circundante para asegurar la estabilidad.

En ambos casos la variable de diseño fundamentales la cantidad de carga (Q) disparada por retardo, esta carga se calcula en kg y puede ser determinada con el modelo general de vibraciones después de Devine, *et al*(1965) y la ecuación (1.16) con la siguiente relación:

$$Q \text{ kg} = \frac{VPP}{K} \frac{1}{\alpha} * d^2 \quad (1.21)^{12}$$

Si revisamos las variables sabemos que para calcular el nivel de VPP sobre el cual se produce el daño mayor (fragmentación), se multiplica por cuatro el

¹¹Se considera el valor de 1/12 porque se comprobado experimentalmente que la mayoría de los valores cumple esta relación

¹² Debido a que el valor α es siempre negativo porque se refiere a la atenuación de la onda, para despejar Q la ecuación (16) se escribe: $VPP = K(\sqrt{Q/d})^{\alpha}$

valor de VPP límite. ($VPP = 4 * VPP_{lim}$). Si se desea ningún de daño en el macizo rocoso, el VPP es cuatro veces menor a VPP límite ($VPP = \frac{1}{4} VPP_{lim}$). K y α son las constantes del modelo de vibraciones en cada dominio geo mecánico y se determina según lo explicado en 1.3.2. La distancia (d) es determinada arbitrariamente en base a la longitud de carga (L_c) solo que debe ser siempre 3 veces mayor a esta. ($> 3L_c$).

El uso de los dos modelos nos da una herramienta para determinar los parámetros fundamentales en cada disparo. Los parámetros de diseño fundamentales son:

1. Tamaño medio obtenido en la pila volada (X50),
2. Burden y espaciamiento
3. Carga por taladro
4. Tiempo de detonación entre taladros.

Los resultados del modelo se deben simular previamente para ajustar las variables y obtener los resultados deseados. Esto se hace con el software JKbench®

CAPÍTULO II

MÉTODOS Y PROCEDIMIENTOS

2.1 Antecedentes operacionales.

2.1.1 Introducción.

El presente trabajo se realizó cuando estaba a cargo de la gerencia de operaciones de Dyno Nobel L.A., que celebró un contrato para la “*fabricación de explosivos y servicio de voladura*” que incluía asistencia técnica en voladura, con la empresa minera Inti Raymi (subsidiaria de Newmont Gold Cía.), en sus dos operaciones, KoriKollo y Kori Chaca, ubicadas en Oruro Bolivia. La estrategia planteada para cumplir con las condiciones del contrato se resume en:

- i. Fabricar explosivos y mezclar explosivos en boca de taladro
- ii. Repotenciar la planta de fabricación de emulsión matriz, ubicada en KoriKollo, para producir emulsión que se sensibilice con gas.
- iii. Realizar una campaña inicial de medición en campo de vibraciones para determinar los modelos de vibración es en cada mina.
- iv. Modelar las mallas de producción y la voladura de control usando los modelos de KuzRamy de daño por vibraciones
- v. Simular todos los resultados con software JKbench®
- vi. Verificar los resultados de granulometría mediante software fotográfico

2.1.2 Ubicación de las operaciones

El tajo KoriKollo, cuya latitud $17^{\circ} 47'27.31$ S longitud $67^{\circ}27'37.45''$ O, está ubicado a una distancia de 45 km al noreste de Oruro, en el altiplano boliviano a 3710 msnm, específicamente en el distrito La Joya, ver Figura 2.1.

Este distrito minero es el más importante en Bolivia, debido a la gran presencia de metales de oro-plata.

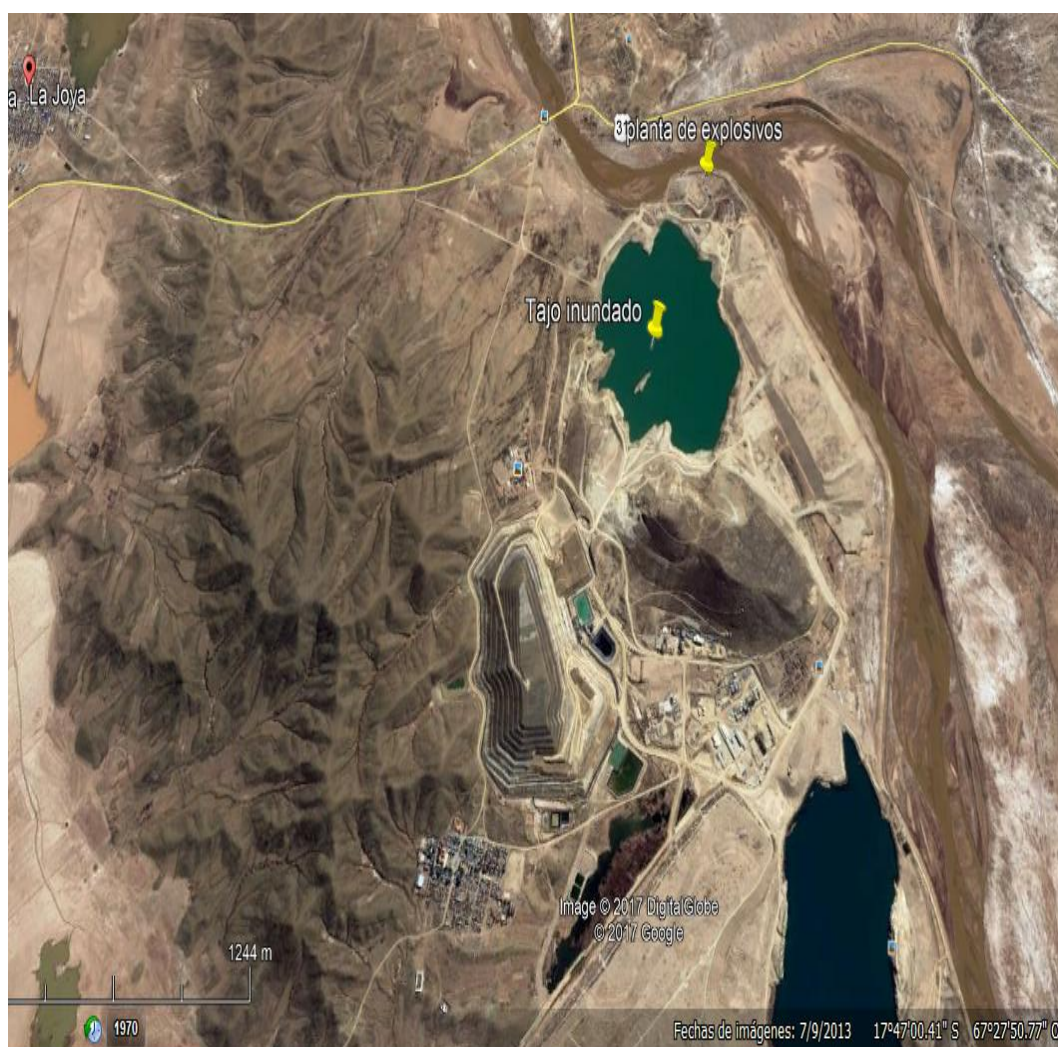


Figura 2.1: Imagen satelital de la mina Kori Kollo
Fuente: GoogleEarth® el 19/08/2017,

El tajo Kori Chaca, latitud 17°57'49.8" S longitud W 67°10.16' 23" O, se encuentra a 5 km al oeste de Oruro, Bolivia. Se accede por el pueblo de Iroco, por una carretera afirmada. Este tajo está prácticamente en el perímetro urbano. Ver Figura 2.2.



Figura2.2: Imagen satelital de mina Kori Chaca
Fuente: Google Earth® el 19/08/2017

2.1.3 Geología

Mina KoriKollo.

Según Monrroy I, *et al* (1994) en la región afloran rocas ígneas de edad terciaria: depósitos piro clásticos, coladas de lava, domos volcánicos y cuerpos sub volcánicos. También existen afloramientos de rocas sedimentarias de edad Siltírica.

El mayor cuerpo ígneo corresponde a un macizo volcánico de aproximadamente 9.0 x 15.0km de superficie denominado "macizo de Esquentaque" y se encuentra en el borde sur del lago Soledad. Hacia el oeste del macizo de Esquentaque, aflora un grupo de pequeños stocks de composición dacítica alineados con un rumbo NW-SE denominados "Stocks La Joya" que se introducen en rocas de la formación Catavi.

Al suroeste del cerro La Joya, aflora un stock dacítico llamado cerro Kiska, que es de la misma edad que los stocks del distrito La Joya. Los cuerpos sub volcánicos del distrito de La Joya, presentan fuerte alteración hidrotermal con mineralización polimetálica de Au-Ag-Cu-Pb-Zn.

Cerca de 10.0km al oeste del distrito La Joya, afloran tres pequeños cerros que corresponden a domos riolíticos alineados con un rumbo NW - SE, y alineación corresponde a una fractura anular exterior de la caldera Soledad. Estos domos de norte a sur son: cerros Quimsa Chata, cerro Llallagua y cerro San Antonio.

Marco geológico

Rocas sedimentarias paleozoicas. - Las rocas más antiguas existentes en la zona son de edad silúrica (formación Catavi), las cuales afloran en un área restringida entre el sector oeste del macizo de Esquentaque y el flanco este del cerro La Joya. Dichas rocas consisten en areniscas micáceas gris verduzcas bien estratificadas en bancos con espesores entre 0.20 y 0.70 m aproximadamente, localmente afectada por pequeñas fallas gravitacionales. Esta formación se encuentra ligeramente plegada, formando una pareja anticlinal - sinclinal, con su eje de rumbo N 20° W y buzamientos entre 30° y 35°

Rocas Ígneas. - Son las más abundantes de la zona. En su integridad de edad terciaria. La diversidad de rocas ígneas es producto de cinco eventos magmáticos citados en edad decreciente:

1. Emplazamiento de los cuerpos sub volcánicos del distrito La Joya (14.6 millones de años)
2. Coladas básicas de afinidad shoshonítica al norte de la zona (área del cerro Kollpana). (10 Millones de años).
3. Formación de los domos volcánicos de composición riolítica (8.8 millones de años).
4. Erupción de las tobas Soledad contemporáneamente con la lava Esquentaque (5.4 millones de años).
5. Emplazamiento de las rocas básicas del cerro Pujno (probablemente cuaternario).

Cuerpos sub volcánicos del distrito de la Joya:

El distrito está conformado por un grupo de stocks alineados en una dirección NW- SE, cerca al rio desaguadero que de norte a sur son: cerro Quiviri- La Barca, cerro Llallagua y KoriKollo.

Cerro Llallagua. -Se encuentra entre los cerros La Barca y KoriKollo y corresponde a una roca ígnea porfídica que ha intruido en rocas silliricas. La zona de oxidación está constituida por la roca ígnea porfídica fuertemente alterada, que contiene numerosas vetas y venillas de jarosita-sílice-limonita en la parte inferior del cerro. Es interesante la ocurrencia de valores altos de oro (mayor a 50 g/TM) en las venillas de jarosita asociada a las rocas ígneas fuertemente silicificados y/o sericitizadas.

Cerro KoriKollo. Es un stock de dacita con textura porfídica la cual está intensamente alterada, principalmente sericitizada y solidificada. La alunita y jarosita ocurren como rellenos de fractura post-mineralización. La mineralización, presente en vetas y venillas con rumbo NE - SW, en algunos sitios es frecuente que aparezca en forma de zonas de brechas. Vetas de minerales hipogénicos incluyen piritita, arsenopiritita, galena, tetraedrita, calcopiritita, estibina, esfalerita y electrum.

El oro se presenta en granos de 5 - 14 micrones de diámetro, asociados con tetraedrita, estibina y con pirita diseminada. En las partes bajas y externas del depósito, la marcasita reemplaza a la pirita. En la zona de oxidación, el oro se presenta en granos de 2 - 15 micrones de diámetro y está asociado con cuarzo, pirita, limonita y jarosita. El plano geológico se ve en la Figura 2.3

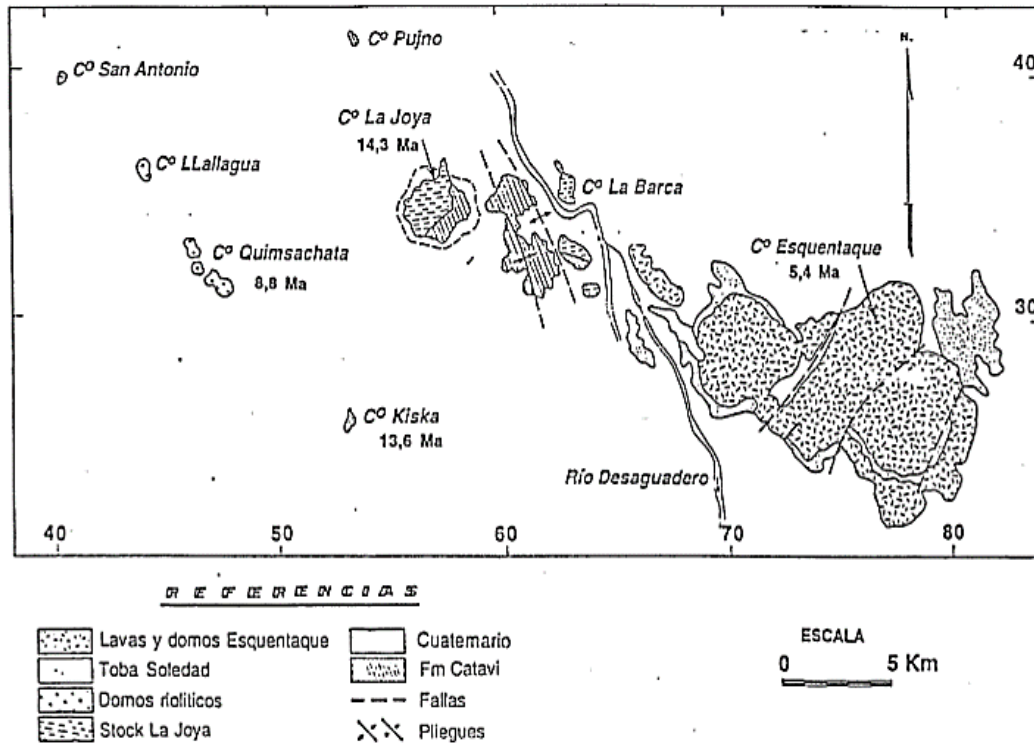


Figura 2.3 Plano geológico simplificado

Fuente: Geología y petrografía de la zona de Estenaque.

Mina Kori Chaca

La formación está relacionada con los eventos tectónicos que originaron la zona volcánica central del altiplano. Los depósitos son de temperatura epitermal y desarrollan formas filonianas, vetiformes, en algunos sectores stockworks, y están hospedados en fallas y fracturas de rocas de edad silúrica correspondientes a la formación Cancañiri.

La roca hospedante ha sido alterada en dos etapas hidrotermales sucesivas:

- i. La primera ha originado la asociación mineralógica pirita-arsenopirita-cuarzo, esta etapa es posiblemente de origen meta morfogénico.
- ii. La segunda etapa hidrotermal ha originado inicialmente una incipiente alteración propilítica y posteriormente una cuarzo-sericitica, desarrollando en general zonas de alteración, sobrepuestas y estrechas, adyacentes a los cuerpos minerales.

Los cuerpos minerales formados en la primera etapa hidrotermal están formados de pirita, arsenopirita, cuarzo y oro.

La segunda etapa hidrotermal está asociada a cuerpos minerales formados de cuarzo con diseminación de pirita, hematita, oro y calcopirita. Óxidos de hierro de origen supergénico, rellenan las fracturas y micro fracturas de estos cuerpos.

El oro de los cuerpos minerales asociada a la primera etapa hidrotermal ha sido posiblemente transportado como complejo bisulfuro y en parte como complejo de tioarseniuro.

El oro de la segunda etapa hidrotermal fue transportado como complejo de bisulfuro y depositado posiblemente por un incremento en las soluciones de la actividad de O_2 , originado por mezclas de soluciones hidrotermales calientes con aguas subterráneas frías ricas en O_2 . La temperatura de formación de los depósitos oscila entre 100 a 217 °C y el pH de neutral a ligeramente ácido.

Los depósitos auríferos del sub distrito de Iroco (Kori Chaca) tienen un desarrollo complejo, asociado a eventos tectónicos y magmáticos anteriores y posteriores al desarrollo del complejo volcánico de Oruro. Es muy posible que los cuerpos minerales de cuarzo aurífero, asociados a la segunda etapa hidrotermal, estén relacionados con la fuente magmática que origino el complejo volcánico de Oruro, de donde, en la etapa post-magmática tardía se habrían separado las soluciones hidrotermales que formaron los depósitos de cuarzo aurífero de la mina.

2.1.4 Parámetros iniciales de operaciones de perforación y voladura

El método de explotación es a tajo abierto, en bancos de 8.0 metros (KoriKollo) y 6.0 metros (Kori Chaca), se perforan con diámetros de 75/8" para lo que cuentan con cinco perforadoras rotativas marca Ingersoll Rand DM2. La producción diaria planeada por tajo se muestra en la siguiente Tabla 2.1:

Tabla 2.1: Producción programada por día

Mina	Mineral	Desmorte	SR
KoriKollo	14 000	9 800	0.7
Kori Chaca	36 000	32 900	0.9

Fuente: Elaboración propia en base a datos de Inti Raymi

Las mallas usadas hasta el antes del inicio de contrato eran cuadradas de 5.0 metros de burden por 5.0 metros de espaciamento y sub perforación de 1.5 metros, el taco variaba de acuerdo con la altura de banco. Los parámetros de diseño se muestran en la Tabla 2.2.

Tabla 2.2: Características iniciales de carga del taladro

Altura de Banco (H)	SubPerforación (J)	Taco (T)	Long. carga (Lc)	T/(H+J)	Factor de carga (kg/TM)
8	1.5	3.0	6.5	0.31	0.34
6	1.5	2.5	5	0.26	0.32

Fuente: Elaboración propia en base a datos de Inti Raymi

Explosivos y accesorios:

La carga de los explosivos en los taladros se realizaba en forma manual con ANFO embolsado, el que se distribuía en la boca de los taladros, este método es muy lento y tedioso, además de que necesita muchos viajes de camionetas para abastecer los frentes que implican un manejo inadecuado del explosivo como se observa en la Figura 2.4



Figura 2.4: Proceso manual de carga de ANFO
Fuente: fotografía en operaciones, F. Reátegui

Las características de los explosivos y accesorios usados son:

ANFO

Preparado en bolsas de 25 kg. Marca FANEXA¹³ con las siguientes características técnicas.

Densidad	g/cc	0.80
VOD	m/s	4100
Calor de explosión	MJ/kg	3.92
Presión de detonación	kbar	40
Volumen de gases	l/kg	975

Booster:

Aumentador con una combinación de 50% de TNT y 50% de PENT

Peso	g.	450
VOD	m/s	7200
Calor explosión	MJ/kg.	5.6
Presión detonación	kbar	210
Volumen de gases	l/kg	690

¹³ Empresa Boliviana de Explosivos

Cordón detonante (líneas troncales de superficie):

El cordón detonante es un producto resistente y flexible cuyo núcleo está compuesto por un material explosivo denominado PENTRITA (Tetranitrato de pentaeritritol ó PETN). Al ser iniciado detona a una velocidad de 7.000 metros por segundo su aplicación en operaciones de voladura es muy práctica y variada. Inicia derivaciones de tubos de choque conectados mediante el conector "J" Hook. Como línea descendente, inicia cualquier explosivo del tipo sensible (cebo o prima) con el cual se encuentre en contacto.

En lo que respecta a la seguridad en la operación, el cordón detonante es muy insensible a la detonación prematura o accidental por efecto de calor, impacto, fricción, descargas eléctricas, rayos u otras condiciones normalmente encontradas en faenas de voladura.

La potencia del cordón detonante está directamente relacionada con el contenido de PETN del núcleo, el cual se expresa en gramos por metro o granos por pie (grain/ft). La equivalencia entre ambas unidades es: (1 g/m = 4,7 gr/ft). La cubierta que envuelve al núcleo está compuesta por varias capas de fibras, plásticos y compuestos impermeabilizantes y de adherencia, los cuales le dan a cada tipo de cordón detonante las características físicas (resistencia a la tracción, impermeabilidad, flexibilidad, etc.) de acuerdo con su diseño y especificación.

Conectores de retardo superficial no eléctricos (Non-EI)¹⁴

Estos conectores permiten insertar un retardo muy preciso en la detonación de una línea troncal de cordón detonante, tanto para las voladuras de cielo abierto. Los MSCB (milisecond connectors) están formados por un trozo de tubo de aproximadamente 50 cm., el cual lleva en ambos extremos una cápsula Non EI de igual tiempo de retardo alojadas en un conector plástico que permite fijarlas en forma rápida y sencilla a una línea de cordón detonante. De esta forma, la detonación a lo largo de la línea es retardada de acuerdo con el tiempo del conector elegido. La ventaja de los conectores

¹⁴ La tecnología Non El fue desarrollada por Dyno Nobel Inc.

bidireccionales radica en que la transmisión de la señal puede darse en ambos sentidos. Los tiempos de retardo se ven en la Tabla 2.3.

Tabla 2.3: Tiempos de retardo de conectores superficiales.

Tiempo MS	Color	Clase 1.1 B		
			unid./caja	kg/caja
0	Azul	Bidireccionales	60	3.85
9	Verde			
17	Amarillo			
25	Rojo			
35	Negro			
42	Blanco	Unidireccionales	120	5.72
50	Naranja			
67	Azul			
109	Negro			
130	Rojo			

Fuente: Catálogo de productos Dyno Nobel L.A.

Líneas de descenso y detonación (detonadores tipo Non EI)

Los detonadores No Eléctricos Non EI están formados por 4 elementos principales:

1. Tubo de choque de tres capas, con mayor resistencia a la tracción y al corte por cizalle, que transmite la señal a la cápsula de retardo. Este tubo es plástico laminado y contiene en su superficie interior una capa de material explosivo. Cuando el tubo es iniciado, transmite por su interior una onda de choque de baja energía, a una velocidad de 2000 (m/s). Esta señal es capaz de desplazarse a través de los dobleces y nudos del tubo, sin transmitirse hacia el exterior y, por consiguiente, sin afectar a cualquier explosivo o material que esté en contacto.

2. Cápsula detonante, Figura 2.5, con un elemento de retardo y sello antiestático que elimina el riesgo de iniciación por descargas estáticas accidentales.

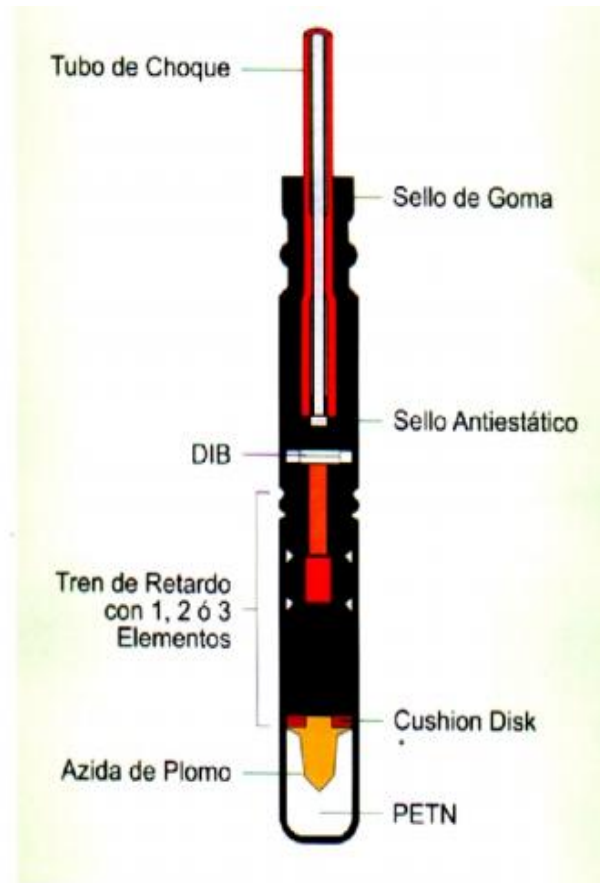


Figura2.5: Elementos de un detonador Non El
Fuente: Dyno Nobel L.A.

3. Etiqueta, que indica el período de retardo de la serie, y el tiempo nominal de detonación.
4. Conector “J” Hook, para unir el tubo de choque a una línea troncal de cordón detonante.

En su interior, las cápsulas cuentan con dos elementos adicionales que le confieren mejores propiedades de precisión y seguridad, las características se ven en la Tabla 2.4.

1. Delay Ignition Buffer: Permite una mayor precisión y evita el problema de reversión de la onda de choque.
2. Cushion Disk: Está diseñado para otorgar una gran resistencia al impacto y a la detonación por simpatía.

Tabla 2.4: Tiempos de líneas de descenso detonadores tipo Non El

Período	Tiempo	Largo		Clase 1.1 B		Clase 1.4 B	
		MS	ft. m	und./caja	kg/caja	und./caja	kg/caja
N° 0	Inst	8	2,4	300	10,19	120	5,5
N° 1	25	10	3,0	250	9,34	100	5,1
N° 2	50	12	3,6	200	8,19	90	5,0
N° 3	75	14	4,2	180	8,16	90	5,4
N° 4	100	16	4,8	150	7,30	90	5,7
N° 5	125	20	6,1	120	6,76	90	6,1
N° 6	150	24	7,3	100	6,39	90	6,6
N° 7	175	30	9,1	80	6,04	80	6,8
N° 8	200	36	10,9	70	6,04	70	6,8
N° 9	250	40	12,2	60	5,68	60	6,5
N° 10	300	50	15,2	50	5,69	40	5,6
N° 11	350	54	16,4	50	5,96	40	5,8
N° 12	400	60	18,2	40	5,71	40	6,0
N° 13	450	70	21,3	35	5,61	35	6,4
N° 14	500	80	24,4	30	5,31	30	6,1
N° 15	600	90	27,4	25	4,95	25	5,7
N° 16	700	100	30,4	25	5,22	20	5,2
N° 17	800	(Tubo de choque estándar y supertubo) Dimensiones de las cajas: 53x26x26 cm. Pesos promedios aproximados					
N° 18	900						
N° 19	1000						

Fuente: Catálogo de productos Dyno Nobel L.A.

Cabe destacar que, al inicio del contrato de servicios de voladura, la empresa no consideraba en el diseño de sus mallas lo siguiente:

1. Caracterización geomecánica del macizo.
2. Medición de vibraciones y determinación del modelo por dominio geomecánico.

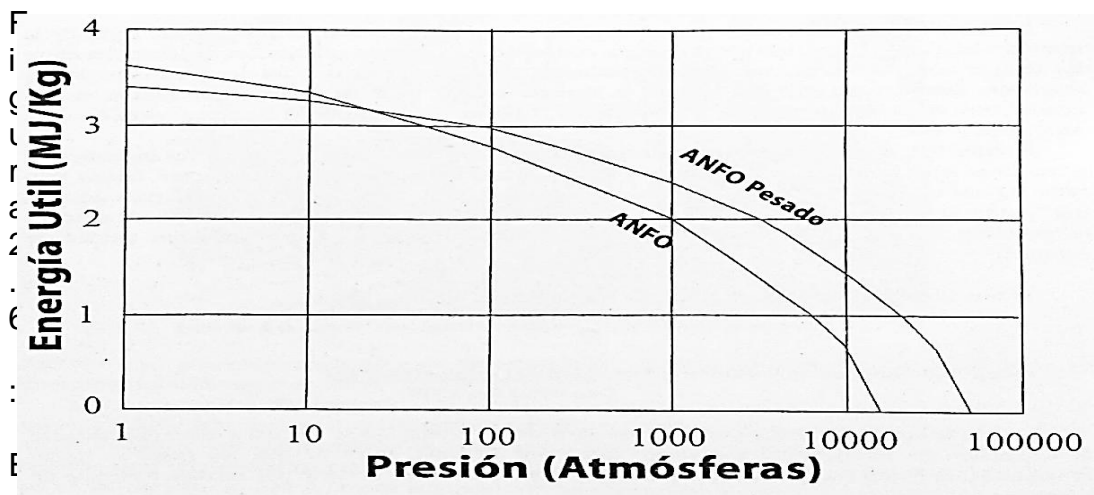
3. Fabricación de explosivos in situ (boca de taladro)
4. Simulación con software de los diseños de voladura

2.2 Implementación de cambios en perforación y voladura.

2.2.1 Fabricación de explosivos en boca de taladro.

Para tener una amplia gama de explosivos se propuso fabricar ANFO y emulsión matriz in situ (ver el Anexo 4) debido a que, como se revisó en el primer capítulo, el explosivo está directamente relacionado con las características geológicas y geomecánicas del macizo rocoso.

La combinación de ANFO y emulsión no da una serie de explosivos denominados ANFO Pesado (heavy ANFO), esto sirven para aumentar la potencia efectiva de explosivo y adecuar su uso de acuerdo con las características de macizo rocoso, además que se aumenta la capacidad de resistencia al agua del explosivo. Los heavy ANFO (HA), no dan una buena gama de aporte energético a un costo mucho más bajo, este diferencial hace que sea tan importante su uso sobre todo en minería superficial. En Figura 2.6 se ve la energía útil como función de la presión para un ANFO ($d=0.8\text{g/cc}$) y HA ($d=1.30\text{ g/cc}$)



energía útil aportada por el ANFO y heavy ANFO

Fuente: Manual de voladura del IMGE

Se puede deducir, de este gráfico, que el ANFO produce mayor energía si los gases se expanden completamente hasta las 1000 atm. A partir de este punto los HA producen una presión final más alta por unidad de peso.

Es importante poder comparar estos valores de energía a diferentes estados de presión, debido a que se sabe con certeza que la fragmentación se inicia en la zona de alta presión generada por la reacción del explosivo y termina mucho antes de que la presión de gases alcance una atmosfera.

Se piensa que en rocas suaves el trabajo de expansión puede continuar hasta presiones de 1000 atm, pero no se produce a menos de cientos de atmosferas. En rocas competentes el trabajo de expansión de gases termine bajo presiones de 2000 a 5000 atm.

Resistencia al agua: Otra razón para la mezcla de emulsión y ANFO es la capacidad de este para poder resistir al agua, la capacidad esto va aumentando de acuerdo con el porcentaje de emulsión agregado al ANFO (X% emulsión: Y% ANFO) y la capacidad se gradúa en una escala de 0 (ninguna resistencia) a 5 (excelente resistencia), como se observa en la Figura 2.7

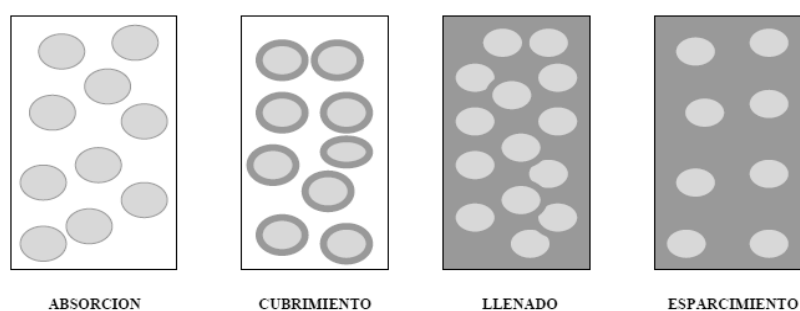


Figura 2.7: Proceso de mezcla ANFO- emulsión
Fuente: Dyno Nobel L.A.

Como se sabe, la variable más importante al momento de evaluar la calidad del explosivo es la presión de detonación, además el aporte energético de los gases. En la Tabla 2.5 se aprecian todas las características de los heavy

ANFO, que son posibles de mezclar en boca de taladro usando camiones fábrica.

Tabla 2.5: Características termodinámicas de explosivos heavy ANFO

Producto	Densidad ¹ g/cc	Resistencia el agua	"Q" Energía termoquímica (mJ/kg) 25°C	"A" energía útil (mJ/kg) @ 1000 atm	Potencia útil Relativa por Peso @1000 atm	Potencia útil Relativa por Volumen @1000atm	Potencia del taladro (Katm)	VOD
ANFO	0.8	0	3.75	2.03	1.00	1.00	20	4,450.00
HA								
Emulsión : ANFO								
20:80	1.05	0	3.55	2.19	1.08	1.38	33	4,998.50
25:75	1.13	1	3.50	2.25	1.11	1.52	37	5,151.00
30:70	1.20	2	3.45	2.30	1.13	1.66	42	5,303.30
35:65	1.25	3	3.40	2.32	1.14	1.74	46	5,394.70
40:60	1.30	4	3.35	2.36	1.16	1.85	50	5,516.60
45:55	1.35	5	3.30	2.38	1.17	1.93	54	5,608.00
50:50	1.30	5	3.25	2.30	1.13	1.79	49	5,455.70
55:45	1.30	5	3.20	2.27	1.12	1.77	48	5,394.70
Mezcla Bombeada								
60:40	1.30	5	3.15	2.24	1.10	1.75	47	5,333.70
65:35	1.30	5	3.10	2.21	1.09	1.73	47	5,272.80
70:30	1.30	5	3.05	2.17	1.07	1.69	46	5,211.80
72:25	1.30	5	3.00	2.14	1.05	1.67	46	5,151.00
80:20	1.30	5	2.95	2.11	1.04	1.65	45	5,090.00

Fuente: Elaboración propia

Camiones fábrica de explosivos.

Los camiones, ver Figura 2.8, están equipados con sinfines y bombas que pueden preparar ANFO, mezclar heavy ANFO y gasificar emulsiones en boca de taladro, esto hace que la carga de explosivos sea más segura ya que solo se transporta los ingredientes en compartimientos separados del camión.

El principio básico de funcionamiento para la fabricación de ANFO, es un sistema de tornillo sinfín en un tubo que transportan el Nitrato de Amonio (N.A) desde la tolva de almacenamiento hasta el brazo de carga del taladro, este sinfín esta calibrado para transportar, en función a las revoluciones y a la longitud de los pasos del tornillo, un peso equivalente al 94% de N.A en la mezcla final. El 6% de diésel es bombeado desde un tanque y atomizado en el N.A. por inyectores a cierta distancia de la salida del brazo de carga.

La homogenización de la mezcla se produce durante el transporte del ANFO hacia la manga de carga.

Esquema de camión fábrica

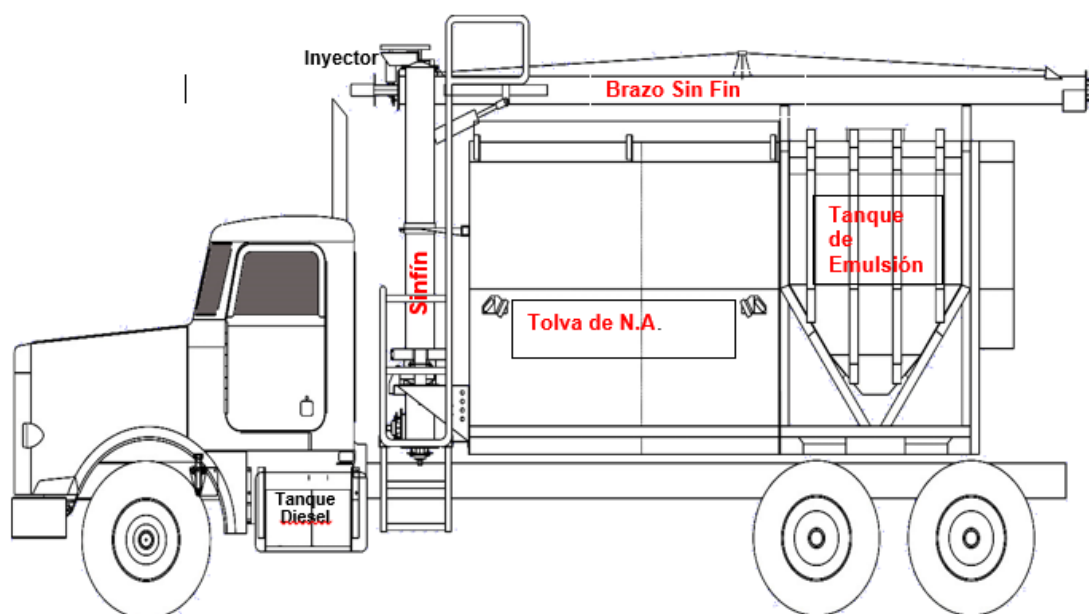


Figura 2.8 Camión fábrica de explosivos
Fuente: Tread. Co.

Todos los sinfines tienen distintos motores tal como se observa en la Figura 2.9. El porcentaje de llenado se obtiene a través de una combinación de diferente diámetro de los sinfines, velocidad de los sinfines y salida de la bomba hidráulica.

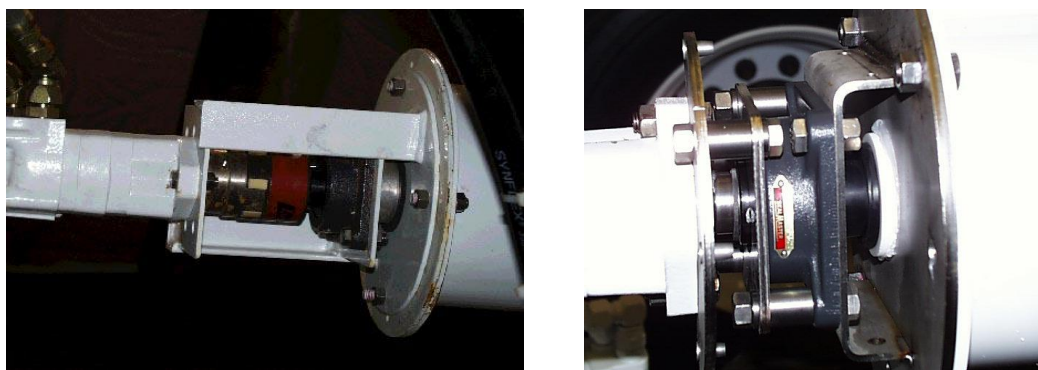


Figura. 2.9: Motores acoplados al tornillo sinfín
Fuente: Tread Co.

La alimentación de petróleo funciona con una bomba de engranajes como la de la Figura 2.10. La bomba funciona en proporción a la velocidad del sinfín de NA (aprox. 0.017 galones/revolución o 64cc/rpm). El desgaste de la bomba hace cambiar la calibración el rodamiento de empuje se ajusta para compensar el desgaste de la bomba. Inyectores especiales para petróleo (Fuel Oil), orificio de 11/64 pulgadas, el desgaste del orificio cambia la calibración, debe reemplazarse cuando se cambia la bomba de FO.



Figura. 2.10: Bomba de engranajes e inyector de Petróleo
Fuente: Tread Co.

La emulsión se transfiere del tanque al brazo, por una manguera plástica mediante una bomba Bowie de hasta 3" de diámetro. La bomba funciona en forma proporcional al sinfín de NA en todo el rango de operación como se ve en la Figura 2.11. Para sensibilizar emulsiones el camión tiene tanques de ácido acético y nitrito de sodio, que dosifican por medio de bomba los ácidos para la gasificación.

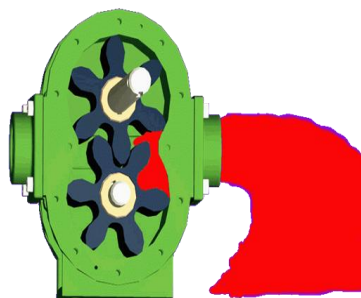


Figura.2.11 Bomba de emulsión
Fuente: Tread Co.

La mezcla de emulsión ANFO (blend) se hace con un controlador en cabina, Figura 2.12, este controla el porcentaje de emulsión entre 0% - 100%, debe calibrarse antes de la puesta en marcha. La calibración cambia a lo largo del tiempo porque cambia la eficiencia del sinfín de N.A. y disminuye la eficiencia de la bomba de emulsión.

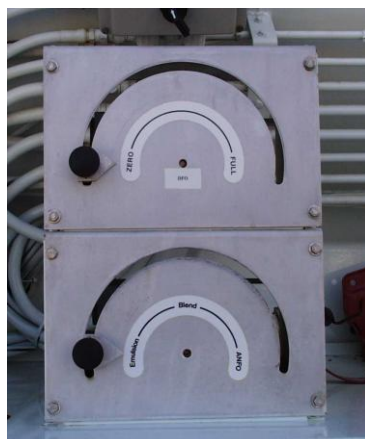


Figura. 2.12: Controlador de cabina de mezcla explosivos
Fuente: Tread Co.

Todo el sistema está manejado por un sistema de PLC flexible, Figura 2.13, basado en un sistema de control para el uso en camiones de ANFO, ANFO-pesado, bombeable, y mezcla-bombeable. Provee un sistema simple de control de la cantidad prefijada de mezcla y producto a bombear como también el monitoreo del promedio y total de la mezcla. También se agrega un monitoreo de porcentaje con un sistema separado de los dispositivos de protección de los productos bombeados, y un sistema de impresión opcional.

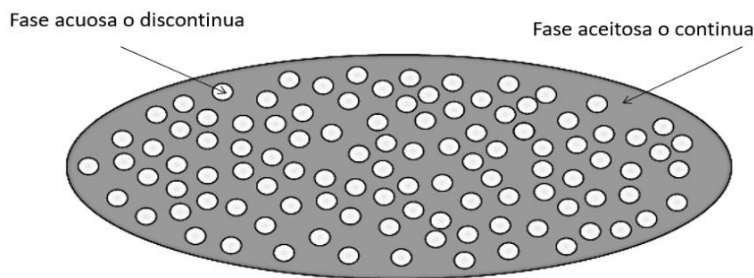


Figura.2.13: PLC de camión Fabrica
Fuente: Tread Co.

Fabricación de emulsión matriz

Las emulsiones se definen como la mezcla de dos líquidos no solubles entre sí. Las emulsiones explosivas son dispersiones de soluciones acuosas de oxidantes (NH_4NO_3 y otras sales de nitrato) en un medio aceitoso (petróleo u otro combustible). En la Figura 2.14 se ve una *fase acuosa* y una *fase aceitosa*, las cuales debido a su fuerza de adherencia y termodinámica tienden a separarse.

FASES DE LA EMULSION



GOTAS DEL OXIDANTE EN SUSPENSION RODEADAS POR LA FASE CONTINUA DE ACEITE

Figura 2.14: Fases de una emulsión matriz.

Fuente: Dyno Nobel L.A.

Para evitar la separación de estas fases se agrega un compuesto activo denominado emulsificante en la fase aceitosa, lo que permite la estabilidad durante la homogenización, ver Figura 2.15. Existen gran variedad de emulsificantes la mayoría son químicos compuestos de alcoholes y ácidos grasos.

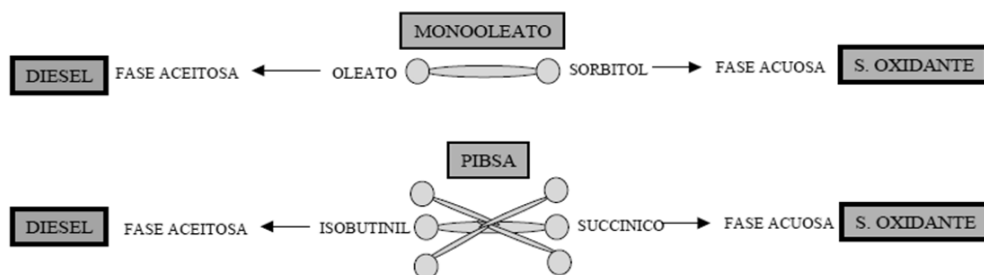


Figura 2.15: Tipos de emulsificantes

Fuente: Dyno Nobel L.A.

La calidad y tipo de emulsificante determinará el tiempo en que las fases se mantengan unidas como se aprecia en la Figura 2.16.

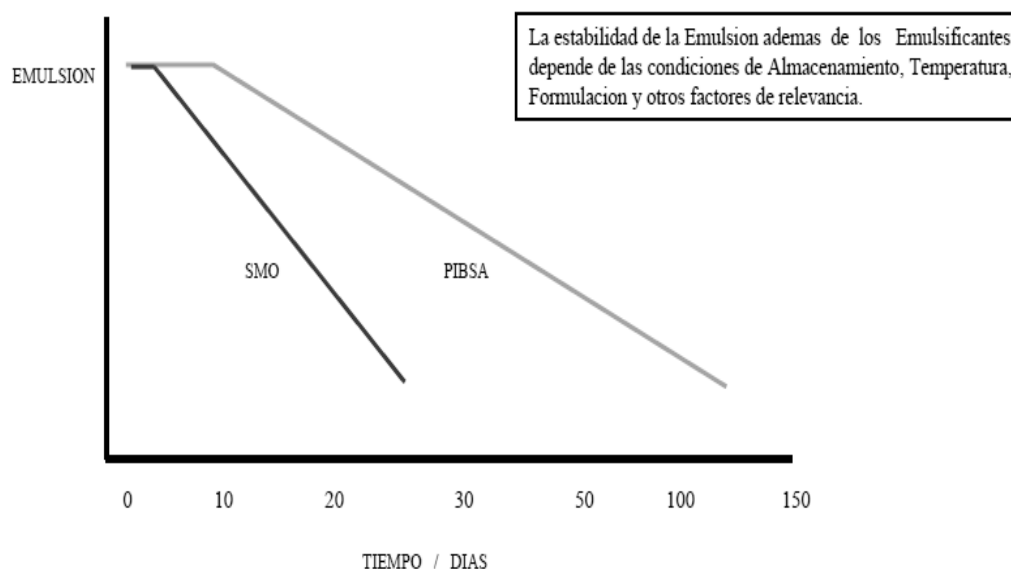


Figura 2.16: Tipos de emulsificante

Fuente: Dyno Nobel L.A.

Para mantener la emulsión con un balance al oxígeno cercano a cero, estos explosivos requieren que el volumen de oxidante sea mucho mayor al volumen de aceite. La proporción es aproximadamente 9:1. Esto quiere decir que la gotita de oxidante debe ser muy fina para que pueda ser totalmente cubierta por el aceite. La viscosidad de la emulsión será controlada por la fase aceite y el tamaño de la gotita. Así se puede usar aceites ligeros (petróleo) para emulsiones bombeables y aceites más pesados (ceras) para emulsiones encartuchadas.

Una formulación típica para una emulsión que contiene nitrato de amonio y nitrato de calcio, debe tener alrededor de 65% de nitrato de amonio, 16% de nitrato de calcio, 12% de agua y 7% de petróleo. Algunas formulaciones pueden contener hasta alrededor de 18% de agua. Generalmente la fase emulsión misma no se clasifica como explosivo, pero sí como agente de voladura.

Sensibilidad: Las emulsiones matrices no están sensibilizadas, es decir que no detonan hasta que se creen los “puntos calientes” y los espacios libres adecuados. Estos puntos calientes se crean mediante la adición de “prill” de ANFO, micro balones de aire o adicionando químicos que crean burbujas de gas en el interior de la emulsión. Ver Figura 2.17 y el Anexo 5.

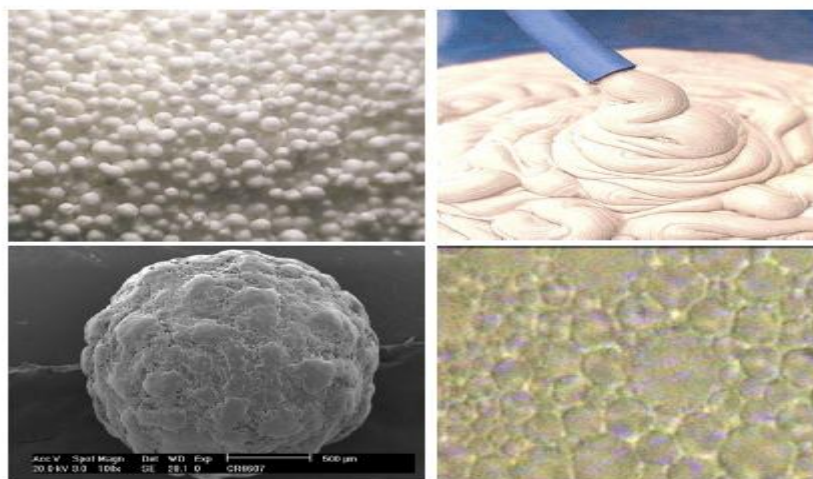


Figura.2.17:Imagen de microscopio que muestra el prill de ANFO y la emulsión

Fuente: Dyno Nobel L.A

2.2.2 Uso de software especializado.

Los resultados de los modelos planteados deben ser simulados para poder predecir y ajustar los parámetros, esta simulación se hace con el software JKSimblast® que fue desarrollado por el Instituto de Minerales Sostenibles (SMI) en la Universidad de Queensland. En el centro JKMRC. (Julius Kruttschnitt Mineral Resarce Centre). El software está estructurado en función a la integración de la perforación y voladura en la cadena de valor minera, este usa una serie de módulos que son capaces de:

- i. Simular con los parámetros de roca del sitio, explosivos usados, detonadores y salidas. En función a los parámetros y objetivos (Administración de Perforación y voladura).

- ii. Almacenar los datos de voladura en un sistema estructurado, con herramientas especiales para la edición y el análisis. (Gestión de datos: minería de Datos).
- iii. Integrar los datos relacionados de otras aplicaciones. (integración con geología e ingeniería)
- iv. Predecir, medir y analizar el rendimiento de explosión. (QA/QC)¹⁵
- v. Añadir módulos personalizados para el sistema. atrapar de la experiencia del personal de perforación y voladura (optimización).

Los módulos del son:

2DBench	Diseño y análisis de voladura superficial
2DRing	Diseño y análisis de voladura subterránea
2DFace	Diseño y análisis de voladura en túneles
JKBMS	Sistema de Administración de Voladura.
2DView	Extensión del análisis de voladura
Tímeme	Extensión del análisis de temporización

Los módulos usados en esta operación y sus características son:

JKBMS (Blast Management System).

Sistema de administración de voladura que permite llevar un control estructurado respecto a los diferentes elementos involucrados en una mina (Planeamiento, costos, geología, geomecánica, perforación y operaciones mina)

El esquema adoptado por el JKBMS trata los datos en forma jerárquica-estructurada, creando una tabla principal donde cada uno de ellos tiene asignado un único ID (identificación). Este es un adecuado esquema de base de datos como se vio en el tema de gestión de datos. Este módulo es capaz de generar simulaciones de la voladura en 3D y generar reportes de cumplimiento de planes. Ver Figura 2.18

¹⁵ Siglas en ingles de asegurar la calidad (QA) y controlar la calidad (QC)

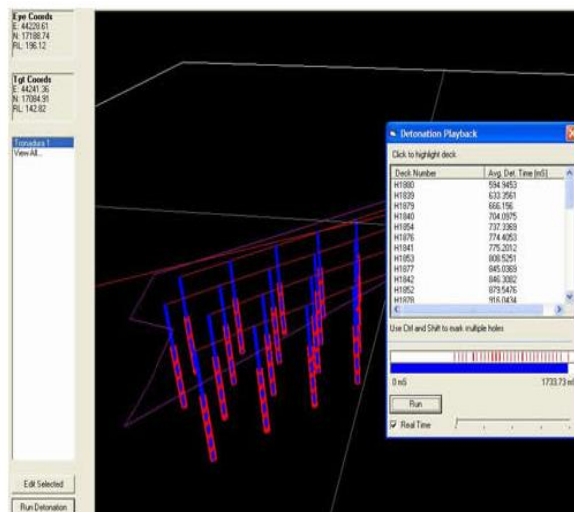


Figura.2.18: Simulación de taladros en 3D
Fuente: captura de pantalla JKsimblast

2D Bench:

Es el módulo de diseño de voladura en cielo abierto o en canteras, con este módulo podemos:

- Crear los polígonos, líneas de banco, líneas de talud y toe o cualquier otra anotación importante en el plano.
- Introducir los datos de malla (burden, espacio, altura de banco) y generar los taladros con las coordenadas reales.
- Introducir los datos de explosivos, cebo, retardo, air deck, stemming (taco), etc. y generar un plano de taladros cargados.
- Podemos introducir los datos de la temporización en superficie y secuencia.

Con esta herramienta se analiza (ver Figura 2.19)

- Secuencia de detonación.
- Alivio del burden (creación de caras libres).
- Líneas iso tiempo de detonación (movimiento del material).
- Simulaciones Montecarlo (número de taladros que detonan a la vez)
- Estimación de la fragmentación (por los modelos de Kuz-Ram y JKMRC).
- Distribución de energía del explosivo.
- Análisis de vibraciones.

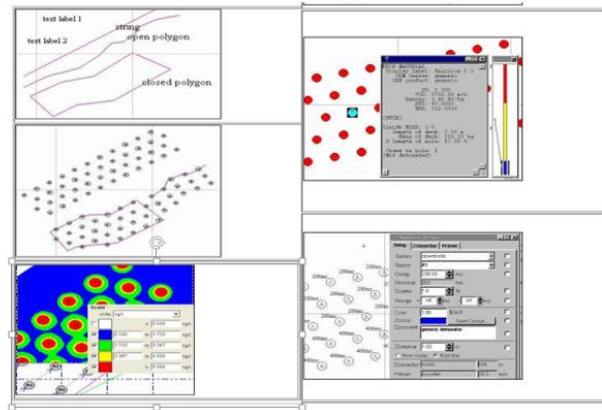


Figura.2.19 Análisis de parámetros de por el 2DBench.
Fuente: Captura de pantalla JKsimblast

2D View.

Con este módulo es posible visualizar lo creado en los módulos de diseño y análisis (2DBench) en diferentes orientaciones. Se puede graficar contornos con las diferentes variables involucradas en la voladura como: los halos de energía generados por el explosivo, costos de perforación y voladura, variables controlables (control de paredes finales, etc.) de acuerdo con la Figura 2.20.

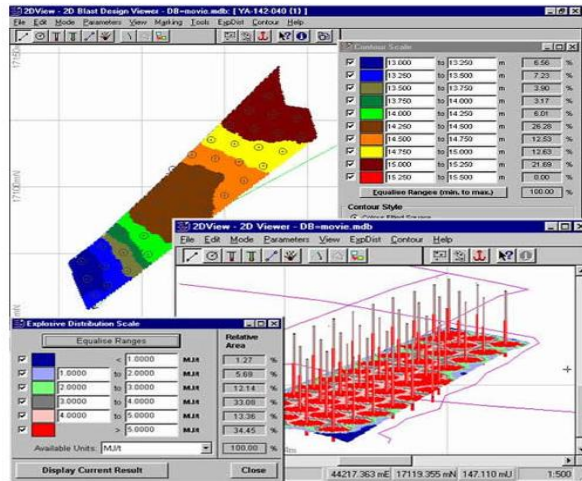


Figura.2.20: Variables mostradas por el 2D View
Fuente: Captura de pantalla JKSimblast.

Time Ex

Este módulo permite analizar los taladros que detonan simultáneamente, Figura 2.21 tanto en número como en masa (cantidad de explosivo detonado en un tiempo). Los datos de vibración producida por la masa de voladura implicada en función al modelo de vibraciones del sector simulado. (velocidad pico partícula VPP)

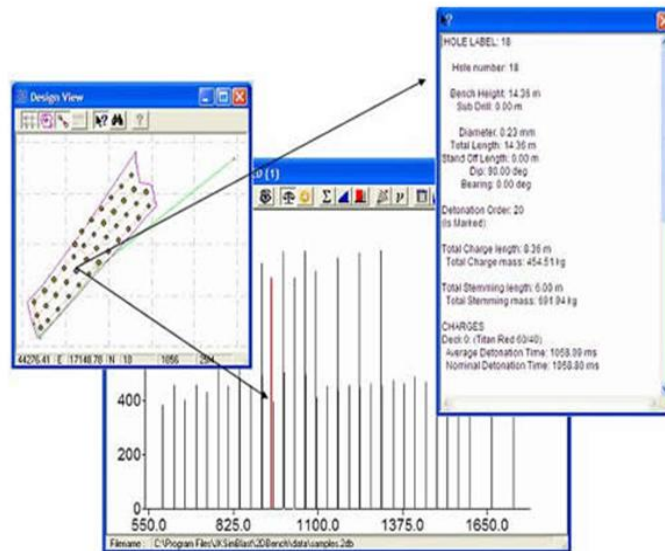


Figura.2.21: Resultados mostrados por el Time Ex.

Fuente: captura de pantalla JKSimblast

2.2.3 Caracterización del macizo rocoso

Los parámetros del macizo rocoso se calcularon en función a los datos geomecánicos, evaluados durante la exploración de los yacimientos y que fueron proporcionados por el departamento de geología de la empresa. Además, se usó el criterio de daño de Hoek E. & Brown E (1980) para determinar los dominios geo mecánicos.

El criterio de falla generalizado para macizos rocosos fracturados está definido por:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \left(mb * \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + s \right)^a \quad (2.1)$$

Donde σ_1 y σ_3 son los esfuerzos efectivos principales mayor y menor, respectivamente, en la condición de falla, mb es el valor de la constante m de Hoek-Brown para el macizo rocoso, s y a son constantes que dependen de las características del macizo rocoso y σ_{ci} es la resistencia a la compresión uniaxial de los trozos o bloques de roca intacta que conforman el macizo rocoso. Para los bloques de roca intacta que conforman el macizo rocoso, la ecuación (22) se simplifica a:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + \sigma_{ci} \cdot m_i * \frac{\sigma_3}{\sigma_{ci}} + 1^{0.5} \quad (2.2)$$

La relación entre los esfuerzos principales efectivos en la condición de falla para un tipo de roca dado está definida por dos constantes, la resistencia en compresión no confinada σ_{ci} y una constante m_i en el rango de valores del esfuerzo principal menor, utilizado en los ensayos, es crítico para la determinación de valores confiables de estas dos constantes. En la derivación original de los parámetros σ_{ci} y m_i , Hoek & Brown (1980) usaron el rango $0 < \sigma_3 < 0.5$, cuando no es posible realizar pruebas de laboratorio, se pueden utilizar la Tabla 2.6 y 2.7 para estimar los valores de σ_{ci} y m_i .

Tabla 2.6: Estimación en terreno de la resistencia a la compresión.

Clase (a)	Calificación de la roca según su resistencia	Resistencia uniaxial (MPa)	Índice de carga puntual (MPa)	Estimación en terreno de la resistencia	Ejemplos
R6	Extremadamente Resistente	> 250	> 10	Golpes de martillo geológico sólo causan descostramientos superficiales en la roca.	Basalto fresco, chert, diabasa, gneiss, granito, cuarzo.
R5	Muy Resistente	100 – 250	4 – 10	Un trozo de roca requiere varios golpes de martillo geológico para fracturarse.	Anfibolita, arenisca, basalto, gabro, gneiss, granodiorita, caliza, mármol, nolitita, toba.
R4	Resistente	50 – 100	2 – 4	Un trozo de roca requiere más de un golpe con el martillo geológico para fracturarse.	Caliza, mármol, filitas, arenisca, esquistos, pizarras.
R3	Moderadamente Resistente	25 – 50	1 – 2	Un trozo de roca puede fracturarse con un único golpe del martillo geológico, pero no es posible descostrar la roca con un cortaplumas.	Arcillolita, carbón, concreto, esquistos, pizarras, limolitas.
R2	Débil	5 – 25	(b)	Un golpe con la punta del martillo geológico deja una indentación superficial. La roca puede ser descostrada con una cortaplumas pero con dificultad.	Creta, sal mineral, potasio.
R1	Muy Débil	1 – 5		La roca se disgrega al ser golpeada con la punta del martillo geológico. La roca puede ser descostrada con un cortaplumas.	Roca muy alterada o muy meteorizada.
R0	Extremadamente Débil	0,25 – 1		La roca puede ser indentada con la uña del pulgar.	Salbanda arcillosa dura.

(a) Clases según Brown [2].

(b) Para rocas con una resistencia en compresión uniaxial menor que 25 MPa los resultados del ensayo de carga puntual son poco confiables.

Fuente: Hoek & Brown, Estimación de la resistencia de macizos rocosos en la práctica

Tabla 2.7 Valores de la constante m_i de la roca intacta

Tipo de Roca	Clase	Grupo	Textura			
			Gruesa	Media	Fina	Muy Fina
SEDIMENTARIAS	Clásticas		Conglomerado (22)	Arenisca 19	Limolita 9	Arcillolita 4
			←----- Grauwaca -----> (18)			
	No Clásticas	Orgánicas	←----- Creta -----> 7			
		Carbonatos	←----- Carbón -----> (8 - 21)			
	Químicas	Brechas (20)	Caliza Esparítica (10)	Caliza Micrítica 8	Yeso 16	Anhidrita 13
METAMORFICAS	No Foliadas		Mármol 9	Rocas Córneas (19)	Cuarcita 24	
	Levemente Foliadas		Migmatita (30)	Anfibolita 25 - 31	Milonitas (6)	
	Foliadas		Gneiss 33	Esquistos 4 - 8	Filitas (10)	Pizarras 9
IGNEAS	Intrusivas	Claras	Granito 33		Riolita (16)	Obsidiana (19)
		Oscuras	Granodiorita (30)		Dacita (17)	
			Diorita (28)		Andesita 19	
			Gabbro 27	Dolerita (19)	Basalto (17)	
			Norita 22			
	Extrusivas Piroclásticas		Aglomerados (20)	Brechas (18)	Tobas (15)	

Fuente: Hoek & Brown, “Estimación de la resistencia de macizos rocosos en la práctica”

Los autores no pueden ofrecer ninguna guía exacta sobre la elección de σ_{ci} , pero proponen que el valor máximo se debería de usar para los macizos rocosos duros y bien trabados. Por otra parte, los valores más bajos de la resistencia en compresión uniaxial se deberían usar para el caso de macizos rocosos de mala calidad y tectónicamente alterados.

Índice Geológico de Resistencia (GSI).

La resistencia de un macizo rocoso fracturado depende de las propiedades de los trozos o bloques de roca intacta y, también, de la libertad de éstos para deslizar y girar bajo distintas condiciones de esfuerzo, además, proporciona

un sistema para estimar la disminución de la resistencia que presentaría un macizo rocoso con diferentes condiciones geológicas.

Este sistema se presenta en Tablas 2.8 y 2.9. La experiencia ha demostrado que la Tabla 2.8 es suficiente para las observaciones de terreno, ya que sólo es necesario mencionar el código de la letra que identifica cada categoría de macizo rocoso. Luego, estos códigos se pueden usar para estimar el valor GSI en la Tabla 2.9.

Uno de los problemas prácticos que surge cuando se fija el valor del GSI en terreno, está relacionado con el daño por voladura donde sea posible, se debería usar la superficie no dañada para estimar el valor GSI, ya que el propósito principal es determinar las propiedades del macizo rocoso no perturbado.

En todas aquellas superficies visibles que se hayan dañado a causa de la voladura, se debería de intentar hacer algo para compensar los valores de GSI más bajos obtenidos de esas caras libres.

En caras libres recientemente voladas, se crearán nuevas discontinuidades por efecto de la voladura, las cuales resultan en un valor GSI que puede llegar a ser 10 puntos más bajo que el correspondiente al mismo macizo rocoso no perturbado por la voladura.

En otras palabras, se podría considerar el efecto de un daño severo por voladura adelantando una fila en las Tablas 2.8 y 2.9 la posición correspondiente al índice GSI del macizo rocoso donde las caras libres dañadas por efecto de la voladura hayan quedado expuestas por algunos años, podría ser necesario también correr una columna a la izquierda dicha posición, a fin de considerar la meteorización de la superficie que probablemente ocurrirá durante esta exposición.

Tabla 2.8: Caracterización geotécnica del macizo rocoso

CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO PARA EVALUAR SU RESISTENCIA Basándose en la apariencia del afloramiento de roca, escoja la categoría que, según su criterio, mejor describe la condición "típica" del macizo rocoso in situ en condición no perturbada. Note que superficies expuestas de roca que han sido generadas por tronadura pueden dar una impresión errónea de la calidad de la roca subyacente. Puede ser necesario considerar algún ajuste por tronadura, y un examen de testigos de sondeos y/o superficies definidas con precorte o tronaduras amortiguadas puede ayudar en la definición de este ajuste. Es también importante entender que el criterio de Hoek-Brown solo debe aplicarse a macizos rocosos en que el tamaño del bloque "típico" es pequeño con respecto al tamaño de la excavación considerada.		CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES				
ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO		MUY BUENA	BUENA	REGULAR	MALA	MUY MALA
		Superficies rugosas y de cañas frescas (sin señales de intemperización ni de alteración)	Superficies rugosas, cañas levemente intemperizadas y/o alteradas, con patinas de óxido de hierro	Superficies lisas, cañas moderadamente intemperizadas y/o alteradas	Superficies lisas y cizalladas, cañas intemperizadas y/o alteradas, con rellenos de fragmentos granulares y/o arcillosos firmes	Superficies lisas y cizalladas, cañas muy intemperizadas y/o alteradas, con rellenos arcillosos blandos
		EMPEORA LA CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES				
	FRACTURADO EN BLOQUES (BLOCKY) Macizo rocoso conformado por trozos o bloques de roca bien trabados, de forma cúbica y definidos por tres sets de estructuras, ortogonales entre sí.	FB/MB	FB/B	FB/R	FB/M	FB/MM
		FF/MB	FF/B	FF/R	FF/M	FF/MM
		FP/MB	FP/B	FP/R	FP/M	FP/MM
		D/MB	D/B	D/R	D/M	D/MM
		DISMINUYE LA TRABAZÓN DE LOS BLOQUES DE ROCA				

Fuente: Hoek, & Brown, "Estimación de la resistencia de macizos rocosos en la práctica"

Tabla 2.9: Estimación del índice geológico de resistencia, GSI

INDICE GEOLOGICO DE RESISTENCIA		CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES				
<p>De los códigos de letra que describen la estructura del macizo rocoso y la condición de las discontinuidades (en Tabla 4), seleccione el cuadro apropiado en esta tabla. Estime el valor típico del Índice Geológico de Resistencia, GSI, de los contornos que muestra la tabla. No trate de obtener un mayor grado de precisión. Indicar un rango de valores para GSI, por ejemplo de 38 a 42, es más realista que indicar un único valor, por ejemplo 38.</p>		MUY BUENA Superficies rugosas y/o de calizas frescas (sin señales de intemperización ni de alteración)	BUENA Superficies rugosas, cajas levemente intemperizadas y/o alteradas, con patinas de óxido de hierro	REGULAR Superficies lisas, cajas moderadamente intemperizadas y/o alteradas	MALA Superficies lisas y oxidadas, cajas intemperizadas y/o alteradas, con rellenos de fragmentos granulares y/o arcillosos firmes	MUY MALA Superficies lisas y oxidadas, cajas muy intemperizadas y/o alteradas, con rellenos arcillosos blandos
ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO		EMPEORA LA CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES				
 <p>FRACTURADO EN BLOQUES (BLOCKY) Macizo rocoso conformado por trozos o bloques de roca bien trabados, de forma cúbica y definidos por tres sets de estructuras, ortogonales entre sí.</p>	<p>DISMINUYE LA TRABAZON DE LOS BLOQUES DE ROCA </p>	80	70	60	50	40
 <p>FUERTEMENTE FRACTURADO EN BLOQUES (VERY BLOCKY) Macizo rocoso algo perturbado, conformado por trozos o bloques de roca trabados, de varias caras, angulosos y definidos por cuatro o más sets de estructuras.</p>		60	50	40	30	
 <p>FRACTURADO Y PERTURBADO (BLOCKY / DISTURBED) Macizo rocoso plegado y/o afectado por fallas, conformado por trozos o bloques de roca de varias caras, angulosos y definidos por la intersección de numerosos sets de estructuras.</p>		40	30	20	10	
 <p>DESINTEGRADO (DISINTEGRATED) Macizo rocoso muy fracturado y sustrado, conformado por un conjunto pobremente trabado de bloques y trozos de roca, angulosos y también redondeados.</p>		20	10			

Fuente: Hoek & Brown, “Estimación de la resistencia de macizos rocosos en la práctica”

Módulo de deformación

Serafim J L (1983), propuso una relación entre el módulo de deformación in situ y la clasificación RMR de Bieniawski Z.T. (1976). Esta relación se basa en análisis retrospectivos de las deformaciones observadas en fundaciones de presas, y se ha encontrado que funciona bien para el caso de macizos rocosos competentes o de buena calidad geotécnica. Sin embargo, para muchos macizos rocosos poco competentes o de peor calidad geotécnica parece predecir valores excesivos para el módulo de deformación.

Basándose en observaciones prácticas y en análisis retrospectivos del comportamiento observado en excavaciones en macizos rocosos poco competentes o de mala calidad geotécnica, se propone la siguiente modificación a la ecuación de Serafim J.L. (1983) para aquellos casos donde $\sigma_{ci} < 100 \text{ MPa}$:

$$E_m \text{ Gpa} = \frac{\overline{\sigma_{ci}}}{100} * 10^{\frac{GSI-10}{40}} \quad (2.3)$$

Debe notarse que en esta ecuación el índice GSI ha sustituido al índice RMR, y que el módulo (E_m) se reduce progresivamente a medida que el valor de σ_{ci} decrece por debajo 100 MPa. Esta disminución se apoya en el razonamiento de que la deformación de los macizos rocosos de mejor calidad es controlada por las discontinuidades, mientras que, para macizos rocosos de peor calidad, la deformación de los trozos de la roca intacta contribuye al proceso de deformación total.

Basándose en deformaciones observadas, la ecuación (2.3) parece funcionar razonablemente bien en aquellos casos donde se ha aplicado. Sin embargo, en la medida que se disponga de más información relativa a observaciones de terreno se podría modificar esta relación.

2.2.4 Medición de vibraciones

Las vibraciones se miden con equipos, Figuras 2.22 y 2.23, y el análisis de los resultados se hace con software específico, los equipos usados son:

- i. Sismógrafos o equipo de adquisición, el cual recibe la señal y la guarda en memoria.
- ii. Transductores (geófonos o acelerómetros) que se instalan en forma solidaria a la roca.
- iii. Un sistema de cables que llevan la señal captada por los transductores al equipo de monitoreo.
- iv. Un computador, el cual tiene incorporado el software requerido para el traspaso de la información desde el equipo monitor, y su posterior análisis.

El sismógrafo seleccionado debe en general poseer las siguientes características:

1. Múltiples canales de adquisición.
2. Diferentes rangos de entrada para cada canal.
3. Cubrir un ancho de banda entre 1hz a 5kHz
4. Velocidad de conversión (AD) y almacenamiento.
5. Uso de baterías recargables que facilite su independencia
6. Tamaño y peso adecuados para el transporte en campo
7. Iniciación remota o automática (según un umbral o circuito abierto).
8. El sismógrafo usado es modelo INSTANTEL Minimate Plus® de cuatro canales, con un sensor del tipo geófono en arreglo triaxial (longitudinal, transversal y vertical), con rango de 254 mm/s y frecuencia de 2 Hz. a 250 Hz.
9. El software utilizado en el análisis de los datos de campo es el Blastware® versión 8.1



Figura.2.22: Sismógrafo INSTANTEL Minimate Plus®

Fuente: Instantel Co.

El Geófono o transductor.

Entrega una medición directa de la velocidad y consisten por lo general en un sistema de bobina móvil soportada por resorte, y un imán fijo. Las características son:

Su unidad de medida es el Volt/mm/s

Entregan una medición directa de la velocidad

Miden bien en el rango de 1mm/s hasta 1200mm/s

Su respuesta a la frecuencia varía entre 4.5 a 1000 Hz

La sensibilidad varía entre 0.003Volts/[mm/s] a 0.041Volts/[mm/s]



Figura.2.23:Geófono triaxial

Fuente: fotografía tomada por F. Reategui

CAPÍTULO III APLICACIÓN Y RESULTADOS

3.1 Ajuste de parámetros para implementar modelos.

3.1.1 Evaluación de los explosivos fabricados

Uno de los parámetros más importantes del explosivo es la velocidad de detonación (VOD) definida como la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través de la columna explosiva. Este parámetro define el ritmo en que el explosivo va liberando su energía. Las variables que inciden en la velocidad obtenida son fundamentalmente: densidad del explosivo, diámetro de perforación, nivel de confinamiento, absorción de petróleo, sistema de iniciación del explosivo y explosivo usado.

Se debe evaluar la velocidad de detonación del explosivo, con las diferentes marcas de nitrato de amonio usadas, y la capacidad de absorber petróleo del “prill” en un tiempo dado.

La técnica empleada para medir VOD en estas pruebas es denominada medición continua de VOD, y utiliza como transductor un cable resistivo y un equipo Micro Trap que se ve en la Figura 3.1.



Figura. 3.1: Equipo y cable resistivo Micro Trap®
Fuente: MREL Co.

Se muestran los resultados en las pruebas, destacando que para una mejor evaluación se compara dos tipos ANFO ya fabricados (por FANEXA® y ENAEX®) y dos fabricados en boca de taladro con camiones fábrica (N.A. francés y ruso).

Producto: ANFO FANEXA en Sacos (50 kg por saco)

Densidad del ANFO: 0.78 g/cc

Estado del taladro: seco

Profundidad total de perforación: 7.0 m

Profundidad de colocación del booster: en fondo del Taladro

Tipo de iniciación: Non EI de 500 MS de fondo

Booster utilizado: 1 booster de 1 lb.

Carga total de explosivo: 60 y 80 kg.

Taco empleado: detritus de la perforación

Longitud del taco: 4.0 m y 4.5 m

Producto: ANFOENAEX en Sacos (50 kg por saco)

Densidad del ANFO: 0.78 g/cc

Estado del taladro: seco

Profundidad total de perforación: 7.0 m

Profundidad de colocación del booster : en el fondo del taladro

Tipo de iniciación: Non EI de 500 MS de fondo

Booster utilizado: 1 booster de 1 lb.

Carga total de explosivo: 60 y 80 kg.

Taco empleado: detritus de la perforación

Longitud del taco: 4.0 y 4.5 m

Producto: N.A francés en Sacos (1 tonelada por saco)

Densidad del Nitrato: 0.75 g/cc

Densidad del ANFO: 0.78 – 0.80 g/cc

Estado del taladro: seco

Profundidad total de perforación: 7,0 m

Profundidad de colocación del booster: En el fondo del taladro

Tipo de iniciación: Non EI de 500 MS de fondo

Iniciador utilizado: 1 booster de 1 lb.

Carga total de explosivo: 60 y 80 kg.

Taco empleado: detritus de la perforación

Longitud del taco: 4.0 y 4.5 m

Producto: N.A. ruso BEREZNIKI en Sacos (500 kg por saco)

Densidad del Nitrato: 0.76 – 0.78 g/cc

Densidad del ANFO: 0.80 – 0.81 g/cc

Estado del taladro: Seco

Profundidad total de perforación: 7.0 m

Profundidad de colocación del booster: En el fondo del taladro

Tipo de iniciación: Non EI de 500 MS de fondo

Iniciador utilizado: 1 booster de 1 lb.

Carga total de explosivo: 93 kg

Taco empleado: detritus de la perforación

Longitud del taco: 3.3m

Los resultados de las pruebas se muestran en la Tabla 3.1, las técnicas de medición de VOD se muestran en el Anexo 3:

Tabla 3.1: Resultados de pruebas de explosivos tipo ANFO.

Nro.	Marca del producto	Descripción del producto	Diámetro de perforación	Peso del booster	Registro de VOD antes de alcanzar el VOD régimen (m/s)	Distancia en que se logra la velocidad régimen (cm)	Comportamiento del VOD a lo largo de la columna explosiva (m/s)	
1	FANEXA	ANFO saco 50 kg.	200 mm	1 lb.	3131.3	10	4024	
2			200 mm	1 lb	2993.1	10	2528.0	4390.6
Promedio VOD zona Booster antes Vel. Régimen					3062.2	Instante		
3	ENAEX	ANFO sacos de 50 kg.	200 mm	1 lb	3447.8	Instante	4349.6	
4			200 mm	1 lb	2948.2	10	3886.7	3743.3
5			200 mm	1 lb	3204.6	20	3624.7	4326.4
6			200 mm	1 lb	2923.8		4224.9	
Promedio VOD zona Booster antes Vel. Régimen					3185.8			
7	Francés	Sacos de Nitrato Grande Poroise de 1 tonelada	200 mm	1 lb	2536.7	15	4047.7	
8			200 mm	1 lb	2682.8	15	3834.1	4010.2
9			200 mm	1 lb	2643.9	20	3982.4	4127.0
10			200 mm	1 lb	2448.3	15	3795.8	3985.0
11			200 mm	1 lb	2928.9	15	3894.7	4233.6
12			200 mm	1 lb	2191.9	15	3634.5	
13			200 mm	1 lb	2796.0	20	4128.1	4087.2
14			200 mm	1 lb	2843.9	20	3898.5	3834.8
15	200 mm	1 lb	2178.9	15	4038.8			
Promedio VOD zona Booster antes velocidad Régimen					2357.8			

Fuente: Elaboración propia con resultados de campo.

Los resultados muestran que el VOD de los productos ya elaborados es muy similar al del ANFO fabricado con los camiones en boca de taladro, esto apoya la propuesta de producir ANFO en operaciones porque el costo, la logística y control de calidad mejoran.

Prueba de Absorción del Nitrato de Amonio

Metodología del Trabajo: El procedimiento de trabajo para obtener el porcentaje de absorción del petróleo por parte del nitrato consiste en:

- i. Obtener un peso neto del nitrato.

- ii. Mezclar el petróleo con el nitrato, hasta que recubra la zona del nitrato por un tiempo de 2 minutos.
- iii. Se filtra el nitrato mezclado con petróleo en un embudo por un tiempo determinado
- iv. Luego del filtrar el petróleo se limpia con papel absorbente la mezcla en un determinado tiempo. (Figura.3.2)
- v. Finalmente se vuelve a pesar la mezcla de nitrato con petróleo, ya filtrada para luego obtener un porcentaje de absorción o retención del petróleo por parte del nitrato evaluado.



Figura. 3.2: Prueba de absorción de petróleo por el nitrato de amonio
Fuente: Fotografía F. Reátegui

Los resultados de estas pruebas con nitrato de amonio, en un rango densidad de N.A de 0.75 -0.78 g/cc, se obtiene una densidad de ANFO de 0.78 - 0.80 g/cc la absorción de petróleo presenta un promedio del 9.9 %, que está dentro de los parámetros técnicos correctos.



Figura. 3.3: Tamaño de prill de ANFO¹⁶
Fuente: fotografía F. Reátegui

¹⁶ El tamaño de prill optimo debe estar entre 3mm>prill>1mm

Las características técnicas de los explosivos fabricados en boca de taladro se muestran en la Tabla 3.2, se puede notar que a partir de una mezcla 70% de emulsión 30% ANFO se debe sensibilizar usando gasificación.

Tabla 3.2: Características técnicas de explosivos fabricados

Tipo de Explosivo	ANFO	19	28	37	46	55	64	73	82	91	EMUL
Densidad del explosivo (g/cc)	0.80	0.90	0.98	1.11	1.14	1.21	1.27	1.31	1.34	1.35	1.38
Densidad luego de gas (g/cc)								1.18-1.20	1.18-1.20	1.18-1.20	
Rango VOD (m/s) sin gasificar	3700-3900	3900-4200	4200-4400	4400-4700	4700-4900	4900-5200	4300-4400				
Rango VOD (m/s) gasificado								5100-5200	5100-5200	5100-5200	nd
Temperatura de emulsión											35-40°C

Fuente: Elaboración propia en base a datos de campo.

3.1.2 Determinación de los dominios geomecánicos.

Las variables geomecánicas en roca Intacta fueron proporcionadas por la empresa en base a la información de los taladros DDH realizados durante la exploración de los yacimientos. Los valores se corrigieron con la ecuación (2.1) y (2.3) y se determinó los valores en las Tablas 2.8 y 2.9, la velocidad de la onda P se determinó en mediciones de las vibraciones en campo. La corrección es necesaria porque la voladura se hace en un macizo rocoso, si usamos solo la información de los testigos DDH podemos tener errores ya que las variables no se comportan igual en laboratorio que en campo. Los resultados se ven en la Tabla 3.3:

Tabla 3.3: Ajuste de variables geomecánicas por dominio.

Dominio	Tajo	sector	Variables Hoek Brown			Datos DDH Inti Raymi		Corrección teoría H&B		
			σ_3	mi	GSI	UCS (σ_{ci})	E (Gpa)	σ_1 (Mpa)	Em (Gpa)	Vp (m/s)
TK1	KoriKollo	KoriKollo	0.45	30	80	100	12.50	129.40	5.623	4690
TK2	KoriKollo	La barca	0.30	17	75	95	8.00	105.81	4.110	3960
TK3	KoriKollo	Genesis	0.35	15	70	75	6.70	86.27	2.739	4030
TCH 1	Kori Chaca	tajo	0.25	19	60	70	6.70	80.11	1.488	1850

Fuente: Elaboración propia en base a datos de campo.

Existen cuatro dominios geomecánicos, tres en la mina Kori Kollo y uno en la mina Kori Chaca. Como se aprecia los valores reales de resistencia a la compresión (σ_1) son más altos que los valores en testigo (σ_{ci}), sin embargo, los valores de deformación en campo (E_m) son menores que los valores en testigos (E).

3.1.3 Determinación de K y α del modelo de vibraciones.

La determinación de las constantes K y α , mostrados en la Tabla 3.4, se hace evaluando los resultados de una serie de mediciones de la velocidad pico partícula (VPP), con un sismógrafo en campo, estos resultados son graficados en una escala logarítmica y se correlaciona determinando la pendiente de la recta (valor de α) y halla el intercepto de la recta (valor de K). Los datos tomados en una serie de voladuras en campo, para el dominio TCH1 nos dieron los siguientes resultados, los cálculos se ven en el Anexo 1.

Tabla 3.4: Medición de la VPP en tajo Kori Chaca.

Id. voladura	Fecha	Distancia al monitor (m)	Carga (kg)	PPV (mm/s)
5001	20-09-06	25	80.0	72.80
5002	21-09-06	70	75.0	55.10
4201	26-09-06	120	80.0	4.00
4202	27-09-06	60	80.0	41.66
4203	28-09-06	60	78.0	50.40
4204	29-09-06	30	80.0	67.31
4205	30-09-06	78	75.0	17.99
4206	01-10-06	74	80.0	29.12
3601	11-10-06	93	78.0	15.67
3602	12-10-06	111	80.0	24.53
3603	13-10-06	77	80.0	47.49
3604	14-10-06	71	80.0	35.50
3605	15-10-06	61	75.0	60.37
3606	16-10-06	109	80.0	12.39
3607	18-10-06	65	80.0	27.33
3608	19-10-06	74	80.0	50.06
3609	20-10-06	100	80.0	6.07
3610	21-10-06	90	75.0	9.97
3611	22-10-06	72	80.0	23.30

Fuente: Hoja Excel para cálculo de VPP

El grafico y las constantes se ven la siguiente foto:

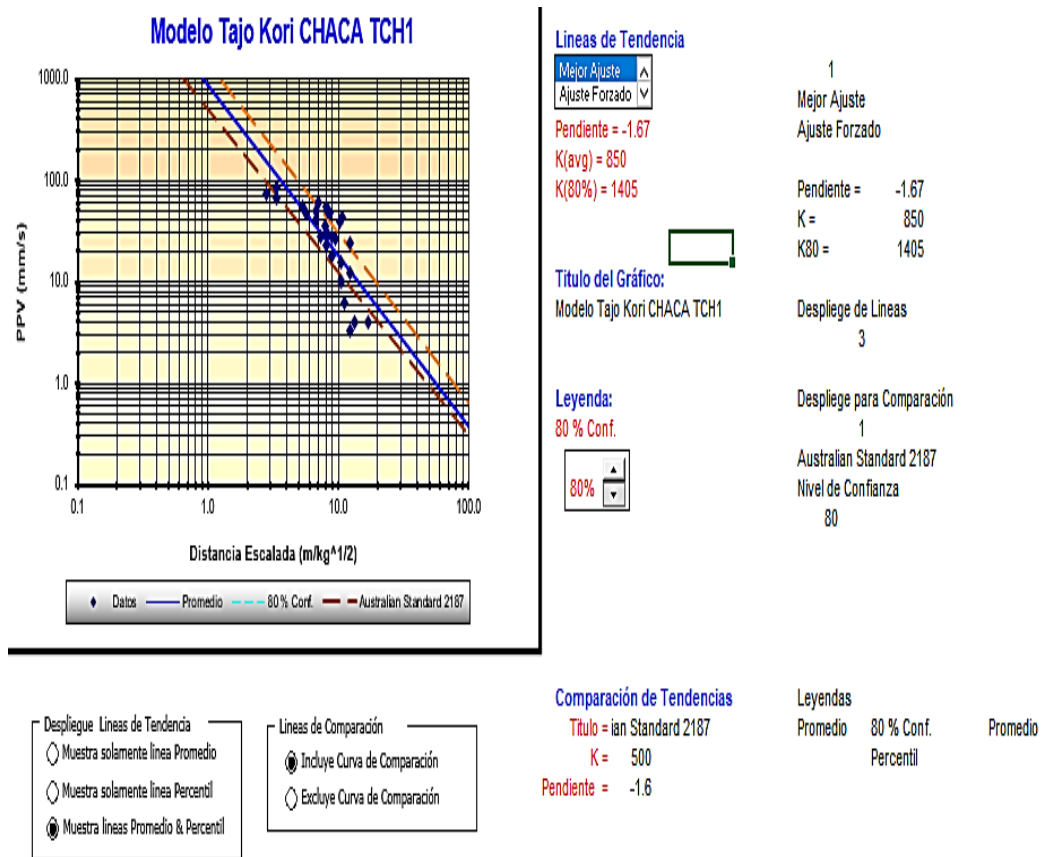


Figura 3.4: Gráfico de VPP del dominio geomecánico TCH1

Fuente: Captura de pantalla del Excel® para cálculo de VPP

Las constantes **K** y **α** de cada dominio se ven en la Tabla 3.5:

Tabla 3.5: Constantes vibratorias por dominio geomecánico

Dominio	K	α
TK1	400	-1.39
TK2	392	-1.50
TK3	463	-1.21
TCH1	850	-1.67

Fuente: Elaboración propia en base a datos de campo

3.1.4 Determinación de la velocidad pico partícula limite (VPPlim.) y la carga (Q).

Para hallar la velocidad pico partícula límite (VPP limite) se usa la ecuación (1.20), el resultado se debe multiplicar por 4 para que sea el valor de la velocidad pico partícula (VPP) requerido para la fractura del macizo rocoso de acuerdo con la ecuación general de vibraciones. Los resultados se ven en la Tabla 3.6.

Tabla 3.6: Carga de explosivo (Q) por taladro en función a la VPP.

Dominio	VPP lim (mm/s)	VPP fragmenta (mm/s)	VPP no daño (mm/s)	K	α	d (m)	Q fractura(kg)	Q no daño(kg)
TK1	8.994	35.97	2.25	400	-1.39	70	153	3
TK2	8.495	33.98	2.12	392	-1.50	70	188	3
TK3	10.579	42.32	2.64	463	-1.21	70	94	4
TCH 1	8.301	33.20	2.08	850	-1.67	70	101	3

Fuente: Elaboración en base a cálculos

3.1.5 Cálculo de parámetros de diseño con modelo de Kuz Ram

Tamaño medio (X50): Se deduce en base, a los resultados de la carga Q de fractura (Tabla 3.6) y el supuesto de que el volumen por taladro objetivo es 240 m³ en KoriKolloy 180 m³ en Kori Chaca., los volúmenes a volar son determinados en función al nro. de taladros a perforar (si la malla es amplia menos taladros a perforar), y se relacionan con las cargas obtenidas para lograr un VPP adecuado en cada dominio geomecánico para estimar los tamaños medios. Aplicando la ecuación (1.2), tenemos los resultados en la Tabla 3.7.

Tabla3.7: Tamaño medio (X50)

Cálculo Tamaño medio			
Dominio	Volumen m ³	Q (kg)	X50 (cm)
TK1	240	153	34.14
TK2		188	26.08
TK3		94	36.11
TCH1	180	101	29.68

Fuente: Elaboración propia en base datos de campo

Factor de roca (A): Se estima con la ecuación (1.9), los valores asignados en la fórmula se determinan en campo, mediante un análisis riguroso de las paredes de los taludes en cada sector del dominio geomecánico. A este análisis se le denomina mapeo geológico estructural y se realiza constantemente en las operaciones mineras, sin embargo, se debe interpretar los resultados para poder aplicar en la fórmula planteada. En la Tabla 3.8 se muestran los valores de A en las operaciones de Inti Raymi.

Tabla 3.8: Factor de roca por dominio geo mecánico.

Cálculo del Factor de Roca A						
Dominio	RMD	JPO	JPA	RFI	HF	A
TK1	50	20	20	65	25.88	9.30
TK2	30	10	20	75	21.16	8.10
TK3	20	20	30	50	17.25	7.20
TCH1	40	10	30	50	16.02	7.80

Fuente: Elaboración propia en base a datos de campo

Potencia relativa en peso (PRP):

La potencia relativa en peso (PRP) es una medida que determina el desempeño del explosivo en función de su densidad y VOD y se relaciona a la potencia del ANFO (100 %), normalmente la PRP teórico de un explosivo con mayor densidad o VOD que el ANFO, es mayor a 100% sin embargo, en el campo está depende de las condiciones de detonación en los taladros.

El VOD es una variable difícil de medir ya que depende del diámetro del taladro y muchas veces en campo el diámetro real del taladro no corresponde al diámetro nominal de la broca, por esta razón se debe tomar un rango. El VOD nominal se ha tomado de los documentos técnicos de Dyno Nobel para este diámetro, los resultados del análisis en campo de los VOD reales se muestran en la Tabla 3.9.

Tabla 3.9: Potencia Relativa en Peso (PRP) en campo.

Cálculo de PRP				
Dominio	diámetro (pulg.)	VOD efectiva	VOD teórica	PRP campo %
TK1	7.625	4500	4600	97.83
TK2	7.625	5000	5100	98.04
TK3	7.625	3800	3900	97.44
TCH1	7.625	4000	4100	97.56
TCH1	7.625	5300	5200	101.92

Fuente: Elaboración propia en base a datos de campo

Malla de voladura

La malla de voladura es un arreglo geométrico de taladros u hoyos cuyo objetivo es distribuir la energía proporcionada por los explosivos de manera óptima para lograr la mayor fragmentación con el menor gasto energético posible, esto determina que el cálculo sea cuidadoso y realice con la ecuación (1.11) deducida del modelo de KUZ RAM.

La disposición de los taladros en la malla es fundamental para la entrega de energía en el área de influencia de la detonación. Se usa mallas alternas equiláteras (SBR=1.15) debido a que en esta configuración la entrega energética al área de influencia es 100%. Ver anexo 2 para un ejemplo de diseño de mallas

La densidad del explosivo a usar esta en función a la carga Q (kg) determinada en el modelo de vibraciones (Tabla 3.6) y a la carga lineal del explosivo por metro que ocupa dentro del taladro (kg/m)¹⁷, esta carga lineal representa el volumen ya que se calcula en función a la densidad del explosivo usado. Los resultados del cálculo para las operaciones del estudio se muestran en la siguiente Tabla 3.10.

¹⁷ La cantidad de explosivo por metro se calcula: $\frac{kg}{m} = \varnothing^2 * de * 0.508$, donde: \varnothing =diámetro y de= densidad del explosivo.

Tabla 3.10: Resultados del modelamiento con K-R.

Variables de diseño		TK1	TK2	TK3	TCH1	Inundado TCH1
Altura banco (m)	H	8.00	8.00	8.00	6.00	6.00
Factor de roca	A	9.30	8.10	7.20	7.80	7.80
X50 (cm)		34.14	26.08	36.11	29.68	29.68
SBR		1.15	1.15	1.15	1.15	1.15
Potencia en peso (%)	PRP	97.83	98.04	97.44	97.56	101.92
Densidad expl. (g/cc)	de	1.14	1.21	0.80	0.90	1.18
Diam. taladro (pulg)	Ø	7.63	7.63	7.63	7.63	7.53
Taco	T	4.80	4.20	4.80	3.60	3.60
Densidad roca (g/cc)	dr	2.80	3.00	2.50	2.50	2.50
Error perforación (m)	w	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05
Burden (m)	B	4.40	4.50	4.70	4.30	4.80
Espaciamiento (m)	S	5.10	5.20	5.40	4.90	5.50
Pasadura (m)	J	1.50	1.50	1.00	1.70	1.70

Fuente: Elaboración propia en base a datos de campo

El volumen (área x altura de banco) promedio de roca obtenido por taladro es de 190.0 m³ para Kori Kollo y 142.0 m³ para Kori Chaca, menor a los volúmenes iniciales estimados, de 240.0 y 180.0 m³ respectivamente, sin embargo, los tamaños medios esperados (X50) se cumplen con esta malla. La variable estratégica que se debe evaluar es el X50, porque define el costo final de conminución, que siempre es un objetivo estratégico de cualquier empresa minera. En la Tabla 3.11 se muestran los demás datos técnicos de este diseño de malla.

Tabla 3.11: Datos técnicos del diseño.

Variables de diseño		TK1	TK2	TK3	TCH1	Inundado TCH1
Área m ²		22.44	23.4	25.38	21.07	26.4
Ton/m		52.9	59.1	56.4	41	51.4
Razón de esbeltez (H/B)		2.20	2.1	1.90	1.80	1.60
kg/m		33.6	35.6	23.6	26.5	33.9
kg/taladro		157.8	188.9	99	108.7	138.8
Factor de carga (g/TM)		314	336.0	195	344	351
Razón carga (%) ((H+J)-T) /H)		59	66	53	68	68

Fuente: Elaboración propia en base a datos de campo

Cabe comentar el resultado de la razón de esbeltez, que es la relación entre la altura del banco y el burden, esta relación teóricamente debería ser mayor a 3, sin embargo, como es una relación geométrica y nuestro planteamiento de diseño está relacionado a la velocidad pico partícula (VPP) producida por una cantidad de carga Q, consideramos irrelevante para este análisis.

Los kg/taladro varían ligeramente con los calculados en la Tabla 3.6, esto se explica por el redondeo en los tacos y pasadura. La pasadura o sub perforación se calcula en función al burden, el factor de roca y diámetro de taladro.

Tamaño característico e Índice de uniformidad: Estos resultados indican que se logra controlar los tamaños requeridos en la pila volada ya que los valores obtenidos son mayores a uno ($n > 1$). El control de este índice debe ser estricto debido a la complejidad geológica y geomecánica del macizo a volar.

Para lograr este control, se implementó un sistema de evaluación fotográfica con uso de software que determina la curva de tamaños medios después de cada voladura. Los resultados se calculan en con las ecuaciones (1.6) y (1.7) y se muestran en las Tablas 3.12 y 3.13.

Tabla 3.12: Índice de uniformidad.

Índice de uniformidad (n)				
TK1	TK2	TK3	TCH1	TCH1 agua
1.13	1.27	1.00	1.32	1.30

Fuente: Elaboración propia en base a datos de campo

Tabla 3.13: Tamaño característico por dominio.

Cálculo del Xc	
Dominio	Xc (cm)
TK1	47.23
TK2	34.81
TK3	52.11
TCH1	39.19

Fuente: Elaboración propia en base a datos de campo

Los resultados del tamaño característico (X_c) nos indican que los gruesos (límite mayor de tamaños) no deberían superar 52 cm en el dominio con mayor área de malla (25 m^2). Este resultado es importante ya que es la variable que asegura la productividad en los siguientes procesos de la mina, a menor tamaño obtenido mayor productividad en carga, acarreo, chancado y molienda. También este resultado es importante cuando el material es llevado directamente a las pilas de lixiviación, ya que la cinética de recuperación del oro depende del tamaño y fractura del mineral depositado en el PAD.

3.1.6 Simulación de resultados

El diseño de las mallas se debe simular para evaluar los resultados e implementar los cambios necesarios en el diseño, la evaluación se hace con el software JKsimblast®. En la Figura 3.5 se aprecia una la malla de perforación correspondiente al dominio geomecánico TK2, cuyas características de diseño se muestran en la Tabla (3.10), el amarre se hizo de acuerdo con tiempos entre hoyos, calculados en base a la ecuación (1.10).

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

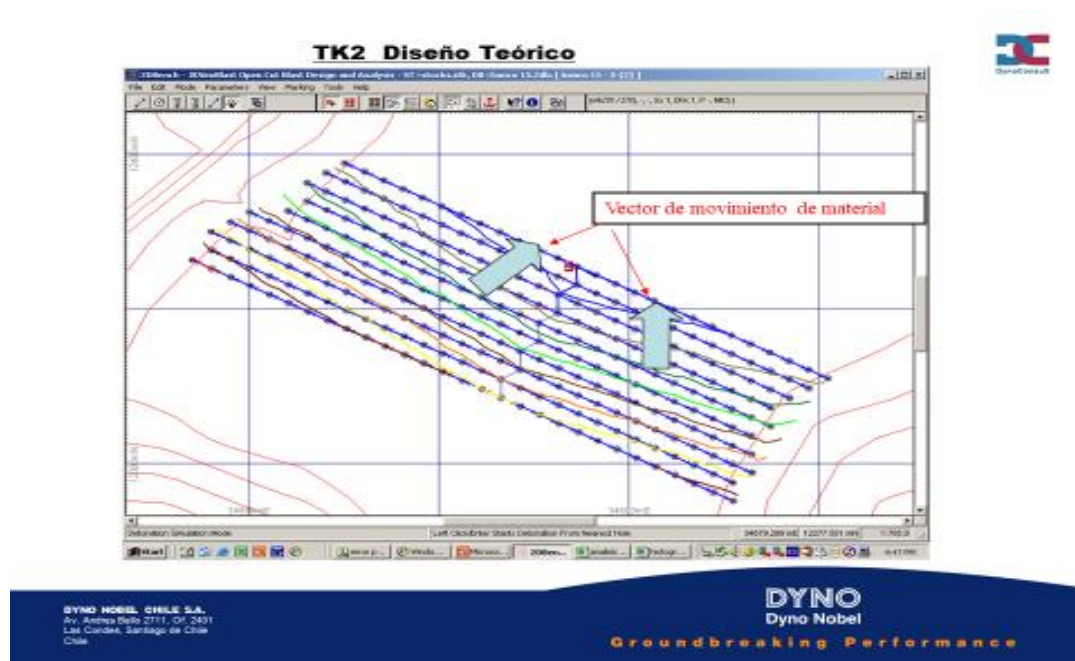


Figura 3.5: Simulación del movimiento del material
Fuente : captura de pantalla

El aporte energético del explosivo HA 55 confinado, Tabla 2.5, es de 2.30 MJ/kg, entonces el taladro aporta 432 MJ /taladro, sin embargo, la energía producida el momento de la detonación varía de acuerdo con la presión a la que ocurre esta (como se sabe la presión en la que detona un HA es de 2000 a 5000 atmosferas, ver Fig. 2.6), las condiciones de confinamiento, la sensibilidad y la fuerza con que ha sido iniciada la columna. Esta es la razón que la distribución de la energía en la malla analizada se comporta de acuerdo con lo mostrado en la Figura 3.6.

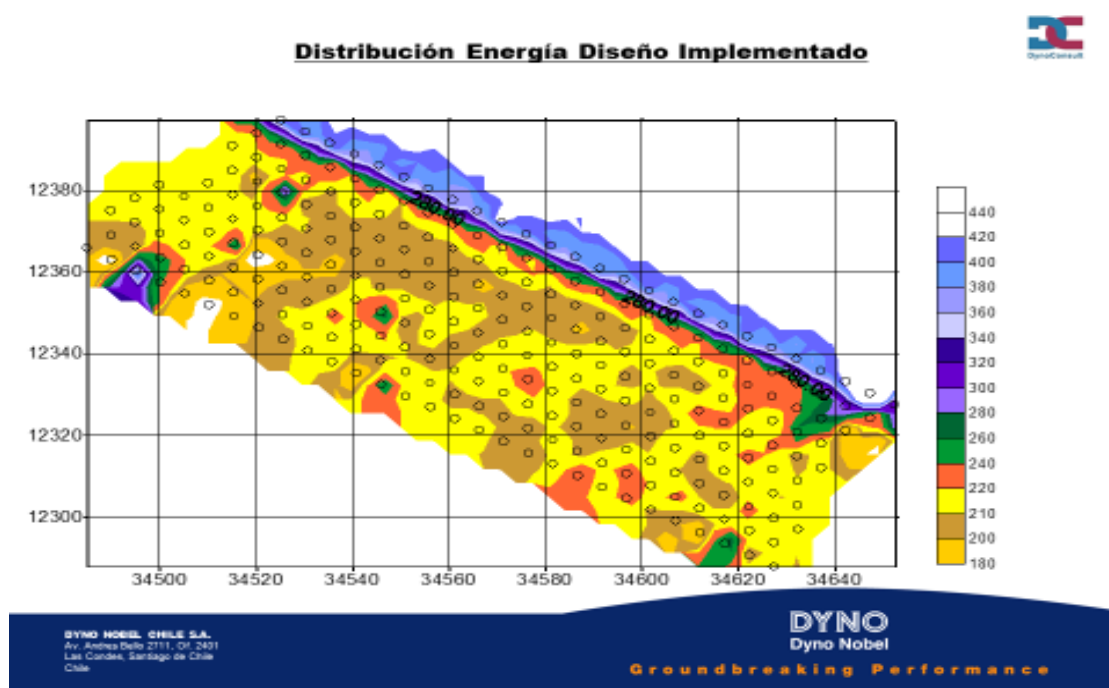


Figura 3.6: Distribución de energía del explosivo en la malla
Fuente: captura de pantalla

Se debe notar en la Figura 3.7, que la carga portante máxima equivale a 3 taladros detonados simultáneamente, esto es un buen diseño, considerando que se usan detonadores Non El[®] ya que siempre existe dispersión en los tiempos nominales de detonación.

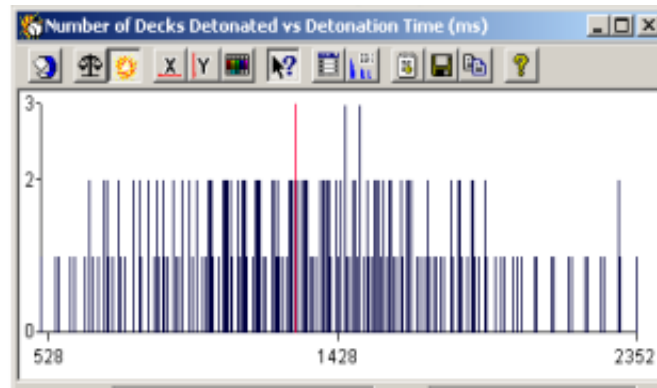


Figura 3.7: Taladros detonados al mismo tiempo.
Fuente: captura de pantalla JKSimblast

Las vibraciones alcanzadas fueron de 30.0 mm/s y se tomaron a 70.0 metros de distancia en el frente de la voladura, estas están dentro de lo calculado con el modelo, el procedimiento y los resultados. Como se ven en las Figuras 3.8, 3.9 y 3.10.

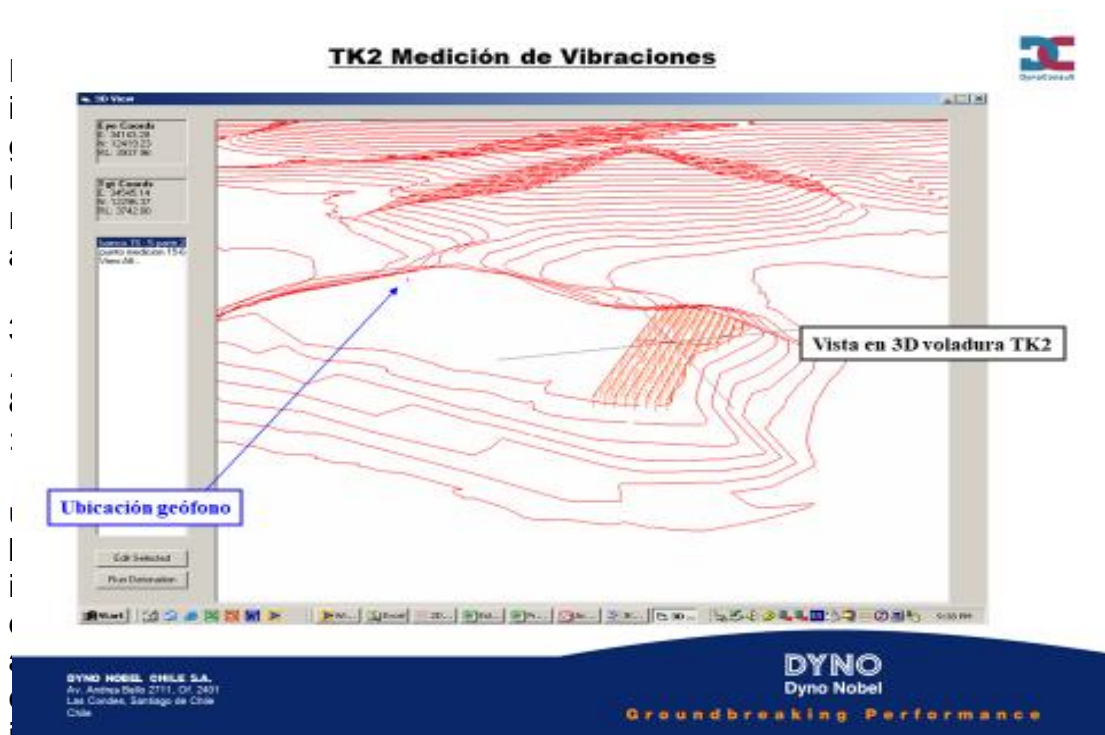


Figura 3.8: ubicación del geófono.
Fuente: captura de pantalla

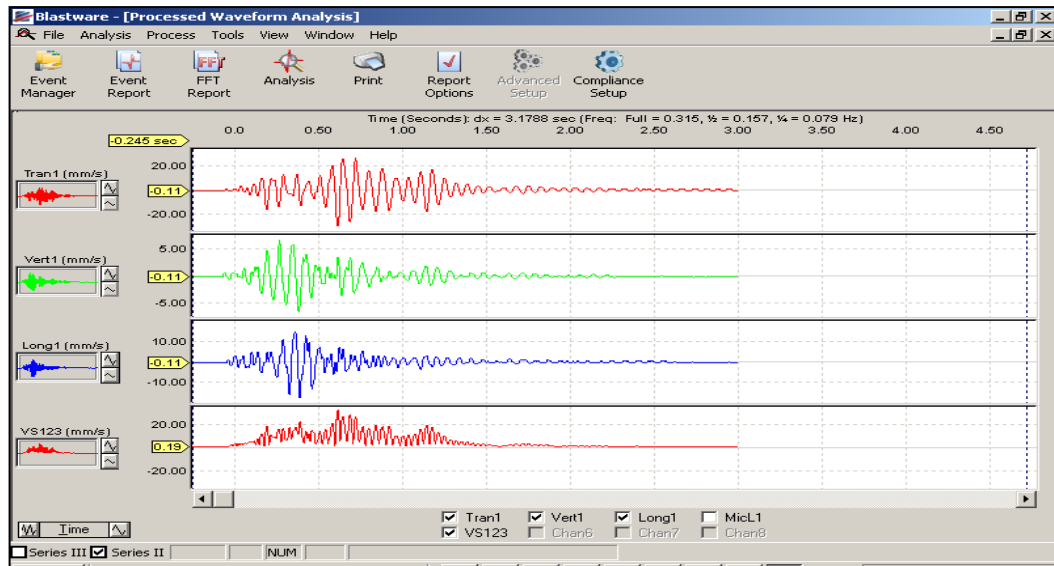


Figura 3.9: Medición de la VPP en los tres ejes.
Fuente: captura de pantalla



Figura 3.10: Secuencia de detonación en TK2.
Fuente: fotografías de F. Reategui

Las Figuras 3.11, 3.12 y 3.13 muestran la evaluación de la fragmentación con el software Powersieve®. El procedimiento es tomar fotos durante la limpieza de los bancos volados y procesar con el software.

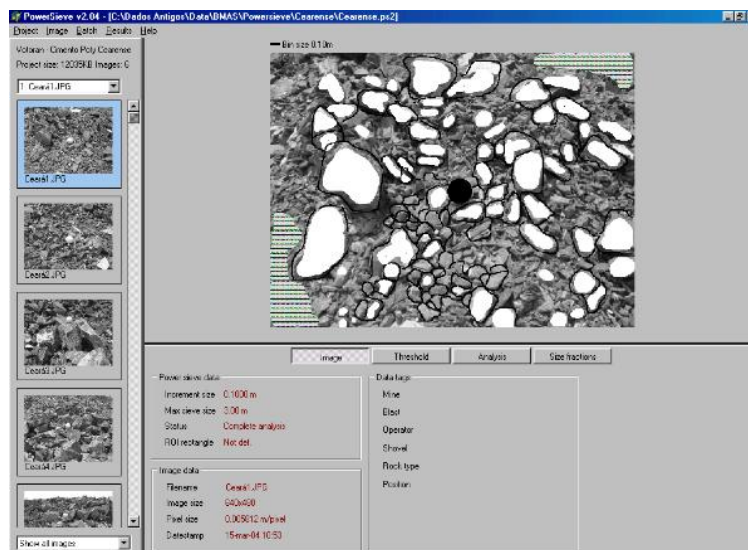


Figura 3.11: Secuencia de fotografías en la pila volada
Fuente: captura de pantalla

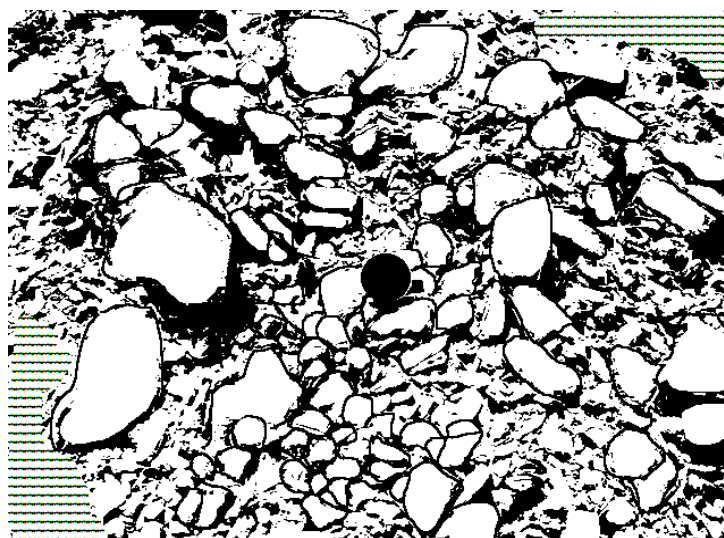


Figura 3.12: Delimitación de tamaño de los fragmentos
Fuente: captura de pantalla

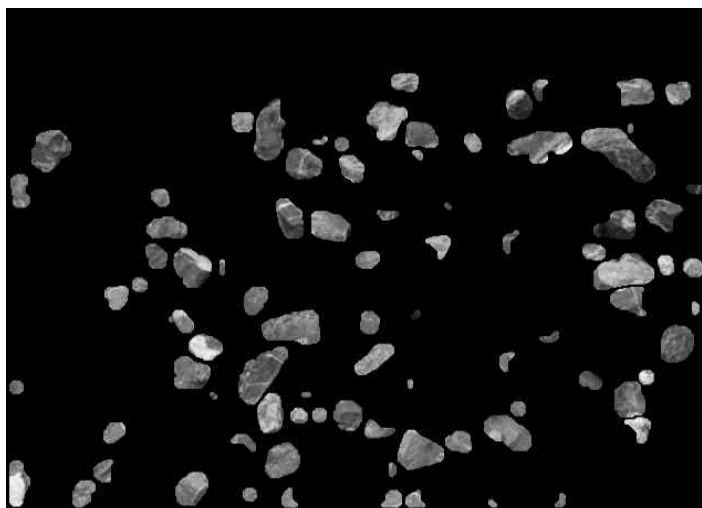


Figura 3.13: Análisis de los tamaños por realizado por el software.
Fuente: captura de pantalla

Los resultados mostrados en a Tabla 3.14, indican que el 19% de la roca volada son finos (tamaños menores a 5.0cm), y el 84.2% de los tamaños están debajo de 25.00 cm, esto supera la previsión del X50 en este dominio ya que era de 26.08 m. (Tabla 3.7), aunque existe unos gruesos de 50.00 cm (el 2.2%), el 93.4 % de los tamaños son menores que el tamaño característico en este dominio (X_c) de 34.81cm. según el cálculo mostrado en la Tabla 3.14.

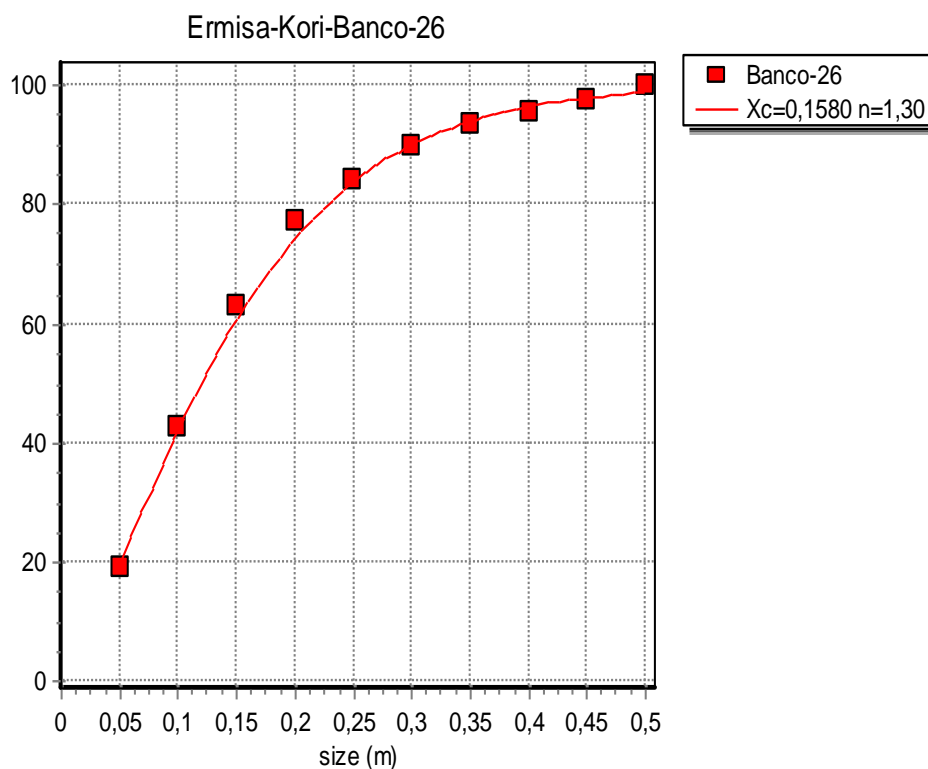
Tabla 3.14: Tamaños de fragmento producto de la voladura.

#	Tamaño (cm)	(%) in bin	Acumulado (%)
1	5.00	19,0	19,0
2	10.00	23,6	42,5
3	15.00	20,4	62,9
4	20.00	14,3	77,2
5	25.00	7,1	84,2
6	30.00	5,7	89,9
7	35.00	3,5	93,4
8	40.00	2,4	95,8
9	45.00	2,0	97,8
10	50.00	2,2	100,0

Fuente: Propia, resultados de análisis fotográfico

La Tabla 3.15 muestra la curva de tamaños obtenidos en el dominio geomecánico presentado; esta curva es el resultado de distribución real de tamaños después de la voladura y sirve para estimar las variables de desempeño de las siguientes etapas del proceso minero (carga, acarreo, chancado, molienda) o la velocidad de recuperación en las pilas de lixiviación.

Tabla 3.15: Curva de tamaños obtenidos en voladura.



Fuente: Propia captura de pantalla de Powersieve.

CONCLUSIONES.

1. La definición de los dominios geomecánicos permite hacer una voladura eficiente, esto se comprueba con el cálculo del máximo $X_c=52.11$ cm. y el resultado del análisis fotográfico que muestra que solo el 2.2 % de los tamaños es de 50 cm
2. Si se conoce la distribución de los halos de energía del explosivo en el banco se puede determinar el consumo y costo de la energía utilizada por tonelada de material volado.
3. Se obtuvieron, en todos los dominios geomecánicos del tajo, el tamaño medio (X_{50}) estimados, esto indica que el diseño de parámetros modelados es correcto. El resultado de una buena fragmentación incrementa la productividad en toda la cadena de operaciones mina.
4. Disponer de una gama de explosivos fabricados in situ, facilita la obtención de tamaños medios calculados debido a que se puede determinar la potencia relativa en peso (PRP) y la densidad (d_e) del explosivo, que son variables principales para diseñarla mejor malla en cada dominio geomecánico.
5. La simulación la curva de tamaños mejora la toma de decisiones porque permite programar la flota de carga-acarreo y determinar la velocidad de recuperación de oro (cinética) en las pilas de lixiviación.
6. Una voladura bien diseñada incrementa la productividad en carga y acarreo, debido a que la excavación y fluidez del material depende del tamaño de fragmento
7. La voladura controla en ángulo final del tajo, mediante el control de taludes finales, las aplicaciones de estos modelos nos permiten calcular la carga Q en los taladros de control para taludes finales de acuerdo con diseño.

RECOMENDACIONES

1. La caracterización del macizo rocoso en campo debe ser una práctica permanente en las operaciones de voladura. Este análisis en los taludes resultantes garantiza una retroalimentación adecuada al modelo.
2. El modelo de Kuz Ram no predice adecuadamente la cantidad de finos en la curva, por lo que se recomienda utilizar las modificaciones planteadas por instituto JKMRC y las teorías de extensión SWBREC.
3. El uso de detonadores electrónicos mejora el desempeño de la entrega de energía a los macizos rocosos debido a que se puede programar el tiempo exacto en función a MS/m, esto mejora los cálculos en el modelo.
4. El análisis de resultados se debe extender a la evaluación económica de las operaciones de conminución subsecuentes para determinar los costos en cada proceso.
5. Se recomienda tener un estricto control de calidad de los explosivos fabricados en los camiones o las plantas, debido a que la variación en la densidad o VOD, modifica sustancialmente los resultados finales.
6. Se debe usar toda la tecnología y el software que se dispone en la actualidad para garantizar los resultados y retroalimentar permanentemente en los modelos la información de los resultados
7. Se debe seguir estudiando y aplicando en campo, el modelamiento y simulación para mejorar permanentemente la voladura de rocas, que es una operación estratégica en la cadena de valor minera.

BIBLIOGRÁFIA

Bieniawski, Z. T. (1976). Rock mass classification of jointed rock masses. *Exploration for Rock Engineering. Johannesburg: Balkema, 97, 106.*

Bond, F. C., & Wang, J. T. (1950). A new theory of comminution. *AIME. Mining Eng, 187(8).*

Cunningham C. (1983) *The Kuz-Ram Model for Prediction of Fragmentation from Blasting* First International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting. Suecia. Pag. 439- 453.

Cunningham, C. V. B. (2005, September). The Kuz-Ram fragmentation model-20 years on. In Brighton conference proceedings (pp. 201-210).

Devine, J.F. et al. (1996) *Effect of Charge Weight on the Vibration Level from Quarry Blasting*, U.S. Bur. Of Mine Rpt. Invest, 6774.

Devine, J. F., Beck, R. H., & Meyer, A. V. C. (1965). Vibration levels transmitted across a presplit fracture plane, RI 6695. US Bureau of Mines, 29.

Dowding, C. H. (1985). *Blast vibration monitoring and control* (Vol. 297). Englewood Cliffs: Prentice-Hall.

HOEK, E., & BROWN, E. (1980). *Underground Excavations in Rock.*

Hoek, E., & Brown, E. T. (1997). Practical estimates of rock mass strength. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 34(8), 1165-1186*

Hukki, R. T. (1961). Proposal for a solomonic settlement between the theories of von Rittinger, Kick and Bond. *Trans. AIME, 220, 403-408*

Lilly, P. A. (1986). An empirical method of assessing rock mass blastability. *The Aus.*

Liu, Q., & Tidman, J. P. (1995). *Estimation of the dynamic pressure around a fully loaded blasthole*. CANMET/MRL Experimental Mine.

Kuznetsov, V.M. Soviet Mining Science (1973) 9: 144.

<https://doi.org/10.1007/BF02506177>

Kuznetsov, V. M. (1974, November). The mean diameter of the fragments formed by blasting rock: 6T, 4R. SOVIET MIN. SCI. V9, N2, MAR-APR.1973, P144-148. In International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts (Vol. 11, No. 11, p. A233). Pergamon.

McKenzie, C. K. (1987). Blasting in hard rock: techniques for diagnosis and modeling for damage and fragmentation. Proc. 6th Congr., Int. Soc. Rock Mech., Montreal, 30, 1425-1431.

Monroy, I., Gorinova, E., Alarcon, H., Fornari, M., & Soler, P. (1994). Geología y petrografía de la zona de Esquentaque-La Joya.

Rosin, P. & Rammler, E. Kolloid-Zeitschrift (1934) 67: 16.

<https://doi.org/10.1007/BF01439773>

Serafim, J. L. (1983). Consideration of the geomechanical classification of Bieniawski. In Proc. int. symp. on engineering geology and underground construction (Vol. 1, pp. 33-44).

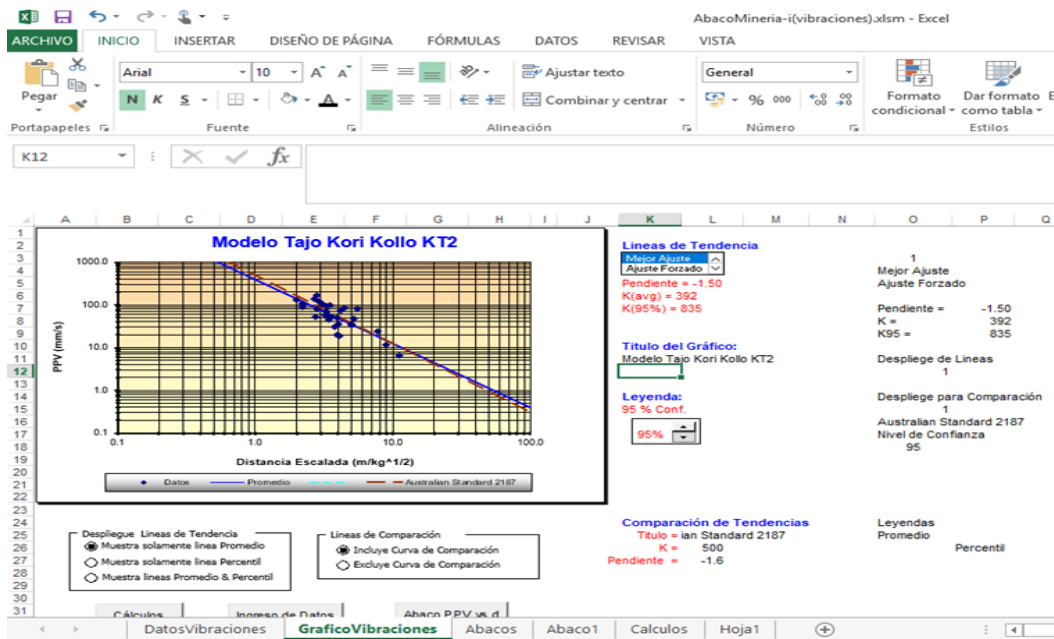
ANEXOS

Anexo1

Cálculo de variables K y α

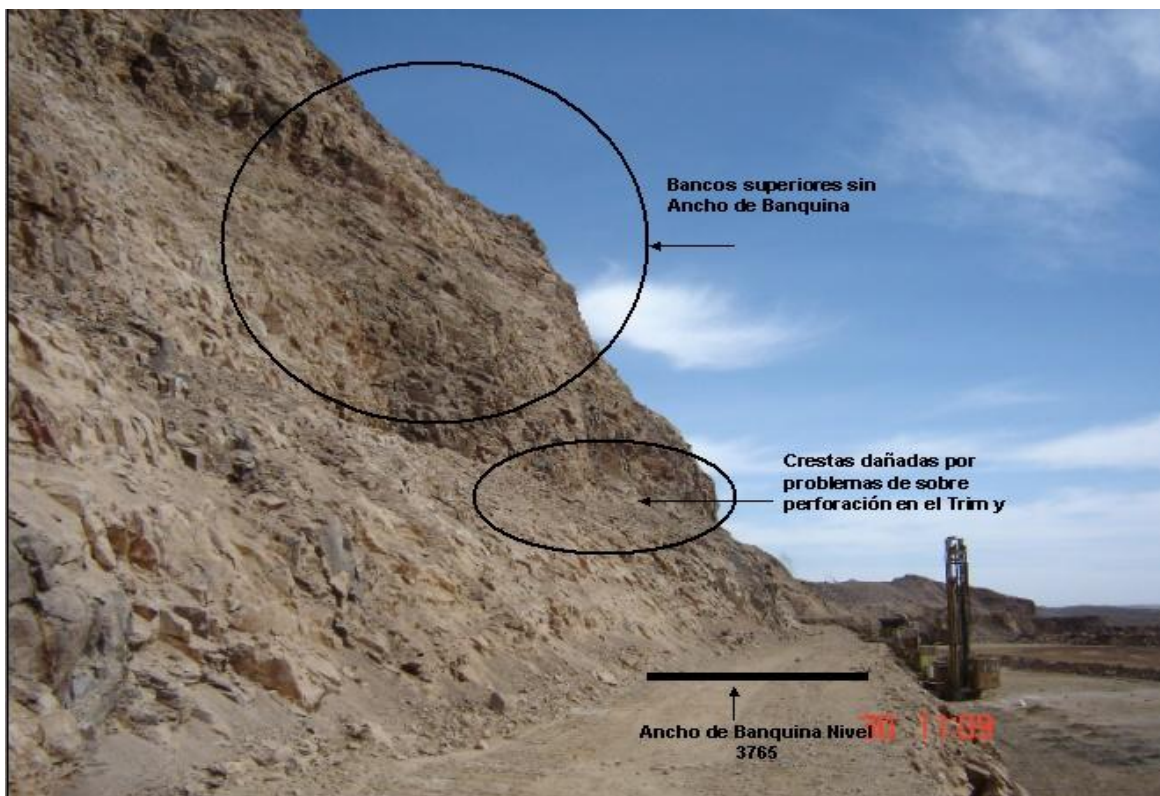
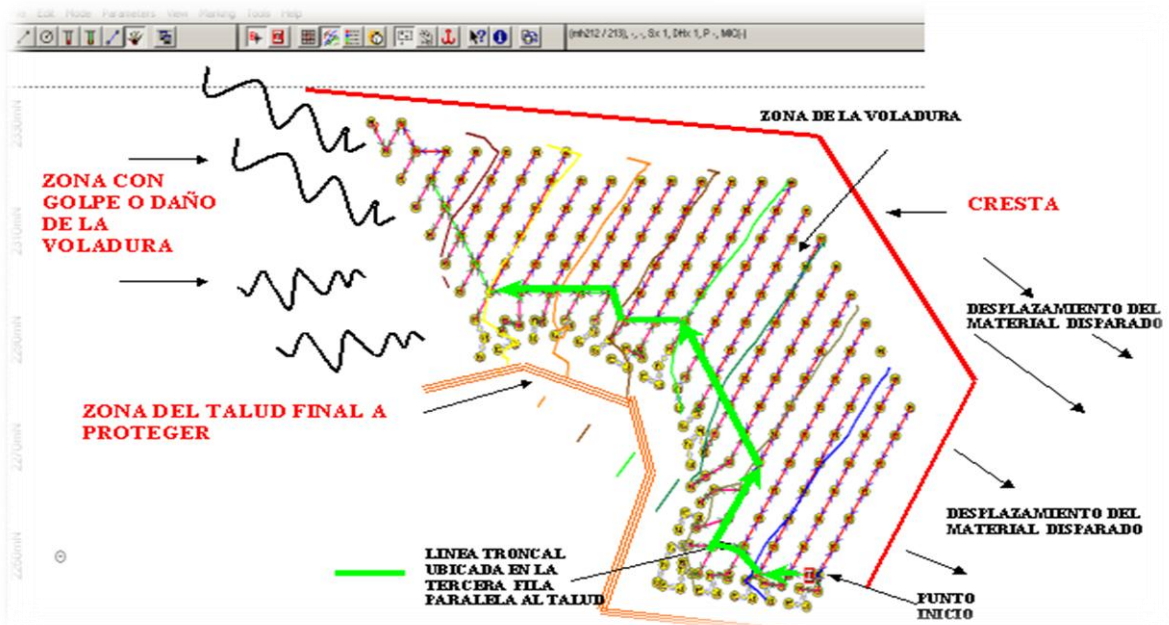
Dominio geo mecánico TK2

Id. Voladura	Fecha	Distancia al Monitor (m)	Carga (kg)	PPV (mm/s)	PPV	Sc. Dist	Log PPV	Log ScD
					(mm/s)	(m/kg ^{1/2})		
4001	14-07-06	28	110.0	140.40	140.400	2.670	2.147	0.426
4002	15-07-06	33	120.0	106.27	106.272	3.012	2.026	0.479
4003	16-07-06	28	100.0	164.59	164.592	2.800	2.216	0.447
4004	17-07-06	22	100.0	107.14	107.136	2.200	2.030	0.342
4005	18-07-06	24	120.0	90.29	90.288	2.191	1.956	0.341
4006	21-07-06	50	100.0	33.05	33.048	5.000	1.519	0.699
4007	22-07-06	28	100.0	80.35	80.352	2.800	1.905	0.447
4008	23-07-06	24	120.0	97.20	97.200	2.191	1.988	0.341
4009	24-07-06	20	100.0	129.82	129.816	2.000	2.113	0.301
3201	25-07-06	36	80.0	34.69	34.690	4.025	1.540	0.605
3202	26-07-06	35	120.0	56.16	56.160	3.195	1.749	0.504
3203	27-07-06	35	110.0	58.75	58.752	3.337	1.769	0.523
3204	31-08-06	100	80.0	6.50	6.502	11.180	0.813	1.048
3205	01-09-06	39	100.0	50.76	50.760	3.900	1.706	0.591
3206	02-09-06	39	120.0	53.35	53.352	3.560	1.727	0.551
3207	03-09-06	44	100.0	84.02	84.024	4.400	1.924	0.643
3208	04-09-06	42	100.0	73.66	73.656	4.200	1.867	0.623
3209	05-09-06	50	100.0	35.42	35.424	5.000	1.549	0.699
3210	06-09-06	43	120.0	19.50	19.505	3.925	1.290	0.594
3211	07-09-06	43	130.0	30.22	30.218	3.771	1.480	0.576
3212	08-09-06	52	100.0	47.30	47.304	5.200	1.675	0.716
3213	09-09-06	36	120.0	91.58	91.584	3.286	1.962	0.517
3214	10-09-06	33	100.0	68.47	68.472	3.300	1.836	0.519
3215	11-09-06	29	100.0	116.42	116.424	2.900	2.066	0.462
3216	12-09-06	70	80.0	23.89	23.890	7.826	1.378	0.894
3217	14-09-06	30	120.0	52.70	52.704	2.739	1.722	0.438
3218	15-09-06	35	100.0	96.55	96.552	3.500	1.985	0.544
2601	16-09-06	90	100.0	11.71	11.707	9.000	1.068	0.954
2602	17-09-06	41	100.0	19.22	19.224	4.100	1.284	0.613
2603	18-09-06	34	100.0	44.93	44.928	3.400	1.653	0.531
2604	19-09-06	60	120.0	80.78	80.784	5.477	1.907	0.739



Anexo: 2

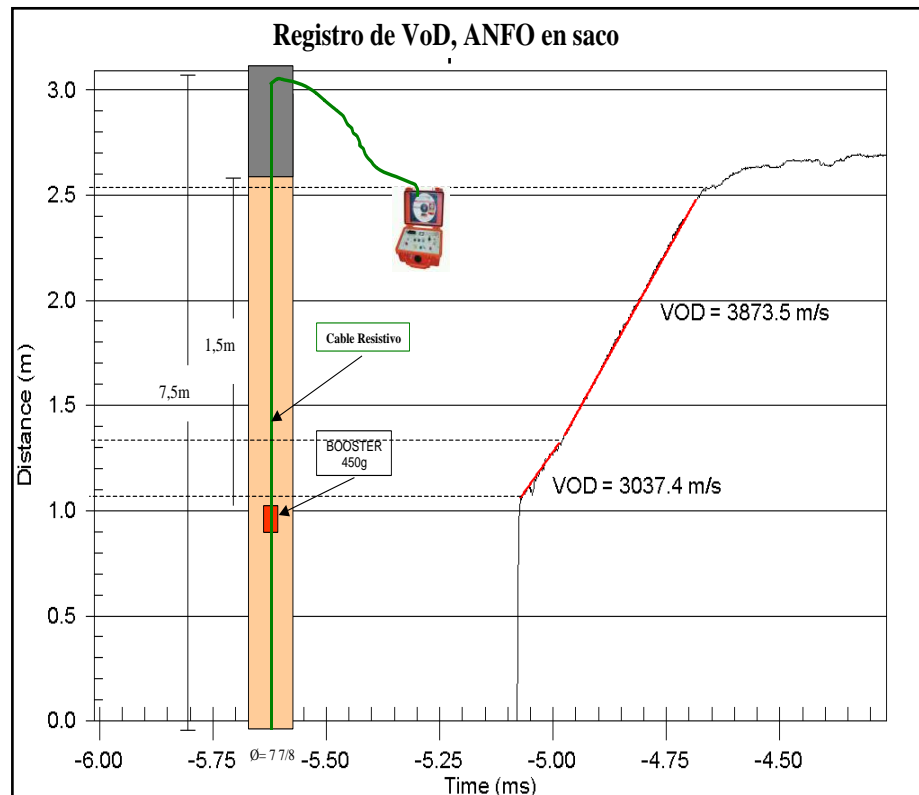
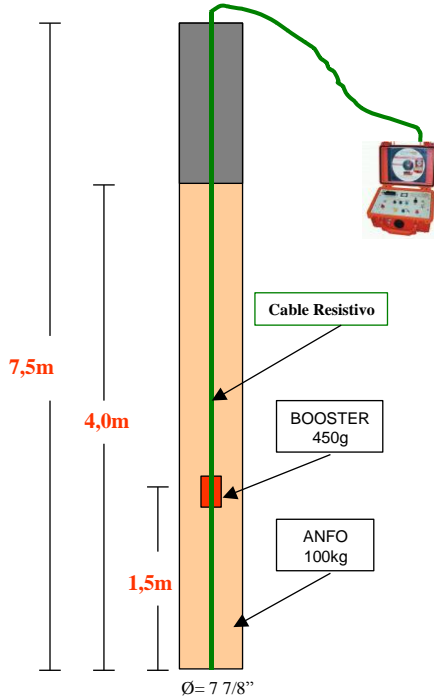
Diseño de malla con modelo y simulación para cuidar la pared y mantener la banquetta de diseño.



En la fotografía de los resultados se puede notar que en niveles superiores no se deja la banquetta requerida.

Anexo 3 Medición de VOD en campo

Registro de VoD, ANFO 0,78 en sacos



Anexo 4 Carga con camiones fábrica



Anexo 5
Planta de emulsión

