

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO**

**FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**“OPTIMIZACIÓN DE LOS ESTÁNDARES EN PERFORACIÓN Y VOLADURA  
DE TALADROS LARGOS, PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCTIVIDAD  
Y LA REDUCCIÓN DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN EN LA CÍA. MINERA  
ARES SAC U. O. INMACULADA”**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**Bach. ALEX RUBEN MERMA CHACCA**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**PUNO – PERÚ**

**2018**



## UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS  
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

## TESIS

“OPTIMIZACIÓN DE LOS ESTÁNDARES EN PERFORACIÓN Y VOLADURA DE  
TALADROS LARGOS, PARA EL INCREMENTO DE LA PRODUCTIVIDAD Y LA  
REDUCCIÓN DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN EN LA CÍA. MINERA ARES SAC  
U. O. INMACULADA”

## PRESENTADA POR:

Bach. ALEX RUBEN MERMA CHACCA

## PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

FECHA DE SUSTENTACION: 14 DE DICIEMBRE DEL 2018

## APROBADA POR:

## PRESIDENTE:

  
Ing. Amilcar Giovanni Terán Dianderas

## PRIMER MIEMBRO:

  
Ing. Arturo Rafael Chayña Rodríguez

## SEGUNDO MIEMBRO:

  
Ing. Lucio Raúl Mamani Barraza

## DIRECTOR / ASESOR:

  
Dr. Jorge Gabriel Durant Broden

Área : Ingeniería de Minas

Tema : Análisis de costos mineros y comercialización de minerales

## **DEDICATORIA**

### ***A Dios:***

*Por mantener siempre mi familia unida, guiarme en todas mis decisiones, haberme permitido llegar hasta este punto dentro de lo previsto y darme la salud, fortaleza y perseverancia para lograr mis objetivos.*

### ***A mis padres:***

*Genaro y Francisca, por haberme apoyado en todo momento, por sus consejos, sus valores, su motivación constante, su perseverancia y amor que me han infundado siempre para afrontar cada circunstancia de la vida. A ustedes darles las gracias por ser el mejor ejemplo de vida para mí.*

### ***A mi hermano:***

*A mi hermano y mejor amigo de toda la vida que en paz descanse, Edgar Merma, darte las gracias infinitamente por el gran apoyo desinteresado y estar siempre para mí en todo momento, como también sé que estarás cuidando mis pasos desde el cielo como lo has hecho siempre “mi ángel de la guarda”.*

## **AGRADECIMIENTO**

*Mi más cordial agradecimiento a los docentes de la facultad de Ingeniería de Minas por haberme transmitido sus valiosos conocimientos y experiencias.*

*De igual modo mi agradecimiento especial a los Ingenieros de la Unidad Minera Inmaculada del grupo Hochschild Mining, por darme la oportunidad de llevar a cabo el presente trabajo de Investigación y darme todas las facilidades de caso.*

*Finalmente, a todas las personas y amistades, darles las gracias por su interés y apoyo incondicional durante mi periodo de estudios hasta la culminación de este trabajo de investigación.*



## ÍNDICE GENERAL

RESUMEN .....	xiii
ABSTRACT .....	xiv
INTRODUCCIÓN.....	xv

### CAPÍTULO I

#### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción de la realidad del problema.....	16
1.2. Formulación del problema.....	17
1.2.1. Problema general. ....	17
1.2.2. Problemas específicos.....	17
1.3. Objetivos de la investigación.....	17
1.3.1. Objetivo general.....	17
1.3.2. Objetivos específicos. ....	17
1.4. Justificación de la investigación .....	17
1.5. Limitaciones del estudio .....	18
1.6. Viabilidad del estudio .....	18

### CAPÍTULO II

#### REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. Antecedentes de la investigación.....	19
2.2. Bases teóricas.....	20
2.2.1. Estándares .....	20
2.2.2. Productividad .....	23
2.2.3. Costos .....	27
2.2.4. Perforación.....	33
2.2.5. Voladura. ....	37
2.3. Aspectos generales de la unidad minera Inmaculada .....	41
2.3.1. Ubicación .....	41
2.3.2. Accesibilidad .....	42
2.3.3. Clima.....	42
2.3.4. Flora y fauna .....	43
2.3.5. Geomorfología .....	43
2.4. Geología.....	44
2.4.1. Geología regional.....	44
2.4.2. Geología local.....	44
2.5. Geomecánica.....	49

2.5.1. Tipos de roca más predominantes Inmaculada .....	49
2.5.2. Tipos de sostenimiento .....	50
2.6. Labores de avance y preparación .....	51
2.6.1. Rampas .....	51
2.6.2. By pass, accesos y ventanas.....	52
2.6.3. Sub niveles.....	52
2.6.4. Cruceros de preparación y desquinches.....	52
2.6.5. Labores verticales.....	53
2.7. Explotación .....	53
2.7.1. Método CRM (corte y relleno mecanizado) .....	53
2.7.2. Método de taladros largos.....	54
2.8. Definiciones conceptuales .....	62
2.9. Formulación de la hipótesis .....	64
2.9.1. Hipótesis general. ....	64
2.9.2. Hipótesis específica. ....	64

### **CAPÍTULO III**

#### **MATERIALES Y MÉTODOS**

3.1. Método de investigación.....	65
3.1.1. Método general .....	65
3.1.2. Método específico.....	65
3.1.3. Tipo de investigación.....	65
3.2. Nivel de investigación .....	66
3.3. Diseño de investigación .....	66
3.4. Población y muestra.....	67
3.4.1. Población. ....	67
3.4.2. Muestra. ....	67
3.5. Operacionalización de variables .....	67
3.5.1. Variable independiente .....	67
3.5.2. Variables dependientes .....	67
3.5.3. Variables intervinientes .....	67
3.6. Técnicas de recolección de datos.....	68
3.7. Técnicas para el procesamiento de la información.....	69

**CAPÍTULO IV****RESULTADOS Y DISCUSIÓN**

4.1.	Elaboración de estándares e indicadores óptimos en perforación y voladura de taladros largos .....	70
4.1.1.	Diseño de la mallas de perforación y voladura en taladros largos.....	70
4.1.2.	Cálculo del factor de acoplamiento TL .....	80
4.1.3.	Análisis de vibración para voladura en una fase de Slot y Zanja .....	80
4.1.4.	Rendimiento de los aceros de perforación.....	91
4.1.5.	Diseño de la columna explosiva en voladura de taladros largos .....	94
4.1.6.	Indicadores optimizados en perforación y voladura de taladros largos.....	96
4.2.	Costos directos en perforación y voladura de taladros largos .....	103
4.2.1.	Costos unitarios generales .....	103
4.2.2.	Análisis de costos directos en perforación y voladura de taladros largos .....	104
4.2.3.	Resumen comparativo de resultados .....	110
4.3.	Discusión de resultados con otras investigaciones .....	116
CONCLUSIONES.....		118
RECOMENDACIONES .....		119
REFERENCIAS .....		120
ANEXOS .....		123

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 01.	Esquema a de la columna de perforación TL .....	34
Figura 02.	Taladros largos en abanico .....	34
Figura 03.	Taladros largos en paralelo.....	35
Figura 04.	Esquema de desviación de taladros según diámetros de barra .....	35
Figura 05.	Esquema de desviación de taladros largos.....	36
Figura 06.	Aceros la de columna de perforación TL.....	37
Figura 07.	Mapa de localización de la unidad minera Inmaculada.....	41
Figura 08.	Geología de las vetas Quellopata.....	47
Figura 09.	Principales vetas Inmaculada.....	48
Figura 10.	Esquema del ciclo de producción TL Inmaculada.....	53
Figura 11.	Esquema de minado en taladros largos longitudinales .....	54
Figura 12.	Esquema de minado en taladros largos transversales .....	55
Figura 13.	Desviación angular de taladros con brocas de 64mm.....	58
Figura 14.	Desviación angular de taladros con brocas de 76mm.....	59
Figura 15.	Esquema de instalación Cable Bolting Inmaculada.....	62
Figura 16.	Esquema del diseño de investigación .....	66
Figura 17.	Rangos de espaciamento, burden y longitud de taladro.....	72
Figura 18.	Diseño malla Slot para broca de 64mm .....	73
Figura 19.	Diseño malla Slot para broca de 76mm .....	74
Figura 20.	Diseño malla BF– Pot. Ore $\leq 2.1m$ .....	75
Figura 21.	Diseño malla BF– $2.1 < \text{Pot. Ore} \leq 4.1m$ .....	75
Figura 22.	Diseño malla BF– $4.1 < \text{Pot. Ore} \leq 6.0m$ .....	76
Figura 23.	Diseño malla BF– $6.0 < \text{Pot. Ore} < 8.0m$ .....	77
Figura 24.	Diseño malla BF – $8 < \text{Pot. Ore} \leq 10.0m$ .....	78
Figura 25.	Diseño malla SARC – Pot. Ore $> 10.0m$ .....	79
Figura 26.	Esquemas del modelo Devine.....	81
Figura 27.	Modelamiento de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC314359A .....	82
Figura 28.	Modelamiento de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC323579B.....	83
Figura 29.	Modelamiento de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC123515 .....	84
Figura 30.	Modelamiento de vibraciones por voladura de filas del AC123515.....	85
Figura 31.	Modelamiento de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC523183 .....	86
Figura 32.	Ecuación de Hoek y Diederichs para determinar $E_{rm}$ .....	87
Figura 33.	Ecuación de Hoek y Diederichs para determinar la relación $E_{rm}/E_i$ .....	88
Figura 34.	Pautas para la estimación del factor de deformación: D.....	89
Figura 35.	Comparativo en rendimiento de los aceros de perforación.....	93
Figura 36.	Diseño de la columna explosiva para taladros de 64mm.....	94
Figura 37.	Diseño de la columna explosiva para taladros de 76mm.....	95
Figura 38.	Resumen comparativo de costos de operación .....	113
Figura 39.	Resumen comparativo de factores de potencia.....	114
Figura 40.	Resumen comparativo del rendimiento de perforación .....	115

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 01.	Coordenadas UTM Inmaculada.....	41
Tabla 02.	Accesibilidad a Inmaculada.....	42
Tabla 03.	Tipos de roca predominantes en Inmaculada.....	49
Tabla 04.	Sostenimiento para labores permanentes de 3.5 a 5.0m .....	50
Tabla 05.	Sostenimiento para labores temporales de 3.5 a 5.0m.....	50
Tabla 06.	Sostenimiento para labores temporales de 5 a 7.0m.....	51
Tabla 07.	Sostenimiento para labores temporales de 7.0 a 10.0m.....	51
Tabla 08.	Parámetros de perforación TL .....	55
Tabla 09.	Desviación angular y total de taladros con broca de 64mm .....	57
Tabla 10.	Desviación angular y total de taladros con broca de 76mm .....	58
Tabla 11.	Explosivos usados para voladura TL en Inmaculada.....	60
Tabla 12.	Accesorios usados para voladura TL en Inmaculada.....	60
Tabla 13.	Ventajas y desventajas de instalación de Cable Bolting.....	61
Tabla 14.	Variables e indicadores de la investigación.....	68
Tabla 15.	Burden y espaciamiento calculados en Inmaculada .....	72
Tabla 16.	Burden y espaciamiento estándar en Inmaculada .....	72
Tabla 17.	Factor de acoplamiento para brocas de 76mm.....	80
Tabla 18.	Factor de acoplamiento para brocas de 64mm.....	80
Tabla 19.	Monitoreo de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC314359A.....	82
Tabla 20.	Monitoreo de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC323579B .....	83
Tabla 21.	Monitoreo de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC123515.....	84
Tabla 22.	Monitoreo de vibraciones por voladura de filas del AC123515 .....	85
Tabla 23.	Monitoreo de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC523183.....	86
Tabla 24.	Resumen criterios de daño en la roca según Cameron Mckenzie.....	90
Tabla 25.	Resultados del análisis de daños al macizo rocoso.....	91
Tabla 26.	Parámetros de perforación en Inmaculada.....	91
Tabla 27.	Histórico rendimiento de aceros Inmaculada.....	92
Tabla 28.	Comparativo rendimiento de los aceros de perforación .....	92
Tabla 29.	Indicadores BF para Pot Ore $\leq 2.1m$ .....	97
Tabla 30.	Indicadores BF para $2.1m < Pot Ore \leq 4.1m$ .....	98
Tabla 31.	Indicadores BF para $4.1m < Pot Ore \leq 6.0m$ .....	99
Tabla 32.	Indicadores BF para $6.0m < Pot Ore < 8.0m$ .....	100
Tabla 33.	Indicadores BF para $8.0m \leq Pot Ore \leq 10.0m$ .....	101
Tabla 34.	Indicadores SARC para Pot Ore $> 10.0m$ .....	102
Tabla 35.	Costo por mantenimiento de equipos TL.....	103
Tabla 36.	Costo por consumo de energía equipos TL .....	103

Tabla 37.	Costo y rendimiento de aceros de perforación.....	103
Tabla 38.	Costos directos de perforación BF para Pot Ore $\leq 2.1m$ .....	104
Tabla 39.	Costos directos de voladura BF para Pot Ore $\leq 2.1m$ .....	104
Tabla 40.	Costos directos de perforación BF para $2.1m < Pot Ore \leq 4.1m$ .....	105
Tabla 41.	Costos directos de voladura BF para $2.1m < Pot Ore \leq 4.1m$ .....	105
Tabla 42.	Costos directos de perforación BF para $4.1m < Pot Ore \leq 6.0m$ .....	106
Tabla 43.	Costos directos de voladura BF para $4.1m < Pot Ore \leq 6.0m$ .....	106
Tabla 44.	Costos directos de perforación BF para $6.0m < Pot Ore < 8.0m$ .....	107
Tabla 45.	Costos directos de voladura BF para $6.0m < Pot Ore < 8.0m$ .....	107
Tabla 46.	Costos directos de perforación BF para $8.0m \leq Pot Ore \leq 10.0m$ .....	108
Tabla 47.	Costos directos de voladura BF para $8.0m \leq Pot Ore \leq 10.0m$ .....	108
Tabla 48.	Costos directos de perforación SARC para Pot Ore $> 10.0m$ .....	109
Tabla 49.	Costos directos de voladura SARC para Pot Ore $> 10.0m$ .....	109
Tabla 50.	Resultados comparativos para Pot Ore $\leq 2.1m$ .....	110
Tabla 51.	Resultados comparativos para $2.1m < Pot Ore \leq 4.1m$ .....	110
Tabla 52.	Resultados comparativos para $4.1m < Pot Ore \leq 6.0m$ .....	111
Tabla 53.	Resultados comparativos para $6.0m < Pot Ore < 8.0m$ .....	111
Tabla 54.	Resultados comparativos para $8.0m \leq Pot Ore \leq 10.0m$ .....	112
Tabla 55.	Resultados comparativos para Pot Ore $> 10.0m$ .....	112
Tabla 56.	Indicadores con estándar anterior .....	114
Tabla 57.	Indicadores con estándar optimizado.....	114

**ÍNDICE DE ANEXOS**

<b>Anexo 01.</b>	Flow sheet de perforación y voladura de taladros largos Inmaculada .....	124
<b>Anexo 02.</b>	Tablas GSI Inmaculada según clasificación geomecánica .....	127
<b>Anexo 03.</b>	Evaluaciones geomecánicas para el minado en taladros largos Inmaculada .....	132
<b>Anexo 04.</b>	Evaluaciones de dilución de tajos cerrados TL .....	136
<b>Anexo 05.</b>	Registro de vibración de los tajos Piloto .....	139
<b>Anexo 06.</b>	Planos de mallas de perforación en taladros largos - Inmaculada .....	143

**ÍNDICE DE ACRÓNIMOS**

PHVA	: Planificar, hacer, verificar y actuar.
KPI	: Key performance indicators.
TL	: Taladros largos
T1D	: Modelo de Jumbo para taladros largos.
LHD	: Landing Helicopter Dock.
CMR	: Corte y relleno mecanizado.
S1D	: Modelo de Jumbo frontonero.
RMR	: Rock mass rating.
BF	: Taladros largos longitudinales.
SARC	: Taladros largos transversales.
Vpp	: Velocidad pico partícula.
T38	: Columna de perforacion para broca de 64mm.
T45	: Columna de perforacion para broca de 76mm.



## RESUMEN

El presente trabajo de investigación se ha realizado en la Unidad Operativa Inmaculada de Hochschild Mining que explota oro y plata con leyes promedio de 4.38 gr/ton y 147 gr/ton respectivamente en el método de taladros largos. Los trabajos de explotación se realizan en la veta Ángela con potencias de minado que varían de 1.7 a 20 m, con 60° de buzamiento promedio y que la perforación se realiza con taladros en paralelo utilizando para ello Simbas 1254 y Jumbos T1D. Para la buena gestión de las operaciones, se ha visto por conveniente optimizar algunos estándares de trabajo en perforación y voladura a fin de incrementar la productividad y reducir los costos directos de operación, dado que al realizar el análisis semanal de los tajos cerrados se han visto indicadores fuera del estándar producto de la no adecuada distribución de taladros y explosivos, bajo rendimiento de aceros, entre otros. Siendo así, se han diseñado mallas para diferentes rangos de potencia con la distribución de taladros de acuerdo a la geometría del oré, para en función a ello distribuir equipos de perforación (Simbas con brocas de 76mm para potencias mayores o iguales a 8 m y T1D con brocas de 64mm para estructuras de menor potencia y bancadas menores a 16m), evitándose así realizar talados adicionales por la mala distribución y desviación de los mismos; con el adecuado diseño de las columnas explosivas para la voladura controlada se ha logrado reducir la dilución del 25% a valores menores del 18%, de la misma forma se afilaron brocas retractiles para ambas columnas de perforación obteniéndose un incremento del 12% en el rendimiento promedio de los aceros y después de haber realizado varias pruebas de vibración se ha visto la factibilidad de realizar la voladura de slot y zanja en una sola fase debido a que las constantes de atenuación resultantes se han comportado por debajo de 580 (máximo permitido) y que velocidad pico partícula calculada sea de 2,755 mm/s, valor que fractura la estructura y que no representa riesgo para las cajas. Con lo antes mencionado, se ha logrado reducir los costos directos en perforación y voladura de la forma siguiente: 0.83 \$/ton para potencias menores o iguales a 2.1m, 0.69 \$/ton para potencias de 2.2m a 4.1m, 0.69 \$/ton para potencias de 4.2m a 6.0m, 0.75 \$/ton para potencias de 6.1m a 7.9m, 0.58 \$/ton para potencia de 8.0m a 10.0m y 0.38 \$/ton para potencias de ore mayores a 10m.

**Palabras Clave:** Taladros largos, optimización, indicadores, productividad, costos.

## ABSTRACT

The present research work has been carried out in the Operating Unit Inmaculada of Hochschild Mining that exploits gold and silver with average grades of 4.38 gr / ton and 147 gr / ton respectively in the long drilling method. The exploitation works are carried out in the Ángela vein with mining powers that vary from 1.7 to 20 m, with 60° of average dip and that the drilling is done with parallel drilling using Simbas 1254 and Jumbos T1D. For the good management of the operations, it has been considered convenient to optimize some standards of work in drilling and blasting in order to increase productivity and reduce the direct costs of operation, since when performing the weekly analysis of the closed pits they have been seen indicators outside the standard product of the inadequate distribution of drills and explosives, low performance of steels, among others. Thus, meshes have been designed for different power ranges with the distribution of holes according to the geometry of the ore, in order to distribute drilling equipment (Simbas with drill bits of 76mm for powers greater than or equal to 8 m and T1D with 64mm drill bits for smaller power structures and benches smaller than 16m), thus avoiding additional logging due to the bad distribution and deviation of the same; with the adequate design of the explosive columns for controlled blasting, the dilution of 25% has been reduced to values lower than 18%, in the same way retractable drill bits were sharpened for both drilling columns, obtaining a 12% increase in performance average of the steels and after having carried out several vibration tests, it has been seen the feasibility of performing the slot and ditch blasting in a single phase because the resulting attenuation constants have behaved below 580 (maximum allowed) and that calculated particle peak velocity is 2,755 mm / s, a value that fractures the structure and that does not represent a risk for the boxes. With the aforementioned, it has been possible to reduce the direct costs in drilling and blasting as follows: 0.83 \$ / ton for powers less than or equal to 2.1m, 0.69 \$ / ton for powers of 2.2m to 4.1m, 0.69 \$ / t for powers of 4.2m to 6.0m, 0.75 \$ / ton for powers of 6.1m to 7.9m, 0.58 \$ / ton for power of 8.0m to 10.0m and 0.38 \$ / ton for powers of ore greater than 10m.

**Key Words:** Long drills, optimization, indicators, productivity, costs.

## INTRODUCCIÓN

La presente investigación describe los trabajos realizados para optimizar los estándares en las operaciones unitarias de perforación y voladura dentro de la Unidad Minera Inmaculada de Hochschild Mining que se dedica a la extracción subterráneas de oro y plata en dos métodos: talados largos y corte y relleno mecanizado. Sin embargo en el desarrollo de la presente se abarca solo lo que concierne al método de taladros largos.

Para tal propósito, en el primer capítulo se plantea el problema de investigación con indicadores reales que afectan la operación, para luego seguidamente establecer objetivos a donde se desea llegar con el desarrollo de la investigación tomando en consideración las limitaciones y la viabilidad del presente.

En el segundo capítulo, se describen los antecedentes y los sustentos teóricos para la presente investigación que han servido de base para alcanzar los objetivos y comprobar las hipótesis inicialmente planteadas.

En el tercer capítulo, se desarrolla la metodología que se ha seguido, empezando desde el método general, nivel de investigación, tipo de investigación, diseño de la investigación y operacionalización de variables. Asimismo se detallan las técnicas de recolección de datos y procesamiento de la información para la presente investigación.

En el cuarto capítulo, se ponen en evidencia los diseños, indicadores y pruebas de voladura en tajos piloto para en función a ello realizar el análisis de resultados de la optimización alcanzada y discutirlo con otros autores a fin de obtener conclusiones y recomendaciones finales.

## CAPÍTULO I

### PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

#### 1.1. Descripción de la realidad del problema

Dado que en la Unidad Operativa Inmaculada de Hochschild Mining el principal método de minado es taladros largos y que durante el seguimiento de los procesos unitarios perforación y voladura se han detectado una serie de deficiencias en cada uno de éstos, algunos de ellos ocasionados por variables no controlables, sin embargo varios de ellos si se podían controlar con la adecuada implementación de una serie de mejoras acorde a cada necesidad y priorizando los mismos de acuerdo a la criticidad de las actividades.

Los indicadores obtenidos en cada semana daban indicios de que el factor de potencia se estaba incrementando considerablemente en algunos paneles superando los 1kg/ton, el rendimiento de las brocas retractiles para ambas columnas de perforación estaban muy por debajo de 200 m/pza que es el rendimiento teórico, la dilución semanal en determinados paneles superaba los 18% haciendo que el mineral gane tonelaje pero pierda ley, en paneles con buzamientos menores a 55° por lo general quedaban costras de mineral en la caja piso y que la voladura de slot y zanja se realizaba en 2 fases como estándar haciendo que se pierda una guardia para el repaso de taladros, corrección de taladros y carguío en segunda fase.

En las operaciones mineras, la perforación y voladura son dos de las actividades esenciales para el ciclo de minado y si no se maneja con estándares óptimos o no se trabaja para analizar y mejorar los indicadores actuales que dan indicios de cómo se está comportando la operación, es más probable que la empresa genere perdidas en lo posterior; motivo por el cual el presente trabajo de investigación pretende implementar mejoras optimizando los estándares de trabajo en la Unidad.

## **1.2. Formulación del problema**

### **1.2.1. Problema general.**

- ¿Cómo se optimizarán los estándares en perforación y voladura de taladros largos para el incremento de la productividad y la reducción de los costos de operación en la Unidad Operativa Inmaculada?

### **1.2.2. Problemas específicos.**

- ¿Cuál es el incremento de la productividad al implementar los estándares óptimos en perforación y voladura de taladros largos en la Unidad Operativa Inmaculada?
- ¿Cuál es la reducción de los costos de operación al implementar los estándares óptimos en perforación y voladura de taladros largos en la Unidad Operativa Inmaculada?

## **1.3. Objetivos de la investigación**

### **1.3.1. Objetivo general.**

- Optimizar los estándares en perforación y voladura de taladros largos para el incremento de la productividad y la reducción de los costos de operación en la Unidad Operativa Inmaculada.

### **1.3.2. Objetivos específicos.**

- Determinar el incremento de la productividad con la implementación de los estándares óptimos en perforación y voladura de taladros largos en la Unidad Operativa Inmaculada.
- Determinar la reducción de los costos de operación con la implementación de los estándares óptimos en perforación y voladura de taladros largos en la Unidad Operativa Inmaculada.

## **1.4. Justificación de la investigación**

En la actualidad el tener estándares de trabajo óptimos en una operación minera es muy importante, sobre todo en dos actividades elementales del ciclo de minado como la perforación y voladura.

La buena implementación y aplicación de estándares óptimos a medida que avanzan o varían los procesos, permiten tener un orden en las actividades, intensifican la seguridad en los trabajos y aseguran que se tenga una operación más rentable hablando en términos económicos. Esto se logra con un adecuado sistema de medición y control exhaustivo de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua de la correcta aplicación de los estándares. Tal es así que en el presente trabajo se pretende analizar los puntos críticos de ambos procesos dentro de las operaciones de Inmaculada, desde el rendimiento de los aceros de perforación para el tipo de roca que tenemos y si se puede platear mejoras al respecto, mejorar la productividad plateando la viabilidad de realizar la voladura de slot y zanja en una fase con la asesoría de Famesa, diseñar columnas explosivas de acuerdo a cada tipo de taladro y diseñar mallas de perforación contemplando taladros de alivio en la caja techo para un buen control de la dilución y estabilidad.

### **1.5. Limitaciones del estudio**

El presente trabajo de investigación no presenta limitaciones de ningún tipo ya que se tiene acceso a toda la información necesaria de las áreas de Mina, Planeamiento, Geomecánica, Geología, Costos y Productividad de la Unidad Minera Inmaculada, por lo que se cumplirá con los objetivos trazados.

Los resultados de este trabajo serán aplicados solo en la unidad minera para la cual se realizó la investigación, a no ser que alguna u otra unidad interesada en su aplicación tenga las características similares a Inmaculada.

### **1.6. Viabilidad del estudio**

Es totalmente viable porque como se mencionó anteriormente, tenemos acceso a toda la información requerida para su desarrollo y su aplicación contribuye como una mejora en el proceso del ciclo de minado.

## CAPÍTULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1. Antecedentes de la investigación

El proyecto de investigación versa de los siguientes antecedentes:

Jáuregui (2009), en su tesis titulada “Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura”, presentado a la Pontificia Universidad Católica del Perú, para optar el título de Ingeniero de Minas, expone la factibilidad de reducir los costos operativos en una empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura, éxito que se logra con un sistema de control y medición exhaustiva de las operaciones y que se sintetizan en la supervisión y capacitación continua en lo concerniente a la aplicación de estándares óptimos de trabajo en la operación; tal es así que en el primer ítem concluye que, “se logró la reducción del costo unitario total de mina en 1.51 \$/TM, es decir un reducción del 7% en comparación con lo que se venía obteniendo. Representando esto una reducción en costos operativos de Mina de 1 359 000 \$ al año”.

De la Cruz & Mallico (2014), en su tesis titulada “Aplicación de taladros largos en vetas angostas, para reducir costos en operación en la zona esperanza en Cía. Minera Casapalca S. A.”, presentado a la Universidad Nacional de Huancavelica, para optar el título de Ingeniero de Minas, que trata de reemplazar el método de minado de corte y relleno ascendente a taladros largos en vetas angostas por las condiciones geomecánicas de las cajas, estructura mineralizada, para obtener un bajo costo y alto rendimiento por su facilidad en la preparación, alta recuperación de mineral y alto volumen de tonelaje de mineral explotado, realizando perforaciones con brocas de 64mm para producir 480 TMD de mineral de cabeza;

tal es así que en el primer ítem concluye que, “con el método de taladros largos en vetas angostas en la Cia Minera Casapalca S.A. los costos de operación se reducen a 13 % la cual es muy rentable, por ser base para obtener utilidades”, asimismo el segundo ítem concluye que, “aplicando taladros largos en vetas angostas los costos directos e indirectos reducen a 5.72 US\$/Ton, siendo más rentable que el método de corte y relleno ascendente”.

Sánchez (2012), en su tesis titulada “Optimización de los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth.”, presentado a la Universidad Central del Ecuador, para optar el título de Ingeniero de Minas con grado académico de tercer nivel, que trata de la reducción de costos y tiempos de operación en la perforación y voladura con el estudio del macizo rocoso con ensayos en el laboratorio, que sirve como punto de partida para el nuevo diseño de la malla de perforación y la determinación de la cantidad adecuada del explosivo a utilizarse en la voladura; tal es así que en el quinto ítem concluye que, “la aplicación de la malla de perforación, propuesta en este trabajo, para el franqueo de la rampa de acceso a las vetas Sucre y Tres Diablos, significará para ELIPE S.A. el ahorro de US\$ 85.12 en cada voladura, debido a la reducción de la cantidad de sustancia explosiva requerida y con ello la disminución del costo de explotación”.

Cáceres (2017), en su tesis titulada “Optimización de la perforación y voladura con nuevo diseño de malla en el cruce 10014 de la empresa minera Marsa”, presentado a la Universidad Nacional del Altiplano, para optar el título de Ingeniero de Minas, concluye que, “se ha determinado un nuevo diseño de malla, reduciendo el número de taladros de 39 a 34 con una optimización en costo y tiempo, obteniéndose una disminución en el consumo de explosivos de 21.1 a 16.24 Kg/disparo, así mismo, una reducción en los costos operativos por metro lineal de US\$ 342.32 a US\$ 247.61 con una diferencia de US\$ 94.71 que significa un ahorro 28% y un rendimiento de avance lineal de 25%; y que con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se pudo maximizar la programación mina que era de 75 a 95 metros lineal de avance con un tonelaje de desmonte de 3500 a 4082.4 TM”.

## **2.2. Bases teóricas**

### **2.2.1. Estándares**

Estándar es aquel que se toma como referencia, modelo o patrón para determinar el nivel mínimo o máximo aceptable de un indicador, ya que éste es un parámetro que sirve para hacer seguimiento, control e implementación de mejoras en un determinado proceso.



La estandarización es la actividad de establecer, con respecto a problemas reales o potenciales, disposiciones para el común y repetido uso dirigido a patrones de equilibrio y una óptima implementación de recurso.

#### 2.2.1.1. Beneficios de estandarizar procesos

El beneficio de una estandarización sin lugar a duda es para la empresa que la aplique, ya que representa ciertos beneficios que con la buena aplicación ayudaran al crecimiento y desarrollo de las mismas. (Caiza, 2016).

a) Beneficios para la empresa:

- Unificación de procesos.
- Facilidad de capacitación y entrenamiento.
- Reducción de variabilidad y desperdicios.
- Delegación de actividades.
- Gerenciamiento de cargos.

b) Beneficios para proveedores:

- Creación de lista única de materiales y herramientas etc.
- Especificación correcta de herramientas por empresa.

c) Beneficios para Clientes:

- Garantía de productos.
- Satisfacción en servicios, equipos y herramientas.

#### 2.2.1.2. Problemas de no estandarizar procesos

a) **Falta de insumos y mala programación.** Al no tener claro cuáles son los procesos a seguir en los puestos de trabajos se corre el riesgo de que en algún punto exista un desabastecimiento de insumos, materiales, etc.; esto es perjudicial dentro de una empresa ya que puede generar tiempos muertos o en el peor de los casos echar a perder la producción entera de ciertos materiales. (Caiza, 2016).

b) **Falta de mejoramiento.** El ciclo de Deming o PHVA habla de cuáles son los pasos a seguir para obtener un mejoramiento, la estandarización en el hacer y verificar, si no se la tiene bien definida puede provocar un declive en las empresas. (Caiza, 2016).

- c) **Falta de tiempo.** Este factor es muy importante dentro de las organizaciones, ya que al no aprovecharse responsablemente, pasan a ser tiempos muertos o improductivos que no van a recuperarse nunca. (Caiza, 2016).

### 2.2.1.3. Optimización de estándares

Los estándares de trabajo son una herramienta que nos permite definir un único criterio a la hora de realizar un determinado trabajo, para ello es necesario estandarizar las operaciones unitarias de todos los procesos a fin tener un mejor control a nivel macro, tales como:

- Mejorar la productividad.
- Reducir los costos.
- Optimizar el uso recursos.
- Ser más competitivos.
- Mejorar la efectividad y/o eficiencia en los procesos.

A medida que se mejora el estándar de trabajo en cualquier proceso, éste se convierte en la nueva línea base sobre la cual se trabaja en el futuro.

### 2.2.1.4. Cómo estandarizar

- a) **Sensibilización.** En la industria en general existe personal que trabaja a un solo ritmo, es decir, que ya está acostumbrado a realizar trabajos de la forma que él aprendió o le enseñaron sin opción de mejorar o cambiarlo; motivo por el cual la sensibilización en pro de la mejora con todo el personal es muy importante ya que con ello se logra un aprendizaje pre-asociativo para aplicar los nuevos estándares de manera correcta. (Caiza, 2016).
- b) **Diseño, administración y definición.** Diseñar los documentos con los cuales se va a iniciar los procesos de estandarización es fundamental debido a que la gente también debe ser partícipe de las actividades, aportando ideas y sugerencias para luego definir claramente cuáles van a ser las reglas del juego y su posterior aplicación, ya que de esto dependerá la estabilidad y crecimiento de la empresa. (Caiza, 2016).
- c) **Identificar etapas críticas.** Cada diseño, implementación o proceso tienen cierta etapa crítica que si no se realiza una mejora puede convertirse en pérdida o mal

utilización de recursos que puede ser muy perjudicial para la empresa, debido a esto se debe encontrar la raíz del problema y posteriormente solucionarlo. (Caiza, 2016).

- d) **Capacitación a responsables.** Debe estar a cargo del gerente de la empresa quien posteriormente delegará responsabilidades a los superintendentes o jefes de área a fin de que se realicen capacitaciones especializadas en cada tipo de trabajo. (Caiza, 2016).
- e) **Estandarización de procesos.** Ya una vez cumplido las recomendaciones anteriores, se deben implementar los nuevos estándares de trabajo que ya han sido comprobados en la etapa de pruebas y hacer seguimiento activo en todos los procesos aplicados. (Caiza, 2016).

### 2.2.2. Productividad

Con frecuencia se confunde entre sí los términos productividad, eficiencia y efectividad: eficiencia es la razón entre la producción real obtenida y la producción estándar esperada, mientras que la efectividad es el grado en que se logran los objetivos. De la misma forma se confunde el término de productividad con producción, es por eso que muchas veces se piensa que a mayor producción se obtiene mayor productividad cosa que no es cierta, la producción se refiere a los bienes y servicios producidos sin importar los recursos empleados.

La productividad se interesa en una utilización eficiente y eficaz de los recursos al producir un determinado bien o servicio y en términos cuantitativos es la razón entre la cantidad producida y los insumos que se usaron para producirlo.

Expresando en términos de eficiencia y efectividad la productividad vendría a ser de la siguiente manera:

$$\text{Productividad} = \text{eficiencia} * \text{efectividad}$$

#### 2.2.2.1. Definiciones básicas de productividad

- a) **Productividad parcial.** Es la razón entre la cantidad productiva y un solo tipo de insumo. Por ejemplo, la productividad del trabajo (el cociente de la producción entre la mano de obra).

- b) Productividad de factor total.** Es la razón de la producción neta con la suma asociada con los factores de insumos de mano de obra y capital. Por "producción neta" se entiende producción total menos servicios y bienes intermedios comprados. Nótese que el denominador de este cociente se compone sólo de los factores de insumo de capital y trabajo.
- c) Productividad total.** Es la razón entre la producción y la suma de todos los factores de insumo. Así, la medida de productividad total refleja el impacto conjunto de todos los insumos al fabricar los productos.

#### 2.2.2.2. Ventajas de la productividad

- Ayuda a incrementar las utilidades.
- Permite la competitividad de una empresa.
- Una empresa es competitiva en relación con otras, cuando puede producir productos de mejor calidad con costos reducidos.

#### 2.2.2.3. Medición de la productividad

Cuando se habla de la medición de la productividad en minería, ésta se hace en todas las áreas involucradas como los son: mina, planta, geología, mantenimiento, planeamiento, seguridad, etc.

La medición de la productividad de la empresa se puede realizar mediante 3 núcleos básicos de indicadores que son: económicos financieros, de la gestión del proceso productivo y el de la gestión del recurso humano.

La medición de la productividad tiene como objetivo ofrecer un esquema con indicadores que apoyen el cumplimiento del trabajo, el reconocimiento por mejoras, y modificaciones a procesos y tecnologías. La productividad es una herramienta que ayuda a que la empresa sea más competitiva, logrando: (Bernaola, 2012).

- Asegurar el desempeño mínimo requerido.
- Reconocer el desempeño excepcional.
- Mejorar hábitos de trabajo e incentivar el trabajo en equipo.
- Provocar mejoras y cambios a procesos o tecnologías.
- Incentivar el desarrollo personal.
- Enseñar y transmitir conocimientos a compañeros de trabajo.

- Mejorar los controles y formas de medir.
- Mejorar la forma, nivel y estilos de supervisión.

#### 2.2.2.4. Productividad en perforación y voladura

Para medir la productividad de estas dos operaciones vitales en el ciclo de minado, hacemos el uso de los indicadores (KPI), que son cuantificables y reflejan los factores de éxito más críticos en la operación; dichos indicadores deben ser medidos y analizados detalladamente de manera periódica a fin de tener un debido control en ambos procesos.

De acuerdo a lo mencionado anteriormente, se puede afirmar que mediante el análisis de los KPI's que se maneja en la unidad, se puede optimizar determinados procesos de trabajo de acuerdo a las prioridades de la empresa y la inmediatez que cada una requiere. Como ejemplo mencionamos alguno de los KPI's de perforación y voladura:

- Ratio de perforación: indicador que mide el performance de velocidad de perforación.

$$\text{Ratio de perforacion} = \frac{\text{Longitud efectiva de perforacion}}{\text{Tiempo de perforacion por taladro}}$$

- Longitud de perforación efectiva: indicador que mide la longitud efectiva de perforación.
- Índice de factor de avance: mide la cantidad de explosivo usado para la fragmentación del macizo rocoso.

$$\text{Indice de factor de avance} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{Metro lineal avance}}$$

- Factor de carga: mide la cantidad de explosivo usado para fragmentar la roca.

$$\text{Factor de carga} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{Volumen volado}}$$

- Factor de potencia: mide la cantidad de explosivo usado por tonelada volada.

$$\text{Factor de potencia} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{Tonelaje volado}}$$

- Índice de carga operante: mide la cantidad de explosivo usado por retardo de salida de los taladros cargados en función del diseño de la malla.

$$\text{Indice de carga operante} = \frac{\text{Kg de explosivo}}{\text{Cantidad de retardos(secuencia)}}$$

### 2.2.2.5. Factores que influyen en la productividad de una mina subterránea

Las condiciones operativas de las minas subterráneas varían de una unidad operativa a otra, ya sea por el tipo de yacimiento, método de explotación, condiciones geoestructurales, hidrogeológicas y climáticas, antigüedad de la mina, ventilación, drenaje, etc.

Existen factores internos y externos que influyen en la operación, en cuanto a los factores internos es donde podemos actuar oportunamente para mejorar y lograr una productividad sostenida, mientras que en lo referente a los factores externos tanto en el ámbito de la responsabilidad social, mercado internacional y estabilidad política muchas veces escapa de nuestras posibilidades, en cuanto al factor mercado o precio internacional de los metales simplemente tenemos que ser más productivos eficazmente para poder enfrentar la crisis. (Bernaola, 2012).

Los factores que influyen en la productividad son:

#### a) Factores internos

- Recursos humanos: despilfarro de los recursos humanos, ausentismo; sindicatos, clima laboral, etc.
- Equipos: despilfarro o utilización deficiente de los equipos.
- Materiales y energía: despilfarro de materiales y energía, calidad de materiales, etc.
- Infraestructura minera: obsoleta e inadecuada, diseño deficiente, laboreos distantes, ventilación deficiente, etc.
- Proceso operativos: procesos y métodos deficientes.
- Calidad: baja de la calidad del proceso y producto.
- Ambientales: sucesos o contingencias ambientales de alto potencial.

#### b) Factores externos

- Sociales: mala gestión en la gestión de la responsabilidad social, y/o influencia externas que atentan contra la imagen de la minería.
- Mercado internacional: crisis económica que ocasiona la baja de los precios de los metales.
- Estabilidad política: inestabilidad gubernamental o cambios de política.

### 2.2.3. Costos

#### 2.2.3.1. Gestión de costos

La gestión de costos se entiende como el proceso mediante el cual los directivos de una empresa aseguran la utilización eficaz y eficiente de los recursos. (Álvarez, 2008).

Para una buena gestión se requiere de una visión global de los procesos de producción, para lo cual necesitamos:

- Entender la manera en que se generan los costos a lo largo de las actividades del proceso productivo.
- Conocer el comportamiento de los costos en función de los parámetros operacionales.
- Medir parámetros e insumos variables.

Dentro de la gestión de costos es conveniente definir indicadores dentro de cada actividad que den cuenta de la evolución de la operación en el tiempo, éstos indicadores deben relacionar los insumos en unidades físicas con algún parámetro operacional y que no deben tener relación con variables externas a la operación, porque acarrea errores o distorsiones al momento de interpretar el proceso y su optimización.

Se debe evitar el uso de indicadores definidos como costo versus parámetro operacional, debido a que existen factores externos a la operación misma que influyen en esos indicadores, como por ejemplo el precio de los insumos.

Para lograr una completa visión de lo que ocurre en un proceso, se deben tener respuestas a las preguntas siguientes: ¿dónde y en qué se gasta?, ¿cómo cambian los costos por variaciones en el proceso? y ¿cuál es el flujo de dinero a través del proceso productivo?.

#### 2.2.3.2. Costo por actividad

Para aplicar un sistema de costeo basado en actividades, en primer lugar se debe describir qué es una actividad, definiéndose esta última como un acontecimiento, tarea o unidad de trabajo que tiene un motivo específico dentro del proceso productivo. (Horngren, Datar & Rajan, 2012).

Costeo por actividad es un nuevo sistema de costos para incrementar la competitividad de las empresas. Es una herramienta que facilita el proceso de toma de

decisiones, así como el diseño de estrategias elaboradas por las empresas, al ofrecer información más exacta que los otros sistemas. (Gallardo, 2003).

El modelo de costeo basado en actividades (Modelo ABC) es un mapa económico de los costos y la rentabilidad de una organización en base a las actividades. (Kaplan & Cooper, 2010).

El costeo basado en actividades permite entender el enlace entre el proceso con los costos, identificar los factores físicoquímicos que gobiernan los costos de procesos, además de usar los procesos y los modelos de costo del sistema de producción. La administración requiere de un entendimiento de las razones causales de los costos y su relación con el proceso de producción. (Landolt, Schnake & Isakson, 2007).

En el esquema de costo basado en actividades nos indica que se debe asignar la totalidad de los costos a alguna actividad, por lo que no da lugar a que se ignore el origen de un costo. Cada actividad es separada en funciones, para representar un mayor nivel de detalle. Las funciones generalmente representan equipos principales.

En el caso de Tulcanaza y Ferguson, se aplica la metodología de Costeo basado en actividades como ayuda para la reducción de costos en operaciones subterráneas del tipo block-caving. Se considera que el costeo basado en actividades ha demostrado a lo largo de una amplia gama de industrias que produce una significativa reducción en los costos y es capaz de mostrar en forma clara cómo cada gasto se va haciendo en el tiempo. (Tulcanaza & Ferguson 2004).

El desarrollo de un sistema ABC ofrece la posibilidad de asignar los diferentes costos a las actividades del proceso, visualizando en qué lugar se generan, pudiendo identificar éstos incluso hasta el nivel de equipos.

### **2.2.3.3. Tipos de costos**

Es necesario clasificar los costos de acuerdo a categorías o grupos, de manera tal que posean ciertas características comunes para poder realizar los cálculos, el análisis y presentar la información que puede ser utilizada para la toma de decisiones.



### 2.2.3.3.1. Clasificación según la función que cumplen

- a) **Costo de financiación.** Es el correspondiente a la obtención de fondos aplicados al negocio.
- Intereses pagados por préstamos.
  - Comisiones y otros gastos bancarios.
  - Impuestos derivados de las transacciones financieras.
- b) **Costo de administración.** Son aquellos costos necesarios para la gestión del negocio.
- Sueldos y cargas sociales del personal del área administrativa y general de la empresa
  - Honorarios pagados por servicios profesionales.
  - Servicios públicos correspondientes al área administrativa.
  - Alquiler de oficina.
  - Papelería e insumos propios de la administración
- c) **Costo de producción.** Son los que permiten obtener determinados bienes a partir de otros, mediante el empleo de un proceso de transformación.
- Costo de la materia prima y materiales que intervienen en el proceso productivo
  - Sueldos y cargas sociales del personal de producción.
  - Depreciaciones del equipo productivo.
  - Costo de los servicios públicos que intervienen en el proceso productivo.
  - Costo de envases y embalajes.
  - Costos de almacenamiento, depósito y expedición.
- d) **Costo de comercialización.** Es el costo que posibilita el proceso de venta de los bienes o servicios a los clientes.
- Sueldos y cargas sociales del personal del área comercial.
  - Comisiones sobre ventas.
  - Fletes, hasta el lugar de destino de la mercadería.
  - Seguros por el transporte de mercadería.
  - Promoción y publicidad.
  - Servicios técnicos y garantías de post-ventas.

### 2.2.3.3.2. Clasificación según su grado de variabilidad

Esta clasificación es importante para la realización de estudios de planificación y control de operaciones, son de uso gerencial. Está referido a la variación de los costos según los niveles de producción.

a) **Costos fijos.** Son aquellos costos cuyo importe permanece constante, independiente al volumen de producción de la empresa. Se pueden identificar y llamar como costos de "mantener la empresa abierta", de manera tal que se realice o no la producción, se venda o no la mercadería o servicio, dichos costos igual deben ser solventados por la empresa.

- Ventilación de mina.
- Servicios de vigilancia externo.
- Alquileres de servicios para uso administrativo.
- Amortizaciones o depreciaciones.
- Seguros.
- Impuestos fijos.
- Servicios públicos (luz, gas, etc.).
- Sueldo y cargas sociales de encargados, supervisores, gerentes, etc.

b) **Costos variables.** Son aquellos costos que varían en forma proporcional con el nivel de producción o actividad de la empresa.

- Mano de obra directa.
- Materiales e Insumos directos (explosivos, neumáticos, aire comprimido, energía etc).
- Impuestos específicos.
- Transporte.
- Comisiones sobre ventas.

### 2.2.3.3.3. Clasificación según su asignación, son de uso contable

a) **Costos directos.** Son aquellos costos que se asigna directamente a la actividad de producción. Por lo general se refieren a los costos variables.

b) **Costos Indirectos.** Son aquellos que no son asignados directamente a la actividad de producción o servicio, pero que son necesaria para la producción. Se distribuyen

entre las diversas unidades productivas mediante algún criterio de reparto. En la mayoría de los casos los costos indirectos son costos fijos.

#### 2.2.3.3.4. Clasificación según su comportamiento

- a) **Costo variable unitario.** Es el costo que corresponde a cada unidad de producción producida; por ejemplo el costo por cada tonelada de mineral producido, costo por cfm de aire producido, costo por metro de avance, etc.

$$\text{Costo unitario} = \frac{\text{Costo producción total}}{\text{Cantidad de producción}}$$

- b) **Costo variable total.** Es el costo que resulta de multiplicar el costo variable unitario por la cantidad de mineral producido o servicios vendidos en un período determinado; sea éste mensual, anual o cualquier otra periodicidad.

$$\text{Costo variable total} = \text{Costo variable unitario} \times \text{cantidad}$$

- c) **Costo fijo total.** Es la suma de todos los costos fijos de la empresa.

$$\text{Costo fijo total} = \text{Costo fijo 1} + \text{Costo fijo 2} + \dots + \text{Costo fijo n}$$

- d) **Costo fijo unitario.** Es el costo fijo total dividido por la cantidad de producción o servicios brindados.

$$\text{Costo fijo unitario} = \frac{\text{Costo fijo total}}{\text{Cantidad}}$$

- e) **Costo total.** Es la suma del costo variable más el costo fijo, se puede expresar en valores unitarios o en valores totales.

$$\text{Costo total unitario} = \text{Costo variable unitario} + \text{Costo fijo unitario}$$

$$\text{Costo total} = \text{Costo variable total} + \text{Costo fijo total}$$

#### 2.2.3.4. Costos en perforación

La estimación de producción, debe estar circunscrito a los recursos disponibles con los cuales se va a trabajar como: personal, equipos, energía eléctrica, agua y aire comprimido.

El criterio y selección de equipos, debe realizarse previo análisis de las características del yacimiento, posterior a esto determinar el uso que se dará a cada equipo de perforación y la cantidad de energía necesaria para su operación.

En perforación se maneja los costos horarios y costos unitarios (\$/m-perf o \$/ton) por cada tipo de equipo, incluyendo dentro estos costos los de provisión.

#### **2.2.3.4.1. Cálculo de costos**

- Costo por metro perforado: dentro de estos se toma en cuenta la mano de obra, los materiales y herramientas, los equipos, implementos y gastos indirectos.
- Costo por tonelada rota: está basada en el ratio de perforación que es la cantidad de metro perforado para conseguir romper una tonelada de material.

#### **2.2.3.4.2. Optimización de costos**

Para optimizar los costos en perforación y voladura de taladros largos es necesario centrar la atención en la eficiencia de la operación, rendimiento de los materiales y herramientas de trabajo, así como el performance del personal y equipos empleados para tales actividades.

#### **2.2.3.5. Costos en voladura**

Dentro de los costos de voladura se considera lo siguiente:

- Malla de perforación.
- Diámetro del taladro.
- Malla y diseño de voladura.
- Factor de potencia.
- Cantidad de disparos para volar todo el block.

También se debe tomar en cuenta la elección del tipo de explosivo para el diseño de voladura en el tajo, considerando lo siguiente:

- Características de la roca.
- Propiedades del explosivo.
- Volumen de material a romper.
- Grado de fragmentación.

#### **2.2.3.5.1. Cálculo de costos**

Para obtener del costo de voladura, debemos analizar todas las variables que intervienen en el proceso, tales como:

- Características de la roca o material a disparar.
- Diseño de la malla de perforación.
- Tipos de explosivos y accesorios que se utilizarán.
- Cantidad de explosivos y accesorios necesarios para un volumen determinado.

Seguidamente se determinara el ratio de explosivos que se utilizaran en el tajo de acuerdo a la geometría de ésta.

- Precios de los explosivos.
- Otros accesorios que se emplean.
- Costo de la mano de obra.

#### **2.2.3.5.2. Optimización de los costos de voladura**

Si observamos que nuestros costos de voladura son altos debemos retomar las condiciones básicas que determinan tales efectos como:

- Grado de fragmentación.
- Malla de perforación.
- Costos de explosivos y accesorios de voladura.

#### **2.2.4. Perforación**

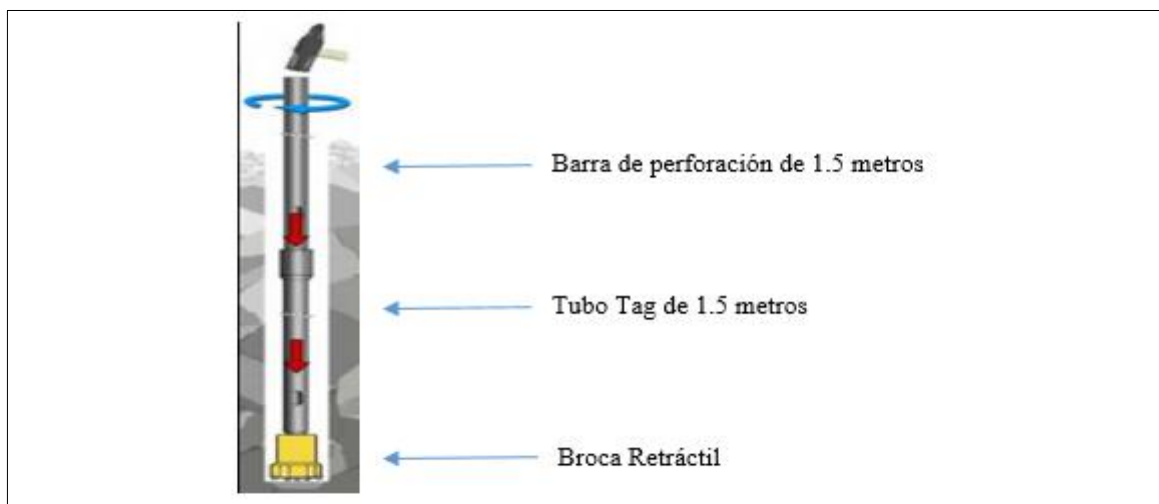
Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado. El detritus que proveniente de la trituración de la roca deberá ser removido gradualmente del fondo del taladro para evitar la remolienda que dificulte la rotación y origine el atascamiento del barreno dentro del taladro.

##### **2.2.4.1. Perforación de taladros largos**

En minería subterránea explotamos cuerpos mineralizados que varían de una unidad a otra y que de acuerdo a la geometría de los mismos seleccionamos un método de

explotación apropiado, procurando siempre que ésta sea fácil de controlar y lo más selectivo posible.

Como consecuencia de la condición anterior es que para Inmaculada se ha seleccionado el método de taladros largos ya que la geometría del ore y el tipo de roca lo permiten, para lo cual se realizan perforaciones de un nivel al otro a fin de maximizar la productividad puesto que se obtienen tonelajes considerables al realizar la voladura del tajo.

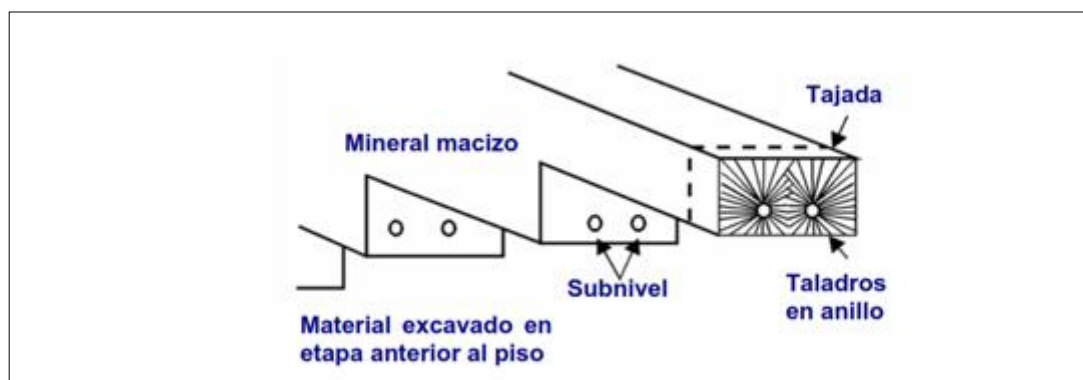


**Figura 01.** Esquema a de la columna de perforación TL

## 2.2.4.2. Tipos de perforación en taladros largos

### 2.2.4.2.1. Perforación en abanico.

Este método es aplicado en cuerpos en vetas y diseminados, los taladros son de longitudes variables superiores a los 15 metros dependiendo de las dimensiones del block mineralizado. La perforación se realiza desde los subniveles y puede ejecutarse tanto en positivo como en negativo.

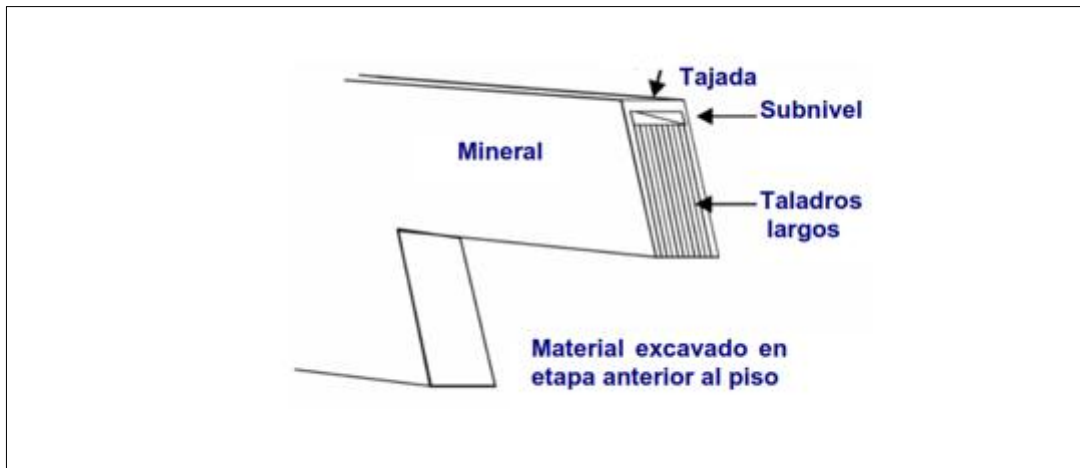


**Figura 02.** Taladros largos en abanico

Fuente: EXSA

**2.2.4.2.2. Perforación en paralelo**

Este tipo de perforación puede ser aplicado en vetas de distintas potencia que pueden variar desde los 2m en adelante y como condición adicional es que estas vetas tengan buzamientos superiores a 55°.

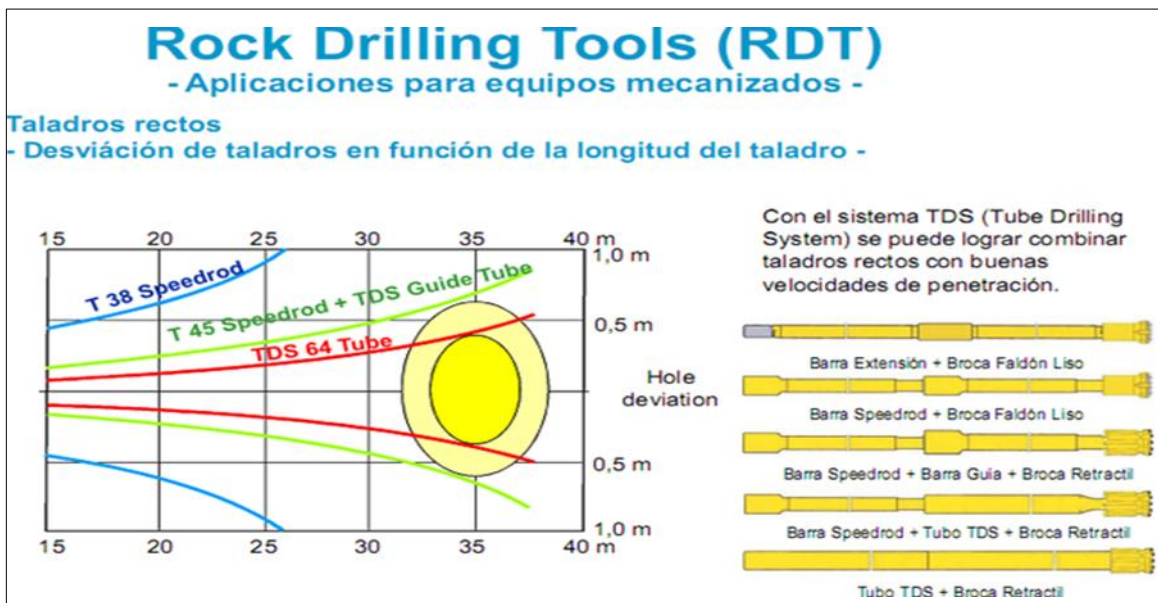


**Figura 03.** Taladros largos en paralelo

Fuente: EXSA

**2.2.4.3. Desviación de taladros**

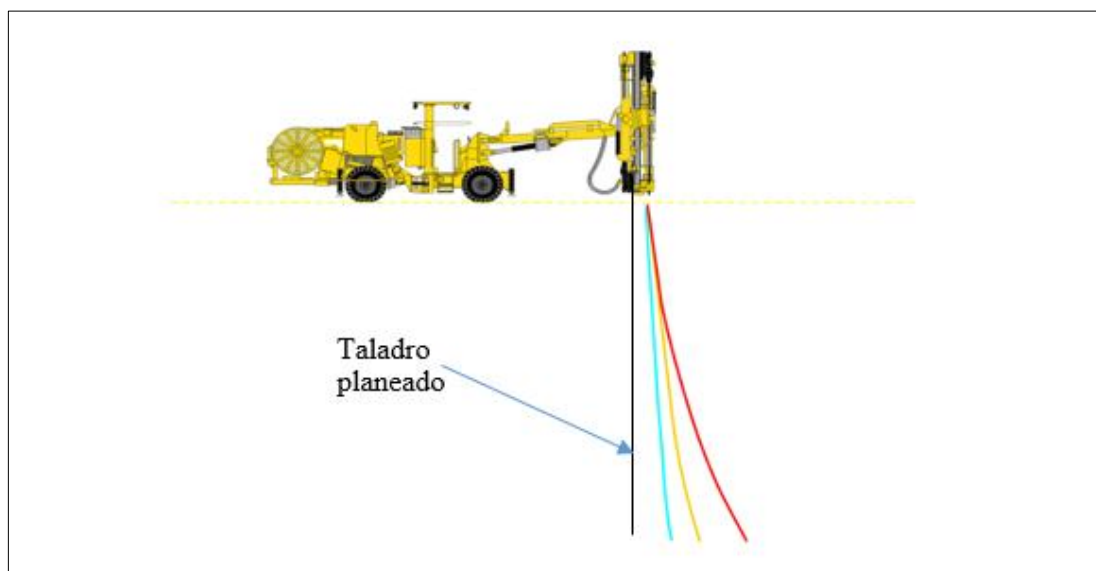
La desviación se da cuando un determinado talado no llega al punto inicialmente previsto y está directamente relacionada con la longitud del taladro, diámetro de la columna de perforación, buzamiento y características de la roca sobre la cual se realiza la perforación.



**Figura 04.** Esquema de desviación de taladros según diámetros de barra

Fuente: Famesa SAC.

- Factores originados fuera del taladro.
  - Errores en el posicionamiento del equipo.
  - Errores en la selección y lectura de los ángulos.
  - Errores en la fijación de la viga de avance.
- Factores que se relacionan durante la perforación, tenemos a los parámetros de perforación como:
  - Fuerza de avance.
  - Rotación.
  - Barrido.
  - Percusión.
  - Sistema anti atasque.
- Factores originados dentro del taladro: tenemos a la formación de la roca como:
  - Tipo de roca.
  - Buzamiento.
  - Tamaño de grano.
  - Fracturamiento.
  - Plegamiento.

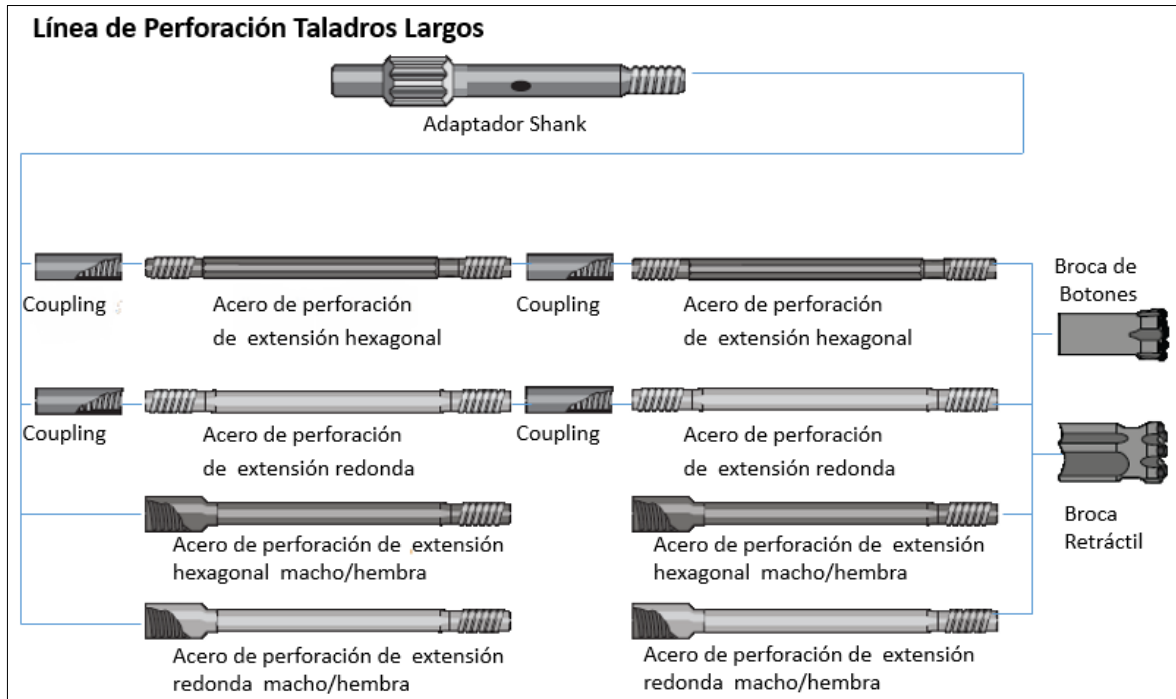


**Figura 05.** Esquema de desviación de taladros largos



**2.2.4.4. Aceros de perforación**

Para ambas columnas de perforación (T38 y T45), se emplean aceros como shank adapter, barras de extensión, tubo guía, brocas y rimadoras.



**Figura 06.** Aceros la de columna de perforación TL

**Fuente:** Boart Longyear

**2.2.5. Voladura.**

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento. El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada.

Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el uso al que se le dará a dicho material. Siendo así, en la explotación de minerales se busca preferentemente una fragmentación menuda que facilite los procesos metalúrgicos en la planta concentradora.

### **2.2.5.1. Voladura de taladros largos**

Consiste en la fragmentación y desplazamiento de las rocas de un nivel al otro en una o dos fases, dependiendo de las dimensiones del tajo, buzamiento, desviación de taladros y altura de bancada. Al realizar este tipo de voladuras, se debe controlar en lo posible:

- La estabilidad de las cajas.
- Dilución o pérdida de mineral.
- Ventilación por la emisión de gases producto de la voladura.

### **2.2.5.2. Elementos fundamentales de la voladura**

- Condición y estructura de la roca.
- Perforación – diseño de malla y arranque.
- Selección del explosivo adecuado.
- Secuencia de salidas.

### **2.2.5.3. Parámetros a considerar al elegir un explosivo**

La elección de un explosivo debe hacerse de acuerdo a una serie de condiciones o parámetros como:

- Presencia de agua en los taladros.
- Toxicidad de los gases de la explosión.
- Diámetro de los taladros.
- Tipo de roca a volar.
- Seguridad del explosivo.
- Tipo de trabajo a ejecutar.
- Sistema de iniciación a utilizar.
- Vibración del terreno.

### **2.2.5.4. Emulsión encartuchada**

Está compuesta por una envoltura plástica que posee propiedades de seguridad, resistencia al agua y buena calidad de gases en voladura. (Famesa, 2015).

Tipos de Emulsión:

- Emulnor 500. Para la voladura de rocas suaves.
- Emulnor 1000. Para la voladura de rocas suaves a intermedias.

- Emulnor 3000. Para la voladura de rocas intermedias a duras.
- Emulnor 5000. Para la voladura de rocas muy duras

#### **2.2.5.5. Accesorios de voladura**

En todo proceso de voladura es necesario que la detonación se inicie correctamente, para ello es necesario conocer aquellos medios y técnicas que permiten iniciar la reacción en régimen de detonación, la iniciación de explosivos y, de forma subsiguiente, la iniciación de voladuras de manera que se produzca la detonación de un conjunto de barrenos con un orden determinado. (Famesa, 2015).

Esta iniciación del explosivo debe ser aquella que asegure que la detonación alcance un régimen que se mantenga durante toda la reacción en el interior del barreno. En este aspecto, un explosivo que no se inicie correctamente provoca que alcance una velocidad de detonación inferior a la nominal, llegando a reaccionar en régimen de deflagración, o incluso llegar a detenerse la reacción. En todos estos casos en los que no se alcanza el régimen de detonación nominal, el trabajo realizado por el explosivo será muy inferior al diseñado. (Famesa, 2015).

En cuanto a la iniciación de una voladura, pueden presentarse diseños muy diferentes que vayan desde la detonación de varios detonadores hasta diseños tales que impliquen cientos de detonadores en grandes voladuras, siendo imprescindible una secuenciación adecuada para lograr unos resultados adecuados de fragmentación, el movimiento de la pila de material volado y el ser compatible con las afecciones al entorno. (Famesa, 2015).

##### **2.2.5.5.1. Pentacord (Cordón detonate)**

Es un cordón flexible e impermeable que contiene en su interior un explosivo denominado pentrita, cuya velocidad de detonación es de 7.000 metros por segundo; el cordón detonante se emplea fundamentalmente para transmitir a los explosivos colocados en los barrenos la detonación iniciada por un detonador. Algunos tipos de cordón detonante (los de mayor gramaje) pueden utilizarse como explosivo principal para la carga de barrenos de voladura. (Famesa, 2015).

#### **2.2.5.5.2. Carmex (Armada de mecha lenta)**

El carmex es un sistema de iniciación concebido y desarrollado como un seguro y eficiente sistema de iniciación para efectuar voladuras, este está integrado por accesorios de voladura tradicionales mejorados en sus componentes. (Famesa, 2015).

Objetivos fundamentales de su uso:

- Eliminar los defectos que existen en la preparación de las armadas.
- Eliminación del chispeo manual de la mecha de seguridad, evitando exposiciones.
- Permite la salida más rápida y segura del personal.

Está compuesto por:

- Fulminante común N° 8.
- Mecha de seguridad.
- Conector.
- Seguro de plástico denominado block de sujeción.

#### **2.2.5.5.3. Fanel (detonador no eléctrico)**

Es un accesorio eficaz para el uso de voladuras en minería subterránea y superficial, ofrece beneficios de sincronización sin riesgo, permitiendo eliminar todo error en conexiones. (Famesa, 2015).

Consta de:

- Fulminante de retardo N° 12.
- Manguera Fanel o tubo de choque, en color rojo o naranja para periodo corto y amarillo para periodo largo.
- Etiqueta, con el número de serie y tiempo de retardo
- Conector plástico de tipo J, en color rojo para periodo corto y amarillo para periodo largo.

#### **2.2.5.5.4. Mecha rápida (cordón de ignición) y conectores**

Utilizado para el encendido de voladuras de gran número de taladros con mecha de seguridad y fulminante. La mecha rápida es a la vez un accesorio de ignición y retardo que permite con un solo chispeo asegurar el encendido secuento o en “rotación” de una serie de mechas con un orden de salidas preestablecido, que se controla con la longitud de mecha

rápida entre cada conectador; es decir, con el espaciado entre cada mecha de taladro a encender. (Famesa, 2015).

### 2.3. Aspectos generales de la unidad minera Inmaculada

#### 2.3.1. Ubicación

La unidad minera Inmaculada, se localiza al sur del Perú, dentro de la provincia de Parinacochas y Páucar de Sara Sara, en el departamento de Ayacucho, situado aproximadamente en Latitud 14°57'27"S y Longitud 73°14'42"W.

La propiedad está situada en el cinturón de Puquio-Caylloma y se localiza aproximadamente a 210 km Sur-Oeste del Cuzco y a unos 530 km Sud-Este de Lima, la capital del Perú, con las coordenadas UTM que se muestran en la siguiente Tabla:

**Tabla 01.** Coordenadas UTM Inmaculada

COTA	COORDENADAS ESTE	COORDENADAS NORTE
3900 - 4800 msnm	670000	8358000
	702000	8358000
	677000	8341000
	702000	8341000



**Figura 07.** Mapa de localización de la unidad minera Inmaculada

**Fuente:** Cía. Minera Ares Sac.

### 2.3.2. Accesibilidad

El tiempo total de viaje desde Lima a la propiedad de Inmaculada es aproximadamente 15.5 horas. Para acceder a la propiedad se puede llegar desde Lima vía la Panamericana Sur hasta Nazca, luego hacia el Este hasta Iscahuaca vía la carretera desde Nazca a Cuzco, luego por una carretera no asfaltada hasta el cruce de Huancamarca y luego siguiendo y atravesando la comunidad de Sauricay y Sorani. Accesos alternativos pueden hacerse desde Cuzco viajando hacia el Oeste en la carretera Cuzco-Nazca y desviándose en el cruce de Chalhuanca a Iscahuaca, siguiendo a continuación el itinerario anterior.

La otra alternativa es desde la ciudad de Arequipa, tomando la autopista que pasa por Majes-Chuquibamba luego en un camino comunal no asfaltado hasta Cotahuasi y de ahí por un camino no pavimentado hasta la Unidad Minera Inmaculada.

**Tabla 02.** Accesibilidad a Inmaculada

ORIGEN	DESTINO	TIPO DE VÍA	TIEMPO (h)	DISTANCIA (km)
<b>ACCESO A INMACULADA DESDE LIMA POR VÍA 1 (TERRESTRE)</b>				
Lima	Nazca	Asfaltada	6,0	460,0
Nazca	Puquio	Asfaltada	4,0	155,0
Puquio	Iscahuaca	Asfaltada	3,0	142,0
Iscahuaca	Inmaculada	Trocha Carrozable	4,45	141,1
<b>ACCESO A INMACULADA DESDE LIMA POR VÍA 2 (AÉREA Y TERRESTRE)</b>				
Lima	Cuzco	Vía Aérea	1,5	590,0
Cuzco	Abancay	Asfaltada	4,0	195,0
Abancay	Chalhuanca	Asfaltada	3,0	120,0
Chalhuanca	Iscahuaca	Asfaltada	0,5	43,0
Iscahuaca	Inmaculada	Trocha Carrozable	4,45	141,1
<b>ACCESO A INMACULADA DESDE AREQUIPA POR VÍA 3 (TERRESTRE)</b>				
Arequipa	Aplao	Asfaltado	3	180
Aplao	Chuquibamba	Asfaltado	0.75	51
Chuquibamba	Cotahuasi	Vía afirmada	4	130
Cotahuasi	Inmaculada	Vía afirmada	4.5	110

### 2.3.3. Clima

El proyecto se encuentra a una altitud promedio de 4 800 msnm con un clima frío-templado (la temperatura media anual se presenta en un rango de 9,5 – 12,5 °C), moderadamente lluvioso (la precipitación media anual es de 870,0 mm) y de amplitud térmica continental.

### 2.3.4. Flora y fauna

#### 2.3.4.1. Flora

Las formaciones vegetales presentes en el área de la unidad minera Inmaculada son principalmente el césped de puna, pajonal, roquedal y geliturbados. Es el césped de puna y el pajonal las formaciones que abarcan mayor área en la zona. Se registraron 31 especies de flora vascular, agrupadas en 21 géneros y 10 familias. Las familias más diversas son Asteraceae y Poaceae con 12 y 8 especies respectivamente.

#### 2.3.4.2. Fauna

Se registran para el área de influencia directa diversas especies de fauna, entre aves, reptiles y mamíferos. Esta cifra no necesariamente constituye el conocimiento global de biodiversidad en el área, por cuanto la presencia de fauna está influenciada normalmente por la estacionalidad y/o frecuencia de observación.

Según el D.S. N° 034-2004-AG, de los mamíferos avistados y potenciales en el área de la unidad operativa la especie “taruca” (*Hippocamelus antisensis*) registrados por literatura especializada (rango de distribución), se encuentran clasificada como especie en situación vulnerable (VU), mientras el “puma” *Puma concolor* y la “vicuña” (*Vicugna vicugna*) se encuentran clasificados como especies casi amenazadas (NT) cabe señalar que el puma ha sido registrado por literatura especializada mientras que la vicuña ha sido avistada en el área de estudio.

En cuanto a las especies de aves, “el cóndor andino” (*Vultur gryphus*) y “parihuana común” (*Phoenicopterus chilensis*) avistadas en el área, se encuentran clasificadas como una especie en peligro (EN) y como casi amenazadas (NT) respectivamente.

#### 2.3.5. Geomorfología

Las características geomorfológicas que se observan en el área del proyecto son producto de una sucesión de eventos tectónicos, incidiendo además, los resultados de la acción modeladora de agentes que intervienen en la geodinámica externa, como glaciares, ríos y vientos, que originaron una fuerte erosión, transporte y sedimentación de materiales.

El área de emplazamiento del proyecto en general se caracteriza por una topografía predominantemente montañosa con pendientes de 15 a 75%, y alturas variables que incluye con áreas de una topografía suave (con pendientes de 4 a 15%). En el área del proyecto se

destaca las siguientes unidades geomorfológicas: altas cumbres, morrenas, mesetas, valles glacial y laderas moderadamente empinadas.

## **2.4. Geología**

### **2.4.1. Geología regional**

La unidad minera Inmaculada se encuentra ubicada en la cordillera occidental del sur del Perú, la cual está compuesta por volcánicos del cretácico y terciario y en menor medida secuencias sedimentarias con intrusivo del terciario. Los yacimientos de oro se encuentran situados dentro de la franja cenozoica Puquio-Caylloma y están asociados con volcánicos e intrusiones. Las zonas mineralizadas se alojan en rocas volcánicas en forma de sistemas de vetas epitermales de cuarzo con mineralización de Ag-Au incluyendo los depósitos de baja sulfuración (“LS”, por sus siglas en inglés) de Pallancata, Ares y explorador, los depósitos de sulfuración intermedia (“IS”) de Arcata y Caylloma y los depósitos de Alta Sulfuración (“HS”) de Shila, Paula, Selene, Suyckutambo, Chipmo y Poracota. (Fuente: Área geología Inmaculada).

### **2.4.2. Geología local**

Las rocas más antiguas dentro de la propiedad son sedimentos marinos clásticos del mesozoico de la formación Soraya, de probable edad cretácica media. La formación Soraya consta de areniscas calcáreas y areniscas de grano fino a medio. Subyacen a la formación Soraya capas rojas (o “red beds”) continentales de la formación Mara del cretácico. La formación Mara está compuesta por limolitas, areniscas y conglomerados de capas gruesas. Ambas formaciones mesozoicas afloran en las inmediaciones de las áreas objetivo de Minascucho y San Salvador, ubicadas dentro de la propiedad. En estas localidades, las rocas mesozoicas subyacen en forma discordante a las rocas volcánicas del grupo Tacaza del oligoceno medio (30 Ma), que alcanzan una potencia de 600 a 800 m. (Fuente: Área geología Inmaculada).

Las ocurrencias minerales conocidas en la propiedad se encuentran en los volcánicos del grupo Tacaza. La secuencia de Tacaza está compuesta por una unidad basal delgada de toba de lapilli riódacítica, que subyace a una secuencia gruesa de flujos andesíticos, brechas y tobas. También ocurren algunos sedimentos epiclásticos locales intercalados dentro de las andesitas. Pequeños stocks y diques de composición andesítica se encuentran dentro de las rocas mesozoicas del basamento en Minascucho y San Salvador. Se cree que éstas



constituyen las alimentadoras de las brechas y flujos más voluminosos. Domos riolíticos pequeños, emplazados dentro de las andesitas del grupo Tacaza, afloran en el sector suroccidental de Minascucho y en Tararunqui. (Fuente: Área geología Inmaculada).

En Minascucho y San Salvador, las secciones del grupo Tacaza ubicadas a mayor altura están representadas por areniscas laminadas, areniscas tobáceas y conglomerados que fueron depositados en un ambiente lacustre, dentro de un entorno tipo graben (el Graben Minascucho). Los sedimentos lacustres alcanzan una potencia de aproximadamente 40 m. Tipos similares de sedimentos de origen lacustre también ocurren en la esquina suroeste del área de Quellopata. (Fuente: Área geología Inmaculada).

La formación Tacaza subyace a la formación Alpabamba del Mioceno en la parte suroriental de la propiedad. La formación Alpabamba está compuesta por secuencias delgadas de tobas líticas riolíticas, con una potencia total de la formación de aproximadamente 800 m. (Fuente: Área geología Inmaculada).

La formación Aniso del mioceno sobre yace a la formación Alpabamba y consta principalmente de toba cristalina de hasta 150 a 200 m de potencia. La formación Aniso aflora al norte del límite de la propiedad y subyace al grupo barroso de la era del pleistoceno al plioceno. El grupo barroso está compuesto principalmente por lavas andesíticas, lahares y brechas con una potencia agregada de más de 400 m y ocurre a las mayores elevaciones dentro de la propiedad. (Fuente: Área geología Inmaculada).

#### **2.4.2.1. Geología de las vetas de Quellopata**

El área de Quellopata, que alberga a la veta Ángela, sobre yace a brechas y lavas andesíticas intercaladas de la formación Tacaza. Las andesitas son de color verdoso a púrpuro y porfiríticas. Las brechas parecen ser autóctonas. (Fuente: Área geología Inmaculada).

Se han delineado hasta cuatro flujos lávicos en Quellopata, los que están intercalados con brechas volcánico-clásticas compuestas por clastos andesíticos dentro de una matriz andesítica. (Fuente: Área geología Inmaculada).

Fallas con rumbo noroeste y buzamiento sureste son las estructuras más antiguas en Quellopata y albergan a las ocho vetas conocidas como Ángela, Roxana, Martha, Teresa, Lourdes, Shakira, Juliana y Lucy. Desplazamientos relativos de horizontes de referencia en

secciones transversales construidas a partir del logueo de testigos y mapeo superficial, sugieren que estas estructuras son fallas normales. Estas fallas parecen haber estado activas en varias ocasiones, como lo evidencia el repetido brechamiento en las zonas de falla, que compone una parte de la mineralización (junto con las vetas y stockwork. (Fuente: Área geología Inmaculada).

En Quellopata ocurren estructuras con rumbo tanto noreste como este-oeste. Las fallas con rumbo este-oeste y buzamiento sur parecen desplazar a las estructuras filoneanas más antiguas. Donde se han observado separaciones (u off-sets) en el mapeo superficial, el desplazamiento aparente es sinistral. (Fuente: Área geología Inmaculada).

En el 2009 se identificaron cuatro nuevas vetas de cuarzo hacia el sureste de Quellopata: Organa, Marina, Verónica y Rebeca, ubicadas 650 m al sureste de las vetas de Quellopata. Las vetas tienen una orientación noreste-este con azimuts que van de 50° a 70° y buzamiento pronunciado hacia el sureste. (Fuente: Área geología Inmaculada).

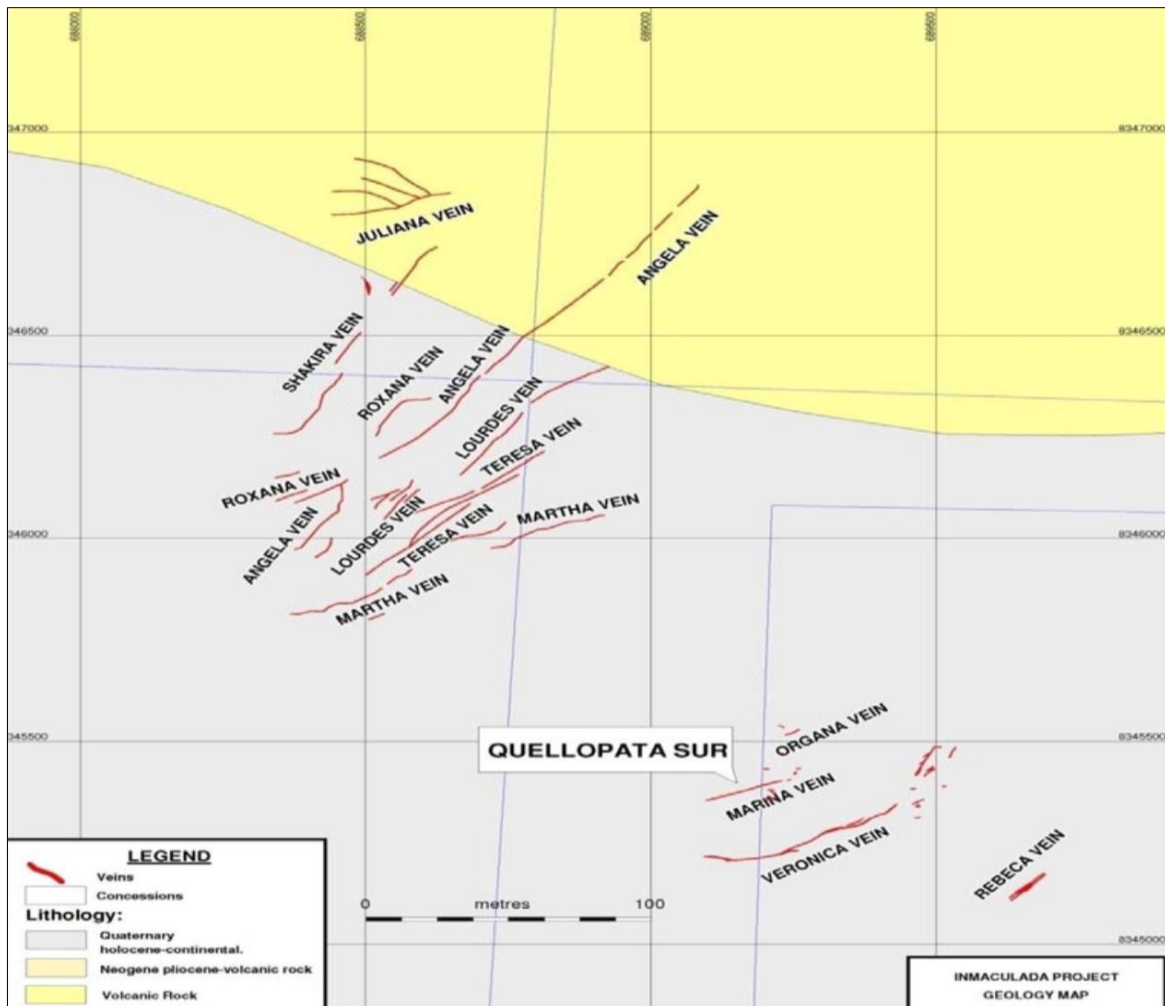
#### **2.4.2.2. Geología de las vetas de Anta Patari**

Las vetas Anta-Patari se encuentran ubicadas 8 km al suroeste de las vetas de Quellopata. Se reconocen seis vetas epitermales de Ag-Au de baja sulfuración: Patari Norte, Patari Sur, Patari, Anta Norte, Menor y Anta Sur. El sistema de vetas tiene rumbo noreste a este y una longitud de 300 m aproximadamente. Las vetas individuales tienen una orientación predominantemente al noreste y tienen un ancho que va de 0.3 a 6.0 m. Las vetas constan principalmente de una veta/brecha de cuarzo sacaroidal y de stockwork coloforme/crustiforme. (Fuente: Área geología Inmaculada).

Son comunes las texturas de reemplazo de carbonato por cuarzo; las vetas de carbonato son pocas. Ilmetita-esmectita ocurre en parches. Asimismo, la ocurrencia de pirita cúbica, generalmente asociada con óxidos de fierro y de manganeso, se da en varios lugares. (Fuente: Área geología Inmaculada).

#### **2.4.2.3. Geología de las vetas de Cascara Huallhua**

El área de Cascara-Huallhua está ubicada al suroeste de Anta-Patari. Se han identificado tres vetas epitermales de Ag-Au de baja sulfuración: Huallhua, Chaguaya e Ismo. La veta Huallhua ha sido mapeada por una longitud en rumbo de 600m aproximadamente. (Fuente: Área geología Inmaculada).

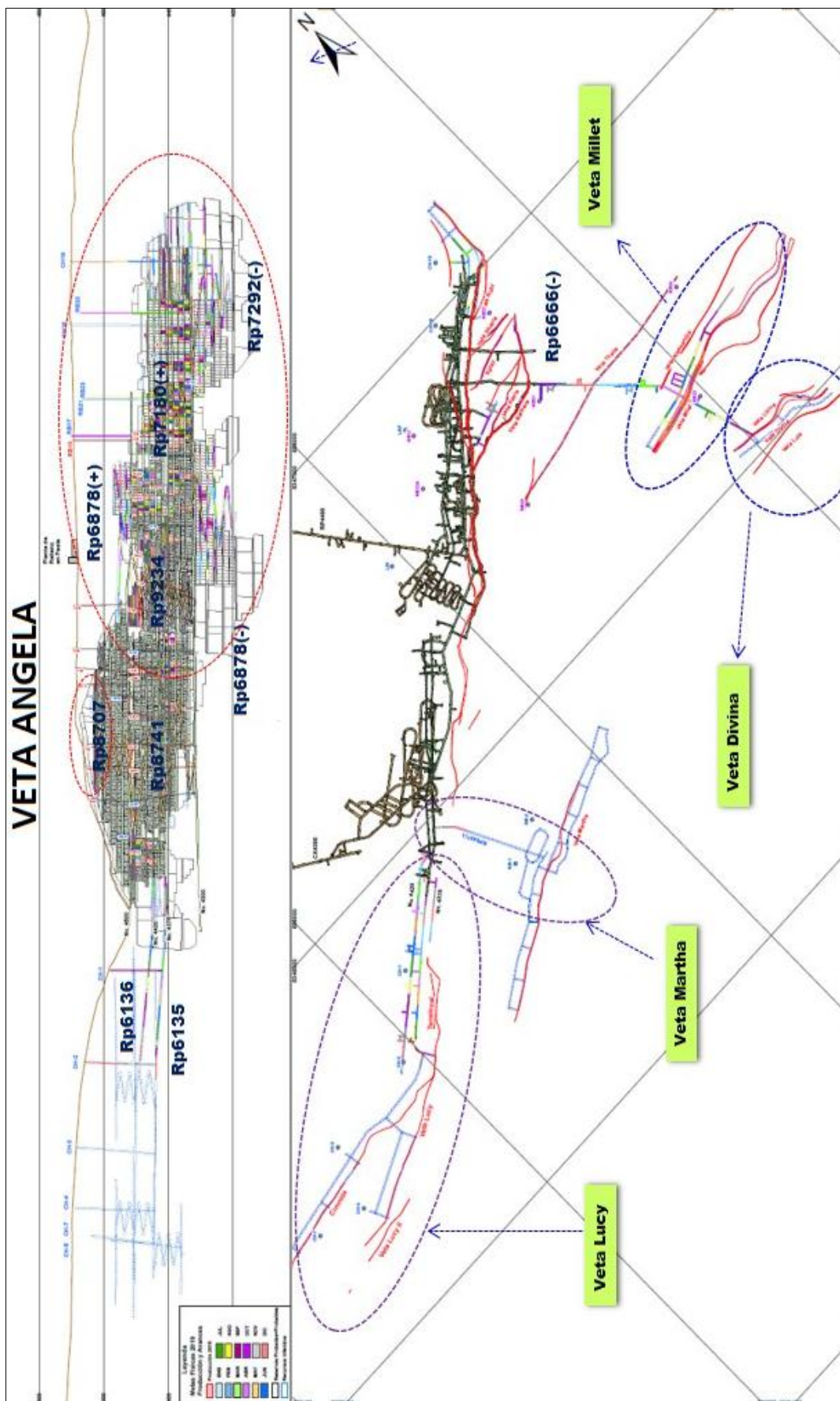


**Figura 08.** Geología de las vetas Quellopata

**Fuente:** Área de Geología – Unidad Minera Inmaculada.

#### 2.4.2.4. Mineralización de la veta Ángela

La veta Ángela aflora en la parte central del sistema de vetas de Quellopata y tiene un rumbo noreste ( $50^\circ$ ), buzamiento sureste ( $45^\circ$  a  $90^\circ$ ) y aflora en la superficie en una longitud de 700 m a lo largo del rumbo (desde la línea 9,600N a 10,300N). La veta ha sido intersecada en la perforación hacia el noreste hasta la línea 12,000N. La parte de la veta que presenta cantidades potencialmente económicas de metales preciosos hasta ahora se encuentra entre 10,000N y 11,800N, una longitud de 2,000 m a lo largo del rumbo. (Fuente: Área geología Inmaculada). La veta varía en potencia de 0.5 m a 16.0 m, con un promedio aproximado de 6.0 m y se han observado dos generaciones de mineralización, un evento temprano de plomo-zinc y un evento tardío de oro-plata. La mineralización temprana está compuesta por vetillas de cuarzo blanco con esfalerita, galena, pirita y argentita (en pequeñas cantidades). Estas vetillas forman una amplia envoltura de baja ley (0.2 a 1.0% Pb + Zn) que rodea, y traslapa, la mineralización de la veta Ángela. (Fuente: Área geología Inmaculada).



**Figura 09.** Principales vetas Inmaculada

Fuente: Área de Geología – Unidad Minera Inmaculada.

## 2.5. Geomecánica

Por lo general la roca predominante en las cajas es la andesita, aunque en ocasiones tenemos la presencia de drevis flow, en ambos casos el RMR varía de 21 a 50; mientras que en la estructura se tiene presencia de sílice, óxidos y el 95% de cuarzo con presencia de agua y fracturas ligeramente rugosas con RMR que varía de 25 a 50.

### 2.5.1. Tipos de roca más predominantes Inmaculada

**Tabla 03.** Tipos de roca predominantes en Inmaculada

TIPO DE ROCA SEGÚN LA CLASIFICACION RMR						
DESCRIPCIÓN	UNID	RANGO	IVA	IIIB	IIIB	IIIA
1. Resistencia a la compresion simple	Mpa	50 - 100	7	7	7	7
2. RQD	%	50 - 75	13	13	13	13
3. Esp. entre discontinuidades	m	< 0.06 - 2.0	5	8	10	15
4. Estado de las discontinuidades	-	-	<b>7</b>	<b>10</b>	<b>11</b>	<b>14</b>
Persistencia	m	3.0 - 20.0	1	1	2	2
Apertura	mm	0.1 a >5.0	0	1	1	4
Rugosidad	-	Ligero	3	3	3	3
Relleno	m	duro c/esp>5	2	2	2	2
Meteorizacion	-	mod.-alto	1	3	3	3
5. Precencia de agua	-	lig.-humedo	7	7	10	10
6. RMR Basio	-	-	<b>39</b>	<b>45</b>	<b>51</b>	<b>59</b>
7. Orientacion de discontinuidades	-	favorable	-2	-2	-2	-2
<b>8. RMR Corregido</b>	-	-	<b>37</b>	<b>43</b>	<b>49</b>	<b>57</b>

**Fuente:** Área de Geomecánica – Unidad Minera Inmaculada.

Para términos de monitoreo, pruebas y análisis se considera RMR 45 por ser el promedio de entre todos los tajos de explotación en taladros largos.

En las excavaciones subterráneas de Inmaculada, existen factores que influyen en la estabilidad de la masa rocosa, tales como:

- Litología.
- Estructura de la masa rocosa.
- Esfuerzos que actúan en las cajas.
- Presencia de agua subterránea
- Tamaño y orientación de las excavaciones.
- Secuencia de avance de minado.
- La voladura.

Es por ello que se han elaborado estándares para cada tipo de sostenimiento a emplear de acuerdo a la necesidad y recomendación de geomecánica.

### 2.5.2. Tipos de sostenimiento

**Tabla 04.** Sostenimiento para labores permanentes de 3.5 a 5.0m

TIPO	RMR	CALIDAD ROCA	SOSTENIMIENTO
II	61 - 80	Buena	Perno sistemático 1.5 x 1.5 m. y malla (Perno Helecoidal: Long. 7pies)
IIIA	51 - 60	Regular	Perno sistemático 1.2 x 1.2 m. y malla (Perno Helecoidal: Long. 7pies)
IIIB	41 - 50	Regular	Shotcrete (e=2") + Pernos Sist. 1.5 x 1.5 m. (Perno Helecoidal: Long. 7pies)
IVA	31 - 40	Mala	Shotcrete (e=2") + Pernos Sist. 1.2 x 1.2 m. (Perno Hydrablot: Long. 7pies)
IVB	21 - 30	Mala	Shotcrete (e=3") + Cimbras a 1.5 m. (Shot c/f 25Kg/m3)
V	< 20	Muy Mala	Shotcrete (e=3") + Cimbras a 1.0 m. (Shot c/f 25Kg/m3) (Avanzar con marchavantes)

**Fuente:** Área de Geomecánica – Unidad Minera Inmaculada.

**Tabla 05.** Sostenimiento para labores temporales de 3.5 a 5.0m

TIPO	RMR	CALIDAD ROCA	SOSTENIMIENTO
II	61 - 80	Buena	Perno sistemático 1.5 x 1.5 m. y malla (Perno Hydrablot: Long. 7pies)
IIIA	51 - 60	Regular	Perno sistemático 1.2 x 1.2 m. y malla (Perno Hydrablot: Long. 7pies)
IIIB	41 - 50	Regular	Shotcrete (e=2") + Pernos Sist. 1.5 x 1.5 m. (Perno Hydrablot: Long. 7pies)
IVA	31 - 40	Mala	Shotcrete (e=2") + Pernos Sist. 1.2 x 1.2 m. (Perno Hydrablot: Long. 7pies)
IVB	21 - 30	Mala	Shotcrete (e=3") + Cimbras a 1.5 m. (Shot c/f 25Kg/m3)
V	< 20	Muy Mala	Shotcrete (e=3") + Cimbras a 1.0 m. (Shot c/f 25Kg/m3) (Avanzar con marchavantes)

**Fuente:** Área de Geomecánica – Unidad Minera Inmaculada.



**Tabla 06.** Sostenimiento para labores temporales de 5 a 7.0m

TIPO	RMR	CALIDAD ROCA	SOSTENIMIENTO
II	61 - 80	Buena	Perno sistemático 1.8 x 1.8 m. y malla (Perno Hydrablot: Long. 7pies)
IIIA	51 - 60	Regular	Perno sistemático 1.5 x 1.5 m. y malla (Perno Hydrablot: Long. 7pies)
IIIB	41 - 50	Regular	Shotcrete (e=2") + Pernos Sist. (Sección Completa: Hyd 7 pies 1.8 x 1.8 m.
IVA	31 - 40	Mala	Shotcrete (e=2") + Pernos Sist. (Sección Completa: Hyd 7 pies 1.5 x 1.5 m.
IVB	21 - 30	Mala	Shotcrete (e=2") + Pernos Sist. (Sección Completa: Hyd 7 pies 1.2 x 1.2 m.
V	< 20	Muy Mala	Shotcrete (e=3") + Cimbras a 1.0 m. (Shot c/f 25Kg/m3) (Avanzar con marchavantes)

**Fuente:** Área de Geomecánica – Unidad Minera Inmaculada.

**Tabla 07.** Sostenimiento para labores temporales de 7.0 a 10.0m

TIPO	RMR	CALIDAD ROCA	SOSTENIMIENTO
II	61 - 80	Buena	Perno sistemático 1.8 x 1.8 m. y malla (Perno Hydrablot: Long. 7pies) (Media corona + Caja Techo: Hyd 10 pies 1.8 x 1.8 m.)
IIIA	51 - 60	Regular	Perno sistemático 1.5 x 1.5 m. y malla (Perno Hydrablot: Long. 7pies) (Media corona + Caja Techo: Hyd 10 pies 1.5 x 1.5 m.)
IIIB	41 - 50	Regular	Shotcrete (e=2") + Pernos Sist. (Sección Completa: Hyd 7 pies 1.8 x 1.8 m. (Media corona + Caja Techo: Hyd 10 pies 1.5 x 1.5 m.)
IVA	31 - 40	Mala	Shotcrete (e=2") + Pernos Sist. (Sección Completa: Hyd 7 pies 1.5 x 1.5 m. (Media corona + Caja Techo: Hyd 10 pies 1.8 x 1.8 m.)
IVB	21 - 30	Mala	Shotcrete (e=2") + Pernos Sist. (Sección Completa: Hyd 7 pies 1.2 x 1.2 m. (Media corona + Caja Techo: Hyd 10 pies 1.2 x 1.2 m.)
V	< 20	Muy Mala	Shotcrete (e=3") + Cimbras a 1.0 m. (Shot c/f 25Kg/m3) (Avanzar con marchavantes)

**Fuente:** Área de Geomecánica – Unidad Minera Inmaculada.

## 2.6. Labores de avance y preparación

### 2.6.1. Rampas

Labores Inclinadas con secciones de 4.5 x 4.0 m, desarrolladas en paralelo a la estructura de las vetas Ángela, Millet, Bárbara, Divina, Keyla y Lucy. Estas rampas generalmente se avanzan en negativo con una gradiente de -12° y con una sección suficientemente amplia para dar paso a los equipos pesados como volquetes de 6x4,

volquetes de 8x4, equipos de perforación (Jumbos Frontoneros, Simbas 1254, Jumbos T1D), Scoops de 6yd3, Scaler, Robots Lanzadores y demás equipos empleados en la operación mina. El avance promedio por disparo es de 2.9 mts/disp., principalmente por los radios de giro donde la perforación no puede realizarse con una barra mayor a 12 pies.

Las rampas permiten profundizar la mina, además de comunicar y acceder a distintos niveles de explotación empezando en el Nv 4600 y llegando hasta el Nv 4265 donde se están corriendo labores de avance para la profundización de la Mina.

### **2.6.2. By pass, accesos y ventanas.**

Los By pass son paralelos a las vetas de explotación con secciones de 4x4m, de manera que sirven como vía de evacuación de mineral, circulación de equipos LHD y ventilación en la explotación de los tajos TL. El avance promedio en labores de este tipo de 3.4 mts/disp., por ser labores en desmonte y con proyectos que contemplan bastantes metros sin muchas selladas.

Los accesos son aquellas labores que por lo general son perpendiculares a las estructuras mineralizadas y sirven para enlazar las rampas con los by pass, teniendo una sección de 4x4 m en la mayoría de los casos, aunque en ocasiones pueden tener secciones de 3.5x3.5 m, esto dependiendo del método de minado a emplear y las características de los equipos a ser utilizados.

Las ventanas o cruceros son aquellas labores perpendiculares a las estructuras mineralizadas que sirven como acceso desde los by pass hacia los subniveles y están distanciados a cada 100, con una longitud de 20 a 30 m por labor y una sección de promedio de 4x4 m.

### **2.6.3. Sub niveles.**

Labores de 4x4 m de sección que se desarrollan a lo largo de las estructuras mineralizadas y cuyo fin principal para su ejecución es abrir un acceso en veta, para que después de haber realizado el desquinche puedan ingresar los equipos de perforación TL (Simbas 1254 y Jumbos T1D).

### **2.6.4. Cruceros de preparación y desquinches.**

Los labores de preparación de los tajos TL se dividen en desquinches para taladros largos longitudinales y cruceros para taladros largos transversales, en ambos casos las

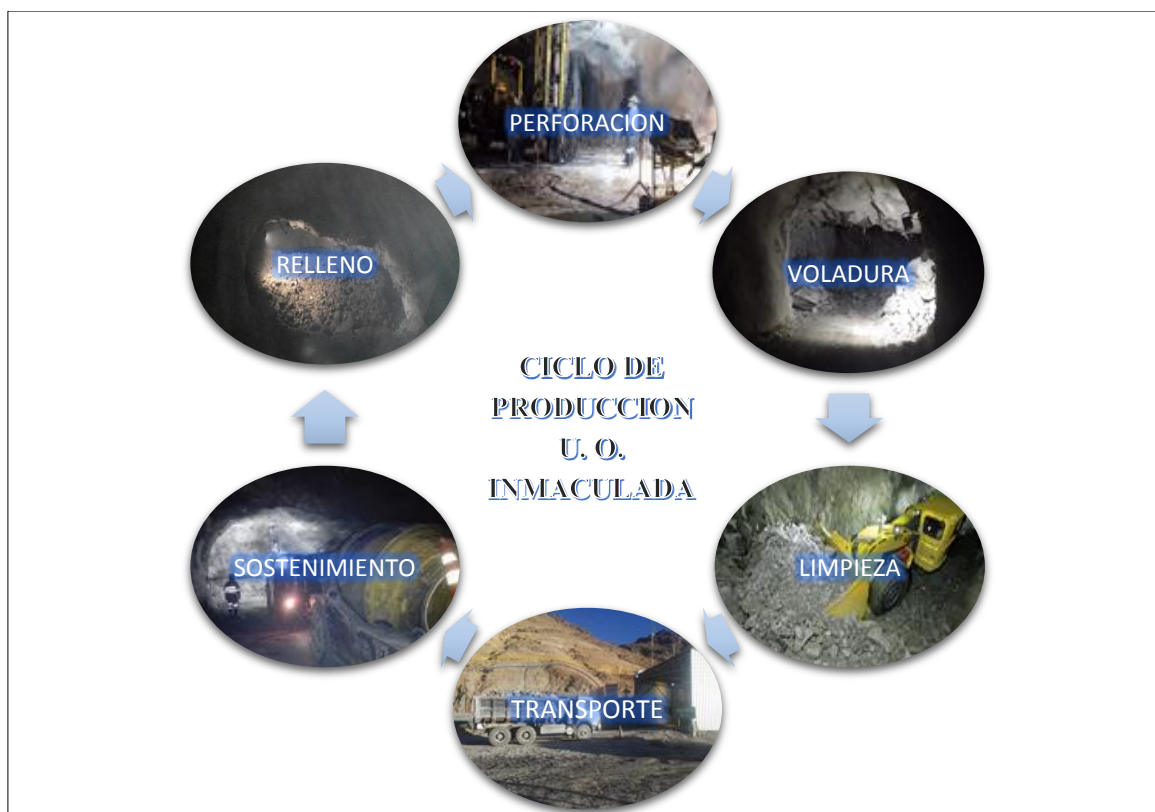


secciones final debe ser de 6x4 m o 8x4 m; suficientes para el ingreso, posicionamiento y perforación de los equipos destinados a esta actividad.

### 2.6.5. Labores verticales.

- Ore Pass. Labores para la evacuación de mineral de los tajos en el nivel superior.
- Raise Boring. Labores para ventilación, servicios, evacuación de mineral y desmonte.
- Raise Climber. Labores con un ligero pendiente que sirven para evacuar mineral y desmonte de los labores de avance.
- Chimeneas. Por lo general son convencionales y son utilizados para ventilación, relleno y evacuación de desmonte.

## 2.7. Explotación



**Figura 10.** Esquema del ciclo de producción TL Inmaculada

### 2.7.1. Método CRM (corte y relleno mecanizado)

Método empleado en zonas donde el tipo de roca es IVA y IVB con buzamientos menores a 55 grados, dado que un terreno de estas características es más propenso a presentar cuñas y el riesgo de desprendimientos es mayor al momento de realizar la perforación con

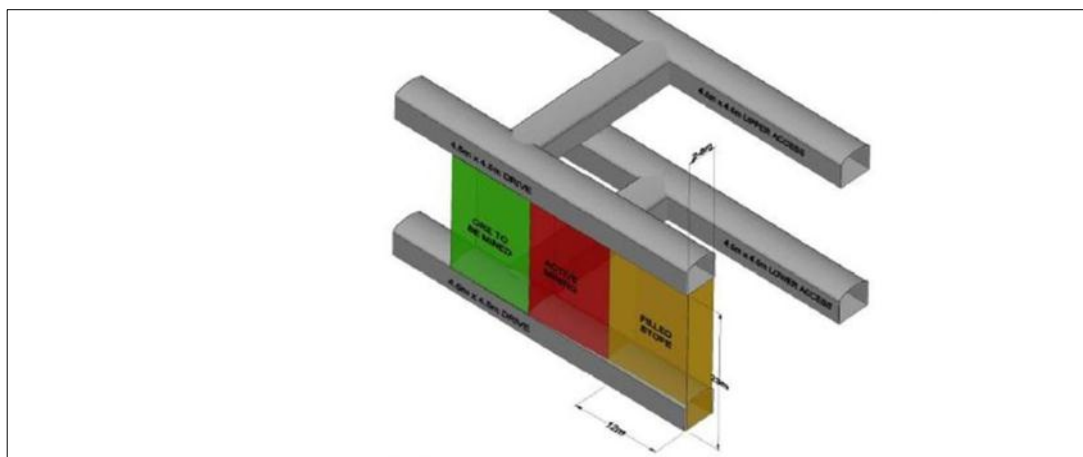
equipos de taladros largos, adicionalmente cabe mencionar que es complicado realizar la voladura TL en labores de este tipo porque generalmente se dejan costras en la caja piso y se diluye bastante la caja techo.

Para el minado en los Breasting es necesario aperturar basculantes que van desde las rampas hasta cortar la estructura mineralizada, una vez terminado esta actividad ya se puede comenzar a minar realizando perforaciones con los Jumbos S1D de un brazo y barras de 14 pies con brocas de 51mm de diámetro, la voladura se realiza en una malla cuadrada de 0.9x0.9m utilizando emulsiones de 1000 1½” x 12”.

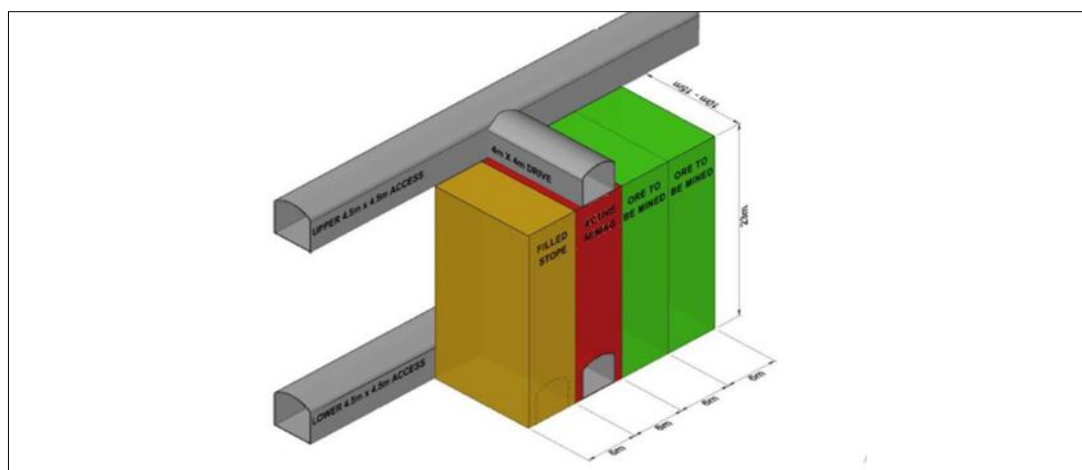
Como en todas las labores de explotación y avance, la limpieza es realizada con Scoops de 6 Yd3 hacia los ore pass o chimeneas cortas cercanas a los tajos.

### 2.7.2. Método de taladros largos

Las zonas seleccionadas para este método deben tener buzamientos mayores a 55 grados además de que el RMR de sus cajas debe estar comprendida entre IVA y IIIB. De acuerdo a la potencia de las vetas, el método TL se subdivide en taladros largos longitudinales para el minado de vetas con potencias de 2 a 10 m y taladros largos transversales para el minado de vetas con potencias mayores a 10 m con longitud de minado de aprox. 10 m para no afectar la estabilidad de la corona y las cajas.



**Figura 11.** Esquema de minado en taladros largos longitudinales



**Figura 12.** Esquema de minado en taladros largos transversales

### 2.7.2.1. Perforación de taladros largos

Es la primera operación del ciclo de minado en Inmaculada y es realizado por los equipos de perforación (Simba 1254 y los Jumbo T1D), cuyo propósito es abrir en la roca cavidades cilíndricas denominadas taladros que pueden ser de distintas longitudes con la finalidad de depositar en su interior cargas explosivas que al detonar fragmenten a la roca en un tamaño deseado.

#### 2.7.2.1.1. Equipos de perforación TL

Las Simbas se dedican exclusivamente a la perforación de taladros largos para la producción, mientras que las T1D’s perforan taladros largos, repasos y taladros para la instalación de cable bolting; a continuación se muestran los parámetros de perforación de ambos equipos para taladros de producción:

**Tabla 08.** Parámetros de perforación TL

PARAMETROS	UNIDAD	EQUIPO	
		SIMBA	T1D
Altura Promedio de bancada	m	16	16
Diámetro de la Broca de Producción	mm	76	64
Diámetro de la Broca de Rimado	mm	152	127
Longitud de barras de Perforación	m	1.5	1.5
Numero de Tubo Tag por Columna de Perforación	Nº	1	1
Área de Influencia del Taladro	m <sup>2</sup>	2.3	1.8
Buzamiento Promedio Bancada	Grados	60	60
Densidad del Mineral	Ton/m <sup>3</sup>	2.51	2.51

### 2.7.2.1.2. Tipos de taladros

- Jumbos T1D:
  - Taladros de producción.
  - Taladros slot.
  - Taladros rimados.
  - Taladros de corrección, repaso y cable bolting.
- Simbas 1254:
  - Taladros de producción.
  - Taladros slot.
  - Taladros rimados.
  - Taladros de corrección.

### 2.7.2.1.3. Desviación de taladros

La desviación de taladros obedece a que el taladro no sale en el punto deseado en el nivel de llegada, presentándose con más frecuencia en los equipos T1D, dado que por su diámetro de broca y la columna de perforación T38 es más delgada que la T45 de las Simbas y por teoría se sabe que a menor diámetro de perforación, mayor será la desviación que ésta tenga.

Para los taladros de 16m de longitud, el ángulo de desviación permisible es de  $2^\circ$ ; sin embargo, de acuerdo a las pruebas realizadas en la Unidad se han obtenido valores promedio de  $1.8^\circ$  para taladros perforados con T1D y  $1.3^\circ$  para taladros perforados con Simbas.

**Tabla 09.** Desviación angular y total de taladros con broca de 64mm

TJ 5800 - AC 583598 ID TAL. FILAS (64mm)	DESVIACION ANGULAR (°)		DESVIACION TOTAL (m)	
	DESV. REAL	DESV. PERM.	DESV. REAL	DESV. PERM.
F574-1	2.30	2.00	0.70	0.41
F574-2	2.21	2.00	0.53	0.40
F574-3	1.74	2.00	0.46	0.39
F574-4	2.88	2.00	0.66	0.38
F574-5	0.11	2.00	0.27	0.38
F574-6	1.83	2.00	0.58	0.37
F574-7	1.39	2.00	0.42	0.36
F574-8	1.50	2.00	0.42	0.36
F575-1	1.18	2.00	0.44	0.41
F575-2	0.46	2.00	0.13	0.39
F575-3	1.01	2.00	0.28	0.38
F575-4	2.80	2.00	0.81	0.37
F575-5	1.72	2.00	0.50	0.36
F575-6	1.01	2.00	0.27	0.36
F575-7	1.10	2.00	0.38	0.36
F575-8	1.03	2.00	0.35	0.36
F576-1	2.22	2.00	0.66	0.39
F576-2	0.82	2.00	0.21	0.36
F576-3	1.77	2.00	0.50	0.36
F576-4	3.28	2.00	0.93	0.35
F576-5	2.36	2.00	0.59	0.36
F576-6	2.23	2.00	0.63	0.36
F577-1	1.00	2.00	0.26	0.39
F577-2	1.81	2.00	0.49	0.37
F577-3	3.59	2.00	0.97	0.36
F577-4	3.19	2.00	0.83	0.36
F577-5	2.54	2.00	0.61	0.35
F577-6	2.59	2.00	0.79	0.35
F578-1	1.68	2.00	0.47	0.39
F578-2	1.00	2.00	0.25	0.38
F578-3	2.90	2.00	0.89	0.37
F578-4	0.83	2.00	0.21	0.36
F578-5	1.90	2.00	0.53	0.35
F578-6	1.57	2.00	0.50	0.35
<b>Total general</b>	<b>1.81</b>	<b>2.00</b>	<b>0.52</b>	<b>0.37</b>

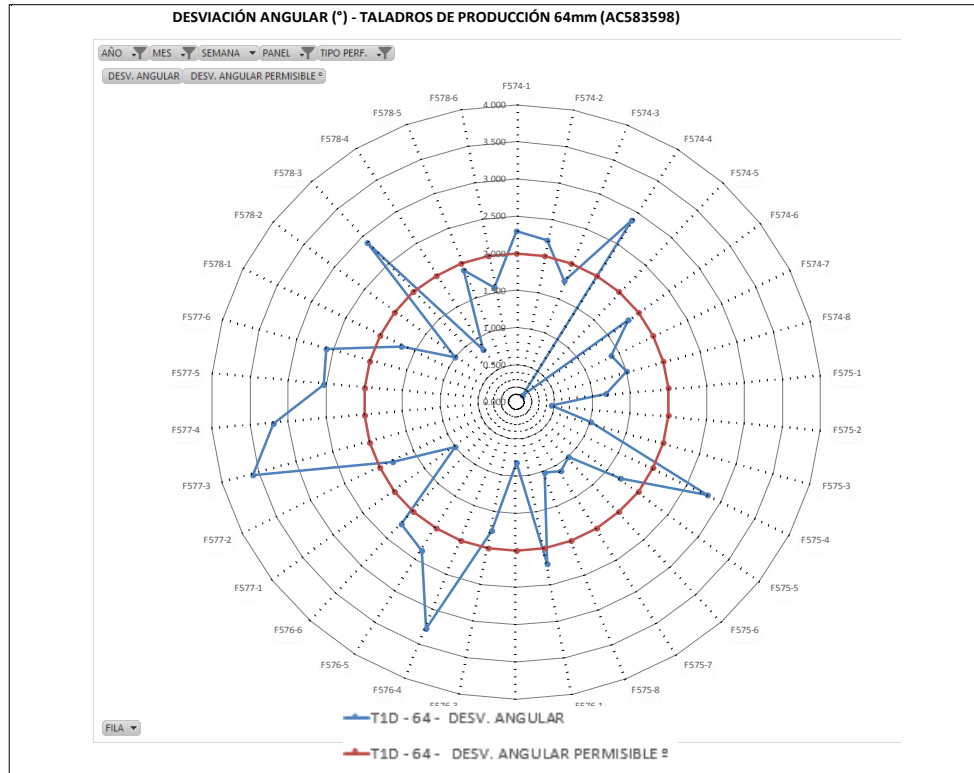


Figura 13. Desviación angular de taladros con brocas de 64mm

Tabla 10. Desviación angular y total de taladros con broca de 76mm

TJ 5200 - AC 523369 A	DESVIACION ANGULAR (°)		DESVIACION TOTAL (m)	
ID TAL. FILAS (76mm)	DESV. REAL	DESV. PERM.	DESV. REAL	DESV. PERM.
F516-1	0.14	2.00	0.33	0.46
F516-2	0.56	2.00	0.40	0.45
F516-3	0.80	2.00	0.40	0.44
F516-4	0.54	2.00	0.25	0.43
F517-1	1.01	2.00	0.33	0.46
F517-2	0.51	2.00	0.25	0.44
F517-3	0.74	2.00	0.25	0.43
F517-4	0.71	2.00	0.31	0.43
F518-1	2.36	2.00	0.85	0.47
F518-2	0.43	2.00	0.26	0.44
F518-3	1.39	2.00	0.47	0.43
F518-4	1.81	2.00	0.59	0.42
F518-5	2.08	2.00	0.69	0.41
F518-6	2.92	2.00	1.05	0.39
F515-4	1.85	2.00	0.87	0.46
F515-5	1.28	2.00	0.75	0.47
F515-3	2.73	2.00	1.00	0.46
F515-2	2.11	2.00	0.79	0.47
F515-1	1.80	2.00	0.66	0.47
F516-5	0.66	2.00	0.17	0.44
F516-6	0.77	2.00	0.23	0.45
F517-5	1.86	2.00	0.78	0.42
F517-7	1.80	2.00	0.72	0.40
<b>Total general</b>	<b>1.34</b>	<b>2.00</b>	<b>0.54</b>	<b>0.44</b>

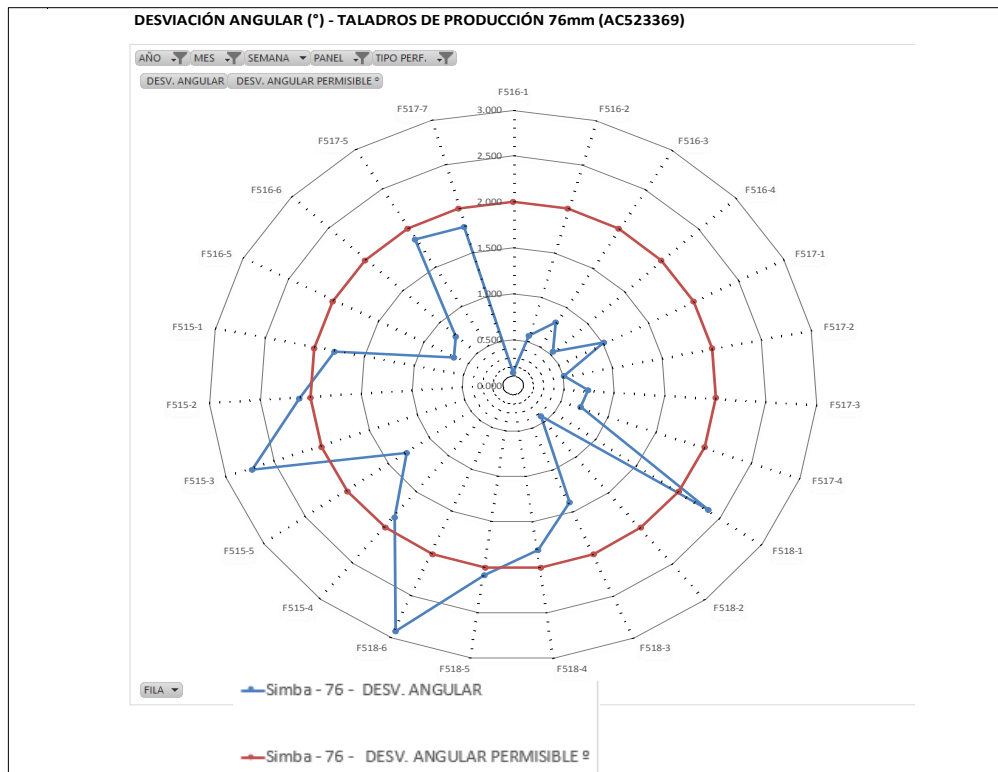


Figura 14. Desviación angular de taladros con brocas de 76mm

2.7.2.2. Voladura de taladros largos

Es el proceso de preparación y carguío de explosivos en los taladros debidamente entubados con el objeto de fragmentar la estructura del ore en un determinado panel. La voladura lo realiza una pareja de cargadores (maestro y ayudante) y por lo general el proceso de carguío comienza después de la media guardia con el apoyo de un Manitou si ésta se realiza en positivo.

2.7.2.2.1. Fases de voladura en taladros largos

En inmaculada, la voladura por lo general se realiza de la siguiente forma:

- **Primera Fase:** Voladura del nivel inferior de taladros slot y zanja.
- **Segunda Fase:** Voladura del nivel superior de taladros slot y zanja.
- **Tercera Fase:** Voladura en toda la columna de los taladros de producción.

2.7.2.2.2. Explosivos y accesorios de voladura

Los explosivos y accesorios utilizados para este fin son proveídas por Famesa Sac y a continuación se mencionan sus características:

**Tabla 11.** Explosivos usados para voladura TL en Inmaculada

Explosivo	Dimensiones	Kg/ cartucho	Densidad (g/cc)	VOD		PoD (Kbar)	Energia (Kcal/Kg)
				Confinado	S/Confinar		
EMULNOR 3000	1 1/2" X 24"	0.74	1.14	5,700	4,400	93	920
EMULNOR 3000	2" X 24"	1.39	1.14	5,700	4,400	93	920
EMULNOR 5000	1 1/2" X 24"	0.78	1.16	5,500	4,200	88	870
EMULNOR 5000	2" X 24"	1.56	1.16	5,500	4,200	88	870

**Tabla 12.** Accesorios usados para voladura TL en Inmaculada

ACCESORIOS	USO
Carmex 7 pies	2 por cada voladura
Mecha Rápida Z-18	En cada voladura
Pentacord 5P - Amarre	En cada voladura
Pentacord 10P - Columna Explosiva	Por cada taladro cargado
Fanel PL 1 a 16 de 4.2m	Por cada taladro cargado (vol por fases)
Fanel PL 1 a 15 de 12m	Por cada taladro cargado
Fanel PL 1 a 15 de 15m	Voladura tal de produccion o slot en 1 fase
Fanel PL 1 a 15 de 18m	Voladura tal de produccion o slot en 1 fase (> a 16mts)
Fanel MS de 4.2m	Por cada taladro cargado (vol por fases)
Fanel MS de 12m	Por cada taladro cargado
Fanel MS de 15m	Voladura tal de produccion o slot en 1 fase

### 2.7.2.3. Limpieza de paneles TL

El mineral disparado es acarreado con Scoop desde los tajos hacia los ore pass, cámaras de almacenamiento, chimenea corta o en su defecto realizan carguío directo hacia los volquetes estacionados en las cámaras de carguío.

En la unidad Inmaculada se cuenta con Scoop de las marcas Atalas Copco (modelo ST 1030) y CAT (modelo R1600H) de 6 Yd<sup>3</sup> de capacidad cada una.

En un panel de taladros largos pueden trabar un Scoop o dos en simultáneo dependiendo de la disponibilidad de los equipos y el rendimiento que se quiere alcanzar.

### 2.7.2.4. Transporte de mineral extraído de los tajos TL

La E.E. DCR es quien está encarga de realizar el transporte de mineral, el cual es realizado a través de volquetes volvo FM de 15 m<sup>3</sup> y 18 m<sup>3</sup>.

### 2.7.2.5. Sostenimiento de paneles TL

Esta actividad comprende parte de la preparación del panel TL y se realiza culminado el desquinche o el Crucero de 8x4. En Inmaculada el sostenimiento de labores temporales comprende la instalación de pernos Hydrabolt de 7 pies espaciados a 1.2m, lanzado de



shotcrete en vía húmeda con un espesor de 2 pulg y si es necesario se refuerza con mallas electrosoldadas, por último se instala Cable Bolting de 7, 10 o 15m dependiendo de la recomendación geomecánica como parte del estándar de seguridad.

**2.7.2.5.1. Instalación de Cable Bolting**

En nuestras operaciones, se usa el tipo de sostenimiento con cable bolting por el método de explotación que genera grandes vibraciones en las cajas, así como para minimizar la dilución de la caja techo.

**Tabla 13.** Ventajas y desventajas de instalación de Cable Bolting

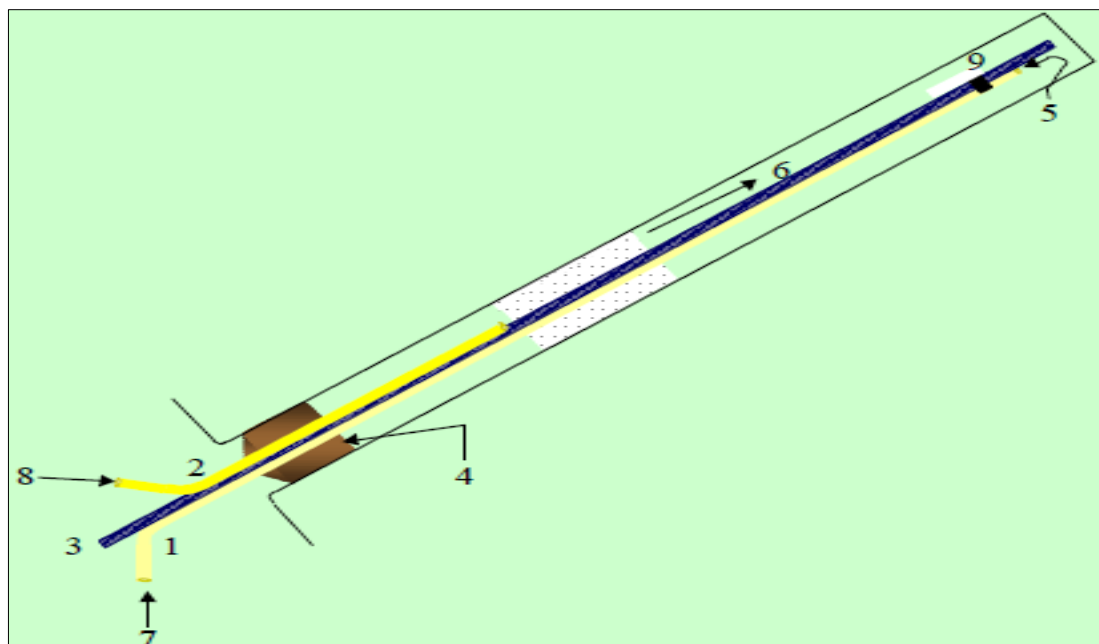
VENTAJAS	DESVENTAJAS
Costo reducido y puede tener cualquier longitud en areas estrechas. Correctamente instalado, el sistema de refuerzo es duradero. Alta capacidad de carga en cualquier tipo de roca.	El uso de cemento requiere 24 Hrs de fraguado antes de instalar planchuelas. Solo es posible una instalacion especial.

Elementos para la instalación de Cable Bolting.

1. Manguera PVC de 1/2"
2. Manguera PVC de 3/4"
3. Cable de 5/8"
4. Tapón de Madera (cuña + bolsa cemento)
5. Ingreso de Aire al Tubo
6. Pasta de Cemento
7. Tubo de 1/2" en Balde con Agua
8. Inyección de Lechada de Cemento
9. Cinta adhesiva



Cable Tipo Nutcagedo semibulbado



**Figura 15.** Esquema de instalación Cable Bolting Inmaculada

### 2.7.2.6. Relleno de taladros largos

El relleno empleado para tajos TL es en pasta, la misma que es enviada desde PRP (Planta de relleno en Pasta) en tuberías de 6", con un caudal promedio de 60 m<sup>3</sup>/hr y una densidad de 1700 gr/cc. Una vez rellena el panel, por estándar no se puede retirar el dique hasta 14 días después de haber fraguado la pasta.

## 2.8. Definiciones conceptuales

### 2.8.1. Costo

Nos representa el esfuerzo económico que se debe de realizar para obtener un determinado producto o servicio.

### 2.8.2. Estándar

Es el modelo, patrón o referencia a seguir que contienen parámetros que nos indican la forma correcta de hacer las cosas.

### 2.8.3. Estándares de perforación y voladura

Son parámetros técnicos calculados, diseñados y evaluados minuciosamente para su aplicación y que sirven como modelo.

#### **2.8.4. Explosivos**

Son productos químicos que encierran un enorme potencial de energía susceptibles de descomposición, que bajo la acción de un fulminante u otro estímulo externo reaccionan instantáneamente con gran violencia, generando efectos destructivos.

#### **2.8.5. Factor de potencia**

Es la cantidad de explosivo (en kg) usada por tonelada de roca volada.

#### **2.8.6. Factor de perforación**

Es la expresión usada para el número de metros que deben ser perforados por metro cúbico de roca volada.

#### **2.8.7. Malla de perforación**

Distribución adecuada de los taladros para realizar una voladura en un frente o tajo.

#### **2.8.8. Optimización**

Es la acción y efecto de optimizar. Busca la mejor manera de realizar una actividad.

#### **2.8.9. Parámetros**

Se denomina así a la constante numérica cuyo valor caracteriza a un miembro de un sistema.

#### **2.8.10. Parámetros de perforación y voladura**

Se denomina así a los diversos ratios obtenidos en la práctica, a través de la observación en el lugar de trabajo.

#### **2.8.11. Perforación**

Es abrir en la roca huecos cilíndricos denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes ya sea de manera manual o mecanizada, destinados a alojar al explosivo y sus accesorios e iniciadores.

#### **2.8.12. Productividad**

Es la relación que existe entre el producto extraído y los medios empleados como mano de obra, equipos, materiales, entre otros.

### **2.8.13. Taladro**

Se denomina taladro al orificio producto de una perforación en el cual se depositarán los explosivos y los sistemas de iniciación.

### **2.8.14. Voladura**

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

## **2.9. Formulación de la hipótesis**

### **2.9.1. Hipótesis general.**

- Con la optimización de los estándares en perforación y voladura de taladros largos, se incrementará la productividad y reducirán los costos de operación en la Unidad Operativa Inmaculada.

### **2.9.2. Hipótesis específica.**

- Con la implementación de los nuevos estándares en perforación y voladura de taladros largos, se logrará el incremento de la productividad en la Unidad Operativa Inmaculada.
- Con la implementación de los nuevos estándares en perforación y voladura de taladros largos, se logrará la reducción de los costos de operación en la Unidad Operativa Inmaculada.

## CAPÍTULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1. Método de investigación

##### 3.1.1. Método general

En forma general se empleara el método científico, que es una serie ordenada de procedimientos de que hace uso la investigación científica para observar la extensión de nuestros conocimientos. Podemos concebir el método científico como una estructura, un armazón formado por reglas y principios coherentemente concatenados.

El método científico, es utilizado y ratificado como válida por los investigadores científicos a la hora de proceder con el fin de exponer y confirmar sus teorías. Una teoría científica es un conjunto de conceptos, incluyendo abstracciones de fenómenos observables y propiedades cuantificables, junto con reglas (leyes científicas) que expresan las relaciones entre las observaciones de dichos conceptos.

##### 3.1.2. Método específico

Método de investigación es descriptivo - explicativo.

##### 3.1.3. Tipo de investigación

El tipo de investigación es aplicativo porque busca responder a las causas de los principales eventos tratados en el presente trabajo para en función a ello generar conocimientos relacionados al ciclo productivo minero con el fin de mejorar y hacerlo más eficiente.

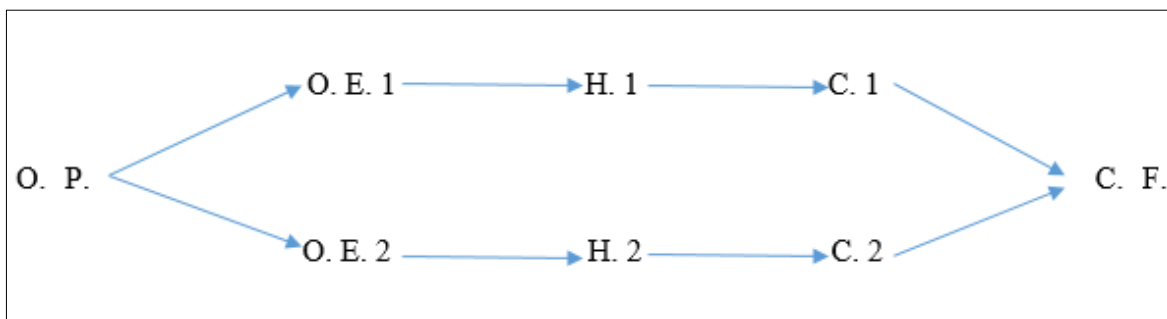
### 3.2. Nivel de investigación

El nivel de investigación es descriptivo – explicativo; descriptivo porque se busca medir y/o evaluar diversos aspectos, dimensiones o componentes del fenómeno a investigar, vale decir que se han seleccionado y medido independientemente cada uno de los indicadores para así describir lo que se investiga; explicativo porque se especifican las propiedades importantes de los hechos y fenómenos que fueron sometidos a una experimentación de laboratorio y campo.

### 3.3. Diseño de investigación

El diseño hace relación con el manejo de la realidad por parte del investigador, y por tanto podemos decir que hay tantos diseños como investigadores, ya que cada investigación es un diseño propio que sobre una determinada realidad presenta el investigador. El diseño es la estructura a seguir en una investigación, ejerciendo el control de la misma a fin de encontrar resultados confiables y su relación con los interrogantes surgidos de los supuestos es hipótesis problema. Considerando esta propuesta podemos mencionar, el diseño de la investigación es un planteamiento en el cual se plasman una serie de actividades bien estructuradas, sucesivas y organizadas, para abordar de forma adecuada el problema de la investigación; por lo tanto en el diseño, se indicarán los pasos, pruebas, y técnicas a utilizar, para recolectar y analizar los datos. Sin duda, el diseño de la investigación es la mejor estrategia que puede efectuar el investigador. (Tamayo, 2002).

Para realizar el trabajo de investigación nos hemos basado en los objetivos principales propuestos para llegar a una conclusión final pasando por las hipótesis dadas mediante el siguiente esquema:



**Figura 16.** Esquema del diseño de investigación

Donde:

- O.P.: Objetivo Principal
- O. E.: Objetivo Especifico
- H : Hipótesis
- C : Conclusión
- C.F. : Conclusión Final

### **3.4. Población y muestra**

#### **3.4.1. Población.**

Todos los tajos minados en taladros largos de la Unidad Operativa Inmaculada.

#### **3.4.2. Muestra.**

Paneles piloto donde se realizaron las pruebas para la implementación de los nuevos estándares de en perforación y voladura de taladros largos, dichos paneles son: AC314359A, AC323579B, AC123515 y AC523183B.

### **3.5. Operacionalización de variables**

#### **3.5.1. Variable independiente**

Optimización de los estándares en perforación y voladura de taladros largos en la Unidad Operativa Inmaculada.

#### **3.5.2. Variables dependientes**

Incremento de la productividad en perforación y voladura de taladros largos de la Unidad Operativa Inmaculada.

Reducción de los costos de operación en la Unidad Operativa Inmaculada.

#### **3.5.3. Variables intervinientes**

Tipos de roca, buzamiento, potencia del ore y presencia de agua en los tajos de la Unidad Operativa Inmaculada.

**Tabla 14.** Variables e indicadores de la investigación.

VARIABLES		INDICADORES	ESC. MEDICIÓN
Independientes	Optimización de los estándares en perforación y voladura de Taladros Largos	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Burden y Esp. por panel de acuerdo a su potencia</li> <li>- N° taladros por panel de acuerdo a su potencia</li> <li>- Afilado de Aceros de perforación</li> <li>- Fases de voladura Slot y Zanja</li> <li>- Distribución Explosivos por taladro</li> <li>- Uso de fanel LP para voladura</li> </ul>	Metros N° tal/panel pzas/m-perf. N° disp./panel N° cartuchos/tal N° faneles LP/panel
Dependientes	Incremento de la productividad en perforación y voladura de Taladros Largos	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Taladros perforados por panel</li> <li>- Velocidad de perforación</li> <li>- Rendimiento por taladro perforado</li> <li>- Rendimiento de Aceros</li> <li>- Factor de Potencia</li> <li>- Rendimiento por taladro volado</li> <li>- Dilución de las cajas</li> <li>- Pérdida de Mineral</li> </ul>	tal/panel m-perf/hr m-perf/ton m/pza acero Kg/ton m-vol/ton % %
	Reducción de los costos de Operación en Taladros Largos	<ul style="list-style-type: none"> <li>- Costo Unitario de Perforación TL</li> <li>- Costo Unitario de Voladura TL</li> </ul>	US\$/m-per. US\$/ton.

### 3.6. Técnicas de recolección de datos

El desarrollo del presente trabajo de investigación comprende la elaboración y diseño de las mallas de perforación en función a las características de la estructura mineralizada y los indicadores actuales de operación, se realizaron pruebas de rendimiento de aceros con las brocas afiladas, de la misma forma se realizaron pruebas de vibración para la voladura de Slot y Zanja en una fase con el uso del sismógrafo y se contó con el apoyo técnico de Famesa, además que se realizaron pruebas y seguimiento a la correcta distribución de la columna explosiva en todos los taladros a fin de controlar la dilución de las cajas y evitar en lo posible dejar costras de mineral en la caja piso.

Para las pruebas de mejoras antes mencionadas se trabajó en coordinación con la jefatura de planeamiento y la superintendencia de mina. Cabe mencionar que para el levantamiento de datos en campo se implementó formatos acordes a cada actividad y prueba en cuestión a fin tener la data muy bien recolectada y que sea representativa.



### 3.7. Técnicas para el procesamiento de la información

Con los datos obtenidos en campo producto de las pruebas, se procedió al análisis de las mismas tomando en cuenta la importancia y el contexto de cada una de ellas.

Etapas de análisis de la información:

- Uniformizar criterios de en los datos obtenidos en campo.
- Discriminar picos altos y bajos a fin de que estas no afecten el resultado.
- Procesar la información siguiendo la metodología planteada en cada caso.
- Comparar y analizar los resultados obtenidos con los datos históricos y parámetros aplicados.
- Evaluar la factibilidad de implementarlos.
- Hacer seguimiento a lo implementado para optimizar los procesos.

## CAPÍTULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1. Elaboración de estándares e indicadores óptimos en perforación y voladura de taladros largos

##### 4.1.1. Diseño de la mallas de perforación y voladura en taladros largos

###### 4.1.1.1. Según Pearse

$$B = \left( K * \frac{D}{1000} \right) * \sqrt{\left( \frac{P}{Std} \right)}$$

Consideraciones:

- Diámetro Tal. :64 mm / 2.5"
- Densidad Emulsión :1.16 gcc
- Long. Tal :16 m

Donde:

- B :Burden
- K :Constante que depende de la carga explosiva y tipo de roca. Varía entre (0.7 – 0.10).
- D :Diámetro de taladro (mm)
- P :Presión de detonación de la carga explosiva (Kg/cm<sup>2</sup>)
- Std :Resistencia dinámica de la roca (Kg/cm<sup>2</sup>)

Según la relación

$$K = 1.96 - 0.27 \ln(RQD)$$

**4.1.1.2. Formula empírica**

Según la relación:

- Volumen de material : H x B x E
- Altura de carga : 0.7H
- Factor de potencia : 0.4 Kg/ton

**4.1.1.3. Según Lilly**

Según la relación:

- Burden : 35D
- Espaciamiento : 1.15B
- Distancia entre cajas : B/3
- Retacado : 32D

**4.1.1.4. Según Langerfors**

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

Consideraciones:

- Bmax : Burden máximo
- D : Diámetro del taladro (mm)
- c : Constante de la roca
- f : Factor de fijación
- E/B : Relación entre espaciamiento y burden
- Dc : Densidad de la carga (g/cc)
- PRP : Potencia relativa en peso del explosivo

**4.1.1.5. Según Rustan**

Según la relación:

- Burden : 11.8D<sup>0.63</sup>
- Espaciamiento : 1.15B

4.1.1.6. Diseño de burden - rangos de diámetro de taladros

**TABLE 6.3**  
Suggested Drillhole Lengths for Downholes in Sublevel Open Stopping

Hole Diameter (mm)	Burden (m)	Stand-Off Distance (m)	Drilling Technology	Hole Depth (m)
51	1.0–1.5	0.4	Rods	10–15
64	1.3–1.8	0.6	Rods	10–15
73	2.0–2.5	0.8	Rods + stabilizers	12–20
76	2.0–2.5	1.0	Rods + tubes	20–25
89	2.5–2.8	1.1	Tubes–top hammer	25–35
102	3.0	1.2	Tubes–top hammer	25–40
115	3.0–3.5	1.3	In-the-hole hammer	40–50
140	3.5–4.0	1.5	In-the-hole hammer	40–60

Figura 17. Rangos de espaciamiento, burden y longitud de taladro.

Fuente: Rustan.

4.1.1.7. Análisis de burden y espaciamiento

Tabla 15. Burden y espaciamiento calculados en Inmaculada

AUTOR-TEORIA	64 mm	76 mm
Pearse	2.10	2.50
Empírica fc	2.40	2.80
Lilly	2.20	2.60
Rustan	2.10	2.30
Langerfors	1.80	2.30

Según el diseño anterior de la malla, para brocas de 64mm se consideraba lo obtenido con la teoría de Langerfors, mientras que para de 76mm se consideraba un burden según la teoría de Pearse; sin embargo en el nuevo diseño tomando en consideración la desviación real de taladros en la unidad, geometría de los paneles de explotación y la recomendación de los rangos de burden según los diámetros de broca y la longitud de taladros, se están diseñando mallas con los siguientes parámetros:

Tabla 16. Burden y espaciamiento estándar en Inmaculada

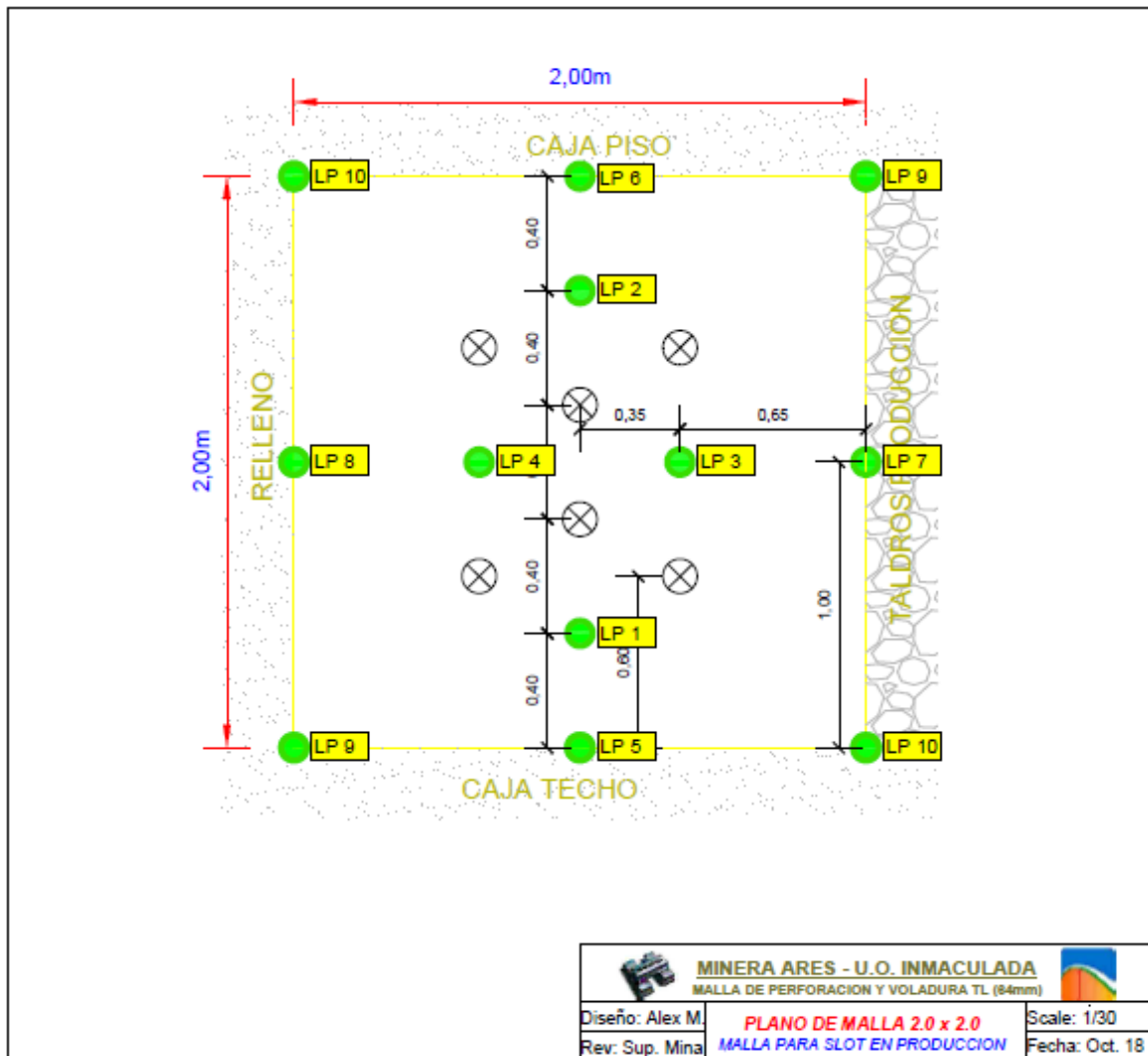
COSIDERACIONES	64 mm	76 mm
Burden Mínimo	1.30	2.00
Burden Estándar	1.80	2.30
Burden Máximo	1.80	2.50

Con la aplicación del burden estándar se ha reducido en gran medida la perforación de taladros adicionales por desviaciones además de evitar voladuras deficientes.

La malla aplicada en taladros largos de la unidad Inmaculada es en general cuadrada y esto puede variar en función a la geometría de los paneles (potencia del ore, buzamiento, longitud minado, entre otros).

**4.1.1.8. Diseño de malla para taladros Slot**

**4.1.1.8.1. Diseño de malla de perforación y voladura para Slot 64mm**



**Figura 18.** Diseño malla Slot para broca de 64mm

4.1.1.8.2. Diseño de malla de perforación y voladura para Slot 76mm

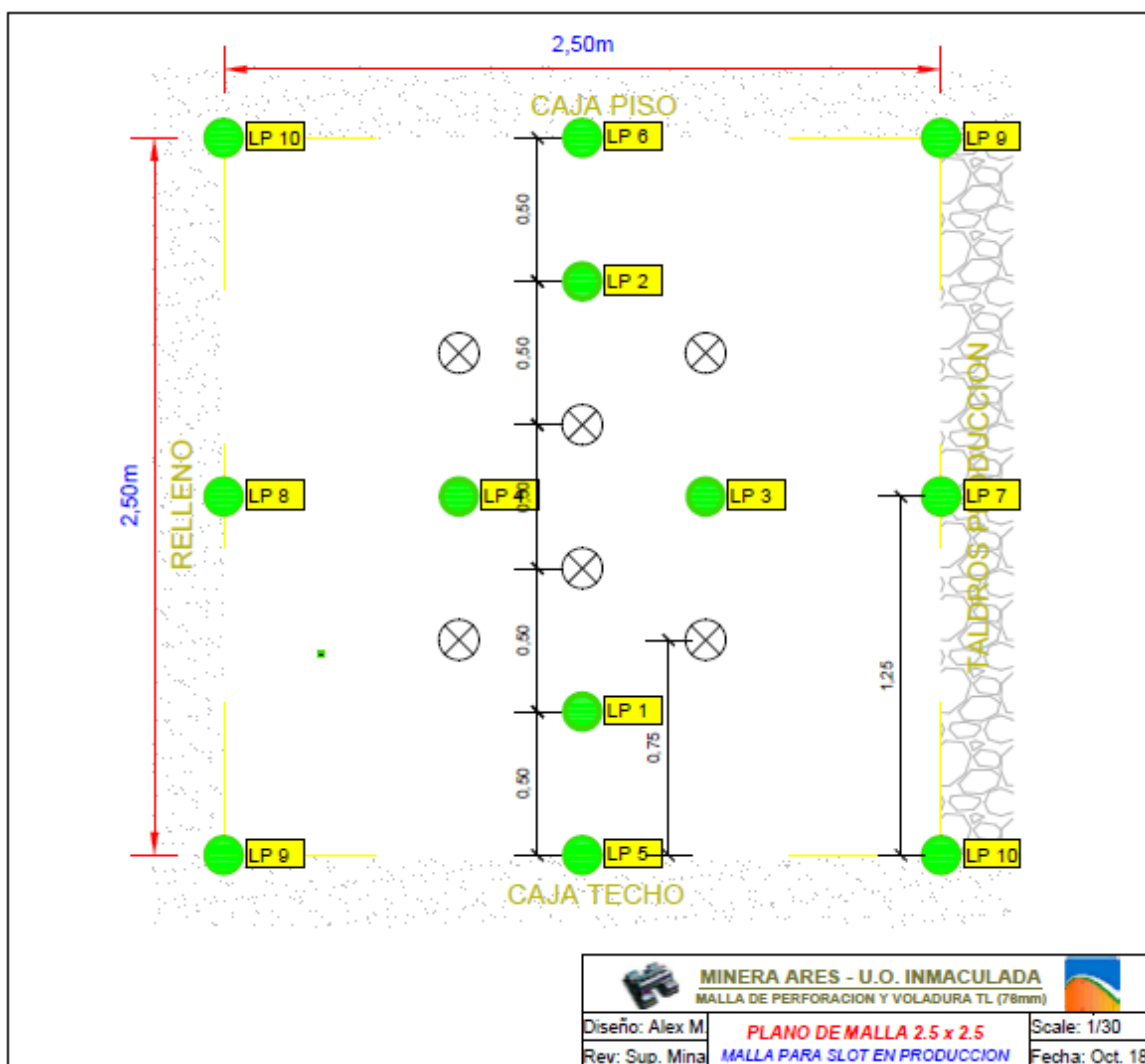


Figura 19. Diseño malla Slot para broca de 76mm

4.1.1.9. Diseño de mallas para paneles TL en función a la Pot. Ore con brocas de 64mm

4.1.1.9.1. Diseño de malla de perforación y voladura en paneles BF– Pot. Ore  $\leq 2.1m$

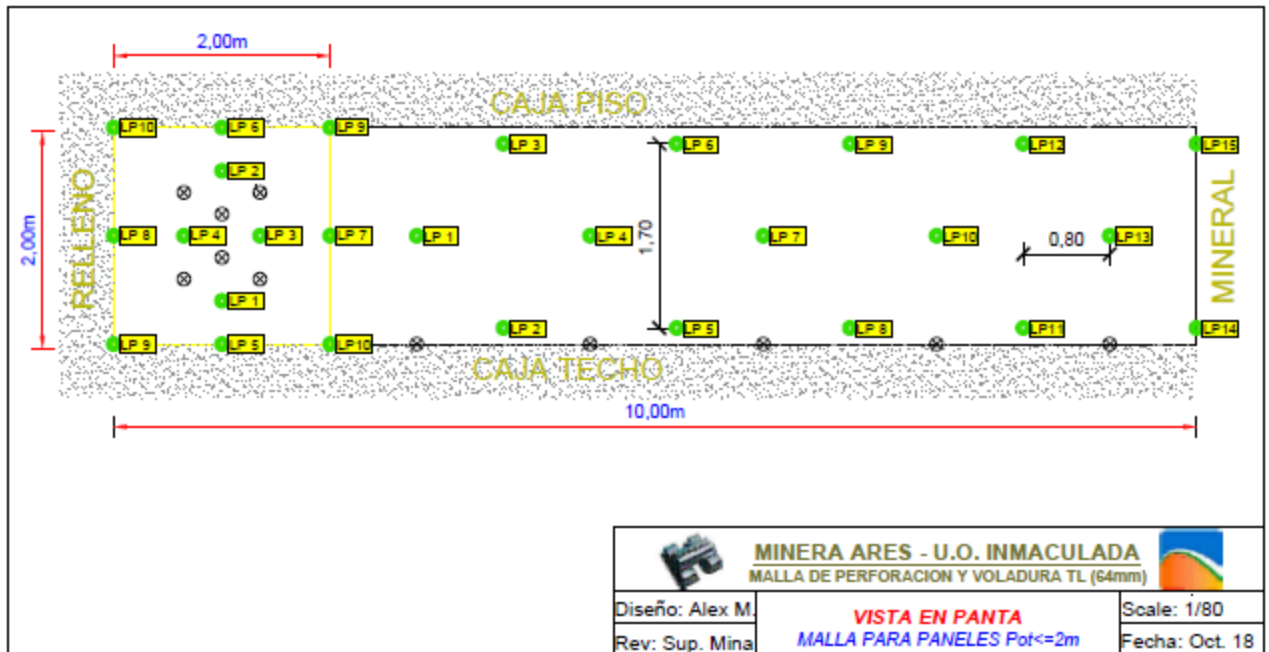


Figura 20. Diseño malla BF– Pot. Ore  $\leq 2.1m$

4.1.1.9.2. Diseño de malla de perforación y voladura paneles BF–  $2.1 < Pot. Ore \leq 4.1m$

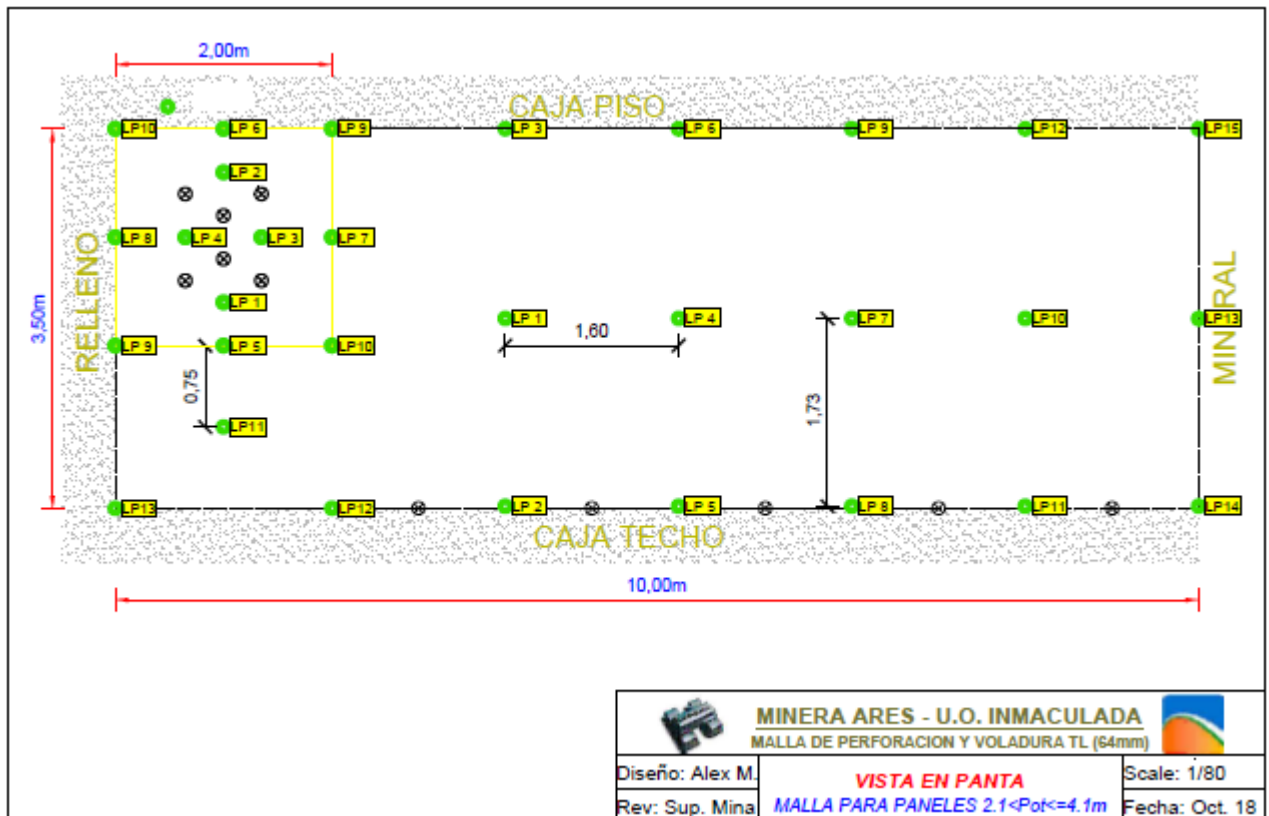


Figura 21. Diseño malla BF–  $2.1 < Pot. Ore \leq 4.1m$

4.1.1.9.3. Diseño de malla de perforación y voladura paneles BF- 4.1<Pot. Ore <=6.0m

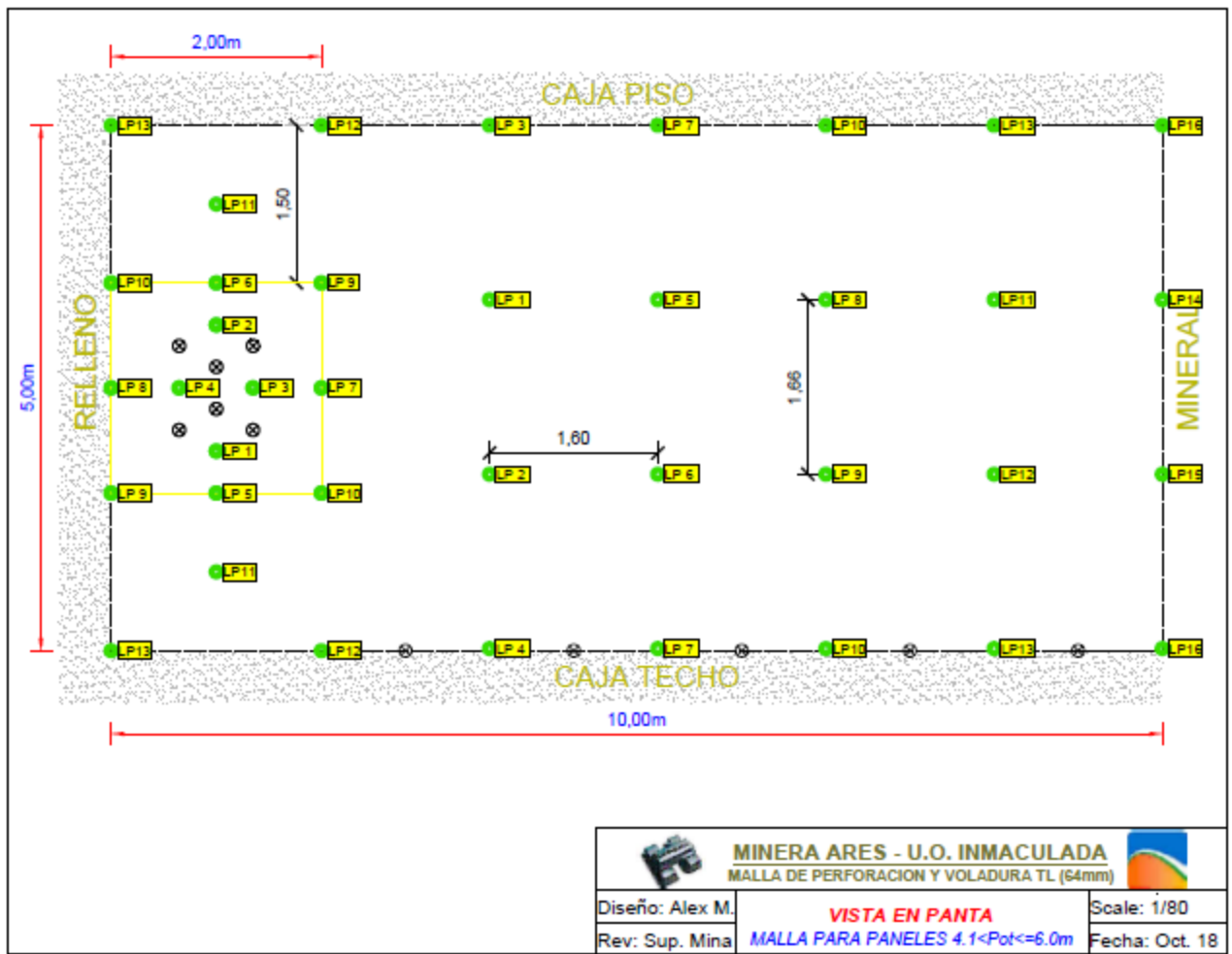


Figura 22. Diseño malla BF- 4.1<Pot. Ore <=6.0m



4.1.1.9.4. Diseño de malla de perforación y voladura paneles BF- 6.0<Pot. Ore <8.0m

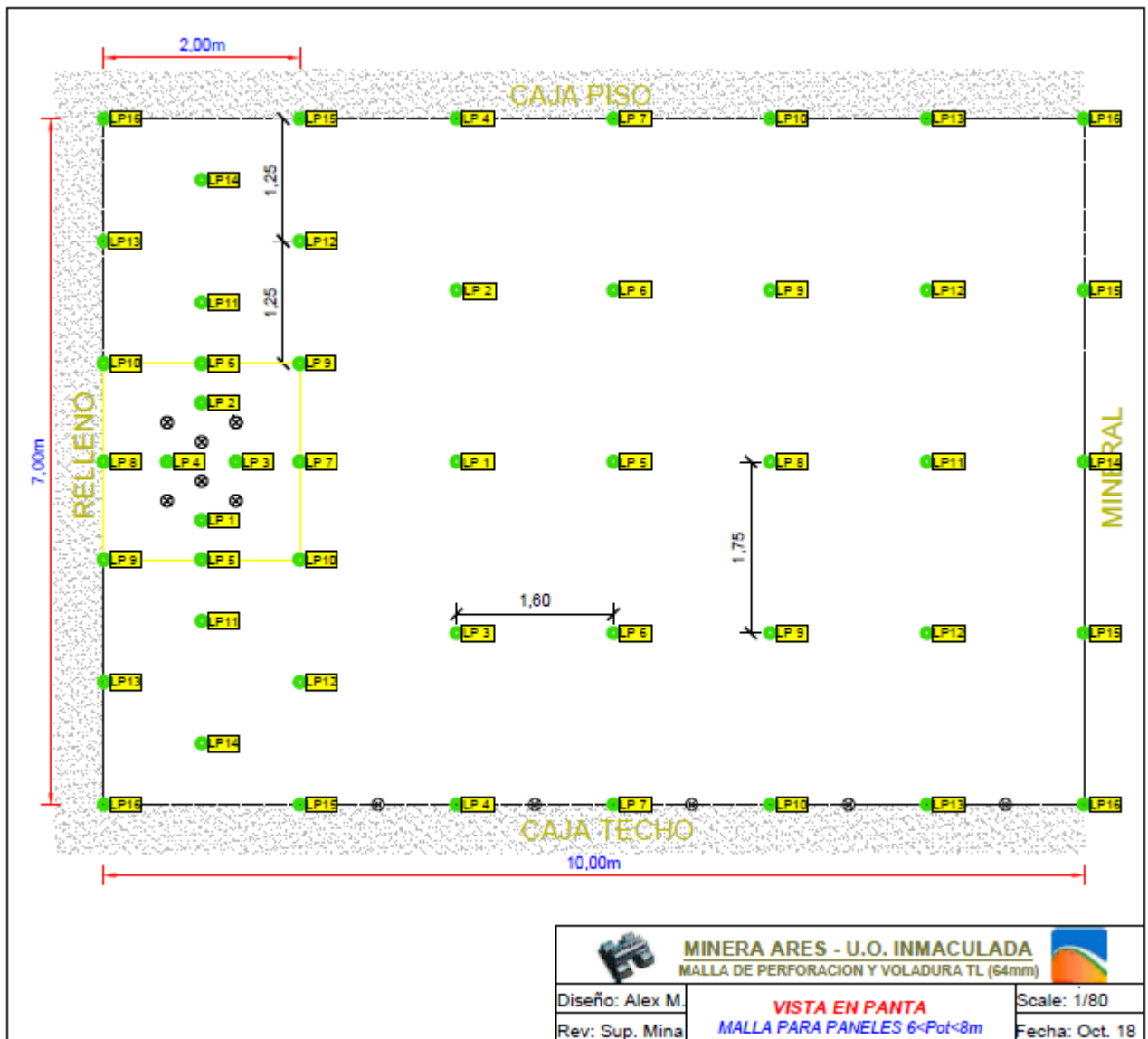


Figura 23. Diseño malla BF- 6.0<Pot. Ore <8.0m

4.1.1.10. Diseño de mallas para paneles TL en función a la Pot. Ore con brocas de 76mm

4.1.1.10.1. Diseño de malla de perforación y voladura paneles BF-8<=Pot. Ore <=10.0m

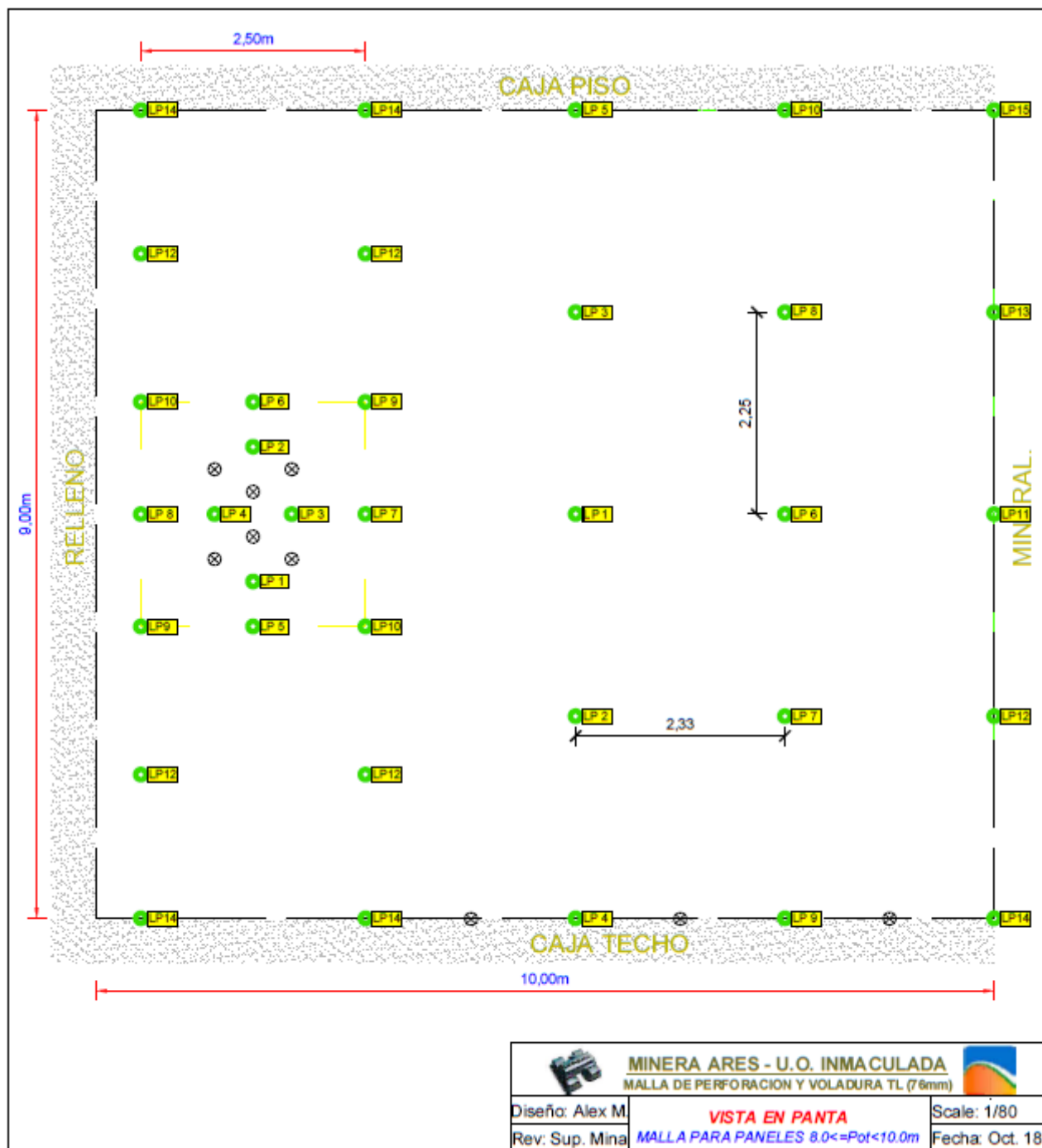


Figura 24. Diseño malla BF – 8<=Pot. Ore <=10.0m

4.1.1.10.2. Diseño de malla de perforación y voladura paneles SARC – Pot. Ore >10.0m

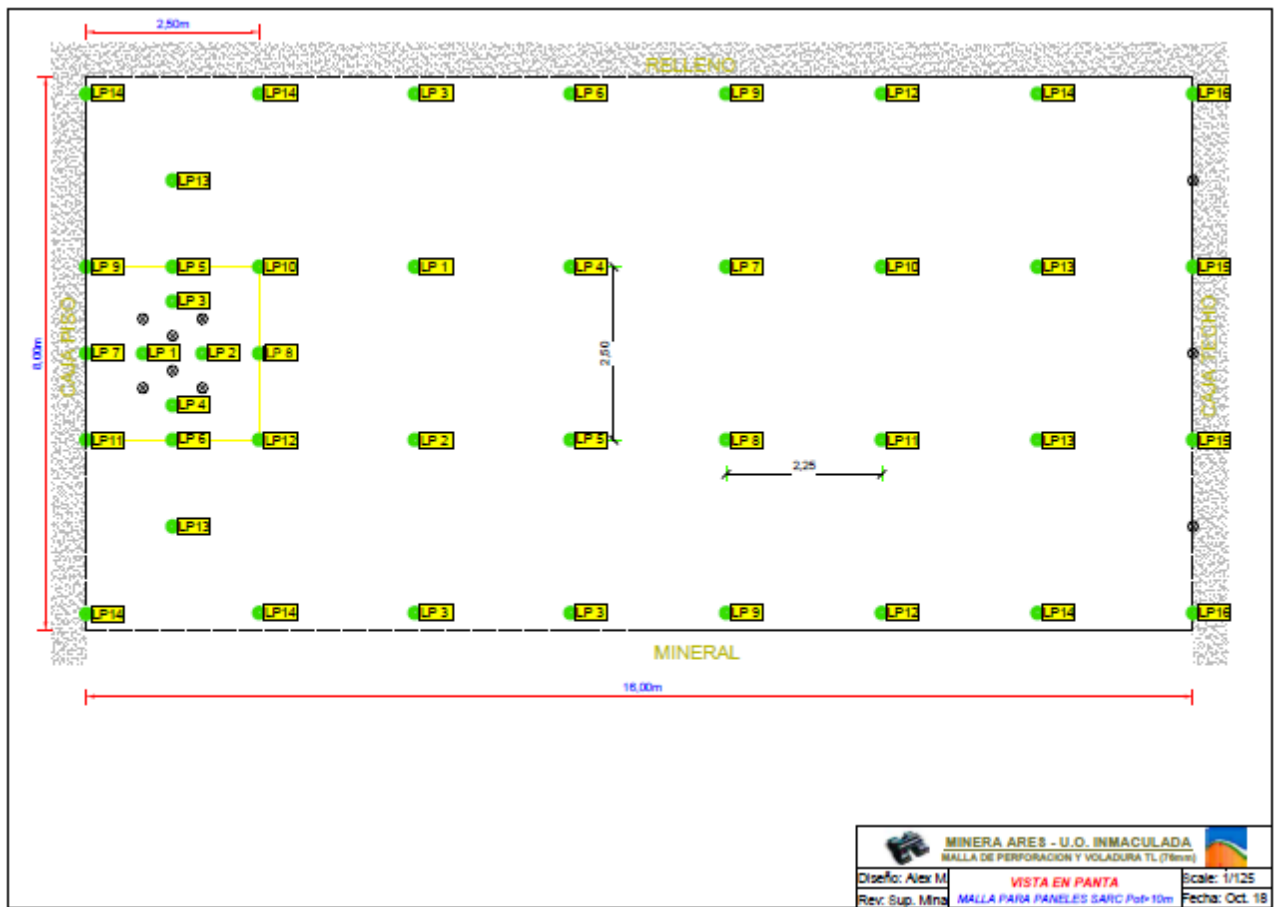


Figura 25. Diseño malla SARC – Pot. Ore >10.0m

#### 4.1.2. Cálculo del factor de acoplamiento TL

**Tabla 17.** Factor de acoplamiento para brocas de 76mm

DESCRIPCION	UNID	TUBO PVC 2-1/2"X3M	CARTUFLEX RIGIDO 2-1/4"X3M
Diametro Externo Tubería	mm	63.50	57.15
Espesor Tubería	mm	2.00	1.90
Diametro Interno Tubería	mm	59.50	53.35
Diametro Emulsion Encartuchada 2 x 24"	mm	50.80	50.80
Acoplamiento Mínimo	%	85.38%	95.22%

**Tabla 18.** Factor de acoplamiento para brocas de 64mm

DESCRIPCION	UNID	TUBO PVC 2"X3M	CARTUFLEX RIGIDO 2"X3M
Diametro Externo Tubería	mm	50.80	50.80
Espesor Tubería	mm	2.00	1.70
Diametro Interno Tubería	mm	46.80	47.40
Diametro Emulsion Encartuchada 1-1/2X24"	mm	38.10	38.10
Acoplamiento Mínimo	%	81.41%	80.38%

En ambos diámetros de broca, como propuesta de mejora se planteó y ya se viene aplicando solo el uso exclusivo de las tuberías PVC porque a comparación del cartuflex ofrece las siguientes ventajas:

- Son más económico.
- Instalación más rápida en el taladro.
- Mayor facilidad para realizar taladros de repaso.
- Mejor acoplamiento dentro de los taladros al tener diámetros externos similares al de las brocas de perforación.

#### 4.1.3. Análisis de vibración para voladura en una fase de Slot y Zanja

Se realizaron pruebas de monitoreo y análisis de vibraciones por voladura en talados largos de slot y zanja en 2 fases para los tajos Tj 3100 AC314359A y Tj1200 AC123515 de 18 m de bancada cada una; de la misma forma se hizo el estudio por voladura en 1 fase para los tajos Tj3200 AC323579B de 7.5 m de bancada y el Tj5200 AC523183B de 15 m de bancada.

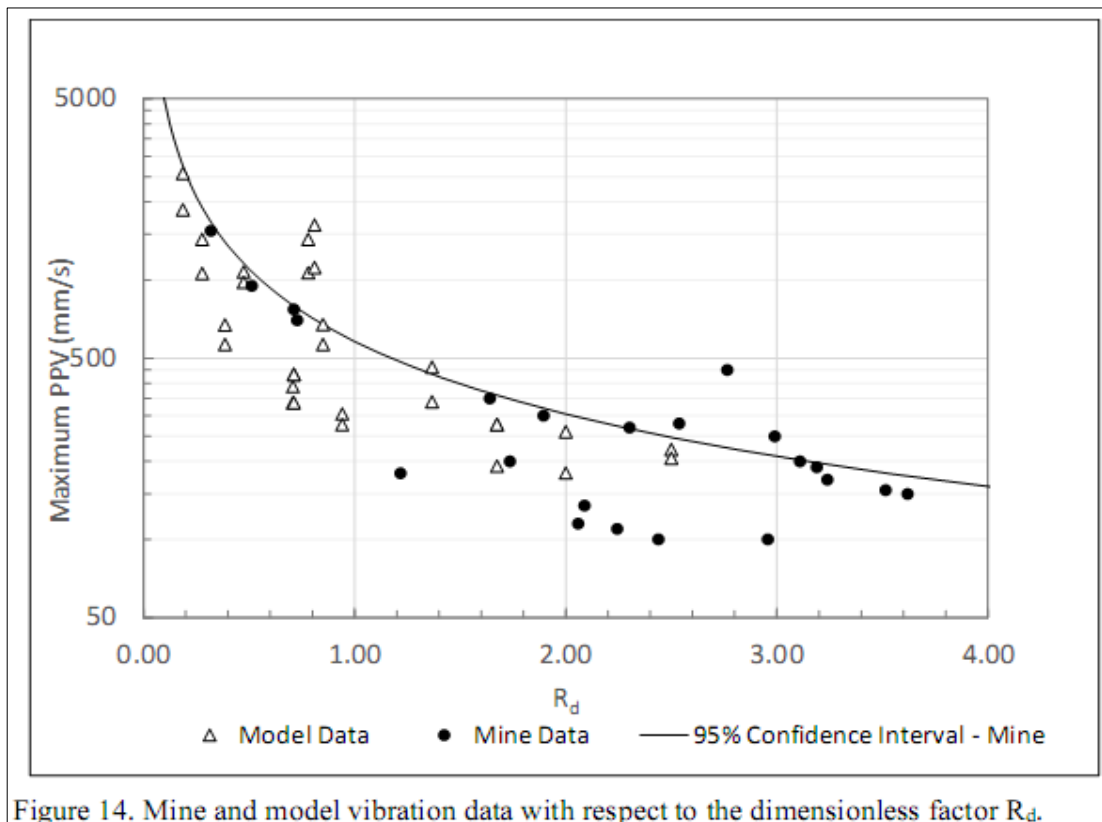
Para el análisis de vibraciones se toma como referencia la publicación de Ernesto Villaescusa con el tema de aproximación empírica para estimar el daño al macizo rocoso en la voladura de chimeneas con taladros largos; este método consiste en indicar el daño que ocasionan las voladuras de chimeneas con taladro largo en la caja techo.

En la publicación antes mencionada, se indica que la constante de atenuación “K” no debe pasar de 580 en la relación la velocidad pico partícula (VPP) y la distancia escalar, a fin de obtener un daño controlado en la caja techo para una determinada longitud de chimenea.

#### 4.1.3.1. Análisis de daños al macizo rocoso

##### 4.1.3.1.1. Determinación de las constantes de atenuación

Las constantes “K” y “α” se determinan usando las curva de atenuación de vibración aplicando el modelo de Devine que consiste en la relación de la velocidad pico partícula con la distancia escalar, para ello se emplean los registros de vibración obtenidos en voladuras de los tajos piloto.



**Figura 26.** Esquemas del modelo Devine

**Fuente:** Devine (1962).

$$V_{pp} = K * (d/\sqrt{W})^{-\alpha}$$

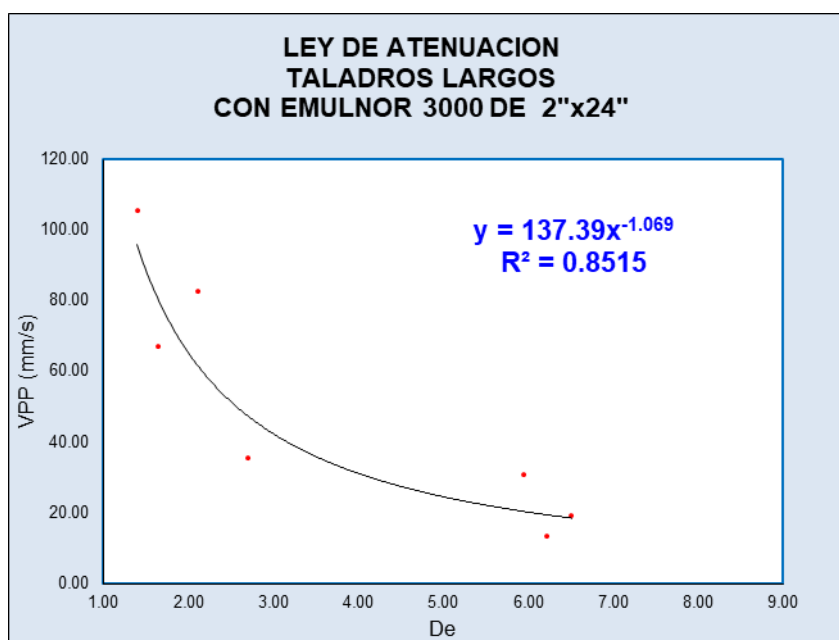
Donde:

- Vpp :Velocidad Pico Partícula
- “K”y “α” :Constantes de atenuación
- D :Distancia del Geófono
- W :Carga Op

**Primer monitoreo:** Voladura del Tj3100 AC314359A slot y zanja en dos fases, el slot ubicada en la caja piso con diámetro de taladro de 76mm. En la primera fase se cargó 10.5m con Emulnor 5000 de 2” x24” para el Slot y 3000 de 2” x24” para la zanja, y en la segunda fase se cargó 7.5m. En la distribución de retardos se usó Fanel LP del 1 al 13. Se obtiene una contante de atenuación “K” igual a 137.39.

**Tabla 19.** Monitoreo de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC314359A

Datos de monitoreo		Explosivos: E3000 2"x24" TIPO DE ROCA IV A			Eje (x)	Eje (y)
TJ 3100 AC314359A		V (mm/s)	D (m)	W (Kg)	De = D/W <sup>^(1/2)</sup>	VPP (mm/s)
Fecha	Equipo	VPP	Dist. Monitoreo	(Peso max/retardo)	Dist. escalar	VPP
03-Jun-18	Famesa	105.52	7.00	25.00	1.40	105.52
03-Jun-18	Famesa	67.27	8.25	25.00	1.65	67.27
05-Jun-18	Famesa	82.73	9.00	18.06	2.12	82.73
05-Jun-18	Famesa	35.51	11.50	18.06	2.71	35.51
05-Jun-18	Famesa	30.97	42.00	50.00	5.94	30.97
05-Jun-18	Famesa	13.35	44.00	50.00	6.22	13.35
05-Jun-18	Famesa	19.33	46.00	50.00	6.51	19.33

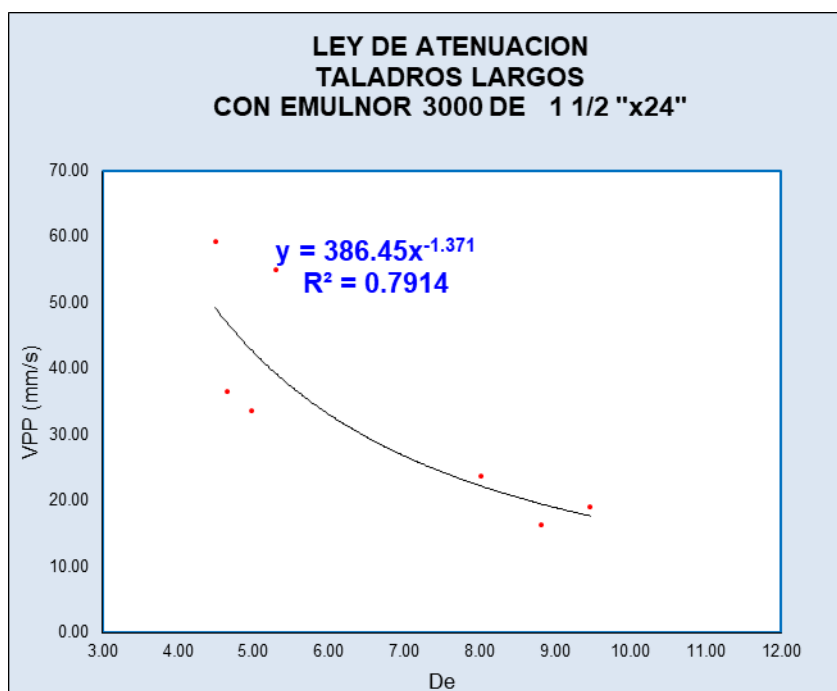


**Figura 27.** Modelamiento de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC314359A

**Segundo Monitoreo:** Voladura del TJ3200 AC323579B slot y zanja en una fase, el slot estaba ubicado en la mitad del tajo con diámetro de taladro de 64 mm de 7.5m. Se cargó con Emulnor 5000 de 1 ½” x 24” el Slot y 3000 1 ½” x 24” para la zanja, en la distribución de retardos se usó Fanel LP del 1 al 16. Se obtiene una constante de atenuación “K” igual a 386.45.

**Tabla 20.** Monitoreo de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC323579B

Datos de monitoreo		Explosivos: E3000 1 1/2"X24" TIPO DE ROCA IIIB			Eje (x)	Eje (y)
TJ 3200 AC 323579B		V (mm/s)	D (m)	W (Kg)	De = D/W <sup>(1/2)</sup>	VPP (mm/s)
Fecha	Equipo	VPP	Dist. Monitoreo	(Peso max/retardo)	Dist. escalar	VPP
04-Jun-18	Famesa	36.57	14.50	9.72	4.65	36.57
04-Jun-18	Famesa	33.71	15.50	9.72	4.97	33.71
04-Jun-18	Famesa	55.13	16.50	9.72	5.29	55.13
04-Jun-18	Famesa	59.41	14.00	9.72	4.49	59.41
04-Jun-18	Cia	16.35	27.50	9.72	8.82	16.35
04-Jun-18	Cia	19.22	29.50	9.72	9.46	19.22
04-Jun-18	Cia	23.83	25.00	9.72	8.02	23.83

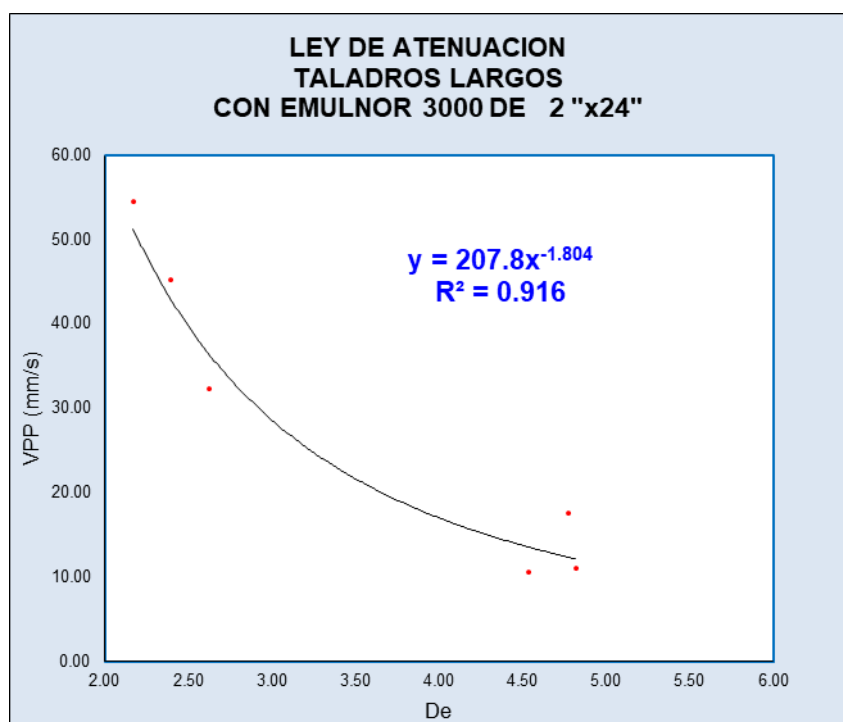


**Figura 28.** Modelamiento de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC323579B

**Tercer Monitoreo:** Voladura del Tj1200 AC123515 slot y zanja en dos fases, el slot ubicada en la caja piso con diámetro de taladro de 76mm. En la primera fase se cargó 10 m con Emulnor 5000 de 2” x24” para el Slot y 3000 de 2” x24” para la zanja, y en la segunda fase se cargó 8m. En la distribución de retardos se usó Fanel LP del 1 al 16. Se obtiene una contante de atenuación “K” igual a 207.8.

**Tabla 21.** Monitoreo de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC123515

Datos de monitoreo		Explosivos: E3000 2"X24" TIPO DE ROCA IV A			Eje (x)	Eje (y)
TJ 1200 AC123515		V (mm/s)	D (m)	W (Kg)	De = D/W <sup>(1/2)</sup>	VPP (mm/s)
Fecha	Equipo	VPP	Dist. Monitoreo	(Peso max/retardo)	Dist. escalar	VPP
08-Jun-18	Famesa	54.57	12.00	30.56	2.17	54.57
08-Jun-18	Famesa	45.27	13.25	30.56	2.40	45.27
08-Jun-18	Famesa	32.32	14.50	30.56	2.62	32.32
08-Jun-18	Famesa	10.61	20.00	19.44	4.54	10.61
08-Jun-18	Famesa	11.12	21.25	19.44	4.82	11.12
08-Jun-18	Famesa	17.54	22.50	22.22	4.77	17.54



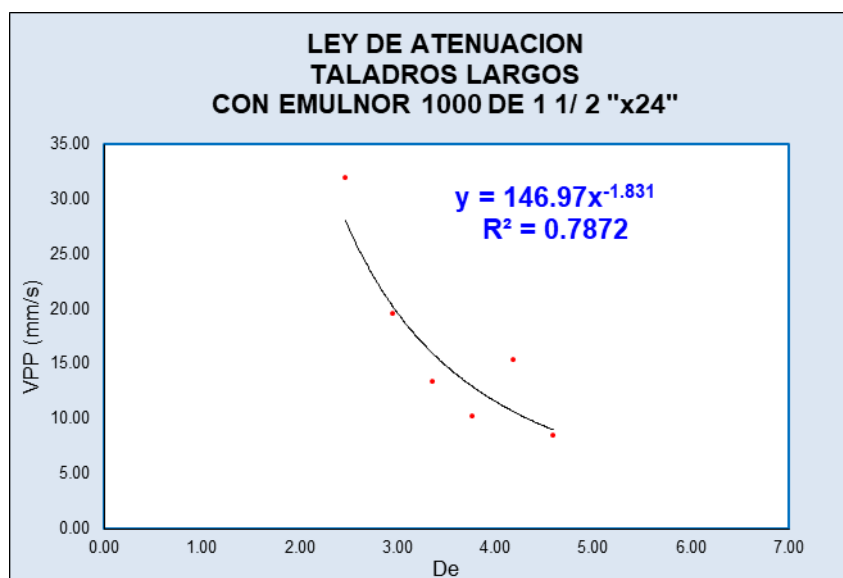
**Figura 29.** Modelamiento de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC123515



**Cuarto monitoreo:** Voladura de las filas de producción del Tj1200 AC123515 con diámetro de taladro de 76mm de 18m. Se cargó con Emulnor 3000 de 2” x24” y 1000 de 1 1/2” x24” para los taladros en caja techo. En la distribución de retardos se usó Fanel MS del 1 al 20. Se obtiene una constante de atenuación “K” igual a 146.97.

**Tabla 22.** Monitoreo de vibraciones por voladura de filas del AC123515

Datos de monitoreo		Explosivos: E1000 1 1/2"X24" TIPO DEROCA IV A			Eje (x)	Eje (y)
TJ 1200 AC123515		V (mm/s)	D (m)	W (Kg)	De = D/W <sup>(1/2)</sup>	VPP (mm/s)
Fecha	Equipo	VPP	Dist. Monitoreo	(Peso max/retardo)	Dist. escalera	VPP
08-Jun-18	Famesa	31.99	12.00	23.61	2.47	31.99
08-Jun-18	Famesa	19.69	14.30	23.61	2.94	19.69
08-Jun-18	Famesa	13.46	16.30	23.61	3.35	13.46
08-Jun-18	Famesa	10.33	18.30	23.61	3.77	10.33
08-Jun-18	Famesa	15.48	20.30	23.61	4.18	15.48
08-Jun-18	Famesa	8.51	22.30	23.61	4.59	8.51

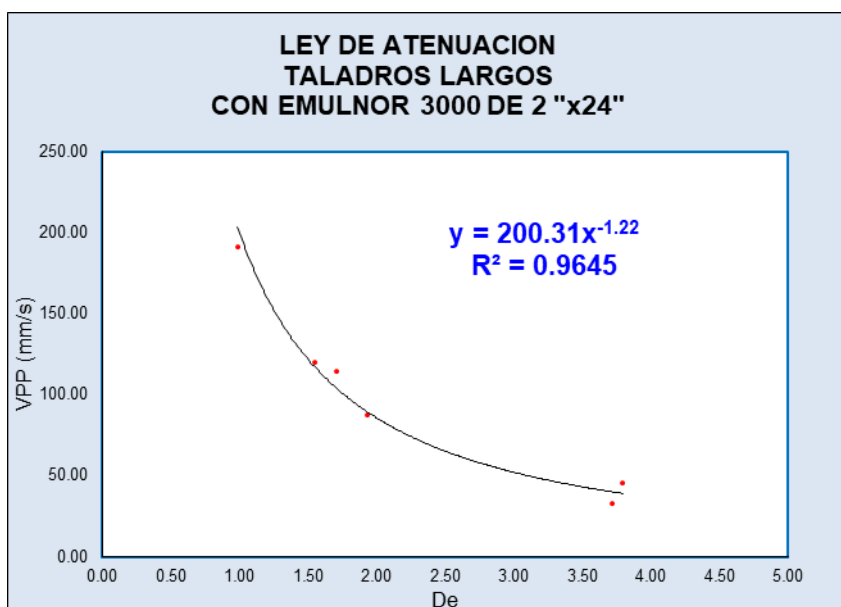


**Figura 30.** Modelamiento de vibraciones por voladura de filas del AC123515

**Quinto monitoreo:** Voladura del Tj5200 AC523183 slot y zanja en una fase, cuyo slot ubicada en la caja piso con diámetro de taladro de 76mm de 15m se cargó con Emulnor 5000 de 2” x24” para el Slot y 3000 de 2” x24” para la zanja. En la distribución de retardos se usó Fanel LP del 1 al 15. Se obtiene una contante de atenuación “K” igual a 200.31.

**Tabla 23.** Monitoreo de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC523183

Datos de monitoreo		Explosivos: E3000 2"X24" TIPO DE ROCA IIB			Eje (x)	Eje (y)
TJ 5200 AC523183B		V (mm/s)	D (m)	W (Kg)	De = D/W <sup>(1/2)</sup>	VPP (mm/s)
Fecha	Equipo	VPP	Dist. Monitoreo	(Peso max/retardo)	Dist. escalar	VPP
08-Jun-18	CIA	120.51	10.00	41.67	1.55	120.51
08-Jun-18	CIA	87.90	12.50	41.67	1.94	87.90
08-Jun-18	CIA	115.00	11.00	41.67	1.70	115.00
08-Jun-18	CIA	33.16	24.00	41.67	3.72	33.16
08-Jun-18	CIA	45.87	24.50	41.67	3.80	45.87
08-Jun-18	CIA	191.44	4.50	20.83	0.99	191.44



**Figura 31.** Modelamiento de vibraciones por voladura de slot y zanja del AC523183

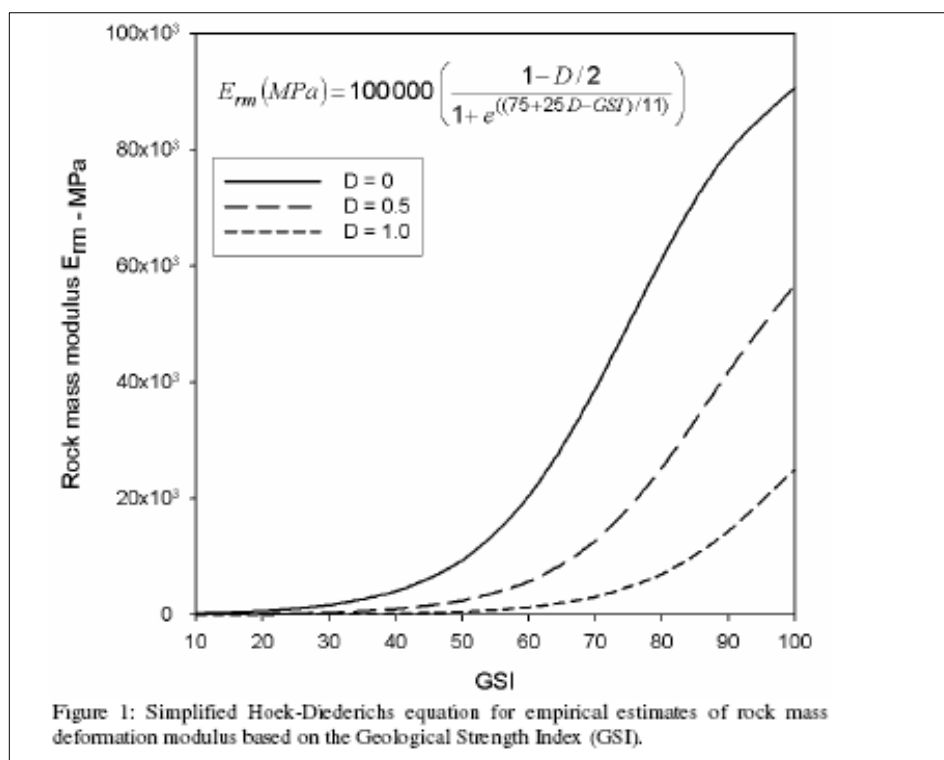
#### 4.1.3.1.2. Módulo de elasticidad del macizo rocoso

El módulo de elasticidad de la masa rocosa es un factor muy importante en los análisis numéricos y en la interpretación del monitoreo de deformaciones en excavaciones subterráneas, así como para la determinación de deformaciones inducidas por voladuras, velocidad crítica de vibración del macizo rocoso y/o matriz rocosa, etc.

#### *Determinación del módulo de elasticidad de la roca intacta del macizo rocoso aplicando el módulo de elasticidad Hoek & Diederichs:*

Entre los diferentes criterios de clasificación geomecánica existen relaciones matemáticas para su correlación. Por ejemplo:

- El RMR de Bieniawski (1989) está correlacionado al Q (índice de calidad de la masa rocosa) de Barton (1974), por la expresión  $RMR = 9 \ln Q + 44$ .
- El RMR de Bieniawski (1989) está correlacionado al GSI de Hoek y Marino -2000, por la expresión  $GSI = RMR - 5$ , para el caso  $RMR > 23$  y considerando condiciones secas.
- Modulo de deformación del macizo rocoso ( $E_{rm}$ ):

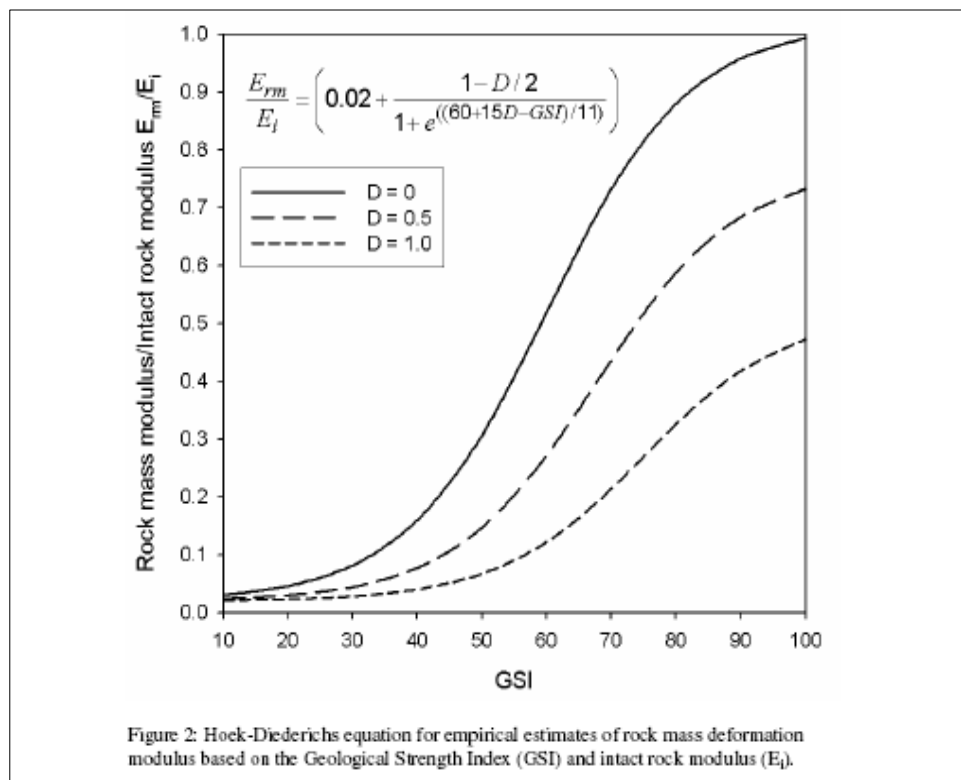


**Figura 32.** Ecuación de Hoek y Diederichs para determinar  $E_{rm}$

**Fuente:** Hoek y Diederichs 2006

$$E_{rm}(\text{MPa}) = 100\,000 \left( \frac{1 - D/2}{1 + e^{((75+25D-GSI)/11)}} \right)$$

- Relacion del módulo ( $E_{rm}/E_i$ ):



**Figura 33.** Ecuación de Hoek y Diederichs para determinar la relación  $E_{rm}/E_i$

**Fuente:** Hoek y Diederichs 2006

$$\frac{E_{rm}}{E_i} = \left( 0.02 + \frac{1 - D/2}{1 + e^{((60+15D-GSI)/11)}} \right)$$

- Modulo de la roca intacta ( $E_i$ ):

$$E_i(\text{MPa}) = \frac{\text{Modulo del macizo}}{\text{Relacion del modulo}}$$


Apariencia del macizo rocoso	Descripción del macizo rocoso	Valor D sugerido
	<p>Excelente calidad de voladura controlada o excavación con tuneladora, TBM, con resultados de alteración mínima del macizo rocoso confinado circundante al túnel</p>	<p>D=0</p>
	<p>Excavación mecánica o manual en macizos rocoso de mala calidad (sin voladura) con una alteración mínima en el macizo rocoso circundante. Cuando aparezcan problemas de deformación en el piso durante el avance. La alteración puede ser severa a menos que se coloquen en una contrabobeda temporal, tal como se muestra en la figura</p>	<p>D=0 D=0.5 No invert</p>
	<p>Voladura de muy mala calidad en un túnel en roca competente con daños locales severos, extendiéndose 2 o 3cm en el macizo rocoso circundante</p>	<p>D=0.8</p>
	<p>Pequeñas voladuras en taludes de ingeniería civil dan lugar a pequeños daños al macizo rocoso, particularmente si se usan voladuras de contorno como se muestra en el lado izquierdo de la fotografía. Sin embargo, la liberación de tensión resulta en alguna alteración.</p>	<p>D=0.7 Good blasting D=1.0 Poor blasting</p>
	<p>Los taludes en las grandes minas a cielo abierto sufren alteraciones significativas debido a las grandes voladuras de producción y también debido a la relajación de tensiones al retirar el estéril de recubrimiento. En algunas rocas blandas la excavación puede llevarse a cabo mediante el ripado y empuje con tractores de orugas y el grado de afección a los taludes será menor.</p>	<p>D=1.0 Production blasting D=0.7 Mechanical excavacion</p>

Figura 34. Pautas para la estimación del factor de deformación: D

Fuente: Hoek y Diederichs 2006

Donde:

- RMR<sub>89</sub> :45 (Dato proporcionado por geomecánica, ver anexo 2)
- GSI :40 (Calculado a partir de la relación mostrada)
- D :0.8 (Nivel de daño en la excavacion producto de la voladura por el método de minado en Inmaculada)
- RRI :80 Mpa (Dato proporcionado por geomecánica, ver anexo 2)
- E<sub>rm</sub> :401.6 Mpa (Calculado a partir de la relación mostrada)
- E<sub>rm</sub>/E<sub>i</sub> :0.05 (Calculado a partir de la relación mostrada)
- E<sub>i</sub> :7.87 Gpa (Calculado a partir de la relación mostrada)

#### 4.1.3.1.3. Calculo de la velocidad crítica de la roca

Relaciones matemáticas a considerar:

- Velocidad de la propagación de la onda P (V<sub>p</sub>):

$$V_p(m/s) = 3500 + 1000 * \text{Log}(Q)$$

Donde:

- Q :1.12 (Calculado a partir de la relación:  $RMR = 9 \ln Q + 44$ )
- V<sub>p</sub> :3,549.22 m/s (Calculado a partir de la relación)

Usando la Ley de Hooke y Forsyth; se determina el valor máximo de la velocidad de partícula crítica, sobre la base de las propiedades de la roca del punto de interés:

$$VPP \text{ critico } (mm/s) = at * \left( \frac{V_p}{E_i} \right)$$

Donde:

- at (Resistencia a la tracción) :6.11 Mpa (Proporcionado por geomecánica)
- VPP crítico :2,755 mm/s (Calculado a partir de la relación)

Análisis de umbral del valor máximo de la velocidad de partícula para los distintos niveles de daño (criterios de daño) según Cameron Mckenzie:

**Tabla 24.** Resumen criterios de daño en la roca según Cameron Mckenzie

CRITERIO DE DAÑO	TIPO DE DAÑO	VPP CRÍTICO
Mayor a 4*VPPcritico	Intenso fracturamiento	11,022
Mayor a 1*VPPcritico	Creacion de nuevas fracturas	2,755
Mayor a 1/4*VPPcritico	Leve propagacion de fractura pre-existentes	689



**4.1.3.1.4. Resumen análisis de daños al macizo rocoso**

**Tabla 25.** Resultados del análisis de daños al macizo rocoso

ANALISIS DE DAÑOS AL MACIZO ROCOSO POR MODELO DE HOLMBERG Y PERSSON						
DESCRIPCION	UNID	AC314359A	AC323579B	AC123515	AC123515	AC523183B
Tipo de Voladura	-	Slot y Zanja	Slot y Zanja	Slot y Zanja	Produccion	Slot y Zanja
Nº Fases de Voladura	Nº disp	2 Fases	1 Fase	2 Fases	1 Fase	1 Fase
Eplosivo	-	Emulnor 3000	Emulnor 3000	Emulnor 3000	Emulnor 1000	Emulnor 3000
Dimension del Cartucho	Pulg	2" x 24"	1 1/2 x 24"	2" x 24"	1 1/2 x 24"	2" x 24"
Diametro del Taladro	mm	76.00	64.00	76.00	64.00	76.00
K (Constante Atenuacion)	-	137.39	386.45	207.80	146.00	200.31
Alfa (Constante Atenuacion)	-	-1.07	-1.37	-1.80	-1.83	-1.22
Long. Taco	m	1.00	1.00	1.00	1.00	1.00
Long. Taladro Cargado	m	17.00	6.50	17.00	17.00	14.00
Long. Taladro	m	18.00	7.50	18.00	18.00	15.00
Densidad de la Carga	gr/cc	1.14	1.14	1.16	1.13	1.14
Peso del explosivo	kg	50.00	10.00	30.56	23.61	41.67
Densidad Carga Lineal	kg/m	2.78	1.33	3.06	1.31	2.78

En los dos paneles piloto donde se realizó la voladura de slot y zanja en una sola fase, las constantes de atenuación “K” siempre están por debajo de 580, indicador positivo que señala no provocar mayor daño hacia la caja techo y por ende es factible realizar la voladura en una fase de los taladros en mención.

**4.1.4. Rendimiento de los aceros de perforación**

**4.1.4.1. Parámetros de perforación en Inmaculada**

**Tabla 26.** Parámetros de perforación en Inmaculada

PRESIONES	NOMINALES (BAR) SIMBA	NOMINALES (BAR) TID	REAL MAPEADO (BAR)			
			SIMBAS #01	SIMBAS #02	TID #01 y #02	TID #03 y #04
Percusion	160 - 170	160 - 170	165 - 180	160 - 170	165 - 180	160 - 170
Rotacion	40 - 50	40 - 50	40 - 50	40 - 50	40 - 50	40 - 50
Avance	50 - 60	50 - 60	45 - 55	55 - 65	45 - 55	55 - 65
Barrido (Agua)	8 - 10	08 - 10	9	10	9	10
RPM	130.0	140.0	150.0	147.5	140.5	142.0

Como se puede apreciar de la data tomada en campo, las revoluciones alcanzadas por las Simbas se encontraban por encima del nominal para este tipo de barras; razón por la cual se ha planteado la disminución de éstos a unos rangos de 130 a 135 RPM, con el objeto de favorecer el rendimiento de los aceros que se emplean en la columna.

#### 4.1.4.2. Comparativo en rendimiento de aceros de perforación

Como parte del análisis de calculan los rendimientos para cada pieza de perforación en los primeros 8 meses del año, en ella se diferenciaron los meses donde se realizó el afilado de brocas de aquellos donde no se ha realizado dicho afilado, ver tabla 27.

**Tabla 27.** Histórico rendimiento de aceros Inmaculada

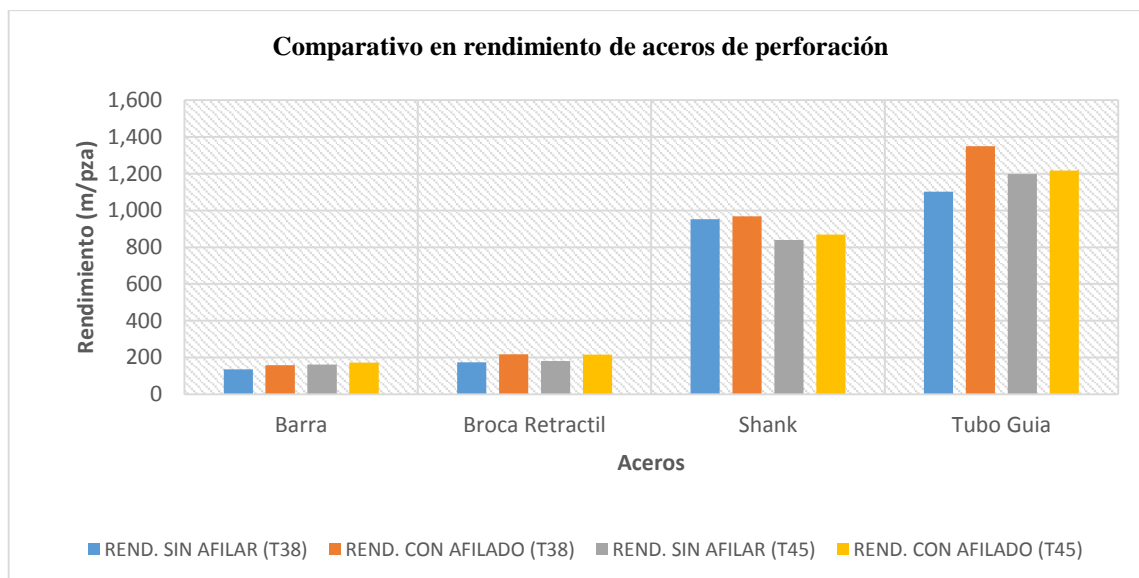
AFILADO DE BROCA			SIN AFILADO			CON AFILADO				
BROCA	DESCRIPCION	UNID	ENE	FEB.	MAR.	ABR.	MAY.	JUN.	JUL.	AGO.
64 mm	Barra	m/pza	140	136	128	137	152	187	161	156
	Rimadora	m/pza	16,001	4,042	6,047	3,129	2,370	6,931	16,598	3,892
	Broca Retractil	m/pza	168	184	168	191	215	235	238	205
	Shank	m/pza	1,000	951	907	920	1,106	924	976	916
	Tubo Guia	m/pza	1,231	1,010	1,067	1,117	1,276	1,540	1,844	973
76 mm	Barra	m/pza	119	224	139	210	194	184	115	153
	Rimadora	m/pza	2,340	4,923	5,153	3,294	5,144	3,066	2,538	1,929
	Broca Retractil	m/pza	198	164	181	230	210	184	240	214
	Shank	m/pza	900	757	859	898	1,029	836	781	804
	Tubo Guia	m/pza	900	1,407	1,288	1,647	1,143	1,314	781	1,206

Como resultado final se obtiene indicadores promedio en rendimiento de aceros para ambos escenarios y el detalle se muestra en la tabla 28.

**Tabla 28.** Comparativo rendimiento de los aceros de perforación

BROCA	DESCRIPCION	UNID	REND. SIN AFILAR	REND. CON AFILADO	DIF.	% MEJORA REND.
64 mm	Barra	m/pza	135	159	24	18%
	Rimadora	m/pza	8,696	6,584	-	-
	Broca Retractil	m/pza	173	217	43	25%
	Shank	m/pza	953	968	16	2%
	Tubo Guia	m/pza	1,103	1,350	247	22%
76 mm	Barra	m/pza	161	171	11	7%
	Rimadora	m/pza	4,139	3,194	-	-
	Broca Retractil	m/pza	181	216	35	19%
	Shank	m/pza	839	870	31	4%
	Tubo Guia	m/pza	1,198	1,218	20	2%





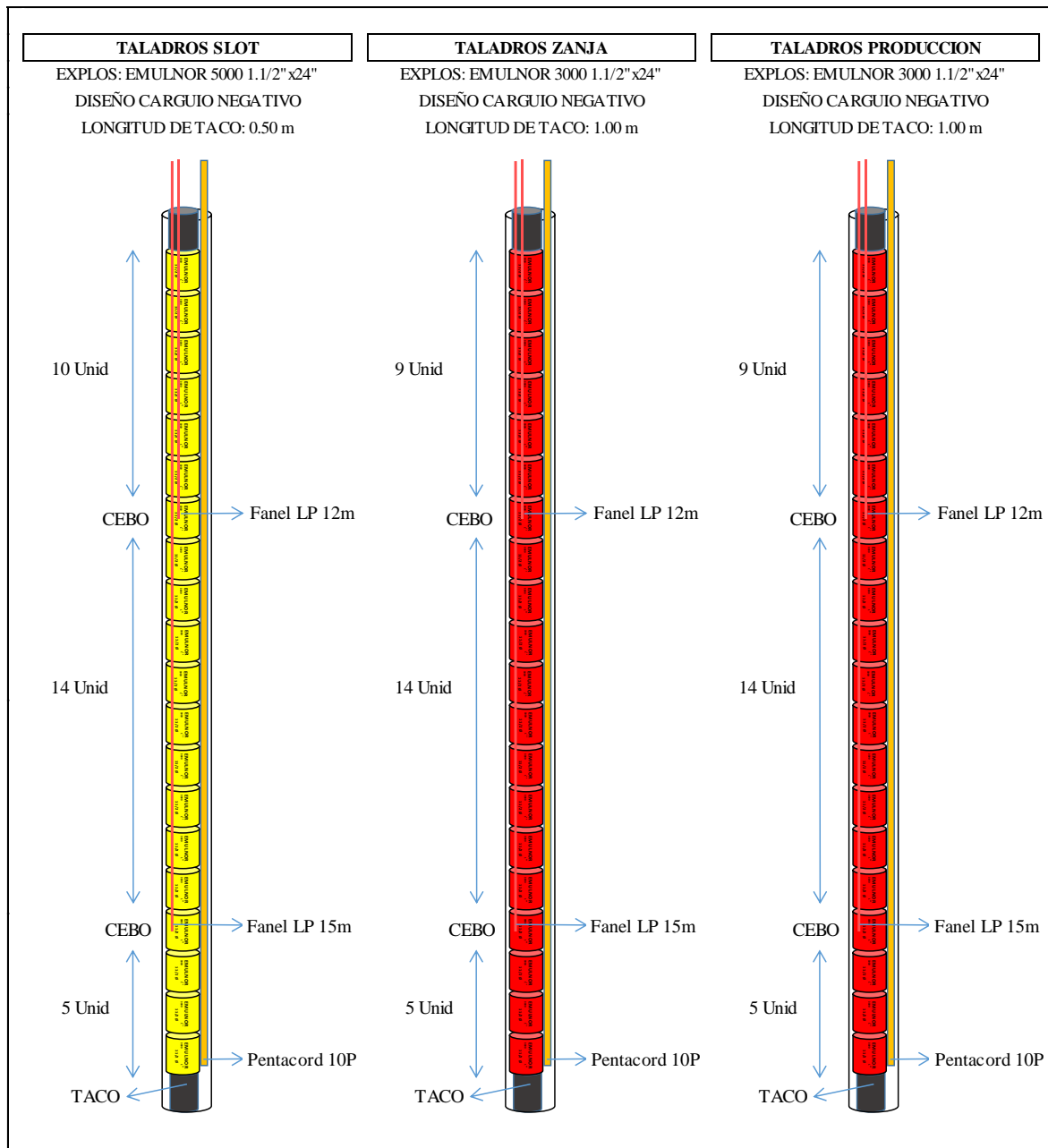
**Figura 35.** Comparativo en rendimiento de los aceros de perforación

- Para el análisis en la figura 35 no se considera la rimadora debido a que su rendimiento es independiente al afilado o no de las brocas, pues su utilización no está incluida en la columna de perforación para taladros de producción sino dentro de la columna de rimado para taladros de alivio.
- En general para ambas columnas de perforación, el rendimiento con el afilado de las brocas retractiles ha mejorado en un 12% lo que significa mayor productividad para la empresa.

**4.1.5. Diseño de la columna explosiva en voladura de taladros largos**

**4.1.5.1. Diseño de la columna explosiva para taladros de 64mm**

Tomando en consideración el factor de acoplamiento de 81.41% con el uso de PVC para una longitud de taladro de 16m, se obtiene 31 cartuchos para taladros slot y 30 cartuchos para taladros de producción y zanja.



**Figura 36.** Diseño de la columna explosiva para taladros de 64mm

#### 4.1.5.2. Diseño de la columna explosiva para taladros de 76mm

Tomando en consideración el factor de acoplamiento de 85.38% con el uso de PVC para una longitud de taladro de 16m, se obtiene 30 cartuchos para taladros slot y 29 cartuchos para taladros de producción y zanja.

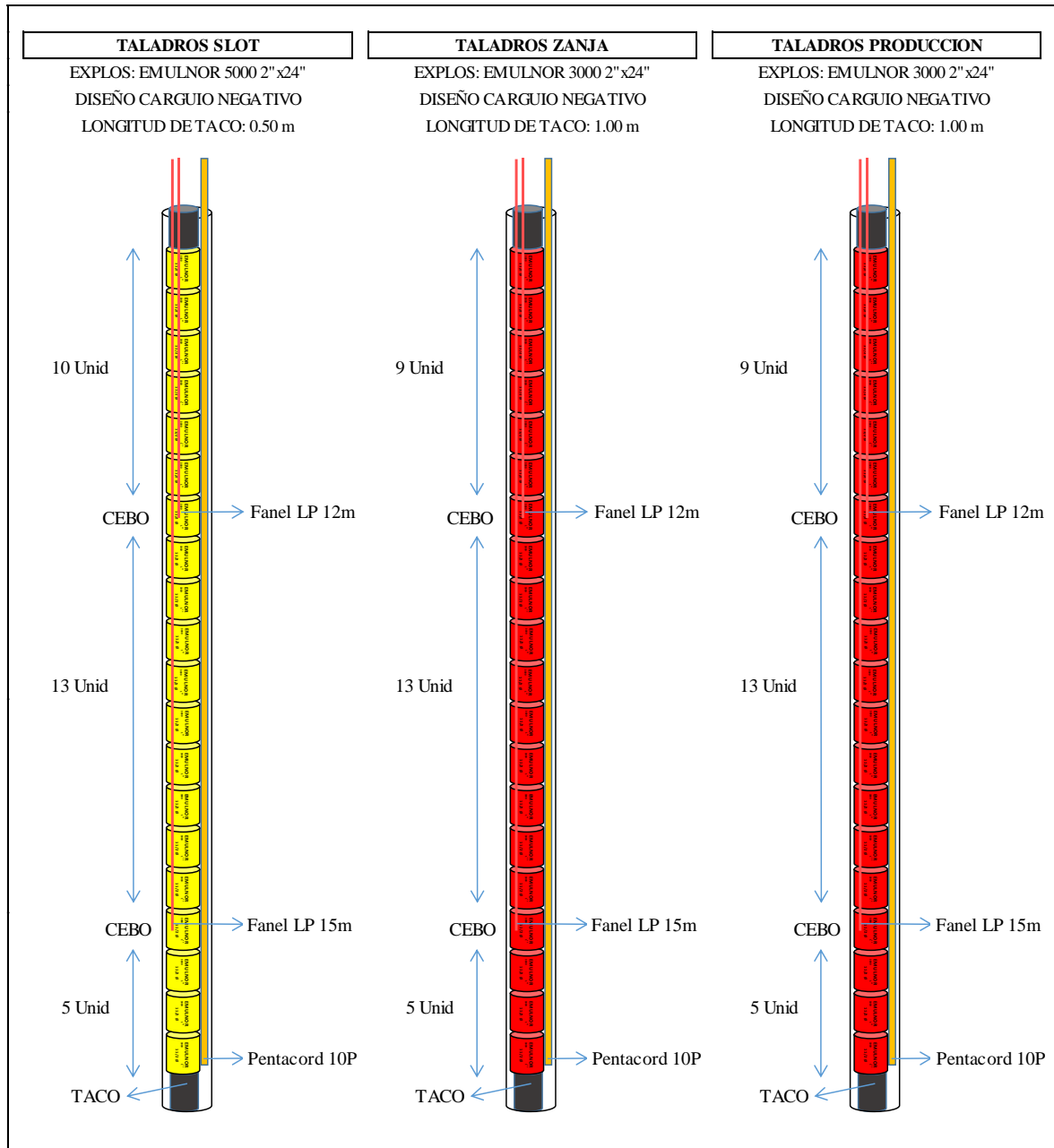


Figura 37. Diseño de la columna explosiva para taladros de 76mm

#### 4.1.6. Indicadores optimizados en perforación y voladura de taladros largos

A partir de las mallas de perforación y diseños de las columnas explosivas ya mencionadas en los ítem anteriores, se han estimado indicadores estándar para determinados rangos de potencias de oré a fin tener muy bien esquematizada el proceso de perforación y voladura en la unidad.

En perforación, para calcular el burden y espaciamiento, siempre hay que tener en cuenta la geometría exacta del tajo y la longitud que va a tener cada taladro para definir si la perforación lo va a realizar la Simba o una T1D.

En voladura se tiene que tener muy en cuenta el burden, espaciamiento, longitud del taladro, diámetro del taladro, desviación del taladro, tipo de roca encajonante y tipo de roca en la estructura, para en función a ello elaborar columnas explosivas correctas a fin de controlar la granulometría del mineral y la vibración de las cajas.

Al realizar la perforación, voladura y limpieza ya se pueden elaborar indicadores (recursos empleados/el bien producido (ton)), estos KPI's serán como un estándar de medida para todo el proceso considerando todas las variables que esta pueda tener.

#### 4.1.6.1. Indicadores para paneles BF – Pot. Ore <2.1m

Indicadores para todos los tajos con potencias de Oré que oscilan entre 1.7mts a 2.1mts, labores en parte baja de la zona norte que por su geometría son perforados con T1D y cargados con explosivos para taladros de 64mm en 2 fases (1° Fase: slot y 2° Fase: producción).

**Tabla 29.** Indicadores BF para Pot Ore <= 2.1m

PARAMETROS	UNID	TIPO DE TALADRO				TOTAL GENERAL
		SLOT	ZANJA	FILAS	PROD.	
Ancho de Minado	m.	2.00	0.00	2.00		2.00
Longitud de Minado	m.	2.00	0.00	8.00		10.00
Nro de taladros 64mm (2.5 pulg.)	Tal.	18.00	0.00	20.00	20.00	38.00
Nro de taladros 127mm (5 pulg.)	Tal.	6.00	0.00	0.00	0.00	6.00
Nro taladros cargados de 64mm	Tal.	12.00	0.00	15.00	15.00	27.00
Long. del taladro	m.	16.00	0.00	16.00	16.00	16.00
Long. del taladro cargado	m.	15.50	0.00	15.00	15.00	15.00
Peso específico del mineral	Ton/m3	2.51	0.00	2.51	2.51	2.51
Volumen roto	m3	64.00	0.00	256.00	256.00	320.00
Tonelaje roto	Tn	160.64	0.00	642.56	642.56	803.20
Cart./tal. (E-5000 1-1/2"x24")	Pzas/tal	31.00	0.00	0.00	0.00	31.00
Cart./tal. (E-3000 1-1/2"x24")	Pzas/tal	0.00	0.00	30.00	30.00	30.00
Total Cartuchos Explosivos	Pzas.	372.00	0.00	450.00	450.00	822.00
<b>RENDIMIENTOS</b>						
Factor de Potencia	Kg./Tn.	1.81	0.00	0.51	0.51	<b>0.77</b>
Factor de Carga	Kg./m3	4.54	0.00	1.29	1.29	1.94
Factor de Carga Lineal	Kg./m.	1.56	0.00	1.47	1.47	1.53
Tonelada/ taladro volado	Tn./tal.	13.39	0.00	42.84	42.84	29.75
Tonelada/metro volado	Tn./m.	0.84	0.00	2.68	2.68	1.86
Tonelada/metro perforado	Tn./m.	0.56	0.00	2.01	2.01	1.32
Toneladas/m2	Tn/m2	40.16	0.00	40.16		40.16
<b>EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS</b>						
Emulnor 5000 1 1/2"x24"	Kg	290.63	0.00	0.00	0.00	290.63
Emulnor 3000 1 1/2"x24"	Kg	0.00	0.00	330.88	330.88	330.88
Carmex 7 pies.	Pza.	2.00	0.00	2.00	2.00	4.00
Mecha Rápida Z-18	m	0.50	0.00	0.50	0.50	1.00
Cordon Detonante 5P (Amarre)	m	10.00	0.00	40.00	40.00	50.00
Cordon Detonante 10P (Tal Cargado)	m	216.00	0.00	255.00	255.00	471.00
Fanel PL 1 al 16 de 4.2m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PL 1 al 15 de 12m	Pza	12.00	0.00	15.00	15.00	27.00
Fanel PL 1 al 15 de 15m	Pza	12.00	0.00	15.00	15.00	27.00
Fanel PC 1 al 16 de 4.2m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PC 1 al 15 de 12m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PC 1 al 15 de 15m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Tubo PVC 2" X3m	Pza	66.00	0.00	82.50	82.50	148.50
Cartuflex A. E. rigido 2" X3m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

**4.1.6.2. Indicadores para paneles BF – 2.1<Pot. Ore <=4.1m**

Indicadores para todos los tajos con potencias de Oré que oscilan entre 2.1mts a 4.1mts, labores que por su geometría son perforados con T1D y cargados con explosivos para taladros de 64mm en 2 fases (1° Fase: slot + zanja y 2° Fase: producción).

**Tabla 30.** Indicadores BF para 2.1m < Pot Ore <= 4.1m

PARAMETROS	UNID	TIPO DE TALADRO				TOTAL GENERAL
		SLOT	ZANJA	FILAS	PROD.	
Ancho de Minado	m.	2.00	1.50	3.50		3.50
Longitud de Minado	m.	2.00	2.00	8.00		10.00
Nro de taladros 64mm (2.5 pulg.)	Tal.	18.00	3.00	20.00	23.00	41.00
Nro de taladros 127mm (5 pulg.)	Tal.	6.00	0.00	0.00	0.00	6.00
Nro taladros cargados de 64mm	Tal.	12.00	3.00	15.00	18.00	30.00
Long. del taladro	m.	16.00	16.00	16.00	16.00	16.00
Long. del taladro cargado	m.	15.50	15.00	15.00	15.00	15.00
Peso específico del mineral	Ton/m3	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51
Volumen roto	m3	64.00	48.00	448.00	496.00	560.00
Tonelaje roto	Tn	160.64	120.48	1,124.48	1,244.96	1,405.60
Cart./tal. (E-5000 1-1/2"x24")	Pzas/tal	31.00	0.00	0.00	0.00	31.00
Cart./tal. (E-3000 1-1/2"x24")	Pzas/tal	0.00	30.00	30.00	30.00	60.00
Total Cartuchos Explosivos	Pzas.	372.00	90.00	450.00	540.00	912.00
<b>RENDIMIENTOS</b>						
Factor de Potencia	Kg./Tn.	1.81	0.55	0.29	0.32	<b>0.49</b>
Factor de Carga	Kg./m3	4.54	1.38	0.74	0.80	1.23
Factor de Carga Lineal	Kg./m.	1.56	1.47	1.47	1.47	1.53
Tonelada/ taladro volado	Tn./tal.	13.39	40.16	74.97	69.16	46.85
Tonelada/metro volado	Tn./m.	0.84	2.51	4.69	4.32	2.93
Tonelada/metro perforado	Tn./m.	0.56	2.51	3.51	3.38	2.14
Toneladas/m2	Tn/m2	40.16	40.16	40.16		40.16
<b>EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS</b>						
Emulnor 5000 1 1/2"x24"	Kg	290.63	0.00	0.00	0.00	290.63
Emulnor 3000 1 1/2"x24"	Kg	0.00	66.18	330.88	397.06	397.06
Carmex 7 pies.	Pza.	2.00	2.00	2.00	4.00	6.00
Mecha Rápida Z-18	m	0.50	0.50	0.50	1.00	1.50
Cordon Detonante 5P (Amarre)	m	10.00	8.00	64.00	72.00	82.00
Cordon Detonante 10P (Tal Cargado)	m	216.00	54.00	255.00	309.00	525.00
Fanel PL 1 al 16 de 4.2m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PL 1 al 15 de 12m	Pza	12.00	3.00	15.00	18.00	30.00
Fanel PL 1 al 15 de 15m	Pza	12.00	3.00	15.00	18.00	30.00
Fanel PC 1 al 16 de 4.2m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PC 1 al 15 de 12m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PC 1 al 15 de 15m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Tubo PVC 2" X3m	Pza	66.00	16.50	82.50	99.00	165.00
Cartuflex A. E. rigido 2" X3m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

**4.1.6.3. Indicadores para paneles BF – 4.1<Pot. Ore <=6.0m**

Indicadores para todos los tajos con potencias de Oré que oscilan entre 4.1mts a 6.0mts, labores que por su geometría son perforados con T1D y cargados con explosivos para taladros de 64mm en 2 fases (1° Fase: slot + zanja y 2° Fase: producción).

**Tabla 31.** Indicadores BF para 4.1m < Pot Ore <= 6.0m

PARAMETROS	UNID	TIPO DE TALADRO				TOTAL GENERAL
		SLOT	ZANJA	FILAS	PROD.	
Ancho de Minado	m.	2.00	3.00	5.00		5.00
Longitud de Minado	m.	2.00	2.00	8.00		10.00
Nro de taladros 64mm (2.5 pulg.)	Tal.	18.00	6.00	25.00	31.00	49.00
Nro de taladros 127mm (5 pulg.)	Tal.	6.00	0.00	0.00	0.00	6.00
Nro taladros cargados de 64mm	Tal.	12.00	6.00	20.00	26.00	38.00
Long. del taladro	m.	16.00	16.00	16.00	16.00	16.00
Long. del taladro cargado	m.	15.50	15.00	15.00	15.00	15.00
Peso específico del mineral	Ton/m3	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51
Volumen roto	m3	64.00	96.00	640.00	736.00	800.00
Tonelaje roto	Tn	160.64	240.96	1,606.40	1,847.36	2,008.00
Cart./tal. (E-5000 1-1/2"x24")	Pzas/tal	31.00	0.00	0.00	0.00	31.00
Cart./tal. (E-3000 1-1/2"x24")	Pzas/tal	0.00	30.00	30.00	30.00	60.00
Total Cartuchos Explosivos	Pzas.	372.00	180.00	600.00	780.00	1,152.00
<b>RENDIMIENTOS</b>						
Factor de Potencia	Kg./Tn.	1.81	0.55	0.27	0.31	<b>0.43</b>
Factor de Carga	Kg./m3	4.54	1.38	0.69	0.78	1.08
Factor de Carga Lineal	Kg./m.	1.56	1.47	1.47	1.47	1.52
Tonelada/ taladro volado	Tn./tal.	13.39	40.16	80.32	71.05	52.84
Tonelada/metro volado	Tn./m.	0.84	2.51	5.02	4.44	3.30
Tonelada/metro perforado	Tn./m.	0.56	2.51	4.02	3.72	2.56
Toneladas/m2	Tn/m2	40.16	40.16	40.16		40.16
<b>EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS</b>						
Emulnor 5000 1 1/2"x24"	Kg	290.63	0.00	0.00	0.00	290.63
Emulnor 3000 1 1/2"x24"	Kg	0.00	132.35	441.18	573.53	573.53
Carmex 7 pies.	Pza.	2.00	2.00	2.00	4.00	6.00
Mecha Rápida Z-18	m	0.50	0.50	0.50	1.00	1.50
Cordon Detonante 5P (Amarre)	m	10.00	14.00	88.00	102.00	112.00
Cordon Detonante 10P (Tal Cargado)	m	216.00	108.00	340.00	448.00	664.00
Fanel PL 1 al 16 de 4.2m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PL 1 al 15 de 12m	Pza	12.00	6.00	20.00	26.00	38.00
Fanel PL 1 al 15 de 15m	Pza	12.00	6.00	20.00	26.00	38.00
Fanel PC 1 al 16 de 4.2m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PC 1 al 15 de 12m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PC 1 al 15 de 15m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Tubo PVC 2" X3m	Pza	66.00	33.00	110.00	143.00	209.00
Cartuflex A. E. rigido 2" X3m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

**4.1.6.4. Indicadores para paneles BF– 6.0<Pot. Ore <8.0m**

Indicadores para todos los tajos con potencias de Oré que oscilan entre 6.0mts a 8.0mts, labores que por su geometría son perforados con T1D y cargados con explosivos para taladros de 64mm en 2 fases (1° Fase: slot + zanja y 2° Fase: producción).

**Tabla 32.** Indicadores BF para 6.0m < Pot Ore < 8.0m

PARAMETROS	UNID	TIPO DE TALADRO				TOTAL GENERAL
		SLOT	ZANJA	FILAS	PROD.	
Ancho de Minado	m.	2.00	5.00	7.00		7.00
Longitud de Minado	m.	2.00	2.00	8.00		10.00
Nro de taladros 64mm (2.5 pulg.)	Tal.	18.00	12.00	30.00	42.00	60.00
Nro de taladros 127mm (5 pulg.)	Tal.	6.00	0.00	0.00	0.00	6.00
Nro taladros cargados de 64mm	Tal.	12.00	12.00	25.00	37.00	49.00
Long. del taladro	m.	16.00	16.00	16.00	16.00	16.00
Long. del taladro cargado	m.	15.50	15.00	15.00	15.00	15.00
Peso especifico del mineral	Ton/m3	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51
Volumen roto	m3	64.00	160.00	896.00	1,056.00	1,120.00
Tonelaje roto	Tn	160.64	401.60	2,248.96	2,650.56	2,811.20
Cart./tal. (E-5000 1-1/2"x24")	Pzas/tal	31.00	0.00	0.00	0.00	31.00
Cart./tal. (E-3000 1-1/2"x24")	Pzas/tal	0.00	30.00	30.00	30.00	60.00
Total Cartuchos Explosivos	Pzas.	372.00	360.00	750.00	1,110.00	1,482.00
<b>RENDIMIENTOS</b>						
Factor de Potencia	Kg./Tn.	1.81	0.66	0.25	0.31	<b>0.39</b>
Factor de Carga	Kg./m3	4.54	1.65	0.62	0.77	0.99
Factor de Carga Lineal	Kg./m.	1.56	1.47	1.47	1.47	1.51
Tonelada/ taladro volado	Tn./tal.	13.39	33.47	89.96	71.64	57.37
Tonelada/metro volado	Tn./m.	0.84	2.09	5.62	4.48	3.59
Tonelada/metro perforado	Tn./m.	0.56	2.09	4.69	3.94	2.93
Toneladas/m2	Tn/m2	40.16	40.16	40.16		40.16
<b>EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS</b>						
Emulnor 5000 1 1/2"x24"	Kg	290.63	0.00	0.00	0.00	290.63
Emulnor 3000 1 1/2"x24"	Kg	0.00	264.71	551.47	816.18	816.18
Carmex 7 pies.	Pza.	2.00	2.00	2.00	4.00	6.00
Mecha Rápida Z-18	m	0.50	0.50	0.50	1.00	1.50
Cordon Detonante 5P (Amarre)	m	10.00	22.00	120.00	142.00	152.00
Cordon Detonante 10P (Tal Cargado)	m	216.00	216.00	425.00	641.00	857.00
Fanel PL 1 al 16 de 4.2m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PL 1 al 15 de 12m	Pza	12.00	12.00	25.00	37.00	49.00
Fanel PL 1 al 15 de 15m	Pza	12.00	12.00	25.00	37.00	49.00
Fanel PC 1 al 16 de 4.2m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PC 1 al 15 de 12m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PC 1 al 15 de 15m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Tubo PVC 2" X3m	Pza	66.00	66.00	137.50	203.50	269.50
Cartuflex A. E. rigido 2" X3m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00



**4.1.6.5. Indicadores para paneles BF – 8.0<=Pot. Ore <=10.0m**

Indicadores para todos los tajos con potencias de Oré que oscilan entre 8.0mts a 10.0mts, labores que por su geometría y potencia son perforados con Simbas y cargados con explosivos para taladros de 76mm en 2 fases (1° Fase: slot + zanja y 2° Fase: producción).

**Tabla 33.** Indicadores BF para 8.0m <= Pot Ore <= 10.0m

PARAMETROS	UNID	TIPO DE TALADRO				TOTAL GENERAL
		SLOT	ZANJA	FILAS	PROD.	
Ancho de Minado	m.	2.50	6.50	9.00		9.00
Longitud de Minado	m.	2.50	2.50	7.50		10.00
Nro de taladros 76mm (3 pulg.)	Tal.	18.00	8.00	18.00	26.00	44.00
Nro de taladros 152mm (6 pulg.)	Tal.	6.00	0.00	0.00	0.00	6.00
Nro taladros cargados de 76mm	Tal.	12.00	8.00	15.00	23.00	35.00
Long. del taladro	m.	16.00	16.00	16.00	16.00	16.00
Long. del taladro cargado	m.	15.50	15.00	15.00	15.00	15.00
Peso específico del mineral	Ton/m3	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51
Volumen roto	m3	100.00	260.00	1,080.00	1,340.00	1,440.00
Tonelaje roto	Tn	251.00	652.60	2,710.80	3,363.40	3,614.40
Cart./tal. (E-5000 2" x24")	Pzas/tal	30.00	0.00	0.00	0.00	30.00
Cart./tal. (E-3000 2" x24")	Pzas/tal	0.00	29.00	29.00	29.00	58.00
Total Cartuchos Explosivos	Pzas.	360.00	232.00	435.00	667.00	1,027.00
<b>RENDIMIENTOS</b>						
Factor de Potencia	Kg./Tn.	2.24	0.49	0.22	0.28	<b>0.41</b>
Factor de Carga	Kg./m3	5.63	1.24	0.56	0.69	1.03
Factor de Carga Lineal	Kg./m.	3.02	2.69	2.69	2.69	2.84
Tonelada/ taladro volado	Tn./tal.	20.92	81.58	180.72	146.23	103.27
Tonelada/metro volado	Tn./m.	1.31	5.10	11.30	9.14	6.45
Tonelada/metro perforado	Tn./m.	0.87	5.10	9.41	8.09	5.13
Toneladas/m2	Tn/m2	40.16	40.16	40.16		40.16
<b>EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS</b>						
Emulnor 5000 2" x24"	Kg	562.50	0.00	0.00	0.00	562.50
Emulnor 3000 2" x24"	Kg	0.00	322.22	604.17	926.39	926.39
Carmex 7 pies.	Pza.	2.00	2.00	2.00	4.00	6.00
Mecha Rápida Z-18	m	0.50	0.50	0.50	1.00	1.50
Cordon Detonante 5P (Amarre)	m	15.00	35.00	142.50	177.50	192.50
Cordon Detonante 10P (Tal Cargado)	m	216.00	144.00	255.00	399.00	615.00
Fanel PL 1 al 16 de 4.2m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PL 1 al 15 de 12m	Pza	12.00	8.00	15.00	23.00	35.00
Fanel PL 1 al 15 de 15m	Pza	12.00	8.00	15.00	23.00	35.00
Fanel PC 1 al 16 de 4.2m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PC 1 al 15 de 12m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PC 1 al 15 de 15m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Tubo PVC 2-1/2" X3m	Pza	66.00	44.00	82.50	126.50	192.50
Cartuflex A. E. rigido 2-1/4" X3m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

**4.1.6.6. Indicadores para Paneles SARC – Pot. Ore >10.0m**

Indicadores para todos los tajos SARC con potencias de Oré mayores a 10mts, que por su geometría y potencia son perforados con Simbas y cargados con explosivos para taladros de 76mm en 2 fases o 3 fases, dependiendo mucho de la potencia y longitud que esta tenga (1° Fase: slot + zanja, 2° Fase: producción y 3° Fase: producción).

**Tabla 34.** Indicadores SARC para Pot Ore > 10.0m

PARAMETROS	UNID	TIPO DE TALADRO				TOTAL GENERAL
		SLOT	ZANJA	FILAS	PROD.	
Ancho de Minado	m.	2.50	5.50	8.00		8.00
Longitud de Minado	m.	2.50	2.50	13.50		16.00
Nro de taladros 76mm (3 pulg.)	Tal.	18.00	6.00	27.00	33.00	51.00
Nro de taladros 152mm (6 pulg.)	Tal.	6.00	0.00	0.00	0.00	6.00
Nro taladros cargados de 76mm	Tal.	12.00	6.00	24.00	30.00	42.00
Long. del taladro	m.	16.00	16.00	16.00	16.00	16.00
Long. del taladro cargado	m.	15.50	15.00	15.00	15.00	15.00
Peso específico del mineral	Ton/m3	2.51	2.51	2.51	2.51	2.51
Volumen roto	m3	100.00	220.00	1,728.00	1,948.00	2,048.00
Tonelaje roto	Tn	251.00	552.20	4,337.28	4,889.48	5,140.48
Cart./tal. (E-5000 2" x24")	Pzas/tal	30.00	0.00	0.00	0.00	30.00
Cart./tal. (E-3000 2" x24")	Pzas/tal	0.00	29.00	29.00	29.00	58.00
Total Cartuchos Explosivos	Pzas.	360.00	174.00	696.00	870.00	1,230.00
<b>RENDIMIENTOS</b>						
Factor de Potencia	Kg./Tn.	2.24	0.44	0.22	0.25	<b>0.34</b>
Factor de Carga	Kg./m3	5.63	1.10	0.56	0.62	0.86
Factor de Carga Lineal	Kg./m.	3.02	2.69	2.69	2.69	2.81
Tonelada/ taladro volado	Tn./tal.	20.92	92.03	180.72	162.98	122.39
Tonelada/metro volado	Tn./m.	1.31	5.75	11.30	10.19	7.65
Tonelada/metro perforado	Tn./m.	0.87	5.75	10.04	9.26	6.30
Toneladas/m2	Tn/m2	40.16	40.16	40.16		40.16
<b>EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS</b>						
Emulnor 5000 2" x24"	Kg	562.50	0.00	0.00	0.00	562.50
Emulnor 3000 2" x24"	Kg	0.00	241.67	966.67	1,208.33	1,208.33
Carmex 7 pies.	Pza.	2.00	2.00	2.00	4.00	6.00
Mecha Rápida Z-18	m	0.50	0.50	0.50	1.00	1.50
Cordon Detonante 5P (Amarre)	m	15.00	30.00	229.50	259.50	274.50
Cordon Detonante 10P (Tal Cargado)	m	216.00	108.00	408.00	516.00	732.00
Fanel PL 1 al 16 de 4.2m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PL 1 al 15 de 12m	Pza	12.00	6.00	24.00	30.00	42.00
Fanel PL 1 al 15 de 15m	Pza	12.00	6.00	24.00	30.00	42.00
Fanel PC 1 al 16 de 4.2m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PC 1 al 15 de 12m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Fanel PC 1 al 15 de 15m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Tubo PVC 2-1/2" X3m	Pza	66.00	33.00	132.00	165.00	231.00
Cartuflex A. E. rigido 2-1/4" X3m	Pza	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

## 4.2. Costos directos en perforación y voladura de taladros largos

### 4.2.1. Costos unitarios generales

#### 4.2.1.1. Costo de provisiones

Corresponden a los costos de Mantto. de cada uno de los equipos de perforación TL, para temas de análisis se tomó el histórico real de enero a septiembre 2018, ver tabla 35.

**Tabla 35.** Costo por mantenimiento de equipos TL

EQUIPO	BROCA	UNID	PROVISION	PROMEDIO
TID 01	64 mm	\$/m-perf	6.54	5.79
TID 02	64 mm	\$/m-perf	6.02	
TID 03	64 mm	\$/m-perf	4.02	
TID 04	64 mm	\$/m-perf	6.77	
SIMBA 01	76 mm	\$/m-perf	8.34	8.86
SIMBA 02	76 mm	\$/m-perf	9.35	

#### 4.2.1.2. Costo de energía

Costo referido a lo consumido en energía de alto voltaje para el posicionamiento y percusión del equipo, además del agua y aire comprimido para el proceso de perforación.

**Tabla 36.** Costo por consumo de energía equipos TL

EQUIPO	BROCA	RATIO CONSUMO (Kw-hr)/m-perf	RATIO COSTO (\$/Kw-hr)	COSTO UNIT (\$/m-perf)	RESUMEN COSTO ENERGIA (\$/m-perf)
TID 01	64 mm	3.82	0.08	3.90	3.58
TID 02	64 mm	3.50	0.08	3.58	
TID 03	64 mm	3.36	0.08	3.45	
TID 04	64 mm	3.64	0.08	3.72	
SIMBA 01	76 mm	2.80	0.08	2.88	2.87
SIMBA 02	76 mm	2.94	0.08	3.02	

#### 4.2.1.3. Costo de aceros de perforación

**Tabla 37.** Costo y rendimiento de aceros de perforación

BROCA	DESC.	DESCRIPCION ESPECIF.	\$ ACERO	REND. S/AFILAR (m/pza)	REND. C/AFILADO (m/pza)	COSTO S/AFILAR (\$/m)	COSTO C/AFILADO (\$/m)
64 mm	Barra	BARRA EXTENSION M/F, T38 X 5' 210030	184.08	134.66	158.72	1.37	1.16
	Rimadora	BIT BUTTON PILOT 127 HM38 048H 090021	269.46	8,696.45	6,584.01	0.03	0.04
	Broca Ret.	BROCA RETRACTIL, T38 X 64 MM 140031	87.95	173.37	216.74	0.51	0.41
	Shank	SHANK 525MM 7304365601 450551	140.27	952.70	968.50	0.15	0.14
	Tubo Guía	TUBO GUIA M/F, T38 X 5' 270082	383.40	1,102.79	1,350.21	0.35	0.28
76 mm	Barra	BARRA EXTENSION M/F 5PIESXHM45 210035	262.70	160.82	171.35	1.63	1.53
	Rimadora	BIT BTN PILOT 152HM45076H 090034	497.31	4,138.74	3,194.21	0.12	0.16
	Broca Ret.	BROCA D/BOTON STRAGHTRA 76MM 140109	119.32	180.96	215.64	0.66	0.55
	Shank	SHANK ADAPTER COP 1838ME HM45 450713	179.29	838.77	869.60	0.21	0.21
	Tubo Guía	TUBO GUIA 5 PIES X HM45 270081	499.59	1,198.31	1,218.10	0.42	0.41

## 4.2.2. Análisis de costos directos en perforación y voladura de taladros largos

### 4.2.2.1. Costos directos en paneles BF – Pot. Ore <= 2.1m

**Tabla 38.** Costos directos de perforación BF para Pot Ore <= 2.1m

RATIOS DE COSTEO (Pot Ore < 2.1)	ANT. Ton/m	OP. Ton/m	ANT. \$/m	OP. \$/m	ANT. \$/Ton	OP. \$/Ton	DIF. \$/Ton
COSTO DE PROVISIONES	1.29	1.32	5.79	5.79	4.50	4.38	-0.12
CONSUMO DE ENERGIA	1.29	1.32	3.58	3.58	2.78	2.71	-0.07
ACEROS DE PERFORACIÓN	1.29	1.32	2.40	2.04	1.86	1.54	-0.32
<b>TOTAL GENERAL</b>	-	-	<b>11.76</b>	<b>11.40</b>	<b>9.14</b>	<b>8.63</b>	<b>-0.51</b>

**Tabla 39.** Costos directos de voladura BF para Pot Ore <= 2.1m

RATIOS DE COSTEO (Pot Ore <= 2.1)	UNID	ANT.	OP.	\$/Unid	ANT. \$/Ton	OP. \$/Ton	DIF. \$/Ton
EMULSION ENCARTUCHADA 5000 1-1/2X24"	Kg/Ton	0.42	0.36	1.66	0.69	0.60	-0.09
EMULSION ENCARTUCHADA 3000 1-1/2X24"	Kg/Ton	0.40	0.41	1.60	0.64	0.66	0.02
CARMEX 7" CAJAX300PZA C/CONECTOR	Pza/Ton	0.00	0.00	0.52	0.00	0.00	0.00
GUIA RAPIDA IGNICION TIPO MEDIO Z18	m/Ton	0.00	0.00	0.32	0.00	0.00	0.00
CORDON DETONANTE 5P 5GR/M	m/Ton	0.06	0.06	0.18	0.01	0.01	0.00
CORDON DETONANTE 10P 10GR/M	m/Ton	0.59	0.59	0.26	0.15	0.15	0.00
FANEL 4.2M 1 A 16 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.03	0.00	0.94	0.03	0.00	-0.03
FANEL 12M 1 AL 15 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.03	0.03	1.74	0.05	0.06	0.01
FANEL 15M 1 AL 15 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.00	0.03	1.99	0.00	0.07	0.07
FANEL ROJO 4.2M 1 A 20 PERIODO CORTO	Pza/Ton	0.00	0.00	0.97	0.00	0.00	0.00
FANEL PERIODO CORTO DE 12 MTS	Pza/Ton	0.02	0.00	2.66	0.05	0.00	-0.05
FANEL PERIODO CORTO DE 15 MTS	Pza/Ton	0.02	0.00	2.94	0.05	0.00	-0.05
TUBO 2" X3M PVC	Pza/Ton	0.08	0.18	0.95	0.08	0.18	0.10
CARTUFLEX ANTI ESTATICO RIGIDO 2" X3M	Pza/Ton	0.10	0.00	2.75	0.28	0.00	-0.28
<b>TOTAL GENERAL</b>	-	-	-	<b>19.48</b>	<b>2.04</b>	<b>1.73</b>	<b>-0.31</b>

**4.2.2.2. Costos directos en paneles BF – 2.1<Pot. Ore <=4.1m**

**Tabla 40.** Costos directos de perforación BF para 2.1m < Pot Ore <= 4.1m

RATIOS DE COSTEO (2.1 < Pot Ore <= 4.1)	ANT. Ton/m	OP. Ton/m	ANT. \$/m	OP. \$/m	ANT. \$/Ton	OP. \$/Ton	DIF. \$/Ton
COSTO DE PROVISIONES	2.02	2.14	5.79	5.79	2.87	2.70	-0.16
CONSUMO DE ENERGIA	2.02	2.14	3.58	3.58	1.77	1.67	-0.10
ACEROS DE PERFORACIÓN	2.02	2.14	2.40	2.04	1.19	0.95	-0.24
<b>TOTAL GENERAL</b>	-	-	<b>11.76</b>	<b>11.40</b>	<b>5.82</b>	<b>5.32</b>	<b>-0.51</b>

**Tabla 41.** Costos directos de voladura BF para 2.1m < Pot Ore <= 4.1m

RATIOS DE COSTEO (2.1 < Pot Ore <= 4.1)	UNID	ANT.	OP.	\$/Unid	ANT. \$/Ton	OP. \$/Ton	DIF. \$/Ton
EMULSION ENCARTUCHADA 5000 1-1/2X24"	Kg/Ton	0.24	0.21	1.66	0.40	0.34	-0.06
EMULSION ENCARTUCHADA 3000 1-1/2X24"	Kg/Ton	0.27	0.28	1.60	0.44	0.45	0.02
CARMEX 7" CAJAX300PZA C/CONECTOR	Pza/Ton	0.00	0.00	0.52	0.00	0.00	0.00
GUIA RAPIDA IGNICION TIPO MEDIO Z18	m/Ton	0.00	0.00	0.32	0.00	0.00	0.00
CORDON DETONANTE 5P 5GR/M	m/Ton	0.06	0.06	0.18	0.01	0.01	0.00
CORDON DETONANTE 10P 10GR/M	m/Ton	0.37	0.37	0.26	0.10	0.10	0.00
FANEL 4.2M 1 A 16 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.02	0.00	0.94	0.02	0.00	-0.02
FANEL 12M 1 AL 15 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.02	0.02	1.74	0.04	0.04	0.00
FANEL 15M 1 AL 15 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.00	0.02	1.99	0.00	0.04	0.04
FANEL ROJO 4.2M 1 A 20 PERIODO CORTO	Pza/Ton	0.00	0.00	0.97	0.00	0.00	0.00
FANEL PERIODO CORTO DE 12 MTS	Pza/Ton	0.01	0.00	2.66	0.03	0.00	-0.03
FANEL PERIODO CORTO DE 15 MTS	Pza/Ton	0.01	0.00	2.94	0.03	0.00	-0.03
TUBO 2" X3M PVC	Pza/Ton	0.06	0.12	0.95	0.06	0.11	0.06
CARTUFLEX ANTI ESTATICO RIGIDO 2" X3M	Pza/Ton	0.06	0.00	2.75	0.16	0.00	-0.16
<b>TOTAL GENERAL</b>	-	-	-	<b>19.48</b>	<b>1.28</b>	<b>1.10</b>	<b>-0.19</b>

**4.2.2.3. Costos directos en paneles BF – 4.1<Pot. Ore <=6.0m**

**Tabla 42.** Costos directos de perforación BF para 4.1m < Pot Ore <= 6.0m

RATIOS DE COSTEO (4.1 < Pot Ore <= 6.0)	ANT. Ton/m	OP. Ton/m	ANT. \$/m	OP. \$/m	ANT. \$/Ton	OP. \$/Ton	DIF. \$/Ton
COSTO DE PROVISIONES	2.37	2.56	5.79	5.79	2.44	2.26	-0.18
CONSUMO DE ENERGIA	2.37	2.56	3.58	3.58	1.51	1.40	-0.11
ACEROS DE PERFORACIÓN	2.37	2.56	2.40	2.04	1.01	0.79	-0.22
<b>TOTAL GENERAL</b>	-	-	<b>11.76</b>	<b>11.40</b>	<b>4.97</b>	<b>4.45</b>	<b>-0.52</b>

**Tabla 43.** Costos directos de voladura BF para 4.1m < Pot Ore <= 6.0m

RATIOS DE COSTEO (4.1 < Pot Ore <= 6.0)	UNID	ANT.	OP.	\$/Unid	ANT. \$/Ton	OP. \$/Ton	DIF. \$/Ton
EMULSION ENCARTUCHADA 5000 1-1/2X24"	Kg/Ton	0.18	0.14	1.66	0.30	0.24	-0.06
EMULSION ENCARTUCHADA 3000 1-1/2X24"	Kg/Ton	0.28	0.29	1.60	0.44	0.46	0.02
CARMEX 7" CAJAX300PZA C/CONECTOR	Pza/Ton	0.00	0.00	0.52	0.00	0.00	0.00
GUIA RAPIDA IGNICION TIPO MEDIO Z18	m/Ton	0.00	0.00	0.32	0.00	0.00	0.00
CORDON DETONANTE 5P 5GR/M	m/Ton	0.06	0.06	0.18	0.01	0.01	0.00
CORDON DETONANTE 10P 10GR/M	m/Ton	0.33	0.33	0.26	0.09	0.09	0.00
FANEL 4.2M 1 A 16 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.02	0.00	0.94	0.02	0.00	-0.02
FANEL 12M 1 AL 15 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.02	0.02	1.74	0.03	0.03	0.00
FANEL 15M 1 AL 15 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.00	0.02	1.99	0.00	0.04	0.04
FANEL ROJO 4.2M 1 A 20 PERIODO CORTO	Pza/Ton	0.00	0.00	0.97	0.00	0.00	0.00
FANEL PERIODO CORTO DE 12 MTS	Pza/Ton	0.01	0.00	2.66	0.03	0.00	-0.03
FANEL PERIODO CORTO DE 15 MTS	Pza/Ton	0.01	0.00	2.94	0.03	0.00	-0.03
TUBO 2"X3M PVC	Pza/Ton	0.05	0.10	0.95	0.05	0.10	0.05
CARTUFLEX ANTI ESTATICO RIGIDO 2" X3M	Pza/Ton	0.05	0.00	2.75	0.15	0.00	-0.15
<b>TOTAL GENERAL</b>	-	-	-	<b>19.48</b>	<b>1.14</b>	<b>0.96</b>	<b>-0.18</b>

**4.2.2.4. Costos directos en paneles BF– 6.0<Pot. Ore <8.0m**

**Tabla 44.** Costos directos de perforación BF para 6.0m < Pot Ore < 8.0m

RATIOS DE COSTEO (6.0 < Pot Ore < 8.0)	ANT. Ton/m	OP. Ton/m	ANT. \$/m	OP. \$/m	ANT. \$/Ton	OP. \$/Ton	DIF. \$/Ton
COSTO DE PROVISIONES	2.62	2.93	5.79	5.79	2.21	1.98	-0.23
CONSUMO DE ENERGIA	2.62	2.93	3.58	3.58	1.36	1.22	-0.14
ACEROS DE PERFORACIÓN	2.62	2.93	2.40	2.04	0.92	0.70	-0.22
<b>TOTAL GENERAL</b>	-	-	<b>11.76</b>	<b>11.40</b>	<b>4.49</b>	<b>3.89</b>	<b>-0.59</b>

**Tabla 45.** Costos directos de voladura BF para 6.0m < Pot Ore < 8.0m

RATIOS DE COSTEO (6.0 < Pot Ore < 8.0)	UNID	ANT.	OP.	\$/Unid	ANT. \$/Ton	OP. \$/Ton	DIF. \$/Ton
EMULSION ENCARTUCHADA 5000 1-1/2X24"	Kg/Ton	0.14	0.10	1.66	0.23	0.17	-0.06
EMULSION ENCARTUCHADA 3000 1-1/2X24"	Kg/Ton	0.28	0.29	1.60	0.45	0.46	0.02
CARMEX 7" CAJAX300PZA C/CONECTOR	Pza/Ton	0.00	0.00	0.52	0.00	0.00	0.00
GUIA RAPIDA IGNICION TIPO MEDIO Z18	m/Ton	0.00	0.00	0.32	0.00	0.00	0.00
CORDON DETONANTE 5P 5GR/M	m/Ton	0.05	0.05	0.18	0.01	0.01	0.00
CORDON DETONANTE 10P 10GR/M	m/Ton	0.30	0.30	0.26	0.08	0.08	0.00
FANEL 4.2M 1 A 16 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.02	0.00	0.94	0.02	0.00	-0.02
FANEL 12M 1 AL 15 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.02	0.02	1.74	0.03	0.03	0.00
FANEL 15M 1 AL 15 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.00	0.02	1.99	0.00	0.03	0.03
FANEL ROJO 4.2M 1 A 20 PERIODO CORTO	Pza/Ton	0.00	0.00	0.97	0.00	0.00	0.00
FANEL PERIODO CORTO DE 12 MTS	Pza/Ton	0.01	0.00	2.66	0.02	0.00	-0.02
FANEL PERIODO CORTO DE 15 MTS	Pza/Ton	0.01	0.00	2.94	0.03	0.00	-0.03
TUBO 2"X3M PVC	Pza/Ton	0.05	0.10	0.95	0.04	0.09	0.05
CARTUFLEX ANTI ESTATICO RIGIDO 2" X3M	Pza/Ton	0.05	0.00	2.75	0.13	0.00	-0.13
<b>TOTAL GENERAL</b>	-	-	-	<b>19.48</b>	<b>1.04</b>	<b>0.88</b>	<b>-0.16</b>

**4.2.2.5. Costos directos en paneles BF – 8.0<=Pot. Ore <=10.0m**

**Tabla 46.** Costos directos de perforación BF para 8.0m <= Pot Ore <= 10.0m

<b>RATIOS DE COSTEO (8.0 &lt;= Pot Ore &lt;= 10.0)</b>	<b>ANT. Ton/m</b>	<b>OP. Ton/m</b>	<b>ANT. \$/m</b>	<b>OP. \$/m</b>	<b>ANT. \$/Ton</b>	<b>OP. \$/Ton</b>	<b>DIF. \$/Ton</b>
COSTO DE PROVISIONES	4.43	5.13	8.86	8.86	2.00	1.73	-0.27
CONSUMO DE ENERGIA	4.43	5.13	2.87	2.87	0.65	0.56	-0.09
ACEROS DE PERFORACIÓN	4.43	5.13	3.04	2.86	0.69	0.56	-0.13
<b>TOTAL GENERAL</b>	-	-	<b>14.78</b>	<b>14.59</b>	<b>3.34</b>	<b>2.84</b>	<b>-0.49</b>

**Tabla 47.** Costos directos de voladura BF para 8.0m <= Pot Ore <= 10.0m

<b>RATIOS DE COSTEO (8.0 &lt;= Pot Ore &lt;= 10.0)</b>	<b>UNID</b>	<b>ANT.</b>	<b>OP.</b>	<b>\$/Unid</b>	<b>ANT. \$/Ton</b>	<b>OP. \$/Ton</b>	<b>DIF. \$/Ton</b>
EMULSION ENCARTUCHADA 5000 1-1/2X24"	Kg/Ton	0.20	0.16	1.63	0.32	0.25	-0.07
EMULSION ENCARTUCHADA 3000 1-1/2X24"	Kg/Ton	0.26	0.26	1.54	0.40	0.40	0.00
CARMEX 7" CAJAX300PZA C/CONECTOR	Pza/Ton	0.00	0.00	0.52	0.00	0.00	0.00
GUIA RAPIDA IGNICION TIPO MEDIO Z18	m/Ton	0.00	0.00	0.32	0.00	0.00	0.00
CORDON DETONANTE 5P 5GR/M	m/Ton	0.05	0.05	0.18	0.01	0.01	0.00
CORDON DETONANTE 10P 10GR/M	m/Ton	0.17	0.17	0.26	0.04	0.04	0.00
FANEL 4.2M 1 A 16 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.01	0.00	0.94	0.01	0.00	-0.01
FANEL 12M 1 AL 15 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.01	0.01	1.74	0.02	0.02	0.00
FANEL 15M 1 AL 15 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.00	0.01	1.99	0.00	0.02	0.02
FANEL ROJO 4.2M 1 A 20 PERIODO CORTO	Pza/Ton	0.00	0.00	0.97	0.00	0.00	0.00
FANEL PERIODO CORTO DE 12 MTS	Pza/Ton	0.00	0.00	2.66	0.01	0.00	-0.01
FANEL PERIODO CORTO DE 15 MTS	Pza/Ton	0.00	0.00	2.94	0.01	0.00	-0.01
TUBO 2" X3M PVC	Pza/Ton	0.03	0.05	2.79	0.08	0.15	0.06
CARTUFLEX ANTI ESTATICO RIGIDO 2" X3M	Pza/Ton	0.02	0.00	2.96	0.07	0.00	-0.07
<b>TOTAL GENERAL</b>	-	-	-	<b>21.45</b>	<b>0.98</b>	<b>0.89</b>	<b>-0.09</b>



**4.2.2.6. Costos directos en paneles SARC – Pot. Ore >10.0m**

**Tabla 48.** Costos directos de perforación SARC para Pot Ore > 10.0m

<b>RATIOS DE COSTEO (Pot Ore &gt; 10.0)</b>	<b>ANT. Ton/m</b>	<b>OP. Ton/m</b>	<b>ANT. \$/m</b>	<b>OP. \$/m</b>	<b>ANT. \$/Ton</b>	<b>OP. \$/Ton</b>	<b>DIF. \$/Ton</b>
COSTO DE PROVISIONES	5.64	6.30	8.86	8.86	1.57	1.41	-0.17
CONSUMO DE ENERGIA	5.64	6.30	2.87	2.87	0.51	0.46	-0.05
ACEROS DE PERFORACIÓN	5.64	6.30	3.04	2.86	0.54	0.45	-0.09
<b>TOTAL GENERAL</b>	-	-	<b>14.78</b>	<b>14.59</b>	<b>2.62</b>	<b>2.32</b>	<b>-0.31</b>

**Tabla 49.** Costos directos de voladura SARC para Pot Ore > 10.0m

<b>RATIOS DE COSTEO (Pot Ore &gt; 10.0)</b>	<b>UNID</b>	<b>ANT.</b>	<b>OP.</b>	<b>\$/Unid</b>	<b>ANT. \$/Ton</b>	<b>OP. \$/Ton</b>	<b>DIF. \$/Ton</b>
EMULSION ENCARTUCHADA 5000 1-1/2X24"	Kg/Ton	0.14	0.11	1.63	0.24	0.18	-0.06
EMULSION ENCARTUCHADA 3000 1-1/2X24"	Kg/Ton	0.24	0.24	1.54	0.36	0.36	0.00
CARMEX 7" CAJAX300PZA C/CONECTOR	Pza/Ton	0.00	0.00	0.52	0.00	0.00	0.00
GUIA RAPIDA IGNICION TIPO MEDIO Z18	m/Ton	0.00	0.00	0.32	0.00	0.00	0.00
CORDON DETONANTE 5P 5GR/M	m/Ton	0.05	0.05	0.18	0.01	0.01	0.00
CORDON DETONANTE 10P 10GR/M	m/Ton	0.14	0.14	0.26	0.04	0.04	0.00
FANEL 4.2M 1 A 16 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.01	0.00	0.94	0.01	0.00	-0.01
FANEL 12M 1 AL 15 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.01	0.01	1.74	0.01	0.01	0.00
FANEL 15M 1 AL 15 PERIODO LARGO	Pza/Ton	0.00	0.01	1.99	0.00	0.02	0.02
FANEL ROJO 4.2M 1 A 20 PERIODO CORTO	Pza/Ton	0.00	0.00	0.97	0.00	0.00	0.00
FANEL PERIODO CORTO DE 12 MTS	Pza/Ton	0.00	0.00	2.66	0.01	0.00	-0.01
FANEL PERIODO CORTO DE 15 MTS	Pza/Ton	0.00	0.00	2.94	0.01	0.00	-0.01
TUBO 2"X3M PVC	Pza/Ton	0.02	0.04	2.79	0.05	0.13	0.07
CARTUFLEX ANTI ESTATICO RIGIDO 2" X3M	Pza/Ton	0.03	0.00	2.96	0.08	0.00	-0.08
<b>TOTAL GENERAL</b>	-	-	-	<b>21.45</b>	<b>0.82</b>	<b>0.74</b>	<b>-0.08</b>

### 4.2.3. Resumen comparativo de resultados

#### 4.2.3.1. Análisis comparativo de estándares y costos de operación

**Tabla 50.** Resultados comparativos para Pot Ore  $\leq$  2.1m

PARÁMETROS (Pot Ore $\leq$ 2.1)	UNID	ESTÁNDARES		COSTOS (\$)		
		ANTERIOR	OPTIMIZADO	ANTERIOR	OPTIMIZADO	REDUCIDO
Nro de taladros 64mm	Tal.	39.00	33.00	7,340.13	6,018.21	1,321.92
Nro de taladros Alivio 64mm	Tal.	0.00	5.00	0.00	911.85	-911.85
Nro de taladros 127mm	Tal.	6.00	6.00	1,129.25	1,129.25	0.00
Nro taladros cargados de 64mm	Tal.	27.00	27.00	-	-	-
Long. del taladro	m.	16.00	16.00	-	-	-
Emulnor 5000 1 1/2"x24"	Kg	335.16	290.63	556.49	482.55	73.94
Emulnor 3000 1 1/2"x24"	Kg	319.85	330.88	510.40	528.00	-17.60
Carmex 7 pies.	Pza.	4.00	4.00	2.08	2.08	0.00
Mecha Rápida Z-18	m	1.00	1.00	0.32	0.32	0.00
Cordon Detonante 5P	m	50.00	50.00	8.90	8.90	0.00
Cordon Detonante 10P	m	471.00	471.00	122.46	122.46	0.00
Fanel PL 1 al 16 de 4.2m	Pza	24.00	0.00	22.63	0.00	22.63
Fanel PL 1 al 15 de 12m	Pza	24.00	27.00	41.78	47.01	-5.22
Fanel PL 1 al 15 de 15m	Pza	0.00	27.00	0.00	53.82	-53.82
Fanel PC 1 al 15 de 12m	Pza	15.00	0.00	39.86	0.00	39.86
Fanel PC 1 al 15 de 15m	Pza	15.00	0.00	44.17	0.00	44.17
Tubo PVC 2" X3m	Pza	66.00	148.50	62.70	141.08	-78.38
Cartuflex A. E. rigido 2" X3M	Pza	82.50	0.00	227.25	0.00	227.25
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>\$</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>10,108.41</b>	<b>9,445.52</b>	<b>662.89</b>
<b>RATIO DE COSTEO</b>	<b>\$/Ton</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>12.59</b>	<b>11.76</b>	<b>0.83</b>

**Tabla 51.** Resultados comparativos para 2.1m < Pot Ore  $\leq$  4.1m

PARÁMETROS (2.1 < Pot Ore $\leq$ 4.1)	UNID	ESTÁNDARES		COSTOS (\$)		
		ANTERIOR	OPTIMIZADO	ANTERIOR	OPTIMIZADO	REDUCIDO
Nro de taladros 64mm	Tal.	43.50	36.00	8,187.07	6,565.32	1,621.75
Nro de taladros Alivio 64mm	Tal.	0.00	5.00	0.00	911.85	-911.85
Nro de taladros 127mm	Tal.	6.00	6.00	1,129.25	1,129.25	0.00
Nro taladros cargados de 64mm	Tal.	30.00	30.00	-	-	-
Long. del taladro	m.	16.00	16.00	-	-	-
Emulnor 5000 1 1/2"x24"	Kg	342.19	290.63	568.16	482.55	85.61
Emulnor 3000 1 1/2"x24"	Kg	383.82	397.06	612.48	633.60	-21.12
Carmex 7 pies.	Pza.	6.00	6.00	3.12	3.12	0.00
Mecha Rápida Z-18	m	1.50	1.50	0.48	0.48	0.00
Cordon Detonante 5P	m	82.00	82.00	14.60	14.60	0.00
Cordon Detonante 10P	m	525.00	525.00	136.50	136.50	0.00
Fanel PL 1 al 16 de 4.2m	Pza	30.00	0.00	28.29	0.00	28.29
Fanel PL 1 al 15 de 12m	Pza	30.00	30.00	52.23	52.23	0.00
Fanel PL 1 al 15 de 15m	Pza	0.00	30.00	0.00	59.80	-59.80
Fanel PC 1 al 15 de 12m	Pza	15.00	0.00	39.86	0.00	39.86
Fanel PC 1 al 15 de 15m	Pza	15.00	0.00	44.17	0.00	44.17
Tubo PVC 2" X3m	Pza	82.50	165.00	78.38	156.75	-78.38
Cartuflex A. E. rigido 2" X3M	Pza	82.50	0.00	227.25	0.00	227.25
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>\$</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>11,121.82</b>	<b>10,146.05</b>	<b>975.77</b>
<b>RATIO DE COSTEO</b>	<b>\$/Ton</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>7.91</b>	<b>7.22</b>	<b>0.69</b>

**Tabla 52.** Resultados comparativos para 4.1m < Pot Ore <= 6.0m

PARÁMETROS (4.1<Pot Ore<=6.0)	UNID	ESTÁNDARES		COSTOS (\$)		
		ANTERIOR	OPTIMIZADO	ANTERIOR	OPTIMIZADO	REDUCIDO
Nro de taladros 64mm	Tal.	53.00	44.00	9,975.05	8,024.27	1,950.77
Nro de taladros Alivio 64mm	Tal.	0.00	5.00	0.00	911.85	-911.85
Nro de taladros 127mm	Tal.	6.00	6.00	1,129.25	1,129.25	0.00
Nro taladros cargados de 64mm	Tal.	38.00	38.00	-	-	-
Long. del taladro	m.	16.00	16.00	-	-	-
Emulnor 5000 1 1/2"x24"	Kg	360.94	290.63	599.29	482.55	116.75
Emulnor 3000 1 1/2"x24"	Kg	554.41	573.53	884.70	915.20	-30.51
Carmex 7 pies.	Pza.	6.00	6.00	3.12	3.12	0.00
Mecha Rápida Z-18	m	1.50	1.50	0.48	0.48	0.00
Cordon Detonante 5P	m	112.00	112.00	19.94	19.94	0.00
Cordon Detonante 10P	m	664.00	664.00	172.64	172.64	0.00
Fanel PL 1 al 16 de 4.2m	Pza	36.00	0.00	33.94	0.00	33.94
Fanel PL 1 al 15 de 12m	Pza	36.00	38.00	62.67	66.16	-3.48
Fanel PL 1 al 15 de 15m	Pza	0.00	38.00	0.00	75.75	-75.75
Fanel PC 1 al 15 de 12m	Pza	20.00	0.00	53.15	0.00	53.15
Fanel PC 1 al 15 de 15m	Pza	20.00	0.00	58.89	0.00	58.89
Tubo PVC 2"X3m	Pza	99.00	209.00	94.05	198.55	-104.50
Cartuflex A. E. rigido 2"X3M	Pza	110.00	0.00	303.00	0.00	303.00
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>\$</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>13,390.16</b>	<b>11,999.76</b>	<b>1,390.40</b>
<b>RATIO DE COSTEO</b>	<b>\$/Ton</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>6.67</b>	<b>5.98</b>	<b>0.69</b>

**Tabla 53.** Resultados comparativos para 6.0m < Pot Ore < 8.0m

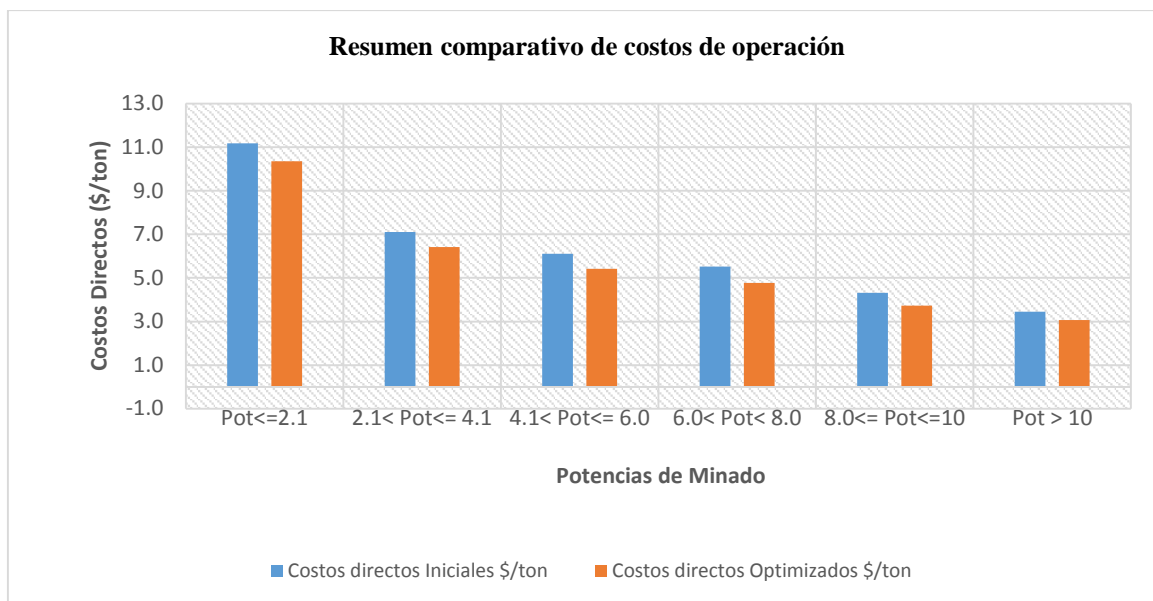
PARÁMETROS (6.0<Pot Ore<8.0)	UNID	ESTÁNDARES		COSTOS (\$)		
		ANTERIOR	OPTIMIZADO	ANTERIOR	OPTIMIZADO	REDUCIDO
Nro de taladros 64mm	Tal.	67.00	55.00	12,609.96	10,030.34	2,579.62
Nro de taladros Alivio 64mm	Tal.	0.00	5.00	0.00	911.85	-911.85
Nro de taladros 127mm	Tal.	6.00	6.00	1,129.25	1,129.25	0.00
Nro taladros cargados de 64mm	Tal.	49.00	49.00	-	-	-
Long. del taladro	m.	16.00	16.00	-	-	-
Emulnor 5000 1 1/2"x24"	Kg	386.72	290.63	642.10	482.55	159.55
Emulnor 3000 1 1/2"x24"	Kg	788.97	816.18	1,258.99	1,302.41	-43.41
Carmex 7 pies.	Pza.	6.00	6.00	3.12	3.12	0.00
Mecha Rápida Z-18	m	1.50	1.50	0.48	0.48	0.00
Cordon Detonante 5P	m	152.00	152.00	27.06	27.06	0.00
Cordon Detonante 10P	m	857.00	857.00	222.82	222.82	0.00
Fanel PL 1 al 16 de 4.2m	Pza	48.00	0.00	45.26	0.00	45.26
Fanel PL 1 al 15 de 12m	Pza	48.00	49.00	83.57	85.31	-1.74
Fanel PL 1 al 15 de 15m	Pza	0.00	49.00	0.00	97.68	-97.68
Fanel PC 1 al 15 de 12m	Pza	25.00	0.00	66.43	0.00	66.43
Fanel PC 1 al 15 de 15m	Pza	25.00	0.00	73.61	0.00	73.61
Tubo PVC 2"X3m	Pza	132.00	269.50	125.40	256.03	-130.63
Cartuflex A. E. rigido 2"X3M	Pza	137.50	0.00	378.74	0.00	378.74
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>\$</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>16,666.79</b>	<b>14,548.89</b>	<b>2,117.91</b>
<b>RATIO DE COSTEO</b>	<b>\$/Ton</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>5.93</b>	<b>5.18</b>	<b>0.75</b>

**Tabla 54.** Resultados comparativos para 8.0m <= Pot Ore <= 10.0m

PARÁMETROS (8<=Pot Ore<=10)	UNID	ESTÁNDARES		COSTOS (\$)		
		ANTERIOR	OPTIMIZADO	ANTERIOR	OPTIMIZADO	REDUCIDO
Nro de taladros 76mm	Tal.	51.00	41.00	12,059.25	9,573.13	2,486.13
Nro de taladros Alivio 76mm	Tal.	0.00	3.00	0.00	700.47	-700.47
Nro de taladros 152mm	Tal.	6.00	6.00	1,418.74	1,418.74	0.00
Nro taladros cargados de 76mm	Tal.	35.00	35.00	-	-	-
Long. del taladro	m.	16.00	16.00	-	-	-
Emulnor 5000 2" x24"	Kg	707.81	562.50	1,156.58	919.13	237.44
Emulnor 3000 2" x24"	Kg	926.39	926.39	1,427.80	1,427.80	0.00
Carmex 7 pies.	Pza.	6.00	6.00	3.12	3.12	0.00
Mecha Rápida Z-18	m	1.50	1.50	0.48	0.48	0.00
Cordon Detonante 5P	m	192.50	192.50	34.27	34.27	0.00
Cordon Detonante 10P	m	615.00	615.00	159.90	159.90	0.00
Fanel PL 1 al 16 de 4.2m	Pza	40.00	0.00	37.72	0.00	37.72
Fanel PL 1 al 15 de 12m	Pza	40.00	35.00	69.64	60.93	8.70
Fanel PL 1 al 15 de 15m	Pza	0.00	35.00	0.00	69.77	-69.77
Fanel PC 1 al 15 de 12m	Pza	15.00	0.00	39.86	0.00	39.86
Fanel PC 1 al 15 de 15m	Pza	15.00	0.00	44.17	0.00	44.17
Tubo PVC 2-1/2" X3m	Pza	110.00	192.50	306.90	537.08	-230.18
Cartuflex A. E. rigido 2-1/4" X3m	Pza	82.50	0.00	244.57	0.00	244.57
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>\$</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>17,002.98</b>	<b>14,904.81</b>	<b>2,098.17</b>
<b>RATIO DE COSTEO</b>	<b>\$/Ton</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>4.70</b>	<b>4.12</b>	<b>0.58</b>

**Tabla 55.** Resultados comparativos para Pot Ore > 10.0m

PARÁMETROS (Pot Ore > 10.0)	UNID	ESTÁNDARES		COSTOS (\$)		
		ANTERIOR	OPTIMIZADO	ANTERIOR	OPTIMIZADO	REDUCIDO
Nro de taladros 76mm	Tal.	57.00	48.00	13,477.99	11,207.56	2,270.43
Nro de taladros Alivio 76mm	Tal.	0.00	3.00	0.00	700.47	-700.47
Nro de taladros 152mm	Tal.	6.00	6.00	1,418.74	1,418.74	0.00
Nro taladros cargados de 76mm	Tal.	42.00	42.00	-	-	-
Long. del taladro	m.	16.00	16.00	-	-	-
Emulnor 5000 2" x24"	Kg	740.63	562.50	1,210.19	919.13	291.06
Emulnor 3000 2" x24"	Kg	1,208.33	1,208.33	1,862.35	1,862.35	0.00
Carmex 7 pies.	Pza.	6.00	6.00	3.12	3.12	0.00
Mecha Rápida Z-18	m	1.50	1.50	0.48	0.48	0.00
Cordon Detonante 5P	m	274.50	274.50	48.86	48.86	0.00
Cordon Detonante 10P	m	732.00	732.00	190.32	190.32	0.00
Fanel PL 1 al 16 de 4.2m	Pza	36.00	0.00	33.94	0.00	33.94
Fanel PL 1 al 15 de 12m	Pza	36.00	42.00	62.67	73.12	-10.45
Fanel PL 1 al 15 de 15m	Pza	0.00	42.00	0.00	83.73	-83.73
Fanel PC 1 al 15 de 12m	Pza	24.00	0.00	63.78	0.00	63.78
Fanel PC 1 al 15 de 15m	Pza	24.00	0.00	70.67	0.00	70.67
Tubo PVC 2-1/2" X3m	Pza	99.00	231.00	276.21	644.49	-368.28
Cartuflex A. E. rigido 2-1/4" X3m	Pza	132.00	0.00	391.31	0.00	391.31
<b>COSTO TOTAL</b>	<b>\$</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>19,110.63</b>	<b>17,152.37</b>	<b>1,958.26</b>
<b>RATIO DE COSTEO</b>	<b>\$/Ton</b>	<b>-</b>	<b>-</b>	<b>3.72</b>	<b>3.34</b>	<b>0.38</b>



**Figura 38.** Resumen comparativo de costos de operación

- A medida que la potencia de oré de un tajo sea menor, el costo de minado se eleva debido al número de taladros mínimos que se deben perforar para asegurar la voladura y que en su preparación se emplean los mismos recursos que para los tajos de mayor potencia.
- Con el afilado de brocas, voladura de slot y zanja en una sola fase, rediseño de la columna explosiva en cada tipo de taladro y el rediseño de las mallas de perforación, se han logrado reducir los costos directos en perforación y voladura de taladros largos en cada rango de potencia de minado como se puede apreciar en el histograma de la figura 38.

#### 4.2.3.2. Análisis comparativo de indicadores de operación

##### 4.2.3.2.1. Indicadores base

- Se consideran taladros de repaso para segunda fase de slot y zanja, que por lo general tienen la mitad de la longitud de los taladros del proyecto.
- No se consideran taladros de alivio en la caja techo para una voladura controlada.
- No se tiene bien establecido el taco por lo que se consume 32 cartuchos por tal.
- La voladura de las filas de producción se realiza usando faneles de periodo corto.

**Tabla 56.** Indicadores con estándar anterior

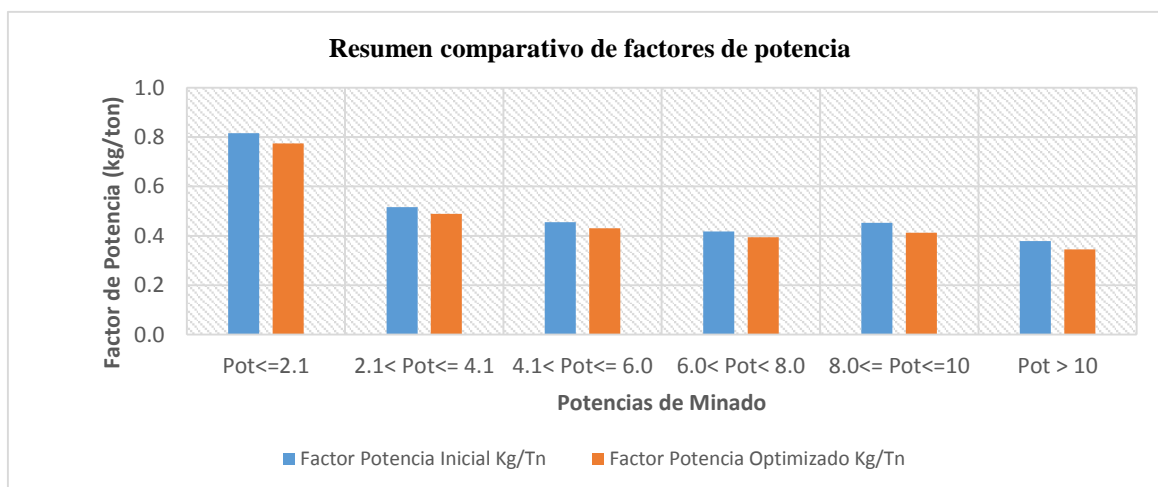
KPI'S	UNID	Pot<=2.1	2.1< Pot<= 4.1	4.1< Pot<= 6.0	6.0< Pot< 8.0	8.0<= Pot<=10	Pot > 10
Factor de Potencia	Kg/Tn	0.82	0.52	0.46	0.42	0.45	0.38
Factor de Carga	Kg/m3	2.05	1.30	1.14	1.05	1.13	0.95
Factor de Carga Lineal	Kg/m	1.67	1.67	1.66	1.65	3.22	3.20
Tonelada/ taladro vol.	Tn/tal	29.75	46.85	52.84	57.37	103.27	122.39
Tonelada/metro vol.	Tn/m	1.86	2.93	3.30	3.59	6.45	7.65
Tonelada/metro perf.	Tn/m	1.29	2.02	2.37	2.62	4.43	5.64
Toneladas/m2	Tn/m2	40.16	40.16	40.16	40.16	40.16	40.16

**4.2.3.2.2. Indicadores optimizados**

- La voladura de los taladros slot y zanja se realiza en una sola fase, evitándose así realizar taladros de repaso y corrección.
- Se consideran taladros de alivio en la caja techo intermediando los de producción para una voladura controlada (evitar dilución y pérdida de mineral).
- Se considera 0.5 a 1.0m de taco en toda la columna explosiva.
- Se estableció como estándar el uso de faneles de periodo largo para todos los tipos de taladro a fin de darle mejor secuencia de salida y controlar las cajas.

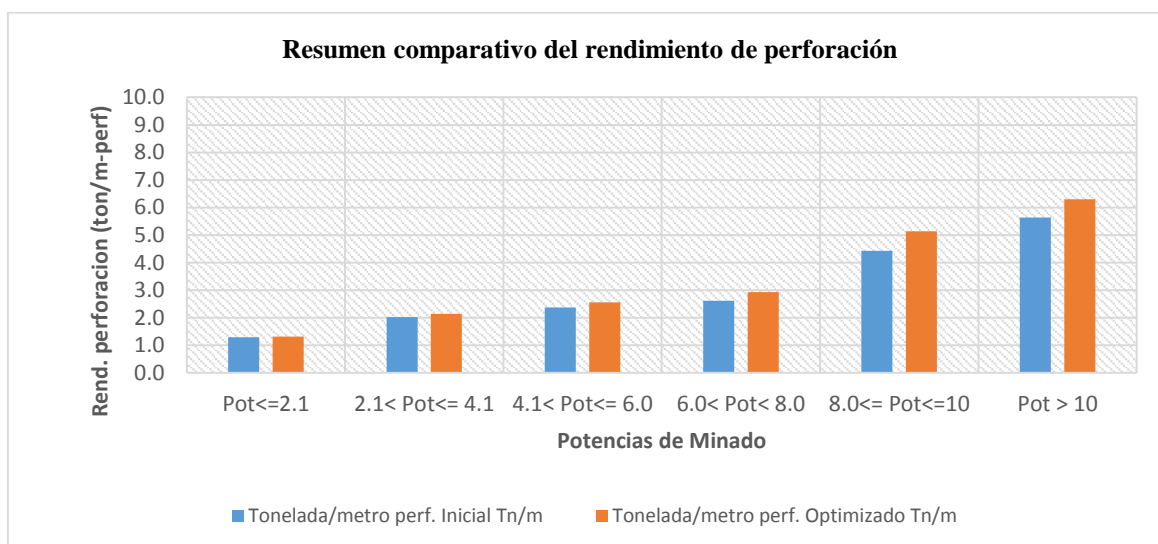
**Tabla 57.** Indicadores con estándar optimizado

KPI'S	UNID	Pot<=2.1	2.1< Pot<= 4.1	4.1< Pot<= 6.0	6.0< Pot< 8.0	8.0<= Pot<=10	Pot > 10
Factor de Potencia	Kg/Tn	0.77	0.49	0.43	0.39	0.41	0.34
Factor de Carga	Kg/m3	1.94	1.23	1.08	0.99	1.03	0.86
Factor de Carga Lineal	Kg/m	1.53	1.53	1.52	1.51	2.84	2.81
Tonelada/ taladro vol.	Tn/tal	29.75	46.85	52.84	57.37	103.27	122.39
Tonelada/metro vol.	Tn/m	1.86	2.93	3.30	3.59	6.45	7.65
Tonelada/metro perf.	Tn/m	1.32	2.14	2.56	2.93	5.13	6.30
Toneladas/m2	Tn/m2	40.16	40.16	40.16	40.16	40.16	40.16



**Figura 39.** Resumen comparativo de factores de potencia

- Como se puede apreciar en la figura 39, los factores de potencia han disminuido debido al ajuste en el diseño de las columnas explosivas de acuerdo a cada tipo de taladro.
- Mientras menor sea la potencia de minado, mayor será el factor de potencia por la geometría de los tajos que requieren de una cierta cantidad de taladros para asegurar su salida de disparo.



**Figura 40.** Resumen comparativo del rendimiento de perforación

- El rendimiento de las toneladas por metro perforado ha mejorado para cada potencia de minado debido a que en la voladura optimizada de slot y zanja en una sola fase ya no se contempla realizar perforaciones de repaso o taladros de corrección, ver figura 40.
- El indicador aumenta a medida que el tajo sea de mayor potencia porque son perforados con simbas donde el área de influencia de cada taladro es de 2.3m y que por geometría de los mismos se requiere de una cantidad mínima de taladros para asegurar la salida indistintamente del tonelaje que pueda aportar.

### 4.3. Discusión de resultados con otras investigaciones

Según los antecedentes de investigación se citó a:

Jáuregui (2009), quien estudia la factibilidad de reducir los costos de operación en una empresa minera, aplicando para ello estándares óptimos de trabajo en las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura, tal es así que en sus resultados indica que se ha reducido el costo unitario total de Mina en 1.51 \$/TM que equivale al 7% en comparación de los estándares anteriores, logrando así un ahorro de 1,359 000 \$/año, pudiéndose lograr este objetivo en gran medida al eliminar la voladura secundaria. En la presente investigación también se han reducido los costos directos de operación en función a los rangos de potencia de oré para taladros largos que van desde 0.83 \$/ton para potencias menores o iguales a 2.1m en taladros largos longitudinales y hasta 0.38 \$/ton para potencias mayores a 10m en taladros largos transversales, esta diferencia se vio evidenciada básicamente porque en el primero se optimizaron los estándares de minado en labores de desarrollo y breasting mecanizado teniendo un solo enfoque global para todo el proceso abarcando desde la perforación, voladura, limpieza, sostenimiento con pernos y sostenimiento con shotcrete; mientras que en el segundo la estandarización se realiza para el método de taladros largos con rangos de potencia de ore muy variables y que para cada una de ellos era necesario realizar su diseño de malla estándar de acuerdo a las condiciones de la Unidad, además que el enfoque ha estado centrado solo en los procesos unitarios de perforación y voladura.

Sulca (2015), en los resultados de su tesis indica que la aplicación del método de minado por subniveles con taladros largos en mantos de la U.E.A. Colquijirca ha sido satisfactorio tanto en el control de estabilidad de las cámaras y pilares como en la eficiencia de minado, incrementando así la producción diaria de 1000 a 4000 TMD. Caso similar al de Inmaculada, ya que los estándares que se presentan en el presente trabajo de investigación se elaboraron en función al número de tajos por zonas para cumplir los 3900TMD del presupuesto 2018 – 2019, a eso le agregamos que el RMR de las dos unidades es similar variando de 40 a 50, con lo cual es factible aplicar este método dependiendo de la regularidad de las vetas y el buzamiento.

De la Cruz (2014), quien concluye que con la aplicación del método de taladros largos en vetas angostas como reemplazo al método corte y relleno ascendente en la Cia Minera Casapalca S.A., los costos de operación se reducen en 13 % y los costos directos e



indirectos se reducen a 5.72 \$/ton, haciendo que la operación sea muy rentable. Si bien se plantea aplicar el método de taladros largos, esto solo será posible en la zona esperanza por las condiciones de la estructura donde se podrá elevar la producción mensual de 7,000 TM/mes a 12,000 TM/mes, cifra mucho menor al de Inmaculada donde las condiciones son distintas así como la gamma de equipos, dado que se plantea usar perforadora Cop 1237 con brocas de 64mm para perforar bancadas de 11 m en vetas con potencias que van desde 0.8m a 2.5m y la limpieza se realizaría con scoops de 3.5yd<sup>3</sup>. En cierta manera los costos de operación distan con lo plateado en este trabajo de investigación debido a que solo se está considerando los recursos de uso inmediato mas no las provisiones por mantenimiento de equipos trackles, no se especifican los aceros a usar, tampoco se plantean diseños de malla de perforación y voladura que se emplearían.

Sanchez (2008), que plantea optimizar los procesos de perforación y voladura en avance de una rampa en la mina Bethzabeth reduciendo los costos y tiempos de operación, donde en sus conclusiones indica que habiendo implementado una nueva malla de perforación se ahorraría 85.12 \$/voladura como consecuencia del menor consumo de explosivos porque el número de taladros bien distribuidos bajaría de 62 a 48. Si bien la cantidad de ahorro estimado es distinto al nuestro por el método o tipo de avance de Bethzabeth, el principio de estandarización es el mismo y siempre es recomendable ir optimizando estándares de acuerdo a la variabilidad de la operación.

## CONCLUSIONES

1. Se ha incrementado la productividad con: a) diseño adecuado de las mallas de perforación y voladura de acuerdo a las geometrías de la estructura y potencias de oré, evitando así la perforación de taladros adicionales por la mala distribución y desviación de los mismos, además que se tiene mejor control de las cajas teniendo una mejor secuencia de salida con una voladura controlada disminuyendo la dilución de 25% a valores menores a 18%; b) producto del afilado de brocas retractiles, el rendimiento de los aceros ha aumentado en un 12% para ambas columnas de perforación (T38 y T45); c) con el monitoreo y análisis de las vibraciones para la voladura de slot y zanjas se ha logrado determinar que si es factible realizar la voladura antes mencionada en una sola fase dado que las constantes de atenuación están por debajo de 580 y que la VPP calculado fue de 2,755 mm/s, valor que fractura la estructura y que no representa riesgo para las cajas, ganándose así una guardia en voladura y evitándose perforar taladros de repaso y corrección.
2. Con la optimización de los estándares en perforación y voladura, se ha logrado reducir los costos directos de operación en 0.83 \$/ton para potencias menores o iguales a 2.1m, 0.69 \$/ton para potencias de 2.2m a 4.1m, 0.69 \$/ton para potencias de 4.2m a 6.0m, 0.75 \$/ton para potencias de 6.1m a 7.9m, 0.58 \$/ton para potencia de 8.0m a 10.0m y 0.38 \$/ton para potencias de ore mayores a 10m.

## RECOMENDACIONES

1. Continuar con el proceso de afilado de brocas para las columnas T38 y T45, a fin de garantizar rendimientos óptimos de los aceros de perforación.
2. En la totalidad de los tajos, aplicar faneles con retardos de periodo largo para dar una mejor secuencia de salida en la voladura y así tener un mejor control de las cajas.
3. Estandarizar la perforación de los taladros de alivio en la caja techo intermediado con los de producción a fin de tener un mejor control estructural del terreno y evitar la dilución.
4. Por los elevados costos de provisión, se recomienda renovar la flota de quipos de perforación TL, tales como: T1D 01, T1D 03 y SIMBA 01.
5. Evaluar la factibilidad de realizar toda la voladura del tajo en una sola fase para agilizar el ciclo de minado. Esto le dará mayor productividad a la operación ya que se ganará una guardia en equipos T1D, pareja de cargadores y la limpieza se realizará de manera continua hasta culminar el tajo.

## REFERENCIAS

- Bernaola A., Castilla J., Herrera J. (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería*. Universidad Politécnica de Madrid, Madrid. 2013
- Bernaola Chávez Horinson Gilvert. (2012). *Gestión de productividad total en empresas de minería subterránea*. Recuperado de <https://www.gestiopolis.com/gestión-de-productividad-total-minería-subterránea/>.
- Bieniawski, Z. (1989). *Engineering Rock Mass Classifications*. ETIMSA
- Cáceres Navarro, I. (2017). *Tesis: Optimización de la Perforación y Voladura con Nuevo Diseño de Malla en el Crucero 10014 de la Empresa Minera Marsa*. Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.
- Caiza Gatia C. I. (2016). *Tesis: Estandarización del proceso de perforación en proyectos de exploración sísmica en la empresa Geolago S.A.* Universidad de las Americas. Quito, Ecuador.
- De la Cruz, P., & Malleco, F. (2014). *Tesis: aplicación de taladros largos en vetas angostas, para reducir costos de operación en la zona esperanza – Cia. Minera Casapalca S. A.* Universidad Nacional de Huancavelica. Huancavelica, Perú.
- Devine, J. R. (1968). *Avoiding Damage to Residences from Blasting Vibrations*. Highway Agents, Information Circular 8405, U. S. Bureau of Mines, Washington, D. C. USA.
- Exsa (2003). *Manual práctico de voladura*. Recuperado de: <https://exsa.net/wp-content/publicacion/manual-de-voladura.pdf>.
- Famesa (2015). *Catálogo de Explosivos y Accesorios FAMESA*.
- Fernández Hermoza, R. (2008). *Tesis: Mejoramiento de la perforación y voladura de taladros largos en la mina Casapalca*. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima, Perú.
- Fernández Tirado, J. A. (2016). *Tesis: Optimización de avance lineal, reemplazando las perforadoras jackleg por jumbo hidráulico en el proceso de perforación y voladura de la GLNI y CRNE en Mina Consuelo de la Empresa Especializada New Horus S.A.C - Poderosa*. Universidad Nacional de Trujillo. Trujillo, Perú.

- García Dávila, J. (2011). *Tesis: Planeamiento minero de corporación Minera Castrovirreyna*. Pontificia Universidad Católica del Perú. Lima, Perú.
- Hoek, E., & Diederichs, M. S. (n.d.). *Empirical Estimation of Rock Mass Modulus. International J. of Rock Mechanics & Mining Sciences*, 2.
- Horngren, Charles T., Srikant M. Datar, y Madhav V. Rajan. (2012). *Contabilidad de costos, un enfoque gerencial*. Decimocuarta edición. México: PEARSON, 2012.
- Jauregui Aquino, O. A. (2009). *Tesis: Reducción de los costos operativos en mina, mediante la optimización de los estándares de la operaciones unitarias de perforación y voladura*. Universidad Nacional de Ingeniería. Lima, Perú.
- Kaplan, Robert S., y Robin Cooper. (2000). *"Coste y efecto: cómo usar el ABC, AMB y el ABB para mejorar la gestión, los procesos y la rentabilidad"*. Editorial Gestión 2000. Barcelona, España.
- Landolt, C.A., O. Schnake, y M. Isakson. (2007). *Process Costs: From conventional Accounting to ABC. Copper*.
- Langefors, U. & Kihlstrom, B. (1973). *The Modern Technique of Rock Blasting*. New York, Estados Unidos.
- Llanque, A., & Sánchez, W. (2015). *Tesis: Determinación del costo total de perforación para optimizar esta operación unitaria en mina modelo a tajo abierto*. Universidad Privada del Norte. Cajamarca, Perú.
- López Álvarez, M. (2008). *Análisis de gestión de costos en explotación minera a cielo abierto*. Santiago, Chile.
- Loza Carazas, R. A. (2013). *Tesis: Aplicación del método de Holmberg para el mejoramiento de la malla de voladura en la empresa Minera Aurífera Retamas S. A.* Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann. Tacna, Perú.
- Ojeda, R. W. (2010). *Diseño de voladura en cráter aplicando nuevo modelo matemático. Diseño de Voladura En Cráter*, 52.

- Otaño Noguel, J., & Blanco Torrens, R. (2013). *Tesis: Optimización de los parámetros de perforación y voladura en la cantera Las Victorias*. Universidad de Cuenca. Cuenca, Ecuador.
- Patchong, A. (2013). *Implementing Standardized Work*. Taylor & Francis Group, Estados Unidos.
- Persson, P.-A., & Holmberg, R. (1993). *Engineering rock blasting operations*. CRC Press LLC (1st ed.).
- Puchoc, D. (2002). *Tesis: Estudio de aplicación de taladros largos en la zona Gayco-Compañía Minera Raura*". Lima, Perú.
- Robert A. Pearse (1955). *An empirical micro- study of some factors influencing farm net investment*. Australia.
- Sánchez Villarreal, Y. V. (2012). *Tesis: Optimización de los procesos de perforación y voladura en el avance de la rampa en la mina Bethzabeth*. Universidad Central de Ecuador. Quito, Ecuador.
- Sulca Romero, Raul. (2015). *Tesis: Evaluación técnica económica del minado por subniveles con taladros largos en mantos en la U. E. A. Colquijirca . Sociedad Minera el Brocal S. A. A*. Universidad Nacional de Huamanga. Ayacucho, Peru.
- Tulcanaza, E., y G. Ferguson. (2004). *The role of Activity Based Costing in Reducing the Cost of Cave mining operation*. Minin.

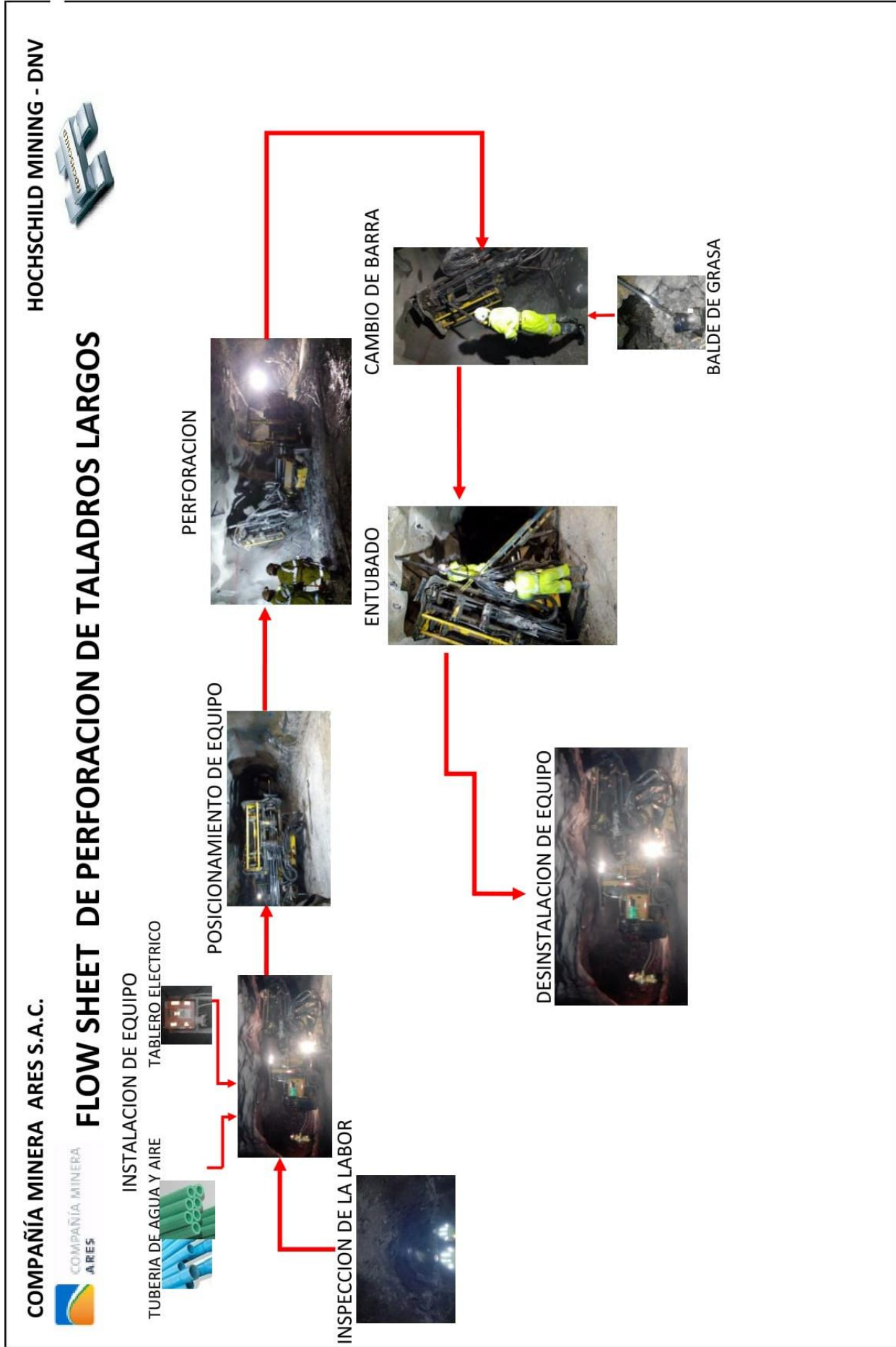
## **ANEXOS**

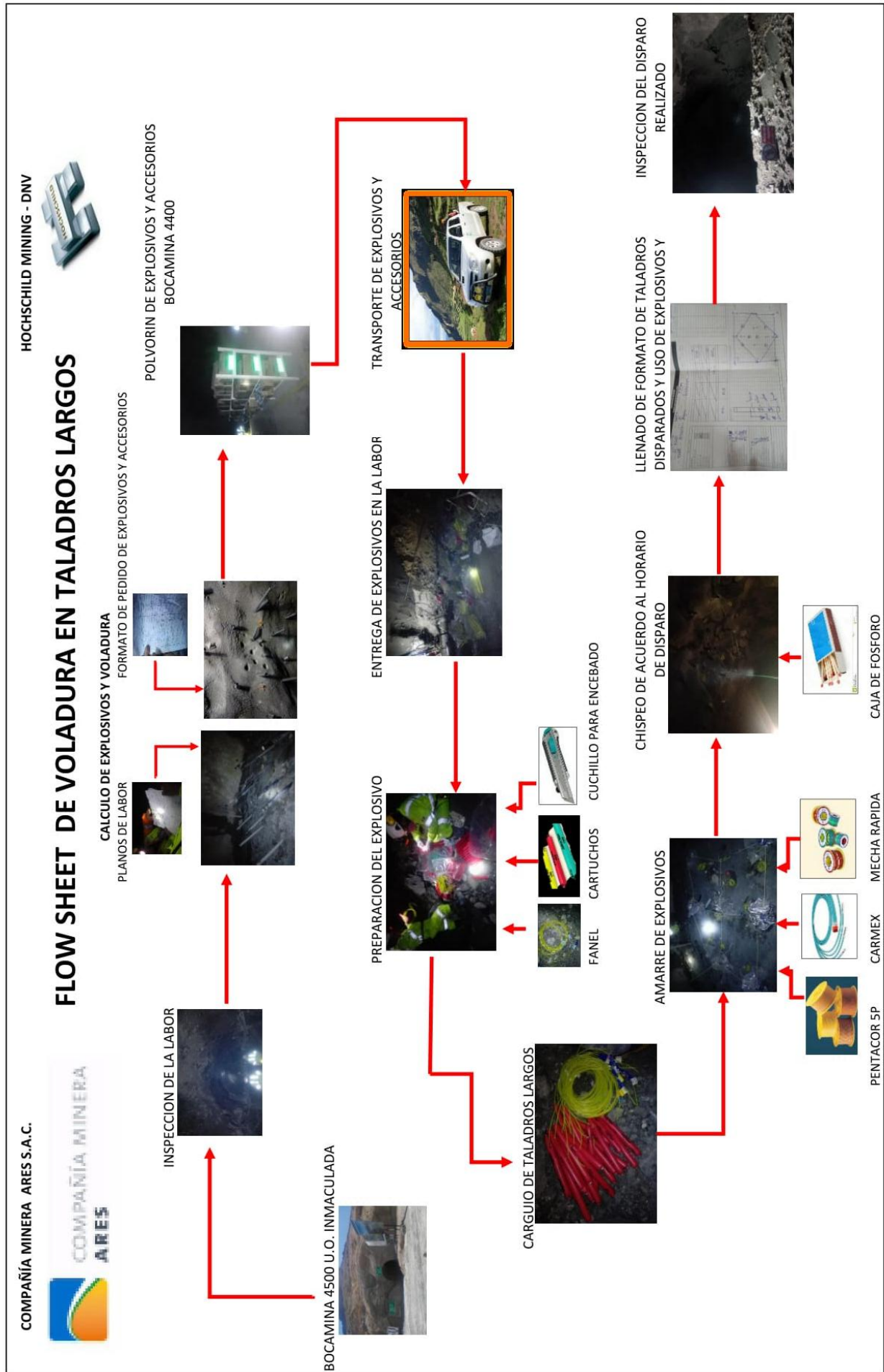
## **ANEXO 01**

### **Flow sheet de perforación y voladura de taladros largos Inmaculada**

- Flow sheet de perforación de taladros largos
- Flow sheet de perforación de voladura de taladros largos







## **ANEXO 02**

### **Tablas GSI Inmaculada según clasificación geomecánica**

- Tabla GSI CIA (Labores de preparación y explotación)
- Tabla GSI ZICSA (Labores de avance)
- RMR de los tajos TL y CRM
- Formato de recomendación Geomecánica

TABLA GSI CIA SEGUN CLASIFICACION GEOMECANICA

HOCHSCHILD MINING UNIDAD MINERA INMACULADA DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA		CONDICIONES			
SOSTENIMIENTO SEGUN LA CLASIFICACION GEOMECANICA G.S.I. (Modificado) LABORES MINERAS TEMPORALES (5 a 7,0 m)		BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO)	POBRE (MODER RESIST., LEVE A MODER ALTER.)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)
<b>A</b>	PERNO SISTEMÁTICO 1.8 x 1.8 m. Y MALLA (Perno Hydrabolt: Long. 7pies)	(B)	(B)	(C)	(D)
<b>B</b>	PERNO SISTEMÁTICO 1.5 x 1.5 m. Y MALLA (Perno Hydrabolt: Long. 7pies)	(C)	(C)	(D)	(E)
<b>C</b>	SHOTCRETE(=2") + PERNOS SIST. (Sección Completa: Hyd 7pies 1.5x1.5m.)	(D)	(D)	(E)	(F)
<b>D</b>	SHOTCRETE(=2") + PERNOS SIST. (Sección Completa: Hyd 7pies 1.5x1.5m.)	(E)	(E)	(F)	(F)
<b>E</b>	SHOTCRETE(=2") + PERNOS SIST. (Sección Completa: Hyd 7pies 1.5x1.5m.)	(F)	(F)	(F)	(F)
<b>F</b>	SHOTCRETE(=3") + CIMBRAS A 1.0 m. (Shot cif 25 kg/m3) (Avanzar con marchavantes)	(F)	(F)	(F)	(F)
ESTRUCTURA					
	LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (2 A 5 FRACTURAS POR METRO)	(B)	(B)	(C)	(D)
	MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (6 A 11 FRACTURAS POR METRO)	(C)	(C)	(D)	(E)
	MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RD 25-50) (12 A 19 FRACTURAS POR METRO)	(D)	(D)	(E)	(F)
	INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	(E)	(E)	(F)	(F)

CODE: GM-TGSI V2.0\_2017

METODOLOGÍA DE APLICACIÓN

LABORES DE DESARROLLO 5.00 m a 7.00 m. (TEMPORALES)

SOST.	TIPO	INDICE 'GSI'	INDICE 'RMR'	CALIDAD DE ROCA
A	II	LF/B, LF/R, LF/P, F/B, F/R, F/B	61 - 80	Buena
B	III A	LF/P, F/R, F/B	51 - 60	Regular
C	III B	F/P, F/R	41 - 50	Regular
D	IV A	F/P, F/R, F/B, F/R, F/P	31 - 40	Mala
E	IV B	F/R, F/P, F/B, F/R, F/P	21 - 30	Mala
F	V	F/P, F/R, F/B, F/R, F/P	< 20	Muy Mala

SOSTENIMIENTO SIN FACTORES INFLUYENTES

SIN FACTORES INFLUYENTES: LA APLICACION SE REALIZA USANDO EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA. EN CONDICIONES NORMALES DE MINADO, EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERA EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE SUPERIOR

CON FACTORES INFLUYENTES: LA APLICACION SE REALIZA CON EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA. LAS CONDICIONES CAMBIAN DEBIDO A PRESIONES DE LA ROCA, PRESENCIA DE AGUA, PRESENCIA DE FALLAS, REALCES NATURALES Y ZONAS DE INTERSECCION. EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERA EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE INFERIOR.

MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL

- La primera medida preventiva es el uso de "voladura controlada" en especial en las bóvedas, para lo cual, se deberá realizar diseños de PIV, para evitar concentraciones de vibraciones que originen microfisuras.
  - El mapeo geomecánico deberá realizarse conforme avance la excavación y colocación del soporte de acuerdo al tipo y tiempo recomendado en la tabla.
  - La colocación de shotcrete se realizará después de lavar la respectiva labor con agua a presión, se requiere el uso de calibradores, así como, evitar el exceso de rebote, realizar el diseño y la preparación de la mezcla en forma adecuada, usar manómetros en los equipos, ropa de seguridad y colocar drenes si hubiera presencia de agua.
  - Revisar y cumplir estrictamente con los procedimientos de trabajo seguro establecidos para cada tipo de elemento de sostenimiento determinado en el mapeo geomecánico.
  - Capacitar permanentemente a todo el personal de operaciones en la aplicación de la cartilla geomecánica y colocación del sostenimiento.
  - En la colocación de cimbras se debe considerar el correcto alineamiento y perpendicularidad de las mismas, deben estar bien ancladas y topadas a la superficie de la sección de manera que cumplan su función estructural y no sirvan únicamente como falso túnel.
- PROHIBICIONES**
- Iniciar la colocación de soporte sin haber desatado correctamente o asegurado el techo.
  - Perforar para pernos y no colocarlos inmediatamente después de perforar el taladro.
  - Colocar el shotcrete sobre malla rellena de fragmentos de roca o en malla suelta.
  - Colocar las cimbras sin apoyo en el piso, no verticales y sin asegurar previo techo asegurado, o varias cimbras a la vez.
  - Colocar shotcrete a una distancia mayor de 1.5 m con la superficie no limpiada con agua a presión (entre 3 y 5 bares).
  - En Roca tipo III A con RMR (50-60), ingresar después de 2 hrs del lanzamiento de shotcrete a perforar, luego colocar pernos antes de la voladura.
  - En Roca tipo III B con RMR (40-50), ingresar después de 2 hrs del lanzamiento de shotcrete a perforar, luego colocar pernos antes de la voladura.
  - En Roca tipo IV A con RMR (30-40), ingresar después de 3 hrs del lanzamiento de shotcrete a perforar.
  - En Roca tipo IV B con RMR (20-30), ingresar después de 3 hrs del lanzamiento de shotcrete a colocar cimbras.

HOCHSCHILD MINING UNIDAD MINERA INMACULADA DEPARTAMENTO DE GEOMECANICA		CONDICIONES			
SOSTENIMIENTO SEGUN LA CLASIFICACION GEOMECANICA G.S.I. (Modificado) LABORES MINERAS TEMPORALES (7 a 10.0 m)		BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)	REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO)	POBRE (MODER RESIST., LEVE A MODER ALTER.)	MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)
<b>A</b>	PERNO SISTEMÁTICO 1.8 x 1.8 m. Y MALLA (Perno Hydrabolt: Long. 7pies) (Medía corona+Caja Techo: Hyd 10pies 1.8x1.8m.)	(B)	(B)	(C)	(D)
<b>B</b>	PERNO SISTEMÁTICO 1.5 x 1.5 m. Y MALLA (Perno Hydrabolt: Long. 7pies) (Medía corona+Caja Techo: Hyd 10pies 1.5x1.5m.)	(C)	(C)	(D)	(E)
<b>C</b>	SHOTCRETE(=2") + PERNOS SIST. (Sección Completa: Hyd 7pies 1.8x1.8m.) (Medía corona+Caja Techo: Hyd 10pies 1.8x1.8m.)	(D)	(D)	(E)	(F)
<b>D</b>	SHOTCRETE(=2") + PERNOS SIST. (Sección Completa: Hyd 7pies 1.5x1.5m.) (Medía corona+Caja Techo: Hyd 10pies 1.5x1.5m.)	(E)	(E)	(F)	(F)
<b>E</b>	SHOTCRETE(=2") + PERNOS SIST. (Sección Completa: Hyd 7pies 1.2x1.2m.) (Medía corona+Caja Techo: Hyd 10pies 1.2x1.2m.)	(F)	(F)	(F)	(F)
<b>F</b>	SHOTCRETE(=3") + CIMBRAS A 1.0 m. (Shot cif 25 kg/m3) (Avanzar con marchavantes)	(F)	(F)	(F)	(F)
ESTRUCTURA					
	LEVEMENTE FRACTURADO TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RD 75-90) (2 A 5 FRACTURAS POR METRO)	(B)	(B)	(C)	(D)
	MODERADAMENTE FRACTURADO MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES (RD 50 - 75) (6 A 11 FRACTURAS POR METRO)	(C)	(C)	(D)	(E)
	MUY FRACTURADO MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RD 25-50) (12 A 19 FRACTURAS POR METRO)	(D)	(D)	(E)	(F)
	INTENSAMENTE FRACTURADO PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)	(E)	(E)	(F)	(F)

CODE: GM-TGSI V2.0\_2017

METODOLOGÍA DE APLICACIÓN

LABORES DE DESARROLLO 7.00 m a 10.00 m. (TEMPORALES)

SOST.	TIPO	INDICE 'GSI'	INDICE 'RMR'	CALIDAD DE ROCA
A	II	LF/B, LF/R, LF/P, F/B, F/R, F/B	61 - 80	Buena
B	III A	LF/P, F/R, F/B	51 - 60	Regular
C	III B	F/P, F/R	41 - 50	Regular
D	IV A	F/P, F/R, F/B, F/R, F/P	31 - 40	Mala
E	IV B	F/R, F/P, F/B, F/R, F/P	21 - 30	Mala
F	V	F/P, F/R, F/B, F/R, F/P	< 20	Muy Mala

SOSTENIMIENTO SIN FACTORES INFLUYENTES

SIN FACTORES INFLUYENTES: LA APLICACION SE REALIZA USANDO EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA. EN CONDICIONES NORMALES DE MINADO, EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERA EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE SUPERIOR

CON FACTORES INFLUYENTES: LA APLICACION SE REALIZA CON EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA. LAS CONDICIONES CAMBIAN DEBIDO A PRESIONES DE LA ROCA, PRESENCIA DE AGUA, PRESENCIA DE FALLAS, REALCES NATURALES Y ZONAS DE INTERSECCION. EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERA EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE INFERIOR.

MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL

- La primera medida preventiva es el uso de "voladura controlada" en especial en las bóvedas, para lo cual, se deberá realizar diseños de PIV, para evitar concentraciones de vibraciones que originen microfisuras.
  - El mapeo geomecánico deberá realizarse conforme avance la excavación y colocación del soporte de acuerdo al tipo y tiempo recomendado en la tabla.
  - La colocación de shotcrete se realizará después de lavar la respectiva labor con agua a presión, se requiere el uso de calibradores, así como, evitar el exceso de rebote, realizar el diseño y la preparación de la mezcla en forma adecuada, usar manómetros en los equipos, ropa de seguridad y colocar drenes si hubiera presencia de agua.
  - Revisar y cumplir estrictamente con los procedimientos de trabajo seguro establecidos para cada tipo de elemento de sostenimiento determinado en el mapeo geomecánico.
  - En la colocación de cimbras se debe considerar el correcto alineamiento y perpendicularidad de las mismas, deben estar bien ancladas y topadas a la superficie de la sección de manera que cumplan su función estructural y no sirvan únicamente como falso túnel.
- PROHIBICIONES**
- Iniciar la colocación de soporte sin haber desatado correctamente o asegurado el techo.
  - Perforar para pernos y no colocarlos inmediatamente después de perforar el taladro.
  - Colocar el shotcrete sobre malla rellena de fragmentos de roca o en malla suelta.
  - Colocar las cimbras sin apoyo en el piso, no verticales y sin asegurar previo techo asegurado, o varias cimbras a la vez.
  - Colocar shotcrete a una distancia mayor de 1.5 m con la superficie no limpiada con agua a presión (entre 3 y 5 bares).
  - En Roca tipo III A con RMR (50-60), ingresar después de 2 hrs del lanzamiento de shotcrete a perforar, luego colocar pernos antes de la voladura.
  - En Roca tipo III B con RMR (40-50), ingresar después de 2 hrs del lanzamiento de shotcrete a perforar, luego colocar pernos antes de la voladura.
  - En Roca tipo IV A con RMR (30-40), ingresar después de 3 hrs del lanzamiento de shotcrete a perforar.
  - En Roca tipo IV B con RMR (20-30), ingresar después de 3 hrs del lanzamiento de shotcrete a colocar cimbras.



TABLA GSI ZICSA - AVANCES SEGUN CLASIFICACION GEOMECAICA

**HOCHSCHILD MINING**  
UNIDAD MINERA INMACULADA  
**DEPARTAMENTO DE GEOMECAICA**

**SOSTENIMIENTO SEGUN LA CLASIFICACION GEOMECAICA G.S.I. (Modificado)**  
**LABORES MINERAS PERMANENTES (3.5 a 5.0 m)**

<b>A</b>	PERNO SISTEMATICO 1.5 x 1.5 m. Y MALLA (Perno Helicoidal: Long. 7pies)	<b>CONDICIONES</b>	<b>BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)</b> SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RIGIDAS E INTALERADAS, CERRADAS. (RC 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	<b>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO)</b> DISCONTINUIDADES RIGIDAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (RC 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	<b>POBRE (MODER RESIST. LEVE A MODER ALTER.)</b> DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADO, LIGERAMENTE ABIERTAS. (RC 25 A 50 MPa) (SE INCIENDE SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA)	<b>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)</b> SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRATIACIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (RC 5 A 25 MPa) - (SE INCIENDE MAS DE 5 mm.)
<b>B</b>	PERNO SISTEMATICO 1.2 x 1.2 m. Y MALLA (Perno Helicoidal: Long. 7pies)					
<b>C</b>	SHOTCRETE (e=2)+ PERNOS SIST. 1.5 x 1.5 m. (Perno Helicoidal: Long. 7pies)					
<b>D</b>	SHOTCRETE (e=2)+ PERNOS SIST. 1.2 x 1.2 m. (Perno Hydrabolt: Long. 7pies)					
<b>E</b>	SHOTCRETE (e=3)+ CIMBRAS A 1.5 m. (Shot cif 25 kg/m3)					
<b>F</b>	SHOTCRETE (e=3)+ CIMBRAS A 1.0 m. (Shot cif 25 kg/m3) (Avanzar con marchavantes)					

**ESTRUCTURA**

<b>LEVEMENTE FRACTURADO</b> TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (ROD 75-90) (2 A 5 FRACTURAS POR METRO)	(A) L/B (B)	(A) L/R (B)	(B) L/P (C)
<b>MODERADAMENTE FRACTURADO</b> MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGAONALES (ROD 50 - 75) (6 A 11 FRACTURAS POR METRO)	(A) F/B (C)	(B) F/R (C)	(C) F/P (D)
<b>MUY FRACTURADO</b> MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (ROD 25-50) (12 A 19 FRACTURAS POR METRO)	(B) MP/B (C)	(C) MP/R (D)	(D) MP/P (E)
<b>INTENSAMENTE FRACTURADO</b> PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)		(D) IF/R (E)	(E) IF/P (F)

CODE: GM-TGSI V2.0\_2017

**METODOLOGIA DE APLICACION**  
LABORES DE DESARROLLO 3.50 m a 5.00 m. (PERMANENTES)

SOST.	TIPO	INDICE "GSI"	INDICE "RMR"	CALIDAD DE ROCA
A	II	LF/B, LF/R, LF/P, F/B, F/R, F/P	61 - 80	Buena
B	III A	LF/P, F/R, F/P	51 - 60	Regular
C	III B	F/P, M/R	41 - 50	Regular
D	IV A	F/P, F/MP, M/R, M/P, F/R	31 - 40	Mala
E	IV B	F/MP, M/P, M/MP, F/R, F/P	21 - 30	Mala
F	V	M/MP, F/P, F/MP	< 20	Muy Mala

SOSTENIMIENTO SIN FACTORES INFLUYENTES

SOSTENIMIENTO CON FACTORES INFLUYENTES

**SIN FACTORES INFLUYENTES:** LA APLICACION SE REALIZA USANDO EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA. EN CONDICIONES NORMALES DE MINADO, EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERA EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE SUPERIOR

**CON FACTORES INFLUYENTES:** LA APLICACION SE REALIZA CON EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA. LAS CONDICIONES CAMBIAN DEBIDO A PRESIONES DE LA ROCA, PRESENCIA DE AGUA, PRESENCIA DE FALLAS, REALCES NATURALES Y ZONAS DE INTERSECCION. EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERA EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE INFERIOR.

**MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL**

- La primera medida preventiva es el uso de "voladura controlada" en especial en las bóvedas, para lo cual, se deberá realizar diseños de P/V, para evitar concentraciones de vibraciones que originen micro fracturas.
- El mapeo geomecánico deberá realizarse conforme avance la excavación y colocación del soporte de acuerdo al tipo y tiempo recomendado en la tabla.
- La colocación de shotcrete se realizará después de lavar la respectiva labor con agua a presión, se requiere el uso de calibradores, así como, evitar el exceso de rebote, realizar el diseño y la preparación de la mezcla en forma adecuada, usar manómetros en los equipos, ropa de seguridad y colocar drenes si hubiera presencia de agua
- Revisar y cumplir estrictamente con los procedimientos de trabajo seguro establecidos para cada tipo de elemento de sostenimiento determinado en el mapeo geomecánico.
- Capacitar permanentemente a todo el personal de operaciones en la aplicación de la cartilla geomecánica y colocación del sostenimiento.
- En la colocación de cimbras se debe considerar el correcto alineamiento y perpendicularidad de las mismas, deben estar bien ancladas y topadas a la superficie de la sección de manera que cumplan su función estructural y no sirvan únicamente como falso túnel.

**PROHIBICIONES**

- Iniciar la colocación de soporte sin haber desatado correctamente o asegurado el techo.
- Perforar para pernos y no colocarlos inmediatamente después de perforar el taladro
- Colocar el shotcrete sobre malla rellena de fragmentos de roca o en malla suelta.
- Colocar las cimbras sin apoyo en el piso, no verticales y sin asegurar previo techo asegurado, o varias cimbras a la vez.
- Colocar shotcrete a una distancia mayor de 1.5 m con la superficie no limpiada con agua a presión (entre 3 y 5 bares).
- En Roca tipo III A con RMR (50-60), ingresar después de 2 hrs del lanzamiento de shotcrete a perforar, luego colocar pernos antes de la voladura
- En Roca tipo III B con RMR (40-50), ingresar después de 2 hrs del lanzamiento de shotcrete a perforar, luego colocar pernos antes de la voladura
- En Roca tipo IV A con RMR (30-40), ingresar después de 3 hrs del lanzamiento de shotcrete a perforar,
- En Roca tipo IV B con RMR (20-30), ingresar después de 3 hrs del lanzamiento de shotcrete para colocar cimbras.

**HOCHSCHILD MINING**  
UNIDAD MINERA INMACULADA  
**DEPARTAMENTO DE GEOMECAICA**

**SOSTENIMIENTO SEGUN LA CLASIFICACION GEOMECAICA G.S.I. (Modificado)**  
**LABORES MINERAS TEMPORALES (3.5 a 5.0 m)**

<b>A</b>	PERNO SISTEMATICO 1.5 x 1.5 m. Y MALLA (Perno Hydrabolt: Long. 7pies)	<b>CONDICIONES</b>	<b>BUENA (MUY RESISTENTE, FRESCA)</b> SUPERFICIE DE LAS DISCONTINUIDADES MUY RIGIDAS E INTALERADAS, CERRADAS. (RC 100 A 250 MPa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA)	<b>REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADO)</b> DISCONTINUIDADES RIGIDAS, LEVEMENTE ALTERADO, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (RC 50 a 100 MPa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE PICOTA)	<b>POBRE (MODER RESIST. LEVE A MODER ALTER.)</b> DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADO, LIGERAMENTE ABIERTAS. (RC 25 A 50 MPa) (SE INCIENDE SUPERFICIALMENTE CON GOLPES DE PICOTA)	<b>MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA)</b> SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRATIACIONES, MUY ALTERADA RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA (RC 5 A 25 MPa) - (SE INCIENDE MAS DE 5 mm.)
<b>B</b>	PERNO SISTEMATICO 1.2 x 1.2 m. Y MALLA (Perno Hydrabolt: Long. 7pies)					
<b>C</b>	SHOTCRETE (e=2)+ PERNOS SIST. 1.5 x 1.5 m. (Perno Hydrabolt: Long. 7pies)					
<b>D</b>	SHOTCRETE (e=2)+ PERNOS SIST. 1.2 x 1.2 m. (Perno Hydrabolt: Long. 7pies)					
<b>E</b>	SHOTCRETE (e=2)+ CIMBRAS A 1.5 m. (Shot cif 25 kg/m3)					
<b>F</b>	SHOTCRETE (e=3)+ CIMBRAS A 1.0 m. (Shot cif 25 kg/m3) (Avanzar con marchavantes)					

**ESTRUCTURA**

<b>LEVEMENTE FRACTURADO</b> TRES O MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (ROD 75-90) (2 A 5 FRACTURAS POR METRO)	(A) L/B (B)	(A) L/R (B)	(B) L/P (C)
<b>MODERADAMENTE FRACTURADO</b> MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGAONALES (ROD 50 - 75) (6 A 11 FRACTURAS POR METRO)	(A) F/B (C)	(B) F/R (C)	(C) F/P (D)
<b>MUY FRACTURADO</b> MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (ROD 25-50) (12 A 19 FRACTURAS POR METRO)	(B) MP/B (C)	(C) MP/R (D)	(D) MP/P (E)
<b>INTENSAMENTE FRACTURADO</b> PLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO CON MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (ROD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)		(D) IF/R (E)	(E) IF/P (F)

CODE: GM-TGSI V2.0\_2017

**METODOLOGIA DE APLICACION**  
LABORES DE DESARROLLO 3.50 m a 5.00 m. (TEMPORALES)

SOST.	TIPO	INDICE "GSI"	INDICE "RMR"	CALIDAD DE ROCA
A	II	LF/B, LF/R, LF/P, F/B, F/R, F/P	61 - 80	Buena
B	III A	LF/P, F/R, F/P	51 - 60	Regular
C	III B	F/P, M/R	41 - 50	Regular
D	IV A	F/P, F/MP, M/R, M/P, F/R	31 - 40	Mala
E	IV B	F/MP, M/P, M/MP, F/R, F/P	21 - 30	Mala
F	V	M/MP, F/P, F/MP	< 20	Muy Mala

SOSTENIMIENTO SIN FACTORES INFLUYENTES

SOSTENIMIENTO CON FACTORES INFLUYENTES

**SIN FACTORES INFLUYENTES:** LA APLICACION SE REALIZA USANDO EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA. EN CONDICIONES NORMALES DE MINADO, EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERA EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE SUPERIOR

**CON FACTORES INFLUYENTES:** LA APLICACION SE REALIZA CON EL FLEXOMETRO Y LA PICOTA. LAS CONDICIONES CAMBIAN DEBIDO A PRESIONES DE LA ROCA, PRESENCIA DE AGUA, PRESENCIA DE FALLAS, REALCES NATURALES Y ZONAS DE INTERSECCION. EL SOSTENIMIENTO APLICADO SERA EL INDICADO CON EL COLOR DE LA PARTE INFERIOR.

**MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL**

- La primera medida preventiva es el uso de "voladura controlada" en especial en las bóvedas, para lo cual, se deberá realizar diseños de P/V, para evitar concentraciones de vibraciones que originen micro fracturas.
- El mapeo geomecánico deberá realizarse conforme avance la excavación y colocación del soporte de acuerdo al tipo y tiempo recomendado en la tabla.
- La colocación de shotcrete se realizará después de lavar la respectiva labor con agua a presión, se requiere el uso de calibradores, así como, evitar el exceso de rebote, realizar el diseño y la preparación de la mezcla en forma adecuada, usar manómetros en los equipos, ropa de seguridad y colocar drenes si hubiera presencia de agua
- Revisar y cumplir estrictamente con los procedimientos de trabajo seguro establecidos para cada tipo de elemento de sostenimiento determinado en el mapeo geomecánico.
- Capacitar permanentemente a todo el personal de operaciones en la aplicación de la cartilla geomecánica y colocación del sostenimiento.
- En la colocación de cimbras se debe considerar el correcto alineamiento y perpendicularidad de las mismas, deben estar bien ancladas y topadas a la superficie de la sección de manera que cumplan su función estructural y no sirvan únicamente como falso túnel.

**PROHIBICIONES**

- Iniciar la colocación de soporte sin haber desatado correctamente o asegurado el techo.
- Perforar para pernos y no colocarlos inmediatamente después de perforar el taladro
- Colocar el shotcrete sobre malla rellena de fragmentos de roca o en malla suelta.
- Colocar las cimbras sin apoyo en el piso, no verticales y sin asegurar previo techo asegurado, o varias cimbras a la vez.
- Colocar shotcrete a una distancia mayor de 1.5 m con la superficie no limpiada con agua a presión (entre 3 y 5 bares).
- En Roca tipo III A con RMR (50-60), ingresar después de 2 hrs del lanzamiento de shotcrete a perforar, luego colocar pernos antes de la voladura
- En Roca tipo III B con RMR (40-50), ingresar después de 2 hrs del lanzamiento de shotcrete a perforar, luego colocar pernos antes de la voladura
- En Roca tipo IV A con RMR (30-40), ingresar después de 3 hrs del lanzamiento de shotcrete a perforar,
- En Roca tipo IV B con RMR (20-30), ingresar después de 3 hrs del lanzamiento de shotcrete para colocar cimbras.

**TIPOS DE ROCA EN TAJOS TL Y CRM - INMACULADA**

TAJO	UBICACIÓN	REFERENCIA	NIVEL	METODO	RMR CP	RMR ORE	RMR CT
TJ5800 AC583505	VE6919SE	V-11 NE	4375	TL - Transversal	48	44	46
TJ5700 AC574199	VE6860SE	V-11 SW	4420	TL - Longitudinal	45	38	42
TJ6200 AC623210	VE6916SE	V-12 SW	4345	TL - Longitudinal	48	45	47
TJ6800 AC683153	VE7063SE	V-14 SW	4315	TL - Longitudinal	44	38	44
TJ1100 AC114115	VE6312SE	V-0 SW	4420	TL - Longitudinal	44	38	42
TJ4200 AC423311-B	VE6586SE	V-6 SW	4345	TL - Longitudinal	46	43	46
TJ4200 AC423433	VE6667SE	V-7 SW	4360	TL - Longitudinal	48	45	47
TJ2800 AC283653	AC6444SW	V3 NE	4395	TL - Longitudinal	46	45	46
TJ6100 AC614212	VE6922SE	V-12 SW	4440	TL - Longitudinal	47	42	44
TJ1700 AC174225-A	VE6322SE	V-1 NE	4440	TL - Longitudinal	48	40	42
TJ6800 AC683047	VE7110SE	V-13 NE	4300	TL - Longitudinal	48	38	45
TJ7200 AC723281	VE7188SE	V-15 N	4330	TL - Longitudinal	46	44	46
TJ7200 AC723067	VE7110SE	V-15 SW	4300	TL - Longitudinal	46	42	44
TJ5800 AC583303-A	VE6917SE	V-11 SW	4345	TL - Transversal	48	45	46
TJ6100 AC614017	VE6991SE	V-12 NE	4400	TL - Longitudinal	47	42	44
TJ8200 AC823019	VE7309SE	V-17 NE	4300	TL - Longitudinal	46	40	42
TJ6100 AC614217	VE6993SE	V-12 NE	4440	TL - Longitudinal	46	40	42
TJ4200 AC423623	AC6687SW	V-6 1/2 NE	4395	TL-Long-Puente	46	42	46
TJ6700 AC674151	VE7076SE	V-13 NE	4420	TL - Longitudinal	46	40	42
TJ7200 AC723261	VE7112SE	V-14 NE	4330	TL - Longitudinal	44	38	46
TJ5700 AC574207	VE6922SE	V-11 NE	4440	TL - Transversal	46	43	45
TJ7200 AC723083	VE7186SE	V-16 SW	4300	TL - Longitudinal	46	40	42
TJ3200 AC323677-B	AC6425SW	V-3 1/2 NE	4395	TL-Long-Puente	46	45	46
TJ2800 AC283547-B	VE6373SE	V-3 SW	4375	TL - Longitudinal	47	40	45
TJ7800 AC783001	VE7252SE	V-16 NE	4300	TL - Longitudinal	46	40	42
TJ4200 AC423319	VE6725SE	V-6 NE	4345	TL - Longitudinal	46	45	46
TJ2700 AC2701-D	AC8787SW	V-3 1/2	4480	TL-Long-Puente	48	44	46
TJ7200 AC723381	VE7255SE	V-15 NE	4345	TL - Longitudinal	46	38	42
TJ6200 AC623310	VE6917SE	V-12 SW	4345	TL - Transversal	47	44	44
TJ3800 AC383395-A	VE6586SE	V-5 NE	4345	TL - Longitudinal	51	42	45
TJ4100 AC4104-C	AC9057SW	V-6 1/2	4480	TL-Long-Puente	48	44	46
TJ5201NE C2	AC6633SE	v-9	4360	Breasting	45	42	44
TJ9181NE C1	CX6892SE	NV4460	4460	Breasting	45	38	42
TJ9181SW C1	CX6892SE	NV4460	4460	Breasting	45	38	42
TJ5100 AC5101NE	AC6880NW	V-10 SW	4400	Breasting	45	40	44
TJ5201NE C1	VE6857SE	v-9	4360	Breasting	46	45	46
TJ4100SW C3 VE6	AC9057SW	VE-6 1/2	4480	Breasting	48	44	46

AREA DE GEOMECÁNICA - U.O. INMACULADA

	<b>“LA SEGURIDAD EMPIEZA POR MI”</b>			
	<b>ESTÁNDAR: RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA</b>			
	<b>FECHA DE EMISIÓN:</b> 19/01/2018	<b>FECHA DE REVISIÓN:</b> 23/01/2018	<b>SIG-EST-GEO-19</b>	

**ANEXO 01: FORMATO DE RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA**

<b>RECOMENDACIÓN GEOMECÁNICA DE LABOR</b>				Fecha:	
				Hora:	
Labor		Factores Influyentes:	GSI:	<b>RMR</b>	
Nivel:				II 61 - 80	III 41 - 30
Turno:				IIIA 51 - 60	IV 31 - 40
				V <20	
Condición de labor: <span style="color: red; font-size: 2em;">X</span>					
Recomendación geomecánica:					
VISTA TRANSVERSAL			VISTA EN PLANTA		
Observaciones:					

\_\_\_\_\_ Geomecánico
\_\_\_\_\_ Trabajador/ Labor
\_\_\_\_\_ Supervisor Mina
\_\_\_\_\_ Seguridad

FECHA	DESCRIPCION DEL CAMBIO O REVISION	MOTIVO/RESPONSABLE DEL CAMBIO	VERSION

<b>ELABORADO POR:</b>	<b>REVISADO POR:</b>	<b>REVISADO POR:</b>	<b>APROBADO POR:</b>
SUPERVISOR DE AREA Y TRABAJADORES	SUPERINTENDENTE DEL AREA	<b>CIA. MINERA ARES SAC</b> UNIDAD INMACULADA GERENTE DEL PROGRAMA DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL	GERENTE UNIDAD / SUPERINTENDENTE GRAL. PROYECTO
Rev.01			

### ANEXO 03

#### **Evaluaciones geomecánicas para el minado en taladros largos Inmaculada**

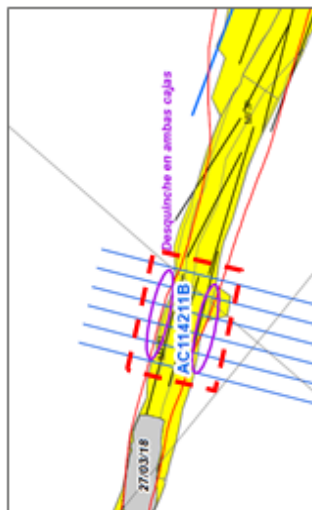
- Evaluación Geomecánica del AC114211B
- Evaluación Geomecánica del AC383587B
- Evaluación Geomecánica del AC114013



# EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL AC 114211B Nv. 4440 – 4460 VE O SW

## CARACTERÍSTICAS GEO-ESTRUCTURALES DEL TAJO

- Longitud de Tajo: 10 metros
- Buz Ore CT: 68° prom.
- Roca Encajonante: Andesita/Debrisflow
- RMR C.T: 44 – 48 Prom 45
- Tipo Roca: IIIB
- Falla ramala a la caja techo. Halo de alteración de 1.50 – 2.5mt. Con buzamiento de 67°.



## PLANO GEOMECÁNICO NV. 4460

MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD CTECHO	
Datos de Entrada	
PROFUNDIDAD	250 OC 50
DESPLAZADO	2.5 G1 10.25
RQD	40 J1 7.75
	5 J2 1.5
	5 J3 1

Factor	66.00
AUTÓGENO	17.0

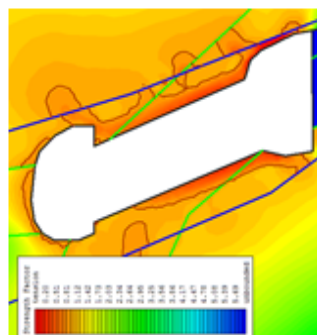
Número de Estabilidad (N°)	
C	1.07
A	0.74
S	0.5
C	5.75
N°	2.14

Longitud Estabilidad	11.9
Altura de Minado	14.5
	2.6

MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD	
S	Longitud Estabilidad
2.6	14.5
	11.9

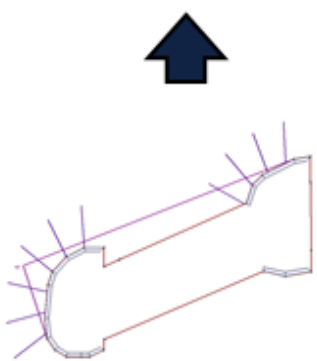
## MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

## EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL TAJO



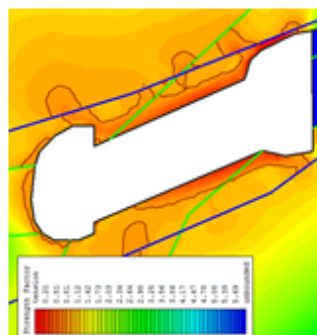
### SECCIÓN GEOLÓGICA

- Presencia de fallas ramales en caja techo, se tiene un halo de alteración de 2.0m hacia la CT, zona de intercalación de andesita y debris flow (roca brechada)



### ANÁLISIS ESTRUCTURAL

- Se evaluó el tajo para un depth of failure de 1.5-2.0, obteniendo así un R.H de minado igual a 3.6, lo cual permite tener una longitud máxima de tajeo de 12m. Se espera una dilatación del 25% para el minado del tajo.



### ANÁLISIS TENSIONAL

## CONCLUSIONES DEL AC 114211B

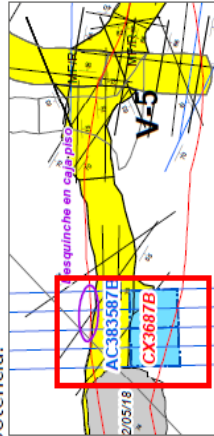
1. Se tendrá un depth of failure promedio de 2.0 m en CT producto de los ramales. Este desprendimiento representará una dilatación de 20% para el minado del tajo longitudinal con una longitud de 10.0 m.
2. Los DQ del nivel 4440 será sostenido con Hydrabolt de 10 pies ( 1.5 x 1.5) y el DQ del nivel 4460 será sostenido con Hydrabolt de 7 o 10pies (1.5 x1.5) si el anchoes mayor a 8m.
3. Control de voladura: En caja techo alejar 70 cm(Nv4460) y 70cm (Nv4440) y en caja piso en el contacto. Asimismo perforar taladros de alivio en caja techo.

# EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL AC 383587B

Nv. 4375 – 4395 / VE 04 SW

## CARACTERÍSTICAS GEO-ESTRUCTURALES DEL TAJO

- Longitud de Tajo: 13 metros
- Buz Ore CT: 61° prom.
- Roca Encajonante: Andesita
- RMIR C.T: 45 – 50 Prom 47
- Tipo Roca: IIIB
- Falla y ramal contacto a la CT de 15 cm de potencia.

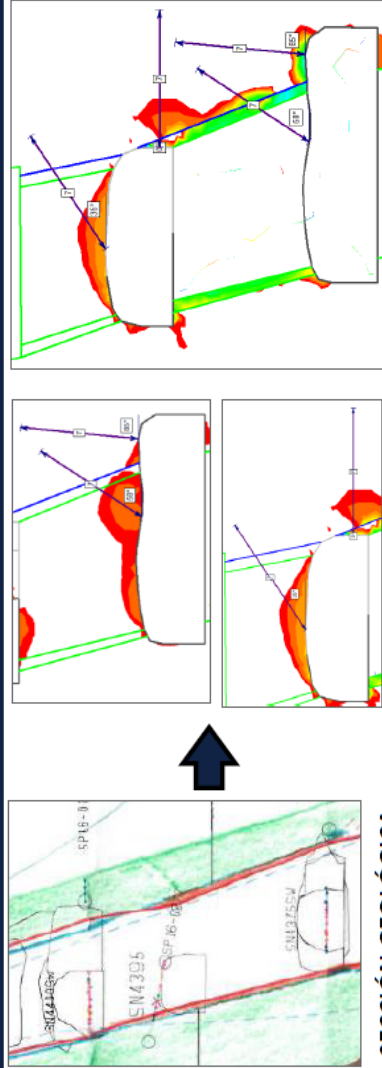


## PLANO GEOMECÁNICO NV. 4395

MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD C.TECHO	
Datos de Entrada	
PROFUNDIDAD	300 OC 90
DENSIDAD	2.6 σ1 7.80
	OC/σ1 11.538
RQD	50 Jr 1.5
	4
Buz Ore	69.00
Alt Tajo	15.0
Número de Estabilidad (N°)	
C'	1.98
A	1.00 Cond.Esfuerzos
B	0.3 Orientación de Estructuras
C	5.85 Comp.Gravitacional
N°	2.74
MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD	
S	Altura de Minado Estable
3.6	16.1
	Longitud Estable
	13

## MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

## EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL TAJO



### SECCIÓN GEOLÓGICA

### ANÁLISIS TENSIONAL

- Presencia de falla y ramal contacto a la caja techo de 10 cm de potencia. Se evaluó el tajo para un depth of failure de 1.0-1.25 m, obteniendo así un R.H de minado igual a 3.6, lo cual permite tener una longitud de tajeo estable máxima de 13 m. Se espera una dilución del 16-18% para el minado del tajo.

## CONCLUSIONES DEL AC 383587B

1. Se debe reforzar la partida (Nv 4375) con Pernos Hydrabolt de 10 pies (1.5 x 1.5) intermediarlos hacia la corona y caja techo, se observa un halo de alteración de 2.30-2.60 m. Se instalará cable bolt de 7 m espaciado 1.50 m por fila en la corona (inclinación: 58°). Asimismo, en la zona de voladizo (Fila 267 y 268), se deberá cablear la corona con un cable de 7 m (inclinación: 85°)
2. El crucero del Nv 4395 será sostenido con shotcrete de 2", pernos hydrabolt de 7 pies (1.5 x 1.5) y reforzado con malla electro-soldada (corona y caja techo) y una segunda capa de shotcrete de 1".
3. Durante la ejecución del crucero del Nv 4395, se observa un halo de alteración que varía de 0.5 m (inicio de DQ por la caja piso) hasta 1.6-1.8 m (durante el DQ del CX en la CT).
4. **Se recomienda la instalación de cable bolting una vez finalizado el crucero del Nv 4395** para controlar la estabilidad del puente al momento de realizar el minado del panel inferior. El sistema constará de 01 cable de 7 m por fila espaciados 1.5.
5. **Control de voladura:** Alejar el taladro 0.90 m de la caja techo y pegado al contacto hacia la caja piso.

ÁREA DE GEOMECÁNICA – U.O. INMACULADA

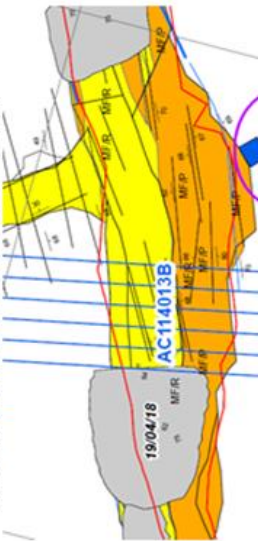


# EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL AC 114013

Nv. 4400 – 4420 VE 0 SW

## CARACTERÍSTICAS GEO-ESTRUCTURALES DEL TAJO

- Longitud de Tajo: **10 metros**
- Buz Ore CT: 55° prom.
- Roca Encajonante: Debris Flow y Andesita
- RMR C.T: 35 – 45 **Prom 40**
- Tipo Roca: IVA
- Sistema de Fallas hacia C.Techo (POT = 0.15 – 0.25 m) y ramal. Presencia de falsa caja.



PLANO GEOMECÁNICO NV. 4400

## EVALUACIÓN GEOMECÁNICA DEL TAJO

### MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD C.TECHO

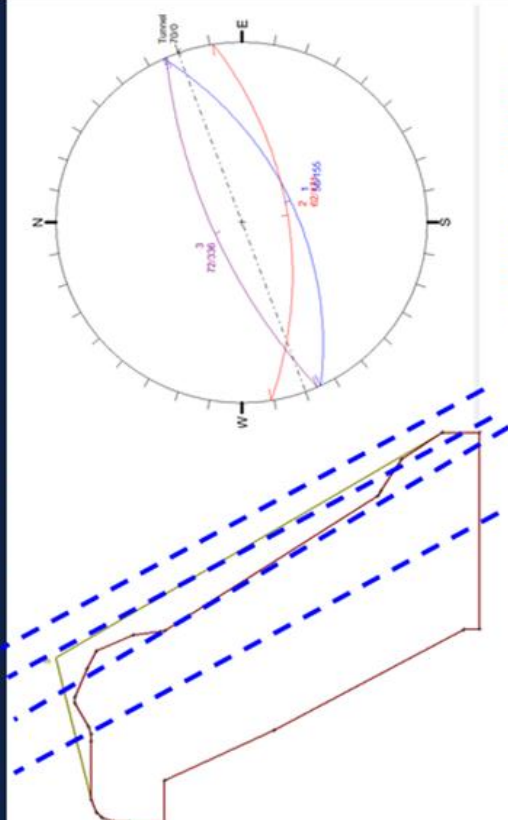
Datos de Entrada

PROFUNDIDAD	280	OC	80
DENSIDAD	2.7	OT	7.56
		OC/OT	10.582

RQD	40	Jr	1
	12	Ja	4
Buz Ore	55.00		
Alt. Tajo	23.9	(Abertura inc. Labores)	

Q'	0.83
A	1.00
B	0.3
C	4.56
N'	1.14

	Cond. Esfuerzos	Longitud Estable
S	Orientación de Estructuras	6.9
	Comp. Gravitacional	13.9



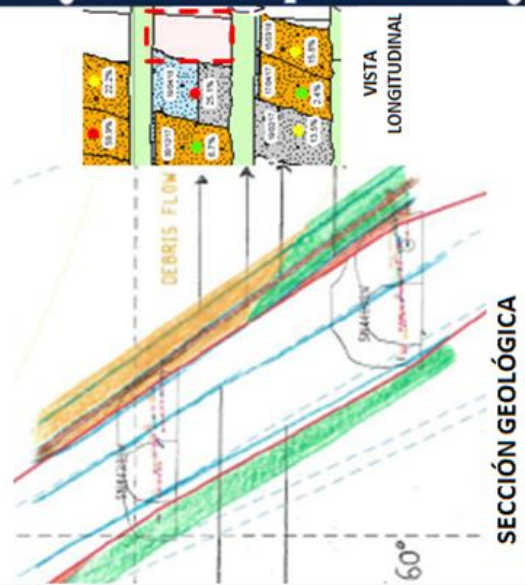
### MÉTODO GRÁFICO DE ESTABILIDAD

### FAMILIAS PRINCIPALES

### ANÁLISIS ESTRUCTURAL

### CONCLUSIONES

1. Se evaluó el método gráfico de estabilidad de la caja techo, obteniendo así un R.H de minado igual a 2.8 lo que representa una longitud de minado estable máxima de 6.9 m, lo cual nos indica que nuestra longitud de minado de 10|m requiere necesariamente de la **utilización de cable bolting**, la plantilla se muestra en la siguiente diapositiva.
2. Se espera una dilución del 15 - 20% para el minado del tajo utilizando cable bolting.
3. Sostener la intersección tanto la partida como la llegada con shotcrete 2" + malla + P. Hydrabolt 10' (e=1.5x1.5m) + **Shotcrete 1"** sobre malla.
4. **Importante: Instalar cable bolting en la intersección tanto en la partida como la llegada según plantilla.**
5. **CONTROL DE VOLADURA:** Usar taladros de alivio pegado a la caja techo, alejar el taladro a 0.8 m de la caja techo.



SECCIÓN GEOLÓGICA

ÁREA DE GEOMECÁNICA - I.O. INMACULADA

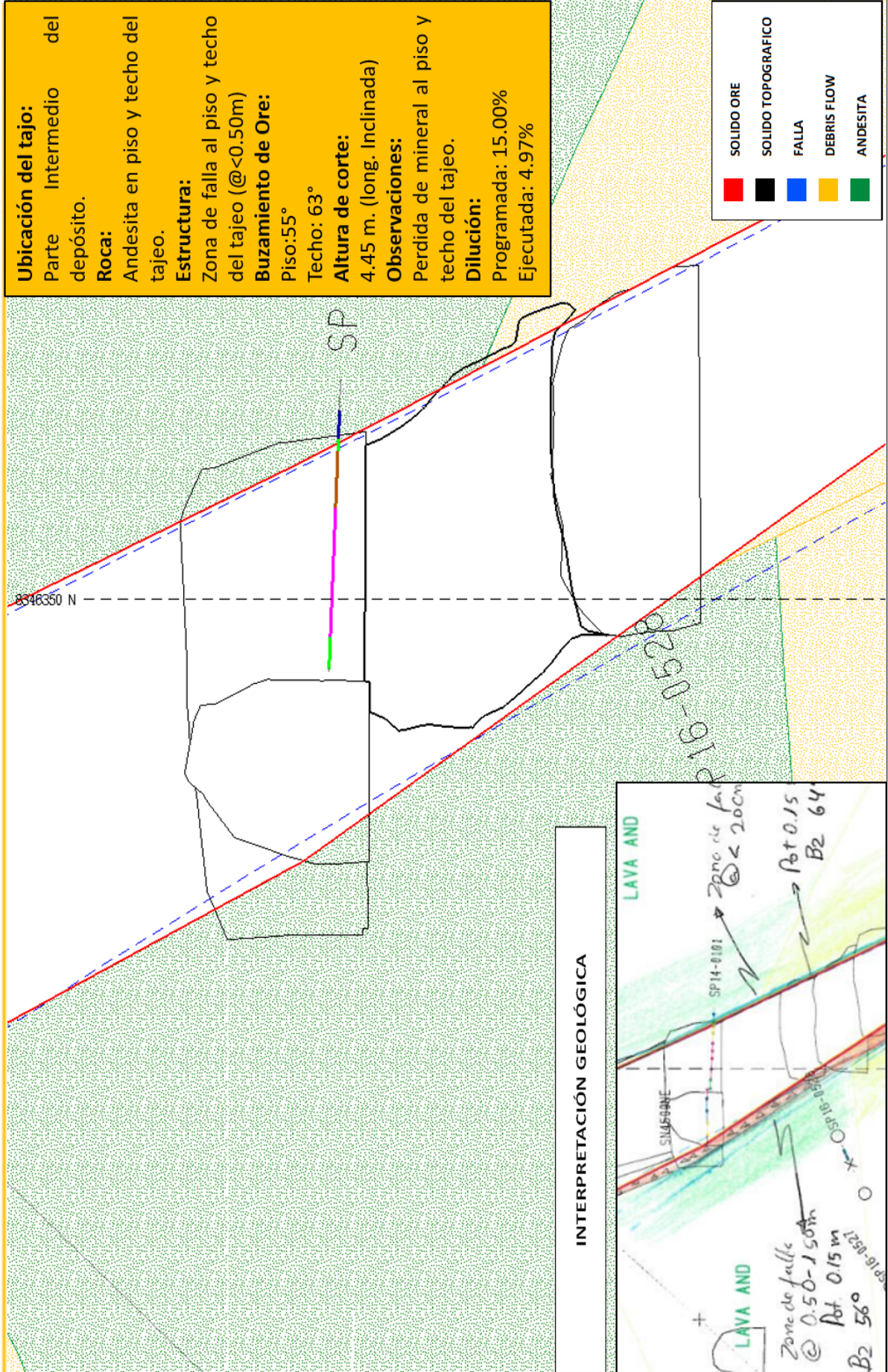
#### **ANEXO 04**

##### **Evaluaciones de dilución de tajos cerrados en taladros largos**

- Evaluación de dilución del AC4104-B
- Dilución acumulada de octubre en taladros largos



TJ\_4100 AC-4104-B (TL) / ST-65 SW



DILUCION REAL INMACULADA OCTUBRE 2018							
VETA	NIVEL	LABOR	UBICACIÓN	OBSERVACIÓN	Sólido ORE Modelo (Claculo m <sup>3</sup> )	Sólido Labor Topografía (Detalles) m <sup>3</sup>	Dilución (%)
Angela NE	4440	TJ1100 AC114213	VE-6322SE	TL - Longitudinal	599.60	648.20	8.11
Angela NE	4360	TJ4200 AC423431	VE6667SE - VE6725SH	TL - Longitudinal	293.55	346.99	18.20
Angela NE	4345	TJ6200 AC623323	VE6988SE - VE7072SH	TL - Longitudinal	523.00	639.05	22.19
Angela NE	4420	TJ4100 AC414187-A	VE6687SE - VE6768SH	TL - Longitudinal	1,318.75	1,504.26	14.07
Angela NE	4460	TJ5100 AC514389	VE6862SE - VE6923SH	TL - Longitudinal	418.75	518.30	23.77
Angela NE	4315	TJ5800 AC583104	VE6915SE - VE6958SH	TL - Transversal	984.00	1,097.70	11.56
Angela NE	4460	TJ1700 AC174327	VE6332SE - VE6413SH	TL - Longitudinal	439.35	518.59	18.04
Angela NE	4375	TJ5800 AC583507	VE6919SE - VE6990SH	TL - Transversal	5,019.80	5,320.80	6.00
Angela NE	4420	TJ5100 AC514185	VE6860SE - VE6921SH	TL - Longitudinal	350.75	482.11	37.45
Angela NE	4360	TJ2200 AC223441-B	VE6434SE	TL - Longitudinal	916.25	999.40	9.07
Angela NE	4375	TJ3800 AC383589	VE6515SE - VE6606SH	TL - Longitudinal	538.40	610.26	13.35
Angela NE	4345	TJ5800 AC583399-A	VE6868SE - VE6917SH	TL - Longitudinal	361.80	480.96	32.93
Angela NE	4330	TJ3800 AC383295	VE6576SE - VE6647SH	TL - Longitudinal	356.15	488.54	37.17
Angela NE	4345	TJ4200 AC423311	VE6586SE - VE6657SH	TL - Longitudinal	714.40	803.10	12.42
Angela NE	4300	TJ7200 AC723063	VE7110SE - VE7188SH	TL - Longitudinal	349.55	640.81	83.32
Angela NE	4360	TJ3800 AC383497	VE6596SE - VE6667SH	TL - Longitudinal	566.50	760.24	34.20
Angela NE	4460	TJ6100 AC614309	VE6923SE - VE6994SH	TL - Transversal	2,221.60	2,519.87	13.43
Angela NE	4395	TJ4200 AC423607-A	AC6687SW	TL - Long. Puente	214.75	221.47	3.13
Angela NE	4330	TJ6800 AC683235	VE6987SE - VE7064SH	TL - Longitudinal	775.85	842.87	8.64
Angela NE	4360	TJ3200 AC323471	VE6434SE - VE6515SH	TL - Longitudinal	418.00	460.84	10.25
Angela NE	4440	TJ4100 AC414285-B	VE6687SE	TL - Longitudinal	1,904.60	2,630.34	38.10
Angela NE	4345	TJ5200 AC523387-A	VE6868SE - VE6917SH	TL - Longitudinal	702.65	1,142.27	62.57
Angela NE	4460	TJ1100 AC114313	VE6332SE	TL - Longitudinal	914.10	1,053.87	15.29
Angela NE	4345	TJ5800 AC583308	VE6917SE - VE6988SH	TL - Transversal	1,386.40	1,508.70	8.82
Angela NE	4360	TJ4200 AC423423	VE6667SE - VE6725SH	TL - Longitudinal	121.20	149.53	23.37
<b>Total</b>					<b>22,409.75</b>	<b>26,389.04</b>	<b>17.76</b>

## ANEXO 05

### **Registro de vibración de los tajos Piloto**

- Registro de vibración del AC523183B
- Registro de vibración del AC323579B
- Registro de vibración del AC123515



TJ 5200 AC 523183 B

Date/Time Vert2 at 18:32:52 June 8, 2018  
 Trigger Source Geo: 2.000 mm/s  
 Range Geo: 254.0 mm/s  
 Record Time 12.0 sec at 1024 sps  
 Job Number: 1

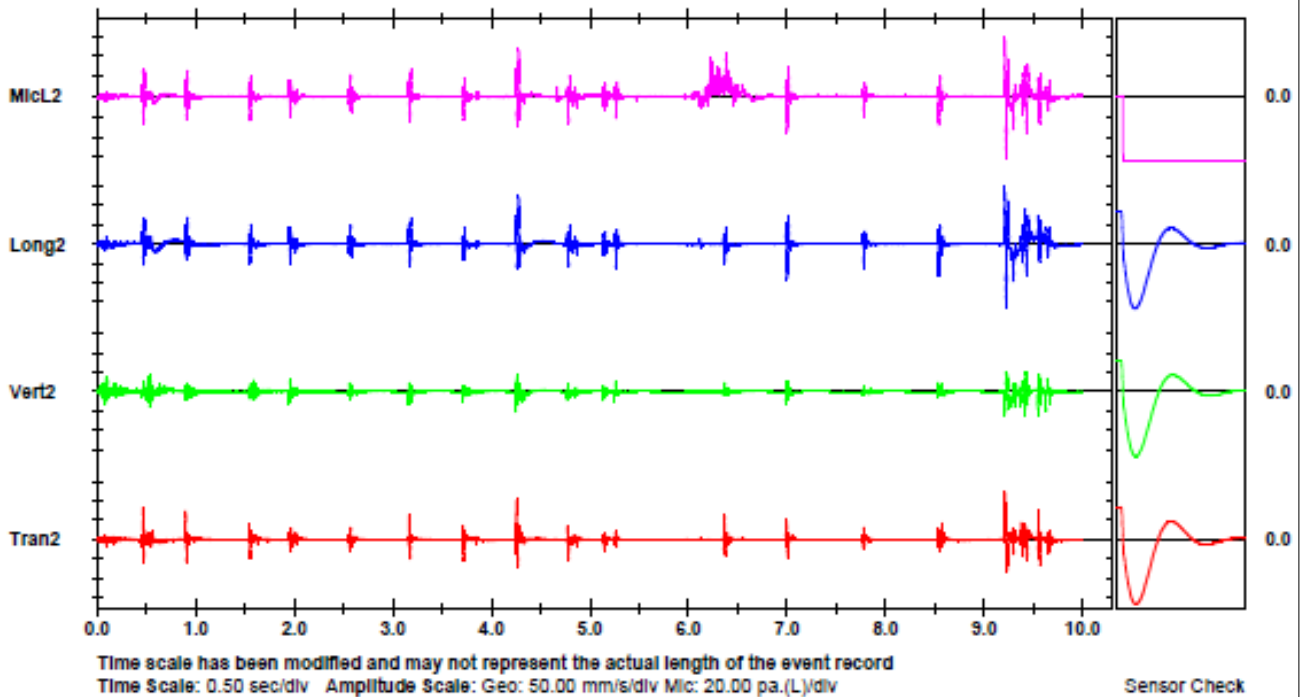
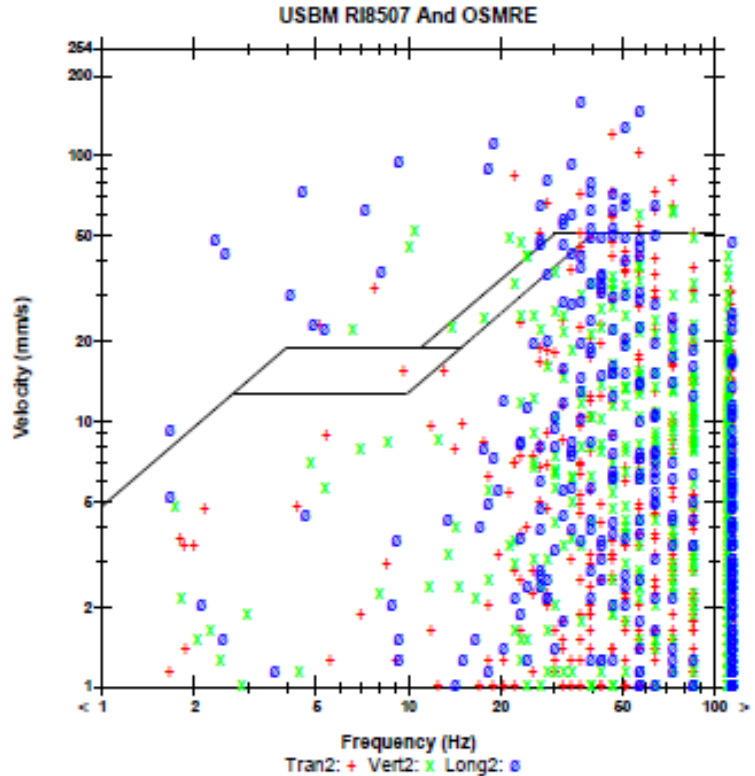
Serial Number BE15962 V 10.72-8.17 MiniMate Plus/8  
 Battery Level 6.3 Volts  
 Unit Calibration April 12, 2018 by Geolnstruments  
 File Name Q962HG6E.630

Notes  
 Location: Mina Inmaculada  
 Client: Cia Minera Ares S.A.C.  
 User Name: Geomecanica  
 General: Monitoreo de Vibraciones

Extended Notes  
 Microphone Linear Weighting  
 PSPPL 62.25 pa.(L) at 9.226 sec  
 ZC Freq 37 Hz  
 Channel Test Check (Freq = 0.0 Hz Amp = 0 mv )

	Tran2	Vert2	Long2	
PPV	122.4	63.50	162.3	mm/s
ZC Freq	47	73	37	Hz
Time (Rel. to Trlg)	9.215	9.414	9.227	sec
Peak Acceleration	7.583	4.096	12.24	g
Peak Displacement	0.640	0.511	1.365	mm
Sensor Check	Passed	Passed	Passed	
Frequency	7.5	7.3	7.5	Hz
Overswing Ratio	3.6	4.0	4.1	

Peak Vector Sum 187.1 mm/s at 9.215 sec



Printed: June 08, 2018 04:40:23 - 40.7%

Format: © 1995-2014 Young Corporation





TJ 3200 AC323579B

Date/Time Long at 06:34:13 June 4, 2018  
 Trigger Source Geo: 2.000 mm/s  
 Range Geo: 254.0 mm/s  
 Record Time 12.0 sec at 1024 sps  
 Job Number: 1  
 Operator/Setup: FAMESA/FAMESA .nsb

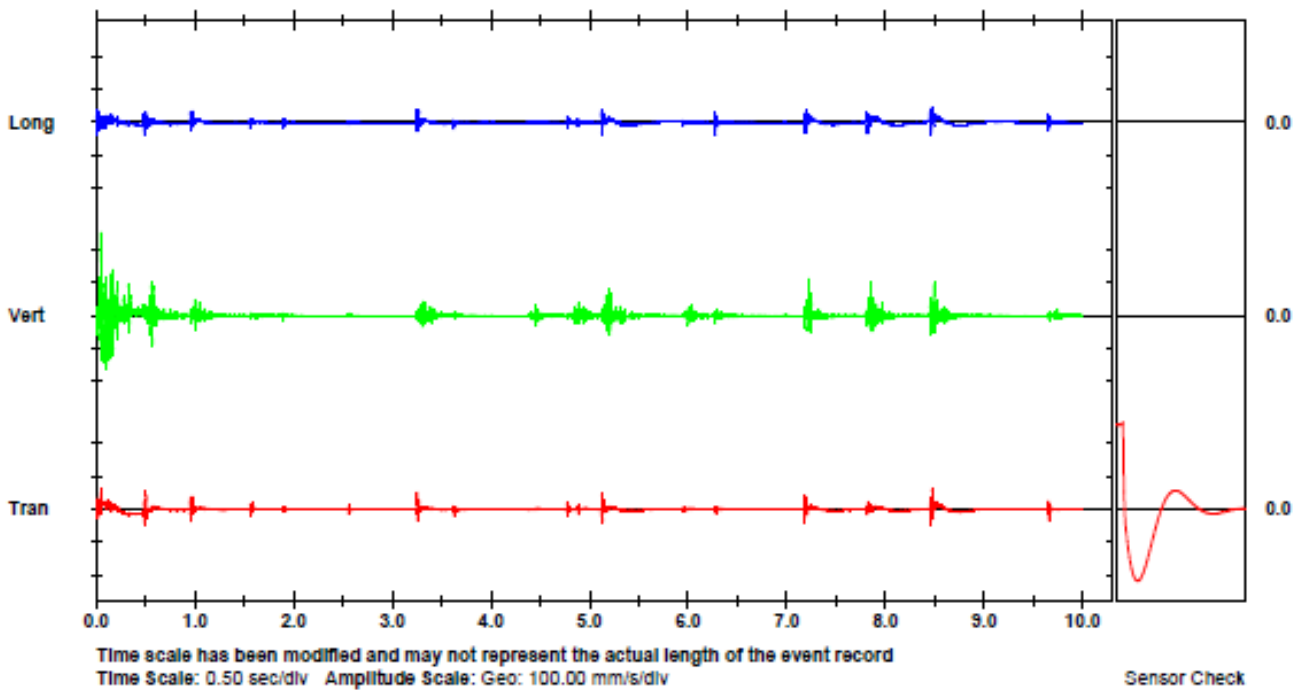
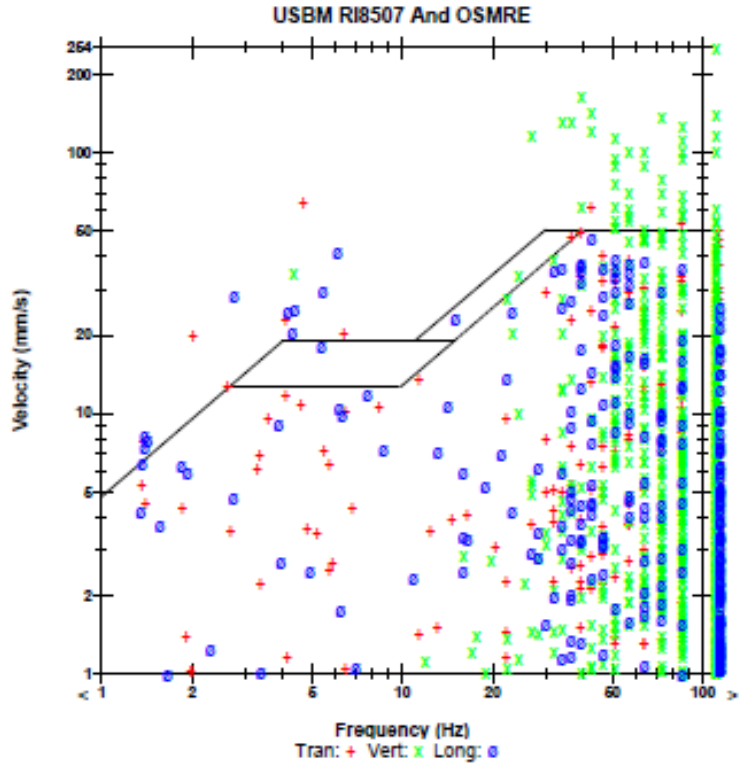
Serial Number MP13554 V 10-75 Minimate Pro 6  
 Battery Level 4.1 Volts  
 Unit Calibration February 19, 2018 by Geoinstruments  
 Geo1 Calibration SE13250, February 19, 2018 by Geoinstruments  
 File Name MP13554\_20180604063413.IDFW

Notes  
 Location UNIDAD MINERA INMACULADA  
 Client COMPA IA MINERA ARES  
 Company FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C  
 General note TAJO TALADROS LARGOS

Extended Notes

	Tran	Vert	Long	
PPV	64.83	***	46.61	mm/s
ZC Freq	4.7	>100	43	Hz
Time (Rel. to Trig)	0.048	0.045	8.475	sec
Peak Acceleration	5.607	18.79	3.976	g
Peak Displacement	1.487	0.670	0.839	mm
Sensor Check	Check	Disabled	Disabled	
Frequency	7.4	***	***	Hz
Overriding Ratio	3.9	***	***	

Peak Vector Sum \*\*\* mm/s at 0.045 sec  
 \*\*\* : Out of Range





TJ 1200 AC 123515

Date/Time Long at 06:33:47 June 8, 2018  
 Trigger Source Geo: 2.000 mm/s  
 Range Geo: 254.0 mm/s  
 Record Time 12.0 sec at 1024 sps  
 Job Number: 1  
 Operator/Setup: FAMESA/FAMESA .nsb

Serial Number MP13554 V 10-75 Minimate Pro 6  
 Battery Level 4.0 Volts  
 Unit Calibration February 19, 2018 by Geolnstruments  
 Geo1 Calibration SE13250, February 19, 2018 by Geolnstruments  
 File Name MP13554\_20180608063347.IDFW

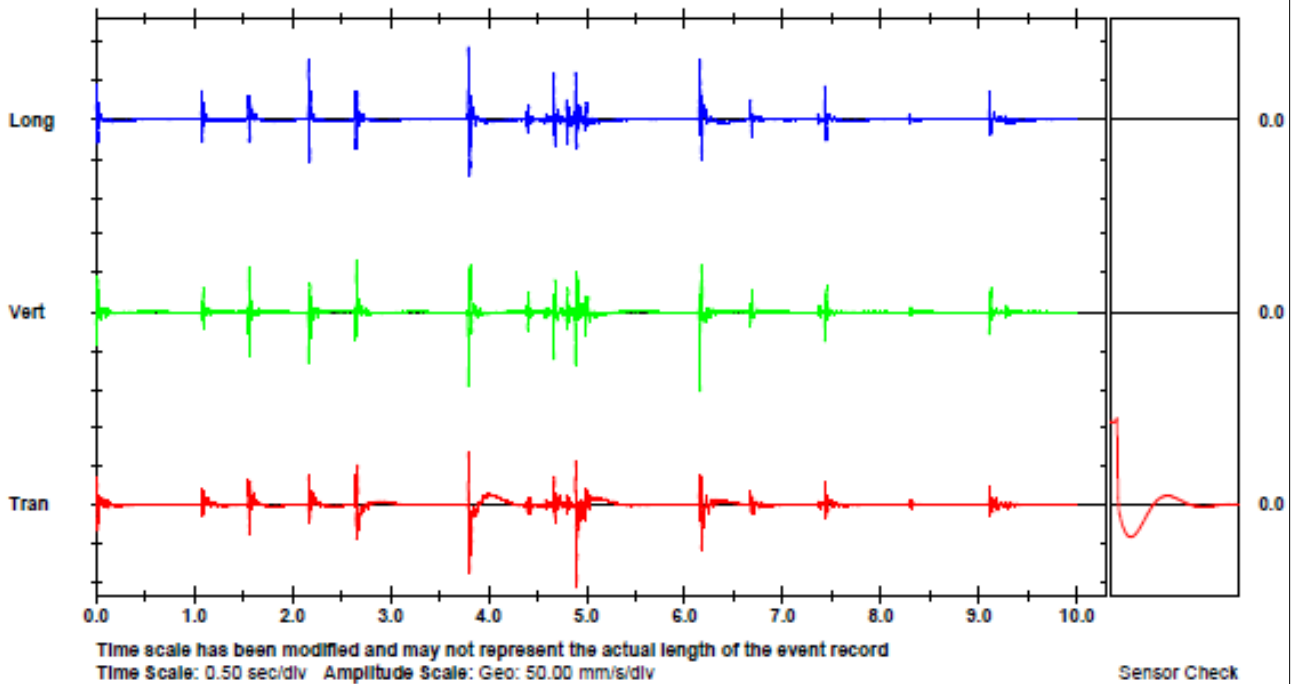
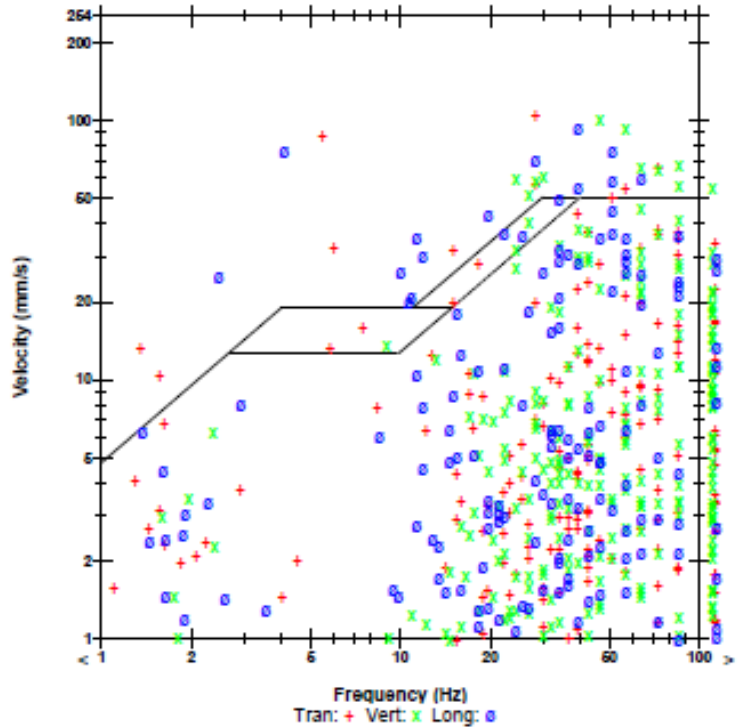
Notes  
 Location UNIDAD MINERA INMACULADA  
 Client COMPA IA MINERA ARES  
 Company FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C  
 General note TAJO TALADROS LARGOS

Extended Notes

	Tran	Vert	Long	
PPV	105.7	100.9	92.93	mm/s
ZC Freq	28	47	39	Hz
Time (Rel. to Trtg)	4.896	6.159	3.795	sec
Peak Acceleration	5.435	5.283	4.274	g
Peak Displacement	1.262	0.374	0.426	mm
Sensor Check	Check	Disabled	Disabled	
Frequency	7.7	***	***	Hz
Overwing Ratio	3.7	***	***	

Peak Vector Sum 130.1 mm/s at 3.792 sec

USBM R18507 And OSMRE



## ANEXO 06

### **Planos de mallas de perforación en taladros largos - Inmaculada**

- Malla de perforación TJ1700-AC174123 T1D (POSITIVO)
- Malla de perforación TJ1700-AC174127 T1D (POSITIVO)
- Malla de perforación TJ1700-AC174327 T1D (POSITIVO)
- Malla de perforación TJ3800-AC383397 SIMBA (POSITIVO)
- Malla de perforación TJ1100-AC114013B SIMBA (NEGATIVO)