

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE
HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

**ESCUELA DE FORMACIÓN PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE
MINAS**



TESIS

**“OPTIMIZACIÓN DE ESTÁNDARES DE PERFORACIÓN Y
VOLADURA PARA MEJORAR EL FACTOR DE AVANCE EN LA
MINA SANTANDER - CÍA. MINERA TREVALI PERÚ S.A.C.”**

PRESENTADA POR:

Bach. CABRERA HUAMANI, Marisa

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERA DE MINAS

AYACUCHO - PERÚ

2016

DEDICATORIA

A mi querida madre, Julia en gratitud a su sacrificio, por ser mi guía y ejemplo a seguir, a mis hermanos: Orlando, Denis, Rubén y hermanas: Doris, Tania, Eliana por su oportuno y decidido apoyo.

AGRADECIMIENTOS

A mi alma mater, Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, que me brindó los conocimientos suficientes para poder utilizar en mi vida profesional; asimismo, mi agradecimiento en forma especial a los ingenieros de la Escuela Profesional de Ingeniería Minas por sus enseñanzas y recomendaciones para mejorar permanentemente en mi formación profesional y humana.

Mi agradecimiento especial al Ing. Ramiro Pérez Quispe, Gerente General de la Empresa Minera Los Quenuales S.A - Unidad Minera Trevali, gracias por brindarme la oportunidad de desarrollarme profesionalmente.

A todas aquellas personas que de alguna manera me han servido de ejemplo y guía en mi desarrollo personal.

RESUMEN

El presente trabajo tiene como objetivo principal, analizar y caracterizar un diseño óptimo de estándares de perforación y voladura para mejorar el factor de avance en la Mina Santander - Cía. Minera Trevali Perú S.A.C. Previamente se analizó la realidad de la Mina, que por resultados deficientes de la voladura e incremento de los costos, se plantea que por falta de diseño óptimo e incumplimiento de estándares de perforación y voladura, se obtenía resultados deficientes, que influían directamente en el resultado del factor de avance y en el costo total de la mina.

Para el diseño óptimo, se aplicó el modelo matemático de áreas de influencia que considera como base los parámetros de roca, perforación y carguío; y se basa en el análisis de las fuerzas que interactúan (tanto de la roca que trata de mantener su estado como del explosivo que trata de vencer esa resistencia y romperla), a partir de ello se realiza el diseño gráfico de la malla de perforación (área de influencia), aplicación del diseño y evaluación final mediante el monitoreo de vibraciones, culminando con la implementación del diseño en todas las labores de avance; con seguimiento exhaustivo y capacitación constante al personal involucrado, se logró mejorar las variables del factor de avance y reducir los costos de operación.

Palabras claves: Perforación, Voladura, Factor de avance, Costos.

ABSTRACT

The main objective of this work is to analyze and characterize an optimal design standards of drilling and blasting, to improve the advance factor in the Santander mine - Trevali Perú mining corporation S.A.C. Previously the reality of the mine was analyzed, than for deficient results of the blasting and the increase of the costs, it comes into question that, for lack of optimal design and of standards unfulfillment of drilling and blasting, they obtained deficient results, that directly they had influence in the result of the factor of advance and in the total cost of the mine

For the optimal design, was applied the mathematical model of areas of influence , considering as basis the parameters of rock, drilling and loading; And is based on the analysis of the interacting forces (both of the rock that tries to maintain its state and of the explosive that tries to overcome that resistance and to break it), as from it, is realized the graphical design of the mesh drilling (Area of influence), the application of design and final evaluation through the monitoring of vibrations, culminating with the implementation of the design in all the work of advancement; with tracking exhaustive and constant capacitation to the personnel involved, It was been able to improve the advance factor and reduce the costs of operation.

Keywords: Drilling, Blasting, Feed factor, Costs.

INTRODUCCIÓN

Las operaciones unitarias de perforación y voladura son las operaciones de mayor relevancia en toda la operación minera, su objetivo es lograr una adecuada excavación (mejor avance, menor sobre rotura) y fragmentación adecuada de la roca, de tal modo el costo de operación sea mínimo. ⁽⁶⁾

El alto grado de influencia de los resultados de la voladura en las demás operaciones unitarias, hace evidente la necesidad de realizar estudios con nuevas técnicas y modelos matemáticos (modelo matemático de áreas de influencia y monitoreo de vibraciones) que permitan evaluar, aplicar y posteriormente optimizar sus estándares. En los últimos años el modelo matemático de áreas de influencia está siendo aplicada en varias Minas Subterráneas en nuestro país, debido a que este modelo considera parámetros importantes como parámetros de roca (geología, geomecánica), perforación (diámetro, inclinación y longitud del taladro, Burden, espaciamiento, entre otros) y carguío (consumo específico, potencia del explosivo, velocidad de detonación, entre otros) para el diseño óptimo del estándar. ⁽⁹⁾

La razón por la que se realiza el presente trabajo de investigación, es para obtener una base técnica en lo que se refiere al diseño y aplicación de estándares de perforación y voladura, para de esta manera contribuya a la mejora continua de todo el proceso de minado; ya que de acuerdo a las experiencias anteriores que se tenían en la unidad minera no se estaba aplicando los estándares de perforación y voladura, solo se seguía las experiencia propias del trabajador y supervisor, siendo todo esto poco factible desde el punto de vista técnico y económico. ⁽³⁾

Este trabajo se basa en la aplicación de técnicas, modelos y ecuaciones descritas, para obtener un diseño óptimo de estándares de perforación y voladura, lo cual ha permitido realizar un control, modelamiento y optimización del proceso de perforación y voladura, aumentado así los rendimientos y minimizando los costos unitarios de operación en la Mina Santander.

ÍNDICE

	Pág.
DEDICATORIA	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
RESUMEN EJECUTIVO	iv
ABSTRACT	v
INTRODUCCIÓN	vi

CAPÍTULO I

FUNDAMENTOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	15
1.2. DELIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN	16
1.2.1. DELIMITACIÓN ESPACIAL	16
1.2.2. DELIMITACIÓN TEMPORAL	16
1.2.3. DELIMITACIÓN SOCIAL	16
1.2.4. DELIMITACIÓN CONCEPTUAL	16
1.3. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN	16
1.3.1. PROBLEMA PRINCIPAL	16
1.3.2. PROBLEMAS SECUNDARIOS	17
1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	17
1.4.1. OBJETIVO GENERAL	17
1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	17
1.5. HIPÓTESIS	17
1.5.1. HIPÓTESIS GENERAL	17

1.5.2. HIPÓTESIS SECUNDARIOS	18
1.6. VARIABLES E INDICADORES	18
1.6.1. VARIABLE INDEPENDIENTE	18
1.6.2. VARIABLE DEPENDIENTE	18
1.7. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	18
1.7.1. JUSTIFICACIÓN	18
1.7.2. IMPORTANCIA	19
1.8. LIMITACIONES	19
1.9. METODOLOGÍA	19
1.9.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN	19
1.9.2. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	19
1.9.3. POBLACIÓN Y MUESTRA	20
1.9.4. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN	20
1.9.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	20
1.9.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS	20
1.9.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO	23

CAPÍTULO II

GENERALIDADES

2.1. INTRODUCCIÓN	21
2.2. UBICACIÓN	21
2.3. ACCESIBILIDAD	23
2.4. ANTECEDENTES DE LA MINA	23
2.5. CLIMA Y VEGETACIÓN	24
2.6. RECURSOS	25
2.6.3. ENERGÉTICOS	25
2.6.4. FINANCIEROS	26
2.7. INFRAESTRUCTURA	26
2.8. FISIOGRAFÍA	26
2.9. ORGANIZACIÓN	27
2.10. MÉTODO DE TRABAJO	28
2.10.1. RECOPIACIÓN DE INFORMACIÓN BÁSICA	28
2.10.2. TRABAJOS DE CAMPO	28
2.10.3. TRABAJOS DE GABINETE	28

CAPÍTULO III

GEOLOGÍA

3.1. GEOLOGÍA REGIONAL	29
3.2. GEOLOGÍA LOCAL	29
3.2.1. ESTRATIGRAFÍA LOCAL	30
3.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	34
3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA	36
3.4.1. TIPOS DE YACIMIENTOS	36
3.4.2. MINERALIZACIÓN	37
3.4.3. RECURSOS MINERALES	38
3.4.4. RESERVAS MINERALES	39

CAPÍTULO IV

GEOMECÁNICA

4.1. INTRODUCCIÓN	43
4.2. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA	43
4.2.1. ASPECTOS LITOLÓGICOS	43
4.2.2. DISTRIBUCIÓN DE DISCONTINUIDADES	44
4.2.3. ASPECTOS ESTRUCTURALES	47
4.2.3.1. FALLAS	47
4.2.3.2. ESTRATOS	47
4.2.3.3. DIACLASAS	48
4.2.4. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO	48
4.2.5. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO	48
4.3. ESTIMACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE RESISTENCIA	52
4.3.1. RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA	52
4.3.2. RESISTENCIA AL CORTE DE LAS DISCONTINUIDADES	53
4.3.3. RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO	53
4.4. CONDICIONES DE AGUAS SUBTERRÁNEAS	54
4.5. ESFUERZOS IN - SITU	55
4.6. DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO DE LAS LABORES	55
4.6.1. EXCAVACIONES PERMANENTES	55
4.6.2. EXCAVACIONES TEMPORALES – AVANCES	55

4.6.3. DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS - MÉTODO GRAFICO DE ESTABILIDAD	56
---	----

CAPÍTULO V

EXPLOTACIÓN MINERA

5.2. DISEÑO DE LA MINA	59
5.2.1. INFRAESTRUCTURA DE LA MINA	59
5.3. LABORES DE LA MINA SANTANDER	59
5.3.1. LABORES DE DESARROLLO	59
5.3.2. LABORES DE PREPARACION	62
5.3.3. LABORES DE EXPLOTACIÓN	63
5.4. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	63
5.5. SECUENCIA DE MINADO	64
5.5.1. SECUENCIA DE MINADO EN FRENTEROS	64
5.5.2. SECUENCIA DE MINADO EN TAJEOS	66
5.6. OPERACIONES UNITARIAS	69
5.6.1. SOSTENIMIENTO	69
5.6.2. PERFORACIÓN	71
5.6.3. VOLADURA	73
5.6.4. ACARREO	74
5.6.5. TRANSPORTE	75
5.6.6. RELLENO	76
5.7. SERVICIOS	77
5.7.1. VENTILACIÓN	77
5.7.2. SISTEMA DE AIRE COMPRIMIDO	78
5.7.3. SISTEMA DE BOMBEO	79
5.8. GESTIÓN DE SEGURIDAD, SALUD OCUPACIONAL Y MEDIO AMBIENTE	79
5.8.1. POLÍTICA DE SEGURIDAD, AMBIENTE Y SALUD OCUPACIONAL	80
5.8.2. DATOS ESTADISTICOS DE SEGURIDAD AÑO 2015	81
5.8.3. HERRAMIENTAS DE GESTIÓN DE SEGURIDAD	81
5.8.4. GESTIÓN AMBIENTAL	90

CAPÍTULO VI

MARCO TEÓRICO

6.1. ANTECEDENTES	91
6.2. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA EL DISEÑO DE MALLAS	92
6.2.1. ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA (RQD)	92
6.2.2. RESISTENCIA A LA COMPRESION DE LA ROCA	93
6.2.2.1. APLICACIÓN DEL MARTILLO DE GEÓLOGO	93
6.2.2.2. MEDICIÓN EN EL LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS	94
6.3. PARÁMETROS DEL EXPLOSIVO	95
6.3.1. ESTABILIDAD	95
6.3.2. SENSIBILIDAD	95
6.3.3. SIMPATIA	95
6.3.4. DENSIDAD DEL EXPLOSIVO	96
6.3.5. VELOCIDAD DE DETONACIÓN	96
6.3.6. POTENCIA RELATIVA	98
6.3.7. VOLUMEN DE EXPLOSIÓN	98
6.3.8. PRESIÓN	98
6.3.9. CALOR DE EXPLOSIÓN	99
6.3.10. PROCESO DE DETONACIÓN DE UNA CARGA EXPLOSIVA	100
6.3.11. DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA POTENCIAL DE UN EXPLOSIVO	101
6.3.12. MECÁNICA DE ROTURA DE ROCAS	101
6.4. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN	103
6.4.1. DETERMINACIÓN DE FACTOR DE SEGURIDAD EN VOLADURA SUBTERRÁNEA	103
6.4.2. DIÁMETRO DEL TALADRO	104
6.4.3. ARRANQUE PROPUESTO POR HAGAN	104
6.4.4. LONGITUD DEL TALADRO	105
6.4.5. DESVIACIÓN DE LA PERFORACIÓN	105
6.4.6. DETERMINACIÓN DEL DIÁMETRO DE TALADROS DE ALIVIO	106
6.4.6.1. DIÁMETRO DE ALIVIO MÁXIMO	106
6.4.6.2. DIÁMETRO DE ALIVIO MÍNIMO	107
6.4.7. NÚMERO DE TALADROS DE ALIVIO	108
6.4.8. ESPACIAMIENTO ENTRE TALADROS DE ALIVIO	109

6.4.9. VARIABLES CONTROLABLES Y NO CONTROLABLES EN VOLADURA	109
6.5. MODELO MATEMÁTICO DE ÁREAS DE INFLUENCIA	110
6.5.1. FORMULACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO	111
6.5.2. DETERMINACIÓN DE LAS VARIABLES DE DISEÑO	114
6.5.3. PROPUESTA DE ASHBY	118
6.5.4. ÍNDICE DE VOLABILIDAD DE LILLY	118
6.5.5. IMPEDANCIA Y SÍSMICA DE REFRACCIÓN	121
6.6. ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN	123
6.6.1. EL MODELO DE KUZNETSOV – RAMMLER (KUZ - RAM)	123
6.7. ANÁLISIS DE VIBRACIONES	128
6.7.1. VIBRACIONES	128
6.7.2. ONDAS DE CHOQUE	129
6.7.3. VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN DE ONDA	130
6.7.4. VELOCIDAD PICO PARTÍCULA	130
6.7.5. VELOCIDAD CRÍTICA DE LA PÁRTICULA	132
6.7.6. REGLAMENTACIÓN INTERNACIONAL	133
6.8. APLICACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO DE ÁREAS DE INFLUENCIA PARA EL DISEÑO DE MALLAS EN LA MINA SANTANDER	134
6.8.1. LEVANTAMIENTO DE DATOS Y LÍNEA DE BASE	135
6.8.1.1. ANTECEDENTES EN EL PROCESO PERFORACIÓN	135
6.8.1.2. ANTECEDENTES EN EL PROCESO DE VOLADURA	139
6.8.1.3. ANTECEDENTES DE RENDIMIENTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	146
6.8.2. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN APLICANDO MODELO MATEMÁTICO DE ÁREAS DE INFLUENCIA PARA ROCA REGULAR	150
6.8.2.1. PARÁMETROS DE DISEÑO	150
6.8.2.2. ANÁLISIS DEL MÉTODO DE CORTE EN EL ARRANQUE	152
6.8.2.3. DESVIACION DE LA PERFORACIÓN	153
6.8.2.4. ANÁLISIS DEL DIÁMETRO DEL TALADRO	153
6.8.2.5. CÁLCULO DEL CONSUMO ESPECÍFICO DE EXPLOSIVO (ASHBY)	155
6.8.2.6. ANÁLISIS Y OPERACIONALIZACIÓN DE CONSTANTES, ÍNDICES Y FACTORES DE VOLADURA	156
6.8.2.7. ANÁLISIS DE DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA	158

6.8.2.8. CÁLCULO DE LA PRESIÓN DE DETONACIÓN DEL TALADRO	159
6.8.2.9. CÁLCULO DEL BURDEN	160
6.8.2.10. DISEÑO GRÁFICO DE MALLA APLICANDO ÁREAS DE INFLUENCIA	162
6.8.3. REGISTRO Y MONITOREO DE VIBRACIONES	168
6.8.4. RESULTADOS AL APLICAR LA MALLA DE PERFORACIÓN ESTANDARIZADA EN LA RP (-) 4370 - 4 MC	173
6.8.5. RESULTADO CON RESPECTO A COSTOS	175
6.8.5.1. COSTOS DE PERFORACIÓN Rp (-) 5 m x 4 m	175
6.8.5.2. COSTOS DE VOLADURA	176
6.8.6. IMPLEMENTACIÓN PARA LA MEJORA CONTINÚA EN PERFORACIÓN Y VOLADURA	177
6.8.6.1. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA ROCA DURA	177
6.8.6.2. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA ROCA MALA	178
6.8.6.3. PRUEBAS DE CONTINUIDAD Y DETONABILIDAD	179
6.8.6.4. IMPLEMENTACIÓN DE PLANTILLAS PARA EL CORRECTO PINTADO DE MALLAS	180
6.8.6.5. IMPLEMENTACIÓN DE GUIADORES	181
6.8.6.6. MARCADO DE TUBERÍA PVC ½" PARA EL CARGUÍO	181
6.8.6.7. IMPLEMENTACIÓN DE TACOS	182
6.8.6.8. CAPACITACIÓN DEL PERSONAL	183
6.9. EVALUACIÓN ECONÓMICA	184
6.9.1. COSTOS DE OPERACIÓN	186
6.9.2. COSTOS DE PRODUCCIÓN	188

CAPÍTULO VII

RESULTADOS Y DISCUSIONES

7.1. RESULTADOS	189
7.2. DISCUSIONES	195

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ANEXOS

CAPÍTULO I

FUNDAMENTOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.1. DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA

Trevali Perú S.A.C. está ejecutando labores de desarrollo, preparación y explotación en la Unidad Minera Trevali, yacimiento Magistral en forma mecanizada; para lo cual ha contratado los servicios de la Empresa Minera los Quenuales S.A. para la ejecución del proyecto.

En la ejecución de las labores de desarrollo y preparación se obtuvo bajos rendimientos en el factor de avance de las labores de preparación y desarrollo debido a las condiciones desfavorables del terreno; trayendo como consecuencia un incremento de los costos de operación en perforación y voladura en la U.M. y consecuentemente en las demás operaciones unitarias.

Es por ello la importancia de la optimización de estándares de perforación y voladura, con una adecuada interpretación de las variables, utilización y aplicación de modelos matemáticos de áreas de influencia para mejorar el factor de avance en la Unidad Minera.

1.2. DELIMITACIONES DE LA INVESTIGACIÓN

1.2.1. DELIMITACIÓN ESPACIAL

El trabajo de investigación se realizará en la Mina Santander - Cía. Trevali Perú S.A.C, que se ubica en la provincia de Huaral, departamento de Lima.

1.2.2. DELIMITACIÓN TEMPORAL

El estudio se realizó durante el año 2015 donde se implementaron el nuevo diseño de estándares de perforación y voladura en las labores de avance.

1.2.3. DELIMITACIÓN SOCIAL

El estudio se realiza en torno a mejorar el proceso operativo, mejorar la calidad, seguridad en el área de trabajo reflejándose todo ello en la reducción de costos operativos y por ende incrementar las utilidades de la empresa minera.

1.2.4. DELIMITACIÓN CONCEPTUAL

La voladura es una operación elemental en la actividad minera y su diseño está basado en diversos modelos matemáticos planteados hasta hoy, pero aun hoy en día las fallas en la voladura es un desafío que todos los mineros queremos superar, en vista de que la Mina Santander trabaja con un diseño de voladura de manera empírica basado solo en el RMR, sin ningún modelo matemático que involucre los parámetros de diseño: perforación, roca y carga.

1.3. PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.3.1. PROBLEMA PRINCIPAL

¿De qué forma la optimización de estándares de perforación y voladura influirá en la mejora del factor de avance en la Mina Santander - Cía. Minera Trevali Perú S.A.C.?

1.3.2. PROBLEMAS SECUNDARIOS

- ¿En qué medida un buen diseño de malla de perforación y voladura influirá en la mejora del factor de avance en la Mina Santander - Cía. Minera Trevali Perú S.A.C.?
- ¿Cómo influye un diseño óptimo de estándares de perforación y voladura en la reducción de costos operativos en la Mina Santander - Cía. Minera Trevali S.A.C.?

1.4. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. OBJETIVO GENERAL

Analizar y caracterizar un diseño óptimo de estándares de perforación y voladura para mejorar el factor de avance en la mina Santander - Cía. Minera Trevali Perú S.A.C

1.4.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Determinar un diseño óptimo de malla de perforación para mejorar el factor de avance en la Mina Santander - Cía. Minera Trevali S.A.C.
- Aplicar el diseño óptimo de estándares de perforación y voladura para reducir los costos operativos en la Mina Santander - Cía. Minera Trevali S.A.C
- Servir a la suscrita para obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas.

1.5. HIPÓTESIS

1.5.1. HIPÓTESIS GENERAL

Analizando y caracterizando un diseño óptimo de estándares de perforación y voladura se logrará mejorar el factor de avance en la Mina Santander - Cía. Minera Trevali Perú S.A.C.

1.5.2. HIPÓTESIS SECUNDARIOS

- Realizando un diseño óptimo de malla de perforación se logrará mejorar el factor de avance en la Mina Santander - Cía. Minera Trevali Perú S.A.C.
- Aplicando un diseño óptimo de perforación y voladura se obtendrá la reducción de los costos operativos en la Mina Santander - Cía. Minera Trevali Perú S.A.C.

1.6. VARIABLES E INDICADORES

1.6.1. VARIABLE INDEPENDIENTE

X: Estándares de perforación y voladura.

INDICADORES

X₁: Malla de perforación (Burden: m, Espaciamiento: m)

X₂: Carga explosiva: kg

1.6.2. VARIABLE DEPENDIENTE

Y: Factor de avance en la Mina Santander – Cía. Minera Trevali Perú

INDICADORES

Y₁: Eficiencia de la longitud de avance (m)

Y₂: Eficiencia de avance con menor costo (US\$/ml)

1.7. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

1.7.1. JUSTIFICACIÓN

Que, debido a la observación, descripción y valoración de las condiciones naturales que presenta la estructura mineralizada y su entorno, se debe realizar

un diseño óptimo de estándares de perforación y voladura aplicando modelos matemáticos; y que el análisis de éste, resulte en la mejora de los avances y reducción de costos en perforación y voladura.

1.7.2.IMPORTANCIA

La importancia de la investigación radica en la aplicación de una metodología sistematizada fundamentada en la aplicación de modelos matemáticos que sirvan para determinar estándares óptimos de perforación y voladura, que ayuden a mejorar el factor de avance en las diferentes labores de desarrollo y preparación en la Mina Santander – Cía. Minera Trevali Perú S.A.C.

Luego determinar en qué medida el óptimo diseño de estándares de perforación y voladura servirá para reducir los costos operativos de la mina debido a que la voladura es la operación unitaria más importante dentro del proceso minero.

1.8. LIMITACIONES

La limitación principal es el poco conocimiento y capacitación al personal, en la aplicación de estándares de perforación y voladura, ya que cada operador aplica su propio conocimiento.

1.9. METODOLOGÍA

1.9.1.TIPO DE INVESTIGACIÓN

Es una investigación científica aplicada ya que sus alcances son prácticos, se planea aplicar las teorías y experiencias obtenidas para los siguientes proyectos.

1.9.2.DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

Es una investigación experimental - longitudinal.

1.9.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

La población seleccionada se refiere a la Unidad Minera Trevali, perteneciente a la CIA Minera Trevali Perú S.A.C. Los trabajos se realizarán en las labores de desarrollo y preparación en la Mina Santander.

1.9.4. MÉTODOS DE INVESTIGACIÓN

Se utilizará el método analítico.

1.9.5. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Las técnicas e instrumentos utilizados para la recolección de datos son las guías de análisis documental, ya que la recolección de datos y ejemplos tomados fueron de otras minas en operación, que nos ha permitido realizar un mejor trabajo permitiéndonos centrar el estudio en factores relevantes del sistema estudiado.

1.9.6. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO Y ANÁLISIS DE DATOS

Los datos obtenidos serán procesados mediante computadoras permitiéndonos seleccionar de manera adecuada los datos que necesitamos para realizar el trabajo, además de facilitar el análisis e interpretación de estos datos obtenidos en campo (índices geomecánicos, índices operativos de perforación y voladura, análisis de planeamiento mina, entre otros).

1.9.7. TRATAMIENTO ESTADÍSTICO

Para este caso se realizará un estudio estadístico de los avances, para evaluar el factor de avance, factor de carga en las diferentes labores de desarrollo y preparación.

CAPÍTULO II

GENERALIDADES

2.1. INTRODUCCIÓN

Trevali Perú S.A.C. está ejecutando labores de desarrollo, preparación y explotación en la Unidad Minera Santander, yacimiento Magistral; para lo cual ha contratado los servicios de la Empresa Minera los Quenuales S.A. para la ejecución de lo indicado. ⁽²⁾

El yacimiento Magistral consta de tres cuerpos: Magistral Norte, Centro y Sur; que están siendo explotadas por el método Bench & Fill Stopping, el relleno detrítico al 100%, es una mina polimetálica de Pb, Ag, Zn y Cu, la producción de mineral es de 2000 ton/día, con proyección a 2500 ton/día para los próximos años.

2.2. UBICACIÓN

El área de la Mina Santander, geográficamente se encuentra ubicada en el distrito de Santa Cruz de Andamarca, provincia de Huaral, departamento de Lima. En línea recta aproximadamente a 5 km hacia el NE del centro poblado de

Baños y a 1.4 km al NW de la antigua Mina Santander, que fue explotada hasta el año 1992. Las coordenadas UTM promedio son: 8'764,300N y 333,450E (PSAD 56). Las altitudes están entre 4,550 y 4,750 msnm. ⁽²⁾

Fig. N° 01: Plano de ubicación de la Mina Santander



Fuente: Departamento de Geología Cía. Minera Trevali Perú S.A.C.

2.3. ACCESIBILIDAD

Se puede acceder a la Mina Santander siguiendo la siguiente ruta:

Tabla N° 01: Accesos a la Unidad Minera Santander

Accesos	Distancia
Lima - Canta - Santander	200 Km.
Lima - Huaral - Tingo - Santander	200 Km.
Lima - La Oroya - Cerro de Pasco -Santander	350 Km.

2.4. ANTECEDENTES DE LA MINA

La historia de la mina Santander comienza en 1925 con la adquisición de los derechos mineros por el señor Rosenshine y Asociados. En 1928 la United Verde Co., efectuó perforaciones diamantinas de exploración, pero abandonó sin concluir su evaluación. A principios de la década de 1940, la National Lead Co., se interesó en la propiedad y efectuó perforaciones que confirmaron la existencia de una sustancial mineralización de zinc. Sin embargo, este mineral no fue considerado económico en esa época.⁽²⁾

En 1957 la St. Joe Lead Corporation, revaluó la información y determinó que la explotación del yacimiento era económicamente factible, por la cual el 9 de abril de 1957 se constituyó “La Compañía Minerales Santander Inc., Sucursal del Perú”, una subsidiaria de St. Joe Corporation de New York.⁽²⁾

El yacimiento Santander ha sido explotado por tajo abierto (Tajo la cuñada), desde 1958 hasta mediados de 1968 y desde esa fecha hasta 1992 por minado subterráneo (Tajeos por Hundimiento de Sub Niveles); y después de enfrentar problemas laborales y sociales, dejó de operar la unidad minera. A mediados del año 2007, Trevali Perú SAC subsidiaria de Trevali Mining Corporation adquirió

derechos sobre las operaciones mineras, conformada por tajos abiertos y labores subterráneas ubicadas en tres áreas mineralizadas denominadas: Magistral Sur, Centro y Norte. Iniciando el proceso de exploración el mismo año, y ejecutando el proyecto de la Rampa Don David de Magistral Centro en junio del 2012 y el proceso de explotación en las Minas Subterráneas Magistral, en el primer trimestre del 2013. ⁽²⁾

En la actualidad Trevali Perú SAC, también realiza el Retratamiento de los Relaves del Depósito Santander de las antiguas operaciones de Compañía Minerales Santander Inc Sucursal del Perú, después de haber comprobado su factibilidad a nivel de laboratorio a finales del año 2007. ⁽²⁾

2.5. CLIMA Y VEGETACIÓN

La climatología de la zona comprende dos estaciones bien marcadas: una de sequía entre los meses de mayo a setiembre, acentuándose las temporadas de frío en los meses de junio a agosto, presentándose temperaturas de 5°C a 15°C en el día con descensos bruscos hasta -10°C en las noches; y un período de lluvias y nieves desde octubre hasta abril acentuándose en los meses de enero a marzo. ⁽¹⁾

La vegetación en el área circundante a la Mina y zonas adyacentes es escasa; típicamente se constituye por “Stepha Obtusa”, la presencia de esta vegetación en las zonas de mayor densidad reduce los efectos erosivos de las aguas de precipitación. ⁽¹⁾

2.6. RECURSOS

2.6.1.HIDRICOS

El agua que abastece las operaciones de mina y a la planta concentradora proviene de la recirculación de las aguas subterráneas a través del uso de bombas de gran potencia y pozas de acumulación. El agua para campamento proviene de la laguna “Yanacocha” que está ubicada en la parte alta. ⁽³⁾

2.6.2.HUMANOS

El personal que labora en la mina como mano de obra no calificada son del poblado de Baños, así como del distrito de Santa Cruz De Andamarca, de la provincia de Huaral. Con respecto a la mano de obra calificada y profesionales provienen de diferentes partes del Perú como son los departamentos de Cerro de Pasco, Huancayo, etc. ⁽³⁾

Tabla N° 02: Recursos Humanos de la Mina Santander

	Area	Profesional	Empleado	Obrero	Total
EMQSA		28	22	0	50
GISER	G.Humana	0	52	0	52
Renting	G.Humana	0	2	0	2
TECNOMIN	Planta	12	0	57	69
JRC	Mina	18	53	125	196
Bertasol	Mina	0	0	2	2
Redrilsa	Mina	0	3	11	14
Rivera	Mina	0	0	2	2
VIJCSA	Proyectos/Mant.	0	7	14	21
	Total	58	139	211	408

Fuente: Recursos Humanos Empresa Minera los Quenuales

2.6.3.ENERGÉTICOS

La energía usada para las diferentes operaciones de la mina, planta concentradora y campamento, es captada de la línea principal de 229 KV que

proviene de la planta hidroeléctrica de Tingo perteneciente a Volcán Compañía Minera S.A. ⁽³⁾

2.6.4. FINANCIEROS

El financiamiento de las operaciones proviene de Trevali Mining Corporation en alianza con la Empresa Minera Los Quenuales S.A, subsidiaria de GLENCORE Finance (Bermuda), que vienen desarrollando el proyecto minero Santander. ⁽³⁾

2.7. INFRAESTRUCTURA

La infraestructura del Campamento y relavera, con que cuenta la mina son las mismas de la antigua Mina Santander de la Compañía Minerales Santander Inc Sucursal del Perú, mientras la infraestructura de mina subterránea y planta han sido ejecutados por Trevali Perú S.A.C. ⁽²⁾

2.8. FISIOGRAFÍA

El Proyecto Santander se emplaza en el flanco Este de la Unidad Geomorfológica regional de la cordillera occidental, conformada por una cadena montañosa de orientación general NW - SE. ⁽¹⁾

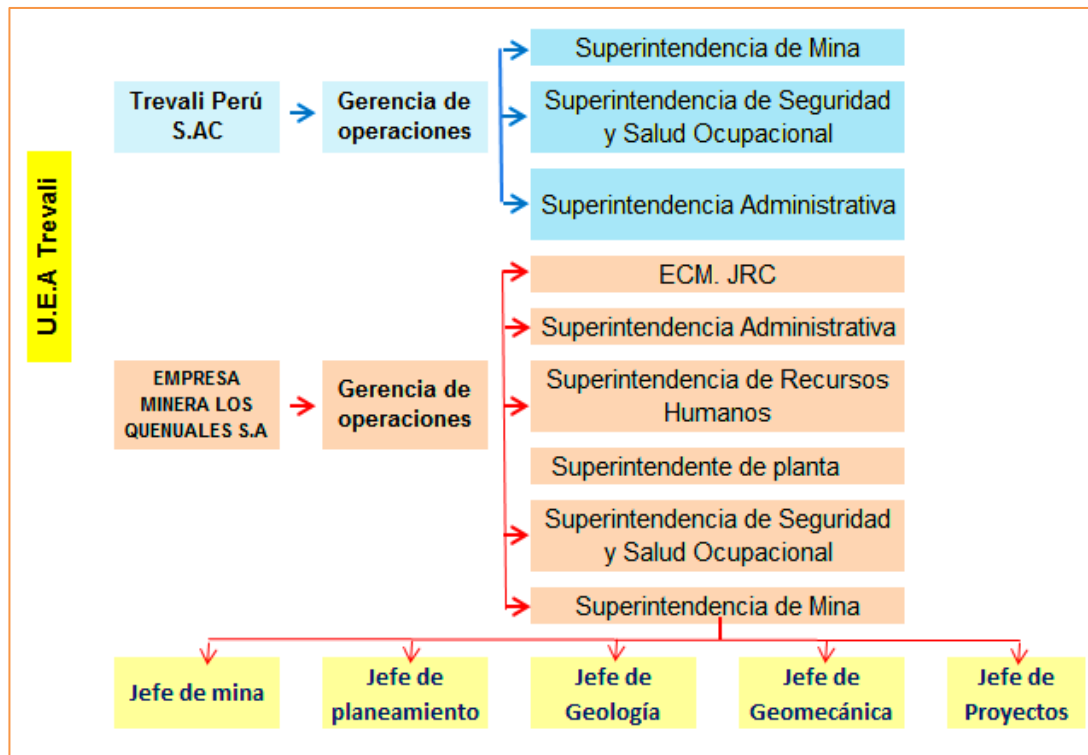
La influencia estructural, los eventos intrusivos y la posterior erosión glacial, ha formado en el área un conjunto de cerros y depresiones. Los cerros con mayor altura, cubiertos parcialmente por depósitos coluviales, presentan laderas de pendiente moderadamente empinada a extremadamente empinada (> 50%); dentro de este conjunto destaca hacia el N el Cerro Yuncán, con una elevación de 5,022 msnm. ⁽¹⁾

Las geoformas locales alcanzan hasta 130 m referidos a los fondos de quebrada adyacentes con secciones en forma de “U”, están constituidas de afloramientos rocosos de naturaleza sedimentaria, de tipo clástica (formaciones Oyón y Chimú) y mayormente calcárea (formaciones Chulec, Pariatambo y Jumasha). Cubriendo parcialmente al basamento rocoso y por sectores principalmente hacia las laderas se encuentran depósitos coluvio - glaciares, en los fondos de quebrada se encuentran depósitos antropomórficos, y hacia las depresiones (representada por la laguna Yanacocha emplazada hacia el sector E) se emplazan bofedales tapizados con vegetación hidromórfica. ⁽¹⁾

2.9. ORGANIZACIÓN

La organización de las jefaturas dentro de la Unidad Minera Trevali es como sigue:

Fig. N° 02: Organigrama de la Mina Santander



2.10. MÉTODO DE TRABAJO

El desarrollo del presente trabajo de investigación tuvo las siguientes etapas:

2.10.1. RECOPIACIÓN DE INFORMACIÓN BÁSICA

Comprende la recopilación de información geológica, geomecánica y operaciones unitarias de la Unidad Minera Santander; como también experiencias de otras operaciones mineras del país, etc.

2.10.2. TRABAJOS DE CAMPO

Se realizaron controles de las operaciones unitarias a fin de obtener información relevante del desarrollo de las operaciones.

2.10.3. TRABAJOS DE GABINETE

Se realizó procesamiento de los datos obtenidos en campo, diseños de los parámetros de perforación y voladura, dibujo de las mallas de perforación en software y finalmente la redacción de la tesis.

CAPÍTULO III

GEOLOGÍA

3.1. GEOLOGÍA REGIONAL

En las inmediaciones del área de la Mina Santander, a nivel regional se presentan ampliamente distribuidas en mayor porcentaje rocas sedimentarias clásticas y/o calcáreas de las formaciones Oyón, Chimú, Santa, Carhuáz, Farrat, Pariahuanca, Chulec, Pariatambo y Jumasha, y en menor porcentaje, emplazados hacia los sectores NE y SW, se encuentran rocas volcánicas andesíticas de la Formación Calipuy; con edades comprendidas entre el Cretáceo Inferior al Terciario Inferior. ⁽¹⁾

3.2. GEOLOGÍA LOCAL

A nivel local, en las inmediaciones de los cuerpos mineralizados, afloran principalmente rocas clásticas y calcáreas, pertenecientes a las formaciones Oyón, Chimú, Chulec, Pariatambo y Jumasha, de edad Cretáceo Inferior de los andes del Perú Central. Sobre este basamento rocoso se encuentran depósitos cuaternarios de tipo coluvio - glacial, morrénicos, bofedales y antropomórficos.

Todos ellos deformados por varios episodios de tectonismo de la orogenia andina, generando pliegues y fallas de orientación andina NW - SE. ⁽¹⁾

3.2.1. ESTRATIGRAFÍA LOCAL

Las unidades estratigráficas presentes en el área corresponden a la sedimentación desarrollada en el intervalo que va desde el Jurásico superior al Neógeno, y sus afloramientos están presentes en las lomas de Curupata (lado sur de Capilla), cerro Turmanya, cerro Garhua en dirección hacia laguna Huantush y en toda la cordillera de Puajanca. ⁽¹⁾

Se describe a continuación la estratigrafía local, de la más antigua a la más reciente:

3.2.1.1. FORMACIÓN OYÓN (Ki - o)

Esta unidad constituye la base de la secuencia estratigráfica local. Se encuentran en superficie como en subsuelo (labores antiguas) hacia el sector W o techo de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Centro y Sur; conformado por lutitas carbonosas de coloración gris oscura, que se intercalan con delgados niveles de areniscas compuesto por granos de cuarzo en una matriz de lutitas negras. El espesor de los estratos es variable entre 0.10 a 0.60 m, y su orientación en superficie es N30°W, buzamiento variable entre 43° a 86° SW. ⁽¹⁾

3.2.1.2. FORMACIÓN CHIMÚ (Ki - chim)

Es fácilmente reconocible, por su coloración blanca a beige crema y por constituir crestas conspicuas y abruptas bastante resistentes a la erosión; esta unidad es compuesta por areniscas de granos de cuarzo en bancos gruesos a medianos de hasta 10 m de espesor. ⁽¹⁾

3.2.1.3. FORMACIÓN SANTA

Una de las características de esta unidad litoestratigráfica es su carácter tabular de su estratificación en bancos que están comprendidos entre 25 a 40 cm de espesor en algunos casos puede presentarse con 70 cm de espesor; otra de sus características es su coloración gris a gris oscura, ocasionalmente puede ser de coloración gris plomizo. ⁽¹⁾

3.2.1.4. FORMACIÓN CARHUAZ

Esta unidad litoestratigráfica que se compone por una intercalación de areniscas de coloración gris blanco a gris beige con niveles de lutitas y lutitas arenosas de coloración gris rojo, beige, verde; los niveles de areniscas alcanzan hasta 5 m de espesor, lateralmente estos niveles de areniscas desaparecen en una longitud de 400 m aproximadamente. ⁽¹⁾

3.2.1.5. FORMACIÓN FARRAT

Estratigráficamente se compone de areniscas compuesta por granos de cuarcita "ortocuarcita", sobre las áreas anteriormente mencionadas, esta unidad litoestratigráfica se presenta intensamente fracturado y con fuerte alteración hidrotermal, razón de encontrarse por debajo de un sistema de falla inversa de rumbo SE - NW. ⁽¹⁾

3.2.1.6. FORMACIÓN PARIHUANCA

Regionalmente esta unidad presenta delgados niveles de areniscas con rizaduras de corriente y laminación ondulada con lutitas onduladas, que presentan una coloración gris marrón a gris claro, algunos autores mencionan niveles de calizas en algunas regiones lo que no ha sido observado en el presente reporte. ⁽¹⁾

3.2.1.7. FORMACIÓN CHULEC (Ki - ch)

Esta unidad en superficie y subsuelo se encuentra en los sectores E de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, al piso de los mismos. En superficie se caracteriza por formar conspicuos crestones mineralizados. Está constituida de estratos de calizas a calizas recristalizadas, gris de tono azul, ligera a moderadamente meteorizadas, fracturadas a muy fracturadas. ⁽¹⁾

Se caracteriza también por la presencia de fauna de gran dimensión como amonites, gasterópodos y bivalvos son muy abundantes en esta unidad. ⁽¹⁾

3.2.1.8. FORMACIÓN PARIATAMBO (Ki-pt)

Esta unidad se encuentra, en superficie como en subsuelo, después de la Formación Chulec. Consiste de estratos de calizas nodulares a tabulares de color gris oscuro a negro, con margas y chert gris oscuro, ligera a moderadamente meteorizadas, fracturadas a muy fracturadas. El espesor de los estratos es variable entre 0.20 a 1.0 m, y su orientación en superficie es en promedio N20°W, buzamiento variable entre 74° a 84°NE. ⁽¹⁾

3.2.1.9. FORMACIÓN JUMASHA (Ks-j)

Sus afloramientos en superficie se encuentran hacia el sector E de los cuerpos mineralizados, después de las Formaciones Chulec y Pariatambo, formando prominentes lomadas de alineamiento SE - NW. El contacto de esta formación con la Formación Pariatambo en la parte N se encuentra definido por un dique de diabasa. Consiste de estratos de calizas, gris de tono azul y por meteorización presentan tono claro, ligera a moderadamente meteorizadas, poco fracturada a fracturadas. ⁽¹⁾

El espesor de los estratos es entre 0.20 a 0.80 m, de orientación promedio N20°W, buz. variable de 80° a 86°SW y 78° a 87°NE. ⁽¹⁾

3.2.1.10. DEPÓSITOS CUATERNARIOS

Depósitos Morrénicos (Q - m): Estos depósitos están cubriendo parte del fondo y laderas de las quebradas y son el resultado de la glaciación ocurrida durante el Pleistoceno. Litológicamente están constituidos en mayor porcentaje por fragmentos de calizas y cuarcitas, sub angulosos a sub redondeados englobados en matriz de grava limosa con arcilla, densa a muy densa, húmeda, gris. ⁽¹⁾

Depósito Coluvial - Glaciar (Q - co/gl): Estos depósitos resultan de la superposición caótica de fragmentos acumulados por gravedad y torrentes de detritos por efecto de los deshielos. Se encuentran hacia las laderas, formando superficies con pendiente moderadamente inclinada a muy empinada (15 a 50%); consiste de acumulaciones de fragmentos angulosos a sub angulosos de diverso tamaño y de naturaleza calcárea, suelta, seca a húmeda, gris a marrón.

Depósitos bofedales (Q - bog): Estos depósitos se ubican hacia el fondo de las quebradas, depresiones y la parte inferior de las laderas, sobre todo cubren parte de los depósitos morrénicos. Consisten de la alternancia de lentes de limo arenoso y turba, blanda, en sectores saturados o secos, grises con manchas marrones. ⁽¹⁾

Depósitos Antropomórficos (Q - an): Con esta denominación y por tener dimensiones cartografiables se define en el sector S del área en estudio, a las acumulaciones de materiales de relaves, de desmonte mina y de afirmado proveniente de los depósitos coluvio-glaciares. ⁽¹⁾

Fig. N° 03: Columna estratigráfica del área de la Mina Santander.

CUATERNARIO	80 m.		Morrena	Depósito morrenico y aluviales				
	TERCIARIO INFERIOR	200 m.	Volcánicos Calipuy Yantac discordancia	Lavas andesíticas y aglomerados piroclásticos, depositados discordantemente sobre calizas de la formación Jumasha previamente erosionada, el color típico es verdoso y verde grisáceo				
CRETASICO SUPERIOR	800 m.		Formación Jumasha	Caliza masiva, formación de mayor potencia en el area de Santander en capas gruesas, en su base y contacto con Pariatambo es margosa. En los primeros 100 metros muestra capas silicificadas algo chertificadas y por encima de las capas silicificadas tiene una franja con abundantes fósiles, esto es observable junto al tajo abierto Santander lado este, localmente interestratificado con sillas de				
				— Intrusiones de microgabro (Silla, diques)				
				— Capa Fosilífera				
				— Capa silicificada				
				— Capa silicificada				
				— Capas margosas				
				CRETASICO INFERIOR	70 m.		Formación Pariatambo	Caliza nodular, carbonosa grafitica, capas delgadas incompetente, color negro, caliza chertificada interformacional en contacto con calizas Jumasha.
					180 m.		Formación Chuloc	Calizas margosas con intercalaciones de calizas masivas, color azul grisáceo, con capas amarillentas.
					280 m.		Formación Pariahuanca	calizas margosas con intercalaciones de calizas masivas, color azul grisáceo, con capas amarillentas.
					280 m.		Formación Farrat	Cuarcitas arenaceas grano fino algo masiva, color gris claro, localmente muestra "cross-bedding".
GRUPO GOYLLAR	630 m.		Formación Curhuaz	Lutitas y areniscas grises, grano fino de coloración marron y marron amarillento, localmente muestra "ripple marks" son capas muy finas incompetentes de fracturamiento lenticular o pizarroso.				
	150 m.		Formación Santa	Calizas, capas delgadas masivas poco intemperizadas color azulado o gris.				
	150 m.		Formación Chimu	30m. Cuarcita-pizarrosa y lutitica gris-bruno				
				50m. Cuarcita masiva capas delgadas color blanco humo				
				30m. Cuarcita capas finas 4 a 8cm, mod. fracturado color gris claro.				
370m. Ortocuarcitas de grano medio, recristalizados, de aspecto metamórfico, capas masivas color blanco humo								
18 m		Oyón	Lutitas y cuarcitas con capas de carbón					

Fuente: Informe Geológico de la Mina Santander

3.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Los rasgos estructurales más importantes que se aprecian a nivel regional y local corresponden a una típica tectónica de plegamientos y fallamientos de tipo compresional, por lo cual existe como mínimo tres eventos tectónicos: Fases del

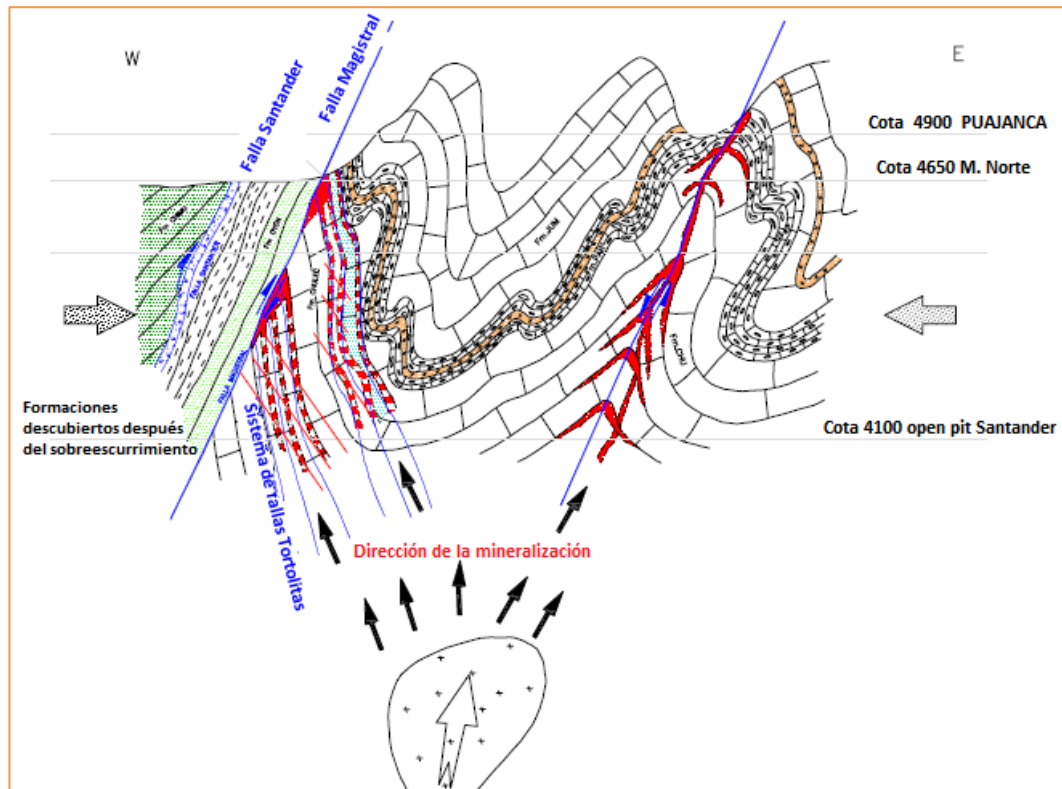
ciclo andino, que originaron, plegamientos, fracturamientos, corte y eventos magmáticos que generaron mineralización (formación de los cuerpos mineralizados).⁽¹⁾

Los plegamientos son intensos y bien definidos y han originado en los estratos clásticos calcáreos, sistemas anticlinales, sinclinales y sobre escurrimientos de alineamiento andino, con presencia de plegamientos menores, los que tienen alineamiento paralelo a los ejes de plegamiento regional.⁽¹⁾

Con respecto a los fallamientos, en el área de los cuerpos mineralizados Magistral, se identifican dos fallas principales de orientación similar: La Falla Magistral y la Falla Santander, ambas de rumbo N20°- 30°W y buzamiento 60°SW. **La Falla Magistral**, que es la más grande, de carácter regional, está en el contacto de las Formaciones Oyón y Chimú, en la caja techo alejada de los cuerpos mineralizados; la zona de falla alcanza espesores de hasta 18 m en la parte S y hasta 35 m en la parte N. **La Falla Santander** está en el contacto entre los cuerpos mineralizados y las areniscas cuarcíticas de la Formación Oyón, formando la caja techo inmediata. Asociadas a estas fallas se presentan sistemas de fallas secundarias de carácter local.⁽¹⁾

Hay otro sistema de fallas importante, transversales a la falla Santander, de rumbo N60°- 80°E y con buzamiento 80°NW, sinextral dextral. Un tercer sistema de fallas de rumbo NE - SW y de buzamiento variable está presente en el área del proyecto. El sistema de Falla Santander junto con el sistema de fallas transversales, están vinculados a la mineralización; y en la zona de los cuerpos mineralizados originaron espacios para el reemplazamiento metasomático y relleno de fracturas y fallas con mineralización en forma de vetas y venillas.⁽¹⁾

Fig. N° 04: Geología estructural Mina Santander



Fuente: Informe Geológico de la Mina Santander

3.4. GEOLOGÍA ECONÓMICA

3.4.1. TIPOS DE YACIMIENTOS

Son yacimientos hidrotermales, polimetálicos (Skarn distal de Zn, Pb, Ag, Cu), de reemplazamiento metasomático (intrusión ígnea), emplazados en rocas sedimentarias (calizas) de la formación Chulec, la cual presenta mineralización discontinua en forma de cuerpos - irregulares, sub verticales, con potencias variables de 1.5 m a 35 m, paralelos al rumbo de la estratificación y al contacto de la falla Magistral. ⁽¹⁾

Algunos de estos sistemas de fallas perpendiculares a la mineralización presentan relleno de esfalerita, galena pudiendo generar pequeños cuerpos fuera de las zonas principales. ⁽¹⁾

3.4.2. MINERALIZACIÓN

Existen tres cuerpos mineralizados discontinuos, Magistral Sur, Centro y Norte, separados uno del otro en 250 m y 400 m respectivamente, los contenidos metálicos de zinc, plomo, plata y cobre son variables en los tres cuerpos. ⁽¹⁾

El cuerpo mineralizado Magistral Norte, Tiene una longitud de 200 metros, potencias de 3 a 30 m y profundidad de 300 m, buzando 70°SW. Se caracteriza por la asociación mineralógica de esfalerita oscura (marmatítica), galena y calcopirita. Buena correlación de los valores de plomo y plata con una menor presencia de minerales de Fe en relación a Magistral Sur. La continuidad horizontal de la mineralización en la parte alta se encuentra separada, debido a dos fallas sub paralelas que habrían desplazado la mineralización. ⁽¹⁾

El cuerpo mineralizado Magistral Centro, tiene una longitud mineralizada aproximada de 100 metros, potencias de 5 a 35 m y algo más de 300 m de profundidad, buzando 70°SW. Se caracteriza por la asociación mineralógica de marmatita y galena, con menor contenido de calcopirita y presencia de pirrotita. Esta asociación se aprecia en las labores de subsuelo, en forma masiva y en venillas, acompañados con pirita y cuarzo. Estas venillas se encuentran en mayor porcentaje en la galería principal, emplazados en forma transversal y longitudinal a la orientación de la galería principal. ⁽¹⁾

El cuerpo mineralizado Magistral Sur, tiene una longitud aproximada de 200 m, potencias de 4 a 25 m, profundidad mayor que 300 m, y buzamiento de 60°SW. La mineralización principal consiste de esfalerita (marmatita) - pirrotita las cuales se presentan en forma masiva, la presencia de galena es muy errática y por análisis se observan valores bajos de plata. ⁽¹⁾

3.4.3. RECURSOS MINERALES

Es la concentración u ocurrencia de material de interés económico intrínseco en o sobre la corteza de la tierra en forma y cantidad en que haya probabilidades razonables de una eventual extracción económica. ⁽²⁾

El modelo geométrico de los cuerpos mineralizados está basado en la creación del wireframe que compila las secciones interpretadas a partir de sondajes diamantinos y contorneos del cuerpo. Luego de digitalizadas, las secciones son unidas por un sólido (wireframe), que son compositadas con sondajes a fin de realizar los ajustes necesarios, de manera que el modelo geométrico represente lo mejor posible los contornos económicos. En general, se ha construido un modelo geométrico para cada zona mineralizada. Para los recursos reportados fueron considerados los valores de mineral que están por encima del Cut off geológico de **35.83 \$/Ton** y clasificados según el código de JOR por la densidad de sondajes (cantidad de datos, nivel de conocimiento y confianza geológica) en Medidos, indicados é inferidos. ⁽²⁾

- **Recursos Medidos:** Alto nivel de confianza, mayor densidad de muestras.
- **Recursos Indicados:** Nivel razonable o aceptable de confianza, moderada densidad de muestras.
- **Recursos Inferidos:** Es un bloque con escasa información de perforación situados sobre todo en la extensión vertical de la estructura que se muestra parcialmente perforados o una extensión vertical de un bloque indicado.

Tabla N° 03: Recursos de los Cuerpos Magistrales

Zona	Categoría	Potencia (m)	Ton (TMS)	Zn (%)	Ag (oz/ton)	Pb (%)	Cu (%)
M. Norte	Medido	10.24	305,195	3.80	2.37	3.06	0.10
	Indicado	16.65	776,876	3.73	2.19	2.90	0.10
	Inferido	26.74	443,812	3.61	1.71	1.86	0.08
	Total/Prom.	17.88	1,525,883	3.71	2.09	2.61	0.09
M. Centro	Medido	15.74	372,704	4.99	1.76	0.90	0.11
	Indicado	17.52	247,530	4.94	1.48	0.68	0.09
	Inferido	33.79	2,351,045	4.74	0.78	0.33	0.09
	Total/Prom.	22.35	2,971,279	4.89	1.34	0.64	0.10
M. Sur	Medido	15.09	433,756	4.90	0.40	0.15	0.04
	Indicado	10.61	445,172	4.50	0.47	0.21	0.05
	Inferido	30.74	21,026	7.87	0.40	0.07	0.10
	Total/Prom.	18.81	899,954	5.76	0.42	0.14	0.06
Total	Medido	13.69	1,111,655	4.56	1.51	1.37	0.08
	Indicado	14.93	1,469,578	4.39	1.38	1.26	0.08
	Inferido	30.42	2,815,883	5.41	0.96	0.75	0.09
	Total/Prom.	19.68	5,397,116	4.79	1.28	1.13	0.08

Fuente: Informe Geológico de la Mina Santander

3.4.4. RESERVAS MINERALES

Es la parte económicamente explotable de un Recurso Mineral Medido o Indicado, para la conversión de recursos a reservas se ha considerado el método de extracción del mineral (Bench & Fill Stopping), la dilución y porcentaje de recuperación, además de evaluaciones que incluye modificaciones por factores de extracción, metalúrgicos, económicos, ambientales, sociales, entre otros. ⁽²⁾

La clasificación de los minerales en cada categoría depende del grado de confianza geológica y se clasificaron en reservas probadas y probables.

- **Probado:** Son los recursos medidos que es económicamente minable, Se considera en esta categoría a todos los blocks cuya exposición está hecha en uno o más lados cuya preparación está sumamente avanzada y su extracción puede considerarse como realizable de inmediato. ⁽²⁾

- **Probable:** Son los recursos indicados que es económicamente minable, es el mineral adyacente al probado, pero en el que aún se presupone algún riesgo de discontinuidad o leyes, se necesita ejecutar aun algunas labores adicionales de preparación y cuya extracción es relativamente inmediata. ⁽²⁾

Tabla N° 04: Reservas de los Cuerpos Magistrales

Zona	Categoría	Potencia (m)	Ton (TMS)	Zn (%)	Ag (oz/ton)	Pb (%)	Cu (%)
M. Norte	Probado	12.66	263,011	3.62	2.24	2.87	0.10
	Probable	18.52	704,893	3.52	2.04	2.75	0.09
	Total/Prom.	15.59	967,904	3.57	2.14	2.81	0.10
M. Centro	Probado	15.99	305,774	4.46	1.60	0.78	0.10
	Probable	17.54	258,281	4.49	1.34	0.62	0.08
	Total/Prom.	16.77	564,055	4.48	1.47	0.7	0.09
M. Sur	Probado	13.33	351,703	4.68	0.41	0.14	0.04
	Probable	9.58	292,981	4.88	0.51	0.20	0.06
	Total/Prom.	11.46	644,684	4.78	0.46	0.17	0.05
Total	Probado	13.99	920,488	4.25	1.42	1.26	0.08
	Probable	15.21	1,256,155	4.30	1.30	1.19	0.08
	Total/Prom.	14.60	2,176,643	4.28	1.36	1.23	0.08

Fuente: Informe Geológico de la Mina Santander

Vida Óptima de explotación (VOE)

Mediante la fórmula de Taylor calcularemos la vida de la mina en base a los reserva + recurso (medido + indicado).

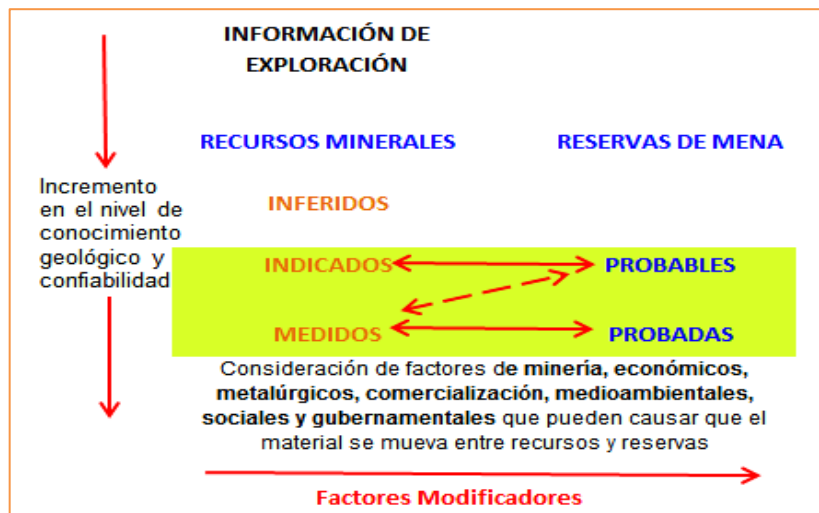
$$VOE = 6.5 (R - Mt)^{0.25} (1 \pm 0.25)$$

$$VOE = 6.5 (4.757876)^{0.25} (1 \pm 0.25) = 7.19 \text{ a } 12 \text{ años}$$

Vida util en base a las reservas (probadas + probables)

2176643 Ton de reserva 2000 Ton/día → 2176643 Ton/(720,000Ton/año) = **3.02 años**

Fig. N° 05: Código australiano para recursos y reservas



Recuperación del mineral

Debido a las pérdidas durante la operación de minado, se consideró un factor de recuperación el 95% para todos los cuerpos Magistral.

Dilución

El ancho mínimo de explotación es de 3 m, si una estructura es más estrecha que esta, tiene que ser diluida (dilución interna) al ancho mínimo. Además, se debe adicionar un factor de dilución externa por operación minera que es aproximadamente del 10%.⁽²⁾

Ley de Corte (Cut Off)

Es la ley mínima explotable que debe de tener un block mineralizado, es determinada con el propósito de clasificar los minerales en económicos y no económicos por un periodo de tiempo determinado. De acuerdo al concepto económico del punto de equilibrio, se sabe que en este punto el valor de la producción es igual a los costos totales, con una ley de mineral que no reporta utilidades ni pérdidas, por lo tanto:

$$\text{Cut Off} = \frac{\text{Costo total Mina}}{P \times R \times FL \times C}$$

P: Producción de mineral
R: Recuperación metalúrgica
FL: Factor de liquidéz
C: Cotización del mineral

CUT OFF OPERACIONAL EN LA MINA SANTANDER

Para calcular el Cut Off en la Mina Santander (Yacimiento polimetálico), tomaremos la ley del Zinc y las leyes equivalentes respecto al zinc de los otros metales extraídos. Este valor está en función de la recuperación metalúrgica, el % pagable de concentrado y el precio del metal actual en el mercado, etc.

Tabla N° 05: Resumen del cálculo de las leyes equivalentes para cada metal

Parámetros	Metal	Zn	Pb	Cu	Ag
	Unid./factor	US\$/Lb	US\$/Lb	US\$/Lb	US\$/oz
Precio del metal (imperial)	US\$/unid Metal	1.102	0.948	2.253	18.410
Costos de mercado (imperial)	2%	1.082	0.928	2.233	18.390
Conversión a valor métrico		US\$/Ton	US\$/Ton	US\$/Ton	US\$/gr
Costos de mercado (métrico)	US\$/Ton (gramos de Ag)	2385.141	2044.974	4923.501	0.649
Pérdidas dilución	10%	2146.627	1840.476	4431.151	0.584
Pérdidas de mina	5%	2039.296	1748.452	4209.593	0.555
Recuperación	% rec. Concentrado	0.895	0.895	0.607	0.791
Costo de operación + Utilidad	US\$/Ton	46.290	46.290	46.290	46.290
Grado Zn (Cut off)	% (gr/ton de ag)	2.535	2.958	1.812	105.542
Factor equivalente Zn			0.857	1.399	0.024

Como se observa el Cut Off es 2.54% para el zinc y de acuerdo a esto categorizaremos las reservas y recursos minerales en mena y estéril, cabe mencionar que los costos del metal se consideran a la fecha.

Tabla N° 06: Resumen %Zn equivalente de la ley de cabeza actual

Parámetros	Cálculo de Zn equivalente				
	Zn (%)	Pb (%)	Cu (%)	Ag (gr/ton)	ZnEq (%)
Ley de cabeza	4.28	1.23	0.08	42.30	
% de Contribución Zn Eq	4.28	1.05	0.11	1.02	6.46

En la tabla se muestra los valores del contenido metálico con respecto al Zn equivalente en la cual se obtiene 6.46 % Zn Eq, Superior al Cut off de 2.54%.

CAPÍTULO IV

GEOMECÁNICA

4.1. INTRODUCCIÓN

En el siguiente capítulo describiremos el estudio geomecánicos que se realizó en la Unidad Minera Trevali, que se obtuvo del estudio de muestras de los sondajes diamantinos en los cuerpos Magistrales y mapeos geomecánicos en labores.

4.2. CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa, se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR – Rock Mass Rating o Valoración de la Masa Rocosa - 1989).⁽¹⁾

4.2.1. ASPECTOS LITOLÓGICOS

La litología involucrada directamente con la zona en estudio está principalmente conformada por 3 tipos de rocas, que se encuentran de manera similar en los tres cuerpos mineralizados: Las calizas de la Fm. Chulec que conforman la caja piso, hacia el Este; La masa rocosa mineralizada (Cuerpos Magistral Norte,

Magistral Centro y Magistral Sur); y las areniscas cuarcíticas de la Fm. Oyón que conforman la caja techo, hacia el Oeste. ⁽¹⁾

La falla Santander se encuentra en el contacto del mineral y las areniscas cuarcíticas de la Fm. Oyón. En el tope de la Fm. Oyón se ubica la gran falla Magistral y detrás de esta zona de falla se ubican las cuarcitas de la Fm. Chimú. Hacia el Este, después de las calizas de la Fm. Chulec, se presentan las calizas de la Fm. Pariatambo y las calizas de la Fm. Jumasha. ⁽¹⁾

4.2.2. DISTRIBUCIÓN DE DISCONTINUIDADES

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades estructurales tanto mayores como menores, el procesamiento de los datos orientaciones se realizó mediante técnicas de proyección estereográfica equiareal, utilizando el software DIPS Versión 5.103 de Rocscience. ⁽¹⁾

Tabla N° 07: Sistemas de discontinuidades estructurales

Cuerpo Mineralizado	Descripción	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Magistral Norte (MN)	Rb / Bz	N10°W/70°SW	N74°E/88°SE	N18°W/66°NE	-
	Dir. Bz / Bz	260/70°	164/88°	072/66°	-
Magistral Centro (MC)	Rb / Bz	N19°W/65°SW	N83°E/83°NW	N12°E/43°SE	-
	Dir. Bz / Bz	251°/65°	353/83°	102/43°	-
Magistral Sur (MS)	Rb / Bz	N26°W/77°SW	N71°E/87°NW	N34°E/49°SE	N37°W/39°NE
	Dir. Bz / Bz	244°/74°	341/87°	124/49°	053/39
Compósito (MN, MC y MS)	Rb / Bz	N20°W/69°SW	N74°E/87°NW	N21°E/51°SE	N26°W/54°NE
	Dir. Bz / Bz	250°/69°	344/87°	111/51°	064/54

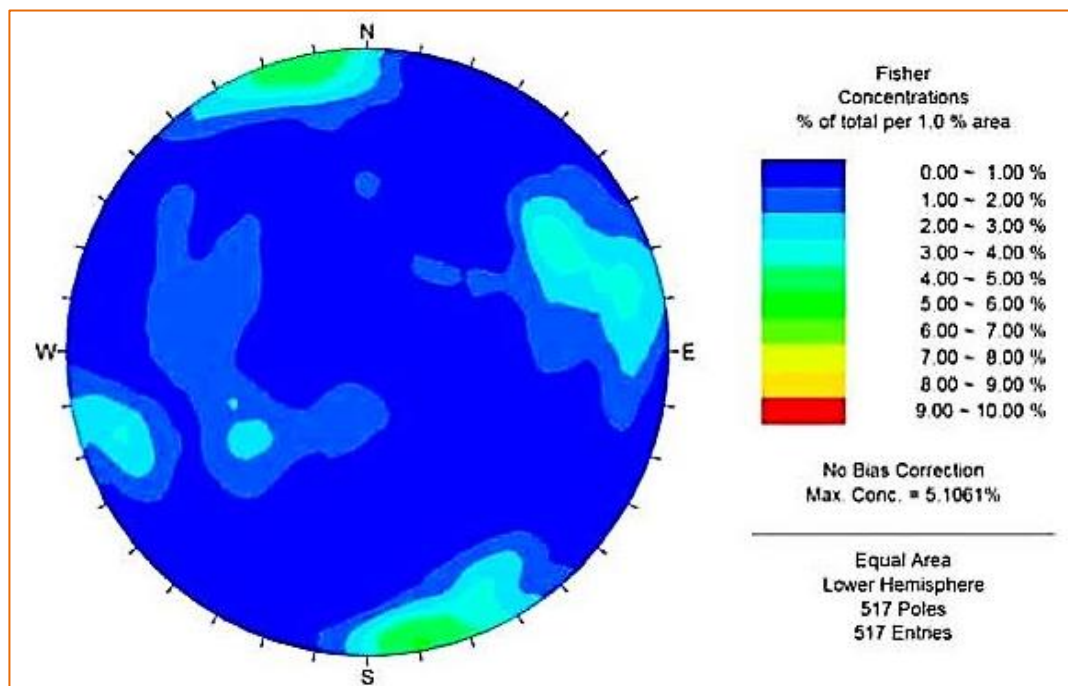
Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

El análisis realizado en base a toda la información que se ha registrado y se ha tenido disponible, ha indicado que el arreglo estructural de la masa rocosa asociada a los cuerpos mineralizados tiene las siguientes características:

- **En los tres cuerpos mineralizados:** Magistral Norte, Magistral Centro y Magistral Sur, se presentan dos sistemas principales de discontinuidades con orientaciones similares. **El Sistema 1**, tiene rumbo NW y alto buzamiento al SW, es paralelo al rumbo de los cuerpos mineralizados y está asociado al alineamiento que presentan las Fallas Santander y Magistral y a la estratificación. **El Sistema 2**, tiene rumbo NE y alto buzamiento al NW y SE, perpendicular al Sistema 1, está asociado a fallas menores y a diaclasas. ⁽¹⁾

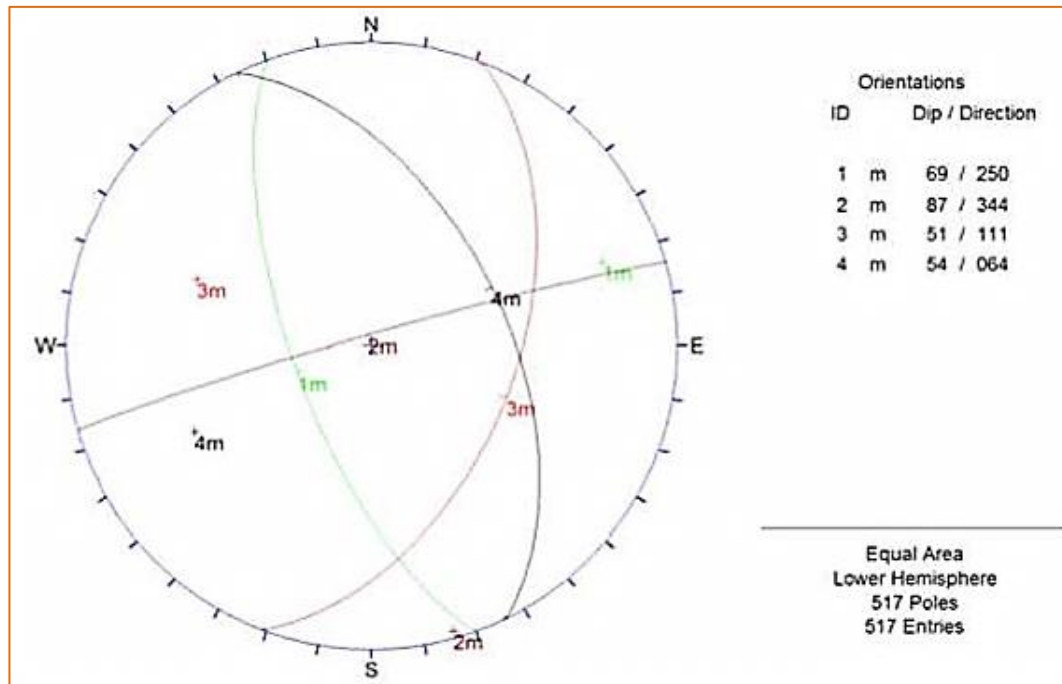
Como en toda masa rocosa, además de estos sistemas hay presencia de discontinuidades aleatorias, que aparecen con poca frecuencia.

Fig. N° 06: Diagrama estereográfico de contornos del compuesto de discontinuidades



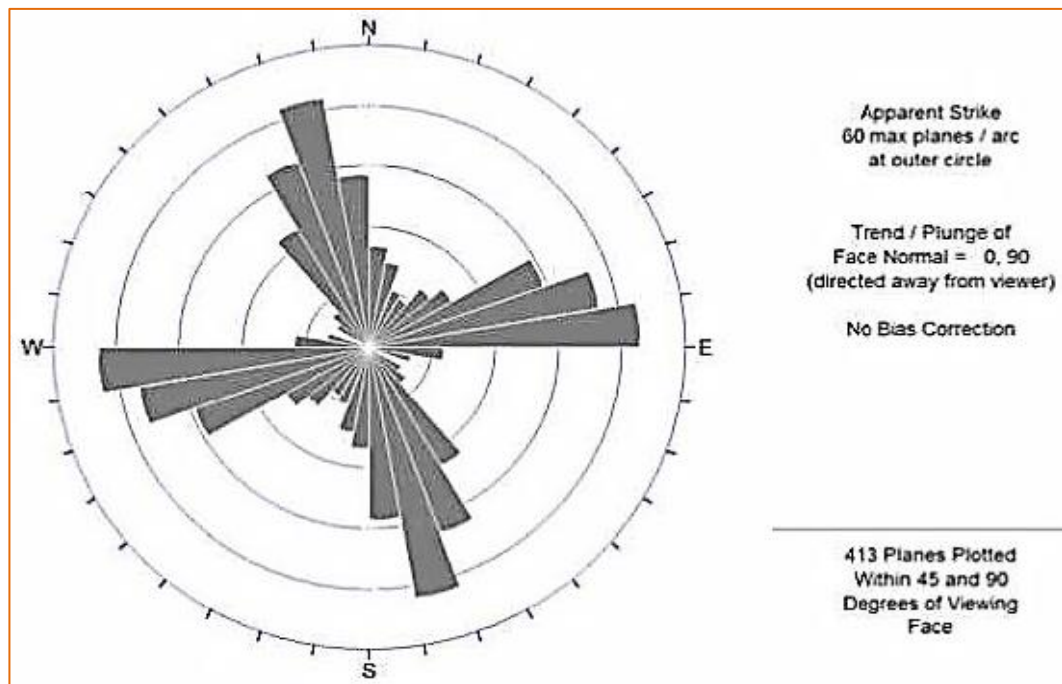
Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

Fig. N° 07: Diagrama estereográfico de planos principales del compósito de discontinuidades



Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

Fig. N° 08: Diagrama de roseta del compósito de discontinuidades



Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

4.2.3. ASPECTOS ESTRUCTURALES

Las características estructurales de las discontinuidades, se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en el mapeo geomecánico del macizo rocoso realizado en superficie y en las labores subterráneas, además, de la información geomecánica del logueo geotécnico de testigos rocosos de los sondajes diamantinos. Según esto, las siguientes son las principales características estructurales generales de las discontinuidades en el entorno de los cuerpos mineralizados Magistral Norte, Centro y Sur: ⁽¹⁾

4.2.3.1. FALLAS

Las fallas menores tienen espaciamientos por lo general mayores a 20 m, la persistencia es de decenas de metros, la apertura es de 1 a 5 mm, las superficies de las caras son lisas con ciertas ondulaciones. Estas estructuras están rellenas con materiales de panizo, brechas, materiales oxidados y arcillas, el espesor de estos rellenos varía entre 5 y 40 cm. El área de influencia de las fallas no es significativa. Las fallas ubicadas dentro de los cuerpos mineralizados constituyen conductos a través de los cuales se producen filtraciones de agua en forma de goteos. ⁽¹⁾

4.2.3.2. ESTRATOS

Sus características estructurales generales son: Espaciamiento entre 20 a 60 cm y de 6 a 20 cm, persistencia de 10 a 20 m, apertura menor a 1 mm, las paredes son ligeramente rugosas a rugosas con ciertas ondulaciones, el relleno es suave y menor a 5 mm, con presencia de óxidos, arcillas, carbonatos y pirita. Las paredes de las discontinuidades por lo general están ligera a moderadamente intemperizadas. Las condiciones de presencia de agua subterránea corresponden mayormente a húmedas. ⁽¹⁾

4.2.3.3. DIACLASAS

Sus características estructurales son: Espaciamiento entre 6 a 60 cm, persistencia de 3 a 10 m, apertura menor a 1 mm, las paredes son ligeramente rugosas, el relleno suave < 5 mm con presencia de óxidos, ligera alteración de las superficies de las discontinuidades y presencia de humedad en ellas. ⁽¹⁾

4.2.4. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa, se utilizó el criterio de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR - Rock Mass Rating o Valoración de la Masa Rocosa - 1989, modificada según la Romana 2000). Los valores del índice de calidad de la roca (RQD), por un lado, fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal, por otro lado, se utilizó la data de RQD registrada en el mapeo geotécnico de los testigos rocosos de los sondajes diamantinos. ⁽¹⁾

Tabla N° 08: Clasificación de la masa rocosa.

Tipo de roca	Rango RMR	Rango Q	RMR
II	> 60	> 5.92	Buena
IIIA	51 - 60	2.18 - 5.92	Regular A
IIIB	41 - 50	0.72 - 1.95	Regular B
IVA	31 - 40	0.24 - 0.64	Mala A
IVB	21 - 30	0.08 - 0.21	Mala B
V	< 21	<0.08	Muy Mala

Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

4.2.5. ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO

Para la zonificación geomecánica se tomó en cuenta los aspectos litológicos,

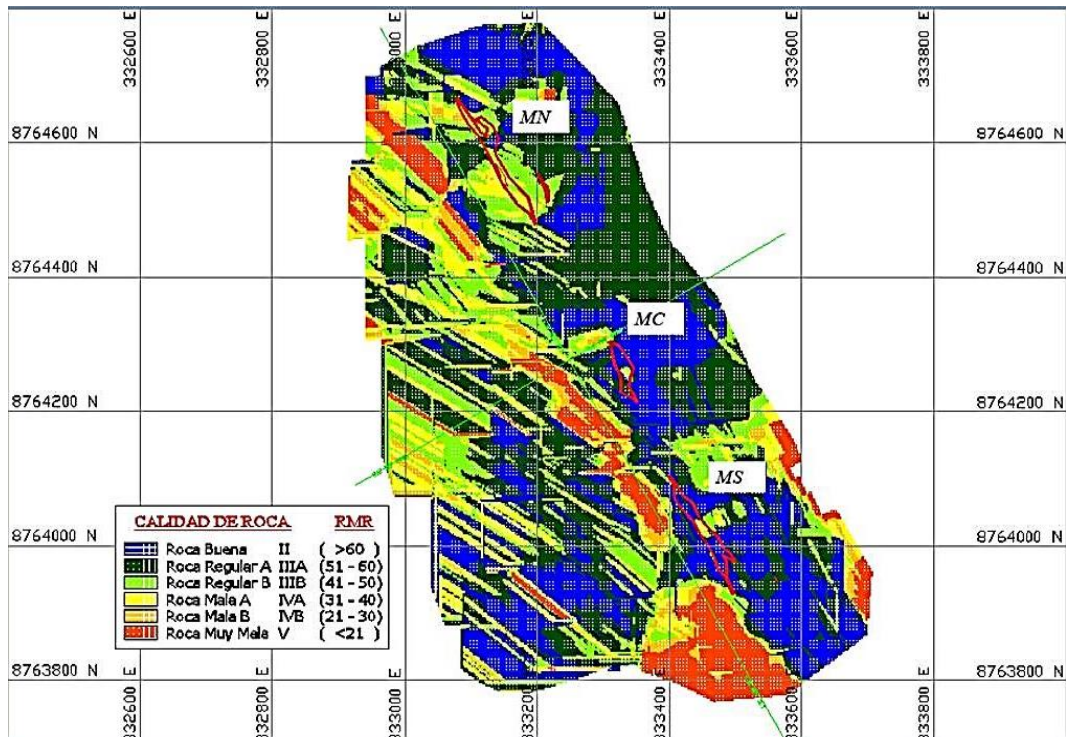
geoestructurales, el grado de alteración y la calidad de la masa rocosa y se ha realizado utilizando el método computarizado, a través de un modelo de bloques con el programa Mine Sight. ⁽¹⁾

Tabla N° 09: Características de la calidad de la masa rocosa - Mina Santander

ZONIFICACIÓN GEOMECÁNICA MAGISTRAL NORTE, CENTRO Y SUR			
Zona	Magistral Norte	Magistral Centro	Magistral Sur
Roca Mineralizada	Por lo general son de calidad Regular B (DE - IIIB), en algunos tramos locales es de calidad Regular A (DE - IIIA).	Por lo general son de calidad Regular A (DE - IIIA), y de manera local son de calidad Regular B (DE - IIIB).	Por lo general son de calidad Regular A (DE - IIIA), y de manera localizada son de calidad Regular B (DE - IIIB).
Roca Caja piso	Conformada por calizas de la Fm. Chulec, presenta masas rocosas de calidad Regular B (DE - IIIB) en la caja inmediata y calidad Regular A (DE - IIIA) en la caja alejada.	Conformada por calizas de la Fm. Chulec, presenta masas rocosas de calidad Regular A (DE - IIIA) tanto en la caja inmediata como en la caja alejada.	Conformada por calizas de la Fm. Chulec, presenta masas rocosas de calidad Regular A (DE - IIIA).
Roca Caja techo	Conformada por areniscas cuarcíticas de la Fm. Oyón. La roca de calidad Mala A (DE-IVA) se hallan cerca al contacto con la zona de Falla Magistral y las ubicadas más cerca de superficie; las de calidad Regular B (DE - IIIB) se encuentran en la caja inmediata y las de calidad Regular A (DE - IIIA) se encuentran al centro del paquete de la Fm. Oyón.	Conformada por areniscas cuarcíticas de la Fm. Oyón, presenta masas rocosas de calidad Regular A (DE - IIIA) en la caja inmediata, y cercano al contacto de la Falla Magistral, la calidad es de Regular B (DE - IVB).	Conformada por areniscas cuarcíticas de la Fm. Oyón, presenta masas rocosas de calidad Regular A (DE - IIIA) en la caja inmediata, y a medida que se acerca a la zona de falla Magistral la calidad es de Regular B (DE - IIIB).
Zona de Falla	Está conformada por areniscas, lutitas y limolitas. Esta zona presenta masa rocosa de calidad Muy Mala (DE - V).	Conformada por areniscas, lutitas y limolitas, presenta masas rocosas de calidad Muy Mala (DE - V).	conformada por areniscas, lutitas y limolitas, presenta masa rocosa de calidad Muy Mala (DE - V).
Caja techo alejada		Se encuentra roca cuarcítica de la Fm. Chimú, la cual presenta masas rocosas de calidad Regular B (DE - IIIB).	Se halla alejada hacia la caja techo, presenta masa rocosa de calidad Regular B (DE - IIIB).

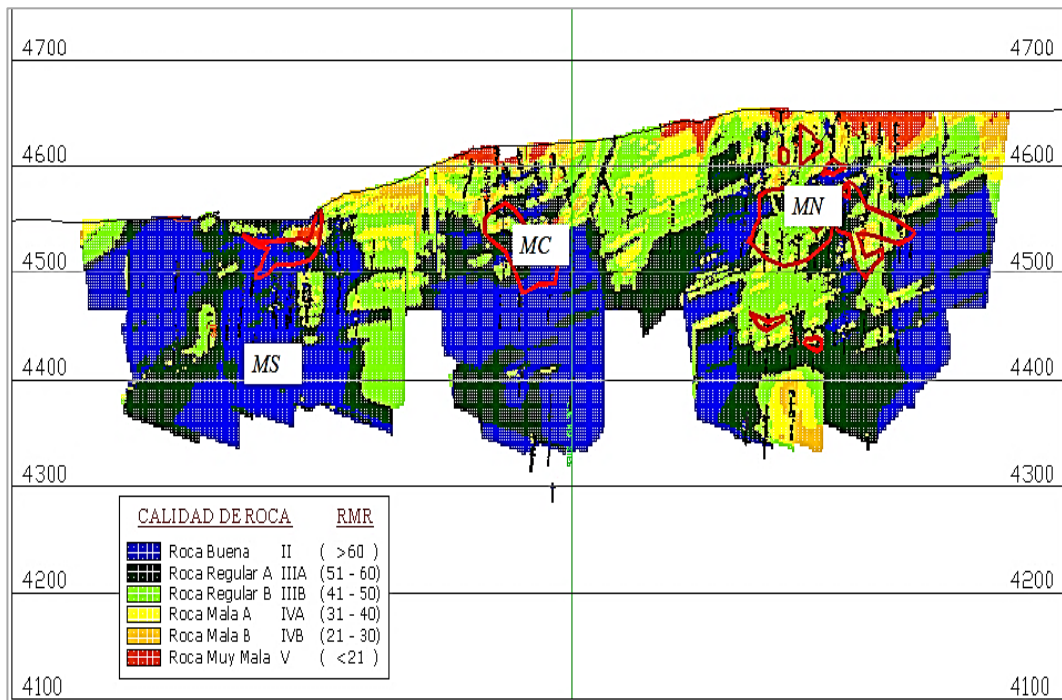
Las fuentes de información para clasificar a la masa rocosa de las áreas de evaluación de los cuerpos mineralizados han sido: El mapeo geomecánico de los afloramientos rocosos en superficie, de labores subterráneas y principalmente el logueo geotécnico de los testigos rocosos de los sondajes diamantinos. ⁽¹⁾

Fig. N° 09: Zonificación geomecánica de MN, MC y MS - Vista en planta



Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

Fig. N° 10: Zonificación geomecánica de MN, MC y MS – Longitudinal



Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

Tabla N° 10: Caracterización del macizo rocoso

Características del Macizo Rocosó	Areniscas Oyon	Calizas Chulec	Calizas Pariatambo	Mineral Magistral Centro	Mineral Magistral Norte
RC	100-250 Mpa	50-100 Mpa	25-50 Mpa	100-250 Mpa	25-100 Mpa
RQD	75-90%	50-75%	25-75%	50-75%	25-75%
Espaciamiento	200-600mm	60 - 200mm	60-200mm	60-200mm	60-200mm
Persistencia	10-20m	10-20m	10-20m	10-20m	10-20m
Apertura	0.1-1.0mm	0.1-1.0mm	0.1-1.0mm	0.1-1.0mm	0.1-5.0mm
Rugosidad	Liger. Rug - Rugoso	Liger. Rug - Rugoso	Liger. Rug - Rugoso	Liger. Rug - Rugoso	Liger. Rug - Rugoso
Relleno	Blando < 5mm	Blando < 5mm	Blando < 5mm	Blando < 5mm	Blando < 5mm
Alteración	Ligeramente	Ligeramente	Ligeramente	Ligeramente	Moderadamente
Agua Subterránea	Húmedo - goteo	Húmedo - goteo	Húmedo - goteo	Húmedo - goteo	Húmedo - goteo

Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

Tabla N° 11: Zonificación geomecánica y calidades de masa rocosa

Sección	Litología	Promedio RMR	Calidad RMR	Dominio Estructural
S-5 y S-9 Cuerpo Magistral Norte	Fm. Chulec (calizas)	55	Regular A	DE-III A
	Fm. Chulec (calizas)	45	Regular B	DE-III B
	Mineral	55	Regular A	DE-III A
	Mineral	45	Regular B	DE-III B
	Mineral	35	Mala A	DE-IV A
	Fm. Oyón (areniscas)	55	Regular A	DE-III A
	Fm. Oyón (areniscas)	45	Regular B	DE-III B
	Fm. Oyón (areniscas)	35	Mala A	DE-IV A
	Zona de falla	20	Muy Mala	DE-V
	Fm. Chimú (cuarcitas)	35	Mala A	DE-IV A
S-24 y S-26 Cuerpo Magistral Centro	Fm. Chulec (calizas)	55	Regular A	DE-III A
	Mineral	55	Regular A	DE-III A
	Mineral	45	Regular B	DE-III B
	Fm. Oyón (areniscas)	55	Regular A	DE-III A
	Fm. Oyón (areniscas)	45	Regular B	DE-III B
	Zona de falla	20	Muy Mala	DE-V
	Fm. Chimú (cuarcitas)	45	Regular B	DE-III B
S-35 y S-39 Cuerpo Magistral Sur	Fm. Chulec (calizas)	55	Regular A	DE-III A
	Fm. Chulec (calizas)	45	Regular B	DE-III B
	Mineral	55	Regular A	DE-III A
	Fm. Oyón (areniscas)	55	Regular A	DE-III A
	Fm. Oyón (areniscas)	45	Regular B	DE-III B
	Zona de falla	20	Muy Mala	DE-V
	Fm. Chimú (cuarcitas)	45	Regular B	DE-III B

Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

4.3. ESTIMACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE RESISTENCIA

4.3.1. RESISTENCIA DE LA ROCA INTACTA (σ_c)

Es uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa. Otro parámetro importante, es la constante “m” del criterio de falla de Hoek & Brown (2002, 2007).

Tabla N° 12: Resistencia compresiva de la roca intacta (ensayos de compresión uniaxial)

Sondaje/Bloque	Profundidad (m)	Litología	σ_c (MPa)
MC San 0160	27.90 - 28.50	Caliza	87.25
MC San 0062	48.60 - 48.80	Limolita	51.43
MS San 0056	58.95 - 59.17	Arenisca	216.82
MN San 0006	67.14 - 67.30	Caliza	147.24
MN San 0118	44.30 - 44.70	Caliza	91.23
Bloque MC	-	Mineral	62.74
Bloque MC	-	Mineral	103.19

Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

Tabla N° 13: Resistencia compresiva de la roca intacta (ensayos de compresión triaxial)

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	σ_c (MPa)
MC San 0062	30.55 - 37.77	Arenisca	89.56
Bloque MC	-	Mineral	64.73
MN San 0001	57.03 - 58.25	Caliza	100.76
MN San 0006	72.34 - 73.57	Caliza	136.74
MN San 0118	39.25 - 40.70	Caliza	104.53

Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

Tabla N° 14: Valores de la constante “m” de la roca intacta (ensayos de compresión triaxial)

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	“m”	Cohesión (MPa)	Angulo de Fricción (°)
MC San 0062	30.55 - 37.77	Arenisca	31.95	6.32	40.59
Bloque MC	-	Mineral	7.31	2.93	27.89
MN San 0001	57.03 - 58.25	Caliza	15.40	5.72	34.22
MN San 0006	72.34 - 73.57	Caliza	13.37	7.44	33.00
MN San 0118	39.25 - 40.70	Caliza	12.00	5.50	32.07

Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

Tabla N° 15: Propiedades físicas de la roca intacta

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	Porosidad Aparente (%)	Absorción (%)	Densidad seca (g/cm ³)
Bloque MC	-	Mineral	5,013	1,806	2,785
Bloque MC	-	Mineral	6,267	2,165	2,962
MC San 0160	27.90 - 28.50	Caliza	0.271	0.098	2,751
MC San 0062	37.44 - 37.77	Arenisca	2,120	0.806	2,631
MN San 0001	57.03 - 57.90	Caliza	1,515	0.557	2,724
MN San 0006	72.85 - 73.57	Caliza	0.255	0.096	2,673
MC San 0062	62.20 - 62.35	Limolita	3,070	1,113	2,758

Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

4.3.2. RESISTENCIA AL CORTE DE LAS DISCONTINUIDADES

La resistencia al corte en este caso está regida por los parámetros de fricción y cohesión del criterio de falla Mohr - Coulomb. Estos parámetros fueron obtenidos mediante ensayos de corte directo en superficies de discontinuidades.

Tabla N° 16: Valores de la cohesión y ángulo de fricción de las discontinuidades (ensayos de corte directo).

Sondaje	Profundidad (m)	Litología	Ángulo de Fricción (°)	Cohesión (MPa)
MC San 0062	45.20 - 45.40	Limolita	31.86	0.089
Bloque MC	-	Mineral	43.60	0.053
MN San 0006	45.36 - 45.51	Arenisca	30.23	0.058
MS San 0056	85.60 - 86.15	Caliza	38.19	0.079
MC San 0062	34.18 - 34.38	Arenisca	38.72	0.071
MN San 0118	40.20 - 40.70	Caliza	38.89	0.229
MS San 0161	14.68 - 15.46	Caliza	28.55	0.139

Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

4.3.3. RESISTENCIA DEL MACIZO ROCOSO

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla de Hoek & Brown (2002), mediante el programa RocLab de Rocscience Inc. (2007).

Tabla N° 17: Parámetros de resistencia de la masa rocosa

	Litología	GSI	σ_c (MPa)	Y (g/cm3)	"mi"	"m _{mr} "	S _{mr}	σ_{cmr} (Mpa)	Emr (Mpa)	"v"
Magistral Norte (Secciones: S-5 y S-9)	Fm. Chulec (calizas)	55	80	2.7	12	1.610	0.0031	13.68	13169	0.20
	Fm. Chulec (calizas)	45	60	2.7	12	1.030	0.0009	7.93	4438	0.23
	Mineral	55	60	2.9	10	1.341	0.0031	9.41	9876	0.20
	Mineral	45	50	2.9	10	0.858	0.0009	6.04	3698	0.23
	Mineral	35	40	2.9	10	0.549	0.0002	3.67	1302	0.26
	Fm. Oyón (areniscas)	55	80	2.6	20	2.683	0.0031	17.51	5644	0.20
	Fm. Oyón (areniscas)	45	60	2.6	20	1.717	0.0009	10.23	2034	0.23
	Fm. Oyón (areniscas)	35	40	2.6	20	1.099	0.0002	5.23	651	0.26
	Zona de falla	20	5	2.4	10	0.281	0.00004	0.28	32	0.32
	Fm. Chimú (cuarcitas)	35	40	2.7	20	1.099	0.0002	5.23	911	0.25
Magistral Centro (Secciones: S-24 y S-26)	Fm. Chulec (calizas)	55	80	2.7	12	1.610	0.0031	13.68	13169	0.20
	Mineral	55	80	2.9	10	1.341	0.0031	12.55	13169	0.20
	Mineral	45	60	2.9	10	0.858	0.0009	7.24	4438	0.23
	Fm. Oyón (areniscas)	55	90	2.7	20	2.683	0.0031	19.70	6349	0.20
	Fm. Oyón (areniscas)	45	70	2.7	20	1.717	0.0009	11.93	2373	0.23
	Zona de falla	20	5	2.4	10	0.281	0.00004	0.28	32	0.32
	Fm. Chimú (cuarcitas)	45	50	2.7	20	1.717	0.0009	8.52	2311	0.23
Magistral Sur (Secciones: S-35 y S-39)	Fm. Chulec (calizas)	55	80	2.7	12	1.610	0.0031	13.68	13169	0.20
	Fm. Chulec (calizas)	45	60	2.7	12	1.030	0.0009	7.93	4438	0.23
	Mineral	55	80	2.9	10	1.341	0.0031	12.55	13169	0.20
	Fm. Oyón (areniscas)	55	90	2.6	20	2.683	0.0031	19.70	6349	0.20
	Fm. Oyón (areniscas)	45	70	2.6	20	1.717	0.0009	11.93	2373	0.23
	Zona de falla	20	5	2.4	10	0.281	0.00004	0.28	32	0.32
	Fm. Chimú (cuarcitas)	45	50	2.7	20	1.717	0.0009	8.52	2311	0.23

Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

4.4. CONDICIONES DE AGUAS SUBTERRÁNEAS

En gran parte de las labores las condiciones subterráneas son de humedad, observándose condiciones mojadas en zonas localizadas, y goteos principalmente en zonas de falla dentro de los cuerpos mineralizados. Las zonas de falla actúan como conductos a través de los cuales se producen las filtraciones de agua con flujo subterráneo de 80 l/s, la presión que ejerce en las discontinuidades estructurales disminuyen la resistencia al corte y favorecen la inestabilidad de la excavación. ⁽¹⁾

4.5. ESFUERZOS IN - SITU

Los esfuerzos in-situ los estimamos utilizando el criterio de carga litostática de Hoek & Brown (1978) y el criterio de Sheorey (1994). Según esto, el esfuerzo vertical para una carga litostática de 300 m (profundización de los cuerpos Magistrales) resulta en aproximadamente 8 MPa, y considerando una constante “k” (Esfuerzo horizontal/Esfuerzo vertical = 1.0 entonces $\delta_h = \delta_v$), por lo cual la magnitud de los esfuerzos es baja.⁽¹⁾

4.6. DIMENSIONAMIENTO GEOMECÁNICO DE LAS LABORES

Para propósitos de esta evaluación, las excavaciones han sido divididas en tres categorías: Excavaciones permanentes, Excavaciones temporales, y Tajeos.

4.6.1. EXCAVACIONES PERMANENTES

Estas incluyen: rampas, galerías de nivel, talleres de mantenimiento, estaciones de bombeo, etc. Las excavaciones están ubicadas en la caja piso, en las calizas de la Fm. Chulec.

Tabla N° 18: Aberturas máximas para labores permanentes (Grimstad y Barton, 1993)

Dominio	Rango RMR	Promedio RMR	Abertura máx. (m)
DE-II	> 60	65	8.1
DE-III A	51 – 60	55	5.2
DE-III B	41 – 50	45	3.3

4.6.2. EXCAVACIONES TEMPORALES - AVANCES

Estas incluyen las labores de avance asociadas al minado en los tajeos, como SN y Cx de acceso a los tajeos en roca estéril o en mineral, Generalmente estas excavaciones tendrán también aberturas máximas de 3.5 a 4 m.⁽¹⁾

4.6.3. DIMENSIONAMIENTO DE TAJEOS - METODO GRAFICO DE ESTABILIDAD

Las dimensiones adoptadas para el B&F son: altura de banco de mineral 15 m a 22 m, altura de los subniveles 4 m, altura del tajeo piso a techo 22.5 m. Para dimensionar se aplicó el método gráfico de estabilidad y se obtuvo los resultados: Longitud del tajeo para masa rocosa de calidad Regular A (IIIA RMR 51 - 60) es de 40 m y para masa rocosa de calidad Regular B (IIIB RMR 41 - 50) es de 30 m. Estos valores de longitud de tajeos concuerdan con el esquema de B&F adoptado e indican que este método de minado puede funcionar bien en ambos tipos de masas rocosas que son los que predominan en los tres cuerpos mineralizados. ⁽¹⁾

Tabla N° 19: Dimensionamiento de tajos en función a diferentes anchos y alturas de minado

ZONA	Condición de estabilidad	Mineral - análisis en el techo (bóveda)						Zona estéril - análisis en las cajas							
		Potencias consideradas						Altura=20 m		Altura=40 m		Altura=60 m		Altura=80 m	
		10 m	15 m	20 m	25 m	30 m	35 m	CT	CP	CT	CP	CT	CP	CT	CP
Magistral Norte	ESS	sr	150	60	38	30	25	50	50	24	24	19	19	18	18
	ESO	sr	sr	150	100	60	50	sr	sr	40	40	30	30	26	26
	ECS	sr	sr	sr	Sr	200	100	sr	sr	70	70	44	44	38	38
Magistral Centro	ESS	sr	150	45	32	26	23	60	60	25	25	21	21	19	19
	ESO	sr	sr	120	75	55	43	sr	sr	44	44	32	32	28	28
	ECS	sr	sr	sr	200	150	85	sr	sr	80	80	48	48	41	41
Magistral Sur	ESS	200	80	35	27	23	21	60	70	25	29	22	23	20	21
	ESO	sr	sr	120	60	48	39	200	250	43	50	33	35	30	31
	ECS	sr	sr	sr	200	120	75	sr	sr	80	90	50	55	42	44

Fuente: Informe Técnico de Evaluación Geomecánica de la Mina Santander

Nota: ESS = Estable Sin Sostenimiento; ESO = Estable Sostenimiento Opcional; ECS = Estable Con Sostenimiento Obligado (sr) Significa (sin restricción) que no hay restricción de longitud en la superficie analizada para dicha condición de estabilidad.

Fig. N° 11: Longitud máximo de tajeo abierto que se considera en función al tipo de roca

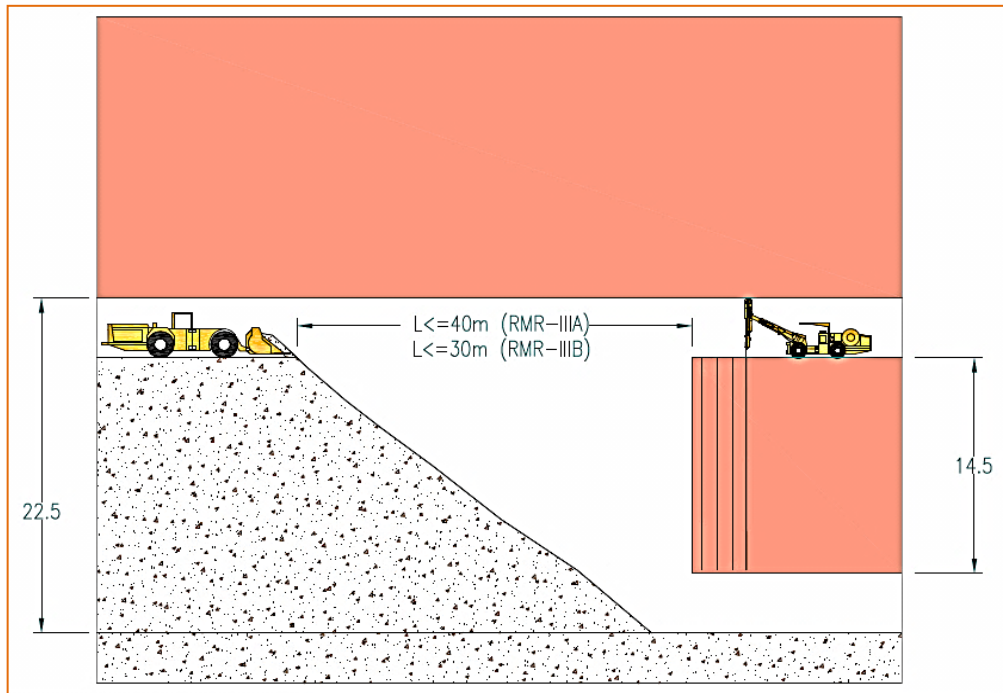
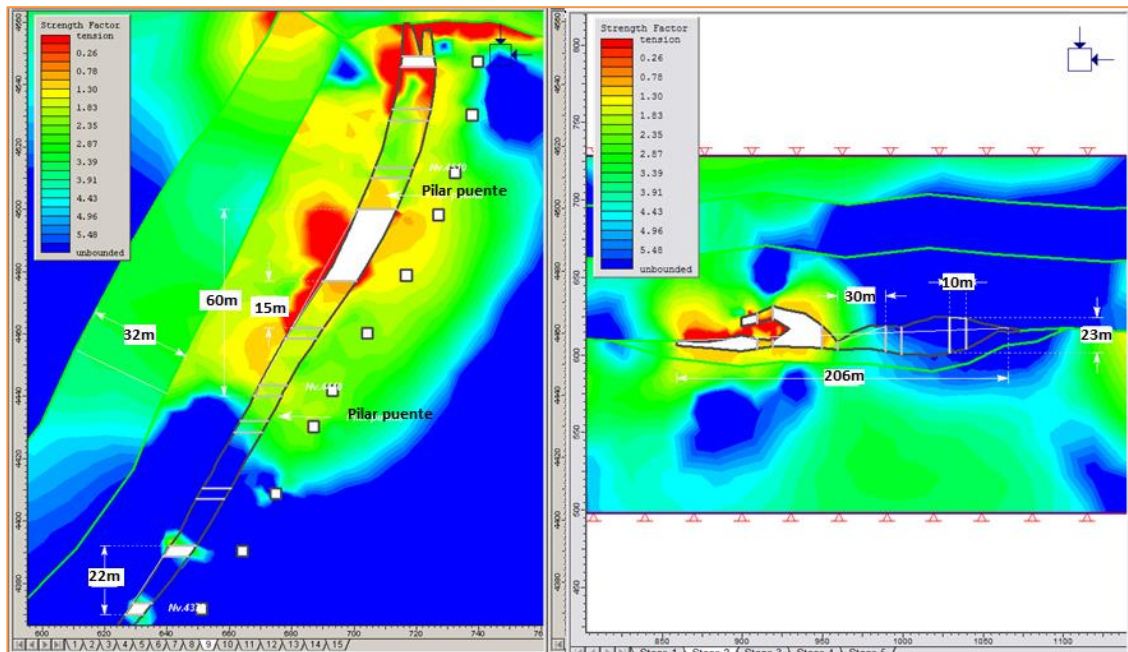


Fig. N° 12: Análisis para determinar el dimensionamiento de pilares (vista en sección)



Simulación de la influencia del minado en los by pass ubicados a 12 m del cuerpo. Las condiciones de estabilidad alrededor de los bypass son satisfactorias. La roca de la caja piso sufre poca perturbación por ello estas excavaciones están ubicadas en la caja piso

CAPÍTULO V

EXPLOTACIÓN MINERA

5.1. INTRODUCCIÓN

La Unidad Minera Trevali - Mina Santander está conformado por tres cuerpos en fase de explotación: Magistral Norte, Centro y Sur; además de prospectos como: Pujanca, Naty, Los Toros, Cóndor y Capilla en fase de exploración.

El cuerpo Magistral Centro fue explotado antiguamente desde el Nv 4580 y en dicho cuerpo se tiene una chimenea que comunica a superficie, que sirve como chimenea de extracción de aire viciado de la mina. En el cuerpo Magistral Sur se tiene explotado la parte superficial por el método de Tajo Abierto "Tajo la Cuñada" hasta el Nivel 4525 aproximadamente. Los cuerpos tienen una profundidad aproximada de 300 metros y estas están separadas longitudinalmente por zonas estériles, por lo tanto, no se tiene continuidad de mineralización. La infraestructura de la mina está construida en calizas de la caja piso, por presentar mejor calidad el macizo rocoso.

5.2. DISEÑO DE LA MINA

5.2.1. INFRAESTRUCTURA DE LA MINA

La mina Santander cuenta con una infraestructura que permite una operación mecanizada en toda la mina y con los más altos estándares de seguridad, operatividad y productividad para nuestros colaboradores. Ver **Anexo N° 02**: Plano longitudinal de la Infraestructura de Mina.

5.3. LABORES DE LA MINA SANTANDER

Para la construcción de la infraestructura de la mina se consideró como aspectos principales la Seguridad, Operatividad y Productividad.

5.3.1. LABORES DE DESARROLLO

- **Bocaminas:** El acceso a los tres cuerpos es mediante tres Bocaminas de sección 5 m x 4 m, que están ubicadas en Magistral Norte - Nv 4650, Magistral Centro - Nv 4580, Magistral Sur - Nv 4540.
- **Rampas:** Son labores de desarrollo construidas en la caja piso, con una sección de 5 m x 4 m, con gradiente promedio de 12%. Estas rampas sirven de acceso a los tres cuerpos y extracción.

Tabla N° 20: Bocaminas principales de la U.E.A Santander

Zonas	Bocaminas	Rampas	Formas de RP
Magistral Norte	4650	4577	Ocho
Magistral Centro	4580	4290	Espiral
Magistral Sur	4540	4005	Espiral

- **Chimeneas Raise Borer de Ventilación:** Se han construido de 03 chimeneas de ventilación, ubicados uno en cada cuerpo, Chimenea 2110V ubicado en el extremo norte del cuerpo Magistral Norte, Chimenea 1630V ubicado en el extremo sur del cuerpo Magistral Centro y la Chimenea 1330V ubicado en el extremo sur del cuerpo Magistral Sur. Dichas chimeneas están siendo construidas en varias etapas conforme se va profundizando las preparaciones de la mina.
- **Ore Pass:** Están construidas en calizas de la caja piso con el método Raise Borer con diámetro de 6 pies e inclinación mayor a 70°. Se construyó 02 ore pass, OP1930 próximo a Magistral Norte y OP1590 intermedio a Magistral Centro y Magistral Sur, la construcción se realizó por etapas, conforme se va profundizando la mina. Su función principal es de transporte de mineral y desmonte de los diferentes niveles, de acuerdo como va profundizando la explotación los conductos superiores se usan para trasladar los servicios de la mina: líneas de bombeo, agua, aire, telefonía, electricidad.

Fig. N° 13: Implementación de escaleras e instalación de servicios - Mina Santander



- **Refugios peatonales y Cámaras de carguío:** Los refugios son construidos con una sección de 2.2 m x 2.2 m cada 50 metros en las Rp, Bp y Cx, mientras las cámaras de carguío en cada nivel en la RP principal.

Fig. N° 14: Refugio peatonal sección típica (2.2 m x 2.2 m)

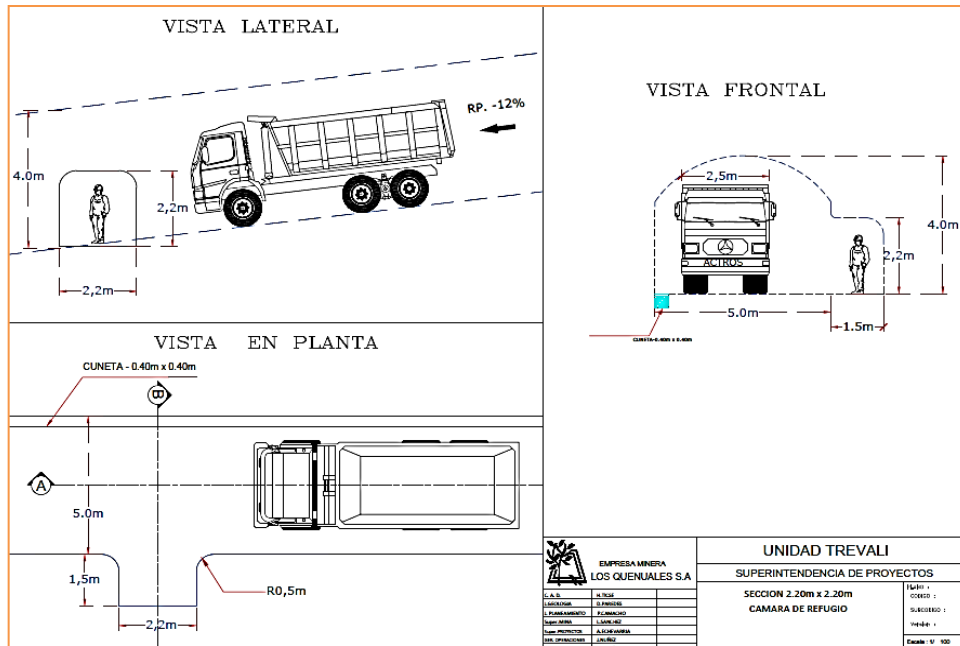
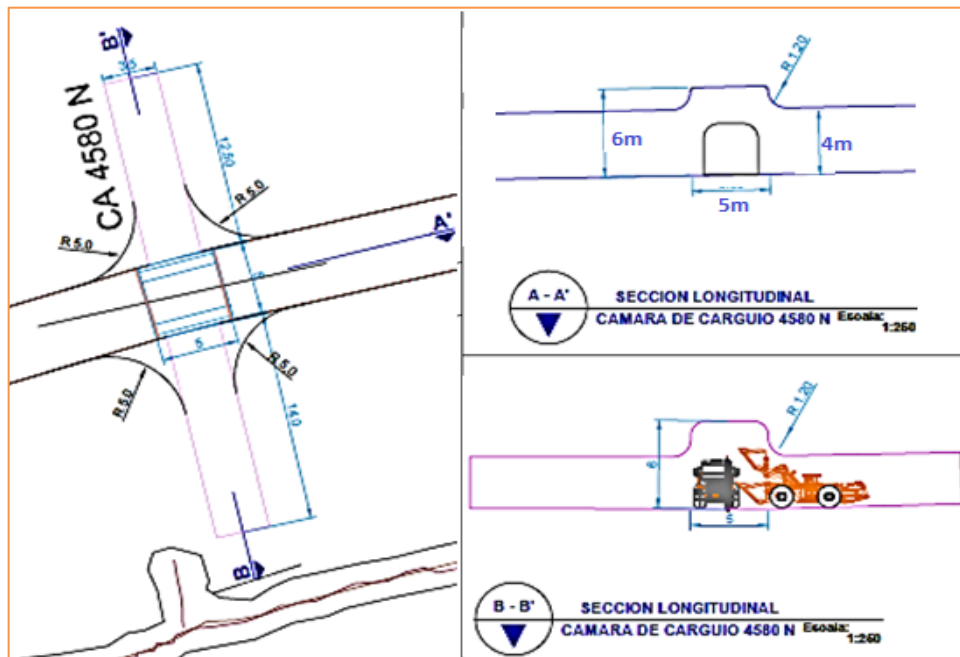


Fig. N°15: Cámara de carguío sección típica (5 m x 6 m x 5 m)



5.3.2. LABORES DE PREPARACION

- **By Pass;** Son labores construidas en roca estéril calizas de la caja piso que corren paralelas a los cuerpos mineralizados, tienen una sección de 4 m x 3.5 m y gradiente 2%; desde donde se construirá ventanas de acceso al cuerpo mineralizado.

- **Crucero;** Son labores con sección de 4 m x 4 m que parten generalmente de la Rampa o By Pass y cortan perpendicularmente a los cuerpos mineralizados o sirven para acceder a las zonas mineralizadas; en los puntos donde cortan con el cuerpo se construyen Subniveles que corren a lo largo de los cuerpos.

- **Ventanas;** Son labores de preparación para el método de explotación Bench & Fill que parten de los By Pass, cortan perpendicularmente a los cuerpos mineralizados, tienen una sección de 4 m x 3.5 m. Para la aplicación del método se realizan ventanas paralelas en cada nivel tanto superior como inferior para posteriormente explotarlos con la aplicación de taladros largos y posteriormente proceder con el relleno. Su función principal es acceso a los cuerpos mineralizados, delimitar dichos cuerpos y facilitar la explotación de los tajeos.

- **Subniveles;** Son labores de preparación que se realizan en mineral con sección de 4 m x 4 m, gradiente 2%, y sirven para delimitar el block de mineral a explotar por el método Bench and Fill tanto por la parte superior e inferior con una distancia de subnivel a subnivel de 14.5 m; desde el nivel superior se realizan la perforación de taladros largos. **Ver anexo N° 04:** Labores de preparación de la Mina Santander

5.3.3. LABORES DE EXPLOTACIÓN

- **Tajeo;** Explotado mediante “BENCH & FILL STOPING”, Esta labor tiene dimensiones 100m x 15m x 15m (L x A x H) aproximadamente, las dimensiones son variables en cada tajeo.

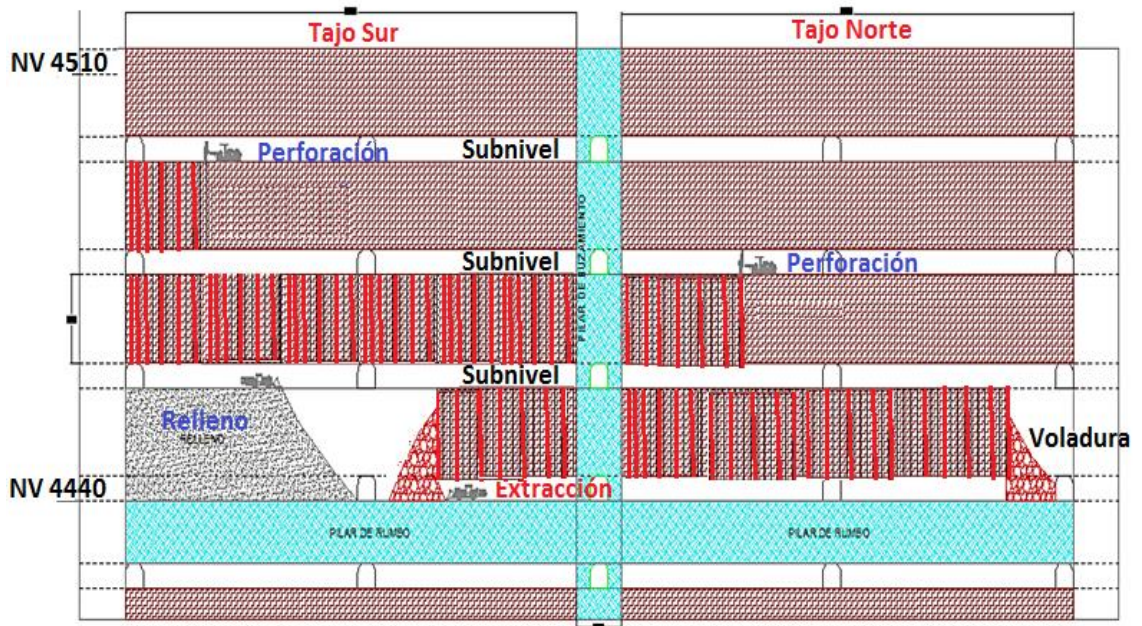
5.4. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El método consiste en la explotación por banqueo de subniveles en forma ascendente “BENCH & FILL STOPING”, que se viene empleando en las tres zonas de los cuerpos Magistrales, en una configuración longitudinal al rumbo de las estructuras mineralizadas mediante la aplicación de relleno detrítico en el 100% de áreas abiertas (tajeos). El relleno de los tajeos se realiza con desmontes generados de los frentes de desarrollo que están acopiados en labores adyacentes desde estas labores y se abastece mediante equipos Scooptram; operando como máximo 1 ó 2 frentes por piso de explotación; es necesario precisar tal y como se muestra en el esquema la configuración actual implica que entre dos niveles de explotación (Nv 4580 y 4510), realizar 4 pisos, siendo el piso 1 el nivel de galerías-base y el piso 4 una infraestructura realizada para perforación - ventilación - relleno del tajo del panel 3. El minado es ascendente desde el nivel inferior hasta el piso 4. ⁽⁴⁾

La unidad básica de explotación se constituye de la siguiente infraestructura (01 Crucero, 01 By Pass, 02 - 03 Ventanas, 01Galería/Subnivel inferior y 01 Subnivel superior para perforación-ventilación - relleno, 01 - 02 chimeneas SLOT), esta infraestructura se prepara por piso de explotación precisando que en un bloque de 70 m de altura (4510 – 4440 = 70 m) existen 4 pisos que incluyen el nivel de

base; por otro lado como se aprecia en el esquema en cada nivel de explotación se establece un puente de 11 a 22 m. ⁽⁴⁾

Fig. N° 16: Diseño estándar de Explotación de la Mina Santander

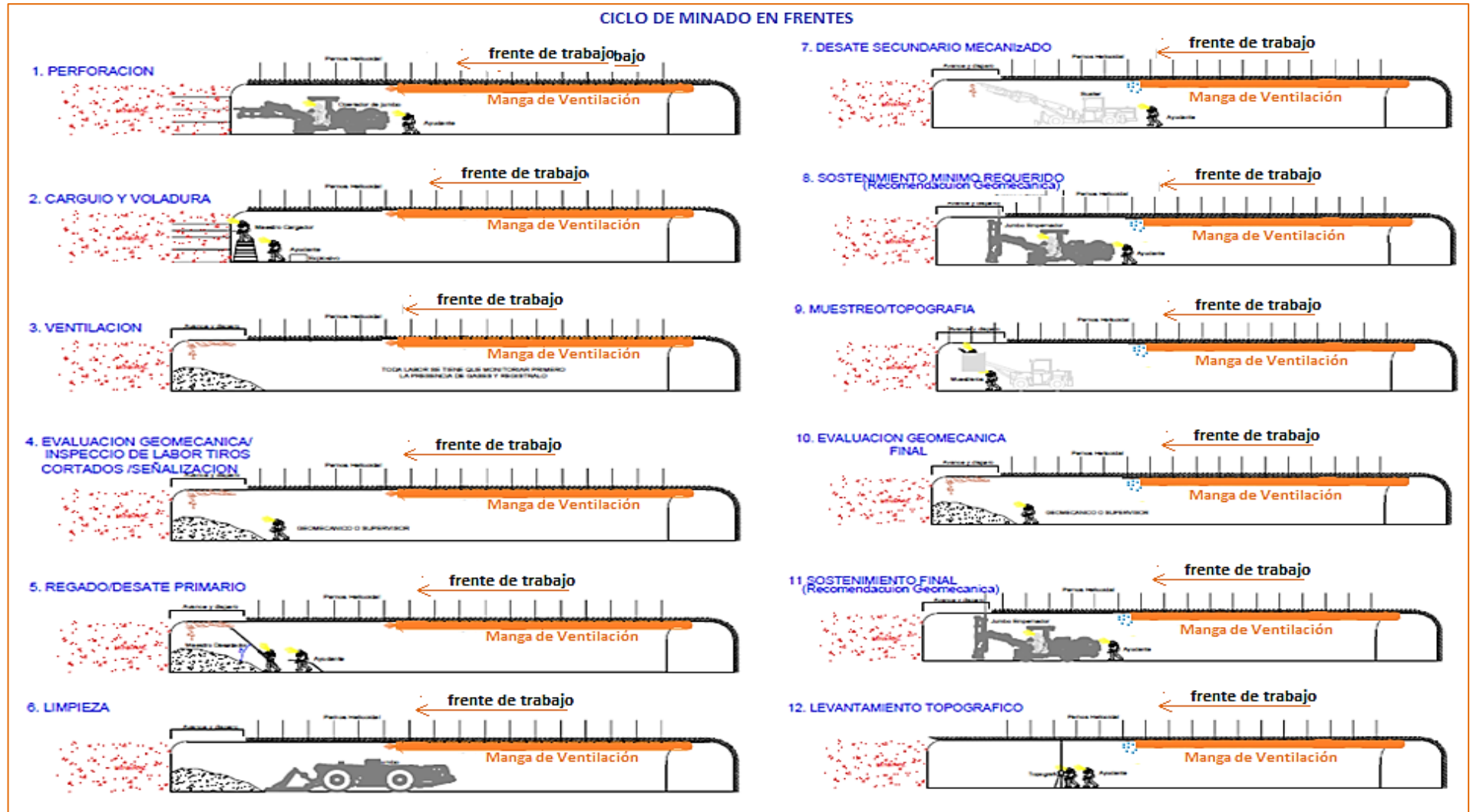


5.5. SECUENCIA DE MINADO

5.5.1. SECUENCIA DE MINADO EN FRENTES

En la siguiente figura se muestra la secuencia de minado en labores de desarrollo y preparación de la Mina Santander.

Fig. N° 17: Ciclo de minado en frentes de avance Mina Santander



5.5.2. SECUENCIA DE MINADO EN TAJEOS

La secuencia de minado por bloques (tajeos) será en forma descendente y la explotación en los bloques (tajeos) en forma ascendente.

- **Construcción de by pass**, La construcción se realiza paralelo a los Sn para delimitar el cuerpo mineralizado, con sección de 4 m x 3.5 m.
- **Construcción de ventanas**, Las dimensiones son de 4 m x 3.5 m, se realizan 2 a 3 ventanas perpendicular a los subniveles.
- **Construcción de los sub niveles**, Se construye en mineral para preparar el tajeo, tiene secciones de 4 m x 4 m ó 5 m x 4 m.

Para realizar la explotación de los tajeos se tendrá delimitado con un nivel inferior y en un nivel superior. Posteriormente, se realiza el desquinche en los subniveles hasta alcanzar la potencia de minado, teniendo en cuenta aspectos geomecánicos (máx. longitud de abertura). Y finalmente el sostenimiento en la caja techo y bóveda del SN.

Fig. N° 18: Paso N° 01 - Preparación de Tj, Ch Slots, Desquinche y sostenimiento de SN

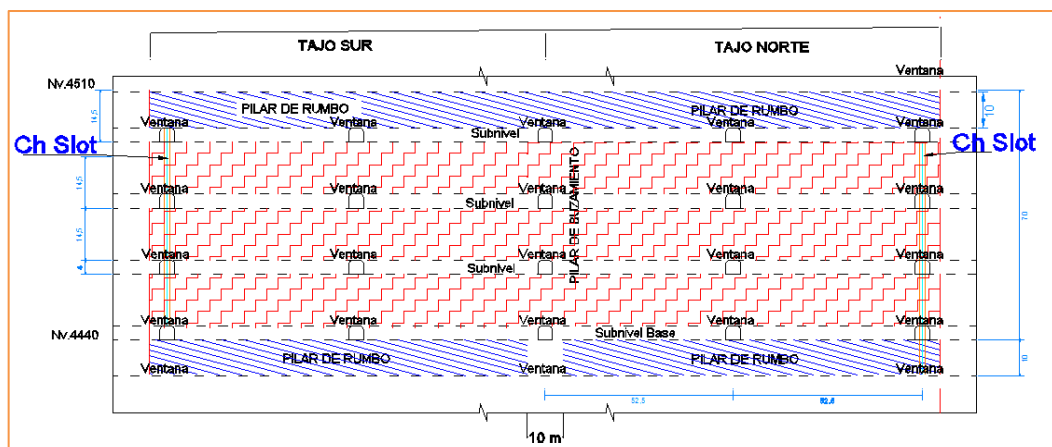
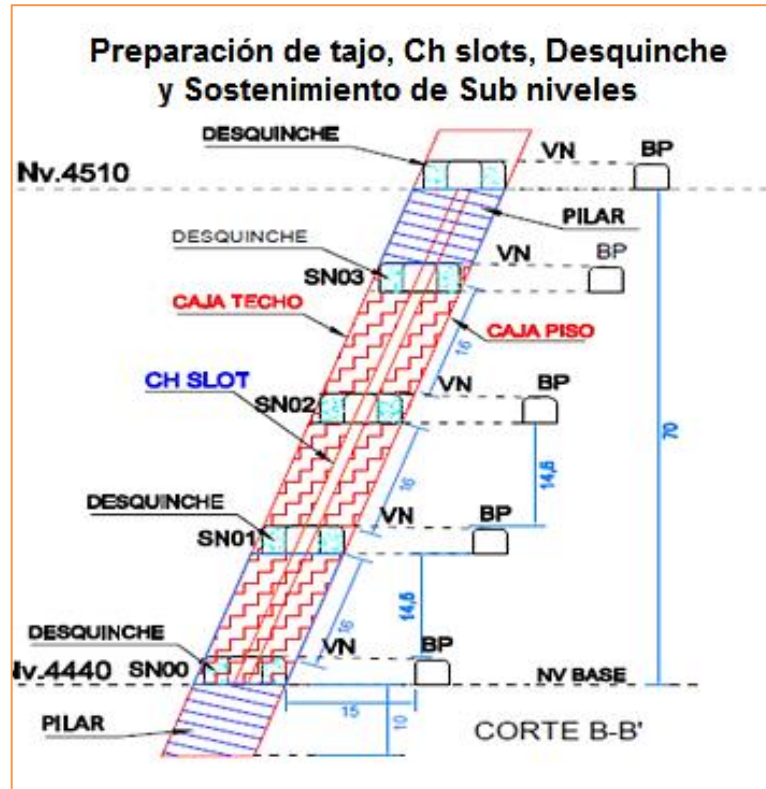
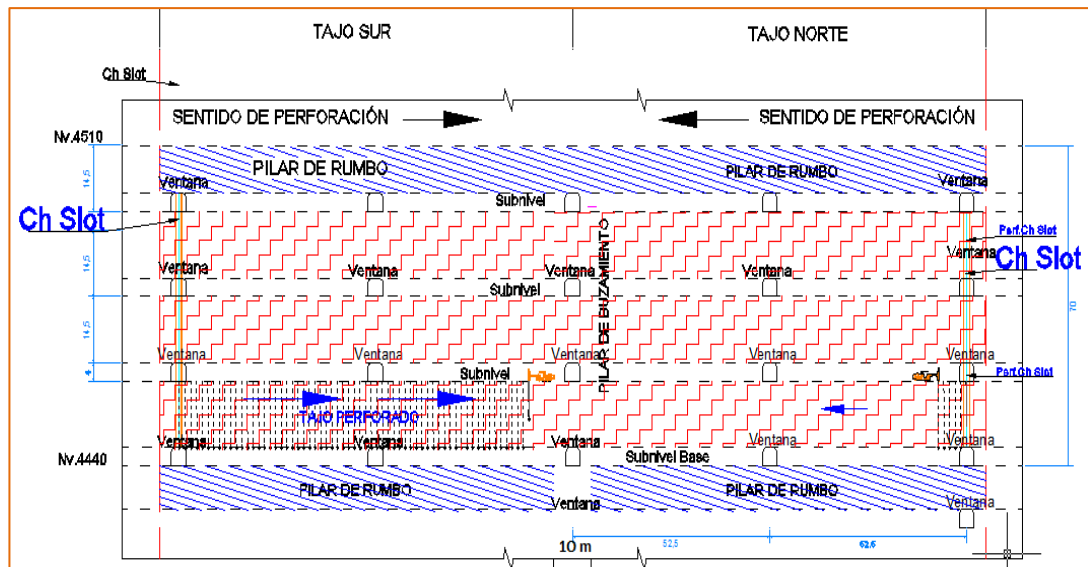


Fig. N° 19: Vista transversal, preparación de tajo



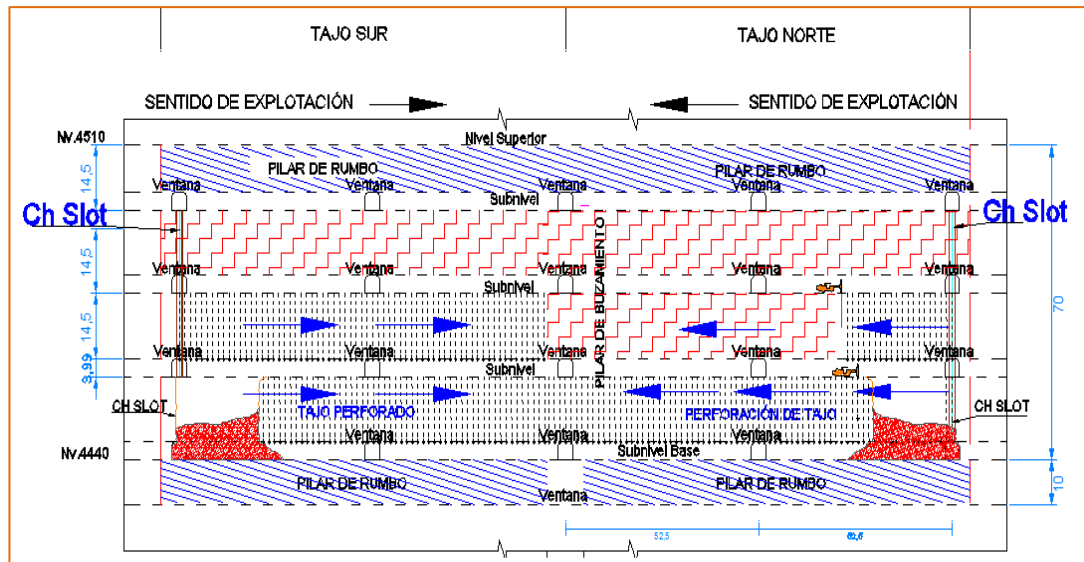
La perforación de taladros largos se inicia desde los extremos del tajeo hacia el centro (perforación de Ch Slot y zanja, y taladros de producción).

Fig. N° 20: Paso N° 02 - Perforación del tajeo.



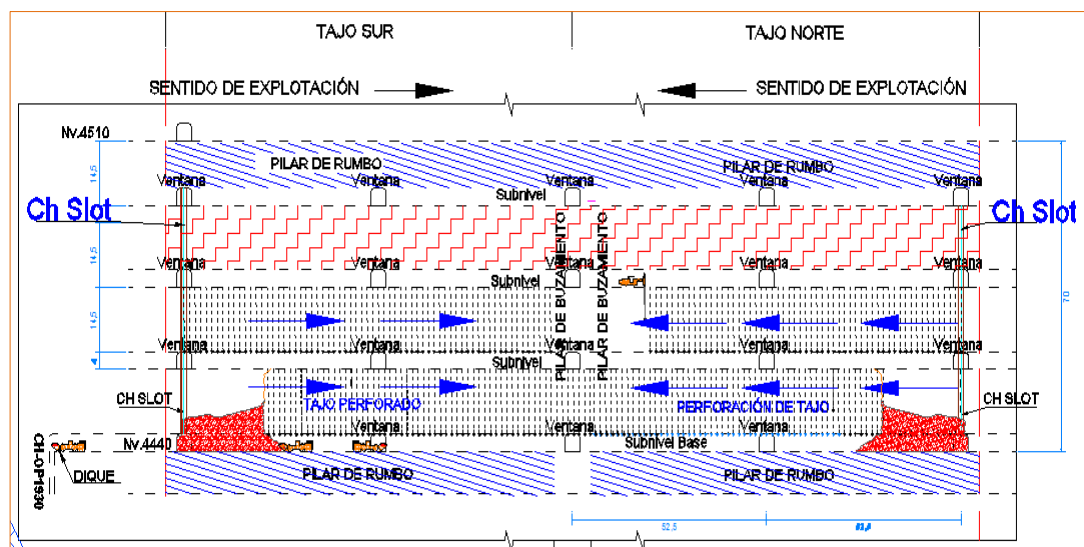
La voladura se realiza desde los extremos hacia el centro, (voladura de la Ch Slot y la zanja para la cara libre, y consecuentemente voladura de los taladros de producción, teniendo en cuenta la máxima abertura).

Fig. N° 21: Paso N° 03 - Voladura del tajeo



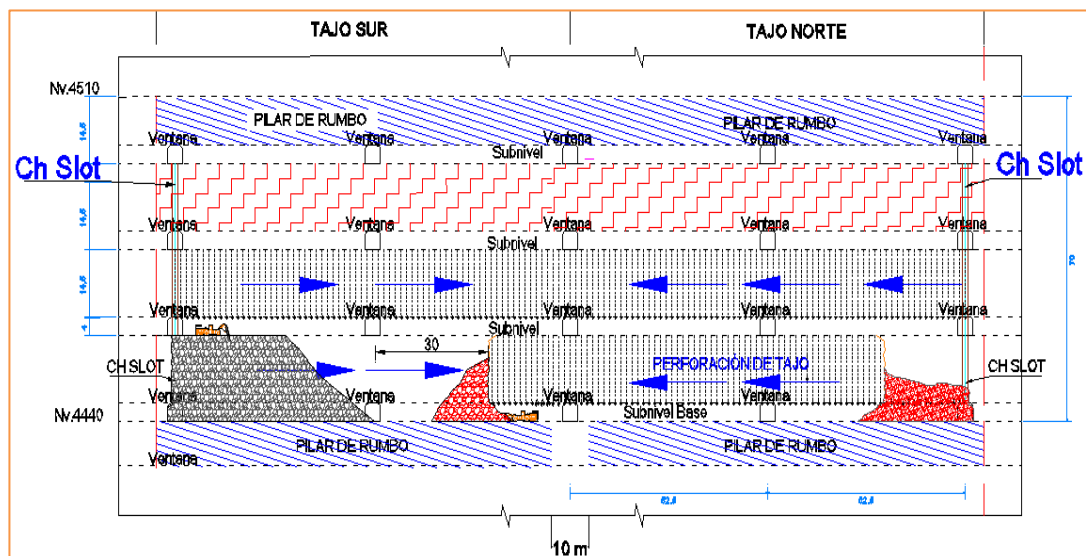
La limpieza se ejecuta desde el nivel inferior con scoop telemando, habilitando los refugios cada 10 m a 15 m de separación para la posición del operador.

Fig. N° 22: Paso N° 04 - Limpieza del mineral



El relleno detrítico se realiza por el nivel superior, para no contaminar al mineral se coloca dique de desmorte. La distancia entre el talud de relleno y la última malla de perforación es máximo 40 m, según recomendación de geomecánica para la estabilidad del tajo.

Fig. N° 23: Paso N° 05 - Relleno del tajo



5.6. OPERACIONES UNITARIAS

Las fases del ciclo de minado son: Sostenimiento, perforación, voladura, acarreo, transporte y relleno. En cada una de ellas se tienen consideraciones especiales para un mejor control de la estabilidad de la roca y dilución del mineral: Voladura por tramos cortos, buena fragmentación, con una extracción con equipo a control remoto de tal manera que se garantice la seguridad, operatividad y productividad.

5.6.1. SOSTENIMIENTO

El sostenimiento en los tajeos actualmente se realiza mediante la aplicación "Shotcrete de 2" reforzado con fibra de acero $f_c = 320 \text{ kg/cm}^2$ " (Shotcrete vía

húmeda con robot alpha 20) + con pernos helicoidales sistemáticos de 10 pies espaciados a 1.5 m x 1.5 m + cable bolting de 6.5 m, 10 m y 15 m en una densidad de 2.5 m x 2.5 m cuando el terreno así lo requiera. ⁽⁴⁾

En las labores de avance se realiza el sostenimiento con shotcrete de 2", pernos helicoidales, Split set y mallas metálicas cuando el terreno así lo requiera.

Fig. N° 24: Sostenimiento con shotcrete (Izquierdo) y con cable bolting (derecha)


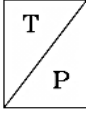
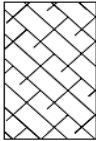
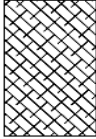




Tabla N° 21: Tipos de sostenimiento en función de los tipos de rocas

RMR	Categoría	Indice GSI	Tiempo de Autosostente	Sostenimiento
>60	A	F/B	1 año	Sin sostenimiento o pernos helicoidales de 7' en forma puntual
51-60	B	F/R	6 meses	Sostener con pernos helicoidales de 7' en forma sistemática con espaciamiento transversal de 1.6m y espaciamiento longitudinal de 1.2m
		MF/B		
41-50	C	F/P	1 mes	Sostener con una capa de shotcrete de 2" de espesor ó pernos helicoidales de 7' en forma sistemática + malla electrosoldada
		MF/R		
		IF/B		
31-40	D	F/MP	3 días	Sostener con shotcrete de 2" de espesor, reforzado con pernos helicoidales de 7' en forma sistemática con espaciamiento transversal de 1.8m y espaciamiento longitudinal de 1.5m
		MF/P		
		IF/R		
21-30	E	MF/MP	24 horas	Sostener con shotcrete de 2" de espesor + pernos helicoidales de 7' en forma sistemática, reforzado con malla electrosoldada
		IF/P		
		T/R		
0-20	F	T/MP	Inmediato	Sostener con cimbras de acero de viga 6H20

Fuente: Departamento de geomecánica

Tabla N° 22: Tabla Geomecánica GSI Estandarizado

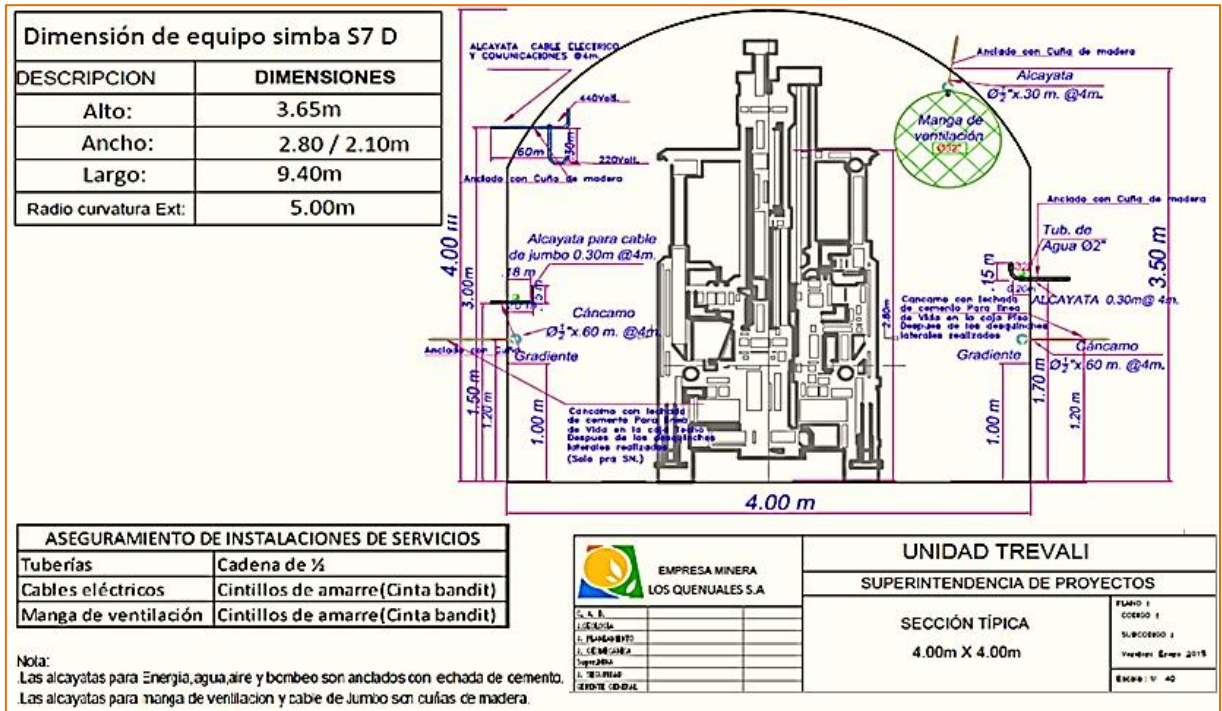
 SOSTENIMIENTO DE MINA EN LA EMLQSA U.E.A. SANTANDER DE TREVALI PERU SAC.					
<p>A Sin sostenimiento o pernos puntuales.</p> <p>B Pernos de 7' espaciados a 1.6m x 1.2m.</p> <p>C Una capa de shotcrete de 2" de espesor o pernos + malla.</p> <p>D Shotcrete 2" + pernos espaciados a 1.8m x 1.5m.</p> <p>E Shotcrete 3" + pernos espaciados a 1.5m x 1.5m y/o reforzado con malla.</p> <p>F Cimbras.</p>					
ESTRUCTURA		CONDICION SUPERFICIAL			
		BUENA (B) (Resistente, Levemente Alterada) Discontinuidades rugosas, presenta superficie con oxidacion, ligeramiente abiertas <1mm. Dureza R4 (50 a 100 Mpa). <i>(Se rompe con varios golpes de picota)</i>	REGULAR (R) (Moderadamente Resistente y Alterada) Discontinuidad ligeramiente rugosa, moderadamente alterada; abierta de 1 a 5mm. Relleno compacto. Dureza R3 (25 a 50 MPa) <i>(Se rompe con uno o dos golpes firmes de picota)</i>		
		POBRE (P) (Poco Resistente, Muy Alterada) Discontinuidad lisa, plana o con estricciones, abierta > 5mm. Relleno compacto o con fragmentos de roca. Dureza R2 (5-25 MPa). <i>(Se identa superficialmente y/o raya fácilmente con la navaja)</i>	MUY POBRE (MP) (Blanda, Extremadamente Alterada) Superficie pulida y estriada, muy abierta >> 5mm. Relleno de fragmentos en matriz blanda y panizada. Dureza R1 (<5 MPa). <i>(Se disgrega con fuerza de puño y/o identa profundamente con la picota)</i>		
 <p>FRACTURADA (F) Bien trabada, poco disturbada. Bloques cubicos formados por tres sistemas de discontinuidades ortogonales. (RQD= 50% - 75%) <i>(6 a 10 fracturas / m2)</i></p>	A	A	B	C	D
	F/B	F/R	F/P	F/MP	
 <p>MUY FRACTURADA (MF) Moderadamente trabada, parcialmente disturbada. Bloques angulosos formados por 4 o mas sistemas de discontinuidades. (RQD= 25% - 50%) <i>(11 a 20 fracturas / m2)</i></p>	A	B	C	D	E
	MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	
 <p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) Plegamiento y fallamiento. Muchas discontinuidades interceptadas formando trozos angulosos e irregulares. Espaciamiento entre diaclasas de < 5cm. (RQD= <25%) <i>(Mas de 20 fracturas / m2)</i></p>	B	C	D	E	F
	IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP	
 <p>TRITURADA (T) Masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados en matriz arcillosa. (Sin RQD)</p>		D	E	F	F
		T/R	T/P	T/MP	

Fuente: Departamento de geomecánica

5.6.2.PERFORACIÓN

La perforación de los taladros largos se realiza con equipos SIMBA modelo S7D marca Atlas Copco que utiliza un martillo COP 1838, la perforación se realiza desde el nivel superior al inferior de una longitud promedio de 15 m.

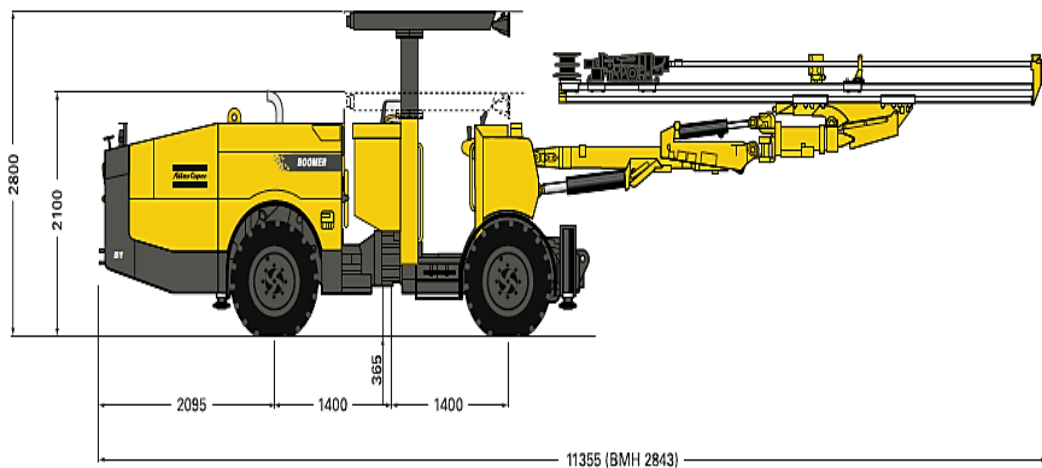
Fig. N° 25: Dimensión del Equipo de perforación de taladros largos (Simba S7D)



Fuente: Planeamiento Mina Santander

Perforación en frentes de avance se realiza con jumbos S1D de Atlas Copco, Se realiza perforación horizontal (Breasting) de 12 ft, en la Unidad se cuenta con tres jumbos electrohidráulicos que se distribuyen en las tres zonas Magistrales.

Fig. N° 26: Dimensión del Equipo de perforación en frentes (Jumbo S1D)



Fuente: Catálogo de productos Atlas Copco.

5.6.3.VOLADURA

El “carguío y voladura” en tajeo se realiza desde el nivel superior al inferior con cara libre hacia la chimenea SLOT, de acuerdo a la evaluación geomecánica la voladura también se realiza en 2 tramos.

Tabla N° 23: Explosivos y accesorios para la voladura en tajeos

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS	
Iniciador (Cebo)	Emulex 80% 1½”x12” Emulex 65% 1 1/2*12
Carga de Columna (Tal. Seco)	Anfo
Carga de Columna (Tal. Con H2O)	Exagel 65% 2”x16”
Iniciador No Eléctrico	Excel 18 m
Cordón detonante	Pentacord 5p
Mecha rápida	0.6m
Carmex	2.7m

Fig. N° 27: Explosivos y accesorios para la voladura en tajeos



Tabla N° 24: Parámetros de voladura en tajeos

PARAMETROS DE VOLADURA EN TAJEOS	
Equipo	Simba S7D
Tipo de Roca	III A RMR 51 - 60
Densidad	3.07 (mineral)
Dimensiones del Tajeo	100m x15mx 15m (LxAxH)
Longitud de perforación	15 m
Diámetro de perforación	2.5" (64 mm)
Burden	1.5m
Espaciamiento	1.5m
Baricentro	1.8m
Factor de perforación (Rend.)	5.08 Tn/m.
Factor de Potencia	0.22 Kg - explosivo/Tn-rota
Voladura Secundaria	5% (promedio)
Presión de Carguío	85 psi

Fig. N° 30: Limpieza de mineral del tajeo con equipo LHD a telemando



5.6.5. TRANSPORTE

Para realizar el transporte de mineral se tienen Volquetes de 14 m³ de capacidad, las secciones por donde transitan es de 5 m x 4 m, el recorrido aproximado desde las cámaras de carguío es de 3 a 4 km hasta el Stock Pile. ⁽⁴⁾

El transporte de desmonte desde los frentes de avance es hacia el Waste Dam que se encuentra en la Bocamina Magistral Sur.

Fig. N° 31: Carguío y transporte de Mineral



desde superficie dependiendo donde se ubique el desmonte. El relleno constituye una componente fundamental del método de minado, no disponer del “RELLENO DETRÍTICO” en tiempo y volumen genera condiciones sub estándares de minado (inestabilidades, incumplimiento de los programas de producción, desfase de los planes de minado) que en suma significa una restricción total para continuar con el ciclo de minado (paraliza total las operaciones en el tajo, generando rotación del personal, equipos y recursos con la consecuente baja productividad hombre - guardia).⁽⁴⁾

Fig. N° 33: Relleno detrítico en el TJ 4440MC - 1S



5.7. SERVICIOS

5.7.1. VENTILACIÓN

Con el objeto de asegurar la calidad del aire a inyectar a la mina, se desarrolló una infraestructura que comprende tres bocaminas de acceso independientes

(Bocamina 4650, Bocamina 4580 y Bocamina 4540), tres troncales de ventilación ubicadas en la proyección de cada uno de los cuerpos a minarse, las mismas que se desarrollaron por el método del Raise Boring con un diámetro de 2.40 metros, desde la primera etapa de operación de la mina. ⁽⁴⁾

También se cuenta con el sistema ventilación secundaria en el desarrollo de los diferentes frentes de trabajo donde se presente un solo acceso, con la finalidad de mantener un ambiente adecuado para el buen desempeño del personal y maquinarias.

Fig. N° 34: Características de Ventiladoras extractoras principales

Ventilador Magistral Norte	Ventilador Magistral Centro	Ventilador Magistral Sur
Características: <ul style="list-style-type: none"> ▪ Ø Carcasa: 60" ▪ Q nominal: 100,000 CFM 	Características: <ul style="list-style-type: none"> ▪ Ø Carcasa: 60" ▪ Q nominal: 120,000 CFM 	Características: <ul style="list-style-type: none"> ▪ Ø Carcasa: 60" ▪ Q nominal: 120 000 CFM
		

5.7.2. SISTEMA DE AIRE COMPRIMIDO

Para el abastecimiento de aire comprimido a la Mina se cuenta con 2 compresoras, para los cuales se cuenta con 2 tanques de 5 m³ que se ubican en Bocamina Magistral Centro, el ingreso de aire a la zona Norte, Centro y Sur es mediante tres troncales independientes de 6" de diámetro de acero hasta el NV 4510, desde este punto se distribuye a los niveles inferiores. ⁽³⁾

5.7.3. SISTEMA DE BOMBEO

Actualmente la Mina Santander, tiene actividades mineras donde existe presencia de agua rampas de profundización Rp (-) 4577 y Rp (-) 4005, siendo esta última donde existe un flujo permanente y considerable, imposibilitando el avance programado e incluso paralizando las actividades. Se tiene 2 sistemas principales de bombeo. ⁽³⁾

- **NV 4510 (BP 4510 -1):** Se tiene 5 pozas (2 pozas de captación, 2 pozas de sedimentación y bombeo) en este NV se capta el agua de los tres Magistrales para luego bombear a las pozas en superficie de MC, y realizar la recirculación mediante bombas al tanque en magistral norte y continuar el ciclo.
- **NV 4440 (BP 4440 - 1MC):** Consta de 6 pozas (4 pozas de sedimentación y 2 pozas de secado de lodo), por lo cual las bombas de profundización bombean a este NV 4440 (Caudal de tratamiento: 150 l/s a través de tuberías de 10") y desde este punto al BP 4510.

5.8. GESTIÓN DE SEGURIDAD, SALUD OCUPACIONAL Y MEDIO AMBIENTE

La Seguridad se basa principalmente en el Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería (DS 024), su difusión y cumplimiento estricto de las disposiciones que se indican. ⁽³⁾

La EMQSA fiscaliza el cumplimiento total de los planes de seguridad de las EC JRC y TECNOMIN DATA, quienes verifican la función al 100%.

5.8.1. POLÍTICA DE SEGURIDAD, AMBIENTE Y SALUD OCUPACIONAL



LosQuenuales

POLÍTICA DE SEGURIDAD, AMBIENTE Y SALUD OCUPACIONAL

Somos una Organización cuya visión es ser líder en gestión de negocios de producción de polimetálicos en la minería Peruana. Somos conscientes de las características desafiantes de nuestras actividades y consideramos a la persona y al ambiente como elementos fundamentales para nuestra Organización.

Nuestro marco de acción se sustenta en:

- Prevenir la contaminación ambiental de nuestras operaciones, la lesión y enfermedad de nuestros trabajadores y de todos aquellos bajo nuestra responsabilidad.
- La mejora continua de nuestro desempeño en seguridad, ambiente y salud, acorde con los más altos estándares de eficiencia operativa.
- El control del impacto de nuestras operaciones en las comunidades de nuestro entorno.
- El reconocimiento de la participación activa de los trabajadores como un factor crítico de éxito del Sistema Integrado de Gestión.
- El fomento de la conciencia y cumplimiento de compromisos ambientales, de seguridad y salud a nuestros proveedores de bienes y servicios a fin de limitar el impacto global en toda la cadena de suministro.

Para ello, estamos comprometidos en:

- Gestionar la salud y la seguridad de nuestros trabajadores y personal de empresas contratistas, facilitando los recursos y capacitación necesaria, fomentando el cuidado integral de la persona.
- Priorizar el cuidado del ambiente, la seguridad y la salud ocupacional en nuestras decisiones.
- Implementar, mantener y mejorar el Sistema Integrado de Gestión, bajo los mejores estándares internacionales aplicables, que identifique, controle, vigile y mejore nuestros procesos, los aspectos ambientales y los peligros y sus riesgos asociados en todas las actividades de nuestra organización.
- El cumplimiento del marco regulatorio y los compromisos asumidos por nuestra organización, relacionadas con nuestros aspectos ambientales y riesgos a la seguridad y salud.

Marcela Benites
GC Serv. Legales

Fernando Café
GG Corporativo

Jana Drakic
GC Adm. y Fin.

Othmar Rabitsch
GC Gest. Humana y RR.II.

José Carlos Bartra
GC SAS

Alfredo Bambarén
GC Relac. Comunitarias

Christopher Emerson
GC Geología

Francisco Grimaldo
GG UM Yauliyacu

José Antonio Kurcewicz
GG UM Iscaycruz

Ramiro Pérez
G UM Trevali (I)

Fuente: Área SAS de la Empresa Minera los Quenuales

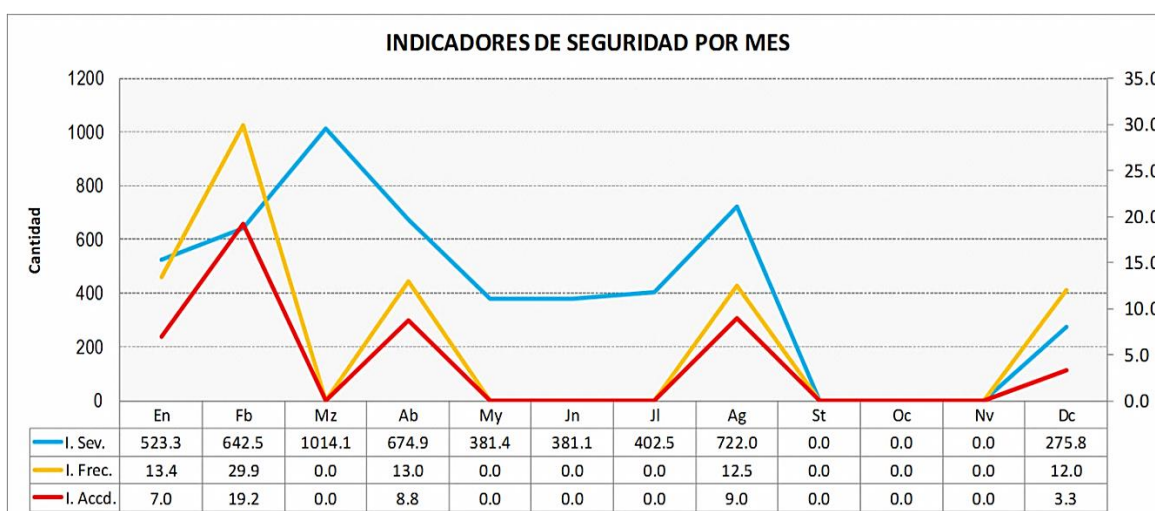
5.8.2.DATOS ESTADÍSTICOS DE SEGURIDAD AÑO 2015

Con respecto a las estadísticas de seguridad se tiene como meta reducir permanentemente los índices de frecuencia, severidad y accidentabilidad, teniendo como $IF \leq 5$, $IS \leq 200$ y $IA \leq 1$.⁽³⁾

Tabla N° 25: Índices de seguridad Mina Santander 2015

	dic-15	Acumulado
Horas Hombre Trabajadas	83381	953646,6
Incidentes	0	51
Accidentes Leves	0	18
Accidentes Incapacitantes	1	6
Días Perdidos	23	356
Índice de Frecuencia	11,99	6,29
Índice de Severidad	275,84	373,3
Índice de Accidentabilidad	3,31	2,35

Fig. N° 35: Resumen de Indicadores de seguridad



Fuente: Área SAS de la Empresa Minera los Quenuales

5.8.3.HERRAMIENTAS DE GESTIÓN DE SEGURIDAD

Se tiene como tarea imperativa, continuar la implementación de nuestro Sistema Integrado de Gestión para operar eficientemente dentro los requisitos de Seguridad, Ambiente y Salud. A continuación, se nombran las principales

herramientas de gestión que se utilizarán para el logro de los objetivos: Matriz IPERC, PETS - ATS, Permisos de Trabajo de Alto Riesgo (PETAR), Indicadores de Performance de Seguridad CPI, Comunicación Grupal, Inspecciones, Observación Planeada de Trabajo (OPT), Orden y Limpieza "5S", Reportes de Desvíos. ⁽³⁾

5.8.3.1. MATRIZ IPERC

El IPERC es una herramienta que se utiliza para la identificación de los peligros, evaluar los riesgos y su respectivo control. ⁽³⁾

5.8.3.2. PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO (PETS)

Documento que contiene la descripción específica de la forma cómo llevar a cabo o desarrollar una tarea de manera correcta desde el comienzo hasta el final, dividida en un conjunto de pasos consecutivos o sistemáticos. Resuelve la pregunta: ¿Cómo hacer el trabajo/tarea de manera correcta? ⁽³⁾

5.8.3.3. PETAR

Es el Permiso Escrito de Trabajo de Alto Riesgo, es un documento autorizado y firmado para cada turno por el ingeniero supervisor y superintendente o responsable del área de trabajo y visado por el Gerente de Seguridad y Salud Ocupacional o, en ausencia de éste, por el Ingeniero de Seguridad, que permite efectuar trabajos en zonas que son peligrosas y consideradas de alto riesgo. ⁽³⁾

5.8.3.4. INDICADOR CLAVE DE PERFORMANCE (CPI)

Herramienta que permite realizar la medición del desempeño de supervisores de la Organización en sus diferentes áreas, a través del desarrollo en cumplimiento y calidad de las herramientas de gestión SAS. ⁽³⁾




Tabla N° 26: Criterios de evaluación y pesos por herramienta

Nivel de Supervisión FUNCIONAL	Comunicación Grupal	Observación Planeada de Trabajo (OPT)	Inspecciones Planeadas	"5S" Orden y Limpieza	Ruta Operacional del Líder (ROL)	Registra, Analiza, Corrige (RAC)
	C-Q	C-Q	C-Q	C-Q	C-Q	C-Q
Gerentes	30	-	30	-	40	-
Superintendentes	15	-	15	15	25	30
Jefes	25	25	25	25	-	-
Supervisores	30	40	30	-	-	-

5.8.3.5. COMUNICACIÓN GRUPAL/CAPACITACIONES

Compartir información, motivando la interacción del grupo, mostrando conceptos o procedimientos de manera general y resumida haciendo uso de las técnicas de comunicación grupal. ⁽³⁾

Fig. N° 36: Formato de la lista de asistencia

						CODIGO FC-010-018
FORMULARIO CORPORATIVO		LISTA DE ASISTENCIA				REGION 01
Instructor/Moderador:						Fecha:
Gerencia/Superintendencia/Area:						
Desde:	Hasta:	Duración:	Asistentes:	H-H :		
Temas tratados:						
1.						
2.						
3.						
RELACION DE ASISTENTES						
N°	Apellidos	Nombres	Area	Empresa	Firma	DNI
1						
2						
3						
4						
5						
6						
7						
8						
9						
10						
11						
12						
13						
14						
15						
16						
17						
18						
19						
Comentarios / observaciones / sugerencias:						
Firma Instructor / Moderador						

5.8.3.6. INSPECCIONES

Herramienta para Identificar fuentes de riesgo (actos y condiciones sub estándar) u otras situaciones que requieran controlar y/o implementar mejoras para controlar los riesgos SAS. ⁽³⁾

Tabla N° 27: Área para inspecciones especiales

Frecuencia	Área
Previa al trabajo / antes de uso	Trabajos en Caliente Equipo móvil
Diario	Instalaciones de izaje y tracción Zonas de alto riesgo. Supervisores de operaciones
Semanal	Bodegas y talleres. Tolvas o echaderos subterráneos Polvorines. Sistemas de bombeo y drenaje. Laboratorio
Mensual	Cables de izaje y cablecarril. Evaluaciones de orden y limpieza Instalaciones eléctricas. Sistemas contra incendios. Sistemas de alarma Botiquines y salas de rescate Relaveras Arneses y líneas de vida Herramientas Depósito de concentrados Comité de Seguridad.
Trimestral	Central térmica casa de fuerza Represas Subestación eléctrica Sistemas de almacenamiento de hidrocarburos Alta Gerencia - Recorridos
Semestral	Escaleras y andamios Línea de transmisión

Fig. N° 37: Pasos para realizar la inspección



Fig. N° 38: Formato de Inspección planificada

EMPRESA		UNIDAD	ÁREA INSPECCIONADA	FECHA DE LA INSPECCIÓN	NIVEL DE RIESGO					
EMPRESA MINERA Los Quenuales					ALTO	Baja probabilidad de Lesión personal o fatal en forma permanente / Impacto irreversible sobre el medio ambiente. (NO usar)				
TIPO DE INSPECCIÓN		NOMBRE DEL INSPECTOR (ES)			MEDIO	Mediana probabilidad de Lesión personal o temporal / Impacto reversible sobre el medio ambiente				
					BAJO	Baja probabilidad de Lesión leve temporal / Impacto leve o temporal sobre el medio ambiente				
Ítem	Lugar / Área	Foto (opcional)	Descripción de la observación	Nivel de Riesgo			Medidas de Control (*)	Responsable	Fecha de Cumplimiento	Comentarios (Estado de cumplimiento, verificación, reprogramación de fecha, sustento, etc. según aplique)
				A	M	B				
(*) Las medidas de control se refieren a correcciones o acciones inmediatas y/o acciones correctivas/preventivas. Los hallazgos con Nivel de Riesgo "A" se tratarán en el Registro de Acciones Correctivas, Preventivas y Oportunidades de Mejora (FC-SIG-009).										
RESPONSABLE DEL ÁREA INSPECCIONADA		NOMBRE		FIRMA		FIRMA DEL INSPECTOR / INSPECTORES				

5.8.3.7. OBSERVACIÓN PLANEADA DE TRABAJO (OPT)

Se utiliza para llevar a cabo una observación planeada de trabajo con el fin de comprobar que se estén utilizando correctamente los procedimientos escritos de trabajo seguro (PETS) o con el fin de modificar estos. ⁽³⁾

Fig. N° 39: Pasos para realizar una Observación Planeada de Trabajo

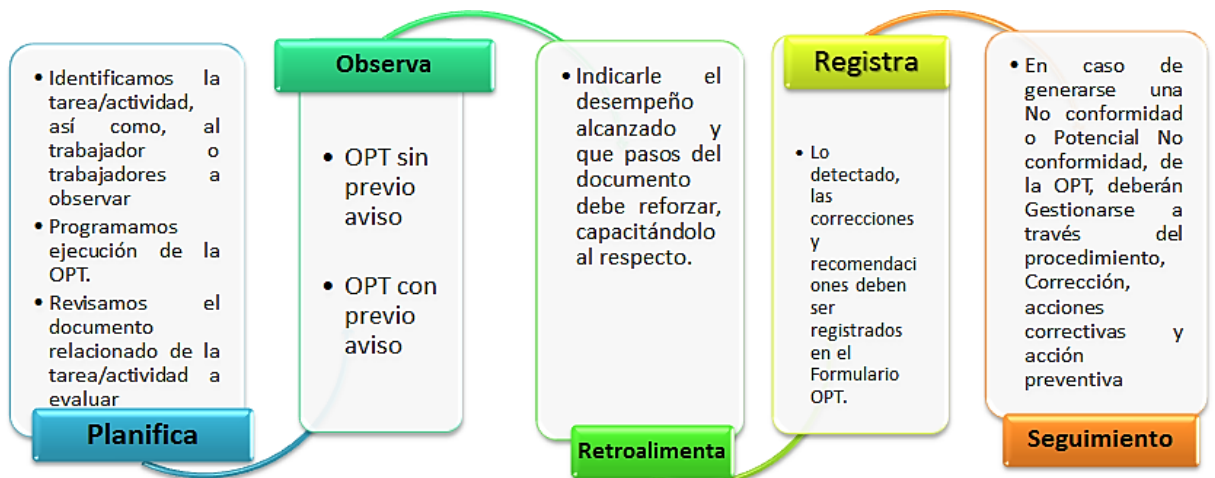


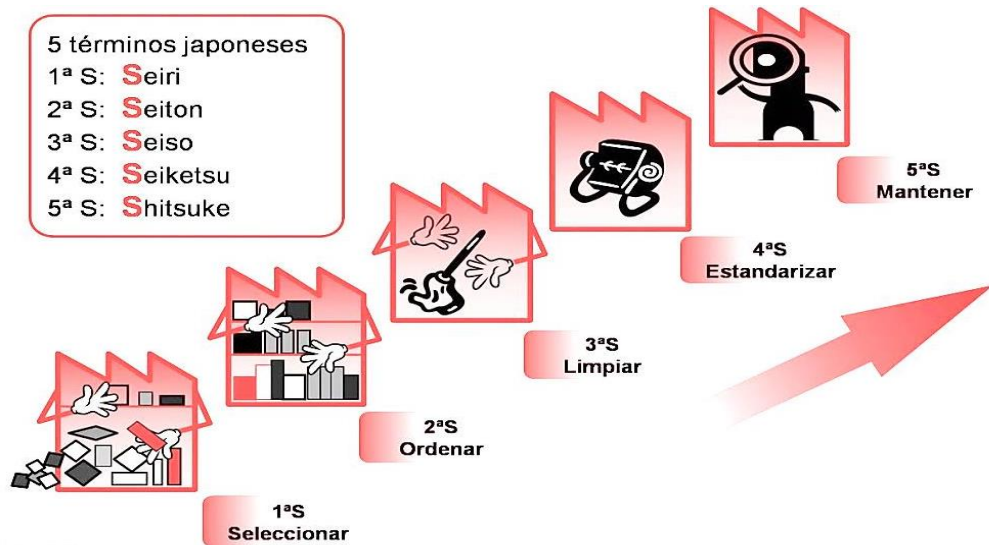
Fig. N° 40: Formato de Obsevacion Planeda de Trabajo

FORMULARIO		CÓDIGO		FECHA	
OBSERVACION PLANEADEA DEL TRABAJO					
NOMBRE		CARGO		EMPRESA	
CUBA		CUBA		CUBA	
TÍTULO O DESCRIPCIÓN (nombre de la Operación, P.M.S., Inspección, etc.)				CÓDIGO DEL DOCUMENTO	
NOMBRE DEL OPERARIO		EDUCACIÓN		TIEMPO DEL TRABAJO (hora)	
TIPO DE OPT (la que "X" denote con respuesta)		Categoría de pieza		En el desarrollo	
Trabajos en alta fricción		Trabajadores nuevos		Trabajadores antiguos	
Trabajos en alta fricción		Trabajadores familiares		Trabajadores inspeccionados	
Trabajos en alta fricción		Trabajadores que operan en el sistema P.M.S. o en línea		Otro (especificar)	
OBSERVACION DEL TRABAJO SEGUN EL DOCUMENTO O PLANEO					
Responde a las preguntas y marca la respuesta					
Definición		SI		NO	
¿Presenta todos sus componentes de gestión operativa para su actividad, sea el P.M.S. (P.M.S. Continuo o JTE) P.M.S. o sea?					
¿Utiliza todo el tiempo al P.M. especifico para la tarea que está realizando?					
¿Realiza sus movimientos, golpes o maquinarias a su ritmo de trabajo?					
¿Utiliza todas las medidas de control especificadas por la actividad indicada?					
¿Realiza las operaciones necesarias según el tipo de actividad?					
¿Durante el desarrollo de la actividad se sigue el desarrollo de las piezas realizadas por ella?					
¿Deja ordenado y limpio su área de trabajo?					
¿Cumple el desarrollo de la actividad?					
CONCLUSIONES DEL OBSERVADOR (debe ser una "X" en la que indica la respuesta correcta)					
¿Este trabajador (es) debe seguir realizando la actividad?		SI		NO	
¿Se debe realizar una OPT de seguimiento a este trabajador en un futuro cercano?		SI		NO	
Comentarios					
Describa la(s) condición(es) que debiera mejorarse en la actividad indicada					
Describa la(s) condición(es) que debe mejorarse en el tiempo, métodos, herramientas, que mejorará el desarrollo de la actividad					
RETROALIMENTACIÓN					
TIPO DE RETROALIMENTACIÓN		TIPO DE COMENTARIO		FECHA	
NOMBRE DEL SUPERVISOR O OBSERVADOR		NOMBRE DEL SUPERVISOR O OBSERVADOR		FECHA	

5.8.3.8. ORDEN Y LIMPIEZA (5" S")

Herramienta que tiene como objetivo Mejorar el orden y limpieza de un área de trabajo, son cinco principios japoneses, cuyos nombres comienzan con "S" y que van todos en la misma dirección: ⁽³⁾

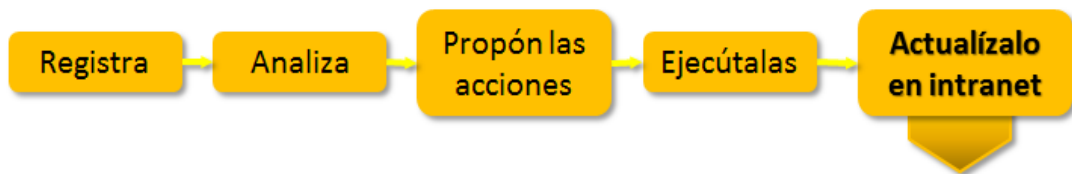
Fig. N° 41: Los 5S, Principios japoneses de Orden y Limpieza



5.8.3.9. REGISTRO DE ACCIONES CORRECTIVAS / PREVENTIVAS (RAC)

Herramienta que evalúa la calidad y cumplimiento del análisis causa raíz de un hallazgo (No conformidad real o potencial), así como, las acciones correctivas / preventivas que derivan de las mismas, así como su eficacia. ⁽³⁾

Fig. N° 42: Pasos para realizar el Registro de Acciones Correctivas/Preventivas



La Gerencia / Superintendencia / Jefatura de área debe **enviar a SIG el RAC actualizado la última semana de cada mes.**

Fig. N° 43: Registro de acciones correctivas / preventivas

EMPRESA UNERA Los Quenuales		FORMULARIO OPORTUNO														id:00	10-0000		
		REGISTRO DE ACCIONES CORRECTIVAS Y PREVENTIVAS Y OPORTUNIDADES DE MEJORA														fecha:	01		
Unidad		Fecha de actualización del registro																	
No.	Gerencia Superintendencia Área	Causa de no conformidad o no conformidad potencial o oportunidad de mejora		Código de acciones preventivas o correctivas	Origen de la AC/PP				Verificación de estado de la AC/PP				Ejecución de la AC/PP				Observaciones, comentarios o detalles		
		NC/OP u OPI	Fecha de inicio, finalización o de inicio, ejecución, suscripción		Descripción	Requisito	AC o PP	Causa base o causa raíz	Descripción	Responsable de implementación	Fecha programada de implementación	Estado (completo, en proceso, no iniciado)	Fecha de verificación	Responsable de verificación	Fecha inicio ejecución, suscripción, suscripción	Sistema (caso de la ejecución o ejecución de la AC/PP)		Verificado por	Fecha final de ejecución, suscripción, suscripción
1																			
2																			
3																			
4																			
5																			
6																			
7																			
8																			
9																			
10																			
11																			
12																			
13																			
14																			
15																			

Llenado solo por el responsable del área

Llenado solo por SAS - SIG

5.8.3.10. RECORRIDO OPERACIONAL DEL LÍDER (ROL)

Su objetivo es Verificar la Gestión SAS e identificar las oportunidades de mejora a través de las visitas en campo realizada por las Gerencias / Superintendencias.

(3)

Fig. N° 44: Formato de Recorrido Operacional Del Líder

FORMULARIO		Código	RS-000-000																										
RECORRIDO OPERACIONAL DEL LÍDER (ROL)																													
Realizado por		Cargo	Unidad																										
Áreas Revisadas		Fecha	Hora																										
<p>1^o Presente y notando el objetivo de su visita y hace con los trabajadores sobre temas de Seguridad Salud / Ambiente. Por ejemplo: Descanso seguro, rotación, trabajo supervisor, aspectos de los riesgos para espacios confinados, planificación / ordenación del trabajo, rotación en temas SAS, transporte, eliminación, otros etc. Una vez escuchada la necesidad u observación de si es posible, alternativas de solución / lista de formulación con las áreas más relevantes.</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Nombre y Apellido del Trabajador</th> <th>Empresa</th> <th>Área / Sección</th> <th>OBSERVACIONES O SUGERENCIAS del Trabajador (Incidencias)</th> <th>Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>1</td><td></td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td>2</td><td></td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td>3</td><td></td><td></td><td></td><td></td></tr> </tbody> </table>				Nombre y Apellido del Trabajador	Empresa	Área / Sección	OBSERVACIONES O SUGERENCIAS del Trabajador (Incidencias)	Firma	1					2					3										
Nombre y Apellido del Trabajador	Empresa	Área / Sección	OBSERVACIONES O SUGERENCIAS del Trabajador (Incidencias)	Firma																									
1																													
2																													
3																													
<p>2^o Revisión de los documentos de control según áreas (PETS, PERIC continuo, ATG, PERIC (dentado), estados de control que apoyan al área, a algunos trabajadores sobre el contenido de los documentos y el conocimiento de los mismos. Brinda retroalimentación y comentarios referidos al cumplimiento / las prácticas de trabajo seguro. Brinda sus comentarios y puntos a reforzar para el área (casos).</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Calificación (marcar X)</th> <th>Acciones a tomar</th> <th>Res. responsable/Área</th> <th>Fecha</th> <th>Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>1</td><td>NO/NO/NO/Obs</td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td>2</td><td>NO/NO/NO/Obs</td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td>3</td><td>NO/NO/NO/Obs</td><td></td><td></td><td></td></tr> </tbody> </table> <p>Observaciones - Comentarios del Líder</p> <table border="1"> <tbody> <tr><td>1</td><td></td></tr> <tr><td>2</td><td></td></tr> <tr><td>3</td><td></td></tr> </tbody> </table>				Calificación (marcar X)	Acciones a tomar	Res. responsable/Área	Fecha	Firma	1	NO/NO/NO/Obs				2	NO/NO/NO/Obs				3	NO/NO/NO/Obs				1		2		3	
Calificación (marcar X)	Acciones a tomar	Res. responsable/Área	Fecha	Firma																									
1	NO/NO/NO/Obs																												
2	NO/NO/NO/Obs																												
3	NO/NO/NO/Obs																												
1																													
2																													
3																													
<p>3^o Identifica falta de control administrativo, estado de actos / condiciones subestándar y analiza rápidamente las posibles causas que lo originan. En: Falta de adherencia / falta de aplicación de EOP / falta de entrenamiento / capacitación / falta de seguimiento a las acciones correctivas propuestas, etc. Escribe las causas detectadas / incidencias de control subestándar.</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Calificación (marcar X)</th> <th>Acciones a tomar</th> <th>Res. responsable/Área</th> <th>Fecha</th> <th>Firma</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>1</td><td>NO/NO/NO/Obs</td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td>2</td><td>NO/NO/NO/Obs</td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td>3</td><td>NO/NO/NO/Obs</td><td></td><td></td><td></td></tr> </tbody> </table> <p>Faltas de Control Identificadas (Incidencias):</p> <table border="1"> <tbody> <tr><td>1</td><td></td></tr> <tr><td>2</td><td></td></tr> <tr><td>3</td><td></td></tr> </tbody> </table>				Calificación (marcar X)	Acciones a tomar	Res. responsable/Área	Fecha	Firma	1	NO/NO/NO/Obs				2	NO/NO/NO/Obs				3	NO/NO/NO/Obs				1		2		3	
Calificación (marcar X)	Acciones a tomar	Res. responsable/Área	Fecha	Firma																									
1	NO/NO/NO/Obs																												
2	NO/NO/NO/Obs																												
3	NO/NO/NO/Obs																												
1																													
2																													
3																													
<p>4^o Reconoce a algunos trabajadores o supervisores al detectar aspectos positivos dentro de área. Orden / limpieza, conocimiento de PERIC, PETS, estándares, normas con temas SAS, entre otros (para este efecto es recomendable que haya algún elemento que pueda compararse a los procesos / estándares sobre: estado, efectos, áreas, aspectos y otros). Brinda los puntos positivos observados en dichas reconocimientos.</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Aspectos positivos y Reconocimiento</th> <th>Nombre Trabajador y Empresa</th> <th>Área o Sección</th> <th>Res. responsable/Área</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>1</td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td>2</td><td></td><td></td><td></td></tr> </tbody> </table>				Aspectos positivos y Reconocimiento	Nombre Trabajador y Empresa	Área o Sección	Res. responsable/Área	1				2																	
Aspectos positivos y Reconocimiento	Nombre Trabajador y Empresa	Área o Sección	Res. responsable/Área																										
1																													
2																													
Firma del Líder		Nombre y Firma del acompañante (Área SAS)																											

1^o Apertura: conversatorio

2^o Revisión de controles en campo

3^o Identifique faltas de control administrativo, actos / condiciones sub estándar

4^o Reconocimiento - aspectos positivos

5.8.3.11. IMPLEMENTACIÓN DEL TRABAJO SEGURO

Programa derivado de las mejores prácticas del sector, se basa en “Comportamientos que Salvan Vidas & Protocolos sobre Riesgos Mortales que facilita normas y procesos claros para la gestión de daños mortales.”⁽³⁾

Fig. N° 45: Implementación del tabajo seguro “SAFE WORK”



5.8.3.12. GESTION DE DESVIOS

Herramienta preventiva que permite a cualquier personal advertir y detectar con anticipación las prácticas inadecuadas de los trabajadores y / o la supervisión, ayudando a corregir actos, condiciones sub estándar, procedimientos o normas antes de que originen un incidente, o advirtiendo incidentes de manera inmediata. ⁽³⁾

Fig. N° 46: Formato de Gestión de Riesgos

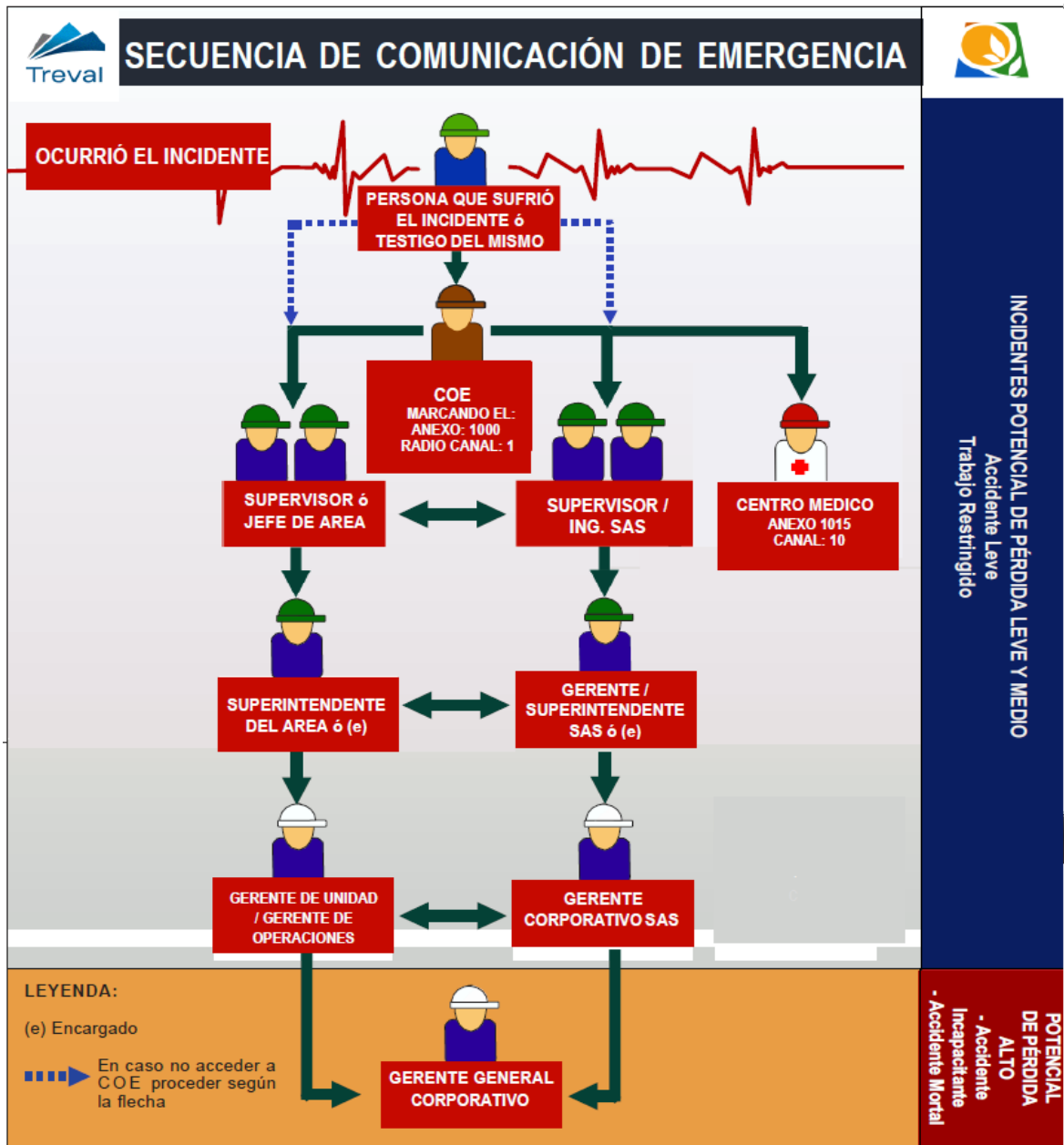
EMPRESA MINERA Los Quenuales		FORMULARIO	CÓDIGO	FC-SIG-022
		DESVIÓ	REVISIÓN	01
LUGAR EXACTO DEL DESVIÓ	EMPRESA / ÁREA	FECHA	HORA	
1. DESCRIPCIÓN DEL DESVIÓ				
2. INDIQUE EL ACTO SUBESTÁNDAR (Ver la lista en el reverso)				
<input type="radio"/> 1 <input type="radio"/> 2 <input type="radio"/> 3 <input type="radio"/> 4 <input type="radio"/> 5 <input type="radio"/> 6 <input type="radio"/> 7 <input type="radio"/> 8 <input type="radio"/> 9 <input type="radio"/> 10 <input type="radio"/> 11 <input type="radio"/> 12 <input type="radio"/> 13 <input type="radio"/> 14 <input type="radio"/> 15 <input type="radio"/> 16 <input type="radio"/> 17 <input type="radio"/> 18 <input type="radio"/> 19 <input type="radio"/> 20 <input type="radio"/> 21 Otro _____				
3. INDIQUE LA CONDICIÓN SUBESTÁNDAR (Ver la lista en el reverso)				
<input type="radio"/> 1 <input type="radio"/> 2 <input type="radio"/> 3 <input type="radio"/> 4 <input type="radio"/> 5 <input type="radio"/> 6 <input type="radio"/> 7 <input type="radio"/> 8 <input type="radio"/> 9 <input type="radio"/> 10 <input type="radio"/> 11 <input type="radio"/> 12 <input type="radio"/> 13 <input type="radio"/> 14 <input type="radio"/> 15 <input type="radio"/> 16 <input type="radio"/> 17 <input type="radio"/> 18 <input type="radio"/> 19 <input type="radio"/> 20 Otro _____				
4. ACCIÓN INMEDIATA				
5. ACCIONES A TOMAR (Supervisor / Jefe)				
1.-		RESPONSABLE	FECHA	
2.-				
3.-				
4.-				
NOMBRE DEL REPORTANTE: (Opcional)				

Acto Subestándar	Condición Subestándar
1 Manipuló equipo en movimiento / energizado / presurizado	1 Falta o inadecuado sostenimiento
2 Operó el equipo a velocidad insegura	2 Falta o inadecuado EPP
3 Errores de manejo u operación	3 Maquinaria, herramientas, equipos o materiales inadecuados / en mal estado / faltante / sin guardas
4 Uso de equipos o herramientas en mal estado	4 Accesos inadecuados u obstaculizados
5 Uso inapropiado de equipo o herramientas	5 Falta de señalización o señalización inadecuada
6 Manejó el equipos sin autorización.	6 Material inflamable o explosivo inadecuadamente dispuestos
7 No repuso los dispositivos de seguridad o emergencia	7 Falta de orden y limpieza
8 Puso inoperativo los dispositivos de seguridad o emergencia	8 Falta o inadecuado bloqueo o aislamiento
9 No uso / uso inapropiado / no llevo el EPP	9 Rocas o bancos sueltos
10 Manipuló la carga Inadecuadamente durante su carga, descarga o almacenamiento	10 Ausencia y/o iluminación inadecuada
11 Tomó posiciones o posturas inseguras	11 Falta y/o ventilación inadecuada
12 Colocó, mezcló o combinó en forma insegura	12 Concentración de polvo o gases
13 Falta de atención / Jugando en el trabajo	13 Fuga o filtración de agua / tuberías de agua, defectuosas / Presencia de agua en la labor
14 Actuó bajo los efectos de alcohol o drogas	14 Instalaciones eléctricas en mal estado / sin protección necesaria
15 No cumplió procedimiento o método establecido (P.E.T.S, estándar, instrucción, procedimiento)	15 Escaleras o andamios en mal estado / faltantes
16 No verificó la aplicación de controles	16 Infraestructura defectuosa, inadecuada
17 Realizó el trabajo sin la capacitación necesaria	17 Fuga de aire / Instalaciones de aire defectuosas
18 No hizo caso a los avisos de prevención	18 Barandas o pasamanos en mal estado o faltantes
19 Uso inapropiado de manos / partes del cuerpo	19 Condiciones externas que pueden generar situaciones de emergencia (canales obstruidos, inestabilidad de taludes, etc)
20 No bloqueo, aisló o protegió	20 Equipos de emergencia defectuosos, faltantes y/o sin inspección
21 No comunicó o informó	21 Otro _____

5.8.3.13. PLANES DE EMERGENCIA

Se tiene un sistema total para la preparación de respuesta a emergencias, que asegura una respuesta inmediata y oportuna, bajo un plan de acción, que permite controlar, corregir y retomar el proceso de las actividades a una condición normal luego de la emergencia. ⁽³⁾

Fig. N° 47: Secuencia de Comunicación de Emergencia



5.8.4. GESTION AMBIENTAL

La gestión ambiental en la Mina Santander se basa en el cumplimiento de los requisitos legales ambientales aplicables, compromisos asumidos en diferentes instrumentos ambientales, todo ello involucrado dentro del Sistema de Gestión Ambiental, implementado y certificado bajo la Norma ISO 14001:2004. ⁽³⁾

CAPÍTULO VI

MARCO TEÓRICO

6.1. ANTECEDENTES

Dentro de las operaciones unitarias, las operaciones más importantes son la perforación y voladura, en la actualidad se tiene mayor énfasis en todas las compañías mineras del país, debido a las fallas constantes en los disparos que generan grandes pérdidas y condiciones peligrosas; es por ello que con el modelo matemático de áreas de influencia se quiere lograr un buen resultado sin dañar demasiado el macizo rocoso.

El diseño de las voladuras debe abarcar los conceptos fundamentales de un diseño de voladura ideal, los cuales son modificados cuando es necesario para compensar las condiciones geológicas específicas del lugar. Para poder evaluar un plan de voladura, este debe tomarse por partes y cada variable o dimensión debe ser evaluada. Un plan de voladura debe diseñarse y revisarse detenidamente.

En la actualidad hay métodos y teorías para diseñar una malla de perforación y voladura, pero tienen limitaciones para su aplicación, tales como: El Método De Roger Holmberg, La teoría de la Conminución, Métodos empíricos, entre otros.

6.2. CARACTERIZACIÓN DEL MACIZO ROCOSO PARA EL DISEÑO DE MALLAS

6.2.1. ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA (RQD)

Es la estimación cuantitativa de la calidad de la masa rocosa, que intenta describir las condiciones del macizo rocoso. Es un parámetro importante para determinar otros sistemas de clasificación (RMR, Q), en la actualidad existen tres formas para determinar el RQD. ⁽¹²⁾

Fórmula de Matemática de Deere:

$$RQD = \frac{\sum \text{Testigos} \geq 10\text{cm}}{\text{Longitud del taladro}} \times 100$$

Fórmula Matemática de Palmstrom, Número de fisuras por metro cúbico (Jv), determinadas al realizar el levantamiento litológico - estructural.

$$RQD = 115 - 3.3(Jv)$$

Fórmula Matemática en función del número de fisuras por metro lineal, Determinadas al realizar el levantamiento litológico - estructural.

$$RQD = 100\lambda^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$$

Donde:

$$\lambda = \frac{\text{Nº de fracturas}}{\text{Espaciamento}}$$

En la siguiente tabla mostramos valores promedio del RQD y su clasificación respectiva.

Tabla N° 28: Valores de la Calidad de la roca (RQD)

Calidad de roca	RQD	fc= (Lc/Ltal)	Resistencia de las discontinuidades
Muy mala	< 25%	2/3	Mala
Mala	25% - 50%	2/3	Muy baja
Regular	50% - 75%	2/3	Baja
Buena	75% - 90%	3/4	Media
Muy Buena	90% - 100%	3/4	Alta

Fuente: EVERT HOEK, "Geomecánica"

6.2.2. RESISTENCIA A LA COMPRESION DE LA ROCA

Existen diferentes formas para determinar la resistencia a la compresión de la roca, en la Mina Santander se están aplicando las siguientes:

6.2.2.1. APLICACIÓN DEL MARTILLO DE GEÓLOGO

Usado por los geólogos y geomecánicos sirve para estimar la RC de la roca de acuerdo al número de golpes y el estado de la fractura producto del golpe, los resultados se miden de acuerdo a las tablas geomecánicas, concretamente en las tablas GSI. También se utiliza para realizar una clasificación in situ de las condiciones del macizo rocoso en la zona de estudio, la siguiente figura nos muestra un modelo de tabla GSI usada en la mina Santander. **Tabla N° 22:** Tabla Geomecánica GSI Estandarizado ⁽⁷⁾

6.2.2.2. MEDICIÓN EN EL LABORATORIO DE MECÁNICA DE ROCAS

Se realizan los ensayos de compresión simple o uniaxial sobre testigos diamantinos extraídos de diferentes áreas de la mina, los datos obtenidos si bien son exactos debido a la utilización de instrumentos de alta precisión; no son representativos debido a que los testigos de sondajes diamantinos se extraen de diferentes zonas de estudio. ⁽⁷⁾

Las resistencias de los ensayos de compresión simple varían de 0.25 Mpa a > de 250 Mpa, según el tipo de roca o mineral, como se muestra en las siguientes tablas:

Tabla N° 29: Propiedades de la roca intacta

Propiedades de la roca Intacta (Rango de Valores)				
Litología	Densidad (MN/m ²)	Resistencia Compresiva Uniaxial (Mpa)	Módulo de deformación (Gpa)	Relación de Poisson
Intrusivo	0.0265	117 - 161	57 - 83	0.27 - 0.35
Mineral	0.0409 - 0.0485	73 - 4	39 - 112	0.17 - 0.49
Pizarra	0.0276 - 0.0281	52 - 114	72 - 117	0.12 - 0.39

Fuente: Pontificia Universidad Católica del Perú ensayos de laboratorio efectuados el año 1,999 sobre muestras de roca y testigos diamantinos.

6.3. PARÁMETROS DEL EXPLOSIVO

6.3.1. ESTABILIDAD

Los explosivos deben ser químicamente estables y no descomponerse en condiciones ambientales normales. Un método de probar la estabilidad es mediante la prueba Abel, que consiste en el calentamiento de una muestra durante un tiempo determinado y a una temperatura específica, observando el momento en que se inicia su descomposición. La estabilidad de los explosivos es una de las propiedades que está relacionada con el tiempo máximo de almacenamiento de dichas sustancias para que éstas no se vean mermadas en los efectos desarrollados en las voladuras. ⁽⁵⁾

6.3.2. SENSIBILIDAD

Esta característica engloba varios significados dependiendo del tipo de acción exterior que se produzca sobre el explosivo. ⁽⁵⁾

- Acción controlada. La sensibilidad aquí es equivalente a la aptitud a la detonación por un iniciador (ejemplo: un detonador).

- Acción incontrolada. La sensibilidad es una medida de la facilidad con la que un explosivo puede ser detonado por calor, fricción, impacto o choque.

6.3.3. SIMPATIA

La transmisión por simpatía es el fenómeno que se produce cuando un cartucho al detonar induce en otro próximo su explosión. Una buena transmisión dentro de los taladros es la garantía para conseguir la completa detonación de las columnas de explosivo. ⁽⁵⁾

6.3.4. DENSIDAD DEL EXPLOSIVO

Es el Peso del explosivo por unidad de volumen (gr/cm^3), es un elemento muy importante para el cálculo de la cantidad de carga necesaria para la voladura, si el explosivo es de alta densidad y de alta velocidad de detonación entonces proporciona un poder rompedor es alto (factible para roca dura) ⁽⁵⁾

Los explosivos tienen sus límites superior e inferior de densidad, cuando por cualquier razón queden fuera de estos límites se dice que su densidad es “crítica” o “de muerte”, porque perderán sus características al momento de la detonación, llegando incluso a no reaccionar. ⁽⁵⁾

Usualmente varía entre $0,75 \text{ gr/cm}^3$ y $1,0 \text{ gr/cm}^3$ en los agentes de voladura granulares; entre $0,9 \text{ gr/cm}^3$ y $1,2 \text{ gr/cm}^3$ en las dinamitas pulverulentas; y entre $1,2 \text{ gr/cm}^3$ a $1,5 \text{ gr/cm}^3$ en las gelatinas, hidrogeles, emulsiones y explosivos primarios como el TNT. ⁽⁵⁾

Tabla N° 30: Parámetros de explosivos usados en la Mina Santander

Tipo	Densidad (G/cc)	VOD (m/s)	RBS Anfo=100	Resistencia al agua	Clase de Humos
Exagel -E65	1.12	5100	144	Excelente	1
Semexa 45	1.08	3800	134	Buena	1
Semexa 65	1.12	4200	141	Buena	1
Emulex 80	1.14	5100	172	Excelente	1
Emulex 65	1.12	5000	144	Excelente	1
Examon - p	0.84	3900	116	Nula	2
Plastex - E	1.12	5000	129	Excelente	1

Fuente: Manual práctico de voladura- Exsa

6.3.5. VELOCIDAD DE DETONACIÓN

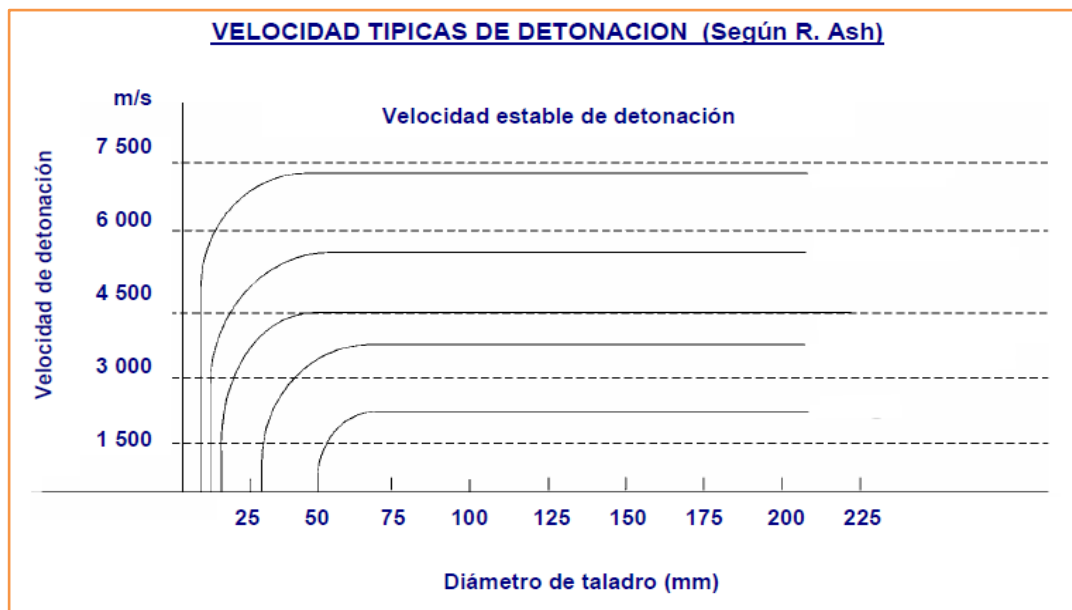
Es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo, expresada en m/s y por tanto es el parámetro que define el ritmo de

liberación de energía. Es también la velocidad con que viaja la onda a lo largo de una columna explosiva, es el principal componente de la energía de choque y responsable del rompimiento de la roca. El VOD de un explosivo debe ser igual o exceder a la velocidad sónica de la roca. ⁽⁵⁾

Los factores que la afectan son: la densidad de la carga, tamaño de la partícula del explosivo, el diámetro, el grado de confinamiento, la iniciación y el envejecimiento. Se mide en forma práctica mediante la prueba "D'Autriche" que emplea un cordón detonante de velocidad conocida, o mediante la apertura y cierre de un circuito eléctrico controlado con un cronógrafo electrónico, esta prueba se realiza para determinar la eficiencia del explosivo. ⁽⁵⁾

La velocidad de detonación (VOD) de ANFO puede estar entre 2,500 a 4,500 m/s dependiendo en el diámetro del taladro. ⁽⁵⁾

Fig. N° 48: velocidades típicas de detonación según Ash



Fuente: Manual práctico de voladura- Exsa

6.3.6.POTENCIA RELATIVA (cal/gr)

Es la medida del “contenido de energía” del explosivo y del trabajo que puede efectuar. Se mide mediante la prueba Trauzl que determina la capacidad de expansión que produce la detonación de 10 gr de explosivo disparado dentro de una cavidad cilíndrica (70 cm³) abierta en la parte superior de un molde cilíndrico de plomo de dimensiones específicas. ⁽⁵⁾

6.3.7.VOLUMEN DE EXPLOSIÓN

Es el volumen que ocupan los gases producidos por un kilogramo de explosivo en condiciones normales. El volumen o mol de la molécula - gramo de cualquier gas, en condiciones normales es 22.4 litros. ⁽⁶⁾

6.3.8.PRESION

6.3.8.1. PRESION DE DETONACIÓN

Es la presión que existe en el plano “CJ” detrás del frente de detonación en el recorrido de la onda de detonación. Es función de la densidad y del cuadrado de velocidad y su valor se expresa en kilobares (kbar) o en megapascales (MPa). En los explosivos comerciales varía entre 500 y 1500 MPa. ⁽⁶⁾

$$PD = (\rho_e \times VOD \times W \times 10^{-5})$$

Donde:

- PD: Presión de detonación, en kbar.
- ρ_e : Densidad del explosivo, en g/cm³.
- VOD: Velocidad de detonación, en m/s.
- W: Velocidad de partícula (productos), en m/s.

6.3.8.2. PRESIÓN DE EXPLOSIÓN

Es la presión de los gases producidos por la detonación cuando estos todavía ocupan el volumen inicial del explosivo antes de cualquier expansión. Se puede estimar que la presión de explosión es igual al 50% de la presión de detonación.

$$PE = \rho_e \times \frac{(VOD)^2}{8} \times 10^{-5}$$

Donde:

- PE: Presión de explosión, en kbar.
- ρ_e : Densidad del explosivo, en g/cm³.
- VOD: Velocidad de detonación, en m/s.

6.3.8.3. PRESIÓN DE TRABAJO

Es la presión que ejercen los gases sobre las paredes del taladro antes de iniciarse la deformación de la roca. Depende de la densidad de carguío la cual nos da la medida del grado de llenado, cuando es perfecto sin dejar el menor espacio desocupado tenemos por definición una densidad de carguío igual a 1.⁽⁵⁾

$$PT = PE \times (dc)^{2.5}$$

Donde:

- PT: Presión de trabajo, kbar
- PE: Presión de explosión, en kbar
- Dc: Densidad de carguío

6.3.9. CALOR DE EXPLOSIÓN

Es el calor generado y liberado por el proceso de reacción de un explosivo al ser activado.⁽⁵⁾

$$Q_c = \Delta((U_c + (P \times V)))$$

Donde:

- Q_c : Calor liberado por la explosión kcal/kg
- U_c : Energía interna del explosivo, cal
- P: Presión, kpa
- V: Volumen específico de detonación m^3/Kg

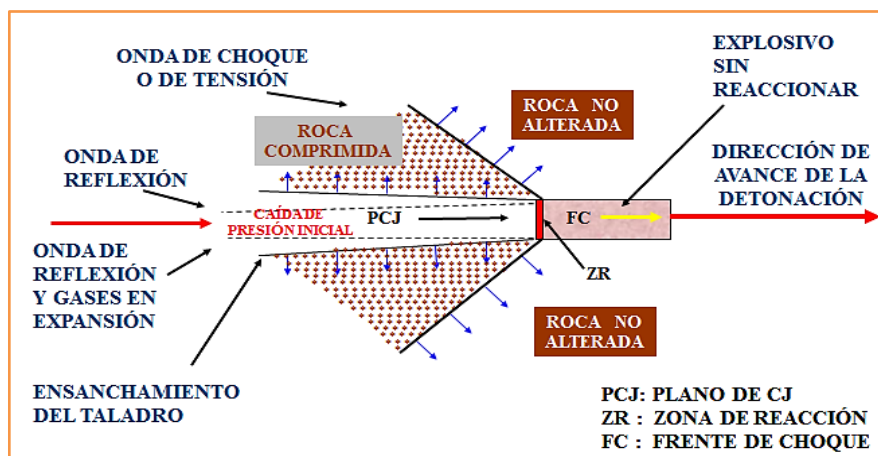
6.3.10. PROCESO DE DETONACIÓN DE UNA CARGA EXPLOSIVA

Los efectos del proceso de detonación de un explosivo confiando en un taladro de voladura en roca se tiene dos fases: ⁽⁶⁾

Fase 1: Onda de choque: Impacto sobre las paredes del taladro y transferencia de la onda a la roca circundante, como fuerzas de compresión - tensión, primero y como transmisión de onda sísmica final.

Fase 2: Ensanchamiento del taladro por la presión de los gases en expansión, hasta la rotura y posterior desplazamiento de la roca triturada.

Fig. N° 49: Proceso de detonación de una carga explosiva

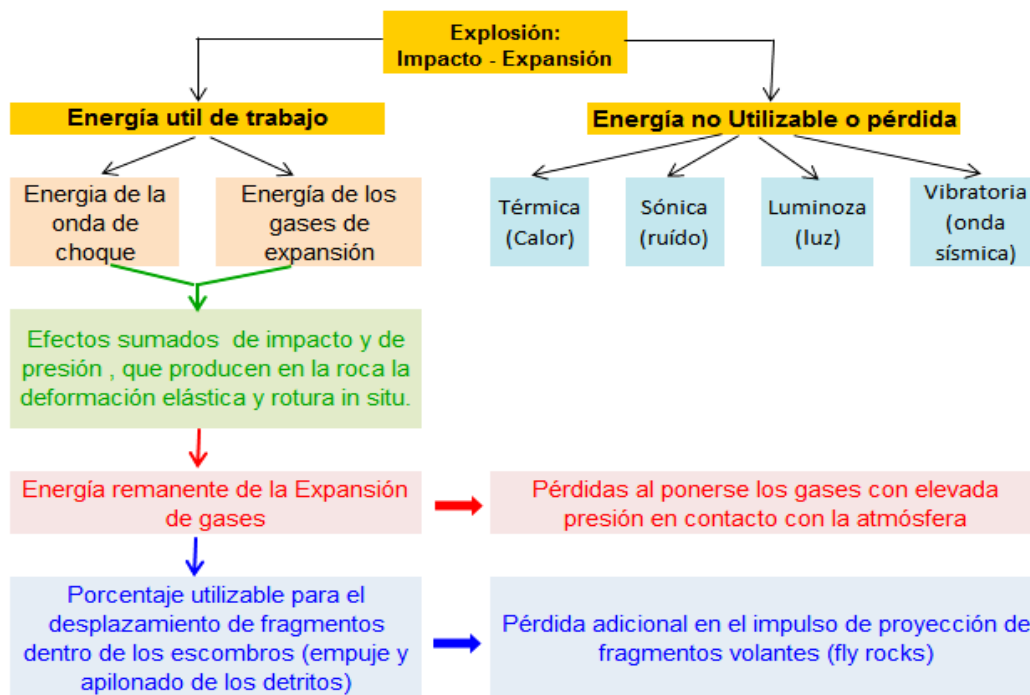


Fuente: Manual P&V López Jimeno

6.3.11. DISTRIBUCIÓN DE ENERGÍA POTENCIAL DE UN EXPLOSIVO

En la siguiente figura se muestra, la energía que se usa en la fragmentación de la roca. ⁽⁵⁾

Fig. N° 50: Esquema de la distribución de energía potencial de un explosivo en acción

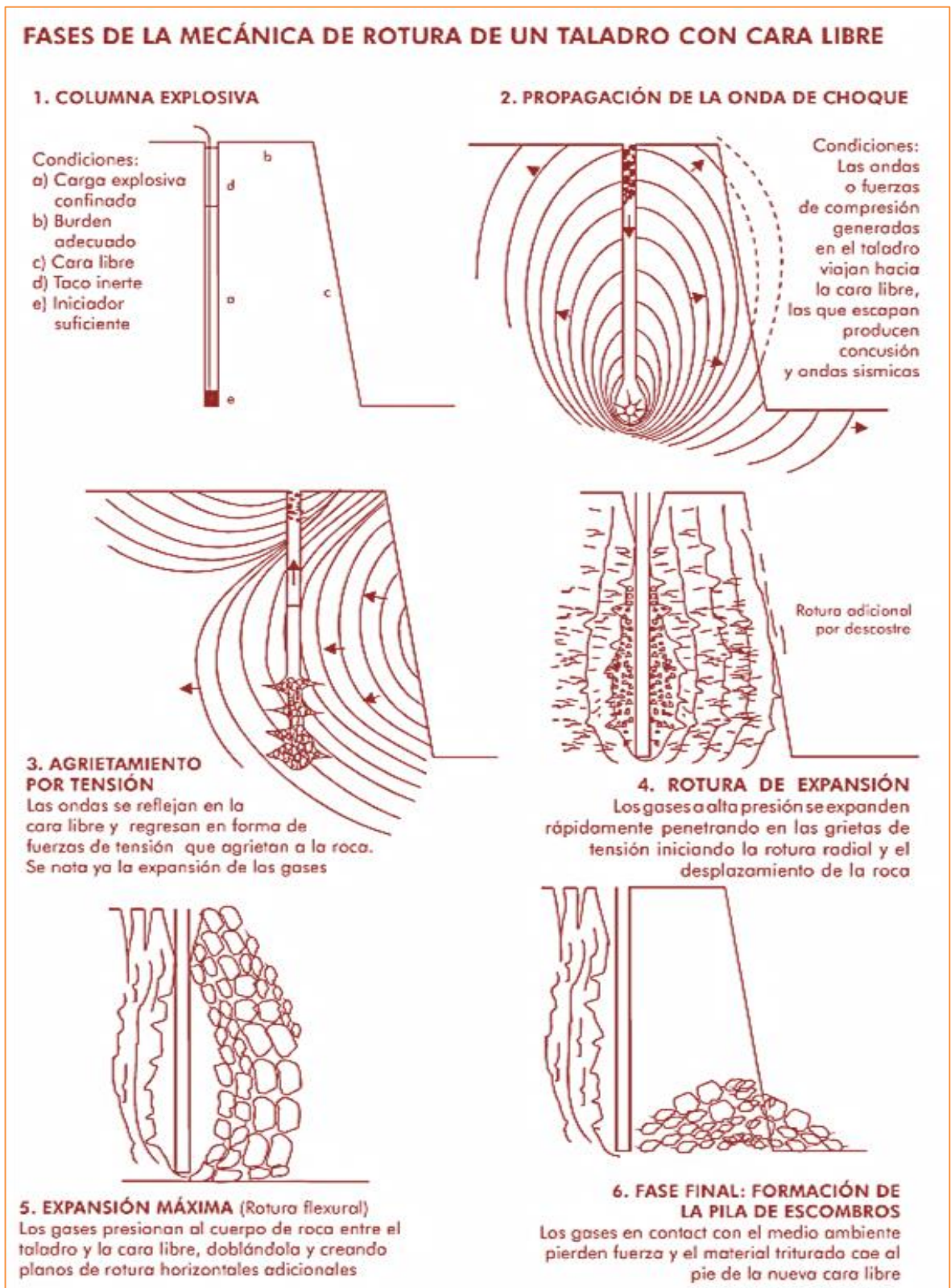


6.3.12. MECÁNICA DE ROTURA DE ROCAS

La rotura de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción de pocos milisegundos. ⁽⁵⁾

Las condiciones fundamentales para la rotura de la roca son: El confinamiento del explosivo, Cara libre, Relación Burden - espaciamiento, Condiciones geológicas, parámetros del taladro y explosivo para generar el fisuramiento cilíndrico radial y la consecuente rotura flexural. ⁽⁵⁾

Fig. Nº 51: Fases de la mecánica de rotura de un taladro con cara libre



Fuente: Manual práctico de voladura-Exsa

6.4.2. DIÁMETRO DEL TALADRO (\varnothing)

El diámetro de taladro es el diámetro de la broca, que puede seleccionarse desde 1 pulg a 18 pulg, según su aplicación. ⁽⁶⁾

6.4.3. ARRANQUE PROPUESTO POR HAGAN

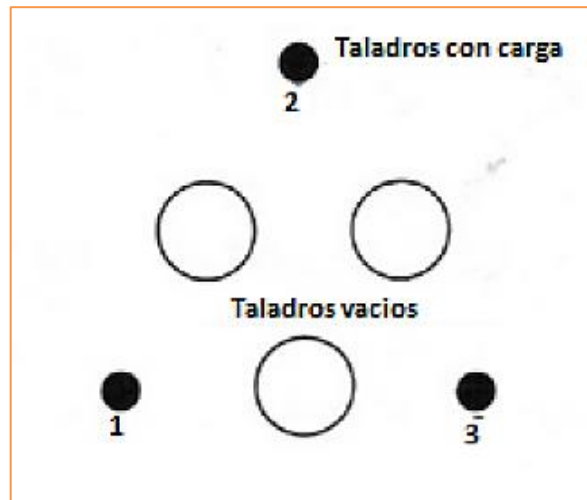
Existen varias formas de efectuar el disparo en primera fase para crear la cavidad de corte como: Cortes con taladros en ángulo o cortes en diagonal y Cortes con taladros en paralelo. ⁽⁶⁾

Ante los problemas en las voladuras con arranques de taladros paralelos como:

- **Detonación por simpatía:** Esto aparece en taladros adyacentes al que este detonado, Cuando el explosivo que se encuentra en él tiene un alto grado de sensibilidad.
- **Desensibilización por compresión dinámica:** Tiene lugar en muchos explosivos y particularmente en el ANFO, pues la onda de choque de una carga puede elevar la densidad de la adyacente por encima de la densidad crítica o de muerte. Este problema puede atenuarse con el correcto diseño de las secuencias de encendido, haciendo que la detonación sucesiva de cada taladro se realce con un retraso suficiente para que la onda de choque de la detonación anterior pase y que el explosivo recupere su densidad y grado de sensibilidad normales.

La propuesta de Hagan es para disminuir estos problemas y consiste en realizar los arranques cilíndricos disponiendo tres taladros vacíos de expansión de forma que actúen de pantalla entre los de carga.

Fig. N° 52: Arranque cilíndrico modificado por Hagan



Fuente: Manual de perforación y voladura- López Jimeno

6.4.4. LONGITUD DEL TALADRO (L_{tal})

La longitud del taladro en perforación subterránea varía según la longitud del barreno y la eficiencia de perforación " E_p ".⁽⁶⁾

$$L_{tal} = L_b \times E_p$$

La perforación en frentes, galerías, subniveles, cruceros, rampas y chimeneas, su máxima longitud del taladro es: $L_{tal} \leq A_s^{1/2}$; (A_s : Área de la sección del frente)

6.4.5. DESVIACIÓN DE LA PERFORACIÓN (D_p)

Las desviaciones de perforación afectan mucho en el diseño de mallas de perforación, porque varían el burden de diseño dentro de la perforación y afectan mucho en la fragmentación, porque la eficiencia de voladura está relacionada con la desviación porque a mayor desviación menor será la eficiencia de voladura o viceversa.⁽⁶⁾

Tabla N° 32: Factores que influyen en la desviación de los taladros

Factores originados fuera del taladro	Factores durante la perforación
<ul style="list-style-type: none"> · Error de posicionamiento del equipo · Error en la selección y lectura de ángulos · Error en la fijación de viga de avance 	<ul style="list-style-type: none"> · Fuerza de avance · Rotación · Barrido de detritus
Factores relacionados con el equipo	Factores dentro del taladro
<ul style="list-style-type: none"> · Condición mecánica de la perforadora · Regulación de la perforadora · Selección adecuada del varillaje de perforación · Afilador correcto y oportuno de las brocas 	<ul style="list-style-type: none"> · Tipo de roca · Tamaño de grano · Fracturamiento · Plegamiento

6.4.6. DETERMINACIÓN DEL DIÁMETRO DE TALADROS DE ALIVIO

6.4.6.1. DIÁMETRO DE ALIVIO MÁXIMO

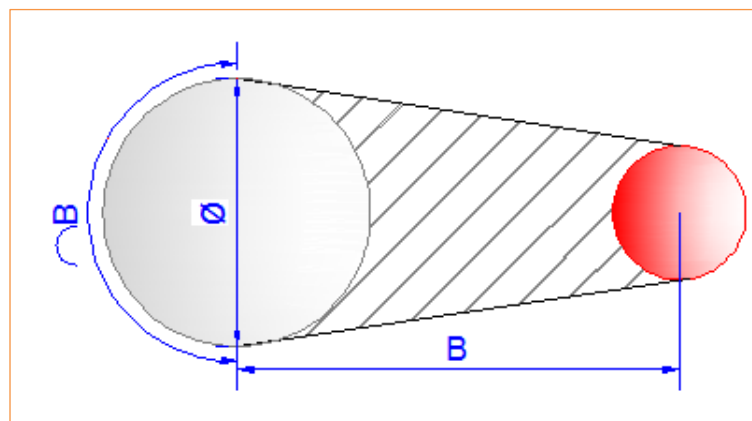
Con las variables mostradas en la figura se determina la fórmula matemática utilizando la longitud de arco con el fin de calcular el diámetro de alivio máximo, luego despejando la fórmula se tiene: ⁽⁶⁾

$$B = \frac{\pi \times \phi_{\max}}{2} \rightarrow \phi_{\max} = \frac{2 \times B}{\pi}$$

$$\text{Si} \rightarrow B_i = 2 \times B$$

Por lo tanto: $\phi_{\max} = \frac{B_i}{\pi}$

Fig. N° 53: Determinación del diámetro del taladro de alivio.



6.4.6.2. DIÁMETRO DE ALIVIO MÍNIMO

Este diámetro de alivio mínimo se demuestra con la ecuación de la nueva teoría propuesta, para lo cual tenemos: ⁽¹³⁾

$$B_n = \phi_{tal} \left(\frac{P_o D_{tal}}{\sigma_r \times F_s \times RQD} + 1 \right)$$

Utilizando los siguientes parámetros

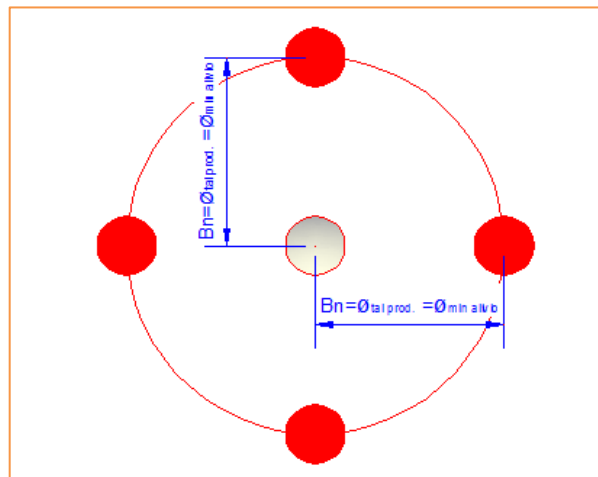
- ϕ : ϕ_{tal}
- $P_o D_{tal}$: 0 Kbar
- L_c : 0 m
- L_{tal} : X m
- F_c : $(L_c/L_{tal}) = (0/X) = 0$
- RQD: Y %
- σ_r : Z Kbar
- F_s : 6 (Para burden de arranque)

Reemplazando los datos en la ecuación anterior tenemos:

$$B_n = \phi_{tal} \left(\frac{0}{6 \times Z \times Y} + 1 \right) = \phi_{tal} \times (0 + 1)$$

$$B_n = \phi_{tal} = \phi_{min}$$

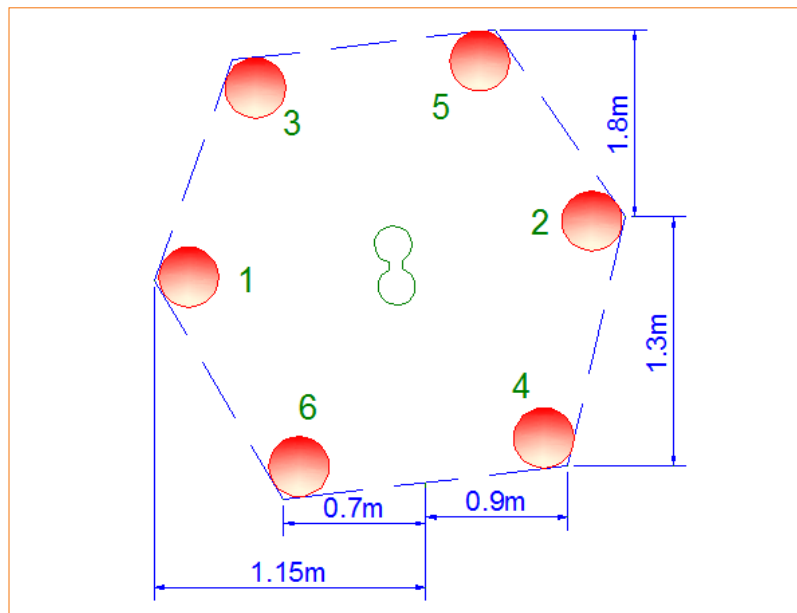
Fig. N° 54: Alivio mínimo aplicable



6.4.7. NÚMERO DE TALADROS DE ALIVIO (n_a)

Para calcular el número de taladros de alivio en función con lo que se cuenta en la perforación, se determina de la siguiente manera: el área 1 (A1) está en función del diámetro de alivio máximo calculado y el área 2 (A2) está en función del diámetro de alivio con que se cuenta para la perforación. ⁽⁶⁾

Fig. N° 55: Determinación de los taladros de alivio



De la figura anterior se tiene:

$$A1 = n \times A2$$

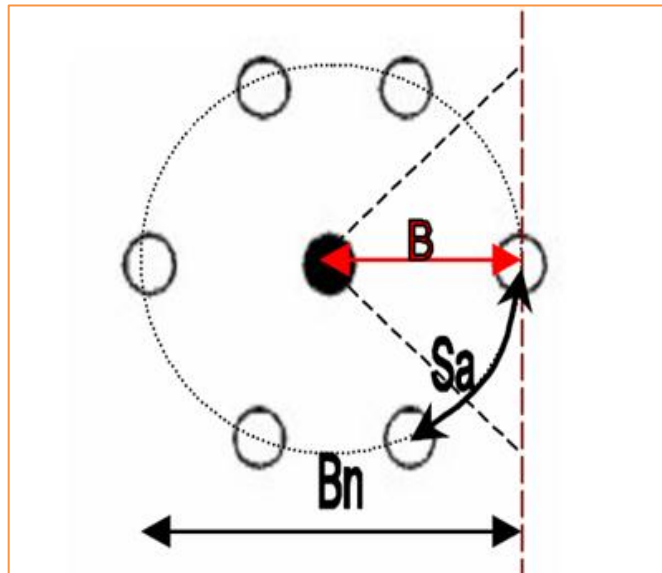
$$\pi \times \frac{\phi_{\text{máx}}^2}{4} = n \times \pi \times \frac{\phi_a^2}{4}$$

Por lo tanto:

$$n_a = \left(\frac{\phi_{\text{máx}}}{\phi_a} \right)^2$$

6.4.8. ESPACIAMIENTO ENTRE TALADROS DE ALIVIO (S_a)

Fig. N° 56: Espaciamiento de los taladros de alivio



De la figura:

$$S_a = \frac{B_n}{n_a}$$

6.4.9. VARIABLES CONTROLABLES Y NO CONTROLABLES EN VOLADURA

Dentro de las operaciones unitarias de perforación y voladura se tienen diferentes variables que intervienen en el proceso: Variables controlables (perforación, carga y encendido) y no controlables (roca).⁽⁶⁾

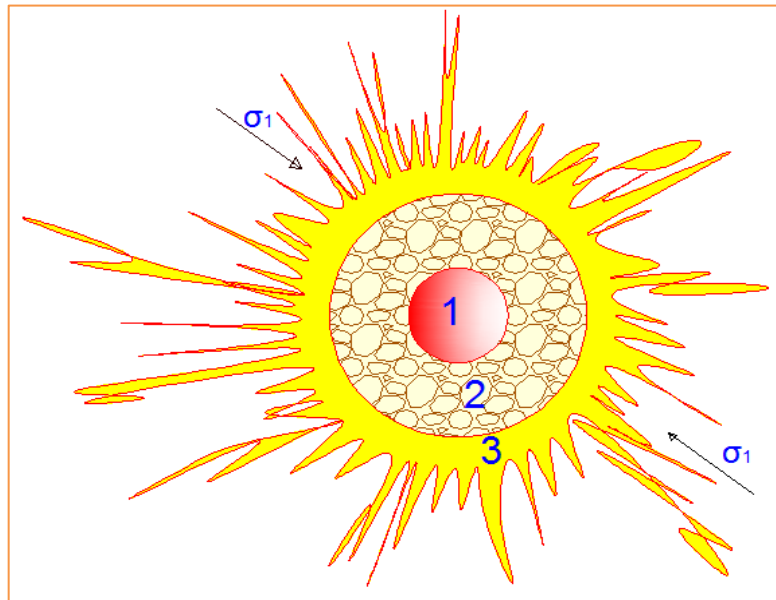
Tabla N° 33: Variables controlables y no controlables en perforación y voladura

Variables controlables		Variables no controlables
Perforación	Carga y encendido	Macizo rocoso
<ul style="list-style-type: none"> - Diámetro de taladro. - Longitud de taladro. - Malla de perforación. - Burden y espaciamiento. - Tipo de arranque. - Otros 	<ul style="list-style-type: none"> - Tipo de explosivo. - Propiedades de los explosivos. - Distribución de carga. - Método de carguío y cebado. - Secuencia de encendido. - Otros. 	<ul style="list-style-type: none"> - Tipo de roca. - Propiedades de la roca. - Frecuencia sísmica. - Presencia de agua.

6.5. MODELO MATEMÁTICO DE ÁREAS DE INFLUENCIA

Este modelo determina la influencia de los explosivos dentro del taladro que será designado como burden nominal (Bn) que en ciertos casos es igual al burden, de acuerdo a este resultado se realiza el diseño gráfico. Se puede apreciar en la siguiente figura como se determina el área de influencia de la detonación de un explosivo dentro de un taladro, considerando diferentes áreas. ⁽¹³⁾

Fig. N° 57: Zonas de influencia de la carga explosiva



Fuente: Nueva teoría para calcular el burden, "IV CONEINGEMMET" en Huancayo 2003

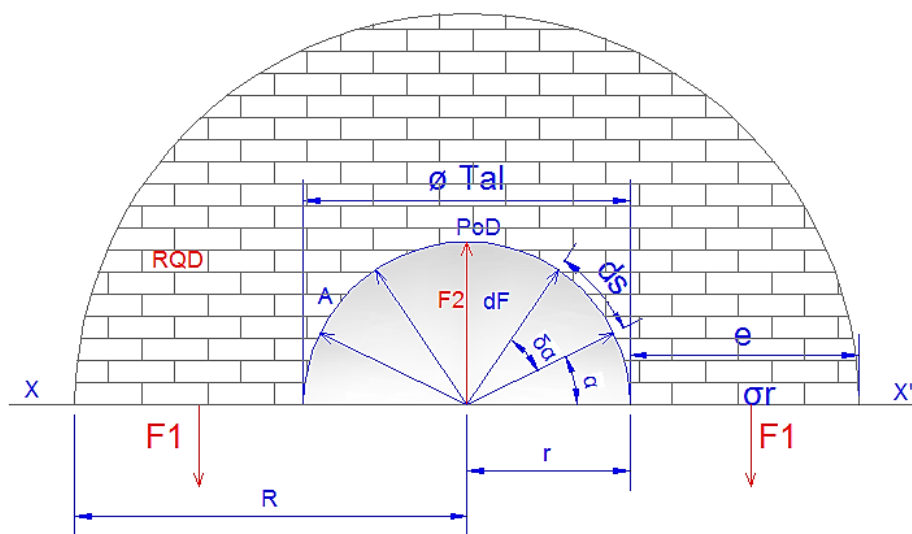
Donde: **La zona 1**, es el diámetro del taladro; **la zona 2**, es la zona pulverizada por el explosivo y **la zona 3**, es el área de influencia del taladro después de una voladura. ⁽¹³⁾

Para realizar el diseño de la malla teniendo en cuenta este modelo matemático se debe usar los criterios de resistencia de materiales, mecánica de rocas y parámetros del explosivo y perforación. ⁽¹³⁾

6.5.1. FORMULACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO

La formulación se realiza para la utilización de cargas de fondo y de columna de un taladro, en donde el área de influencia es calculada usando dos tipos de explosivo de fondo y de columna. ⁽¹³⁾

Fig. N° 58: Representación de las fuerzas que actúan alrededor del taladro y el área que es afectado



- Resolviendo el equilibrio de fuerzas se tiene: El espesor (e) es la amplitud del efecto del explosivo.

$$\Sigma F_v = 0 \quad \rightarrow \quad -2F_1 + F_2 = 0 \quad \therefore \quad \mathbf{F_2 = 2F_1} \quad (1)$$

- Descomponiendo el vector F_2 en sus dos ejes cartesianos:

$$\mathbf{dF_2 = dF_2 \operatorname{sen} \alpha + dF_2 \operatorname{cos} \alpha} \quad (2)$$

- El diferencial de (F_2) depende de la presión de detonación, el factor de carguio (F_c) del explosivo y un diferencial del área, del D.C.L.

$$dF_2 = PoD * F_c * dA \quad \text{si} \quad \mathbf{PoD_{tal} = PoD * F_c}$$

$$\mathbf{dF_2 = PoD_{tal} * dA}$$

Se sabe que la Presión (P) sobre un área muy reducida es: $P = dF/dA$

La diferencial de área (dA) esta en función a la longitud del taladro y un diferencial de arco (ds) que forma el diámetro del taladro.

$$dA = L_{tal} * ds$$

La diferencial de arco (ds) esta en función al radio del taladro (r_{tal}) y un diferencial de ángulo alpha ($d\alpha$).

$$ds = r_{tal} * d\alpha \quad \rightarrow \quad ds = \frac{\varnothing_{tal}}{2} \times d\alpha$$

Por lo tanto:

$$dF_2 = PoD_{tal} * L_{tal} * \frac{\varnothing_{tal}}{2} \times d\alpha \quad (3)$$

- Integrando la ecuacion 2, y reemplazando la ecuación 3 en 2.

$$\int_0^\pi dF_2 = \int_0^\pi (dF_2 \text{sen}\alpha d\alpha + dF_2 \text{cos}\alpha d\alpha)$$

$$\int_0^\pi dF_2 = \int_0^\pi PoD_{tal} * L_{tal} * \frac{\varnothing_{tal}}{2} * \text{sen}\alpha d\alpha + \int_0^\pi PoD_{tal} * L_{tal} * \frac{\varnothing_{tal}}{2} * \text{cos}\alpha d\alpha$$

$$\int_0^\pi dF_2 = PoD_{tal} * L_{tal} * \frac{\varnothing_{tal}}{2} \left[\int_0^\pi \text{sen}\alpha d\alpha + \int_0^\pi \text{cos}\alpha d\alpha \right]$$

$$F_2 = PoD_{tal} * L_{tal} * \frac{\varnothing_{tal}}{2} [(-\text{cos}(\pi) - \text{cos}(0)) + (\text{sen}(\pi) + \text{sen}(0))]$$

$$F_2 = PoD_{tal} * L_{tal} * \frac{\varnothing_{tal}}{2} [(-(-1 - 1) + (0 + 0))]$$

$$F_2 = PoD_{tal} \times L_{tal} \times \varnothing_{tal} \quad (4)$$

- La Fuerza 1, depende de la resistencia a la compresión de la roca o mineral (σ_r), R.Q.D. y el área de rotura (A).

$$F_1 = \sigma_r \times RQD \times A \quad ; \quad \text{Si el área de rotura es: } A = e \times L_{tal}$$

Entonces:

$$F_1 = \sigma_r \times RQD \times e \times L_{tal} \quad (5)$$

- Reemplazando ecuación (5), (4) en (1):

$$PoD_{tal} \times L_{tal} \times \phi_{tal} = 2(\sigma_r \times RQD \times e \times L_{tal})$$

$$e = \frac{PoD_{tal} \times \phi_{tal}}{2\sigma_r \times RQD} \quad (6)$$

- Finalmente, el burden nominal es:

$$B_n = \frac{2e}{F_s} + \phi_{tal} \quad (7)$$

Reemplazando la ecuación (6) en (7), obtenemos un Burden Nominal

$$B_n = \phi_{tal} \left(\frac{PoD_{tal}}{\sigma_r \times F_s \times RQD} + 1 \right)$$

Finalmente considerando la desviación que se produce durante la perforación del taladro obtenemos un Burden Ideal.

$$B_i = B_n - Dp \quad \rightarrow \quad B_i = 2xB$$

Donde:

- Burden nominal (m) : B_n
- Diámetro del taladro (m) : ϕ_{tal}
- Presión de detonación en el taladro(Kg - cm²) : PoD_{tal}
- Índice de calidad de la roca : RQD
- Resistencia a la compresión de la roca o mineral, (MPa) : σ_r
- Factor de seguridad : F_s
- Desviación de perforación : DP

6.5.2. DETERMINACIÓN DE LAS VARIABLES DE DISEÑO

6.5.2.1. FACTOR DE CARGUÍO (F_c)

El factor de carguío está en función volumen del taladro y volumen del explosivo dentro del taladro, donde: $F_c \leq 1$

$$F_c = \frac{V_c}{V_{tal}} = \frac{\pi * \phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\pi * \phi_{tal}^2 * L_{tal}} = \frac{\phi_e^2 * L_e * N_{cartuchos}}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}} = \frac{\phi_e^2 * L_c}{\phi_{tal}^2 * L_{tal}}$$

Donde:

- ϕ_e : Diámetro del explosivo en mm. o pulg.
- ϕ_{tal} : Diámetro del taladro en mm. o pulg.
- L_c : Longitud de carga en m. o pies, $L_c = L_e \times N^\circ$ de cartuchos)
- L_{tal} : Longitud del taladro en m. o pies.

6.5.2.2. ACOPLAMIENTO DEL EXPLOSIVO (A_e)

El acoplamiento está en función al diámetro del explosivo " ϕ_e " y diámetro del taladro " ϕ_{tal} ", donde: $A_e \leq 1$, Se utiliza esta consideración para voladuras controladas. ⁽⁹⁾

$$A_e = \frac{\phi_e}{\phi_{tal}}$$

6.5.2.3. LONGITUD DE CARGA EXPLOSIVA (L_c)

La longitud de carga está en función del diámetro del explosivo " ϕ_e ", longitud del explosivo " L_e ", número de cartuchos por taladro " N°_c / tal " y el acoplamiento " A_e ", donde $L_c \leq 3/4 L_{tal}$. ⁽⁹⁾

- Determinación del volumen del explosivo desacoplado dentro del taladro.

$$V_e = \frac{\pi \times \phi_e^2}{4} \times L_e \times N_c^\circ / \text{tal} \quad (1)$$

Donde:

- V_e : Volumen del explosivo
- ϕ_e : Diámetro del explosivo
- L_e : Longitud del explosivo
- N_c° / tal : Número de cartuchos por taladros

- Determinación del volumen del explosivo acoplado dentro del taladro.

$$V_e = \frac{\pi \times \phi_{Ae}^2}{4} \times L_c \quad (2)$$

$$\phi_{Ae} = A_e \times \phi_{\text{tal}} \quad (3)$$

Donde:

- ϕ_{Ae} : Diámetro del acoplamiento del explosivo
- ϕ_{tal} : Diámetro del taladro
- L_c : Longitud de carga
- A_e : Acoplamiento del explosivo

Reemplazando las ecuaciones (2) y (3) en (1), para obtener la longitud de carga

“ L_c ”.

$$\frac{\pi \times \phi_{Ae}^2}{4} \times L_c = \frac{\pi \times \phi_e^2}{4} \times L_e \times N_c^\circ / \text{tal}$$

$$L_c = \frac{\phi_e^2}{\phi_{Ae}^2} \times L_e \times N_c^\circ / \text{tal}$$

6.5.2.4. FACTOR DE CARGUIO DE CARGA DE COLUMNA Y FONDO

Para determinar la presión de detonación en el taladro se utilizará la “Ley de Dalton o de las Presiones Parciales” de la ecuación universal de los gases: ⁽¹³⁾

$$P_o D_{tal} = P_{cc} + P_{cf}$$

Y la “Ley de Boyle y Mariotte” para calcular las presiones parciales.

Donde:

$$P_1 \times V_1 = P_2 \times V_2$$

$$P_{cc} \times V_{tal} = P_o D_{cc} \times V_{cc} \rightarrow P_{cc} = P_o D_{cc} \times \frac{V_{cc}}{V_{tal}} = P_o D_{cc} \times F_{cc}$$

Por lo tanto:

$$P_{cf} = P_o D_{cf} \times F_{cf}$$

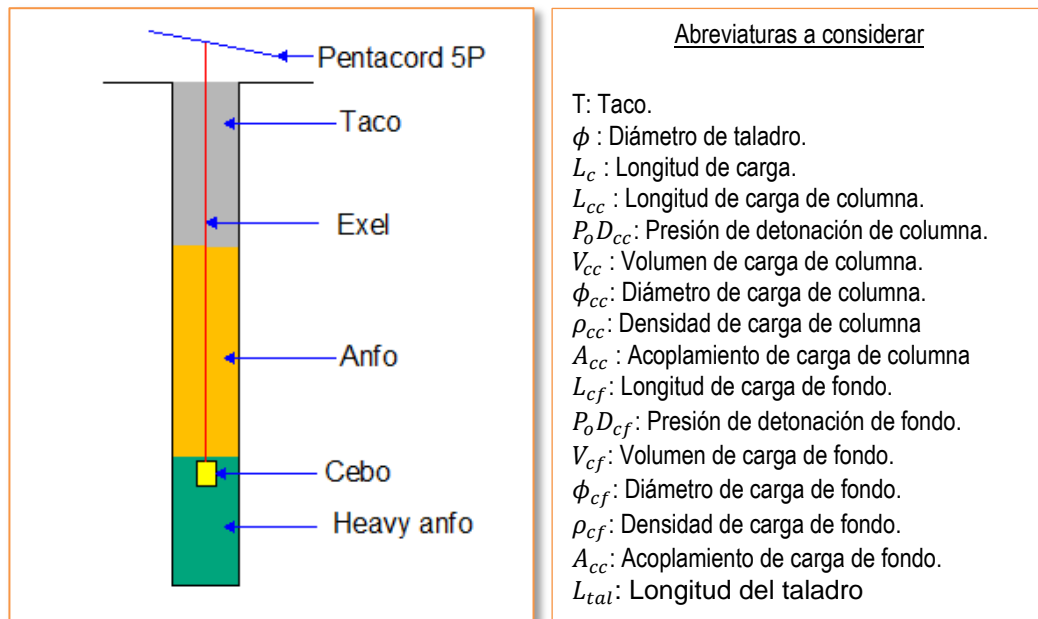
F_{cc} : Factor de carguío de la carga de columna

$$F_{cc} = \frac{V_{cc}}{V_{tal}} = \frac{\Phi_{cc}^2 \times L_{cc} \times N_{cartuchos}}{\Phi_{tal}^2 \times L_{tal}}$$

F_{cf} : Factor de carguío de la carga de fondo

$$F_{cf} = \frac{V_{cf}}{V_{tal}} = \frac{\Phi_{cf}^2 \times L_{cf} \times N_{cartuchos}}{\Phi_{tal}^2 \times L_{tal}}$$

Fig. N° 59: Abreviaturas a considerar en el cálculo de factor de carguío



6.5.2.5. DETERMINACIÓN DEL TACO MÍNIMO (T_{min})

Para determinar el taco mínimo " T_{min} ", se toma como referencia al criterio de Ash, donde el taco esta en función al diámetro del taladro perforado y una constante.⁽⁶⁾

Tabla N° 34: Determinación de la longitud del taco según ASH

Área	Long. de taco (Ash)
Arranque	$\phi_{tal} \times 13$
1ra ayuda	$\phi_{tal} \times 16$
2da ayuda	$\phi_{tal} \times 17$
3ra ayuda	$\phi_{tal} \times 18$
Cuadradores	$\phi_{tal} \times 20$
Corona/hast	$\phi_{tal} \times 24$
Arrastre	$\phi_{tal} \times 14$

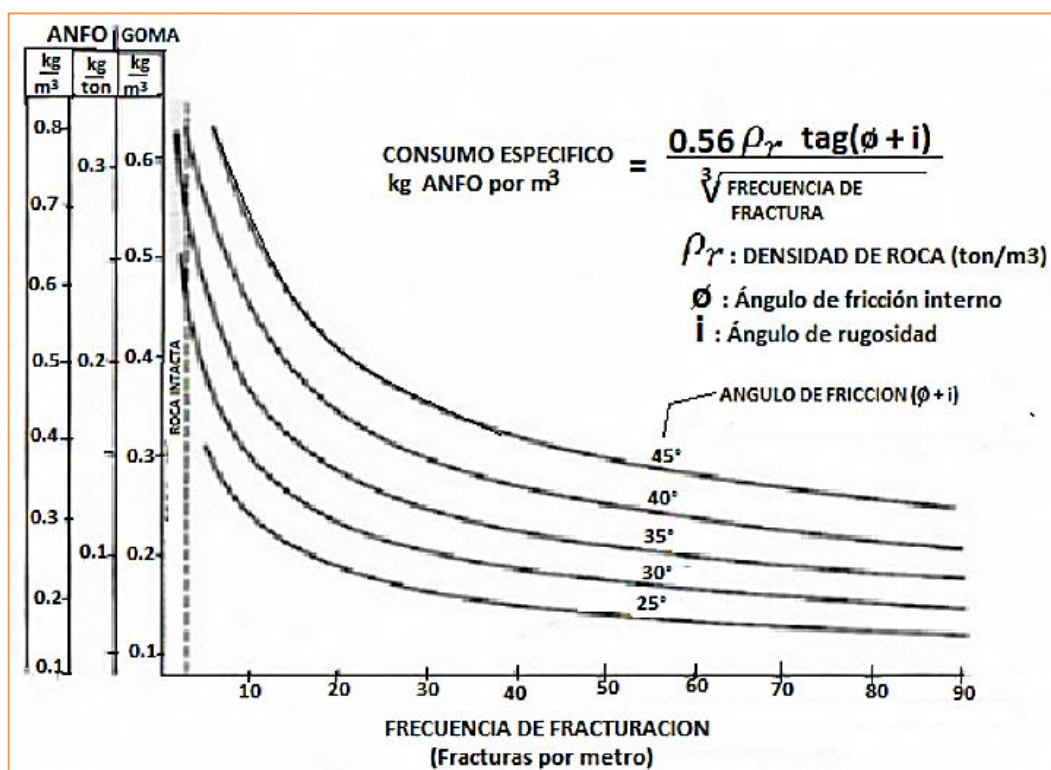
El " T_{min} " puede variar hasta que:

$$L_c + T_{min} \leq L_{tal}$$

6.5.3. TEOREMA DE ASHBY

Ashby en el año 1977, consideró las discontinuidades estructurales en el sistema de diseño de las voladuras, la ecuación relaciona la frecuencia de fracturas y la resistencia al cizallamiento de las mismas con el consumo específico de explosivo. ⁽⁶⁾

Fig. N° 60: Correlación entre la frecuencia de fracturación y el consumo específico de explosivo



Fuente: Manual de perforación y voladura - López Jimeno

6.5.4. ÍNDICE DE VOLABILIDAD DE LILLY (1986 - 1992)

Lilly ha definido un índice de Volabilidad "BI" (blastability index), es el parámetro que representa las características geológicas, geotécnicas y estructurales del macizo rocoso, el cual se obtiene de la información geotécnica de campo; cuando estos datos no existen, puede recurrirse a la información de resultados

de la perforación de operaciones de minado. Este Índice nos da una idea de que tan fácil o difícil es volar una roca. ⁽⁶⁾

$$BI = 0,5 (RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

Donde:

- RMD: Descripción del macizo rocoso
- JPS: Espaciamiento entre discontinuidades
- JPO: Orientación de las discontinuidades
- SGI: Gravedad específica
- RSI: Dureza de la roca (Hardness)

Tabla N° 35: Parámetros geomecánicos para calcular el Índice de Volabilidad

Parámetros Geomecánicos		Calificación
1	Descripción del macizo rocoso (RMD)	
	1.1. Friable / poco consolidado	10
	1.2. Diaclasado en bloques	20
	1.3. Totalmente masivo	50
2	Espaciamiento entre planos de las juntas (JPS)	
	2.1. Pequeño (<0.1m)	10
	2.2. Intermedio (0.1 a 1m)	20
	2.3. Grande (> 1m)	50
3	Orientación de los planos de las juntas (JPO)	
	3.1. Horizontal	10
	3.2. Buzamiento normal al frente	20
	3.3. Dirección normal al frente	30
	3.4. Buzamiento coincidente con el frente	40
4	Influencia de peso específico (SGI)	
	$SGI = 25(SG) - 50$ Dónde: SG : Peso específico, ton/m ³	
5	Influencia de la resistencia (RSI)	
	$RSI = 0.05(RC)$ Dónde: RC : Resistencia a la compresión simple	

Fuente: Manual de perforación y voladura - López Jimeno

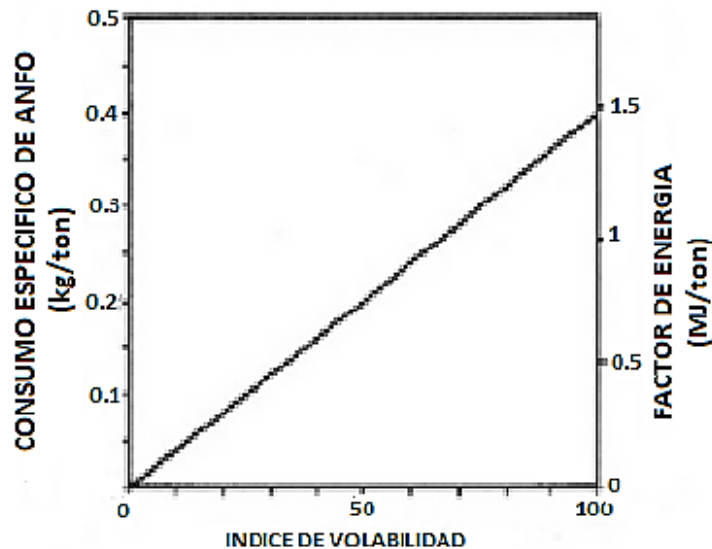
El índice de Volabilidad del macizo rocoso sirve para determinar los consumos específicos de explosivos "CE" y los factores de energía "FE".

$$\text{CE (kg ANFO / m}^3\text{)} = 0.004 \times \text{BI}$$

$$\text{FE (MJ/ton)} = 0.015 \times \text{BI}$$

De las numerosas experiencias llevadas a cabo en Australia se ha llegado a la conclusión de que el factor de roca "A" del modelo Kuz - Ram de Cunningham (1983) puede obtenerse multiplicando "BI" por 0.12. ⁽⁶⁾

Fig. N° 61: Cálculo de "CE" Y "FE" a partir de "BI"



Fuente: Manual de perforación y voladura - López Jimeno

Para cuantificar mejor la selección de "A", el Índice de Volabilidad propuesto inicialmente por Lilly (1986) se ha adaptado para esta aplicación (Cunningham 1987). La ecuación es: ⁽⁶⁾

$$\text{BI} = \text{A} = 0.06 * (\text{RMD} + \text{JF} + \text{RDI} + \text{HF})$$

Donde los diversos factores se definen en la tabla siguiente:

Tabla N° 36: Factor "A" de Cunningham

Símbolo	Descripción	Valores
A	Factor de roca	8 a 12
RMD	Descipción de la masa rocosa	
	Desmenuzable/Friable	10
	Verticalmente fracturado	JF
	Masivo	50
Dónde: JF = JPS + JPA		
JPS	Espaciamiento de las fracturas verticales	
	< 0.1m	10
	0.1 a MS	20
	MS a DP	50
Dónde: MS : Muy grande (m) y DP : Tamaño(m) del diseño de perforación asumido, DP > MS		
JPA	Ángulo del plano de fracturas	
	Buzamiento hacia fuera de la cara	20
	Perpendicular a la cara	30
	Buzamiento hacia dentro de la cara	40
RDI	Índice de densidad de la roca	25xRD-50
Dónde: RD : Densidad (ton/m3)		
HF	Factor de dureza	
	Si Y < 50 Gpa	HF = Y/3
	Si Y > 50 Gpa	HF=UCS/5
	Dónde: Y : Módulo de Young (Gpa)	
UCS : Fuerza compresiva no confinada (Mpa)		

Fuente: Manual de perforación y voladura - López Jimeno

6.5.5. IMPEDANCIA Y SÍSMICA DE REFRACCIÓN

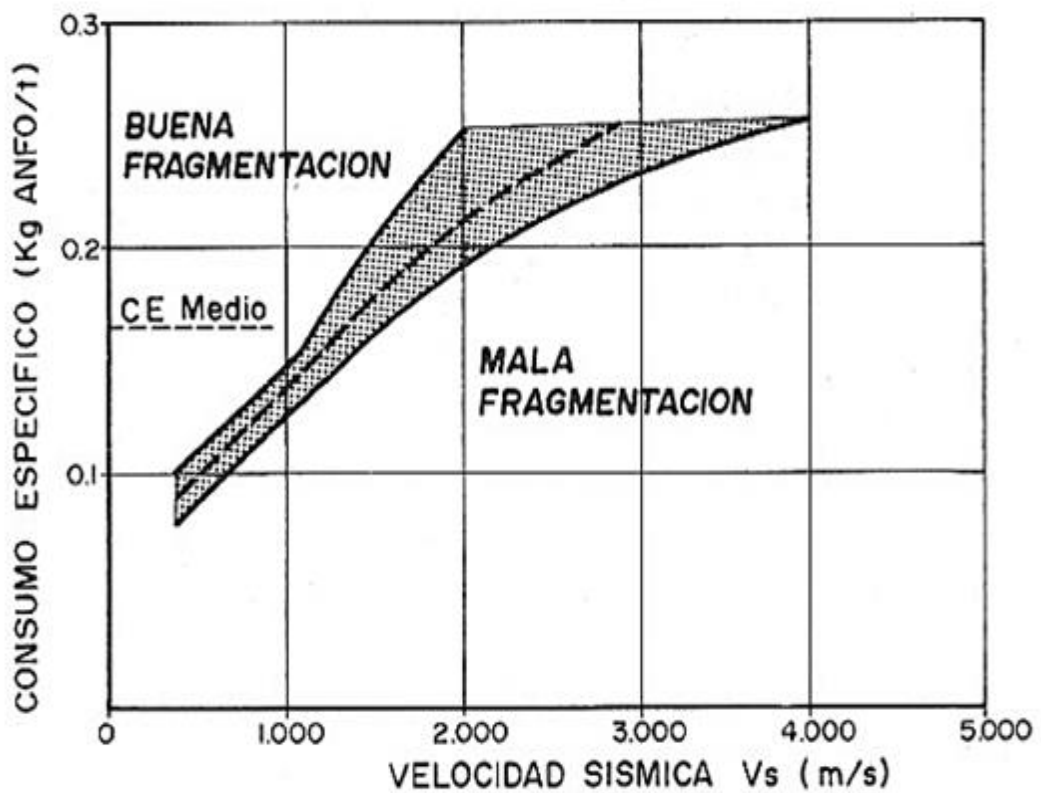
Esta teoría relaciona el consumo específico de explosivo con la velocidad sísmica de propagación.

Es ampliamente conocido el criterio de acoplamiento de impedancias (velocidad de propagación en la roca x densidad de la roca = velocidad de detonación x

densidad de explosivo) en el intento de maximizar la transferencia de energía del explosivo a la roca. ⁽⁶⁾

Como puede observarse, conforme aumenta la velocidad sísmica se requiere una mayor cantidad de energía para una fragmentación satisfactoria.

Fig. N° 62: Correlación entre velocidad sísmica y "CE"



Fuente: Manual de perforación y voladura - López Jimeno

6.6. ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN

El análisis granulométrico es una operación a escala laboratorio que determina el tamaño de las partículas y su distribución es una muestra de mineral conformada por granos mineralizados de diversos tamaños, las distintas proporciones separadas indican el grado de finura de dicha muestra tal grado esta expresado en porcentaje en peso retenido en determinada malla. ⁽⁶⁾

6.6.1. EL MODELO DE KUZNETSOV – RAMMLER (KUZ - RAM)

Este método desarrollado por Cunningham (1983) se basa en la formula empírica de Kuznetsov para tamaños medios de productos de voladura y la energía aplicada a la voladura por unidad de volumen de la roca (carga específica); y en la curva de distribución granulométrica de Rosin - Rammler. ⁽⁸⁾

La ecuación Kuznetsov es la siguiente:

$$\bar{X} = A \left(\frac{V_0}{Q_e} \right)^{0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{S_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30} \quad (1)$$

Donde:

- \bar{X} : Tamaño medio de los fragmentos, cm.
- **A** : factor de roca (Índice de Volabilidad de Lilly) = 7 para rocas medias; 10 para rocas duras altamente fracturadas; 13 para rocas duras débilmente fracturadas
- **V₀** : Volumen de roca (m³) a romper
- **Q_e** : Masa del explosivo utilizado (kg)
- **S_{anfo}**: Potencia del explosivo respecto al anfo (ANFO = 100)

Si sabe que:

$$\frac{V_0}{Q_e} = \frac{1}{K}, \quad K: \text{Factor de carga kg/m}^3$$

La ecuación (1) se puede escribir como:

$$\bar{X} = A(K)^{-0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{19/30} \quad (2)$$

La ecuación (2) se puede utilizar ahora, para calcular la fragmentación media (\bar{X}) para un factor triturante dado. Solucionando la ecuación (2) para K tenemos: ⁽⁸⁾

$$K = \left[\frac{A}{\bar{X}} Q_e^{1/6} \left(\frac{115}{S_{ANFO}} \right)^{19/30} \right]^{1.25} \quad (3)$$

Uno puede calcular el factor triturante (carga específica, k) requerido para obtener la fragmentación media deseada.

Es importante, conocer la distribución de la fragmentación como también el tamaño medio de la fragmentación. Aplicando la fórmula de la Rosin - Rammler.

$$R = e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n} \quad (4)$$

Donde:

- **R**: proporción de material retenido en la malla, nos da una descripción razonable de la fragmentación en la voladura de rocas. El tamaño característico (X_c) es simplemente un factor de escala. Es el tamaño a través del cual el 63.2% de las partículas pasaron. Si conocemos el tamaño característico (X_c) y el índice de uniformidad (n) entonces una

curva típica de fragmentación tal como está graficado puede ser trazada.

- **X**: Tamaño de la malla
- **X_c**: Tamaño característico
- **n**: índice de uniformidad

La ecuación (4) puede ser reacomodada para obtener la siguiente expresión para el tamaño característico:

$$X_c = \frac{X}{\left[\ln \frac{1}{R}\right]^{1/n}} \quad (5)$$

Ya que la fórmula de Kuznetsov permite hallar el tamaño \bar{X} de la malla por el cual el 50% del material pasa, sustituimos estos valores de:

$$X = \bar{X} \quad R = 0.5$$

En la ecuación (5), tenemos:

$$X_c = \frac{\bar{X}}{[0.693]^{1/n}} \quad (6)$$

La expresión para “n” desarrollada por Cunningham (1987) a partir de pruebas de campo es:

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{D}\right) \left[\frac{1+S}{2}\right]^{0.5} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left(\frac{L}{H}\right) \quad (7)$$

Donde:

- **B**: Burden (m)
- **S**: Espaciamiento (m)
- **D**: Diámetro del taladro (mm)
- **W**: Desviación de perforación (m)

- **L:** Longitud total de la carga (m)
- **H:** Longitud del taladro (m)

Los valores del burden (B) y el espaciamiento utilizados en la ecuación (7) pertenecen al modelo de perforación. Cuando hay dos diferentes explosivos en el taladro (carga de fondo y carga de columna) la ecuación (7) se modifican a: ⁽⁸⁾

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

Donde:

- BCL: Longitud de carga de fondo (m).
- CCL: Longitud de la carga de columna (m).
- Abs: Valor absoluto

Normalmente se desea tener la fragmentación uniforme por eso es que altos valores de “n” son preferidos. La experiencia de Cunningham (1987) ha sugerido lo siguiente: ⁽⁸⁾

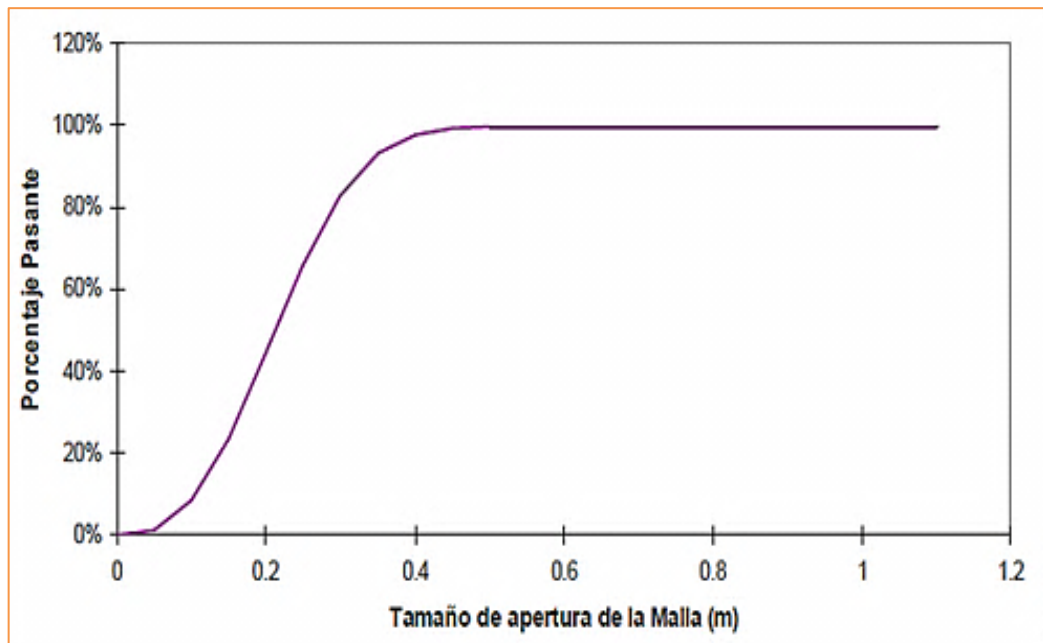
1. El rango normal de "n" para la fragmentación de la voladura en un terreno razonablemente competente es de 0.75 a 1.5, siendo el promedio alrededor 1.0. En rocas competentes tiene valores más altos.
2. Valores de “n” debajo de 0.75 representan una situación de “finos y de rocas grandes”, cuando esto ocurre en una escala amplia en la práctica, indica que las condiciones de la roca no permiten el control de la

fragmentación a través de cambios en la voladura. Típicamente esto se origina cuando se descubre una sobrecarga en un terreno alterado.

3. Para valores debajo 1 las variaciones en el índice de la uniformidad “n” son más propensas presentar fragmentos grandes y finos. Para valores de $n = 1.5$ y superiores, la textura del material fragmentado no cambia mucho.

Esta combinación de las ecuaciones de Kuznetsov y de Rosin - Rammler el llamado modelo de la fragmentación del Kuz - Ram.

Fig. N° 63: Curva de Fragmentación típica



Fuente: Modelo matemático de Kuz - Ram

6.7. ANÁLISIS DE VIBRACIONES

El monitoreo de las vibraciones producidas por una voladura, es usada como una herramienta de diagnóstico, para saber si las perturbaciones originadas superan o no el umbral del daño. Además, la correcta interpretación de un registro de vibraciones nos permite entender la interrelación completa entre las variables de una voladura, con este registro podemos identificar y/o determinar:

(11)

- Eficiencia relativa del explosivo
- Cargas detonando en una secuencia determinada
- Dispersión de los tiempos de encendido de los retardos
- Detonación de cargas adyacentes por simpatía
- Tiros fallados

6.7.1. VIBRACIONES

Es un fenómeno de transmisión de energía mediante la propagación de un movimiento ondulatorio a través de un medio y descrito matemáticamente como un cuerpo o partícula que se mueve en el tiempo, este movimiento es función del tiempo, desplazamiento, velocidad y aceleración de la partícula. ⁽¹¹⁾

La detonación de una masa de explosivo confinada en el interior de un taladro genera de una forma casi instantánea un volumen de gases a una presión y temperatura enormes. Esta aparición brusca de una presión elevada sobre las paredes del taladro actúa como un choque o impacto brusco, que se manifiesta en forma de onda de deformación a través de la masa en torno al taladro. De forma simplificada, la energía vibratoria es proporcional a la cantidad de explosivo. ⁽¹¹⁾

6.7.2. ONDAS DE CHOQUE

La onda de choque es una onda sísmica que puede ser de tipos diferentes. Las más comunes son: ⁽¹⁰⁾

6.7.2.1. ONDAS INTERNAS

Las cuales se propagan por el interior del macizo, Las ondas P y S se propagan en todas direcciones y son llamadas ondas de volumen. ⁽¹⁰⁾

- **Las ondas longitudinales (u ondas de compresión, o primarias o P)**, Las ondas P se propagan por tracciones y compresiones sucesivas del medio y, al alcanzar una superficie libre o cambiar de medio de propagación (por ejemplo, al pasar de un estrato geológico a otro) están sujetos a fenómenos de reflexión y refracción que dan origen a las ondas S. ⁽¹⁰⁾
- **Las ondas transversales, de cizalladura o secundarias S**, Caracterizadas por provocar la oscilación de las partículas en una dirección transversal a la dirección de la propagación de la onda. ⁽¹⁰⁾

6.7.2.2. ONDAS DE SUPERFICIE

Las ondas de superficie transportan la mayor parte de la energía propagada únicamente por la superficie del macizo rocoso y por ende presentan mayor potencial de riesgo a las estructuras. ⁽¹⁰⁾

- **Las ondas de Raleigh (u ondas R)**, Originan oscilaciones elípticas en el plano donde se propagan y tienen como efecto la compresión, dilatación y cizalla.

- **Las ondas de Love (u ondas Q)**, Se propagan con un movimiento de la partícula, perpendicular a la dirección de propagación como las ondas S, Su velocidad es mayor a las ondas R y originan oscilaciones elípticas.

6.7.3. VELOCIDAD DE PROPAGACIÓN DE ONDA (Vp)

Es la velocidad a la cual una roca transmitirá las ondas de compresión. Es una función del Índice de calidad del túnel, Usualmente cuanto mayor sea la velocidad de la onda P, se requerirá explosivo de mayor velocidad de detonación para romperla. ⁽¹⁰⁾

$$Q = \frac{\text{Exp}(\text{RMR} - 44)}{9} \qquad V_p = 1000 \log(Q) + 3500$$

Donde:

- Vp: Velocidad de la onda P, m/s
- Q: Índice de la calidad de la roca

6.7.4. VELOCIDAD PICO PARTÍCULA

Es la mayor velocidad alcanzada por la partícula que se mueve a través del macizo rocoso y se origina porque la carga operante, para un cierto retardo de tiempo, se incrementa por la detonación simultánea de otra carga que fue programada. ⁽¹⁰⁾

Existen varios modelos experimentales que representan la velocidad de la partícula en función del explosivo detonado y la distancia a la que se registra dicha detonación, entre los de mayor aceptación se encuentran el modelo general y el de regresión múltiple, pero en términos de distancia escalar y

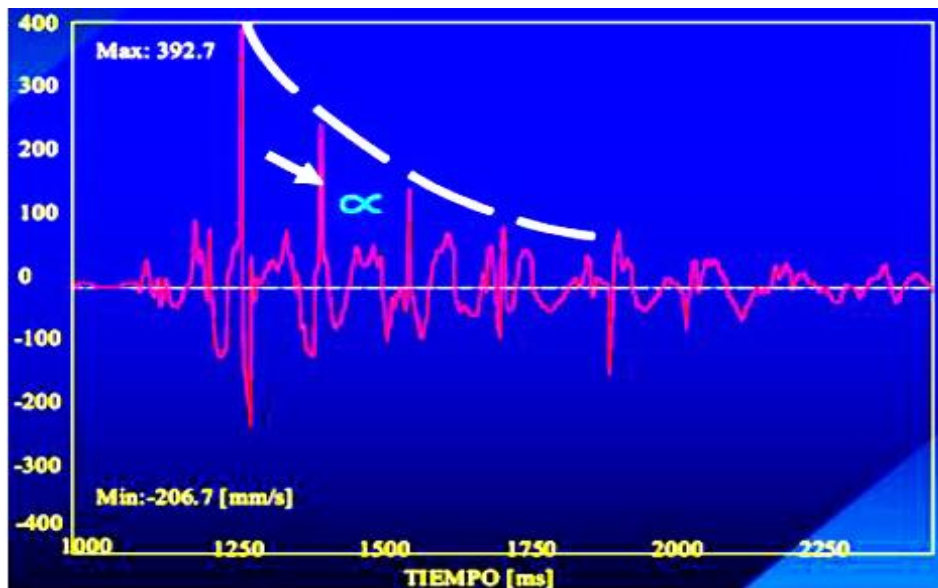
cantidad de explosivo en relación a esta formulación, es la Ecuación del comportamiento de vibraciones “MODELO DE DIVINE” (campo lejano).⁽¹⁰⁾

$$PPV = K \left\{ \frac{d}{\sqrt{W}} \right\}^{-\alpha}$$

Donde:

- PPV: Velocidad Pico Partícula (mm/s)
- D: Distancia entre Carga Explosiva – Detector (m)
- K, - α : Constantes de la propiedad de la roca, determinadas in-situ
- W: Peso de la carga explosiva (kg)

Fig. N° 64: Registro de vibraciones típico en voladuras en frentes de avance



La velocidad y frecuencia de vibración en macizos rocosos influirán en la respuesta que tengan las estructuras presentes en éstos. Por ejemplo, para que ocurra un mínimo daño a las estructuras, la velocidad debe estar entre 15 y 110 mm/s. Sobrepasada esta última velocidad, ocurre un mayor daño para frecuencias menores a 40 Hz y entre 75 y 250 mm/s en frecuencias mayores a 40 Hz.⁽¹⁰⁾

6.7.5. VELOCIDAD CRITICA DE LA PÁRTICULA (Vcrit)

Nivel al cual la roca alterada presenta formación de fracturamiento incipiente. El nivel crítico de vibraciones VPP máx., es cuando la vibración sobrepasa el valor crítico y está causando daño al macizo rocoso. ⁽¹⁰⁾

$$V_{crit} = \frac{Q_t \times V_p}{E_i}$$

La deformación está relacionada con la vibración

$$\text{Deformación} = e = f(VPP, V_p) = f(T, E) \rightarrow e = \frac{VPP}{V_p} = T/E$$

Donde:

- VPP es la velocidad pico partícula,
- Vp es la velocidad de la onda P
- T es la resistencia a la tensión
- E es el módulo de Young

La intensidad del daño es proporcional a este nivel máximo de vibraciones VPP_{max} según el Criterio de Holmberg y Persson.

Tabla N° 37: Criterio de daño según Holmberg y Persson

o Dilatación de fracturas preexistentes	1/4 * VPPmax
o Aparición de nuevas grietas	VPP_{max}
o Daño notorio o fracturamiento intenso	4 * VPPmax
o Sobrequebre	8 * VPPmax

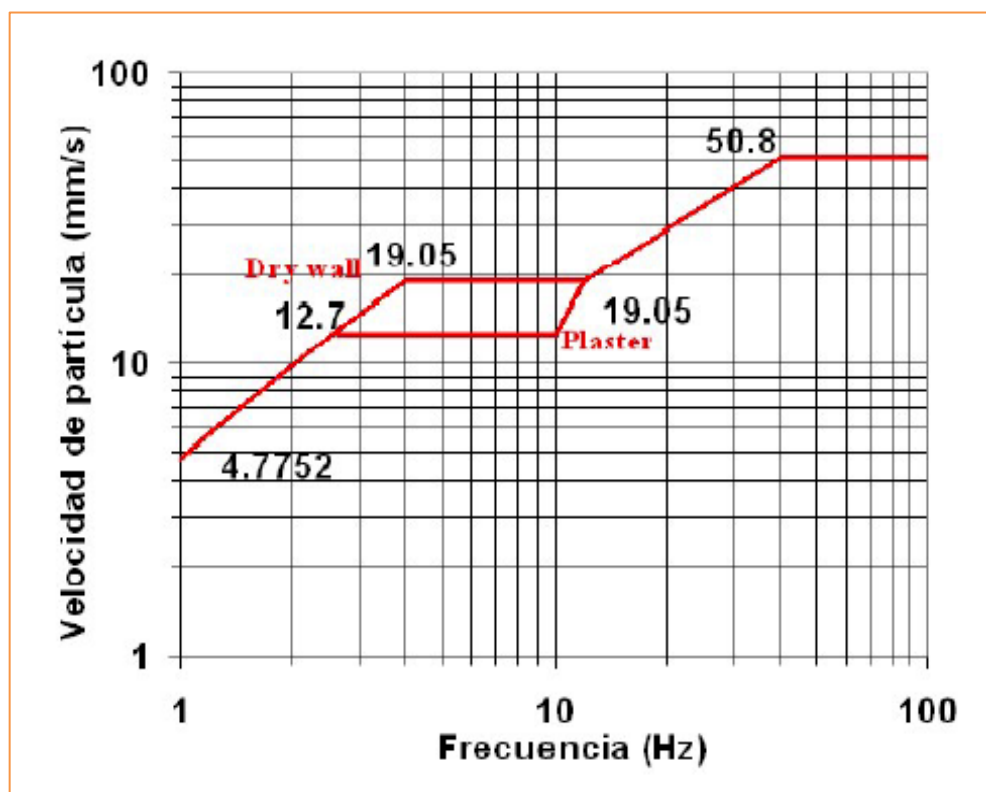
Fuente: Vibraciones causadas por voladuras, Ing Dennis Cahill set. 2011

6.7.6. REGLAMENTACIÓN INTERNACIONAL

Internacionalmente se ha aceptado para el manejo de voladuras establecidas por la U.S Bureau of mines.

La U.S. Bureau of Mines (Negociado de Minas de los EE. UU.) Establece una limitación de 0.79 pulg/s (20 mm/s) para la aparición de grietas visibles, aunque también establece límites dependientes de la frecuencia de movimiento como en el reporte USBM RI 8507. ⁽¹¹⁾

Fig. N° 65: Velocidades de vibración aceptables según USBM RI8507



Fuente: Vibraciones causadas por voladuras, Ing. Dennis Cahill set. 2011

De acuerdo al gráfico podemos observar que para alejarnos de la zona de daño debemos tener frecuencias altas y VPP bajas y de esa forma minimizar los niveles de daño con respecto a la zona circundante. ⁽¹¹⁾

6.8. APLICACIÓN DEL MODELO MATEMÁTICO DE ÁREAS DE INFLUENCIA PARA EL DISEÑO DE MALLAS EN LA MINA SANTANDER

Para el diseño de mallas de perforación y voladura, se utilizó el modelo matemático de áreas de influencia para calcular el burden y espaciamiento.

Para controlar las variables y su efecto observable se utilizará un diagrama de flujo.

Fig. N° 66: Diagrama de Flujo para el diseño de mallas de perforación y voladura



6.8.1. LEVANTAMIENTO DE DATOS Y LÍNEA DE BASE

El primer paso fue la revisión de los estándares y costos del presupuesto, procedido por el monitoreo en campo de las principales operaciones unitarias de minado que son la perforación y voladura y de los siguientes procesos de extracción que son consecuencias directas, limpieza-acarreo y sostenimiento, para evaluar los ratios de operación.

Esta primera etapa in situ permitió detectar deficiencias en las operaciones de Perforación y voladura, siendo los errores en perforación significativos, especialmente cuando afectan el arranque del disparo.

6.8.1.1. ANTECEDENTES EN EL PROCESO PERFORACIÓN

En este proceso de levantamiento de datos y línea de base se pudo apreciar que cada operador de Jumbo aplica según su criterio la malla de perforación que crean conveniente (diferentes diseños de perforación en el arranque), sin tener parámetros de diseño y estándar de las mallas de perforación, **(incumplimiento del diseño de la malla de perforación)**.

- **No consideran la simetría y paralelismo que deben mantener los taladros** (ausencia de guidores durante la perforación como una medida de control).
- **Irregular longitud de taladros perforados**, esta falta de control induce rendimientos deficientes en el resultado de la voladura de los frentes, influye en la reducción del avance esperado, especialmente si los taladros del alivio son menores que los taladros de producción.

- **Variación en la inclinación de taladros e Intercepción de taladros**, afectará a la distribución de la carga explosiva, propiciado a que sope el disparo.
- **Número de taladros de alivio**, esto produce que no tenga una adecuada cara libre donde se pueden reflejar las ondas de tensión que son las que provocan la fragmentación de la roca, provocando que se sope o se produzca tiros cortados.

Aquí les mostramos algunos de los arranques inadecuados utilizados actualmente por los operadores de Jumbo de la ECM JRC.

Fig. N° 67: Arranque perforado en la RP (-) 4577 en Magistral Sur

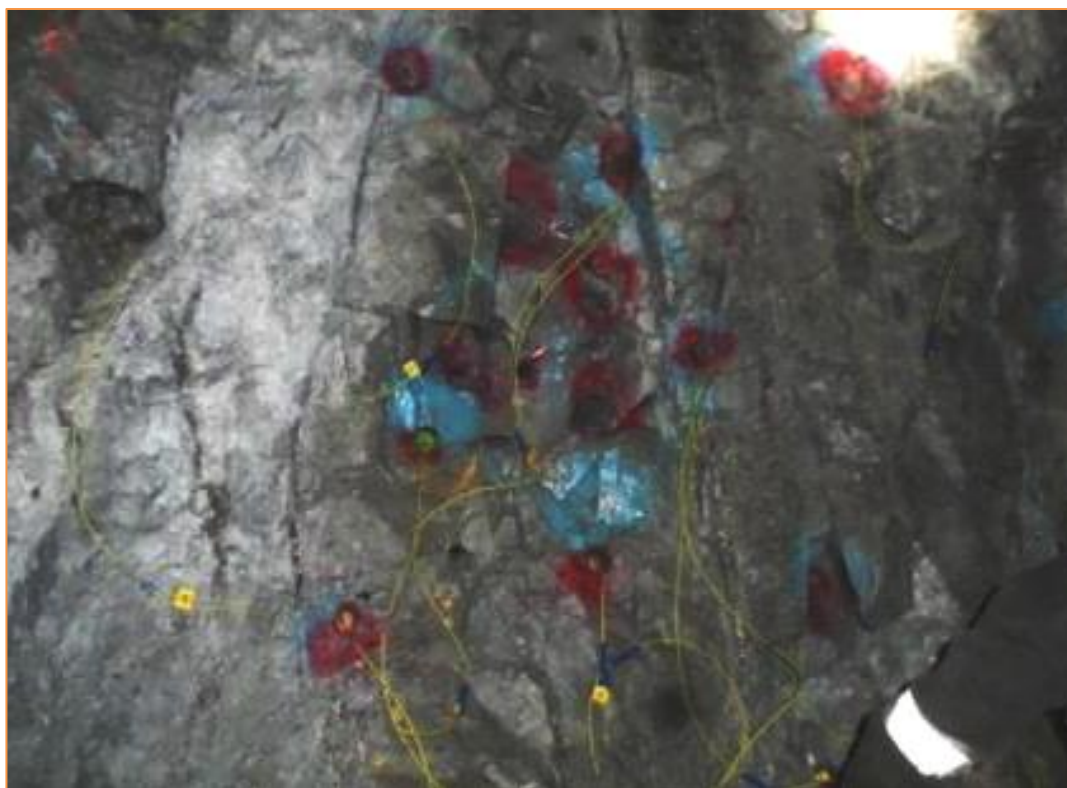


Fig. N° 68: Arranque perforado en la SN 4610 - 2S en Magistral Norte



Fig. N° 69: Arranque perforado en la RP (-) 4370 - 4 Magistral Centro



Fig. N° 70: Arranque perforado en la SN 4600 - 4S en Magistral Norte

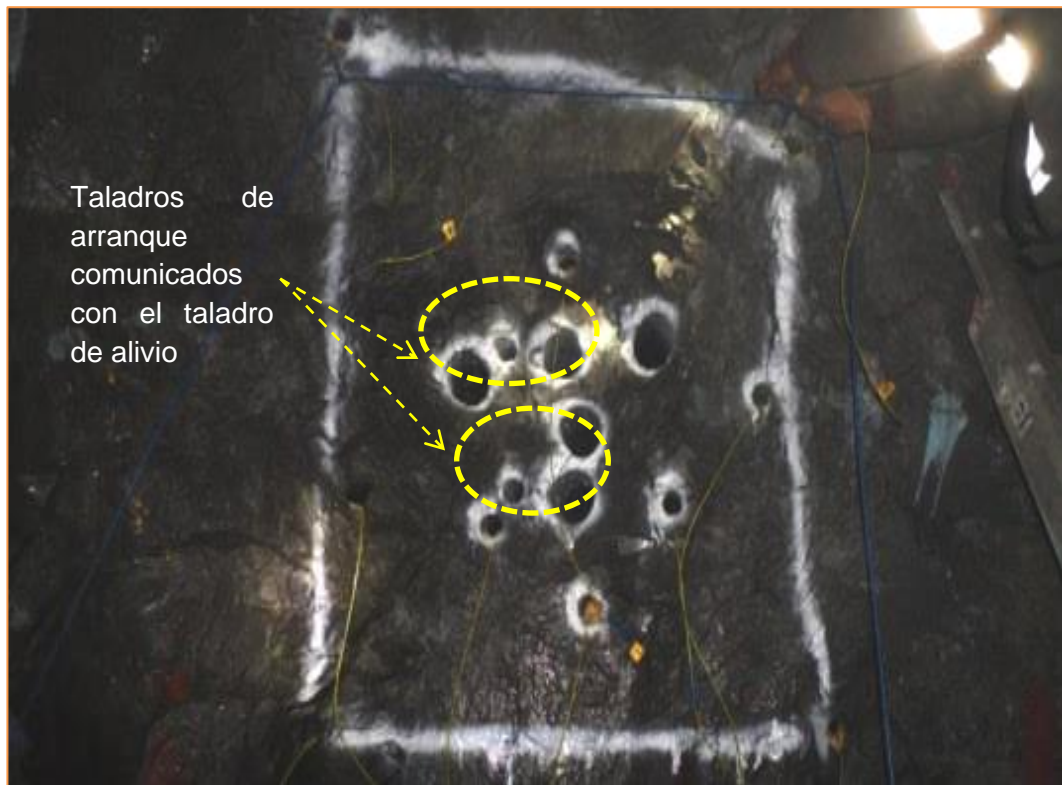


Fig. N° 71: Falta de uso de guidores en el proceso de perforación (RP 4005 - MS)



- **Uso inadecuado de las brocas,** En la mayoría de los casos están muy desgastadas provocando que la velocidad de penetración sea baja, y por consiguiente que el frente se perfore en un mayor tiempo.

Fig. N° 72: Brocas con insertos totalmente desgastadas



6.8.1.2. ANTECEDENTES EN EL PROCESO DE VOLADURA

En la operación de la voladura que está directamente relacionada a la perforación se observa también una serie de deficiencias:

- **Consumo excesivo de explosivos y mala administración de los mismos,**
Se origina por una supervisión que genera vales de pedido de explosivos sin ningún criterio técnico, sin haber analizado a detalle la malla de voladura que se disparará. Del mismo modo los bodegueros de los polvorines mina, suministran cantidades excesivas de explosivos sin un patrón técnico de control, reflejándose este exceso de consumo de explosivos en el factor de carga y factor de potencia. Además, hay explosivos sobrantes almacenados

en el (presentan cortes laterales) están alteradas al ser guardados que al utilizarlos se tiene como resultado tiros fallados.

Fig. N° 73: Explosivos en mal estado en el polvorín y explosivos sobrantes en labor



- **Carguío de la columna explosiva,** Falta de control en la distribución de carga explosiva en los taladros (hastiales y corona), sobre carga y deficiente carga explosiva en la columna, lo cual generan sobre excavación en las labores y tiro soplado respectivamente.

Fig. N° 74: Carga excesiva en los taladros de la corona y hastial



- **Deficiencias en los equipos de carguío,** Se observó deficiencias en anfo loader (manómetro inoperativo), para labores sin presencia de agua.
- **Las deficiencias en las operaciones unitarias generan retrasos en la perforación,** En los frentes evaluados el carguío inicia a las 06:15 a 06:30 pm, terminando a las 6:50 pm, con promedio de chispeo de 6:50 a 7:10 pm. Incumpliendo los estándares de voladura que es 06:30pm.

Fig. N° 75: Deficiencia en carguío y distribución de retardos, taladros sin taco



- **Fallas en la Voladura**

En la información de campo se pudo identificar en el resultado, fallas constantes en la voladura, sobre excavación de las labores, los cuales se presentan por la mala práctica y mal diseño de la malla de perforación y voladura, las fallas más frecuentes son: tiros cortados, tiros soplados, tiros anillados, frentes taqueados.

Todos estos aspectos técnicos de operación, influyen directamente en el factor de avance (metros de avance inferior a lo esperado) y trae como consecuencia que el rendimiento de acarreo y transporte disminuya, además afecta la programación de trabajo de los equipos, para lo cual debemos tomar acciones correctivas y lograr una mayor eficiencia en nuestro proceso de perforación y voladura.

Fig. N° 76: Resultado de la voladura mes de febrero

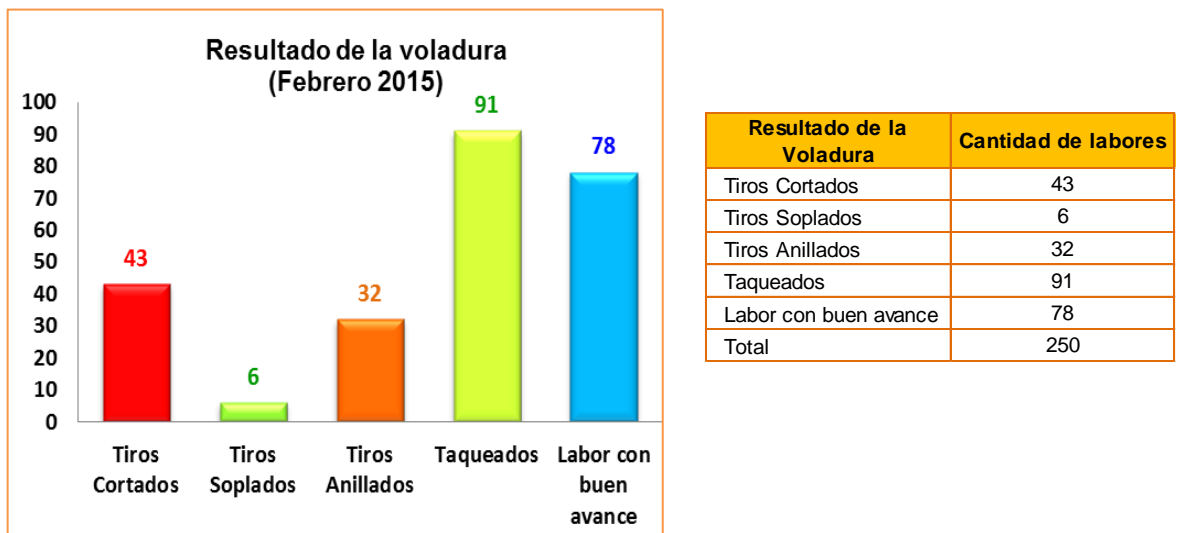


Fig. N° 77: Evidencia de los tacos



Fig. N° 78: Evidencia del tiro anillado y tiro soplado

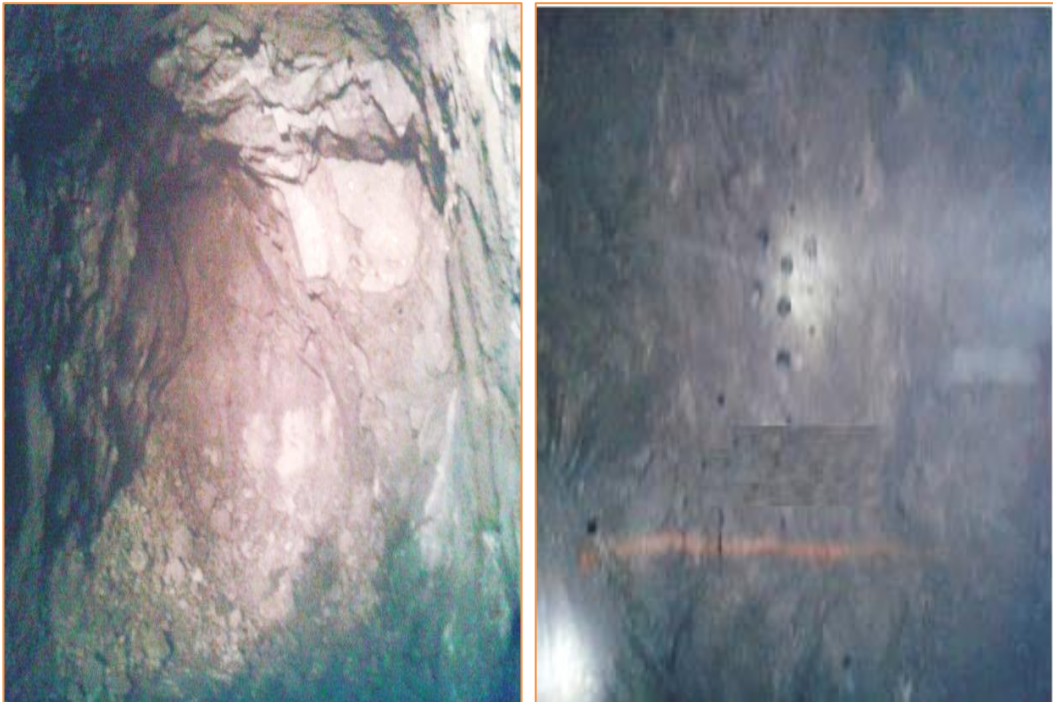


Fig. N° 79: Evidencia del tiro anillado



Fig. N° 80: Evidencia de los Tiros cortados



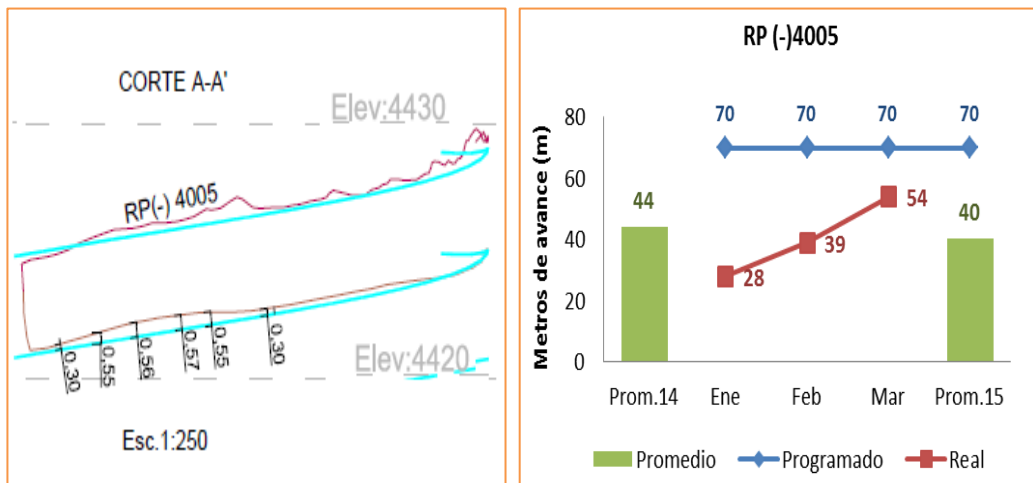
▪ **Voladura secundaria**

Por las constantes fallas en las voladuras se debe de realizar voladuras secundarias, que generan condiciones sub estándar, además costos sobre estimados en los costos unitarios de perforación y voladura, que lleva a consecuencia que todo el ciclo de minado aumente.

Fig. N° 81: Voladura secundaria ejecutadas en la Mina Santander



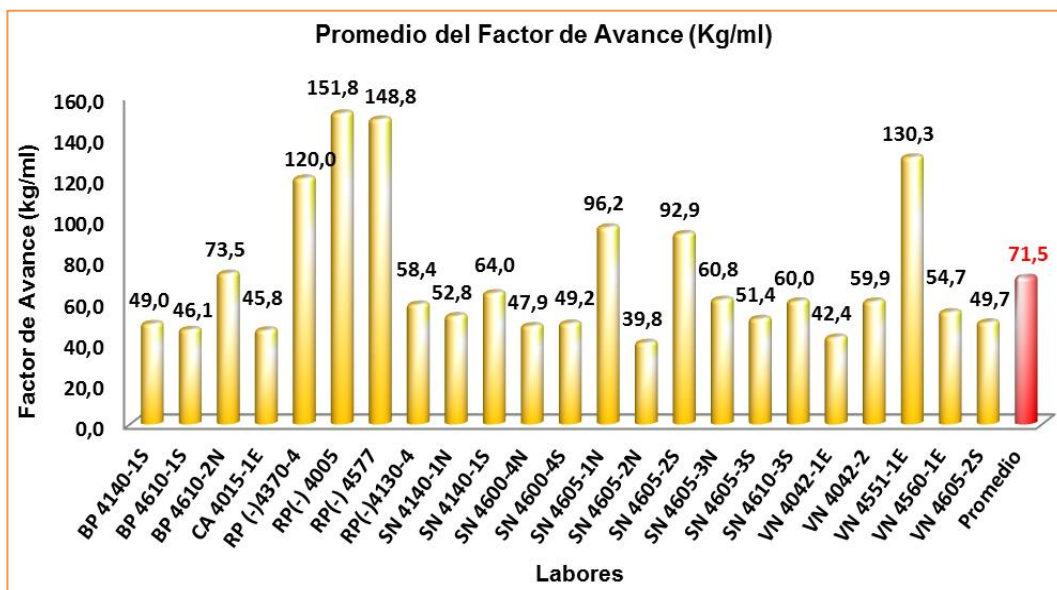
Fig. N° 82: Levantamiento topográfico Rp (-) 4005 que muestra sobre excavación e incumplimiento del metraje mensual



▪ FACTOR DE AVANCE

En el proceso del levantamiento de datos, se pudo recopilar información de las voladuras con disparos tradicionales en avances, realizadas en el mes de febrero, en la que el promedio del Factor de avance es 71,5 Kg. de explosivo/ml.

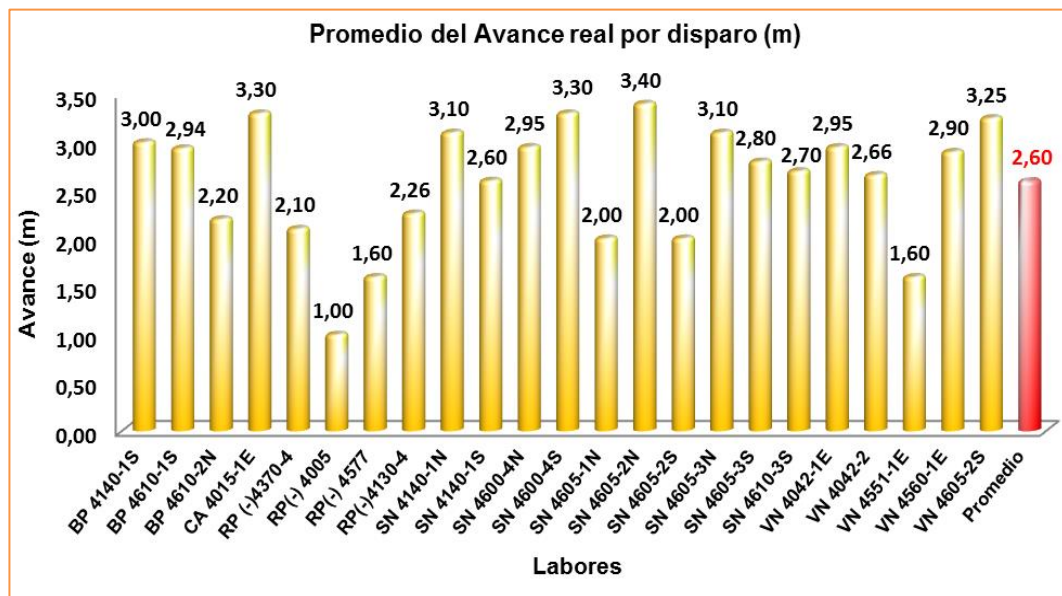
Fig. N° 83: Promedio ponderado del factor de avance en la Mina Santander



▪ **AVANCE REAL POR DISPARO**

Así mismo del control de disparos realizados en las fechas indicadas líneas arriba, se obtuvo datos de los avances reales por disparo, el cual nos muestra el resultado con el promedio ponderado de avance por disparo de 2.6 ml./disparo.

Fig. N° 84: Avance real en la Mina Santander



6.8.1.3. ANTECEDENTES DE RENDIMIENTO DE PERFORACION Y VOLADURA

6.8.1.3.1. RENDIMIENTO EN PERFORACIÓN Y VOLADURA

Según presupuesto la perforación a realizar es con una barra de 12 pies, sin embargo, la perforación se viene realizando con barra de 14 pies, con bajos rendimientos en longitud de perforación (79.63%), además por la estabilidad del macizo rocoso no es posible perforar 14 pies.

La malla de perforación presupuestada no se aplica, se perfora en prom. 3.4 m obteniendo un avance promedio de 2.60 m (rendimiento de voladura de 76.47%).

Con respecto a la voladura para una sección de 5 m * 4 m se planea usar 126 kg (factor de avance 42.91 kg/ml) pero en realidad se consume 150 kg a más de explosivo (factor de avance 57.69 kg/ml). Estos resultados se pueden mejorar con un diseño óptimo y exhaustivo seguimiento en campo y capacitación del personal.

Tabla N° 38: Rendimiento en Perforación y voladura Programado y Real

Operación	Unidad	Presupuestado	Malla real sin Estandarizar	Variación
Labor	Rpa	Frente	Frente	
Sección	m*m	5*4	5,1*3,8	
Perforación				
Tipo de Roca	Regular	III B	IIIB	IIIB
Long. De barra	m	3.60	4.27	0.67
Long. Efectiva de Perf.	m	3.00	3.40	0.40
Avance	m	2.95	2.60	-0.35
Volumen a romper/disparo	m3	55.00	59.22	4.22
Tonelada a romper/disparo	Ton	148.50	159.89	11.39
Parámetros de Perf.				
Diámetro del taladro	mm	45.00	51.00	6.00
Diámetro del rimado	mm	102.00	102.00	0.00
Espaciamiento	m	0.45	0.28	-0.17
Burden	m	0.25	0.18	-0.07
Taladros perforados - recorte	Tal/disparo	4.00	0.00	-4.00
Taladros cargados	Tal/disparo	47.00	46.00	-1.00
Taladros Rimados	Tal/disparo	4.00	3,4,5	-
Tiempo total de Perforación	hr	3.00	4.00	1.00
Voladura				
Emulex 80% 1 1/4" x 12"	Kg	81.38	150.00	68.62
Emulex 65% 1 1/4" x 12"	Kg	45.30	0.00	-45.30
Total de Kg de explosivo	Kg	126.68	150.00	23.32
Tiempo total de carguío	hr	1.50	0.75	-0.75
Factor de avance	Kg/ml	42.91	57.69	-66.25
Factor de carga	Kg/m3	2.30	2.53	5.53
Factor de potencia	Kg/Ton	0.85	0.94	2.05
Rendimiento				
Rend. De perforación	%	83.33	79.63	-3.71
Rend. De voladura	%	82.00	76.47	-5.53

6.8.1.3.2. COSTOS DE PERFORACION Y VOLADURA

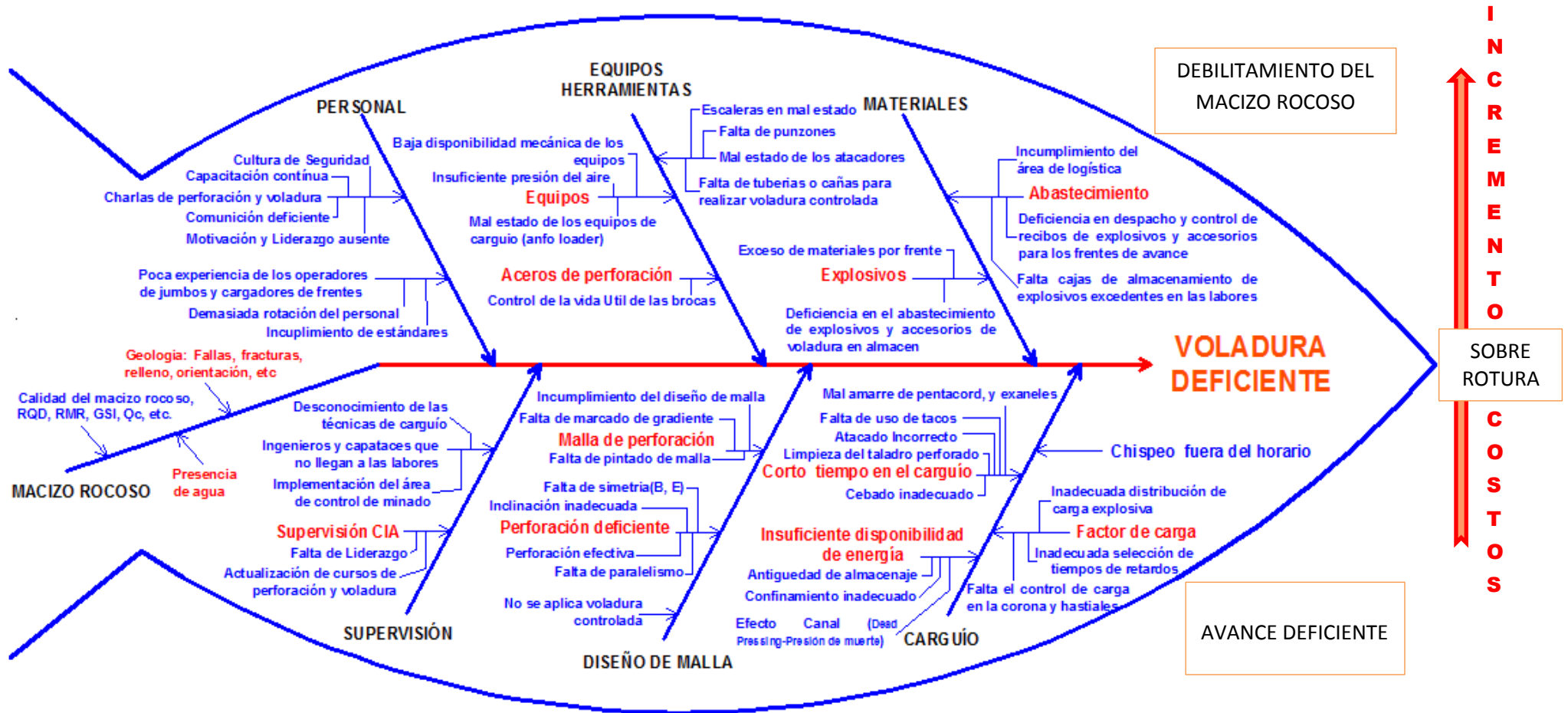
En la tabla siguiente se realiza la comparación de costos de perforación y voladura, presupuestado y real (sin estandarizar) para una sección de 5m x 4m, lo cual nos muestra que por la deficiencia en la perforación se obtiene un mayor costo de 329.83 US\$/ml respecto a lo planeado de 271.62 US\$/ml, repercutiendo también en la voladura con 253.37 US\$/ml respecto a lo planeado de 182.79 US\$/ml.

Tabla N° 39: Comparación de costos de perforación y voladura presupuestado y real sin estandarizar

Ítem	Operación	Unidad	Presupuestado	Malla real sin Estandarizar	Variación
	Labor	Rpa	Frente	Frente	
	Sección	m*m	5*4	5,1*3,8	
	Tipo de Roca	Regular	III B	IIIB	IIIB
	Long. De barra	m	3.60	4.27	0.67
	Long. Efectiva de Perf.	m	3.00	3.40	0.40
	Avance	m	2.95	2.60	-0.35
	Volumen a romper/disparo	m3	55.00	59.22	4.22
	Tonelada a romper/disparo	Ton	148.50	159.89	11.39
	Rendimiento				
	Rend. De perforación	%	83.33	79.63	-3.71
	Rend. De voladura	%	82.00	76.47	-5.53
1.00	Perforación	US\$/ml	271.62	329.83	58.21
	Mano de Obra	US\$	50.03	66.71	
	Aceros de Perforación	US\$	256.78	209.72	
	Equipos	US\$	505.42	590.01	
	Herramientas y EPP	US\$	4.52	6.02	
2.00	Voladura	US\$/ml	182.79	253.37	70.58
	Mano de Obra	US\$	40.35	53.80	
	Explosivos y accesorios de voladura	US\$	493.84	597.77	
	Herramientas y EPP	US\$	5.40	7.19	

De todos los aspectos mencionados definimos las causas primarias y secundarias haciendo uso de la herramienta del Diagrama Causa - Efecto a través de la Espina de Pescado.

Fig. N° 85: Diagrama Causa - Efecto, Mina Santander



6.8.2. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN APLICANDO MODELO MATEMÁTICO DE ÁREAS DE INFLUENCIA PARA ROCA REGULAR

Seguidamente procedemos a realizar el cálculo matemático para determinar la malla de perforación óptima, para de esta manera establecer un parámetro de diseño de malla de perforación de las labores de avance en la mina Santander.

Para ello primero diseñaremos la malla de perforación y voladura para roca intermedia, en la RP (-) 4370 - 4MC, realizaremos la prueba de campo y analizaremos los resultados.

La RP (-) 4370 - 4MC, está ubicado en la zona Magistral Centro, Nv 4370, es una labor de desarrollo que se construye en caliza de la caja piso, para la explotación del cuerpo Magistral Centro del piso 4 al 3.

6.8.2.1. PARÁMETROS DE DISEÑO

6.8.2.1.1. PARÁMETROS DEL MACIZO ROCOSO EN LA MINA SANTANDER

Los parámetros que se muestran en la siguiente tabla provienen de los ensayos y mediciones realizadas por el Departamento de Geomecánica de la Mina Santander; con respecto al RQD, provienen de los mapeos geomecánicos realizadas en las diferentes zonas de la mina y lo referente a la resistencia a la compresión simple de la roca, se obtuvo por ensayos directos sobre la roca con el martillo Schmidt.

En la siguiente tabla se muestran los valores promedio tomados para realizar los cálculos de la malla de perforación.

Tabla N° 40: Parámetros del macizo rocoso en la Mina Santander

PARÁMETROS DE LA ROCA				
Material	RQD (%)	RMR	Resist. Compr. (Kg/cm ²)	Densidad (Ton/m ³)
Mineral	50	35 - 45	509,86	3,00
Mineral	65	50 - 60	1019,72	3,00
Mineral	60	45 - 55	866,76	3,00
Caliza	70	45 - 55	887,15	2,70
Caliza	75	>60	938,14	2,70
Caliza	55	30 - 40	836,17	2,70

6.8.2.1.2. PARÁMETROS DE PERFORACIÓN

En la siguiente tabla se consideran los parámetros de perforación para el diseño de la malla de perforación.

Tabla N° 41: Parámetros de perforación de la Mina Santander

PARÁMETROS DE PERFORACIÓN		
Parámetros	Unid.	Cantidad
Ancho de labor	m	5
Alto de labor	m	4
φ de tal. De producción	mm	45
φ de tal. De alivio	mm	102
Long. De barra	ft	14
Eficiencia de perforación	%	84
Eficiencia de voladura	%	92
Desviación Angular	m	0.07

6.8.2.1.3. PARÁMETROS DE EXPLOSIVO

La empresa Exsa es proveedora de los explosivos y agentes de voladura en la Mina Santander.

Tabla N° 42: Parámetros de explosivos usados en la Mina Santander

Parámetros	Unid.	Explosivos			
		Semexa 45 1 1/8" 7"	Emulex 80 1 1/4" 12"	Emulex 65 1 1/4" 12"	Examon - p
Densidad	gr/cm3	1.08	1.14	1.12	0.84 (*)
VOD	m/s	3800	5100	5000	2800 a 4800 (3900)
Presión de detonación	Kbar	60	103	86	50
Energía	kcal/Kg	900	1200	1100	
RWS anfo=100	%	99	132	121	110
RBS anfo=100		134	172	144	116
Diámetro del explosivo	mm	28.575	31.75	31.75	
Longitud del explosivo	mm	177.8	304.8	304.8	

(*) En carguío neumático, la densidad 0.95gr/cm3

Fuente: Manual de perforación y voladura Exsa

6.8.2.2. ANÁLISIS DEL METODO DE CORTE EN EL ARRANQUE

El método del corte a realizar será el corte paralelo propuesta por Hagan, ya que contamos con jumbos para la perforación, que facilitan el alineamiento y precisión en la perforación, además disminuir los problemas de desensibilización por compresión dinámica y detonación por simpatía.

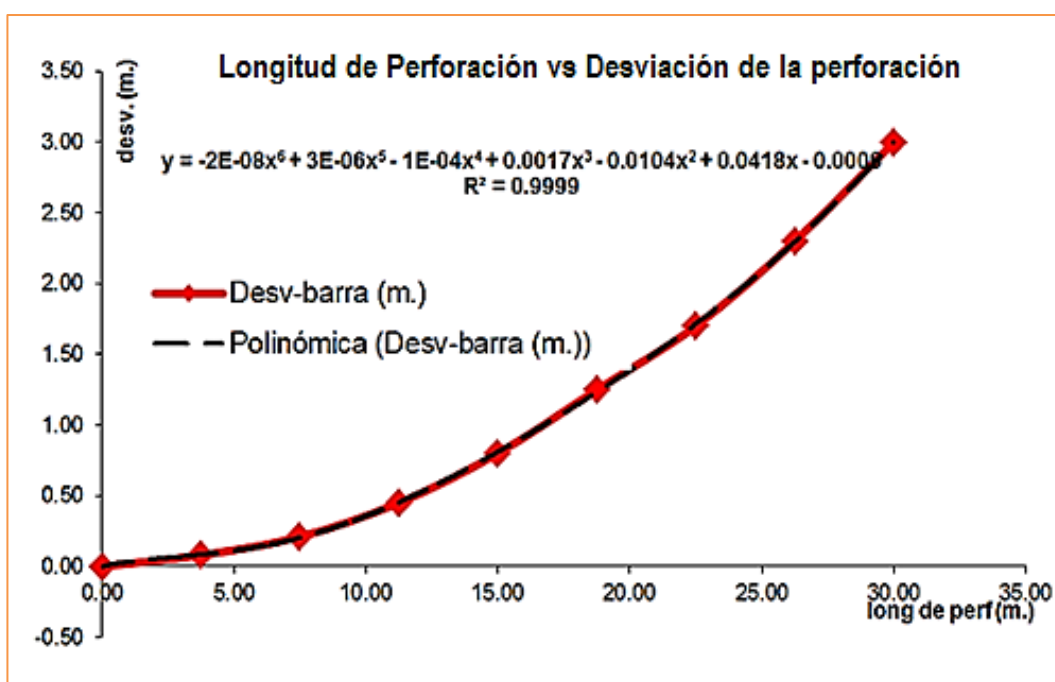
Fig. N° 86: Arranque realizado en la Mina Santander



6.8.2.3. DESVIACION DE LA PERFORACIÓN

Las desviaciones de perforación afectan mucho en el diseño de mallas de perforación, porque varían el burden y espaciamiento del diseño, afectando el resultado de la voladura.

Fig. N° 87: Ecuación polinómica para calcular la desviación de la perforación



$$\text{Desv} = -2 * 10^{-8}L_{\text{tal}}^6 + 3 * 10^{-6}L_{\text{tal}}^5 - 10^{-4}L_{\text{tal}}^4 + 0.0017L_{\text{tal}}^3 - 0.0104L_{\text{tal}}^2 + 0.0418L_{\text{tal}} - 0.0006$$

$$\text{Desv} = -2 * 10^{-8} * 3.6^6 + 3 * 10^{-6} * 3.6^5 - 10^{-4} * 3.6^4 + 0.0017 * 3.6^3 - 0.0104 * 3.6^2 + 0.0418 * 3.6 - 0.0006$$

$$\text{Desv} = 0.07\text{m} \cong 7\text{cm}$$

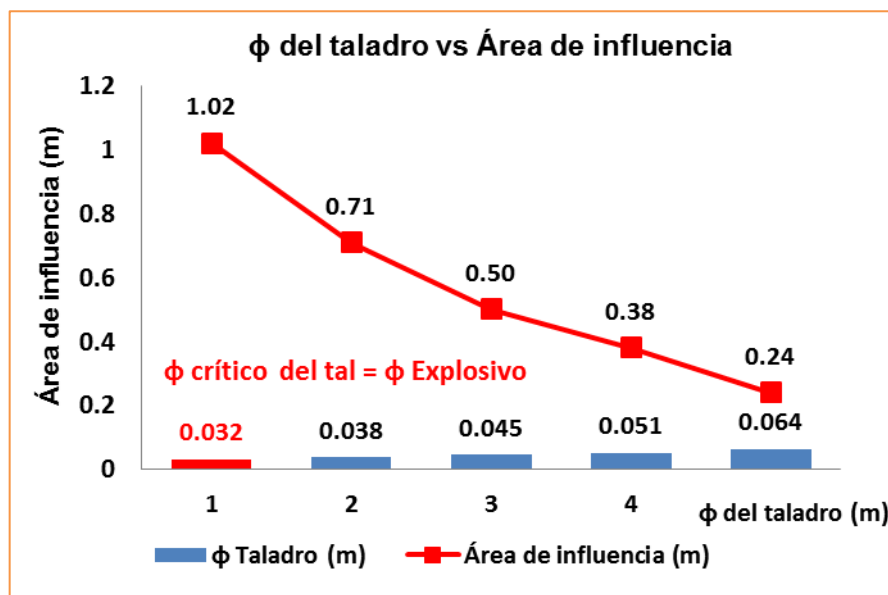
6.8.2.4. ANÁLISIS DEL DIÁMETRO DEL TALADRO

El diámetro de perforación depende de las características del macizo rocoso, grado de fragmentación requerida, economía del proceso de perforación y voladura, entre otros.

Tabla N° 43: Influencia del diámetro del taladro

ϕ Taladro (m)	Área de influencia (m)	Burden (m)
0.032	1.02	0.51
0.038	0.71	0.36
0.045	0.50	0.25
0.051	0.38	0.19
0.064	0.24	0.12

Fig. N° 88: Análisis del diámetro del taladro vs el área de influencia



En la fig. N° 88, se observa que para un diámetro de explosivo Emuléx 80% de 11/2" *12, ($\phi = 0.032$ m), el diámetro crítico será de 0.032 m y por debajo de ello la onda de detonación no se propaga, o solo lo hace con una velocidad muy por debajo a la de régimen, otro de los casos es cuando se coloca un explosivo a un taladro de diámetro mucho mayor, esto genera desensibilización por efecto canal (disminución de la velocidad de detonación) por la cual el área de influencia va a disminuir, entonces diámetro de broca que se va a utilizar es de 45 mm ya que la unidad cuenta con brocas de 45 mm y 51 mm para la perforación de taladros de producción.

6.8.2.5. CÁLCULO DEL CONSUMO ESPECÍFICO DE EXPLOSIVO (ASHBY)

La propuesta de Ashby correlaciona parámetros geomecánicos, como RMR, GSI y RQD que en la actualidad estos indicadores son parte de la geomecánica moderna, pues el de estos índices es universal en toda minería.

La ecuación de Ashby es:

$$CE = \frac{0.56 \times \rho_r \times \tan(\varphi + i)}{\sqrt[3]{\text{frecuencia de fracturas (Jv)}}$$

Donde:

- CE: Consumo específico del explosivo (kg/m³)
- ρ_r : Densidad de la roca (ton/m³)
- φ : Ángulo de fricción interno
- i : Ángulo de rugosidad

La adaptación de los índices GSI, RMR y RQD en la ecuación de Ashby para calcular el consumo específico de explosivo

Sabemos que: $\varphi + i = \text{ángulo de fricción del macizo rocoso } (\Phi)$

$$\Phi = 5 + \frac{\text{RMR}}{2}$$

Sabemos que: $\text{RQD} = 115 - 3.3 (\text{Jv})$, de la ecuación de Palmstrom.

$$\text{Jv} = \frac{115 - \text{RQD}}{3.3}$$

Reemplazando en la ecuación de Ashby:

$$CE = \frac{0.56 \times \rho_r \times \tan\left(5 + \frac{\text{RMR}}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - \text{RQD}}{3.3}}}$$

Por lo tanto:

$$CE = \frac{0.56 \times 2.7 \times \tan\left(5 + \frac{45}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 63}{3.3}}} = 0.31 \text{ kg/m}^3$$

6.8.2.6. ANÁLISIS Y OPERACIONALIZACIÓN DE CONSTANTES, ÍNDICES Y FACTORES DE VOLADURA

Calculamos las siguientes constantes a partir del C.E, los cuales son importantes en un diseño de voladura:

- Constante de roca "C" propuesto por Langefors (1978)
- Factor de roca "A" (rock factor)
- Factor de energía
- Consumo específico de explosivo o denominado el factor de carga.
- Índice de Volabilidad (Blastability index).

❖ Constante de roca sueca "C"

$$C = 0.8784 * CE + 0.0052$$

$$C = 0.8784 * 0.31 + 0.0052 = 0.277 \cong 0.28 \text{ kg/m}^3$$

❖ Factor roca "A"

$$A = 96.667(CE)^3 - 138.5(CE)^2 + 75.883(CE) - 4.41$$

$$A = 96.667(0.31)^3 - 138.5(0.31)^2 + 75.883(0.31) - 4.41 = 8.68$$

Considerando la teoría de Cunningham (1983) el factor A= 8.68 pertenece a una roca regular (7: roca regular; 10: roca dura, intensamente fracturada; 13: roca dura débilmente fracturadas)

❖ **Índice de Volabilidad de Lilly (BI)**

$$BI = \frac{CE}{0.004} \rightarrow BI = \frac{0.31}{0.004} = 77.5$$

❖ **Factor de energía (FE)**

$$FE = 30(CE) \rightarrow FE = 30(0.31) = 9.3 \text{ MJ/Ton}$$

❖ **Concentración de carga lineal de explosivo (q_1)**

$$q_1 = 55\phi_1 \left[\frac{B}{\phi_2} \right]^{1.5} \times \left[B - \frac{\phi_2}{2} \right] \times \left[\frac{C}{0.4} \right] \times \left[\frac{1}{RWS_{\text{anfo}}} \right]$$

Donde:

- q_1 : Concentración lineal de carga (kg/m)
- ϕ_1 : Diámetro de perforación, 0.045 m
- ϕ_2 : Diámetro del taladro vacío, 0.102 m
- B : Burden, 0.25 m
- C : Constante de roca, 0.28 kg/m³
- RWS_{ANFO} : Fuerza relativa x peso del explosivo con respecto al ANFO (Emulex80%) = 132%

Ahora reemplazando en la ecuación tenemos:

$$q_1 = 55 \times 0.045 \left[\frac{0.25}{0.102} \right]^{1.5} \times \left[0.25 - \frac{0.102}{2} \right] \times \left[\frac{0.28}{0.4} \right] \times \left[\frac{1}{1.32} \right] = 1 \text{ Kg/m}$$

Por lo tanto:

- Cantidad de carga/taladro (arranque): 3kg/tal
- Cantidad de cartuchos por taladro: (3kg/tal) / (94cart/25kg) = 12 cart./tal

6.8.2.7. ANÁLISIS DE DISTRIBUCIÓN DE CARGA EXPLOSIVA

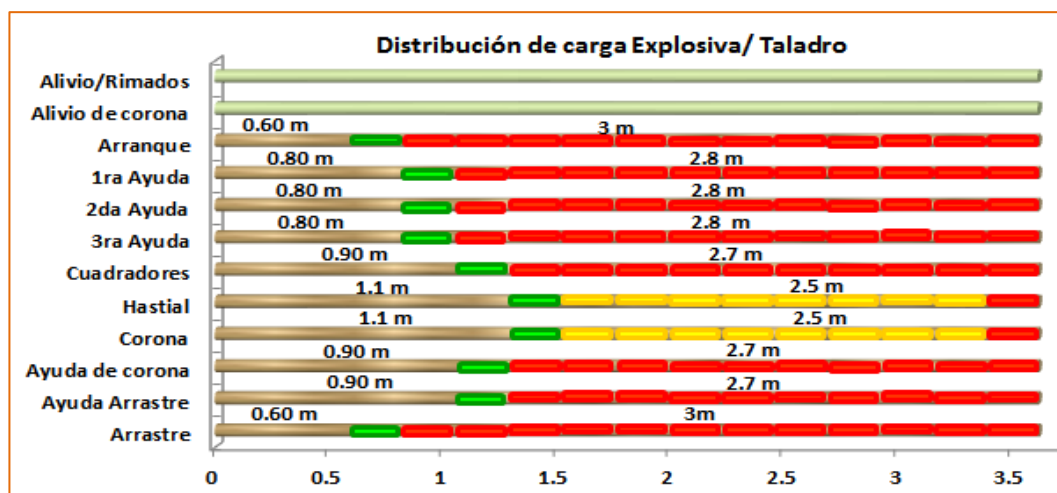
Se diseñó la distribución de carga explosiva por taladro, tomando como referencia el criterio de ASH. En la siguiente tabla se muestra el criterio para la determinación del taco.

Tabla N° 44: Determinación de la longitud del taco según ASH

Área	Long. de taco (Ash)	Long. de taco
Arranque	Øtal x 13	0,6
1ra ayuda	Øtal x 16	0,7
2da ayuda	Øtal x 17	0,8
3ra ayuda	Øtal x 18	0,8
Cuadradores	Øtal x 20	0,9
Corona/hast	Øtal x 24	1,1
Arrastre	Øtal x 14	0,6

Aplicando el criterio mostrado en la tabla anterior obtenemos la distribución de carga óptima para cada una de los taladros que se cargarán en el frente y con ello determinar las demás variables de diseño de la malla de perforación, considerándolo para el diseño de las diferentes durezas de roca que tiene en la Mina Santander.

Fig. N° 89: Carga explosiva óptima por taladro



De acuerdo a la figura anterior obtenemos el número de cartuchos a usar en cada sector de la malla de perforación y demás variables para el diseño de la malla.

Tabla N° 45: Longitud de la carga explosiva y la cantidad de cartuchos por taladro

Área	Lc	N° cart./tal.
Arranque	3,0	12
1ra ayuda	2,8	11
2da ayuda	2,8	11
3ra ayuda	2,8	11
Cuadradores	2,7	10
Corona/hastial	2,5	9
Arrastre	3,0	12

6.8.2.8. CÁLCULO DE LA PRESIÓN DE DETONACIÓN DEL TALADRO

Para determinar la presión de detonación en el taladro para un RQD: 63, se utilizará Emuléx 80% 11/4" 12" (para taladros del arranque, 1ra ayuda, 2da ayuda, 3ra ayuda, cuadradores / ayuda y arrastres) y Emuléx 65% 11/4" 12" (corona y hastiales), para lo cual se utilizará fórmulas descritas anteriormente.

PRESIÓN DE DETONACIÓN PARA EL ARRANQUE

F_{cc} : Factor de carguío de la carga de columna

$$F_{cc} = \frac{\phi_{cc}^2 \times L_{cc} \times N_{\text{cartuchos}}}{\phi_{\text{tal}}^2 \times L_{\text{tal}}} = \frac{0.03175^2 \times 2.7}{0.045^2 \times 3.60} = 0.37$$

F_{cf} : Factor de carguío de la carga de fondo

$$F_{cf} = \frac{\phi_{cf}^2 \times L_{cf} \times N_{\text{cartuchos}}}{\phi_{\text{tal}}^2 \times L_{\text{tal}}} = \frac{0.03175^2 \times 0.30}{0.045^2 \times 3.60} = 0.04$$

Luego calculamos la presión de detonación del taladro.

$$P_oD_{tal} = P_oD_{cc} \times F_{cc} + P_oD_{cf} \times F_{cf}$$

$$P_oD_{tal} = ((103 \times 0.37) + (103 \times 0.04)) \times 1000 \times 1.019716 = 43571.01 \text{ kg/cm}^2$$

Tabla N° 46: Resumen del cálculo de presión de detonación para roca intermedia

Área	Lcc (m)	Lcf (m)	Ltal (m)	PoDcc (kbar)	PoDcf (kbar)	Fcc	Fcf	PoDtal (kg/cm2)
Arranque	2,70	0,30	3,60	103	103	0,37	0,04	43571,01
1ra ayuda	2,50	0,30	3,60	103	103	0,35	0,04	40666,28
2da ayuda	2,50	0,30	3,60	103	103	0,35	0,04	40666,28
3ra ayuda	2,50	0,30	3,60	103	103	0,35	0,04	40666,28
Cuadradores/ayudas	2,40	0,30	3,60	103	103	0,33	0,04	39213,91
Corona/hastial	1,80	0,30	3,60	86	103	0,25	0,04	26184,91
Arrastre	2,70	0,30	3,60	103	103	0,37	0,04	43571,01

6.8.2.9. CÁLCULO DEL BURDEN

Considerando los valores obtenidos en la tabla anterior y los parámetros establecidos inicialmente, se procederá a realizar el cálculo del burden y espaciamiento teniendo en cuenta las fórmulas mostradas en un acápite anterior referente al modelo matemático de áreas de influencia.

CÁLCULO DEL BURDEN EN EL ARRANQUE

$$B_n = \phi_{tal} \left(\frac{P_oD_{tal}}{\sigma_r * F_s * RQD} + 1 \right)$$

$$B_n = 0.045 \text{ m} \times \left(\frac{43571.01 \text{ Kg/cm}^2}{887.15 * 6 * 0.70} + 1 \right)$$

$$B_n = 0.57 \text{ m}$$

Ahora considerando una desviación de la perforación promedio de 0.07 m tenemos un burden ideal:

$$B_i = 0.57\text{m} - 0.07\text{m} = 0.50 \text{ m}$$

Por lo tanto, el Burden es:

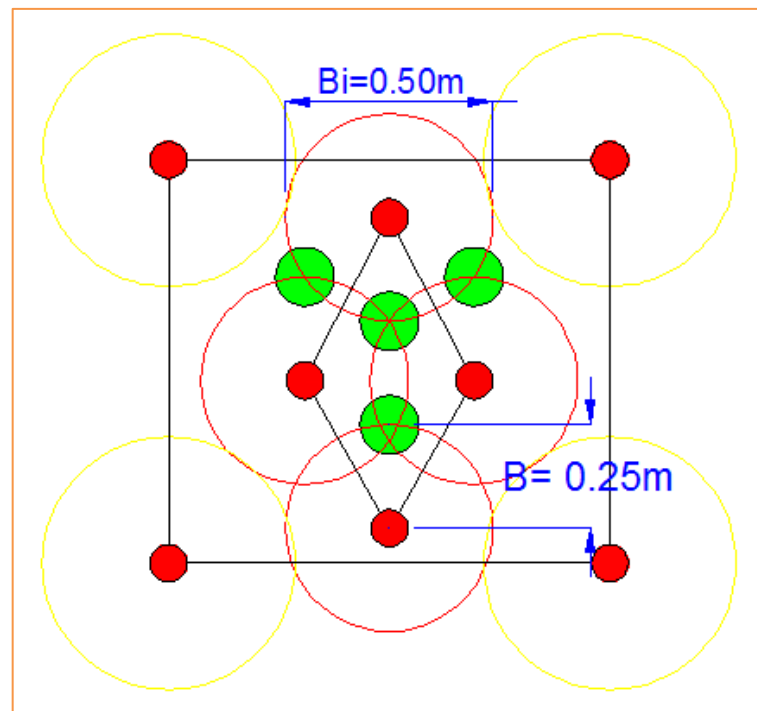
$$B = 0.25 \text{ m}$$

Tabla N° 47: Resumen del cálculo del Burden nominal y Burden ideal para roca intermedia

Área	Dtal (m)	PoDtal (kg/cm2)	UCS (kg/cm2)	RQD (%)	Fs	Bn (m)	d (m)	Bi (m)
Arranque	0,045	43571,01	887,15	70	6	0,57	0,07	0,50
1ra ayuda	0,045	40666,28	887,15	70	5	0,63	0,07	0,56
2da ayuda	0,045	40666,28	887,15	70	4	0,78	0,07	0,71
3ra ayuda	0,045	40666,28	887,15	70	3	1,03	0,07	0,96
Cuadradores/ayudas	0,045	39213,91	887,15	70	3	0,99	0,07	0,92
Corona/hastial	0,045	26184,91	887,15	70	2	0,99	0,07	0,92
Arrastre	0,045	43571,01	887,15	70	3	1,10	0,07	1,03

La tabla nos indica que con un factor de seguridad igual a 6 en el arranque, habrá una gran energía para fragmentar la roca, teniendo un área de influencia de 0.50m.

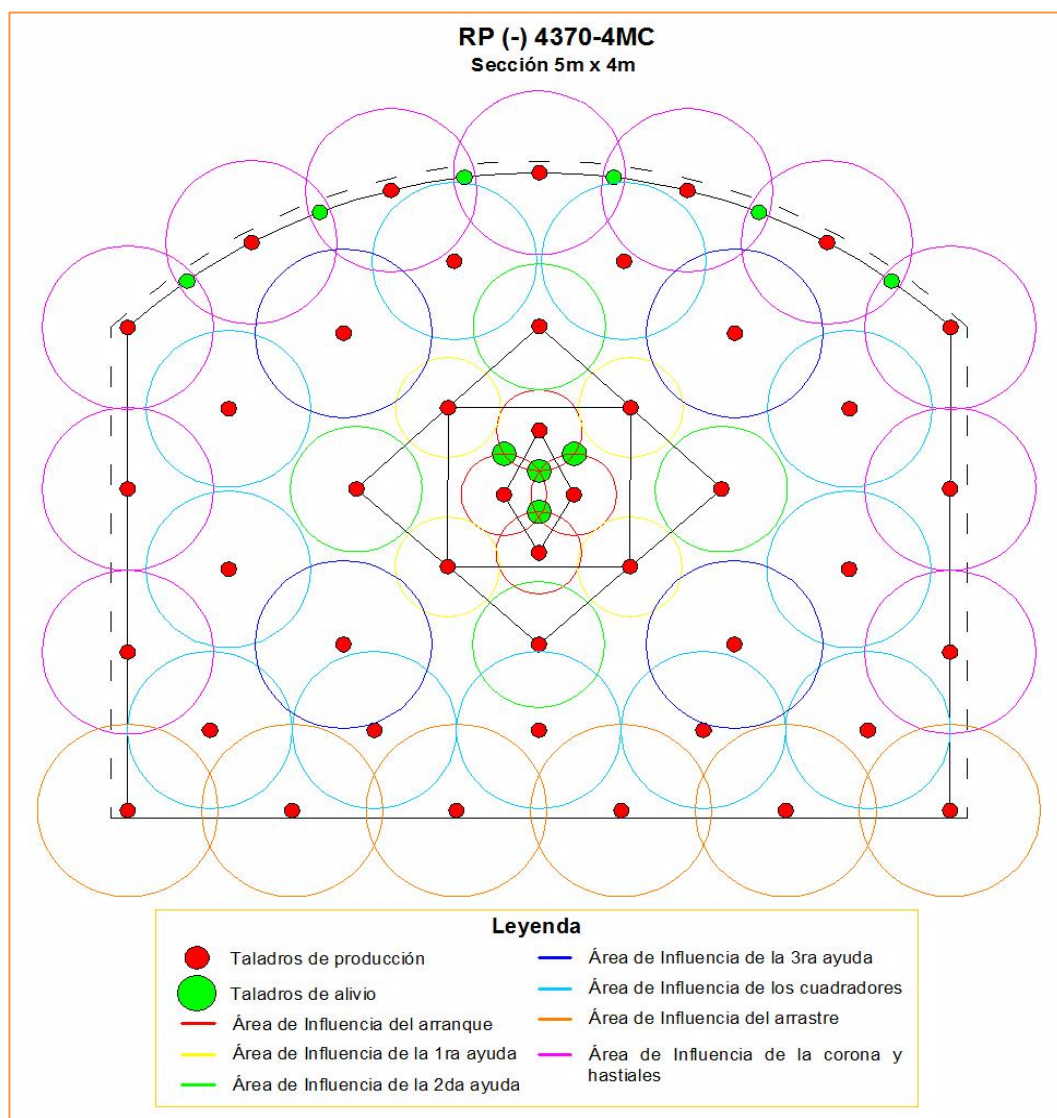
Fig. N° 90: Área de influencia en los taladros del arranque



6.8.2.10. DISEÑO GRÁFICO DE MALLA APLICANDO AREAS DE INFLUENCIA

El diseño gráfico de malla de perforación y voladura aplicando áreas de influencia se dibuja en Auto Cad y se distribuyen los taladros, teniendo en cuenta los datos del Burden y espaciamiento en la tabla N° 47. Además, se debe prever que si las áreas de influencia de los talados son muy cercanas habrá mucha trituración y producción de finos, si están muy alejados habrá producción de bancos.

Fig. N° 91: Diseño gráfico de malla de perforación aplicando áreas de influencia



6.8.2.11. SECUENCIA DE SALIDA O INICIACIÓN

La secuencia de iniciación del disparo tiene incidencia directa sobre la proyección y fragmentación de la roca, el nivel de vibraciones, etc.

Tabla N° 48: Accesorios de voladuras usadas en la Mina Santander

Exsa Serie Única	Tiempo de Retardo (ms)	Exsa Serie Única	Tiempo de Retardo (ms)
Exel N° 1	25	Exel N° 32	800
Exel N° 2	50	Exel N° 36	900
Exel N° 3	75	Exel N° 40	1000
Exel N° 4	100	Exel N° 48	1200
Exel N° 5	125	Exel N° 56	1400
Exel N° 6	150	Exel N° 72	1800
Exel N° 7	175	Exel N° 92	2300
Exel N° 8	200	Exel N° 120	3000
Exel N° 10	250	Exel N° 140	3500
Exel N° 12	300	Exel N° 180	4500
Exel N° 14	350	Exel N° 220	5500
Exel N° 16	400	Exel N° 240	6000
Exel N° 18	450	Exel N° 288	7200
Exel N° 20	500	Exel N° 340	8500
Exel N° 24	600	Exel N° 368	9200
Exel N° 28	700	Exel N° 400	10000

6.8.2.12. ANÁLISIS Y SIMULACIÓN DE LA DISTRIBUCIÓN DE LOS HALOS DE ISOTIEMPOS Y HALOS DE ENERGÍA

Asimismo, con las mallas de perforación y voladura diseñadas se realizó una simulación de diseño y voladura con el programa JKsimblast, para conocer el análisis de distribución de los halos de isotiempos y halos de energía.

Estos análisis y criterios de diseño nos permiten tomar como línea de base para el proceso de mejora continua y llevar un control en las operaciones de avances en la Mina Santander.

Fig. N° 92: Distribución de los halos de isotiempos y el análisis de halos de energía

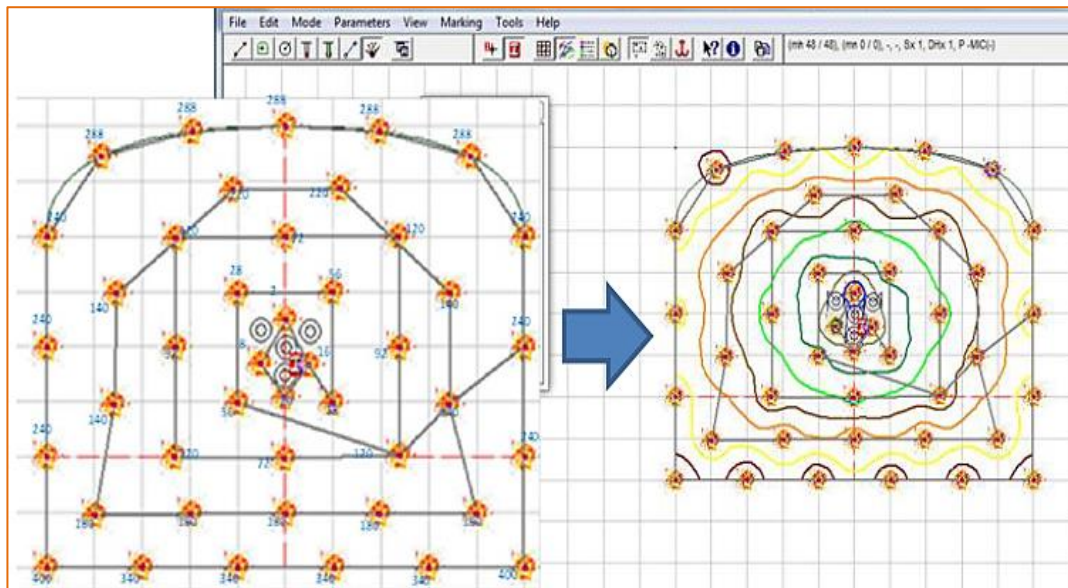
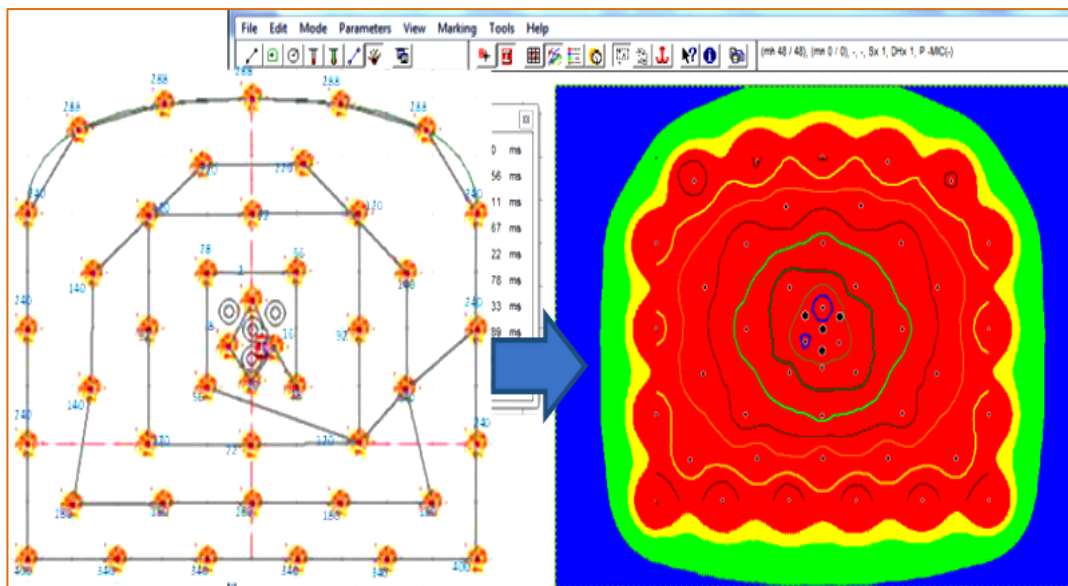
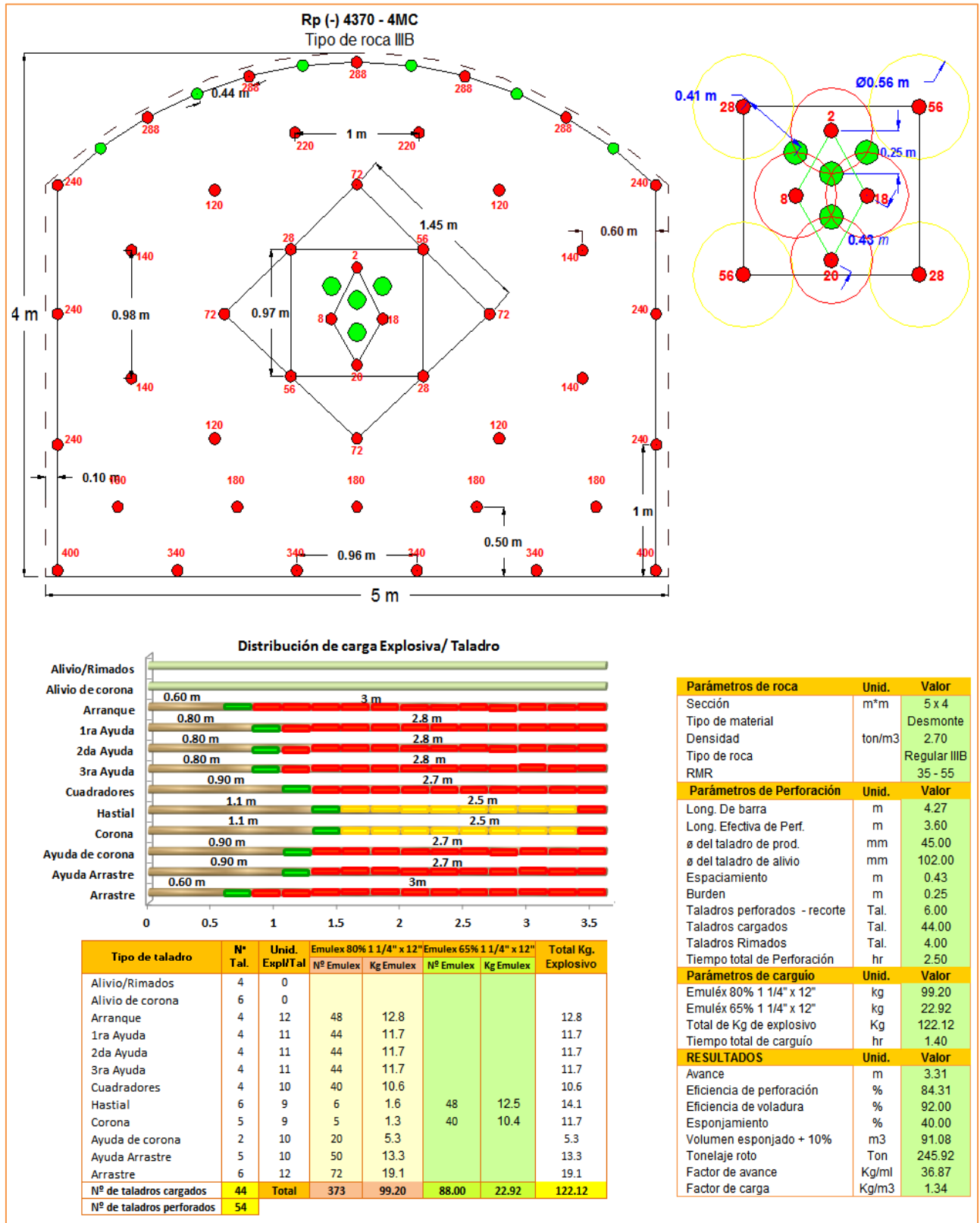


Fig. N° 93: Distribución de los halos de isotiempos y el análisis de halos de energía



En el análisis de los halos y distribución de energía en el programa JKsimblast, nos muestra que el orden de secuencia y salida es adecuado (distribución de energía homogénea en toda la sección del frente), ya que no existen cruces de líneas ni sobre posición de líneas que afectarían una salida ordenada y buena generación de cara libre en el frente.

Fig. N° 94: Diseño gráfico final de la malla de perforación aplicando áreas de influencia



6.8.2.13. ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN

El análisis de fragmentación se realiza con la finalidad de verificar si la malla de perforación diseñada es la óptima desde el punto de vista de la fragmentación obtenida. Para ello realizaremos la simulación aplicando el modelo matemático de Kuz - Ram.

Predicción de la fragmentación con el modelo de Kuz Ram:

$$\bar{X} = A(K)^{-0.8} Q_e^{1/6} \left(\frac{RWS_{ANFO}}{115} \right)^{-19/30}$$

Donde:

- \bar{X} : Tamaño medio de los fragmentos, cm
- **A** : factor de roca (Índice de Volabilidad de Lilly) = 8.68
- **Q_e** : Masa del explosivo utilizado (kg) = (q₁ x Lc) = 1 x 3 = 3 kg/tal
- **RWS_{anfo}**: Fuerza relativa x peso del explosivo con respecto al ANFO (Emulex80%) = 132%
- **K** : Factor Triturante (consumo específico de explosivo) kg/m³ = C.E = 0.31 kg/m³

$$\bar{X} = 8.68(0.31)^{-0.8}(2.88)^{1/6} \left(\frac{132}{115} \right)^{-19/30} = 24.21 \text{ cm}$$

Este resultado nos muestra una fragmentación promedio de 24.21 cm, lo cual está acorde al estándar de la parrilla (abertura de 12" x 16") de la mina Santander.

Calculo del coeficiente de Uniformidad

$$n = \left(2.2 - 14 \frac{B}{D}\right) \left[\frac{1+S}{2}\right]^{0.5} \left(1 - \frac{W}{B}\right) \left(\frac{L}{H}\right)$$

Donde:

- **B** : burden, 0.25 m
- **S** : espaciamiento, 0.43 m
- **D** : diámetro del taladro, 45 mm
- **W** : desviación de perforación, 0.07 m
- **L** : longitud total de la carga, 3 m
- **H** : longitud del taladro, 3.6 m

$$n = \left(2.2 - \frac{14 \times 0.25}{45}\right) \left[\frac{1 + \frac{0.43}{0.25}}{2}\right]^{0.5} \left(1 - \frac{0.07}{0.25}\right) \left(\frac{3}{3.60}\right) = 1.48$$

Este valor n: 1.48, indica tamaños uniformes en el resultado de la voladura.

Fórmula de Kuznetsov permite hallar el tamaño \bar{X} de la malla por el cual el 50% del material pasa, sustituimos estos valores de: $X = \bar{X} = 24.21 \text{ cm}$ $R = 0.5$

$$X_c = \frac{24.21}{\left[\ln \frac{1}{0.5}\right]^{1/1.48}} = 31.01 \text{ cm}$$

El factor escala X_c : 31.01cm, indica el tamaño por el cual pasa el 63.2% de las partículas.

Aplicando la fórmula de la Rosin - Rammler (R, fracción retenida)

$$R = e^{-\left(\frac{X}{X_c}\right)^n} = e^{-\left(\frac{24.21}{31.01}\right)^{1.48}} = 0.50$$

6.8.3. REGISTRO Y MONITOREO DE VIBRACIONES

Con la finalidad de estimar los niveles de vibraciones producto de las voladuras, se realizó el registro y monitoreo de vibraciones utilizando geófonos triaxiales para estimar los niveles de energía y las velocidades pico partícula (VPP), para poder predecir el daño mediante una serie de toma de datos que finalmente será nuestra herramienta para poder controlar la vibración bajo parámetros y análisis técnicos.

Además, a través de los sismogramas es posible conocer su eficiencia relativa, su interacción con las cargas adyacentes y en definitiva el rendimiento general del diseño de la malla de perforación y voladura.

6.8.3.1. MEDIDA POR INSTRUMENTACIÓN

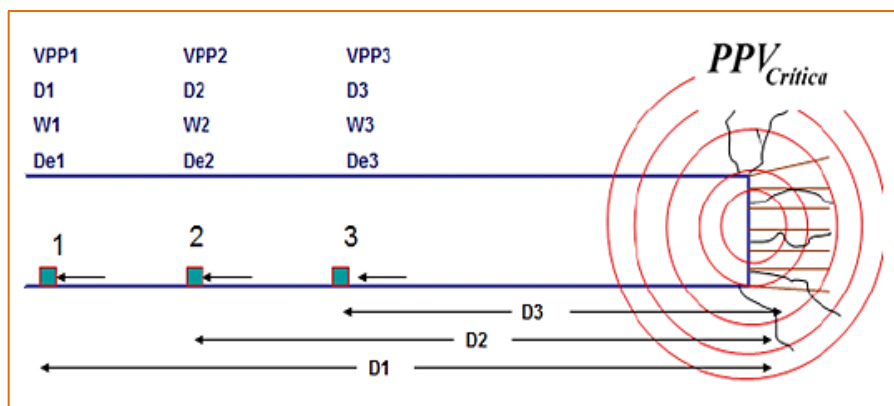
Los registros de las vibraciones producidas por voladuras son almacenados en los sismógrafos, los cuales graban las amplitudes y duración de los movimientos de la tierra, producto de dichas voladuras. Esta técnica de monitoreo usa los siguientes componentes:

- **Traductores**: Geófonos o acelerómetros que se instalan en el lugar que se desee monitorear.
- **Sistema de cables**: Se encargan de llevar la señal captada por los traductores al equipo de monitoreo.
- **Equipos de monitoreo**: Recibe la señal y la guarda en memoria.
- **computador**: Al cual se le incorpora el software apropiado para el traspaso y análisis de la información.

- **Análisis de la onda:** Un sismógrafo contiene tres Geófonos, los cuales montados adecuadamente registran las tres ondas: vertical, radial y transversal. Cada una de estas tres componentes del movimiento de la tierra tendrán una velocidad pico partícula (VPP). La velocidad pico partícula que se considera es la de mayor valor, es decir, el pico puede ocurrir en cualesquiera de las tres ondas, por lo que es importante considerar también que el Vector Resultante no debe ser confundido con VPP.

A continuación, se muestra los registros de los monitores realizados:

Fig. N° 95: Ubicación de los geófonos en la voladura de la RP (-) 4370 - 4MC



Donde:

De: Distancia escalar

D: Distancia entre la voladura y cualquier punto del macizo rocoso (m)

W: Peso máximo de explosivo por tiempo de retardo (kg)

Con esta toma de datos también vamos a estimar la carga máxima por retardo, para no sobrepasar los límites de velocidad pico partícula, controlando el daño sobre la roca siendo esto un problema latente.

Fig. N° 96: Registro de vibraciones en la RP (-) 4370 - 4 Magistral Centro



RP 4370 (-)4MC

Date/Time Vert at 18:42:21 May 21, 2015
 Range Geo :254 mm/s
 Record Time 14.25 sec (Auto=3Sec) at 1024 sps
 Job Number: 3

Serial Number BE17818 V 10.08-8.17 MiniMate Plus/8
 Battery Level 6.1 Volts
 Calibration February 13, 2014 by Geoinstruments
 File Name S818FUVF.YL0

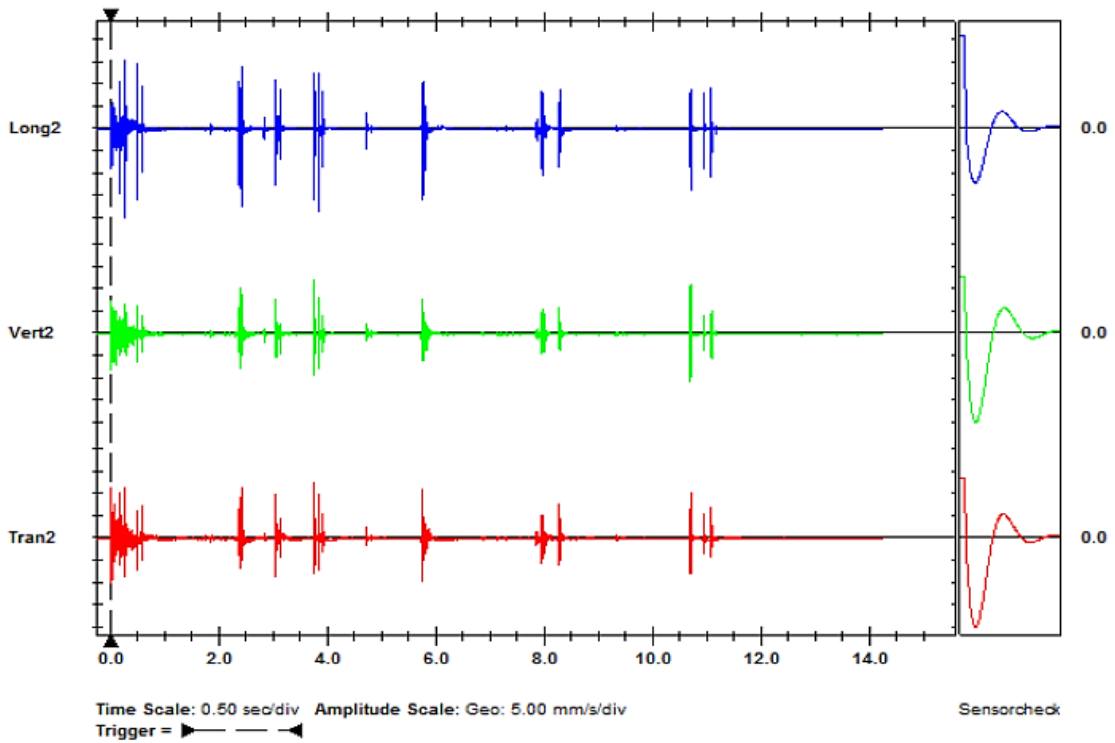
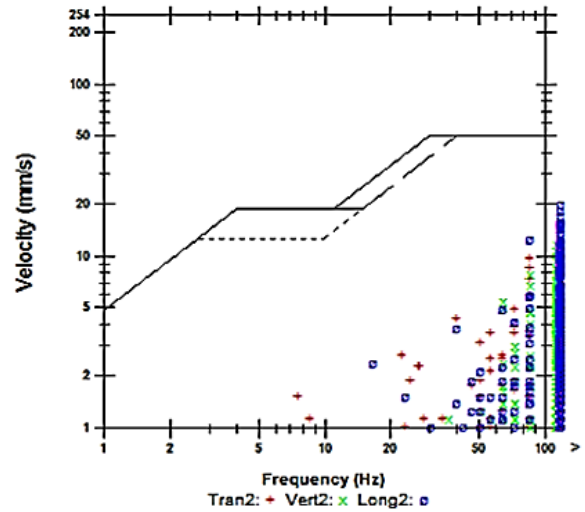
Notes
 Location: Santander
 Client: Glencore
 User Name: L. Neira
 General:

Post Event Notes

	Tran2	Vert2	Long2	
PPV	12.2	11.9	19.9	mm/s
PPV (Ponderated)	3.40	1.78	4.62	mm/s
ZC Freq	>100	>100	>100	Hz
Time (Rel. to Trig)	3.781	3.780	0.277	sec
Peak Acceleration	1.25	1.33	1.92	g
Peak Displacement	0.0370	0.0120	0.0171	mm
Sensorcheck	Passed	Passed	Check	
Frequency	7.5	7.4	7.8	Hz
Overswing Ratio	4.1	3.8	3.7	

Peak Vector Sum 23.2 mm/s at 0.277 sec

USBM R18507 And OSMRE



Printed: May 25, 2015 (V 8.12 - 8.12)

Format Copyrighted 2006-2007 Instantel, a division of VeriChip Corporation

Fig. N° 97: Registro de vibraciones en la RP (-) 4370 – 4 Magistral Centro



RP 4370 (-)4MC

Date/Time Vert at 18:42:21 May 21, 2015
 Trigger Source Geo: 0.610 mm/s
 Range Geo :254 mm/s
 Record Time 14.25 sec (Auto=3Sec) at 1024 sps
 Job Number: 3

Serial Number BE17618 V 10.06-8.17 MiniMate Plus/8
 Battery Level 6.1 Volts
 Calibration February 13, 2014 by Geoinstruments
 File Name S818FUVF.YL0

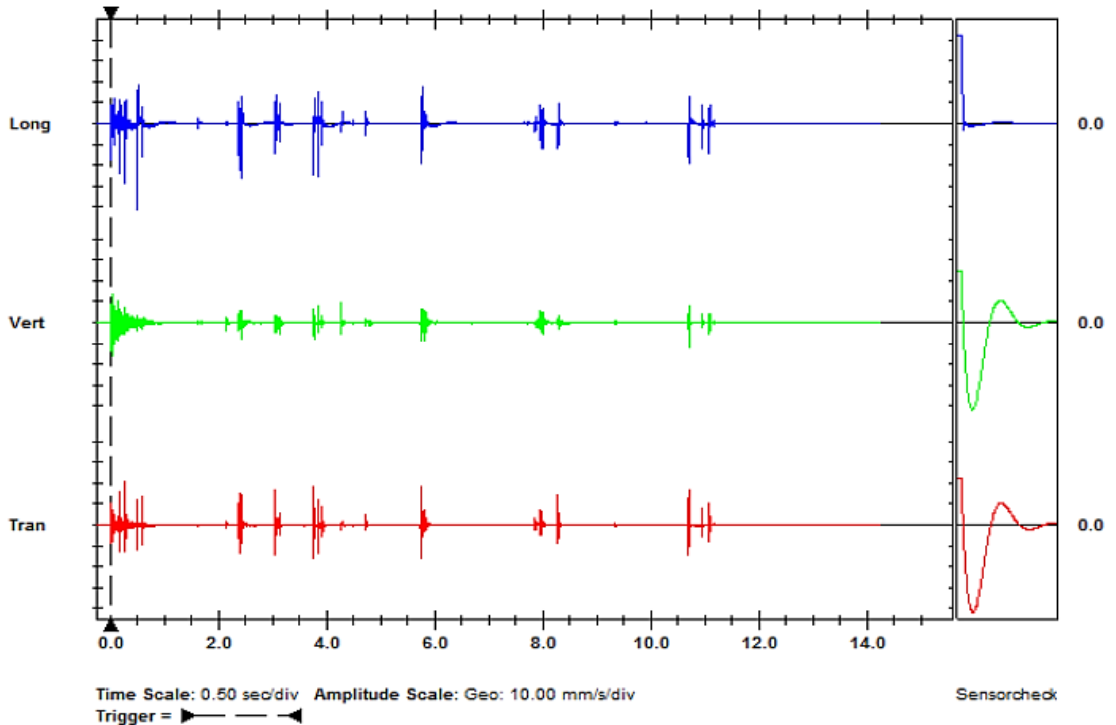
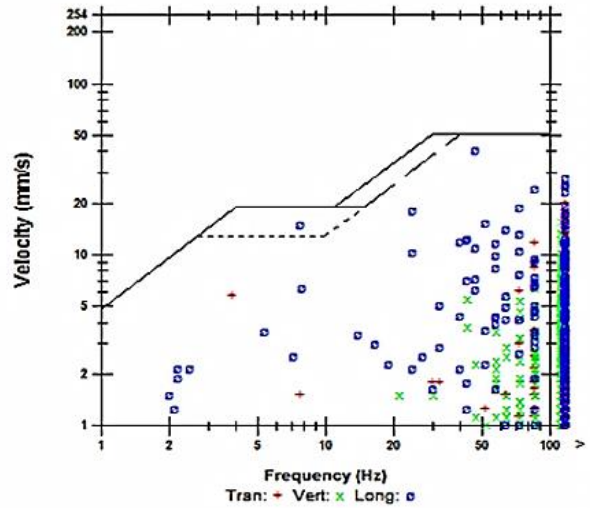
Notes
 Location: Santander
 Client: Glencore
 User Name: L. Neira
 General:

Post Event Notes

	Tran	Vert	Long	
PPV	20.3	15.7	41.1	mm/s
PPV (Ponderated)	3.19	3.16	22.0	mm/s
ZC Freq	>100	>100	47	Hz
Time (Rel. to Trig)	0.276	0.044	0.485	sec
Peak Acceleration	1.94	1.68	2.57	g
Peak Displacement	0.0307	0.0160	0.146	mm
Sensorcheck	Passed	Passed	Check	
Frequency	7.3	7.6	8.1	Hz
Overswing Ratio	4.2	4.2	6.5	

Peak Vector Sum 43.0 mm/s at 0.485 sec

USBM RI8507 And OSMRE



Printed: May 25, 2015 (V 8.12 - 8.12)

Format Copyrighted 2006-2007 Instantel, a division of VeriChip Corporation

Los resultados obtenidos de la toma de datos en la RP (-) 4370 - 4MC se muestra en la siguiente tabla.

Tabla N° 49: Resultado del monitoreo de vibraciones en la RP (-) 4370 - 4MC

Labor	Fecha	Datos del registro de Monitoreo de Vibraciones				
		Distancia (m)	W(peso máx/retardo) Kg	Distancia Escalar	Frecuencia (Hz)	VPP (mm/s)
Rp (-) 4370-4MC	21/05/2015	18	17,36	4,32	181	19,9
Rp (-) 4370-4MC	22/05/2015	21	17,36	5,04	134	41,1

Se observa los valores de Frecuencia de 181 Hz y 134 Hz, con una Velocidad Pico Partícula de 41.1 mm/s, debajo de 2 pulg/s (50.8 mm/s) límite establecido según la norma de Bureau of Mines de USA. Además, la deformación máxima generada por la voladura es de 0.146 mm/m, lo cual está dentro del rango $0 \leq \delta \leq \frac{1}{4}$ mm/m. Estos valores resultan óptimos para el diseño propuesto y no generan daños críticos a la roca circundante a la voladura.

6.8.4.RESULTADOS AL APLICAR LA MALLA DE PERFORACIÓN ESTANDARIZADA EN LA RP (-) 4370 - 4 MC

La evaluación del resultado consiste en el análisis de los criterios de diseño de malla de perforación y voladura propuestas, para ello se procedió a realizar un control de campo en las operaciones de avances, para finalmente evaluar: La fragmentación, el tonelaje movido, avance, sobre rotura y costos de operación.

En la tabla, se muestra los resultados al aplicar la malla de perforación estandarizada en la Rp (-) 4370 - 4MC en tipo de roca regular IIIB.

Tabla N° 50: Resultado de la aplicación de la malla de perforación y voladura Rp (-) 4370

Control de disparos	Unidad	1	2	3	4	5	6	7	Promedio
Fecha		08/04/2015	09/04/2015	10/04/2015	11/04/2015	12/04/2015	13/04/2015	14/05/2015	
Turno		Día	Día	Día	Día	Día	Noche	Noche	
Horario de disparo		06:30 p.m.	06:30 p.m.	06:30 p.m.	06:30 p.m.	06:30 p.m.	06:30 a.m.	06:30 a.m.	
Labor		Rp(-) 4370-4	Rp(-) 4370-4	Rp(-) 4370-4	Rp(-) 4370-4	Rp(-) 4370-4	Rp(-) 4370-4	Rp(-) 4370-4	Rp(-) 4370-4
Nivel		4370	4370	4370	4370	4370	4370	4370	4370
Zona		MC	MC	MC	MC	MC	MC	MC	MC
Tipo de Disparo		FRENTE	FRENTE	FRENTE	FRENTE	FRENTE	FRENTE	FRENTE	FRENTE
Ancho	m	5	5	5	5	5	5	5	5
Altura	m	4	4	4	4	4	4	4	4
Área	m ²	18.33	18.33	18.33	18.33	18.33	18.33	18.33	18.3
Long. De barra	m	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.27	4.3
Long. Prom. de tal. Perf	m	3.60	3.58	3.62	3.56	3.50	3.58	3.60	3.6
Diametro de Taladro	mm	45.00	45.00	45.00	45.00	45.00	45.00	45.00	45.0
N° de taladro perforados	unidad	54.00	54.00	54.00	54.00	54.00	54.00	54.00	54.0
N° de taladro de prod.	unidad	44.00	44.00	44.00	44.00	44.00	44.00	44.00	44.0
N° de tal. de alivio en corona	unidad	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.00	6.0
N° de tal. de alivio en arranque	unidad	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.00	4.0
Metros perforados	m	194.40	193.32	195.48	192.24	189.00	193.32	194.40	193.2
Densidad de roca	ton/m ³	2.70	2.70	3.20	3.20	2.70	2.70	3.20	2.9
Volumen roto estimado	m ³	66.00	65.63	66.37	65.27	64.17	65.63	66.00	65.6
Toneladas rotas	Tons.	178.20	177.21	212.37	208.85	173.25	177.21	211.20	191.2
Accesorios de Voladura									
Ensamblado 7 ft.	Pza	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.00	2.0
Detonador no eléctrico 4.2 mts. (Eveanal)	Pza	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.00	48.0
Cordón detonante 5P	m	40.00	40.00	40.00	40.00	40.00	40.00	40.00	40.0
Explosivos									
Emulex 80 % 11/4" x 12"	Unids.	362.00	361.00	356.00	358.00	360.00	362.00	360.00	359.9
Peso Total del Emulex 80%	Kg	96.28	96.01	94.68	95.21	95.74	96.00	95.74	95.7
Emulex 65% 11/4" x 12"	Unids.	94.00	96.00	94.00	94.00	96.00	94.00	94.00	94.6
Peso Total del Emulex	Kg	24.48	25.00	24.48	24.48	25.00	24.48	24.48	24.6
Examon P (anfo)	Sacos	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.0
Peso Total del Examon P	Kg	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.0
Total de explosivos	Kg	120.76	121.01	119.16	119.69	120.74	120.48	120.22	120.3
Resultados									
Avance lineal	m	3.30	3.35	3.42	3.30	3.20	3.00	3.40	3.3
Volumen Roto	m ³	60.50	61.42	62.70	60.50	58.67	55.00	62.33	60.2
Tonelaje roto	ton	163.35	165.83	200.64	193.60	158.40	148.50	199.47	175.7
Factor de carga	kg/m³	2.00	1.97	1.90	1.98	2.06	2.19	1.93	2.0
Factor de Avance	Kg/ml	36.59	36.12	34.84	36.27	37.73	40.16	35.36	36.7
Eficiencia de Perforación	%	84.36	83.90	84.83	83.43	82.02	83.90	84.36	83.8
Eficiencia de la Voladura	%	91.67	93.58	94.48	92.70	91.43	83.80	94.44	91.7

En la Tabla N° 50, Se muestra el control de voladura realizados con el nuevo estándar, el cual se aprecian resultados alentadores en los indicadores de los rendimientos, tal es así que el promedio del factor de avance es 36.7 Kg/ml, mientras que, en el avance por disparo, mejoró notablemente obteniendo un promedio de 3,3 ml/disparo.

Fig. N° 98: Indicadores de perforación y voladura – Rp (-) 4370 - 4MC

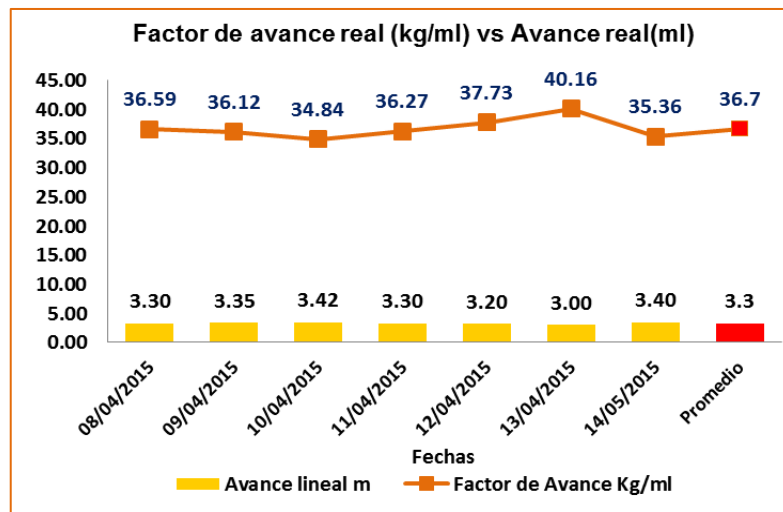


Fig. N° 99: Resultado de la voladura con fragmentación adecuada



Fig. N° 100: Contorno de labor definido después de la voladura



6.8.5. RESULTADO CON RESPECTO A COSTOS

6.8.5.1. COSTOS DE PERFORACIÓN Rp (-) 5 m x 4 m

El costo de perforación está relacionado al consumo de aceros de perforación y equipos generalmente.

Tabla N° 51: Estructura de Precios Unitarios Rpa 5m x4m - Emulsión

RAMPA NEGATIVA DE 5.0 X 4.0 (30 hp) - EMULSION						
Sección de la Labor	5.00	x	4.00	<u>Tipo de Roca</u>	<u>III B</u>	<u>RMR = 41 A 50</u>
Longitud efectiva de Perforación	3.60	m		<u>Equipos de Perforación</u>		
∅ Broca taladros de producción	45.00	mm		Jumbo	2.5	Frentes/gdia
∅ Broca taladros de alivio	102	mm		Consumo de Combustible	1.50	Gal/hr
<u>Perforación de Producción</u>	54	tal/disparo				
Taladros perforados - recorte	6	tal/disparo		<u>Equipos de Limpieza</u>		
Taladros cargados	44	tal/disparo		Scooptram	2.5	Frentes/gdia
Taladros Rimados	4	tal/disparo		Consumo de Combustible	6.50	Gal/hr
Eficiencia por disparo	92	%		Días trabajados	30	días
Avance por disparo	3.3	m		Horas por día	10.28	hr

El rendimiento real en perforación efectivamente se logró mediante la optimización y control de los parámetros, consiguiéndose con ello un incremento del rendimiento en perforación y por ende un costo directo en perforación de 223.34 US\$/ml de avance para una Rp (-) de 12% de gradiente.

Tabla N° 52: Estructura de Precios Unitarios de perforación Rp 5 m x 4 m - Emulsión

Ítem	Descripción	Unidad	Cantidad	Rend.	Costo Unitario US\$/Unid	Costo Parcial US\$
1.00	PERFORACIÓN					754.63
1.01	Mano de Obra					40.02
	Operador de Jumbo	Gdia	1.00	0.40	61.33	24.53
	Ayudante Operador de Jumbo	Gdia	1.00	0.40	38.73	15.49
1.02	Aceros de Perforacion					264.76
	Barras de perforación 14'	p.p		194.40	0.10	19.36
	Brocas de 45 mm	p.p		194.40	0.04	7.78
	Shank Adapter	p.p		194.40	0.04	7.12
	Cooling	p.p		194.40	0.02	4.28
	Rimadora de 102 mm	p.p		14.40	0.42	6.00
	Adapter piloto	p.p		14.40	0.29	4.24
	Copas de Afilado	p.p		194.40	0.21	41.58
	Aguzadora de copas	p.p		77.76	0.20	15.55
	Cáncamos para aire/agua	Pza		1.00	5.31	5.31
	Cáncamos para energia (440 V y 220 V)	Pza		1.00	5.31	5.31
	Cáncamos para bombeo	Pza		1.00	2.66	2.66
	Tubería de Aire de 2"	m.		3.31	7.19	23.81
	Tubería de Agua de 2"	m.		3.31	7.19	23.81
	Tubería de Bombeo de 4"	m.		3.31	8.90	29.48
	Copla vitálica-uniones - T	Gbl	2.00	0.04	5.50	0.22
	Aislante eléctrico	m.		1.00	0.56	0.56
	Tubería de PVC - arrastres	Pza		20.00	3.15	63.00
	Manguera de 1" (50 m)	m.		1.00	3.11	3.11
	Manguera de 1/2" (50 m)	m.		1.00	1.60	1.60
1.03	Equipos					446.24
	Jumbo Electrohidráulico de 1 brazo	hr.		3.00	143.77	431.32
	Combustible	Gal		4.50	3.32	14.92
1.04	Herramientas y EPP					3.61
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.40	1.89	1.52
	Herramientas	Gdia	1.00	0.40	4.20	1.68
	Lámparas Mineras	Gdia	2.00	0.40	0.52	0.42
	Total costo directo US\$/ml	US\$/ml				223.34
	Utilidad Costo Directo	US\$/ml		10%		22.33
	Gastos Generales	US\$/ml		22%		48.19
	Costo Total	US\$/ml				298.38

6.8.5.2. COSTOS DE VOLADURA

El costo en la voladura está relacionado con la cantidad de explosivo consumido, el avance alcanzado y los m³ de roca obtenido producto del disparo, mediante el control de los parámetros de perforación y voladura se obtuvo un costo directo de 11.05 US\$/ml, mientras el costo del explosivo, 149.6 US\$/ml.

Tabla N° 53: Estructura de Precios Unitarios de voladura Rp 5 m x 4 m - Emulsión

Ítem	Descripción	Unidad	Cantidad	Rend.	Costo Unitario US\$/Unid	Costo Parcial US\$
2.00	VOLADURA					532.27
2.01	Mano de Obra					32.28
	Maestro cargador de explosivos	Gdia	1.00	0.40	45.19	18.08
	Ayudante cargador de explosivos	Gdia	1.00	0.40	35.50	14.20
2.02	Explosivos y accesorios de voladura					495.68
	Emulex 65 1 1/4 x 12	pza		88.00	0.84	74.16
	Emulex 80 1 1/4 x 12	pza		373.00	0.92	342.84
	Guías Ensambladas Carmex de 7"	Pza		2.00	0.61	1.22
	Exanel periodo largo (N° 1 al 400)_4.2 m	Pza		48.00	1.44	69.12
	Cordón Detonante Pentacord 5P	m		35.00	0.24	8.33
2.04	Herramientas y EPP					4.32
	Implementos de seguridad	Gdia	2.00	0.40	2.28	1.83
	Herramientas	Gdia	1.00	0.40	5.18	2.07
	Lámparas Mineras	Gdia	2.00	0.40	0.52	0.42
	Total costo directo US\$/ml	US\$/ml				11.05
	Utilidad Costo Directo	US\$/ml		10%		1.10
	Gastos Generales	US\$/ml		22%		2.38
	Costo Total	US\$/ml				164.20

6.8.6. IMPLEMENTACIÓN PARA LA MEJORA CONTINUA EN PERFORACIÓN Y VOLADURA

6.8.6.1. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA ROCA DURA

Para realizar el diseño de malla de perforación en roca dura, se desarrolla los mismos pasos y utilizaremos las formulas descritas en el acápite 6.8.2, Para determinar la presión de detonación y el burden nominal.

Tabla N° 54: Resumen del cálculo de presión de detonación para roca dura

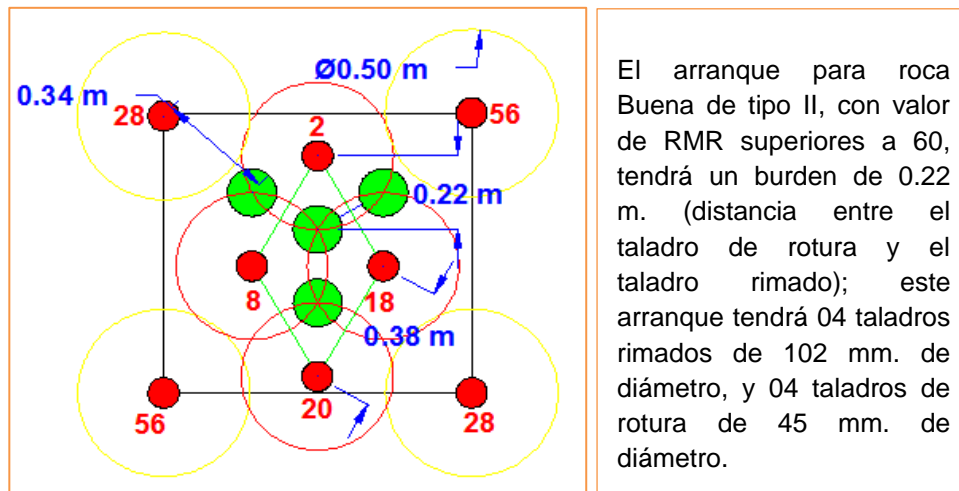
Área	Lcc (m)	Lcf (m)	Ltal (m)	PoDcc (kbar)	PoDcf (kbar)	Fcc	Fcf	PoDtal (kg/cm2)
Arranque	2.70	0.30	3.60	103	103	0.37	0.04	43571.01
1ra ayuda	2.50	0.30	3.60	103	103	0.35	0.04	40666.28
2da ayuda	2.50	0.30	3.60	103	103	0.35	0.04	40666.28
3ra ayuda	2.50	0.30	3.60	103	103	0.35	0.04	40666.28
Cuadradores/ayudas	2.40	0.30	3.60	103	103	0.33	0.04	39213.91
Corona/hastial	1.80	0.30	3.60	103	103	0.25	0.04	30499.71
Arrastre	2.70	0.30	3.60	103	103	0.37	0.04	43571.01

Ver anexo N° 08: Diseño gráfico de malla de perforación aplicando áreas de influencia para roca tipo II

Tabla N° 55: Resumen del cálculo del Burden nominal y Burden ideal para roca dura

Área	Dtal (m)	PoDtal (kg/cm2)	UCS (kg/cm2)	RQD (%)	Fs	Bn (m)	d (m)	Bi (m)
Arranque	0.045	43571.01	938.14	75	6	0.51	0.07	0.44
1ra ayuda	0.045	40666.28	938.14	75	5	0.57	0.07	0.50
2da ayuda	0.045	40666.28	938.14	75	4	0.70	0.07	0.63
3ra ayuda	0.045	40666.28	938.14	75	3	0.91	0.07	0.84
Cuadradores/ayudas	0.045	39213.91	938.14	75	3	0.88	0.07	0.81
Corona/hastial	0.045	30499.71	938.14	75	2	1.02	0.07	0.95
Arrastre	0.045	43571.01	938.14	75	3	0.97	0.07	0.90

Fig. N° 101: Diseño de perforación del arranque para roca buena tipo II



6.8.6.2. DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA ROCA MALA

El diseño de malla de perforación y voladura para roca mala se desarrollan las fórmulas descritas anteriormente, considerando las diferentes áreas de la malla de perforación, para ello utilizaremos explosivos Emuléx 65%11/4" x 12" para la carga de columna y Emuléx 80%11/4" x 12" para la carga de fondo.

Tabla N° 56: Resumen del cálculo de presión de detonación para roca mala

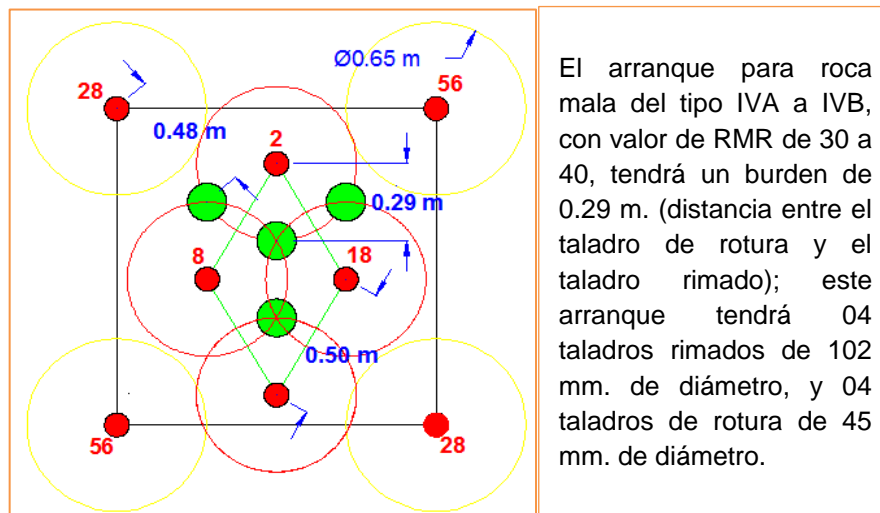
Área	Lcc (m)	Lcf (m)	Ltal (m)	PoDcc (kbar)	PoDcf (kbar)	Fcc	Fcf	PoDtal (kg/cm2)
Arranque	2,70	0,30	3,60	86	103	0,37	0,04	37098,81
1ra ayuda	2,50	0,30	3,60	86	103	0,35	0,04	34673,50
2da ayuda	2,50	0,30	3,60	86	103	0,35	0,04	34673,50
3ra ayuda	2,50	0,30	3,60	86	103	0,35	0,04	34673,50
Cuadradores/ayudas	2,40	0,30	3,60	86	103	0,33	0,04	33460,84
Corona/hastial	1,80	0,30	3,60	86	103	0,25	0,04	26184,91
Arrastre	2,70	0,30	3,60	86	103	0,37	0,04	37098,81

Tabla N° 57: Resumen del cálculo del Burden nominal y Burden ideal para roca mala

Área	Dtal (m)	PoDtal (kg/cm2)	UCS (kg/cm2)	RQD (%)	Fs	Bn (m)	d (m)	Bi (m)
Arranque	0,045	37098,81	836,17	55	6	0,65	0,07	0,58
1ra ayuda	0,045	34673,50	836,17	55	5	0,72	0,07	0,65
2da ayuda	0,045	34673,50	836,17	55	4	0,89	0,07	0,82
3ra ayuda	0,045	34673,50	836,17	55	3	1,18	0,07	1,11
Cuadradores/ayudas	0,045	33460,84	836,17	55	3	1,14	0,07	1,07
Corona/hastial	0,045	26184,91	836,17	55	2	1,33	0,07	1,26
Arrastre	0,045	37098,81	836,17	55	3	1,26	0,07	1,19

Ver anexo N° 08: Diseño gráfico de malla de perforación aplicando áreas de influencia para roca tipo IVA – IVB.

Fig. N° 102: Diseño de perforación del arranque para roca mala tipo IVA a IVB



6.8.6.3. PRUEBAS DE CONTINUIDAD Y DETONABILIDAD

Se realizaron pruebas de continuidad y detonabilidad de los exsaneles “Pruebas de detonación en vacío”, para lo cual se solicitó la salida de 43 unidades del Exsanel de 4.2 ms. y 12 unidades del detonador ensamblado del Polvorín Auxiliar del Nv. 4580 Magistral Centro. Obteniéndose como resultado que los fulminantes y detonadores ensamblados detonaron correctamente, así descartando y determinando posibles fallas de fábrica con los accesorios de voladura.

Fig. N° 103: Pruebas de detonación en vacío BM Magistral Norte Nv 4650



6.8.6.4. IMPLEMENTACIÓN DE PLANTILLAS PARA EL CORRECTO PINTADO DE MALLAS

La implementación y utilización correcta de la plantilla en el pintado del arranque, nos ha permitido mantener los taladros simétricos durante la perforación, garantizando un buen rendimiento de la voladura; los trabajadores de la contrata JRC reaccionaron con una actitud positiva para el uso de la plantilla.

Fig. N° 104: Implementación de la plantilla para el arranque



6.8.6.5. IMPLEMENTACIÓN DE GUIADORES

La implementación, estandarización y supervisión del uso de guidores en todas las labores (cruceos, subniveles, rampas, by pass) como mínimo 4 guidores por frente, para que los taladros tengan paralelismo evitando así las fallas en la perforación que podrían repercutir en una voladura deficiente.

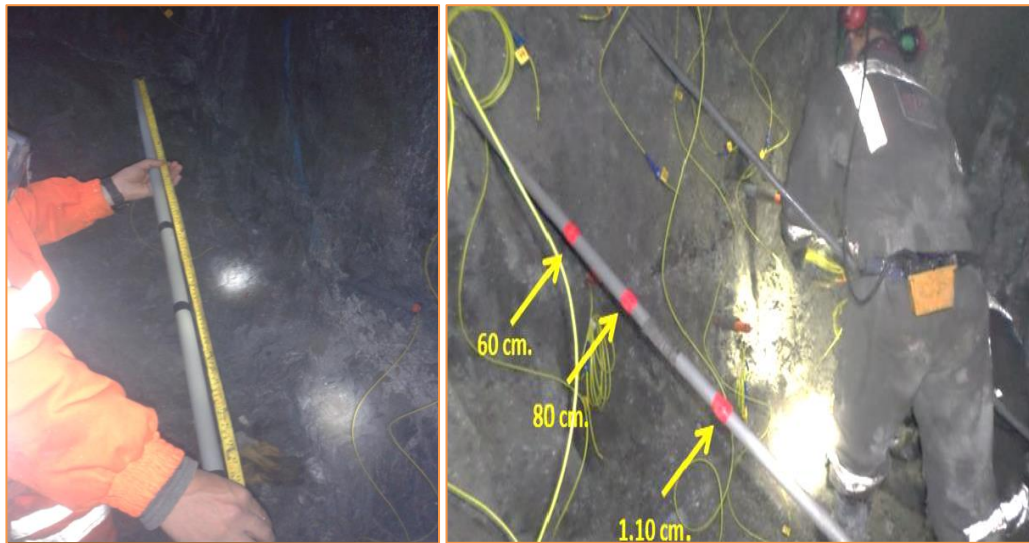
Fig. N° 105: Estandarización y uso de guidores en las labores de avance



6.8.6.6. MARCADO DE TUBERÍA PVC ½” PARA EL CARGUÍO

Para poder cumplir con las longitudes de cargas explosivas al momento del carguío se capacitó in-situ al personal de JRC, para realizar el marcado de la tubería de carguío tal como muestra en la figura.

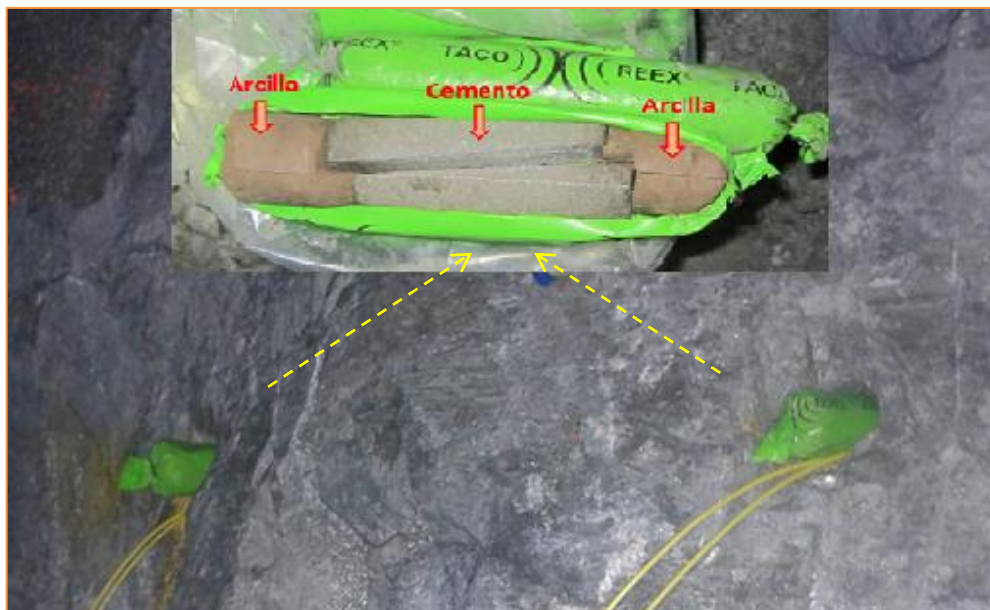
Fig. N° 106: Marcado de la tubería de carguío según cálculos realizados



6.8.6.7. IMPLEMENTACIÓN DE TACOS (stemming)

La función del taco es retardar el escape de los gases producidos por la detonación de un explosivo con lo cual la eficiencia del mismo se mejora, reduce el consumo de explosivos (eliminando la necesidad de una costosa sobrecarga)

Fig. N°107: Uso de Tacos Reex para el carguío de taladros



La falta de tacos en los taladros determina el aumento en vibraciones y golpe de aire, lo cual indica una disminución de la energía y por consiguiente menos fragmentación. El proyecto de uso de tacos se aprobó e implementó en la mina y es proveída por Blastronics Perú.

6.8.6.8. CAPACITACIÓN DEL PERSONAL

Se realizan capacitaciones, charlas continuamente con referencia a los procesos de perforación y voladura a todo el personal involucrado en el proceso. Entre los beneficios que trae la capacitación se menciona:

- Mejor conocimiento de las tareas, procesos y funciones en todos los niveles.
- Ayuda al personal a identificarse con los objetivos y metas de la organización.
- Promueve la comunicación en toda la organización.
- Ayuda a mantener bajos costos en diferentes áreas. En especial en las operaciones de Mina.

Fig. N° 108: Capacitación al personal de la Ctta. JRC



6.9. EVALUACIÓN ECONÓMICA

En el desarrollo de esta tesis se obtuvo en principio un diagnóstico de la situación actual de las operaciones unitarias de minado y su respectiva repercusión en los costos operativos de la empresa, proseguido esto por la aplicación de factores de éxito en la perforación y voladura que permitieron establecer propuestas de mejoras en los estándares e implementación de los mismos mediante el control operativo de las operaciones en mina y por ende la disminución de los costos operativos de la empresa.

A continuación, se detallará la estructura de costos unitarios de la Rp (-) 4370 - 4MC (sección 5 m x 4 m), de la cual se ha realizado una comparación y análisis entre los costos presupuestados, costo real obtenido con la condición de trabajo sin estandarización y costos actuales obtenido luego de la aplicación de estándares óptimos de perforación y voladura.

En la perforación el costo presupuestado es de 271.62 US\$/ml, mientras que en real es de 329.83 US\$/ml, esta diferencia es por el rubro de equipos (rendimiento presupuestado es de 83.33%, mientras lo real es solo 79.63%, además está relacionado al presupuesto de perforación con barra de 12 ft y en realidad se realiza con 14 ft). Con la malla actual propuesto el rendimiento de perforación aumenta a un 84.31%, así reduciéndose el costo de perforación a 223.34 US\$/ml, ahorrando 106.48 US\$/ml de avance.

Mientras el costo de voladura programado es de 15.50 US\$/ml, mientras que el costo real es de 23.46 US\$/ml, y con la malla actual es de 11.05 US\$/ml, ahorrando 12.41 US\$/ml.

En general las operaciones unitarias de perforación y voladura influyen directamente en el costo total del ciclo de minado, en el caso se muestra un costo total para un avance de 88.5 m según presupuesto es de 22.17 US\$/ton, con el trabajo real (sin diseño óptimo de estándares de perforación y voladura) sería de 31.24 US\$/ton, mientras con una malla estandarizada es de 19.32 US\$/ton de avance, ahorrando 11.92 US\$/ton.

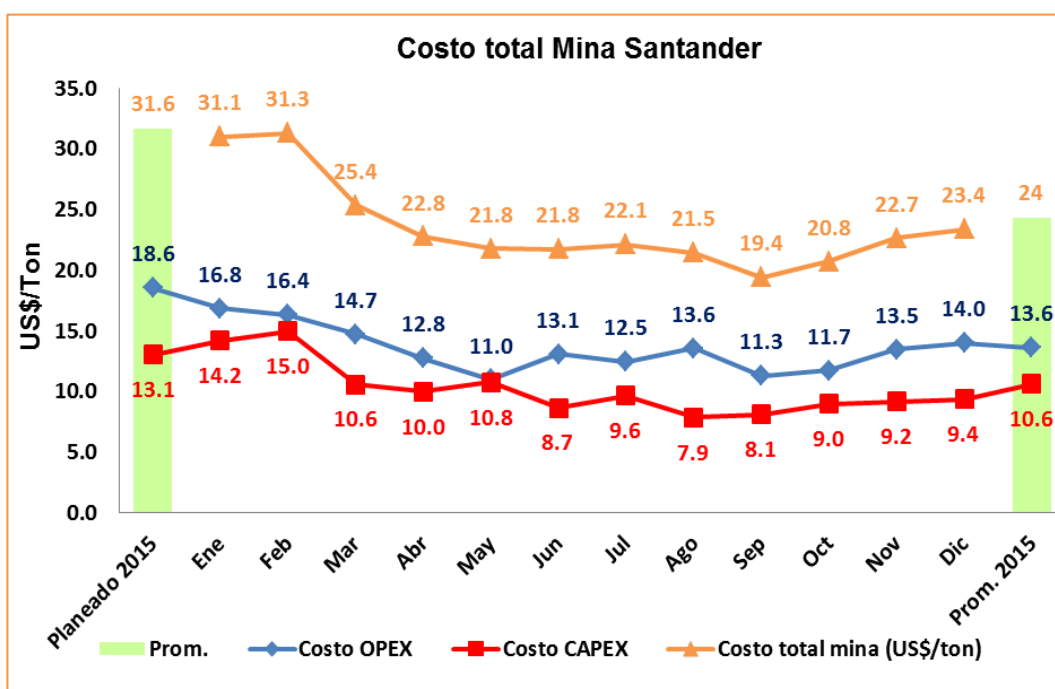
Tabla N° 58: Costo de las operaciones unitarias Presupuestado, Real y con malla estandarizada

Ítem	Operación	Unidad	Presupuestado	Malla real sin Estandarizar	Variación	Malla actual Estandarizada	Variación
	Labor	Rpa	Frente	Frente		Frente	
	Sección	m*m	5*4	5,1*3,8		5*4	_0.1*0.2
	Tipo de Roca	Regular	III B	IIIB	IIIB	IIIB	IIIB
	Long. De barra	m	3.60	4.27	0.67	4.27	0.00
	Long. Efectiva de Perf.	m	3.00	3.40	0.40	3.60	0.20
	Avance	m	2.95	2.60	-0.35	3.31	0.71
	Avance mensual programado	m	88.56	78.00	-10.56	88.50	10.50
	Volumen a romper/disparo	m3	1623.60	1358.49	-265.11	1622.50	264.01
	Tonelada a romper/disparo	Ton	4383.72	3667.92	-715.80	4380.75	712.83
	Rendimiento						
	Rend. De perforación	%	83.33	79.63	-3.71	84.31	4.68
	Rend. De voladura	%	82.00	76.47	-5.53	92.00	15.53
1.00	Perforación	US\$/ml US\$/Ton	271.62 5.49	329.83 7.01	58.21 1.53	223.34 4.51	-106.48 -2.50
	Mano de Obra	US\$	50.03	66.71		40.02	
	Aceros de Perforación	US\$	256.78	209.72		264.76	
	Equipos	US\$	505.42	590.01		446.24	
	Herramientas y EPP	US\$	4.52	6.02		3.61	
2.00	Voladura	US\$/ml US\$/Ton	15.50 0.31	23.46 0.50	7.96 0.19	11.05 0.22	-12.41 -0.28
	Mano de Obra	US\$	40.35	53.80		32.28	
	Explosivos y accesorios de voladura	US\$	493.84	597.77		495.68	
	Herramientas y EPP	US\$	5.40	7.19		4.32	
3.00	Limpieza y Acarreo	US\$/ml US\$/Ton	164.04 3.31	207.66 4.42	43.62 1.10	143.93 2.91	-63.73 -1.51
	Mano de Obra	US\$	29.05	29.05		23.24	
	Insumos	US\$	14.26	12.56		16.00	
	Equipos	US\$	513.74	571.12		510.93	
	Herramientas y EPP	US\$	3.31	3.31		2.65	
4.00	Soteniimiento con Shotcrete - Via Húmeda	US\$/M2 US\$/Ton	25.80 5.99	38.73 9.47	12.93 3.48	23.83 5.54	-14.90 -3.94
	Mano de Obra	US\$	236.41	255.92		224.28	
	Insumos	US\$	2,016.58	3,492.23		1,835.80	
	Equipos	US\$	1,422.82	1,674.42		1,350.35	
	Herramientas y EPP	US\$	17.28	18.25		16.25	
5.00	Soteniimiento pernos Helicoidales 10 ft	US\$/unidad US\$/Ton	22.75 1.25	24.88 1.63	2.13 0.38	20.66 1.13	-4.22 -0.50
	Mano de Obra	US\$	141.02	158.34		130.23	
	Insumos	US\$	572.92	620.30		502.80	
	Equipos	US\$	423.85	461.24		401.48	
	Herramientas y EPP	US\$	12.19	16.48		11.01	
6.00	Transporte	US\$/ton	0.46	0.66	0.20	0.34	-0.32
	TOTAL COSTO DIRECTO	US\$/ton	16.81	23.69	6.88	14.65	-9.04
	Utilidad Costo Directo	10%	1.68	2.37		1.47	
	Gastos Generales	22%	3.63	5.11		3.16	
	COSTO TOTAL	US\$/ton	22.17	31.24	9.07	19.32	-11.92

6.9.1.COSTOS DE OPERACIÓN

El costo de operación mina (US\$/TM), son los gastos necesarios para mantener el procesamiento desde la preparación, explotación hasta la puesta del mineral en la tolva de gruesos de la planta concentradora.

Fig. N° 109: Costos CAPEX y OPEX del año 2015 de la Mina Santander



Es importante resaltar que estos costos operativos unitarios de minado incluyen el uso por equipos, la depreciación de equipos, la mano de obra, materiales e insumos, sin embargo, no incluye los costos unitarios por servicios auxiliares (suministro de caudal de agua, aire) y energía (suministro de energía a través de las subestaciones).

Tabla N° 59: Costos CAPEX y OPEX del año 2015 de la Mina Santander

Tratamiento en planta		TMS	698,000	57,937	55,128	55,910	60388	58455	702256
Tonelas extraídas		TMS	721,524	56,709	58,455	57,928	63,241	59,060	729999
OPEX	Detalle	Unidad	Programado 2015	Ene.15	Feb.15	Mar.15	Abr.15	May.15	TOTAL 2015
	Tajos (Ton)	Ton	477750.98	42721.16	37579.42	51546.08	51336.77	18258.43	477750.98
	Avance lineal (ml)	ml	3482.18	296.50	375.55	233.70	192.90	267.80	3482.18
	Horizontal	ml	2967.98	261.50	324.05	222.00	138.90	185.90	2967.98
Vertical	ml	514.20	35.00	51.50	11.70	54.00	81.90	514.20	
Costo OPEX	Rotura	US\$	3898004.95	277260.33	243890.43	334534.06	333175.63	130497.21	3090904.95
	Avance	US\$	2968008.66	208103.78	280934.71	149070.43	108256.26	191026.81	2110058.66
	Sostenimiento	US\$	2989070.45	293634.01	280937.78	200013.30	167882.32	165399.64	2759678.45
	Transporte	US\$	2226216.70	85081.23	91271.16	109103.79	99749.89	66484.46	1120216.70
	Desquinche	US\$	547089.72	65940.75	16926.44	11063.89	84701.17	51434.53	447489.72
	Relleno	US\$	1080062.32	91490.52	75445.76	90710.65	49746.23	47169.43	853662.32
	Otros (Mat. Sost)	US\$	18057.97	0.00	0.00	3209.40	4429.68	2316.90	21617.97
	Reembolso	US\$	255301.57	28883.00	22916.57	23450.00	21285.38	20747.22	245321.57
	Trabajos servicios	US\$	139015.15	12348.92	4293.45	5954.67	13651.35	129615.15	129615.15
	Des. Explo	US\$	-714429.50	-107436.00	-60743.00	-72682.00	-74584.00	-40467.00	-814129.50
Total costo	US\$	13406397.97	955436.54	955873.30	854428.19	808293.91	649991.90	9964435.97	
USD/tm extraído	US\$/Ton	18.58	16.85	16.35	14.75	12.78	11.01	13.65	
CAPEX (Desarrollo Primario)	avance lineal (ml)	ml	4909.00	473.20	587.70	370.70	579.95	466.20	5282.10
	Horizontal	ml	4600.00	462.50	558.40	336.80	545.60	456.20	4973.33
	Vertical	ml	309.00	10.70	29.30	33.90	34.35	10.00	308.78
Costo CAPEX	Avance	US\$	5278999.99	353322.30	434532.85	292495.89	423645.61	363781.15	4038365.49
	Sostenimiento	US\$	2809900.00	320050.04	301980.72	206731.37	133467.05	163578.25	2509910.46
	Transporte	US\$	269900.00	38506.74	30982.13	26222.00	28050.36	25396.05	279811.77
	Desquinche	US\$	93388.00	7389.68	13490.71	6198.96	8435.81	4356.00	92183.45
	Trabajos servicios	US\$	1063898.63	97971.46	100725.26	84547.83	50386.32	85964.80	1043375.63
	Reembolso	US\$	165699.94	18466.19	23061.00	14651.58	20756.19	24135.50	175456.34
	Topografía	US\$	56679.37	14356.00	4234.51	2451.00	3051.74	3232.00	46644.37
	Des. Explo	US\$	-311800.50	-44673.00	-33895.00	-18733.00	-33911.00	-34477.00	-411916.50
	Total costo	US\$	9426665.42	805389.41	875112.18	614565.63	633882.08	635966.75	7773831.00
USD/tm extraído	US\$/Ton	13.06	14.20	14.97	10.61	10.02	10.77	10.65	
Costo total mina	US\$	22833063.39	1760825.95	1830985.48	1468993.82	1442175.99	1285958.65	17738266.96	
USD/tm extraído	US\$/Ton	31.65	31.05	31.32	25.36	22.80	21.77	24.30	

Como se observa en la valorización final, el costo total de mina es de 24.30US\$/Ton, menor en 7.35US\$/ton del valor presupuestado.

6.9.2.COSTOS DE PRODUCCIÓN

Al costo de operación mina obtenido en las tablas anteriores se le suma los costos generales para obtener el costo de producción (US\$/TM) para el método de explotación Bench & Fill. Los costos mostrados provienen de la base de datos interna de la Cía. Minera Trevali Perú SAC. El resultado de esta operación se muestra en la tabla siguiente:

Tabla N° 60: Resumen costos de producción

		Unidad	Planeado 2015	Real 2015
	Producción planta	TMS	698,000.00	702,256.00
	Producción mina	TMS	721,524.40	729,999.00
	Costo total mina	US\$	22,827,725.57	17,205,859.20
Ítem	Por centro de costo			
1	Costo de mina	US\$/Ton	31.64	23.57
2	Costo de planta	US\$/Ton	8.91	7.5
3	Costos de geología	US\$/Ton	0.35	0.620
4	Costos de mantenimiento	US\$/Ton	0.51	0.33
5	Gastos de Administración	US\$/Ton	1.25	1.39
6	Costos sociales	US\$/Ton	0.03	0.03
7	Costo Ambientales	US\$/Ton	0.35	0.36
8	Gastos de venta	US\$/Ton	0.48	0.47
9	Regalias	US\$/Ton	1.86	1.88
10	Energía	US\$/Ton	0.91	0.92
	Cash cost	US\$/Ton	46.29	37.07

Fuente: Planeamiento Cía. Minera Trevali Perú SAC

Como se puede observar en la tabla, se obtiene un costo de producción de 37.07 US\$/TM que resulta menor en 9.22 US\$/TM al costo planeado del 2015. Esto debido a la aplicación del diseño óptimo de estándares de perforación y voladura, al exhaustivo seguimiento en el cumplimiento y capacitación constante de todo el personal involucrado en el proceso.

CAPÍTULO VII

RESULTADOS Y DISCUSIONES

7.1. RESULTADOS

7.1.1. ESTANDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

7.1.1.1. RESUMEN DEL CÁLCULO DEL BURDEN NOMINAL E IDEAL

Tabla N° 61: Resumen del cálculo del Burden nominal y Burden ideal para roca buena

Área	Dtal (m)	PoDtal (kg/cm2)	UCS (kg/cm2)	RQD (%)	Fs	Bn (m)	d (m)	Bi (m)
Arranque	0.045	43571.01	938.14	75	6	0.51	0.07	0.44
1ra ayuda	0.045	40666.28	938.14	75	5	0.57	0.07	0.50
2da ayuda	0.045	40666.28	938.14	75	4	0.70	0.07	0.63
3ra ayuda	0.045	40666.28	938.14	75	3	0.91	0.07	0.84
Cuadradores/ayudas	0.045	39213.91	938.14	75	3	0.88	0.07	0.81
Corona/hastial	0.045	30499.71	938.14	75	2	1.02	0.07	0.95
Arrastre	0.045	43571.01	938.14	75	3	0.97	0.07	0.90

Tabla N° 62: Resumen del cálculo del Burden nominal y Burden ideal para roca regular

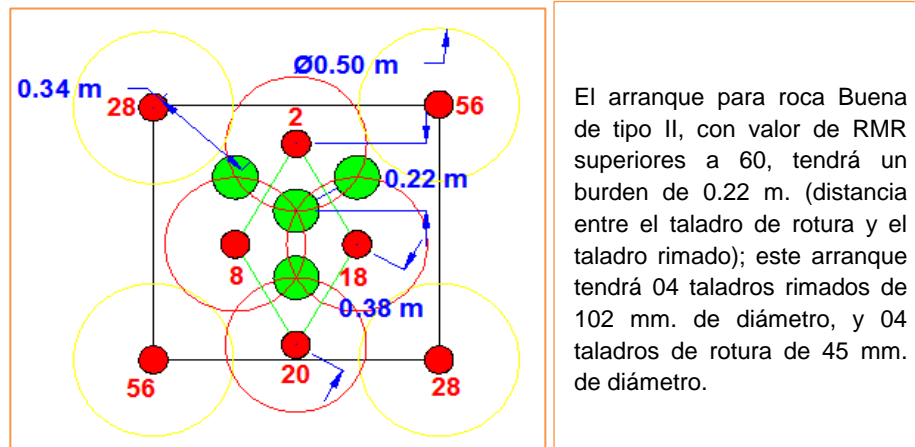
Área	Dtal (m)	PoDtal (kg/cm2)	UCS (kg/cm2)	RQD (%)	Fs	Bn (m)	d (m)	Bi (m)
Arranque	0,045	43571,01	887,15	70	6	0,57	0,07	0,50
1ra ayuda	0,045	40666,28	887,15	70	5	0,63	0,07	0,56
2da ayuda	0,045	40666,28	887,15	70	4	0,78	0,07	0,71
3ra ayuda	0,045	40666,28	887,15	70	3	1,03	0,07	0,96
Cuadradores/ayudas	0,045	39213,91	887,15	70	3	0,99	0,07	0,92
Corona/hastial	0,045	26184,91	887,15	70	2	0,99	0,07	0,92
Arrastre	0,045	43571,01	887,15	70	3	1,10	0,07	1,03

Tabla N° 63: Resumen del cálculo del Burden nominal y Burden ideal para roca mala

Área	Dtal (m)	PoDtal (kg/cm2)	UCS (kg/cm2)	RQD (%)	Fs	Bn (m)	d (m)	Bi (m)
Arranque	0,045	37098,81	836,17	55	6	0,65	0,07	0,58
1ra ayuda	0,045	34673,50	836,17	55	5	0,72	0,07	0,65
2da ayuda	0,045	34673,50	836,17	55	4	0,89	0,07	0,82
3ra ayuda	0,045	34673,50	836,17	55	3	1,18	0,07	1,11
Cuadradores/ayudas	0,045	33460,84	836,17	55	3	1,14	0,07	1,07
Corona/hastial	0,045	26184,91	836,17	55	2	1,33	0,07	1,26
Arrastre	0,045	37098,81	836,17	55	3	1,26	0,07	1,19

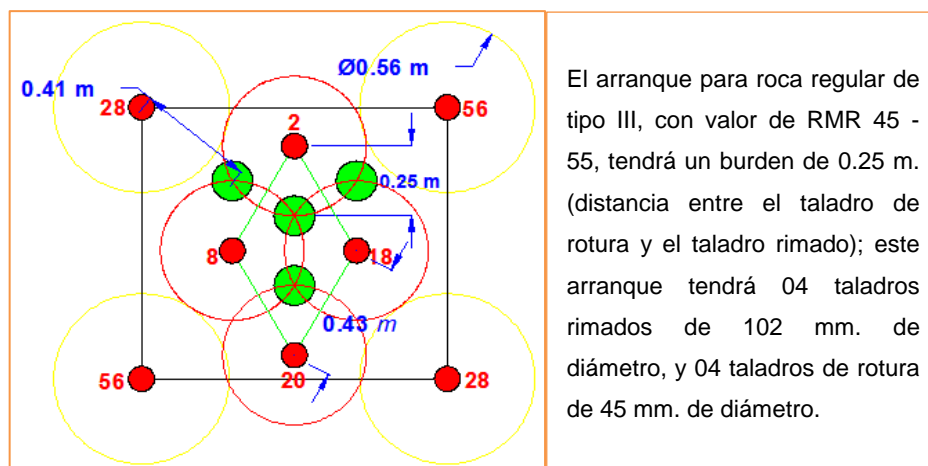
7.1.1.2. DISEÑO GRÁFICO DE ESTANDARES DE PERFORACION Y VOLADURA

Fig. N° 110: Área de influencia en los taladros del arranque para Roca Buena



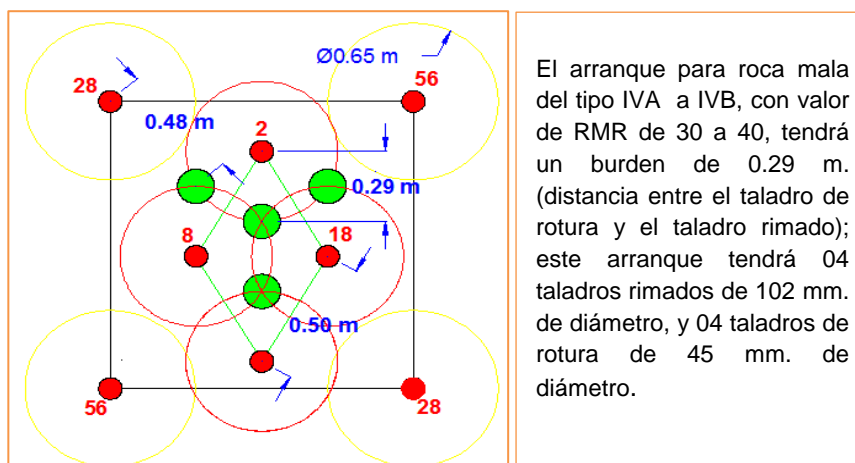
Ver Anexo N°09: Estándar de perforación y Voladura - Sección 4 m x 4 m, para roca buena.

Fig. N° 111: Área de influencia en los taladros del arranque para Roca Regular



Ver Anexo N°10: Estándar de perforación y Voladura - Sección 5 m x 4 m, para roca regular.

Fig. N° 112: Área de influencia en los taladros del arranque para Roca Mala



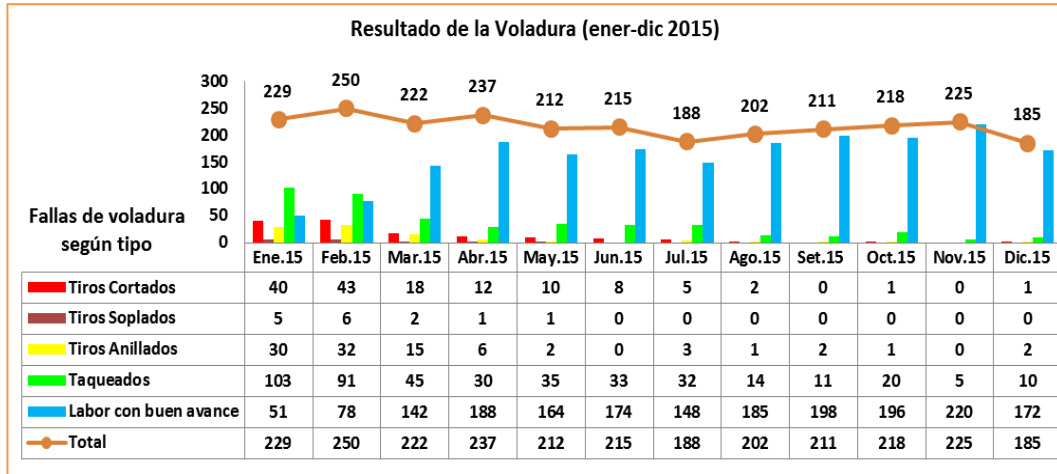
Ver Anexo N°11: Estándares de perforación y Voladura - Sección 4 m x 4 m, para roca mala.

Tabla N° 64: Rendimiento de perforación y voladura presupuestado, malla real sin estandarizar y con malla actual estandarizada

Operación	Unidad	Presupuestado	Malla real sin Estandarizar	Variación	Malla actual Estandarizada	Variación
Labor	Rpa	Frente	Frente		Frente	
Sección	m*m	5*4	5,1*3,8		5*4	_0.1*0.2
Perforación						
Tipo de Roca	Regular	III B	IIIB	IIIB	IIIB	IIIB
Long. De barra	m	3.60	4.27	0.67	4.27	0.00
Long. Efectiva de Perf.	m	3.00	3.40	0.40	3.60	0.20
Avance	m	2.95	2.60	-0.35	3.31	0.71
Volumen a romper/disparo	m3	55.00	59.22	4.22	66.00	6.78
Tonelada a romper/disparo	Ton	148.50	159.89	11.39	178.20	18.32
Parámetros de Perf.						
Diámetro del taladro	mm	45.00	51.00	6.00	45.00	-6.00
Diámetro del rimado	mm	102.00	102.00	0.00	102.00	0.00
Espaciamiento	m	0.45	0.28	-0.17	0.43	0.15
Burden	m	0.25	0.18	-0.07	0.25	0.07
Taladros perforados - recorte	Tal/disparo	4.00	0.00	-4.00	6.00	6.00
Taladros cargados	Tal/disparo	47.00	46.00	-1.00	44.00	-2.00
Taladros Rimados	Tal/disparo	4.00	3,4,5	-	4.00	-
Tiempo total de Perforación	hr	3.00	4.00	1.00	3.00	-1.00
Voladura						
Emulex 80% 1 1/4" x 12"	Kg	81.38	150.00	68.62	96.28	-53.72
Emulex 65% 1 1/4" x 12"	Kg	45.30	0.00	-45.30	24.48	24.48
Total de Kg de explosivo	Kg	126.68	150.00	23.32	120.76	-29.24
Tiempo total de carguío	hr	1.50	0.75	-0.75	1.50	0.75
Factor de avance	Kg/ml	42.91	57.69	-66.25	36.46	-21.23
Factor de carga	Kg/m3	2.30	2.53	5.53	1.83	-0.70
Factor de potencia	Kg/Ton	0.85	0.94	2.05	0.68	-0.26
Rendimiento						
Rend. De perforación	%	83.33	79.63	-3.71	84.31	4.68
Rend. De voladura	%	82.00	76.47	-5.53	92.00	15.53

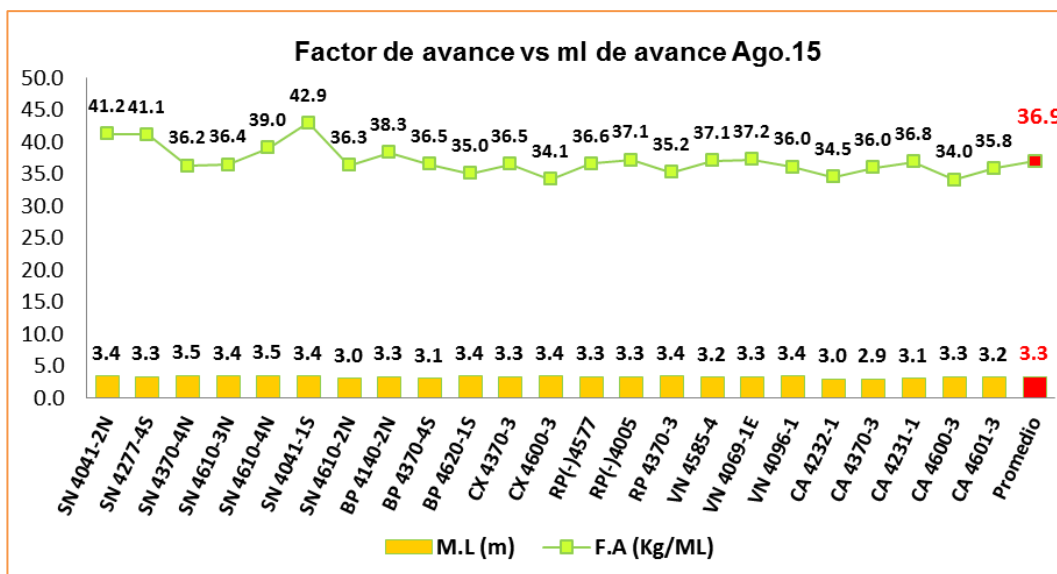
7.1.2. FACTOR DE AVANCE

Fig. N° 113: Proceso de reducción de fallas en la voladura enero - diciembre del 2015



En la tabla siguiente se muestra una reducción notable de tiros fallados durante el proceso de estandarización e implementación del diseño óptimo y por el éxito del resultado se incrementó el índice de labores con buen avance de 51 a 172 al final del año 2015.

Fig. N°114: Factor de avance (kg/ml) después de 4 meses de iniciar la estandarización de mallas de perforación y voladura - ago. 2015



El factor de carga (kg/m^3) obtenida, según el tipo de roca es:

Tabla N° 65: Factor de carga obtenida según el tipo de roca

Tipo de roca	Factor de carga (Kg/m^3)
Buena	1.54
Regular	1.34
Mala	1.28

Tabla N° 66: Datos del registro de monitoreo de vibraciones

Labor	Fecha	Datos del registro de Monitoreo de Vibraciones				
		Distancia (m)	W(peso máx/retardo) Kg	Distancia Escalar	Frecuencia (Hz)	VPP (mm/s)
Rp (-) 4370-4MC	21/05/2015	18	17,36	4,32	181	19,9
Rp (-) 4370-4MC	22/05/2015	21	17,36	5,04	134	41,1

En el monitoreo de vibraciones la velocidad Pico Partícula obtenida es de 41.1 mm/s, debajo de 2 pulg/s (50.8 mm/s) límite establecido según la norma de Bureau of Mines de USA.

Fig. N°115: Cumplimiento del avance programado Vs avance real - 2015

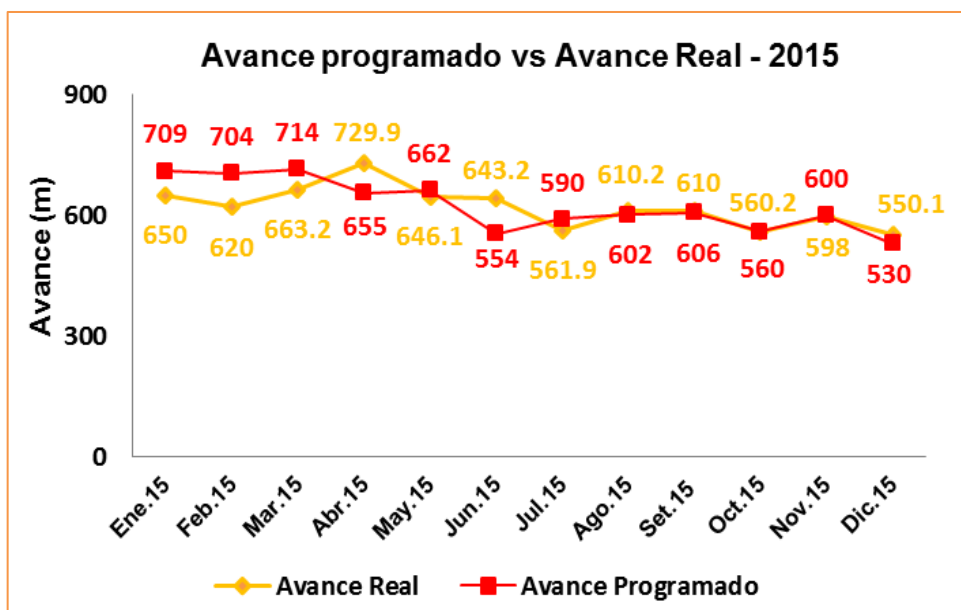
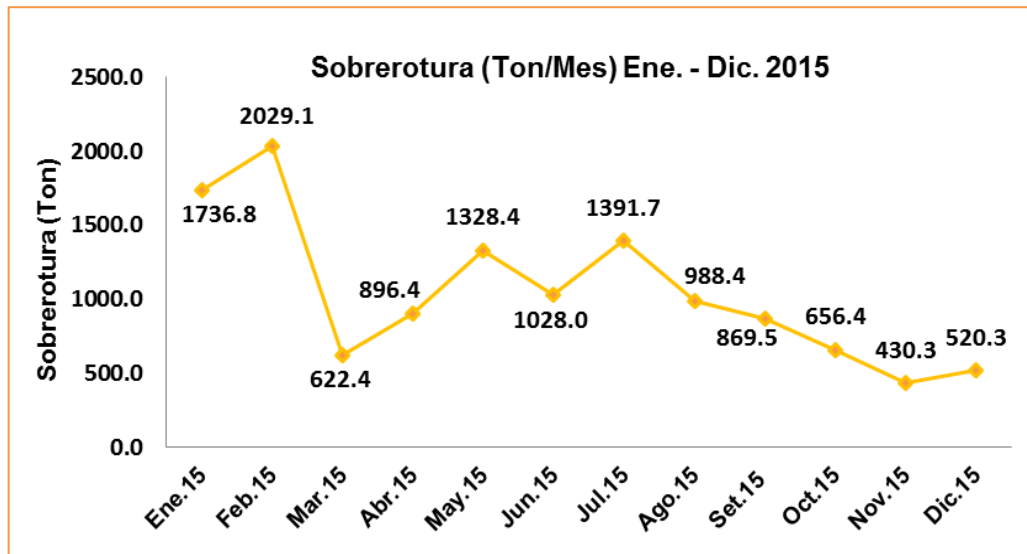


Fig. N° 116: Proceso de reducción de sobre rotura ene. - dic. 2015



7.1.3. COSTOS DE LA MINA SANTANDER

Tabla N° 67: Resumen de los costos de producción

		Unidad	Planeado 2015	Real 2015
	Producción planta	TMS	698,000.00	702,256.00
	Producción mina	TMS	721,524.40	729,999.00
	Costo total mina	US\$	22,827,725.57	17,205,859.20
Ítem	Por centro de costo			
1	Costo de mina	US\$/Ton	31.64	23.57
2	Costo de planta	US\$/Ton	8.91	7.5
3	Costos de geología	US\$/Ton	0.35	0.620
4	Costos de mantenimiento	US\$/Ton	0.51	0.33
5	Gastos de Administración	US\$/Ton	1.25	1.39
6	Costos sociales	US\$/Ton	0.03	0.03
7	Costo Ambientales	US\$/Ton	0.35	0.36
8	Gastos de venta	US\$/Ton	0.48	0.47
9	Regalias	US\$/Ton	1.86	1.88
10	Energía	US\$/Ton	0.91	0.92
	Cash cost	US\$/Ton	46.29	37.07

La reducción del costo total de Mina (cash cost) de 49.29 US\$/Ton a 37.07 US\$/Ton, obteniendo una utilidad de 9.22 US\$/Ton.

Tabla N° 68: Costo de las operaciones unitarias Presupuestado, Real y con malla actual estandarizada

Ítem	Operación	Unidad	Presupuestado	Malla real sin Estandarizar	Variación	Malla actual Estandarizada	Variación
	Labor	Rpa	Frente	Frente		Frente	
	Sección	m*m	5*4	5,1*3,8		5*4	-0,1*0,2
	Tipo de Roca	Regular	III B	IIIB	IIIB	IIIB	IIIB
	Long. De barra	m	3.60	4.27	0.67	4.27	0.00
	Long. Efectiva de Perf.	m	3.00	3.40	0.40	3.60	0.20
	Avance	m	2.95	2.60	-0.35	3.31	0.71
	Avance mensual programado	m	88.56	78.00	-10.56	88.50	10.50
	Volumen a romper/disparo	m3	1623.60	1358.49	-265.11	1622.50	264.01
	Tonelada a romper/disparo	Ton	4383.72	3667.92	-715.80	4380.75	712.83
	Rendimiento						
	Rend. De perforación	%	83.33	79.63	-3.71	84.31	4.68
	Rend. De voladura	%	82.00	76.47	-5.53	92.00	15.53
1.00	Perforación	US\$/ml	271.62	329.83	58.21	223.34	-106.48
		US\$/Ton	5.49	7.01	1.53	4.51	-2.50
	Mano de Obra	US\$	50.03	66.71		40.02	
	Aceros de Perforación	US\$	256.78	209.72		264.76	
	Equipos	US\$	505.42	590.01		446.24	
	Herramientas y EPP	US\$	4.52	6.02		3.61	
2.00	Voladura	US\$/ml	15.50	23.46	7.96	11.05	-12.41
		US\$/Ton	0.31	0.50	0.19	0.22	-0.28
	Mano de Obra	US\$	40.35	53.80		32.28	
	Explosivos y accesorios de voladura	US\$	493.84	597.77		495.68	
	Herramientas y EPP	US\$	5.40	7.19		4.32	
3.00	Limpieza y Acarreo	US\$/ml	164.04	207.66	43.62	143.93	-63.73
		US\$/Ton	3.31	4.42	1.10	2.91	-1.51
	Mano de Obra	US\$	29.05	29.05		23.24	
	Insumos	US\$	14.26	12.56		16.00	
	Equipos	US\$	513.74	571.12		510.93	
	Herramientas y EPP	US\$	3.31	3.31		2.65	
4.00	Sotenimiento con Shotcrete - Vía Húmeda	US\$/M2	25.80	38.73	12.93	23.83	-14.90
		US\$/Ton	5.99	9.47	3.48	5.54	-3.94
	Mano de Obra	US\$	236.41	255.92		224.28	
	Insumos	US\$	2,016.58	3,492.23		1,835.80	
	Equipos	US\$	1,422.82	1,674.42		1,350.35	
	Herramientas y EPP	US\$	17.28	18.25		16.25	
5.00	Sotenimiento pernos Helicoidales 7 ft	US\$/unid	22.75	24.88	2.13	20.66	-4.22
		US\$/Ton	1.25	1.63	0.38	1.13	-0.50
	Mano de Obra	US\$	141.02	158.34		130.23	
	Insumos	US\$	572.92	620.30		502.80	
	Equipos	US\$	423.85	461.24		401.48	
	Herramientas y EPP	US\$	12.19	16.48		11.01	
6.00	Transporte	US\$/ton	0.46	0.66	0.20	0.34	-0.32
	TOTAL COSTO DIRECTO	US\$/ton	16.81	23.69	6.88	14.65	-9.04
	Utilidad Costo Directo	10%	1.68	2.37		1.47	
	Gastos Generales	22%	3.63	5.11		3.16	
	COSTO TOTAL	US\$/ton	22.17	31.24	9.07	19.32	-11.92

7.2. DISCUSIONES

7.2.1. ESTANDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

Los distintos modelos matemáticos usados para diseñar las mallas de perforación y voladura tales como: Modelo matemático de áreas de influencia, ecuaciones de Ash, Hagan, Ashby, índice de volabilidad de Lilly, modelo de Kuznetsov – Rammler (Kuz - Ram), Modelo de Devine, entre otros, son de aplicación mundial, ampliamente demostrados en la práctica en diferentes

trabajos de minería y continuamente validadas en diferentes congresos. Es por ello que aplicando estos criterios en campo se ejecutó pruebas del diseño en las labores de avance durante 4 meses, el diseño fue simulado en el programa JKsimblast y finalmente se obtuvo un diagnóstico final de la voladura mediante el monitoreo de vibraciones, afirmando que el diseño obtenido mediante el modelo matemático de áreas de influencia es óptima, concluyendo que la hipótesis es afirmativa, ya que optimizando los estándares de perforación y voladura se mejora el resultado del factor de avance Kg/ml.

7.2.2.FACTOR DE AVANCE

Teniendo en consideración que las técnicas y modelos aplicados, tiene aplicación en las diferentes unidades mineras, lo cual nos permite una correcta evaluación del proceso, antes, durante y después, con exhaustivo seguimiento, control y análisis del resultado en campo; y como factor principal, el factor humano mediante capacitación y creación de conciencia nos ha permitido aplicar eficientemente el diseño óptimo de estándares de perforación y voladura, por la cual se garantiza los resultados de la mejora del factor de avance y consecuentemente la reducción de los costos unitarios.

7.2.3.COSTOS

Los criterios escogidos para la determinación de los costos son obtenidos de trabajos realizados en otras minas y se toma criterios de contabilidad sobre determinación de costos, por lo tanto, al optimizar los estándares de perforación y voladura reducimos el costo total de mina como se muestra en el Tabla N° 67, además se muestra el costo alto que genera el incumplimiento de los estándares vs diseño óptimo de estándares. Tabla N° 68.

CONCLUSIONES

1. El éxito para realizar un diseño óptimo de estándares de perforación y voladura depende de tres factores muy importantes: Factor roca, factores de perforación, y factores de carga; además utilizando distintos modelos matemáticos, principalmente el modelo matemático de áreas de influencia se obtuvo los siguientes resultados:
 - Roca Buena, burden de 0.22 m y factor de carga de 1.54 kg/m^3
 - Roca Regular, burden de 0.25 m. y factor de carga de 1.34 kg/m^3
 - Para roca Mala, burden 0.29 m. y factor de carga de 1.28 kg/m^3
2. Aplicando el diseño óptimo de estándares de perforación y voladura, se mejoró la eficiencia de voladura de 76.47% a 92%, eficiencia de perforación de 79.63% a 84.31%, avance de 2.6 m a 3.3 m en promedio, con un factor de avance de 71.6 kg/ml a 36.9 kg/ml, además al realizar la voladura controlada en rocas tipo IVA y IVB, se redujo notablemente el daño al macizo rocoso minimizando así la sobre excavación de las labores.

3. Los costos unitarios que más influyen en el costo total de mina son la perforación y voladura influyendo directamente en la reducción del costo total de Mina de 46.29 US\$/Ton a 37.07 US\$/Ton

RECOMENDACIONES

1. Para obtener una mayor eficiencia en la perforación y voladura con el sistema propuesto y ejecutado se recomienda: Cumplir con el estándar de perforación y voladura (pintado de malla, simetría, uso de guadores mínimo 4, control en la distribución de carga explosiva, uso de taco, control, verificación de un adecuado secuenciamiento de los retardos, entre otros), todo ello permitirá un rendimiento óptimo en el resultado de la voladura, que nos permitirá mejorar nuestro factor de avance y reducir los costos en la Mina Santander.
2. Las mejoras se concretan con el control e implementación de los factores de éxito (Estándares óptimos de perforación y voladura) en las operaciones unitarias de minado. Por lo cual se recomienda continuar la mejora continua a través de estos factores de éxito como: En el primer grupo el **seguimiento y control operativo**; y el segundo grupo el factor humano mediante la **capacitación y creación de conciencia**.
3. Los costos varían según el rendimiento de los equipos, cantidad de insumos a utilizar, y la eficiencia de perforación y voladura obtenida, por lo cual se recomienda realizar el seguimiento y control en estos puntos.

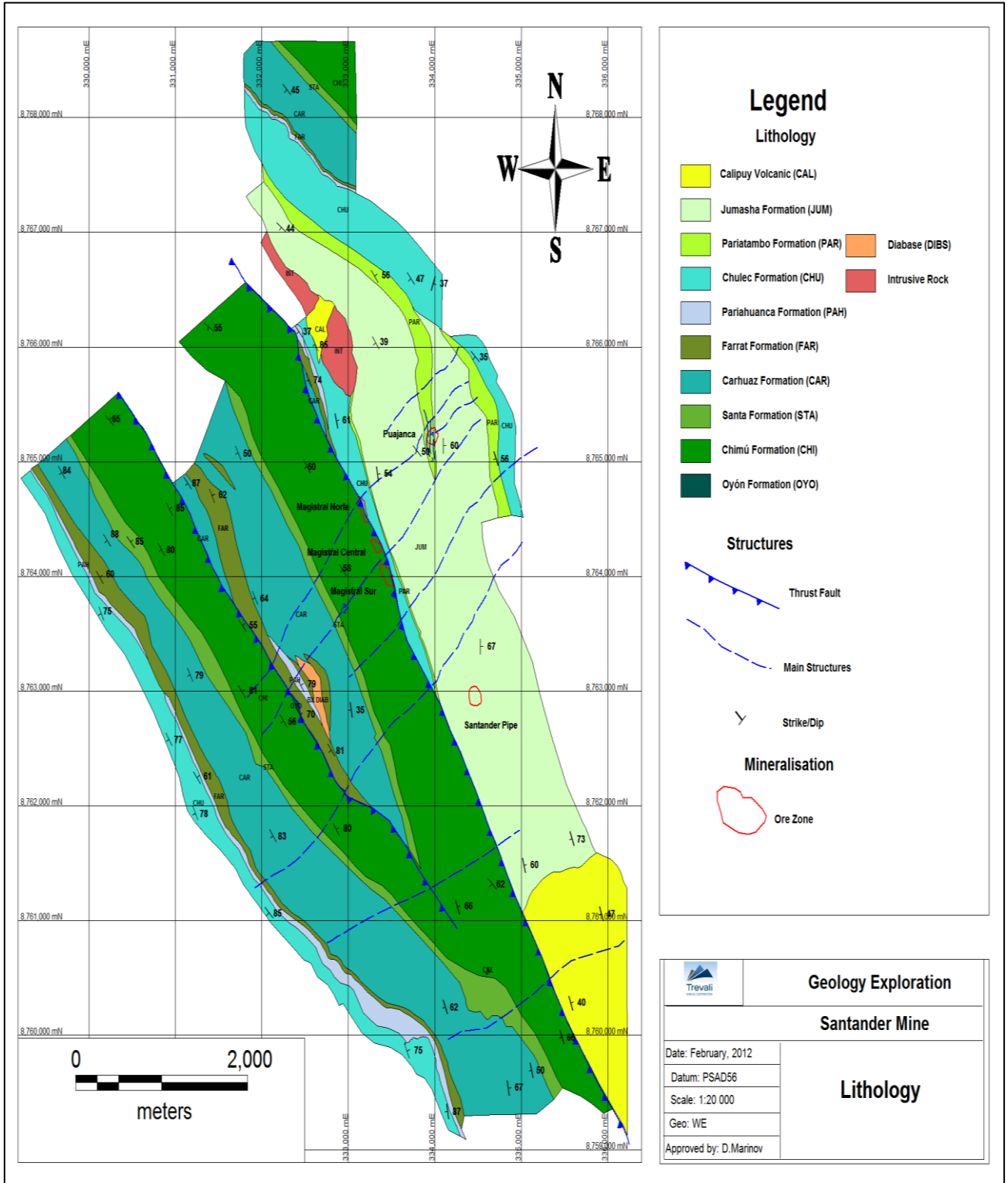
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. DCR Ingenieros S.R.Ltda. *Evaluación Geomecánica para el Diseño del Minado Subterráneo del Proyecto Santander*. Informe preparado para Empresa Minera Los Quenuales S.A. Lima 2011. 65p.
2. Empresa Minera Los Quenuales S.A. *Resumen Ejecutivo - Proyecto Santander*. Lima 2012.100p.
3. CÍA. Minera Trevali Perú S.A.C. *Informe de Operaciones Mina Santander* Lima 2015. 40p.
4. Cía. Minera Trevali Perú S.A.C. *Informe de Planeamiento de la Mina Santander*. Lima 2015. 38p.
5. EXSA. *Manual Práctico de Voladura*. 3ra Edición, Lima - 2000. 357p.
6. LÓPEZ JIMENO, Carlos. *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*. Instituto Tecnológico Geo minero de España. Madrid, 1998. 450p.
7. E. Hoek y E.T. Brown. *Excavaciones subterráneas en roca*. Ed. McGraw-Hill, México, 1984.

8. CONTRERAS PÉREZ, Willy José. *Selección del explosivo adecuado y carga máxima por retardo usando el monitoreo, modelamiento y análisis de vibraciones*. TESIS presentada para optar el Título profesional de Ingeniero de Minas, UNI 2009. 119p.
9. OJEDA MESTAS, Rene W. *Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea aplicando un modelo matemático de áreas de influencia*. Puno 2010. 71p.
10. SCHERPENISSE O., Carlos. *Monitoreo y modelamiento de vibraciones para el control y evaluación del daño por voladuras*. ASP Blastronics octubre 2006. 80p.
11. CAHILL, Dennis. *Vibraciones causadas por voladuras*. setiembre 2011.13p.
12. EVERT HOEK, *Geomecánica*, Canadá 2001, 299p.
13. IV congreso Nacional de Estudiantes de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geociencias, *IV CONEINGEMMET*, Huancayo 2003, 70p.

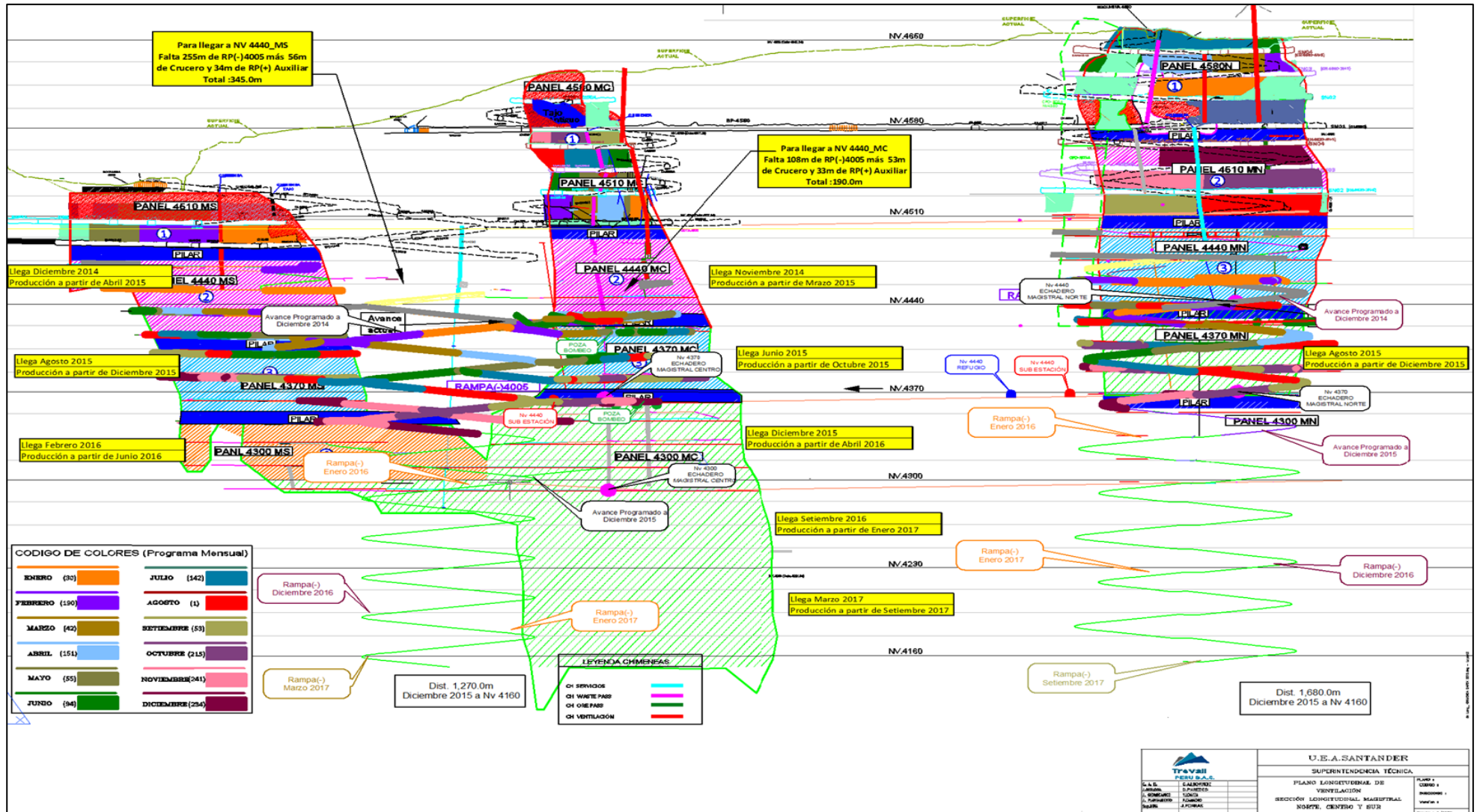
ANEXOS

Anexo N° 01: Geología local - UM Trevali, Mina Santander



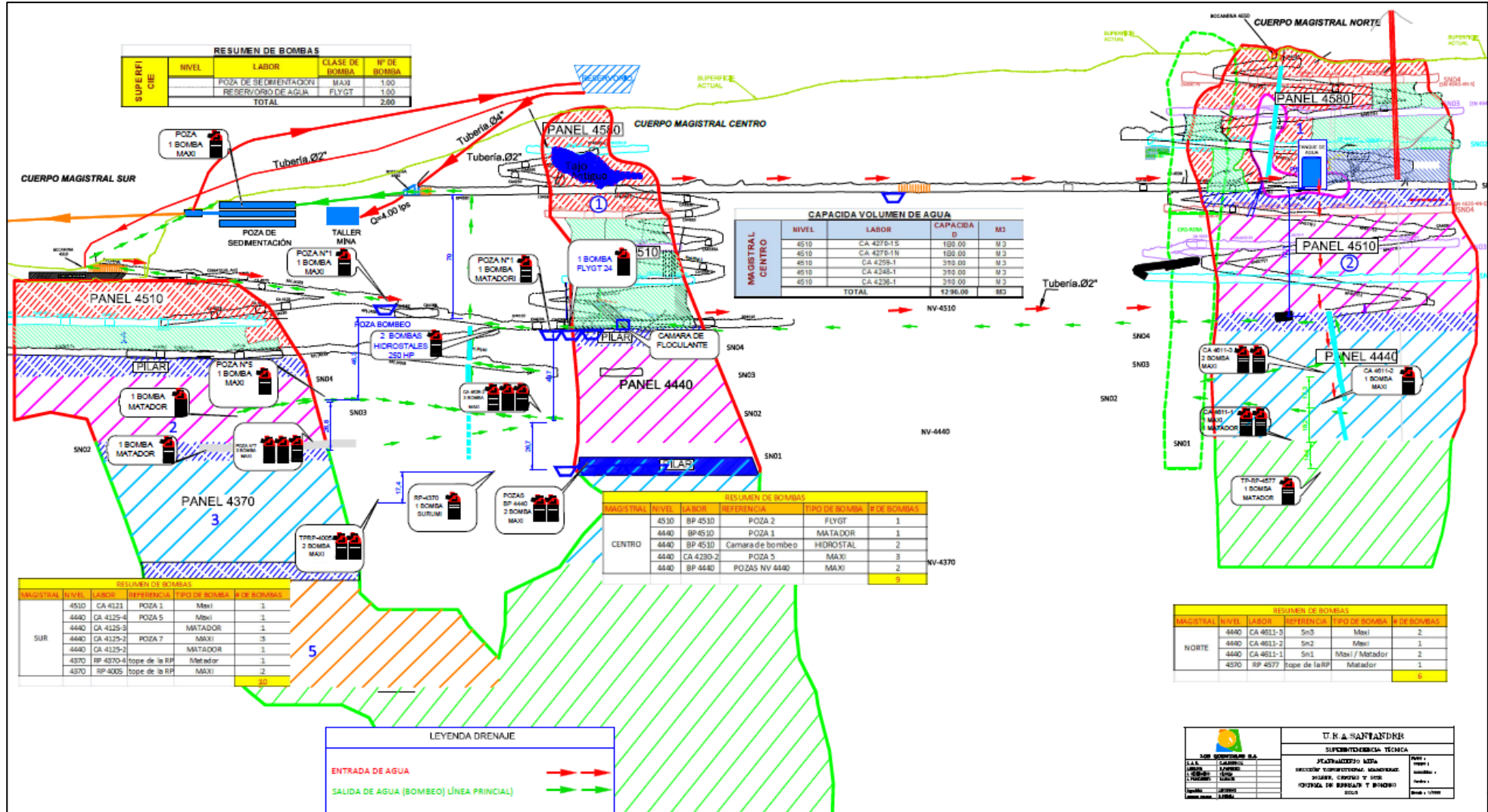
Fuente: Departamento de Geología - Empresa Minera Los Quenuales S.A.

Anexo N° 02: Plano longitudinal de la Infraestructura – UM Trevali, Mina Santander



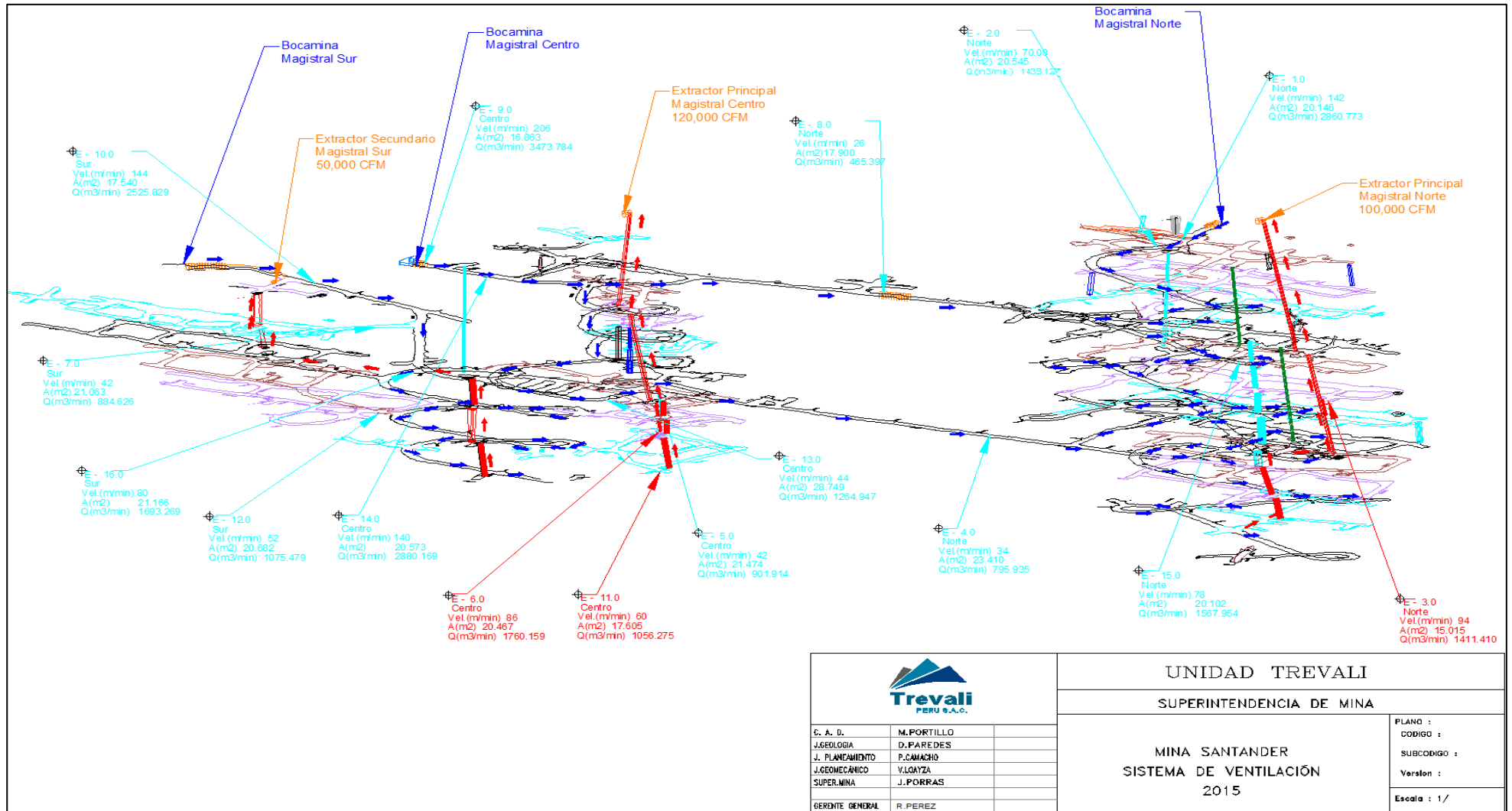
Fuente: Área planeamiento mina - Empresa Minera los Quenuales S.A.

Anexo N°03: Plano longitudinal del sistema de bombeo – UM Trevali, Mina Santander



Fuente: Área planeamiento mina - Empresa Minera los Quenuales S.A.

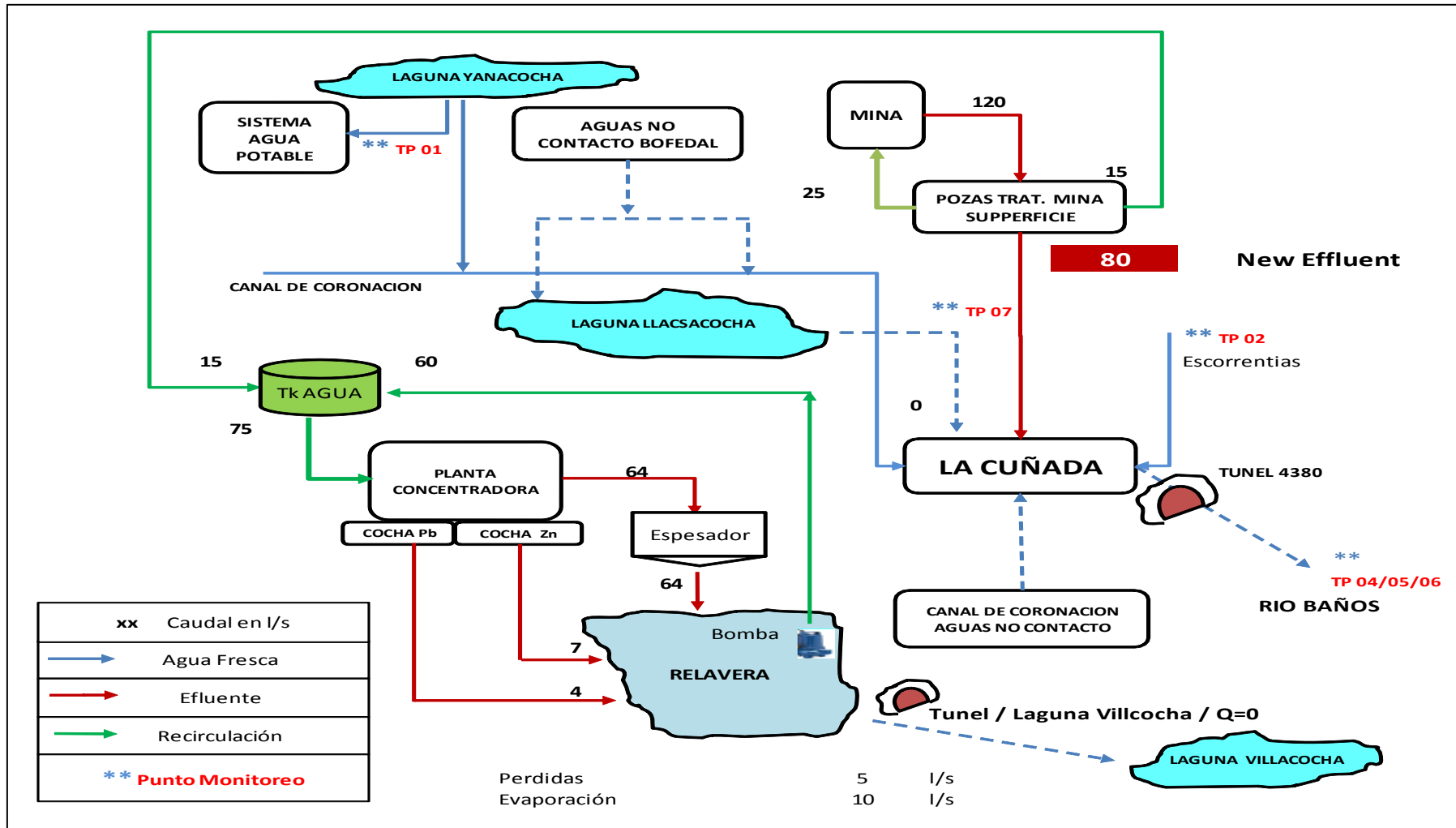
Anexo N° 05: Troncales Principales y labores de ventilación – UM Trevali, Mina Santander



		UNIDAD TREVALI																			
		SUPERINTENDENCIA DE MINA																			
<table border="1"> <tr> <td>C. A. D.</td> <td>M. PORTILLO</td> <td></td> </tr> <tr> <td>J. GEOLOGIA</td> <td>D. PAREDES</td> <td></td> </tr> <tr> <td>J. PLANTEAMIENTO</td> <td>P. CAMACHO</td> <td></td> </tr> <tr> <td>J. GEOMECÁNICO</td> <td>V. LOAYZA</td> <td></td> </tr> <tr> <td>SUPER. MINA</td> <td>J. PORRAS</td> <td></td> </tr> <tr> <td>GERENTE GENERAL</td> <td>R. PEREZ</td> <td></td> </tr> </table>		C. A. D.	M. PORTILLO		J. GEOLOGIA	D. PAREDES		J. PLANTEAMIENTO	P. CAMACHO		J. GEOMECÁNICO	V. LOAYZA		SUPER. MINA	J. PORRAS		GERENTE GENERAL	R. PEREZ		MINA SANTANDER SISTEMA DE VENTILACIÓN 2015	
		C. A. D.	M. PORTILLO																		
		J. GEOLOGIA	D. PAREDES																		
		J. PLANTEAMIENTO	P. CAMACHO																		
J. GEOMECÁNICO	V. LOAYZA																				
SUPER. MINA	J. PORRAS																				
GERENTE GENERAL	R. PEREZ																				
		PLANO :																			
		CODIGO :																			
		SUBCODIGO :																			
		Version :																			
		Escala :	1/																		

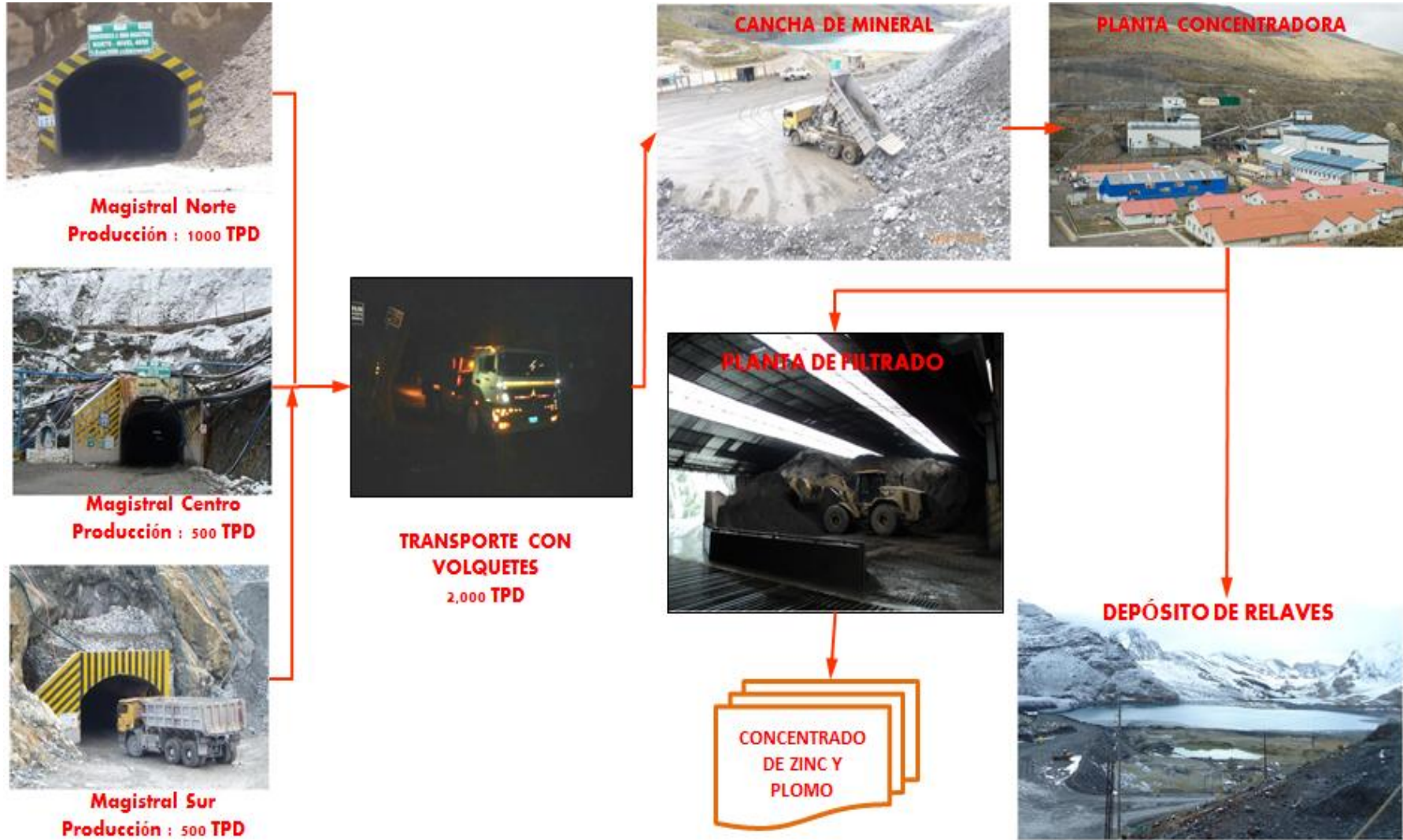
Fuente: Área planeamiento mina - Empresa Minera los Quenuales S.A.

Anexo Nº 06: Sistema de agua potable y el proceso de recirculación de los efluentes de la planta concentradora

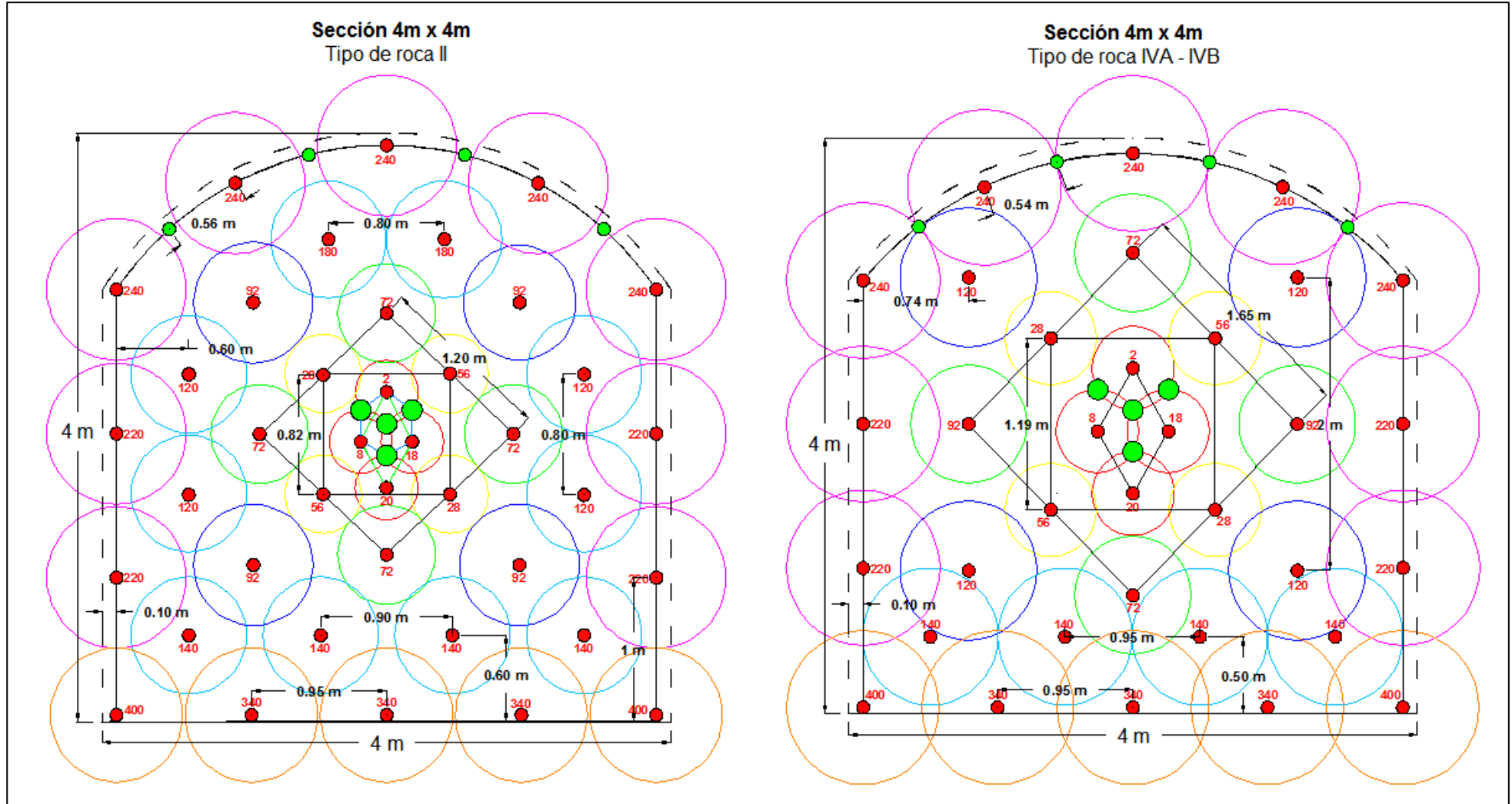


Fuente: Área planeamiento mina - Empresa Minera los Quenuales S.A.

Anexo Nº 07: Transporte y procesos de Mineral – UM Trevali, Mina Santander

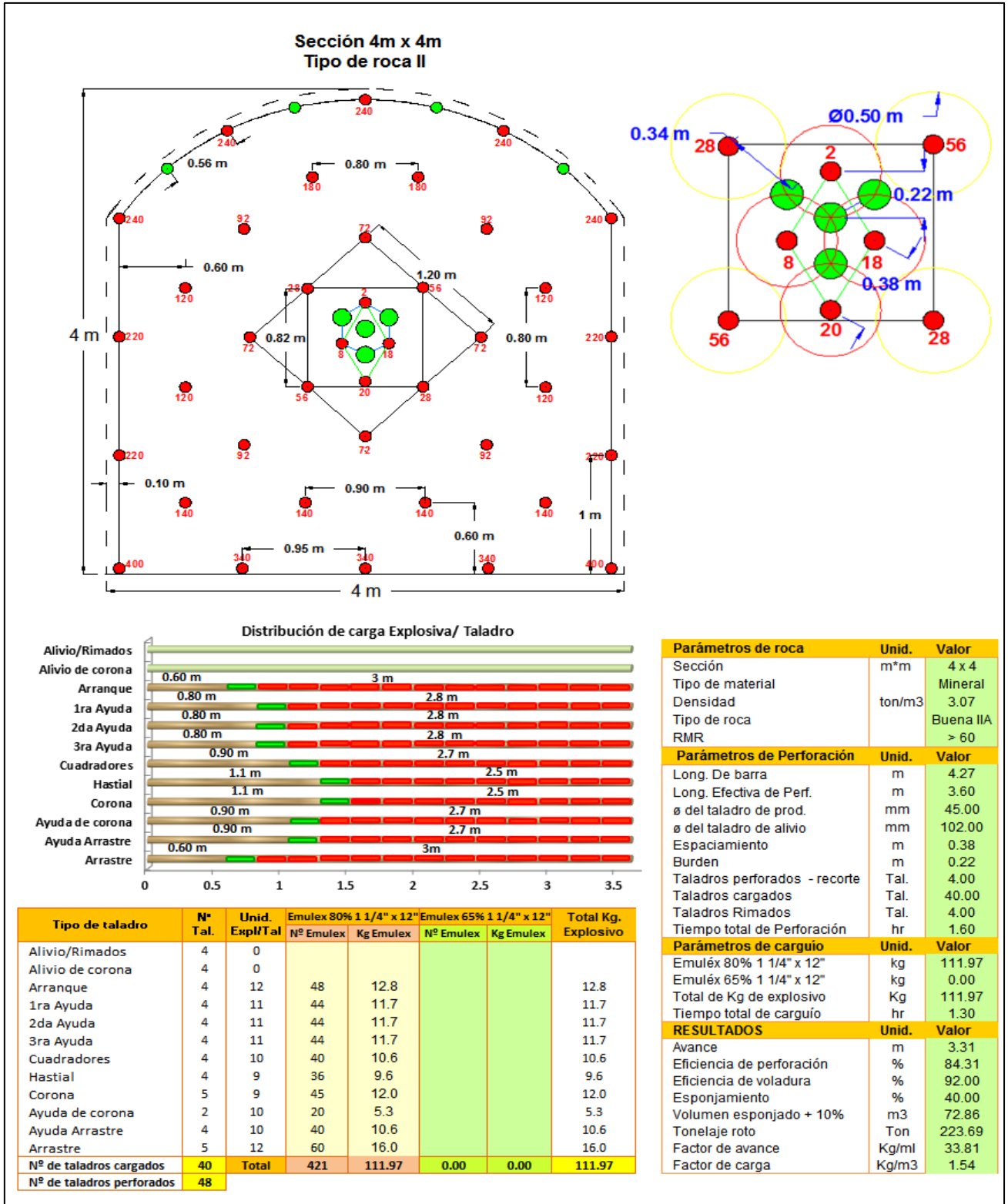


Anexo N° 08: Diseño gráfico de malla de perforación aplicando áreas de influencia para roca tipo II y IVA – IVB



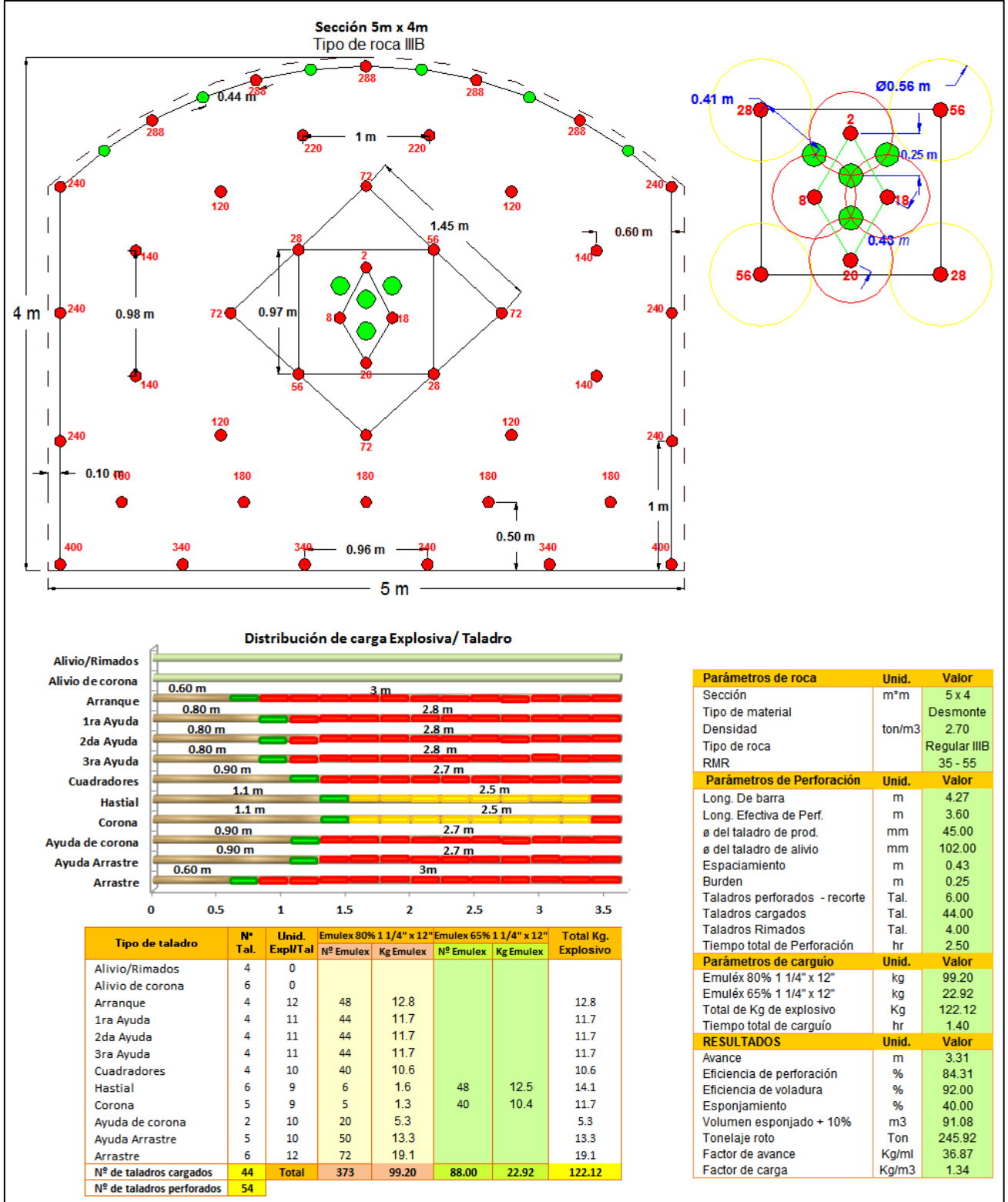
Anexo Nº 09: Estándar de perforación y Voladura – Sección 4m x 4m, para roca buena

Tipo II



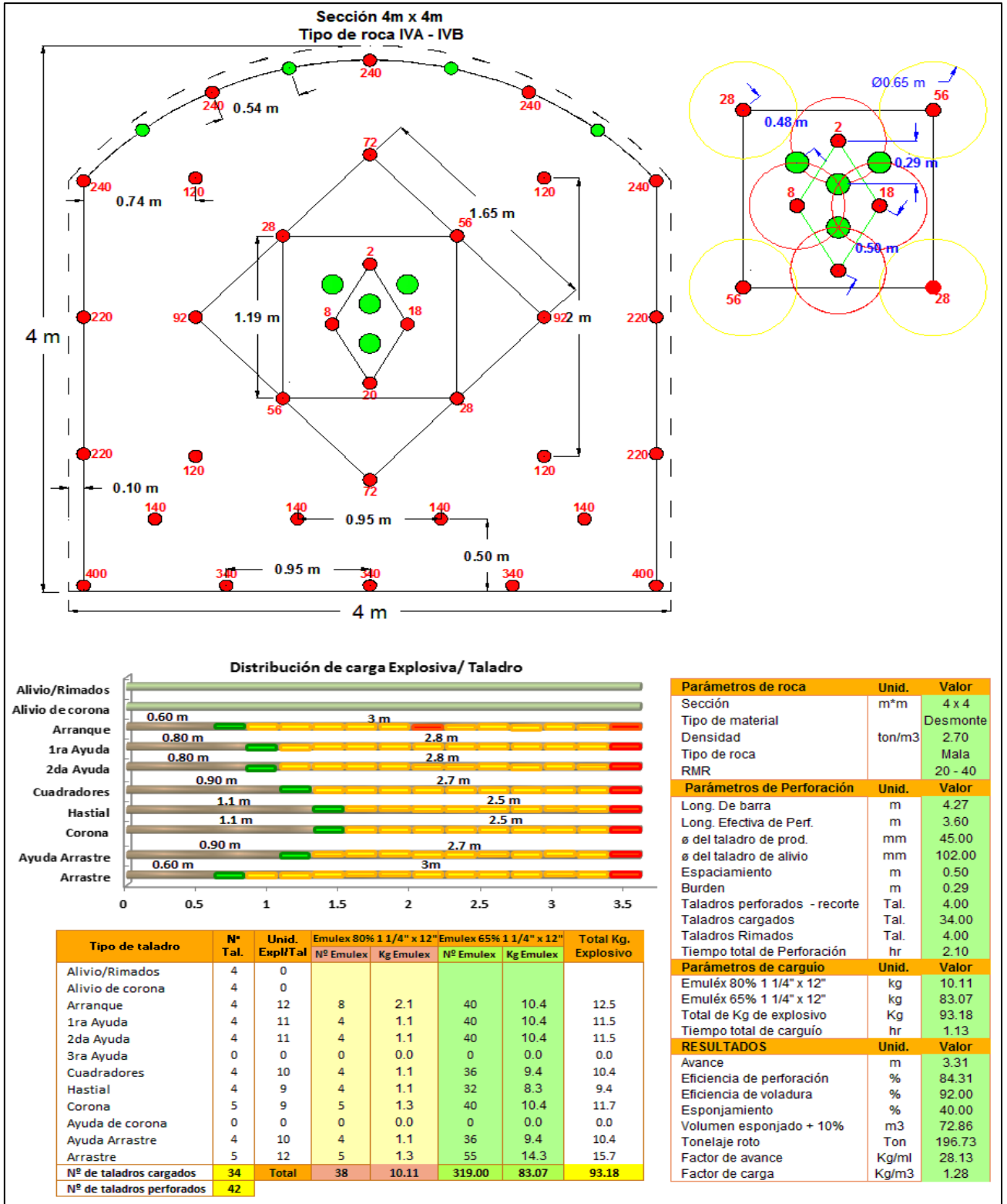
Anexo N° 10: Estándar de perforación y Voladura – Sección 5m x 4m, para roca Regular

Tipo III B



Anexo N° 11: Estándar de perforación y Voladura – Sección 4m x 4m, para roca Mala

Tipo IVA - IVB



Anexo N° 12: Matriz de Consistencia

TESIS: “OPTIMIZACIÓN DE ESTÁNDARES DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA MEJORAR EL FACTOR DE AVANCE EN LA MINA SANTANDER - CÍA. MINERA TREVALI PERÚ S.A.C.”

PROBLEMAS	OBJETIVO	MARCO TEÓRICO	HIPÓTESIS	VARIABLES E INDICADORES	METODOLOGÍA
<p>1.PROBLEMA PRINCIPAL</p> <p>¿De qué forma la optimización de estándares de perforación y voladura influirá en la mejora del factor de avance en la Mina Santander – Cía. Minera Trevali Perú S.A.C.?</p> <p>2.PROBLEMAS ESPECIFICOS</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ ¿En qué medida un buen diseño de malla de perforación y voladura influirá en la mejora del factor de avance en la Mina Santander – Cía. Minera Trevali Perú S.A.C.? ▪ ¿Cómo influye un diseño óptimo de estándares de perforación y voladura en la reducción de costos operativos en la Mina Santander – Cía. Minera Trevali S.A.C.? 	<p>1. OBJETIVO GENERAL Analizar y caracterizar un diseño óptimo de estándares de perforación y voladura para mejorar el factor de avance en la mina Santander – Cía. Minera Trevali Perú S.A.C</p> <p>2. OBJETIVOS ESPECIFICOS</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ Determinar un diseño óptimo de malla de perforación para mejorar el factor de avance en la Mina Santander – Cía. Minera Trevali S.A.C. ▪ Aplicar el diseño óptimo de estándares de perforación y voladura para reducir los costos operativos en la Mina Santander – Cía. Minera Trevali S.A.C ▪ Servir a la suscrita para obtener el Título Profesional de Ingeniero de Minas. 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Unidad Trevali – Mina Santander (generalidades) 2. Geología local, regional. 3. Geomecánica de las labores subterráneas. 4. Definición de los modelos y ecuaciones aplicadas como: Ecuación de Ash, Ashby, Hagan, modelos matemáticos de áreas de influencia, Kuz Ram, modelo de Divine, entre otros. 5. Diseño de estándares de Perforación y Voladura, aplicando modelos matemáticos de áreas de influencia. 6. Aplicación de estándares de Perforación y Voladura óptima. 7. Determinación de costos. 	<ol style="list-style-type: none"> 1. HIPÓTESIS GENERAL Analizando y caracterizando el diseño óptimo de estándares de perforación y voladura se logrará mejorar el factor de avance en la Mina Santander – Cía. Minera Trevali Perú S.A.C. 2. HIPÓTESIS ESPECIFICAS <ul style="list-style-type: none"> ▪ Realizando un diseño óptimo de la malla de perforación se logrará mejorar el factor de avance en la Mina Santander – Cía. Minera Trevali Perú S.A.C. ▪ Aplicando un diseño óptimo de perforación y voladura se obtendrá la reducción de los costos operativos en la Mina Santander – Cía. Minera Trevali Perú S.A.C. 	<p>1. VARIABLE INDEPENDIENTE</p> <p>X: Estándares de perforación y voladura.</p> <p>Indicadores</p> <p>X1: Malla de perforación (Burden: m, Espaciamiento: m) X2: Carga explosiva: kg</p> <p>2. VARIABLE DEPENDIENTE</p> <p>Y: Factor de avance en la Mina Santander – Cía. Minera Trevali Perú S.A.C.</p> <p>Indicadores</p> <p>Y1: Eficiencia de la longitud de avance (m) Y2: Eficiencia de avance con menor costo (\$/ml)</p>	<ol style="list-style-type: none"> 1. TIPO DE INVESTIGACIÓN Aplicada. 2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN Descriptivo 3. METODO Analítico 4. DISEÑO Longitudinal 5. POBLACIÓN La CIA Minera Trevali Perú S.A.C. 6. MUESTRA Labores subterráneas de la Mina Santander. 7. TECNICA Observacional inductivo – deductivo. 8. INSTRUMENTO <ul style="list-style-type: none"> ▪ Informes geológicos ▪ Reportes diarios ▪ Planos ▪ Cinta métrica ▪ Distanciómetro ▪ Spray ▪ Guiadores ▪ Computadora ▪ Cámara fotográfica