



UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

**ESTUDIO DE VIBRACIONES EN EXCAVACIONES SUBTERRANEAS
INDUCIDAS POR TRONADURAS SUPERFICIALES EN HEMLO MINE**

MILKA MARÍA CASANEGRA MORELLI

PROFESOR GUÍA

JAVIER VALLEJOS

MIEMBROS DE LA COMISION

HANS GÖPFERT HIELBIG

RAUL CASTRO RUIZ

SANTIAGO DE CHILE

SEPTIEMBRE 2008

RESUMEN EJECUTIVO

Esta memoria de título trata del estudio de las vibraciones producto de tronaduras en el rajo abierto de Williams Mine, mina de oro ubicado en Ontario, Canadá, para definir áreas no seguras producidas por la tronadura de superficie y utilizando un rango de valores de velocidad máxima de partícula.

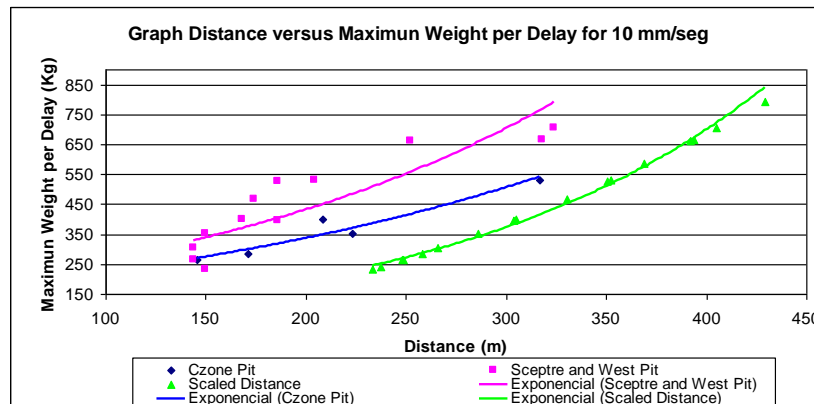
Los pasos a seguir para la realización de esta memoria fue la recopilación de información, realización de dos modelos numéricos para distintos periodos utilizando Examine3d, siendo el primero la explotación minera hasta marzo 2008 y el segundo plan mina hasta 2010, estudio de la estabilidad de los caserones (Mathews, 1980), modelación y calibración de la tronadura utilizando el software Comsol y por ultimo predicción de las vibraciones para cantidades máximas de explosivos por retardo.

Los resultados de los modelos numéricos muestran que el campo de esfuerzos cambió a lo largo del tiempo, generando una concentración de esfuerzos en los pilares y relajación en el pilar que separa la mina subterránea con la mina rajo abierto.

Las excavaciones presentes en la zona C de la mina subterránea de Williams Mine son estables o están dentro de la zona de transición entre estables y estables con soporte. Si bien, todos los caserones tienen soporte, algunos de ellos han fallado por efecto de tracción y por la complejidad de las estructuras.

En la modelación y calibración de la tronadura, se obtuvieron valores similares a los registrados por los acelerómetros presentes en la mina subterránea. Los ajustes del módulo de Young y razón de Poisson por zonas correspondieron a 22 GPa y 0,42 para zona C rajo, 23 GPa y 0,46 para Sceptre rajo y 23 GPa y 0,46 para rajo West . No se encontraron direcciones preferenciales (Norte Sur) con respecto a la propagación de las vibraciones en la zona C.

Se obtuvieron las distancias máximas a las cuales se obtienen vibraciones de 10mm/seg de velocidad máxima de partícula utilizando Comsol para el rango de explosivos usados en la mina Williams. Las máximas distancias a las cuales se obtienen valores de PPV de 10 mm/seg (rango de seguridad), se muestran en el siguiente gráfico:



Se debe elegir un criterio para la evacuación oportuna del personal trabajando en la mina subterránea. Se entregan las bases para que las personas a cargo puedan tomar la decisión en función de la protección de las personas y equipos presentes en los niveles subterráneos.

ABSTRACT

This thesis deal with the study of vibrations due to open pit blasts in Williams Mine, a gold mine located in Ontario, Canada, to define not safety areas produced by surface blast and using a value range of peak particle velocity.

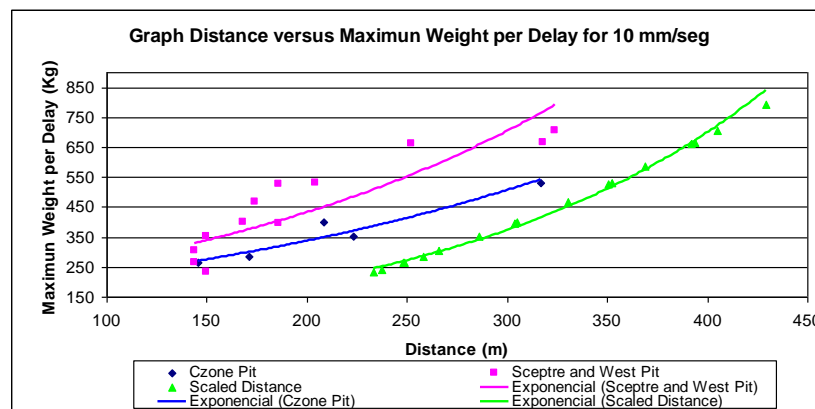
The compilation of information, the execution of two numeric models for different periods using Examine3D, being first the mining exploitation till March 2008 and second the mine planning till 2010, the stability study of the openings (Mathews, 1980), the blasts modelling and calibrations using Comsol software and finally, the vibrations predictions for maximum quantities of explosive by delay, were the steps followed to execute this thesis.

The results of the numeric models show that the field stress changes in the course of time, generating concentration of stress in the pillars and relaxation in the crown pillar.

The excavations present in the underground C zone of Williams Mine are stable or within the transition zone between stables and stables with support. Even though, all the openings have support, some of them have failed due to traction and their structure complexity.

In the modelling and calibration blasts, the values were similar to the one registered by the accelerometers, present in the Czone underground mine. The adjustments of Young modulus and Poisson ratio by zones correspond to 22 GPa and 0,42 for Czone pit, 23 GPa and 0,46 for Sceptre pit and 0,46 for West pit. No preferable directions were found (North-South) regarding the vibration propagation in C zone.

Maximum distances were obtained, getting 10mm/sec vibrations of peak particle velocity using Comsol for the explosive used in Williams Mine. The maximum distances to obtain a PPV value of 10mm/sec (safety range), are shown in the following graph:



A timely evacuation criterion for the personnel working in the underground mine must be chosen. The bases are handled so the personnel in charge can take the decision to protect the people and the equipment present in the underground levels.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN	9
1.1 Descripción General	9
1.2 Objetivos y Alcances	11
1.2.1 Objetivo general	11
1.2.2 Objetivos específicos	11
1.3 Justificación del Estudio	12
CAPÍTULO 2: REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA.....	13
2.1 Caracterización del Macizo Rcoso	13
2.1.1 Propiedades del Macizo Rcoso	13
2.1.2 Clasificación del Macizo Rcoso	14
2.2 Explosivos y Ciencia de la Tronadura	15
2.2.1 Características de los Explosivos	15
2.2.2 Fenómeno de la Detonación y Ondas	16
2.2.3 Daño por Tronadura	18
2.2.4 Sismógrafo	22
2.2.5 Estabilidad de los Caserones	23
2.2.6 Modelación Numérica	24
2.2.7 Modelación de la Tronadura	26
CÁPITULO 3: METODOLOGÍA	27
CAPÍTULO 4: ANTECEDENTES.....	29
4.1 Mina Williams	29
4.2 Geología	30
4.3 Geología Estructural y Geotecnia	33
4.3.1 Foliación	33
4.3.2 Fallas	33
4.3.3 Esfuerzo in situ	34
4.4 Minería Subterránea	35
4.4.1 Desarrollo de la Chimenea	36
4.4.2 Instalación de Soporte Primario	37
4.4.3 Perforación de producción	37
4.4.4 Soporte secundario	38
4.4.5 Carga y tronadura de los tiros	38
4.4.6 Transporte	39
4.4.7 Niveles de la Zona C	40
4.4.7.1 Nivel 10030	40

4.4.7.2 Nivel 9975.....	41
4.4.7.3 Longsection Williams Mine	42
4.5 Rajo Abierto	42
4.6 Registro de las Vibraciones.....	44
4.7 Velocidad de Partícula Máxima y Distancia Escalada	48
4.8 Datos introducidos en Comsol	53
CAPITULO 5: RESULTADOS	57
5.1 Análisis del Campo de Esfuerzo	57
5.1.1 Campo de Esfuerzo Mina Actual	60
5.1.2 Campo de Esfuerzo Plan Mina	64
5.2 Estabilidad de los caserones Alimak	68
5.3 Simulación y Calibración de la Tronadura	70
CAPITULO 6: CONCLUSIONES	79
CAPÍTULO 7: REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS	82
1. Clasificación Macizo Rocoso.	88
1.1 RMR	88
2 Estabilidad de Caserones	89
2.1 Factor A.....	89
2.2 Factor B.....	89
2.3 Factor C	90

ÍNDICE DE GRÁFICOS

GRÁFICO N° 1: PPV VS DISTANCIA ESCALADA PARA CZONE PIT.....	51
GRÁFICO N° 2: PPV VS DISTANCIA ESCALADA PARA SCEPTRE PIT.....	51
GRÁFICO N° 3: PPV VS DISTANCIA ESCALADA PARA WEST PIT.....	52
GRÁFICO N° 4: PPV VS DISTANCIA ESCALADA PARA LOS TRES RAJOS DE LA MINA WILLIAMS.....	52
GRÁFICO N° 5: GRÁFICO DE ESTABILIDAD DE MATHEWS PARA CASERONES ALIMAK. (MATHEWS, 1980)	69
GRÁFICO N° 6: PLOTEO DE PUNTOS PPV REALES VERSUS LOS SIMULADOS PARA LAS TRES ZONAS DEL RAJO ABIERTO.	71
GRÁFICO N° 7: GRÁFICO DE PUNTOS PPV REALES VERSUS LOS CALIBRADOS PARA LA ZONA C PIT.	73
GRÁFICO N° 8: GRÁFICO DE PUNTOS PPV REALES VERSUS LOS CALIBRADOS PARA SCEPTRE PIT Y WEST PIT.	74
GRÁFICO N° 9: DISTANCIAS MÁXIMAS VERSUS CANTIDAD MÁXIMA DE EXPLOSIVOS POR RETARDO, PARA LA ZONA C	76
GRÁFICO N° 10: DISTANCIAS MÁXIMAS VERSUS CANTIDAD MÁXIMA DE EXPLOSIVOS POR RETARDO, PARA SCEPTRE PIT Y WEST PIT.	77
GRÁFICO N° 11: DISTANCIAS MÁXIMAS VERSUS CANTIDAD MÁXIMA DE EXPLOSIVOS POR RETARDO CON EL MÉTODO DE LA DISTANCIA ESCALADA, PARA WILLIAMS MINE.....	78

ÍNDICES DE FIGURAS

FIG. N° 1: ONDAS INTERNAS Y EXTERNAS. (WIKIPEDIA, 2008).....	17
FIG. N° 2: DIAGRAMA DE LA METODOLOGÍA USADA EN LA MEMORIA DE TÍTULO.	27
FIG. N° 3: UBICACIÓN DE WILLIAMS MINE.....	29
FIG. N° 4: VISTA EN PLANTA DE LA GEOLOGÍA DE LA ZONA C AL NIVEL 9975	31
FIG. N° 5: VISTA TRANSVERSAL DE LA GEOLOGÍA DE LA ZONA C A 78680E.....	32
FIG. N° 6: CICLO MÉTODO ALIMAK. (SHADDOCK, 2008).	36
FIG. N° 7: LAYOUT DE PERFORACIÓN DE UN CASERÓN ALIMAK.....	37
FIG. N° 8: LAYOUT CON LOS TIROS CARGADOS CON EXPLOSIVOS.	38
FIG. N° 9: SECCIÓN TRANSVERSAL DE UN CASERÓN ALIMAK.	39
FIG. N° 10: PLANTA NIVEL 10030 ZONA C.	40
FIG. N° 11: PLANTA NIVEL 9765 ZONA C.	41
FIG. N° 12: LONGSECTION WILLIAMS MINE.....	42
FIG. N° 13: VISTA EN PLANTA DEL OPEN PIT.	43
FIG. N° 14: SECCIÓN N-S (78800 E) DEL OPEN PIT.....	43
FIG. N° 15: SECCIÓN N-S (78260 E) DEL OPEN PIT.....	44
FIG. N°16: ACELERÓMETRO SIMILAR A AQUEL USADO EN WILLIAMS MINE.....	45
FIG. N° 17: POSICIÓN DE LAS TRONADURAS EN EL RAJO ABIERTO Y DEL ACELERÓMETRO.	46
FIG. N° 18: VISTA EN PLANTA DEL RAJO ABIERTO.....	48
FIG. N° 19: VISTA OESTE-ESTE DE LA ZONA C Y EL RAJO ABIERTO ACTUAL DE LA MINA.	58
FIG. N° 20: VISTA OESTE-ESTE DE LA ZONA B Y C Y EL RAJO ABIERTO PLANIFICADO PARA EL AÑO 2010.....	59
FIG. N° 21: PLANO SIGMA 1 NIVEL SUPERIOR, SECCIÓN W-E, MINA ACTUAL.	60
FIG. N° 22: PLANO SIGMA 1 NIVEL INFERIOR SECCIÓN W-E, MINA ACTUAL.	61
FIG. N° 23: PLANO SIGMA 3 NIVEL SUPERIOR, SECCIÓN W-E, MINA ACTUAL.	62
FIG. N° 24: PLANO VERTICAL SIGMA 3 NIVEL INFERIOR SECCIÓN W-E, MINA ACTUAL.	63
FIG. N° 25: PERFIL DE LOS CASERONES, SECCIÓN N-S, PLAN MINA.	64
FIG. N° 26: PLANO SIGMA 1 NIVEL SUPERIOR, SECCIÓN W-E, PLAN MINA.....	64
FIG. N° 27: PLANO SIGMA 1 SECCIÓN W-E, PLAN MINA.	65
FIG. N° 28: PLANO SIGMA 3 NIVEL SUPERIOR, SECCIÓN W-E, PLAN MINA.....	66
FIG. N° 29: PLANO SIGMA 3 SECCIÓN W-E, PLAN MINA.	67
FIG. N° 30: AJUSTE POR ESFUERZO INDUCIDO.....	89
FIG. N° 31: FACTOR DE AJUSTE POR ORIENTACIÓN DE ESTRUCTURAS	89
FIG. N° 32: FACTOR GRAVITACIONAL	90

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA N° 1: MÉTODOS DE CLASIFICACIÓN DE MACIZOS ROCOSO.....	14
TABLA N° 2: EFECTO DE LAS VIBRACIONES EN LAS PERSONAS. (HOPLER, 1998).	22
TABLA N° 3: MAGNITUD DE LOS ESFUERZOS PRINCIPALES.	34
TABLA N° 4: PROPIEDADES DEL MACIZO ROCOSO. (GROUND CONTROL MANAGEMENT PLAN, 2007).	35
TABLA N° 5: REGISTRO DE VIBRACIONES PRODUCTO DE TRONADURA EN EL RAJO ABIERTO.....	47
TABLA N° 6: RANGO DE VALORES DE PPV REGISTRADOS.	49
TABLA N° 7: PARÁMETROS DE LA DISTANCIA ESCALADA PARA CADA ZONA.	53
TABLA N° 8: PARÁMETROS INTRODUCIDOS EN COMSOL.....	54
TABLA N° 9: EXPRESIONES INTRODUCIDAS EN COMSOL.....	54
TABLA N° 10: VALORES DE LOS DATOS IN-SITU DE WILLIAMS MINE. (GROUND CONTROL MANAGEMENT PLAN, 2007).	59
TABLA N° 11: ESTADO TENSIONAL PARA UNA COORDENADA DETERMINADA.....	68
TABLA N° 12: VALORES DE ENTRADA PARA EL CALCULO DE ESTABILIDAD DE MATHEWS.	69
TABLA N° 13: VALORES AJUSTADOS DEL MÓDULO DE YOUNG Y RAZÓN DE POISSON.	72
TABLA N° 14: ERRORES PROMEDIO EN LA CALIBRACIÓN DE LA TRONADURA.....	75
TABLA N° 15: VALORES DE PPV UTILIZADOS EN LA PREDICCIÓN DE VIBRACIONES.	75
TABLA N° 15: TABLA DE CLASIFICACIÓN PARA RMR.	88

LISTA DE DEFINICION DE SIMBOLOS

- VOD** : *Velocity of Detonation o Velocidad de detonación.*
BID : *Blast Induced Damage o Daño inducido por tronadura.*
PPV : *Velocidad peak de partícula.*
SC : *Scaled Distance o Distancia Escalada.*

CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN

1.1 Descripción General

Alrededor del mundo muchas minas son explotadas por métodos subterráneos y a rajo abierto, simultáneamente (Brady y Brown, 2004). Este sistema permite extraer una mayor porción de la reserva del yacimiento, lo que no sería posible al explotar con métodos subterráneos, solamente. Cuando una mina subterránea es desarrollada debajo de un rajo abierto, es posible que las vibraciones producidas por tronaduras superficiales dañen las excavaciones subterráneas. Se debe dar prioridad a los aspectos de las vibraciones y al mecanismo del daño por tronadura y la influencia de la calidad de la roca en la severidad del deterioro, mientras se estudian las características del daño.

El modo de daño, grietas, caída de roca, etc., y la severidad del deterioro son influenciados principalmente por la magnitud de las vibraciones en la vecindad de las excavaciones y la calidad de la roca donde está presente.

Los procedimientos para romper la roca ya están establecidos en la práctica de la ingeniería de minas. Las cargas explosivas están emplazadas en las perforaciones cercanas a las caras libres de un caserón o talud. La roca alrededor de las cargas es fragmentada y desplazada por la transformación repentina de la energía potencial del explosivo. Las minerías de superficie y subterránea son altamente dependientes del éxito de la ejecución del proceso de la tronadura. Una de las preocupaciones con la explosión es el efecto en la roca en la vecindad de una excavación.

Por los grandes volúmenes de producción que se explota en un rajo abierto, la cantidad de explosivo utilizado para fragmentar la roca es significativo, lo que genera una energía que se propaga por el macizo rocoso, provocando daño en las labores subterráneas cercanas al lugar de la tronadura. Por ende, la cuantificación del daño en el macizo rocoso producido por la tronadura, es importante para la seguridad del personal que trabaja en la mina subterránea, como también para disminuir los costos del soporte subterráneo.

El propósito de este proyecto es el de monitorear los parámetros de las vibraciones asociadas a la tronadura en el rajo abierto de Williams Mine y como estos afectan las condiciones y estabilidad de las labores subterráneas tales como (Alimak). Esto es desarrollado usando un equipo de InstanTel's Minimate Plus. Los eventos registrados son cargados a un programa llamado Blastmate usado para interpretar y analizar las vibraciones.

El motivo de este estudio se origina a partir de la precaución existente en la mina Williams donde el 26 de Junio del 2007, dos mineros de Alimak experimentaron una caída de roca menor mientras operaban un equipo Alimak. Esto fue relacionado con la tronadura en el rajo abierto de ese día lo que produjo una preocupación en la seguridad de las personas que trabajan en la mina subterránea mientras se producen las explosiones de superficie. Esto llevó a un programa en donde las vibraciones producidas por la tronadura en el rajo abierto son monitoreadas para determinar la cantidad máxima de explosivo por retardo que puede ser utilizado, el valor mínimo de velocidad de partícula máxima (PPV) para que produzca daño y la distancia

minima entre la tronadura y la porción superior de los caserones de Alimak antes de que sea necesario evacuar la mina subterránea mientras se produce la tronadura.

El programa se inició el 5 de Julio del 2007, como una manera de recopilar la mayor cantidad de información posible para ayudar al análisis de las vibraciones. Esto se llevó a cabo con la colaboración de varios departamentos de ingeniería y contratistas. Desde que el proyecto comenzó, el monitoreo de las vibraciones ha tenido lugar en cuatro diferentes lugares llamados 9995 y 10030 estaciones de almacenamiento, 10030 sub-estaciones electricas y 10030-22 sub galería.

1.2 Objetivos y Alcances

1.2.1 Objetivo general

El objetivo de este trabajo es el estudio del efecto en la estabilidad de las excavaciones subterráneas producto de las vibraciones por tronadura de superficie en la zona C de la mina subterránea de Hemlo Mines, a fin de definir áreas potencialmente no seguras, asociadas a un rango de valores de velocidad máxima de partícula (PPV).

1.2.2 Objetivos específicos

Para el cumplimiento del objetivo mencionado anteriormente, se realizarán las siguientes tareas específicas:

- a) Un modelo numérico de análisis de esfuerzo para calcular el campo de stress producido por las labores mineras, utilizando Examine3D.

- b) Modelar y calibrar el modelo de tronadura a rajo abierto, obteniéndose valores similares a los registrados por el acelerómetro presente en la mina subterránea y,
- c) Estimar las distancias máximas desde la tronadura de superficie en un rango de valores de velocidad máxima de partícula para futuras labores mineras, utilizando Comsol.

1.3 Justificación del Estudio

En el 2007 se vivió una situación de riesgo para los mineros que trabajaban en los caserones superiores de la mina Williams, una mina de oro explotada mediante caserones Alimak, y Longhole Open Stopping, ubicada en Ontario, Canadá y operada por el consorcio Barrick Gold – Teck Cominco. El motivo, la falta de información y comunicación por parte del departamento de Ingeniería y de las áreas de Minería Subterránea y Rajo Abierto en la programación y realización de las tronaduras en el rajo abierto y trabajos simultáneos en las labores subterráneas. Para evitar una nueva situación de riesgo, se comenzó a recopilar información de las tronaduras y estudiar sus efectos en las excavaciones subterráneas. Las tronaduras de producción se realizaban en dos turnos, a las 12:30 pm y a las 4:30 pm, pero a partir del 26 de Junio del 2007 se cancelaron las explosiones correspondientes al turno de las 12:30 pm. La mina Williams requiere volver a la producción anterior al incidente, o sea, continuar con 2 tronaduras de producción por día. Para esto es necesario determinar cuales zonas se tornan inseguras para el personal y los equipos presentes en la mina al momento de producirse una tronadura y así evacuarlos adecuadamente.

CAPÍTULO 2: REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

El análisis bibliográfico intenta mostrar el avance en el área cubierta por la memoria de título. El área del estudio es el análisis de las vibraciones por efecto de las tronaduras de superficie en el macizo rocoso y en las labores subterráneas. También sirve de base para la metodología a utilizar para determinar y cuantificar las vibraciones producidas por una cantidad de explosivos y distancias desde la explosión hasta el o los puntos de interés. Para esto se debe conocer el medio rocoso que se requiere estudiar, por lo que éste deberá caracterizarse en la mejor forma posible. También se estudiarán los avances en el área de explosivos, sus características y la interacción que tienen con la roca en el proceso rompedor.

2.1 Caracterización del Macizo Rocosó

Las herramientas utilizadas para analizar y caracterizar el macizo rocoso, se describen a continuación.

2.1.1 Propiedades del Macizo Rocosó

Las propiedades del macizo rocoso son: su composición, textura, tipo de cementación de las discontinuidades, estructuras geológicas, contenido de humedad, porosidad, densidad, gravedad específica, permeabilidad, resistencia a la compresión y a la tracción, durabilidad, dureza y velocidad de las vibraciones. Las características más influyentes en la estabilidad del macizo rocoso son la resistencia a la compresión y a la tracción, resistencia al corte de las estructuras y la densidad.

2.1.2 Clasificación del Macizo Rocoso

La clasificación del macizo rocoso se debe a una serie de parámetros empíricos que describen la roca. Estas clasificaciones dan una visión de la resistencia del macizo frente a modificaciones del entorno, tales como eventos sísmicos, labores mineras, etc. Las clasificaciones mas usadas para describir la roca son las siguientes:

Clasificación	Definición	Parámetros	Autor
RQD (Rock Quality Designation)	$\frac{100 * \sum X_i}{L}$	- Xi = Largo Individual de roca intacta (cm) - L = Largo total del sondaje (cm)	De Deere, 1963-67
Calidad de Barton Q	$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) * \left(\frac{J_r}{J_a} \right) * \left(\frac{J_w}{SRF} \right)$	- RQD = Rock Quality Designation - Jn = Joint Set Number - Jr = Joint Roughness Number - Ja= Joint Alteration Number - Jw = Joint Water Number - SRF = Stress Reduction Factor	Barton, 1974
Geological Strength Index GSI	Estima la reducción de la resistencia del macizo rocoso debido a condiciones geológicas en la roca.	Tablas	Brady & Brown, 2004
Rock Mass Rating RMR	Índice de calidad del macizo rocoso	1- UCS 2- RQD 3- Espaciamiento de discontinuidades 4- Condición de discontinuidades 5- Aguas subterráneas 6- Orientación de discontinuidades	Bieniawsky, 1976
Mining Rock Mass Rating MRMR	Valor ajustado por la presencia de infraestructura minera	Tablas	Laubscher, 1990

Tabla N° 1: Métodos de clasificación de macizos rocoso.

2.2 Explosivos y Ciencia de la Tronadura

2.2.1 Características de los Explosivos

Dentro de las características de los explosivos está su sensibilidad (capacidad para detonar por efecto de la detonación de otro explosivo cercano o inserto en él o por un impacto), fuerza o potencia (capacidad de remover rocas y el calor desprendido por la reacción química), gases tóxicos, resistencia al agua (capacidad del explosivo de mantener sus propiedades frente a la presencia del agua durante un periodo), etc. (J. Chacón, 2000).

Las características relacionadas con la tronadura hacen referencia a las capacidades energéticas y rompedoras. La característica energética se refiere a la expansión de los gases. La característica rompedora a la propagación de la onda de choque generada por la reacción química, mediante la cual se fractura la roca.

Las características rompedoras son aquellas que miden la capacidad para romper la roca, por lo tanto dependen de los siguientes parámetros (Chacón, 2000):

- **Presión de Detonación:** Una detonación es una reacción química muy rápida. Para explosivos comerciales, las presiones detrás del frente de detonación son del orden de 2.000 MPa (20 Kbares) a 27.500 MPa (275 Kbares). Esta presión es conocida como la presión de detonación, la cual principalmente depende de la densidad y de la velocidad de detonación del explosivo.

- **Velocidad de Detonación:** Es una medida de la razón en que la reacción de la detonación procede o avanza por la columna del explosivo. Típicamente, varía desde alrededor de 3.000 m/ s (ANFO) hasta 6.000 m/ s (Emulsión).
- **Densidad:** La densidad de la mayoría de los explosivos varía entre 0,8 y 1,6 [grs/cm³] y cuanto mayor sea la densidad, mayor será el efecto rompedor del explosivo.

2.2.2 Fenómeno de la Detonación y Ondas

La detonación es un proceso físico-químico donde el explosivo se transforma de sólido a gas, caracterizado por una reacción química muy violenta y rápida. A partir de esta detonación, se produce una onda de choque propagándose desde un comienzo a lo largo de la columna explosiva y posteriormente por el macizo rocoso cercano a la columna como una onda de compresión, seguida de una onda de tracción. El paso de las ondas de choque generan movimientos de partículas en el macizo rocoso. Estas vibraciones se transmiten como ondas sísmicas, cuyo frente se desplaza radialmente a partir del punto de detonación y se clasifican en dos grupos: Ondas Internas y Ondas Superficiales. (Pal Roy, 2005).

Las ondas internas están compuestas por ondas primarias y secundarias. Las primarias o longitudinales se propagan produciendo compresiones y dilataciones, dando lugar a movimientos de partículas en la dirección de la propagación de las ondas. Estas son las primeras en llegar. Las ondas secundarias o transversales

generan un movimiento de las partículas perpendicularmente a la dirección de propagación de la onda. Este tipo de onda produce un esfuerzo constante en el macizo rocoso y posee más energía que una onda primaria.

Las ondas superficiales están compuestas por las ondas Rayleigh y Love. Las Rayleigh se forman en la superficie de la tierra y hacen que las partículas se desplacen según una trayectoria elíptica retrograda. De otra forma, las ondas Love, siendo más rápidas que las Rayleigh, se originan en la interfase de dos medios con propiedades mecánicas diferentes. El movimiento de las partículas es perpendicular a la dirección de propagación de la perturbación. La siguiente figura muestra como se propagan las diferentes ondas en el medio.

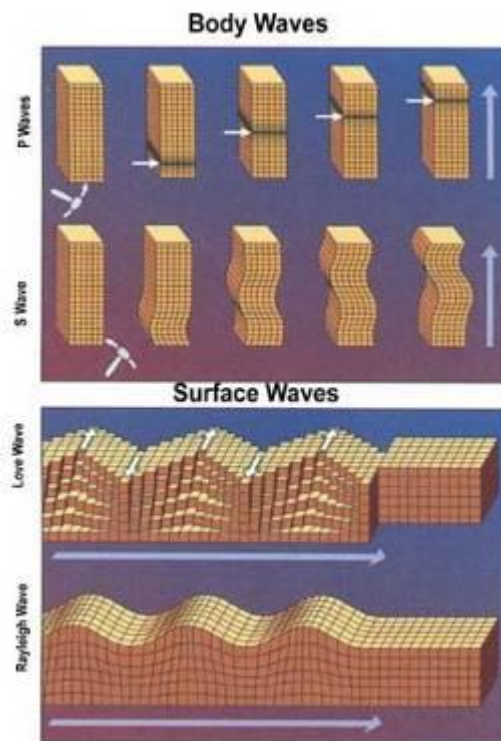


Fig. N° 1: Ondas Internas y externas. (Wikipedia, 2008).

2.2.3 Daño por Tronadura

El daño del macizo rocoso puede atribuirse a diferentes procesos (Raina, Chakraborty, Ramulu and Jethwa, 2000):

- Daño inherente originado por movimientos tectónicos o debido a la presencia de discontinuidades, fracturas o fallas de variadas dimensiones.
- Minería inducida, por ejemplo la redistribución de esfuerzos debido a excavaciones y explosiones.

El daño del macizo rocoso es cualquier deterioro de la resistencia del macizo rocoso debido a la presencia de fracturas nuevas o extendidas, aberturas y/o cortes a lo largo de grietas y discontinuidades que pueden ser causadas por cualquiera de los procesos mencionados.

El BID (Daño Inducido por la Explosión) en la minería subterránea ha sido monitoreado como una sobre excavación en lugar de considerar otras características de dicho daño. Forsyth (1993) define la sobre excavación como la rotura o reducción significativa de la calidad del macizo rocoso más allá del perímetro diseñado para la excavación.

A pesar que el daño inducido por tronadura puede atribuirse a la onda de tensión y frecuencia de vibración, existe un consenso que el BID es una función de la velocidad máxima de la partícula. La velocidad de la partícula que vibra, debido a una explosión, es una función de:

- a) Presión de detonación,
- b) Confinamiento,
- c) Cantidad de Explosivo,
- d) La distancia desde el sitio de la explosión,
- e) La manera en la cual la onda compresiva decae a través del macizo rocoso y
- f) La superposición de esfuerzos creado por la secuencia de tronaduras en las perforaciones adyacentes.

Las vibraciones inducidas por tronadura causan daño dependiendo del nivel de energía que poseen. Tales niveles de energía se pueden medir mediante el desplazamiento, velocidad, aceleración y frecuencia de las vibraciones. La velocidad de partícula máxima se define como la mayor velocidad de la partícula en su posición cuando pasa la onda de detonación.

Pal Roy (2005) clasificó el daño por vibraciones observado en dos categorías mostradas a continuación:

- Daño Menor: caracterizada por nuevas grietas y una caída menor de rocas en un rango de PPV de entre 200 a 400 mm/s.
- Daño Mayor: caracterizado por fracturas severas, caída mayor de rocas y colapso de túneles en un rango de PPV mayor a 400 mm/s.

La magnitud de las vibraciones depende de la distancia desde donde se monitorea, la distancia entre la tronadura y la localización de los sismógrafos, la cantidad

máxima de explosivo por retardo, patrón de la tronadura, técnicas y tipos de carga de los explosivos y orientación de la tronadura.

La probabilidad de daño en las estructuras depende de la relación entre la frecuencia dominante de las vibraciones en la roca y la frecuencia de vibración inherente a la estructura.

Al igual que las fuerzas en el terreno, las ondas sísmicas decaen con la distancia. Esta caída se llama atenuación. La intensidad de las ondas decae en forma regular, lo que las hace predecibles con una gran probabilidad de certeza, permitiendo regular las restricciones en las vibraciones dosificando el explosivo, ya sea teóricamente o mediante información sismográfica. Normalmente se usa la velocidad de la partícula como una medida de la intensidad de las vibraciones producidas por una tronadura, la cual es menos sensitiva a los cambios de las condiciones geológicas que la aceleración o desplazamiento, haciéndolo más consistente y predecible.

El movimiento combinado de la onda de propagación para una tronadura promedio, en la mayoría de los ambientes geológicos, decae en la razón de $\frac{1}{3}$ de su valor original cada vez que la distancia se duplica.

Para el estudio de las vibraciones un método comúnmente usado es el de la normalización de la distancia o distancia escalada y combina la distancia y la energía del explosivo, dividiendo la verdadera distancia (entre la tronadura y el

sismógrafo) por la raíz cuadrada de la cantidad máxima de explosivo por retardo. Esta relación esta dada por la siguiente ecuación (Pal Roy, 2005):

$$PPV = k * \left(\frac{R}{q^{1/2}} \right)^{\beta} \quad (4)$$

Donde:

PPV = Máxima Velocidad de partícula (mm/s)

R = Distancia desde el punto de medición al punto de tronadura (m)

q = Cantidad máxima de explosivo por retardo (Kg.).

k, β = Factores adimensionales de ajuste.

Además, la velocidad de la partícula se puede relacionar con la deformación inducida, mediante la siguiente ecuación:

$$\varepsilon = \frac{PPV}{V_p} \quad (5)$$

Donde:

PPV = Máxima Velocidad de partícula (mm/s),

ε = Deformación inducida,

V_p = Velocidad compresional (mm/s).

Las vibraciones causadas por una tronadura pueden preocupar debido al miedo de daños estructurales. Cabe destacar que las personas son capaces de detectar niveles de vibración que están muy por debajo de aquellos que resultan en daños estructurales en edificios y estructuras. El efecto de las vibraciones en las personas son (Hopler, 1998) se encuentran en la siguiente tabla:

Velocidad (mm/seg)	Efecto
0,1	Imperceptible
0,15	Casi perceptible
0,35	Rara vez perceptible
1	Siempre perceptible
6	Fuertemente perceptible
17,8	Severamente perceptible

Tabla N° 2: Efecto de las vibraciones en las personas. (Hopler, 1998).

2.2.4 Sismógrafo

Los sismógrafos se usan para monitorear, grabar, analizar e imprimir vibraciones provenientes del suelo (movimiento) y del aire como resultado de un evento sísmico o tronadura. Se usan para medir la onda sísmica de la energía transferida desde un punto a otro. Un sismógrafo estándar utiliza cuatro canales para señales llegadas desde cuatro sensores, tres para el movimiento del suelo y uno para el sonido (presión en el aire). La información obtenida de estos sensores representan los movimientos máximos de las vibraciones en el suelo y en el aire. Esta información muestra típicamente el PPV, desplazamiento máxima (distancia en que las partículas son movidas por el paso de las ondas sísmicas), aceleración máxima para el caso de los acelerógrafos y la frecuencia de las vibraciones. Los componentes de los sismógrafos son:

- **Geófono o Acelerómetro:** son sensores que registran las vibraciones del paso de la onda sísmica. El geófono mide la velocidad de la partícula máxima, mientras que los acelerómetros miden la aceleración de partículas máxima.
- **Micrófono:** sensor que mide las pulsaciones de presión mayores que la atmosférica.

2.2.5 Estabilidad de los Caserones

Un problema común en la minería subterránea es estimar la estabilidad del diseño de los caserones. Un método aceptado para el diseño de excavaciones es aquel propuesto por Mathews *et al.* (1980) para minería en profundidad. La formulación de este método está basado en el cálculo y el mapeo de dos factores: el número de estabilidad N, que representa la capacidad del macizo rocoso para permanecer estable bajo condiciones de esfuerzo, la estructura de la roca y orientación de las superficies del caserón y el radio hidráulico S, que da cuenta de la geometría de las caras de la excavación.

El número de estabilidad N se define como:

$$N' = Q' \times A \times B \times C \quad (5)$$

Donde:

Q' = Clasificación de la Calidad de la Roca (Barton) cuyo valor de (Jw/SRF) es igual 1

A = Factor de esfuerzo de la roca.

B = Factor de ajuste de la orientación de las estructuras.

C = Factor de ajuste de la orientación de las superficies.

Los factores A, B y C se obtienen de tablas mostradas en los anexos.

El gráfico de estabilidad de Mathews se compone de tres zonas separadas por interfaces transitorias: una zona estable, otra zona con un grado de inestabilidad y una zona inestable.

2.2.6 Modelación Numérica

Cuando se excava un caserón subterráneo en un macizo rocoso, los esfuerzos en las vecindades de la nueva excavación son redistribuidos. Tres esfuerzos principales actúan sobre el macizo rocoso σ_1 , σ_2 , y σ_3 siendo sigma 1 y sigma 3 el mayor y menor esfuerzo respectivamente. La convención utilizada para la interpretación de los esfuerzos es compresión para stresses positivos y tracción para esfuerzos negativos.

Las direcciones de los tres esfuerzos principales son perpendiculares entre si, pero pueden estar inclinados con respecto a la dirección de los esfuerzos in situ.

La mayoría de las excavaciones subterráneas tienen una forma irregular y están frecuentemente agrupadas cerca de otras excavaciones. Estos grupos forman un set complejo de formas tridimensionales. Además, los cuerpos mineralizados están generalmente asociados a características estructurales tales como fallas, intrusiones, por ende la roca es rara vez uniforme en el volumen de interés. Afortunadamente, se han desarrollado programas numéricos que proporcionan soluciones aproximadas al problema de interés.

Los métodos numéricos mas utilizados para analizar campos de stress pueden ser divididos en dos grupos:

- Elementos de borde: en donde solo el borde de las excavación es dividida en elementos y el interior del macizo rocoso es representado como un continuo infinito.

- Elementos de campo: en donde el interior del macizo rocoso es dividido geoméricamente en elementos simples en donde cada elemento tiene propiedades. Este grupo se divide en tres métodos, el de elementos finitos, el de diferencias finitas y el de elementos distintos, en donde los dos primeros tratan el macizo rocoso como un continuo y el tercero modela cada bloque de roca como un elemento único.

Estas dos clases de análisis pueden ser combinadas en la forma de modelos híbridos para maximizar las ventajas y minimizar las desventajas de cada método.

Examine3D y *Map3D* son programas tridimensionales de elementos de borde que proporcionan un punto de partida para un análisis de un problema en donde la geometría tridimensional de los caserones es importante. Estos análisis proveen una clara indicación de las concentraciones de stresses e influencia de la geometría del problema.

Phases es un programa que modela el comportamiento de postfalla del macizo rocoso con soporte subterráneo. Este programa utiliza el método de elementos finitos para modelar el comportamiento heterogéneo no lineal del macizo cercano a una excavación. La modelación de las condiciones de stress de campo lejano es por modelo de elemento de borde.

Comsol Multiphysics es un programa que modela fenómenos físicos de ingeniería y/o científicos que puedan ser descritos en forma de ecuaciones diferenciales

ordinarias o parciales. Este software utiliza el método de elementos finitos para modelar el medio.

2.2.7 Modelación de la Tronadura

La modelación de los esfuerzos producto de la tronadura se encuentran conformados por una serie de modelos matemáticos, desarrollados principalmente por H. P. Rossmannith, junto con colaboradores. Los principales modelos corresponden a los diagramas de Lagrange, que representan el comportamiento dinámico producto de las ondas y su propagación (Rossmannith, 2006) y grafica las posiciones de la onda en función del tiempo, conocida las velocidades de las ondas primarias y secundarias; Solución Analítica, que es una solución para la detonación de una carga cilíndrica, que puede ser implementada en programas de códigos numéricos y por ultimo, la Ecuación de Movimiento, que analiza la ecuación diferencial de movimiento.

Rivera (2007), implementó el modelo de la ecuación de ondas en el software Comsol, logrando simular la tronadura de un pozo con las mismas condiciones realizadas en la división Andina de Codelco, modelando la detonación de una columna explosiva, caracterizando la onda que esta produce, en el tiempo y espacio y los esfuerzos asociados a las ondas producidas por la tronadura, obteniendo registros de velocidad máxima de partícula similares a las medidas por los geófonos. Con ello se logra predecir los esfuerzos producidos por los acoples de ondas, en magnitud, ubicación y tiempo, permitiendo diseñar una tronadura.

CÁPITULO 3: METODOLOGÍA

Los pasos para la obtención de los anteriores objetivos ya planteados, fueron:

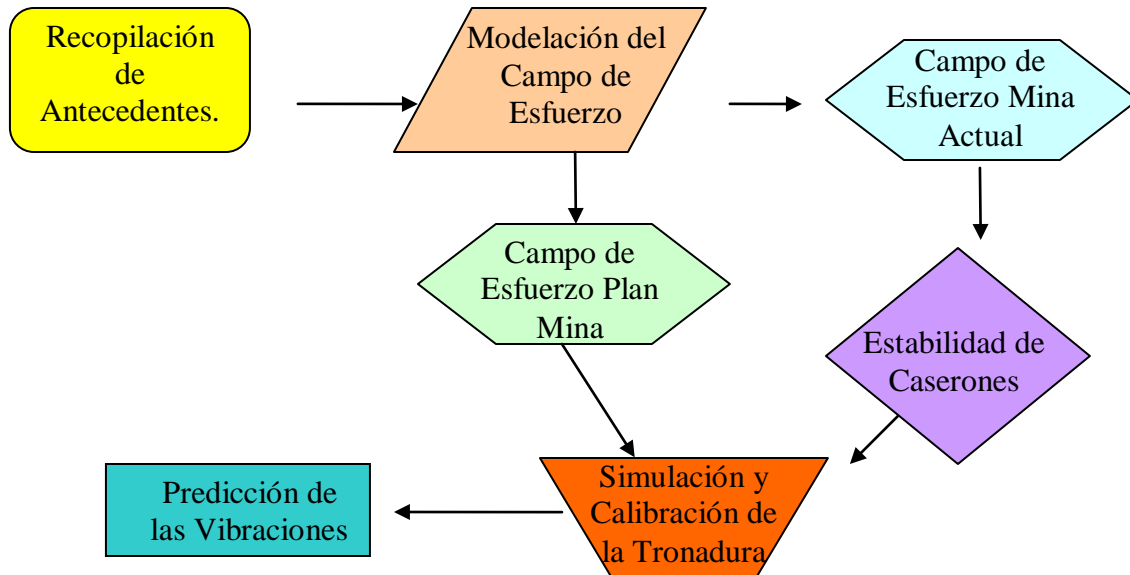


Fig. N° 2: Diagrama de la metodología usada en la memoria de título.

- **Recopilación de Antecedentes:** Se buscó información acerca de los registros de las vibraciones producidos por las tronaduras en superficie, planos de los niveles 10030, 9970, 9765, 9640 y 9450 de la mina subterránea, planos actualizados del rajo abierto y caracterización del macizo rocoso.
- **Modelación numérica del campo de esfuerzo:** Se realizaron dos modelos numéricos para calcular los campos de stress de Williams Mine utilizando el programa Examine3D. Los modelos corresponden a dos periodos del tiempo en Williams Mine. El primero de los modelos

correspondía a las labores subterráneas y de rajo abierto, extendiéndose hasta Marzo del 2008. El segundo modelo considera la explotación de la zona C hasta el nivel 9450 y un rajo abierto, dejando un crown pillar de 20 metros.

- **Determinación de la estabilidad de los caserones:** Con la realización de la modelación numérica se obtuvieron los esfuerzos sigma 1 en la pared colgante de cada uno de los caserones Alimak. Se calcularon los factores A, B, C y el radio hidráulico de la pared colgante para cada una de las excavaciones explotadas hasta la fecha de marzo 2008.
- **Calibración y Simulación del proceso de la tronadura:** Se utilizó el modelo de tronadura mediante el programa Comsol, desarrollado por el Ingeniero Alfredo Rivera en el año 2007, obteniéndose las vibraciones, producto de las tronaduras, realizadas dentro del periodo Julio 2007 y Mayo 2008. Para esto se calibró el modelo cambiando los parámetros del macizo rocoso y asociando zonas del rajo abierto con valores ajustados del modulo de Young y razón de Poisson.
- **Predicción de las Vibraciones:** Conseguida la calibración y la simulación de la tronadura, se obtuvieron las distancias máximas para un velocidad máxima de partícula correspondientes a 10 mm/seg, los cuales están asociados a un rango de cantidad máxima de explosivos por retardo.

CAPÍTULO 4: ANTECEDENTES

4.1 Mina Williams

Williams Mine es una mina de oro localizada en Bomby Township, en el lado norte de la carretera Trans-Canada, Ontario Norte, 24 Km al este del pueblo Maratón (Figura 3). La mina está a una elevación de 305 m. sobre el nivel del mar. Esta propiedad esta situada en el cinturón piedra-verde Schreiber-Hemlo en una región con colinas y cubierta por un bosque Boreal.

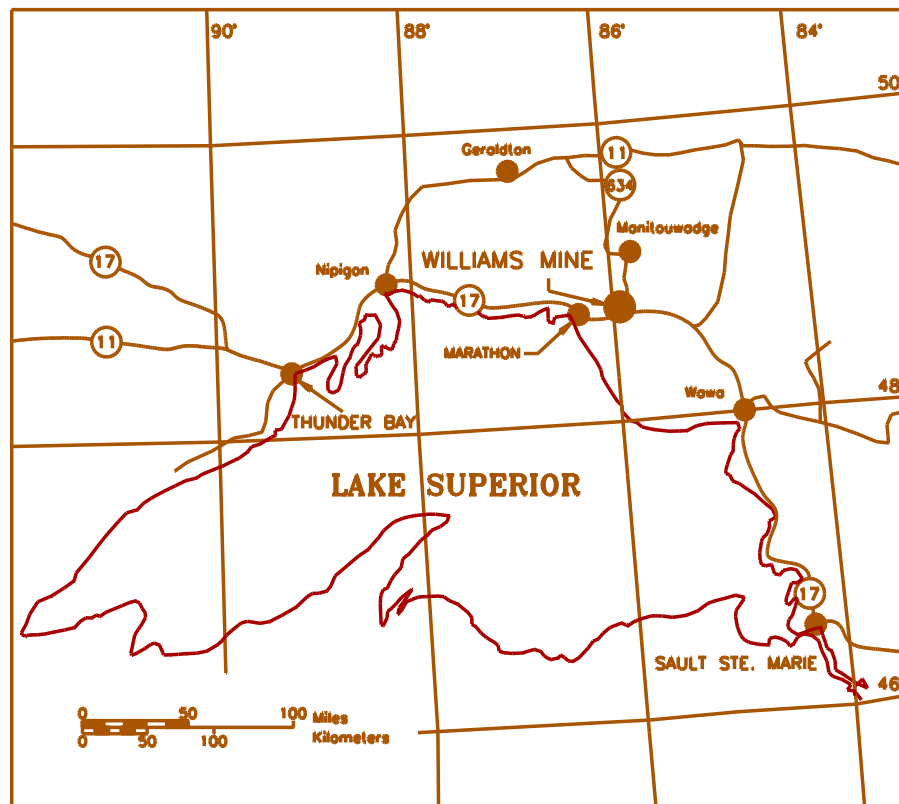


Fig. N° 3: Ubicación de Williams Mine

4.2 Geología

El depósito del mineral se extiende aproximadamente 2 Km. con rumbo de 110° y manteo de 60° a 70° noreste. El mineral se encuentra desplegado en vetas presentes en dos zonas, las zonas B y C. Las vetas de la zona B tienen un ancho que promedia los 20 metros y se caracteriza por tres tipos principales de minerales, estos son: Sericita, Feldespato y Baritina, presentes con aproximadamente en volúmenes iguales y mezclados entre si. En los tres tipos de minerales, el incremento de la Molibdenita, Stibnita y Mica verde Vanadio, son indicadores de un mayor contenido de oro en la roca.

La mineralización de la zona C es diferente a la de la zona B. Las vetas tienen un ancho menor a 10 metros. La zona superior es explotada mediante rajo abierto, mientras que la zona inferior se explota por minería subterránea, utilizando chimeneas Alimak.

La mineralización penetra al menos 1200 metros verticales desde el rajo abierto. Existen muchas zonas mineralizadas dispuestas paralelamente entre si. La vista en planta y sección transversal de la geología de la zona C se encuentran a continuación.

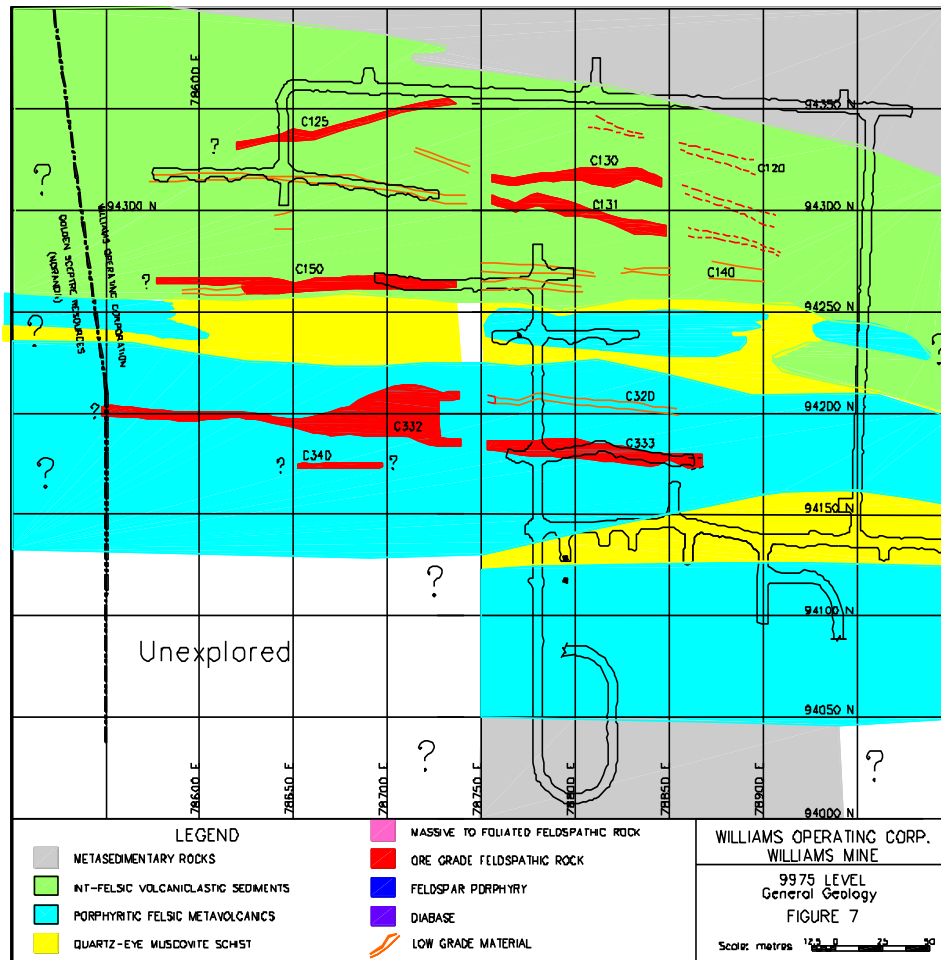


Fig. N° 4: Vista en Planta de la geología de la zona C al nivel 9975

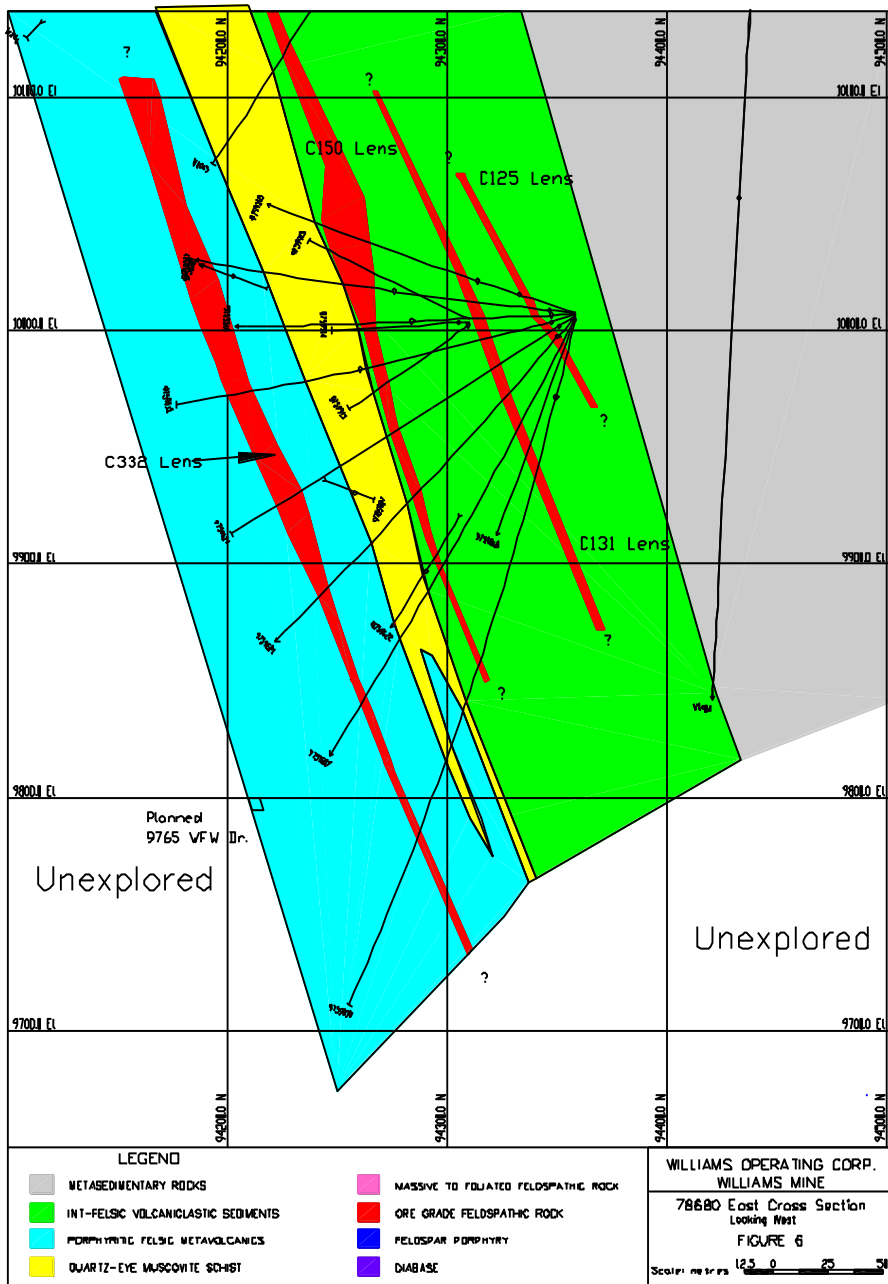


Fig. N° 5: Vista transversal de la geología de la zona C a 78680E

El mineral de interés se divide en varias zonas mineralizadas. En general la estratigrafía de Sur a Norte esta compuesta por rocas metasedimentarias en la zona inferior, porfíricos metavolcánicos félsicos, esquisto y moscovita con ojos de cuarzo, sedimentarios volcanoclásticos desde intermedio a félsicos y secuencia de roca metasedimentaria en la zona superior. El metamorfismo regional es anfibolita.

4.3 Geología Estructural y Geotecnia

4.3.1 Foliación

La foliación local tiene rumbo 110° y manto de 65° al norte, se encuentra presente en todas las unidades rocosas excepto en diques y silos. Es subparalela a la mineralización.

4.3.2 Fallas

El mapeo estructural ha sido realizado en varios niveles subterráneos para caracterizar todas las discontinuidades mayores a 2 metros de largo. Los datos han sido recolectados mediante estándares para describir el tipo de discontinuidad, espaciamiento, orientación, características de la superficie, relleno y largo.

En la zona C dichas estructuras son planas, con manto de 15° al sur. El espaciamiento va desde 0,3 a 1 metro.

4.3.3 Esfuerzo in situ

La información geológica es recopilada desde testigos de roca obtenidos por sondajes de diamantina y por los desarrollos de caserones para determinar los contactos de roca y los diseños de las excavaciones y análisis de estabilidad.

El campo de esfuerzo lejano en Williams mine fue medido a profundidades de 900 y 1.000 metros. Las magnitudes de los esfuerzos se muestran en la siguiente tabla:

Componente del Esfuerzo	Magnitud (MPa)	Orientación (Rumbo/Manteo)
Sigma 3	0,0214 * Profundidad (m)	250/60 (sub-vertical)
Razón Sigma1/Sigma3	2,0421	358/10 (cercano N-S)
Razón Sigma2/Sigma3	1,3972	093/28 (cercano E-W)

Tabla N° 3: Magnitud de los esfuerzos principales.

Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso se encuentran en la tabla 4:

Tipo de Roca	NGI(Q)	CSIR (RMR)	m	s	UCS	E (GPa)	Razón de Poisson
FW-Qtz Muscovite Schist	3,9	56,3	2,52	0.0077	84	34,5	0,27
ORE Baritic Feldspathic Schist	3,4	55,1	2,82	0.0068	100	34,8	0,30
HW-Muscovite Schist	1,3	46,4	1,47	0.0026	85	34,5	0,28
HW-Banded Sediments	3,5	55,4	3,05	0,007	115	34,5	0,32

Tabla N° 4: Propiedades del macizo rocoso. (Ground Control Management Plan, 2007).

El módulo de Young en promedio es de 34,5 GPa mientras que la razón de Poisson es de 0,28.

4.4 Minería Subterránea

La elección del método y secuencia de explotación en la mina Williams, fue realizada en base a modelos numéricos tridimensionales para alcanzar una redistribución efectiva de los esfuerzos inducidos por minería en el área cercana lo que puede afectar la estabilidad de los caserones. La zona C de la mina Williams es explotada vía chimeneas Alimak, el cual es un método efectivo y rápido en el desarrollo de una chimenea y en la explotación de vetas angostas donde otro método de extracción no es eficaz. Este método consta de 7 etapas los cuales son desarrollo de la chimenea, instalación de soporte primario, perforación de tiros largos de producción, instalación de soporte secundario (cablebolts de 6,5 m) en la pared colgante, carga de los tiros de perforación, tronadura de los tiros y transporte del material. A continuación se encuentra una figura esquemática sobre el ciclo de explotación del método Alimak.

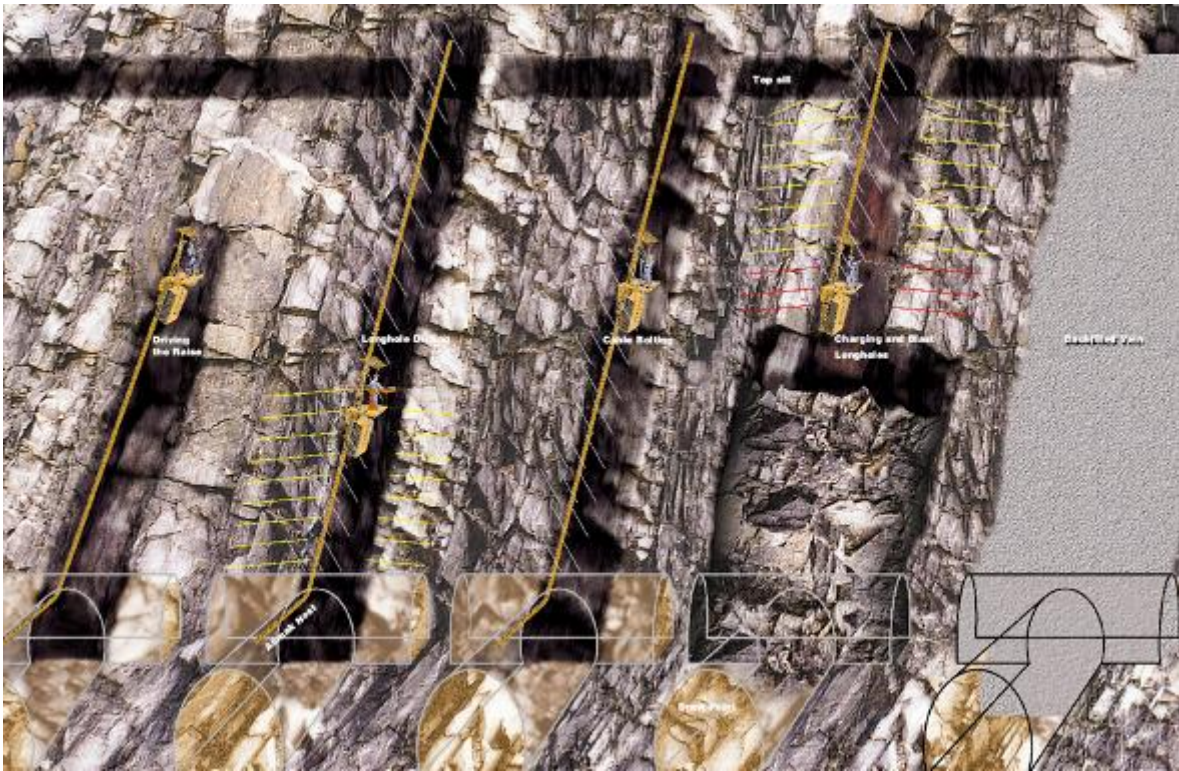


Fig. N° 6: Ciclo método Alimak. (Shaddock, 2008).

4.4.1 Desarrollo de la Chimenea

Se desarrolla una chimenea de 3x3 metros área basal y de 100 a 180 metros de longitud con un manto de 70° al norte siguiendo la mineralización. La jaula y la plataforma están acopladas a un riel instalado en la pared colgante de la chimenea. Se construye la excavación desde un nivel inferior con la inclinación de la veta hasta llegar al nivel superior. Estos dos niveles constan de una galería de 20 metros donde se puede estacionar la jaula y la plataforma. Se construye una excavación para almacenar el mineral paralelo al rumbo de las vetas para acomodar un scoop de 6 o 7 yardas cúbicas.

4.4.2 Instalación de Soporte Primario

El soporte consta de 20 mm por 1,5 m de rebar cementado instalado en un patrón de 1,2 por 1,2 metros en las cuatro paredes de la chimenea durante el desarrollo de ésta. A su vez se instala una malla de acero en todas las paredes.

4.4.3 Perforación de producción

Los patrones de perforación son diseñados en SURPAC desde secciones horizontales cortados a intervalos de 1,8 metros a lo largo del azimut del riel. Se utilizan perforadoras neumáticas montadas en una tabla fijada a la plataforma que esta arriba de la jaula. Se perfora hasta alcanzar los 8 metros desde el centro de la chimenea en dirección a la veta. La siguiente figura muestra un layout con los tiros de perforación utilizados en Williams Mine. (Mine Design Document, 2006).

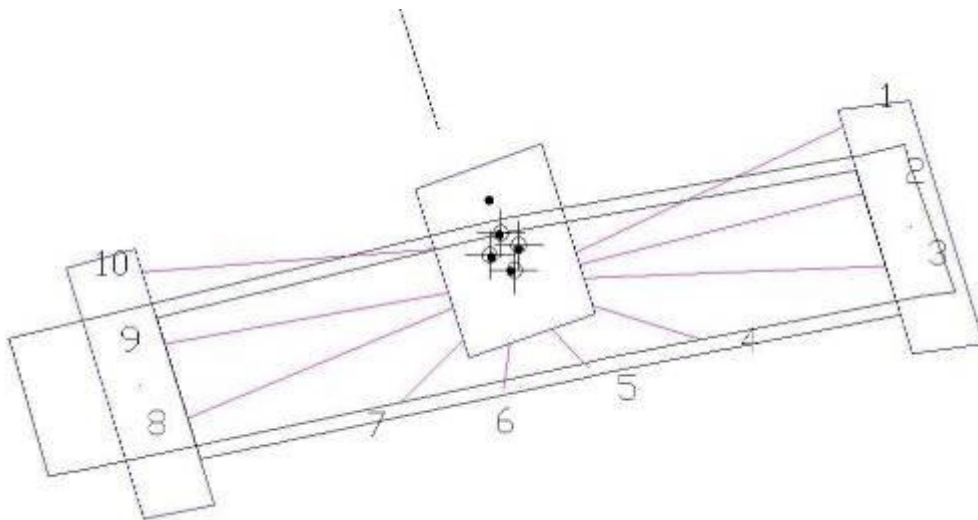


Fig. N° 7: Layout de perforación de un caserón Alimak.

4.4.4 Soporte secundario

Se instalan cablebolts de 6,5 metros de largo en la pared colgante de la chimenea cada dos metros en la vertical para evitar que no entre dilución en el mineral.

4.4.5 Carga y tronadura de los tiros

Los tiros se cargan con cartuchos de 25 mm por 300 mm de emulsión. Se cargan 3 a 5 niveles en un turno y se tronan en el entretorno siguiente. No se puede entrar en el siguiente turno debido a los gases en suspensión producto de la tronadura. La siguiente figura muestra un layout con la carga de los tiros. (Mine Design Document, 2006).

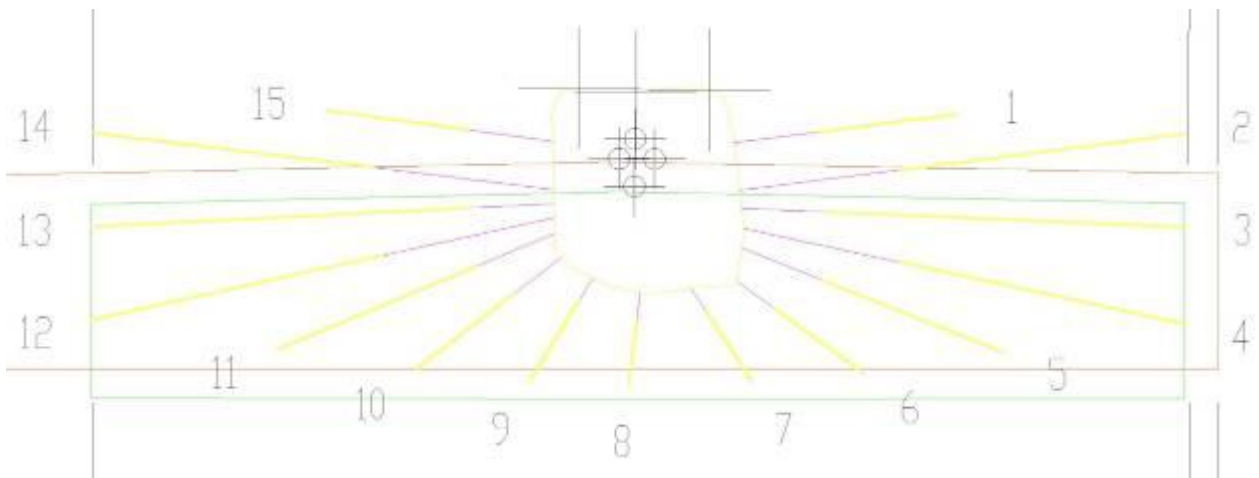


Fig. N° 8: Layout con los tiros cargados con explosivos.

4.4.6 Transporte

El material es cargado mediante un scoop de 6 o 7 yardas cúbicas el cual descarga el material en un camión de 30 toneladas. El camión transporta el mineral hasta el pique de traspaso más cercano. En promedio se transporta 500 toneladas por turno. La siguiente figura muestra una sección transversal de un caserón Alimak 16-9765-C332. (Mine Design Document, 2006)

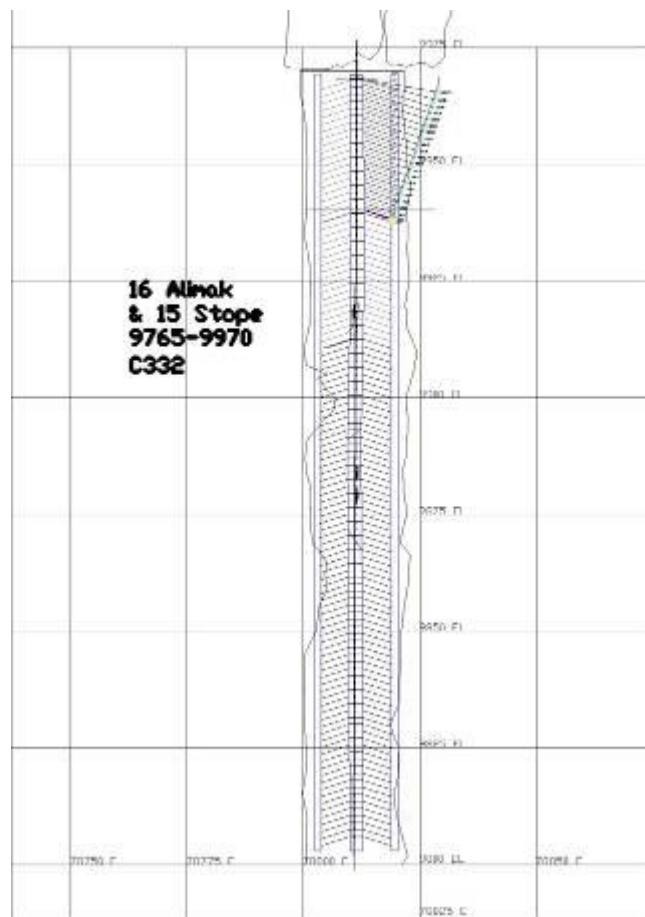


Fig. N° 9: Sección transversal de un caserón Alimak.

4.4.7 Niveles de la Zona C

4.4.7.1 Nivel 10030

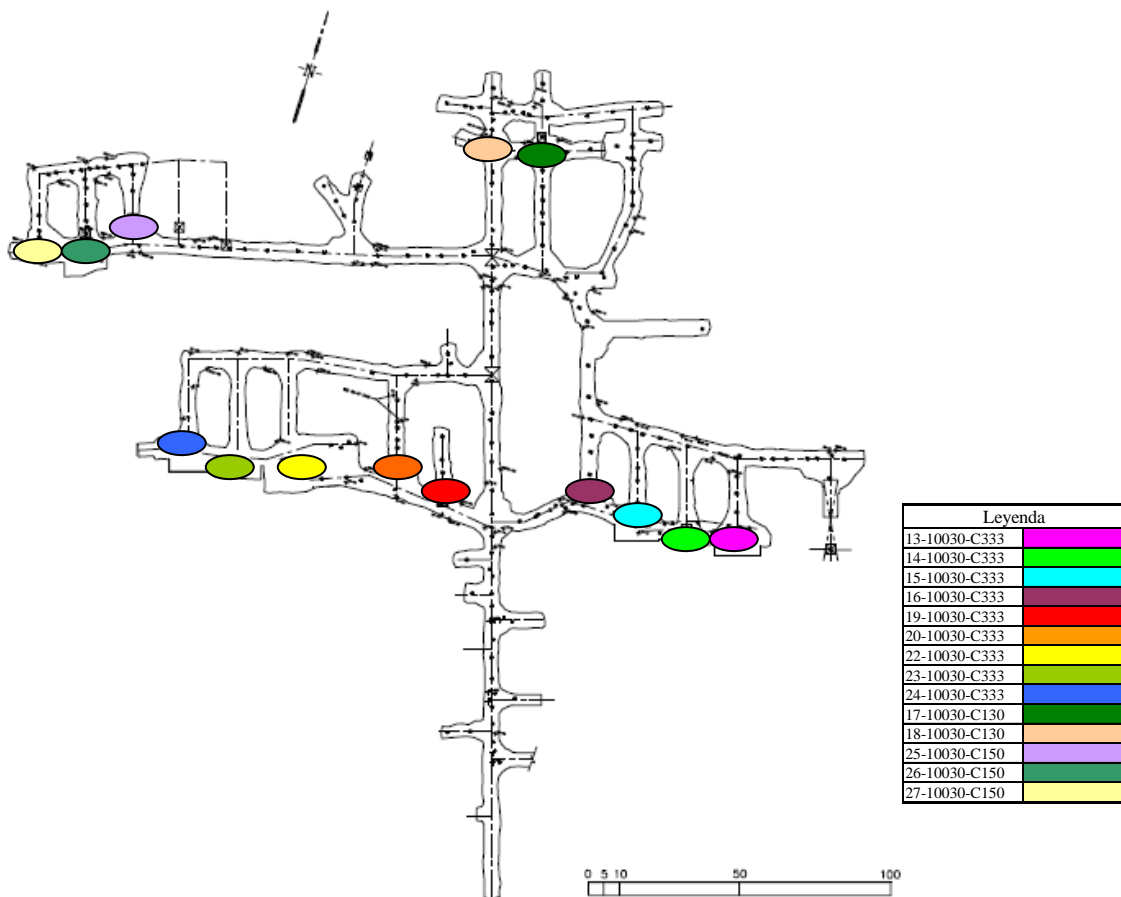


Fig. N° 10: Planta nivel 10030 zona C.

Los caserones están repartidos a lo largo de las vetas C333, C130 y C150 en el nivel 10030. En promedio, las excavaciones tienen una dimensión de 3x15 metros en el área basal por 66 o 110 metros de longitud.

4.4.7.2 Nivel 9975



Fig. N° 11: Planta nivel 9765 zona C.

Al igual que en la figura 10, los caserones están repartidos a lo largo de las vetas C333, C332, C131 y C150 en el nivel 10030. En promedio, las excavaciones tienen una dimensión de 3x15 metros en el área basal por 180 metros de longitud.

4.4.7.3 Longsection Williams Mine

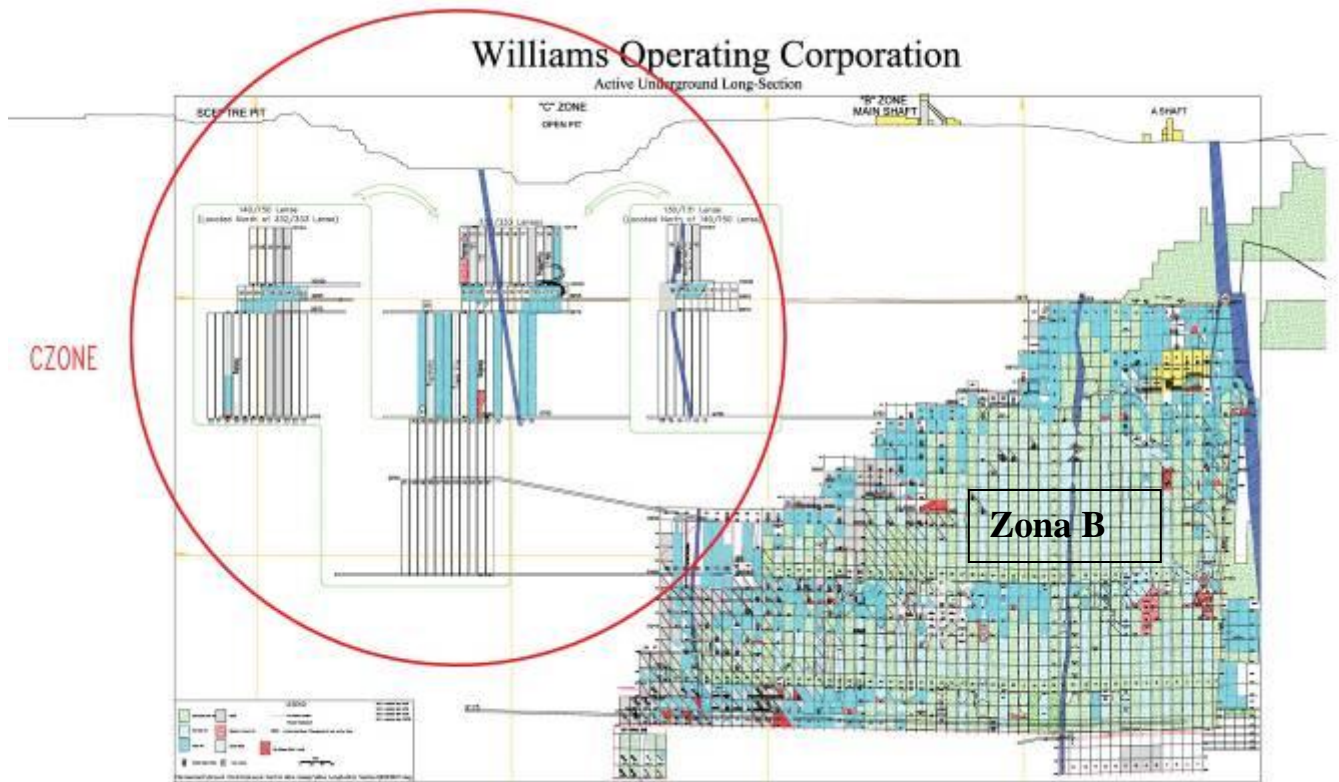


Fig. N° 12: Longsection Williams Mine.

De la figura 12 se puede apreciar que la zona B esta casi por completo explotado. El tiempo de vida de la mina Williams es de aproximadamente 4 a 5 años, el cual será la explotación de la zona C vía método Alimak.

4.5 Rajo Abierto

La razón estéril/mineral del rajo abierto es de 3/1, con un movimiento de 24.000 tpd y por mes de 600.000 toneladas. El explosivo utilizado es emulsión. La

tronadura se realiza 1 vez por día. En los anexos se muestra una vista en planta y 2 vistas de perfil del rajo abierto. A continuación se muestra una vista en planta (fig. 13), y secciones transversales del rajo abierto de Williams Mine (fig. 14 y 15):

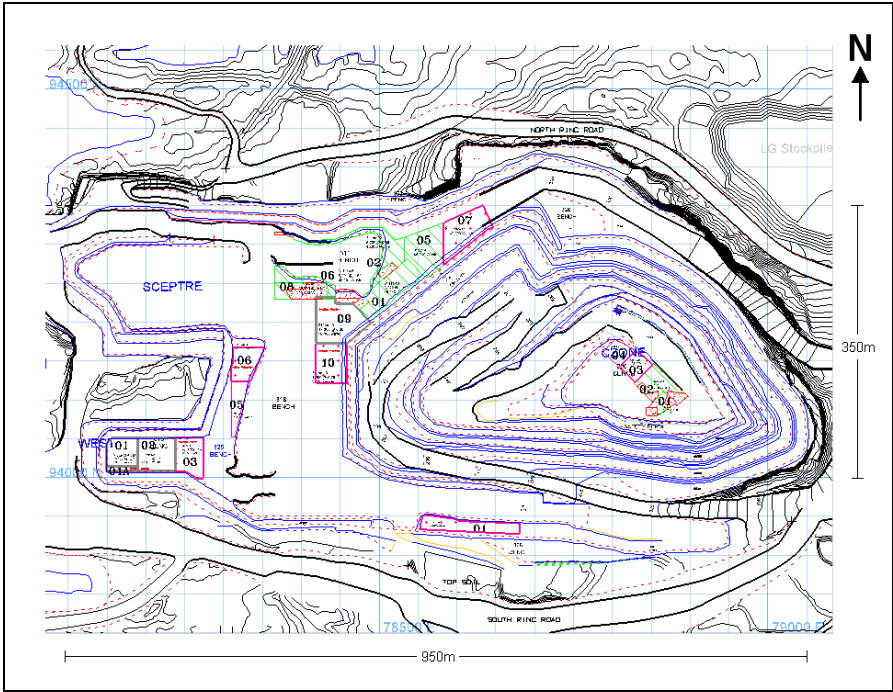


Fig. N° 13: Vista en Planta del Open Pit.

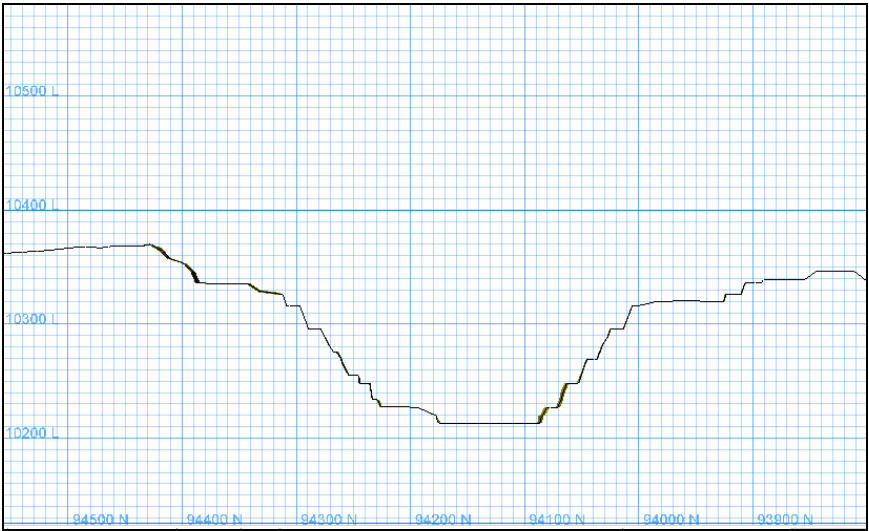


Fig. N° 14: Sección N-S (78800 E) del Open Pit

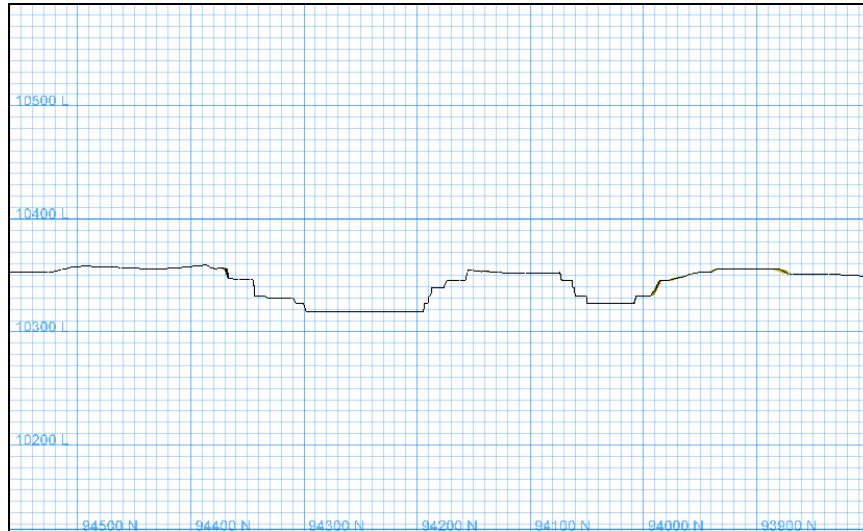


Fig. N° 15: Sección N-S (78260 E) del Open Pit

4.6 Registro de las Vibraciones

El acelerómetro usado para registrar las vibraciones producidas por la tronadura es un equipo llamado Minimate Plus manufacturado por InstanTEL. Éste es el principal equipo para monitorear las tronaduras a rajo abierto desde la mina subterránea y se puede apreciar en la figura 16:



Fig. N°16: Acelerómetro similar a aquel usado en Williams Mine.

Para cargar los registros al computador y poder trabajar con ellos, se necesita otro programa llamado Blastware 8.03, el cual se usa para analizar los eventos registrados por el monitor Minimate Plus.

El acelerómetro estaba calibrado para registrar los niveles de las vibraciones en un rango desde 1 a 254 mm/seg y desde las 4 pm hasta las 7 pm, horario en el cual se producían las tronaduras en el rajo abierto.

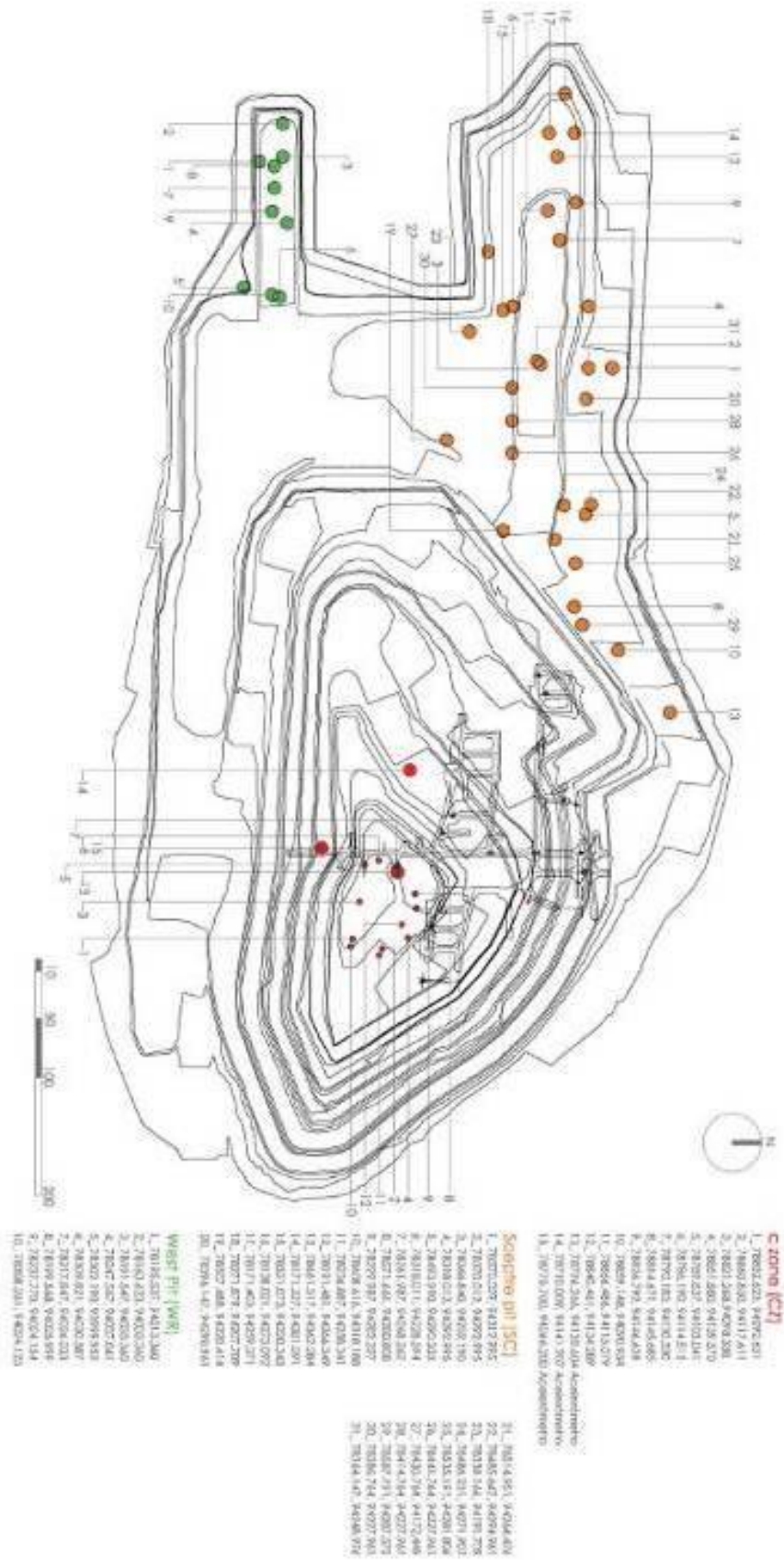


Fig. N° 17: Posición de las tronaduras en el Rajo abierto y del acelerómetro.

Las vibraciones registradas producto de las tronaduras fueron en un acelerómetro que se ubicó en 2 partes. Estos fueron en los números 13-Czone y 14-Czone.

La tabla correspondiente con la posición del acelerómetro (13-Czone y 14-Czone de la figura anterior) al momento de registrar cada tronadura está a continuación:

Zona	Medicion de la Tronadura	
	Tronadura	Acelerometro
Czone Pit	1	13-Czone
	2	13-Czone
	3	13-Czone
	4	13-Czone
	5	13-Czone
	6	13-Czone
	7	13-Czone
	8	13-Czone
	9	13-Czone
	10	13-Czone
	11	13-Czone
	12	14-Czone
West Pit	1	13-Czone
	2	13-Czone
	3	13-Czone
	4	13-Czone
	5	13-Czone
	6	13-Czone
	7	13-Czone
	8	13-Czone
	9	14-Czone
	10	14-Czone

Zona	Medicion de la Tronadura	
	Tronadura	Acelerometro
Sceptre Pit	1	13-Czone
	2	13-Czone
	3	13-Czone
	4	13-Czone
	5	13-Czone
	6	13-Czone
	7	13-Czone
	8	13-Czone
	9	13-Czone
	10	13-Czone
	11	13-Czone
	12	13-Czone
	13	13-Czone
	14	13-Czone
	15	13-Czone
	16	13-Czone
	17	13-Czone
	18	13-Czone
	19	13-Czone
	20	13-Czone
	21	13-Czone
	22	13-Czone
	23	13-Czone
	24	13-Czone
	25	13-Czone
	26	14-Czone
	27	14-Czone
	28	14-Czone
	29	14-Czone
	30	14-Czone
	31	14-Czone

Tabla N° 5: Registro de Vibraciones producto de Tronadura en el Rajo Abierto

4.7 Velocidad de Partícula Máxima y Distancia Escalada

Los datos recolectados entre las fechas 6 de Julio del 2007 al 27 de Mayo del 2008 se dispusieron en una tabla que contiene: Día, Hora, posición de la tronadura, coordenadas de la tronadura; tipo de acelerómetro (Minimate Plus y WhiteSeis), posición y coordenadas de los sensores; distancia desde la tronadura, distancia escalada (Ecuacion 4, página 21); cantidad total de explosivos, cantidad máxima por retardo de explosivo, PPV y frecuencia de las vibraciones.

Actualmente la producción del rajo abierto se encuentra en tres zonas, las cuales son: Czone, Sceptre y West pit, las que se muestran en la figura 17:

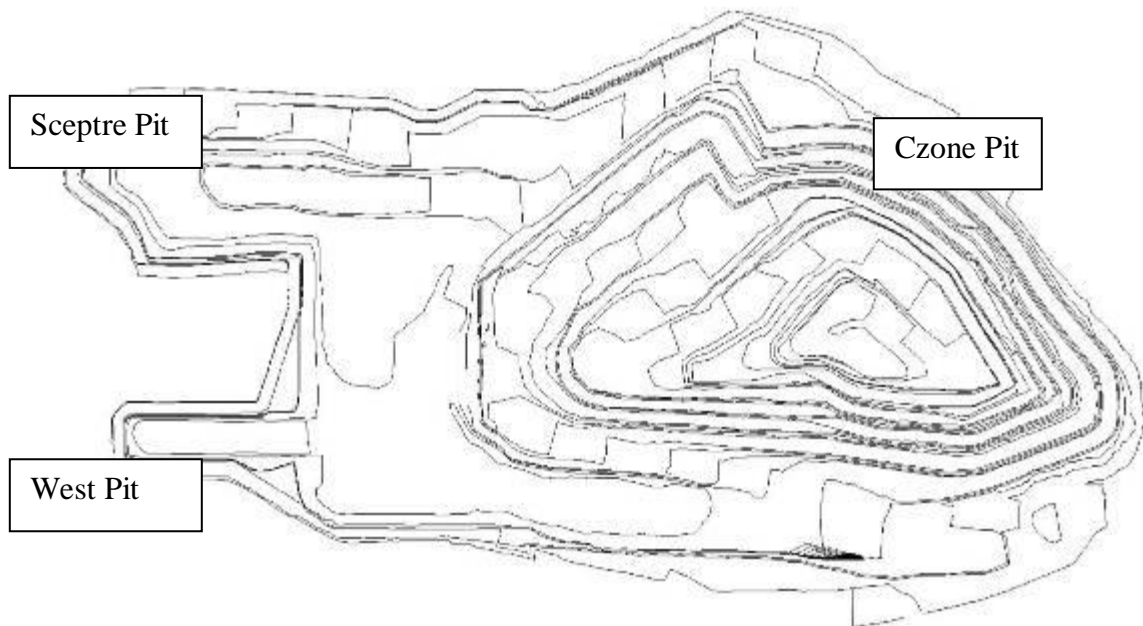


Fig. N° 18: Vista en Planta del Rajo Abierto.

El sismógrafo registró 76 vibraciones de los cuales un 81% son valores validos, un 9% son no validos y un 10 % son valores cuestionables debido que el sensor no estaba calibrado.

Dentro de los valores validos, el rango de PPV, y sus parámetros correspondientes a la tronadura, registrados para las distintas zonas están en la tabla 6:

Zona	PPV(mm/seg)		Distancia (m)		Max. Kg. De Explosivos por Retardo (Kg.)	
	Mínimo	Máximo	Mínimo PPV	Máximo PPV	Mínimo PPV	Máximo PPV
Czone pit	5,7	24,9	182	99	264	528
Sceptre pit	1,3	5,7	542	703	294	396
West pit	1	3,8	454	681	532	468

Tabla N° 6: Rango de valores de PPV registrados.

De la tabla anterior, los valores registrados de PPV para la zona C fueron 5,7 y 24,9 mm/seg. Para estos datos, las distancias desde las tronaduras a las cuales se obtuvieron dichos registros de PPV fueron 182 y 99 metros respectivamente y se utilizaron una cantidad máxima de explosivos por retardo de 264 y 528 Kg correspondientes a 5,7 y 24,9 mm/seg. Lo mismo pasa para el resto de las zonas.

Para poder relacionar empíricamente los parámetros relevantes de la tronadura (máxima cantidad de explosivos por retardo y la distancia entre la explosión y el sismógrafo) con el registro del PPV's por el sensor, se utiliza el método de la distancia escalada. Este método se describió en el análisis bibliográfico, por lo solo se mostraran los resultados. La ecuación de la distancia escalada esta dada por:

$$PPV = k * SD^{\beta} \quad (6)$$

$$SD = \frac{R}{Q^{0.5}} \quad (7)$$

donde:

PPV = Máxima Velocidad de partícula (mm./seg.)

R = Distancia desde el punto de medición al punto de tronadura (m)

Q = Cantidad máxima de explosivo por retardo (Kg.).

SD = Distancia Escalada ($m/Kg^{0.5}$)

k, β = Factores adimensionales.

Calculando los valores de la distancia escalada (SD) para cada registro, luego obteniendo los logaritmos en base 10 para la distancia escalada (SD) y el PPV, se plotean en un grafico y se obtiene la regresión lineal para cada una de las zonas. Los gráficos se muestran continuación.

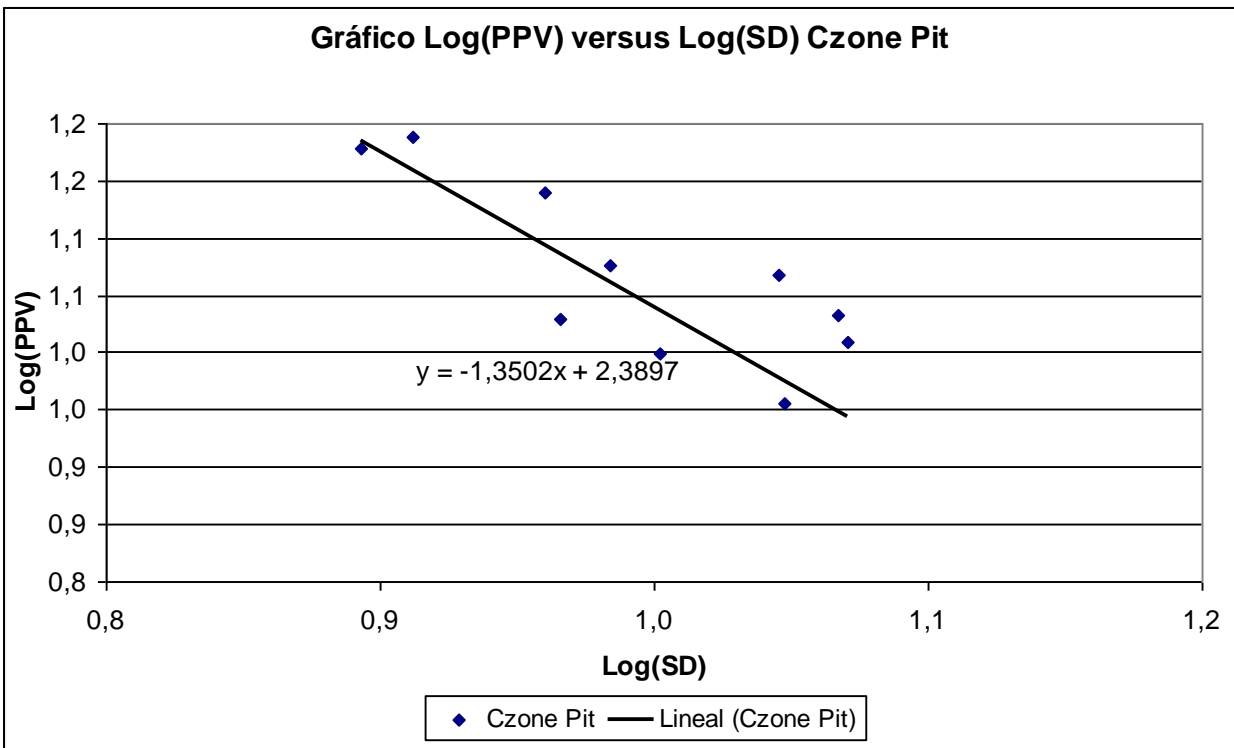


Gráfico N° 1: PPV vs Distancia Escalada para Czone Pit.

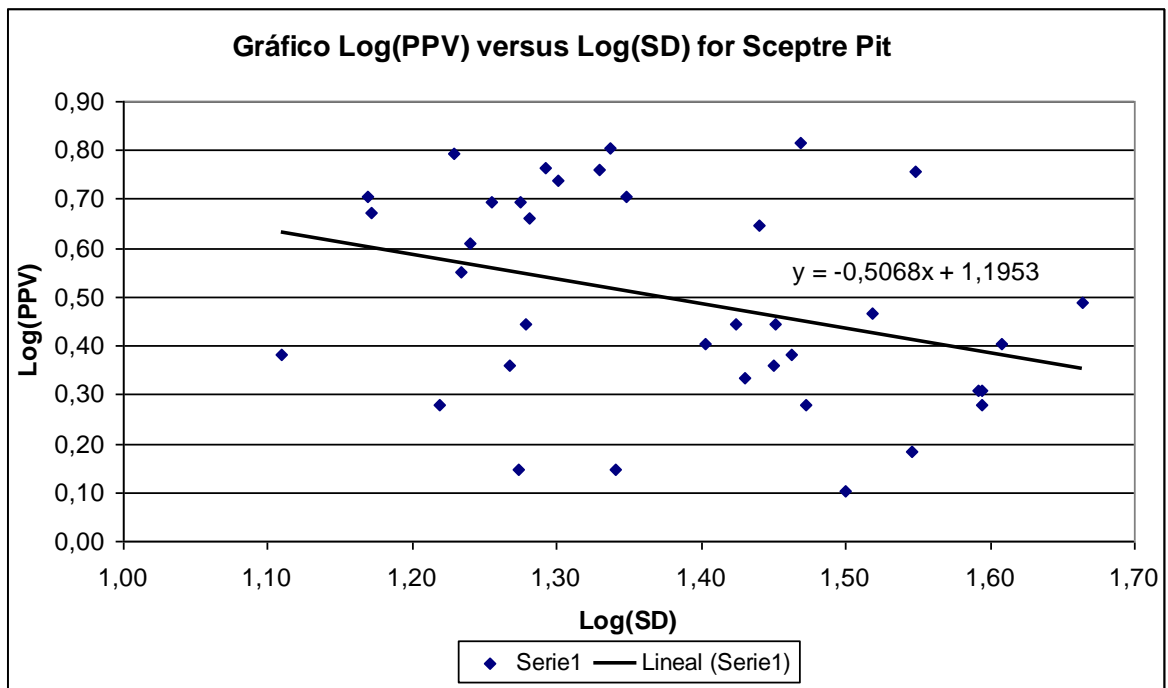


Gráfico N° 2: PPV vs Distancia Escalada para Sceptre Pit.

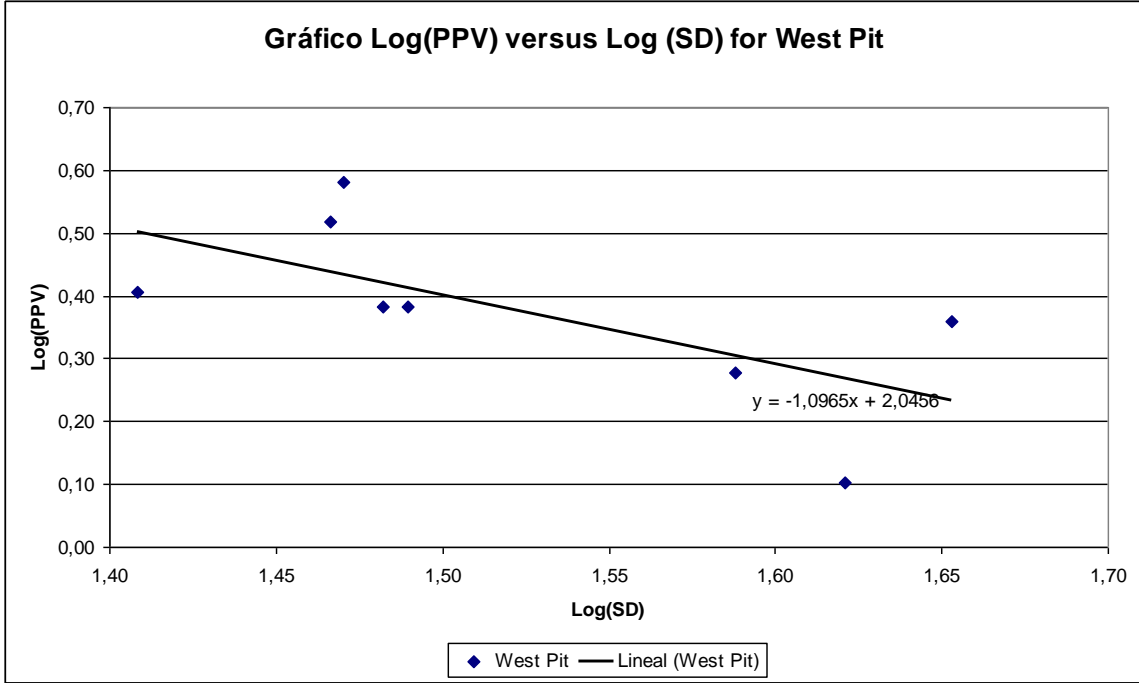


Gráfico N° 3: PPV vs Distancia Escalada para West Pit.

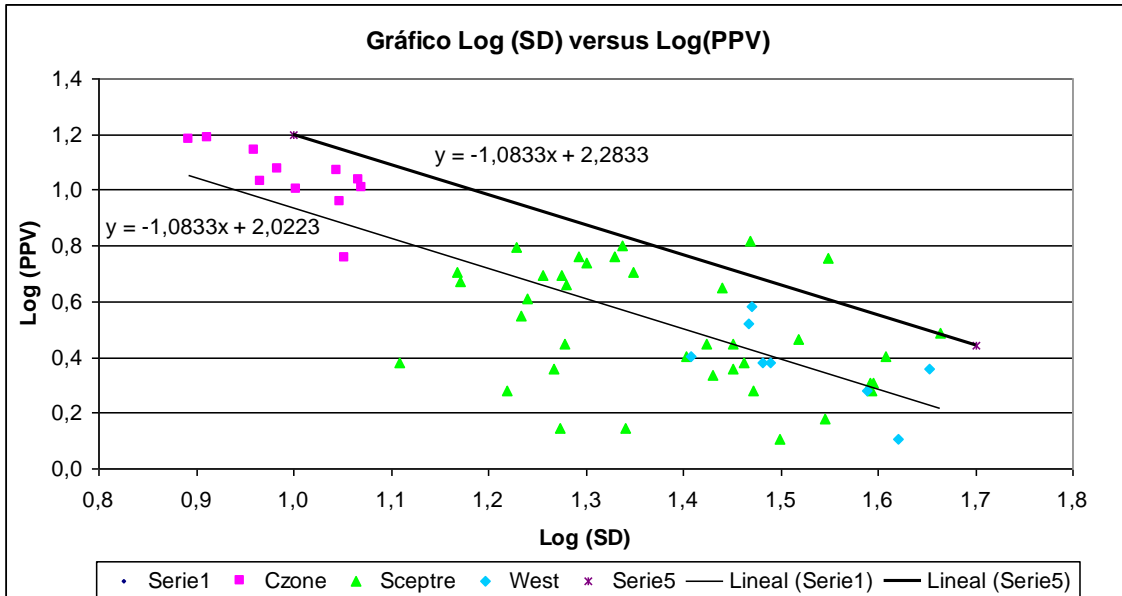


Gráfico N° 4: PPV vs Distancia Escalada para los tres rajos de la mina Williams.

Obteniendo la regresión lineal de cada gráfico, se puede encontrar la ecuación de la velocidad máxima de partícula en función de la Distancia Escalada, siendo la pendiente del gráfico el valor de β y el valor en donde corta el eje “y” es K.

Zona	Parámetros de SD	
	β	K
Czone	-1,35	245
Sceptre Pit	-0,6	20
West Pit	-1,1	111
Rajo Williams	-1,08	105

Tabla N° 7: Parámetros de la distancia escalada para cada zona.

Estos valores son intrínsecos a las propiedades de la roca. Cada zona de la mina posee distintos parámetros, ya que dependen del confinamiento y/o integridad estructural de la roca. El valor β es la atenuación o decaimiento de las vibraciones por efecto del desplazamiento de las ondas en el macizo rocoso.

4.8 Datos introducidos en Comsol

El modelo utilizado requiere una serie de parámetros de entrada obtenidos de los registros de las vibraciones, las cuales son el producto de las tronaduras de superficie.

Los parámetros de entrada se muestran en la siguiente tabla y corresponden a las características del macizo rocoso tales como la densidad, el módulo de Young, la razón de Poisson, las velocidades de las ondas primarias y secundarias, las características del explosivo (velocidad de detonación), las dimensiones del pozo

de la tronadura y por ultimo, las constantes correspondientes a la modelación de la tronadura. La tabla N° 7 muestra los parámetros de entrada que se utilizaron para modelar la tronadura.

Parámetros Introducidos en Comsol			
Parámetros	Expresión	Valor	Descripción
rho0	2140 (kg/m ³)	2140 (kg/m ³)	Densidad
E0	3,0e10 (Pa)	3,0e10 (Pa)	Modulo de Young
nu0	0,28	0,28	Razón de Poisson
cp	sqrt(E0/rho0)	1184 (m/s)	Velocidad onda P
cs	cp/sqrt(3)	683,6	velocidad onda S
n2	3000	3000	Constante
deltat	1,04E-03	0,00104	Desplazamiento Funcion Delta Dirac
mu0	cs ² *rho0	1,00E+09	Modulo de Corte
n3	0,35	0,35	Constante
VOD	5500 (m/s)	5500 (m/s)	Velocidad de Detonación
lamda0	rho0*(cp ² -2*cs ²)	1,00E+09	Constante de Lamé
Bpozo	25,1	25,1	Base del Pozo

Tabla N° 8: Parámetros introducidos en Comsol.

A su vez, Comsol trabaja con expresiones a partir de los parámetros mostrados anteriormente. Estas corresponden a los valores y funciones de la presión inicial, funciones que calculan los esfuerzos y la velocidad Máxima de la partícula, producto de la tronadura. Las expresiones utilizadas en Comsol fueron:

Expressions Introduced in Comsol			
Parameters	Expression	Unit	Description
P0	1,10E+10	(Pa)	Initial Pressure of the Explosive
P1	$P0 * ((1 + \tanh(-(y - Bpozo + 1.5 - VOD * t) / n3)) / 2) * \exp(-(t - (y - Bpozo) / (VOD)))^800$	(Pa)	Final Pulse
PPV	$\sqrt{E0 * (1 - nu0) / (rho0 * (1 - 2 * nu0) * (1 + nu0))} * (-ux)$	(mm/seg)	Peak Particle Velocity
sigma x	$((1 - nu0) * ux + nu0 * vy) * (E0 / ((1 + nu0) * (1 - 2 * nu0)))$	(Pa)	Horizontal Stress
sigma y	$((1 - nu0) * vy + nu0 * ux) * (E0 / ((1 + nu0) * (1 - 2 * nu0)))$	(Pa)	Vertical Stress

Tabla N° 9: Expresiones Introducidas en Comsol.

Se realizó la modelación de la tronadura en dos dimensiones. La ecuación que utiliza Comsol es (Rivera, 2007):

$$c_{11,11} \frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + c_{11,22} \frac{\partial^2 u}{\partial y^2} + c_{12,12} + c_{12,21} \frac{\partial^2 v}{\partial x \partial y} = e_{a,11} \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} \quad (6)$$

$$c_{22,22} \frac{\partial^2 v}{\partial y^2} + c_{22,11} \frac{\partial^2 v}{\partial x^2} + c_{21,12} + c_{21,21} \frac{\partial^2 u}{\partial x \partial y} = e_{a,22} \frac{\partial^2 v}{\partial t^2} \quad (7)$$

La ecuación de movimiento que modela la tronadura es (Rossmannith, 2006):

$$\lambda + 2\mu \frac{\partial^2 u}{\partial x^2} + \mu \frac{\partial^2 u}{\partial y^2} + \lambda + \mu \frac{\partial^2 v}{\partial x \partial y} = \rho \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} \quad (8)$$

$$\lambda + 2\mu \frac{\partial^2 v}{\partial y^2} + \mu \frac{\partial^2 v}{\partial x^2} + \lambda + \mu \frac{\partial^2 u}{\partial x \partial y} = \rho \frac{\partial^2 v}{\partial t^2} \quad (9)$$

Los coeficientes utilizador en Comsol para construir la ecuación de movimiento son (Rivera, 2007):

$$\left. \begin{array}{l} c_{11,11} = \lambda + 2\mu \\ c_{11,22} = \mu \\ c_{12,12} + c_{12,21} = \lambda + \mu \\ e_{a,11} = \rho \end{array} \right| \begin{array}{l} c_{22,22} = \lambda + 2\mu \\ c_{22,11} = \mu \\ c_{21,12} + c_{21,21} = \lambda + \mu \\ e_{a,22} = \rho \end{array} \quad (10)$$

A su vez, es necesario incorporar una condición de borde, cuya formula es (Rivera, 2007):

$$P0 = 1,1e10 \text{ Pa} \quad (11)$$

$$P1 = P0 * \left(1 + \tanh \left(\frac{y - Bpozo + 1.5 - VOD \cdot t}{n3} \right) \right)^2 \cdot \exp \left(- \left(\frac{y - Bpozo}{VOD} \right)^{800} \right) \text{ Pa} \quad (12)$$

$$PPV = \text{sqrt} \left(\frac{E0 * 1 - nu0}{rho0 * (1 - 2 * nu0) * (1 + nu0)} \right) * (-ux) \quad (13)$$

P0 corresponde a la presión máxima del pozo dado por la presión de detonación del explosivo y P1 es dicha presión multiplicada por una función exponencial negativa, permitiendo disminuir la magnitud en función del tiempo y que a su vez el pulso avanza por el pozo desde la parte inferior hacia arriba. La ecuación utilizada para obtener las vibraciones a lo largo del macizo rocoso fue desarrollada por Espinoza, en su memoria de título “Evaluación y Mitigación de Daño por Monitoreo de Vibraciones de Tronadura”.

CAPITULO 5: RESULTADOS

5.1 Análisis del Campo de Esfuerzo

Se realizaron dos modelos numéricos para el análisis del campo de stress, utilizando el programa *Examine3D*. El primer modelo con el estado actual de la mina correspondiente a los caserones Alimak rellenos con pasta, con el actual rajo abierto y el segundo modelo completado hasta el nivel 9450. Si bien la mina Williams seguirá explotando la mina por debajo del nivel 9450, para efectos de esta memoria solo se necesitaba la información correspondiente a los caserones de los niveles 9765 y 10030. En el segundo modelo, se utilizo el rajo abierto ingresado previamente en *Examine3D* por la empresa MDT (Mine Design Technologies Inc.), la cual desarrolla consultoría a Williams Mines. En los dos modelos se incluyo la zona B, la cual también fue desarrollada por MDT.

Los caserones son nombrados de acuerdo al número del Alimak (partiendo desde 12 en el área Este hasta 30 en la zona Oeste), el nivel de la base del caserón y el nombre de la zona mineralizada, por ejemplo 13-10030C333.

Las siguientes figuras muestran la disposición de la mina subterránea y el rajo abierto. La zona C es explotada mediante rajo abierto, Alimaks y Longhole sublevel stoping, mientras que la zona B es extraída por sublevel stoping.

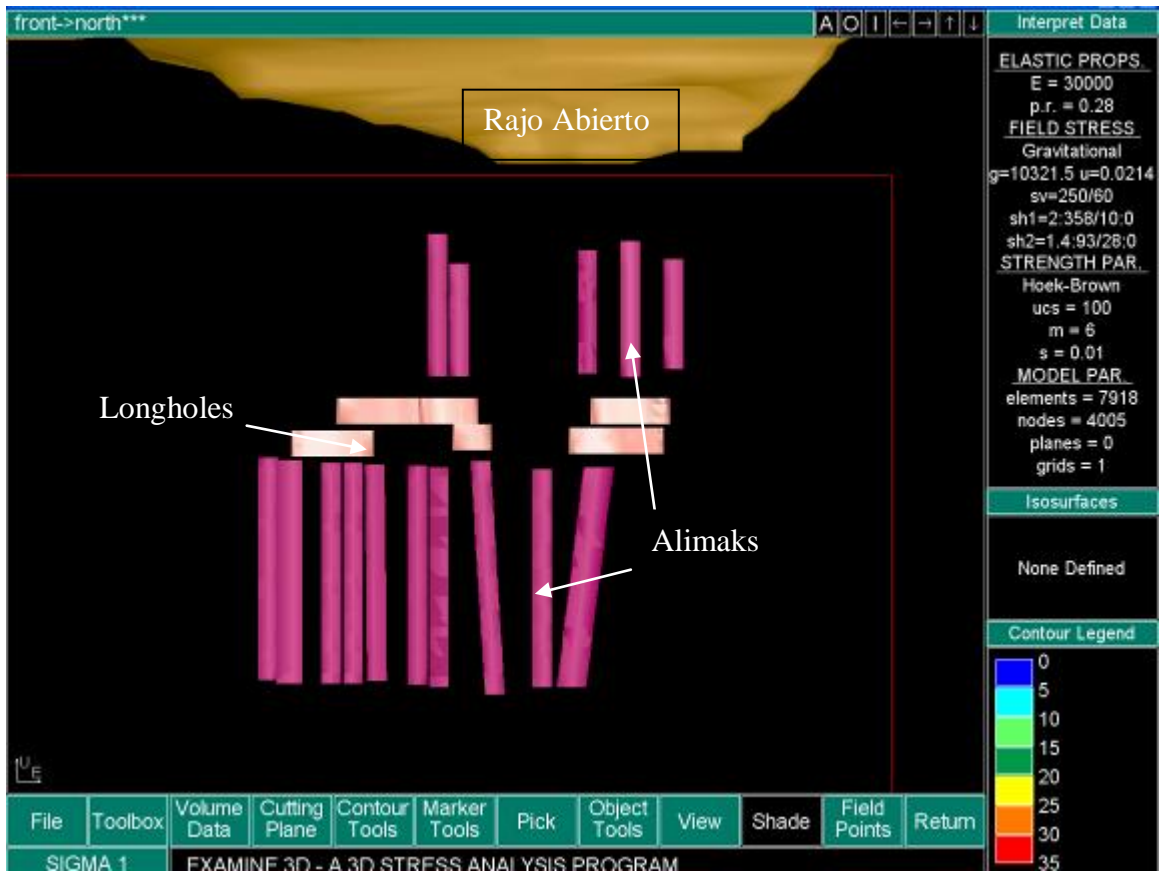


Fig. N° 19: Vista Oeste-Este de la zona C y el rajo abierto actual de la mina.

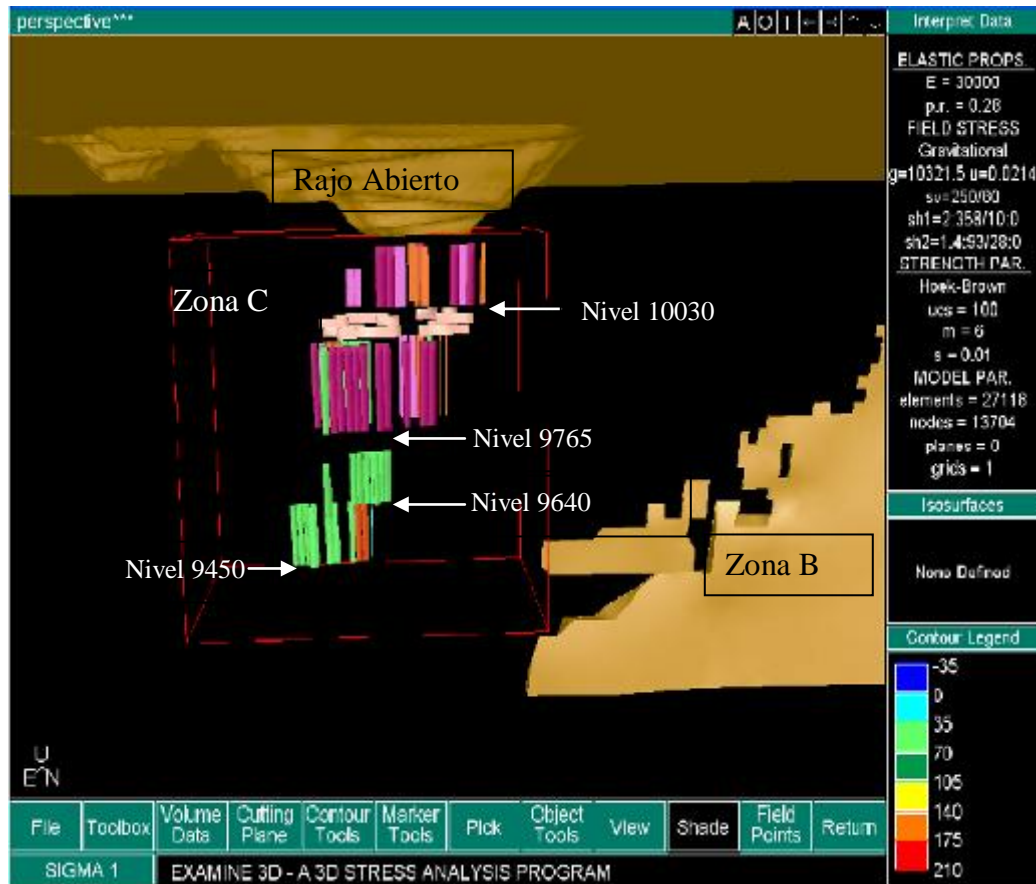


Fig. N° 20: Vista Oeste-Este de la zona B y C y el rajo abierto Planificado para el año 2010.

Los datos utilizados para modelar el campo de stress de la mina fueron:

Modelamiento Numérico	Valor	Unidades
Modulo de Young	30	GPa
Razón de Poisson	0,28	
Elevación de la Superficie	10.321,5	m
Densidad	2,14	T/m3
Sigma V	Dirección	250 °
	Dip	60 °
Sigma H1	K1	2
	Dirección	358 °
Sigma H2	Dip	10 °
	K2	1,4
Sigma H2	Dirección	93 °
	Dip	28 °
UCS	100	MPa
m	6	-
S	0,01	-

Tabla N° 10: Valores de los datos in-situ de Williams Mine. (Ground Control Management Plan, 2007).

Siendo K_1 y K_2 las constantes tectónicas del macizo rocoso.

Dentro del paquete de modelamiento numérico de *Examine3D*, se encuentra el *Compute3D*, que genera las matrices para resolver y dar solución a los campos de stress del modelo. El tiempo que utilizó el programa para resolverlo fue de 30 minutos para la mina actual y de 3 horas para la mina planificada, utilizando un computador con una memoria RAM de 2Gb y un procesador Intel Duo Core.

Los resultados de la modelación numérica para los esfuerzos principales sigma 1 y sigma 3, se muestran en las siguientes figuras.

5.1.1 Campo de Esfuerzo Mina Actual



Fig. N° 21: Plano Sigma 1 nivel superior, sección W-E, mina actual.

Se puede observar que el efecto de la minería genera concentraciones de esfuerzos (colores cálidos) entre los pilares y las zonas inferiores de los caserones del nivel 9765 y relajación en las zonas medias de los caserones del nivel 10030.

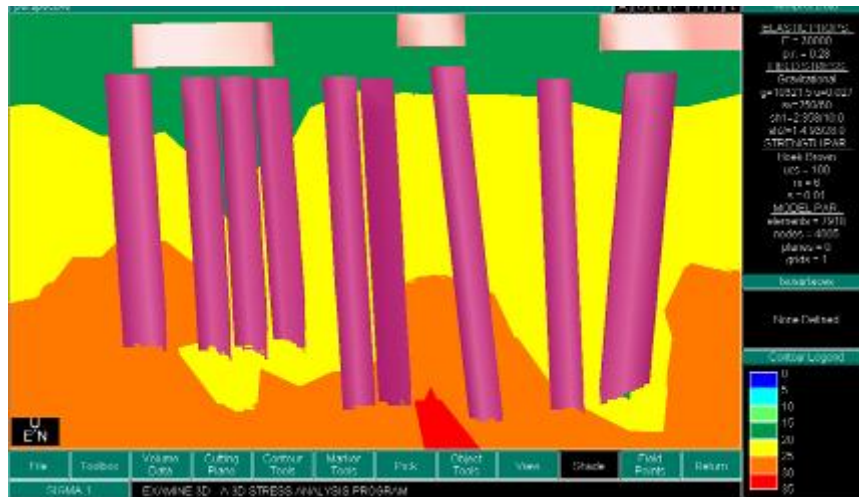


Fig. N° 22: Plano sigma 1 nivel inferior sección W-E, mina actual.

En la figura 22 se muestra como el efecto de la minería redistribuye los esfuerzos en torno a los caserones. En caso de que no existiesen excavaciones, las franjas de los esfuerzos serían horizontales.

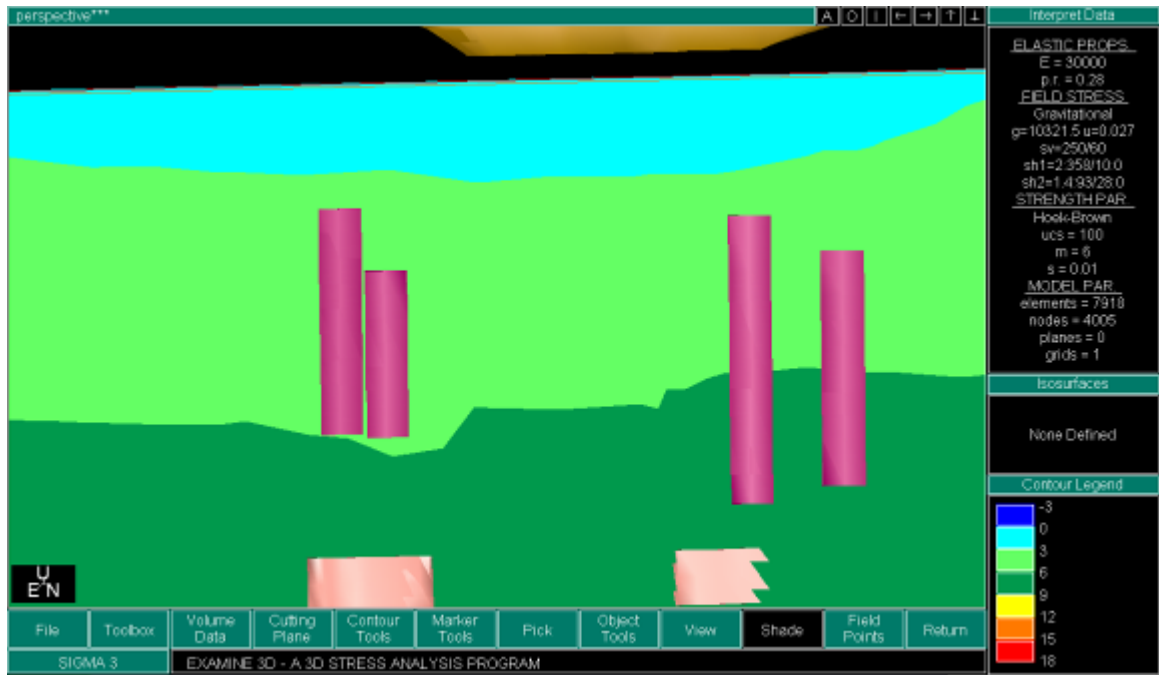


Fig. N° 23: Plano sigma 3 nivel superior, sección W-E, mina actual.

Se puede apreciar en la figura 23 la existencia de zonas de relajación debido a la extracción del rajo abierto y de la minería subterránea. Los valores actuales del sigma 3, en los niveles 10030 y 9765, no reflejan esfuerzos de tracción en los caserones de Alimak, pero si se produce tracción en los longholes presentes en el nivel 9970.



Fig. N° 24: Plano vertical Sigma 3 nivel inferior sección W-E, mina actual.

Al igual que en el caso del esfuerzo principal sigma 1, el efecto de la minería produce una redistribución del stress, produciendo zonas mas relajadas (menor esfuerzo) cercanos a los caserones.

5.1.2 Campo de Esfuerzo Plan Mina

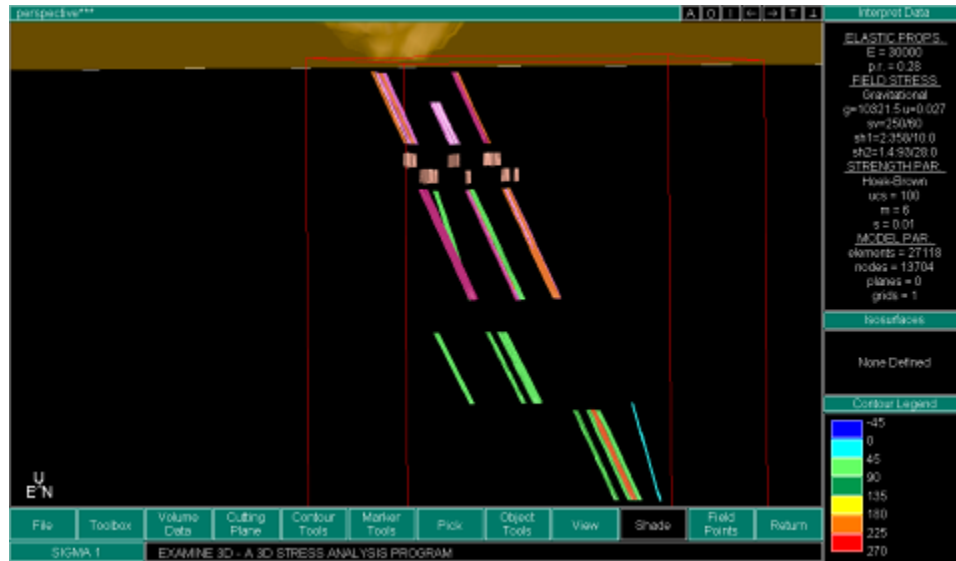


Fig. N° 25: Perfil de los caserones, sección N-S, plan mina.

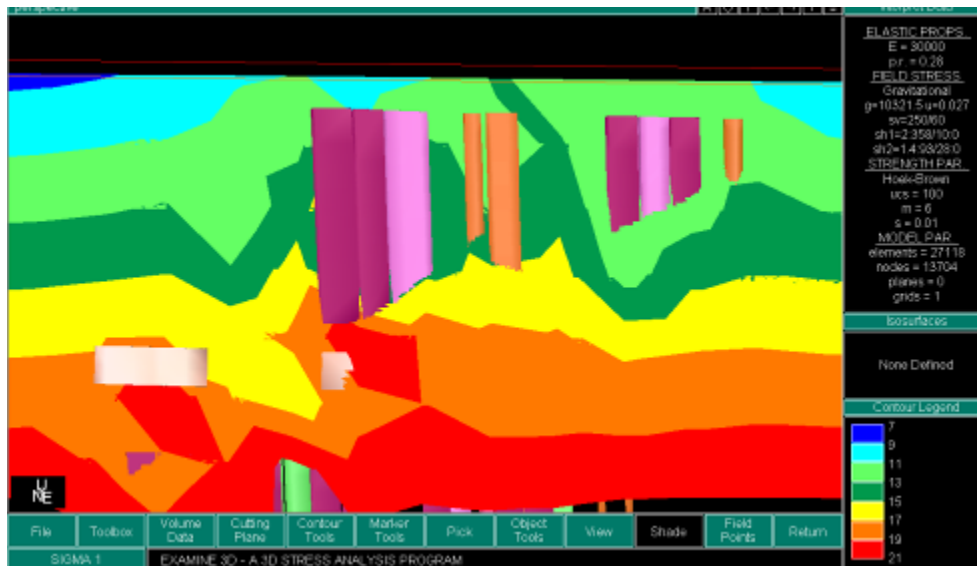


Fig. N° 26: Plano sigma 1 nivel superior, sección W-E, plan mina.

Con el avance de la minería, el crown pillar que va dejando el rajo abierto es cada vez mas pequeño, lo que genera una zona de relajación en el pilar. A su vez, los pilares entre los caserones concentran una mayor cantidad de esfuerzos. El peligro

existente en las cercanías de los dos tipos de pilares es grande ya que, en los que tienen mayores esfuerzos, tiende a acumularse energía pudiendo llegar a un punto donde se produce un “rock burst” para liberar dicha energía. En los pilares donde existe relajación, estos pueden fallar por tracción.

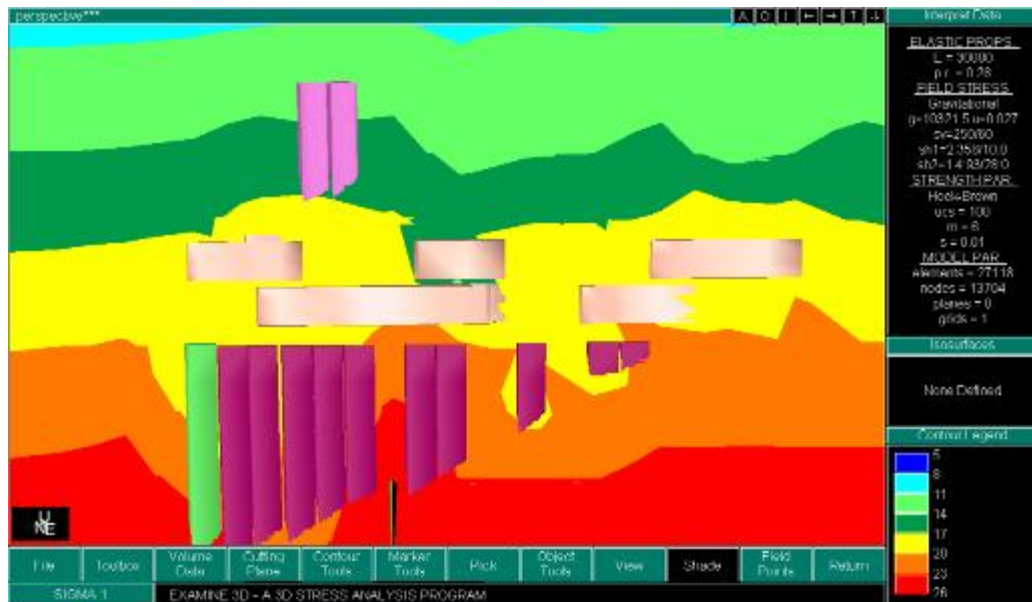


Fig. N° 27: Plano Sigma 1 sección W-E, plan mina.

Al igual que en la figura 27, los esfuerzos se redistribuyen por efecto de la minería. Estos se acumulan en torno a las excavaciones, produciendo acumulación de energía en los pilares, con sus posteriores efectos.



Fig. N° 28: Plano sigma 3 nivel superior, sección W-E, plan mina.

Se puede apreciar que los niveles superiores de la mina subterránea, los cuales son 9970 (longholes) y 10030 (Alimaks), se encuentran en un estado de relajación.



Fig. N° 29: Plano Sigma 3 sección W-E, plan mina.

Como ya se mencionó anteriormente, se puede apreciar que los esfuerzos se han redistribuido en torno a las excavaciones.

Para la siguiente etapa, donde se requiere modelar y calibrar la tronadura del rajo abierto en Comsol, uno de los parámetros de entrada es el estado tensional inicial del macizo rocoso. Este software necesita para un tiempo inicial los esfuerzos dados por el efecto de la minería para coordenadas específicas. En la tabla siguiente se encuentran los esfuerzos sigma 1 y sigma 3 elegidos. Por el momento, Comsol trabaja en dos dimensiones, debido a la limitación de la tecnología del procesador.

El estado tensional utilizado como entrada en Comsol se aprecia en la tabla 11:

	Mina Actual			Plan Mina		
	Norte	Este	Nivel	Norte	Este	Nivel
Coordenadas	9.588	8.502	10.193	9.580	8.758,8	10.169
Sigma 1	6 MPa			9 MPa		
Sigma 3	2 MPa			3 MPa		

Tabla N° 11: Estado tensional para una coordenada determinada.

5.2 Estabilidad de los caserones Alimak

Se efectuó un estudio de la estabilidad de los caserones Alimak utilizando el método de estabilidad de Mathews (Mathews, 1980), el cual se determina mediante dos factores N' y el radio hidráulico. Se encontró que la mayoría de las excavaciones se encuentran en zonas estables y de transición entre estables y aquellas estables con soporte. La tabla con los valores de los factores A, B, C, N' y Radio Hidráulico y el gráfico de Mathews para la mina Williams se muestran a continuación (Tabla 12, Grafico 5):

Alimak	Dip	Length (m)	Altitude	Avg. Width (m)	Avg. Thickness	Induced Stress (Mpa)		Hydraulic Radius	N					
						A			A	A	B	C	Q	Final N'
						H.W.	F.W.							
10030 - 13 - C333	71	106,7	10088	8,00	11	10	8	3,7	10	1	0,3	2,5	3	2,25
10030 - 14 - C333	72	108	10098	4,00	15,5	5	4	1,9	20	1	0,3	2,5	3	2,25
10030 - 15 - C333	70	113,4	10091	8,80	15	10	10	4,1	10	1	0,3	2,5	3	2,25
10030 - 16 - C333	71	107	10096,7	6,52				3,1			0,3	2,5	3	0
10030 - 17 - C131	62	122	10103	3,00	15,1	8	7	1,5	13	1	0,3	3	3	2,7
10030 - 18 - C131	63	120,5	10102	5,00	15	8	7	2,4	13	1	0,3	3	3	2,7
10030 - 19 - C333	67 - 74 (71)	114	10095	4,44		6	6	2,1	17	1	0,3	2,5	3	2,25
10030 - 20 - C333	66 - 72 (69)	120	10097	4,45		6	6	2,1	17	1	0,3	2,5	3	2,25
10030 - 22 - C332	67	120,3	9099,9	9,50	15	6	5	4,4	17	1	0,3	2,8	3	2,52
10030 - 23 - C333	65	95	10082	12,00	15	8	8	5,3	13	1	0,3	2,8	3	2,52
10030 - 24 - C333	64	100	10090	8,00	15	9	9	3,7	11	1	0,3	2,8	3	2,52
10030 - 26 - C150	66 - 74 (70)	79	10084	10,00	14	7	6	4,4	14	1	0,3	2,5	3	2,25
10030 - 27 - C150	69	76	10083	6,50	14	6	6	3,0	17	1	0,3	2,5	3	2,25
9765 - 18 - C131	68	180	9885,4	7,61		8	7	3,6	13	1	0,3	2,5	3	2,25
9765 - 19 - C131	63	188,6	9879,7	4,61	14	15	15	2,2	7	0,6	0,3	2,8	3	1,512
9765 - 22 - C333	63 - 68 (66)	187	9894	2,40	15	22	21	1,2	5	0,4	0,3	2,8	3	1,008
9735 - 23 - C333	61	188,4	9898,2	4,00	15	12	12	2,0	8	0,8	0,3	3	3	2,16
9765 - 24 - C333	67 - 70 (69)	180	9883	3,11		22	20	1,5	5	0,4	0,3	2,5	3	0,9
9765 - 25 - C333	64 - 69 (67)	181,1	9898	6,91	11	13	10	3,3	8	0,8	0,3	2,8	3	2,016
9765 - 26 - C332	66	180	9892	8,00	12,15	15	12	3,8	7	0,6	0,3	2,8	3	1,512
9765 - 28 - C333	68 - 75 (71)	177,7	9886,1	9,70	15	14	14	4,6	7	0,6	0,3	2,5	3	1,35
9765 - 29 - C150	58 - 65 (62)	192	9882,5	4,16	15	8	9	2,0	13	1	0,3	3	3	2,7
9765 - 30 - C150	58 - 67 (62)	191	9904,3	3,16	15	10	9	1,6	10	1	0,3	3	3	2,7
9765 - 30 - C332	68	183		3,37		14	14	1,7	7	0,6	0,3	2,5	3	1,35
	Missing Info													

Tabla N° 12: Valores de entrada para el calculo de estabilidad de Mathews.

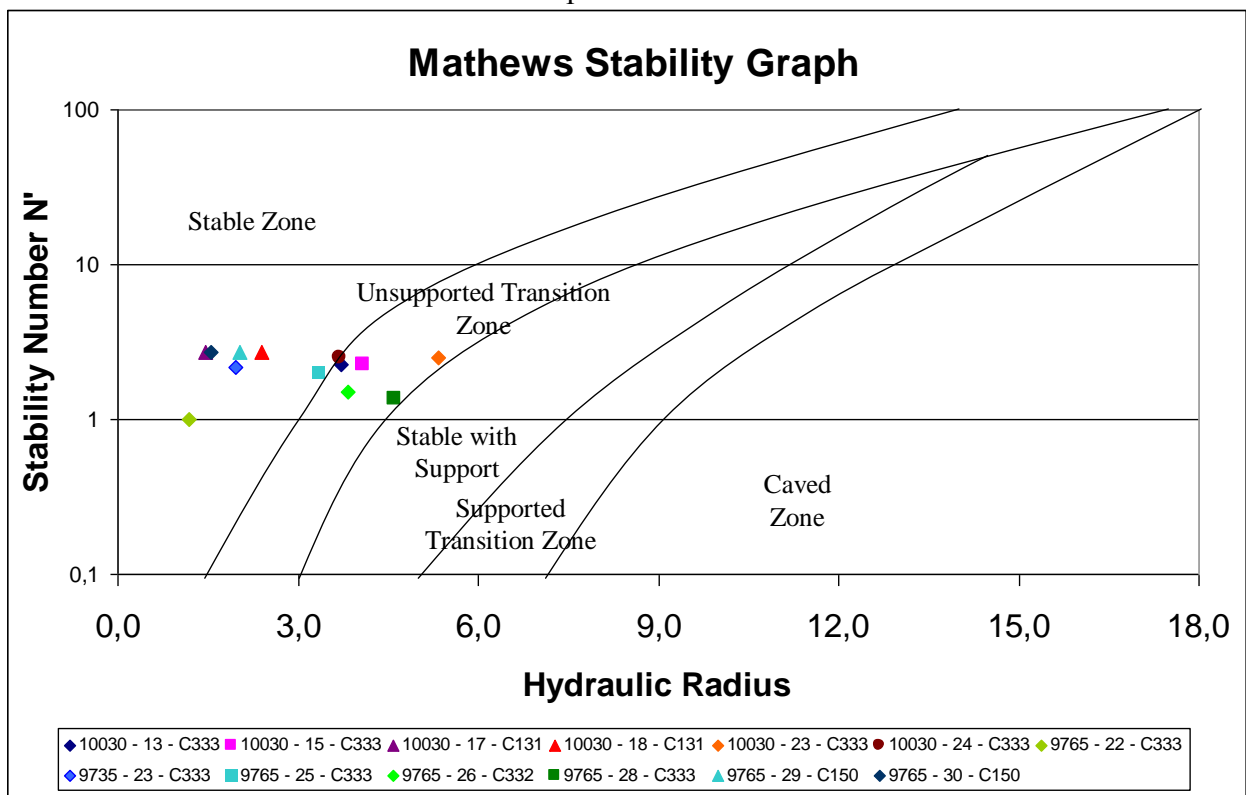


Gráfico N° 5: Gráfico de Estabilidad de Mathews para caserones Alimak. (Mathews, 1980)

Se puede apreciar que los caserones están dentro de las zonas estables y transición entre estables y estables con soporte. Los caserones que son estables son 18-10030C333, 29-9765C150, 23-9765C333, 30-9765C150, 22-9975C333, 17-10030C131, 30-9765C150 y 25-9765C333.

5.3 Simulación y Calibración de la Tronadura

En esta etapa se utilizó el modelo de tronadura realizado por el Ingeniero Alfredo Rivera (2007), el cual fue validado y comparado con el modelo realizado por H. P. Rossmannith (2006), los cuales dieron resultados similares en la modelación de la tronadura. Para la obtención de los resultados, utilizando el modelo 2007, se cambiaron los parámetros de la densidad de la roca, la velocidad de detonación del explosivo (emulsión), el módulo de Young y la razón de Poisson del macizo rocoso. Con el fin de calibrar el modelo de tronadura, se asignaron sectores del rajo abierto a los valores del módulo Young y la razón de Poisson, para representar lo más fielmente posible los registros obtenidos por los Acelerómetros presentes en la mina subterránea.

El primer paso fue modelar la tronadura con sus valores reales, o sea, la cantidad máxima de kilogramos de explosivos por retardo y los valores del módulo de Young y la razón de Poisson de 30 GPa y 0,28 respectivamente. El ploteo de los puntos que relacionan los PPV registrados por los Acelerómetros y obtenidos por el modelo, se encuentran a continuación:

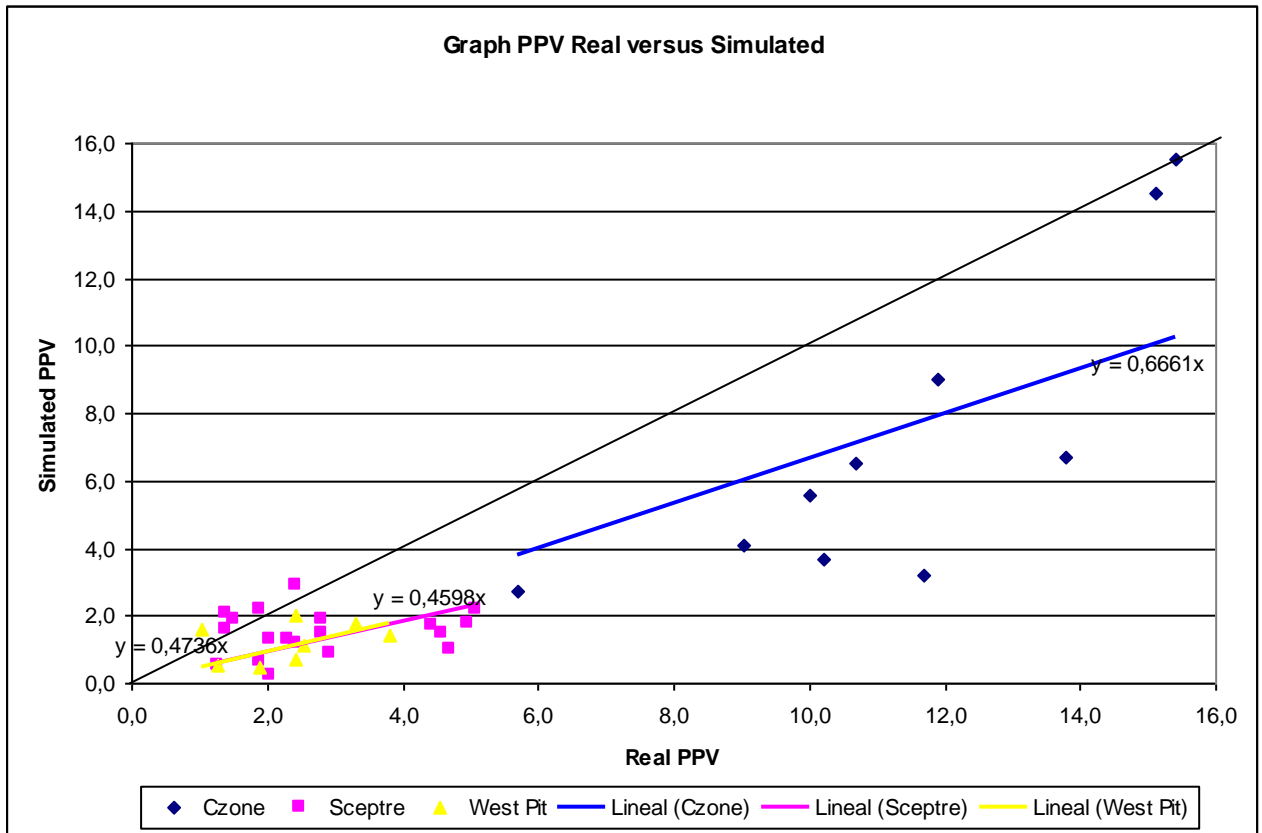


Gráfico N° 6: Ploteo de Puntos PPV reales versus los Simulados para las tres zonas del rajo abierto.

En el gráfico anterior se aprecia que la simulación de la tronadura se comporta de la misma manera en las tres zonas del rajo abierto, observando similares pendientes en las curvas. Esto se puede deber a que la simulación de la tronadura fue hecha con los mismos valores del Módulo de Young y Razón de Poisson para todos los valores. En el grafico 6 se puede apreciar que no existen direcciones preferenciales donde haya un comportamiento distinto de la propagación de las vibraciones. La simulación de la tronadura se realizó con los valores del módulo de Young y razón de Poisson de 30 GPa y 0,28 respectivamente. En esta etapa no se realizó una calibración de la tronadura, por ende los valores de las pendientes de la tronadura no es cercano a 1.

En promedio, los valores de velocidad máxima de partícula simulados en Comsol corresponden a la mitad de los valores registrados por los Acelerómetros y por lo tanto, el modelo subestima los valores reales. La causa de esto se debe a que el modelo no está ajustado y las estructuras del macizo rocoso no están incluidas en dicho modelo. Esto conlleva a ajustar los valores de los parámetros del macizo rocoso, el módulo de Young y la razón de Poisson, asignando estos valores a zonas específicas del rajo abierto.

La calibración del modelo de la tronadura consistió en cambiar los parámetros del macizo rocoso, utilizando los valores reales de las tronaduras. Los valores del módulo de Young y la razón de Poisson que mejor ajustaron los registros de PPV, obtenidos por el programa Comsol, se encuentran en la tabla N° 12:

Parámetros	Rajo Abierto		
	Czone Pit	Sceptre Pit	West Pit
Módulo de Young (GPa)	22	23	23
Razón de Poisson	0,42	0,46	0,46

Tabla N° 12: Valores ajustados del Módulo de Young y Razón de Poisson.

Los resultados de las calibraciones para las tres zonas del rajo abierto se encuentran a continuación:

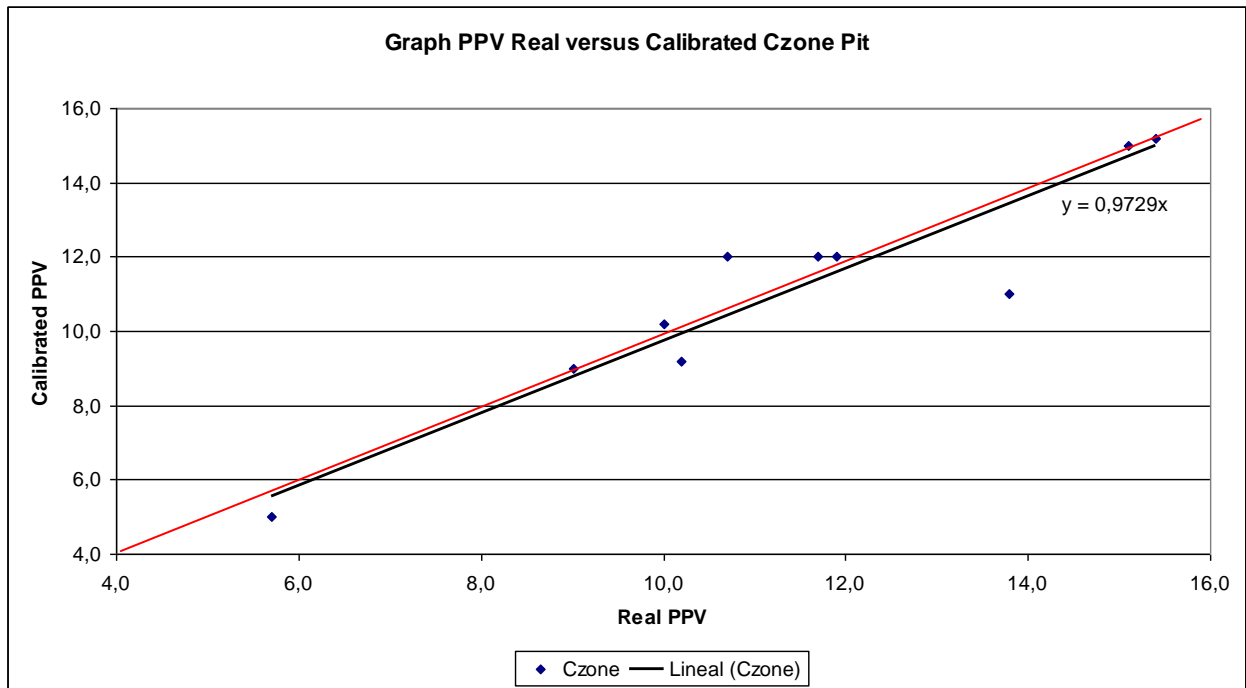


Gráfico N° 7: Gráfico de puntos PPV reales versus los calibrados para la zona C pit.

En el gráfico 7 se puede apreciar que el ploteo de los valores reales de PPV versus los calibrados en Comsol se ajustan muy bien a la curva con pendiente 1 (roja). Siempre existirá un error en la realización de un modelo numérico, el cual se puede deber a estos son una aproximación de la realidad, y se trata de implementar la variabilidad del macizo rocoso en solo dos parámetros los cuales son el módulo de Young y la razón de Poisson.

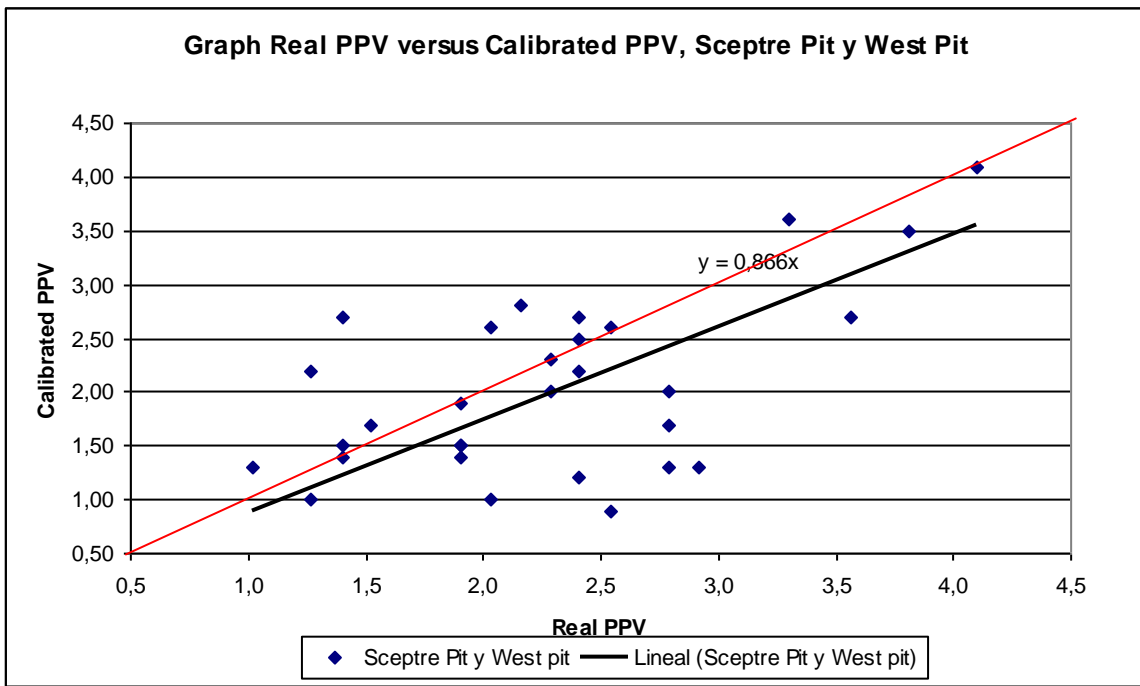


Gráfico N° 8: Gráfico de Puntos PPV reales versus los calibrados para Sceptre Pit y West Pit.

Al igual que el modelo calibrado para la zona C, este modelo ajusta de mejor forma los valores de que aquellos registrados por los acelerómetros. Se trato de ajustar de la mejor forma posible el modelo de la tronadura, cambiando los valores del módulo de Young y razón de Poisson, sin embargo, la mejor curva que se obtuvo fue la mostrada en el gráfico 8. La línea roja muestra por donde debería pasar los valores del modelo ajustado. Para las zonas Sceptre y West, el modelo de la tronadura subestima los valores, al igual que para los de la zona C, pero en mayor medida. Esto se puede deber a la mayor distancia entre la tronadura, a la cantidad de estructuras presentes entre los dos puntos.

Los errores promedios, obtenidos para cada una de las zonas del rajo abierto, se encuentran a continuación:

Zonas	Error Promedio (%)
Czone Pit	3
Sceptre Pit	10
West Pit	10

Tabla N° 14: Errores Promedio en la Calibración de la Tronadura.

Los valores de Máxima Velocidad de partícula que se utilizaron para calcular las distancias máximas, fueron:

Zonas	Valores de PPV (mm/seg)
Czone Pit	10 ± 2,5
Sceptre Pit	10 ± 2,5
West Pit	10 ± 2,5

Tabla N° 15: Valores de PPV utilizados en la predicción de vibraciones.

El error en la tabla anterior es menor para la zona C e igual para las zonas Sceptre y West Pit. Esto se debe a que el sensor se encuentra en la zona C, cuya distancia entre la tronadura de esta zona y el sismógrafo es menor a los otros dos rajos. Las máximas distancias de los valores de Máxima Velocidad de partícula, mostrados en la tabla anterior, se encuentran en los siguientes gráficos.

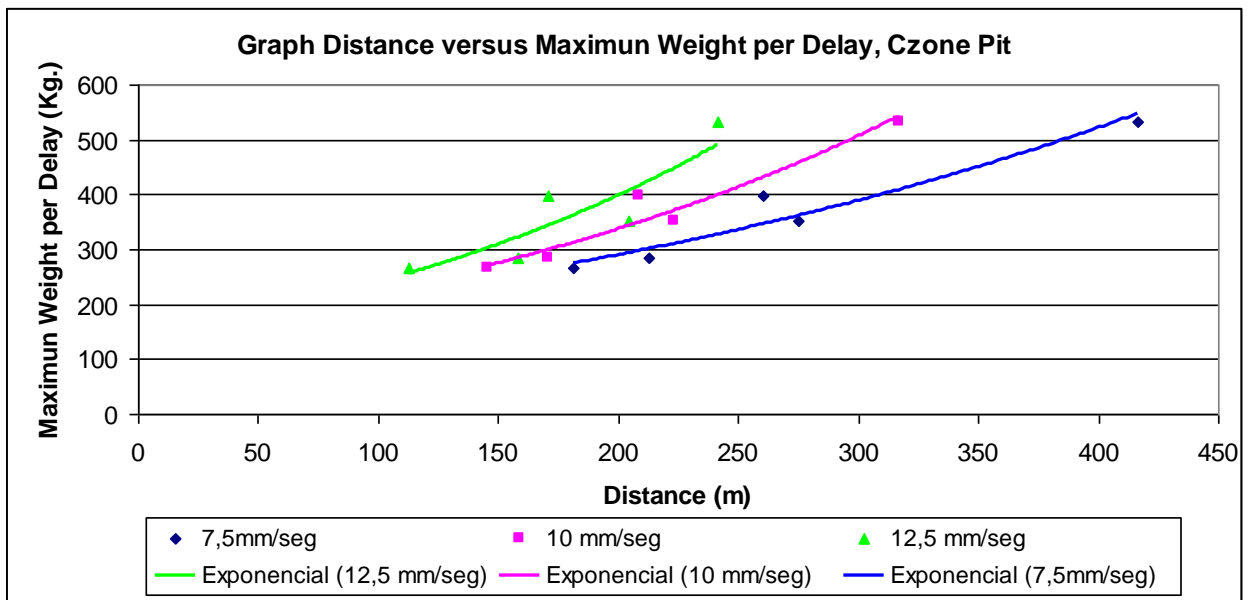


Gráfico N° 9: Distancias máximas versus cantidad máxima de explosivos por retardo, para la zona C

Del gráfico anterior, se aprecia que las cantidades máximas de explosivos por retardo son 266 y 532 kilogramos y las distancias máximas a la cual llegarían las vibraciones de 10 mm/seg, corresponden a 150 y 330 metros, respectivamente. Si se quisiera ser conservador, en un rango de vibraciones, se adoptaría aquella de 7,5 mm/seg. Se trato de buscar una dirección preferencial con respecto a las estructuras del macizo rocoso, pero la diferencia entre los parámetros ajustados para direcciones norte y sur no fue significativa, por lo que se optó por ajustar el modelo de la tronadura con los mismos valores del módulo de Young y razón de Poisson.

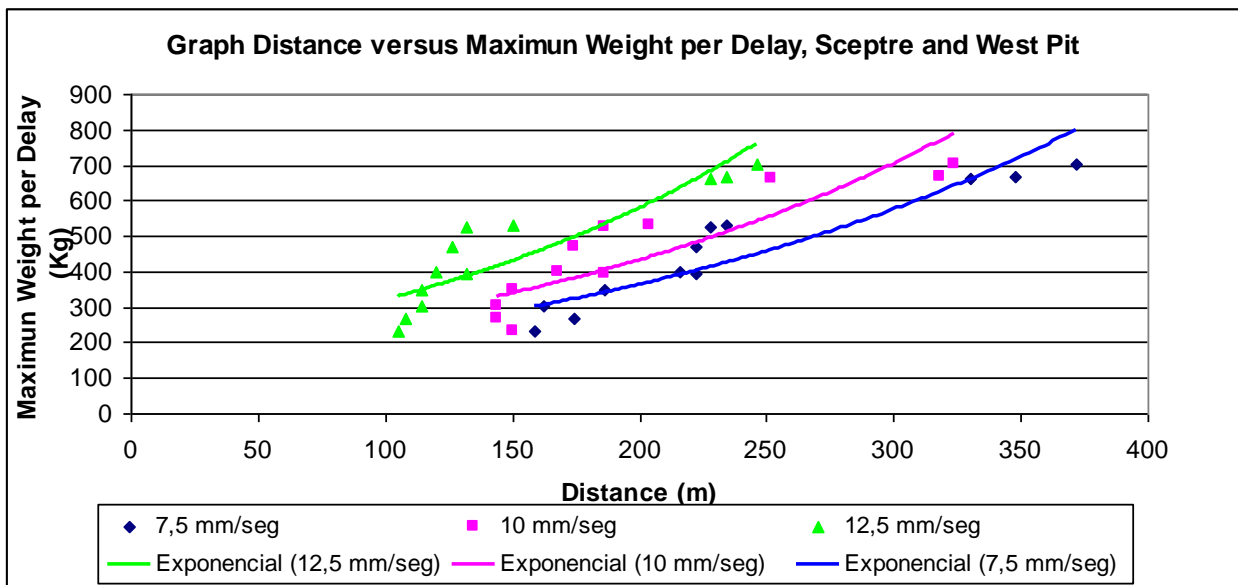


Gráfico N° 10: Distancias máximas versus cantidad máxima de explosivos por retardo, para Sceptre pit y West pit.

De acuerdo al gráfico anterior mostrando las vibraciones de 10 mm/seg, las distancias asociadas a una cantidad máxima de explosivos por retardo van desde 150 a 330 metros, las que corresponden a las cantidades de explosivos por retardo de 300 a 800 kilogramos. Las posiciones de las tronaduras para estas dos zonas son al Oeste con respecto a la posición de los acelerómetros, por lo tanto las vibraciones producto de las explosiones se propagan “paralelamente” a las vetas hasta llegar a los sensores. Se optó por ajustar el modelo de la tronadura con los mismos valores del módulo de Young y razón de Poisson.

Se realizó una comparación con respecto al método de la Distancia Escalada, obteniendo un gráfico similar a los obtenidos con Comsol, gráfico 11:

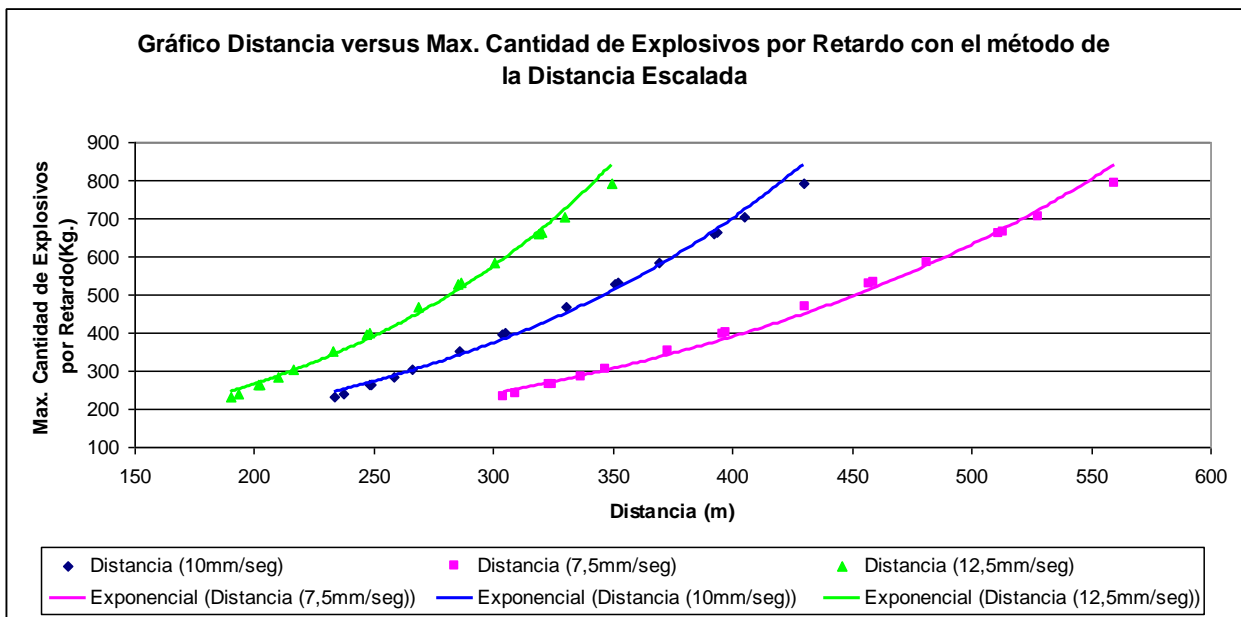


Gráfico N° 11: Distancias máximas versus cantidad máxima de explosivos por retardo con el método de la Distancia Escalada, para Williams Mine.

El error promedio que se obtiene al utilizar el método de la Distancia Escalada para la zona C es de 15%, Sceptre pit es de 40% y West pit de 20%. Según en gráfico 11, las distancias máximas que se obtienen de las vibraciones producto de las tronaduras con una cantidad máxima de explosivos por retardo de 250 y 800 Kg, son 230 y 430 metros respectivamente para 10 mm/seg. Existe una diferencia con respecto a los obtenidos con Comsol, el cual se debe a que son dos métodos distintos, donde la Distancia Escalada utiliza una relación empírica entre el PPV, la cantidad máxima de explosivos por retardo y la distancia entre la tronadura y los acelerómetros, mientras que Comsol utiliza la ecuación diferencia de movimiento, integrando condiciones de borde al sistema.

CAPITULO 6: CONCLUSIONES

Este trabajo nos permite concluir que la modelación realizada para calcular los campos de esfuerzos de una mina y simular la tronadura constituyen una aproximación de la realidad. Los programas utilizados fallan en la modelación de un macizo rocoso heterogéneo, la implementación de estructuras (fallas, grietas, planos, etc.), la complejidad de las excavaciones mineras, los métodos de resolución de los problemas y por ultimo, los requerimientos necesarios para resolver las modelaciones.

El área de interés del estudio está en la parte superior de la zona C de la mina Williams. Se realizaron dos modelos numéricos en *Examine3d* para calcular los campos de esfuerzos producto de las labores mineras, éstos se realizaron para un desarrollo de la minería hasta Marzo del 2008 y completado hasta el nivel 9450 (año 2011). Se pudo comprobar que el avance de la minería en el tiempo produce un aumento de esfuerzos que se redistribuyen y se concentran a lo largo de los pilares que separan caserones contiguos. También se pudo comprobar que el avance en la profundidad del rajo abierto contribuye en un aumento en los esfuerzos de tracción a u vez un aumento de los esfuerzos en los pilares y contornos de los caserones del nivel 10030. La ventaja de *Examine3d* fue el reducido tiempo para solucionar los campos de esfuerzos. El tiempo que utilizó el modelo fue de 30 minutos para aquel completado hasta Marzo del 2008 y de 3 horas para el modelo realizado hasta el año 2010. La gran desventaja de este software es que modela el macizo rocoso como un medio elástico, o sea, si los esfuerzos que actúan sobre el macizo sobrepasan su resistencia máxima, este macizo falla. En la realidad, los

modelos constitutivos de los macizos rocosos son elasto-plásticos, por lo que pasado su esfuerzo máximo, este macizo puede seguir soportando carga, a una menor medida, aumentando su deformación. Otra desventaja es que modela el medio como si fuese un tipo de roca con sus propiedades elásticas. En la práctica, esto no es así. El medio posee un conjunto de rocas que constituyen el macizo rocoso, todos con distintas propiedades de resistencias, estructuras, densidades, etc.

Se realizó un estudio de la estabilidad de los caserones Alimak, mediante el método de estabilidad de Mathews. Las excavaciones de la zona C se encuentran en las zonas estables y de transición entre estables y estables con soporte. Si bien todos los caserones tienen soporte, en la práctica algunos han fallado por tracción, y por desprendimiento de rocas debido a las estructuras las cuales son muy complejas (3 sets).

En la actualidad, los métodos utilizados para estudiar las vibraciones son relaciones empíricas que asocian las vibraciones medidas con acelerómetros con las cantidades máximas de explosivos por retardo y las distancias entre el origen de las vibraciones y el punto de registro de estas. Estas relaciones empíricas se obtienen a partir de regresiones lineales, las cuales son diferentes para cada mina, debido a que las vibraciones se propagan de distinta manera para cada tipo de roca y se comportan de distinta forma frente a estructuras del macizo rocoso.

Se han hecho avances en la modelación de la tronadura, pero no toman en cuenta todas las variables que influyen en este proceso. Las características que influyen en la modelación de la tronadura son el macizo rocoso con sus propiedades,

características del explosivo, cantidad de explosivo usado, etc. El modelo utilizado fue el que modela la tronadura como una ecuación de movimiento. Este fue implementado por Rivera en el programa *Comsol*. Debido a lo complejo de la forma del rajo abierto, compuesto por un rajo mediano (Czone) y dos rajos pequeños (Sceptre y West), y a las estructuras presentes en el macizo rocoso, el problema se resolvió en forma bidimensional. Se construyeron planos que contenían la tronadura y el acelerómetro que registraba las vibraciones. El mejor ajuste del modelo fue con valores del modulo de Young y razón de Poisson de 22 GPa y 0,42 para Czone Pit, 23 GPa y 0,46 para Sceptre Pit y 22 GPa y 0,46 para West Pit, produciendo errores promedio de 15% para Czone Pit, 30% para Sceptre y West Pit. Esta variabilidad en las propiedades del macizo rocoso se debe a la dirección de propagación de la tronadura, heterogeneidad y estructuras de la roca y a la distancia desde la explosión y el acelerómetro.

El estudio no está completado, se debería seguir recopilando información sobre la tronadura, registrando las vibraciones en acelerómetros, así como los efectos tangibles de las explosiones en los caserones. También se debería instalar un sistema de geófonos centralizado, en lugares estratégicos de la zona C, cercanos a las excavaciones, lugares de descanso, tráfico y piques de traspaso.

CAPÍTULO 7: REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. BRADY, B. H. G y BROWN, E. T. 2004. Rock Mechanics for Underground Mining. 3ª Edición. Netherlands. Kluwer Academic Publishers. 626p.
2. CHACÓN F, J. 2000a. Tecnología de los Explosivos. Santiago de Chile. Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Chile. 109p.
3. CHACÓN F, J. 2000b. Tronadura. Santiago de Chile. Departamento de Ingeniería de Minas, Universidad de Chile. 57p.
4. Canadá. Williams Mine. Williams Operating Corporation: 2006 Mine Design Document. 42 p.
5. VALLEJOS, J., and MCKINNON, S.D. (2006). Guidelines for the Development of re-entry Protocols in Seismically Active Mines. Parts II. Documents presented at a MASHA sponsored Industry Workshop, 7 December, Sudbury Ontario. Canadá. 31 p.
6. Williams Mine. Williams Operating Corporation: 2006 Mine Design Document. 42 p.

7. BRADY, B. H. G y BROWN, E. T. 2004. Rock Mechanics for Underground Mining. Blasting Mechanics. 3^a Edición. Netherlands. Kluwer Academic Publishers. pp. 518- 542.
8. HUTCHINSON, D., PHILLIPS, C., and CASCANTE, G. (2002). Risk Considerations for crown pillar stability assessment for mine closure planning. Document presented at Geotechnical and Geological Engineering. Kluwer Academic Publishers. Netherlands. 23 p.
9. ALCOTT, J., KAISER, P., and SIMSER, B. (1998). Use of Micro seismic Source Parameters for Rockburst Hazard Assessment. Document presented at Pure and Applied Geophysics. Birkhauser Verlag. Basel. 24 p.
10. RAINA, A., CHAKRABORTY, A., RAMULU, M., and JETHWA, J. (2000). Rock mass damage from underground blasting, a literature review, and laboratory and full scale tests to estimate crack depth by ultrasonic method. Document presented at International Journal of Blasting and Fragmentation 4. Central Mining Research Institute. Shankar Nagar. 23 p.
11. Henning, J. Influence of Ancient Mine Workings on Ground Stability Decisions at the Porcupine Joint Venture. 12 p.

12. CHOUDHURY, P., RAINA, A., RAMULU, M., CHAKRABORTY, A., BANDOPADHYAY, C. (2004). Crown Pillar Stability Assessment in an Underground Copper Mine Using Acoustic Emission. Document presented at SINOROCK2004 Symposium. 6 p.
13. ESEN, S., and BILGIN, A. Evaluation of Blast Vibrations From Sekköy Surface Coal Mine in Turkey. Department of Mining Engineering. Middle East Technical University. Ankara, Turkey. 14 p.
14. LARSSON, K. (2004). Mining Induced Seismicity in Sweden. Luleå University of Technology. Department of Civil and Environmental Engineering. Division of Rock Mechanics. 169 p.
15. PAL ROY, P. (2005). Rock Blasting, Effects & Operations. Central Mining Research Institute. Blasting Department. Dhanbad, India. 341 p.
16. HOPLER, R. (1998). Blasters' Handbook. 17^a Edición. International Society of Explosives Engineers. Cleveland, USA. 742 p.
17. RIVERA, A. (2007). Tronadura Confinada para Acondicionamiento de Macizos Rocosos. Memoria Ingeniería Civil de Minas. Universidad de Chile. Santiago, Chile. 170 p.
18. SHADDOCK, M (2008). Alimak Ventilation. Williams Operating Corporation. Marathon, Ontario, Canadá. 17 p

19.ESPINOZA, J. 2004. Evaluación y Mitigación de Daño por Monitoreo de Vibraciones de Tronadura, Mina Los Colorados. Universidad de Santiago de Chile. 124p.

ANEXOS

1. Clasificación Macizo Rocoso.

1.1 RMR

A. CLASSIFICATION PARAMETERS AND THEIR RATINGS									
Parameter			Range of values						
1	Strength of intact rock material	Point-load strength index	>10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	For this low range - uniaxial compressive test is preferred		
		Uniaxial comp. strength	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5 - 25 MPa	1 - 5 MPa	< 1 MPa
	Rating	15	12	7	4	2	1	0	
2	Drill core Quality RQD		90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	< 25%		
	Rating		20	17	13	8	3		
3	Spacing of discontinuities		> 2 m	0.6 - 2 . m	200 - 600 mm	60 - 200 mm	< 60 mm		
	Rating		20	15	10	8	5		
4	Condition of discontinuities (See E)		Very rough surfaces Not continuous No separation Unweathered wall rock	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Slightly weathered walls	Slightly rough surfaces Separation < 1 mm Highly weathered walls	Slickensided surfaces or Gouge < 5 mm thick or Separation 1-5 mm Continuous	Soft gouge >5 mm thick or Separation > 5 mm Continuous		
	Rating		30	25	20	10	0		
5	Ground water	Inflow per 10 m tunnel length (l/m)	None	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		(Joint water press)/ (Major principal σ)	0	< 0.1	0.1, - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		General conditions	Completely dry	Damp	Wet	Dripping	Flowing		
	Rating		15	10	7	4	0		
B. RATING ADJUSTMENT FOR DISCONTINUITY ORIENTATIONS (See F)									
Strike and dip orientations			Very favourable	Favourable	Fair	Unfavourable	Very Unfavourable		
Ratings	Tunnels & mines		0	-2	-5	-10	-12		
	Foundations		0	-2	-7	-15	-25		
	Slopes		0	-5	-25	-50			
C. ROCK MASS CLASSES DETERMINED FROM TOTAL RATINGS									
Rating			100 ← 81	80 ← 61	60 ← 41	40 ← 21	< 21		
Class number			I	II	III	IV	V		
Description			Very good rock	Good rock	Fair rock	Poor rock	Very poor rock		
D. MEANING OF ROCK CLASSES									
Class number			I	II	III	IV	V		
Average stand-up time			20 yrs for 15 m span	1 year for 10 m span	1 week for 5 m span	10 hrs for 2.5 m span	30 min for 1 m span		
Cohesion of rock mass (kPa)			> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100		
Friction angle of rock mass (deg)			> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15		

Tabla N° 15: Tabla de Clasificación para RMR.

2 Estabilidad de Caserones

2.1 Factor A

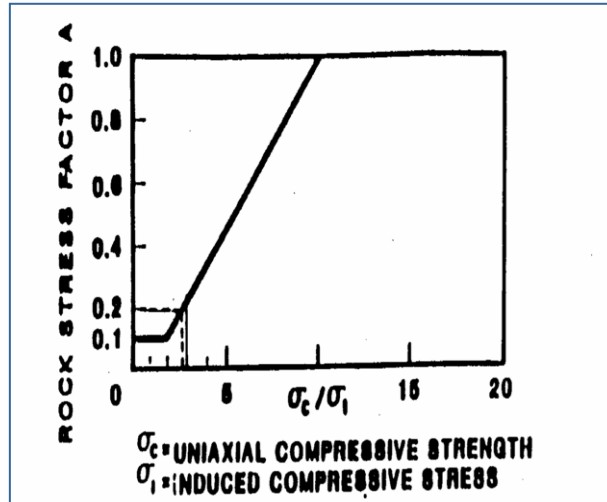


Fig. N° 30: Ajuste por Esfuerzo Inducido

2.2 Factor B

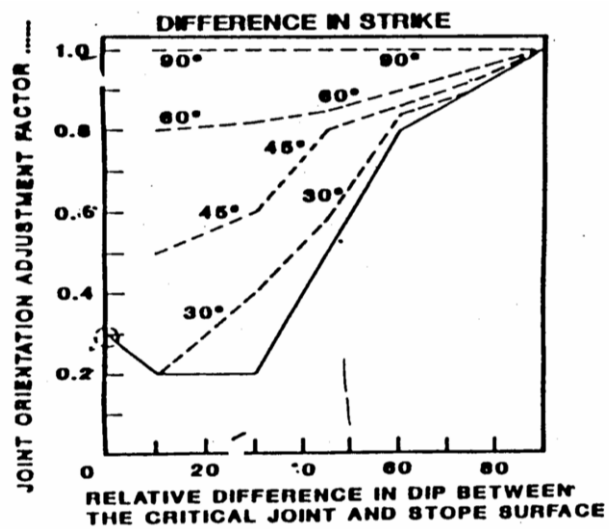


Fig. N° 31: Factor de Ajuste por Orientación de Estructuras

2.3 Factor C

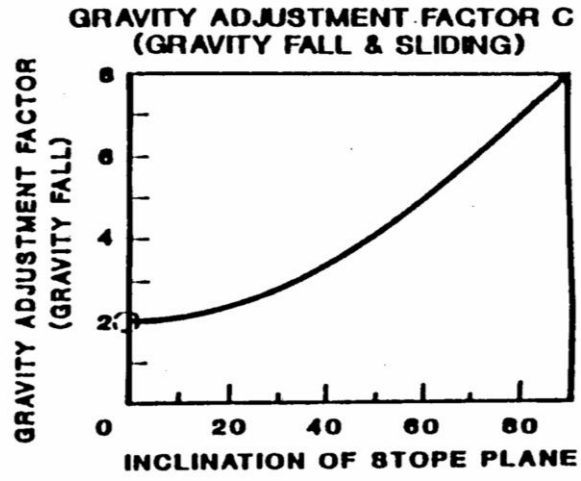


Fig. N° 32: Factor Gravitacional