



**UNIVERSIDAD DE CHILE
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA DE MINAS**

**EVALUACIÓN DEL EFECTO TRONADURA EN LA ESTABILIDAD Y DILUCIÓN DE
CASERONES EN MINERÍA SUBTERRÁNEA SELECTIVA**

**TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN MINERÍA
MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS**

FRANCISCO NICOLÁS MARCO RUBIO

**PROFESOR GUÍA:
RAÚL CASTRO RUIZ**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
JAVIER VALLEJOS MASSA
RICARDO VARGAS VERGARA
HÉCTOR PARRA GÁLVEZ**

SANTIAGO - CHILE

2015

RESUMEN EJECUTIVO

La perforación y tronadura representan una de las operaciones unitarias de mayor importancia en el ciclo minero y pueden influir fuertemente en la dilución de un caserón. Las variables asociadas operacionales y de diseño asociadas a estas operaciones unitarias no son consideradas en el método de estabilidad gráfico, por lo que su aplicación a minería de vetas angostas implica altos errores de estimación de sobre excavación. Este es el caso de Mina El Peñón, que presenta altos porcentajes de dilución, a pesar de presentar una condición estable de acuerdo al gráfico de estabilidad.

El objetivo principal de este trabajo es construir un modelo de dilución y ELOS para minería subterránea selectiva junto al desarrollo de una metodología que permita evaluar el efecto de la tronadura en la estabilidad y dilución de caserones en minería subterránea selectiva. Para esto, se realizó un back análisis de la sobre excavación de caserones utilizando un modelo estadístico multivariable en conjunto con el empleo herramientas numéricas para simular la tronadura y predecir sus efectos.

A partir del análisis de la base de datos se construye un modelo de regresión logística para estimar la dilución que la Pared colgante. Se determina que las variables que más influyen en su dilución son el ancho de veta, la desviación del tiro, el radio hidráulico y el undercutting. En base a estas variables se construyen gráficos y tablas operacionales que permiten determinar la frontera para la desviación máxima del tiro de manera de tener una dilución admisible dentro del rango definido por El Peñón (30%). En el caso de la Pared yacente el modelo de dilución muestra que el radio hidráulico deja de ser significativo y comienzan a ser relevantes variables asociadas a la calidad del macizo rocoso y las características de la tronadura. Es por este motivo, que se concluye que la dilución de la Pared yacente está asociada principalmente a la sobre excavación producto de la tronadura más que a razones de estabilidad geomecánica.

Utilizando el modelo de dilución de la Pared colgante se construye una herramienta de diseño que permite definir la distancia máxima entre subniveles, de manera de tener una dilución bajo la dilución admisible definida por El Peñón. Esta herramienta es útil para el dimensionamiento de los caserones de El Peñón, debido al mal desempeño obtenido utilizando el método de estabilidad gráfico en esta mina.

Para determinar la extensión máxima de la sobre excavación y del daño producto de la tronadura, se calibra un criterio de sobre quiebre utilizando un modelo de atenuación de onda. Con esto se determina que el PPV de quiebre para los subsectores Bonanza S-C y Bonanza N-NN es de 3.598 [mm/s] y 4.050 [mm/s] respectivamente, mientras que el nivel al cuál se produce daño es de 1.122 [mm/s] para ambos subsectores. En base a la extensión del sobre quiebre por tronadura se obtiene que la sobre excavación de la Pared colgante atribuible a la redistribución de esfuerzos varía entre 0,36 m y 0,48 m, dependiendo del subsector de Bonanza, lo que representa entre un 35% y un 45% de la sobre excavación total

Finalmente, se construye un modelo numérico para cuantificar el efecto del daño por tronadura en la sobre excavación de la Pared colgante. Se observa un incremento en la sobre excavación directa y en la zona de relajación de esfuerzos al incluir el daño por tronadura. Sin embargo, al considerar el efecto que producen dos explosivos de distinta densidad, los resultados obtenidos no son consistentes, produciéndose una reducción de la zona de relajación debido a una disminución del “undercutting efectivo” de la pared. Este resultado se contradice con el análisis de regresión logística y los datos empíricos, por lo que se concluye que el criterio numérico utilizado ($\sigma_3 \leq 0$) no reproduce bien los mecanismos involucrados en el efecto del daño por tronadura en los caserones de El Peñón, por lo tanto, debería determinarse un criterio específico para esta faena.

ABSTRACT

Drilling and blasting represents one of the most important unit operations in the mining cycle and can strongly influence the stope dilution. The variables associated with this unit operations are not considered in the stability graph method, that application to narrow vein mining involves high estimation errors. This is the case of El Peñón Mine, which has high dilution rates, despite having a stable condition according to the stability graph.

The main objective of this thesis is to develop a dilution and ELOS model's and a methodology to assess the effect of blasting on the stope stability and dilution, both in selective underground mining. To achieve this objective, was conducted a back analysis of stopes overbreak using a multivariate statistical model in conjunction with the use of numerical programs to simulate the blasting and predict their effects.

From the analysis of the database, a logistic regression model was constructed to estimate the dilution of hanging wall. It is determined that the variables that most influence their dilution are the vein width, the drillhole deviation, the hydraulic radius and undercutting. Based on these variables are constructed design charts and design tables for determining the limit for the maximum drillhole deviation in order to have an acceptable dilution within the range defined by El Peñón (30%). In the case of footwall, the dilution model shows that the hydraulic radius is not significant and begins to be relevant variables associated to rock mass quality and blasting characteristics. It is for this reason, it is concluded that the dilution of the footwall is primarily associated with blast overbreak rather than geotechnical stability reasons.

A design tool is develop using the hanging wall dilution model. The design tool define the maximum distance between sub levels allowing to achieve a dilution lower that the admissible percentage of dilution by El Peñón. This design tool is usefull to determine the size of stopes of El Peñón compared to stability graph method.

To determine the maximum extent of overbreak and blast damage, is calibrated a overbreak criteria using a wave attenuation model. It is determinate that breakage PPV for sub-sector Bonanza S-C is 3.598 [mm/s] and Bonanza N-NN is 4.050, while the level at which damage occurs is 1.122 [mm/s] for both sub-sectors. Based on the extension of blast overbreak is determined that hanging wall stress overbreak changes between 0.36 m and 0.48 m, for different Bonanza's sub-sectors. This represents between 35% and 45% of the total overbreak.

Finally, a numerical model was constructed to quantify the effect of blast damage in hanging wall overbreak. It notes an increase of blast overbreak and the relaxed zone when the damage by blasting is included. However, when the effect of the the two explosive with different densities is considered, the results are not consistent. This produce a reduction of the relaxed zone due to a decrease in "effective undercutting", this effect is remarkable when considering drillhole deviation. This result contradicts the logistic regression analysis and empirical data, so, it is concluded that the numerical criteria used ($\sigma_3 \leq 0$) doesn't apply the mechanism involved in the effect of blast damage in the stopes of El Peñón, should determinate a specific criteria for this operation.

AGRADECIMIENTOS

El presente trabajo de Tesis se realizó en el marco del proyecto Innova Chile CORFO 11IDL2-10630: “Desarrollo de herramientas de diseño para minería subterránea selectiva en Chile”, desarrollándose por el Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile.

En primer lugar, quiero agradecer a mis padres por el gran y constante apoyo brindado durante toda mi formación universitaria. Les agradezco su cariño y compromiso incondicional en la formación personal y profesional que he llevado a cabo.

A mis abuelos y familiares que participaron activamente durante este proceso de crecimiento.

A mis amigos de la universidad, partiendo por los que conocí durante los primeros años: Luengo, Chicha, Rolo, Guti, Superman, Negro, Jaime y Seba Irribarra; continuando con los amigos que conocí durante la carrera de minas y jugando pool: Pancho, Manuel Silva, Chamo, Pato Vergara y su pandilla (Salinas, Perro, Ginobilli, Monje, etc); finalizando con los amigos durante mi paso por BCLAB: Kimie, Caro, Mena, Lore, etc.

A los Profesores Raúl Castro y Javier Vallejos por su orientación y consejos para abordar la investigación, y a los miembros integrantes de la comisión por sus aportes a la mejora de este trabajo.

A mi querido pueblo Navidad por los buenos momentos que he pasado y por haber sido mi segundo hogar durante innumerables celebraciones, fines de semana y vacaciones.

TABLA DE CONTENIDO

Capítulo 1	INTRODUCCIÓN	1
1.1	Introducción	1
1.2	Objetivos de la investigación	2
1.2.1	Objetivos generales	2
1.2.2	Objetivos específicos	2
1.3	Justificación de la investigación	2
1.4	Alcances	3
1.5	Metodología	3
1.6	Contenidos de la tesis	4
Capítulo 2	ANTECEDENTES	6
2.1	Introducción	6
2.2	Método de Estabilidad Gráfico	6
2.2.1	Descripción del método de estabilidad gráfico	6
2.2.2	Aplicación a minería de vetas angostas	13
2.2.3	Factores adicionales que afectan la estabilidad de caserones	14
2.3	Dilución	15
2.3.1	Dilución y su costo	15
2.3.2	Definición de dilución	16
2.3.3	Dilución en vetas angostas	17
2.3.4	Cuantificación de la dilución	17
2.4	Fundamentos de Tronadura	21
2.4.1	Mecanismos de rotura de la roca	21
2.4.2	Energía del explosivo	22
2.4.3	Velocidad de detonación (VOD)	22
2.4.4	Desacoplamiento	23
2.5	Daño por tronadura	24
2.5.1	Modelo de vibraciones	24
2.5.2	Modelo de atenuación de onda de Holmberg-Persson	25
2.5.3	Criterio de daño	27
2.6	Aplicación de conceptos a la tesis de investigación	29
2.7	Análisis de variables que influyen en la sobre excavación	30
2.7.1	Análisis de Clark (1998)	32
2.7.2	Análisis de Wang (2004)	32
2.7.3	Análisis de Stewart (2005)	34
2.8	Conclusiones	37
Capítulo 3	METODOLOGÍA EXPERIMENTAL	39
3.1	Construcción base de datos Mina El Peñón	39
3.2	Determinación modelo de estimación de dilución y ELOS	39
3.3	Calibración criterio de sobre quiebre por tronadura	40
3.4	Efecto del daño por tronadura en la sobre excavación	40
Capítulo 4	CONSTRUCCIÓN DE LA BASE DE DATOS	42

4.1	Antecedentes mina El Peñón	42
4.1.1	Descripción del yacimiento	42
4.1.2	Geología	43
4.1.3	Alteración y mineralización	43
4.1.4	Modelo litológico	44
4.1.5	Mecanismos de inestabilidad.....	45
4.1.6	Generalidades del método de explotación.....	46
4.1.7	Sector Bonanza	48
4.1.8	Perforación y tronadura	49
4.1.9	Equipos mina.....	51
4.1.10	Secciones de galería	54
4.2	Antecedentes para la construcción de la base de datos	56
4.3	Consideraciones para la construcción de la base de datos	57
4.4	Descripción de la base de datos.....	59
4.5	Resumen base de datos	65
4.6	Ubicación datos de EL Peñón Gráfico ELOS.....	70
4.7	Conclusiones.....	71
Capítulo 5	MODELO DE ESTIMACIÓN DE DILUCIÓN/ELOS	73
5.1	Regresión logística	73
5.1.1	Descripción.....	73
5.1.2	Interpretación coeficientes de regresión y razón de probabilidad	74
5.1.3	Test estadísticos y calidad de ajuste	75
5.2	Modelos de Dilución	75
5.2.1	Modelo dilución Pared colgante.....	77
5.2.2	Modelo dilución Pared yacente.....	82
5.3	Modelos de ELOS.....	87
5.3.1	Modelo ELOS Pared colgante	87
5.3.2	Modelo ELOS Pared yacente	89
5.4	Influencia de las variables en los modelos de Dilución/ELOS.....	91
5.5	Modificaciones al diseño y recomendaciones para disminuir la dilución .	94
5.5.1	Distancia entre sub niveles.....	94
5.5.2	Dimensiones de la galería y disminución del undercutting	97
5.5.3	Uso de equipo de equipo Raptor para perforación radial	98
5.5.4	Variación del diámetro de perforación	99
5.5.5	Fortificación con cables	100
5.5.6	Sistema de perforación ITH Wassara	101
5.6	Conclusiones.....	103
Capítulo 6	EFFECTOS DEL DAÑO POR TRONADURA EN LA SOBRE EXCAVACIÓN	105
6.1	Modelo de atenuación de onda y JKSimBlast.....	105
6.2	Calibración criterio de sobre quiebre Pared yacente.....	107
6.2.1	Modelo 1	111
6.2.2	Modelo 2.....	114
6.2.3	Modelo 3.....	117
6.2.4	Resumen validación modelos.....	119

6.2.5	Análisis de Sensibilidad	120
6.2.6	Modificación del diagrama de perforación utilizando offset	125
6.2.7	Determinación sobre excavación por redistribución de esfuerzos en la Pared colgante	131
6.3	Modelamiento numérico	135
6.3.1	Efecto del undercutting	136
6.3.2	Efecto del daño por tronadura	140
6.4	Conclusiones.....	143
Capítulo 7	CONCLUSIONES Y ENFOQUE FUTURO.....	146
7.1	Antecedentes.....	146
7.2	Conclusiones generales	146
7.3	Recomendaciones y trabajos futuros	150
	BIBLIOGRAFÍA	152
	Anexo A.....	157
	Anexo B.....	181
	Anexo C.....	187

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2-1: Criterio de daño y sobre quiebre	28
Tabla 2-2: Resumen análisis de variables que influyen en la sobre excavación	31
Tabla 2-3: Coeficientes de Regresión modelo multilíneal de ELOS (Wang, 2004).....	34
Tabla 2-4: BSW y BAW para distintos patrones de tronadura (veta de 0,3 m).....	36
Tabla 4-1: Propiedades geomecánicas para principales unidades litológicas El Peñón (estudio de SRK (1999) y MINGEO (2000))	45
Tabla 4-2: Distribución de Cámaras sector Bonanza	48
Tabla 4-3: Propiedades explosivos	50
Tabla 4-4: Resumen equipos de carguío	51
Tabla 4-5: Resumen equipos de transporte	52
Tabla 4-6: Resumen equipos de perforación horizontal	52
Tabla 4-7: Resumen equipos de perforación vertical	53
Tabla 4-8: Resumen base de datos. Parte A.....	65
Tabla 4-9: Resumen base de datos. Parte B.....	65
Tabla 4-10: Estadísticas Desviación Porcentual de Tiros Pared colgante y Pared yacente.....	67
Tabla 4-11: Características de explosivos utilizados en El Peñón	69
Tabla 4-12: Datos para gráfico de ELOS de Clark	70
Tabla 5-1: Codificación covariables categóricas Pared colgante	78
Tabla 5-2: Resumen modelo preliminar dilución Pared colgante (las variables en rojo corresponden a las significativas)	78
Tabla 5-3: Porcentajes de clasificación para distintos valores de p_c , modelo preliminar dilución Pared colgante	79
Tabla 5-4: Resumen modelo final dilución Pared colgante	80
Tabla 5-5: Codificación covariables categóricas Pared yacente	83
Tabla 5-6: Resumen modelo preliminar dilución Pared yacente (las variables en rojo corresponden a las significativas)	84
Tabla 5-7: Resumen modelo final dilución Pared yacente	85
Tabla 5-8: Resumen modelo preliminar ELOS Pared colgante (las variables en rojo corresponden a las significativas)	88
Tabla 5-9: Resumen modelo final ELOS Pared colgante	89
Tabla 5-10: Resumen modelo preliminar ELOS Pared yacente (las variables en rojo corresponden a las significativas)	90

Tabla 5-11: Resumen modelo final ELOS Pared yacente	91
Tabla 6-1: Parámetros de atenuación y umbrales de PPV	111
Tabla 6-2: Resultados calibración Modelo 1 (PPVq de calibración en color rojo)	113
Tabla 6-3: Resumen índices comparativos validación Modelo 1	114
Tabla 6-4: Propiedades geotécnicas unidades litológicas roca caja (Scherpenisse, 2008)	115
Tabla 6-5: Nivel de vibración máximo y criterio de daño (Scherpenisse, 2008)	116
Tabla 6-6: Resumen índices comparativos validación Modelo 2.....	117
Tabla 6-7: Resultados calibración Modelo 3 (PPVq de calibración en color rojo)	117
Tabla 6-8: Resumen índices comparativos validación Modelo 3.....	119
Tabla 6-9: Resumen validación modelos	119
Tabla 6-10: Criterio de daño y sobre quiebre Bonanza	120
Tabla 6-11: Resumen extensión sobre excavación y daño por tronadura promedios para subsectores de Bonanza	124
Tabla 6-12: Reducción de la dilución utilizando diagrama de perforación modificado (con offset) Bonanza Sur - Central	129
Tabla 6-13: Reducción de la dilución utilizando diagrama de perforación modificado (con offset) Bonanza Norte – Norte Norte	129
Tabla 6-14: Resumen sobre excavación por esfuerzos Bonanza Sur-Central	134
Tabla 6-15: Resumen sobre excavación por esfuerzos Bonanza Norte- Norte Norte ..	134
Tabla 6-16: Mediciones overcoring esfuerzos principales El Peñón	137
Tabla 6-17: Estado de esfuerzos in-situ	138
Tabla 6-18: Parámetros geomecánicos Riolitas	138
Tabla 6-19: Parámetros Hoek-Brown Riolita (sin daño por tronadura).....	138
Tabla 6-20: Parámetros de entrada, sobre quiebre y daño por tronadura (carga de columna explosiva = 14,4 m).....	141
Tabla 6-21: Parámetros Hoek-Brown Roca caja (sin daño por tronadura) y Roca caja dañada	141
Tabla 6-22: Resumen modelamiento numérico del efecto del daño por tronadura en ELOS total.....	143
Tabla 6-23: Resumen criterio de daño y sobre quiebre Bonanza.....	144
Tabla B-1: Resumen modelo preliminar dilución Pared colgante (considerando como variable el tipo de explosivo)	181
Tabla B-2: Resumen modelo preliminar dilución Pared yacente (considerando como variable el tipo de explosivo)	182
Tabla B-3: Codificación covariables categórica tipo de explosivo Pared colgante	182
Tabla B-4: Codificación covariables categórica tipo de explosivo Pared yacente	183

Tabla B-5: Resumen modelo preliminar ELOS Pared colgante (considerando como variable el tipo de explosivo)	183
Tabla B-6: Resumen modelo preliminar ELOS Pared yacente (considerando como variable el tipo de explosivo)	184
Tabla B-7: Porcentajes de clasificación para distintos valores de p_c , modelo final dilución Pared colgante	185
Tabla B-8: Porcentajes de clasificación para distintos valores de p_c , modelo final dilución Pared yacente	185
Tabla B-9: Porcentajes de clasificación para distintos valores de p_c , modelo final ELOS Pared colgante	186
Tabla B-10: Porcentajes de clasificación para distintos valores de p_c , modelo final ELOS Pared yacente	186
Tabla C-1: Criterio práctico de daño en túneles (ASP Blastronics S. A., 2007)	188

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1-1: Esquema de la metodología de la investigación	4
Figura 2-1: Gráfico de estabilidad de Mathews (Posterior a Mathews <i>et al.</i> , 1981).....	7
Figura 2-2: Gráfico de estabilidad modificado (Potvin, 1988).....	8
Figura 2-3: Factor de esfuerzos A para el análisis de estabilidad gráfico (Posterior a Potvin, 1988)	9
Figura 2-4: Factor de orientación de discontinuidades B para el análisis de estabilidad gráfico (Posterior a Potvin, 1988) (De Hutchinson y Diederichs, 1996).....	9
Figura 2-5: Factor de ajuste por gravedad C para el análisis de estabilidad gráfico (Posterior a Potvin, 1988) (De Hutchinson y Diederichs, 1996)	10
Figura 2-6: Gráfico de estabilidad modificado con soporte (Posterior a Nickson, 1992)	11
Figura 2-7: Gráfico de estabilidad de Mathews modificado por Stewart y Forsyth (1995)	12
Figura 2-8: Gráfico de estabilidad de Mathews extendido (Posterior a Trueman y Mawdesley, 2003)	12
Figura 2-9: Vista longitudinal de la geometría típica del método Bench and Fill (Villaescusa <i>et al.</i> , 2002)	14
Figura 2-10: Definición de dilución (Scoble y Moss, 1994).....	16
Figura 2-11: Esquema del sistema CMS	18
Figura 2-12: Perfil CMS para un caserón abierto (Geoffrey, 2009)	19
Figura 2-13: Gráfico estimación dilución (Posterior a Clark, 1998)	19
Figura 2-14: Diagrama esquemático parámetros modelo Holmberg-Persson.....	27
Figura 2-15: Representación de sobre excavación, dilución y daño por tronadura	29
Figura 2-16: Precisión del método de diseño gráfico en la estimación del ELOS para los casos históricos de Callinan Mine y Trout Lake Mine (Wang, 2004)	33
Figura 2-17: Datos de Barkers mine para límite de fractura 0,5 m (Stewart, 2005).....	35
Figura 3-1: Diagrama de flujo metodología de la investigación	41
Figura 4-1: Localización del proyecto mina El Peñón.....	43
Figura 4-2: Esquema modelo alteración El Peñón	44
Figura 4-3: Perfil esquemático modelo litológico El Peñón	45
Figura 4-4: Mecanismos de inestabilidad a escala veta	46
Figura 4-5: Perfil esquemático método Bench and Fill	47
Figura 4-6: a) Disposición sectores Bonanza Norte Norte y Bonanza Norte, b) Disposición sectores Bonanza Central Y Bonanza Sur.....	48
Figura 4-7: Esquema separación entre subniveles de producción sector Bonanza	49

Figura 4-8: Esquema tronadura El Peñón a) Tronadura en 1 fase, b) Tronadura en 2 fases.....	50
Figura 4-9: Dimensiones equipo SCOOP CAT R1600G (dimensiones en [mm])	51
Figura 4-10: Dimensiones equipo DUMPER CAT AD30 (dimensiones en [mm]).....	52
Figura 4-11: Dimensiones equipo Rocket Boomer 282 ATLAS COPCO (dimensiones en [mm])	53
Figura 4-12: Dimensiones equipo SIMBA H 1254 ATLAS COPCO (dimensiones en [mm])	53
Figura 4-13: a) Sección tipo accesos, b) Sección tipo nivel de transporte	54
Figura 4-14: a) Sección tipo rampa espiral, b) Sección tipo rampa principal.....	55
Figura 4-15: Sección tipo galería de producción	55
Figura 4-16: Desquinche operacional por presencia de veta pegada a la caja	56
Figura 4-17: Sección galería de producción (potencia veta = 2 m) a) manteo: 90°-80°, b) manteo: 69°-60°	56
Figura 4-18: a) Sólidos caserones de diseño, b) Sólidos levantamiento CMS de caserones.....	57
Figura 4-19: a) Vista en planta disposición collares y fondos, b) Perfil longitudinal trayectoria de tiros.....	57
Figura 4-20: a) Vista en planta medición REFLEX de tiros superpuesta a caserón de diseño y real, b) Selección de perfiles base de datos	58
Figura 4-21: a) Diagrama de perforación Triangular b) Diagrama de perforación de 3 tiros sin tiro de alivio.....	58
Figura 4-22: Tolerancia desviación de tiros, a) Ejemplo de perfil de base de datos, b) Perfil dentro de rango de tolerancia, b) Perfil fuera de rango de tolerancia	59
Figura 4-23: Parámetros para cálculo de radio hidráulico en dos dimensiones	61
Figura 4-24: Figura esquemática mostrando la influencia del undercutting en la relajación de esfuerzos. Wang (2004).....	62
Figura 4-25: Esquema cálculo de undercutting	62
Figura 4-26: Convención de signos desviación de tiros	63
Figura 4-27: Área sobre excavada, cálculo ELOS Pared colgante.....	64
Figura 4-28: Esquema desviación promedio de tiros, a) Pared colgante, b) Pared yacente.....	66
Figura 4-29: Histograma Desviación Porcentual de Tiros	67
Figura 4-30: Desviación Porcentual de Tiro v/s Largo de tiro, a) Pared Colgante, b) Pared yacente	68
Figura 4-31: Desviación de perforación v/s Largo de perforación. Sistema de perforación Top hammer y DTH (Atlas Copco, 2005).	68
Figura 4-32: Datos de El Peñón ploteados en el gráfico de ELOS de Clark	70

Figura 4-33: Histograma ELOS Pared colgante base de datos.....	71
Figura 5-1: Variables de entrada modelos de dilución/ELOS.....	76
Figura 5-2: Histogramas de dilución, a) Histograma Pared colgante, b) Histograma Pared yacente	77
Figura 5-3: Codificación variable dependiente modelo de dilución Pared colgante.....	77
Figura 5-4: Gráfico Operacional Pared colgante. Desviación de tiros v/s undercutting, ancho de veta = 2,5 m; radio hidráulico _{2D} = 8 m	81
Figura 5-5: Tablas operacionales Pared colgante para distintos valores de radio hidráulico _{2D}	82
Figura 5-6: Codificación variable dependiente modelo de dilución Pared yacente	83
Figura 5-7: Gráfico Operacional Pared yacente. Desviación de tiros v/s undercutting, ancho de veta= 2,5 m; RMR= 60; N° Fases= 2; Sec. Detonación sup. = 1	86
Figura 5-8: Tablas de diseño Fw para distintos valores de RMR	86
Figura 5-9: Histogramas de ELOS, a) Histograma Pared colgante, b) Histograma Pared yacente.....	87
Figura 5-10: Codificación variable dependiente modelo de ELOS Pared colgante	88
Figura 5-11: Codificación variable dependiente modelo de ELOS Pared yacente	90
Figura 5-12: Gráfico de diseño para determinación de distancia entre sub niveles en función del ancho de veta, Pared colgante (Desviación media de tiros = -0,43 m; Undercutting medio = 1,38 m).....	95
Figura 5-13: Gráfico de diseño para determinación de distancia entre sub niveles en función del ancho de veta, Pared colgante (Desviación media de tiros = 0 m; Undercutting medio = 1,38 m).....	96
Figura 5-14: Gráfico de diseño para determinación de distancia entre sub niveles en función del ancho de veta, Pared colgante (Desviación media de tiros = -0,43 m; Undercutting medio = 2 m).....	97
Figura 5-15: Singularidades en los desarrollos, a) crucetas por intersección de galerías, b) estocadas.....	98
Figura 5-16: Dimensiones equipos de perforación vertical, a) SIMBA H 1254 ATLAS COPCO, b) RAPTOR DH RESEMIN (dimensiones en [mm])	99
Figura 5-17: Efecto del diámetro de perforación en la desviación de tiro (Singhal, 1998)	100
Figura 5-18: Esquema recomendación de fortificación con cables en Pared colgante, a) Vista de un caserón, b) Vista de tres niveles con 2 caserones.	101
Figura 5-19: Principio de funcionamiento de la perforación propulsada por agua, Wassara	102
Figura 5-20: Equipo ITH Cubex Aquarius B	103
Figura 6-1: Ejemplo de determinación contorno de PPV, tronadura de producción de El Peñón.....	107

Figura 6-2: Extensión sobre quiebre	108
Figura 6-3: Perfiles descartados para las paradas 165 y 167 Bonanza Sur, nivel 1660, cámaras BB y BC	109
Figura 6-4: Esquema de distribución de casos para calibración y validación para cada subsector principal de Bonanza	109
Figura 6-5: Histograma y estadísticas de extensión de daño datos de calibración Bonanza Sur-Central.....	110
Figura 6-6: Histograma y estadísticas de extensión de daño datos de calibración Bonanza Norte-Norte Norte.....	110
Figura 6-7: Esquema modelos de calibración PPVq	111
Figura 6-8: Parámetros de entrada Modelo 1	112
Figura 6-9: Histogramas PPV de quiebre y percentiles para datos de calibración Modelo 1, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte- Norte Norte	113
Figura 6-10: Sobre quiebre real v/s sobre quiebre modelado Modelo 1, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte	114
Figura 6-11: Modelo de vibraciones en campo cercano Dorada Norte Nivel 1742- Roca caja Riollitas. (Scherpenisse <i>et al.</i> 2008),	115
Figura 6-12: Parámetros de entrada Modelo 2.....	116
Figura 6-13: Sobre quiebre real v/s sobre quiebre modelado Modelo 2.....	116
Figura 6-14: Parámetros de entrada Modelo 3.....	117
Figura 6-15: Histogramas PPV de quiebre y percentiles para datos de calibración Modelo 3, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte- Norte Norte	118
Figura 6-16: Sobre quiebre real v/s sobre quiebre modelado Modelo 3, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte	118
Figura 6-17: Variación del sobre quiebre v/s K (distintos valores de α), a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte	121
Figura 6-18: Variación de la extensión del daño v/s K (distintos valores de α), Bonanza	121
Figura 6-19: Variación del sobre quiebre v/s K (distintas densidades de explosivo), a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte	122
Figura 6-20: Variación de la extensión del daño v/s K (distintas densidades de explosivo), Bonanza	122
Figura 6-21: Variación del sobre quiebre v/s Largo cargado, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte.....	123
Figura 6-22: Variación de la extensión del daño v/s Largo cargado, Bonanza.....	123
Figura 6-23: Esquema de carguío de tiro estándar a) Tronadura en 1 fase, b) Tronadura en 2 fases.....	124

Figura 6-24: Efecto del offset en el sobre quiebre y daño por tronadura en la Pared colgante. Bonanza Norte- Norte- Norte, a) diagrama sin offset, b) diagrama con 0,3 m de offset respecto a la Pared colgante.	125
Figura 6-25: Esquema de caserón promedio utilizado para analizar el efecto del offset en la sobre excavación y dilución de la pared	126
Figura 6-26: Efecto del aumento del offset en la reducción de la sobre excavación y de la dilución de las paredes del caserón, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte	126
Figura 6-27: Efecto del offset en la extensión del daño por tronadura	127
Figura 6-28: Esquema ilustrativo del efecto del offset en la sobre excavación y daño por tronadura, a) sobre excavación por tronadura, b) daño por tronadura	128
Figura 6-29: Efecto del aumento del offset en la reducción de la sobre excavación y de la dilución de las paredes del caserón, para distintos largos de carga, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte	131
Figura 6-30: Esquema determinación sobre excavación por esfuerzos	132
Figura 6-31: Predicción del sobre quiebre para el Enaline	133
Figura 6-32: Geometría caserón para simulaciones de efecto del undercutting en zona de relajación de esfuerzos	137
Figura 6-33: Malla típica utilizada para las simulaciones en PHASE ²	139
Figura 6-34: Variación zona de relajación Pared colgante con el undercutting (esfuerzos nivel 1600).....	139
Figura 6-35: ELOSR v/s Undercutting Pared colgante	140
Figura 6-36: Representación sobre quiebre por tronadura y zona perturbada en modelo numérico.....	141
Figura 6-37: Variación zona de relajación Pared colgante con el daño por tronadura .	142
Figura C-1: Nivel de vibración en techo galería de perforación. Simulación parada 66 Bonanza Sur, nivel 1680, cámara AZ.	187
Figura C-2: Histograma y estadísticas básicas nivel de PPV techo galería de perforación	187

Capítulo 1

INTRODUCCIÓN

1.1 Introducción

Las operaciones de perforación, tronadura y carguío de material constituyen el método más ampliamente utilizado en la extracción de mineral en métodos de explotación mediante caserones. El objetivo de la tronadura de producción es lograr una fragmentación adecuada del mineral, sin dejar material sobre tamaño o remanente en el caserón, de modo de minimizar los costos de las operaciones posteriores como carguío, transporte, fortificación, relleno y chancado primario. Sin embargo, la tronadura puede reducir la calidad del macizo rocoso, debido a la onda de choque y/o a la expansión de gases, y resultar en una inestabilidad de las paredes, produciendo un incremento de la sobre excavación y la dilución. Un porcentaje de dilución alto puede incrementar fuertemente los costos directos e indirectos asociados, lo cual puede generar una disminución importante del valor del negocio. De acuerdo a Butcher (2000) una de las causas más comunes de dilución en métodos subterráneos selectivos es la pobre calidad de la perforación y tronadura debido a problemas en el diseño y a las técnicas de control asociadas.

En general, para determinar las dimensiones de un caserón se utilizan gráficos empíricos basados en datos históricos recolectados de minas australianas y canadienses (Mathews, 1981; Potvin, 1988; Trueman y Mawdesley, 2003). Estos gráficos consideran múltiples variables geomecánicas, como la calidad del macizo rocoso, condiciones de esfuerzo, orientación de discontinuidades geológicas, etc., sin embargo, su aplicabilidad está restringida a operaciones con condiciones similares a las condiciones con las que fueron elaborados. Adicionalmente, estos método empíricos no consideran variables que cumplen un rol importante en la sobre excavación como el undercutting, la relajación de esfuerzos, el tiempo de exposición y las prácticas de perforación y tronadura. Esta última, es de gran importancia en explotaciones de veta angosta, en donde se ha demostrado que el método de estabilidad posee una baja capacidad predictiva y la tronadura es un factor fundamental en la dilución (Stewart, 2005). Este es el caso de Mina El Peñón, que presenta altos porcentajes de dilución, a pesar de presentar una condición estable de acuerdo al gráfico de estabilidad.

En la actualidad, los efectos que la tronadura causa en la sobre excavación son complejos y difíciles de cuantificar debido a la naturaleza de los parámetros involucrados, asociados a la operación, características geotécnicas, equipamiento e interacción explosivo-roca.

1.2 Objetivos de la investigación

1.2.1 Objetivos generales

El objetivo de la tesis es construir un modelo de dilución y ELOS para minería subterránea selectiva, junto al desarrollo de una metodología que permita incorporar el efecto de la tronadura en el análisis de estabilidad y dilución de caserones.

1.2.2 Objetivos específicos

- Revisar de forma crítica el estado del arte de los métodos de predicción de sobre excavación en caserones.
- Construir una base de datos con información de diseño minero, perforación, tronadura y levantamiento de datos en terreno de los caserones del sector Bonanza.
- Desarrollar un modelo de estimación de Dilución/ELOS a partir de la base de datos. Determinar las variables relevantes en la sobre excavación de caserones de Mina El Peñón.
- Cuantificar numéricamente el rol del diseño de tronadura en la sobre excavación, recomendando mejoras al diseño.
- Construir un modelo numérico de tipo elementos finitos para cuantificar el efecto del daño por tronadura en la sobre excavación de caserones debido a esfuerzos.

1.3 Justificación de la investigación

En la actualidad, existe un número significativo de minas en Chile que son explotadas mediante minería de caserones. En la mayoría de estas operaciones, el dimensionamiento de los caserones se realiza a través del método de estabilidad gráfico, sin embargo, el desempeño mostrado en la predicción es bajo (caso de mina El Peñón, en donde sólo un 52% de los casos históricos es correctamente clasificado) debido a que las condiciones locales son distintas a las condiciones de las minas canadienses y australianas, en base a las cuales se diseñaron estos métodos. Para minería de vetas angostas, este hecho es más relevante, pues niveles bajos de sobre excavación pueden significar un alto porcentaje de dilución debido a las dimensiones reducidas del caserón (anchos entre 1 y 3 m).

El Peñón es una mina de oro y plata, considerada como minería de veta angosta (Brewis, 1995), explotada mediante el método Bench and Fill. A lo largo de su explotación ha presentado altos porcentajes de dilución para su sector Bonanza, lo cual indica que hay variables influyentes en la sobre excavación que no están siendo consideradas en el diseño y en la operación del método. Es por esta razón, que se hace necesario desarrollar herramientas de diseño específicas para la mina, que permitan realizar una estimación de la dilución de las paredes en base a las variables que

resultan relevantes y que, probablemente, no estén siendo consideradas en el método de estabilidad, lo que se refleja en una baja capacidad de predicción.

1.4 Alcances

Para fines de este estudio se utiliza una base de datos correspondiente al sector Bonanza de Mina El Peñón, por lo tanto, todos los resultados obtenidos serán aplicables sólo a El Peñón o a operaciones subterráneas con condiciones operacionales, geométricas, geomecánicas y prácticas de perforación y tronadura similares. No obstante, la metodología experimental desarrollada puede ser aplicada para análisis de otras faenas.

1.5 Metodología

La metodología experimental propuesta en este trabajo de investigación está destinada a cumplir con los objetivos generales y específicos planteados inicialmente (Figura 1-1). Las siguientes etapas conforman dicha metodología:

- 1) Construcción base de datos: Se confecciona una base de datos de Mina El Peñón que permite relacionar las distintas variables de diseño, perforación y tronadura con la sobre excavación de la Pared colgante y la Pared yacente.
- 2) Construcción de un modelo de dilución y ELOS: se realiza un análisis multivariable mediante regresión logística para determinar las variables significativas en la sobre excavación y determinar modelos de estimación de Dilución/ELOS para cada pared.
- 3) Calibración de un criterio de sobre quiebre por tronadura: se determina un criterio de sobre quiebre para el sector Bonanza para determinar la extensión de la sobre excavación y de la zona de daño producto de la tronadura.
- 4) Efecto del daño por tronadura en la sobre excavación: se determina el efecto del daño por tronadura y las variables significativas en la sobre excavación a través de un modelamiento numérico.

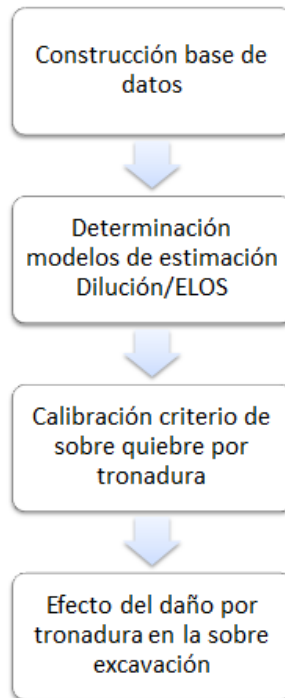


Figura 1-1: Esquema de la metodología de la investigación

1.6 Contenidos de la tesis

Capítulo 1: Introducción al tema de investigación, objetivos, justificación, alcances.

Capítulo 2: Se define el estado del arte con respecto a la evaluación del daño por tronadura en la estabilidad y dilución de caserones. Se revisan conceptos fundamentales asociados al método de estabilidad gráfico, la cuantificación de la dilución, fundamentos de tronadura y daño por tronadura.

Capítulo 3: Se define la metodología experimental que será desarrollada a lo largo de la investigación. Se detallan las 4 principales etapas a través de las cuales se abordará esta tesis.

Capítulo 4: Se presentan los antecedentes generales de Mina El Peñón, faena en la cual se centrará esta tesis de investigación. Se detallan las consideraciones y pasos a seguir para la construcción de la base de datos. Finalmente, se realiza una descripción de las variables que componen la base de datos.

Capítulo 5: Se determinan modelos de estimación para la dilución y el ELOS en base a las variables significativas en la sobre excavación de las paredes. Junto a esto, se plantean modificaciones al diseño y se realizan recomendaciones para disminuir la dilución de los caserones.

Capítulo 6: Se analiza la contribución del daño por tronadura en la sobre excavación de caserones. Se utilizan herramientas numéricas para determinar un criterio de sobre

quiebre por tronadura y para realizar un modelamiento del efecto del daño por tronadura en la redistribución de esfuerzos en torno a la excavación.

Capítulo 7: Conclusiones finales del trabajo de tesis y recomendaciones para futuras investigaciones.

Capítulo 2

ANTECEDENTES

2.1 Introducción

Desde comienzos de los años 80, se han desarrollados métodos empíricos de estabilidad que han servido como herramientas de diseño para el dimensionamiento de caserones en minería subterránea (Mathews *et al.*, 1981; Potvin, 1988; Stewart y Forsyth, 1995; Mawdesley y Trueman, 2001). Si bien estos métodos han ganado un gran reconocimiento en el mundo entero y han sido ampliamente utilizados debido a los buenos resultados obtenidos en el diseño de caserones en minas metalíferas de roca dura (Suorineni, 2010), su confiabilidad en la predicción está limitada a operaciones con condiciones similares a las condiciones con que fueron elaborados. Por lo tanto, es necesario realizar una revisión crítica de la manera en que fueron construidos, así como de los parámetros y variables que consideran, de manera de comprender las condiciones de aplicabilidad de estas herramientas.

Potvin (1988) sugiere que en la mayoría de los casos de caserones de gran dimensión, la dilución inducida por la tronadura no puede ser aislada por el gráfico de estabilidad debido a que no es una causa dominante de la inestabilidad. En el caso de minería de vetas angostas, la tronadura cumple un rol importante en la sobre excavación y tiene el potencial de afectar significativamente la viabilidad económica de la mina (Stewart, 2005).

A continuación se presenta una revisión de la evolución del método de estabilidad gráfico y de los fundamentos involucrados en dicho método. Adicionalmente, se revisan diferentes estudios sobre la aplicabilidad del método de estabilidad gráfico a casos de estudio de minas canadienses y australianas, junto a la determinación de la influencia de distintos parámetros asociados al diseño y prácticas operacionales, que no son considerados en estos métodos. Además, se presentan los conceptos asociados a la dilución y su cuantificación. Finalmente, se revisan los fundamentos del daño producto de la tronadura y los modelos que permiten cuantificar su extensión.

2.2 Método de Estabilidad Gráfico

2.2.1 Descripción del método de estabilidad gráfico

El método de estabilidad gráfico para caserones abiertos fue propuesto inicialmente por Mathews *et al.* (1981), e intentaba predecir la estabilidad para excavaciones profundas mayores a 1.000 m. Las zonas iniciales de estabilidad y el gráfico ideado por Mathews estuvieron basados en 50 casos históricos (casos de estudio de 2 minas canadienses y una australiana, más otros casos de la literatura). Este método utiliza un número de estabilidad (N), que da cuenta de la capacidad del macizo rocoso de soportar esfuerzos, y un factor de forma (S) o radio hidráulico (HR) relacionado a la superficie de excavación. El método fue desarrollado sobre la premisa de que el tamaño de la superficie de excavación puede ser relacionado con la competencia del macizo rocoso y

dar una indicación de la condición de estabilidad o inestabilidad del caserón. El gráfico que relaciona el número de estabilidad (N) versus el radio hidráulico de la excavación (HR) contiene tres zonas principales separadas por sectores de transición: existe una zona estable, una zona potencialmente inestable y una zona con potencial de hundimiento (caving), tal como se muestra en la Figura 2-1:

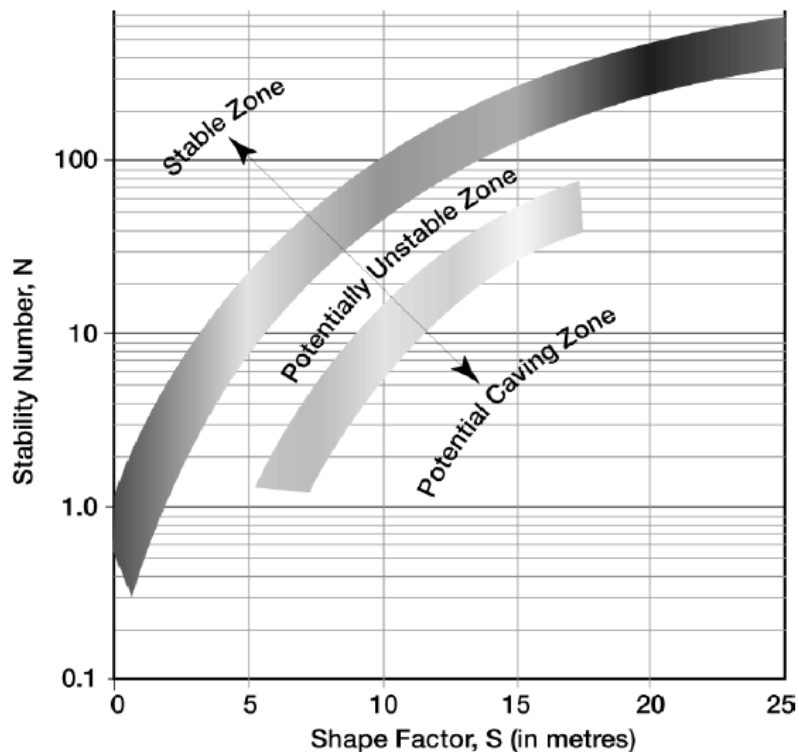


Figura 2-1: Gráfico de estabilidad de Mathews (Posterior a Mathews *et al.*, 1981)

Para la definición de las zonas de estabilidad se utiliza el siguiente criterio:

- Zona estable: poco o ningún deterioro durante el período de servicio.
- Zona inestable: presencia de fallas en paredes. Al menos un 30 % de la superficie involucrada
- Zona de Caving: cantidad de fallas inaceptable.

El gráfico de estabilidad fue modificado y recalibrado por Potvin (1988) usando 242 casos históricos (176 con soporte y 66 sin soporte), obtenidos a partir de una recolección de datos de 34 minas canadienses explotadas mediante caserones abiertos, redefiniendo algunos de los factores de ajuste, lo que resultó en el uso del número de estabilidad modificado N' . En el gráfico de Potvin el número de zonas fue reducido a una zona estable y a otra de caving, como se muestra en la Figura 2-2:

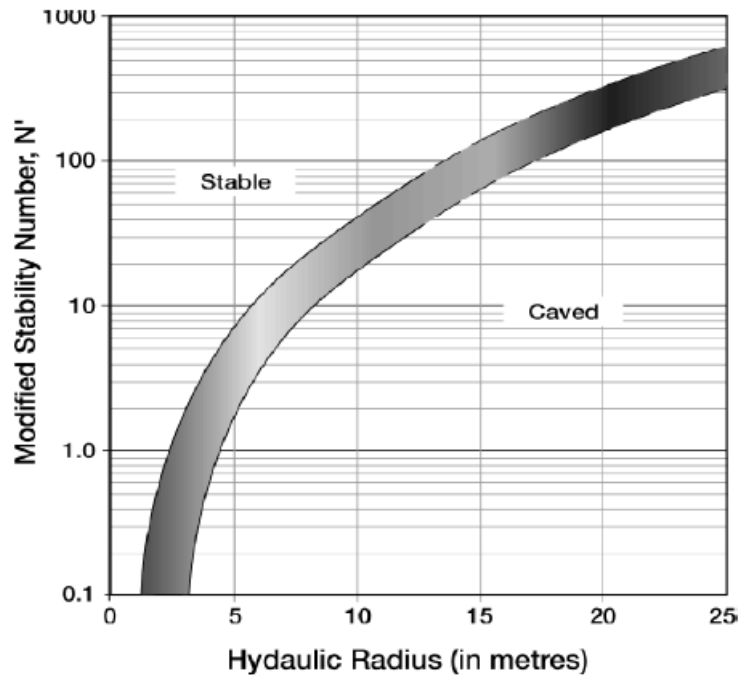


Figura 2-2: Gráfico de estabilidad modificado (Potvin, 1988)

El radio hidráulico (HR por su sigla en inglés) se define como:

$$HR = \frac{\text{Área de la superficie}}{\text{Perímetro de la superficie}}$$

Ecuación 1: Definición de radio hidráulico

El número de estabilidad modificado (N') se determina a partir de la siguiente expresión:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Ecuación 2: Número de estabilidad modificado (Potvin, 1988)

En donde:

- Q': índice de calidad de túneles (Q) modificado. Considera el cuociente J_w/SRF igual a 1 (con J_w : factor de agua en discontinuidades y SRF : factor de reducción por esfuerzos)
- A: factor de esfuerzos
- B: factor de orientación de discontinuidades
- C: factor de ajuste por gravedad

Los valores de A, B y C se determinan gráficamente como se muestra en la Figura 2-3, Figura 2-4 y Figura 2-5.

Factor de esfuerzos A

Representa los esfuerzos que actúan sobre las superficies libres del caserón. Este factor es determinado a partir a la compresión uniaxial de la roca y los esfuerzos inducidos en las caras expuestas del caserón de interés.

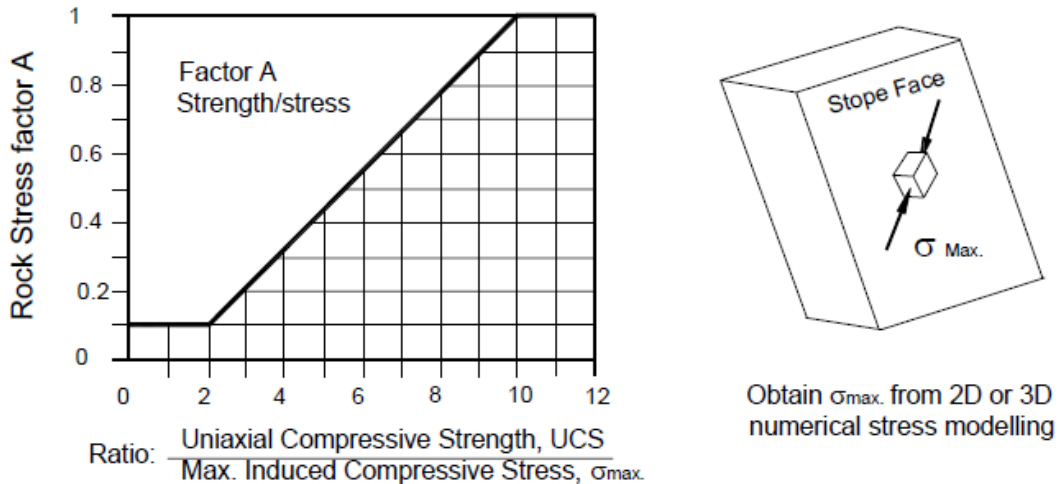


Figura 2-3: Factor de esfuerzos A para el análisis de estabilidad gráfico (Posterior a Potvin, 1988)

Factor de orientación de discontinuidades B

Se utiliza debido a que el sistema Q no incluye la orientación de las discontinuidades relativo a la superficie de excavación. A este factor se le asigna típicamente el valor 0,3, cuando las discontinuidades son paralelas a la pared.

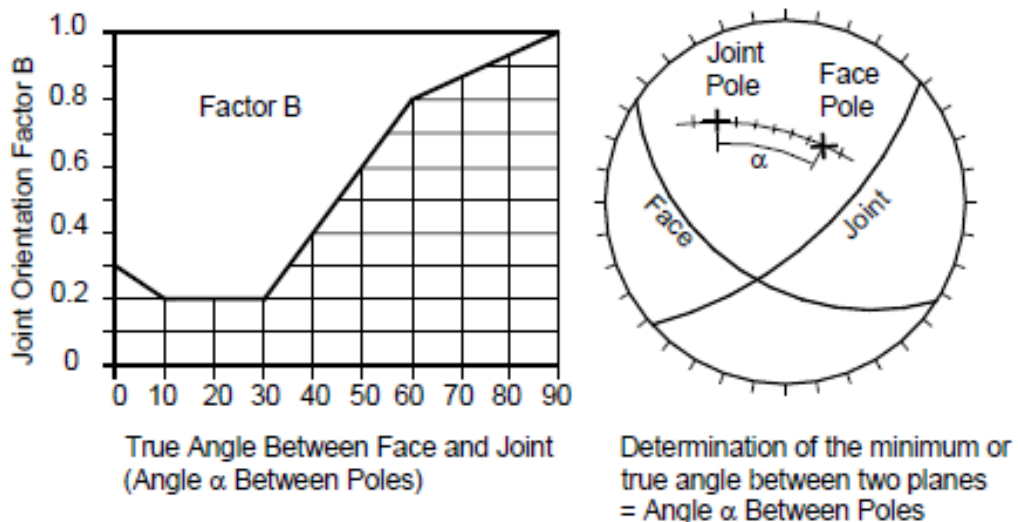


Figura 2-4: Factor de orientación de discontinuidades B para el análisis de estabilidad gráfico (Posterior a Potvin, 1988) (De Hutchinson y Diederichs, 1996)

Factor de ajuste por gravedad C

Corresponde a un ajuste por el efecto de la gravedad. La falla puede ocurrir desde el techo debido a una caída inducida por la gravedad o, eventualmente, desde las paredes por desprendimiento o deslizamiento. Potvin (1988) recomendó que tanto la falla inducida por gravedad, como la falla por desprendimiento dependen de la inclinación (dip) de la superficie del caserón. El factor C, para los modos de falla por gravedad y desprendimiento puede ser calculado a partir de la expresión

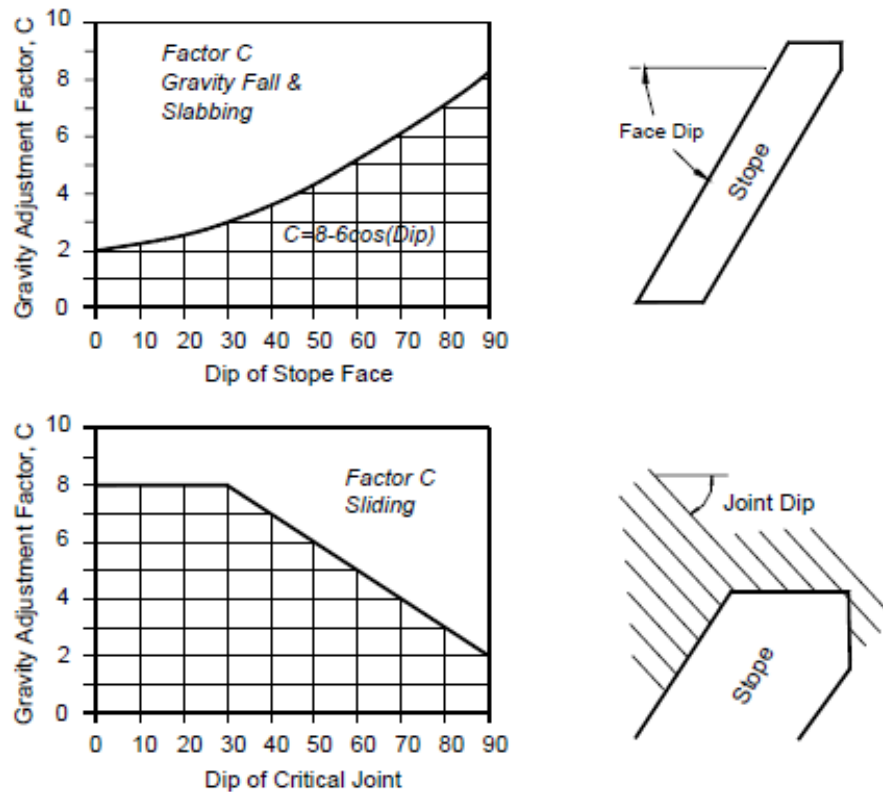


Figura 2-5: Factor de ajuste por gravedad C para el análisis de estabilidad gráfico (Posterior a Potvin, 1988) (De Hutchinson y Diederichs, 1996)

El factor C, para los modos de falla por gravedad y desprendimiento puede ser calculado a partir de la expresión:

$$C = 8 - 6\cos(\alpha)$$

Ecuación 3: Definición factor C para falla por gravedad y falla por desprendimiento

En donde α , es el dip de la pared.

La influencia del soporte con cables fue analizado primero por Potvin y Milne (1992) y luego por Nickson (1992), quien añadió 59 casos históricos a la base de datos. En base a estadísticas, este último introdujo dos nuevas zonas de diseño considerando el uso de pernos cable (Figura 2-6).

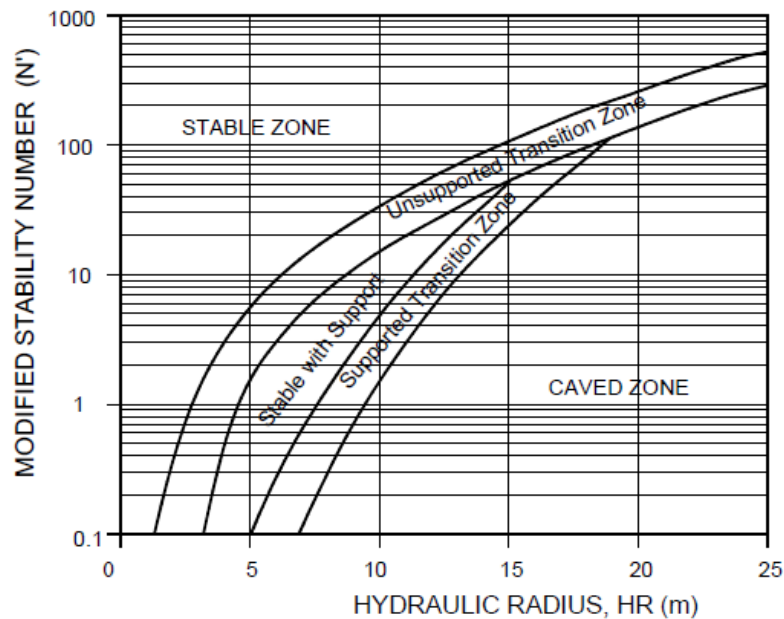


Figura 2-6: Gráfico de estabilidad modificado con soporte (Posterior a Nickson, 1992)

En 1995 Stewart y Forsyth actualizaron el gráfico de estabilidad de Mathews (ver Figura 2-7) y propusieron cuatro zonas de estabilidad:

- Potencialmente estable: La superficie es esencialmente auto soportada. Dilución debería ser mínima (menos de un 10%).
- Potencialmente inestable: si un patrón de soporte no es instalado, se anticipan algunas fracturas con dilución asociada. Eventualmente se alcanza una configuración estable no soportada. La dilución se estima entre un 10% y un 30%.
- Potencialidad de fractura mayor: si no existe un patrón de soporte instalado, se alcanzará una configuración estable solo después de la aparición de grandes y probablemente inaceptables fracturas con excesiva dilución y/o pérdidas de mineral. Se estima que la dilución es mayor a un 30%.
- Potencialidad de caving: la superficie es probablemente insostenible y se producirá falla y continuará fallando hasta que el vacío quede completamente relleno de material

Trueman et al. (2000), Mawdesley et al. (2001) y Mawdesley (2002) extendieron el gráfico de estabilidad original de Mathews mediante el incremento del número de casos históricos de 176 a 485. El gráfico de estabilidad extendido de Mathews, sólo tiene dos límites y están basados en la formulación original de N y HR . Esto se debe a que Mawdesley (2002) determinó, usando un análisis logístico, que las fracturas no eran significativamente diferentes de las fallas mayores, por lo tanto un límite para fallas mayores no es justificable. El gráfico extendido de Mathews tiene la ventaja de considerar un amplio rango de condiciones y tamaño de caserones (ver Figura 2-8).

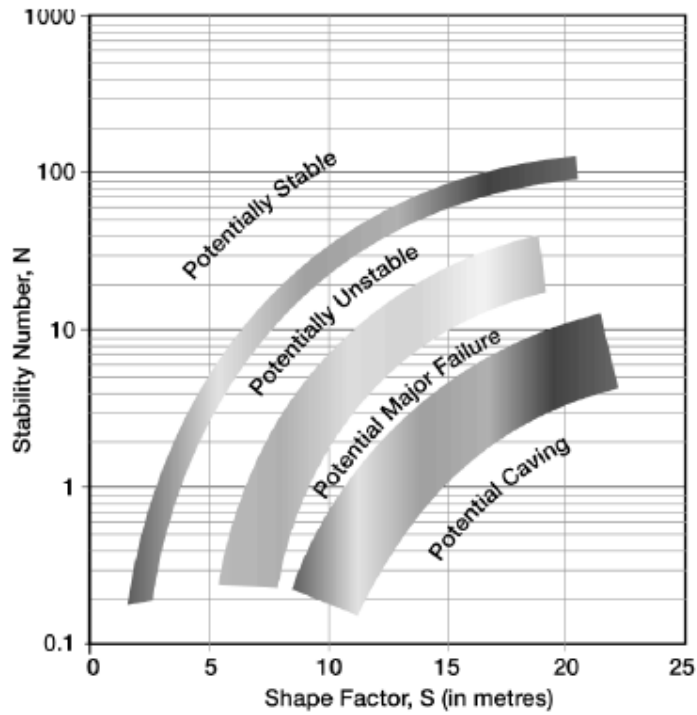


Figura 2-7: Gráfico de estabilidad de Mathews modificado por Stewart y Forsyth (1995)

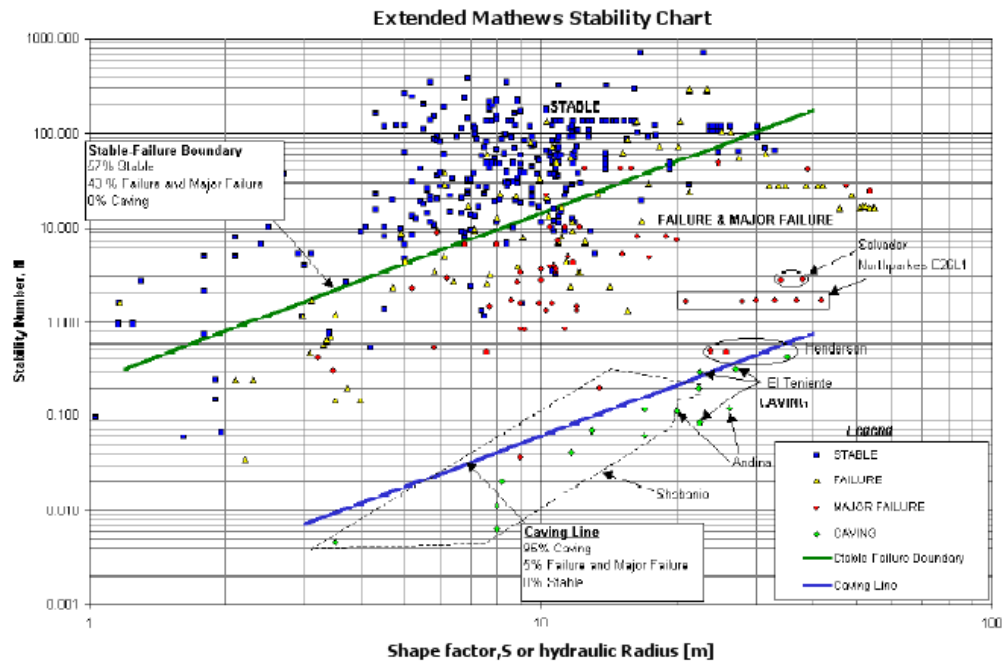


Figura 2-8: Gráfico de estabilidad de Mathews extendido (Posterior a Trueman y Mawdesley, 2003)

2.2.2 Aplicación a minería de vetas angostas

Brewis (1995) define la minería de vetas angostas como el trabajo en depósitos minerales, típicamente de no más de 2 o 3 metros de ancho, con un dip del caserón que excede los 50 o 55° (ángulo al cuál se espera que el mineral quebrado fluya). Esta definición para minería de vetas angostas será adoptada en esta tesis.

Los métodos mineros convencionales para vetas angostas se refieren a los métodos que utilizan equipamiento minero convencional, como lo son perforadoras neumáticas manuales, scrapers y unidades de carguío propulsadas por aire comprimido. Estos métodos son con entrada de personal, lo que significa que el minero entra al caserón (por ejemplo: shrinkage stoping, cut and fill stoping, overhand open stoping, underhand open stoping y gallery stoping). En los últimos 25 años, ha habido una tendencia general a pasar desde los métodos mineros convencionales para veta angosta hacia métodos mineros mecanizados. En este contexto, el método longhole stoping es dominante en minería de vetas angostas en Australia y Canadá debido a su bajo costo mina y a las altas tasas de producción en comparación a la minería convencional. Los métodos convencionales han estado asociados con un aumento de los riesgos de seguridad. En Canadá, Lizzote (1991) encontró que la dificultad de contratar mineros expertos para minería de veta angosta convencional y el inherente incremento de los niveles de seguridad en el longhole stoping, ha hecho de este último una atractiva alternativa en relación a los métodos convencionales.

Lizotte (1991) define la minería de vetas angostas mediante longhole como el longhole stoping aplicado a mineral con un ancho menor a 2 m, con perforación de tiros paralelos desde subniveles, con no más de tres tiros por parada y diámetros de perforación que no exceden los 80 mm. La descripción de Brewis (1995) de longhole stoping en vetas angostas incluye la variante mecanizada donde el ancho de la cuchara de los equipos LHD varía entre los 1,6 y 2,5 m, por lo tanto, para poder tener un espacio libre a ambos lados del equipo, los métodos mecanizados requieren un ancho mínimo de galería entre los 2,5 y 3,5 m.

El paso de los depósitos de vetas angostas a minería mediante longhole stoping ha estado asociado a un incremento de la dilución, debido a una disminución de la selectividad, aumento de los diámetros de perforación, potencial de desviación de tiros y un aumento del ancho mínimo de las. Los equipos LHD son a menudo mas anchos que la veta. Cuando el mineral es extraído a través de galerías de producción, en oposición a la extracción mediante puntos de extracción o cruzados transversales, la galería debe tener un ancho suficiente para que los LHDs operen correctamente, como consecuencia, o el ancho del caserón debe ser diseñado para incluir una dilución significativa o las paredes del caserón presentarán undercutting producto de la galería de producción.

Generalmente, el término bench stoping es utilizado en Australia para referirse al longhole stoping donde al ancho completo del cuerpo mineralizado puede ser extraído en una tronadura individual a lo largo del rumbo del mineral. La Figura 2-9 muestra un esquema general de la geometría del bench stoping con relleno, la cual es similar a la geometría utilizada por mina El Peñón en su explotación. La vista longitudinal muestra

la geometría de explotación por banqueo, en donde se realizan perforaciones verticales descendentes desde un nivel de perforación superior, para realizar la tronadura de producción. El mineral es extraído desde el nivel de producción mediante equipos LHD. El caserón explotado se rellena posteriormente utilizando arena, dejando un pilar de material cementado con el fin de controlar la estabilidad de la explotación:

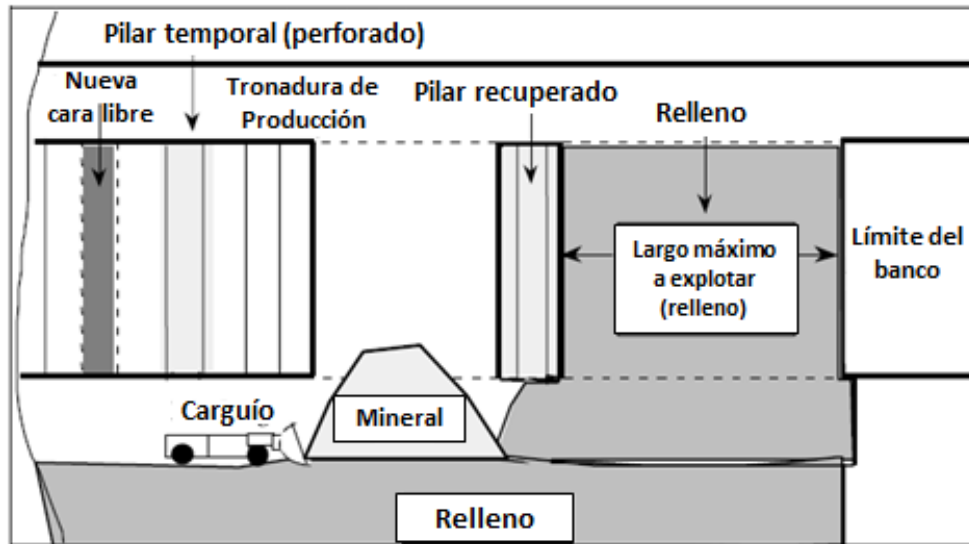


Figura 2-9: Vista longitudinal de la geometría típica del método Bench and Fill (Villaescusa *et al.*, 2002)

A partir de la revisión de la literatura de minería de veta angosta, se evidencia que por varias razones los métodos mineros convencionales están desapareciendo, dando paso a métodos mecanizados, principalmente explotaciones mediante longhole stoping. Por lo tanto, el presente trabajo de investigación se centra en este tipo de métodos, en particular la variante Bench and Fill utilizada en El Peñón. El método de estabilidad gráfica es aplicable a este tipo de caserones debido a que, como se mencionó anteriormente, la utilización de equipos de perforación, carguío y transporte mecanizados implica el diseño de labores y caserones de mayor tamaño que en la minería convencional, alcanzando dimensiones que se encuentran dentro del rango de la base de datos original a partir de la cual se diseñó el método empírico.

2.2.3 Factores adicionales que afectan la estabilidad de caserones

Se han propuesto factores adicionales en el cálculo del número de estabilidad para considerar variables que pueden ser relevantes de la estabilidad de caserones:

La estabilidad de caserones abiertos es frecuentemente afectada por la presencia de fallas cercanas. En muchas minas que utilizan caserones abiertos como método de explotación, paredes de caserones que se consideran estables utilizando los métodos de análisis de estabilidad convencionales, presentan a menudo fallas y caving. Suorineni *et al.* (1999) desarrolló un factor de falla para la incorporación de estas fallas en el método de estabilidad gráfico:

$$N'_f = Q'xAxBxCxF$$

Ecuación 4: Factor de ajuste por falla

Donde N'_f representa un número de estabilidad modificado que considera la presencia de fallas cercanas y F representa el factor de falla desarrollado por Suorineni, para distintas geometrías de intersección entre la falla y la pared del caserón.

Pakalnis (1986) investigó el efecto del tiempo que permanecía abierto un caserón, en la estabilidad en Ruttan Mine, concluyendo que el tiempo es un factor importante, pero difícil de cuantificar. Tannant y Diederichs (1997) reconocieron la dependencia del tiempo en el comportamiento de la estabilidad de las paredes en Kidd Mine y realizaron un ajuste a la calidad del macizo rocoso para tener en cuenta este efecto. A partir de esto, propusieron un factor de ajuste por tiempo:

$$N^* = Q'xAxBxCxT$$

Ecuación 5: Factor de ajuste por tiempo

Donde N^* representa el número de estabilidad corregido para considerar el tiempo que permanece abierto el caserón y T es el factor de corrección por tiempo.

2.3 Dilución

2.3.1 Dilución y su costo

La dilución puede ser definida como la contaminación del mineral por material estéril (no considerado mineral), durante el proceso minero (Wright, 1983).

La dilución es una de las razones más citadas en el la disminución de la rentabilidad de una mina (Scoble and Moss 1994; Miller et al., 1992). El nivel de dilución presupuestado para un método de extracción en particular es crítico para la economía global del proyecto (Pakalnis et al. 1995). De acuerdo a Stewart (2005), la dilución tiene un gran impacto en la viabilidad económica de una operación y representa un riesgo económico significativo. A pesar de la importancia de la dilución en la predicción del desempeño económico de una mina, su estimación es compleja, requiriendo a menudo un juicio ingenieril a partir de información muy limitada.

Si bien, una cierta cantidad de dilución es esperada debido a la gran cantidad de factores involucrados en diseñar, desarrollar y por último extraer el mineral del caserón, la minimización de este valor hasta el nivel práctico más bajo debe ser un objetivo de toda faena minera.

Un nivel admisible de dilución, es uno que no disminuya la ley promedio de alimentación a la planta bajo un valor que deje de representar un retorno aceptable de la inversión para la operación. Pakalnis et al. (1995) sostuvo el nivel de dilución aceptable es función de la ley del mineral, la ley del material diluyente, los costos y el

precio de los metales, en consecuencia, el nivel de dilución admisible varía de una operación a otra.

Ingler (1975) señala que en algunas ocasiones aumentar el costo por tonelada de mineral (es decir, a través de mejoras en la perforación y tronadura, o incluso un mayor costo del método minero) para reducir la dilución, puede llegar a ser una alternativa rentable.

2.3.2 Definición de dilución

Scoble y Moss (1994) definen la dilución total como la suma de la dilución planificada (o planeada) y la dilución no planificada (o no planeada). La dilución planificada, corresponde al material no considerado como mineral (bajo la ley de corte) que se encuentra dentro de los límites de diseño del caserón. La dilución no planificada es el material estéril, derivado de la roca o del material de relleno, fuera de los límites de diseño del caserón (ver Figura 2-10). La dilución no planificada se debe principalmente a la sobre excavación producto de la tronadura y al desprendimiento de las paredes inestables. La dilución no planificada en caserones abiertos es una medida de la inestabilidad del caserón. La dilución planificada puede ser controlada mediante la optimización del método y del diseño minero, mientras que la no planificada puede significar costos excesivos.

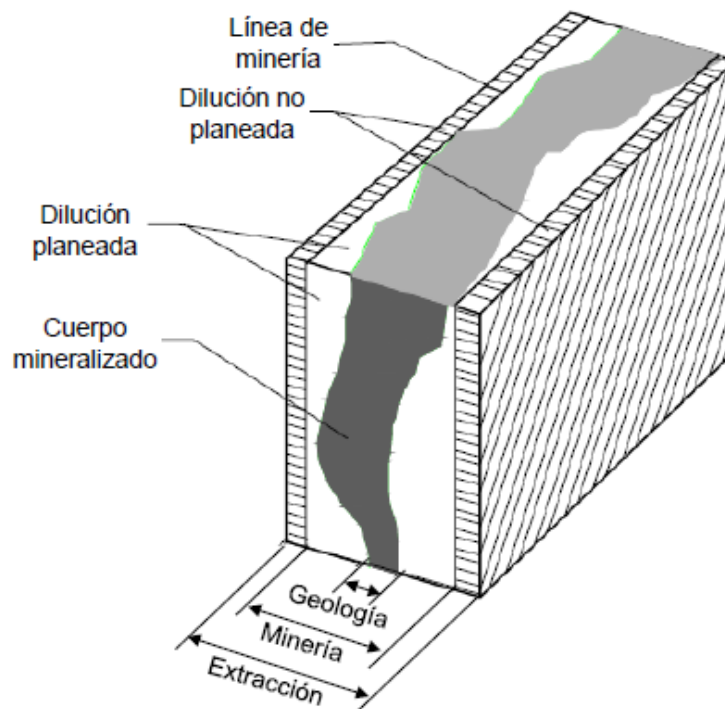


Figura 2-10: Definición de dilución (Scoble y Moss, 1994)

Existen varios métodos para calcular la dilución. Pakalnis et al. (1995) recomienda usar la expresión de la Ecuación 6, como medida estándar de la dilución debido a que es menos sensible al incremento del estéril, en comparación a otros métodos de cálculo:

$$\% \text{ Dilución} = \frac{\text{Dilución no planeada [t]}}{\text{Toneladas planeadas [t]}} \times 100$$

Ecuación 6: Definición de dilución

2.3.3 Dilución en vetas angostas

Los métodos mineros de veta angosta son utilizados para extraer cuerpos mineralizados de baja potencia. La dilución, en el contexto de cuerpos mineralizados subterráneos, se refiere al material estéril dentro del mineral que se va a la planta.

Brewis (1995) define la minería de vetas angostas como el trabajo en depósitos minerales, típicamente de no más de 2 o 3 metros de ancho, con un dip del caserón que excede los 50 o 55° (ángulo al cuál se espera que el mineral quebrado fluya). Históricamente, la minería de vetas angostas convencional ha estado asociada a altos costos operacionales y a bajos costos de capital (Brewis ,1995; Paraszczak 1992; Robertson, 1990).

Puesto que la dilución no planeada se expresa comúnmente como el porcentaje de sobre excavación en metros, toneladas o metros cúbicos divididos por el ancho de extracción planeada del caserón, las toneladas o el volumen de este, se tendrá que la dilución en caserones de vetas angostas es más sensible al sobre quiebre, que los caserones de mayor tamaño.

El efecto de la dilución no planeada en el ciclo minero de explotaciones de veta angosta incluye costos directos e indirectos. Los costos directos están asociados al manejo de materiales que incluye: carguío, transporte, chancado y molienda del estéril y material adicional requerido para el relleno. Los costos indirectos de la dilución pueden incluir el desfase en el ciclo minero, pérdida o daño de equipamiento, menor recuperación de la planta de procesamiento, aumento de relaves, pérdida de accesos, desarrollos adicionales e incremento de riesgos asociados al carguío y relleno (Geoffrey, 2009).

2.3.4 Cuantificación de la dilución

Debido a que en explotaciones mediante minería de vetas angostas la cantidad de sobre excavación tiene una gran relevancia en el cálculo de la dilución, el método que se use para su cuantificación es muy importante.

2.3.4.1 Cavity Monitoring Survey (CMS)

Previo al desarrollo de la tecnología Cavity Monitoring Survey (CMS) (Miller et al., 1992), la dilución no planeada era cuantificada mediante la conciliación del total de toneladas de estéril y de mineral extraídas del caserón. Una de las limitaciones de esta aproximación, es que se asume que no hay pérdidas de mineral. Una estimación más precisa de la dilución se hizo posible con el desarrollo del CMS (Miller et al., 1992). El CMS permite un análisis cuantitativo de la estabilidad del caserón a partir de la determinación de los volúmenes de dilución de las paredes de los caserones abiertos en lugar de estimar las baldadas de estéril y mineral cargadas por cargadores frontales.

El CMS está formado por 4 componentes principales: un láser con unidad de escaneo, controlador portátil y una caja de controles con un colector de datos, un soporte y un software de reducción de datos. Para la toma de datos, un láser scan es montado en un eje telescópico que es extendido dentro del caserón o bajado por un sondaje. Para obtener una imagen de la superficie de excavación, el láser rota en 3D.

El amplio uso del sistema CMS facilita, con cierto grado de precisión, la diferenciación entre la superficie de diseño y la superficie de excavación final (Germain y Hadjigeorgiou, 1996). Esto permite calcular el porcentaje de dilución a partir de la Ecuación 6. La Figura 2-11 muestra un esquema del sistema CMS:

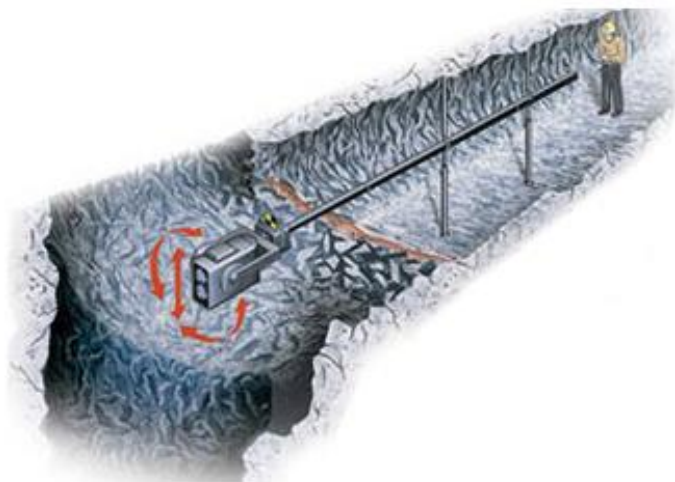


Figura 2-11: Esquema del sistema CMS

El equipo CMS posee una precisión de alcance de ± 2 cm y una precisión angular de $0,1^\circ$. El tiempo de escaneo es de 6 min (1×1 grado).

2.3.4.2 Equivalent linear overbreak/slough (ELOS)

Con el uso de los datos CMS, Clark y Pakalnis (1997) propusieron el uso de una medida útil de la dilución, que representa la sobre excavación lineal equivalente (ELOS: equivalent linear overbreak/slough) y que no depende del ancho del caserón. Una ventaja de usar el parámetro ELOS para el diseño empírico, es que permite la comparación con datos de otras minas en operación. La Figura 2-12 presenta un esquema de un perfil de medición CMS para determinar la sobre excavación

El parámetro ELOS queda definido por:

$$ELOS (m) = \frac{\text{Volumen de sobre excavación en la pared}}{\text{área de la pared}}$$

Ecuación 7: Definición ELOS

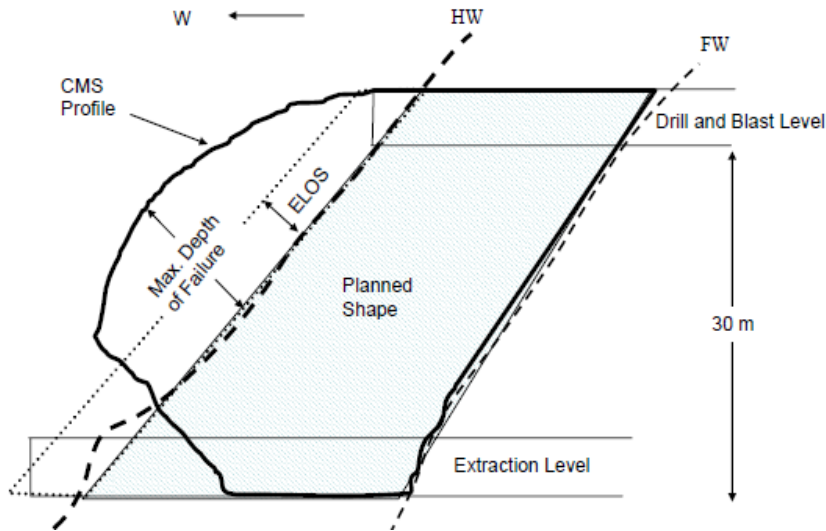


Figura 2-12: Perfil CMS para un caserón abierto (Geoffrey, 2009)

2.3.4.3 Gráfico empírico de dilución

El gráfico empírico de dilución de Clark (1998) es el método más ampliamente usado para calcular los metros de sobre excavación promedio en las paredes de un caserón abierto. Una dilución esperada, es determinada al graficar el número de estabilidad versus el radio hidráulico de la pared analizada. Sirve para determinar la dilución para profundidades, condiciones de esfuerzos, undercutting y tronadura similares a las existentes en la base de datos original. El gráfico de dilución no da cuenta de la influencia de todos los factores en la dilución, por lo tanto no se puede esperar una estimación precisa de la dilución (Figura 2-13).

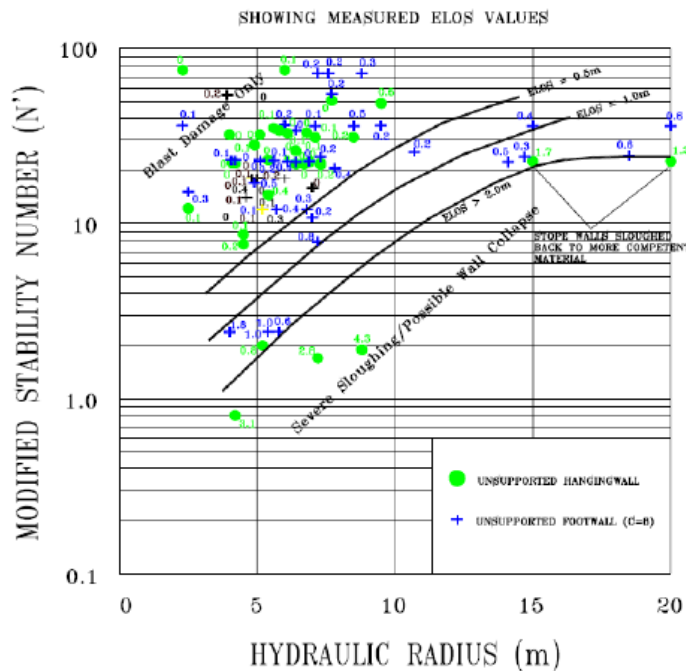


Figura 2-13: Gráfico estimación dilución (Posterior a Clark, 1998)

Las zonas de dilución quedan definidas de la siguiente manera:

Sólo daño por tronadura (ELOS < 0,5 m):

- La cantidad de dilución es altamente dependiente de la calidad de la perforación y la tronadura.
- La superficie se auto soporta (no se necesita soporte para mantener la excavación estable).
- Se espera que el tiempo tenga un efecto mínimo en la estabilidad

Sobre excavación menor (ELOS= 0,5 m – 1m):

- Si la superficie es no soportada, algunas fracturas pueden formarse antes de que se alcance una configuración estable.
- Se debe considerar el soporte del caserón. CMS muestra que un soporte con cables puede ser adecuado.
- La estabilidad puede ser sensible a las vibraciones producto de la tronadura y a los efectos del tiempo.
- Se pueden anticipar problemas operacionales menores (sobre-tamaño).

Sobre excavación moderada (ELOS= 1,0 m – 2,0 m):

- Si no existe soporte, aparecerán fracturas significativas antes de alcanzar una configuración estable
- La estabilidad puede ser sensible a las vibraciones producto de la tronadura y a los efectos del tiempo.
- Si no existe un soporte adecuado, se pueden producir problemas operacionales significativos

Sobre excavación severa (ELOS > 2,0 m):

- Potencialidad de fracturas inaceptables en las paredes.
- La estabilidad puede ser sensible a las vibraciones producto de la tronadura y a los efectos del tiempo
- Si no existe un soporte adecuado, se pueden producir problemas operacionales significativos

Las zonas de diseño de ELOS, incorporadas en el gráfico de estabilidad modificado de Potvin (1988), están basadas en un juicio ingenieril, el cuál fue justificado con el uso de métodos estadísticos, redes neuronales y la adición de 14 casos históricos a la base de datos. Las zonas de ELOS proporcionan un método empírico para predecir el volumen de sobre excavación asociado a un diseño en particular, el cual a su vez, permite determinar la dilución no planeada de la pared. Las principales limitaciones están asociadas al tamaño de la base de datos con la cuál se construye el gráfico, el estado de esfuerzos al que están sometidos los caserones (esfuerzos de relajación con estructuras paralelas a las paredes), a los diámetros de perforación utilizados (< 65

mm) y al rango de radios hidráulicos de la base de datos (en su mayoría, menores a 10 m).

2.4 Fundamentos de Tronadura

Las operaciones de perforación y tronadura son de suma importancia en todo ciclo minero. Si bien la tronadura provoca una fragmentación del mineral que se desea extraer del caserón, también se puede producir una degradación de la calidad del macizo rocoso circundante. Es por este motivo, que es necesario entender los mecanismos de interacción explosivo-roca, así como algunos conceptos claves sobre la tronadura propiamente tal y los explosivos involucrados.

2.4.1 Mecanismos de rotura de la roca

Los principales mecanismos de sobre quiebre son:

- a) Debido a la onda de choque
- b) Debido a los gases
- c) Mecanismos combinados

A continuación se detalla cada mecanismo:

a) Sobre quiebre por onda de choque

Falla por corte y compresión: ocurre cuando los esfuerzos exceden tanto la resistencia estática como la resistencia dinámica de la roca en corte y en compresión. La roca se pulveriza a medida que el pozo se expande (Udy y Lownds, 1990; Whittaker et al., 1992, Szuladzinski, 1993).

Fractura radial: se debe a deformaciones tangenciales generadas por la compresión radial durante el paso de la onda de choque. Fracturas radiales se desarrollan cuando la intensidad del esfuerzo tangencial es mayor a la resistencia a la tracción dinámica de la roca.

Reflexión: ocurre cuando la onda de choque compresiva es reflejada como una onda de tracción en una discontinuidad abierta o una cara libre. Se generan fracturas de tensión cuando el esfuerzo de tracción excede la resistencia a la tracción de la roca.

b) Sobre quiebre por gases

Expansión de gases: la propagación de fracturas debido a la expansión de gases fue demostrada en condiciones de laboratorio por Kutter and Fairhurst (1971), Dally et al (1975) y McHugh (1983).

c) Mecanismos combinados

Mosinets (1966) sostuvo que el fracturamiento debido a la onda de choque es dominante, contribuyendo aproximadamente entre un 75-88% del total del volumen

quebrado con una contribución entre un 12-25% debido a la acción de los productos gaseosos de la explosión.

Es importante destacar que con las tecnologías actuales es prácticamente imposible medir de manera independiente el proceso de onda de choque y expansión de gases a escala mina.

2.4.2 Energía del explosivo

A lo largo de las diversas fases del proceso de tronadura, ocurre un proceso de partición en donde la energía es liberada de distintas formas: energía de choque (shock), energía de expansión de gases (heave) y como pérdidas de energía (calor, ruido, deformación de un cuerpo, etc).

De acuerdo a Cunningham (2003) las características de cada tipo de energía son:

- a) Energía de choque: etapa de la transferencia de energía en la cual el material responde al impulso de una onda de detonación. Se caracteriza por un desplazamiento permanente, aumento de volumen y alteración del material.
- b) Energía de expansión de gases: etapa de la transferencia energética en donde la respuesta del material es, ante todo, un régimen de presión identificable. Caracterizada por una expansión elástica, movimiento y agrietamiento, pero sin haber una alteración de la naturaleza del material

Se han realizado diversos experimentos sobre la partición de energía, dentro de los hallazgos principales se encuentran (Singh, 1993):

- La profundidad de daño promedio por energía de choque aumenta con el aumento de la velocidad de detonación (a energía constante).
- La velocidad de detonación de la carga explosiva controla la tasa de liberación de la energía del explosivo y también influye en la partición de la energía con respecto al choque y los gases.
- Un explosivo con una baja velocidad de detonación libera su energía a un ritmo más lento y por lo general, una proporción mayor de la energía total se libera en forma de energía de gas.
- En explosivos con baja velocidad de detonación la mayor cantidad de energía está contenida en los gases a alta presión que trabajan en el macizo rocoso por un tiempo más largo, ayudando al proceso de propagación de grietas.

2.4.3 Velocidad de detonación (VOD)

La velocidad de detonación de un explosivo es la tasa a la cual la onda de choque producto de la detonación se mueve a través de la carga explosiva. La velocidad de detonación es un importante indicador del desempeño de un explosivo y está influenciada por la composición del explosivo, densidad, tamaño de las partículas de explosivo, diámetro de perforación y grado de confinamiento proporcionado por el pozo de tronadura. El grado de confinamiento es, a su vez, influenciado por las características geomecánicas del macizo rocoso. Como se mencionó anteriormente la

velocidad de detonación del explosivo controla la tasa de liberación de la energía del explosivo e influye en su partición.

Un explosivo con baja velocidad de detonación libera su energía de forma lenta y usualmente proporciona una gran porción de energía en forma de gas, promoviendo así el desplazamiento de materiales más blandos. Explosivos con una alta velocidad de detonación proporcionan una gran porción de energía de choque y son más adecuados para roca competente.

La velocidad de detonación del explosivo puede ser usada para estimar la eficiencia con la que el explosivo detona. Esto se logra mediante la comparación de la velocidad de detonación medida con la velocidad de detonación teórica para un explosivo particular en un entorno de tronadura particular. Bauer et al (1984) sostuvo que la velocidad de detonación actual puede ser usado para calcular la fracción en volumen del explosivo involucrado en la reacción en el frente de detonación. Esto se relaciona en la siguiente expresión:

$$N = \left(\frac{D}{D^*} \right)^2$$

Ecuación 8: Fracción de explosivo que ha reaccionado en reacción de detonación

En donde:

- N: fracción volumétrica del explosivo que ha reaccionado
- D: velocidad de detonación medida [m/s]
- D*: velocidad de detonación teórica [m/s]

De la Ecuación 8 se deduce que una reducción menor en el VOD, ya sea por una mala mezcla o iniciación inadecuada, podría significar una reducción significativa en la energía total disponible a partir del explosivo.

2.4.4 Desacoplamiento

Antes de definir el concepto de desacoplamiento es útil definir dos conceptos:

Presión de detonación: presión alcanzada dentro de la zona de reacción en la detonación de un explosivo, medido en el plano CJ (Chapman-Jouguet).

Presión de barreno: presión ejercida sobre las paredes de la perforación por los gases de expansión de la detonación después de la reacción química.

El método más común y efectivo de reducir la presión de barreno es el uso de cargas desacopladas. En el desacoplamiento lateral hay una reducción del efecto de pulverización por choque debido a que la columna está completamente desacoplada a lo largo de toda su longitud. Un producto envasado previamente con un diámetro menor al diámetro del tiro puede ser usado. El mínimo diámetro de perforación no puede ser

reducido mucho en este enfoque porque existe la posibilidad de que el diámetro requerido para el producto pre envasado podría encontrarse por debajo de su diámetro crítico (diámetro al cual se sustenta la reacción de detonación). También existe un límite práctico para la profundidad de la perforación en que los productos pre-ensados se pueden cargar, dependiendo del diámetro de perforación.

En base a experimentos de desacoplamiento Olsson y Bergqvist (1996) postulan:

- La longitud de las grietas, y por tanto, el pre-acondicionamiento detrás de la explosión disminuye con una disminución en el radio de desacoplamiento (diámetro de la carga/diámetro de perforación).
- Los datos muestran la influencia del confinamiento y la velocidad de detonación. Un incremento en el burden y espaciamiento, y por tanto del confinamiento, muestra un claro aumento de la zona de daño.
- Explosivos con alto VOD generan una alta frecuencia de grietas en las cercanías de la perforación.
- La extensión de las grietas aumenta con el aumento de la concentración de carga.

2.5 Daño por tronadura

El daño por tronadura se define como la creación, ampliación y/o apertura de discontinuidades geológicas pre-existentes en el macizo rocoso (Villaescusa, Onederra, Scott, 2003). Basados en la experiencia, Scoble y Moss (1994) sugieren que la dilución debido a la sobre excavación por tronadura en caserones explotados por longhole stoping es típicamente un metro.

El efecto de la tronadura no ha sido considerado aún en el gráfico de estabilidad. En la caracterización del macizo rocoso, ISRM recomienda que sólo las discontinuidades naturales sean consideradas. Suorineni et al. (2008) sostiene que el daño inducido en la excavación debe ser tomada en cuenta en las estimaciones de la calidad del macizo rocoso para la selección de soporte. Este argumento es apoyado por Løset (1997) y por Hoek et al. (2002). Este último incluye un factor de daño por tronadura en la determinación de los parámetros del criterio de falla de Hoek and Brown.

Clark y Pakalnis (1997) afirman que la cantidad de ELOS asociado a la tronadura dependerá de la calidad de la perforación y la tronadura. Potvin (1988) sugiere que en la mayoría de los casos la dilución inducida por la tronadura no puede ser aislada por el gráfico de estabilidad debido a que la tronadura no es la causa dominante de inestabilidad.

2.5.1 Modelo de vibraciones

El desarrollo de modelos numéricos ha permitido un mejor entendimiento de los mecanismos de propagación de la onda de choque de la tronadura y de los efectos que esta provoca en la integridad del macizo rocoso. Sin embargo, aún existen restricciones a estos modelos que no permiten que sean aplicados rutinariamente como herramientas ingenieriles de diseño.

Si bien los avances en los modelos numéricos continúan, debido a la naturaleza compleja del proceso de interacción roca-explosivo, las soluciones de ingeniería en forma de modelos empíricos o semi-mecanísticos siguen dominando el proceso de diseño de tronadura (Onederra y Esen, 2003).

A partir de la literatura existente, se concluye que la mayoría de los modelos consideran la propagación y la interacción de las ondas para estimar la extensión del daño.

Actualmente, se considera a la velocidad peak de partícula (PPV) como un indicador del potencial daño asociado a una vibración sísmica. Es por esto que se han creado modelos que estiman el comportamiento del macizo rocoso bajo ciertas condiciones especiales de tronadura. Básicamente son expresiones que relacionan tres variables: velocidad peak de partícula (PPV), carga máxima por retardo (Q) y distancia del punto de interés a la tronadura (D). La expresión general es:

$$PPV = K \left(\frac{D}{Q^\alpha} \right)^{-\beta}$$

Ecuación 9: Expresión general modelo de atenuación de onda

El término (D/Q^α) es conocido como distancia escalar y busca relacionar los niveles de vibración generados a diferentes distancias y para diferentes cantidades del mismo explosivo. El valor de las constantes del modelo se determina a partir de mediciones en terreno del nivel de vibración que producen cargas explosivas a cierta distancia. El ajuste computacional de los datos obtenidos permiten obtener K, α y β , junto con otros dos parámetros que muestran la precisión del ajuste: el coeficiente de correlación y la desviación estándar. Un coeficiente de correlación cercano a uno indica que el fenómeno corresponde al modelo aplicado.

2.5.2 Modelo de atenuación de onda de Holmberg-Persson

Uno de los métodos ingenieriles de mayor aceptación y uso en la modelación de la atenuación de la onda de choque en el macizo rocoso es el enfoque de Holmberg-Persson (1980). En este enfoque de campo cercano, la atenuación de la onda es modelada a través de un modelo potencial con dos constantes de atenuación que deben ser calibradas de manera específica para cada sitio y análisis, debido a los supuestos del modelo.

El enfoque de Holmberg-Persson (H-P) no intenta replicar los fundamentos de la teoría de propagación de la onda expansiva ni representa un modelo que trate describir los mecanismos subyacentes de la propagación de esta, como en el caso de los métodos numéricos. Este modelo es similar al ajuste de una relación específica con un conjunto de datos experimentales, con la diferencia en que los datos se recogen en condiciones donde no todos los factores son controlables o pueden quedar perfectamente definidos (características del macizo, condiciones de esfuerzos in-situ, comportamiento no ideal de los explosivos, etc.). Es esperable que mediante la realización de mediciones de campo el impacto de los factores antes mencionados se considere indirectamente.

El modelo de H-P no tiene en cuenta la influencia de la velocidad de detonación del explosivo, y por tanto, debe ser calibrado por separado si dos tipos de explosivos significativamente diferentes están siendo comparados.

El enfoque de Holmberg-Persson (1980) tiene los siguientes supuestos:

- La velocidad de partícula peak por cada pequeño elemento de carga dentro del tiro es numéricamente aditiva.
- Enfoque estático (no considera secuencia de detonación).
- Para efectos prácticos, la velocidad de detonación (VOD) de la carga explosiva es infinita.
- El efecto de los límites de la cara libre es despreciado.
- Para efectos de evaluación de daño, se supone que el PPV es proporcional a la tensión dinámica experimentada por el macizo.

En base a los supuestos anteriores se deriva una relación no lineal para describir la atenuación de la onda de choque en el macizo rocoso:

$$PPV = K \left[\left(\frac{q}{r_0} \right) \left\{ \arctan \left(\frac{H + X_S + X_0}{r_0} \right) + \arctan \left(\frac{X_0 + X_S}{r_0} \right) \right\} \right]^\alpha$$

Ecuación 10: Ecuación de Holmberg-Persson

En donde:

- q: densidad de carga lineal [kg/m]
- r_0 : distancia de medición desde la carga [m]
- H: longitud de carga [m]
- X_S : longitud de taco [m]
- X_0 : profundidad de medición [m]
- K: factor de velocidad
- α : factor de decaimiento o atenuación

En general, se asume que la constante K está más relacionada con la potencia del explosivo y que α se relaciona más a las características del macizo rocoso. La Figura 2-14 muestra un esquema con los parámetros del modelo:

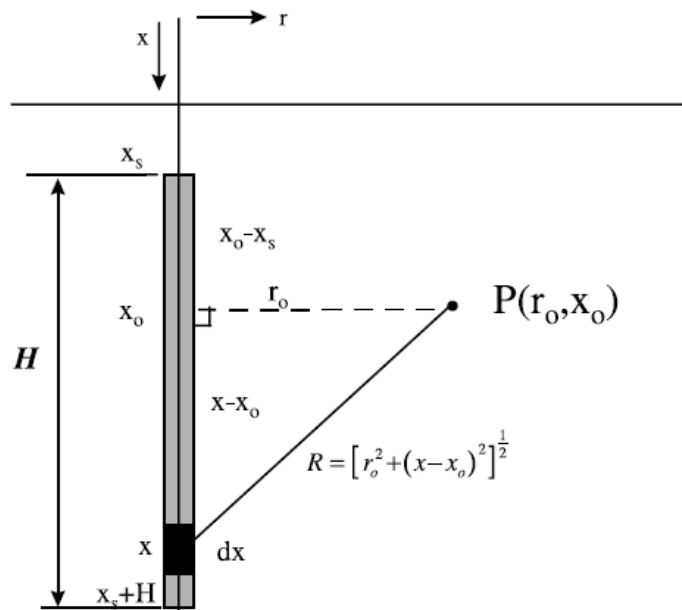


Figura 2-14: Diagrama esquemático parámetros modelo Holmberg-Persson

Una de las ventajas de determinar la velocidad de partícula producto de la tronadura, es la posibilidad de desarrollar un criterio de daño que se ajuste a cada faena en particular, desde el punto de vista de las características del macizo rocoso, de los explosivos utilizados, los diseños aplicados y las instalaciones afectadas.

2.5.3 Criterio de daño

La velocidad vibracional de las partículas está relacionada con la habilidad de la onda de choque para inducir nuevo fracturamiento en la roca, a través de la relación entre velocidad de partícula peak y la deformación dinámica, válida para una condición de roca confinada en la vecindad inmediata a las cargas explosivas, donde el impacto de la tronadura es más intenso y los niveles de esfuerzos inducidos son similares a los esfuerzos necesarios para la fragmentación de la roca. La velocidad de vibración tiene una correlación directa con el esfuerzo cuando la onda está viajando como una onda plana y la deformación es elástica, suponiendo que el material a través del cual la vibración se está propagando presenta un comportamiento lineal-elástico:

$$\varepsilon = \frac{PPV}{V_P}$$

Ecuación 11: Relación entre velocidad peak de partícula y deformación inducida

Esta expresión representa la relación entre la velocidad de partícula peak (PPV) y la deformación inducida ε , para una roca con una velocidad para la onda de compresión V_P y permite una estimación razonable para la relación entre la roca fracturada y la vibración inducida.

De la Ley de Hooke y asumiendo un comportamiento elástico del macizo, la Velocidad de Partícula Crítica (PPV_c) que puede ser soportada por la roca antes de que ocurra la falla por tracción, puede ser estimada en función de la Resistencia a la Tracción (σ_t), el Módulo de Young (E) y la Velocidad de propagación de la Onda P (V_p), usando la siguiente ecuación definida por Persson et al. (1994):

$$PPV_c = \frac{\sigma_t \times V_p}{E}$$

Ecuación 12: Definición velocidad de partícula crítica (PPV_c)

En donde:

- PPV_c: velocidad de partícula crítica [mm/s]
- σ_t : resistencia a la tracción estática [MPa]
- V_p : velocidad de propagación de la onda en el medio [m/s]
- E: módulo de Young estático [GPa]

En base al umbral de velocidad de partícula crítica y ha experiencia en minas australianas, se define un siguiente criterio de daño y sobre quiebre (Tabla 2-1):

Tabla 2-1: Criterio de daño y sobre quiebre

Categoría	Nivel PPV	Observación
Extensión del Daño (zona perturbada)	1 PPV _c	Creación de nuevas fracturas
Extensión del Sobre quiebre	4 PPV _c	intenso fracturamiento

La zona perturbada (disturbed zone) se entiende como el volumen de roca que disminuye su calidad geomecánica debido a los efectos de la tronadura. Esta forma de daño no es a menudo visible pero puede tener grandes efectos negativos en la integridad o estabilidad del volumen de roca afectada. El sobre quiebre se produce a un nivel de 4PPV_c, este valor es una “regla de dedo” basado en experiencia en minas australianas (Le Juge et al., 1993; Adamson et al., 1999)).

No hay un método sencillo y sistemático que permita medir daño causado por la tronadura (Scoble et al., 1997). El mapeo de discontinuidades antes y después de la tronadura, puede dar una idea del daño (de manera subjetiva).

Villaescusa *et al.* (2002) obtuvo resultados consistentes al comparar la máxima extensión del daño (PPV_c) estimado a través del modelo de Holberg-Persson con mediciones en terreno utilizando pozos de observación para Hilton Mine en Australia (Bench Stopping Mine). El valor de las constantes K y α fue determinado a través de un monitoreo de las vibraciones utilizando geófonos triaxiales.

Onederra y Esen (2003) también obtuvieron buenos resultados para modelos a escala del JKMRC y para la mina Ridgeway en Australia, al comparar el PPVc modelado con el daño medido.

Music (2007) obtuvo resultados consistentes al comparar la sobre-excavación estimada mediante el (4*PPVc) con la medida en terreno, para desarrollos horizontales en la mina El Teniente. El valor de las constantes K y α fue determinado a través de un monitoreo de las vibraciones utilizando geófonos triaxiales.

2.6 Aplicación de conceptos a la tesis de investigación

A continuación se presenta la aplicación de los conceptos de sobre excavación, dilución y daño por tronadura a esta investigación (ver Figura 2-15):

- Se entenderá como sobre excavación o sobre quiebre al material estéril que se encuentra fuera de los límites de diseño de caserón. Este volumen adicional de material a extraer, se debe al efecto de la tronadura (onda de choque y expansión de gases) y/o al efecto de la redistribución de esfuerzos en el entorno de la excavación.
- La dilución (porcentaje de dilución) corresponde al volumen de sobre excavación normalizado por el volumen del caserón de diseño. Para este estudio se considerará un análisis en dos dimensiones, por lo cual la dilución corresponderá al cociente entre el ELOS y el ancho del caserón (esto se explicará en detalle en el Capítulo 4).
- La zona con daño por tronadura (o zona perturbada) se define como el volumen de roca que disminuye su calidad geomecánica debido a los efectos de la tronadura (zona roja en la Figura 2-15).

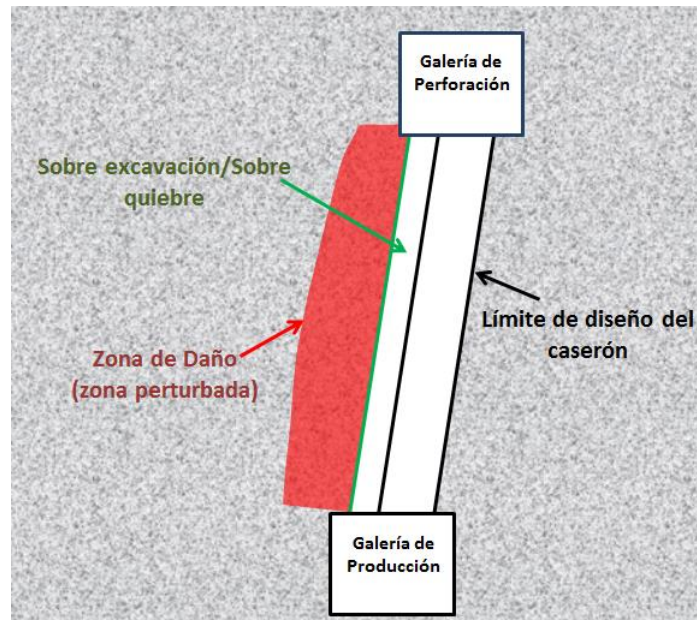


Figura 2-15: Representación de sobre excavación, dilución y daño por tronadura

2.7 Análisis de variables que influyen en la sobre excavación

Desde fines de los años 90 diversos autores han evaluado la representatividad de los métodos de estabilidad gráficos, en base a casos de estudio de minas australianas y canadienses, para determinar la presencia de factores o variables relevantes que no están siendo consideradas por estos métodos. En adición a lo anterior, se han realizado análisis estadísticos para intentar explicar y modelar la relación que existe entre distintos parámetros geomecánicos, de diseño, de perforación y de tronadura, con la sobre excavación observada en la Pared colgante. A modo de resumen, la Tabla 2-2 presenta los principales resultados obtenidos a partir de los análisis mencionados:

Tabla 2-2: Resumen análisis de variables que influyen en la sobre excavación

Autor	Metodología	Resultados Principales
Clark (1998)	Análisis de gráficos de correlación con ELOS observado y análisis mediante redes neuronales	<ul style="list-style-type: none"> - Los parámetros más influyentes en el daño por tronadura son el diámetro de perforación y el largo del tiro, por lo cual deberían ser considerados en el método de estabilidad gráfico. - Existe una buena correlación entre el offset, el undercutting y el tiempo de exposición con la dilución, resalta la influencia mayor de la calidad del macizo rocoso en el ELOS. - Hay una tendencia a la disminución de la dilución al utilizar un patrón de perforación paralelo. El tiempo que permanece el caserón abierto es relevante en el ELOS.
Wang (2004)	Análisis de gráficos de correlación con ELOS observado y modelo de dilución multilíneal. Evaluación del gráfico de estabilidad	<ul style="list-style-type: none"> - En base a 150 casos de minas canadienses, determina que en más de un 50% de los casos la dilución predicha por el gráfico de Clark difiere en más de 0,5 m de la dilución real, planteando que dicho método ignora variables relevantes en la sobre excavación observada - No encuentra correlación entre el factor de carga y la dilución. A diferencia de Clark, plantea que un patrón en abanico produce una menor dilución. Determina que las variables más significativas son el tiempo de exposición de la pared, radio hidráulico, número de estabilidad y el undercutting de la pared. - Construye un modelo de regresión multilíneal para estimar el ELOS: $ELOS = -0,48 + 0,15 * HR + 0,02 * OW - 0,02 * N' - 0,05 * HS + 0,07 * DP + 0,03 * PF + 0,01 * T + 0,79 * UF$ - Las variables de la ecuación se definen en la Tabla 2-3.
Stewart (2005)	Estadísticas comparativas. Evaluación del gráfico de estabilidad	<ul style="list-style-type: none"> - En base a 115 datos de veta angosta de Barkers mine, encontró una baja correlación entre la estabilidad de los caserones, el radio hidráulico y su número de estabilidad (radio hidráulico promedio de 4 m y ancho de veta promedio de 1,8 m). - Sostiene que dilución en vetas angostas puede ser separada en 2 causas independientes: inestabilidad geotécnica y sobre excavación por tronadura. - Adicionalmente, propone un método para calcular la dilución no planeada y la dilución total, en base a la definición de un ancho estable de referencia y un ancho promedio de referencia para los caserones a partir de métodos estadísticos. - Determina que el ancho estable de caserones varía entre 1,3 y 1,7m, mientras que el ancho promedio varía entre 1,6 y 2,15 m, dependiendo del patrón de tronadura utilizado.

A continuación se detallan los análisis y principales resultados de las investigaciones:

2.7.1 Análisis de Clark (1998)

Clark realizó un análisis cualitativo de la influencia de la tronadura en la estabilidad y dilución en caserones abiertos. Su estudio se basó en mediciones CMS de 47 caserones de 6 minas canadienses, de las cuales 30 superficies están asociadas a caserones primarios y 17 son asociadas a caserones secundarios. Clark utilizó gráficos de dispersión para ver el efecto de distintos parámetros en la dilución (ELOS) de los caserones.

El ELOS muestra buena correlación con el RMR y N' , lo cual resalta la influencia mayor de la calidad del macizo rocoso en la estabilidad. También se evidencia buena correlación con el largo, diámetro de perforación, número de tiros y offset entre el tiro y la pared. Se observa una buena correlación entre el ELOS y la profundidad del undercutting, para distintos rangos de RMR. El análisis indica que las paredes con un RMR mayor a 65 son menos susceptibles al efecto del undercutting en la pared.

Posteriormente, realizó análisis mediante redes neuronales, pero debido a la poca cantidad de datos sólo pudo modelar redes con 3 parámetros. Se determinó que las variables significativas en el ELOS son: las características de la superficie de la pared, diámetro y largo perforación, patrón de tronadura y vida del caserón. Todos estos parámetros tuvieron un peso mayor que el radio hidráulico. No se encontró correlación entre el factor de carga y la sobre excavación.

Los resultados de redes neuronales coinciden razonablemente con los resultados de los gráficos de dispersión. En ambos análisis se obtuvo que el diámetro y largo de perforación tienen una fuerte correlación con la sobre excavación total del caserón. Es previsto entonces, que estos factores deben ser eventualmente considerados en el método de estabilidad gráfico.

2.7.2 Análisis de Wang (2004)

Wang estudió el efecto de la tronadura en la estabilidad y dilución de caserones abiertos. Analizó una base de datos de 150 casos históricos, correspondientes a 3 minas canadienses: Callinan Mine, Trout Lake Mine y Ruttan Mine. La base de datos contaba con información minera del caserón, así como información de mapeos, clasificación del macizo rocoso y mediciones CMS. El 75% de los datos poseen un radio hidráulico entre 6 m y 9 m, mientras que el 85% de los datos poseen un ancho dentro del rango de los 4 y 12 m. Entre los parámetros de perforación y tronadura se incluyó el diámetro de perforación, la orientación, el offset de la perforación con respecto a la Pared colgante, el factor de carga e información sobre técnicas de control para la tronadura en las paredes. Para estos 150 casos analizados, un 36% tuvo un ELOS menor a 0,5 m.

Para analizar la dilución, Wang introduce 2 nuevos términos: el Factor de Dilución (DF por su sigla en inglés: dilution factor) y el Error de Predicción de Dilución (DPE por su sigla en inglés: dilution prediction error), ambos basados en el gráfico de dilución de Clark. El Factor de Dilución se introduce para representar el ELOS estimado obtenido

del gráfico de dilución y representa la profundidad de sobre excavación promedio en la superficie del caserón, mientras que el Error de Predicción de Dilución, se define como la diferencia entre el valor del ELOS actual y el valor del ELOS estimado (DF).

Al ubicar los datos en el gráfico de dilución de Clark (Figura 2-16), se obtiene que más de un 50% de los casos presenta una diferencia mayor a 0,5 metros entre la sobre excavación real y la predicha por el método de estabilidad gráfico ($DPE = ELOS_{|act-pred|} > 0,5 \text{ m}$). La diferencia entre el valor actual y el valor estimado del ELOS se debe a que el modelo de dilución está hecho a partir de las condiciones encontradas en la base de datos de Clark que ignora algunos factores como la geometría irregular de las paredes, el undercutting en las paredes del caserón, el diámetro de perforación, el largo de tiros, el patrón de perforación, la vida del caserón y el número de tiros. Los esfuerzos tampoco se toman en cuenta.

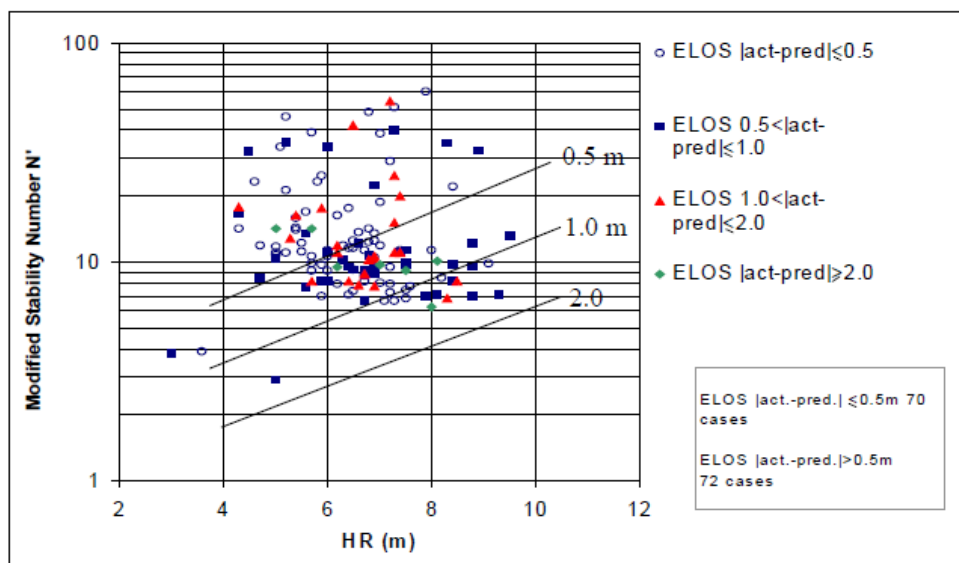


Figura 2-16: Precisión del método de diseño gráfico en la estimación del ELOS para los casos históricos de Callinan Mine y Trout Lake Mine (Wang, 2004)

Mediante análisis de gráficos de correlación, no encontró relación entre el factor de carga y la sobre excavación al igual que Clark. Determinó que los tiros paralelos a la pared causan mayor sobre excavación, debido a una combinación entre la desviación de tiros y el undercutting de la pared.

Finalmente, ajustó un modelo de regresión multilineal a los datos mediante el cual determinó que los parámetros más significativos en la sobre excavación son el tiempo exposición de la pared, el radio hidráulico, el número de estabilidad modificado N' y el undercutting de la pared. Sin embargo, el R^2 obtenido de la regresión fue bastante bajo (0,14). El modelo se presenta en la Ecuación 13:

$$ELOS = \beta_0 + \beta_1 * HR + \beta_2 * OW + \beta_3 * N' + \beta_4 * HS + \beta_5 * DP + \beta_6 * PF + \beta_7 * T + \beta_8 * UF$$

Ecuación 13: Modelo multilineal de ELOS (Wang, 2004)

Cada coeficiente β_i representa la contribución (peso) del parámetro de tronadura asociado, en el valor del ELOS total. Los coeficientes obtenidos se presentan en la Tabla 2-3:

Tabla 2-3: Coeficientes de Regresión modelo multilineal de ELOS (Wang, 2004)

Variable del Modelo	β estandarizado
Constante, β_0	-0,4770
Radio hidráulico, HR [m]	0,1520
Ancho mineral, OW [m]	0,0175
Número de estabilidad modificado, N'	-0,0171
Diámetro de perforación, HS [m]	-0,0476
Patrón de tronadura, DP (paralelo o abanico)	0,0665
Factor de carga, PF [lb/ton]	0,2500
Tiempo de exposición, T [días]	0,0073
Undercutting factor, UF [m]	0,7900

2.7.3 Análisis de Stewart (2005)

Stewart sostiene que hay un número de parámetros, referentes a las condiciones operacionales en vetas angostas, que tienen una influencia significativa en la estabilidad de vetas angostas en comparación a caserones de mayor tamaño y que no están considerados en los métodos de estabilidad existentes:

- Perforación y tronadura
- Movimiento del pilar de relleno
- Relajación de esfuerzos
- Daño por esfuerzos
- Geometría compleja de pilares
- Undercutting de las paredes

Stewart analizó 115 casos de estudio (radio hidráulico promedio de 4 m y un ancho medio del caserón de 1,8 m) con mediciones CMS correspondientes a vetas angostas, en Barkers mine en Western, Australia. Los casos de estudio fueron ploteados en el gráfico de estabilidad extendido de Mathews (Figura 2-17). Las categorías de estable e inestable fueron definidas en base a una sobre excavación lineal de 0,5 metros (los datos representados en **negrita** corresponden a los casos que presentan falla). Se obtuvo que casi todos los datos caen sobre el límite de falla estable, por lo que existe una baja correlación entre la estabilidad de los caserones de Barkers mine, el número de estabilidad y el radio hidráulico presentado en el gráfico de estabilidad. Usando estadísticas comparativas, se identificó a la perforación y a la tronadura como la principal causa de esta pobre correlación. Además, se determinó que el patrón de perforación y tronadura tiene un efecto importante en la sobre excavación del caserón. Esto sugiere que un efecto dominante en la estabilidad de los caserones en Barkers, no se tiene en cuenta por parámetros capturados en el número de estabilidad o el tamaño del caserón.

Se concluye que en los casos en que el caserón, de acuerdo a su número de estabilidad y su radio hidráulico, se encuentre dentro de la zona estable, es improbable que la causa de la dilución se encuentre relacionada con la inestabilidad geotécnica.

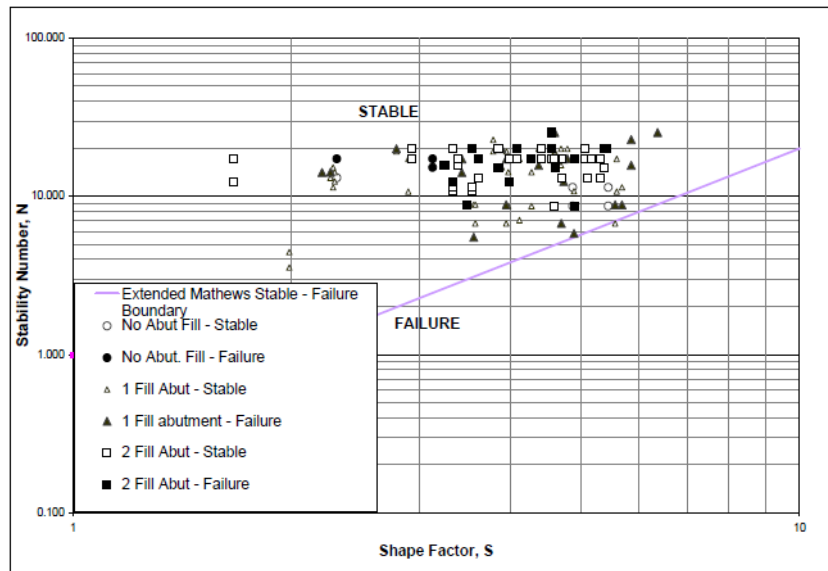


Figura 2-17: Datos de Barkers mine para límite de fractura 0,5 m (Stewart, 2005)

Esta interpretación implica que la causa de la dilución en vetas angostas puede ser separada en 2 causas independientes:

- Inestabilidad geotécnica (dependiente del tamaño del caserón)
- Sobre excavación por tronadura (independiente del tamaño del caserón)

Los efectos que la tronadura causa en la dilución son complejos y difíciles de cuantificar. Debido a que el impacto de la tronadura en la dilución, relacionado a la sobre excavación, en caserones abiertos de grandes dimensiones es relativamente de menor importancia, el gráfico de estabilidad no toma en cuenta los factores de la tronadura. Por el contrario, en vetas angostas la sobre excavación producto de la tronadura, puede tener efectos significativos en la viabilidad económica de la mina.

Adicionalmente, Stewart propone un método para calcular la dilución no planeada y la dilución total, en base a la definición de ancho de referencia para los caserones. Se definen 2 anchos de referencia para caserones a partir de los patrones de perforación y tronadura utilizados:

- Ancho de caserón estable de referencia (BSW por su sigla en inglés: Benchmark stability stoping width)
- Ancho de caserón promedio de referencia (BAW por su sigla en inglés: Benchmark average stoping width)

El BSW para cada patrón de tronadura, provee un límite realista para definir la dilución planeada y, por tanto, para evaluar la dilución no planeada. La dilución no planeada se debe medir respecto a un ancho de caserón práctico, no hay razón para medir la

dilución no planeada de una veta donde no es posible en la práctica explotar el mineral sin que haya dilución. Conceptualmente, el BSW es el ancho de la veta a ser recuperado más la región de dilución planeada razonablemente esperada para un patrón de tronadura dado.

Mientras el BSW puede ser utilizado como una base para el análisis geotécnico respecto al ancho práctico del caserón, este no indica un ancho promedio para los caserones. La estimación del ancho promedio de referencia del caserón (BAW) permite una estimación de la dilución total, en el caso de caserones que estén dentro de la zona estable del gráfico de estabilidad. El cálculo de la dilución total para caserones planteados en la zona estable se realiza utilizando la Ecuación 14, que contrasta el ancho promedio del caserón con el ancho de la veta.

$$Dilución\ Total\ [\%] = \frac{(Ancho\ de\ caserón\ Esperado - Ancho\ de\ veta)}{Ancho\ de\ veta} \times 100$$

Ecuación 14: Cálculo de la dilución total en base al ancho de caserón promedio de referencia (Stewart, 2005)

En donde:

- Ancho de caserón Esperado: es el ancho de caserón promedio de referencia (BSW) [m]
- Ancho de veta: es el ancho promedio de la veta [m].

El ancho de caserón estable de referencia se determina a partir de la Ecuación 15:

$$BSW = Ancho\ de\ veta + (x_{fw} + x_{fw})_{80}$$

Ecuación 15: Definición de ancho de caserón estable de referencia

Donde $(x_{fw} + x_{fw})_{80}$ es la función de sobre excavación total que se determina probabilísticamente a partir de las distribuciones de sobre excavación de la Pared colgante y la Pared yacente (se asume el ancho estable incluye el 80% de los casos de estudio).

Adicionalmente, el modelo probabilístico para la sobre excavación es utilizado para determinar el ancho de caserón promedio de referencia. La Tabla 2-4 muestra el BSW y el BAW calculado a partir de la base de Barkers mine para los distintos patrones de tronadura utilizados:

Tabla 2-4: BSW y BAW para distintos patrones de tronadura (veta de 0,3 m)

Patrón	BSW (para una veta de 0,3 m)	BAW (para una veta de 0,3 m)
En línea	1,6 m	1,3 m
Escalonado	2,03 m	1,5 m
Triangular	2,15 m	1,7 m

2.8 Conclusiones

Con respecto al método de estabilidad gráfico y su aplicabilidad, se puede concluir que:

- El método de estabilidad gráfico para caserones abiertos ha sido utilizado desde hace tres décadas como herramienta de diseño en minería subterránea. El gráfico de diseño expresa el grado de estabilidad y/o la sobre excavación promedio que puede esperarse que ocurra en una pared. Una estimación de la dilución se determina a partir del número de estabilidad y el radio hidráulico de la pared evaluada. Desde su creación, varios desarrollos han tenido lugar con el objetivo de mejorar la confiabilidad en la predicción de la condición de estabilidad de un caserón. Estos desarrollos incluyen la redefinición y adición de nuevos factores al gráfico estabilidad, la modificación de las zonas de transición y la expansión de la base de datos original desde 26 casos en 1981 a 483 casos en la actualidad.
- En la actualidad, el método de estabilidad es ampliamente aceptado como herramienta de diseño en numerosas minas alrededor del mundo (Suorineni, 2010), a pesar de esto, su aplicabilidad se restringe a operaciones con condiciones de profundidad, esfuerzos y operacionales similares a las condiciones con que fueron elaborados. Se ha demostrado con casos de estudio (Wang, 2004; Stewart, 2005) que para algunas minas los errores en la predicción de la sobre excavación son significativos (mayores a 0,5 m), sobre todo en minería de vetas angostas, debido a que el método gráfico no considera variables importantes como el undercutting de la pared, las prácticas de perforación y tronadura, la relajación de esfuerzos, el daño por esfuerzos y el tiempo de exposición del caserón, entre otras.

Con respecto al efecto del daño por tronadura en la dilución, se concluye lo siguiente:

- La tronadura no ha sido considerada como una causa predominante en la estabilidad de un caserón, por lo cual, en la mayoría de los casos, no es posible separar el daño por tronadura de la sobre excavación debida a la redistribución de esfuerzos en torno a la excavación. En la actualidad, el daño por tronadura está considerado en el gráfico de estabilidad a través del ELOS, asumiendo un daño por tronadura constante de 0,5 m. La intensidad del daño por tronadura dependerá de las prácticas de perforación y tronadura, del diseño y del tipo de explosivo utilizado, entre otras. Por lo tanto, el supuesto de considerar un daño por tronadura constante es una sobre simplificación. Se requiere trabajo adicional para validar este supuesto.
- En la actualidad, no existe un modelo numérico comercial que permita determinar el efecto de la tronadura en el macizo rocoso, debido a que los mecanismos involucrados son complejos y difíciles de cuantificar. A pesar de esto, los modelos semi empíricos de atenuación de onda han tenido buenos resultados, basado en experiencias de minas australianas, debido a su simpleza y bajos tiempos de estimación involucrados. Es el caso del modelo de Holmberg-Persson que permite realizar una estimación de la extensión del daño en el macizo rocoso a partir de constantes específicas de sitio medidas en terreno.

- El efecto de la tronadura es una sobre excavación directa (asociada a un intenso fracturamiento de la roca) y una zona dañada o perturbada relacionada a la creación de nuevas fracturas. La zona perturbada se entiende como el volumen de roca que disminuye su calidad geotécnica producto de la tronadura, si bien no presenta un daño a menudo visible, es de gran importancia debido a su potencial de inestabilidad, por lo que esta debe ser considerada por los ingenieros del área de geomecánica.
- La dilución en vetas angostas puede ser separada en dos causas independientes: inestabilidad geomecánica y sobre excavación por tronadura. En caso de que un caserón pertenezca a la zona estable del gráfico de estabilidad, es poco probable que la causa su sobre excavación se relacione con razones geomecánicas. De este modo, una reducción en las dimensiones del caserón no provocará una disminución de la dilución.
- Se han llevado a cabo diversos estudios para determinar la correlación entre la dilución observada y variables de diseño/operacionales que no son consideradas por el gráfico de estabilidad. Estos análisis han sido bastante simplistas, limitándose a gráficos de dispersión y análisis multilineales simples. En el caso de análisis más complejos, como redes neuronales, para ver la interacción entre las variables sólo se han podido considerar tres variables como máximo, debido a la poca cantidad de datos disponibles. Es necesario realizar análisis estadísticos más elaborados que permitan cuantificar la influencia del daño por tronadura, respecto al resto de las variables de estudio. Para esto, es de gran utilidad contar con una base de datos detallada, que incluya levantamientos en terreno de variables como la desviación de los tiros, el esquema de carguío de explosivo y la secuencia de detonación.

En los siguientes capítulos se evaluará la aplicabilidad del método de estabilidad gráfico a mina El peñón, en particular el gráfico de estimación de dilución de Clark, para poder comparar la sobre excavación estimada con la sobre excavación real medida a través del sistema CMS, que es el sistema ocupado en la mina. En base a los resultados obtenidos, se realizará un análisis complementario para determinar las variables más influyentes en la sobre excavación y dilución de los caserones. Debido a su simplicidad y gran aceptación se utilizará el modelo de atenuación de onda de Holmberg-Persson para poder estimar el sobre quiebre y la zona de daño por tronadura, de manera de determinar la sobre excavación producto de la tronadura y la sobre excavación producida por la redistribución de esfuerzos en torno a la excavación.

Capítulo 3

METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

En este capítulo se detalla la metodología que se lleva a cabo durante el desarrollo de la investigación (Figura 3-1), la cual tiene como objetivo evaluar el efecto de la tronadura en la estabilidad y dilución de caserones en base a la realización de un back análisis de la sobre excavación observada en los caserones del sector Bonanza de Mina El Peñón y a la utilización de herramientas numéricas para simular la tronadura y predecir sus efectos. La metodología de trabajo se compone de las siguientes etapas:

- Construcción de una base de datos con información de la Pared colgante y la Pared yacente de los caserones de Mina El Peñón
- Determinación de modelos de estimación de dilución y ELOS para ambas paredes, en base a la determinación de las variables significativas para la sobre excavación.
- Calibración de un criterio de sobre quiebre por tronadura para determinar la extensión de la sobre excavación y la zona de daño producto de la tronadura.
- Determinación del efecto del daño por tronadura y las variables significativas en la sobre excavación a través de un modelamiento numérico.

3.1 Construcción base de datos Mina El Peñón

En esta etapa se realiza una recolección de información del sector Bonanza, registrada entre Noviembre de 2010 y Agosto de 2012. Dentro de la recolección se incluye información de diseño, perforación y tronadura, geomecánica e información de levantamientos en terreno de cavidades.

A partir de la información disponible se construye una base de datos considerando perfiles 2D trazados de manera transversal al rumbo del caserón para, de esta manera, poder relacionar la sobre excavación observada con la desviación de tiros y las variables de tronadura y diseño asociadas a cada pared. La construcción de la base de datos es de suma importancia, pues es el punto de inicio para los análisis posteriores a través de técnicas estadísticas y modelamiento numérico. Es por este motivo, que las consideraciones realizadas para su construcción, deben quedar claramente estipuladas.

3.2 Determinación modelo de estimación de dilución y ELOS

A partir de la base de datos, se construyen modelos de estimación de dilución y ELOS para ambas paredes del caserón, basados en porcentajes de sobre excavación admisible definidos por El Peñón (determinados a partir de la componente económica del negocio, de manera de que al explotación sea rentable). Se utiliza la regresión logística como instrumento de análisis multivariable, la cual permite determinar las variables significativas en cada uno de los modelos de estimación de la sobre

excavación. Los modelos de dilución construidos pueden ser utilizados como herramienta operacional y de diseño permitiendo determinar tolerancias máximas para las variables controlables en base a una frontera de dilución de corte. La parte final de esta etapa, contempla un análisis conceptual, desde un punto de vista práctico-teórico, para explicar la influencia de las variables significativas de los modelos en la sobre excavación, junto a recomendaciones para disminuir al dilución de las paredes del caserón.

3.3 Calibración criterio de sobre quiebre por tronadura

En esta etapa se calibra un criterio de sobre quiebre específico para Bonanza utilizando el modelo de atenuación de onda de Holmberg-Persson. Para determinar el criterio de sobre quiebre, se divide la base de datos en calibración y validación, de manera de poder seleccionar el modelo que represente el mejor ajuste. A partir del criterio calibrado, se determina la extensión máxima del sobre quiebre y del daño producto de la tronadura.

Aplicando el criterio de sobre quiebre para Bonanza, con la ayuda del modelamiento numérico en el software JKSimBlast, se realizan tres análisis complementarios:

- Un análisis de sensibilidad para cuantificar la influencia de los parámetros de atenuación, la densidad del explosivo y el largo de carga en el daño por tronadura.
- Se modifica el diagrama de perforación agregando un offset (separación entre el tiro y la pared) de manera de reducir la extensión del daño y de la sobre excavación por tronadura y, por tanto, de la dilución del caserón.
- Se determina la sobre excavación atribuible a la redistribución de esfuerzos en la Pared colgante.

3.4 Efecto del daño por tronadura en la sobre excavación

Se crean modelos numéricos 2D para cuantificar el efecto del daño por tronadura y las variables significativas con la sobre excavación de la pared colgante. Se utilizan como parámetros de entrada las variables significativas determinadas a través del análisis de regresión logística y la extensión del daño y sobre quiebre por tronadura calculados a partir del criterio de sobre quiebre calibrado. El objetivo, es poder relacionar estas variables y la disminución de la calidad del macizo rocoso dentro de la zona dañada con la potencial sobre excavación asociada a la zona de relajación de esfuerzos entorno a la pared.

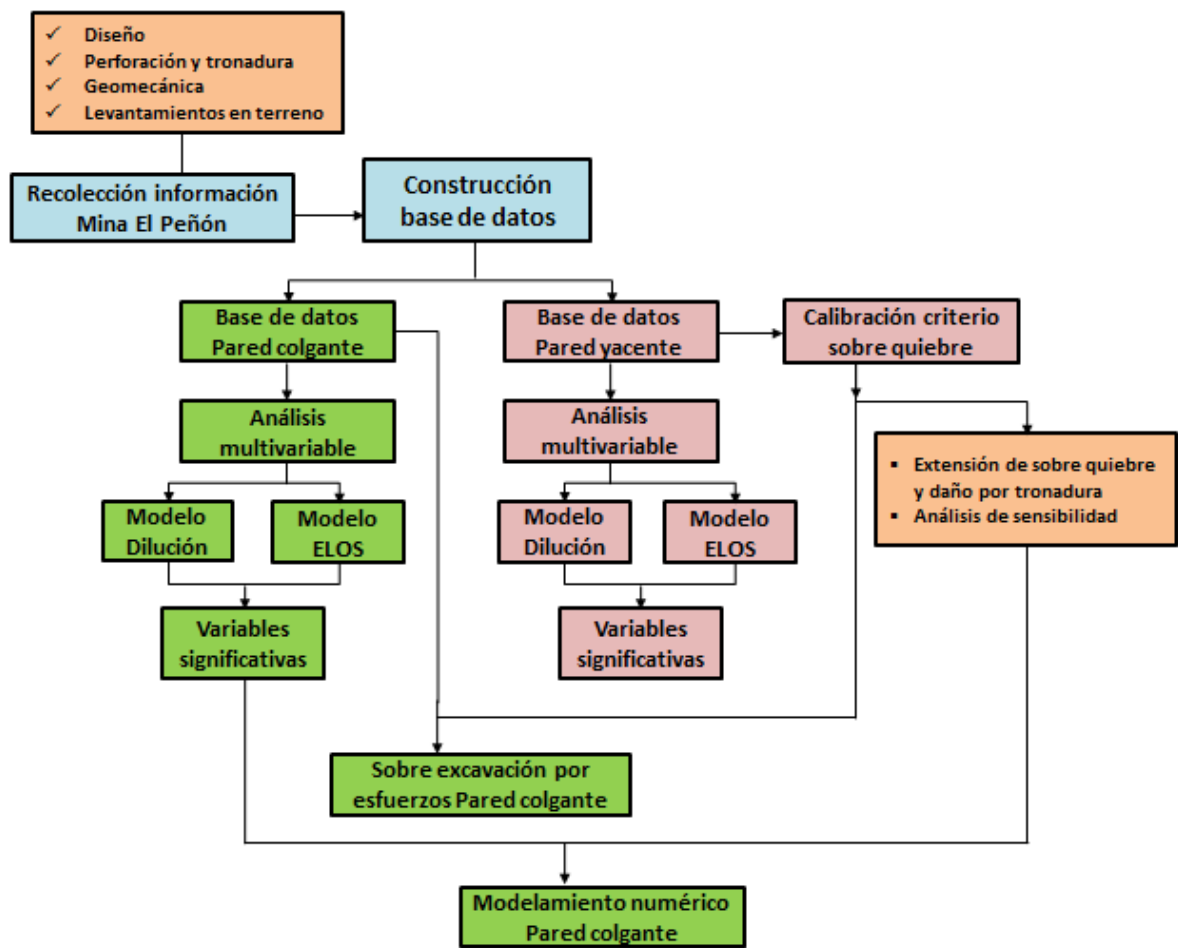


Figura 3-1: Diagrama de flujo metodología de la investigación

Capítulo 4

CONSTRUCCIÓN DE LA BASE DE DATOS

En el presente capítulo se detalla la construcción de la base de datos que será utilizada para la elaboración de los modelos multivariable de estimación de dilución/ELOS y para la calibración de un criterio de sobre excavación por tronadura para el sector Bonanza. Dicha base de datos se construye a partir de información de diseño, levantamientos en terreno a través de mediciones CMS y mediciones REFLEX para la desviación de los tiros e información de perforación y tronadura. Adicionalmente, se compara la sobre excavación real de la base de datos con la sobre excavación predicha por el método de estabilidad gráfico para concluir sobre la aplicabilidad del método de estabilidad empírico a Mina El Peñón.

Para comenzar, se presenta una descripción general de Mina El Peñón, incluyendo una descripción del método de explotación, información geológica y geomecánica, características de la flota de equipos mina (perforación, carguío y transporte), dimensiones de las secciones de las principales labores, junto con las prácticas de perforación y tronadura del sector en el cual se centrará esta investigación.

4.1 Antecedentes mina El Peñón

El Peñón es una mina subterránea de oro/plata de alta ley. La producción comercial comenzó en el año 2000, y la ampliación de la planta de procesamiento Merrill-Crowe a 4.500 toneladas por día se completó en el 2010. Actualmente la operación es un 100 % explotación de vetas angostas mediante el método Bench and Fill. Las exploraciones actuales están focalizadas en establecer reservas minerales en nuevos descubrimientos como Dorada Sur y Dorado Oeste, Fortuna Este y Bonanza Oeste.

4.1.1 Descripción del yacimiento

El proyecto de explotación El Peñón se desarrolla en la II Región de Chile, Provincia de Antofagasta, aproximadamente a 160 km al sureste de la ciudad de Antofagasta, en las coordenadas geográficas 24°23' S y 69°31' W (coordenadas UTM 7.302.000 Norte y 451.000 Este), a una altitud comprendida entre las cotas 1740 y 1800 m.s.n.m. (Figura 4-1):

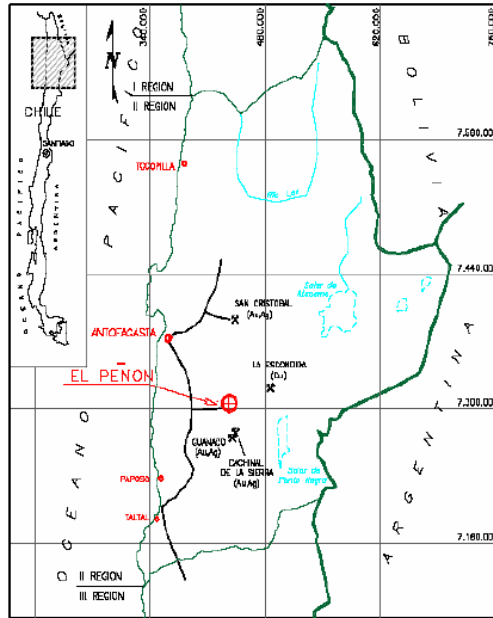


Figura 4-1: Localización del proyecto mina El Peñón

La geometría general del yacimiento corresponde a vetas generalmente orientadas norte-sur, con manteos de 60° a 85° hacia el oeste o este. La potencia típicamente varía entre 0,5 y 10 m, con un promedio de alrededor de 2m. La roca de caja es de composición riolítica y dacítica (riolita bandeada, dacitas, tobas, etc.) y generalmente se trata de rocas competentes, excepto en zonas locales de fallas y alteración intensa. La zona mineralizada generalmente corresponde a vetas de cuarzo y brechas hidrotermales, las cuales en ocasiones se encuentran intensamente tectonizadas y alteradas presentando baja calidad geomecánica.

4.1.2 Geología

El área de El Peñón se encuentra cubierta por un conjunto de rocas volcánicas (Cretácico Superior-Paleoceno), principalmente de composición intermedia, con variaciones ácidas. En El Peñón y Cerro Tostado los complejos de domos ácidos están relacionados con estructuras de calderas volcánicas. La formación geológica, denominada Augusta Victoria, corresponde a un complejo ígneo que puede ser subdividido en dos unidades designadas Dacitas Dominador y Riolitas Peñón.

4.1.3 Alteración y mineralización

La mineralización está asociada a vetas hidrotermales desarrolladas a partir de un complejo ígneo de domos. La mineralización de Au y Ag está asociada al emplazamiento de vetas de cuarzo, con un control estructural Norte-Noreste. Se ha reconocido mineralización de interés en brechas hidrotermales desarrolladas en los entornos de las estructuras principales. Este tipo de mineralización y control estructural, condicionan los mecanismos de inestabilidad existentes en El Peñón, así como la geometría de explotación utilizada para extraer el mineral (ancho e inclinación del caserón, etc).

Se reconocen tres alteraciones:

- Supérgena: se restringe a las zonas superficiales (hasta 300m) y entornos de la veta (puntualmente). Comprende óxidos de fierro principalmente
- Argílica: se restringe a los entornos de la veta. Está compuesta por minerales de arcilla, adularia y cuarzo residual.
- Silificación: se presenta en sectores puntuales en la veta y roca caja, corresponde a reemplazo de minerales por sílice.

En el entorno de la veta, la calidad del macizo rocoso disminuye en presencia de la alteración Argílica intermedia a avanzada. La Figura 4-2 presenta un esquema genérico del modelo de alteración:

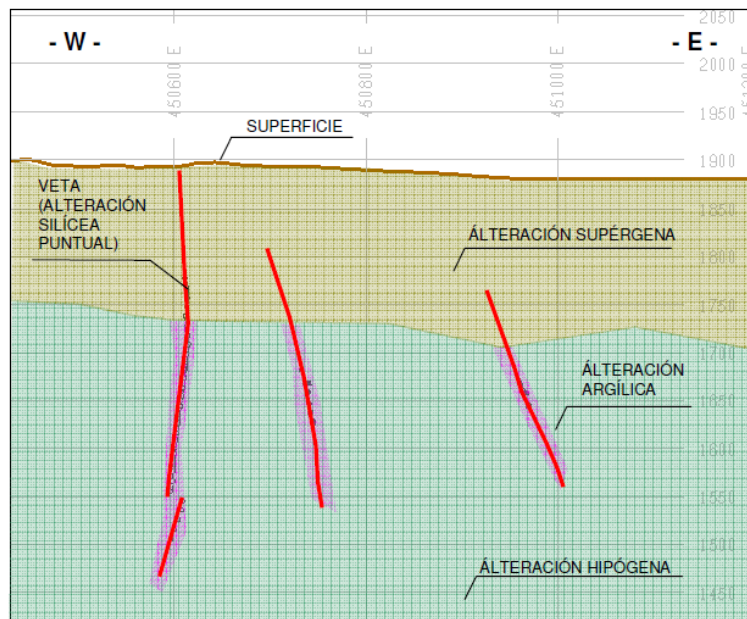


Figura 4-2: Esquema modelo alteración El Peñón

4.1.4 Modelo litológico

El modelo litológico consiste en perfiles longitudinales paralelos a la veta (Figura 4-3). Estos perfiles fueron generados mediante interpolación de sondajes.

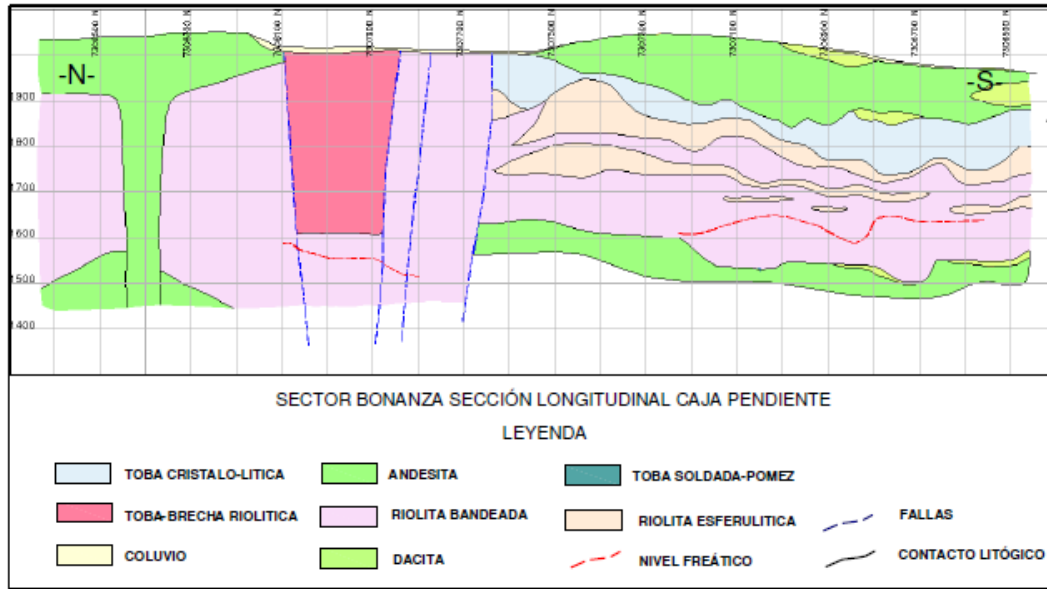


Figura 4-3: Perfil esquemático modelo litológico El Peñón

La Tabla 4-1 presenta las propiedades geomecánicas de las principales unidades litológicas:

Tabla 4-1: Propiedades geomecánicas para principales unidades litológicas El Peñón (estudio de SRK (1999) y MINGEO (2000))

INDICADORES	LITOLÓGÍAS		
	DACITAS	TOBAS	RIOLITAS
PESO UNITARIO IN SITU (γ - ton/m ³)	2,55	2,19	2,44
RESISTENCIA EN COMPRESIÓN NO CONFINADA (σ_{ci} - MPa)	>120	>90	>100
MÓDULO DE DEFORMABILIDAD ("MODELO DE YOUNG" E-GPa)	50	30	35
RAZÓN DE POISSON (U "ADIMENSIONAL")	0,19	0,11	0,17
RESISTENCIA A LA TRACCIÓN (σ_t - MPa)	13	9	10

4.1.5 Mecanismos de inestabilidad

A nivel global se reconocen los siguientes mecanismos de inestabilidad:

- Controlados por calidad de macizo rocoso: se reconocen zonas de mala calidad geotécnica en los entornos de las vetas y sectores con alteración argílica intensa (sobre todo en las tobas). Las infraestructuras desarrolladas en este tipo de macizo, presentan un potencial de sobre excavación.
- Controlados por estructuras: asociados a la actitud de los sistemas estructurales, se han reconocido los siguientes mecanismos de inestabilidad.

i. Desprendimiento de bloques preformados.

ii. Lajamiento de cajas por sistemas sub paralelos a paredes de bancos.

iii. Desconfinamiento de bloques por fallas sub paralelas a veta.

- Controlados por geometrías de explotación: la orientación de las infraestructuras de explotación están asociadas a la orientación de la veta. Debido a que la zona mineralizada es sinuosa, se generan geometrías convexas en las cajas hacia el interior de la galería, dejando volúmenes de material sensible a desprendimiento (no se considera la sobre excavación por tronadura en esta definición).

La Figura 4-4 muestra un perfil representativa de una veta, con los potenciales mecanismos de inestabilidad:

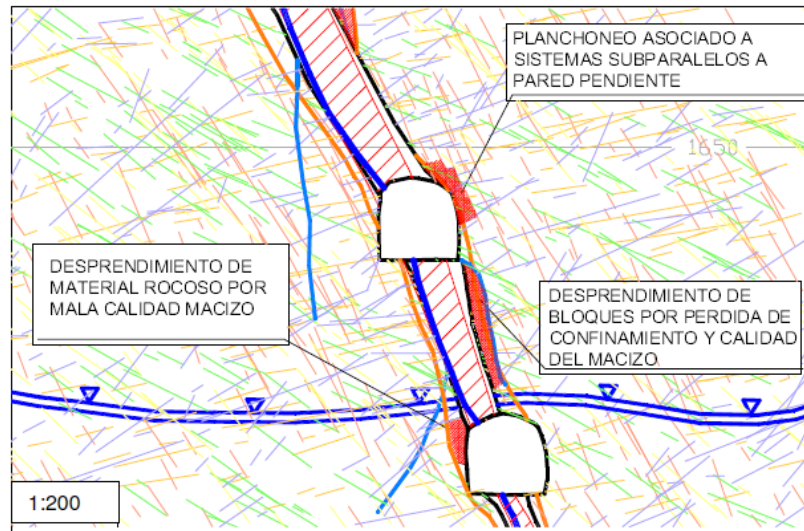


Figura 4-4: Mecanismos de inestabilidad a escala veta

4.1.6 Generalidades del método de explotación

El proyecto de explotación contempla la producción de 4.500 tpd de mineral de los sectores Orito Sur, Diablada, Vista Norte, Angelina, Playa, Pampa Campamento, Quebrada Colorada, Cerro Martillo, Martillo Flat, Aleste, Dorada, Providencia, Bermellón, Bonanza y Fortuna. La explotación subterránea de las vetas, se efectúa utilizando el método de corte y relleno con sus variantes Drift and Fill y Bench and Fill (para galerías y caserones respectivamente).

El método Bench and Fill consiste en explotar la zona mineralizada mediante perforación y tronadura de banqueo (perforación vertical) entre subniveles separados entre 10 y 20 metro en la vertical. Posterior a la construcción de las labores de preparación, se efectúa perforación vertical con equipos Simba, con diámetros de perforación de 3" para producción y 4" para escareado, entre los niveles. Esta perforación permite efectuar tronadura por banqueo, para lo cual es necesaria la construcción de una chimenea para generar la primera cara libre, mediante el método VCR. Las posteriores caras libres se realizan mediante VCR y/o construcción de chimenea con polietileno de baja densidad, en la zona de contacto entre el pilar de hormigón y la siguiente fase de producción, para luego tronar en tajadas o cortes que varían entre 6 y 20 m de altura de banco. El mineral tronado en el caserón es extraído

mediante equipo LHD remoto, siendo la distancia máxima a entrar en el caserón de 20 m. Para controlar este recorrido máximo dentro del caserón, se construyen toques de hormigón utilizando el mismo equipo LHD remoto.

A fin de controlar la estabilidad de la explotación y minimizar el daño a las cajas, reduciendo la dilución de mineral, se consideran módulos con un largo máximo definido de acuerdo al método de estabilidad gráfico de Mathews. Una vez terminada la explotación de un módulo, se da inicio a un ciclo de relleno de la totalidad del caserón abierto, antes de iniciar el siguiente módulo. Cabe destacar, que los primeros metros de relleno del módulo (contiguos al siguiente módulo de arranque) deben quedar con relleno cementado para generar una pared estable una vez iniciado el próximo ciclo de explotación.

El relleno cementado es fabricado en una planta de hormigón dentro de las instalaciones del proyecto, siendo cargado en camiones de bajo perfil, los cuales lo transportan hasta los puntos de vaciado al interior de la mina. El acceso a los caserones se efectúa mediante rampas ubicadas en la roca mineralizada a una distancia promedio de 60 m de ésta, las cuales permiten ir generando estocadas de acceso que varían de 10 a 20 m en cota. La operación de relleno se realiza desde el nivel de perforación, “llenando” el caserón que ya fue explotado, utilizando los mismos equipos LHD o camiones. La Figura 4-5 muestra un perfil esquemático del método descrito:

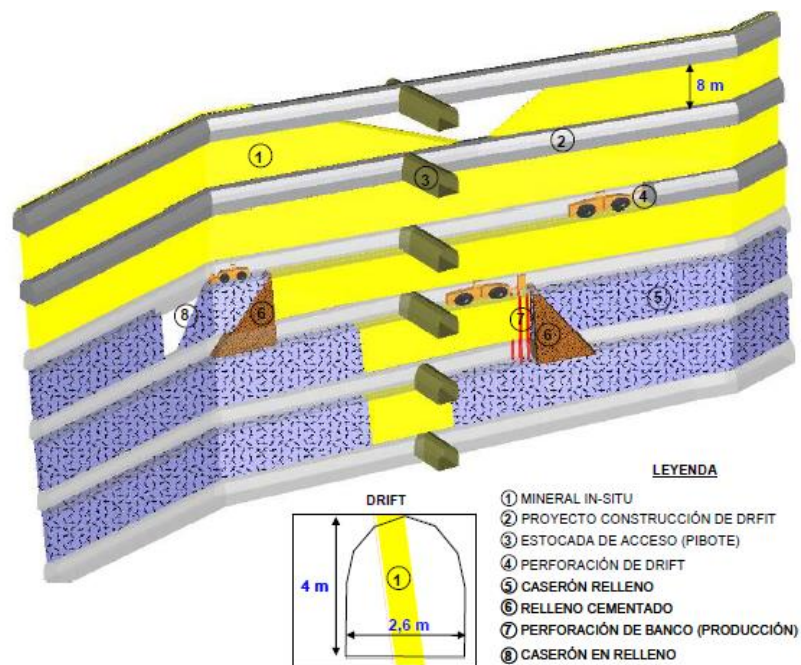


Figura 4-5: Perfil esquemático método Bench and Fill

4.1.7 Sector Bonanza

La presente investigación abordará como caso de estudio el sector Bonanza de mina El Peñón, para el cual se disponen de datos referentes a la perforación y tronadura entre Noviembre de 2010 y Agosto de 2012.

Bonanza se divide en 4 sub-sectores principales: Bonanza Norte Norte (BNN), Bonanza Norte (BN), Bonanza Central (BC) y Bonanza Sur (BS), denominados de Norte a Sur respectivamente. El sector se extiende entre la cota de los 1.580 y 1.730 metros. Para un mejor seguimiento de la explotación, los caserones de la mina se encuentran subdivididos en cámaras, de 15 m de corrida aproximadamente. La distribución de las cámaras por sub-sector se presenta en la Tabla 4-2:

Tabla 4-2: Distribución de Cámaras sector Bonanza

Sub-sector	Cámaras
Bonanza Norte Norte	ZU → F
Bonanza Norte	G → AA
Bonanza Central	AB → AR
Bonanza Sur	AS → BN

La Figura 4-6 muestra la disposición de las cámaras para cada subsector de Bonanza:

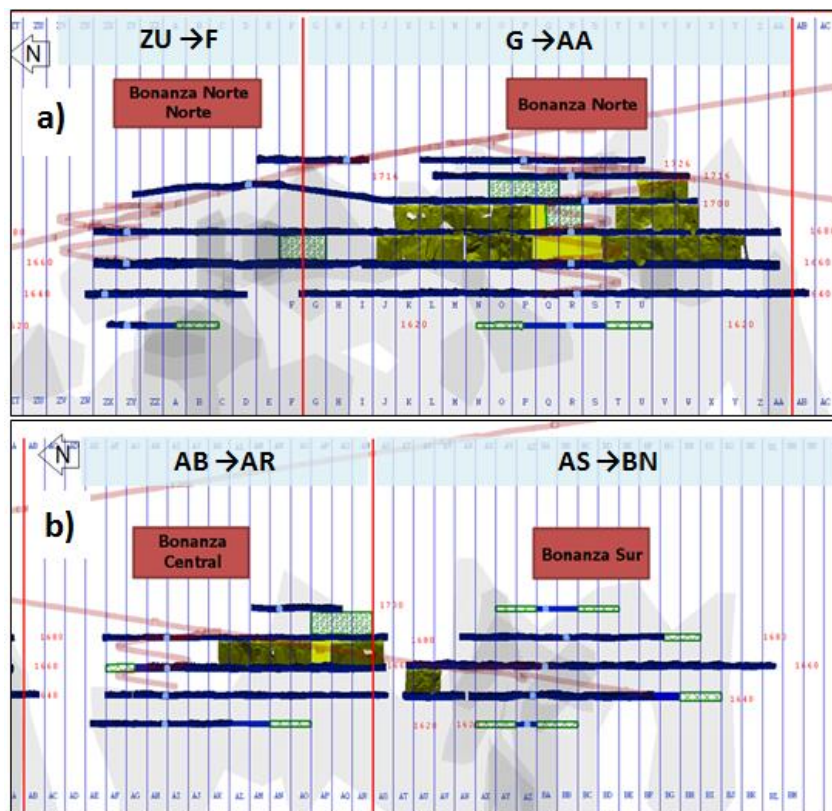


Figura 4-6: a) Disposición sectores Bonanza Norte Norte y Bonanza Norte, b) Disposición sectores Bonanza Central Y Bonanza Sur

Los subniveles de producción/perforación se distinguen de acuerdo a la cota del techo del caserón (que corresponde al piso de la galería de perforación). Los niveles de producción, ordenados de manera ascendente de acuerdo a su cota, son: Nivel 1600, Nivel 1620, Nivel 1640, Nivel 1660, Nivel 1680, Nivel 1700, Nivel 1716 y Nivel 1726. La distancia de separación entre subniveles corresponde a la separación vertical que existe entre el piso de la galería de producción y el piso de la galería de perforación, en general esta distancia es de 20 m, a excepción de los niveles 1716 y 1726 que presentan una leve variación. La Figura 4-7 muestra un esquema de la separación entre los subniveles, se observa que la altura de los caserones (medida en la vertical) es de 16 m, mientras que el alto de las galerías es de 4 m.

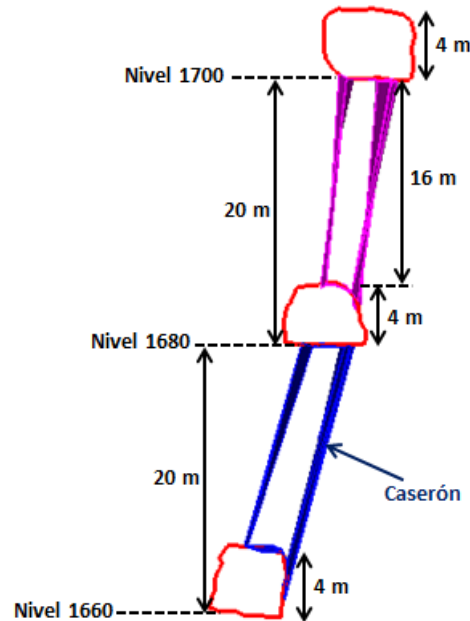


Figura 4-7: Esquema separación entre subniveles de producción sector Bonanza

4.1.8 Perforación y tronadura

En general, para el sector Bonanza se utiliza un patrón de perforación escalonado (“Triangular”) con perforaciones descendentes de 3” de diámetro y un largo promedio de 16,5 m. El burden es de 1,2 m y el espaciado es de 1 m. Como iniciadores o boosters se utilizan APDs cilíndricos. Comúnmente, se utiliza APD 150 para la sección superior del tiro y APD 225 para la sección media e inferior.

Para la tronadura de banqueo se utilizan tres tipos de explosivos:

- Anfo Premium: agente de tronadura de alta calidad fabricado con nitrato de amonio de grado explosivo de baja densidad y alta absorción de petróleo. Es especialmente recomendable para uso en pequeño diámetro en minería subterránea y para tronaduras de superficie, especialmente cuando se presenta una roca competente, en perforaciones sin agua.
- Anfo Liviano: agente de tronadura fabricado con nitrato de amonio grado explosivo. Contiene en su formulación elementos reguladores de densidad, que

le confiere una menor densidad y una mayor sensibilidad respecto a los Anfos normales. Esta característica es necesaria para lograr una baja concentración de carga por longitud de perforación, optimizando la distribución de energía para reducir el daño al contorno.

- Enaline: emulsión explosiva envasada de pequeño diámetro, especial para trabajos de precorte en minería a cielo abierto y aplicaciones de tronadura controlada en minería subterránea.

La Tabla 4-3 muestra las propiedades de cada explosivo:

Tabla 4-3: Propiedades explosivos

Explosivo	Densidad [gr/cm ³]	Velocidad de Detonación [m/s] (*)	Presión de Detonación [kbar]	Energía [kcal/kg]	Tamaño [pulgadas]	Potencia Relativa al Anfo	
						Peso	Volum.
Anfo Liviano	0,7	3.000 (**)	13	821	n/a	0,92	0,59
Anfo Premium	0,85	3.800	28	912	n/a	1	0,96
Enaline	1,15	5.000	69	805	1 1/4 x 12	0,89	1,27

(*) Nota: la velocidad de detonación depende del diámetro y grado de confinamiento del explosivo.

(**) No confinado en 1 ¼ x 8 m.

La tronadura del caserón se puede realizar en una sola fase, en donde se ocupa un taco superior y uno inferior, o en dos fases de manera de cuidar la estabilidad de las paredes. En este último caso, se adiciona un taco intermedio a cada tiro, de manera de dar confinamiento a la carga. La Figura 4-8 a) muestra un esquema de un caserón explotado en una fase. La Figura 4-8 b) muestra un perfil típico de un caserón explotado en dos fases. Se observa el uso de tronadura controlada en la Pared colgante, utilizando Anfo Liviano y Enaline.

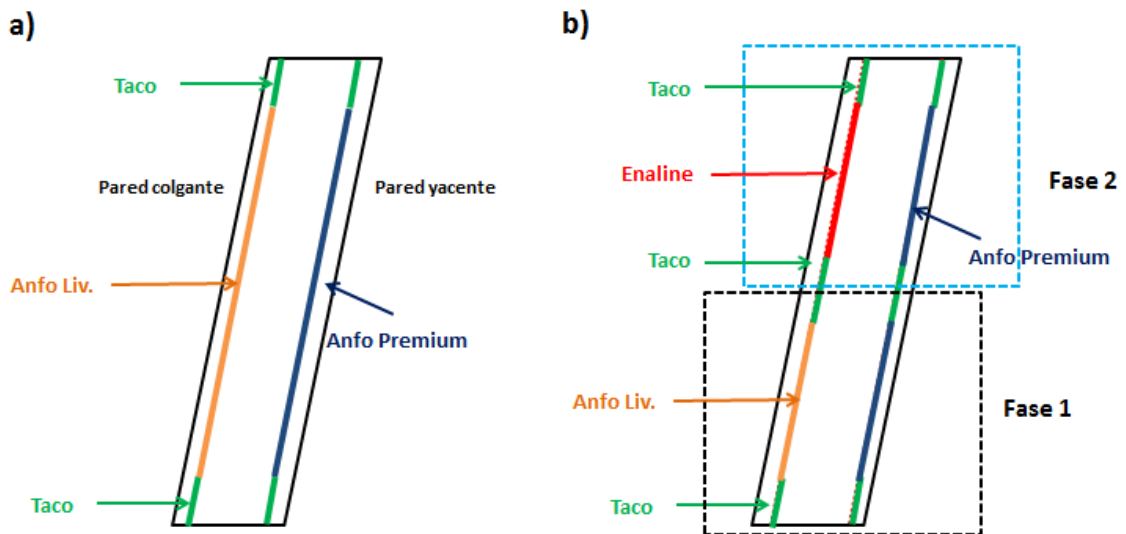


Figura 4-8: Esquema tronadura El Peñón a) Tronadura en 1 fase, b) Tronadura en 2 fases

4.1.9 Equipos mina

Equipos de carguío:

El carguío del material se realiza a través de 18 equipos LHD. Del total de equipos, 8 son operados a través de control remoto para poder acceder a los caserones. La Tabla 4-4 detalla los equipos de carguío utilizados:

Tabla 4-4: Resumen equipos de carguío

Modelo equipo	Capacidad [ton]	N° equipos
SCOOP CAT R1600G Control Remoto	4	8
SCOOP CAT R1600G	4	2
SCOOP SANDVIK LH 410	4	2
SCOOP SANDVIK TORO 007	4	1
SCOOP SANDVIK TORO 2	4	5
Total Equipos		18

La Figura 4-9 muestra un esquema con las dimensiones del equipo SCOOP CAT R1600G. Se observa que, por restricción operacional, se necesita un ancho mínimo de galería de 3,5 m y una altura mínima de 3 m, para que el equipo pueda operar de manera óptima:

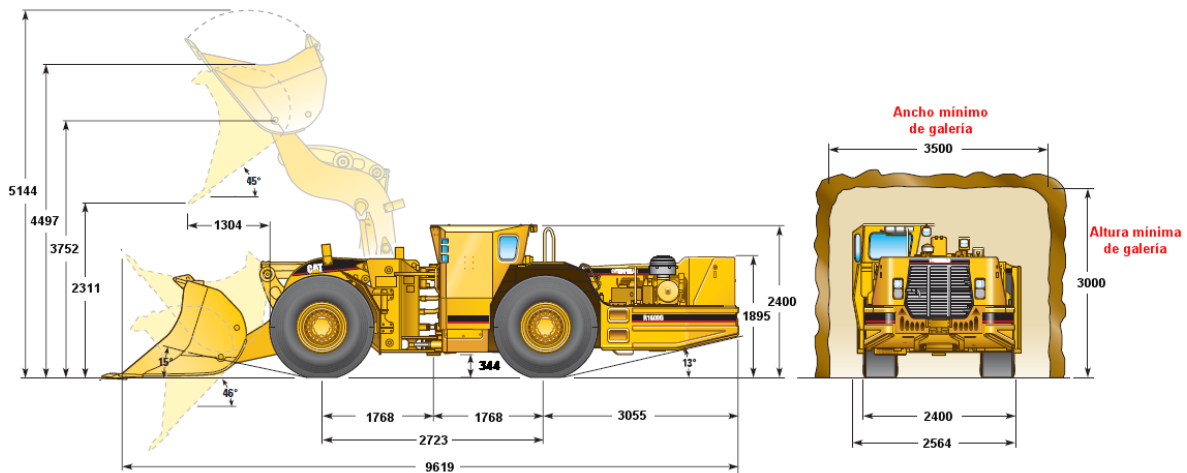


Figura 4-9: Dimensiones equipo SCOOP CAT R1600G (dimensiones en [mm])

Equipos de transporte:

El traspaso del material se realiza directamente desde los equipos LHD a camiones de bajo perfil, para su posterior transporte. La flota de transporte está compuesta de 21 camiones articulados Dumper marca CAT. El resumen de la flota de equipos de transporte se presenta en la Tabla 4-5:

Tabla 4-5: Resumen equipos de transporte

Modelo equipo	Capacidad [ton]	N° equipos
DUMPER CAT AD30 Tolva Eyectora	30	6
DUMPER CAT AD30 (sin Tolva Eyectora)	30	3
DUMPER CAT 26 Tolva Eyectora	26	12
Total Equipos		21

La Figura 4-10 presenta las dimensiones del equipo DUMPER CAT AD30 (que corresponde al equipo de mayor tamaño de la flota). El ancho operacional mínimo que requiere el equipo para la galería es de 4 m y la altura mínima también alcanza los 4 m:

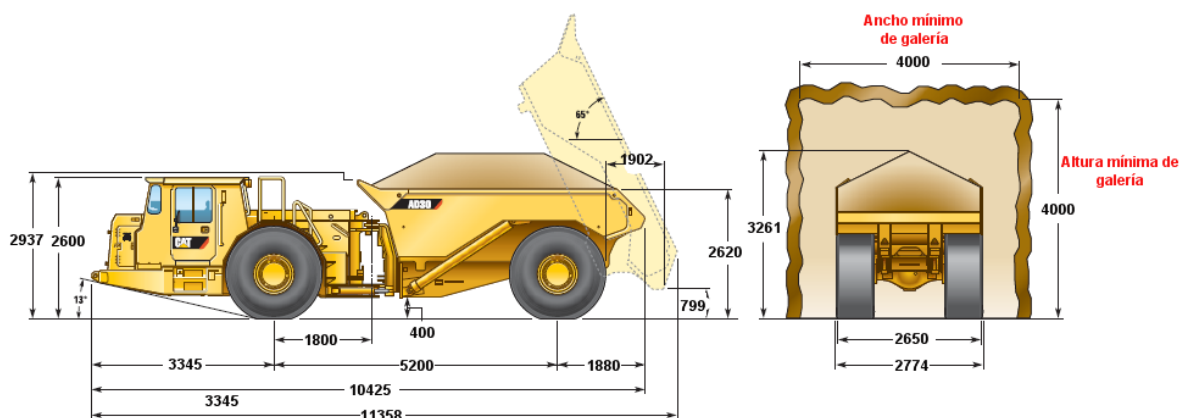


Figura 4-10: Dimensiones equipo DUMPER CAT AD30 (dimensiones en [mm])

Equipos de perforación horizontal:

La perforación de avance horizontal se realiza a través de equipos Jumbo. La flota consta de 10 Jumbos, de los cuáles 9 cuentan con 2 brazos de perforación. La Tabla 4-6 detalla los equipos de perforación horizontal utilizados:

Tabla 4-6: Resumen equipos de perforación horizontal

Modelo equipo	N° de brazos	N° equipos
JUMBO ATLAS COPCO Rocket Boomer 282	2	9
JUMBO ATLAS COPCO Rocket Boomer 281	1	1
Total Equipos		10

Las dimensiones de equipo Rocket Boomer 282 se presentan en la Figura 4-11. El equipo tiene un área de cobertura de hasta 45 m² y el ancho operacional mínimo de galería es de 3 m:

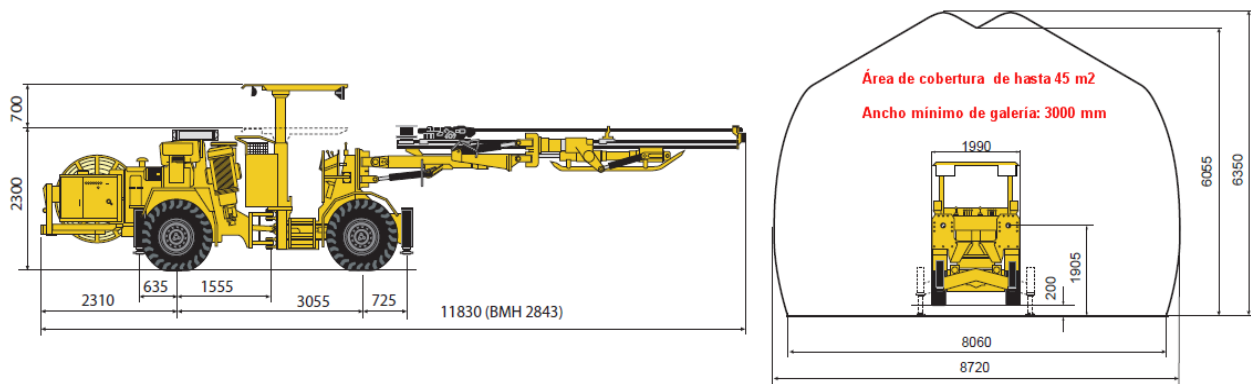


Figura 4-11: Dimensiones equipo Rocket Boomer 282 ATLAS COPCO (dimensiones en [mm])

Equipos de perforación vertical:

Para la perforación de banqueo (vertical) se utilizan 8 equipos Simba radiales con sistema Top hammer. Estos equipos permiten trabajar con un diámetro de perforación en el rango de 2 a 3,5 pulgadas. El resumen de los equipos de perforación vertical se presenta en la Tabla 4-7:

Tabla 4-7: Resumen equipos de perforación vertical

Modelo equipo	N° de brazos	N° equipos
SIMBA ATLAS COPCO H 1254	1	6
SIMBA ATLAS COPCO H 1257	1	2
Total Equipos		8

La Figura 4-12 muestra las dimensiones del equipo SIMBA H. Las restricciones para el ancho de la galería estarán dadas de acuerdo al ángulo de las perforaciones:

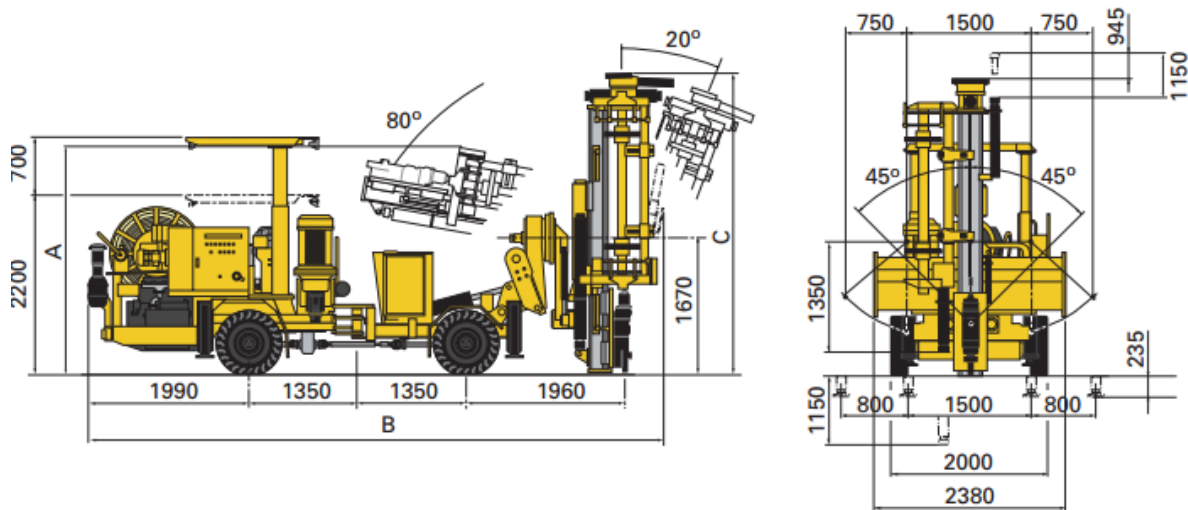


Figura 4-12: Dimensiones equipo SIMBA H 1254 ATLAS COPCO (dimensiones en [mm])

4.1.10 Secciones de galería

El Peñón cuenta con galerías de distintas secciones dependiendo de si se utilizan para transporte, producción, perforación, accesos, etc. A continuación se presenta una breve descripción de cada tipo de desarrollo:

Accesos: las galerías de acceso son de 4 m de ancho y 4,13 m de alto, como se muestra en la Figura 4-13a.

Nivel de transporte: las galerías del nivel de transporte son de 4,5 m de ancho y 4,3 m de altura (ver Figura 4-13b).

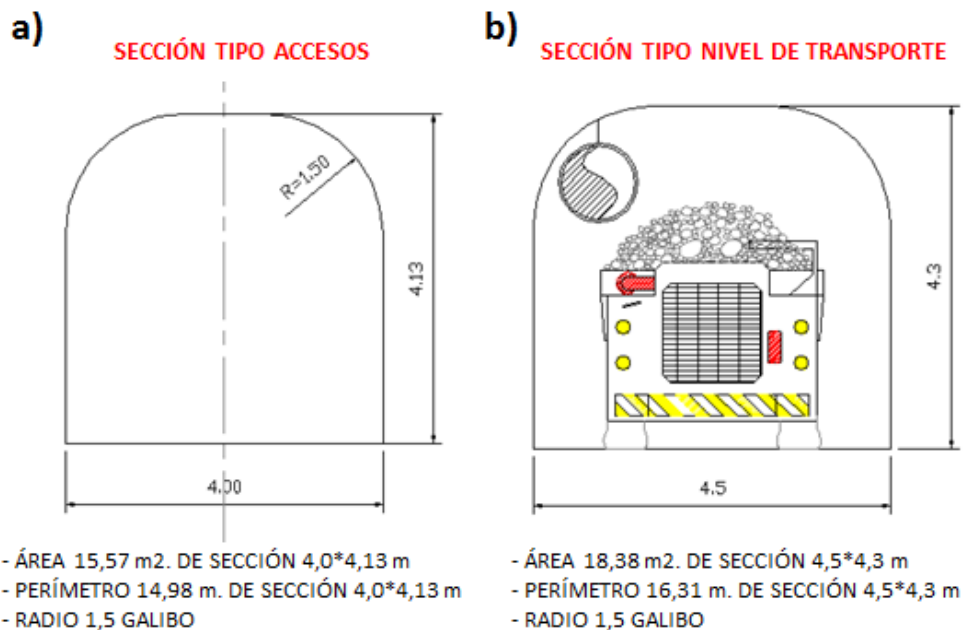


Figura 4-13: a) Sección tipo accesos, b) Sección tipo nivel de transporte

Rampa espiral (acceso secundario): la rampa espiral cumple la función de acceso secundario y están construidas con una pendiente de 15%, cuentan con un ancho de 4,5 m y un alto de 4,12 m (ver Figura 4-14a).

Rampa principal: la rampa principal tiene un ancho de 5 m y una altura de 4,26 m (ver Figura 4-14b). Bonanza cuenta con 5 rampas principales con una pendiente de 15%, correspondientes a los sectores Bonanza, Orito, Martillo Sur, Martillo Principal y Escarlata.

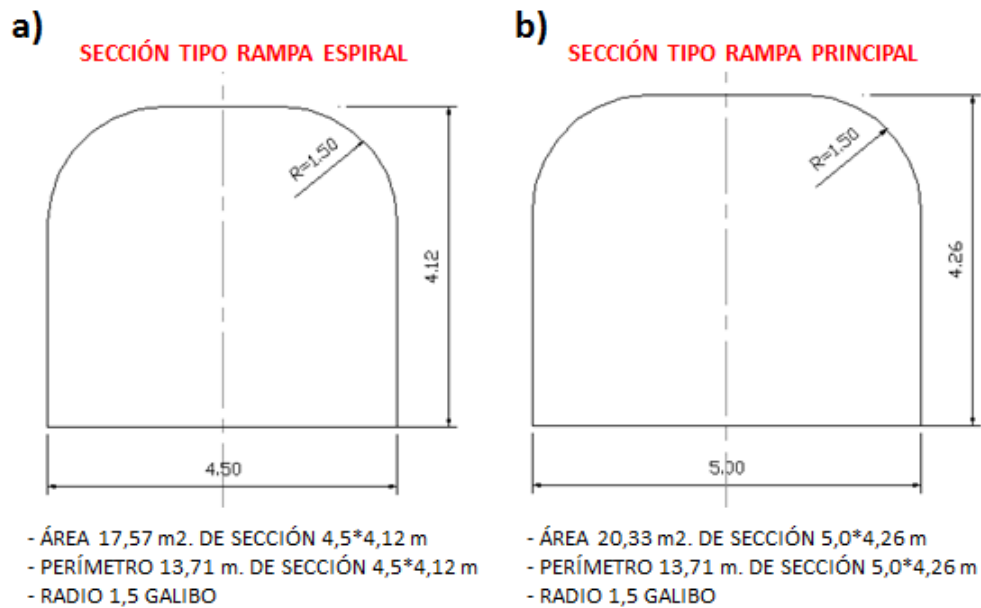


Figura 4-14: a) Sección tipo rampa espiral, b) Sección tipo rampa principal

Galerías de producción: la galería de producción estándar para el sector Bonanza se presenta en la Figura 4-15. La sección cuenta con un ancho de 3,5 m y una altura de 4 m:



Figura 4-15: Sección tipo galería de producción

En la operación, una vez entregado los planos con los diseños del banco, pueden aparecer sectores con la veta pegada a la caja, esto dificulta el posicionamiento del equipo de perforación, por lo cual se procede a realizar los desquinces operacionales para evitar la perforación radial escalonada. La Figura 4-16 muestra esta situación, en donde se realiza un desquinche en la galería de perforación:

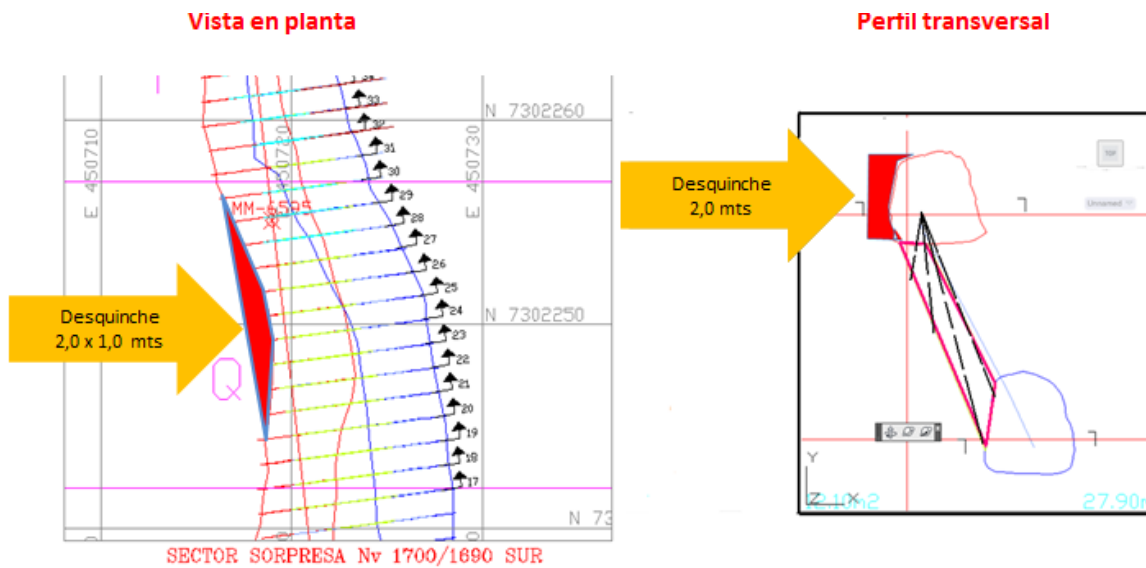


Figura 4-16: Desquince operacional por presencia de veta pegada a la caja

Para evitar que lo anterior se produzca, se definen nuevas secciones de acuerdo al manto y al ancho de la veta de manera de facilitar el posicionamiento del equipo de perforación vertical, evitando perforar tiros radiales escalonados. La Figura 4-17 muestra la diferencia en las secciones de un sector de El Peñón para dos manteos distintos de la veta, al ancho de la galería es de 4 m para un manto entre 90° y 80° , mientras que para un manto entre 69° y 60° la galería alcanza un ancho de 4,9 m:

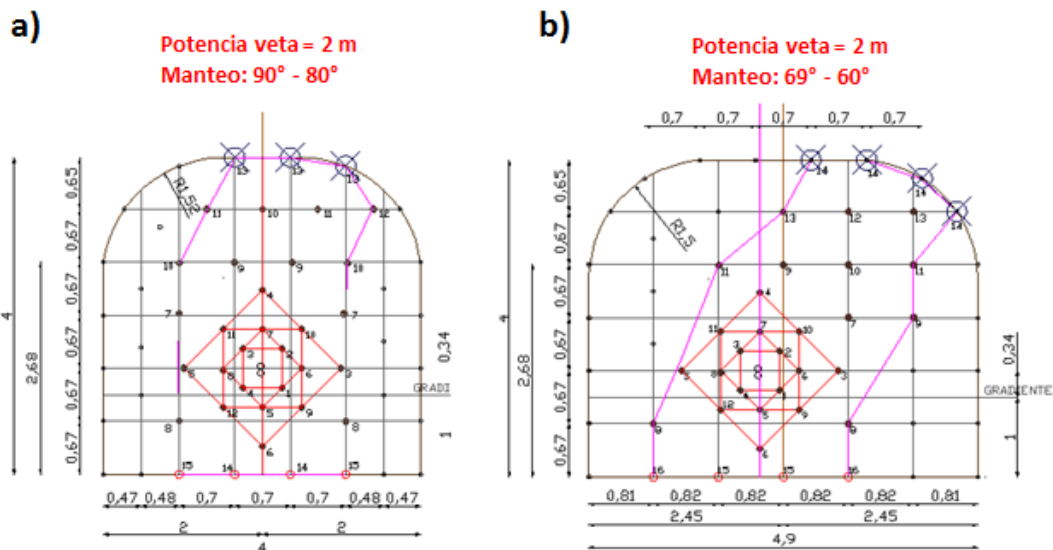


Figura 4-17: Sección galería de producción (potencia veta = 2 m) a) manto: 90° - 80° , b) manto: 69° - 60°

4.2 Antecedentes para la construcción de la base de datos

En el contexto del proyecto de investigación, se genera una recolección de datos del sector Bonanza de mina El Peñón, correspondientes al período comprendido entre

Noviembre de 2010 y Agosto de 2012. Dentro de la principal información disponible se encuentra:

- Triangulaciones con los sólidos de diseño de los caserones y mediciones CMS del estado final del caserón una vez que ha sido explotado (Figura 4-18)
- Levantamiento CMS de las galerías de producción y perforación
- Características geomecánicas del sector
- Información de perforación y tronadura
- Levantamientos REFLEX de la trayectoria de los tiros perforados (archivo DXF), con las coordenadas reales del collar y del fondo de cada tiro.

La Figura 4-19 muestra un ejemplo con una vista en planta con la disposición de los collares y fondos para un conjunto de tiros junto con un perfil longitudinal en donde se observa la trayectoria de las perforaciones a lo largo del caserón:

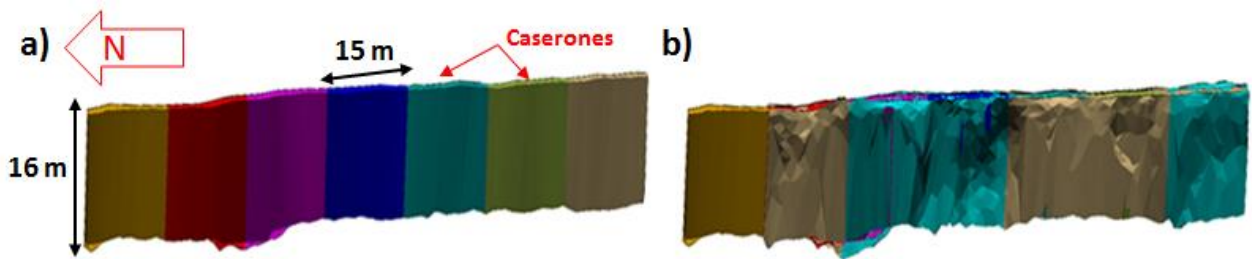


Figura 4-18: a) Sólidos caserones de diseño, b) Sólidos levantamiento CMS de caserones

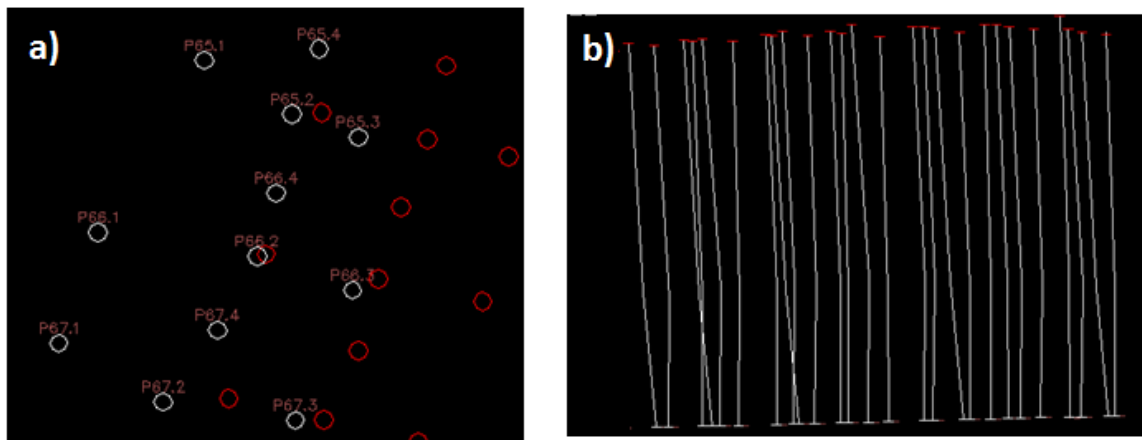


Figura 4-19: a) Vista en planta disposición collares y fondos, b) Perfil longitudinal trayectoria de tiros

4.3 Consideraciones para la construcción de la base de datos

Como se mencionó anteriormente, se cuenta con triangulaciones de los caserones de diseño y los caserones reales luego de la extracción del mineral. Estas triangulaciones son superpuestas con los archivos DXF de las mediciones REFLEX para conocer la disposición de la perforación con respecto a las paredes del caserón.

Dado que se está trabajando en vetas angostas con anchos de caserón relativamente bajos respecto al largo de este (entre un 7% y un 20% del largo del caserón) se decide realizar un análisis en dos dimensiones a través de perfiles transversales al caserón para cuantificar de mejor forma la desviación de los tiros y poder relacionar esta última con la sobre excavación observada de manera más clara. La Figura 4-20 muestra la superposición entre los tiros y los sólidos de diseño y real para un caserón, junto con la selección de perfiles transversales “atravesando” las paradas:

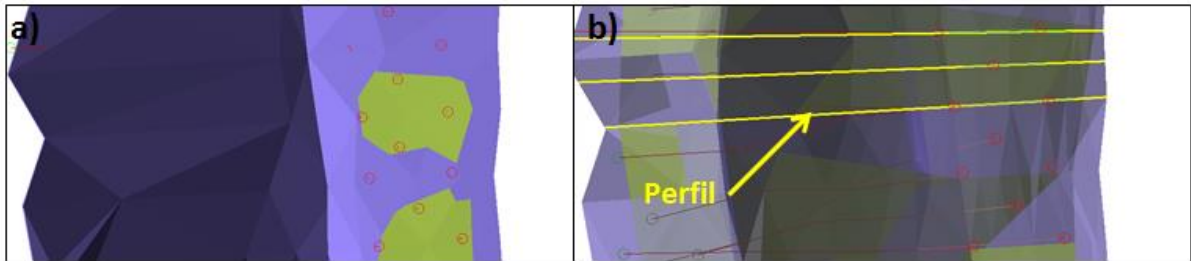


Figura 4-20: a) Vista en planta medición REFLEX de tiros superpuesta a caserón de diseño y real, b) Selección de perfiles base de datos

Bonanza cuenta con 2 diagramas de perforación básicos dependiendo de la forma y ancho de la veta. El diseño más utilizado es el Triangular, en que cada parada cuenta con 3 tiros, en donde 2 tiros se ubican en el mismo eje a lo ancho de la veta y el tercer tiro, llamado frecuentemente tiro de alivio, se ubica separado a una distancia a lo largo del caserón (Figura 4-21a). Para los caserones de mayor ancho se utilizan paradas de 3 tiros sin tiro de alivio (Figura 4-21b):

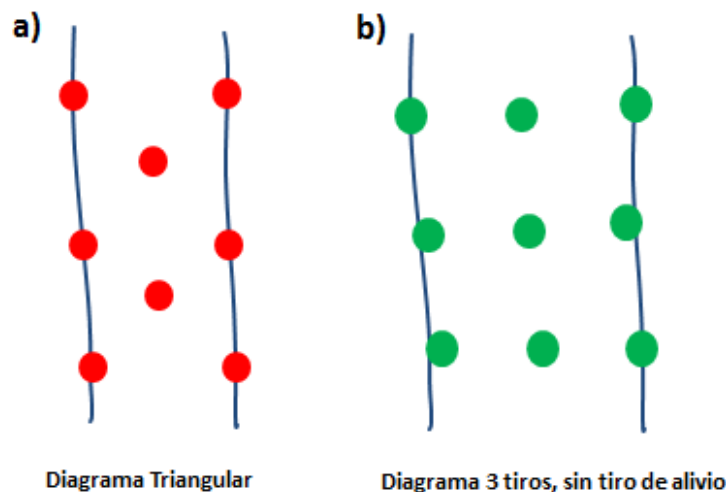


Figura 4-21: a) Diagrama de perforación Triangular b) Diagrama de perforación de 3 tiros sin tiro de alivio

Debido a que el objetivo de interés es determinar la relación entre las distintas variables de tronadura y la sobre excavación máxima, no se considerarán perfiles para el tiro de alivio y sólo se considerarán los tiros correspondiente a la Pared colgante y a la Pared yacente. En el caso de que exista un tiro central en el perfil (diagrama de 3 tiros), este no será considerado puesto que no es relevante en al daño producido a las paredes.

Por lo tanto, la base de datos contendrá información referente a la Pared colgante y a la Pared yacente por separado.

Puesto que en la operación, además de haber desviaciones laterales de los tiros existen desviaciones a lo largo del caserón (ya sea frontal o posterior) que pueden producir, incluso, un cruce de tiros de paradas contiguas, se define una tolerancia para la selección de perfiles de manera que los datos no se vean contaminados, ya sea por la cercanía con otros tiros o porque el fondo de la perforación se encuentra muy alejado del plano del perfil, lo que implica que el daño en ese punto sea subestimado. De acuerdo a un estudio realizado por GeoBlast en la mina (Scherpenisse *et al.* 2008), a distancias críticas menores a 0,3 m se pueden producir concentraciones de energía excesivas, produciendo el efecto de detonación por simpatía o el corte en la detonación de una columna explosiva. Por lo tanto, no se consideran perfiles en que la separación entre el plano y el fondo del tiro supere los 0,3 m, o en que haya una cercanía entre tiros menor a 0,3 m. La Figura 4-22 muestra un ejemplo de desviación frontal del tiro:

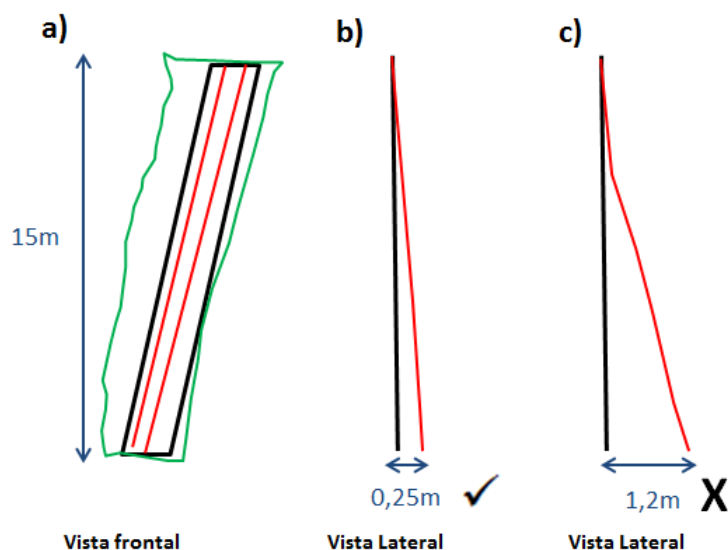


Figura 4-22: Tolerancia desviación de tiros, a) Ejemplo de perfil de base de datos, b) Perfil dentro de rango de tolerancia, c) Perfil fuera de rango de tolerancia

4.4 Descripción de la base de datos

Tal como se indica anteriormente, la base de datos corresponde a información comprendida entre Noviembre del 2010 y Agosto del 2012. Los análisis serán realizados sólo para el sector Bonanza, ya que es el único sector que cuenta con mediciones CMS y de desviación de tiros. La siguiente información se incluye en la base de datos:

- Información general del caserón
- Geometría del caserón
- Calificación del Macizo rocoso
- Undercutting
- Parámetros de perforación

- Información de tronadura
- Calculo de Dilución y ELOS a partir de datos CMS

La base de datos completa se presenta en el Anexo A.

Es importante destacar que para efectos de esta investigación parámetros como el undercutting, radio hidráulico, dilución y ELOS, hacen referencia a un cálculo 2D, dado que la construcción de la base se realiza a partir de perfiles en dos dimensiones. A continuación se presenta la descripción de cada una de las variables consideradas:

a) Información general del caserón

Se registra el sector, el nivel y la cámara a la que pertenece cada perfil (caserón).

b) Geometría del caserón

La recolección de parámetros referentes a la geometría del caserón incluye: ancho promedio del caserón, largo de las paredes, dip de las paredes y radio hidráulico.

Si se considera un caserón de ancho W , largo L y alto H (medido sobre la pared), como se muestra en Figura 4-23, se puede expresar el radio Hidráulico de la pared de la siguiente forma:

$$RH = \frac{H \times L}{2H + 2L} = \frac{H}{2\frac{H}{L} + 2}$$

Ecuación 16: Definición de radio hidráulico en 3D

Para realizar un análisis en dos dimensiones se asume que el largo del caserón es mucho mayor a su alto, por lo que la expresión para el radio hidráulico en 2D (RH_{2D}) es:

$$RH_{2D} = H/2$$

Ecuación 17: Definición de radio hidráulico en 2D

Es importante destacar que para el caso de El Peñón el supuesto de que el largo del caserón es mucho mayor a su alto no se cumple, sin embargo, el largo de explotación es aproximadamente constante, por lo cual se decide utilizar esta expresión en vez del largo de la pared, por considerarse que este parámetro es más representativo y fácil de comparar con el radio hidráulico tradicional. Este supuesto no afectará los cálculos, pues la diferencia entre el largo y el RH_{2D} corresponde a una ponderación por una constante.

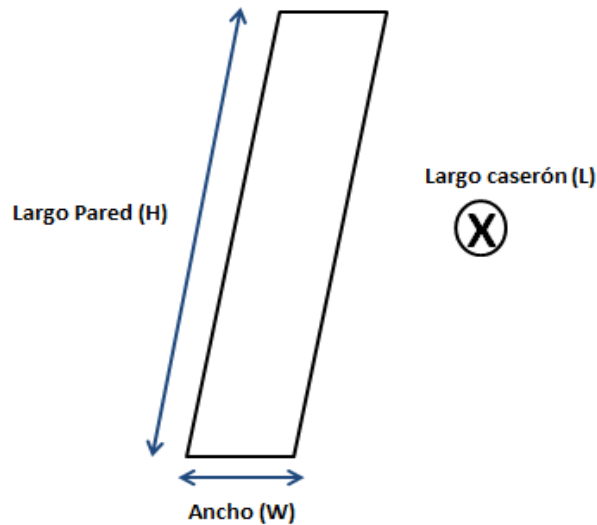


Figura 4-23: Parámetros para cálculo de radio hidráulico en dos dimensiones

c) Calificación del macizo rocoso

Para la caracterización del macizo rocoso se dispone de información del RMR (Bieniawski, 1989) para cada cámara o conjunto de cámaras. La mina es bastante regular en términos de calidad de macizo rocoso, de modo que los caserones se encuentran en un rango de RMR entre 40 – 45, 45 - 55 o entre 55 – 65, para efectos prácticos se considera el valor promedio del rango.

d) Undercutting

La presencia de undercutting de la Pared colgante en la galería de producción y perforación (undercut y overcut drift) ha sido reconocida como un factor que contribuye a la inestabilidad y dilución de la pared (Wang *et al.*, 2002; Yao *et al.*, 1999; Suorineni *et al.*, 1999; Suorineni, 1998).

Wang (2004) define el undercutting de la Pared colgante como la distancia que la galería “corta” dentro de la pared más allá de los límites de diseño o de contacto con el mineral. Además, sostiene que el undercutting produce los siguientes efectos en la pared colgante:

- Reducción del confinamiento en la zona inmediata a la pared
- Reducción del soporte debido a la remoción del abutment
- Incremento de la zona de relajación asociada a la pared

La Figura 4-24 muestra la influencia del undercutting en la relajación de esfuerzos:

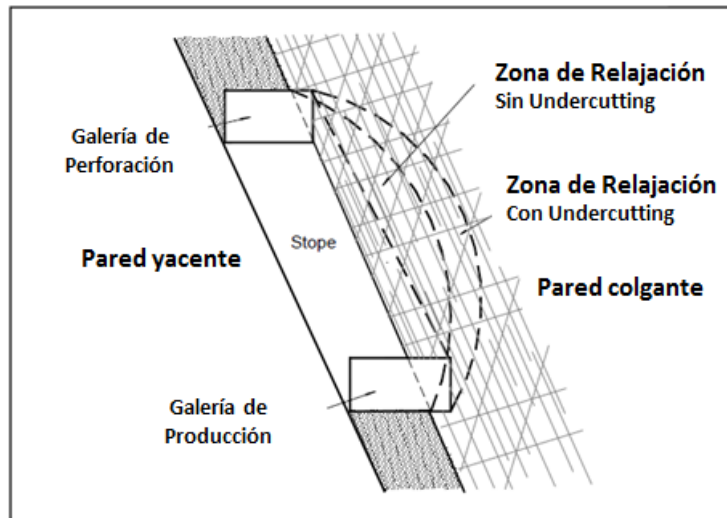


Figura 4-24: Figura esquemática mostrando la influencia del undercutting en la relajación de esfuerzos. Wang (2004)

Observaciones y estudios de casos históricos muestran que el undercutting de la galería de producción y la galería de perforación tienen el mismo efecto en la dilución total de la pared (Wang, 2004). Basado en esto, se define el Undercutting para la base de datos, como el promedio de la profundidad de sobre excavación máxima en la pared, producto de la galería de producción y la galería de perforación (ver Figura 4-25). La extensión de la sobre excavación máxima se determina a partir de la comparación entre el caserón de diseño y las triangulaciones de los levantamientos de las galerías reales. Cabe notar, que para El Peñón siempre habrá presencia de undercutting de las paredes, debido a que el ancho de explotación es menor al ancho de las galerías de producción/perforación, en adición a las restricciones geométricas de los equipos de perforación.

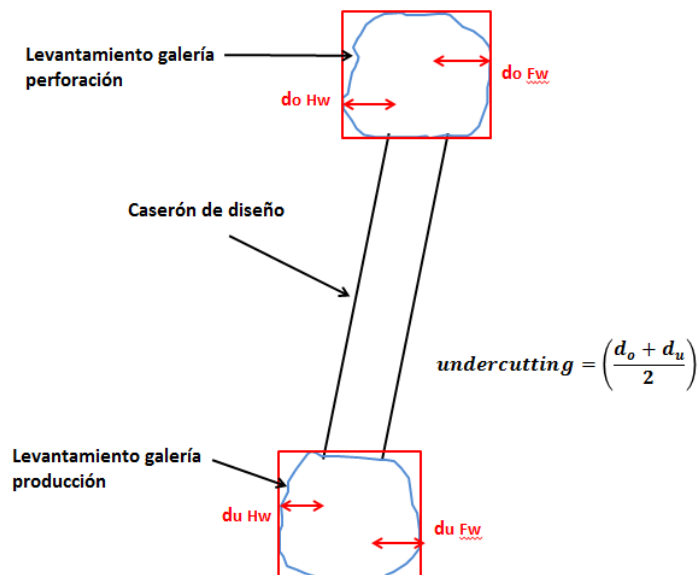


Figura 4-25: Esquema cálculo de undercutting

Si bien la literatura sólo da cuenta de la influencia del undercutting en la sobre excavación de la Pared colgante, la base de datos incluye el undercutting de la Pared yacente, para determinar mediante un análisis estadístico si este es un factor de importancia, lo que puede significar que un mecanismo distinto a la relajación de esfuerzos este contribuyendo a la dilución de la pared.

e) Parámetros de perforación

El diámetro de perforación fue considerado en la base de datos, sin embargo no se utiliza en el análisis estadístico pues es constante para todos los tiros (3"). Una de las variables más importantes a considerar es la desviación de tiros, que como se mencionó en el capítulo 2, no ha sido considerada en los análisis realizados por otros investigadores.

Se consideró sólo la desviación del fondo del tiro, debido a que los collares que presentan una desviación mayor a 0,3 m son re-perforados. Los datos muestran que cerca de un 70% de los collares se encuentran dentro del rango [-0,35 m, 0,35 m], por lo tanto, no existe una cantidad suficiente de datos que justifiquen el uso de una desviación promedio entre el fondo y el collar del tiro. La desviación fue cuantificada como la distancia horizontal entre el fondo del tiro y la pared correspondiente, considerándose positiva cuando ocurre hacia la roca caja y negativa cuando el tiro se desvía hacia el centro de la veta. La Figura 4-26 muestra la convención de signos para la desviación del fondo del tiro:

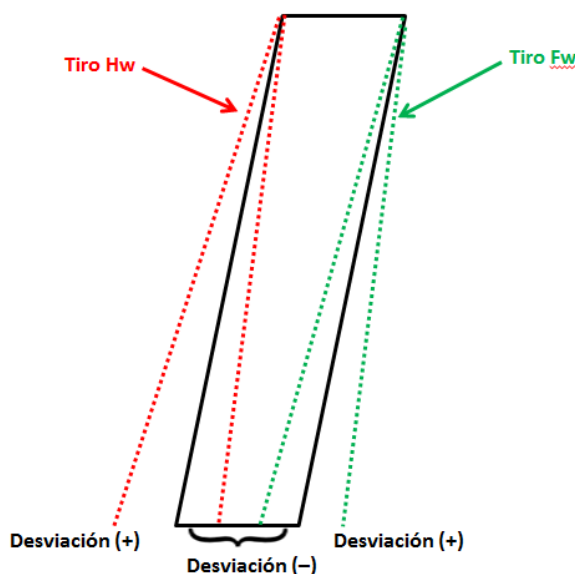


Figura 4-26: Convención de signos desviación de tiros

f) Información de tronadura

Dentro de los datos recolectados se encuentra el número de fases de la tronadura (1 o 2 fases), el tipo de explosivo utilizado, las dimensiones de los tacos y la cantidad de explosivo cargado en cada tiro. Adicionalmente, se incluye la secuencia de detonación de manera categórica indicando si se detona primero el tiro de la Pared colgante o de la

Pared yacente, lo cual influye en el confinamiento al que está sometida la perforación (se utiliza la clase 1 si el tiro se detona en primer lugar y la clase 2 si el tiro se detona en segundo lugar con respecto al tiro de la otra pared del perfil).

Clark (1998), en base a un análisis estadístico de minas canadienses, no encontró una correlación obvia entre el factor de carga y la sobre excavación, lo que indica que no es un indicador confiable del daño, por lo cual sugiere que la carga lineal de explosivo es probablemente un mejor indicador. Se introduce la variable carga lineal equivalente, que da cuenta de la cantidad de explosivo por metro cargado de tiro.

g) Cálculo de dilución y ELOS a partir de datos CMS

El ELOS es calculado a partir del área sobre excavada (diferencia entre caserón real y caserón de diseño) y el largo de la pared, como se muestra en Figura 4-27:

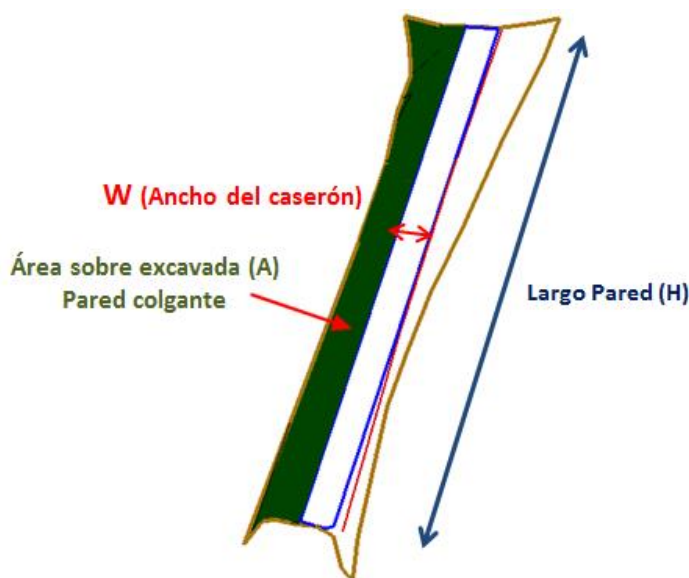


Figura 4-27: Área sobre excavada, cálculo ELOS Pared colgante

La expresión que describe el ELOS, es el cociente entre el área sobre excavada y el largo de la pared analizada:

$$ELOS [m] = \frac{\text{Área de sobre excavación en la pared [m}^2]}{\text{Largo de la pared [m]}} = \frac{A}{H}$$

Ecuación 18: Definición ELOS en 2D

El porcentaje de dilución de la pared, se obtiene normalizando el ELOS por el ancho del caserón:

$$Dilución[\%] = \frac{ELOS[m]}{\text{Ancho promedio veta [m]}} \times 100 = \frac{ELOS}{W} \times 100$$

Ecuación 19: Definición dilución en 2D

4.5 Resumen base de datos

La base de datos cuenta con un total de 227 perfiles (ver Anexo A) recopilados de los sectores Bonanza Sur, Central, Norte y Norte-Norte. Cada perfil cuenta con los datos correspondientes a la Pared colgante y a la Pared yacente del caserón.

La Tabla 4-8 y la Tabla 4-9 presentan un resumen con las estadísticas básicas de las variables recopiladas:

Tabla 4-8: Resumen base de datos. Parte A

Variable	Pared colgante				Pared yacente				Número de Datos
	Mín.	Máx.	Promedio	Desv. Estándar	Mín.	Máx.	Promedio	Desv. Estándar	
ELOS [m]	0	1,95	0,57	0,43	0	2,07	0,39	0,38	227
Dilución [%]	0	177,2	37,9	33,4	0	160,6	23,8	23	227
Ancho de Caserón [m]	1	3,2	1,7	0,54	1	3,2	1,7	0,54	227
Largo Pared [m]	11,3	20,9	15,7	1,6	11,5	21,1	16,1	1,75	227
Desviación Tiro [m]	-2,3	0,97	-0,43	0,59	-	1,62	1,33	0,03	227
Undercutting Medio [m]	0,05	3,25	1,38	0,56	0,2	3,45	1,46	0,6	227
Dip Pared [°]	61,6	87,7	73,4	5,18	63,7	88,2	74,4	5,15	227
Radio Hidráulico _{2D} [m]	5,65	10,45	7,85	0,8	5,75	10,55	8,04	0,87	227
RMR	43	60	50,7	2,82	43	60	50,7	2,82	227
Densidad Carguío Lineal [kg/m]	0,88	3,88	2,97	0,63	0,88	3,88	3,41	0,35	227

Tabla 4-9: Resumen base de datos. Parte B

N° de Casos por Tipo de Explosivo						
Explosivo	1 fase		2 Fases			
	P. colgante	P. yacente	P. colgante sup	P. colgante inf	P. yacente sup	P. yacente inf
Enaline	2	2	75	0	0	0
Anfo Liviano	46	43	83	83	137	71
Anfo Premium	15	18	6	81	27	93

Del resumen de la base de datos se destaca:

- La dilución total es de un 61,7% (suma de la dilución de la pared colgante y la pared yacente). La dilución observada en la pared colgante es mayor que la dilución de la pared yacente, representando aproximadamente un 61% de la dilución total del caserón.

- El ancho de caserón varía entre 1 y 3,2 m, lo cual es consistente con la definición de veta angosta adoptada para esta tesis (Capítulo 2).
- El undercutting medio para ambas paredes se encuentra en torno a los 1,4 m siendo un poco mayor para la Pared yacente, presumiblemente, debido a las dimensiones mínimas que requiere la galería para permitir un correcto posicionamiento y funcionamiento de los equipos de perforación vertical.
- Como se presentó en la sección anterior, la separación entre los subniveles de producción es de 20 m, por lo tanto, las variaciones en el largo de las paredes del caserón se deben a cambios en la inclinación (dip) de la veta.
- Se presenta una baja variabilidad en la calidad del macizo rocoso, lo cual se refleja en una baja desviación estándar para el valor del RMR que caracteriza a la roca.
- El promedio de la desviación del fondo del tiro de la pared colgante es - 0,43 m (ver convención de signos en Figura 4-26), esto significa que, en promedio, los tiros se desvían 0,43 m hacia el centro del caserón como se muestra en la Figura 4-28a. Para el tiro de la pared yacente se tiene una desviación con una media de 0,03 m, lo cual indica que en promedio los tiros se desvían 3 cm hacia la respectiva caja de la pared (ver Figura 4-28b). La tendencia en la desviación de los tiros en sentido anti-horario se debe al efecto que produce la gravedad sobre la sarta de perforación (peso de las barras de perforación).

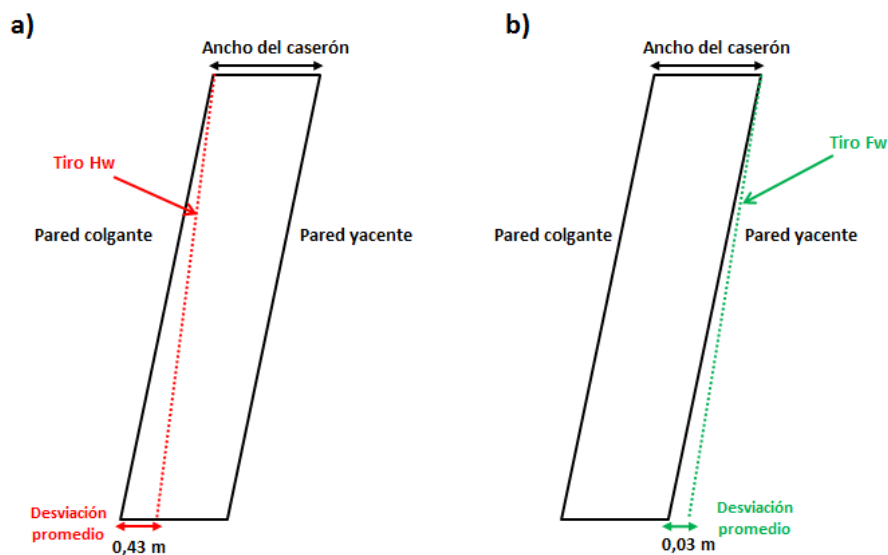


Figura 4-28: Esquema desviación promedio de tiros, a) Pared colgante, b) Pared yacente

Para analizar el valor absoluto de la desviación del tiro, es decir, sin considerar la dirección en la que se desvía la perforación, se introduce el concepto de Desviación Porcentual de Tiro (Ecuación 20), que es una medida porcentual de la distancia que se desvía el fondo del tiro con respecto al largo de este:

$$\text{Desviación Porcentual Tiro } [\%] = \frac{|\text{Desviación Tiro } [m]|}{\text{Largo Tiro } [m]} \times 100$$

Ecuación 20: Definición Desviación Porcentual Tiro

La Tabla 4-10 presenta las estadísticas básicas para la desviación porcentual de los tiros. Se observa que la desviación porcentual es mayor para el tiro de la pared colgante, alcanzando un promedio de 3,7%, mientras que la desviación del tiro de la pared yacente presenta una media de 2,8%.

Tabla 4-10: Estadísticas Desviación Porcentual de Tiros Pared colgante y Pared yacente

Variable	Pared colgante				Pared yacente			
	Mín.	Máx.	Promedio	Desv. Estándar	Mín.	Máx.	Promedio	Desv. Estándar
Módulo Desviación Tiro [m]	0	2,3	0,58	0,45	0	1,62	0,44	0,32
Desviación Porcentual Tiro [%]	0	14,3	3,7	2,79	0	10,6	2,8	2,04

En la Figura 4-29 se muestra el histograma para la desviación porcentual de tiros. El tiro de la Pared yacente presenta una mayor proporción de casos con desviaciones dentro del rango entre 0% a 4% (aproximadamente un 25% más de casos que el tiro de la Pared colgante). La cantidad de casos con desviaciones mayores a un 4%, para el tiro de la Pared yacente, es mucho menor y representa sólo un 23% de la totalidad de casos. En el caso del tiro de la Pared colgante, se observa una disminución menos drástica del número de casos conforme aumenta el porcentaje de desviación del tiro, lo cuál es consistente con una mayor desviación porcentual promedio.

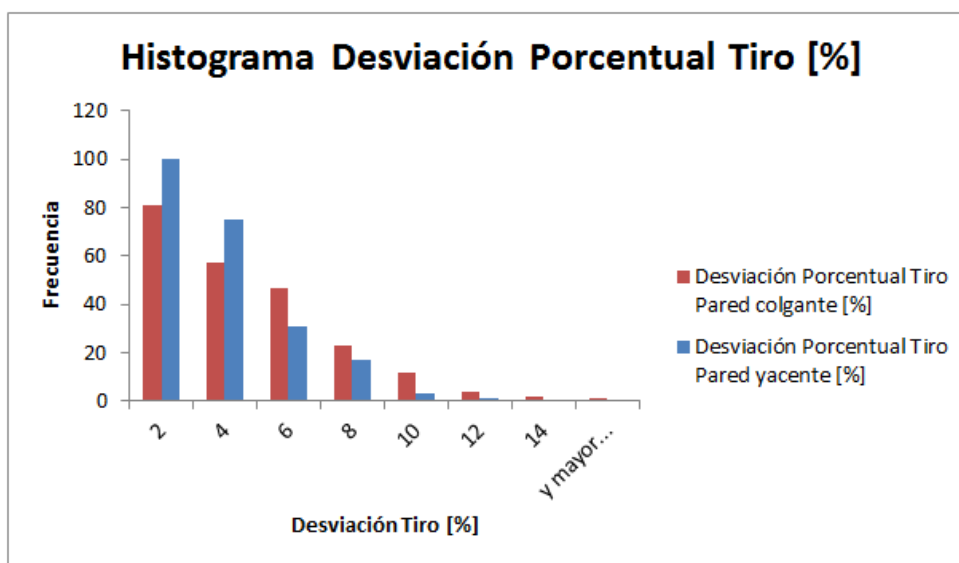


Figura 4-29: Histograma Desviación Porcentual de Tiros

En la Figura 4-30 a) y Figura 4-30 b) se presentan los gráficos de dispersión que relacionan la desviación porcentual de tiro con el largo del tiro para la Pared colgante y la Pared yacente respectivamente. No se observa una tendencia clara que relacione ambas variables para ninguna de las dos paredes. Este hecho es contradictorio con la evidencia empírica (como se muestra en la Figura 4-31), que muestra que a mayor largo de la perforación la desviación del tiro es mayor, no obstante, puede ser explicado a partir del hecho de que en la implementación de la perforación en terreno, existen diferencias entre el ángulo de incidencia de diseño y el ángulo de incidencia real de la barra de perforación, debido a un factor humano (error o inexperiencia del operador) o a un incorrecto posicionamiento del equipo Simba, lo cual repercute en la desviación del fondo del tiro. Es importante destacar que las diferencias entre el ángulo de perforación de diseño y el ángulo de perforación real no pudieron ser cuantificadas, debido a que la medición de la desviación de tiros a través del sistema REFLEX no permite conocer el ángulo con el que perfora el brazo hidráulico del equipo.

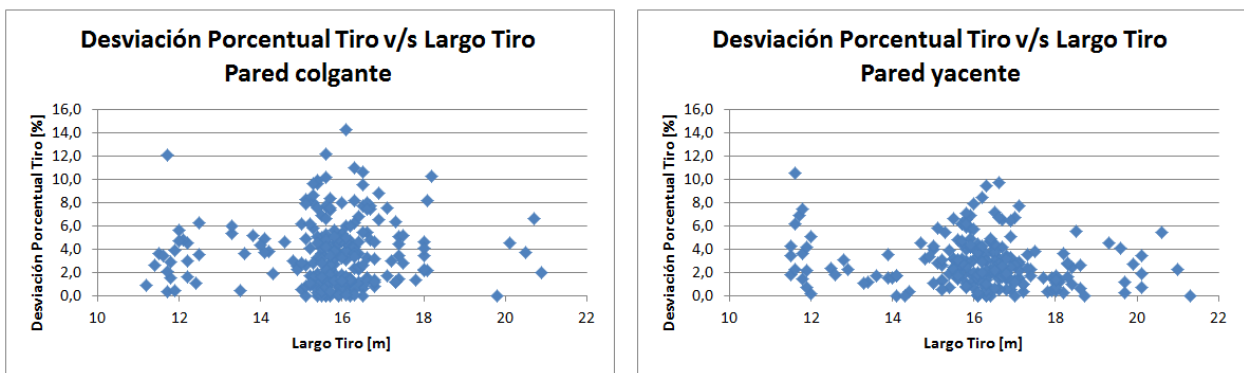


Figura 4-30: Desviación Porcentual de Tiro v/s Largo de tiro, a) Pared Colgante, b) Pared yacente

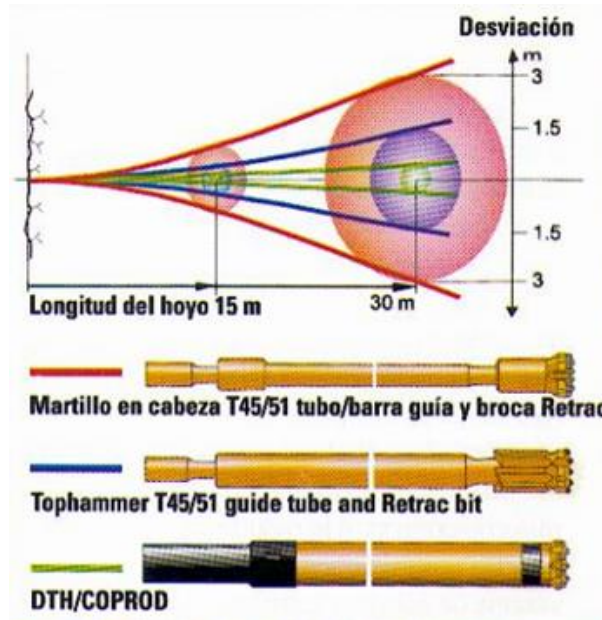


Figura 4-31: Desviación de perforación v/s Largo de perforación. Sistema de perforación Top hammer y DTH (Atlas Copco, 2005).

Como se mencionó anteriormente, en el sector Bonanza es frecuente el uso de tronadura controlada con el objetivo de evitar el rompimiento de la roca fuera de los límites del caserón previamente establecidos. La tronadura controlada es un método que permite obtener superficies de roca lisas y bien definidas, al mismo tiempo que contribuye a reducir la vibración de la tronadura principal y la sobre excavación, evitando el agrietamiento excesivo de la roca remanente y reduciendo la proyección de fragmentos, lo que contribuye a mejorar la estabilidad del macizo rocoso.

En la Tabla 4-9 se puede observar que para la tronadura en una fase es predominante el uso de explosivo Anfo Liviano con respecto al Anfo Premium para los tiros de ambas cajas, debido a sus propiedades que permiten reducir el daño al contorno (ver características de los explosivos en Tabla 4-11). En los caserones en donde la roca es de menor calidad y/o presenta muchas fracturas se realiza tronadura en 2 fases, predominando el uso de tronadura controlada. El Anfo Liviano y el Enaline son utilizados como explosivo para la tronadura controlada debido a la baja densidad de carguío lineal obtenida, es por este motivo, que estos dos explosivos se emplean mayoritariamente en la tronadura de la fase superior de los caserones, pues corresponde al sector con mayor potencial de ser sobre excavado. En los casos en donde hay presencia de roca muy fracturada (mayoritariamente la fase superior de la pared colgante) se prefiere el uso de Enaline debido a su efecto de desacoplamiento en la tronadura, a su baja generación de gases de tronadura y a su alta resistencia al agua.

Tabla 4-11: Características de explosivos utilizados en El Peñón

Explosivo	Características
Enaline	Emulsión explosiva envasada de pequeño diámetro, especial para trabajos de precorte en minería a cielo abierto y aplicaciones de tronadura controlada en minería subterránea. Producto altamente resistente al agua y es recomendado para utilizarlo, por su baja generación de gases, en tronaduras controladas en donde el tipo de roca es mala, muy mala y/o fracturada. Sin embargo su eficiencia, como explosivo de contorno, es alta en cualquier tipo de roca
Anfo Premium	Explosivo de alta calidad fabricado con nitrato de amonio, grado explosivo de baja densidad y alta absorción de petróleo. Se recomienda utilizarlo en sectores con buena ventilación debido a la gran cantidad de generación de gases que produce su detonación. No es recomendable su uso en rocas poco competentes y fracturadas debido al sobre quiebre excesivo por efecto de los gases
Anfo Liviano	Mezcla de Anfo normal con un material inerte el cual tiene la misión de bajar la densidad del producto. Al ser este producto más liviano que el Anfo Premium, ocupa más espacio al interior de los tiros, logrando una baja concentración de carga lo que le permite ser utilizado como explosivo reductor de daño de contorno en rocas medianamente competentes a competentes. No es un explosivo de contorno altamente eficiente en condiciones de roca extremadamente fracturada

4.6 Ubicación datos de EL Peñón Gráfico ELOS

Por último, se utiliza el gráfico de dilución de Clark para predecir el ELOS de la pared colgante de los caserones de El Peñón. Se utilizan los valores típicos para los caserones: largo de 15 m, RMR entre 50-60 y un Q' de 5,1. Para el cálculo del número de estabilidad modificado (N') se utilizan valores otorgados por la mina para los factores A, B y C. Se considera un estado de bajos esfuerzos y discontinuidades sub paralelas a la pared. La Tabla 4-12 muestra los datos para los casos analizados:

Tabla 4-12: Datos para gráfico de ELOS de Clark

Largo pared [m]	Largo caserón [m]	Dip [°]	RH [m]	RMR	Q'	A	B	C	N'
16	15	70	3,9	50-60	5,1	0,95	0,3	5,9	8,6
16	15	60	3,9	50-60	5,1	0,95	0,3	5,0	7,3
16	15	80	3,9	50-60	5,1	0,95	0,3	7,0	10,1
18	15	70	4,1	50-60	5,1	0,95	0,3	5,9	8,6
18	15	60	4,1	50-60	5,1	0,95	0,3	5,0	7,3
14	15	70	3,6	50-60	5,1	0,95	0,3	5,9	8,6
14	15	60	3,6	50-60	5,1	0,95	0,3	5,0	7,3

Al graficar los datos (ver Figura 4-32) se obtiene que todos los caserones caen en la zona con un ELOS menor a 0,5 m, lo que correspondería a daño por tronadura exclusivamente.

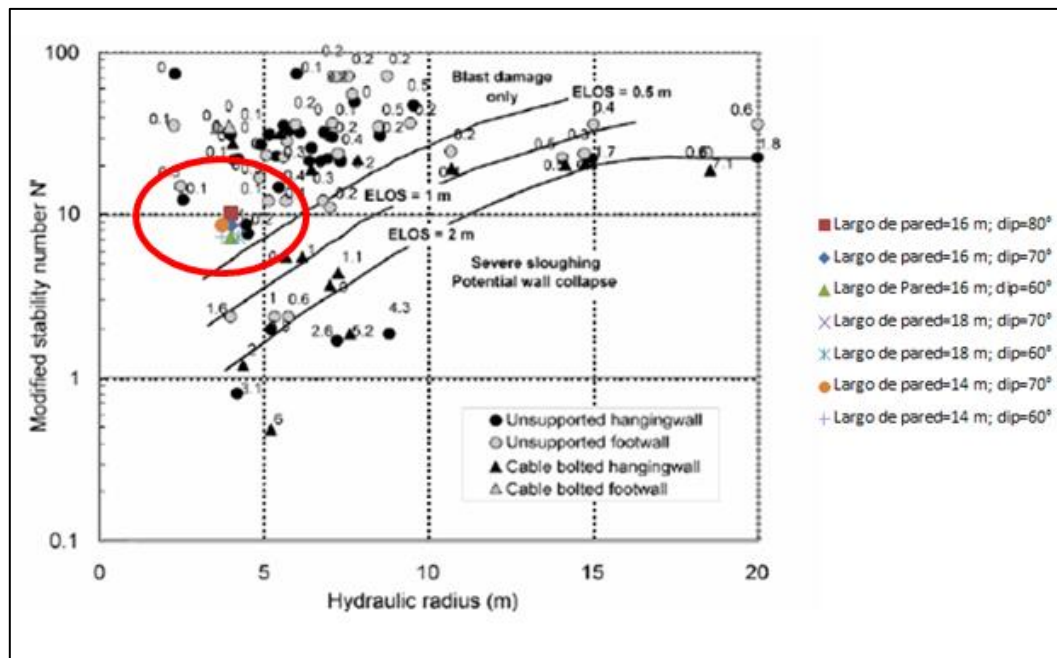


Figura 4-32: Datos de El Peñón ploteados en el gráfico de ELOS de Clark

Sin embargo, al analizar el histograma de ELOS de la Pared colgante (de la base de datos construida), se observa que sólo un 52% de los casos presentan un ELOS menor a 0,5 m, existiendo un 18% de casos que presenta un ELOS mayor a 1 m. Por lo tanto, se deduce que el gráfico de estabilidad no está considerando variables o factores que son relevantes en la sobre excavación presentada por los caserones de El Peñón. La Figura 4-33 presenta el histograma para el ELOS de la pared colgante:

Clase	Frecuencia	% acumulado
0,1	29	12,78%
0,2	20	21,59%
0,3	20	30,40%
0,4	31	44,05%
0,5	19	52,42%
0,6	21	61,67%
0,7	13	67,40%
0,8	14	73,57%
0,9	13	79,30%
1	6	81,94%
1,1	7	85,02%
1,2	10	89,43%
y mayor...	24	100,00%

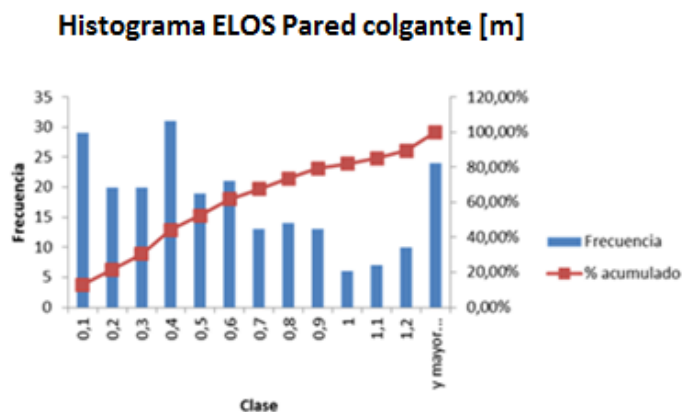


Figura 4-33: Histograma ELOS Pared colgante base de datos

4.7 Conclusiones

Se realiza una descripción del caso de estudio en el cual se centrará esta investigación, correspondiente a la mina de oro/plata El Peñón explotada mediante el método Bench and Fill. Adicionalmente, se presenta la información recopilada de diseño y de la operación, a partir de la cual se realizarán análisis del efecto de diversas variables en la sobre excavación de los caserones, utilizando modelos estadísticos y herramientas numéricas para el modelamiento de tronadura y distribución de esfuerzos.

A partir de la información recolectada de Mina El Peñón, se construye una base de datos del sector Bonanza consistente en 227 datos de Pared colgante y Pared yacente con información de diseño, perforación y tronadura, geomecánica e información de levantamientos en terreno de cavidades y desviación de tiros. La construcción y selección de los datos se realiza en base a perfiles transversales al caserón, de manera de generar cortes que permitan relacionar de mejor manera las variables de estudio a la sobre excavación observada.

Se presenta una descripción de las variables consideradas en la base de datos y de los valores que caracterizan a cada parámetro, junto a los rangos dentro de los cuales se mueven. Dentro de los principales factores considerados en este estudio se encuentra la desviación de los tiros, debido a que no ha sido considerada en investigaciones realizadas previamente. A diferencia de la información empírica existente, en Mina El Peñón no existe una relación evidente que muestre que la desviación porcentual del tiro (cuociente entre la distancia que se desvía el fondo del tiro y el largo de la perforación) aumenta cuando mayor es el largo del tiro.

Al predecir la sobre excavación de la Pared colgante de los caserones mediante el método de estabilidad gráfico de Clark se observa que sólo un 52% de los datos reales presentan valores consistentes con el método de acuerdo al ELOS medido (ELOS menor a 0,5 m). La sobre excavación de la otra mitad de los datos no puede ser explicada mediante este gráfico, por lo que se concluye que el método no considera variables o factores que son relevantes en la sobre excavación presentada por los caserones de El Peñón.

En el siguiente capítulo se determina un modelo estadístico para determinar la sobre excavación y dilución de las paredes del caserón con un mayor grado de acierto que el método de estabilidad gráfico, a través de la introducción de variables de diseño y variables operacionales que no son consideradas en este último.

Capítulo 5

MODELO DE ESTIMACIÓN DE DILUCIÓN/ELOS

El presente capítulo contiene un análisis estadístico multivariable de la base de datos, con el objetivo de determinar los factores más relevantes en la dilución y sobre excavación de los caserones. A partir de este análisis, se crean modelos predictivos mediante regresión logística para estimación de dilución y ELOS en cada pared.

La necesidad de crear nuevos modelos de estimación de sobre excavación surge debido al mal desempeño de los gráficos empíricos de diseño, como quedó demostrado en el capítulo anterior al clasificar correctamente sólo un 52% de los datos reales de la Pared colgante de acuerdo al ELOS medido. Esto se debe a que los gráficos empíricos están hechos para condiciones distintas a la de mina El Peñón y no consideran variables que son relevantes en su dilución.

En base a los modelos de dilución determinados, se proponen herramientas de diseño que permite definir tolerancias máximas para las variables operacionales controlables que resultan significativas, de modo de mantener la dilución bajo un umbral de corte.

5.1 Regresión logística

5.1.1 Descripción

La regresión logística es un instrumento estadístico de análisis multivariable, de uso tanto explicativo como predictivo. Es de gran utilidad en problemas que tienen una variable dependiente categórica y un conjunto de variables independientes o covariables, de naturaleza cuantitativa o cualitativa.

El modelo estadístico de regresión logística se originó a comienzos de los años 60 con el trabajo de Cornfield, Gordon y Smith (1961). En 1967, Walter y Duncan la utilizan para estimar la probabilidad de que ocurra un evento a partir de varias variables.

Debido a que la variable dependiente es de naturaleza dicotómica no se puede predecir un valor numérico para esta usando regresión logística, por lo tanto, el criterio de la regresión tradicional de mínimos cuadrados que busca el mejor ajuste minimizando el error en torno a la recta que mejor se ajusta a los datos, es inapropiado. En su lugar, la regresión logística utiliza la teoría de probabilidad binomial en donde hay solo dos valores a predecir: la probabilidad (p) es 1 o es 0, es decir, un dato pertenece a un grupo o a otro. La regresión logística encuentra la función que mejor ajusta los datos en base al método de máxima verosimilitud, que maximiza la probabilidad de clasificar los datos observados dentro de las categorías apropiadas determinando los coeficientes de regresión.

Como se mencionó, las covariables pueden ser cuantitativas o cualitativas. Las covariables cualitativas deben ser dicotómicas tomando valores 0 para su ausencia y 1 para su presencia (convención adoptada en este trabajo). En caso de una variable

cuantitativa con M categorías, esta debe ser incluida en el modelo como una variable categórica, de manera que a partir de ella se crean M-1 variables dicotómicas llamadas *dummy* o ficticias (Schoenfeld, 1982). Al crear las variables *dummy* se debe precisar con cuál de las categorías de la variable original interesa comparar el resto para ser considerada como categoría de referencia.

Por sus características, los modelos de regresión logística permiten dos finalidades:

- Cuantificar la importancia de la relación entre cada una de las covariables y la variable dependiente, lo que lleva implícito también clarificar la existencia de interacción y confusión entre covariables respecto a la variable dependiente.
- Clasificar individuos dentro de las categorías (presente/ausente) de la variable dependiente, según la probabilidad que tenga de pertenecer a cada una de ellas dada la presencia de determinadas covariables.

Para una regresión logística binaria la forma analítica en que la probabilidad objeto de interés se relaciona con las variables explicativas es la siguiente:

$$\text{logit}[p(x)] = \ln \left[\frac{p(x)}{1 - p(x)} \right] = a + b_1x_1 + b_2x_2 + b_3x_3 + \dots$$

Ecuación 21: Forma analítica regresión logística (modelo logit)

En donde el logit de p(x) corresponde al logaritmo natural de la “razón de probabilidad” (*odds ratio* en inglés), que se entiende como el cociente entre la probabilidad de éxito y de la probabilidad de fracaso de un ensayo tipo Bernoulli, los X_i son las variables predictoras, α es la constante del modelo y los b_i son los coeficientes de regresión asociados a cada variable. La probabilidad p se puede expresar como:

$$p(x) = \frac{\exp(a+b_1x_1+b_2x_2+b_3x_3+\dots)}{1 + \exp(a+b_1x_1+b_2x_2+b_3x_3+\dots)}$$

Ecuación 22: Expresión para probabilidad p(x) a partir de modelo de regresión logística

Por lo tanto, se debe definir una probabilidad de corte para la clasificación (p_c). Es decir, si se considera una probabilidad de corte de 0.5, todos los individuos con un valor p (obtenido mediante la regresión logística) mayor a 0,5 se consideraran pertenecientes a la clase 1 (presencia), en caso contrario se considera que pertenece a la clase 0.

5.1.2 Interpretación coeficientes de regresión y razón de probabilidad

A diferencia de la regresión lineal en donde los coeficientes dan cuenta del cambio en el valor de la variable dependiente, los coeficientes de la regresión logística reflejan el cambio en el logaritmo de la razón de probabilidad de la variable dependiente. En la práctica, es de mayor utilidad conocer la variación directa de la razón de probabilidad, la cual se obtiene a partir de la exponencial del coeficiente de la regresión. Esto significa, que cuando la variable X_i se incrementa en una unidad, la razón de probabilidad de la

variable dependiente se incrementa en un factor $\exp(b_i)$, cuando el resto de las variables permanecen constantes.

5.1.3 Test estadísticos y calidad de ajuste

Para evaluar la calidad de ajuste del modelo y determinar las variables significativas se utilizan los test estadísticos y criterios que se detallan a continuación:

- **Estadístico de Wald:** es una prueba de significación estadística que testea la hipótesis nula de que los coeficientes de regresión (b_i) son iguales a cero. Se consideran significativas las variables con una significancia menor a 0,05; para rechazar la hipótesis nula.
- **Test de bondad de ajuste de Hosmer y Lemeshow (H-L):** testea la hipótesis nula de que no hay diferencia significativa entre los valores reales y los predichos por el modelo. Por lo tanto, para un modelo que presente un buen ajuste con una estimación de los valores dentro de un nivel aceptable, se debe tener una significancia mayor a 0,05 de manera de no rechazar la hipótesis nula.
- **Pseudo R^2 :** a pesar de que no existe un indicador análogo al coeficiente de determinación de una regresión lineal, se utiliza como aproximación el R^2 de Nagelkerke que se basa en un criterio de probabilidad. El rango para el pseudo R^2 va entre cero y uno.
- **Tabla de clasificación:** en lugar de utilizar el test de bondad de ajuste es posible evaluar el modelo en base al porcentaje de datos correctamente clasificados. Se considerará como indicador el porcentaje global de clasificación en base a restricciones de clasificación por clase, las cuáles serán detalladas en la siguiente sección.

5.2 Modelos de Dilución

Debido al mal desempeño de los métodos empíricos de diseño para los datos de Bonanza, se hace necesario crear un modelo de dilución específico para la mina, que considere sólo las variables significativas.

La importancia de crear un modelo de dilución radica en el hecho de que la explotación de vetas angostas de El Peñón mediante Bench and Fill, implica el diseño de caserones de un ancho reducido (entre 1 y 3,2 m), por lo que el nivel de dilución será muy sensible a este parámetro. A modo de ejemplo, para un caserón de 1 m de ancho, un ELOS de la Pared colgante de 0,5 m (definido como daño por tronadura según Clark, 1998) significaría una dilución de un 50%, esto sin considerar la contribución adicional de la Pared yacente a la dilución total. Es por este motivo, que es importante crear un modelo de sobre excavación en términos de dilución.

La Figura 5-1 muestra un esquema genérico de las variables de entrada para los modelos de regresión logística. Las variables en color verde son de naturaleza cuantitativa, mientras que el color rojo representa las variables cualitativas o categóricas:

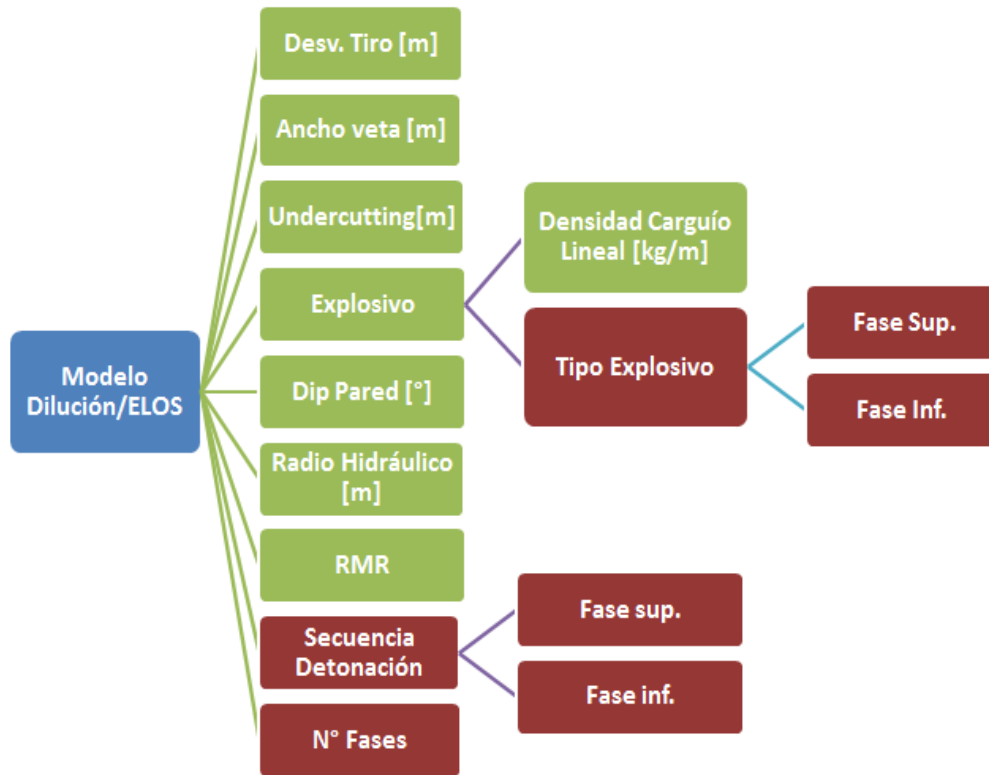


Figura 5-1: Variables de entrada modelos de dilución/ELOS

A modo de simplificación, para diferenciar las variables del modelo asociadas a cada pared del caserón, se utilizará la sigla Hw para denominar a la Pared colgante (por su denominación en inglés: hanging wall) y la sigla Fw para la Pared yacente (por su denominación en inglés: footwall).

Dado que el modelo de regresión logística binaria se construye en base a una variable independiente categórica, es necesario determinar un porcentaje de dilución máxima admisible como punto de corte para definir las clases o categorías. Mina El Peñón considera un porcentaje de dilución total admisible de un 45% por presupuesto, por lo cual es necesario determinar qué porcentaje de dilución se atribuye a la Pared colgante y que porcentaje a la Pared yacente.

La Figura 5-2 muestra los histogramas de dilución para la Pared colgante y la Pared yacente. La dilución de corte para cada pared se asigna de acuerdo al percentil 50 (mediana) pues representa el valor de posición central de los datos. Por razones prácticas, los percentiles son aproximados a valores fácilmente manejables. Se obtiene de esta forma que la dilución de corte para la Pared colgante y la Pared yacente es de 30% y 15% respectivamente.

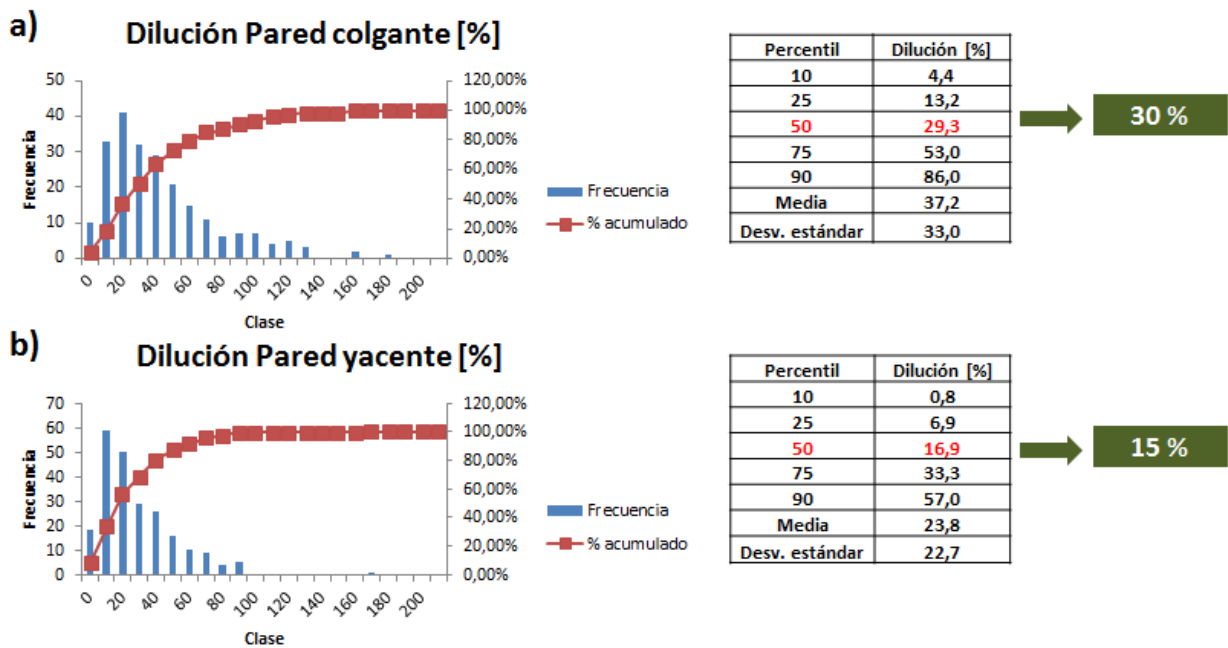


Figura 5-2: Histogramas de dilución, a) Histograma Pared colgante, b) Histograma Pared yacente

5.2.1 Modelo dilución Pared colgante

Se define una dilución de corte de un 30% en base a datos históricos y a los requerimientos de El Peñón. La Figura 5-3 muestra la codificación de la variable dependiente en clases de acuerdo a este porcentaje de corte:

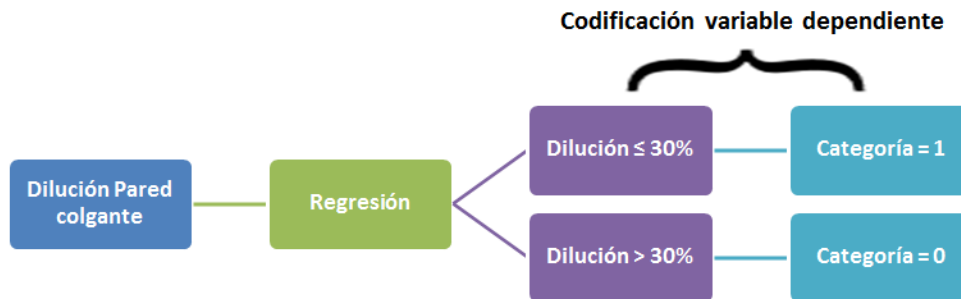


Figura 5-3: Codificación variable dependiente modelo de dilución Pared colgante

La creación del modelo final se realiza en 2 etapas:

- 1) Creación de un modelo preliminar de regresión logística para determinar las variables significativas.
- 2) Creación del modelo final que incluye sólo las variables significativas.

Para los modelos, se define que una variable es significativa si la significancia del estadístico de Wald es menor a 0,05.

Modelo preliminar de dilución

Se construye un primer modelo a partir de todas las variables de entrada detalladas en la Figura 5-1. Para los modelos de dilución sólo se presentarán las regresiones que utilizan como covariable la densidad lineal de explosivo, pues las regresiones que utilizan como variable de entrada el tipo de explosivo, presentan errores estándar muy altos asociados a los coeficientes de regresión (Anexo B). La Tabla 5-1 muestra la codificación de las covariables categóricas, se toma el valor 2 como referencia:

Tabla 5-1: Codificación covariables categóricas Pared colgante

Variable	Valor	Codificación parámetros
		(1)
Secuencia Hw sup.	1	1
	2	0
Secuencia Hw inf.	1	1
	2	0
Fases	1	1
	2	0

La Tabla 5-2 muestra un resumen con los resultados del modelo, presentando el coeficiente de regresión asociado a cada variable, el valor del estadístico de Wald y su significancia, junto con el valor del Exp (B). Se determina que las variables que más influyen en la dilución de la Pared colgante son el ancho de veta, la desviación del fondo del tiro, el radio hidráulico_{2D} y el undercutting:

Tabla 5-2: Resumen modelo preliminar dilución Pared colgante (las variables en rojo corresponden a las significativas)

Variable	Coefficiente b	Estadístico de Wald	Significancia estadístico de Wald	Exp (b)
Constante	9,73	-	-	-
Ancho Veta [m]	2,04	21,35	0,00	7,68
Desviación Tiro [m]	-1,26	12,69	0,00	0,28
Dip [°]	0,03	0,63	0,43	1,03
Radio Hidráulico _{2D} [m]	-1,53	20,12	0,00	0,22
RMR	-0,003	0,00	0,97	1,00
Densidad lineal explosivo [kg/m]	-0,48	2,47	0,12	0,62
Secuencia Hw sup. (1)	0,31	0,46	0,50	1,36
Secuencia Hw inf. (1)	-0,45	0,91	0,34	0,64
Undercutting [m]	-1,25	9,34	0,00	0,29
Fases (1)	-0,72	2,50	0,11	0,49
Estadísticos				
Pseudo R2	0,49			
Significancia Hosmer-Lemeshow	0,95			
% Global de clasificación	77,5			
Probabilidad de corte (p _c)	0,51			

El signo asociado al coeficiente b define si un incremento en la covariable significa un aumento o una disminución de la probabilidad de pertenecer a la clase de referencia (categoría de la variable con la cual se quiere comparar el resto). El signo (-) indica que un aumento de la desviación del tiro, del radio hidráulico_{2D} o del undercutting produce una disminución de la probabilidad de tener una dilución menor a un 30%. Un coeficiente negativo es equivalente a tener un exp (b) menor a 1, lo que implica una reducción de la razón de probabilidad de la variable dependiente. La variable ancho de veta produce el efecto contrario, a mayor ancho de veta aumenta la probabilidad de tener una dilución menor a 30% (coeficiente de regresión positivo, y por tanto, exp (b) mayor a 1).

El modelo presenta un buen ajuste de acuerdo al test de bondad de ajuste (H-L), al pseudo R² y al porcentaje correcto de clasificación.

La probabilidad de corte (p_c) que optimiza la clasificación es 0,51. Para este trabajo, se define el óptimo de clasificación como el valor de p que maximiza el porcentaje de clasificación global, sujeto a la restricción de que la diferencia entre los porcentajes de clasificación de cada clase sea mínima. En otras palabras, se desea que el porcentaje de clasificación de cada clase sea lo más parecido posible. La Tabla 5-3 muestra la variación en los porcentajes de clasificación para distintos valores de p_c:

Tabla 5-3: Porcentajes de clasificación para distintos valores de p_c, modelo preliminar dilución Pared colgante

Prob. Corte	% clasif. Clase 0	% clasif. Clase 1	Diferencia % clasif.	% clasif. global
0,1	18,9	98,3	79,4	59,5
0,2	38,7	94	55,3	67
0,3	58,6	89,7	31,1	74,4
0,4	68,5	84,5	16	76,7
0,45	74,8	82,8	8	78,9
0,46	74,8	82,8	8	78,9
0,47	75,7	81	5,3	78,4
0,48	75,7	80,2	4,5	78
0,49	76,6	80,2	3,6	78,4
0,5	76,6	78,4	1,8	77,5
0,51	78,4	76,7	1,7	77,5
0,52	79,3	75,9	3,4	77,5
0,53	82,9	75	7,9	78,9
0,54	83,8	73,3	10,5	78,4
0,55	83,8	71,6	12,2	77,5
0,6	86,5	69,8	16,7	78
0,7	93,7	54,3	39,4	73,6
0,8	95,5	46,6	48,9	70,5
0,9	99,1	31	68,1	64,3

Modelo final de dilución

Se construye un nuevo modelo de dilución incluyendo sólo las variables que resultan significativas. La Tabla 5-4 muestra el resumen de los resultados del modelo:

Tabla 5-4: Resumen modelo final dilución Pared colgante

Variable	Coef. B	Exp (B)
Constante	8,58	-
Ancho Veta [m]	1,65	5,21
Desviación Tiro [m]	-1,24	0,29
Radio Hidráulico [m]	-1,33	0,27
Undercutting [m]	-1,01	0,37
Estadísticos		
Pseudo R2		0,46
Significancia Hosmer-Lemeshow		0,87
% Tabla Clasificación		76,7
Probabilidad de corte (p_c)		0,53

El modelo presenta un buen ajuste, a pesar de una disminución del pseudo R^2 y la significancia de H-L debido a la pérdida de información por la eliminación de variables de entrada. El modelo clasifica correctamente un 76,7% de los datos. Es importante destacar que la disminución en el porcentaje de clasificación (0,8%) es mínima en comparación a las ventajas de haber simplificado considerablemente el modelo, reduciendo el número de variables de entrada de 10 a 4. La probabilidad de corte para la clasificación es de 0,53 (ver anexo B).

El orden de significancia de las variables en el modelo se define a partir de la variación que producen en la razón de probabilidad de la variable dependiente ($\exp(b_i)$). A continuación se presenta un ordenamiento decreciente de las variables dada su significancia:

1. Ancho de veta
2. Radio hidráulico_{2D}
3. Desviación de tiro
4. Undercutting

El modelo final de dilución queda entonces representado por la siguiente expresión:

$$\log \left[\frac{p(x)}{1 - p(x)} \right] = 8,58 + 1,65xAnchoV - 1,24xDesvT - 1,01xUC - 1,33RH_{2D}$$

Ecuación 23: Modelo final de dilución Pared colgante

Herramienta Operacional

El modelo de dilución puede ser representado mediante un gráfico de “respuesta operacional” como se muestra en la Figura 5-4. Este gráfico representa la frontera para la dilución de corte (30%) y permite determinar la desviación máxima que puede tener el tiro para un cierto valor de undercutting de la pared. Cuando se habla de desviación máxima no se considera en valor absoluto, sino que está considerada con el signo de acuerdo a como fue definida en el Capítulo 4. Es importante notar, que para este gráfico se considera un ancho de veta y un radio hidráulico_{2D} fijos, ya que son variables de diseño no controlables fijas para un caserón:

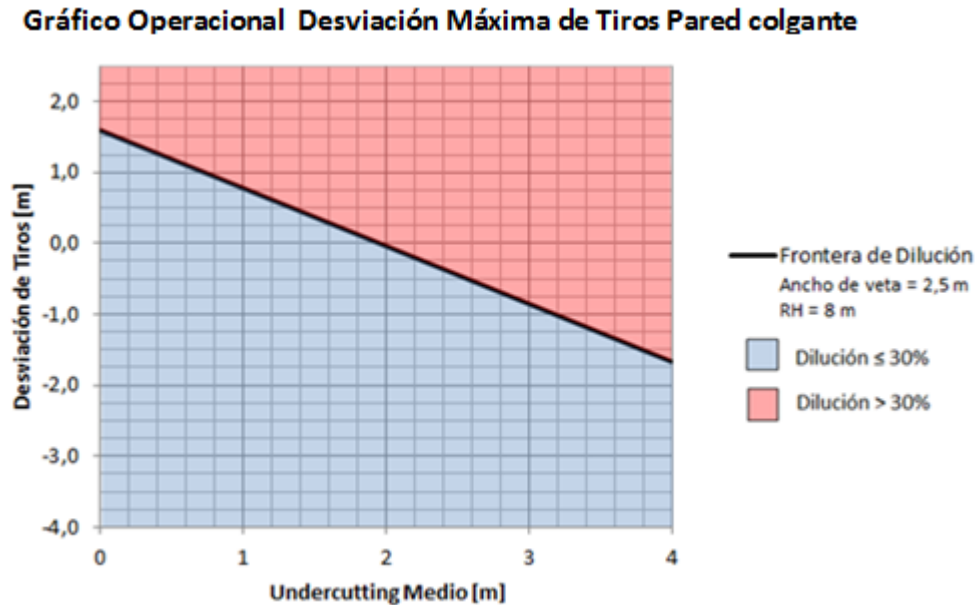


Figura 5-4: Gráfico Operacional Pared colgante. Desviación de tiros v/s undercutting, ancho de veta = 2,5 m; radio hidráulico_{2D} = 8 m

Como se observa, para un valor dado de undercutting medio se tendrá un valor máximo para la desviación del tiro (dado por la frontera de dilución). Cualquier valor de desviación menor a este valor límite, permite obtener una dilución bajo 30%. A menor undercutting de la pared, mayor es el valor de la desviación máxima admisible, es decir, mayor en la distancia que el fondo del tiro se puede desviar hacia la roca caja.

El uso del gráfico operacional tiene que ser una operación retroactiva e ir acompañado de levantamientos de la desviación de tiros en terreno, para conocer la posición real del fondo de la perforación. La obtención de una desviación dentro del rango admisible puede ser abordada en dos términos: el primero consiste en re perforar el tiro hasta obtener una desviación que se encuentre dentro del rango definido por la frontera de dilución; la segunda forma implica modificar el ángulo de incidencia de la barra perforadora (siempre que las restricciones operacionales lo permitan) de manera de obtener una desviación menor o igual a la desviación máxima. En ambas opciones, se debe ser bastante cuidadoso, para prevenir cercanía excesiva entre tiros o un cruce de estos, que pueda dificultar el secuenciamiento o provoque detonación por simpatía.

Para poder abarcar un rango de radios hidráulicos y de anchos de veta se deben construir un gran número de gráficos como los presentados anteriormente. Es por este motivo, que se construyen tablas operacionales que permiten determinar la desviación máxima del tiro de manera de tener una dilución dentro del rango admisible definido por El Peñón, para variaciones en el undercutting y el ancho de veta, dado un radio hidráulico_{2D} fijo. La Figura 5-5 muestra un resumen de 3 tablas para distintos valores de radio hidráulico_{2D}:

Desviación Máxima [m] (RH = 7 m)					
UC [m]	W = 1 m	W = 1,5 m	W = 2 m	W = 2,5 m	W = 3 m
0	0,66	1,33	2,00	2,67	3,34
0,4	0,34	1,01	1,67	2,34	3,01
0,8	0,01	0,68	1,35	2,02	2,68
1,2	-0,32	0,35	1,02	1,69	2,36
1,6	-0,64	0,03	0,70	1,36	2,03
2	-	-0,30	0,37	1,04	1,71
2,4	-	-0,63	0,04	0,71	1,38
2,8	-	-0,95	-0,28	0,39	1,05
3,2	-	-	-0,61	0,06	0,73
3,6	-	-	-0,94	-0,27	0,40
4	-	-	-1,26	-0,59	0,08

Desviación Máxima [m] (RH = 8 m)					
UC [m]	W = 1 m	W = 1,5 m	W = 2 m	W = 2,5 m	W = 3 m
0	-0,41	0,26	0,92	1,59	2,26
0,4	-	-0,07	0,60	1,27	1,94
0,8	-	-0,40	0,27	0,94	1,61
1,2	-	-0,72	-0,05	0,61	1,28
1,6	-	-1,05	-0,38	0,29	0,96
2	-	-	-0,71	-0,04	0,63
2,4	-	-	-1,03	-0,36	0,30
2,8	-	-	-1,36	-0,69	-0,02
3,2	-	-	-	-1,02	-0,35
3,6	-	-	-	-1,34	-0,67
4	-	-	-	-1,67	-1,00

Desviación Máxima [m] (RH = 9 m)					
UC [m]	W = 1 m	W = 1,5 m	W = 2 m	W = 2,5 m	W = 3 m
0	-	-0,82	-0,15	0,52	1,19
0,4	-	-	-0,48	0,19	0,86
0,8	-	-	-0,80	-0,13	0,53
1,2	-	-	-1,13	-0,46	0,21
1,6	-	-	-	-0,79	-0,12
2	-	-	-	-1,11	-0,44
2,4	-	-	-	-1,44	-0,77
2,8	-	-	-	-1,77	-1,10
3,2	-	-	-	-	-1,42
3,6	-	-	-	-	-1,75
4	-	-	-	-	-2,08

Figura 5-5: Tablas operacionales Pared colgante para distintos valores de radio hidráulico_{2D}

Es importante notar que las tablas anteriores tienen casilleros en blanco. Esto se debe a que esos valores de desviación de tiro están fuera de rango. La desviación máxima que puede tener un tiro está acotada de acuerdo a los casos empíricos de la base de datos. A partir de un análisis estadístico se determina que la desviación máxima que puede tener el tiro es de hasta un 70% del ancho del caserón, pues se obtiene que un 85% de los datos se encuentran dentro de este intervalo.

5.2.2 Modelo dilución Pared yacente

Se determina que para la Pared yacente la dilución de corte es de un 15%. La Figura 5-6 muestra la codificación de la variable dependiente del modelo:

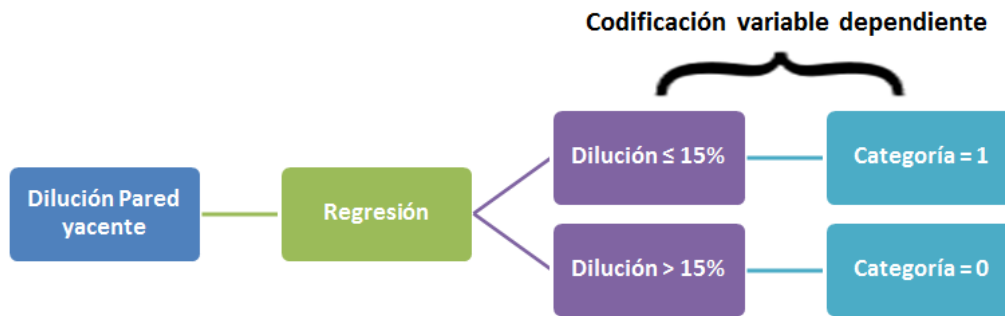


Figura 5-6: Codificación variable dependiente modelo de dilución Pared yacente

Modelo preliminar de dilución

Al igual que la Pared colgante, se construye un modelo preliminar de dilución para la Pared yacente para determinar las variables significativas. La codificación de las covariables categóricas se muestra en la Tabla 5-5:

Tabla 5-5: Codificación covariables categóricas Pared yacente

Variable	Valor	Codificación parámetros
		-1
Secuencia Fw sup.	1	1
	2	0
Secuencia Fw inf.	1	1
	2	0
Fases	1	1
	2	0

En la Tabla 5-6 se presentan los resultados del modelo preliminar:

Tabla 5-6: Resumen modelo preliminar dilución Pared yacente (las variables en rojo corresponden a las significativas)

Variable	Coef. B	Wald	Sig.	Exp (B)
Constante	-5,31	-	-	-
Ancho Veta [m]	0,84	6,47	0,01	2,32
Desviación Tiro [m]	-1,02	10,98	0,00	0,36
Dip [°]	-0,03	1,24	0,27	0,97
Radio Hidráulico _{2D} [m]	-0,21	1,30	0,25	0,81
RMR	0,22	11,81	0,00	1,24
Densidad lineal explosivo [kg/m]	-0,46	1,10	0,30	0,63
Secuencia Fw sup. (1)	0,83	4,46	0,04	2,28
Secuencia Fw inf. (1)	-0,34	0,77	0,38	0,71
Undercutting [m]	-0,95	9,48	0,00	0,39
Fases (1)	-1,12	8,50	0,00	0,33
Estadísticos				
Pseudo R ²	0,23			
Significancia Hosmer-Lemeshow	0,59			
% Tabla Clasificación	70,5			
Probabilidad de corte (p_c)	0,48			

Se observa que para la Pared yacente el radio hidráulico_{2D} deja de ser significativo y comienzan a ser relevantes variables asociadas a la calidad del macizo rocoso y las características de la tronadura. Es por este motivo, que se concluye que la dilución de la Pared yacente está asociada principalmente a la sobre excavación producto de la tronadura más que a razones de estabilidad geomecánica. Un aumento de la calidad del macizo rocoso disminuye la probabilidad de sobrepasar la dilución de corte. Al analizar las variables categóricas Fase y Secuencia Fw sup., se obtiene que en los casos en que se realiza tronadura en 2 fases y la fase superior del tiro de la Pared yacente se detona primero, la probabilidad de dilución disminuye también.

El modelo presenta un pseudo R² y un porcentaje de clasificación menor que la pared colgante debido a la mayor variabilidad de los datos. El modelo sigue siendo un buen ajuste según el test de significancia H-L.

Modelo final de dilución

Se construye el modelo final con las 6 variables significativas obtenidas en el modelo preliminar de dilución. A continuación se presentan las variables ordenadas de manera decreciente de acuerdo a su significancia:

1. Fases
2. Desviación de tiro
3. Undercutting
4. Ancho de veta
5. Secuencia Fw sup.
6. RMR

La Tabla 5-7 muestra el resumen de los resultados para el modelo final de dilución:

Tabla 5-7: Resumen modelo final dilución Pared yacente

Variable	Coef. B	Exp (B)
Constante	-11,52	-
Ancho Veta [m]	0,78	2,18
Desviación Tiro [m]	-0,98	0,38
RMR	0,23	1,25
Undercutting [m]	-0,95	0,39
Secuencia Fw sup. (1)	0,58	1,78
Fases (1)	-0,89	0,41
Estadísticos		
Pseudo R2		0,21
Significancia Hosmer-Lemeshow		0,05
% Tabla Clasificación		69,6
Probabilidad de corte (p_c)		0,48

Se observa una disminución del pseudo R^2 . La significancia del test de H-L se encuentra en el límite de rechazar la hipótesis nula de que no hay diferencia entre los valores reales y los predichos por el modelo (esto se debe a la gran variabilidad de los datos), sin embargo, el porcentaje global de clasificación sigue siendo bastante bueno, alcanzando un 69,6 % de datos correctamente clasificados.

El modelo final de dilución queda representado por la siguiente expresión:

$$\log \left[\frac{p(x)}{1 - p(x)} \right] = -11,52 + 0,78xAnchoV - 0,98xDesvT + 0,23xRMR - 0,95xUC + 0,58xSec Fw sup. (1) - 0,89xFases (1)$$

Ecuación 24: Modelo final de dilución Pared yacente

Herramienta Operacional

Al igual que para la Pared colgante, es posible representar el modelo de dilución mediante un gráfico operacional. Sin embargo, el gráfico para este modelo será menos representativo debido a que son cuatro las variables que se deben fijar para visualizar la relación entre el undercutting y la desviación del tiro. Fijando el valor de la probabilidad de clasificación en 0,48, es posible determinar la frontera de dilución 15% y relacionar la desviación de tiros con el undercutting de la pared. La Figura 5-7 muestra un ejemplo de gráfico de diseño para un caserón de 2 m de ancho, con un macizo rocoso con un RMR de 60, explotado mediante tronadura en 2 fases en la cual el tiro de la Pared yacente detona primero que el tiro correspondiente a la Pared colgante:

Gráfico Operacional Desviación Máxima de Tiros Pared yacente

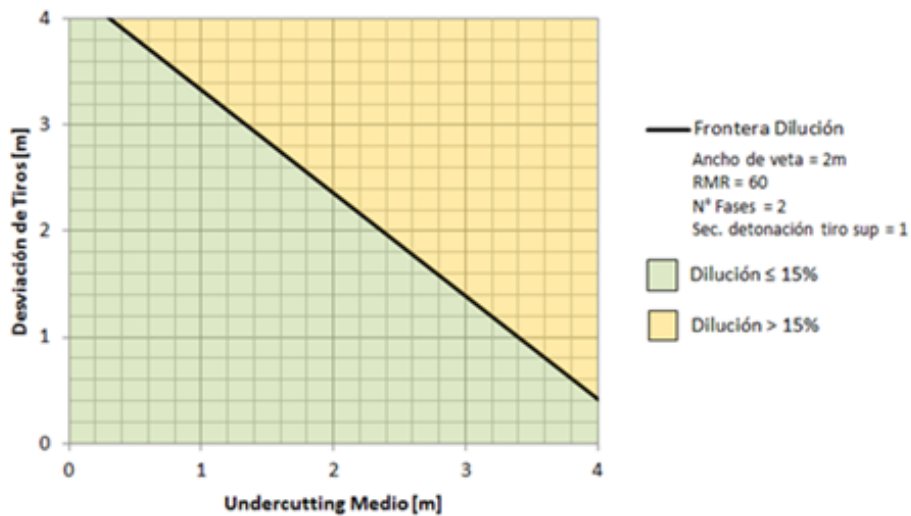


Figura 5-7: Gráfico Operacional Pared yacente. Desviación de tiros v/s undercutting, ancho de veta= 2,5 m; RMR= 60; N° Fases= 2; Sec. Detonación sup. = 1

Las tablas operacionales para distintos valores de RMR se presentan en la Figura 5-8. La desviación máxima del tiro puede ser de hasta un 50% del ancho del caserón, pues un análisis estadístico muestra que el 85% de los datos de encuentra dentro de ese rango de valores.

Desviación Máxima [m] (RMR = 50, N° Fases = 2, Sec det. Tiro sup = 1)					
UC [m]	W = 1 m	W = 1,5 m	W = 2 m	W = 2,5 m	W = 3 m
0	1,19	1,59	1,99	2,39	2,79
0,4	0,81	1,21	1,61	2,01	2,41
0,8	0,42	0,82	1,22	1,62	2,02
1,2	0,03	0,43	0,83	1,23	1,63
1,6	-0,36	0,04	0,44	0,84	1,24
2	-	-0,35	0,05	0,45	0,85
2,4	-	-0,74	-0,34	0,06	0,46
2,8	-	-	-0,72	-0,32	0,08
3,2	-	-	-	-0,71	-0,31
3,6	-	-	-	-1,10	-0,70
4	-	-	-	-	-1,09

Desviación Máxima [m] (RMR = 55, N° Fases = 2, Sec det. Tiro sup = 1)					
UC [m]	W = 1 m	W = 1,5 m	W = 2 m	W = 2,5 m	W = 3 m
0	2,35	2,75	3,15	3,55	3,95
0,4	1,96	2,36	2,76	3,16	3,56
0,8	1,57	1,97	2,37	2,77	3,17
1,2	1,18	1,58	1,98	2,38	2,78
1,6	0,79	1,19	1,59	1,99	2,39
2	0,41	0,81	1,21	1,61	2,01
2,4	0,02	0,42	0,82	1,22	1,62
2,8	-0,37	0,03	0,43	0,83	1,23
3,2	-	-0,36	0,04	0,44	0,84
3,6	-	-0,75	-0,35	0,05	0,45
4	-	-	-0,74	-0,34	0,06

Desviación Máxima [m] (RMR = 60, N° Fases = 2, Sec det. Tiro sup = 1)					
UC [m]	W = 1 m	W = 1,5 m	W = 2 m	W = 2,5 m	W = 3 m
0	3,50	3,90	4,30	4,70	5,10
0,4	3,11	3,51	3,91	4,31	4,71
0,8	2,73	3,13	3,53	3,93	4,33
1,2	2,34	2,74	3,14	3,54	3,94
1,6	1,95	2,35	2,75	3,15	3,55
2	1,56	1,96	2,36	2,76	3,16
2,4	1,17	1,57	1,97	2,37	2,77
2,8	0,78	1,18	1,58	1,98	2,38
3,2	0,39	0,79	1,19	1,59	1,99
3,6	0,01	0,41	0,81	1,21	1,61
4	-0,38	0,02	0,42	0,82	1,22

Figura 5-8: Tablas de diseño Fw para distintos valores de RMR

Las tablas presentadas fueron realizadas para los casos más favorables de las variables Fases y Secuencia Fw sup, es decir, para una tronadura en dos fases en que el tiro de la Pared yacente detona primero. Para los otros casos se deben construir nuevas tablas a partir del modelo de dilución determinado, para los cuáles se tendrá un valor menor para la desviación máxima admisible.

5.3 Modelos de ELOS

La creación de un modelo de ELOS permite relacionar de manera más directa las sobre excavación a los distintos parámetros de la base de datos para cuantificar la influencia de la tronadura en el daño, a diferencia de cuando se trabaja en términos de dilución en donde el sobre quiebre está normalizado por el ancho del caserón.

El ELOS de corte se calcula a partir de los datos reales analizando el percentil 50%. Se obtiene un ELOS de corte de 0,5 m para la Pared colgante y 0,3 m para la Pared yacente (Figura 5-9).

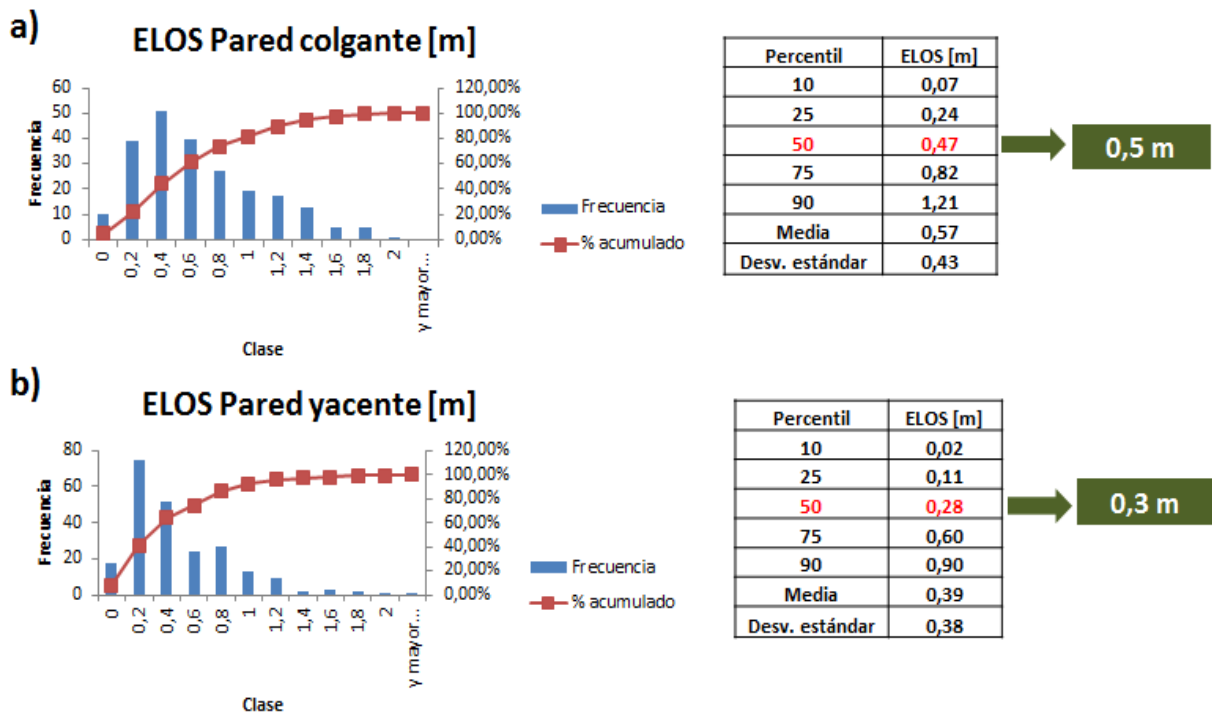


Figura 5-9: Histogramas de ELOS, a) Histograma Pared colgante, b) Histograma Pared yacente

5.3.1 Modelo ELOS Pared colgante

Se define un ELOS de corte de 0,5 m. La Figura 5-10 muestra la codificación de la variable dependiente en clases de acuerdo a este valor de corte:

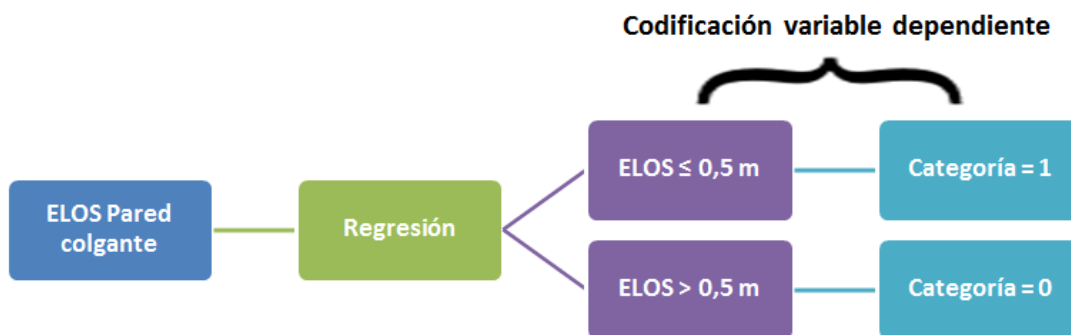


Figura 5-10: Codificación variable dependiente modelo de ELOS Pared colgante

Modelo preliminar de ELOS

A partir de un primer modelo preliminar de ELOS se determinan las variables significativas. Los resultados se presentan en la Tabla 5-8:

Tabla 5-8: Resumen modelo preliminar ELOS Pared colgante (las variables en rojo corresponden a las significativas)

Variable	Coef. B	Wald	Sig.	Exp (B)
Constante	18,17	-	-	-
Ancho Veta [m]	0,66	2,71	0,10	1,93
Desviación Tiro [m]	-0,95	8,10	0,00	0,39
Dip [°]	-0,003	0,01	0,94	1,00
Radio Hidráulico_{2D} [m]	-1,76	23,92	0,00	0,17
RMR	-0,04	0,29	0,59	0,96
Densidad lineal explosivo [kg/m]	-0,16	0,30	0,58	0,85
Secuencia Hw sup. (1)	-0,94	4,26	0,04	0,39
Secuencia Hw inf. (1)	0,43	0,85	0,36	1,54
Undercutting [m]	-1,64	15,81	0,00	0,19
Fases (1)	-1,34	9,25	0,00	0,26
Estadísticos				
Pseudo R2	0,46			
Significancia Hosmer-Lemeshow	0,89			
% Tabla Clasificación	78,4			
Probabilidad de corte (p _c)	0,5			

A diferencia del modelo de dilución, la variable ancho de veta no es significativa debido a su efecto normalizador de la sobre excavación, como se hizo alusión anteriormente. Variables relacionadas a la tronadura comienzan a ser relevantes, como lo son el número de fases y la secuencia de detonación de la fase superior. El modelo presenta un buen ajuste de acuerdo al test de bondad de ajuste (H-L), al pseudo R² y al porcentaje de clasificación.

Modelo final de ELOS

El resumen del nuevo modelo, que incluye sólo las variables significativas, se presenta en la Tabla 5-9:

Tabla 5-9: Resumen modelo final ELOS Pared colgante

Variable	Coef. B	Exp (B)
Constante	15,6	-
Desviación Tiro [m]	-0,98	0,38
Radio Hidráulico [m]	-1,63	0,20
Undercutting [m]	-1,64	0,19
Secuencia Hw sup. (1)	-0,74	0,48
Fases (1)	-1,19	0,31
Estadísticos		
Pseudo R2		0,43
Significancia Hosmer-Lemeshow		0,53
% Tabla Clasificación		77,1
Probabilidad de corte(p_c)		0,47

El modelo presenta un buen ajuste de acuerdo el pseudo R^2 y al test de bondad de ajuste de H-L. El porcentaje de datos correctamente clasificados es de 77,1%. La probabilidad de corte que optimiza la clasificación es 0,47.

El orden decreciente de las variables de acuerdo a su significancia se presenta a continuación:

1. Undercutting
2. Radio hidráulico_{2D}
3. Fases
4. Desviación de tiro
5. Secuencia Hw sup.

El modelo final de ELOS para la Pared colgante está dado por la siguiente expresión:

$$\log \left[\frac{p(x)}{1 - p(x)} \right] = 15,60 - 0,98xDesvT - 1,63xRH_{2D} - 1,64xUC - 0,74xSec Hw sup. (1) - 1,19xFases (1)$$

Ecuación 25: Modelo final de ELOS Pared colgante

5.3.2 Modelo ELOS Pared yacente

El valor de corte determinado para la Pared yacente es de 0,3 m. La Figura 5-11 muestra la codificación de la variable dependiente del modelo:

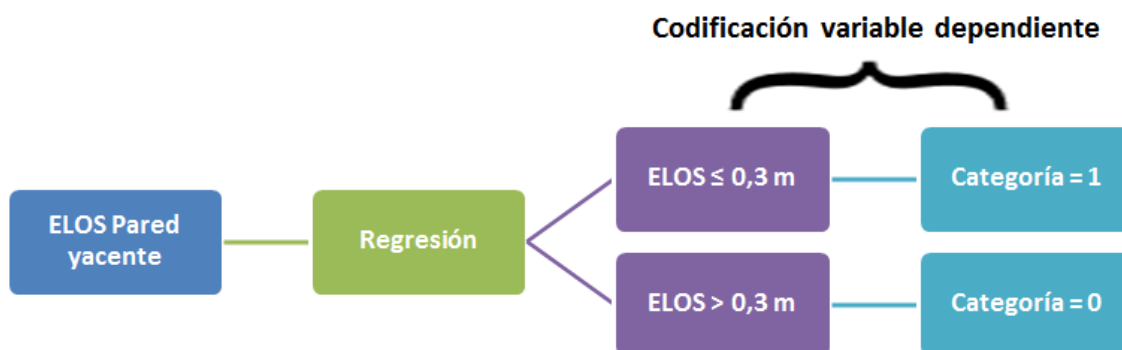


Figura 5-11: Codificación variable dependiente modelo de ELOS Pared yacente

Modelo preliminar de ELOS

El resumen de resultados del modelo preliminar se presenta en la Tabla 5-10:

Tabla 5-10: Resumen modelo preliminar ELOS Pared yacente (las variables en rojo corresponden a las significativas)

Variable	Coef. B	Wald	Sig.	Exp (B)
Constante	-1,01	-	-	-
Ancho Veta [m]	-0,23	0,54	0,46	0,79
Desviación Tiro [m]	-0,71	5,95	0,02	0,49
Dip [°]	-0,05	2,70	0,10	0,95
Radio Hidráulico _{2D} [m]	-0,14	0,60	0,44	0,87
RMR	0,18	7,76	0,01	1,19
Densidad lineal explosivo [kg/m]	-0,47	1,16	0,28	0,63
Secuencia Fw sup. (1)	0,6	2,58	0,11	1,82
Secuencia Fw inf. (1)	-0,33	0,82	0,37	0,72
Undercutting [m]	-0,72	8,53	0,01	0,49
Fases (1)	-0,89	6,05	0,01	0,41
Estadísticos				
Pseudo R2	0,18			
Significancia Hosmer-Lemeshow	0,02			
% Tabla Clasificación	65,2			
Probabilidad de corte (p _c)	0,5			

A diferencia del modelo de dilución determinado para esta pared, el ancho de la veta y la secuencia de detonación de la fase superior no son relevantes. La calidad de ajuste del modelo es media, pues se rechaza la hipótesis nula del test de bondad de ajuste, no obstante, se logra un porcentaje aceptable de datos correctamente clasificados, alcanzando un 65,2%. Se puede deducir que el modelo de ELOS se ve más afectado por la variabilidad de los datos.

Modelo final de ELOS

El resumen del modelo final de ELOS se presenta en la Tabla 5-11:

Tabla 5-11: Resumen modelo final ELOS Pared yacente

Variable	Coef. B	Exp (B)
Constante	-9,31	-
Desviación Tiro [m]	-0,76	0,47
RMR	0,21	1,23
Undercutting [m]	-0,71	0,49
Fases (1)	-0,74	0,48
Estadísticos		
Pseudo R2		0,15
Significancia Hosmer-Lemeshow		0,82
% Tabla Clasificación		66,5
Probabilidad de corte (p_c)		0,51

Si bien el modelo completo tiene un pseudo R^2 menor que el modelo preliminar, el porcentaje de clasificación mejora al eliminar las variables que no son relevantes, por otra parte, el modelo presenta una buena calidad de ajuste de acuerdo al test de bondad de ajuste.

A continuación se presentan las variables ordenadas de manera decreciente de acuerdo a su significancia en el modelo.

1. Desviación de Tiro
2. Fases
3. Undercutting
4. RMR

El modelo final de ELOS para la Pared yacente está dado por la siguiente expresión:

$$\log \left[\frac{p(x)}{1 - p(x)} \right] = -9,31 - 0,76xDesvT + 0,21xRMR - 0,71xUC - 0,74xFases(1)$$

Ecuación 26: Modelo final de ELOS Pared yacente

5.4 Influencia de las variables en los modelos de Dilución/ELOS

A continuación se da una explicación práctica-teórica a la influencia de las distintas variables de la base de datos en los modelos de estimación de dilución y ELOS.

Ancho de veta:

El ancho de veta es significativo sólo en los modelos de dilución, por lo que se concluye que cumple principalmente un rol normalizador de la sobre excavación, para caserones de estas dimensiones.

Desviación de tiros:

La desviación de los tiros influye directamente en el daño por tronadura al macizo rocoso. Mientras mayor sea la desviación de los tiros hacia las paredes, mayor será la extensión de la zona perturbada y la extensión de la sobre excavación directa, producto de la tronadura (zona con un intenso fracturamiento), hacia dentro de la roca caja. La desviación de los tiros puede deberse a diversas fuentes como una mala marcación de tiros, errores en el posicionamiento del equipo, experticia del operador, calidad y mantención del equipo de perforación, estado de las barras y bits de perforación, estructuras geológicas, largo y diámetro del tiro, condiciones físicas del piso del nivel de perforación, entre otros (Hendricks *et al.*, 1994).

Una desviación de los tiros puede causar una concentración de energía explosiva indeseada en ciertas áreas y una deficiencia energética en otras. Una concentración puede causar un exceso de energía, asociado a un acercamiento entre tiros hasta distancia que pueden ser críticas (0,3 m de acuerdo a Scherpenisse *et al.* (2008)), produciendo detonación por simpatía o corte en la detonación de una columna explosiva. Una concentración de energía deficiente produce cargas explosivas confinadas, debido a que se genera un burden excesivo, lo cual provoca que no se forme una correcta cara libre impidiendo que el tiro “rompa” hacia esta y por consecuencia, se genera un mayor daño en las paredes.

Undercutting:

Se obtiene que para ambas paredes, un aumento del undercutting incrementa la dilución asociada a dicha pared (incremento de la probabilidad de tener una dilución mayor a la dilución de corte definida). Para la Pared colgante, este resultado es consistente con las investigaciones desarrolladas por Wang (2004) en donde postula que el undercutting produce un incremento de la zona de relajación en torno a la pared y una reducción del confinamiento y del soporte (pérdida del abutment). En el caso de la Pared yacente, esta explicación no es tan clara, pues no está afectado directamente por la gravedad, por lo que se infiere que el aumento de la dilución de la pared se asocia principalmente a la reducción del soporte del abutment.

El undercutting de la pared es atribuible a diversos factores: errores de diseño en la ubicación de las galerías debido a una mala definición geológica del mineral, cambios en el contacto con el mineral a lo largo de la veta, errores en desarrollo de las galerías (sobre excavación o errores de topografía), requerimientos de espacio por parte del equipo de perforación. Si bien para este tipo de explotación el undercutting es inherente a las condiciones geométricas del mineral, debe ser un objetivo de la mina minimizar este parámetro.

Radio hidráulico_{2D}:

Un aumento del radio hidráulico produce un incremento de la dilución en ambas paredes. Esto es de esperar, considerando que un incremento de la altura de la pared incrementa el span (luz activa) que no está soportado en el caserón, promoviendo la inestabilidad. Este resultado es consistente con el método de estabilidad gráfico y con investigaciones en torno al modelamiento numérico, que reflejan un aumento de la zona

de relajación de esfuerzos conforme aumenta el radio hidráulico de la pared (Milne, 1997; Clark, 1998; Wang, 2004; Mitri *et al.*, 2010).

Calidad del macizo rocoso:

El desempeño de la tronadura depende principalmente de la interacción explosivo-roca, es por esto, que las propiedades del macizo rocoso juegan un papel fundamental. La roca tiene discontinuidades que influyen sus propiedades y mecánicas y, en consecuencia, los resultados de la tronadura. En general, rocas de menor calidad geomecánica son deformadas y quebradas fácilmente, requiriendo factores de energía relativamente bajos, en cambio rocas de mayor calidad necesitan una alta energía para lograr una fragmentación satisfactoria.

A partir del análisis, se obtiene que el RMR es sólo relevante a nivel de la Pared yacente. Esto se puede deber a que el rango de RMR de la base de datos es reducido (entre 43 y 60) y no se aprecian variaciones significativas para la Pared colgante.

Secuencia de detonación:

La secuencia de iniciación de los tiros y el intervalo de tiempo entre detonaciones debe permitir la correcta formación y uso de la cara libre conforme avanza la tronadura, además de maximizar la utilización de la energía de detonación del explosivo, para obtener una fragmentación adecuada con el mínimo daño al entorno. Para minimizar el daño a la Pared colgante, el tiro correspondiente a esta pared debe detonar de manera posterior al tiro de la Pared yacente, para reducir el confinamiento al que se encuentra sometido, liberando energía hacia la cara libre formada. Sin embargo, debido a la desviaciones de los tiros se deben realizar modificaciones en terreno a la secuencia de salida, de manera de que el tiro más cercano a la cara libre sea el que detone primero, afectando de esta forma el correcto desempeño de la tronadura.

Se recomienda la utilización de detonadores electrónicos, debido a que eliminan la dispersión en los tiempos de retardo y permite tener un mejor control sobre las vibraciones

Número de fases de la tronadura:

El número de fases de la tronadura es relevante para el modelo de ELOS de la Pared colgante, y para los modelos de dilución y ELOS de la Pared yacente.

La tronadura en 2 fases disminuye la sobre excavación de la pared por dos razones:

- 1) Existe una reducción de la superficie expuesta de la pared (radio hidráulico).
- 2) Permite realizar una tronadura más controlada, debido a la disminución de la cantidad de explosivo que detona (en cada fase detona la mitad de la carga del tiro, considerando además que existe un taco intermedio para separar las fases).

Tipo de explosivo:

La selección del explosivo debe considerar las características del macizo rocoso, el volumen de roca a tronar, la presencia de agua, condiciones de seguridad, etc. A pesar de que el tipo de explosivo no es una variable significativa para los modelos de dilución y ELOS formulados, es posible determinar una clara tendencia a partir del coeficiente de regresión asociado. Se evidencia que a mayor densidad lineal de explosivo (asociado a una mayor masa de explosivo por perforación) tiende a aumentar la sobre excavación de la pared. Esto es consistente con los modelos de atenuación de onda, en donde el daño proporcional a la densidad lineal de carga.

El tipo de explosivo también afecta la estabilidad de la pared y la dilución. Explosivos de alta energía producen una buena fragmentación pero puede causar daño a la pared. En cambio, los explosivos de baja energía causan un daño menor, pero se necesita una mayor cantidad de perforaciones para obtener una fragmentación satisfactoria. En el caso de El Peñón, los explosivos Enaline y el Anfo Liviano se utilizan para realizar tronadura controlada en la pared colgante, es decir, para minimizar la alteración al macizo rocoso circundante, considerando tanto efectos sobre la roca (campo cercano) como la posible activación de fallas o cuñas (campo medio).

5.5 Modificaciones al diseño y recomendaciones para disminuir la dilución

En la sección anterior se determinaron modelos de estimación de la dilución y ELOS para ambas paredes de los caserones de Bonanza. Adicionalmente, se determinó una herramienta de “respuesta operacional” que permite definir tolerancias máximas para la desviación de los tiros, de manera de tener una dilución dentro del rango admisible por mina El Peñón. Sin embargo, este último análisis fue realizado asumiendo variables de diseño fijas utilizadas actualmente en la mina (distancia entre subniveles, equipos mina, diámetro de perforación, patrón de tronadura, etc.).

La siguiente sección está enfocada a analizar variaciones en algunas de las variables de diseño y a dar recomendaciones sobre estas para poder disminuir el % de dilución de los caserones.

5.5.1 Distancia entre sub niveles

A partir del análisis de regresión logística se determina que el radio hidráulico_{2D} es una de las variables más significativas en la dilución de la pared colgante del caserón, por lo tanto, es necesario que esta variable sea considerada al momento de realizar el diseño de la mina. Como se mencionó en el Capítulo 4, la distancia entre subniveles (o altura de banco) de Bonanza es constante e igual a 20 m, por lo que las variaciones en el radio hidráulico de la pared de los caserones están condicionadas a las fluctuaciones en el dip de la veta en el sector. De este modo, se hace evidente la utilidad de realizar modificaciones a la distancia entre sub niveles de la mina (producción/perforación) de manera de lograr un control sobre el radio hidráulico de la pared. La Ecuación 27 presenta la relación entre la distancia entre sub niveles (D_{SN}) y el radio hidráulico en 2D, en donde α representa el dip de la pared y la constante 4, representa la altura de la galería de producción (4 m). El análisis se realiza considerando la Pared colgante,

debido a que presenta el mayor grado de dilución y, por lo tanto, es la dimensión crítica que controla el diseño.

$$D_{SN}[m] = (2xRH_{2D}xSen(\alpha)) + 4$$

Ecuación 27: Relación entre distancia entre sub niveles y radio hidráulico_{2D}

Utilizando el modelo final de dilución para la Pared colgante (Ecuación 23) se puede despejar el radio hidráulico (variable que se desea controlar) en función del ancho de veta, el undercutting y la desviación del tiro. La Figura 5-12 muestra la frontera de dilución (30%) que relaciona la distancia entre sub niveles y el ancho de la veta para distintos valores del dip de la pared, para esto se consideran los valores medios de la base de datos para la desviación de tiros (-0,43 m) y para el undercutting de la pared (1,38 m). La zona que se encuentra por sobre la frontera de dilución representa valores por encima de la dilución de corte (>30%), mientras que la zona bajo la frontera representa valores menores o iguales a la dilución de corte.

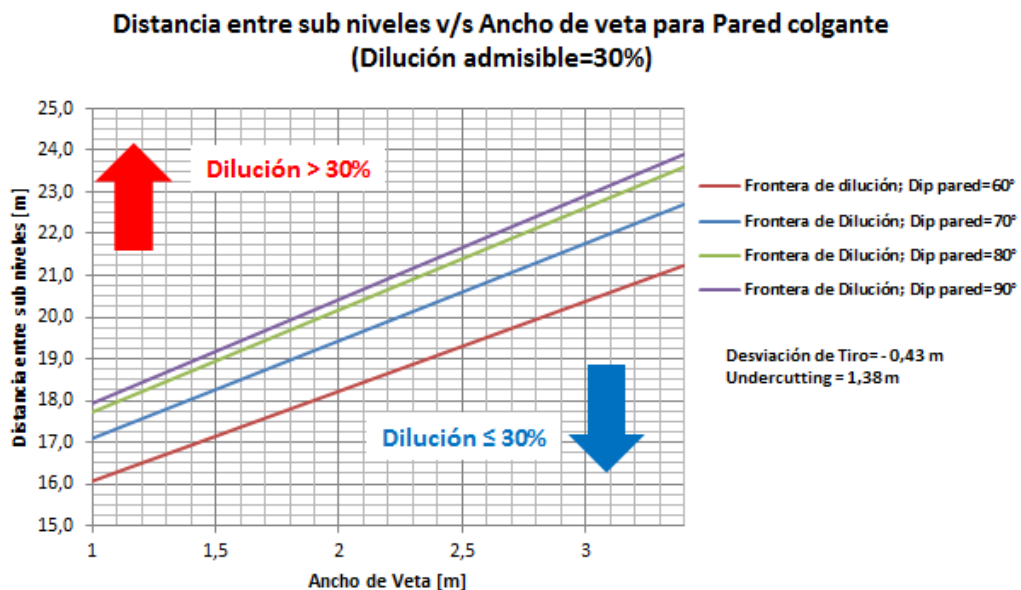


Figura 5-12: Gráfico de diseño para determinación de distancia entre sub niveles en función del ancho de veta, Pared colgante (Desviación media de tiros = -0,43 m; Undercutting medio = 1,38 m)

Se observa que para una veta de 2 m de ancho con un dip de 60°, se puede tener una separación máxima entre sub niveles de 18,2 m, cualquier distancia mayor a este valor producirá una dilución por sobre el punto de corte. A medida que aumenta el dip de la pared, también aumenta la separación máxima permitida entre sub niveles, debido a que el distancia entre sub niveles corresponde a la proyección del largo de la pared en la vertical. Mientras menor es el ancho de la veta menor es la separación que debe existir entre los sub niveles, para obtener un porcentaje de dilución admisible.

El gráfico de la Figura 5-12 puede ser utilizado como herramienta de diseño para el dimensionamiento de caserones (determinación de la altura del caserón), debido a la poca efectividad presentada por el método de estabilidad gráfico para determinar la sobre excavación de los caserones de El peñón. Si bien en el caso anterior se utilizaron

los valores medios de la base de datos para la desviación de los tiros y el undercutting, es posible variar estos valores frente a modificaciones en el sistema de perforación y de las dimensiones y/o disposición de las galerías.

La Figura 5-13 presenta la frontera de dilución al considerar una desviación de tiros igual a cero (por ejemplo, al utilizar una nueva tecnología de perforación o equipamiento que permita reducir el rango de desviación en las perforaciones) y un undercutting de 1,38 m. Se observa una variación en la separación máxima permitida para los sub niveles. En este caso, la distancia entre sub niveles disminuye con respecto al caso base debido a que el valor promedio de la base de datos indica que los tiros se desvían hacia el centro de la veta debido al efecto de la gravedad sobre el tren de barras de perforación.

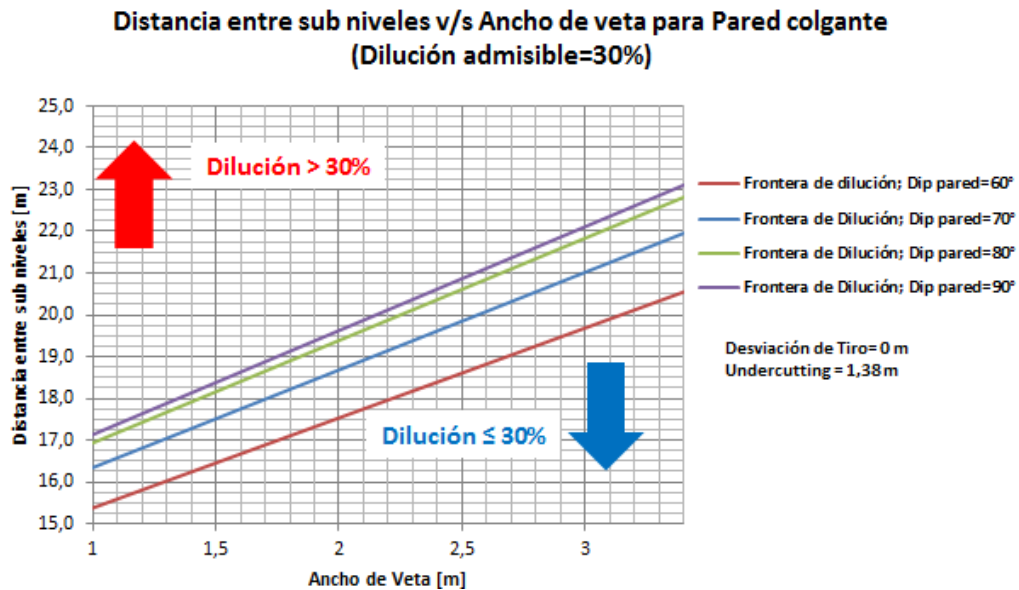


Figura 5-13: Gráfico de diseño para determinación de distancia entre sub niveles en función del ancho de veta, Pared colgante (Desviación media de tiros = 0 m; Undercutting medio = 1,38 m)

Por último, la Figura 5-14 muestra el efecto de un aumento del undercutting debido, por ejemplo, a un incremento en las dimensiones de las galería producto de la utilización de equipos de mayor tamaño para lograr una mayor producción diaria. También se aprecia una disminución de la separación máxima entre sub niveles de producción y perforación, con respecto al caso base.

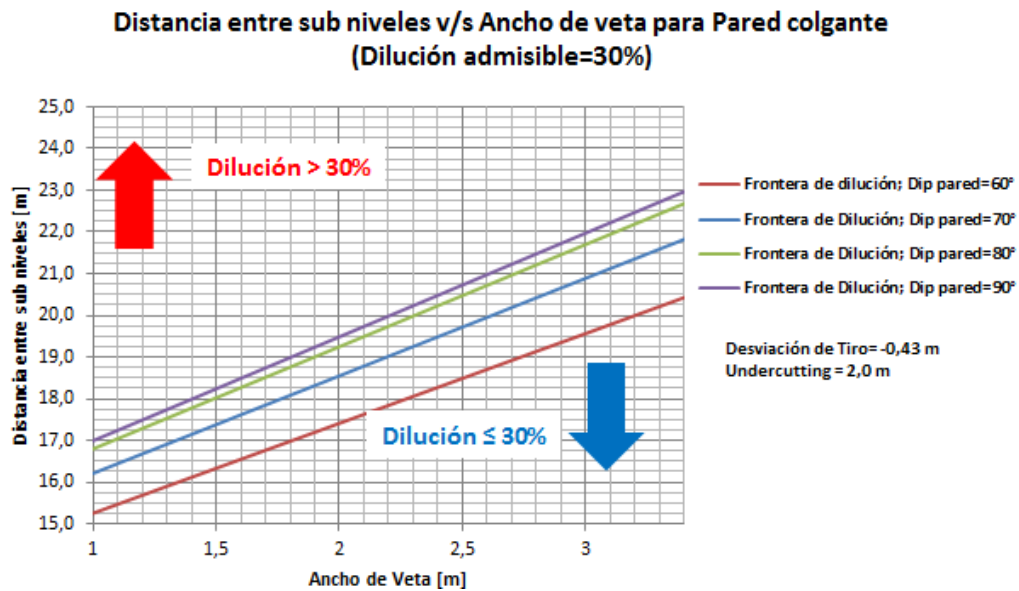


Figura 5-14: Gráfico de diseño para determinación de distancia entre sub niveles en función del ancho de veta, Pared colgante (Desviación media de tiros = -0,43 m; Undercutting medio = 2 m)

El análisis anterior demuestra que una disminución en la separación entre sub niveles permite reducir la dilución de la pared colgante, debido a una reducción en el radio hidráulico de dicha pared. Adicionalmente, la reducción de la separación entre sub niveles es beneficiosa desde el punto de vista de la perforación, ya que permite disminuir la desviación de los tiros de acuerdo a la Figura 4-31, puesto que las perforaciones son de un menor largo.

Si bien es cierto que tener los sub niveles separados a una distancia menor que la actual, es útil para reducir el porcentaje de dilución del caserón (sobre todo para sectores con vetas de ancho cercano a 1 m), esto puede tener un perjuicio económico para el proyecto debido a que se intensifica la cantidad de desarrollos horizontales producto de un aumento del número de sub niveles necesarios para explotar el cuerpo mineralizado, por lo tanto, es necesario realizar un análisis costo-beneficio entre la disminución de la dilución/sobre excavación y el aumento del costo de desarrollo.

5.5.2 Dimensiones de la galería y disminución del undercutting

El tamaño de las galerías de mina El Peñón está restringido principalmente al tamaño de los equipos de carguío y transporte utilizados. Debido a las grandes distancias que deben recorrer algunos lhd y dumper (hasta 150-200 m), se hace inviable utilizar equipos más pequeños por los tiempos de ciclo involucrado. De esta forma, el control del tamaño de las galerías debe ir apuntado a mantener las dimensiones estipuladas por diseño.

Si bien hay casos en que es inevitable que se produzca un gran undercutting de la pared debido a singularidades en los desarrollos propias del sistema de explotación utilizado, como es el caso de intersecciones (cruce) entre galerías de producción/perforación y galerías de acceso al cuerpo (ver Figura 5-15 a)) y de estocadas que pueden ser utilizadas como frontón para giro de camiones, estocada de

carguío, refugio, ubicación para sub estación eléctrica, etc. (ver Figura 5-15 b), se pueden aplicar medidas de control enfocadas en:

- Calidad de la perforación y tronadura horizontal: con el objetivo de minimizar la sobre excavación de la galería (techo y cajas) y el daño por tronadura al contorno. Se debe controlar la correcta implementación del diagrama de disparo a través de un buen empate de los tiros y en base a la mantención del paralelismo de las perforaciones.
- Correcto seguimiento de la veta: un buen seguimiento de la veta a través de los desarrollos horizontales permite evitar situaciones en que el cuerpo mineralizado está “pegado” a la caja y es necesario realizar desquinches para que el equipo de perforación radial se posicione y pueda realizar las perforaciones de banqueo. Es recomendable mantener la veta aproximadamente en el “centro” de la labor, disminuyendo el undercutting de la Pared colgante y manteniendo un undercutting de entre 1,0 m y 1,5 m en la Pared yacente (la distancia requerida por el brazo de perforación dependerá de la inclinación de los tiros de banqueo).

Todas estas medidas están direccionadas a disminuir el undercutting de la pared del caserón, reduciendo de esta forma el volumen de roca con potencial de inestabilidad.

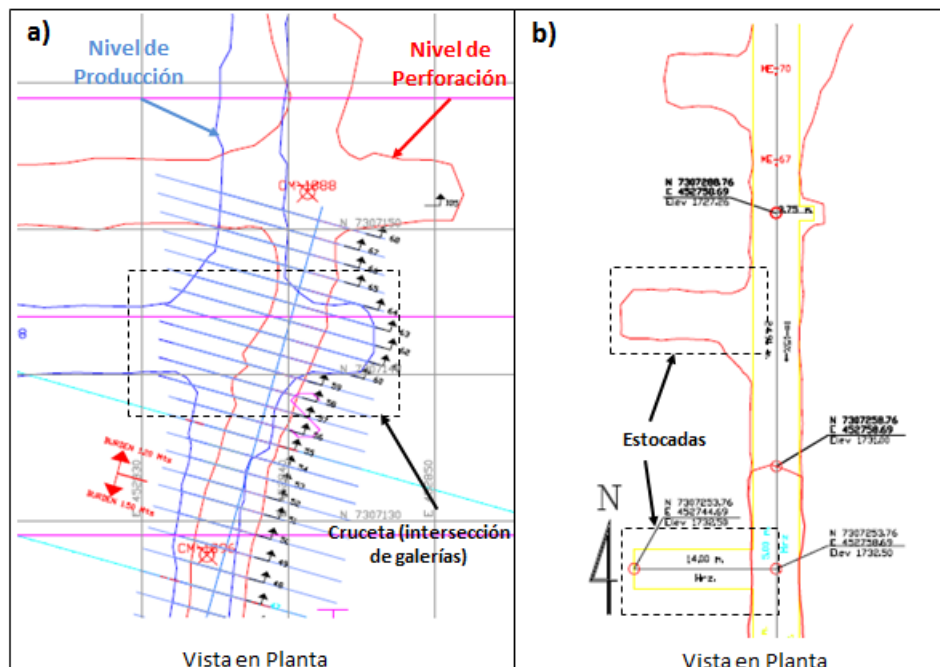


Figura 5-15: Singularidades en los desarrollos, a) crucetas por intersección de galerías, b) estocadas

5.5.3 Uso de equipo de perforación radial

Una alternativa para reducir el tamaño final de la galería (y por tanto el undercutting de la pared) es utilizar un equipo de perforación más pequeño para evitar realizar desquinches en las cajas debido a que el brazo de perforación no cabe en la labor y no permite alcanzar el ángulo de perforación estipulado por diseño. Para esto se propone usar un Jumbo Raptor DH fabricado por la empresa peruana Resemin (o algún equipo

de dimensiones similares) con sistema de perforación top hammer. Este equipo posee una viga de perforación de 2,95 m de altura, lo cual está 63 cm por debajo del brazo del equipo simba, facilitando la operabilidad y posicionamiento de la perforadora al realizar el tiro (ver Figura 5-16). Al tener una viga de menor altura se reduce la extensión del desquinche que eventualmente hay que realizar, debido a que la proyección del brazo de perforación dentro de la caja al realizar tiros inclinados, también es menor.

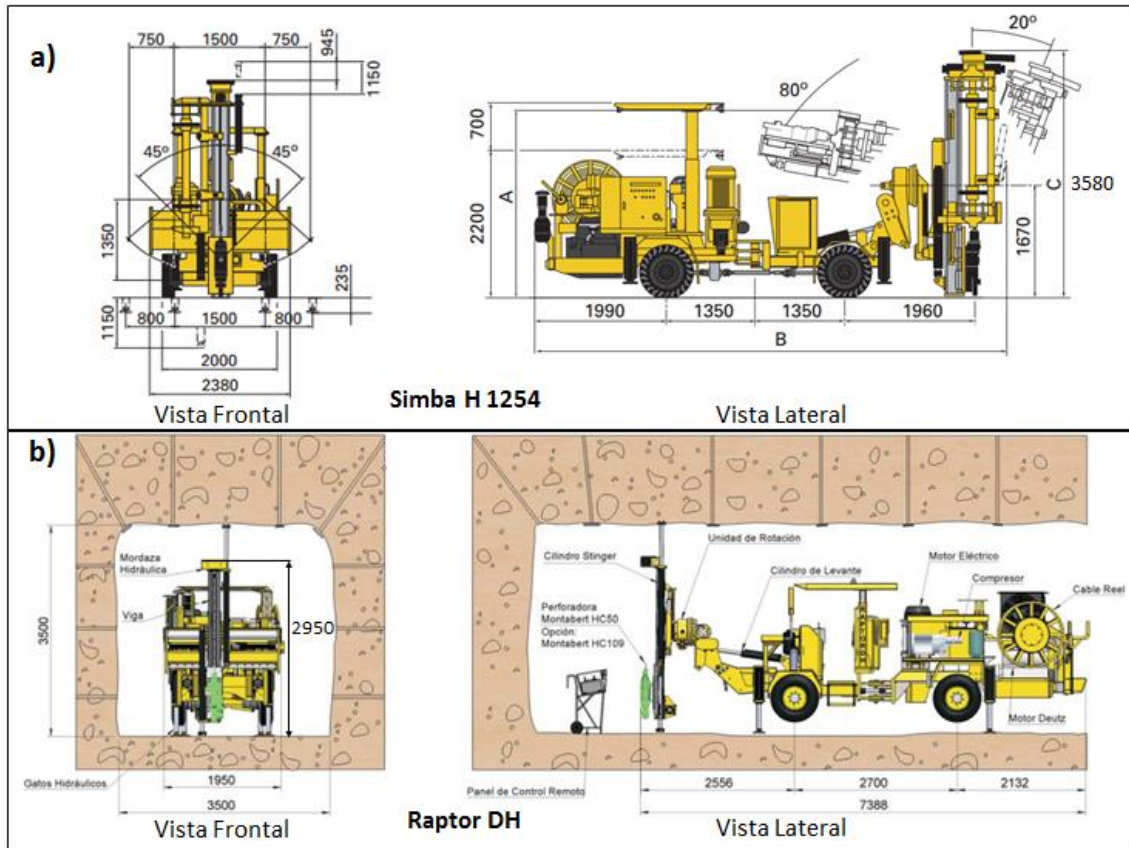


Figura 5-16: Dimensiones equipos de perforación vertical, a) SIMBA H 1254 ATLAS COPCO, b) RAPTOR DH RESEMIN (dimensiones en [mm])

Adicionalmente, el equipo Raptor DH posee una viga longhole con doble anclaje (superior e inferior) que permite una mayor estabilidad de la perforadora al realizar el tiro y un clinómetro digital que facilita el posicionamiento y alineamiento del brazo para cumplir con el diagrama de perforación.

5.5.4 Variación del diámetro de perforación

En general, se ha observado que diámetros de perforación pequeños tienen una gran tendencia a desviarse en comparación a diámetros mayores (ver Figura 5-17). Basado en esta información, es útil aumentar el diámetro de perforación para reducir la desviación de los tiros, de manera de poder reducir la flexibilidad del tren de barras y el efecto del pandeo. Actualmente, Bonanza utiliza un diámetro de perforación de 3" (76,2 mm), no obstante, dadas las características del equipo Simba H 1254 y de la perforadora que utiliza, el diámetro de perforación podría ser aumentado a 3,5" (89 mm).

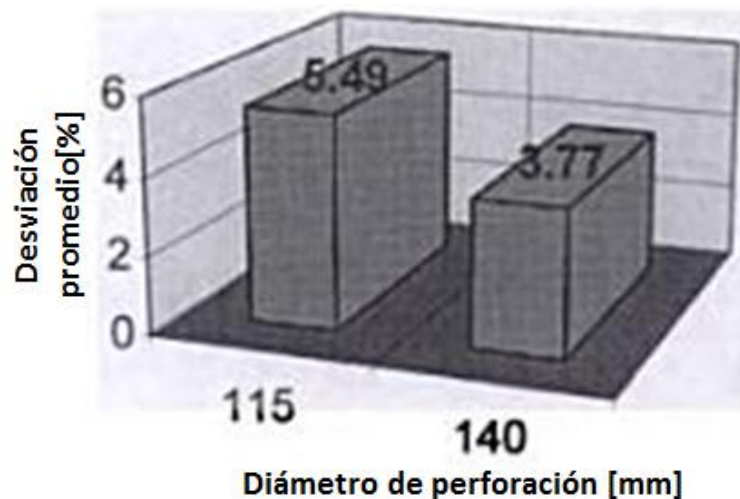


Figura 5-17: Efecto del diámetro de perforación en la desviación de tiro (Singhal, 1998)

Hay que tener en cuenta que un aumento del diámetro de perforación implica una mayor cantidad de explosivo por tiro, por lo que deberían modificarse el burden y/o espaciamiento de las perforaciones de manera de evitar un aumento excesivo del factor de carga, que puede significar un mayor nivel de vibraciones y daño por tronadura.

Como complemento para disminuir la desviación de los tiros, se pueden utilizar barras guías de perforación o también llamadas barras estabilizadoras, para controlar el movimiento de la barra dentro del tiro.

5.5.5 Fortificación con cables

Una alternativa para disminuir la sobre excavación de la Pared colgante y, por tanto, la dilución de esta, es la utilización de cables de refuerzo (llamados también pernos cables) para evitar la separación y deslizamiento de bloques de roca a través de planos de debilidad, manteniendo la resistencia inherente del macizo rocoso.

Se recomienda que la disposición y alcance de los cables cubra, al menos, la extensión de la zona perturbada, debido a que este volumen corresponde a la porción del macizo rocoso que disminuye su calidad geomecánica producto de la tronadura y puede producir problemas importantes en la integridad y estabilidad de la roca en ese sector. La Figura 5-18 muestra de manera esquemática la fortificación con cables recomendada para la pared colgante para una zona perturbada con una extensión máxima de 3 m (el número de pernos y el espaciamiento entre las paradas debe ser determinado por personal geomecánico de la mina, en base a las condiciones geomecánicas y la geometría de explotación del sector). Cabe destacar que para el ejemplo se utilizó una zona perturbada de 3 m, no obstante, en el Capítulo 5 se determinará la extensión de la zona con daño por tronadura para Bonanza en base a un criterio de daño específico para el sector, considerando variaciones en el explosivo y en el patrón de perforación y tronadura utilizado.

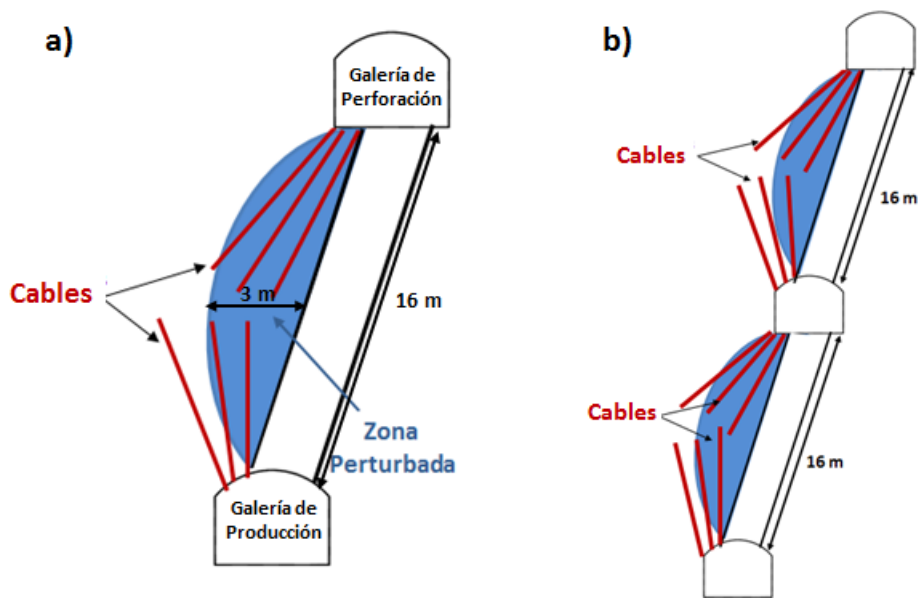


Figura 5-18: Esquema recomendación de fortificación con cables en Pared colgante, a) Vista de un caserón, b) Vista de tres niveles con 2 caserones.

El sistema de fortificación con cables otorga una gran flexibilidad y resistencia con alta capacidad de soporte en macizos rocosos. Para la fortificación de Bonanza se recomienda el uso de cable destrenzado (birdcage) o cable bulbo (minicage) que permiten una mayor adherencia de la lechada dentro de la perforación y una mayor resistencia a la tracción. Si bien la recomendación de cableado se realiza para la Pared colgante, en casos en que el dip de la veta es cercano a 90° la fortificación también es aplicable a la Pared yacente.

5.5.6 Sistema de perforación ITH Wassara

Otra alternativa para mejorar la precisión de la perforación es utilizar equipos de perforación ITH en su versión Wassara (propulsado por agua a alta presión). En el sistema de perforación ITH los martillos se montan directamente en la perforación, aplicando fuerza de percusión directamente sobre el bit. El sistema puede estar impulsado por aire a alta presión (400 psi) o agua y tiene aplicaciones para perforación de tiros para tronadura de producción, fortificación, drenaje, perforación de chimeneas, etc.

Entre las ventajas del sistema de perforación ITH, con respecto al sistema top hammer, se encuentran (Corcoran, 2013):

- Tiros más rectos y limpios
- Mayor precisión en la perforación que el sistema top hammer, debido a que el impacto se realiza dentro de la perforación (normalmente las desviaciones se encuentran dentro del rango $\pm 1\%$).
 - No hay pérdida de energía a través de la sarta de perforación.
 - Menor costo por concepto de consumo en barras de perforación
- Mayor rango de diámetros de perforación disponible

- Reduce el riesgo de atrapamiento de la barra en condiciones de roca muy fracturada
- La sarta de perforación no está sometida a grandes fuerzas de percusión, por lo que la vida útil es mayor
- Permite incrementar la distancia entre sub niveles en minas subterráneas, debido al incremento en la precisión de la perforación

Experiencia en minas subterráneas canadienses muestran que la desviación es mínima a los 35 m de alcance (máxima desviación a los 35 m de largo fue de 0,57 m).

La tecnología Wassara usa agua a alta presión como fluido de transmisión de energía para propulsar al Martillo DTH. El agua le entrega una alta frecuencia y gran energía por golpe. Cuando el agua sale del martillo, ésta tiene la suficiente velocidad para llevar el detritus y escombros a la superficie y limpiar el pozo (ver Figura 5-19). Debido a la incompresibilidad del agua la presión de operación permanece constante, por lo que la eficiencia es prácticamente la misma a cualquier longitud de perforación. Esto, permite trabajar con menores diámetros de perforación, sin incrementar considerablemente la tasa de desviación.

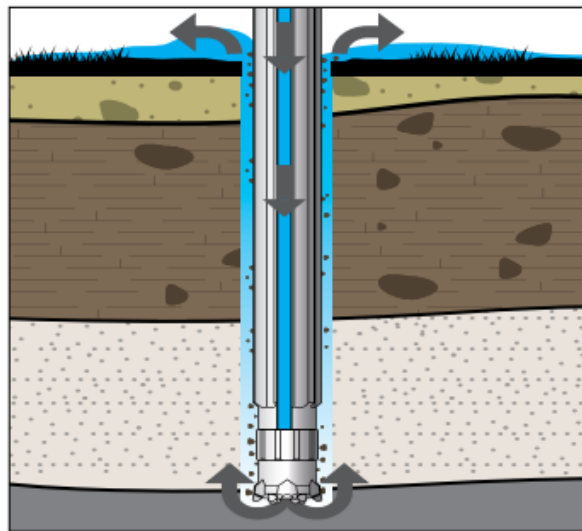


Figura 5-19: Principio de funcionamiento de la perforación impulsada por agua, Wassara

El sistema Wassara permite ahorros significativos en los tiempos de perforación, alcanzando velocidades de perforación hasta 5 veces superiores a los sistemas tradicionales y posee una menor sensibilidad a la litología de la roca (no importa si es roca dura, calizas, granito o suelos). En perforación de producción, permite disminuir considerablemente la desviación de los tiros, incluso al utilizar diámetros pequeños. La fragmentación es mejor controlada y el consumo energético es menor (un 20% en comparación a sistemas de aire comprimido y un 33% de perforación top hammer). También brinda una mayor seguridad, debido a que el material detrítico fluye fuera de la perforación y no es proyectado a altas velocidades. Los rangos de perforación van desde 60 mm (2" 3/8) a 305 mm (12") y el consumo de agua varía en el rango de 80 l/min – 670 l/min, no obstante, la disminución en los tiempos de perforación produce

que el consumo de agua por metro barrenado sea prácticamente equivalente a los sistemas tradicionales de perforación.

Se propone como alternativa el uso del equipo Cubex Aquarius B de Sandvik (ver Figura 5-20), equipado con un martillo ITH Wassara hidráulico, propulsado por agua a alta presión desde un booster de agua a bordo del equipo, montado sobre un brazo telescópico para facilitar el posicionamiento y la perforación del equipo. El diámetro de perforación va desde las 2" 3/8 hasta las 6" 1/2 (60 mm – 165 mm) y las dimensiones mínimas de las galerías, necesarias para poder operar el equipo correctamente, son 3,15 m para el ancho y el alto de la labor. Las restricciones operacionales del equipo (dimensiones de galería) se encuentran por debajo del tamaño de las labores de Bonanza, por lo que el Aquarius B puede funcionar adecuadamente bajo las condiciones de la mina.



Figura 5-20: Equipo ITH Cubex Aquarius B

5.6 Conclusiones

A partir de un análisis estadístico multivariable de la base de datos se construyen modelos de regresión logística para determinar la dilución y sobre excavación equivalente (ELOS) que presentará una pared.

Se determina un modelo para la Pared colgante que permite determinar la dilución que presentará bajo ciertas condiciones operacionales y de diseño (modelo con un 76,7% de datos correctamente clasificados). Se determina que las variables que más influyen en la dilución de la Pared colgante son el ancho de veta, la desviación del fondo del tiro, el radio hidráulico y el undercutting. En base a estas variables se construyen gráficos y tablas operacionales que permiten determinar la frontera para la desviación máxima del tiro de manera de tener una dilución admisible dentro del rango definido por El Peñón (30%).

En el caso de la Pared yacente el modelo de dilución, para una dilución de corte de un 15%, presenta un porcentaje de clasificación menor (69,7%) debido a la mayor variabilidad de los datos. Para esta pared, el radio hidráulico deja de ser significativo y comienzan a ser relevantes variables asociadas a la calidad del macizo rocoso y las características de la tronadura. Es por este motivo, que se concluye que la dilución de

la Pared yacente está asociada principalmente a la sobre excavación producto de la tronadura más que a razones de estabilidad geomecánica.

Se crean modelo predictivos para el ELOS, ya que estos permiten relacionar de manera más directa los parámetros de la base de datos con la sobre excavación directa para cuantificar la influencia de la tronadura. En los modelos determinados para ambas paredes, el ancho de veta deja de ser relevante, puesto que cumple un efecto normalizador de la sobre excavación y no influye en la extensión de esta. A diferencia del modelo de dilución de la Pared colgante, para la estimación del ELOS algunas variables relacionadas a la tronadura comienzan a ser relevantes, como el número de fases y la secuencia de detonación de la fase superior. Es importante destacar que si bien algunas variables no resultan significativas para la creación de los modelos de estimación se puede determinar una clara tendencia a partir de su coeficiente de regresión asociado. A modo de ejemplo, se evidencia que una mayor carga lineal de explosivo (asociado a una mayor masa de explosivo por perforación) tiende a aumentar la sobre excavación de la pared.

Se concluye que los modelos de Dilución y ELOS creados son un ajuste considerablemente mejor que el método empírico del gráfico de estabilidad, logrando clasificar correctamente sobre un 70% de los datos, en comparación al 52% obtenido a través del gráfico de ELOS de Clark.

Adicionalmente, se construye un gráfico de diseño que permite definir la distancia máxima entre subniveles de manera de tener una dilución bajo la dilución admisible definida por El Peñón (la distancia entre sub niveles está directamente relacionada con el radio hidráulico de la pared, a través de la inclinación de la veta y la altura de la galería). Este análisis se realiza para la Pared colgante, debido a que es la pared que presenta el mayor porcentaje de dilución y, por tanto, es la dimensión crítica que condiciona el diseño del caserón. Se obtiene que mientras menor es el ancho de la veta menor debe ser la separación entre los sub niveles de producción y perforación para, de este modo, disminuir el radio hidráulico de la pared. El gráfico de diseño es de gran utilidad para el dimensionamiento de caserones, debido a que se basa en datos empíricos propios de la mina y considera variables relevantes en la dilución de caserones de El Peñón, que no se toman en cuenta en el método de estabilidad gráfico. Se puede aplicar, por ejemplo, en caso de que aumenten las reservas de mineral de mina El Peñón y se decida construir nuevos niveles y caserones.

Se define que el diseño minero actual de El Peñón no es óptimo desde el punto de vista del porcentaje de dilución de los caserones, por lo cual se debe revisar y re evaluar. En base a esta premisa, se realizan recomendaciones operacionales y de diseño que permiten disminuir la dilución del caserón, enfocadas en las dimensiones de la galería, el sistema y los equipos de perforación utilizados, el diámetro de perforación y la utilización de cableado para fortificar.

Capítulo 6

EFFECTOS DEL DAÑO POR TRONADURA EN LA SOBRE EXCAVACIÓN

En este capítulo se presenta la calibración de un criterio de sobre quiebre específico para el sector Bonanza utilizando el modelo de atenuación de onda de Holmberg-Persson, con el objetivo de determinar la extensión del daño producto de la tronadura. Para la calibración se utiliza la herramienta numérica JKSimBlast, en su módulo 2DRing, con la cual se determinan las constantes de atenuación que mejor se ajustan a los datos mina recolectados y el nivel de vibración que representa de mejor forma la sobre excavación del sector. El modelo de calibración es usado para determinar la sobre excavación de la Pared colgante atribuible a razones geomecánicas y para realizar una modificación del diagrama de perforación introduciendo offset (distancia entre el tiro y la pared) con la finalidad de disminuir la dilución de las paredes y la extensión del daño por tronadura en el macizo rocoso.

Finalmente, se construye un modelo numérico 2D para cuantificar el efecto del daño por tronadura y del undercutting en la redistribución de esfuerzos en torno al caserón y relacionarlo con la sobre excavación observada a través de su efecto de la zona de relajación de esfuerzos. Se utilizan como parámetros de entrada del modelo, los valores para la extensión de la sobre excavación directa por tronadura y la zona perturbada determinados a partir de la calibración inicial del criterio de sobre quiebre.

6.1 Modelo de atenuación de onda y JKSimBlast

La velocidad de partícula está frecuentemente relacionada con su habilidad para inducir nuevo fracturamiento en la roca, a través de la relación entre velocidad de partícula peak y la deformación dinámica. Altos niveles de vibración pueden dañar el macizo rocoso a través de la iniciación de nuevas fracturas o la extensión y dilatación de fracturas pre-existentes. En este contexto, la vibración puede ser considerada como una fuente de deformación o un esfuerzo en el macizo rocoso (LeJuge *et al.*, 1993). En presencia de niveles de vibración bajos, como los encontrados a largas distancias desde la tronadura, los niveles de esfuerzos inducidos son muy bajos para inducir fracturamiento en la roca. A distancias más cercanas, los niveles de esfuerzos son suficientes para extender y dilatar las fracturas existentes, pero insuficiente para producir nuevo fracturamiento. A distancias muy cercanas a la perforación, el esfuerzo inducido en el macizo rocoso supera la resistencia dinámica de la roca ocurriendo fracturamiento y fragmentación de la roca.

Como se mencionó en el capítulo 3, se utilizará el criterio de Holmberg-Persson para modelar en nivel de vibraciones y la atenuación de la onda de choque en el macizo rocoso. La Ecuación 28 muestra, de manera simplificada, la expresión que describe el modelo de H-P:

$$PPV = K[A]^\alpha$$

Ecuación 28: Ecuación simplificada de Holmberg-Persson

Donde A, se define como el parámetro de Holmberg-Persson (depende de las condiciones geométricas como se muestra en el Capítulo 2), K y α son las constantes de atenuación específicas del sitio.

El modelamiento se realiza a través del software JKSimBlast (JKTech, 2013). JKSimBlast es un sistema de softwares para simulación y gestión de información de tronadura en minas y operaciones relacionadas con el objetivo de proporcionar el mejor sistema posible para la gestión de la tronadura. Su desarrollo ha sido realizado por JKTech basado en más de dos décadas de experiencia en investigación minera del JKMRC (Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre) y cuenta con más de 400 usuarios en todo el mundo en superficie, aplicaciones de tronadura subterránea y túneles, trabajos en minas, suministro de explosivos, consultoría, contratación y educación.

El paquete subterráneo del software (underground) está compuesto por un módulo de gestión de información llamado BMS (Blast Management System) y dos módulos para diseño y análisis de tronadura de producción y tronadura de desarrollos (2DRing y 2DFace). El módulo 2DRing (de interés para esta investigación) es un herramienta que permite diseñar patrones de perforación y tronadura en un plano en 2 dimensiones, para ser visualizado y administrado en 3D mediante el BMS (Onederra et al, 2002). 2DRing facilita realizar un sin número de diseños con distintas configuraciones de explosivo, largo de carga, diámetro, orientación y largo de perforación, para ser evaluados posteriormente a través de un conjunto de herramientas de análisis disponibles:

- Simulación de la detonación: permite visualizar y simular la iniciación de los retardos en la secuencia de detonación.
- Distribución energía explosiva: determinación de la distribución de la carga explosiva en el espacio.
- Velocidad de partícula de en el campo cercano: permite estimar el nivel de vibraciones (PPV) en el espacio a través del modelo de Holmberg-Persson.

La Figura 6-1 muestra un ejemplo con la determinación del contorno de PPV para un perfil de la tronadura de producción de El Peñón:

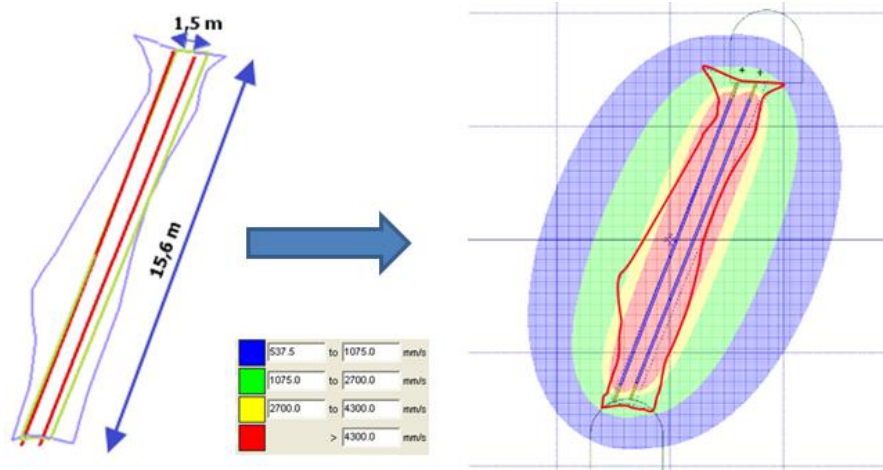


Figura 6-1: Ejemplo de determinación contorno de PPV, tronadura de producción de El Peñón

En resumen, JKSimBlast es una herramienta que integra todas las tareas relacionadas con el diseño, simulación, análisis y optimización, incluyendo el almacenamiento y manipulación de modelos, datos y resultados dentro de un mismo sistema.

6.2 Calibración criterio de sobre quiebre Pared yacente

La calibración del criterio de sobre quiebre se realiza considerando los datos de la Pared yacente, en base al supuesto de que la sobre excavación de esta pared se debe sólo al efecto de la tronadura y no está afectada por razones geomecánicas. Este supuesto está respaldado por el análisis de regresión logística presentado en el Capítulo 5, que muestra que la sobre excavación en la Pared yacente está influenciada principalmente por factores asociados a la tronadura y la calidad del macizo rocoso, a diferencia de la Pared colgante, en donde el radio hidráulico es una variable significativa. Adicionalmente, la Pared yacente no es tan susceptible al sobre quiebre debido a que no está fuertemente influenciado por la gravedad, como es el caso de la Pared colgante (Mitri *et al*, 2010).

El objetivo de la calibración es lograr que el modelo de atenuación de onda para estimar el sobre quiebre sea confiable bajo condiciones específicas, para lo cual es necesario determinar el nivel de vibración al que se produce la sobre excavación, en otras palabras, se desea determinar el PPV de quiebre (PPVq) que se ajusta mejor a la extensión del sobre quiebre observado. Si bien en la práctica se asume que el sobre quiebre se produce a un nivel de PPV igual a cuatro veces el PPV crítico ($PPVq = 4PPVc$), este criterio es simplemente una regla de dedos basada en experiencia práctica, lo cual no garantiza que se ajuste bien a los datos de El Peñón. Por lo tanto, se determina un criterio de sobre quiebre específico para el sector Bonanza. Es importante notar, que todos los análisis se realizan considerando la litología predominante en la mina, Riolitas.

La determinación del criterio de sobre quiebre se realiza considerando el nivel de vibración que se ajusta mejor a la extensión máxima del sobre quiebre (Figura 6-2). Esto se puede separar en dos etapas principales:

- 1) Etapa de calibración: se determina el PPV de quiebre que se ajusta mejor a la extensión del sobre quiebre, en base a una minimización del error cuadrático medio, RMSE (Pielke, 1984). Para esta etapa se utilizan 2/3 de los datos disponibles.
- 2) Etapa de validación: se verifica si el PPVq obtenido en la etapa de calibración es capaz de reproducir el sobre quiebre del tercio restante de datos. Para evaluar la bondad de ajuste del modelo se utiliza el coeficiente de determinación (R^2) y el error cuadrático medio (RMSE) entre la extensión del sobre quiebre real y la extensión predicha por el modelo.

El error cuadrático medio (RMSE) corresponde a la medida de las diferencias promedio entre los valores simulados y medidos, se calcula a través de la siguiente expresión:

$$RMSE = \sqrt{\sum_{i=1}^N \frac{(V_{sim} - V_{obs})^2}{N}}$$

Ecuación 29: Definición error cuadrático medio (Pielke, 1984)

Donde:

- V_{sim} : valor simulado del dato
- V_{obs} : valor observado del dato
- N: cantidad de datos

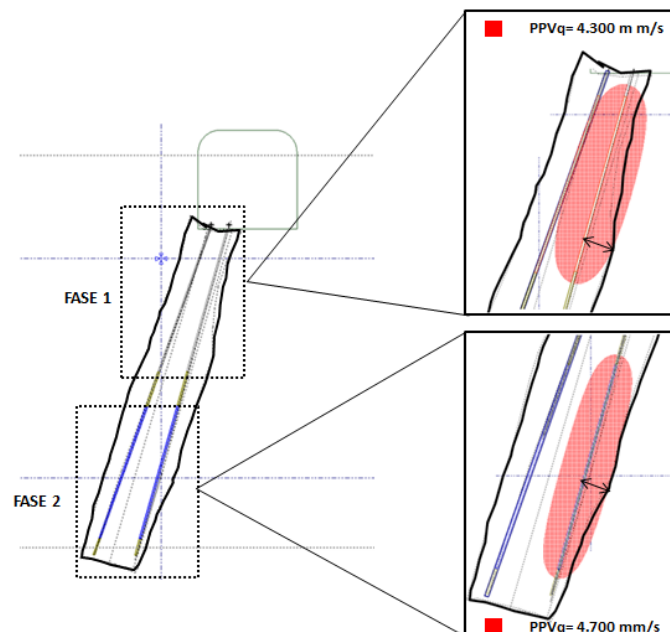


Figura 6-2: Extensión sobre quiebre

La base de datos cuenta con 227 perfiles con datos para la Pared yacente, sin embargo, para calibrar el criterio de sobre quiebre es necesario eliminar los casos en que la trayectoria del tiro es inconsistente con la sobre excavación observada, debido a

que estos perfiles no se pueden modelar en JKSimBlast. La Figura 6-3, muestra ejemplos de perfiles descartados:

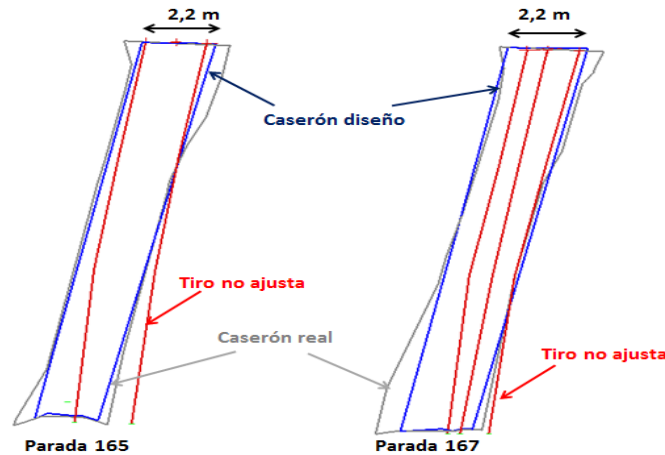


Figura 6-3: Perfiles descartados para las paradas 165 y 167 Bonanza Sur, nivel 1660, cámaras BB y BC

La base de datos final para la determinación del criterio de sobre quiebre cuenta con 95 perfiles de Pared yacente (los tiros de esta pared utilizan exclusivamente Anfo liviano y Anfo Premium como explosivo para la tronadura). Debido a que el sector Bonanza cuenta con 4 subsectores y la cantidad de perfiles para simular es reducida como para calibrar cada subsector por separado, se decide dividir el sector en dos subsectores principales: Bonanza Sur-Central (Bonanza S-C) y Bonanza Norte-Norte Norte (Bonanza N-NN). Estos subsectores están agrupados, principalmente, por su disposición geográfica y prácticas de tronadura. Como se mencionó anteriormente, la totalidad de los datos se debe separar aleatoriamente en un grupo de datos para calibración (2/3 de los datos) y otro grupo de datos para validación (1/3 de los datos). La Figura 6-4 muestra un esquema de la distribución de los perfiles en cada subsector y la separación de los casos en calibración y validación (el detalle de los perfiles considerados para calibración y validación se presenta en el Anexo A):

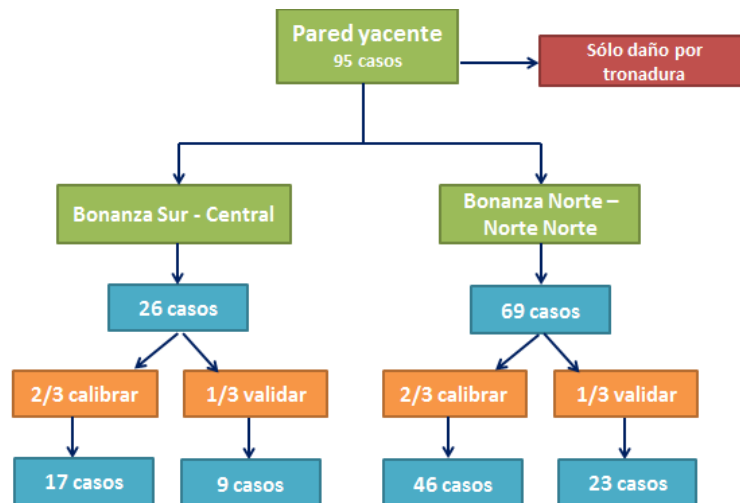


Figura 6-4: Esquema de distribución de casos para calibración y validación para cada subsector principal de Bonanza

La Figura 6-5 y la Figura 6-6 muestran los histogramas y estadísticas básicas de la extensión del sobre quiebre real para los datos de calibración de los dos subsectores principales. El valor de la desviación estándar refleja una alta dispersión de los datos:

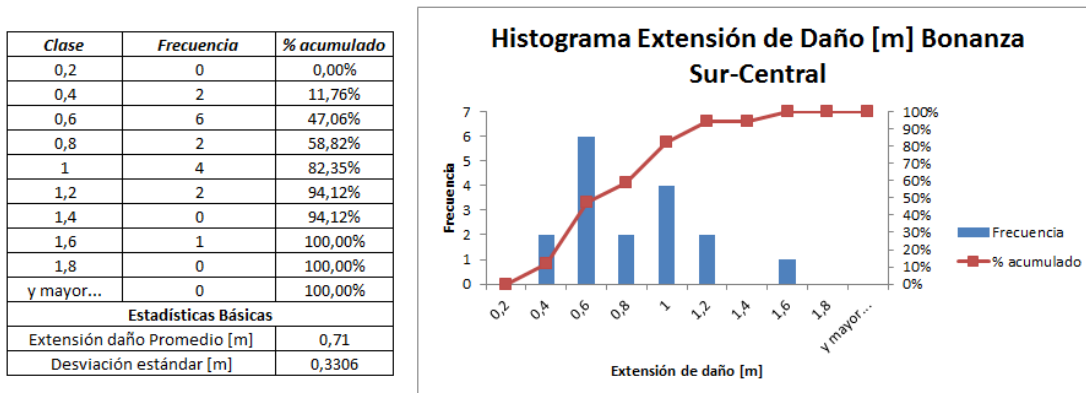


Figura 6-5: Histograma y estadísticas de extensión de daño datos de calibración Bonanza Sur-Central

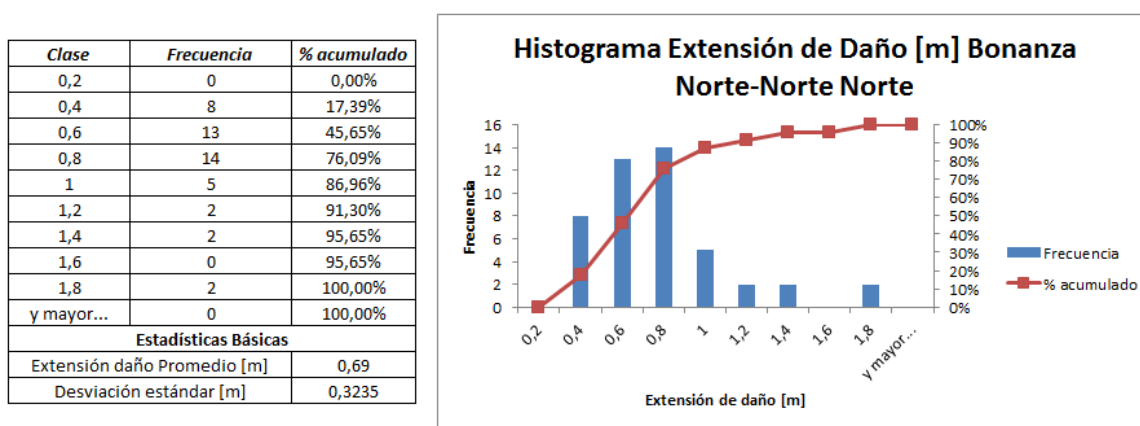


Figura 6-6: Histograma y estadísticas de extensión de daño datos de calibración Bonanza Norte-Norte Norte

Como se mencionó en el Capítulo 2, los parámetros K y α del modelo de Holmberg-Persson se obtienen a partir de mediciones de terreno, específicas para cada faena. El monitoreo de vibraciones producto de la tronadura permite, entre otras cosas, medir los niveles de velocidad de partícula, determinar la eficiencia relativa de la detonación y detectar cualquier interacción entre cargas adyacentes, siendo una medida general del desempeño de la tronadura. El Peñón no ha implementado un sistema de monitoreo de vibraciones para el sector Bonanza, por lo que no cuenta con mediciones de PPV para estimar los parámetros K y α . Por lo tanto, estos parámetros deben ser estimados a partir de la literatura o de otras mediciones de vibraciones. Surgen de este modo, tres modelos a evaluar en las etapas de calibración y validación:

- 1) Modelo 1: en este modelo se selecciona K y α a partir de la literatura disponible. En base a los parámetros, se realiza una calibración del PPV de quiebre para cada subsector principal.

- 2) Modelo 2: se utilizan los valores de K y α determinados en un monitoreo de vibraciones, de otro sector de la mina con litología similar, llevado a cabo por GeoBlast (Scherpenisse *et al.* 2008). Se asume que el PPV de quiebre es igual a cuatro veces el PPVc. Por lo tanto, no se realiza una calibración propiamente tal, sino más bien una verificación del modelo con la totalidad de los datos disponibles.
- 3) Modelo 3: en este modelo se realiza una calibración del PPV de quiebre para cada subsector principal, utilizando los parámetros de atenuación del modelo 2.

La determinación del modelo final y del criterio de sobre quiebre que mejor caracteriza a Bonanza se realiza en base a la evaluación de los estadísticos de la validación.

La Figura 6-7 muestra un esquema de los tres modelos antes descritos:

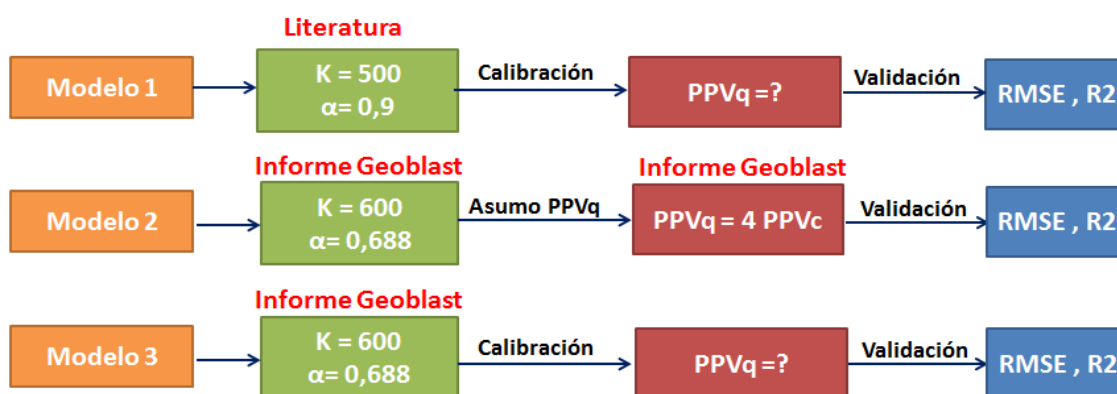


Figura 6-7: Esquema modelos de calibración PPVq

6.2.1 Modelo 1

Durante las últimas dos décadas se han realizado diversas investigaciones que implican el monitoreo de vibraciones por tronadura en el campo cercano. La Tabla 6-1 muestra un resumen de los parámetros de atenuación obtenidos para distintos tipos de rocas, junto con los umbrales de PPV:

Tabla 6-1: Parámetros de atenuación y umbrales de PPV

Tipo de roca y referencia	K	α	PPVc [mm/s]	PPVq [mm/s]
Massive Granite (Persson et al, 1994)	700	0,7	1.000	> 4.000
Andesite (McKenzie et al, 1995)	200	0,9	600	> 2.400
Strong Sanstone (McKenzie et al, 1995)	400	0,78	450	> 1.800
Strong Shale (McKenzie et al, 1995)	175	1,25	350	> 1.400
Strong Shale (across bedding) (Villaescusa et al, 2004)	456	1,12	848	> 3.400
Ridgeway Volcanics (Onederra, 2001)	470	0,94	1.200	> 4.800
Medium/coarse grained quartz diorite (LeBlanc et al, 1995)	150	0,87	840	> 3.360
Bronzewing (Onederra y La Rosa, 2002)	332	1,0	1.100	> 4.400

Como se aprecia, no existe una correlación clara entre el tipo de roca y los parámetros de atenuación de Holmberg-Persson. Por otro lado, varias de estas investigaciones no detallan las características del explosivo utilizado, por lo que una extrapolación de los datos a las condiciones de Bonanza es bastante difícil.

Se decide utilizar los parámetros considerados por Onederra (2004) para roca dura, en su modelo de fragmentación FRAGMENTO ($K=500$ y $\alpha=0,9$; para una roca con un PPV de quiebre de 4.500 [mm/s]), puesto que estos valores son ampliamente utilizados para estudios de evaluación de tronadura en minas australianas.

Como se mencionó en el capítulo 2, los parámetros de atenuación deben ser determinados por separado cuando se están comparando explosivos significativamente distintos. Para este estudio, se considerará los mismos parámetros para el Anfo Premium y el Anfo Liviano, pues sus VOD son relativamente similares en orden de magnitud (Ver Tabla 4-3).

El resumen de los parámetros de entrada del modelo 1 se presenta en la Figura 6-8:

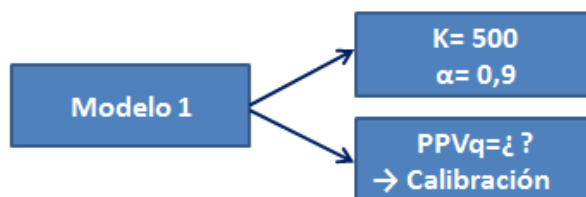


Figura 6-8: Parámetros de entrada Modelo 1

6.2.1.1 Calibración Modelo 1

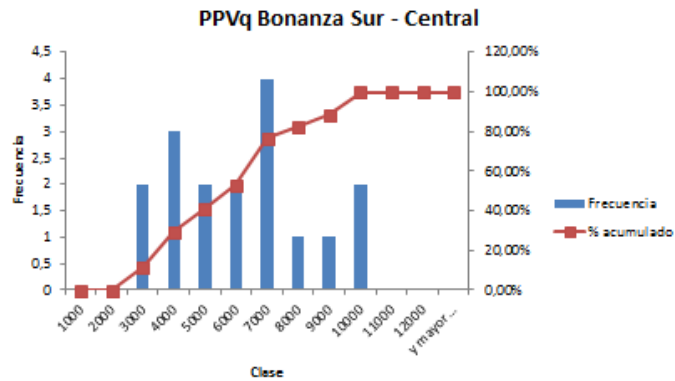
El primer paso de la calibración consiste en simular todos los perfiles de calibración utilizando JKSimBlast, para determinar una distribución de PPVq para cada subsector principal, en caso en que la tronadura sea en dos fases se considera el valor medio del PPVq. Debido a la alta dispersión de los valores de PPV de quiebre obtenidos y a que la distribución de estos no se asemeja a una distribución normal, no se considera representativo caracterizar el subsector de acuerdo valor promedio.

Para determinar el PPVq que mejor se ajusta a los datos, se seleccionan los percentiles 10, 25, 40, 50, 60, 75 y 90%, a partir del histograma de PPVq, y se vuelven a simular todos los perfiles para estimar la extensión del sobre quiebre asociada a cada percentil (se realizan 7 simulaciones para cada perfil; una simulación por cada percentil). Por lo tanto, el PPVq que mejor caracteriza el subsector se determina de acuerdo a las diferencias entre el sobre quiebre real y el sobre predicho por el modelo.

La Figura 6-9 muestra los histogramas y percentiles del PPVq para los datos de calibración de cada sector:

a)

Percentil	PPVq [mm/s]
10	3.240
25	3.900
40	5.040
50	5.750
60	6.460
75	7.000
90	8.480
Media	5.735
Desv. estándar	2.191



b)

Percentil	PPVq [mm/s]
10	3.325
25	4.663
40	5.600
50	5.850
60	6.250
75	7.263
90	10.250
Media	6.337
Desv. estándar	2.534

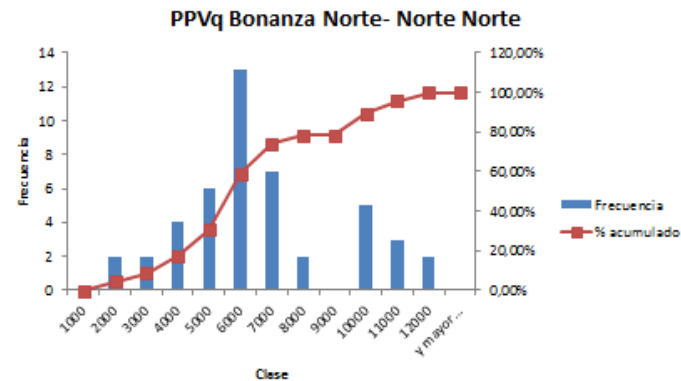


Figura 6-9: Histogramas PPV de quiebre y percentiles para datos de calibración Modelo 1, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte- Norte Norte

Como se mencionó, la segunda parte de la calibración consiste en simular cada perfil para estimar la extensión del sobre quiebre asociada a los distintos percentiles de PPVq. El PPVq de calibración de cada subsector será el que presente menor error cuadrático medio (RMSE). La Tabla 6-2 muestra los resultados de la calibración:

Tabla 6-2: Resultados calibración Modelo 1 (PPVq de calibración en color rojo)

Bonanza Sur-Central							
Percentil [%]	10	25	40	50	60	75	90
PPVq [mm/s]	3.240	3.900	5.040	5.750	6.460	7.000	8.480
RMSE	0,5228	0,4121	0,3309	0,3312	0,3541	0,3713	0,4257
Bonanza Norte-Norte Norte							
Percentil [%]	10	25	40	50	60	75	90
PPVq [mm/s]	3.325	4.663	5.600	5.850	6.250	7.263	10.250
RMSE	0,5508	0,3534	0,3312	0,3326	0,3319	0,3585	0,4475

Para ambos subsectores se obtiene que el percentil 40% presenta el menor error cuadrático medio. Los PPVq para Bonanza S-C y Bonanza N-NN son 5.040 y 5.600 [mm/s] respectivamente. El RMSE de los modelos se encuentra en el límite del valor de la desviación estándar de la sobre excavación real (0,3306 y 0,3235 para Bonanza S-C y Bonanza N-NN respectivamente) debido a la alta variabilidad de los datos.

6.2.1.2 Validación Modelo 1

La validación consiste en simular el tercio restante de los datos, utilizando el PPV de quiebre determinado en la etapa de calibración para evaluar la calidad de ajuste del modelo. Se utilizan como índices comparativos el coeficiente de determinación (R^2) y el RMSE para contrastar la extensión del sobre quiebre predicha por el modelo con la extensión real. La Figura 6-10 muestra la relación entre el sobre quiebre real y el sobre quiebre modelado:

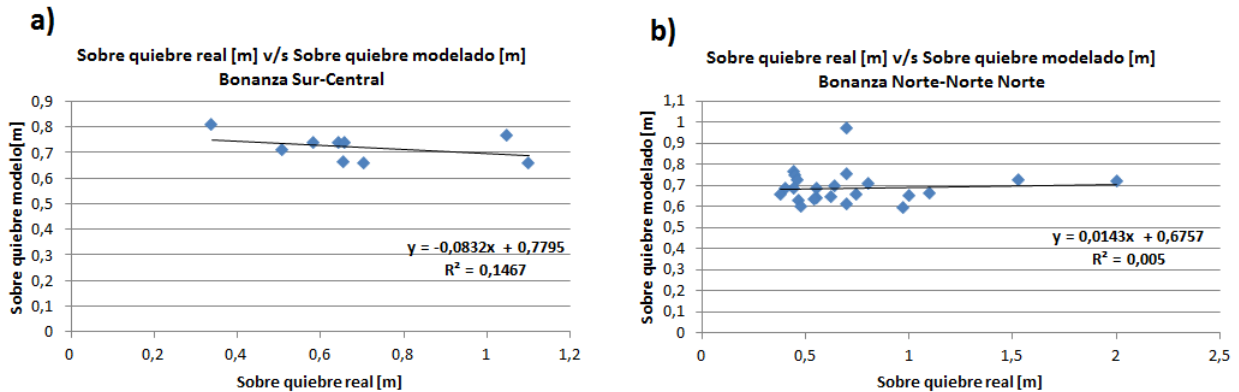


Figura 6-10: Sobre quiebre real v/s sobre quiebre modelado Modelo 1, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte

Por último, se presenta el resumen de los índices comparativos para la validación del modelo (Tabla 6-3):

Tabla 6-3: Resumen índices comparativos validación Modelo 1

Parámetro	Bonanza S-C	Bonanza N-NN
PPVq [mm/s]	5.040	5.600
N° de datos	9	23
RMSE	0,2526	0,3840
R2	0,1467	0,0050

Se observa que para ambos sub sectores se tiene un coeficiente de determinación bajo (siendo considerablemente mejor para el sector Bonanza Sur-Central). Esto se debe a que se está utilizando una herramienta que en su base no considera parámetros geotécnicos.

6.2.2 Modelo 2

Para el modelo 2 se utilizan los parámetros de atenuación de H-P determinados mediante un monitoreo de vibraciones llevado a cabo por GeoBlast el año 2008. El estudio fue realizado en el sector Dorada Norte de mina El Peñón, utilizando un arreglo de geófonos triaxiales. El sector cuenta con una litología (Riolitas), geometría y prácticas de tronadura similares a las encontradas en Bonanza. La Figura 6-11 muestra

el modelo resultante del análisis de vibraciones, construido en base a las velocidades de partícula registradas y la configuración geométrica del arreglo de geófonos.

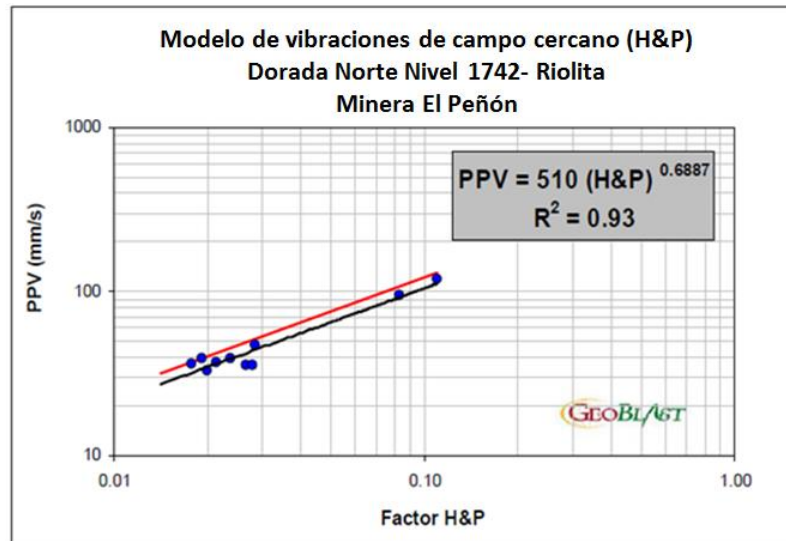


Figura 6-11: Modelo de vibraciones en campo cercano Dorada Norte Nivel 1742- Roca caja Riolitas. (Scherpenisse *et al.* 2008),

Para efectos de un mejor control y predicción de las vibraciones, se pueden ajustar la ecuación para aumentar el nivel de confianza variando el valor de la constante K, dependiendo del porcentaje de confianza requerido. Definiendo un nivel de confianza de un 90% se obtiene la siguiente ecuación de propagación de ondas:

$$PPV_{(90\%)} = 600(H\&P)^{0,688}$$

Ecuación 30: Modelo de Holmberg-Persson Sector Dorada Norte (Scherpenisse *et al.* 2008),

Para este modelo se considera el criterio de daño utilizado por GeoBlast, en donde el PPVq equivale a 4 veces el PPVc (como el criterio de regla de dedos presentado en la Tabla 2-1). La Tabla 6-4 muestra las características geotécnicas de las unidades litológicas que forman la roca caja:

Tabla 6-4: Propiedades geotécnicas unidades litológicas roca caja (Scherpenisse, 2008)

Unidad	UCS [MPa]	Resistencia a la tracción [MPa]	Módulo de Young [GPa]	Módulo de Poisson	Densidad [gr/cc]	Vel. Onda P [m/s]	Vel. Onda S [m/s]
Dacitas	120	13	50	0,19	2,55	4.640	2.870
Tobas	90	9	30	0,11	2,19	3.753	2.484
Riolitas	100	10	35	0,17	2,44	3.927	2.476

La Tabla 6-5 presenta el criterio de daño considerado por GeoBlast:

Tabla 6-5: Nivel de vibración máximo y criterio de daño (Scherpenisse, 2008)

Unidad	Nivel de Vibración		
	4*PPVc [mm/s]	1*PPVc [mm/s]	1/4*PPVc [mm/s]
Dacitas	4.825	1.206	302
Tobas	4.503	1.126	281
Riolitas	4.488	1.122	280
Criterio de daño	Intenso fracturamiento	Creación de nuevas fracturas	Extensión fracturas pre-existent

El resumen de los parámetros de entrada del modelo 2 se presenta en la Figura 6-12:

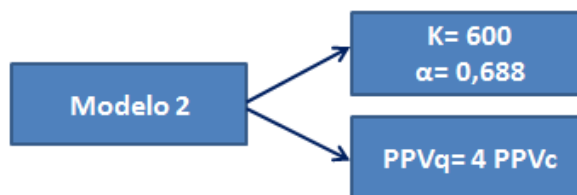


Figura 6-12: Parámetros de entrada Modelo 2

6.2.2.1 Validación Modelo 2

Debido a que este modelo asume un criterio de sobre quiebre fijo, no existe una etapa de calibración previa. Sólo se realiza una validación del modelo utilizando los datos de calibración más los datos de validación. Se asume el mismo criterio de daño para ambos subsectores principales de Bonanza, por lo cual la verificación del modelo se realiza con los 95 casos disponibles.

La Figura 6-13 presenta la relación entre la extensión del sobre quiebre real y el sobre quiebre predicho por el modelo:

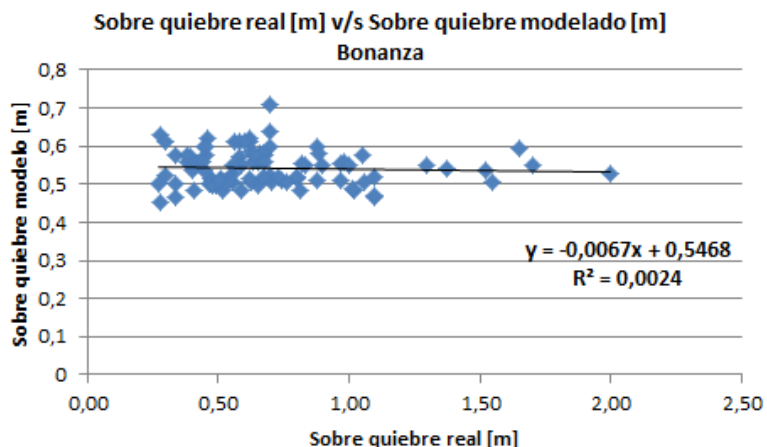


Figura 6-13: Sobre quiebre real v/s sobre quiebre modelado Modelo 2

El resumen de los índices comparativos es presentado en la Tabla 6-6. El coeficiente de determinación es aún menor que el presentado por el Modelo 1, sólo un 0,24% de la variabilidad de los datos puede ser explicada por el modelo:

Tabla 6-6: Resumen índices comparativos validación Modelo 2

Parámetro	Bonanza S-C	Bonanza N-NN
PPVq [mm/s]	4.488	4.488
N° de datos	95	95
RMSE	0,3699	0,3699
R2	0,0024	0,0024

6.2.3 Modelo 3

Al igual que el modelo 2, el modelo 3 de calibración utiliza los parámetros de atenuación de Holmberg-Persson determinados por GeoBlast para el sector Dorada Norte. La diferencia radica en que en este modelo no se utiliza el criterio de daño determinado por GeoBlast (Tabla 6-5), sino que se realiza una calibración para determinar el PPV de quiebre que mejor se ajusta a los datos de cada subsector. El resumen de los parámetros de entrada del modelo 3 se presenta en la Figura 6-14:

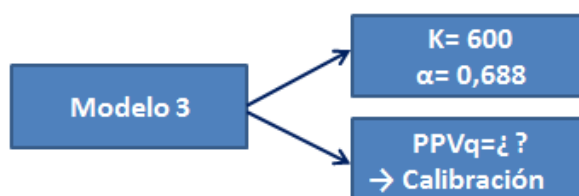


Figura 6-14: Parámetros de entrada Modelo 3

6.2.3.1 Calibración Modelo 3

De manera análoga a la calibración del modelo 1, se determinan los percentiles de PPVq en base al histograma de los datos de calibración (Figura 6-15). El resumen del RMSE entre a extensión del sobre quiebre real y el modelado, obtenido para las simulaciones de cada percentil se presenta en la Tabla 6-7:

Tabla 6-7: Resultados calibración Modelo 3 (PPVq de calibración en color rojo)

Bonanza Sur-Central							
Percentil [%]	10	25	40	50	60	75	90
PPVq [mm/s]	2.430	2.950	3.598	3.995	4.360	4.700	5.610
RMSE	0,5106	0,3749	0,3277	0,3485	0,3686	0,3884	0,4518
Bonanza Norte-Norte Norte							
Percentil [%]	10	25	40	50	60	75	90
PPVq [mm/s]	2.600	3.450	4.050	4.150	4.600	4.975	6.250
RMSE	0,5112	0,3357	0,3340	0,3358	0,3653	0,3834	0,4607

También se obtiene que para ambos subsectores el percentil 40%, minimiza el error cuadrático medio. Los PPVq para Bonanza S-C y Bonanza N-NN son 3.598 y 4.050 [mm/s] respectivamente. Los PPVq del modelo 3 se encuentran bastante por debajo de los valores obtenidos de la calibración del modelo 1. Esto se debe a que las constantes de atenuación producen que el la velocidad de partícula tenga un decaimiento más rápido a medida que aumenta la distancia a la perforación.

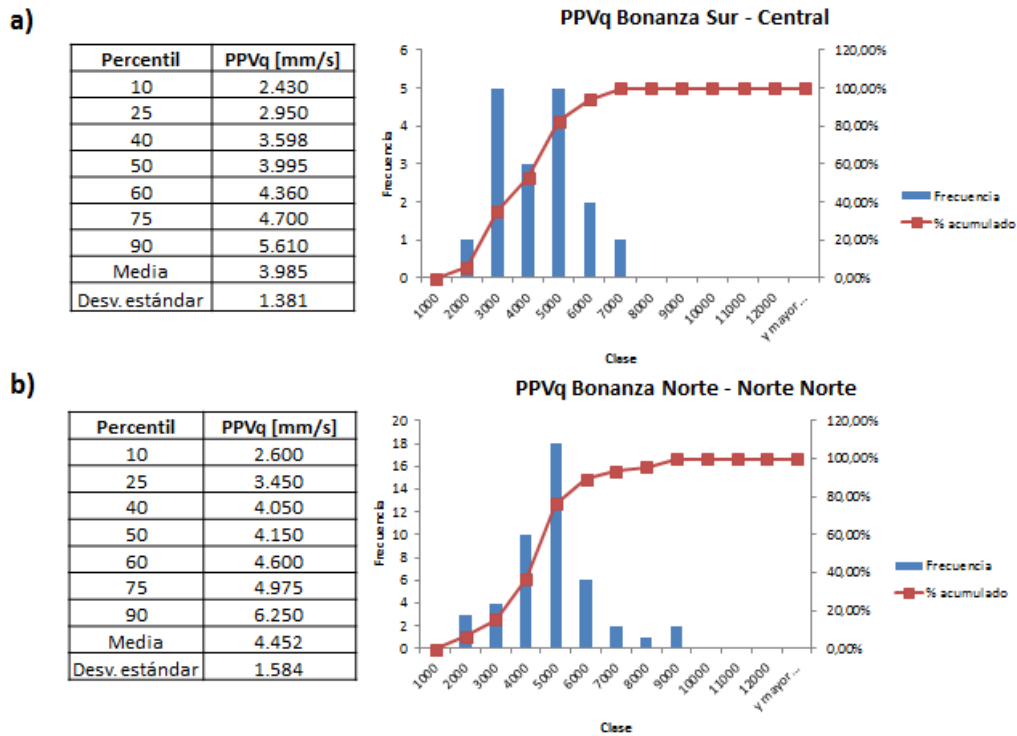


Figura 6-15: Histogramas PPV de quiebre y percentiles para datos de calibración Modelo 3, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte- Norte Norte

6.2.3.2 Validación Modelo 3

Utilizando el tercio restante de los datos, se verifica la bondad de ajuste del modelo. La Figura 6-16 muestra la relación entre el sobre quiebre real y el sobre quiebre modelado:

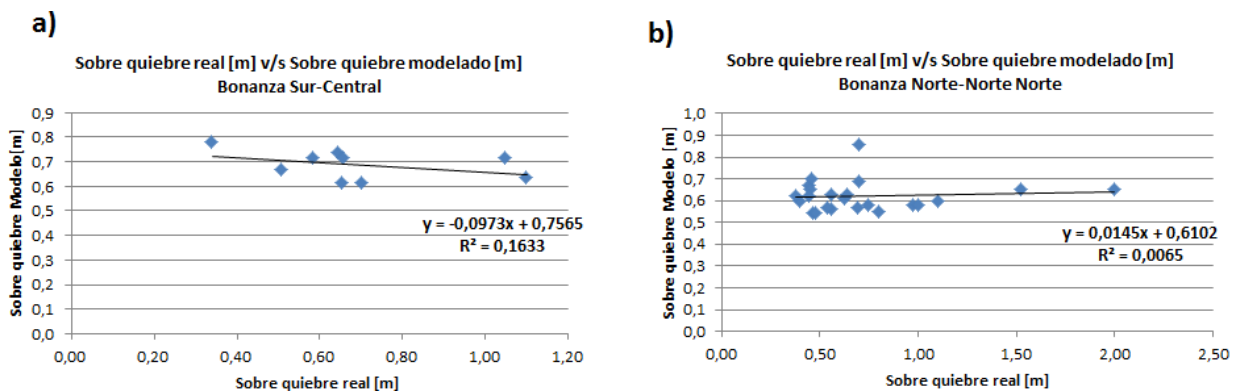


Figura 6-16: Sobre quiebre real v/s sobre quiebre modelado Modelo 3, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte

La Tabla 6-8 muestra el resumen de los índices comparativos de la validación. Este modelo presenta los mejores valores para el coeficiente de determinación, entre los tres modelos evaluados:

Tabla 6-8: Resumen índices comparativos validación Modelo 3

Parámetro	Bonanza S-C	Bonanza N-NN
PPVq [mm/s]	3.598	4.050
N° de datos	9	23
RMSE	0,2552	0,3943
R2	0,1633	0,0065

6.2.4 Resumen validación modelos

La Tabla 6-9 presenta el resumen de los estadísticos comparativos de la etapa de validación:

Tabla 6-9: Resumen validación modelos

Modelo	K	α	Bonanza Sur - Central			Bonanza Norte - Norte Norte		
			PPVq [mm/s]	RMSE	R ²	PPVq [mm/s]	RMSE	R ²
1	500	0,9	5.040	0,2526	0,1467	5.600	0,3840	0,0050
2	600	0,688	4.488	0,3699	0,0024	4.488	0,3699	0,0024
3	600	0,688	3.598	0,2552	0,1633	4.050	0,3943	0,0065

Se observa que para los 3 modelos los valores del RMSE son bastante similares. Mientras el modelo 2 presenta el RMSE más bajo para el subsector Bonanza N-NN, para Bonanza S-C presenta el error más alto. Por otro lado, el modelo 1 posee un menor RMSE que el modelo 3, sin embargo, si analizamos el coeficiente de determinación (R²) se obtiene que este último presenta el mejor ajuste. Esta aparente “inconsistencia” de los índices comparativos se debe a la alta dispersión en la extensión del sobre quiebre de los datos analizados.

Se decide utilizar el modelo 3 debido a que es un modelo más realista, pues utiliza las constantes de atenuación determinadas en otro sector de la mina con características geotécnicas y prácticas de tronadura similares, además de utilizar un criterio de sobre quiebre calibrado de manera específica para el sector. Adicionalmente, este modelo presenta el mejor ajuste para cada subsector, de acuerdo al coeficiente de determinación.

La Tabla 6-10 muestra el criterio de daño y sobre quiebre determinado para el sector Bonanza. Se considera que el umbral de daño está dado por 1*PPVc, lo que representa la extensión de la zona perturbada:

Tabla 6-10: Criterio de daño y sobre quiebre Bonanza

Subsector	Nivel de Vibración (PPV) [mm/s]	
	Sobre quiebre	Daño (zona perturbada)
Bonanza Sur-Central	3.598	1.122
Bonanza Norte-Norte	4.050	1.122
Criterio de daño	Intenso fracturamiento	Creación de nuevas fracturas

Se observa que el nivel de vibración para que se produzca sobre quiebre es menor para Bonanza S-C, esto concuerda con una mayor extensión del sobre quiebre promedio para este subsector.

En el Anexo C se presenta una aplicación del modelo de atenuación de onda elegido, para relacionar el daño al shotcrete en el techo de las galerías de perforación con el nivel de vibración debido a la tronadura.

6.2.5 Análisis de Sensibilidad

Se realiza un análisis de sensibilidad a partir de simulaciones en JKSimBlast, para ver el efecto de la variación de distintos parámetros en la extensión del sobre quiebre y la zona perturbada. Para las simulaciones, se utiliza un tiro estándar de 16 m de largo con taco superior e inferior de 0,8 m (14,4 m de carga de columna explosiva). Los parámetros a variar son:

- Parámetros de atenuación de Holmberg-Persson
- Densidad del explosivo
- Largo de tiro cargado (largo de la columna explosiva)

a) Parámetros de atenuación de Holmberg-Persson

Puesto que la determinación de los parámetros del modelo de Holmberg-Persson se realiza a partir mediciones del sector Dorada Norte, se lleva a cabo un análisis de sensibilidad de estos parámetros para ver su influencia en el sobre quiebre y daño por tronadura, en caso de que en un futuro se implemente un monitoreo de vibraciones en Bonanza o se realicen cambios significativos en la tronadura.

La Figura 6-17 presenta la variación de la extensión del sobre quiebre en función del parámetro de atenuación K, para distintos valores de α . Para este análisis se utiliza Anfo Liviano de densidad 0,7 [gr/cm³]. Se observa que a mayor valor de α , la pendiente de la curva aumenta, produciendo que el sobre quiebre sea más sensible a las variaciones de K.

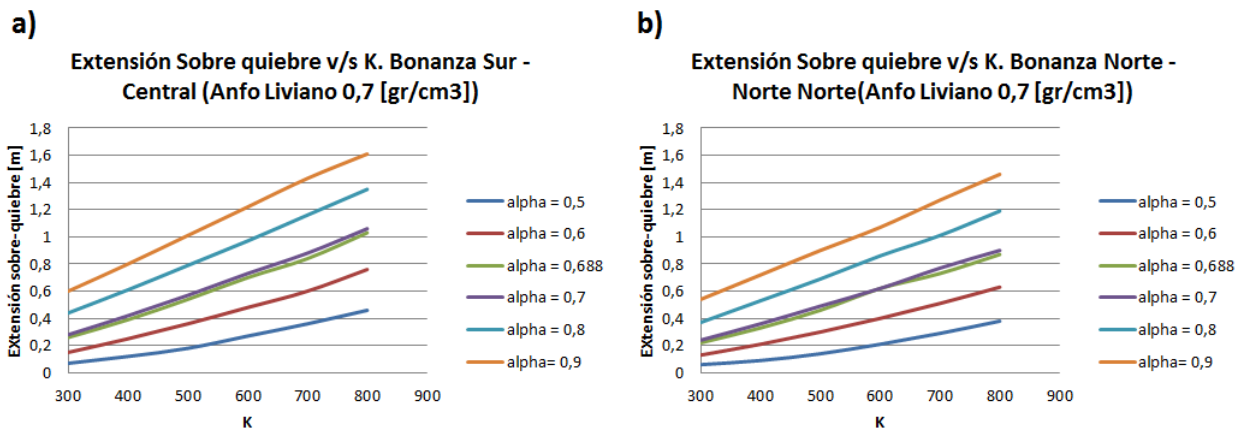


Figura 6-17: Variación del sobre quiebre v/s K (distintos valores de α), a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte

En la Figura 6-18 se puede ver la variación de la extensión del daño por tronadura frente a variaciones de K. La pendiente de las rectas es prácticamente la misma. Notar que el criterio de daño es el mismo para los dos subsectores de Bonanza:

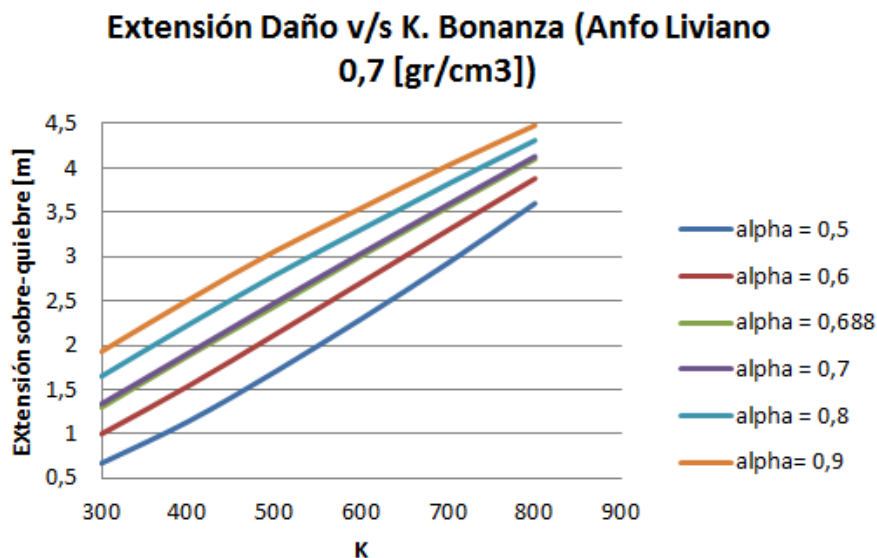


Figura 6-18: Variación de la extensión del daño v/s K (distintos valores de α), Bonanza

b) Densidad del explosivo

Se analiza la variación de la extensión del sobre quiebre para distintas densidades de explosivo. Para un K fijo, el explosivo de mayor densidad provoca un sobre quiebre mayor (Figura 6-19). Mientras más grande es el valor de K, la extensión del sobre quiebre difiere más entre los distintos explosivos. Se debe ser cuidadoso al interpretar este gráfico, pues por lo general, explosivos con densidades muy distintas también poseen velocidades de detonación distintas y, por tanto, el parámetro K será diferente.

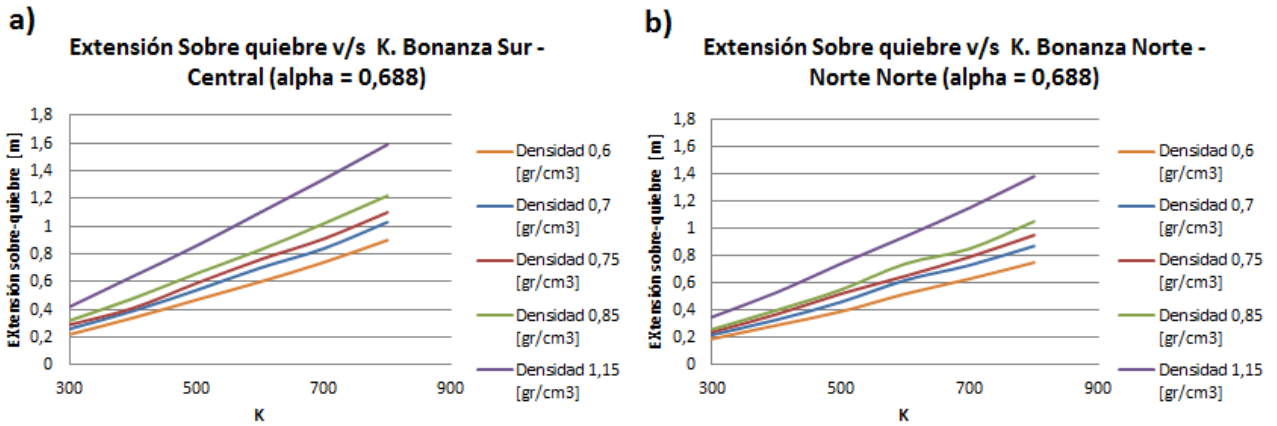


Figura 6-19: Variación del sobre quiebre v/s K (distintas densidades de explosivo), a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte

La Figura 6-20 presenta la variación de la extensión del daño por tronadura frente a variaciones de K. Se puede apreciar que para un K alto (sobre 700), un aumento de 0,1 [gr/cm³] en la densidad del explosivo, provoca un incremento de aproximadamente 0,5 m en la extensión de la zona perturbada.

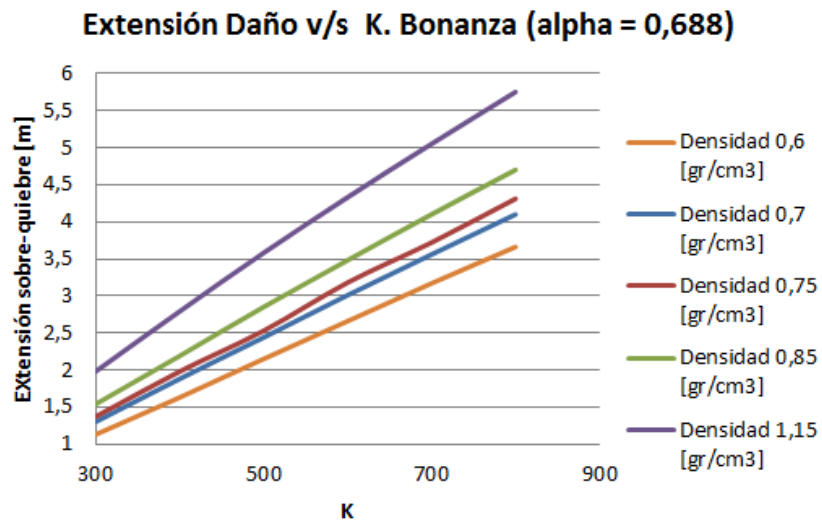


Figura 6-20: Variación de la extensión del daño v/s K (distintas densidades de explosivo), Bonanza

El análisis anterior respalda la acción de utilizar Anfo Liviano (0,7 gr/cm³) para realizar tronadura controlada en la Pared colgante, puesto que reduce la extensión del sobre quiebre y del daño por tronadura, con respecto a la utilización de Anfo Premium (0,85 gr/cm³).

c) Largo de tiro cargado

Por último, se analiza la variación en el daño en función del largo cargado del tiro (largo de la columna explosiva), para un K=600 y $\alpha=0,688$. La Figura 6-21 evidencia que para ambos subsectores la extensión del sobre quiebre es aproximadamente 0,1 m mayor

para una columna cargada con 16 m de explosivo, con respecto a una cargada con 6 m.

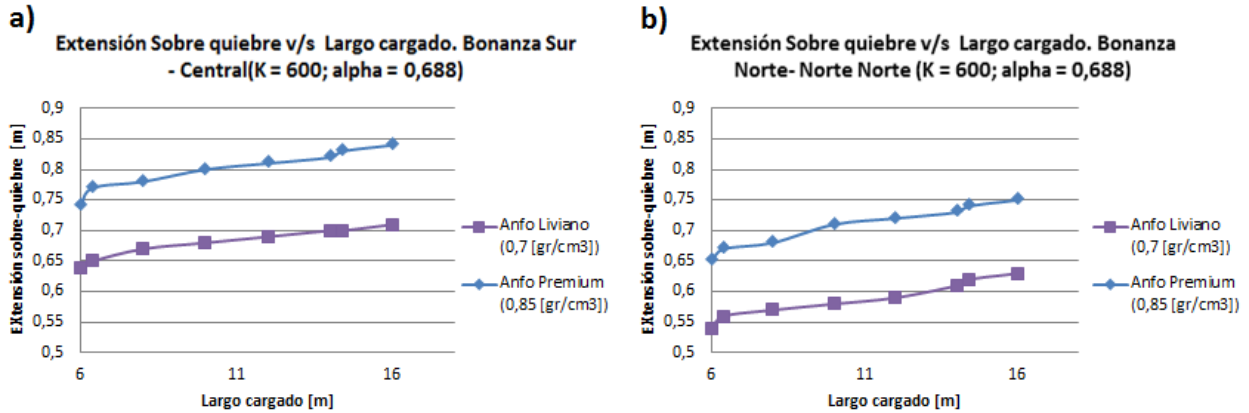


Figura 6-21: Variación del sobre quiebre v/s Largo cargado, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte

Al analizar la extensión del daño, la variación es mucho más drástica. La extensión del daño es 1 m mayor para el Anfo Premium y 0,8 m para el Anfo Liviano, al contrastar una carga de columna de 16 m con una de 6 m (ver Figura 6-22).

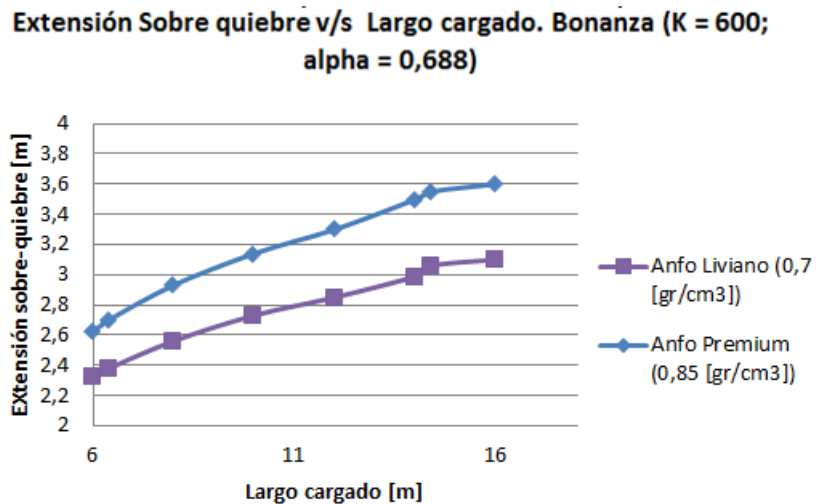


Figura 6-22: Variación de la extensión del daño v/s Largo cargado, Bonanza

Este resultado es consistente con el análisis de regresión logística que muestra que la tronadura en 2 fases produce un sobre quiebre menor que la tronadura en 1 fase.

La Tabla 6-11 muestra un resumen de la extensión de la sobre excavación y del daño por tronadura (promedios) para los subsectores de Bonanza, basado en el análisis de sensibilidad realizado. Se presentan los valores obtenidos a partir de una simulación de la tronadura para un tiro estándar tronado en una fase (14,4 m de carga de columna) y para un tiro estándar tronado en dos fases (6,4 m de carga de columna) (ver Figura 6-23). Se observa que, en promedio, el Anfo Premium provoca una extensión de la sobre excavación 0,12 m mayor con respecto al Anfo Liviano, para ambos subsectores.

La diferencia en la extensión del daño por tronadura es aún mayor al comparar ambos explosivos, alcanzando valores de 0,47 m y 0,32 m para una tronadura en 1 fase y una tronadura en 2 fases respectivamente. Por último, se muestra que la tronadura en 2 fases permite reducir la extensión de la sobre excavación en 6 cm aproximadamente, mientras que la extensión del daño se reduce entre 63 cm y 78 cm dependiendo de si se utiliza Anfo Liviano o Anfo Premium.

Tabla 6-11: Resumen extensión sobre excavación y daño por tronadura promedios para subsectores de Bonanza

N° Fases	Explosivo	Ítem	Subsector	
			Bonanza Sur-Central	Bonanza Norte-Norte
1 Fase	Anfo Liviano	Sobre excavación [m]	0,7	0,62
		Daño [m]	3,01	3,01
	Anfo Premium	Sobre excavación [m]	0,83	0,74
		Daño [m]	3,48	3,48
2 Fases	Anfo Liviano	Sobre excavación [m]	0,65	0,56
		Daño [m]	2,38	2,38
	Anfo Premium	Sobre excavación [m]	0,77	0,67
		Daño [m]	2,7	2,7

En base al análisis presentado, es claro que la realización de tronadura controlada (uso de Anfo Liviano) permite reducir la extensión de la sobre excavación del caserón y del daño por tronadura en el macizo rocoso. Por otro lado, realizar una tronadura en 2 fases permite reducir la carga de la columna explosiva que se detona, representando igualmente una reducción del daño y de la sobre excavación de la pared. Si bien la reducción en la sobre excavación al utilizar 2 fases no es demasiada (0,06 m aproximadamente), la disminución de la zona con daño por tronadura es considerable (0,7 m en promedio), lo cuál puede jugar un rol fundamental en el comportamiento del macizo en los caserones de menor ancho (entre 1 m y 1,5 m).

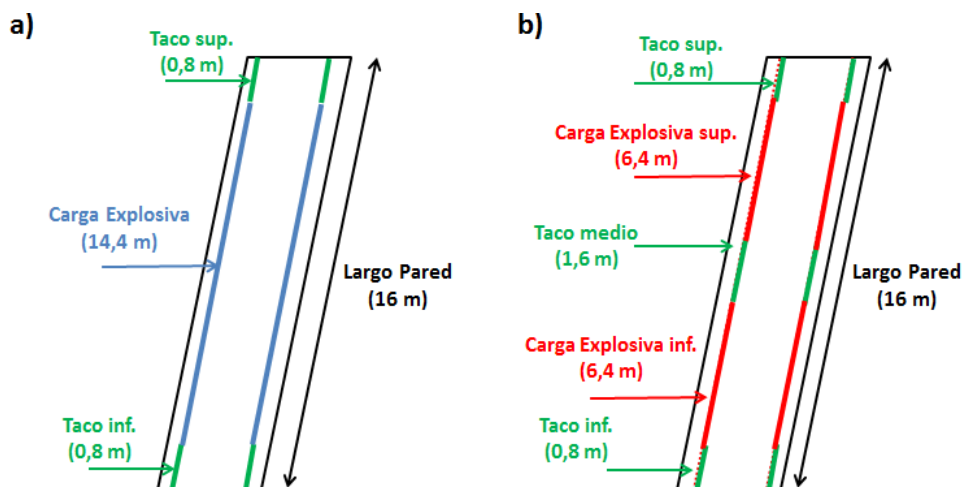


Figura 6-23: Esquema de carguío de tiro estándar a) Tronadura en 1 fase, b) Tronadura en 2 fases

6.2.6 Modificación del diagrama de perforación utilizando offset

A partir de los resultados presentados en la sección anterior se observa que un tiro estándar de 16 m de largo, con una carga de columna de 14,4 m de Anfo Liviano, provoca un sobre quiebre de 0,62 m en la pared para el subsector Bonanza N-NN. Para Bonanza S-C el sobre quiebre es aún mayor, alcanzado los 0,7 m. Surge entonces la idea intuitiva de agregar un offset (distancia entre el tiro y la pared) al diagrama de perforación para disminuir el sobre quiebre y la extensión del daño que produce la tronadura en la pared.

La Figura 6-24 muestra, a modo de ejemplo, la reducción del sobre quiebre y del daño por tronadura en la pared colgante de un caserón de Bonanza N-NN al utilizar un offset de 0,3 m en un tiro cargado con Anfo Liviano. La extensión del sobre quiebre directo de la pared colgante se reduce de 0,62 m a 0,32 m, mientras que la zona perturbada disminuye de 3,0 m a 2,7 m:

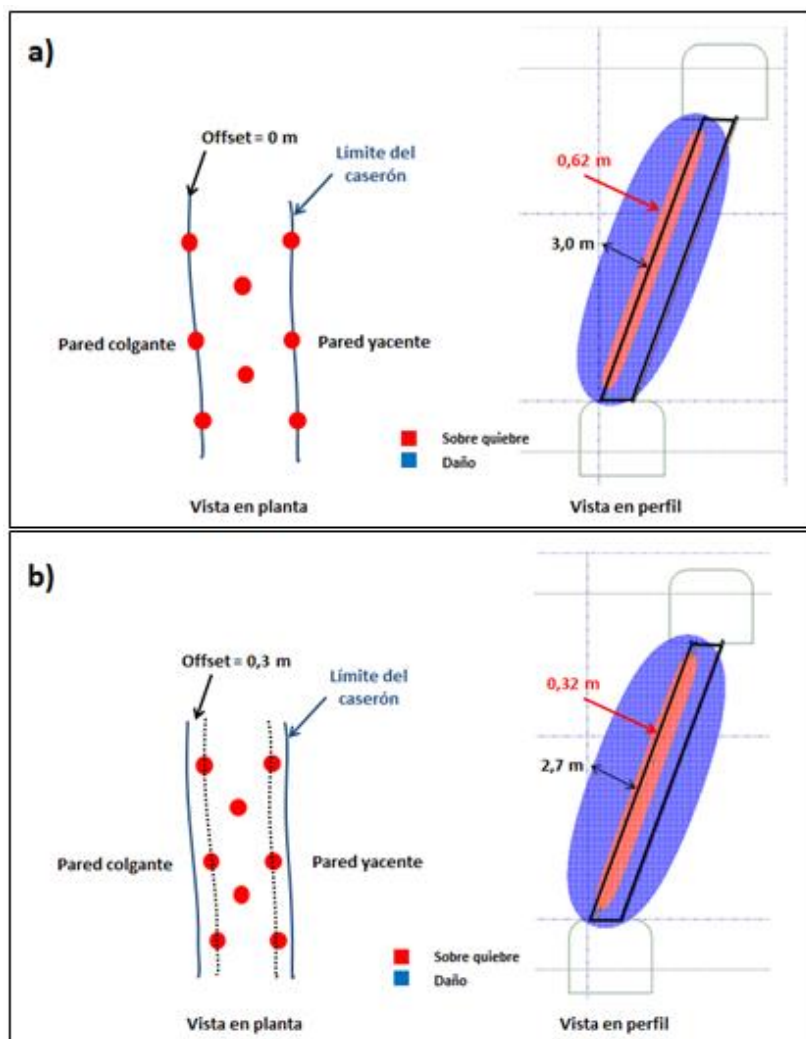


Figura 6-24: Efecto del offset en el sobre quiebre y daño por tronadura en la Pared colgante. Bonanza Norte- Norte- Norte, a) diagrama sin offset, b) diagrama con 0,3 m de offset respecto a la Pared colgante.

En la Figura 6-26 se presenta el efecto del uso de un offset entre el tiro y la pared del caserón en la reducción de la sobre excavación y de la dilución asociada a dicha pared (se utiliza un caserón promedio de 2 m de ancho y 16 m de largo para la pared, con un tiro estándar para tronadura en 1 fase (Ver Figura 6-25). Se puede observar una dependencia lineal entre el aumento del offset y la reducción de la sobre excavación y dilución de la pared para ambos subsectores de Bonanza.

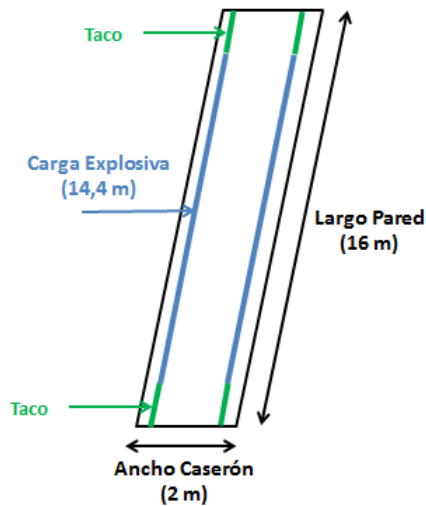


Figura 6-25: Esquema de caserón promedio utilizado para analizar el efecto del offset en la sobre excavación y dilución de la pared

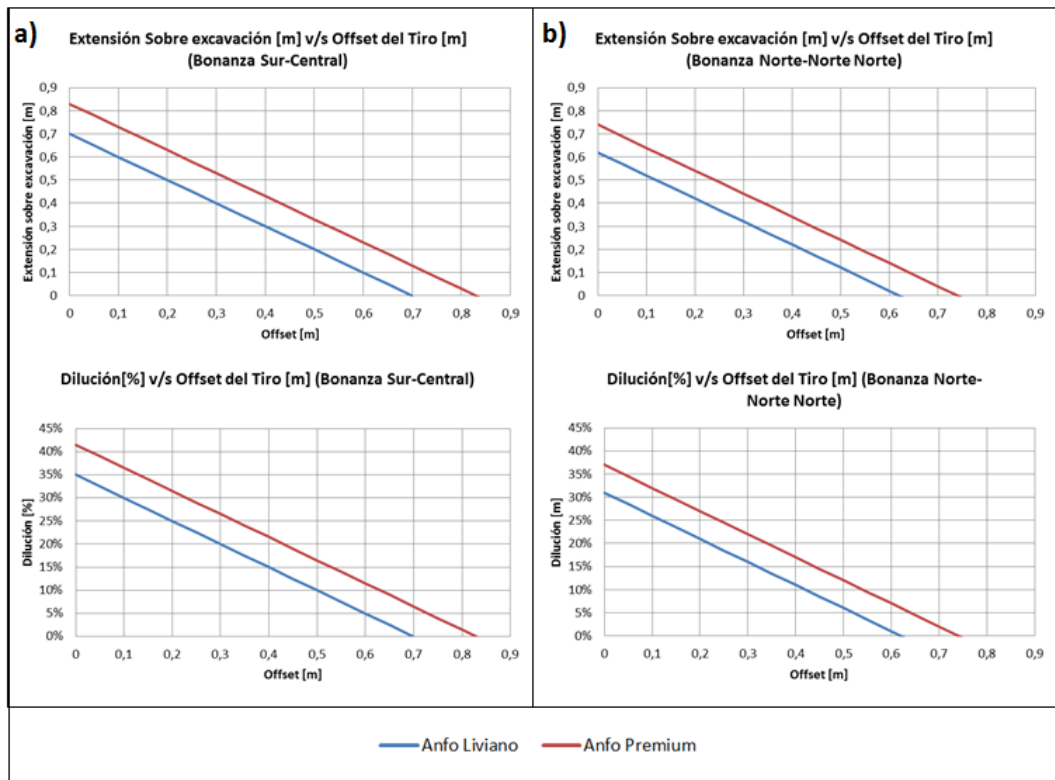


Figura 6-26: Efecto del aumento del offset en la reducción de la sobre excavación y de la dilución de las paredes del caserón, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte

El gráfico presentado en la Figura 6-26 permite determinar la sobre excavación y dilución asociada a la utilización de explosivo Anfo Liviano o Anfo Premium, para un determinado valor de offset. Es claro que el diagrama de tronadura en que no se utiliza offset (es decir, el tiro es perforado en la zona de contacto entre la veta y la roca caja) presenta la mayor extensión de la sobre excavación y, por tanto, el mayor porcentaje de dilución asociada. Para este caso, la dilución varía entre un 35% y un 42% en el sub sector Bonanza Sur-Central, y entre un 31% y 37% para Bonanza Norte-Norte Norte. A medida que el tiro se aleja de la zona de contacto veta-roca caja se reduce la fracción de roca caja afectada por la tronadura, disminuyendo así la sobre excavación y la dilución de la pared. Por ejemplo, al utilizar un offset de 0,3 m el porcentaje de dilución disminuye a valores entre 20% y 27% en Bonanza Sur-Central y entre 16% y 22% en Bonanza Norte- Norte Norte, dependiendo de si utiliza Anfo Liviano o Anfo Premium.

En base a la Figura 6-26, se desprende que para valores de offset dentro del rango de 0,62 m a 0,83 m (dependiendo del sub sector de Bonanza y del tipo de explosivo) el porcentaje de dilución se aproxima a cero. Sin embargo, debido a las dimensiones reducidas de la veta (ancho entre 1 y 3 m), utilizar diagramas de perforación con valores de offset dentro de este rango implica tener un espaciamiento insuficiente entre tiros, lo que puede implicar detonación por simpatía, cortes en el cordón detonante y cruce de las perforaciones.

La Figura 6-27 muestra la variación en la extensión del daño por tronadura frente a cambios en el offset del tiro. Al igual que la extensión de la sobre excavación, la extensión de la zona perturbada presenta una dependencia lineal inversa con el offset, es decir, si el offset aumenta en 30 cm, la extensión del daño por tronadura disminuye en el mismo valor. Este gráfico puede ser utilizado como complemento para determinar un diseño adecuado de fortificación con cables para la pared del caserón (número, disposición y largo de los cables).

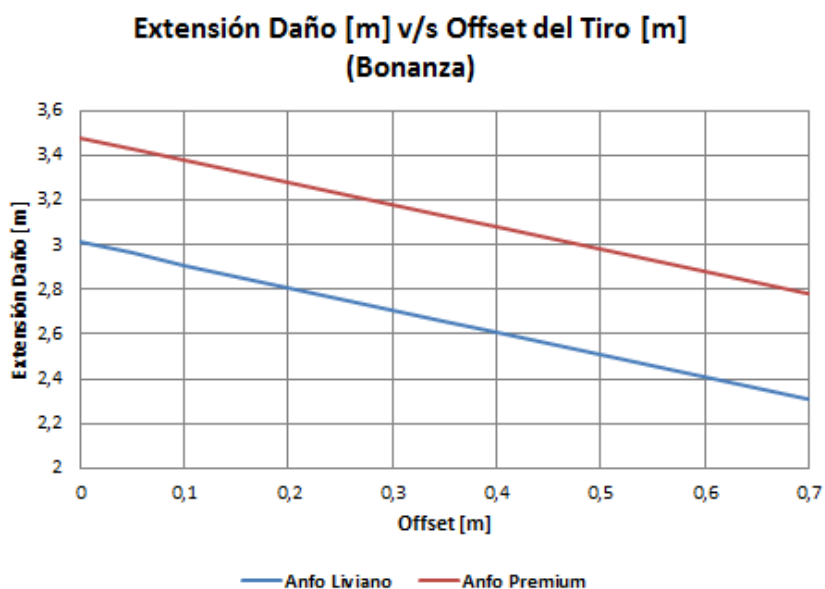


Figura 6-27: Efecto del offset en la extensión del daño por tronadura

La Figura 6-28 presenta un esquema ilustrativo del efecto del offset en la extensión de la sobre excavación y de la zona perturbada por tronadura utilizando Anfo liviano en el sub sector Bonanza Sur-Central (a modo de simplificación, se representa la sobre excavación como un cuadrilátero cuyos lados son paralelos a la pared colgante, mientras que la zona perturbada es representada por una elipse). Se observa que a mayor offset, se tiene una menor extensión máxima de la sobre excavación y del daño por tronadura en la pared del caserón.

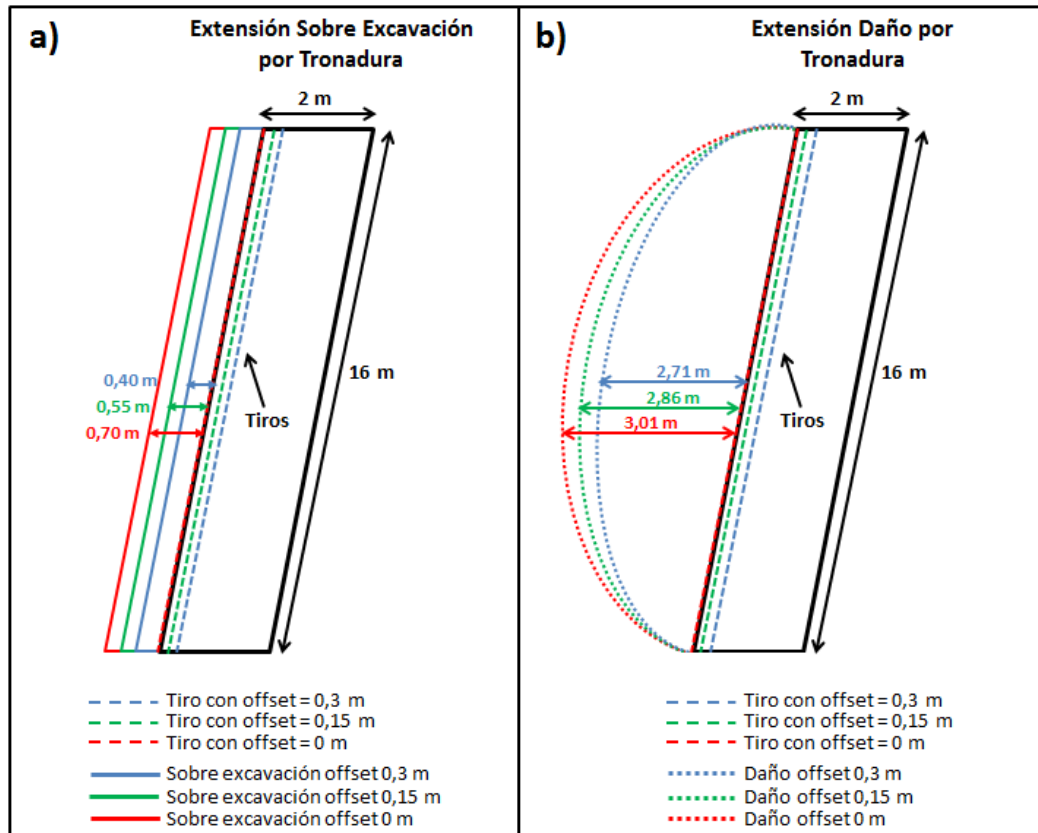


Figura 6-28: Esquema ilustrativo del efecto del offset en la sobre excavación y daño por tronadura, a) sobre excavación por tronadura, b) daño por tronadura

A partir de los análisis realizados se plantean modificaciones al diagrama de perforación utilizado en El Peñón introduciendo un offset, de manera de poder disminuir la sobre excavación de las paredes y la extensión de la zona perturbada por la tronadura. Como se mencionó anteriormente, para rangos de offset entre 0,62 m y 0,83 m la dilución de la pared tiende a cero, no obstante, debido a la alta variabilidad que presenta la desviación para los tiros de la Pared colgante y Pared yacente (0,59 m y 0,55 m respectivamente) existe un alto potencial de que al utilizar valores de offset dentro de este rango se produzca un espaciamiento real de los tiros mucho menor que el definido por diseño, lo cual puede significar detonación por simpatía de las cargas explosivas, cortes en el cordón detonante y cruce de las perforaciones. Es por este motivo, que el offset recomendado para los diseños está acotado a valores menores, de manera de evitar la cercanía excesiva entre los tiros producto de las desviaciones de la perforación, reduciendo de esta manera la probabilidad de ocurrencia de sub excavación en los caserones y las modificaciones en terreno de la secuencia de salida

de los tiros, que puede ser perjudicial para la fragmentación de la roca y para la integridad del macizo rocoso circundante.

Debido a las diversas variables que afectan la dilución producto de la tronadura (ancho de veta, largo de la pared, sub sector de Bonanza, explosivo, etc.) se deberían tener múltiples diagramas dependiendo de la combinación existente entre estos factores, sin embargo, la modificación al diseño de perforación y tronadura debe ser fácil de implementar operacionalmente, de forma tal que pueda ser asimilado de manera simple por el personal minero encargado de realizar estas operaciones unitarias. Por este motivo se definen rangos de anchos de veta para introducir las modificaciones al diagrama de perforación. Para cada rango (de ancho de veta) se definen 2 valores de offset para el diagrama de perforación modificado, el primer valor de offset se debe emplear en caso de utilizar Anfo Liviano como carga explosiva, mientras que el segundo valor de offset se debe emplear cuando se utiliza Anfo Premium. Cabe destacar que a mayor ancho de veta, mayor es el offset que se puede utilizar, pues disminuye el potencial de que exista cercanía excesiva entre los tiros.

La Tabla 6-12 y Tabla 6-13 muestran el efecto de la modificación del diagrama de perforación, utilizando un offset, en la reducción del porcentaje de dilución para los sub sectores Bonanza Sur-Central y Bonanza Norte- Norte Norte respectivamente (se considera un tiro de 16 m de largo y un largo de carga de 14,4 m):

**Tabla 6-12: Reducción de la dilución utilizando diagrama de perforación modificado (con offset)
Bonanza Sur - Central**

Bonanza Sur - Central							
Ancho de veta	Offset	Dilución con Anfo Liviano			Dilución con Anfo Premium		
		Sin offset	Con offset	Reducción en dilución	Sin offset	Con offset	Reducción en dilución
1,0 m - 1,5 m	0,20 m - 0,25 m	56%	40%	-16%	66%	46%	-20%
1,5 m - 2,0 m	0,25 m - 0,30 m	40%	26%	-14%	47%	30%	-17%
> 2,0 m	0,30 m - 0,35 m	31%	18%	-13%	37%	21%	-16%

**Tabla 6-13: Reducción de la dilución utilizando diagrama de perforación modificado (con offset)
Bonanza Norte – Norte Norte**

Bonanza Norte - Norte Norte							
Ancho de veta	Offset	Dilución con Anfo Liviano			Dilución con Anfo Premium		
		Sin offset	Con offset	Reducción en dilución	Sin offset	Con offset	Reducción en dilución
1,0 m - 1,5 m	0,20 m - 0,25 m	50%	34%	-16%	59%	39%	-20%
1,5 m - 2,0 m	0,25 m - 0,30 m	35%	21%	-14%	42%	25%	-17%
> 2,0 m	0,30 m - 0,35 m	28%	14%	-13%	33%	17%	-16%

Se observa que en ambos sub sectores de Bonanza el empleo de un diagrama de perforación con offset permite reducir la dilución de la pared entre un 13% y 16% al utilizar Anfo Liviano y entre un 16% y 20% al utilizar Anfo Premium. Es importante notar que estos valores están asociados a la sobre excavación en una sola pared, por lo que aplicar estas modificaciones a los tiros de ambas paredes (colgante y yacente) permitirá reducir de manera sustantiva la dilución del caserón. La variación en la extensión de la zona de daño por tronadura, dadas estas modificaciones al diagrama de perforación, se pueden obtener utilizando el gráfico de la Figura 6-27, como fue explicado previamente.

Es claro que los menores valores de dilución se obtienen al emplear el diagrama de perforación y tronadura que posee offset y utiliza Anfo Liviano como carga explosiva, por lo tanto, este patrón es el más adecuado para mantener la integridad del caserón y reducir el daño a la roca caja circundante, a excepción de situaciones con presencia de roca muy dura en donde es necesario el uso de Anfo Premium para lograr “desprender” la veta de la roca caja.

Finalmente, se analiza el efecto del offset en la sobre excavación y dilución para distintos largos de la columna explosiva (Ver Figura 6-29). Es claro que mientras menor es el largo de carga de la columna explosiva, menor es el offset necesario para obtener un determinado valor de sobre excavación o dilución de la pared, debido a que se reduce el alcance de la onda de expansiva producto de la detonación. Este gráfico se puede utilizar como herramienta para tomar decisiones en terreno frente a variaciones drásticas en el largo de los tiros o errores de empate de las perforaciones que puedan afectar al diseño de perforación modificado.

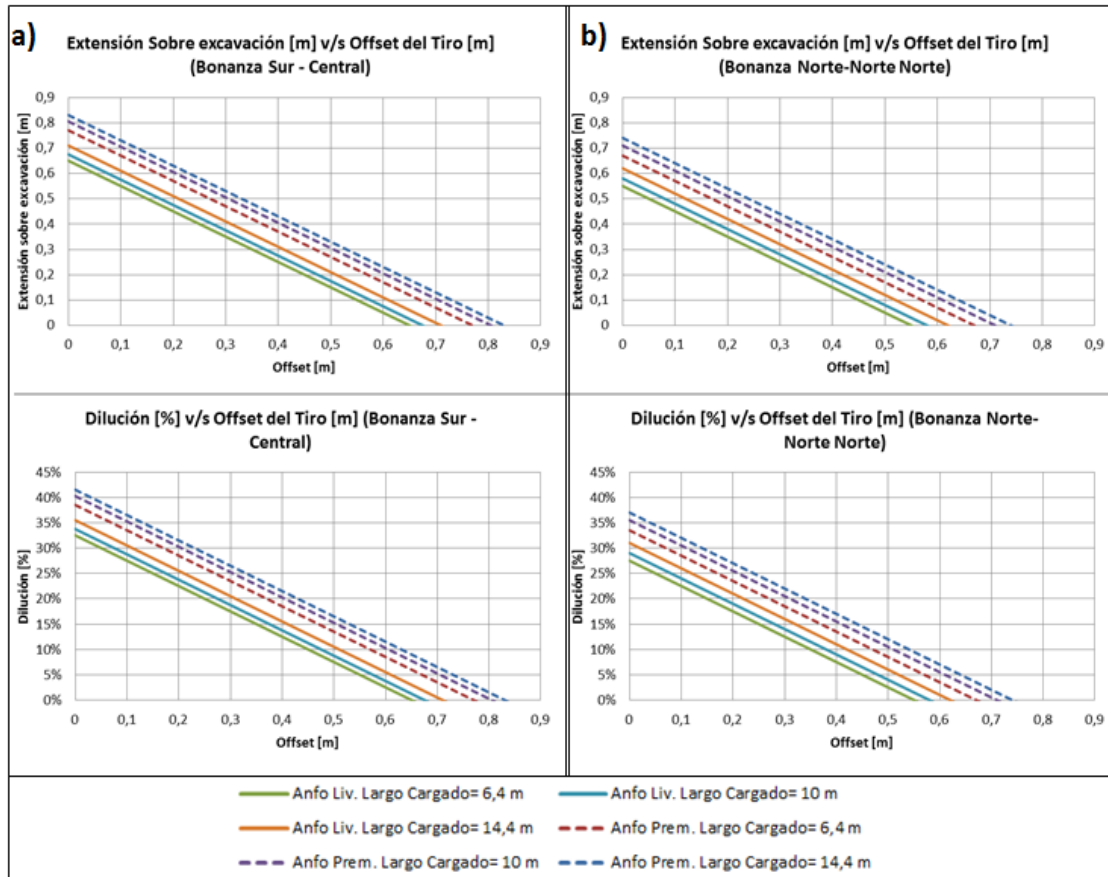


Figura 6-29: Efecto del aumento del offset en la reducción de la sobre excavación y de la dilución de las paredes del caserón, para distintos largos de carga, a) Bonanza Sur-Central, b) Bonanza Norte-Norte Norte

6.2.7 Determinación sobre excavación por redistribución de esfuerzos en la Pared colgante

A partir de la literatura, es conocido que parte de la sobre excavación de la Pared colgante se debe a una redistribución de esfuerzos en torno a dicha pared, debido a que está fuertemente influenciada por la gravedad (Mitri, 2010). Adicionalmente, el análisis multivariable de la base de datos muestra que el radio hidráulico y el undercutting son variables relevantes en la sobre excavación observada, al presentar una fuerte correlación entre los factores.

Utilizando el criterio de sobre quiebre por tronadura de El Peñón, se simula la tronadura de la pared colgante para la base de datos. Se obtiene la sobre excavación atribuible a la redistribución de esfuerzos como la diferencia entre la sobre excavación real y la sobre excavación por tronadura predicha por el modelo (Figura 6-30). La Ecuación 31 presenta la expresión para determinar al sobre excavación por esfuerzos.

$$\text{Sobre exc. Esfuerzos} = \text{Sobre exc. Total} - \text{Sobre exc. Tronadura}$$

Ecuación 31: Expresión cálculo sobre excavación por esfuerzos

Donde:

- Sobre exc.Total: extensión máxima sobre excavación total [m]
- Sobre exc.Tronadura: extensión máxima sobre excavación por tronadura [m]
- Sobre exc.Esfuerzos: extensión sobre excavación por redistribución de esfuerzos [m]

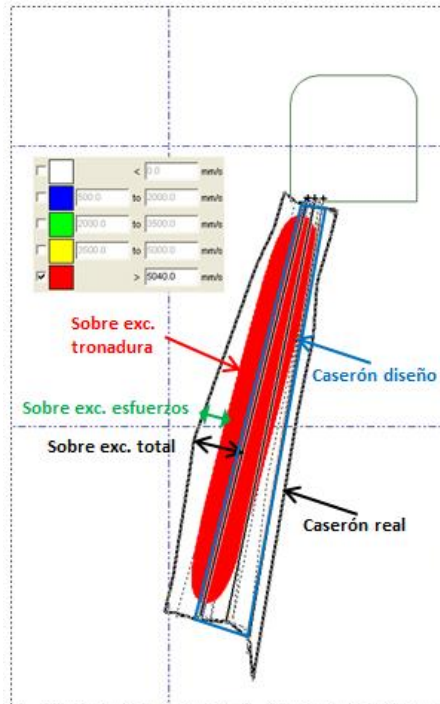


Figura 6-30: Esquema determinación sobre excavación por esfuerzos

Para el análisis, se eliminan los perfiles en que la trayectoria del tiro no es consistente con el sobre quiebre, quedando un total de 144 casos para simular.

En Bonanza es común la utilización de Enaline para realizar tronadura controlada en la fase superior y proteger la Pared colgante. Sin embargo, como se muestra en la Figura 6-31, el modelo de atenuación de onda predice una extensión del sobre quiebre menor a 0,1 m para este explosivo, lo cual se encuentra muy por debajo de los valores reales. Si mediante la predicción del modelo se obtiene una sobre excavación por tronadura teórica reducida (menor a 10 cm), pero se observa un sobre quiebre en terreno mucho mayor, se deduce que la diferencia en estos valores debe estar controlada por causas geomecánicas.

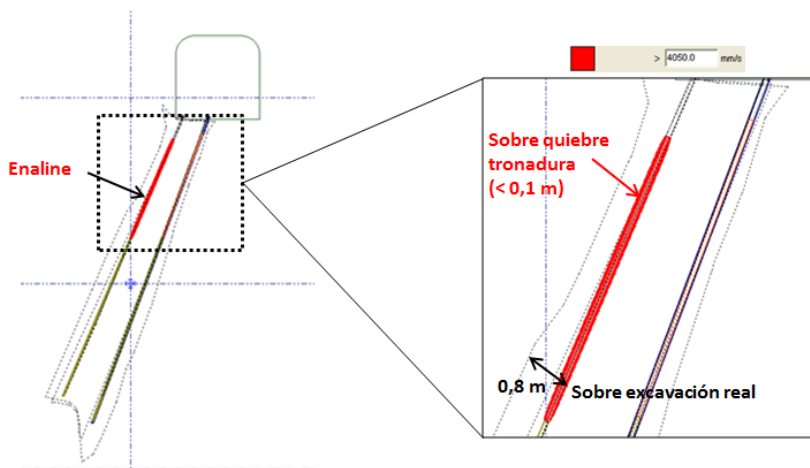


Figura 6-31: Predicción del sobre quiebre para el Enaline

Al analizar la extensión del sobre quiebre real de la fase superior, se observa que tanto el Enaline como los Anfos (Premium y Liviano) presentan una extensión promedio cercana a los 0,9 m, por lo que se infiere que no se está reflejando en terreno el sobre quiebre por tronadura que debería producir el Enaline. De acuerdo a Scott (1996), el factor más crítico en el diseño de una tronadura controlada es la geología y, en particular, el espaciamiento, resistencia y orientación de las discontinuidades. Si la orientación de las estructuras es desfavorable, incluso la técnica más cuidadosa de tronadura controlada no será efectiva. Las discontinuidades sub paralelas a la pared dificultan la tronadura controlada, como es el caso de las discontinuidades de Bonanza. No obstante, las condiciones geológicas de la roca caja, sumado a una abundante presencia de agua (que se infiltra a través de las fracturas de la roca) en algunos sectores de Bonanza, hacen necesario el uso de Enaline como carga de columna debido a su alta resistencia al agua, a pesar del fracturamiento desfavorable del macizo rocoso.

Para evitar que los valores de la sobre excavación estimada por el modelo estén sesgados debido al uso de Enaline y a las condiciones bajo las cuales se desempeña, en caso de que la fase superior utilice este explosivo, se le asigna el valor de la sobre excavación estimada en la fase inferior de dicho perfil.

La Tabla 6-14 muestra que la sobre excavación atribuible a la redistribución de esfuerzos es de 0,36 m para el subsector Bonanza S-C. De los 51 perfiles simulados, 35 presentaron una sobre excavación total mayor a la sobre excavación por tronadura, representando un 69%. Los 16 perfiles restantes no presentan sobre excavación por esfuerzos, este resultado se puede explicar por el error de estimación intrínseco asociado al modelo de Holmberg-Persson y a la calibración del criterio de daño en base a un conjunto de datos con una gran dispersión.

Tabla 6-14: Resumen sobre excavación por esfuerzos Bonanza Sur-Central

Bonanza Sur-Central			
Casos con sobre exc. por Esfuerzos		Casos sin sobre exc. por Esfuerzos	
N° perfiles	35	N° perfiles	16
Sobre exc. Total [m]	1,03	Sobre exc. Total [m]	0,49
Sobre exc. Tronadura [m]	0,67	Sobre exc. Tronadura [m]	0,68
Sobre exc. Esfuerzos [m]	0,36	Sobre exc. Esfuerzos [m]	0
Daño por Tronadura [m]	3,21	Daño por Tronadura [m]	3,19

Para Bonanza N-NN se tiene una sobre excavación por esfuerzos de 0,48 m. Un 75% de los casos presenta una sobre excavación total mayor a la sobre excavación por tronadura (Tabla 6-15):

Tabla 6-15: Resumen sobre excavación por esfuerzos Bonanza Norte- Norte Norte

Bonanza Norte-Norte Norte			
Casos con sobre exc. por Esfuerzos		Casos sin sobre exc. por Esfuerzos	
N° perfiles	70	N° perfiles	23
Sobre exc. Total [m]	1,06	Sobre exc. Total [m]	0,46
Sobre exc. Tronadura [m]	0,58	Sobre exc. Tronadura [m]	0,61
Sobre exc. Esfuerzos [m]	0,48	Sobre exc. Esfuerzos [m]	0
Daño por Tronadura [m]	3,25	Daño por Tronadura [m]	3,24

Si bien los cálculos se realizan en base a la extensión máxima de la sobre excavación, para efectos de esta investigación la sobre excavación se considera equivalente al ELOS, para poder comparar los resultados con el modelo de regresión logística y con los modelos numéricos. En resumen, los resultados muestran que el ELOS atribuible a estabilidad geomecánica es de 0,36 [m] para el Sector Bonanza Sur-Central y de 0,48 [m] para Bonanza Norte-Norte Norte.

A partir de las simulaciones anteriores se obtiene que la sobre excavación por tronadura provocada por el Enaline en la Pared colgante es cercana a los 10 cm mientras que la extensión del daño por tronadura alcanza los 0,7 m en promedio. Este resultado refuerza la práctica de utilizar tronadura controlada para reducir el agrietamiento de la roca, ayudando de esta forma a mantener la estabilidad e integridad del caserón.

En resumen, es recomendable utilizar tronadura controlada para cuidar la estabilidad geomecánica del caserón, a excepción de casos en donde la roca a tronar sea demasiado dura y se requiera utilizar un explosivo de mayor densidad (Anfo Premium) para lograr un adecuado fracturamiento. En el caso de la Pared colgante, debido a que es más susceptible al sobre quiebre al verse afectada fuertemente por la fuerza de gravedad, se recomienda utilizar Enaline como carga desacoplada para controlar la tronadura. Para el empleo de Enaline, se debe utilizar el mismo diagrama de

perforación modificado (diagrama con offset) presentado para el explosivo Anfo Liviano en la sección 6.2.6, de manera tal de lograr una reducción en la dilución de la pared.

Se debe ser riguroso en el uso de tronadura controlada empleando cargas desacopladas, pues está condicionada a la calidad de la roca y a la orientación de los sistemas de discontinuidades presentes en el sector, por lo tanto, es necesario contar con un mapeo estructural de la roca para lograr un correcto desempeño en la detonación. En caso de que exista una abundante presencia de agua es indispensable la utilización de Enaline como agente de tronadura, debido a que los explosivos Anfo Liviano y Anfo Premium presentan una baja resistencia al agua.

6.3 Modelamiento numérico

En esta sección se realiza un modelamiento numérico para analizar el efecto del daño por tronadura y de las variables significativas, determinadas mediante el análisis de regresión logística, en la sobre excavación de la Pared colgante. Se construye un primer modelo para cuantificar la implicancia undercutting de la pared. El segundo modelo permite determinar el efecto de una zona perturbada (con daño por tronadura) en donde la calidad del macizo rocoso se ve reducida, además de una extensión directa del sobre quiebre por tronadura. No se analizará la variación del radio hidráulico, pues su efecto ha sido ampliamente estudiado (Milne, 1997; Clark, 1998; Wang, 2004; Mitri *et al.*, 2010).

Los esfuerzos son reconocidos como uno de los principales factores responsables de la inestabilidad en excavaciones subterráneas. En este sentido, dos aspectos de los esfuerzos son determinantes en la estabilidad de las excavaciones: los esfuerzos de alta compresión y los esfuerzos de tensión. Entre estos dos extremos, los esfuerzos pueden ser beneficiosos para la estabilidad. La ausencia de esfuerzos debido a la relajación es una causa predominante de sobre excavación en las paredes de un caserón. Diversos autores han realizado trabajos en torno al modelamiento numérico de la zona de relajación utilizando el criterio $\sigma_3 \leq 0$ (con σ_3 : esfuerzo principal menor) (Clark, 1998; Suorineni, 1998; Martin *et al.*, 2000; Wang, 2004; Geoffrey, 2008; Mitri *et al.*, 2010).

De acuerdo a Kaiser *et al.* (1997), la relajación del macizo rocoso se define como el estado donde los esfuerzos en la dirección tangencial a la pared de la excavación son reducidos. Los esfuerzos tensionales provocan la apertura de discontinuidades existentes e inducen nuevas fracturas en la roca intacta, creando una zona de relajación. Dentro de esta zona de relajación, los bloques de roca individuales tienen mayor libertad para moverse debido a que están desconfiados y son más sensibles a la acción de la gravedad (Clark, 1998).

Para esta investigación se considera válida una aproximación mediante un modelo lineal-elástico, con un comportamiento homogéneo y material isótropo, debido a que sólo interesa analizar la forma y tamaño de la zona de relajación, es decir, determinar el volumen potencial de roca que podría ser inestable y causar sobre excavación. Las deformaciones del macizo no se consideran importantes para este análisis. Los principales beneficios observados con los modelos elásticos es la capacidad de realizar análisis rápidos de varios aspectos mineros, con una representación precisa de la

geometría de las excavaciones (Geoffrey, 2009). Adicionalmente, no se cuenta con los parámetros geomecánicos necesarios para poder caracterizar mediante comportamiento elasto-plástico a la roca de El Peñón.

Se realiza un modelo 2D utilizando un software de elementos finitos debido a que es más simple dar cuenta de la heterogeneidad de distintos materiales en la pared, como es el caso del material dañado por la tronadura, a diferencia de los software de elementos de borde en donde modelar distintos tipos de material es mucho más complejo (Geoffrey, 2009). Para el modelamiento se utiliza el software 2D de elementos finitos Phase² (Rocscience, 2013a). Phase² es un poderoso programa de elementos finitos para análisis elasto-plástico de esfuerzos en 2D, para excavaciones subterráneas o superficiales en roca o suelo. Puede ser usado para un amplio rango de proyectos de ingeniería, que incluyen diseño de soporte, estabilidad de taludes, filtración de aguas subterráneas y análisis probabilístico.

Para las simulaciones se utiliza un perfil vertical transversal al caserón, orientado en la dirección Este-Oeste (perpendicular al rumbo del caserón).

6.3.1 Efecto del undercutting

Se analiza el efecto del undercutting en la Pared colgante para ver el comportamiento de la zona de relajación. Como se mencionó en la sección anterior, se considera que la zona de relajación de esfuerzos corresponde al contorno con $\sigma_3 \leq 0$. Dado que la zona de relajación define una región en donde la gravedad puede facilitar el movimiento de bloques de roca y puede conducir a que se produzca una falla de estos, es intuitivo asumir que el volumen de la zona de relajación representa el volumen de roca con potencial de transformarse en dilución no planificada (sobre excavación o sobre quiebre). Para facilitar la comparación con las medidas actuales, se define el $ELOS_R$, que representa el ELOS potencial debido a la relajación de esfuerzos entorno a la pared. La Ecuación 32 muestra la expresión para el cálculo en 2 dimensiones del $ELOS_R$:

$$ELOS_R [m] = \frac{\text{Área en relajación [m}^2\text{]}}{\text{Largo de la pared [m]}}$$

Ecuación 32: Definición ELOS potencial debido a relajación de esfuerzos

Para las simulaciones, se considera un caserón estándar de Bonanza de 16 m de altura (medidos a lo largo de la pared), de ancho de 2 m y un dip de 70°. Las galerías de perforación y producción son de 4 m de altura, mientras que el ancho de estas será variable para las simulaciones. Se considera un undercutting fijo de 1,5 m para la Pared yacente, debido a restricciones geométricas-operacionales necesarias para el posicionamiento del equipo de perforación. El undercutting (UC) de la Pared colgante será variado entre 0 y 3 m para las simulaciones ($UC_{\text{Galería superior}} = UC_{\text{Galería inferior}} = UC_{\text{Medio}}$). La Figura 6-32 muestra la geometría del caserón:

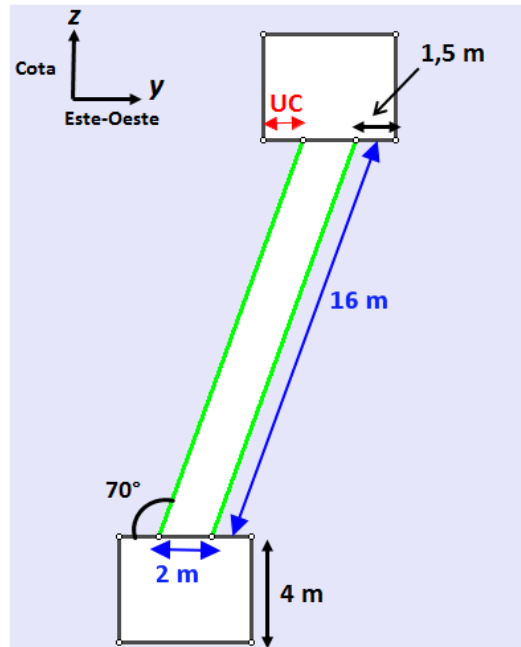


Figura 6-32: Geometría caserón para simulaciones de efecto del undercutting en zona de relajación de esfuerzos

El primer paso para crear el modelo elástico es definir los parámetros de entrada, que incluyen los esfuerzos in-situ, los parámetros del macizo rocoso y el criterio de falla. El Peñón cuenta con 2 mediciones de esfuerzos principales, mediante el método overcoring, en dos niveles de la mina separados en 100 m en cota (Tabla 6-16):

Tabla 6-16: Mediciones overcoring esfuerzos principales El Peñón

Esfuerzos Principales									
Nivel	σ_1 [MPa]	Azimut [°]	Inclinación [°]	σ_2 [MPa]	Azimut [°]	Inclinación [°]	σ_3 [MPa]	Azimut [°]	Inclinación [°]
1600	8,72	293	28	7,32	92	60	1,92	198	9
1700	7,88	251	7	5,93	352	60	4,7	157	29

Estas mediciones se llevan a un sistema de referencia cartesiano para introducirlos como inputs en el modelo. La Tabla 6-17 presenta los esfuerzos in-situ orientados en un sistema Norte-Sur. Se presentan los esfuerzos medidos en el nivel 1600 y en el nivel 1700, junto con el promedio de las mediciones.

Tabla 6-17: Estado de esfuerzos in-situ

Estado de Esfuerzos in-situ [MPa]			
Esfuerzo	Nivel 1600	Nivel 1700	Promedio
σ_x (Norte-Sur)	2,73	5,32	4,03
σ_y (Este-Oeste)	7,77	7,52	7,65
σ_z (cota)	7,46	5,67	6,56
Kv (stress ratio vertical)	1,04	1,33	1,17
Kh (stress ratio horizontal)	2,85	1,41	1,90

La Tabla 6-18 presenta los parámetros geomecánicos de la litología predominante, en la roca caja (Riolitas), que es ocupada en la simulación:

Tabla 6-18: Parámetros geomecánicos Riolitas

Riolitas (Roca caja)	
UCS [MPa]	100
σ_t [MPa]	10
E [GPa]	35
ν	0,17
Densidad [gr/cm ³]	2,44
Q'	5,1
GSI	59

Se utiliza el criterio Hoek-Brown generalizado como criterio de falla. Los parámetros para el criterio de Hoek-Brown se obtienen a partir del software RocLab (Rocscience, 2013b). Se utiliza un m_i igual a 25 (valor característico de la Riolita) y un factor de perturbación igual a cero, pues para esta etapa no se considera el daño por tronadura. La Tabla 6-18 muestra los parámetros determinados para el criterio:

Tabla 6-19: Parámetros Hoek-Brown Riolita (sin daño por tronadura)

Criterio Hoek-Brown Generalizado	
UCS [MPa]	100
m_i	25
GSI	59
D (factor de perturbación)	0
m_b	5,781
s	0,0105
a	0,503
Erm [MPa]	17.405

Para la construcción del modelo se utilizan condiciones de borde fijas y un factor de expansión 5, para los límites del modelo. El borde la excavación se discretiza en 100 nodos. La malla es de tipo gradada con un factor de gradación de 0,1 y elementos triangulares de 3 nodos. Adicionalmente, se opta por incrementar la densidad de la malla en el entorno cercano a la excavación, para refinar los cálculos. La Figura 6-33 muestra una malla típica utilizada en el análisis:

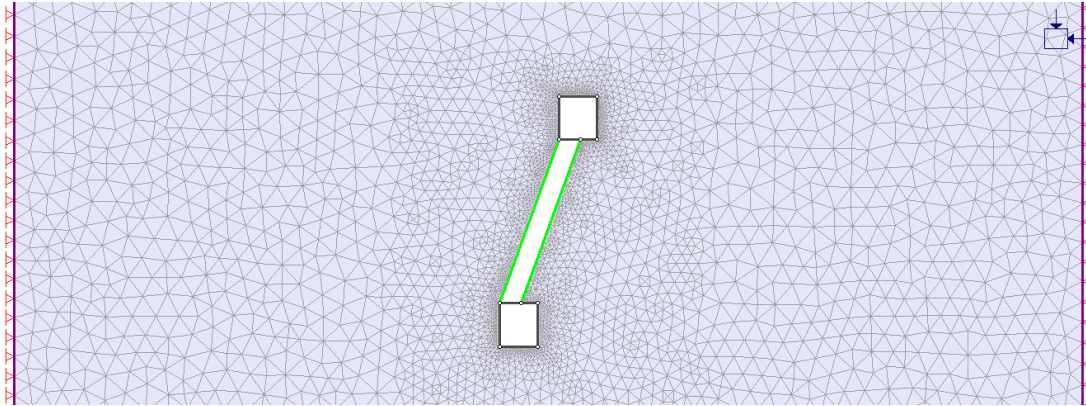


Figura 6-33: Malla típica utilizada para las simulaciones en PHASE²

En la Figura 6-34 se observa la variación de tamaño y forma de la zona de relajación (color azul) conforme aumenta el undercutting de la pared para el estado de esfuerzos del nivel 1600. Existe un incremento de la zona relajada a medida que aumenta el undercutting. Si bien es cierto que la Pared yacente muestra una zona de relajación considerable, esta no puede ser relacionada directamente a una zona con potencial de inestabilidad, pues esta pared no está fuertemente influenciada por la gravedad, a diferencia de la Pared colgante.

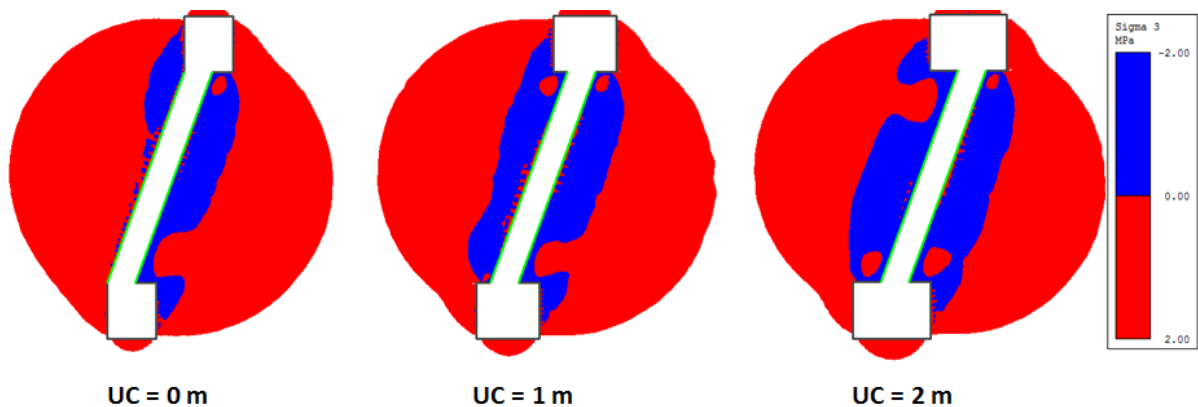


Figura 6-34: Variación zona de relajación Pared colgante con el undercutting (esfuerzos nivel 1600)

La Figura 6-35 muestra la variación del $ELOS_R$ de la Pared colgante con el incremento del undercutting, para los tres estados de esfuerzo. Para los tres casos se tiene un ELOS de 0,7 m aproximadamente para un undercutting nulo. Se observa que a medida que aumenta el undercutting, también aumenta el área de la zona de relajación, lo que se refleja en un incremento del ELOS. El estado de esfuerzos medido en el nivel 1600

resulta ser el más desfavorable para la estabilidad, provocando el mayor incremento en la sobre excavación, bajo estas condiciones de esfuerzo se tiene el Kh más alto y el Kv más bajo de los 3 casos. En el otro extremo se encuentra el estado de esfuerzos in-situ medido en el nivel 1700, que presenta un Kv más alto y el Kh más bajo que el nivel 1600, en donde se observa la condición más favorable para la estabilidad, presentando una diferencia en el ELOS de casi 2 m, para un caserón con un undercutting de 3 m.

El objetivo del modelamiento numérico es comprender el rol de la geometría de arranque y del daño por tronadura en la distribución de esfuerzos en torno a la pared, no se busca que el modelo numérico prediga las zonas de sobre quiebre (pues esto lo hace el modelo empírico presentado en el capítulo 5). La naturaleza 2D del modelo numérico predice valores para la sobre excavación más altos de los esperados debido a que en la geometría del caserón se considera que el largo es infinito, sin embargo, los resultados son consistentes con el análisis de regresión logística mostrando que un aumento del undercutting favorece la sobre excavación. La base de datos muestra que para caserones con un undercutting medio entre 1 y 2 m, un ancho de veta entre 1,8 y 2,2 m y una pared de largo entre 15 y 17 m, el ELOS promedio es de 0,66 [m], mientras el modelo predice valores mayores a 1,5 m (para el estado de esfuerzos promedio).

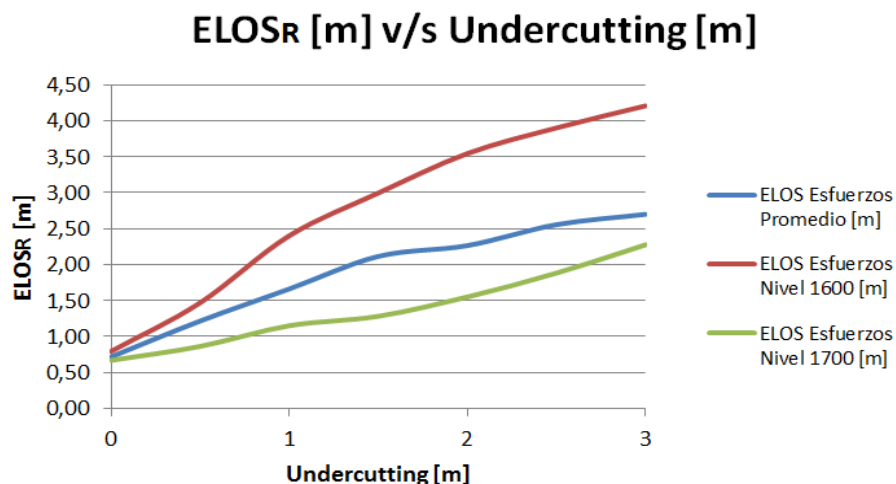


Figura 6-35: ELOS_R v/s Undercutting Pared colgante

6.3.2 Efecto del daño por tronadura

Para analizar el efecto del daño por tronadura en la zona de relajación de esfuerzos, se introduce la extensión del sobre quiebre y de la zona perturbada en el modelo. Se utilizan como parámetros de entrada, las extensiones determinadas a partir de la calibración del criterio de daño de Bonanza Norte-Norte Norte, para Anfo Liviano y Anfo Premium (Tabla 6-20). Se utilizan la misma geometría y consideraciones que en el modelo para analizar el efecto del undercutting. Se considera un undercutting fijo para la Pared yacente y la Pared colgante, de 1,5 m. La Figura 6-36 muestra una representación del modelo numérico con la sobre excavación por tronadura y la zona perturbada, en donde se considera que el tiro de la Pared colgante es paralelo a la pared y tiene un offset cero. Como simplificación, se asume que la extensión del sobre quiebre y la zona perturbada es constante a lo largo de la pared del caserón, adoptando una forma de cuadrilátero.

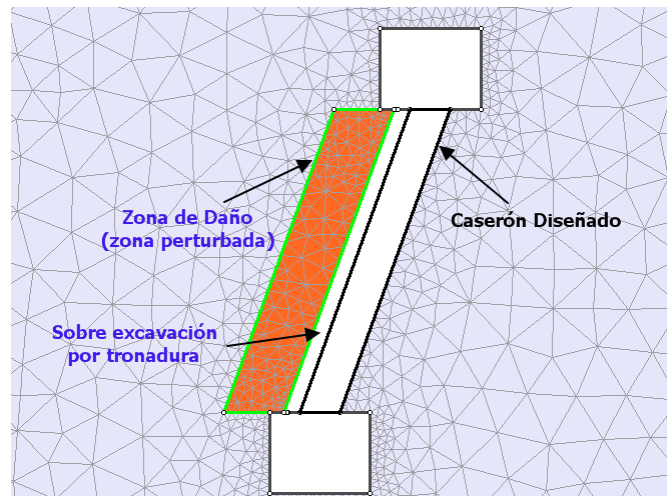


Figura 6-36: Representación sobre quiebre por tronadura y zona perturbada en modelo numérico

Tabla 6-20: Parámetros de entrada, sobre quiebre y daño por tronadura (carga de columna explosiva = 14,4 m)

Ítem	Anfo Liviano		Anfo Premium	
	Sobre quiebre	Daño por tronadura	Sobre quiebre	Daño por tronadura
Extensión [m]	0,62	3,01	0,74	3,48
PPV [mm/s]	4.050	1.122	4.050	1.122

Se entiende como zona perturbada al volumen de roca que disminuye su calidad geomecánica debido a los efectos de la tronadura, sin embargo, no existe un consenso respecto a la magnitud de esta disminución en la calidad del macizo rocoso. Para modelar esta zona, se considera el criterio Hoek-Brown generalizado (Hoek *et al*, 2002) utilizando un factor de perturbación D igual a 0,7. En la Tabla 6-21 se presentan los parámetros del criterio de Hoek-Brown para la roca caja (Riolitas) y para la roca dañada. Se observa que el módulo de Young del macizo rocoso disminuye desde 17.405 [MPa] a 6.617 [MPa] cuando se considera el daño por tronadura.

Tabla 6-21: Parámetros Hoek-Brown Roca caja (sin daño por tronadura) y Roca caja dañada

Criterio Hoek-Brown Generalizado			
Roca caja (sin daño por tronadura)		Roca caja dañada	
UCS [MPa]	100	UCS [MPa]	100
mi	25	mi	25
GSI	59	GSI	59
D (factor de perturbación)	0	D (factor de perturbación)	0,7
mb	5,781	mb	2,628
s	0,011	s	0,003
a	0,503	a	0,503
Erm [MPa]	17.405	Erm [MPa]	6.617

Es claro que al introducir el efecto de la tronadura el ELOS total se puede separar en dos causas independientes; una contribución producto del sobre quiebre directo de la tronadura y otra contribución debido a la formación de una zona de relajación en el entorno de la pared (Ecuación 33):

$$ELOS_{Total} = ELOS_{Tron.} + ELOS_R$$

Ecuación 33: Definición ELOS Total en base a la sobre excavación por tronadura y la sobre excavación por esfuerzos

Donde:

- $ELOS_{Total}$: ELOS total [m]
- $ELOS_{Tron.}$: ELOS producto del sobre quiebre directo por tronadura [m]
- $ELOS_R$: ELOS potencial debido a la relajación de esfuerzos [m]

Debido a que El Peñón cuenta con sólo dos mediciones de esfuerzos in-situ, se decide utilizar el estado de esfuerzos promedio para las simulaciones. La Figura 6-37 muestra la variación de la zona de relajación al considerar el daño por tronadura. Al considerar el efecto de la tronadura el ancho final del caserón es mayor, debido al sobre quiebre directo que se produce. Se observa que la zona perturbada produce un aumento de la zona de relajación alrededor de la Pared colgante (zona de color azul).

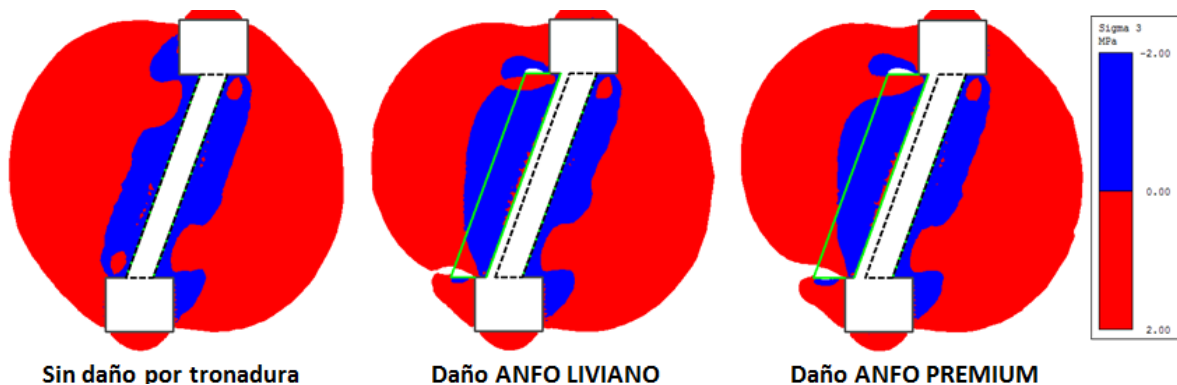


Figura 6-37: Variación zona de relajación Pared colgante con el daño por tronadura

En la Tabla 6-22 se presenta el resumen de los resultados de las simulaciones. Al incluir el daño por tronadura aumenta la sobre excavación directa (producto de la tronadura) y se observa una mayor extensión de la zona de relajación de esfuerzos. Esta zona de relajación, al existir puede movilizar estéril durante la extracción del mineral. Luego, el efecto de la tronadura es doble desde el punto de vista de la dilución: por una parte arranca más estéril y por otra provoca un halo de daño que extiende aún más la zona de relajación respecto a una situación sin daño. Este aumento en la zona de relajación, según los modelos analizados, varía entre un 38% y un 56% respecto del caso base. Sin embargo, al considerar el efecto que producen dos explosivos de distinta densidad, los resultados obtenidos no son claros. Al emplear un explosivo de mayor densidad (que produce una mayor extensión del sobre quiebre y del daño), efectivamente aumenta la sobre excavación directa por tronadura, sin embargo, se produce una disminución de la zona con potencial de inestabilidad debido a una

disminución del “undercutting efectivo” de la pared, obteniéndose un ELOS total menor (la reducción del undercutting efectivo hace alusión a la disminución de la distancia que la galería “corta” dentro de la pared, debido a un mayor ancho del caserón por efecto de la sobre excavación directa de la tronadura). Este resultado es contradictorio con los datos empíricos, por lo que se concluye que el criterio numérico utilizado ($\sigma_3 \leq 0$) no reproduce bien los mecanismos involucrados en el efecto del daño por tronadura en los caserones de El Peñón, por tanto debería determinarse un criterio específico para esta faena.

Tabla 6-22: Resumen modelamiento numérico del efecto del daño por tronadura en ELOS total

Caso	Sobre excavación Tronadura [m²]	ELOS tronadura [m]	Área zona relajación [m²]	ELOS esfuerzos [m]	ELOS Total [m]
Sin daño por tronadura	0	0,00	33,82	2,11	2,11
Daño por tronadura Anfo Liviano	9,93	0,62	52,7	3,29	3,91
Daño por tronadura Anfo Premium	11,88	0,74	46,66	2,92	3,66

En un modelo más sofisticado, se debería discretizar la zona perturbada en múltiples capas con un factor D decreciente a medida que se aleja del contacto con la pared, para indicar una disminución progresiva del daño hacia el límite entre la zona dañada y la roca caja sin daño, no obstante, el modelo actual refleja de buena manera la tendencia en el comportamiento de los esfuerzos en torno a una zona que ha disminuido su calidad geomecánica debido al daño provocado por la tronadura.

6.4 Conclusiones

Con respecto a la calibración del criterio de sobre quiebre de Bonanza:

- Se realiza la calibración de un criterio de sobre quiebre por tronadura considerando la sobre excavación observada en el la Pared yacente. Se asume que esta pared presenta sobre excavación atribuible sólo al efecto de la tronadura, este supuesto está respaldado por el análisis de regresión logística que muestra que la sobre excavación en la Pared yacente está influenciada principalmente por factores asociados a la tronadura y la calidad del macizo rocoso
- Se analizan 3 modelos con distintos parámetros de atenuación de onda obtenidos a partir de la literatura y un monitoreo de vibraciones de otro sector de la mina. En base a una validación de los modelos con datos de la mina, a través de la evaluación de estadísticos comparativos, se determina que los parámetros de atenuación que mejor representan las condiciones de Bonanza son un K de 600 y un α de 0,688. La Tabla 6-23 muestra el resumen del criterio de sobre quiebre determinado para los 2 subsectores principales de Bonanza, se

presentan los umbrales de PPV que definen la extensión del daño y la sobre excavación:

Tabla 6-23: Resumen criterio de daño y sobre quiebre Bonanza

Subsector	Nivel de Vibración (PPV) [mm/s]	
	Sobre quiebre	Daño (zona perturbada)
Bonanza Sur-Central	3.598	1.122
Bonanza Norte-Norte Norte	4.050	1.122
Criterio de daño	Intenso fracturamiento	Creación de nuevas fracturas

- Se lleva a cabo un análisis de sensibilidad para determinar la influencia del uso de distintos tipos de explosivo y largos de carga. Se evidencia que explosivos de mayor densidad y largos de columna mayor incrementan el sobre quiebre y la extensión de la zona perturbada.
- En base a los análisis de tronadura se recomienda utilizar tronadura controlada para reducir la extensión de la sobre excavación y del daño en el macizo rocoso, para así cuidar la estabilidad geomecánica del caserón, a excepción de casos en donde la roca a tronar sea demasiado dura y se requiera utilizar un explosivo de mayor densidad (Anfo Premium) para lograr un adecuado fracturamiento. En el caso de la Pared colgante, debido a que es más susceptible al sobre quiebre al verse afectada fuertemente por la fuerza de gravedad, se recomienda utilizar Enaline como carga desacoplada para controlar la tronadura (además de situaciones en donde exista abundante presencia de agua, debido a que los explosivos Anfo Liviano y Anfo Premium presentan una baja resistencia al agua). Por otro lado, realizar una tronadura en 2 fases permite reducir la carga de la columna explosiva, representando igualmente una reducción del daño y de la sobre excavación de la pared. Si bien la reducción en la sobre excavación al utilizar 2 fases no es demasiada, la disminución de la zona con daño por tronadura es considerable (0,7 m en promedio), lo cual puede jugar un rol fundamental en el comportamiento del macizo en los caserones de menor ancho (entre 1 m y 1,5 m).
- Se plantean modificaciones al diagrama de perforación y tronadura de El Peñón, introduciendo un offset (distancia entre el tiro y la pared) para disminuir la extensión de la sobre excavación y de la zona perturbada por la tronadura. Para que el diagrama modificado sea sencillo de asimilar e implementar operacionalmente por el personal minero, se definen rangos de anchos de veta y se utilizan 2 valores de offset para el patrón de perforación dependiendo del explosivo utilizado (para evitar tener múltiples diseños debido a las distintas combinaciones entre los parámetros que afectan la dilución de la pared). El diagrama modificado permitiría reducir la dilución de la pared entre un 13% y 16% al utilizar Anfo Liviano y entre un 16% y 20% al utilizar Anfo Premium, para ambos sub sectores de Bonanza.

- A partir de la estimación de la extensión del sobre quiebre por tronadura, se determina la sobre excavación de la Pared colgante atribuible al efecto de la redistribución de esfuerzos en torno a la pared. Los resultados muestran que el ELOS atribuible a estabilidad geomecánica es de 0,36 [m] para el sector Bonanza Sur-Central y de 0,48 [m] para Bonanza Norte-Norte Norte, representando un 35% y un 45% de la sobre excavación total respectivamente.

De acuerdo al modelamiento del efecto del daño por tronadura en la sobre excavación:

- Se realiza un modelamiento 2D a través de un software de elementos finitos para ver la influencia del undercutting de la Pared colgante en la zona de relajación de esfuerzos ($\sigma_3 \leq 0$), definida como el volumen de roca con potencial de transformarse en dilución no panificada. Se obtiene que un aumento del undercutting implica un incremento en el tamaño de la zona de relajación y, por tanto, de la zona con potencial de sobre excavación. Este resultado es consistente con el análisis de regresión logística, sin embargo, los valores predichos para el ELOS se encuentran muy por encima de los valores de sobre excavación real, debido a la naturaleza 2D del modelo, al considerar que el largo del caserón es infinito.
- Por último, se analiza el efecto del daño por tronadura en la sobre excavación mediante la introducción de la zona de sobre quiebre y la zona perturbada en el modelo. Se obtiene que al incluir el daño, aumenta la sobre excavación directa producto de la tronadura y la extensión de la zona de relajación de esfuerzos, sin embargo, al considerar el efecto que producen dos explosivos de distinta densidad, los resultados obtenidos no son claros. Al emplear un explosivo de mayor densidad efectivamente aumenta la sobre excavación directa por tronadura, sin embargo, se produce una disminución de la zona con potencial de inestabilidad debido a una disminución del “undercutting efectivo” de la pared, obteniéndose un ELOS total menor. Este resultado contradice los datos empíricos, por lo que se concluye que el criterio numérico utilizado y/o la determinación de las propiedades de la zona perturbada utilizando el criterio de Hoek-Brown generalizado, no reproducen bien los mecanismos involucrados en el efecto del daño por tronadura en los caserones de El Peñón, por lo que debería determinarse un criterio de sobre excavación específico para esta faena.

Capítulo 7

CONCLUSIONES Y ENFOQUE FUTURO

7.1 Antecedentes

Mediante una revisión crítica del estado del arte del efecto del daño por tronadura y de los conceptos fundamentales asociados a la estabilidad de caserones, se conoce que actualmente el método de estabilidad gráfico es ampliamente utilizado como herramienta de diseño para el dimensionamiento de caserones, a pesar de esto, su aplicabilidad se restringe a operaciones con condiciones de esfuerzo, profundidad y operacionales similares a las condiciones de las minas con las que fueron elaborados. Debido a que este método no considera variables que pueden resultar importantes en la sobre excavación, como el undercutting y las prácticas de perforación y tronadura, ha presentado una baja capacidad predictiva para minería de vetas angostas. Diversos autores han llevado a cabo investigaciones para cuantificar el efecto de la perforación y tronadura en la sobre excavación de caserones, sin embargo, se han limitado a la realización de análisis univariados simplistas y a la creación de modelos predictivos básicos con un número reducido de variables, que no cuantifican la relevancia de las variables estudiadas.

No existe un modelo genérico que permita determinar el efecto de la tronadura en el macizo rocoso, debido a que los mecanismos involucrados son complejos y difíciles de cuantificar. A pesar de esto, los modelos semi empíricos de atenuación de onda han presentado buenos resultados, debido a su simpleza y bajos tiempos de estimación involucrados. Es el caso del modelo de Holmberg-Persson, el cual fue utilizado en este estudio, que permite realizar una estimación de la extensión del daño en el macizo rocoso a partir de constantes específicas de sitio medidas en terreno

7.2 Conclusiones generales

La investigación se centra en el estudio y realización de una serie de análisis estadísticos y numéricos a partir de una base de datos de Mina El Peñón, construida con información de diseño minero, geomecánica, perforación, tronadura y levantamientos en terreno de cavidades y desviación de tiros. Entre los principales análisis realizados se encuentra la construcción de un modelo estadístico multivariable para estimación de dilución y ELOS, la calibración de un criterio de sobre quiebre por tronadura y la construcción de modelos numéricos para cuantificar la influencia del daño por tronadura y de las variables significativas en la sobre excavación. A continuación se presentan las principales conclusiones de la investigación:

Construcción de modelos de estimación de Dilución/ELOS

Se construye un modelo de estimación de dilución para la Pared colgante que permite determinar la dilución que presentará la pared, bajo ciertas condiciones operacionales y de diseño. El modelo clasifica correctamente el 76,7% de los datos, en base a una dilución de corte de un 30%. Se determina que las variables que más influyen en la

dilución de la Pared colgante son el ancho de veta, la desviación del fondo del tiro, el radio hidráulico y el undercutting. La Ecuación 34 presenta el modelo de dilución, se determina una probabilidad de corte para la clasificación de 0,53.

$$\log \left[\frac{p(x)}{1-p(x)} \right] = 8,58 + 1,65xAnchoV - 1,24xDesvT - 1,01xUC - 1,33RH_{2D}$$

Ecuación 34: Modelo de dilución Pared colgante

En el caso de la Pared yacente, el modelo de regresión logística de dilución, presenta un porcentaje de clasificación menor (69,7%) para una dilución de corte de 15%, debido a la mayor variabilidad de los datos. Para esta pared, el radio hidráulico deja de ser significativo y comienzan a ser relevantes variables asociadas a la calidad del macizo rocoso y las características de la tronadura (número de fases y secuencia de detonación superior). A partir de este resultado, se concluye que la dilución de la Pared yacente está asociada principalmente a la sobre excavación producto de la tronadura más que a razones de estabilidad geomecánica. La expresión para el modelo se presenta en la Ecuación 35, la probabilidad de corte determinada es 0,48:

$$\log \left[\frac{p(x)}{1-p(x)} \right] = -11,52 + 0,78xAnchoV - 0,98xDesvT + 0,23xRMR - 0,95xUC + 0,58xSec Fw sup. (1) - 0,89xFases (1)$$

Ecuación 35: Modelo de dilución Pared yacente

A partir de los modelos de estimación de dilución se construyen gráficos y tablas operacionales que permiten determinar la frontera para la desviación máxima del tiro, de manera de no sobrepasar la dilución admisible definida por El Peñón (30% para la Pared colgante y 15% para la Pared yacente). El uso de las herramientas operacionales tiene que ser una operación retroactiva e ir acompañada de levantamientos de desviaciones de tiros en terreno, para conocer la posición real del fondo del tiro. La obtención de una desviación dentro del rango admisible puede ser abordada en dos términos: el primero consiste en re perforar el tiro hasta obtener una desviación que se encuentre dentro del rango definido por la frontera de dilución; la segunda forma implica modificar el ángulo de incidencia de la barra perforadora (siempre que las restricciones operacionales lo permitan) de manera de obtener una desviación menor o igual a la desviación máxima. En ambas opciones, se debe ser bastante cuidadoso, para prevenir cercanía excesiva entre tiros o un cruce de estos, que pueda dificultar el secuenciamiento o provoque detonación por simpatía.

Adicionalmente, se crean modelos de estimación del ELOS, ya que estos permiten relacionar de manera más directa los parámetros de la base de datos con la sobre excavación directa para cuantificar al influencia de la tronadura. En los modelos determinados para ambas paredes, el ancho de veta deja de ser relevante, puesto que cumple un efecto normalizador de la sobre excavación y no influye en la extensión de esta. A diferencia del modelo de dilución de la Pared colgante, para la estimación del ELOS algunas variables relacionadas a la tronadura comienzan a ser relevantes, como el número de fases y la secuencia de detonación de la fase superior.

Se concluye que los modelos de Dilución y ELOS creados son un ajuste considerablemente mejor que el método empírico del gráfico de estabilidad, logrando clasificar correctamente sobre un 70% de los datos, en comparación al 52% obtenido a través del gráfico de ELOS de Clark.

A partir de los resultados anteriores se determina que el diseño minero actual de El Peñón no es óptimo desde el punto de vista del porcentaje de dilución de los caserones, por lo cual se debe revisar y re evaluar. Por este motivo, se construye una herramienta de diseño para determinar la distancia entre subniveles óptima, de manera de obtener una dilución de la Pared colgante dentro de los rangos admisibles de la mina (se utiliza la Pared colgante para el análisis debido a que presenta la mayor dilución y, por tanto, es la dimensión crítica, condicionante para el diseño). La variación de la separación entre sub niveles permite controlar el radio hidráulico, que es una de las variables de mayor relevancia en la sobre excavación de la pared. Se obtiene que para una veta de 1 m de ancho, se debe tener una separación máxima entre subniveles entre 16 m y 18 m, dependiendo del dip de la pared. A medida que aumenta el ancho de la veta, la separación entre sub niveles se incrementa, alcanzando valores entre 20,4 m y 22,9 m para vetas de 3 m de ancho.

El gráfico de diseño es de gran utilidad para el dimensionamiento de caserones, debido a que se basa en datos empíricos propios de la mina y considera variables relevantes en la dilución de caserones de El Peñón, que no se toman en cuenta en el método de estabilidad gráfico. Se puede aplicar, por ejemplo, en caso de que aumenten las reservas de mineral de mina El Peñón y se decida construir nuevos niveles y caserones.

Se realizan recomendaciones operacionales y de diseño que permiten disminuir la dilución del caserón. Las modificaciones están apuntadas principalmente a un control de las dimensiones de la galerías para disminuir el undercutting de la pared, a través de una correcta implementación de la perforación y tronadura horizontal, un buen seguimiento de la veta mediante los desarrollos y la selección de equipos de un tamaño adecuado para evitar la sobre excavación de las galerías y la realización de desquiches operacionales. Por otra parte, las recomendaciones están enfocadas a la disminución de la desviación de los tiros, a través del aumento del diámetro de perforación y la utilización de sistemas de perforación alternativos, como lo son el sistema ITH Wassara, basado en la transmisión directa de la energía de percusión sobre el bit a través de la propulsión con agua a alta presión.

Calibración de criterio de sobre quiebre

Se calibra un criterio de sobre quiebre por tronadura específico de Bonanza, para determinar la extensión del sobre quiebre y de la zona perturbada. Con esto se determina que el PPV de quiebre para los subsectores Bonanza S-C y Bonanza N-NN es de 3.598 [mm/s] y 4.050 [mm/s] respectivamente, mientras que el nivel al cuál se produce daño es de 1.122 [mm/s] para ambos subsectores. La extensión de la zona perturbada es de gran importancia, pues corresponde a un volumen de roca que disminuye su calidad geomecánica debido a la tronadura. Debe ser considerada por el departamento de geomecánica de El Peñón y puede ser utilizada para determinar el

largo de los cables del sistema de fortificación y para determinar los sectores que necesitan refuerzo.

Los resultados del modelo de atenuación de onda muestran que explosivos de mayor densidad y largos de columna mayor, incrementan el sobre quiebre y la extensión de la zona perturbada. Esto es consistente con el análisis de regresión logística, en donde se obtiene que la tronadura en 2 fases permite disminuir la sobre excavación. Se obtiene que el sobre quiebre promedio por tronadura varía entre 0,6 m y 0,8 m, dependiendo del explosivo y del sector.

En base a los análisis de tronadura se recomienda utilizar tronadura controlada para reducir la extensión de la sobre excavación y del daño en el macizo rocoso, para así cuidar la estabilidad geomecánica del caserón, a excepción de casos en donde la roca a tronar sea demasiado dura y se requiera utilizar un explosivo de mayor densidad para lograr un adecuado fracturamiento. En el caso de la Pared colgante, debido a que es más susceptible al sobre quiebre al verse afectada fuertemente por la fuerza de gravedad, se recomienda utilizar Enaline como carga desacoplada para controlar la tronadura (además de situaciones en donde exista abundante presencia de agua, debido a que los explosivos Anfo Liviano y Anfo Premium presentan una baja resistencia al agua).

Se plantean modificaciones al diagrama de perforación y tronadura de El Peñón, introduciendo un offset (distancia entre el tiro y la pared) para disminuir la extensión de la sobre excavación y de la zona perturbada por la tronadura. Para que el diagrama modificado sea sencillo de asimilar e implementar operacionalmente por el personal minero, se definen rangos de anchos de veta y se utilizan 2 valores de offset para el patrón de perforación dependiendo del explosivo utilizado (para evitar tener múltiples diseños debido a las distintas combinaciones entre los parámetros que afectan la dilución de la pared). El diagrama modificado permite reducir la dilución de la pared entre un 13% y 16% al utilizar Anfo Liviano y entre un 16% y 20% al utilizar Anfo Premium, para ambos sub sectores de Bonanza.

A partir de la estimación de la extensión del sobre quiebre por tronadura, se determina la sobre excavación de la Pared colgante atribuible al efecto de la redistribución de esfuerzos en torno a la pared. Los resultados muestran que el ELOS atribuible a estabilidad geomecánica es de 0,36 [m] para el sector Bonanza Sur-Central y de 0,48 [m] para Bonanza Norte-Norte Norte, representando un 35% y un 45% de la sobre excavación total respectivamente.

Efecto del daño por tronadura en la sobre excavación

Se realiza un modelamiento 2D a través de un software de elementos finitos para ver la influencia del undercutting de la Pared colgante en la zona de relajación de esfuerzos ($\sigma_3 \leq 0$). Se obtiene que un aumento del undercutting, implica un incremento de la zona con potencial de inestabilidad. Este resultado es consistente con el análisis de regresión logística, sin embargo, los valores predichos para el ELOS se encuentran muy por encima de los valores de sobre excavación real, debido a la naturaleza 2D del modelo, al considerar que el largo del caserón es infinito.

Por último, se analiza el efecto del daño por tronadura en la sobre excavación mediante la introducción de la zona de sobre quiebre y la zona perturbada en el modelo. Se obtiene que al incluir el daño, aumenta la sobre excavación directa producto de la tronadura y la extensión de la zona de relajación de esfuerzos, sin embargo, al considerar el efecto que producen dos explosivos de distinta densidad, los resultados obtenidos no son claros. Al emplear un explosivo de mayor densidad efectivamente aumenta la sobre excavación directa por tronadura, sin embargo, se produce una disminución de la zona con potencial de inestabilidad debido a una disminución del “undercutting efectivo” de la pared, obteniéndose un ELOS total menor. Este resultado contradice los datos empíricos, por lo que se concluye que el criterio numérico utilizado y/o la determinación de las propiedades de la zona perturbada utilizando el criterio de Hoek-Brown generalizado, no reproducen bien los mecanismos involucrados en el efecto del daño por tronadura en los caserones de El Peñón, por lo que debería determinarse un criterio de sobre excavación específico para esta faena.

En resumen, al incluir el efecto del daño por tronadura, se observa una mayor extensión de la zona de relajación de esfuerzos. Esta zona de relajación al existir puede movilizar estéril durante la extracción del mineral. Luego, el efecto de la tronadura es doble desde el punto de vista de la dilución: por una parte arranca más estéril y por otra provoca un halo de daño que extiende aún más la zona de relajación respecto a una situación sin daño. Este aumento en la zona de relajación, según los modelos analizados, es un 55% mayor respecto del caso base.

Comentarios generales

El desarrollo de los análisis, incluyendo variables que no están consideradas en el método de estabilidad gráfico, permite mejorar considerablemente la capacidad predictiva de la dilución y sobre excavación para Mina El Peñón. La desviación de tiros resulta ser un factor relevante en la sobre excavación, por lo tanto, la inclusión de esta variable ayuda a mejorar considerablemente el entendimiento del efecto que tiene la tronadura en la dilución de caserones. En la literatura relacionada, se evidencia que la desviación de los tiros rara vez es registrada en las faenas, por lo que simplemente es despreciada en los análisis realizados.

7.3 Recomendaciones y trabajos futuros

Existe una serie de aspectos por abordar, que permitirían complementar y, eventualmente, mejorar los resultados obtenidos en esta investigación:

1. Complementar la base de datos incluyendo información de fortificación, secuencia de explotación, tiempo de exposición del caserón y secuencia de relleno, para construir nuevos modelos de estimación de dilución y ELOS.
2. Realizar un análisis 3D de la desviación de los tiros para compararlo con el análisis actual y determinar si se está omitiendo información relevante.
3. Implementar un programa de monitoreo de vibraciones para validar el modelo de atenuación de onda propuesto, en base a mediciones en terreno. El monitoreo de vibraciones permite, adicionalmente, evaluar el desempeño de la tronadura a través

de mediciones de los tiempo de detonación asociados a las cargas, identificación de detonación por simpatía y tiros quedados (no detonan), además del registro de los niveles máximos de vibración.

4. Realizar pozos de observación en el macizo rocoso, para validar si la extensión de la zona perturbada predicha por el modelo se asemeja a las condiciones reales. Adicionalmente, se propone realizar ensayos geomecánicos y mapeos de testigos para determinar la disminución de la calidad geomecánica de la roca en el entorno de la tronadura.
5. Realizar mediciones de VOD del explosivo, para evaluar el desempeño de la detonación y el nivel de confinamiento de la carga, en especial para la tronadura controlada, que evidencia que no está cumpliendo su objetivo (caso del Enaline).
6. Determinar un criterio numérico específico para El Peñón, que permita determinar el efecto del daño por tronadura en la sobre excavación observada.

BIBLIOGRAFÍA

Adamson, W. R., Scherpenisse, C. R., and Díaz, J. C. (1999). The use of blast monitoring/modelling technology for the optimisation of development blasting. Proc. Explo-99, Kalgoorlie, WA, 35-41.

Bauer, A., Clynn, G., Heater, R. D., and Katsabanis, P. (1984). A Laboratory Comparative Study of Slurry, Emulsion and Heavy ANFO Explosives. In Proceedings of the 10th Annual Conference on Explosives and Blasting Technique, Society of Explosives Engineers (pp. 299-317).

Bieniawski, Z.T. (1989). Engineering rock mass classifications. New York: Wiley.

Brewis, T. (1996, June). Narrow vein mining 1-steep veins. In International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts (Vol. 33, No. 4, pp. 185A-185A).

Clark, L., and Pakalnis, R. (1997). An empirical design approach for estimating unplanned dilution from stope hangingwalls and footwalls. CIM AGM, Calgary, Alberta.

Clark, L. (1998). Minimizing dilution in open stope mining with a focus on stope design and narrow vein longhole blasting. Msc Thesis, University of British Columbia, Canada.

Cornfield, J., Gordon, T., and Smith, W. W. (1961). Quantal response curves for experimentally uncontrolled variables. Bull Int Stat Inst, 38(3), 97-115.

Dally, J. W., Fournery, W., and Holloway, D. (1975). Influence of the confinement of the borehole pressures on explosive induced fractures. Int. J. Rock Mech Min Sci, 12(1):5-12.

Geoffrey, W. (2009). Open stope hangingwall design based on general and detailed data collection in rock masses with unfavourable hangingwall conditions. PhD Thesis, University of Saskatchewan, Canada.

Germain, P., Hadjigeorgiou, J., and Lessard, J. F. (1996). On the relationship between stability prediction and observed stope overbreak. Rock mechanics. Balkema, Rotterdam, 277-283.

Hendricks, C., Scoble, M., and Boudreault, F. (1994). A study of blasthole drilling accuracy: monitoring instrumentation and practice, CIM Bulletin, Vol. 87.

Hoek, E., Carranza-Torres, C., and Corkum, B. (2002). Hoek-Brown failure criterion-2002 edition. Proceedings of NARMS-TAC, 267-273.

Hoek, E., and Brown, E.T. (1980). Underground excavation in rock. Institution of Mining and Metallurgy, London.

Holmberg, R., and Persson, P.A. (1980). Design of tunnel perimeter blast hole patterns to prevent rock damage. *Trans. Inst. Mining Metall.* 89, p. A37-A40.

Hosmer, D. W., and Lemeshow, S. (1989). *Applied Logistic Regression*. Ed. John Wiley & Sons, 8-20.

Hustrulid, W. A. (1999). *Blasting principles for open pit mining: theoretical foundations*. Rotterdam, Balkema.

Hutchinson, D., and Diederichs, M. (1996). Cablebolting in underground mines. *BiTech Publishers Ltd*. Pp. 256-273

Inglér, D. (1975). Rock dilution in underground stopes. *World Mining Magazine*.

JKTech. (2013). *JKSimBlast. Simulation and Information Management for Blasting in Mines - based on more than two decades of experience*. www.jktech.com.au, Australia.

Kaiser, P. K., Falmagne, V., Suorineni, F. T., Diederichs, M. S., and Tannant, D. D. (1997). Incorporation of rock mass relaxation and degradation into empirical stope design. *CIM-AGM, Vancouver*.

Kutter, H. K., and Fairhurst, C. (1971, May). On the fracture process in blasting. In *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts* (Vol. 8, No. 3, pp. 181-202). Pergamon.

LeBlanc, T., Heilig, J., and Ryan, J. (1995). Predicting the Envelope of Damage from the Detonation of a Confined Charge. In *Proceedings of the Sixth High-Tech Seminar on the State of the Art in Blasting Technology Instrumentation and Explosives Applications, Massachusetts, USA* (pp. 225-291).

Lizotte, Y. (1991). Blasthole stoping for narrow vein mining. *CIM BULLETIN*,84(945), 35-41.

Løset, F. (1997). Use of the Q-method for securing small weakness zones and temporary support. *NGI internal report No. 548140-1*.

Mathews, K. E., Hoek, E., Wyllie, D. C., and Stewart, S. (1981). Prediction of stable excavation spans for mining at depths below 1000 m in hard rock. *CANMET DSS Serial No: 0sQ80-00081.*, Ottawa.

Mawdesley, C., Trueman, R., and Whiten, W. J. (2001). Extending the Mathews stability graph for open–stope design. *Mining Technology*, 110(1), 27-39.

Mawdesley, C. (2002). *Predicting rock mass cavability in block caving mines*. PhD Thesis, The University of Queensland, Australia.

McHugh, S. (1983). Crack extension caused by internal gas pressure compared with extension caused by tensile stress. *International Journal of Fracture*,21(3), 163-176.

McKenzie, C. K., Scherpenisse, C. R., Arriagada, J., and Jones, J. P. (1995). Application of computer assisted modelling to final wall blast design. In Proceedings of Expo'95 conference (pp. 289-290).

Miller, F., Potvin, Y., and Jacob, D. (1992). Laser measurements of open stope dilution. CIM Bulletin 85(962), p96-102

Milne, D. (1997). Underground design and deformation based on surface geometry. PhD Thesis, University of British Columbia, Canada.

Mitri, H.S., Hughes, R., and Lecomte, E. (2010). Factors influencing unplanned ore dilution in narrow vein longitudinal mining. SME annual meeting, Phoenix, AZ.

Mosinets, V. N. (1966). Mechanism of rock breaking by blasting in relation to its fracturing and elastic constants. Journal of Mining Science, 2(5), 492-499.

Music, A. (2007). Diagnóstico y optimización de disparos en desarrollo horizontal, Mina El Teniente. Memoria para optar al título de ingeniero de minas. Universidad de Chile, Santiago.

Nickson, S. (1992). Cable support guidelines for underground hard rock mine operations. Msc Thesis, University of British Columbia, Canada.

Olsson, M., and Bergqvist, I. (1996). Crack lengths from explosives in multiple hole blasting. In Proceedings of the Fifth International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Fragblast-5, Montreal, Quebec, Canada (pp. 187-91).

Onederra, I. (2001). Near Field Vibration Monitoring of SLC Ring Blasting in XC11 of the 5305 Level Undercut. JKMRB BART II Internal Project Report, Brisbane, Australia.

Onederra, I., La Rosa, D., Riihioja, K., and Power, G. (2002). Engineering tools for design, analysis and information Management applied to underground drilling and blasting. Fragblast, 6(3-4), 273-285.

Onederra, I. A. (2004). Breakage and fragmentation modeling for underground production blasting applications. In IRR Drilling and Blasting 2004 Conference. IRR.

Onederra, I., and Esen, S. (2004). An alternative approach to determine the Holmberg-Persson constants for modelling near field peak particle velocity attenuation. Fragblast, 8(2), 61-84.

Pakalnis, R. C. (1986). Empirical stope design at Ruttan mine. PhD Thesis, University of British Columbia, Canada.

Pakalnis, R. C., Poulin, R., and Hadjigeorgiou, J. (1996). Quantifying the cost of dilution in underground mines. In International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences and Geomechanics Abstracts (Vol. 33, No. 5, pp. 233A-233A).

- Paraszczak, J. (1992). Mechanized mining of narrow veins. Problems and equipment options. *Mining Engineering*, 44(2), 147-150.
- Persson, P. A., Holmberg, R., and Lee, J. (1994). Rock blasting and explosives engineering. CRC press. Boca Raton, p. 259-264
- Pielke, R. (1984). Mesoscale meteorological modeling. 1st edition, Academic Press, New York.
- Potvin, Y., and Milne, D. (1992). Empirical cable bolt support design. In *Rock Support in mining and underground construction, proc. int. symp. on rock support* (pp. 269-275).
- Potvin, Y. (1988). Empirical open stope design in Canada. PhD Thesis, University of British Columbia, Canada.
- Robertson, B. E., and Vehkala, J. T. (1990). Alimak narrow vein mining at the Dome Mine. *CIM Magazine*, 83(938).
- Rocscience Inc. (2013a). Phase² version 8.0. Finite Element Analysis for Excavations and Slopes. www.rocscience.com, Toronto, Ontario, Canada.
- Rocscience Inc. (2013b). RocLab version 1.0. Rock Mass Strength Analysis Using the Generalized Hoek-Brown Failure Criterion, www.rocscience.com, Toronto, Ontario, Canada.
- Scherpenisse, C., Álvarez, J., y Vásquez, D. (2008). Informe interno Mina El Peñón: Análisis al proceso de perforación y tronadura de producción Mina El Peñón.
- Schoenfeld, D. A. (1982). Analysis of categorical data: logistic model. *Statistics in medical research*. New York, NY: Wiley, 443-454.
- Scoble, M. J., and Moss, A. (1994). Dilution in underground bulk mining: implications for production management. *Geological Society, London, Special Publications*, 79(1), 95-108.
- Scoble, M. J., Lizotte, Y. C., Paventi, M., and Mohanty, B. B. (1997). Measurement of blast damage. *Mining Engineering*, 49(6), 103-108.
- Scott, A. (Ed.). (1996). Open pit blast design: analysis and optimisation (Vol. 1). Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre.
- Stewart, S.B.V., and Forsyth, W.W. (1995). The mathews methos for open stope design. *CIM Bulleting Vol.88* (992), pp.45-53.
- Stewart, P. (2005). Minimising dilution in narrow-vein mines. PhD Thesis, The University of Queensland, Australia.

Suorineni, F. (1998). Effects of faults and stress on open stope design. PhD Thesis, University of Waterloo, Canada.

Suorineni, F. T., Tannant, D. D., and Kaiser, P. K. (1999). Fault factor for the stability graph method of open-stope design. TRANSACTIONS OF THE INSTITUTION OF MINING AND METALLURGY SECTION A-MINING INDUSTRY, 108, A92-A104.

Suorineni, F. T., Kaiser, P. K., and Henning, J. G. (2008). Safe rapid drifting—Support selection. Tunnelling and Underground Space Technology, 23(6), 682-699.

Suorineni, F. T. (2010). The stability graph after three decades in use: Experiences and the way forward. International Journal of Mining, Reclamation and Environment, 24(4), 307-339.

Szuladzinski, G. (1993). Response of rock medium to explosive borehole pressure. Proceedings, 4th Int. Symp. Rock fragmentation by Blasting, Vienna (H.P. Rossmanith, ed.) Balkema, Rotterdam. pp.17-23.

Tannant, D., and Diederichs, M. (1997). Cablebolt optimization in #3 Mine. Report to Shawn Seldon Kidd Mines Division, Timmins, ON, Canada.

Trueman, R., Mikula, P., Mawdesley, C., and Harries, N. (2000). Experience in Australia with the application of the Mathews' method for open stope design. CIM bulletin, 93(1036), 162-167.

Udy, L. L., and Lownds, C. M. (1990). The partition of energy in blasting with non-ideal explosives. In 3rd International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, (Fragblast-90), Brisbane Queensland.

Villaescusa, E., Onederra, I., and Scott, C. (2003). Blast induced damage and dynamic behaviour of hangingwalls in bench stoping. Fragblast, 8(1), 23-40.

Walter, S., and Duncan, D. (1967). Estimation of the probability of an event as a function of several variables. Biometrika, 54(1-2), 167-179.

Wang, J., Milne, D., Yao, M., and Allen, G. (2002). Quantifying the effect of hanging wall undercutting on stope dilution. In 104th CIM Annual General Meeting, CIM, Vancouver.

Wang, J. (2004). Influence of stress, undercutting, blasting, and time on open stope stability and dilution. PhD Thesis, University of Saskatchewan, Canada.

Wright, E. (1983). Dilution and mining recovery – review of the fundamentals. Erzmetall 31(1), 23-29.

Yao, X., Allen, G., and Willett, M. (1999). Dilution evaluation using Cavity Monitoring System at HBMS—Trout Lake Mine. In Proceeding of the 101st CIM annual general meeting, Calgary.

Anexo A.

A.1. Base de datos Pared colgante

A continuación se presenta el detalle de la base de datos de la Pared colgante. El undercutting medio se abrevia como "UC". La última columna, denominada AJUSTE, indica si el perfil fue considerado para determinar la sobre excavación por esfuerzos en la pared, la categoría "ajusta" indica que la trayectoria del tiro es consistente con la sobre excavación y, por lo tanto, el perfil fue utilizado para el cálculo.

N° Perfil	Pared	Perfil	Cámara	N° de tiros	N° de Fases	Ancho veta [m]	UC [m]	Desv Fondo [m]	Largo pared [m]	RH _{zd} [m]	Dip [°]
1	Hw	BNSur_660s_BE.BF_P118_2	BE_BF	2	2	1,8	0,75	-1,53	15,7	7,85	72,5
2	Hw	BNSur_660s_BE.BF_P128_2	BE_BF	2	2	1,7	0,85	-2,30	15,8	7,90	72,3
3	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P164_3	BB_BC	3	2	2,5	0,90	-1,49	16,9	8,45	78,4
4	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P165_3	BB_BC	3	2	2,3	1,35	-1,25	16,7	8,35	78,0
5	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P166_3	BB_BC	3	2	2,3	1,30	-1,27	16,5	8,25	77,9
6	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P167_3	BB_BC	3	2	2,2	1,55	-1,75	16,5	8,25	77,9
7	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P168_3	BB_BC	3	2	2,4	1,45	-1,03	16,3	8,15	78,3
8	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P169_3	BB_BC	3	2	2,6	0,80	-1,31	16,0	8,00	78,5
9	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P170_3	BB_BC	3	2	2,7	1,00	-1,59	15,5	7,75	78,9
10	Hw	BNSUR_680n_AZ.BA_P65_3	AZ_BA	3	2	2,8	1,40	-1,25	15,1	7,55	77,1
11	Hw	BNSUR_680n_AZ.BA_P66_3	AZ_BA	3	2	2,8	1,60	-0,38	15,2	7,60	76,9
12	Hw	BNSUR_680n_AZ.BA_P67_3	AZ_BA	3	2	2,7	1,50	-0,27	15,2	7,60	77,5
13	Hw	BNSUR_680n_AZ.BA_P68_3	AZ_BA	3	2	2,7	1,75	-1,07	15,5	7,75	75,2
14	Hw	BNSUR_680n_AZ.BA_P69_3	AZ_BA	3	2	2,3	2,15	-0,56	15,7	7,85	72,9
15	Hw	BNSUR_680n_AZ.BA_P70_3	AZ_BA	3	2	3,0	1,85	-0,62	16,3	8,15	72,6
16	Hw	BN Sur_680N_BG_P104_3	BG	3	2	1,4	2,40	-1,49	15,5	7,75	71,3
17	Hw	BN Sur_680N_BG_P107_3	BG	3	2	2,6	1,70	-0,44	15,5	7,75	74,0
18	Hw	BN Sur_680N_BG_P108_3	BG	3	2	2,7	1,70	-0,43	15,8	7,90	74,7
19	Hw	BN Sur_680N_BG_P109_3	BG	3	2	2,8	1,95	-0,13	16,1	8,05	76,0
20	Hw	BNSUR_680s_BH_P97_2	BH	2	2	2,0	0,65	-1,29	17,7	8,85	70,0
21	Hw	BNSUR_700s_BF.BG_P76_3	BF_BG	3	2	2,2	0,05	-1,88	18,6	9,30	61,6
22	Hw	BNSUR_700s_BE_P95_3	BE	3	2	3,1	0,15	-1,49	18,0	9,00	61,7
23	Hw	BNSUR_700s_BF.BG_P74_3	BF_BG	3	1	2,0	0,05	-0,24	17,9	8,95	63,6
24	Hw	BNSUR_700s_BF.BG_P75_3	BF_BG	3	1	2,0	0,05	-0,40	18,6	9,30	63,1
25	Hw	BN Sur_700N_BG_P67_3	BG	3	2	2,6	1,20	-0,20	17,3	8,65	66,1
26	Hw	BN Sur_700N_BG_P68_3	BG	3	2	2,9	1,50	-0,89	17,2	8,60	65,1
27	Hw	BN Sur_700N_BG_P69_3	BG	3	2	3,2	0,95	-0,91	17,5	8,75	63,9
28	Hw	BN Sur_700N_BH_P52_2	BH	2	2	1,5	1,20	-1,30	16,8	8,40	64,8
29	Hw	BN Sur_700N_BH_P53_2	BH	2	2	1,7	0,85	0,14	16,7	8,35	66,4
30	Hw	BN Sur_700N_BH_P56_2	BH	2	2	1,4	0,65	-0,52	17,2	8,60	67,5
31	Hw	BNSUR_700s_BI.BJ_P37_2	BI_BJ	2	2	1,3	0,85	-1,58	16,9	8,45	64,0
32	Hw	BNSUR_700n_AW_P41_3	AW	3	2	2,1	0,85	0,00	15,5	7,75	84,6

N° Perfil	Pared	Perfil	Cámara	N° de tiros	N° de Fases	Ancho veta [m]	UC [m]	Desv Fondo [m]	Largo pared [m]	RH _{2d} [m]	Dip [°]
33	Hw	BNSUR_700n_AV.AW_P30_3	AV_AW	3	2	1,6	1,60	-1,16	15,6	7,80	74,7
34	Hw	BNSUR_700n_AV.AW_P35_3	AV_AW	3	2	1,9	1,80	-0,51	15,4	7,70	80,4
35	Hw	BNSUR_700n_AV.AW_P36_3	AV_AW	3	2	2,1	2,00	-0,68	15,6	7,80	81,2
36	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P68_3	AY_AZ_BA	3	1	2,4	2,00	0,50	16,2	8,10	67,9
37	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P69_3	AY_AZ_BA	3	1	2,4	1,75	0,00	16,0	8,00	69,3
38	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P70_3	AY_AZ_BA	3	1	2,3	1,50	-0,62	15,9	7,95	71,4
39	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P71_3	AY_AZ_BA	3	1	2,2	1,65	-0,51	15,8	7,90	71,6
40	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P72_3	AY_AZ_BA	3	1	1,9	1,65	-0,04	15,4	7,70	73,0
41	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P73_3	AY_AZ_BA	3	1	1,9	1,40	-1,23	15,4	7,70	74,0
42	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P74_3	AY_AZ_BA	3	1	1,8	1,30	0,00	15,5	7,75	74,3
43	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P75_3	AY_AZ_BA	3	1	1,8	1,15	0,00	15,5	7,75	75,0
44	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P81_2	AY_AZ_BA	2	1	1,7	0,58	0,00	15,8	7,90	76,9
45	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P82_2	AY_AZ_BA	2	1	1,7	0,50	-0,63	16,0	8,00	75,6
46	Hw	BNSur_700n_BC_P115_2	BC	2	1	1,1	1,55	-0,27	16,2	8,10	76,7
47	Hw	BN Central_680_AQ.AR_P27_2	AQ_AR	2	2	1,0	1,00	0,60	16,3	8,15	82,0
48	Hw	BN Central_680_AQ.AR_P28_2	AQ_AR	2	2	1,0	1,15	-0,11	16,4	8,20	82,0
49	Hw	BNC_680_AO_P53_3	AO	3	2	2,0	0,10	-1,33	15,9	7,95	72,5
50	Hw	BNC_680_AO_P54_3	AO	3	2	1,9	0,25	-1,24	16,4	8,22	72,5
51	Hw	BNC_680_AO_P55_3	AO	3	2	1,9	0,30	-0,90	16,3	8,15	73,1
52	Hw	BNC_680_AO_P56_3	AO	3	2	1,9	0,40	-1,11	15,9	7,95	72,5
53	Hw	BNC_680_AO_P57_3	AO	3	2	1,9	0,35	-0,70	15,6	7,80	73,4
54	Hw	BNC_680_AO_P58_3	AO	3	2	1,9	0,30	-0,93	15	7,50	75,6
55	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P81_2	AK_AL	2	2	1,2	1,30	-0,70	14,0	7,00	68,2
56	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P82_2	AK_AL	2	2	1,1	1,40	-0,55	14,2	7,10	68,2
57	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P83_2	AK_AL	2	2	1,3	1,55	-0,68	14,6	7,30	68,5
58	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P84_2	AK_AL	2	2	1,3	1,20	-0,40	15,0	7,50	68,2
59	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P85_2	AK_AL	2	2	1,1	1,25	-0,74	15,2	7,60	69,2
60	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P86_2	AK_AL	2	2	1,2	0,95	-0,29	15,3	7,65	71,1
61	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P87_2	AK_AL	2	2	1,4	1,00	-0,78	15,5	7,75	71,6
62	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P88_2	AK_AL	2	2	1,4	1,35	-0,78	15,5	7,75	72,1
63	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P89_2	AK_AL	2	2	1,3	1,15	-0,83	15,5	7,75	72,5
64	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P90_2	AK_AL	2	2	1,3	1,25	-1,21	15,6	7,80	73,3
65	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P91_2	AK_AL	2	2	1,2	1,10	-1,18	15,6	7,80	73,1
66	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P92_2	AK_AL	2	2	1,2	1,30	-0,85	15,6	7,80	73,0
67	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P93_2	AK_AL	2	2	1,2	1,15	-0,86	15,6	7,80	73,2
68	Hw	BNCentral_696n_AJ_P58_2	AJ	2	1	1,1	1,10	-0,72	13,2	6,60	67,4
69	Hw	BNCentral_696n_AJ_P59_2	AJ	2	1	1,1	1,35	-0,80	13,2	6,60	67,2
70	Hw	BNCentral_696n_AJ_P60_2	AJ	2	1	1,1	1,45	-0,50	13,6	6,80	66,6
71	Hw	BNCentral_696n_AJ_P61_2	AJ	2	1	1,1	1,50	-0,06	13,5	6,75	66,5
72	Hw	BNN_600_D_P27_2	D	2	2	1,5	3,00	0,60	17,39	8,70	66,5
73	Hw	BNN_600_D_P28_2	D	2	2	1,5	2,45	-0,50	17,48	8,74	66,5

N° Perfil	Pared	Perfil	Cámara	N° de tiros	N° de Fases	Ancho veta [m]	UC [m]	Desv Fondo [m]	Largo pared [m]	RH _{2d} [m]	Dip [°]
74	Hw	BNN_600_D_P29_2	D	2	2	1,3	3,25	-0,25	17,3	8,65	66,5
75	Hw	BNN_600_D_P30_2	D	2	2	1,4	2,60	-1,10	16,88	8,44	68,5
76	Hw	BNN_600_D_P31_2	D	2	2	1,4	2,15	-0,54	16,41	8,21	68,8
77	Hw	BNN_600_D_P32_2	D	2	2	1,4	1,85	0,24	16,3	8,15	69,1
78	Hw	BNN_600_D_P33_2	D	2	2	1,3	2,10	0,26	16,5	8,25	69,0
79	Hw	BNN_600_D_P35_2	D	2	2	1,4	1,60	0,20	17,1	8,55	69,0
80	Hw	BNN_600_D_P34_2	D	2	2	1,4	1,75	0,26	16,8	8,40	68,3
81	Hw	BNN_600_ZV_P25_2	ZV	2	1	1,6	1,75	-0,13	15,5	7,75	68,5
82	Hw	BNN_600_ZV_P24_2	ZV	2	1	1,6	1,75	-0,26	15,35	7,68	68,3
83	Hw	BNN_600_ZV_P23_2	ZV	2	1	1,0	2,00	-0,30	15,77	7,89	69,0
84	Hw	BNN_600_ZV_P22_2	ZV	2	1	2,2	2,00	-0,05	15,79	7,90	69,3
85	Hw	BNN_600_ZV_P18_2	ZV	2	1	2,7	1,95	-0,12	15,96	7,98	70,2
86	Hw	BNN_600_ZV_P17_2	ZV	2	1	2,3	1,65	0,97	16,02	8,01	70,7
87	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P4_3	ZU_ZV	3	1	2,5	1,05	-0,67	15,7	7,85	69,7
88	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P5_3	ZU_ZV	3	1	2,8	0,65	0,20	15,9	7,95	70,8
89	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P6_3	ZU_ZV	3	1	3,0	0,50	0,20	16,2	8,10	71,2
90	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P7_3	ZU_ZV	3	1	2,9	0,75	-0,74	16,2	8,10	70,9
91	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P9_3	ZU_ZV	3	1	2,6	1,05	-0,77	15,9	7,95	70,6
92	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P10_3	ZU_ZV	3	1	2,5	1,10	-0,38	16,3	8,15	70,0
93	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P11_3	ZU_ZV	3	1	2,5	1,35	-0,23	16,2	8,10	70,8
94	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P12_3	ZU_ZV	3	1	2,4	1,30	-0,20	16,1	8,05	71,7
95	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P13_3	ZU_ZV	3	1	2,4	1,20	0,36	15,8	7,90	73,5
96	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P14_3	ZU_ZV	3	1	2,5	1,20	0,52	15,7	7,85	72,0
97	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P15_3	ZU_ZV	3	1	2,6	1,25	-0,71	15,7	7,85	72,0
98	Hw	BNNorte_600n_G_P1_2	G	2	2	1,3	1,40	-0,24	16,1	8,05	72,1
99	Hw	BNNorte_600n_G_P3_2	G	2	2	1,2	1,25	0,10	15,9	7,95	71,5
100	Hw	BNNorte_600n_G_P5_2	G	2	2	1,2	1,70	0,00	15,4	7,70	70,6
101	Hw	BNNorte_600n_G_P6_2	G	2	2	1,3	1,95	-0,17	15,5	7,75	70,1
102	Hw	BNNorte_600n_G_P7_2	G	2	2	1,2	2,20	-0,25	15,7	7,85	69,9
103	Hw	BNNorte_600n_G_P8_2	G	2	2	1,3	2,35	-0,58	15,8	7,90	69,8
104	Hw	BNNorte_600n_G_P9_2	G	2	2	1,3	2,30	-0,42	15,7	7,85	70,3
105	Hw	BNNorte_600n_G_P10_2	G	2	2	1,3	2,10	-0,05	15,7	7,85	71,3
106	Hw	BNNorte_600n_G_P11_2	G	2	2	1,2	1,80	-0,16	15,3	7,65	71,6
107	Hw	BNNorte_600n_G_P12_2	G	2	2	1,2	1,80	-0,63	15,6	7,80	71,2
108	Hw	BNNorte_600n_H_P19_2	H	2	2	1,5	1,80	0,07	15,9	7,95	69,4
109	Hw	BNNorte_600n_H_P20_2	H	2	2	1,5	1,75	0,29	15,9	7,95	69,7
110	Hw	BNNorte_600n_H_P21_2	H	2	2	1,4	1,90	0,60	15,7	7,85	70,7
111	Hw	BNNorte_600n_H_P22_2	H	2	2	1,4	1,85	0,26	15,7	7,85	70,8
112	Hw	BNNorte_600n_H_P23_2	H	2	2	1,4	2,00	0,60	15,7	7,85	71,1
113	Hw	BNNorte_600n_H_P24_2	H	2	2	1,5	2,00	0,89	16,2	8,10	73,8
114	Hw	BNNorte_600N_ZW_P26_2	ZW	2	2	1,1	1,50	-0,08	15,9	7,95	67,8

N° Perfil	Pared	Perfil	Cámara	N° de tiros	N° de Fases	Ancho veta [m]	UC [m]	Desv Fondo [m]	Largo pared [m]	RH _{2d} [m]	Dip [°]
115	Hw	BNNorte_600N_ZW_P27_2	ZW	2	2	1,1	1,55	0,34	15,9	7,95	67,9
116	Hw	BNNorte_600N_ZW_P28_2	ZW	2	2	1,2	1,40	0,00	16,0	8,00	67,8
117	Hw	BNNorte_600N_ZW_P29_2	ZW	2	2	1,2	1,05	0,45	15,9	7,95	68,2
118	Hw	BNNorte_600N_ZW_P30_2	ZW	2	2	1,2	1,15	0,20	15,9	7,95	68,5
119	Hw	BNNorte_600N_ZW_P31_2	ZW	2	2	1,2	1,25	0,12	16,1	8,05	68,9
120	Hw	BNNorte_600N_ZW_P32_2	ZW	2	2	1,2	1,65	0,26	16,0	8,00	69,2
121	Hw	BNNorte_600S_F_P1_2	F	2	1	1,3	1,25	-0,24	16,1	8,05	72,3
122	Hw	BNNorte_600S_F_P3_2	F	2	1	1,4	1,50	-0,69	16,3	8,15	72,9
123	Hw	BNNorte_600S_F_P4_2	F	2	1	1,6	1,40	0,09	16,3	8,15	71,8
124	Hw	BNNorte_600S_F_P5_2	F	2	1	1,6	1,40	0,40	16,4	8,20	71,8
125	Hw	BNNorte_600S_F_P6_2	F	2	1	1,4	1,40	0,62	16,1	8,05	71,7
126	Hw	BNNorte_600S_F_P9_2	F	2	1	1,5	1,30	-0,21	15,8	7,90	70,9
127	Hw	BNNorte_600S_F_P11_2	F	2	1	1,7	1,45	-0,20	15,6	7,80	70,5
128	Hw	BNNorte_600S_E_P18_2	E	2	2	1,6	1,55	0,00	16,1	8,05	69,1
129	Hw	BNNorte_600S_E_P19_2	E	2	2	1,7	1,40	-0,43	16,2	8,10	68,8
130	Hw	BNNorte_600S_E_P20_2	E	2	2	1,9	2,15	-1,16	16,3	8,15	67,5
131	Hw	BNNorte_600S_E_P21_2	E	2	2	1,9	2,25	-0,76	16,5	8,25	65,9
132	Hw	BNNorte_600S_E_P22_2	E	2	2	2,0	2,25	-0,50	16,7	8,35	65,3
133	Hw	BNNorte_600S_E_P23_2	E	2	2	1,9	2,00	-0,35	17,6	8,80	65,6
134	Hw	BNNorte_600S_E_P24_2	E	2	2	1,7	2,10	0,73	17,6	8,80	65,9
135	Hw	BNNorte_620s_E.F_P3_2	E_F	2	2	1,6	1,55	-0,59	16,2	8,10	72,2
136	Hw	BNNorte_620s_E.F_P4_2	E_F	2	2	1,5	1,40	0,00	16,3	8,15	72,9
137	Hw	BNNorte_620s_E.F_P7_2	E_F	2	2	1,3	1,95	-0,53	16,0	8,00	73,4
138	Hw	BNNorte_620s_E.F_P8_2	E_F	2	2	1,2	2,00	0,75	16,0	8,00	73,5
139	Hw	BNNorte_620s_E.F_P13_2	E_F	2	2	1,5	1,75	0,29	15,6	7,80	72,1
140	Hw	BNNorte_620s_E.F_P14_2	E_F	2	2	1,5	1,95	-1,90	16,0	8,00	72,0
141	Hw	BNNorte_620s_E.F_P15_2	E_F	2	2	1,7	1,75	-0,44	15,4	7,70	71,4
142	Hw	BNNorte_620s_E.F_P16_2	E_F	2	2	1,7	1,50	-1,47	15,3	7,65	72,1
143	Hw	BNNorte_620s_E.F_P17_2	E_F	2	2	1,7	1,70	-0,89	15,2	7,60	72,2
144	Hw	BNNorte_620s_E.F_P18_2	E_F	2	2	1,7	1,45	0,25	15,2	7,60	72,1
145	Hw	BNNorte_620s_E.F_P19_2	E_F	2	2	1,9	1,70	-0,24	15,3	7,65	72,6
146	Hw	BNNorte_620s_E.F_P20_2	E_F	2	2	1,8	1,55	-0,14	15,2	7,60	73,1
147	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P7_2	ZT_ZU	2	2	1,4	2,40	0,23	16,7	8,35	65,6
148	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P8_2	ZT_ZU	2	2	1,6	2,75	-0,54	16,8	8,40	66,3
149	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P15_2	ZT_ZU	2	2	1,5	2,25	-0,02	15,8	7,90	73,6
150	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P16_2	ZT_ZU	2	2	1,8	1,85	-0,39	16,2	8,10	72,9
151	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P17_2	ZT_ZU	2	2	2,0	1,40	-0,21	16,2	8,10	71,2
152	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P18_2	ZT_ZU	2	2	2,0	1,30	0,02	16,4	8,20	70,2
153	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P19_2	ZT_ZU	2	2	2,2	1,00	-0,55	16,3	8,15	69,9
154	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P20_2	ZT_ZU	2	2	2,2	1,30	-0,06	16,0	8,00	68,9
155	Hw	BNN_680s_B.C_P79_2	B_C	2	2	1,7	1,30	0,14	15,3	7,65	76,2

N° Perfil	Pared	Perfil	Cámara	N° de tiros	N° de Fases	Ancho veta [m]	UC [m]	Desv Fondo [m]	Largo pared [m]	RH _{2d} [m]	Dip [°]
156	Hw	BNN_680s_B.C_P83_2	B_C	2	2	2,0	1,20	-0,54	15,7	7,85	76,6
157	Hw	BNN_680s_B.C_P87_2	B_C	2	2	1,6	1,10	-1,28	15,9	7,95	75,6
158	Hw	BNN_680s_B.C_P90_2	B_C	2	2	1,4	1,10	0,12	15,9	7,95	76,2
159	Hw	BNN_680s_B.C_P91_2	B_C	2	2	1,3	1,15	0,25	15,6	7,80	76,1
160	Hw	BNN_680s_B.C_P95_2	B_C	2	2	1,1	0,75	-0,62	15,2	7,60	75,9
161	Hw	BNN_680s_D.E_P52_3	D_E	3	1	1,9	1,20	-0,65	15,6	7,80	74,7
162	Hw	BNN_680s_D.E_P54_2	D_E	2	1	1,7	1,10	-0,70	15,3	7,65	77,1
163	Hw	BNN_680s_D.E_P55_2	D_E	2	1	1,9	0,90	-1,04	11,5	5,75	77,8
164	Hw	BNN_680s_D.E_P56_2	D_E	2	1	1,8	0,75	-0,17	15,7	7,85	78,2
165	Hw	BNN_680s_D.E_P58_2	D_E	2	1	1,3	1,50	0,06	15,7	7,85	77,4
166	Hw	BNN_680s_D.E_P62_2	D_E	2	1	1,3	1,25	0,20	15,8	7,90	78,0
167	Hw	BNN_680s_D.E_P70_2	D_E	2	1	1,6	0,75	0,21	16,6	8,30	79,2
168	Hw	BNN_680_G.H_P18_2	G_H	2	2	1,4	1,25	-0,81	16,4	8,20	73,6
169	Hw	BNN_680_G.H_P19_2	G_H	2	2	1,5	1,75	-0,41	16,2	8,10	71,8
170	Hw	BNN_680_G.H_P25_2	G_H	2	2	1,1	1,55	-0,76	16,4	8,20	74,5
171	Hw	BNN_680_G.H_P26_2	G_H	2	2	1,1	1,35	0,44	16,4	8,20	75,2
172	Hw	BNN_680_P.Q_P91_2	P_Q	2	2	1,0	0,90	-0,97	16,1	8,05	73,8
173	Hw	BNN_680_P.Q_P90_2	P_Q	2	2	1,0	1,30	-1,12	16,4	8,20	73,3
174	Hw	BNN_680_P.Q_P89_2	P_Q	2	2	1,0	1,50	-1,34	16,3	8,15	72,4
175	Hw	BNN_680_P.Q_P88_2	P_Q	2	2	1,0	1,00	-1,80	16,3	8,15	72,1
176	Hw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P21_2	ZY_ZZ	2	2	1,3	1,20	0,00	19,7	9,85	78,1
177	Hw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P22_2	ZY_ZZ	2	2	1,5	1,15	-0,92	19,9	9,95	78,2
178	Hw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P24_2	ZY_ZZ	2	2	1,6	2,95	-0,76	20,3	10,2	78,7
179	Hw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P30_3	ZY_ZZ	3	2	2,6	1,90	-1,37	20,8	10,4	77,6
180	Hw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P31_3	ZY_ZZ	3	2	2,6	2,00	-0,42	20,9	10,5	77,4
181	Hw	BNN_700_P.Q_P96_2	P_Q	2	2	1,4	1,75	-0,22	16,2	8,10	72,2
182	Hw	BNN_700_P.Q_P100_3	P_Q	3	2	2,2	0,70	0,01	16,1	8,05	76,6
183	Hw	BNN_700_P.Q_P101_3	P_Q	3	2	2,2	0,70	0,76	16,0	8,00	77,2
184	Hw	BNN_700_P.Q_P105_2	P_Q	2	2	1,7	0,75	-0,20	16	8,00	77,2
185	Hw	BNN_700_P.Q_P106_2	P_Q	2	2	1,4	0,05	-0,78	15,9	7,95	76,0
186	Hw	BNN_700_L_P57_2	L	2	1	1,6	1,85	-0,17	15,3	7,65	76,6
187	Hw	BNN_700_L_P58_2	L	2	1	1,6	1,85	-1,32	15,4	7,70	77,0
188	Hw	BNN_716_U.V.W_P17_3	U_V_W	3	2	1,6	0,68	-0,37	12,2	6,10	74,7
189	Hw	BNN_716_U.V.W_P18_3	U_V_W	3	2	1,6	0,65	-0,20	12,2	6,10	76,0
190	Hw	BNN_716_U.V.W_P19_2	U_V_W	2	2	1,0	0,85	-0,56	12,2	6,10	77,0
191	Hw	BNN_716_U.V.W_P22_3	U_V_W	3	2	2,2	1,20	0,58	12,0	6,00	74,0
192	Hw	BNN_716_U.V.W_P24_3	U_V_W	3	2	2,7	1,40	0,57	12,0	6,00	69,0
193	Hw	BNN_716_U.V.W_P25_3	U_V_W	3	2	2,3	1,05	-0,42	11,7	5,85	72,5
194	Hw	BNN_716_U.V.W_P27_2	U_V_W	2	2	2,3	1,00	-0,10	11,3	5,65	77,3
195	Hw	BNN_716n_P.Q_P82_3	P_Q	3	1	2,5	1,25	-1,42	11,5	5,75	82,8
196	Hw	BNN_716n_P.Q_P84_3	P_Q	3	1	2,4	0,65	0,30	11,5	5,75	76,6

N° Perfil	Pared	Perfil	Cámara	N° de tiros	N° de Fases	Ancho veta [m]	UC [m]	Desv Fondo [m]	Largo pared [m]	RH _{2d} [m]	Dip [°]
197	Hw	BNN_716n_P.Q_P85_3	P_Q	3	1	2,1	0,70	-0,40	11,7	5,85	76,5
198	Hw	BNN_716n_P.Q_P86_3	P_Q	3	1	2,1	0,75	-0,18	11,8	5,90	75,6
199	Hw	BNN_716n_P.Q_P87_3	P_Q	3	1	2,4	0,60	-0,25	11,7	5,85	75,5
200	Hw	BNN_716n_P.Q_P88_3	P_Q	3	1	2,6	0,65	0,04	11,7	5,87	74,9
201	Hw	BNN_716n_P.Q_P89_3	P_Q	3	1	2,8	0,35	-0,34	11,8	5,90	76,1
202	Hw	BNN_716n_P.Q_P90_3	P_Q	3	1	2,8	0,40	-0,47	11,9	5,95	77,8
203	Hw	BNN_716n_P.Q_P91_3	P_Q	3	1	2,5	0,30	-0,68	12,3	6,15	78,0
204	Hw	BNN_716n_P.Q_P92_3	P_Q	3	1	2,0	0,75	-0,78	12,5	6,25	76,1
205	Hw	BNN_716n_P.Q_P93_2	P_Q	2	1	1,8	1,40	-0,45	12,5	6,25	74,9
206	Hw	BNN_716n_P.Q_P94_2	P_Q	2	1	1,6	1,80	0,14	12,2	6,10	74,7
207	Hw	BNN_716n_P.Q_P95_2	P_Q	2	1	1,5	1,65	-0,06	12,0	6,00	75,1
208	Hw	BNN_726n_F.G_P29_2	F_G	2	2	1,3	1,55	-0,72	13,8	6,90	82,6
209	Hw	BNN_726n_F.G_P30_2	F_G	2	2	1,2	1,50	-0,61	14,0	7,00	84,0
210	Hw	BNN_726n_F.G_P31_2	F_G	2	2	1,1	1,40	-0,53	14,1	7,05	86,0
211	Hw	BNN_726n_F.G_P33_2	F_G	2	2	1,2	1,15	-0,28	14,3	7,15	85,0
212	Hw	BNN_726n_F.G_P34_2	F_G	2	2	1,3	1,50	-0,42	14,6	7,30	82,8
213	Hw	BNN_726n_F.G_P35_2	F_G	2	2	1,4	1,50	-1,20	15,0	7,50	82,0
214	Hw	BNN_726n_F.G_P36_2	F_G	2	2	1,4	1,65	-0,94	15,1	7,55	82,5
215	Hw	BNN_726n_H_P51_2	H	2	2	1,6	1,40	-0,84	17,5	8,75	82,1
216	Hw	BNN_726n_H_P52_2	H	2	2	1,6	1,50	-0,39	17,5	8,75	82,1
217	Hw	BNN_726n_H_P53_2	H	2	2	1,5	2,10	-0,62	17,7	8,85	83,7
218	Hw	BNN_726n_H_P55_2	H	2	2	1,2	1,55	-0,41	17,9	8,95	83,4
219	Hw	BNN_726n_H_P56_2	H	2	2	1,3	1,85	-0,74	18,1	9,05	83,6
220	Hw	BNN_726n_G.H_P43_2	G_H	2	2	1,1	1,55	-0,80	15,9	7,95	87,7
221	Hw	BNN_726n_G.H_P44_2	G_H	2	2	1,0	1,50	-0,81	16,0	8,00	87,2
222	Hw	BNN_726n_G.H_P45_2	G_H	2	2	1,1	1,65	-0,90	16,3	8,15	85,1
223	Hw	BNN_726n_G.H_P46_2	G_H	2	2	1,2	1,65	-0,78	16,7	8,35	83,2
224	Hw	BNN_726n_G.H_P47_2	G_H	2	2	1,2	1,55	-0,20	16,8	8,40	84,9
225	Hw	BNN_726n_G.H_P48_2	G_H	2	2	1,2	1,40	-0,29	17,0	8,50	84,4
226	Hw	BNN_726n_G.H_P49_2	G_H	2	2	1,4	1,45	-0,20	17,3	8,65	83,0
227	Hw	BNN_726n_G.H_P50_2	G_H	2	2	1,5	1,50	-0,77	17,4	8,70	82,0

N° Perfil	Pared	Perfil	RMR	Explosivo			Sec. Detonación		ELOS [m]	Dil. [%]	AJUSTE
				Fase Superior	Fase Inferior	ρ lineal [kg/m]	sup	Inf			
1	Hw	BNSur_660s_BE.BF_P118_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,27	15,2	ajusta
2	Hw	BNSur_660s_BE.BF_P128_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,23	13,8	ajusta
3	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P164_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,09	3,6	ajusta
4	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P165_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,11	5,1	no ajusta
5	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P166_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,15	6,7	ajusta
6	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P167_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,05	2,2	ajusta
7	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P168_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,32	13,3	ajusta
8	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P169_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,48	18,3	ajusta
9	Hw	BNSUR_660s_BB.BC_P170_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	2	0,51	18,9	ajusta
10	Hw	BNSUR_680n_AZ.BA_P65_3	43	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,24	8,7	ajusta
11	Hw	BNSUR_680n_AZ.BA_P66_3	43	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,28	10,0	ajusta
12	Hw	BNSUR_680n_AZ.BA_P67_3	43	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,26	9,9	ajusta
13	Hw	BNSUR_680n_AZ.BA_P68_3	43	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,32	11,7	ajusta
14	Hw	BNSUR_680n_AZ.BA_P69_3	43	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,51	22,2	ajusta
15	Hw	BNSUR_680n_AZ.BA_P70_3	43	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,31	10,6	ajusta
16	Hw	BN Sur_680N_BG_P104_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,37	26,3	ajusta
17	Hw	BN Sur_680N_BG_P107_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,14	5,3	ajusta
18	Hw	BN Sur_680N_BG_P108_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,06	2,3	ajusta
19	Hw	BN Sur_680N_BG_P109_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,17	6,3	ajusta
20	Hw	BNSUR_680s_BH_P97_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	2	0,27	13,6	no ajusta
21	Hw	BNSUR_700s_BF.BG_P76_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	1,13	52,5	no ajusta
22	Hw	BNSUR_700s_BE_P95_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,03	0,9	no ajusta
23	Hw	BNSUR_700s_BF.BG_P74_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,36	18,6	no ajusta
24	Hw	BNSUR_700s_BF.BG_P75_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,78	39,2	ajusta
25	Hw	BN Sur_700N_BG_P67_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,35	13,6	no ajusta
26	Hw	BN Sur_700N_BG_P68_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,30	10,2	ajusta
27	Hw	BN Sur_700N_BG_P69_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,27	8,7	ajusta
28	Hw	BN Sur_700N_BH_P52_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	1,61	107,1	no ajusta
29	Hw	BN Sur_700N_BH_P53_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	1,77	107,4	ajusta
30	Hw	BN Sur_700N_BH_P56_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	1,26	93,5	no ajusta
31	Hw	BNSUR_700s_BI.BJ_P37_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,81	64,9	no ajusta
32	Hw	BNSUR_700n_AW_P41_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,13	6,3	no ajusta
33	Hw	BNSUR_700n_AV.AW_P30_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,71	44,1	ajusta
34	Hw	BNSUR_700n_AV.AW_P35_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,22	64,3	no ajusta
35	Hw	BNSUR_700n_AV.AW_P36_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,24	58,9	ajusta
36	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P68_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	1,36	56,8	ajusta
37	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P69_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	1,06	45,2	ajusta
38	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P70_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,69	30,7	ajusta
39	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P71_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,66	30,6	ajusta
40	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P72_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,53	28,4	ajusta
41	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P73_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,79	41,4	ajusta

N° Perfil	Pared	Perfil	RMR	Explosivo			Sec. Detonación		ELOS [m]	Dil. [%]	AJUSTE
				Fase Superior	Fase Inferior	ρ lineal [kg/m]	sup	Inf			
42	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P74_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,77	43,6	ajusta
43	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P75_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,69	39,4	ajusta
44	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P81_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,45	26,7	no ajusta
45	Hw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P82_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,33	19,5	ajusta
46	Hw	BNSur_700n_BC_P115_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	1,19	108,3	no ajusta
47	Hw	BN Central_680_AQ.AR_P27_2	60	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	2	1,20	119,6	ajusta
48	Hw	BN Central_680_AQ.AR_P28_2	60	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	1,14	113,8	ajusta
49	Hw	BNC_680_AO_P53_3	60	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	0,23	11,3	ajusta
50	Hw	BNC_680_AO_P54_3	60	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	1	0,17	9,0	ajusta
51	Hw	BNC_680_AO_P55_3	60	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	0,44	23,2	no ajusta
52	Hw	BNC_680_AO_P56_3	60	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	2	0,42	22,1	ajusta
53	Hw	BNC_680_AO_P57_3	60	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	1	0,33	17,8	no ajusta
54	Hw	BNC_680_AO_P58_3	60	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	1	0,24	13,0	ajusta
55	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P81_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,49	42,2	no ajusta
56	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P82_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,49	44,2	ajusta
57	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P83_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,45	34,8	ajusta
58	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P84_2	55	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,57	45,3	ajusta
59	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P85_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,39	35,9	no ajusta
60	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P86_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,23	19,9	ajusta
61	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P87_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,18	13,4	no ajusta
62	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P88_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,21	15,3	ajusta
63	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P89_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,38	29,3	ajusta
64	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P90_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,29	23,6	ajusta
65	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P91_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,05	4,5	ajusta
66	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P92_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,07	6,1	no ajusta
67	Hw	BNCentral_696N_AK.AL_P93_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,06	5,6	no ajusta
68	Hw	BNCentral_696n_AJ_P58_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,08	6,9	ajusta
69	Hw	BNCentral_696n_AJ_P59_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,05	4,8	ajusta
70	Hw	BNCentral_696n_AJ_P60_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,14	12,7	ajusta
71	Hw	BNCentral_696n_AJ_P61_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,04	4,0	ajusta
72	Hw	BNN_600_D_P27_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	2	1,35	93,1	no ajusta
73	Hw	BNN_600_D_P28_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	1,21	83,5	no ajusta
74	Hw	BNN_600_D_P29_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	2	2	1,07	85,6	ajusta
75	Hw	BNN_600_D_P30_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	1	0,87	64,6	no ajusta
76	Hw	BNN_600_D_P31_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	2	0,39	29,0	ajusta
77	Hw	BNN_600_D_P32_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	1	0,38	27,4	no ajusta
78	Hw	BNN_600_D_P33_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	2	0,66	50,8	ajusta
79	Hw	BNN_600_D_P35_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	2	1	0,37	27,7	no ajusta
80	Hw	BNN_600_D_P34_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	2	0,58	42,8	ajusta
81	Hw	BNN_600_ZV_P25_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,89	55,4	ajusta
82	Hw	BNN_600_ZV_P24_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,93	58,4	ajusta

N° Perfil	Pared	Perfil	RMR	Explosivo			Sec. Detonación		ELOS [m]	Dil. [%]	AJUSTE
				Fase Superior	Fase Inferior	ρ lineal [kg/m]	sup	Inf			
83	Hw	BNN_600_ZV_P23_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,96	95,9	ajusta
84	Hw	BNN_600_ZV_P22_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,86	38,9	ajusta
85	Hw	BNN_600_ZV_P18_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,48	17,6	no ajusta
86	Hw	BNN_600_ZV_P17_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,65	28,3	no ajusta
87	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P4_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,11	4,3	ajusta
88	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P5_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	1	0,01	0,2	ajusta
89	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P6_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,00	0,0	no ajusta
90	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P7_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,00	0,0	no ajusta
91	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P9_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,75	29,6	ajusta
92	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P10_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,78	31,2	ajusta
93	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P11_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,91	37,0	ajusta
94	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P12_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,95	40,4	ajusta
95	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P13_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,20	51,2	no ajusta
96	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P14_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,83	33,8	no ajusta
97	Hw	BNN_600N_ZU.ZV_P15_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,89	34,7	ajusta
98	Hw	BNNorte_600n_G_P1_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	1,43	110,4	no ajusta
99	Hw	BNNorte_600n_G_P3_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,38	32,0	ajusta
100	Hw	BNNorte_600n_G_P5_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,47	41,2	ajusta
101	Hw	BNNorte_600n_G_P6_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,37	29,9	ajusta
102	Hw	BNNorte_600n_G_P7_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,32	27,1	ajusta
103	Hw	BNNorte_600n_G_P8_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,85	68,4	no ajusta
104	Hw	BNNorte_600n_G_P9_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,83	64,2	ajusta
105	Hw	BNNorte_600n_G_P10_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,46	35,8	ajusta
106	Hw	BNNorte_600n_G_P11_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,51	42,5	ajusta
107	Hw	BNNorte_600n_G_P12_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,38	32,9	ajusta
108	Hw	BNNorte_600n_H_P19_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	2	2	0,69	45,7	no ajusta
109	Hw	BNNorte_600n_H_P20_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,62	42,5	ajusta
110	Hw	BNNorte_600n_H_P21_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	2	2	0,57	42,5	ajusta
111	Hw	BNNorte_600n_H_P22_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,71	52,4	ajusta
112	Hw	BNNorte_600n_H_P23_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	1,15	82,3	ajusta
113	Hw	BNNorte_600n_H_P24_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	1,09	75,4	ajusta
114	Hw	BNNorte_600N_ZW_P26_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	1,95	177,2	ajusta
115	Hw	BNNorte_600N_ZW_P27_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	1,70	154,4	ajusta
116	Hw	BNNorte_600N_ZW_P28_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	1,27	105,7	ajusta
117	Hw	BNNorte_600N_ZW_P29_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,78	65,0	ajusta
118	Hw	BNNorte_600N_ZW_P30_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,40	33,5	no ajusta
119	Hw	BNNorte_600N_ZW_P31_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,39	32,1	no ajusta
120	Hw	BNNorte_600N_ZW_P32_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,56	46,4	no ajusta
121	Hw	BNNorte_600S_F_P1_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,43	110,4	ajusta
122	Hw	BNNorte_600S_F_P3_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,23	90,9	no ajusta
123	Hw	BNNorte_600S_F_P4_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,12	72,4	ajusta

N° Perfil	Pared	Perfil	RMR	Explosivo			Sec. Detonación		ELOS [m]	Dil. [%]	AJUSTE
				Fase Superior	Fase Inferior	ρ lineal [kg/m]	sup	Inf			
124	Hw	BNNorte_600S_F_P5_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,11	69,4	no ajusta
125	Hw	BNNorte_600S_F_P6_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,34	95,4	ajusta
126	Hw	BNNorte_600S_F_P9_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,08	74,2	ajusta
127	Hw	BNNorte_600S_F_P11_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,39	81,8	ajusta
128	Hw	BNNorte_600S_E_P18_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,43	28,1	ajusta
129	Hw	BNNorte_600S_E_P19_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,00	0,0	no ajusta
130	Hw	BNNorte_600S_E_P20_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,37	19,9	ajusta
131	Hw	BNNorte_600S_E_P21_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	2	0,38	19,8	ajusta
132	Hw	BNNorte_600S_E_P22_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,50	25,8	ajusta
133	Hw	BNNorte_600S_E_P23_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	2	0,56	29,3	ajusta
134	Hw	BNNorte_600S_E_P24_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	0,71	41,8	ajusta
135	Hw	BNNorte_620s_E.F_P3_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,72	46,2	ajusta
136	Hw	BNNorte_620s_E.F_P4_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	2	0,82	56,7	ajusta
137	Hw	BNNorte_620s_E.F_P7_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	1,13	86,5	no ajusta
138	Hw	BNNorte_620s_E.F_P8_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	2	0,91	75,5	ajusta
139	Hw	BNNorte_620s_E.F_P13_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,30	20,1	no ajusta
140	Hw	BNNorte_620s_E.F_P14_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	1	0,16	10,4	no ajusta
141	Hw	BNNorte_620s_E.F_P15_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,53	32,3	ajusta
142	Hw	BNNorte_620s_E.F_P16_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,33	20,2	no ajusta
143	Hw	BNNorte_620s_E.F_P17_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,47	28,7	no ajusta
144	Hw	BNNorte_620s_E.F_P18_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,66	38,7	ajusta
145	Hw	BNNorte_620s_E.F_P19_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,59	32,1	ajusta
146	Hw	BNNorte_620s_E.F_P20_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,54	30,8	ajusta
147	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P7_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	1,24	91,8	ajusta
148	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P8_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	1,44	92,9	ajusta
149	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P15_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	1,68	116,1	no ajusta
150	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P16_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	1,04	57,6	ajusta
151	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P17_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	2	0,52	25,9	ajusta
152	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P18_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	2	0,52	26,2	ajusta
153	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P19_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	2	0,39	18,0	ajusta
154	Hw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P20_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	2	0,31	14,5	no ajusta
155	Hw	BNN_680s_B.C_P79_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	2	2	0,54	31,5	no ajusta
156	Hw	BNN_680s_B.C_P83_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	2	2	0,76	39,2	ajusta
157	Hw	BNN_680s_B.C_P87_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	2	1	0,04	2,8	no ajusta
158	Hw	BNN_680s_B.C_P90_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	2	2	0,25	18,6	no ajusta
159	Hw	BNN_680s_B.C_P91_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	2	0,30	24,1	no ajusta
160	Hw	BNN_680s_B.C_P95_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	2	1	0,16	15,0	no ajusta
161	Hw	BNN_680s_D.E_P52_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,44	23,6	ajusta
162	Hw	BNN_680s_D.E_P54_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,40	24,2	no ajusta
163	Hw	BNN_680s_D.E_P55_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,07	3,7	ajusta
164	Hw	BNN_680s_D.E_P56_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,24	13,3	no ajusta

N° Perfil	Pared	Perfil	RMR	Explosivo			Sec. Detonación		ELOS [m]	Dil. [%]	AJUSTE
				Fase Superior	Fase Inferior	ρ lineal [kg/m]	sup	Inf			
165	Hw	BNN_680s_D.E_P58_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,60	46,1	no ajusta
166	Hw	BNN_680s_D.E_P62_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,16	13,2	ajusta
167	Hw	BNN_680s_D.E_P70_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,15	9,4	no ajusta
168	Hw	BNN_680_G.H_P18_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	2	0,81	60,1	ajusta
169	Hw	BNN_680_G.H_P19_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	2	0,80	53,5	ajusta
170	Hw	BNN_680_G.H_P25_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	2	0,41	38,4	ajusta
171	Hw	BNN_680_G.H_P26_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	1	0,34	31,0	no ajusta
172	Hw	BNN_680_P.Q_P91_2	60	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	0,60	60,2	no ajusta
173	Hw	BNN_680_P.Q_P90_2	60	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	0,66	65,9	no ajusta
174	Hw	BNN_680_P.Q_P89_2	60	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	0,56	56,0	no ajusta
175	Hw	BNN_680_P.Q_P88_2	60	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	0,10	9,8	no ajusta
176	Hw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P21_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,74	56,6	ajusta
177	Hw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P22_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,47	32,2	ajusta
178	Hw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P24_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,76	47,4	ajusta
179	Hw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P30_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,63	24,5	ajusta
180	Hw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P31_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,77	30,0	ajusta
181	Hw	BNN_700_P.Q_P96_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	2	1,12	80,2	no ajusta
182	Hw	BNN_700_P.Q_P100_3	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	0,02	0,9	no ajusta
183	Hw	BNN_700_P.Q_P101_3	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	1	0,00	0,0	no ajusta
184	Hw	BNN_700_P.Q_P105_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	2	0,13	8,1	no ajusta
185	Hw	BNN_700_P.Q_P106_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	1	0,04	3,1	no ajusta
186	Hw	BNN_700_L_P57_2	50	ENALINE	ENALINE	0,88	2	2	0,16	10,2	no ajusta
187	Hw	BNN_700_L_P58_2	50	ENALINE	ENALINE	0,88	2	2	0,53	33,4	no ajusta
188	Hw	BNN_716_U.V.W_P17_3	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	0,12	7,4	no ajusta
189	Hw	BNN_716_U.V.W_P18_3	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	2	0,00	0,0	no ajusta
190	Hw	BNN_716_U.V.W_P19_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	0,00	0,0	ajusta
191	Hw	BNN_716_U.V.W_P22_3	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	2	0,83	37,7	ajusta
192	Hw	BNN_716_U.V.W_P24_3	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	2	2	0,46	16,9	no ajusta
193	Hw	BNN_716_U.V.W_P25_3	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	2	0,33	14,2	ajusta
194	Hw	BNN_716_U.V.W_P27_2	50	ENALINE	ANFO PREMIUM	2,38	1	1	0,39	17,0	ajusta
195	Hw	BNN_716n_P.Q_P82_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,00	0,0	ajusta
196	Hw	BNN_716n_P.Q_P84_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,25	10,7	ajusta
197	Hw	BNN_716n_P.Q_P85_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,21	10,0	no ajusta
198	Hw	BNN_716n_P.Q_P86_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,08	3,6	no ajusta
199	Hw	BNN_716n_P.Q_P87_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,14	5,8	ajusta
200	Hw	BNN_716n_P.Q_P88_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,00	0,0	ajusta
201	Hw	BNN_716n_P.Q_P89_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,00	0,0	no ajusta
202	Hw	BNN_716n_P.Q_P90_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,00	0,0	ajusta
203	Hw	BNN_716n_P.Q_P91_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,08	3,3	ajusta
204	Hw	BNN_716n_P.Q_P92_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,43	21,6	no ajusta
205	Hw	BNN_716n_P.Q_P93_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,51	29,3	no ajusta

N° Perfil	Pared	Perfil	RMR	Explosivo			Sec. Detonación		ELOS [m]	Dil. [%]	AJUSTE
				Fase Superior	Fase Inferior	ρ [kg/m]	sup	Inf			
206	Hw	BNN_716n_P.Q_P94_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,37	23,2	no ajusta
207	Hw	BNN_716n_P.Q_P95_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,25	16,7	no ajusta
208	Hw	BNN_726n_F.G_P29_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,21	16,8	ajusta
209	Hw	BNN_726n_F.G_P30_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,20	16,7	no ajusta
210	Hw	BNN_726n_F.G_P31_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	2	0,21	20,3	ajusta
211	Hw	BNN_726n_F.G_P33_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,67	55,9	ajusta
212	Hw	BNN_726n_F.G_P34_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,47	36,4	ajusta
213	Hw	BNN_726n_F.G_P35_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,36	25,7	no ajusta
214	Hw	BNN_726n_F.G_P36_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,17	12,3	no ajusta
215	Hw	BNN_726n_H_P51_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,67	43,5	ajusta
216	Hw	BNN_726n_H_P52_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,94	58,9	ajusta
217	Hw	BNN_726n_H_P53_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	1,08	71,9	no ajusta
218	Hw	BNN_726n_H_P55_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,85	71,2	ajusta
219	Hw	BNN_726n_H_P56_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,56	44,6	ajusta
220	Hw	BNN_726n_G.H_P43_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,06	5,4	ajusta
221	Hw	BNN_726n_G.H_P44_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	0,13	13,1	no ajusta
222	Hw	BNN_726n_G.H_P45_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	1,35	122,7	ajusta
223	Hw	BNN_726n_G.H_P46_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,42	123,4	ajusta
224	Hw	BNN_726n_G.H_P47_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	1,74	151,1	ajusta
225	Hw	BNN_726n_G.H_P48_2	50	ENALINE	ANFO LIVIANO	2,04	1	1	1,55	129,4	ajusta
226	Hw	BNN_726n_G.H_P49_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,16	82,6	ajusta
227	Hw	BNN_726n_G.H_P50_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,01	67,4	ajusta

A.2. Base de datos Pared yacente

A continuación se presenta el detalle de la base de datos de la Pared yacente. El undercutting medio se abrevia como "UC". La última columna, denominada Val-Cal, indica si el perfil fue considerado en la calibración o en la validación.

N° Perfil	Pared	Perfil	Cámara	N° de tiros	N° de Fases	Ancho veta [m]	UC [m]	Desv Fondo [m]	Largo pared [m]	RH2d [m]	Dip [°]
1	Fw	BNSur_660s_BE.BF_P118_2	BE_BF	2	2	1,8	2,50	-0,35	15,7	7,85	76,6
2	Fw	BNSur_660s_BE.BF_P128_2	BE_BF	2	2	1,7	3,00	0,67	16,2	8,10	72,3
3	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P164_3	BB_BC	3	2	2,5	1,25	0,54	16,9	8,45	77,3
4	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P165_3	BB_BC	3	2	2,3	1,45	1,10	16,8	8,40	76,9
5	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P166_3	BB_BC	3	2	2,3	1,20	0,76	16,6	8,30	76,2
6	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P167_3	BB_BC	3	2	2,2	1,25	0,27	16,2	8,10	75,8
7	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P168_3	BB_BC	3	2	2,4	1,00	0,58	16,4	8,20	74,5
8	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P169_3	BB_BC	3	2	2,6	1,25	0,50	16,3	8,15	74,7
9	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P170_3	BB_BC	3	2	2,7	0,80	0,00	16,3	8,15	74,8
10	Fw	BNSUR_680n_AZ.BA_P65_3	AZ_BA	3	2	2,8	1,05	-0,43	15,9	7,95	80,6
11	Fw	BNSUR_680n_AZ.BA_P66_3	AZ_BA	3	2	2,8	1,20	0,21	15,3	7,65	80,3
12	Fw	BNSUR_680n_AZ.BA_P67_3	AZ_BA	3	2	2,7	0,90	0,20	15,3	7,65	81,1
13	Fw	BNSUR_680n_AZ.BA_P68_3	AZ_BA	3	2	2,7	0,70	0,41	15,7	7,85	79,8
14	Fw	BNSUR_680n_AZ.BA_P69_3	AZ_BA	3	2	2,3	0,80	0,36	15,9	7,95	75,2
15	Fw	BNSUR_680n_AZ.BA_P70_3	AZ_BA	3	2	3,0	0,55	0,19	18,5	9,25	77,4
16	Fw	BN Sur_680N_BG_P104_3	BG	3	2	1,4	0,80	1,10	16,8	8,40	73,6
17	Fw	BN Sur_680N_BG_P107_3	BG	3	2	2,6	0,95	0,10	17,1	8,55	73,8
18	Fw	BN Sur_680N_BG_P108_3	BG	3	2	2,7	0,90	0,25	16,8	8,40	74,8
19	Fw	BN Sur_680N_BG_P109_3	BG	3	2	2,8	1,00	-0,70	16,8	8,40	75,1
20	Fw	BNSUR_680s_BH_P97_2	BH	2	2	2,0	2,00	0,05	17,9	8,95	72,0
21	Fw	BNSUR_700s_BF.BG_P76_3	BF_BG	3	2	2,2	0,95	-0,06	16,9	8,45	64,3
22	Fw	BNSUR_700s_BE_P95_3	BE	3	2	3,1	0,45	0,54	19,9	9,95	68,6
23	Fw	BNSUR_700s_BF.BG_P74_3	BF_BG	3	1	2,0	0,70	0,31	16,5	8,25	67,8
24	Fw	BNSUR_700s_BF.BG_P75_3	BF_BG	3	1	2,0	0,70	0,32	16,7	8,35	66,3
25	Fw	BN Sur_700N_BG_P67_3	BG	3	2	2,6	0,85	-0,24	19,8	9,90	65,6
26	Fw	BN Sur_700N_BG_P68_3	BG	3	2	2,9	1,05	-0,80	19,5	9,75	65,0
27	Fw	BN Sur_700N_BG_P69_3	BG	3	2	3,2	0,95	-1,02	18,7	9,35	64,1
28	Fw	BN Sur_700N_BH_P52_2	BH	2	2	1,5	2,45	1,33	16,6	8,30	65,0
29	Fw	BN Sur_700N_BH_P53_2	BH	2	2	1,7	1,95	0,30	16,5	8,25	66,2
30	Fw	BN Sur_700N_BH_P56_2	BH	2	2	1,4	2,35	0,86	16,4	8,20	67,6
31	Fw	BNSUR_700s_BI.BJ_P37_2	BI_BJ	2	2	1,3	0,90	1,18	16,7	8,35	63,7
32	Fw	BNSUR_700n_AW_P41_3	AW	3	2	2,1	1,95	-0,30	17,7	8,85	86,6
33	Fw	BNSUR_700n_AV.AW_P30_3	AV_AW	3	2	1,6	0,90	0,50	15,8	7,90	80,1
34	Fw	BNSUR_700n_AV.AW_P35_3	AV_AW	3	2	1,9	0,70	0,60	15,6	7,80	82,0
35	Fw	BNSUR_700n_AV.AW_P36_3	AV_AW	3	2	2,1	0,50	0,92	16,1	8,05	82,8
36	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P68_3	AY_AZ_BA	3	1	2,4	0,35	-0,45	17,2	8,60	76,8

N° Perfil	Pared	Perfil	Cámara	N° de tiros	N° de Fases	Ancho veta [m]	UC [m]	Desv Fondo [m]	Largo pared [m]	RH _{2d} [m]	Dip [°]
37	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P69_3	AY_AZ_BA	3	1	2,4	0,35	0,00	16,4	8,20	77,5
38	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P70_3	AY_AZ_BA	3	1	2,3	0,40	-0,30	16,6	8,30	77,9
39	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P71_3	AY_AZ_BA	3	1	2,2	0,35	0,00	17,0	8,50	77,9
40	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P72_3	AY_AZ_BA	3	1	1,9	0,50	0,10	16,7	8,35	79,4
41	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P73_3	AY_AZ_BA	3	1	1,9	0,35	0,00	16,1	8,05	80,5
42	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P74_3	AY_AZ_BA	3	1	1,8	0,70	0,29	15,5	7,75	80,7
43	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P75_3	AY_AZ_BA	3	1	1,8	0,80	0,48	15,5	7,75	80,4
44	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P81_2	AY_AZ_BA	2	1	1,7	0,95	0,23	15,6	7,80	80,6
45	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P82_2	AY_AZ_BA	2	1	1,7	1,00	-0,18	15,8	7,90	79,9
46	Fw	BNSur_700n_BC_P115_2	BC	2	1	1,1	0,60	0,60	16	8,00	76,7
47	Fw	BN Central_680_AQ.AR_P27_2	AQ_AR	2	2	1,0	1,90	0,33	16,3	8,15	83,0
48	Fw	BN Central_680_AQ.AR_P28_2	AQ_AR	2	2	1,0	1,15	-0,34	16,4	8,20	83,1
49	Fw	BNC_680_AO_P53_3	AO	3	2	2,0	2,60	0,23	15,7	7,85	72,5
50	Fw	BNC_680_AO_P54_3	AO	3	2	1,9	2,25	0,29	16,1	8,05	72,5
51	Fw	BNC_680_AO_P55_3	AO	3	2	1,9	2,35	0,65	16,3	8,17	71,9
52	Fw	BNC_680_AO_P56_3	AO	3	2	1,9	2,30	0,55	16,1	8,05	71,2
53	Fw	BNC_680_AO_P57_3	AO	3	2	1,9	2,20	0,31	16,2	8,10	71,7
54	Fw	BNC_680_AO_P58_3	AO	3	2	1,9	2,00	0,11	16,3	8,15	72,4
55	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P81_2	AK_AL	2	2	1,2	1,45	0,24	14,1	7,05	68,7
56	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P82_2	AK_AL	2	2	1,1	1,80	0,06	14,4	7,20	68,8
57	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P83_2	AK_AL	2	2	1,3	1,80	-0,67	14,7	7,35	68,8
58	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P84_2	AK_AL	2	2	1,3	2,05	0,17	14,8	7,40	69,1
59	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P85_2	AK_AL	2	2	1,1	2,20	-0,60	15,0	7,50	69,9
60	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P86_2	AK_AL	2	2	1,2	1,95	0,08	15,2	7,60	71,6
61	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P87_2	AK_AL	2	2	1,4	1,80	0,64	15,1	7,55	73,3
62	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P88_2	AK_AL	2	2	1,4	1,70	0,40	15,2	7,60	74,1
63	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P89_2	AK_AL	2	2	1,3	1,55	0,50	15,4	7,70	73,4
64	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P90_2	AK_AL	2	2	1,3	1,65	1,03	15,5	7,75	73,3
65	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P91_2	AK_AL	2	2	1,2	1,35	0,50	15,6	7,80	73,2
66	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P92_2	AK_AL	2	2	1,2	1,35	0,97	15,5	7,75	73,3
67	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P93_2	AK_AL	2	2	1,2	1,60	0,97	15,5	7,75	73,3
68	Fw	BNCentral_696n_AJ_P58_2	AJ	2	1	1,1	1,80	-0,16	13,5	6,75	67,4
69	Fw	BNCentral_696n_AJ_P59_2	AJ	2	1	1,1	1,70	-0,24	13,6	6,80	67,1
70	Fw	BNCentral_696n_AJ_P60_2	AJ	2	1	1,1	1,75	0,00	14,2	7,10	66,6
71	Fw	BNCentral_696n_AJ_P61_2	AJ	2	1	1,1	1,50	-0,22	14,0	7,00	66,5
72	Fw	BNN_600_D_P27_2	D	2	2	1,5	1,10	-0,25	17,57	8,79	70,0
73	Fw	BNN_600_D_P28_2	D	2	2	1,5	1,10	-0,50	19	9,50	71,0
74	Fw	BNN_600_D_P29_2	D	2	2	1,3	1,00	0,52	18,4	9,20	71,0
75	Fw	BNN_600_D_P30_2	D	2	2	1,4	1,10	-0,50	18,3	9,15	69,0
76	Fw	BNN_600_D_P31_2	D	2	2	1,4	1,40	-0,28	17,5	8,75	72,0
77	Fw	BNN_600_D_P32_2	D	2	2	1,4	2,60	-1,15	17,8	8,90	72,0

N° Perfil	Pared	Perfil	Cámara	N° de tiros	N° de Fases	Ancho veta [m]	UC [m]	Desv Fondo [m]	Largo pared [m]	RH _{2d} [m]	Dip [°]
78	Fw	BNN_600_D_P33_2	D	2	2	1,3	3,30	-0,11	16,5	8,25	70,0
79	Fw	BNN_600_D_P35_2	D	2	2	1,4	2,95	-0,09	18,3	9,15	71,0
80	Fw	BNN_600_D_P34_2	D	2	2	1,4	2,80	-0,52	18,7	9,35	72,0
81	Fw	BNN_600_ZV_P25_2	ZV	2	1	1,6	1,00	-0,38	15,6	7,80	70,0
82	Fw	BNN_600_ZV_P24_2	ZV	2	1	1,6	1,20	-0,47	15,21	7,61	71,0
83	Fw	BNN_600_ZV_P23_2	ZV	2	1	1,0	1,35	-0,38	15,95	7,98	71,0
84	Fw	BNN_600_ZV_P22_2	ZV	2	1	2,2	1,65	-0,60	16,07	8,04	73,0
85	Fw	BNN_600_ZV_P18_2	ZV	2	1	2,7	1,45	-0,40	17,9	8,95	68,0
86	Fw	BNN_600_ZV_P17_2	ZV	2	1	2,3	1,55	-0,28	17,97	8,99	70,0
87	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P4_3	ZU_ZV	3	1	2,5	1,25	0,09	16,7	8,35	73,5
88	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P5_3	ZU_ZV	3	1	2,8	1,20	-0,62	16,7	8,35	73,6
89	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P6_3	ZU_ZV	3	1	3,0	1,25	0,50	17,1	8,55	73,2
90	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P7_3	ZU_ZV	3	1	2,9	1,30	0,26	17,0	8,50	73,3
91	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P9_3	ZU_ZV	3	1	2,6	1,35	0,47	17,2	8,60	72,4
92	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P10_3	ZU_ZV	3	1	2,5	1,20	0,37	17,1	8,55	71,5
93	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P11_3	ZU_ZV	3	1	2,5	1,10	0,55	17,0	8,50	71,3
94	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P12_3	ZU_ZV	3	1	2,4	0,85	0,17	17,2	8,60	70,9
95	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P13_3	ZU_ZV	3	1	2,4	0,60	-0,24	17,2	8,60	70,6
96	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P14_3	ZU_ZV	3	1	2,5	0,55	0,61	17,6	8,80	70,0
97	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P15_3	ZU_ZV	3	1	2,6	0,40	0,07	17,5	8,75	69,1
98	Fw	BNNorte_600n_G_P1_2	G	2	2	1,3	1,90	0,11	16,3	8,15	73,4
99	Fw	BNNorte_600n_G_P3_2	G	2	2	1,2	2,00	0,00	16,2	8,10	72,4
100	Fw	BNNorte_600n_G_P5_2	G	2	2	1,2	1,20	-0,20	16,0	8,00	71,3
101	Fw	BNNorte_600n_G_P6_2	G	2	2	1,3	1,30	-0,32	16,2	8,10	71,1
102	Fw	BNNorte_600n_G_P7_2	G	2	2	1,2	1,15	-0,50	16,6	8,30	71,9
103	Fw	BNNorte_600n_G_P8_2	G	2	2	1,3	0,90	-1,55	16,5	8,25	71,1
104	Fw	BNNorte_600n_G_P9_2	G	2	2	1,3	1,00	-0,74	16,5	8,25	71,7
105	Fw	BNNorte_600n_G_P10_2	G	2	2	1,3	1,35	-0,49	16,3	8,15	71,5
106	Fw	BNNorte_600n_G_P11_2	G	2	2	1,2	1,50	-1,04	15,9	7,95	71,5
107	Fw	BNNorte_600n_G_P12_2	G	2	2	1,2	1,75	-0,40	15,7	7,85	71,5
108	Fw	BNNorte_600n_H_P19_2	H	2	2	1,5	1,50	-1,27	15,9	7,95	72,3
109	Fw	BNNorte_600n_H_P20_2	H	2	2	1,5	1,65	-0,46	16,0	8,00	72,2
110	Fw	BNNorte_600n_H_P21_2	H	2	2	1,4	1,65	-0,32	16,0	8,00	72,4
111	Fw	BNNorte_600n_H_P22_2	H	2	2	1,4	1,45	-0,94	16,0	8,00	72,5
112	Fw	BNNorte_600n_H_P23_2	H	2	2	1,4	1,40	-0,60	16,2	8,10	73,2
113	Fw	BNNorte_600n_H_P24_2	H	2	2	1,5	1,45	-0,47	16,2	8,10	73,8
114	Fw	BNNorte_600N_ZW_P26_2	ZW	2	2	1,1	1,85	-0,12	15,7	7,85	67,8
115	Fw	BNNorte_600N_ZW_P27_2	ZW	2	2	1,1	1,95	-0,66	15,9	7,95	68,0
116	Fw	BNNorte_600N_ZW_P28_2	ZW	2	2	1,2	1,70	0,00	16,2	8,10	67,8
117	Fw	BNNorte_600N_ZW_P29_2	ZW	2	2	1,2	1,60	-1,37	16,3	8,15	68,3
118	Fw	BNNorte_600N_ZW_P30_2	ZW	2	2	1,2	1,60	-0,25	16,4	8,20	69,1

N° Perfil	Pared	Perfil	Cámara	N° de tiros	N° de Fases	Ancho veta [m]	UC [m]	Desv Fondo [m]	Largo pared [m]	RH _{2d} [m]	Dip [°]
119	Fw	BNNorte_600N_ZW_P31_2	ZW	2	2	1,2	1,75	-0,46	16,7	8,35	69,0
120	Fw	BNNorte_600N_ZW_P32_2	ZW	2	2	1,2	1,75	-0,55	17,0	8,50	69,8
121	Fw	BNNorte_600S_F_P1_2	F	2	1	1,3	2,10	-0,22	16,3	8,15	73,9
122	Fw	BNNorte_600S_F_P3_2	F	2	1	1,4	2,05	-0,77	16,4	8,20	73,8
123	Fw	BNNorte_600S_F_P4_2	F	2	1	1,6	1,95	0,31	16,4	8,20	73,8
124	Fw	BNNorte_600S_F_P5_2	F	2	1	1,6	1,90	0,37	16,4	8,20	73,8
125	Fw	BNNorte_600S_F_P6_2	F	2	1	1,4	1,75	-0,23	16,2	8,10	73,1
126	Fw	BNNorte_600S_F_P9_2	F	2	1	1,5	1,80	-0,47	15,8	7,90	71,8
127	Fw	BNNorte_600S_F_P11_2	F	2	1	1,7	1,75	-0,36	15,6	7,80	71,2
128	Fw	BNNorte_600S_E_P18_2	E	2	2	1,6	1,35	0,24	16,7	8,35	71,2
129	Fw	BNNorte_600S_E_P19_2	E	2	2	1,7	1,25	0,23	17,1	8,55	70,9
130	Fw	BNNorte_600S_E_P20_2	E	2	2	1,9	1,15	-0,08	18,1	9,05	70,4
131	Fw	BNNorte_600S_E_P21_2	E	2	2	1,9	1,30	-0,22	18,4	9,20	68,6
132	Fw	BNNorte_600S_E_P22_2	E	2	2	2,0	1,35	0,19	18,4	9,20	68,0
133	Fw	BNNorte_600S_E_P23_2	E	2	2	1,9	1,00	0,12	18,6	9,30	67,7
134	Fw	BNNorte_600S_E_P24_2	E	2	2	1,7	1,40	0,00	18,7	9,35	67,7
135	Fw	BNNorte_620s_E.F_P3_2	E_F	2	2	1,6	1,25	-0,36	16,4	8,20	72,2
136	Fw	BNNorte_620s_E.F_P4_2	E_F	2	2	1,5	1,15	0,41	16,5	8,25	72,6
137	Fw	BNNorte_620s_E.F_P7_2	E_F	2	2	1,3	1,25	0,92	16,3	8,15	72,6
138	Fw	BNNorte_620s_E.F_P8_2	E_F	2	2	1,2	1,25	-0,12	16,2	8,10	73,7
139	Fw	BNNorte_620s_E.F_P13_2	E_F	2	2	1,5	1,55	-0,27	15,7	7,85	70,8
140	Fw	BNNorte_620s_E.F_P14_2	E_F	2	2	1,5	1,50	0,64	15,8	7,90	73,0
141	Fw	BNNorte_620s_E.F_P15_2	E_F	2	2	1,7	1,35	0,50	15,7	7,85	71,2
142	Fw	BNNorte_620s_E.F_P16_2	E_F	2	2	1,7	1,20	1,12	15,7	7,85	71,0
143	Fw	BNNorte_620s_E.F_P17_2	E_F	2	2	1,7	1,30	0,24	15,6	7,80	71,0
144	Fw	BNNorte_620s_E.F_P18_2	E_F	2	2	1,7	1,25	-0,76	15,7	7,85	71,4
145	Fw	BNNorte_620s_E.F_P19_2	E_F	2	2	1,9	1,10	0,29	15,7	7,85	72,9
146	Fw	BNNorte_620s_E.F_P20_2	E_F	2	2	1,8	1,35	-0,41	15,9	7,95	73,3
147	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P7_2	ZT_ZU	2	2	1,4	1,35	-0,45	17,0	8,50	65,9
148	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P8_2	ZT_ZU	2	2	1,6	1,05	-0,17	17,2	8,60	67,9
149	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P15_2	ZT_ZU	2	2	1,5	1,65	-0,30	16,2	8,10	73,0
150	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P16_2	ZT_ZU	2	2	1,8	1,60	0,18	16,1	8,05	73,0
151	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P17_2	ZT_ZU	2	2	2,0	1,65	-0,60	16,1	8,05	73,0
152	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P18_2	ZT_ZU	2	2	2,0	1,95	-0,98	15,8	7,90	73,0
153	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P19_2	ZT_ZU	2	2	2,2	1,85	-0,66	15,8	7,90	71,3
154	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P20_2	ZT_ZU	2	2	2,2	1,95	-0,45	15,8	7,90	70,6
155	Fw	BNN_680s_B.C_P79_2	B_C	2	2	1,7	2,05	-0,48	15,8	7,90	76,3
156	Fw	BNN_680s_B.C_P83_2	B_C	2	2	2,0	1,55	-0,58	15,9	7,95	74,3
157	Fw	BNN_680s_B.C_P87_2	B_C	2	2	1,6	1,95	0,66	16,2	8,10	73,1
158	Fw	BNN_680s_B.C_P90_2	B_C	2	2	1,4	2,90	0,88	16,3	8,15	75,8
159	Fw	BNN_680s_B.C_P91_2	B_C	2	2	1,3	2,85	-0,38	16,3	8,15	75,8

N° Perfil	Pared	Perfil	Cámara	N° de tiros	N° de Fases	Ancho veta [m]	UC [m]	Desv Fondo [m]	Largo pared [m]	RH _{2d} [m]	Dip [°]
160	Fw	BNN_680s_B.C_P95_2	B_C	2	2	1,1	3,45	-0,15	15,3	7,65	75,4
161	Fw	BNN_680s_D.E_P52_3	D_E	3	1	1,9	2,10	0,13	15,8	7,90	78,7
162	Fw	BNN_680s_D.E_P54_2	D_E	2	1	1,7	1,75	-0,70	15,6	7,80	78,0
163	Fw	BNN_680s_D.E_P55_2	D_E	2	1	1,9	1,80	0,27	15,7	7,85	77,7
164	Fw	BNN_680s_D.E_P56_2	D_E	2	1	1,8	1,40	0,84	15,4	7,70	77,6
165	Fw	BNN_680s_D.E_P58_2	D_E	2	1	1,3	1,60	0,74	15,7	7,85	77,5
166	Fw	BNN_680s_D.E_P62_2	D_E	2	1	1,3	1,85	-0,78	16,0	8,00	79,1
167	Fw	BNN_680s_D.E_P70_2	D_E	2	1	1,6	1,40	0,31	17,5	8,75	78,5
168	Fw	BNN_680_G.H_P18_2	G_H	2	2	1,4	1,30	0,41	16,8	8,40	72,7
169	Fw	BNN_680_G.H_P19_2	G_H	2	2	1,5	1,05	0,54	16,9	8,45	71,8
170	Fw	BNN_680_G.H_P25_2	G_H	2	2	1,1	1,10	-1,10	16,7	8,35	76,2
171	Fw	BNN_680_G.H_P26_2	G_H	2	2	1,1	1,85	-1,62	16,5	8,25	76,2
172	Fw	BNN_680_P.Q_P91_2	P_Q	2	2	1,0	2,05	0,36	16,2	8,10	73,8
173	Fw	BNN_680_P.Q_P90_2	P_Q	2	2	1,0	1,55	0,28	16,4	8,20	73,3
174	Fw	BNN_680_P.Q_P89_2	P_Q	2	2	1,0	1,40	0,29	16,4	8,20	72,4
175	Fw	BNN_680_P.Q_P88_2	P_Q	2	2	1,0	1,15	0,80	16,4	8,20	72,1
176	Fw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P21_2	ZY_ZZ	2	2	1,3	1,09	0,05	19,7	9,85	77,0
177	Fw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P22_2	ZY_ZZ	2	2	1,5	1,35	0,70	20,0	10,0	77,3
178	Fw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P24_2	ZY_ZZ	2	2	1,6	2,15	0,00	21,1	10,6	78,9
179	Fw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P30_3	ZY_ZZ	3	2	2,6	3,45	0,47	20,8	10,4	79,8
180	Fw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P31_3	ZY_ZZ	3	2	2,6	3,10	-1,13	20,6	10,3	79,1
181	Fw	BNN_700_P.Q_P96_2	P_Q	2	2	1,4	0,78	0,07	16,5	8,25	69,9
182	Fw	BNN_700_P.Q_P100_3	P_Q	3	2	2,2	1,15	1,12	16,6	8,30	78,4
183	Fw	BNN_700_P.Q_P101_3	P_Q	3	2	2,2	1,00	0,16	16,4	8,20	75,2
184	Fw	BNN_700_P.Q_P105_2	P_Q	2	2	1,7	1,50	-0,01	16,5	8,25	73,3
185	Fw	BNN_700_P.Q_P106_2	P_Q	2	2	1,4	1,20	-0,72	16,5	8,25	73,2
186	Fw	BNN_700_L_P57_2	L	2	1	1,6	0,60	-0,11	16,3	8,15	78,4
187	Fw	BNN_700_L_P58_2	L	2	1	1,6	0,60	0,32	16,2	8,10	78,8
188	Fw	BNN_716_U.V.W_P17_3	U_V_W	3	2	1,6	0,80	0,30	12,4	6,20	70,0
189	Fw	BNN_716_U.V.W_P18_3	U_V_W	3	2	1,6	0,20	-0,30	12,4	6,21	70,0
190	Fw	BNN_716_U.V.W_P19_2	U_V_W	2	2	1,0	0,75	-0,40	12,4	6,20	77,0
191	Fw	BNN_716_U.V.W_P22_3	U_V_W	3	2	2,2	1,10	-0,02	12,5	6,25	78,0
192	Fw	BNN_716_U.V.W_P24_3	U_V_W	3	2	2,7	1,00	0,15	13,2	6,60	75,6
193	Fw	BNN_716_U.V.W_P25_3	U_V_W	3	2	2,3	0,95	-0,61	12,1	6,05	74,0
194	Fw	BNN_716_U.V.W_P27_2	U_V_W	2	2	2,3	1,05	0,40	11,6	5,80	77,3
195	Fw	BNN_716n_P.Q_P82_3	P_Q	3	1	2,5	0,70	0,23	12,2	6,10	79,7
196	Fw	BNN_716n_P.Q_P84_3	P_Q	3	1	2,4	1,50	0,21	11,5	5,75	78,3
197	Fw	BNN_716n_P.Q_P85_3	P_Q	3	1	2,1	1,60	0,49	11,5	5,75	78,9
198	Fw	BNN_716n_P.Q_P86_3	P_Q	3	1	2,1	1,15	0,72	11,6	5,80	78,1
199	Fw	BNN_716n_P.Q_P87_3	P_Q	3	1	2,4	1,55	-0,26	11,8	5,90	76,4
200	Fw	BNN_716n_P.Q_P88_3	P_Q	3	1	2,6	1,25	-0,17	11,9	5,95	75,6

N° Perfil	Pared	Perfil	Cámara	N° de tiros	N° de Fases	Ancho veta [m]	UC [m]	Desv Fondo [m]	Largo pared [m]	RH _{2d} [m]	Dip [°]
201	Fw	BNN_716n_P.Q_P89_3	P_Q	3	1	2,8	1,00	0,09	11,8	5,90	74,8
202	Fw	BNN_716n_P.Q_P90_3	P_Q	3	1	2,8	1,25	0,81	11,6	5,80	74,3
203	Fw	BNN_716n_P.Q_P91_3	P_Q	3	1	2,5	1,05	0,88	11,9	5,95	73,9
204	Fw	BNN_716n_P.Q_P92_3	P_Q	3	1	2,0	1,30	-0,26	11,9	5,95	74,5
205	Fw	BNN_716n_P.Q_P93_2	P_Q	2	1	1,8	1,20	-0,43	11,9	5,95	76,3
206	Fw	BNN_716n_P.Q_P94_2	P_Q	2	1	1,6	2,40	-0,50	11,7	5,85	77,6
207	Fw	BNN_716n_P.Q_P95_2	P_Q	2	1	1,5	2,45	1,23	11,6	5,80	78,0
208	Fw	BNN_726n_F.G_P29_2	F_G	2	2	1,3	2,25	0,22	13,9	6,95	82,3
209	Fw	BNN_726n_F.G_P30_2	F_G	2	2	1,2	2,30	0,50	14,0	7,00	84,0
210	Fw	BNN_726n_F.G_P31_2	F_G	2	2	1,1	2,30	0,25	14,1	7,05	86,2
211	Fw	BNN_726n_F.G_P33_2	F_G	2	2	1,2	2,10	0,00	14,4	7,20	85,5
212	Fw	BNN_726n_F.G_P34_2	F_G	2	2	1,3	2,05	0,47	14,7	7,35	84,0
213	Fw	BNN_726n_F.G_P35_2	F_G	2	2	1,4	2,15	0,50	14,8	7,40	83,9
214	Fw	BNN_726n_F.G_P36_2	F_G	2	2	1,4	1,95	0,88	15,0	7,50	85,0
215	Fw	BNN_726n_H_P51_2	H	2	2	1,6	1,75	-0,09	17,6	8,80	85,0
216	Fw	BNN_726n_H_P52_2	H	2	2	1,6	1,30	-0,25	17,7	8,85	85,0
217	Fw	BNN_726n_H_P53_2	H	2	2	1,5	2,10	0,31	18,0	9,00	85,0
218	Fw	BNN_726n_H_P55_2	H	2	2	1,2	1,05	-0,13	18,1	9,05	83,4
219	Fw	BNN_726n_H_P56_2	H	2	2	1,3	1,00	-0,24	18,2	9,10	83,2
220	Fw	BNN_726n_G.H_P43_2	G_H	2	2	1,1	1,45	0,70	16,0	8,00	88,2
221	Fw	BNN_726n_G.H_P44_2	G_H	2	2	1,0	1,20	-0,05	16,0	8,00	87,3
222	Fw	BNN_726n_G.H_P45_2	G_H	2	2	1,1	1,15	-0,70	16,2	8,10	85,2
223	Fw	BNN_726n_G.H_P46_2	G_H	2	2	1,2	1,25	0,43	16,7	8,35	83,5
224	Fw	BNN_726n_G.H_P47_2	G_H	2	2	1,2	1,45	0,33	16,7	8,35	85,3
225	Fw	BNN_726n_G.H_P48_2	G_H	2	2	1,2	1,70	-0,21	17,0	8,50	85,7
226	Fw	BNN_726n_G.H_P49_2	G_H	2	2	1,4	1,65	0,41	17,3	8,65	85,3
227	Fw	BNN_726n_G.H_P50_2	G_H	2	2	1,5	1,40	0,67	17,4	8,70	85,3

N° Perfil	Pared	Perfil		Explosivo			Sec. Detonación		ELOS [m]	Dil. [%]	Val-Cal
				Fase Superior	Fase Inferior	ρ lineal [kg/m]	sup	Inf			
1	Fw	BNSur_660s_BE.BF_P118_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	1,00	55,6	Calib.
2	Fw	BNSur_660s_BE.BF_P128_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	1,42	83,5	Calib.
3	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P164_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO LIVIANO	3,54	2	2	0,14	5,8	
4	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P165_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO LIVIANO	3,54	2	1	0,18	7,9	
5	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P166_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO LIVIANO	3,54	2	1	0,19	8,4	
6	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P167_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO LIVIANO	3,54	2	2	0,09	4,2	
7	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P168_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,96	40,1	Valid.
8	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P169_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,96	36,8	Calib.
9	Fw	BNSUR_660s_BB.BC_P170_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,86	31,8	Calib.
10	Fw	BNSUR_680n_AZ.BA_P65_3	43	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,15	5,5	Valid.
11	Fw	BNSUR_680n_AZ.BA_P66_3	43	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,37	13,5	Calib.
12	Fw	BNSUR_680n_AZ.BA_P67_3	43	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,40	15,0	Calib.
13	Fw	BNSUR_680n_AZ.BA_P68_3	43	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,17	6,4	
14	Fw	BNSUR_680n_AZ.BA_P69_3	43	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,37	16,1	Valid.
15	Fw	BNSUR_680n_AZ.BA_P70_3	43	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,02	0,7	
16	Fw	BN Sur_680N_BG_P104_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,94	67,2	Calib.
17	Fw	BN Sur_680N_BG_P107_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,23	8,9	Calib.
18	Fw	BN Sur_680N_BG_P108_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,02	0,9	
19	Fw	BN Sur_680N_BG_P109_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	1,15	42,0	
20	Fw	BNSUR_680s_BH_P97_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,73	37,2	
21	Fw	BNSUR_700s_BF.BG_P76_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,77	35,8	
22	Fw	BNSUR_700s_BE_P95_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,66	21,6	
23	Fw	BNSUR_700s_BF.BG_P74_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,13	6,5	
24	Fw	BNSUR_700s_BF.BG_P75_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,65	32,6	
25	Fw	BN Sur_700N_BG_P67_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,26	9,9	Valid.
26	Fw	BN Sur_700N_BG_P68_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,30	10,4	Calib.
27	Fw	BN Sur_700N_BG_P69_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,36	11,4	Valid.
28	Fw	BN Sur_700N_BH_P52_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	2	0,40	26,9	
29	Fw	BN Sur_700N_BH_P53_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	2	0,18	11,0	
30	Fw	BN Sur_700N_BH_P56_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,33	24,4	
31	Fw	BNSUR_700s_BI.BJ_P37_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,60	48,4	
32	Fw	BNSUR_700n_AW_P41_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,33	65,0	
33	Fw	BNSUR_700n_AV.AW_P30_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,35	21,8	
34	Fw	BNSUR_700n_AV.AW_P35_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,18	9,4	
35	Fw	BNSUR_700n_AV.AW_P36_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,09	4,1	
36	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P68_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,00	0,0	Calib.
37	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P69_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,11	4,7	
38	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P70_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,07	2,9	
39	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P71_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,04	1,9	
40	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P72_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,25	13,3	
41	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P73_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,37	19,3	Calib.

N° Perfil	Pared	Perfil	RMR	Explosivo			Sec. Detonación		ELOS [m]	Dil. [%]	Val-Cal
				Fase Superior	Fase Inferior	ρ lineal [kg/m]	sup	Inf			
42	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P74_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,35	19,6	
43	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P75_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,18	10,3	
44	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P81_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,47	27,8	
45	Fw	BN SUR_700N_AY.AZ.BA_P82_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,54	31,6	Calib.
46	Fw	BNSur_700n_BC_P115_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,69	62,5	
47	Fw	BN Central_680_AQ.AR_P27_2	60	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,82	81,8	Valid.
48	Fw	BN Central_680_AQ.AR_P28_2	60	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,82	82,1	Calib.
49	Fw	BNC_680_AO_P53_3	60	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,13	6,3	Calib.
50	Fw	BNC_680_AO_P54_3	60	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,46	24,5	Valid.
51	Fw	BNC_680_AO_P55_3	60	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,19	10,1	
52	Fw	BNC_680_AO_P56_3	60	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,00	0,0	
53	Fw	BNC_680_AO_P57_3	60	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,00	0,0	
54	Fw	BNC_680_AO_P58_3	60	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	2	0,00	0,0	
55	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P81_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,28	24,7	
56	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P82_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,12	10,7	Calib.
57	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P83_2	55	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,06	4,7	Valid.
58	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P84_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,11	9,2	
59	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P85_2	55	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,05	4,8	
60	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P86_2	55	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,08	6,9	
61	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P87_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,09	6,9	
62	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P88_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,18	13,6	
63	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P89_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	2	0,27	21,0	
64	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P90_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,21	16,5	
65	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P91_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,04	3,8	
66	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P92_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,08	7,3	
67	Fw	BNCentral_696N_AK.AL_P93_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,08	7,3	
68	Fw	BNCentral_696n_AJ_P58_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,39	35,0	Valid.
69	Fw	BNCentral_696n_AJ_P59_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,35	32,1	Calib.
70	Fw	BNCentral_696n_AJ_P60_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,01	0,6	
71	Fw	BNCentral_696n_AJ_P61_2	55	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,06	5,2	Calib.
72	Fw	BNN_600_D_P27_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	1	0,72	49,6	
73	Fw	BNN_600_D_P28_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,63	43,4	
74	Fw	BNN_600_D_P29_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,21	16,9	Calib.
75	Fw	BNN_600_D_P30_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO LIVIANO	3,54	1	2	0,00	0,0	
76	Fw	BNN_600_D_P31_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,00	0,0	Calib.
77	Fw	BNN_600_D_P32_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	2	0,00	0,0	
78	Fw	BNN_600_D_P33_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	1	0,00	0,0	Valid.
79	Fw	BNN_600_D_P35_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	1	0,00	0,0	
80	Fw	BNN_600_D_P34_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO LIVIANO	3,54	1	2	0,03	2,0	Calib.
81	Fw	BNN_600_ZV_P25_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,15	9,2	
82	Fw	BNN_600_ZV_P24_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,11	7,0	

N° Perfil	Pared	Perfil	RMR	Explosivo			Sec. Detonación		ELOS [m]	Dil. [%]	Val-Cal
				Fase Superior	Fase Inferior	ρ lineal [kg/m]	sup	Inf			
83	Fw	BNN_600_ZV_P23_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,11	11,3	
84	Fw	BNN_600_ZV_P22_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,12	5,4	
85	Fw	BNN_600_ZV_P18_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,06	2,3	
86	Fw	BNN_600_ZV_P17_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,08	3,4	
87	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P4_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,11	4,3	Calib.
88	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P5_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,03	1,1	Valid.
89	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P6_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,00	0,1	
90	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P7_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,14	4,9	
91	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P9_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,45	57,0	Calib.
92	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P10_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,70	67,8	Calib.
93	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P11_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,42	58,1	Valid.
94	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P12_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,04	44,3	
95	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P13_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,71	30,2	
96	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P14_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,65	26,7	
97	Fw	BNN_600N_ZU.ZV_P15_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,35	13,7	
98	Fw	BNNorte_600n_G_P1_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,25	19,3	
99	Fw	BNNorte_600n_G_P3_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	2	0,06	5,0	
100	Fw	BNNorte_600n_G_P5_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,18	15,2	Calib.
101	Fw	BNNorte_600n_G_P6_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,19	14,8	Valid.
102	Fw	BNNorte_600n_G_P7_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,06	5,0	Calib.
103	Fw	BNNorte_600n_G_P8_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,00	0,0	
104	Fw	BNNorte_600n_G_P9_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,00	0,0	Valid.
105	Fw	BNNorte_600n_G_P10_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,07	5,7	Calib.
106	Fw	BNNorte_600n_G_P11_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	1	0,14	11,5	Calib.
107	Fw	BNNorte_600n_G_P12_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	1	0,19	16,6	Valid.
108	Fw	BNNorte_600n_H_P19_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,18	11,7	Calib.
109	Fw	BNNorte_600n_H_P20_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,25	17,2	Valid.
110	Fw	BNNorte_600n_H_P21_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,18	13,0	Calib.
111	Fw	BNNorte_600n_H_P22_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,08	6,0	Valid.
112	Fw	BNNorte_600n_H_P23_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,15	11,0	Calib.
113	Fw	BNNorte_600n_H_P24_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,19	13,2	Calib.
114	Fw	BNNorte_600N_ZW_P26_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,18	16,8	Calib.
115	Fw	BNNorte_600N_ZW_P27_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,38	34,3	
116	Fw	BNNorte_600N_ZW_P28_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	1	1,04	86,9	
117	Fw	BNNorte_600N_ZW_P29_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,75	62,4	
118	Fw	BNNorte_600N_ZW_P30_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,51	42,2	Valid.
119	Fw	BNNorte_600N_ZW_P31_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,28	23,5	
120	Fw	BNNorte_600N_ZW_P32_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,19	16,2	Calib.
121	Fw	BNNorte_600S_F_P1_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,47	35,9	Calib.
122	Fw	BNNorte_600S_F_P3_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,35	26,2	
123	Fw	BNNorte_600S_F_P4_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,25	16,1	Calib.

N° Perfil	Pared	Perfil	RMR	Explosivo			Sec. Detonación		ELOS [m]	Dil. [%]	Val-Cal
				Fase Superior	Fase Inferior	ρ lineal [kg/m]	sup	Inf			
124	Fw	BNNorte_600S_F_P5_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,23	14,1	
125	Fw	BNNorte_600S_F_P6_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,41	29,5	Valid.
126	Fw	BNNorte_600S_F_P9_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,27	18,8	Calib.
127	Fw	BNNorte_600S_F_P11_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,28	16,2	Calib.
128	Fw	BNNorte_600S_E_P18_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,60	39,0	Calib.
129	Fw	BNNorte_600S_E_P19_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,57	33,4	
130	Fw	BNNorte_600S_E_P20_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,36	19,4	Calib.
131	Fw	BNNorte_600S_E_P21_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,66	34,9	Valid.
132	Fw	BNNorte_600S_E_P22_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,67	34,3	Calib.
133	Fw	BNNorte_600S_E_P23_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,65	34,2	Valid.
134	Fw	BNNorte_600S_E_P24_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,73	43,1	Calib.
135	Fw	BNNorte_620s_E.F_P3_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,27	17,3	Valid.
136	Fw	BNNorte_620s_E.F_P4_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,41	28,0	
137	Fw	BNNorte_620s_E.F_P7_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,33	25,5	
138	Fw	BNNorte_620s_E.F_P8_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,44	37,0	Calib.
139	Fw	BNNorte_620s_E.F_P13_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,48	32,3	
140	Fw	BNNorte_620s_E.F_P14_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,25	16,9	
141	Fw	BNNorte_620s_E.F_P15_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,48	29,0	
142	Fw	BNNorte_620s_E.F_P16_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,36	21,6	
143	Fw	BNNorte_620s_E.F_P17_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,21	12,8	
144	Fw	BNNorte_620s_E.F_P18_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,12	7,1	Valid.
145	Fw	BNNorte_620s_E.F_P19_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,04	2,4	Calib.
146	Fw	BNNorte_620s_E.F_P20_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,04	2,5	
147	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P7_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,13	9,6	
148	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P8_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,13	8,6	Valid.
149	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P15_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,83	57,0	
150	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P16_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,55	30,7	Calib.
151	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P17_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,19	9,3	Valid.
152	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P18_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,35	17,4	Calib.
153	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P19_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,35	16,2	Calib.
154	Fw	BNNorte_620n_ZT.ZU_P20_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,24	11,2	
155	Fw	BNN_680s_B.C_P79_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,32	18,6	
156	Fw	BNN_680s_B.C_P83_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,64	32,9	Calib.
157	Fw	BNN_680s_B.C_P87_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	2	0,81	52,6	
158	Fw	BNN_680s_B.C_P90_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,64	47,7	
159	Fw	BNN_680s_B.C_P91_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,77	61,3	
160	Fw	BNN_680s_B.C_P95_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	2	1,69	160,6	
161	Fw	BNN_680s_D.E_P52_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,60	32,5	Valid.
162	Fw	BNN_680s_D.E_P54_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,74	44,7	
163	Fw	BNN_680s_D.E_P55_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,62	32,9	Calib.
164	Fw	BNN_680s_D.E_P56_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,49	27,1	

N° Perfil	Pared	Perfil	RMR	Explosivo			Sec. Detonación		ELOS [m]	Dil. [%]	Val-Cal
				Fase Superior	Fase Inferior	ρ lineal [kg/m]	sup	Inf			
165	Fw	BNN_680s_D.E_P58_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	1,03	78,9	
166	Fw	BNN_680s_D.E_P62_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,69	55,5	Calib.
167	Fw	BNN_680s_D.E_P70_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,07	66,8	
168	Fw	BNN_680_G.H_P18_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,98	72,8	
169	Fw	BNN_680_G.H_P19_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,88	58,4	
170	Fw	BNN_680_G.H_P25_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,08	7,1	
171	Fw	BNN_680_G.H_P26_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,08	7,2	
172	Fw	BNN_680_P.Q_P91_2	60	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,11	11,1	
173	Fw	BNN_680_P.Q_P90_2	60	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,08	7,9	
174	Fw	BNN_680_P.Q_P89_2	60	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,03	3,0	
175	Fw	BNN_680_P.Q_P88_2	60	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,01	0,6	
176	Fw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P21_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	1	1	0,83	63,6	Calib.
177	Fw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P22_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,70	48,3	
178	Fw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P24_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	1,28	80,0	Valid.
179	Fw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P30_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	1,92	75,4	Calib.
180	Fw	BNNorte_700N_ZY.ZZ_P31_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	2,07	81,3	Valid.
181	Fw	BNN_700_P.Q_P96_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,00	0,0	
182	Fw	BNN_700_P.Q_P100_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,26	12,0	
183	Fw	BNN_700_P.Q_P101_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,20	9,1	
184	Fw	BNN_700_P.Q_P105_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,13	7,7	
185	Fw	BNN_700_P.Q_P106_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	2	0,00	0,0	
186	Fw	BNN_700_L_P57_2	50	ENALINE	ENALINE	0,88	1	1	0,02	1,2	
187	Fw	BNN_700_L_P58_2	50	ENALINE	ENALINE	0,88	1	1	0,01	0,8	
188	Fw	BNN_716_U.V.W_P17_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,00	0,0	
189	Fw	BNN_716_U.V.W_P18_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,00	0,0	
190	Fw	BNN_716_U.V.W_P19_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,06	6,2	Valid.
191	Fw	BNN_716_U.V.W_P22_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,01	0,4	
192	Fw	BNN_716_U.V.W_P24_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,00	0,0	
193	Fw	BNN_716_U.V.W_P25_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,00	0,0	Calib.
194	Fw	BNN_716_U.V.W_P27_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,41	17,7	Calib.
195	Fw	BNN_716n_P.Q_P82_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,16	47,5	Valid.
196	Fw	BNN_716n_P.Q_P84_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,10	46,6	Calib.
197	Fw	BNN_716n_P.Q_P85_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	1,15	56,0	
198	Fw	BNN_716n_P.Q_P86_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	1,02	48,4	
199	Fw	BNN_716n_P.Q_P87_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,59	25,2	Calib.
200	Fw	BNN_716n_P.Q_P88_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,37	14,2	Calib.
201	Fw	BNN_716n_P.Q_P89_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,41	14,5	
202	Fw	BNN_716n_P.Q_P90_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	1	0,52	18,9	
203	Fw	BNN_716n_P.Q_P91_3	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,60	23,9	Calib.
204	Fw	BNN_716n_P.Q_P92_3	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,44	21,8	
205	Fw	BNN_716n_P.Q_P93_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,34	19,7	

N° Perfil	Pared	Perfil	RMR	Explosivo			Sec. Detonación		ELOS [m]	Dil. [%]	Val-Cal
				Fase Superior	Fase Inferior	ρ lineal [kg/m]	sup	Inf			
206	Fw	BNN_716n_P.Q_P94_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,79	49,7	
207	Fw	BNN_716n_P.Q_P95_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,87	58,0	
208	Fw	BNN_726n_F.G_P29_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,37	29,4	Calib.
209	Fw	BNN_726n_F.G_P30_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,25	20,8	
210	Fw	BNN_726n_F.G_P31_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	1	0,31	29,7	Calib.
211	Fw	BNN_726n_F.G_P33_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,50	41,7	Valid.
212	Fw	BNN_726n_F.G_P34_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,43	33,0	
213	Fw	BNN_726n_F.G_P35_2	50	ANFO PREMIUM	ANFO PREMIUM	3,88	2	2	0,36	26,1	
214	Fw	BNN_726n_F.G_P36_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,07	4,8	
215	Fw	BNN_726n_H_P51_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,22	14,3	
216	Fw	BNN_726n_H_P52_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	2	0,32	20,1	Calib.
217	Fw	BNN_726n_H_P53_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	1	1	0,35	23,3	
218	Fw	BNN_726n_H_P55_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	2	0,40	33,1	Calib.
219	Fw	BNN_726n_H_P56_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO PREMIUM	3,54	2	1	0,26	21,1	Valid.
220	Fw	BNN_726n_G.H_P43_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	1	2	0,11	10,7	
221	Fw	BNN_726n_G.H_P44_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,00	0,0	
222	Fw	BNN_726n_G.H_P45_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	1	0,62	56,1	
223	Fw	BNN_726n_G.H_P46_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,73	63,5	Calib.
224	Fw	BNN_726n_G.H_P47_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,37	32,3	
225	Fw	BNN_726n_G.H_P48_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,35	28,9	Calib.
226	Fw	BNN_726n_G.H_P49_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,44	31,4	
227	Fw	BNN_726n_G.H_P50_2	50	ANFO LIVIANO	ANFO LIVIANO	3,19	2	2	0,44	29,5	

Anexo B.

A continuación se presentan los modelos preliminares de dilución y ELOS, utilizando como covariable categórica el tipo de explosivo. Estos modelos no fueron considerados, dado que los coeficientes de regresión presentaban una desviación estándar muy grande.

B.1. Modelos de dilución utilizando como variable el tipo de explosivo

La Tabla B-1 y la Tabla B-2 muestran el resumen de los modelos de dilución:

Tabla B-1: Resumen modelo preliminar dilución Pared colgante (considerando como variable el tipo de explosivo)

Variable	Coefficiente b	Desviación estándar (b)	Estadístico de Wald	Significancia estadístico de Wald	Exp (b)
Constante	10,35	-	-	-	-
Ancho Veta [m]	2,05	0,45	20,79	0,00	7,77
Desviación Tiro [m]	-1,41	0,38	13,76	0,00	0,25
Dip [°]	0,02	0,04	0,38	0,54	1,02
Radio Hidráulico _{2D} [m]	-1,54	0,35	19,76	0,00	0,21
RMR	-0,03	0,08	0,13	0,72	0,97
EXP Hw Sup.	-	-	4,64	0,10	-
EXP Hw Sup. (1)	-0,5	0,45	1,23	0,27	0,61
EXP Hw Sup. (2)	-1,87	0,87	4,64	0,03	1,15
EXP Hw Inf.	-	-	0,06	0,97	-
EXP Hw Inf. (1)	0,34	1,7	0,04	0,84	1,40
EXP Hw Inf. (2)	0,4	1,76	0,05	0,82	1,49
Secuencia Hw sup. (1)	0,28	0,46	0,36	0,55	1,32
Secuencia Hw Inf. (1)	-0,46	0,48	0,92	0,34	0,63
Undercutting [m]	-1,41	0,44	10,37	0,00	0,24
Fases (1)	-0,47	0,53	0,79	0,37	0,63
Estadísticos					
Pseudo R2	0,5				
Significancia Hosmer-Lemeshow	0,14				
% Global de clasificación	77,5				
Probabilidad de corte (p _c)	0,51				

Tabla B-2: Resumen modelo preliminar dilución Pared yacente (considerando como variable el tipo de explosivo)

Variable	Coefficiente b	Desviación estándar (b)	Estadístico de Wald	Significancia estadístico de Wald	Exp (b)
Constante	14,59	-	-	-	-
Ancho Veta [m]	0,86	0,34	6,55	0,01	2,36
Desviación Tiro [m]	-1,04	0,32	10,84	0,00	0,35
Dip [°]	-0,04	0,03	1,52	0,22	0,96
Radio Hidráulico _{2D} [m]	-0,25	0,19	1,77	0,18	0,78
RMR	0,24	0,07	13,55	0,00	1,27
EXP Fw Sup.	-	-	3,25	0,20	-
EXP Fw Sup. (1)	-22,27	28293,86	0,00	0,99	0,00
EXP Fw Sup. (2)	-21,48	28293,86	0,00	0,99	0,00
EXP Fw Inf.	-	-	2,25	0,13	-
EXP Fw Inf. (1)	0,54	0,36	2,25	0,13	1,72
Secuencia Fw Sup. (1)	0,91	0,4	5,10	0,02	2,47
Secuencia Fw Inf. (1)	-0,4	0,39	1,04	0,31	0,67
Undercutting [m]	-0,97	0,32	9,43	0,00	0,38
Fases (1)	-1,42	0,41	11,78	0,00	0,24
Estadísticos					
Pseudo R2	0,27				
Significancia Hosmer-Lemeshow	0,21				
% Global de clasificación	70,0				
Probabilidad de corte (p _c)	0,48				

La Tabla B-3 muestra la codificación de la variable tipo de explosivo para la Pared colgante:

Tabla B-3: Codificación covariables categórica tipo de explosivo Pared colgante

Variable	Valor	Codificación parámetros	
		(1)	(2)
Tipo Exp Hw Sup.	ANFO LIVIANO	1	0
	ANFO PREMIUM	0	1
	ENALINE	0	0
Tipo Exp Hw Inf.	ANFO LIVIANO	1	0
	ANFO PREMIUM	0	1
	ENALINE	0	0

La Tabla B-4 muestra la codificación de la variable tipo de explosivo para la Pared yacente:

Tabla B-4: Codificación covariables categórica tipo de explosivo Pared yacente

Variable	Valor	Codificación parámetros	
		(1)	(2)
Tipo Exp Fw Sup.	ANFO LIVIANO	1	0
	ANFO PREMIUM	0	1
	ENALINE	0	0
Tipo Exp Fw Inf.	ANFO LIVIANO	1	0
	ANFO PREMIUM	0	1
	ENALINE	0	0

B.2. Modelos de ELOS utilizando como variable el tipo de explosivo

La Tabla B-5 y la Tabla B-6 muestran el resumen de los modelos de ELOS:

Tabla B-5: Resumen modelo preliminar ELOS Pared colgante (considerando como variable el tipo de explosivo)

Variable	Coefficiente b	Desviación estándar (b)	Estadístico de Wald	Significancia estadístico de Wald	Exp (b)
Constante	19,51	-	-	-	-
Ancho Veta [m]	0,72	0,41	3,08	0,08	2,05
Desviación Tiro [m]	-1,01	0,36	7,90	0,01	0,37
Dip [°]	-0,02	0,04	0,23	0,63	0,98
Radio Hidráulico _{2D} [m]	-1,7	0,36	23,02	0,00	0,18
RMR	-0,05	0,08	0,31	0,58	0,96
EXP Hw Sup.	-	-	2,43	0,30	-
EXP Hw Sup. (1)	0,21	0,44	0,22	0,64	1,23
EXP Hw Sup. (2)	-0,84	0,83	1,03	0,31	0,43
EXP Hw Inf.	-	-	0,54	0,76	-
EXP Hw Inf. (1)	-0,8	1,65	0,24	0,63	0,45
EXP Hw Inf. (2)	-1,04	1,71	0,37	0,54	0,35
Secuencia Hw Sup. (1)	-0,97	0,48	4,16	0,04	0,38
Secuencia Hw Inf. (1)	0,46	0,48	0,93	0,34	1,59
Undercutting [m]	-1,87	0,44	18,04	0,00	0,16
Fases (1)	-1,4	0,52	7,32	0,01	0,25
Estadísticos					
Pseudo R2	0,47				
Significancia Hosmer-Lemeshow	0,19				
% Global de clasificación	76,7				
Probabilidad de corte (p _c)	0,5				

Tabla B-6: Resumen modelo preliminar ELOS Pared yacente (considerando como variable el tipo de explosivo)

Variable	Coefficiente b	Desviación estándar (b)	Estadístico de Wald	Significancia estadístico de Wald	Exp (b)
Constante	18,8	-	-	-	-
Ancho Veta [m]	-0,24	0,32	0,58	0,45	0,79
Desviación Tiro [m]	-0,73	0,3	6,05	0,01	0,48
Dip [°]	-0,06	0,03	3,36	0,07	0,95
Radio Hidráulico _{2D} [m]	-0,17	0,18	0,90	0,34	0,84
RMR	0,2	0,06	9,55	0,00	0,30
EXP Fw Sup.	-	-	3,21	0,20	-
EXP Fw Sup. (1)	-22,08	28347,54	0,00	0,99	0,00
EXP Fw Sup. (2)	-21,3	28347,54	0,00	0,99	0,00
EXP Fw Inf.	-	-	2,98	0,08	-
EXP Fw Inf. (1)	0,61	0,35	2,98	0,08	1,84
Secuencia Fw sup. (1)	0,72	0,39	3,42	0,06	2,05
Secuencia Fw inf. (1)	-0,41	0,38	1,18	0,28	0,67
Undercutting [m]	-0,75	0,29	6,78	0,01	0,47
Fases (1)	-1,21	0,39	9,40	0,00	0,30
Estadísticos					
Pseudo R2	0,22				
Significancia Hosmer-Lemeshow	0,37				
% Global de clasificación	69,6				
Probabilidad de corte (p_c)	0,5				

B.3. Probabilidad de corte para la clasificación

La Tabla B-7, Tabla B-8, Tabla B-9 y Tabla B-10 muestran las probabilidades de corte que optimizan la clasificación de los datos en los modelos de dilución y de ELOS:

Tabla B-7: Porcentajes de clasificación para distintos valores de p_c , modelo final dilución Pared colgante

Prob Corte	% clasif.Clase 0	% clasif.Clase 1	Diferencia % clasif.	% clasif. global
0,10	15,30	99,10	58,10	83,80
0,20	40,50	94,80	68,30	54,30
0,30	54,10	87,10	70,90	33,00
0,40	65,80	83,60	74,90	17,80
0,45	69,40	81,90	75,80	12,50
0,46	71,20	81,00	76,20	9,80
0,47	71,20	81,00	76,20	9,80
0,48	71,20	80,20	75,80	9,00
0,49	73,00	78,40	75,80	5,40
0,50	74,80	76,70	75,80	1,90
0,51	74,80	75,90	75,30	1,10
0,52	77,50	75,90	76,70	1,60
0,53	78,40	75,60	76,70	2,80
0,54	80,20	75,00	77,50	5,20
0,55	80,20	74,10	77,10	6,10
0,60	85,60	66,40	75,80	19,20
0,70	92,80	54,30	73,10	38,50
0,80	96,40	43,10	69,20	53,30
0,90	99,10	25,90	61,70	73,20

Tabla B-8: Porcentajes de clasificación para distintos valores de p_c , modelo final dilución Pared yacente

Prob Corte	% clasif.Clase 0	% clasif.Clase 1	Diferencia % clasif.	% clasif. global
0,10	4,10	99,00	48,00	94,90
0,20	17,20	96,20	53,70	79,00
0,30	34,40	94,30	62,10	59,90
0,40	54,10	77,10	64,80	23,00
0,45	65,60	71,40	68,30	5,80
0,46	66,40	71,40	68,70	5,00
0,47	68,90	70,50	69,60	1,60
0,48	69,70	69,50	69,60	0,20
0,49	69,70	65,70	67,80	4,00
0,50	71,30	61,00	66,50	10,30
0,51	72,10	58,10	65,60	14,00
0,52	73,80	55,20	65,20	18,60
0,53	76,20	55,20	66,50	21,00
0,54	79,50	52,40	67,00	27,10
0,55	82,80	48,60	67,00	34,20
0,60	89,30	38,10	65,60	51,20
0,70	94,30	23,80	61,70	70,50
0,80	97,50	6,70	55,50	90,80
0,90	99,20	1,90	54,20	97,30

Tabla B-9: Porcentajes de clasificación para distintos valores de p_c , modelo final ELOS Pared colgante

Prob Corte	% clasif. Clase 0	% clasif. Clase 1	Diferencia % clasif.	% clasif. global
0,10	13,90	99,20	58,60	85,30
0,20	33,30	96,60	66,50	63,30
0,30	49,10	92,40	71,80	43,30
0,40	63,00	86,60	75,30	23,60
0,45	74,10	81,50	78,00	7,40
0,46	74,10	79,00	76,70	4,90
0,47	76,90	77,30	77,10	0,40
0,48	78,70	75,60	77,10	3,10
0,49	79,60	75,60	77,50	4,00
0,50	79,60	73,90	76,70	5,70
0,51	79,60	72,30	75,80	7,30
0,52	79,60	71,40	75,30	8,20
0,53	81,50	71,40	76,20	10,10
0,54	82,40	71,40	76,70	11,00
0,55	82,40	70,60	76,20	11,80
0,60	83,30	65,50	74,00	17,80
0,70	88,00	52,90	69,60	35,10
0,80	92,60	40,30	65,20	52,30
0,90	99,10	22,70	59,00	76,40

Tabla B-10: Porcentajes de clasificación para distintos valores de p_c , modelo final ELOS Pared yacente

Prob Corte	% clasif. Clase 0	% clasif. Clase 1	Diferencia % clasif.	% clasif. global
0,10	0,90	100,00	51,10	99,10
0,20	4,50	100,00	52,90	95,50
0,30	18,80	92,20	55,90	73,40
0,40	35,70	81,70	59,00	46,00
0,45	52,70	73,90	63,40	21,20
0,46	54,50	73,90	64,30	19,40
0,47	56,30	73,00	64,80	16,70
0,48	58,90	72,20	65,60	13,30
0,49	60,70	71,30	66,10	10,60
0,50	63,40	68,70	66,10	5,30
0,51	65,20	67,80	66,50	2,60
0,52	67,90	64,30	66,10	3,60
0,53	70,50	61,70	66,10	8,80
0,54	72,30	60,90	66,50	11,40
0,55	75,90	57,40	66,50	18,50
0,60	83,90	42,60	63,00	41,30
0,70	92,90	20,00	55,90	72,90
0,80	97,30	7,00	51,50	90,30
0,90	99,10	0,00	48,90	99,10

Anexo C.

C.1. Daño galería de producción

Mina El Peñón ha reportado un excesivo daño al shotcrete del techo de las labores. Se quiere correlacionar el daño en el techo de la galería de perforación, con el nivel de vibración debido a la tronadura. Para esto, se estima el nivel de PPV que se alcanza en el centro del techo de la galería a través de simulaciones con el modelo de atenuación de onda. La Figura C-1 muestra, a modo de ejemplo, el perfil de una parada del nivel 1680 de Bonanza Sur en donde se alcanza un PPV de 350 [mm/s] en el centro del techo (contorno azul):

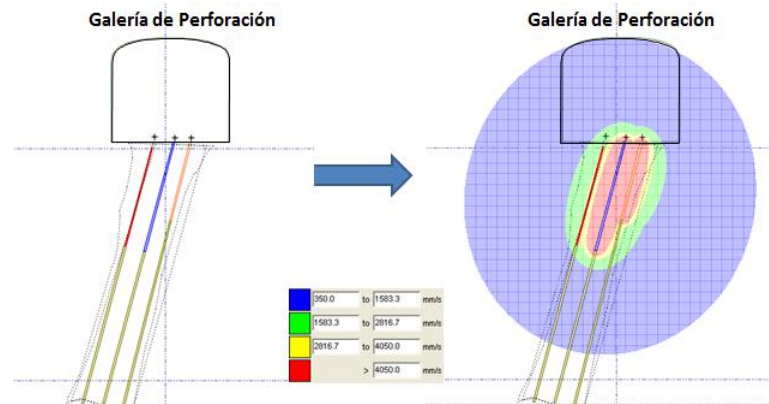


Figura C-1: Nivel de vibración en techo galería de perforación. Simulación parada 66 Bonanza Sur, nivel 1680, cámara AZ.

El histograma del PPV obtenido de las simulaciones, junto con las estadísticas básicas, se presentan en la Figura C-2. Se muestra que el nivel de vibración promedio en el techo de la galería es de 323 [mm/s]. Este nivel de PPV corresponde a un daño intermedio (caída de roca parcialmente suelta) de acuerdo al criterio práctico de daño en túneles de ASP Blastronics S. A. (Tabla C-1).

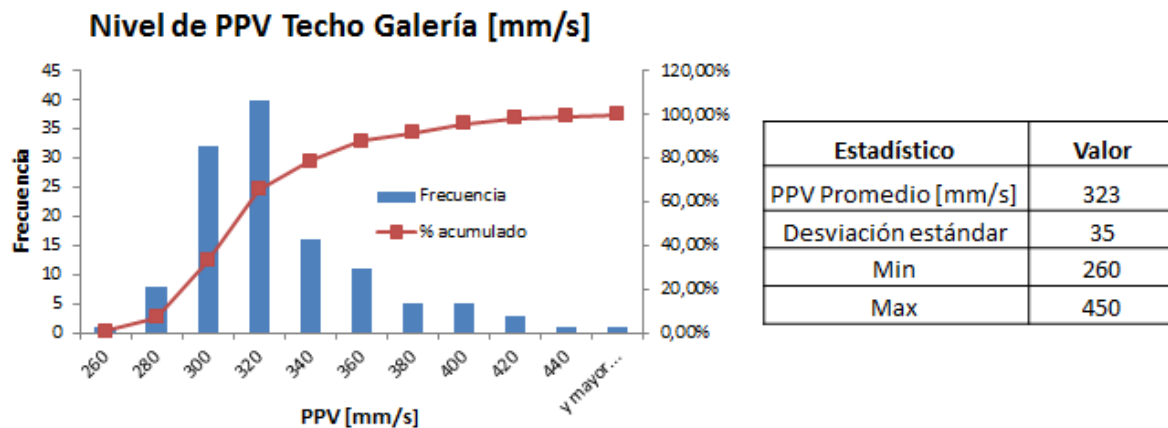


Figura C-2: Histograma y estadísticas básicas nivel de PPV techo galería de perforación

Tabla C-1: Criterio práctico de daño en túneles (ASP Blastronics S. A., 2007)

Criterio práctico de daño en túneles ASP Blastronics S. A. (2007)	
Vibración [mm/s]	Tipo de daño en túneles
< 60 mm/s	No se verifica daño en túnel
60 - 130 mm/s	Daño menor (caída ocasional de roca suelta)
130 - 350 mm/s	Daño intermedio (caída de roca parcialmente suelta)
> 350 mm/s	Daño mayor (extensión de fracturas pre-existentes)

Hay que considerar que las magnitudes del criterio de ASP Blastronics son sólo referenciales y están sujetas a las situaciones particulares de cada túnel en consideración al macizo rocoso. Para el caso de Bonanza, se observa que a un nivel de PPV entorno a los 330 [mm/s] produce daño al shotcrete del techo de las galerías. En base a esto se podrían tomar dos medidas de control:

- Utilizar métodos de minimización de vibraciones, asociados a una tronadura controlada.
- Supervisar que se estén cumpliendo los estándares y procedimientos de aplicación de shotcrete, tales como el espesor y la distancia de aplicación a la superficie.