

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y  
METALÚRGICA**

**ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS**



**MODELAMIENTO DE VIBRACIONES EN EL CAMPO  
CERCANO APLICADO A LAGUNAS NORTE**

**TESIS**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO DE MINAS**

**MIGUEL ÁNGEL WILFREDO LANATA ROSPIGLIOSI**

**PROMOCIÓN 2004 – 1**

**LIMA – PERÚ  
2009**

# MODELAMIENTO DE VIBRACIONES EN EL CAMPO CERCANO APLICADO A LAGUNAS NORTE

## TABLA DE CONTENIDO

### CAPÍTULO 1: ANTECEDENTES

1.0 Introducción.....	6
1.1 Objetivos.....	7
1.2 Ubicación y Acceso.....	8

### CAPÍTULO 2: GEOLOGIA

2.0 Geología Regional.....	10
2.1 Geología Local y Mineralización.....	10
2.2 Geología Estructural.....	11

### CAPÍTULO 3: DESCRIPCION DE PROCESOS EN LAGUNAS NORTE

3.0 Servicios Técnicos.....	15
3.1 Operaciones Mina.....	23
3.2 Procesos.....	25
3.3 Mantenimiento.....	29

### CAPÍTULO 4: PERFORACION

4.0 Equipos de Perforación.....	30
4.1 Componentes de la Columna de Perforación.....	30
4.2 Eficiencia de la Perforación.....	35

### CAPÍTULO 5: VOLADURA

5.0 Diseño Original.....	42
5.1 Consideraciones sobre el Confinamiento.....	47
5.2 Diseño Modificado.....	50
5.3 Detonadores Electrónicos.....	52
5.4 Propiedades de los Explosivos.....	60
5.5 Aplicación de Accesorios Adicionales.....	64

### CAPÍTULO 6: INGENIERIA DE EXPLOSIVOS

6.0 Presión de aire o Airblast.....	66
6.1 Proyección de rocas o Flyrock.....	79

## CAPÍTULO 7: VIBRACIONES EN EL CAMPO CERCANO

7.0 Marco Teórico.....	82
7.1 Propiedades de la Roca.....	90
7.2 Criterio de Daño según Velocidad Pico de Partícula (PPV).....	91
7.3 Consideraciones según el diseño de taludes en Lagunas Norte.....	93
7.4 Pruebas y mediciones.....	94

## CAPÍTULO 8

8.0 Conclusiones.....	113
-----------------------	-----

## CAPÍTULO 9

9.0 Recomendaciones.....	114
--------------------------	-----

## CAPÍTULO 10

10.0 Referencias Bibliográficas.....	117
--------------------------------------	-----

## CAPÍTULO 11

11.0 Apéndices.....	119
---------------------	-----

A mis queridos padres Graciela y Miguel

## **Resumen**

La causa principal de los impactos ambientales de la voladura está generalmente asociada con las vibraciones que se propagan a través del macizo rocoso como consecuencia de la detonación de cargas explosivas. Estas pueden dividirse en dos grupos: las que afectan al macizo rocoso más próximo a la zona donde se encuentra la carga explosiva y aquellas cuyas vibraciones pueden causar daños a estructuras próximas a las voladuras.

Dentro del primer grupo, la mina Lagunas Norte inició los trabajos de modelar el daño al macizo rocoso más próximo a la voladura de producción a fin de ajustar parámetros cuando nos acerquemos a las paredes finales del tajo.

El daño se puede atribuir a dos fases de gran importancia en el proceso de detonación de cargas explosivas. En la primera, de características dinámicas, los movimientos vibratorios pueden llegar a desplazar bloques de rocas desde su posición original, creando nuevas fracturas o desarrollando las ya existentes en el macizo rocoso.

En la segunda fase, expansión cuasi estática de los gases, provoca la penetración de los gases liberados a alta presión a través de grietas y/o fracturas preexistentes en el macizo, principalmente en aquellas que intersectan a los taladros cargados.

## **Hipótesis**

Predecir el daño ocasionado por las voladuras de producción en Lagunas Norte empleando el criterio de la velocidad pico de partícula.

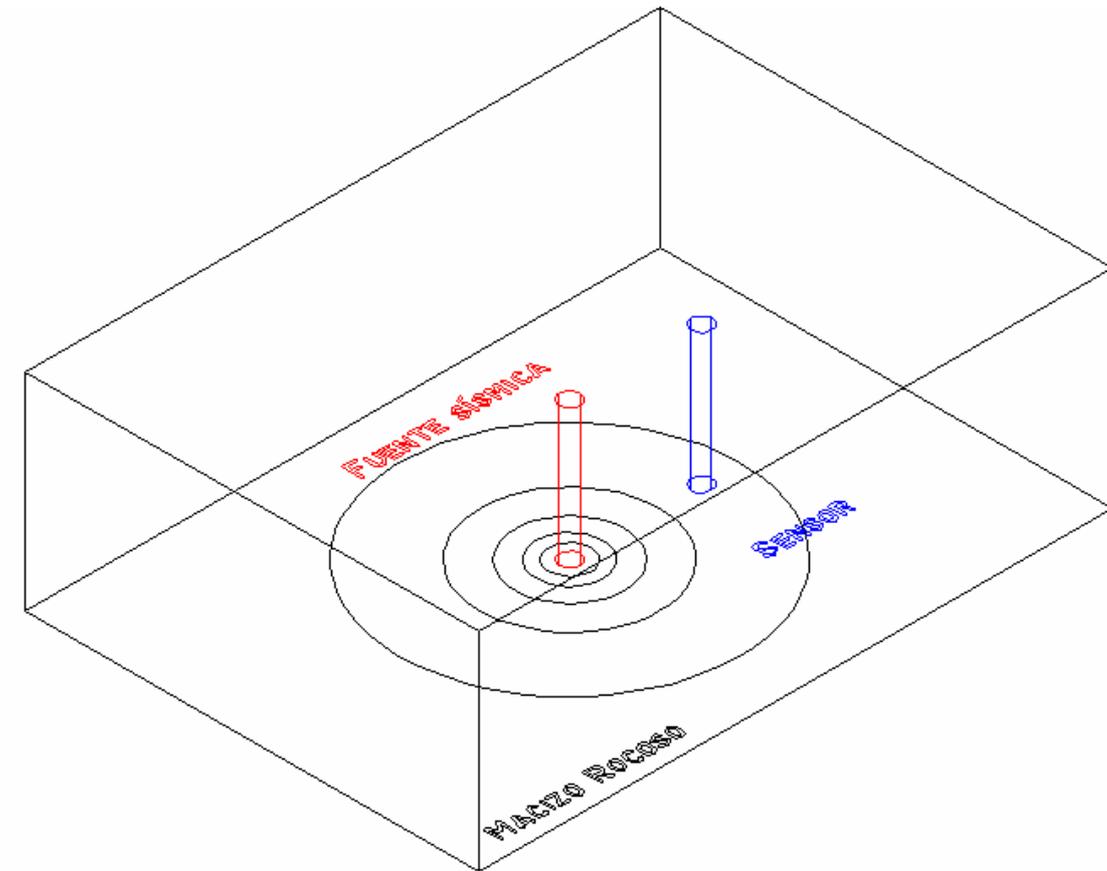
## **Alcances**

Estos modelos son de aplicación a las condiciones de Lagunas Norte y los sectores particulares de prueba. Sin embargo, la metodología seguida a lo largo de la evaluación es de amplio dominio entre los profesionales dedicados a la voladura en minas de tajo abierto.

## **Metodología de la Investigación**

La evaluación se llevó a cabo mediante la medición de una voladura estándar y la ejecución de dos pruebas especiales de voladuras, que contaron con la detonación de 4 y 5 taladros respectivamente y permitieron obtener la información necesaria para modelar el fenómeno vibracional y proponer diseños alternativos para controlar las vibraciones según el modelo de Holmberg & Persson

Asimismo para determinar la Velocidad de Propagación de la Onda P se empleó la técnica de Cross Hole la cual permite evaluar la condición in-situ de la roca a través de la medición de los cambios que sufre una onda a medida que viaja por el macizo rocoso. Como se sabe, la velocidad de propagación de las ondas sísmicas en un medio rocoso está asociada a la calidad geomecánica del mismo, es decir, sus características geomecánicas y estructurales.



*Configuración para prueba de Cross-Hole*

## **CAPÍTULO 1            ANTECEDENTES**

### **1.0    Introducción**

En estos últimos años, la investigación nos ha llevado a desarrollar e implementar nuevos modelos de predicción de la fragmentación en base a la tecnología en los sistemas de iniciación y en la elaboración de mezclas explosivas. Asimismo se han dado pasos importantes en la calidad de la perforación a través de Sistemas de Navegación y otros.

Sin embargo, se le presta menos atención a aquellos aspectos que no influyen a corto plazo en la producción de una operación minera. Tal es el caso del monitoreo de las vibraciones en el campo cercano para el control de los taludes. A pesar que diariamente nos encontramos limitados por este fenómeno y que con el paso del tiempo será determinante para la continuidad de nuestras operaciones.

En ese sentido quiero agradecer a Minera Barrick por el apoyo brindado en este esfuerzo que va de la mano con su visión:

*“Ser la mejor compañía productora de oro en el mundo a través de la exploración, adquisición, desarrollo y producción de reservas de oro de calidad, de manera segura, rentable y socialmente responsable.”*

## **1.1 Objetivos**

### Objetivos Generales

Garantizar el ángulo de cara de banco, la berma de contención y la geometría de diseño para realizar un trabajo seguro y cumplir con los planes de minado de Lagunas Norte.

### Objetivos Específicos

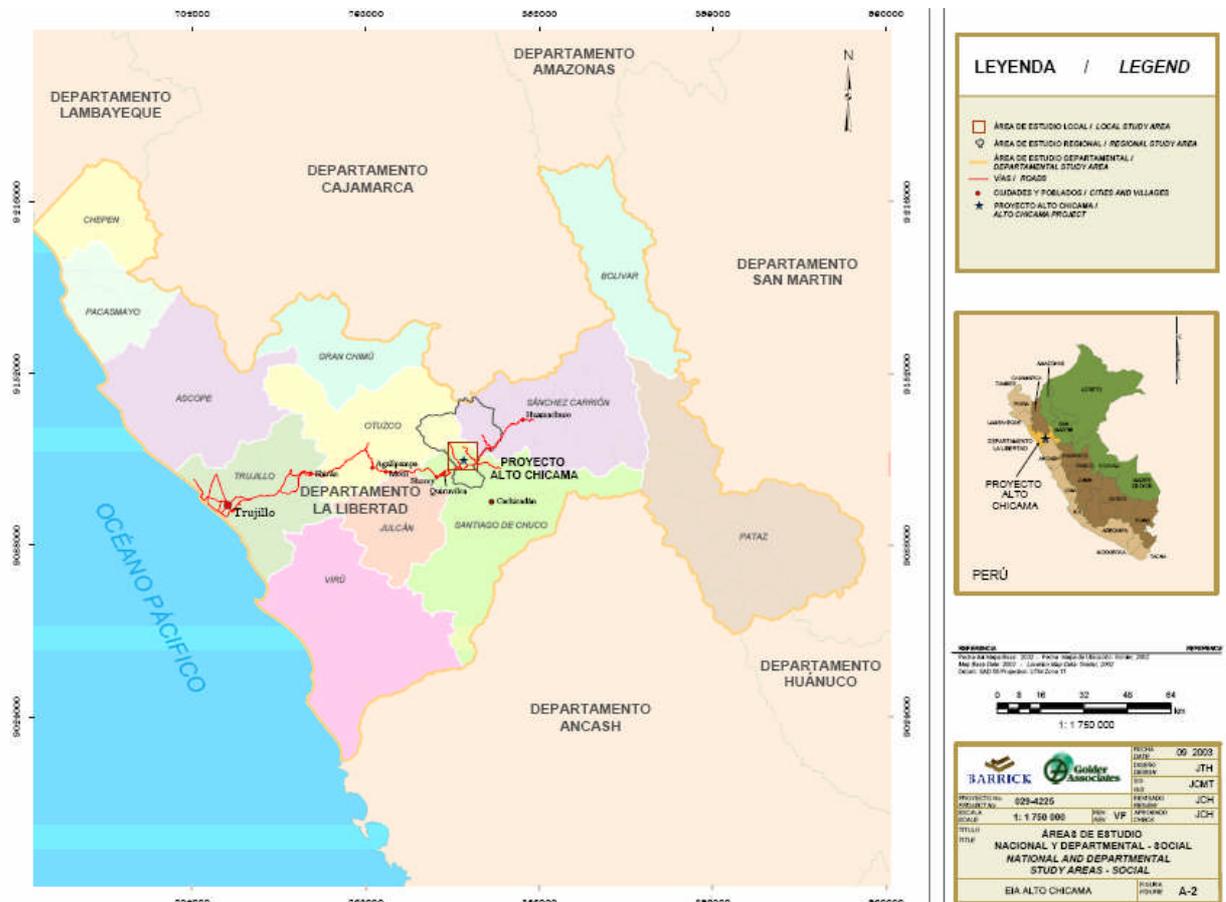
Realizar mediciones de las vibraciones (Velocidad Pico de Partícula, PPV) con geófonos en arreglos triaxiales en la cercanía inmediata de la voladura (< 10m) y de la propagación de la Velocidad de Onda-P ( $V_p$ ) a fin de calibrar modelos que describen las vibraciones producto de voladuras en el campo cercano para sectores de interés, a fin de evaluar el potencial de daño que este mecanismo introduce sobre el diseño minero y ajustar los parámetros de diseño para reducir el daño.

## 1.2 Ubicación y Acceso

Minera Barrick Misquichilca S.A. (MBM) UEA Lagunas Norte se ubica en el Distrito de Quiruvilca, Provincia de Santiago de Chuco, Departamento de La Libertad, ubicado por carretera aproximadamente a 140 km. al este de Trujillo y a 11 km. al noreste del pueblo de Quiruvilca. La mina se sitúa en la Cordillera Occidental de los Andes Peruanos a una altitud aproximada de 4150 m.s.n.m. encontrándose el área del proyecto entre los 3700 a 4200 m.s.n.m. Se extiende a ambos lados de la divisoria continental entre dos cuencas que drenan hacia en el Océano Atlántico al este y hacia el Océano Pacífico al oeste. Considerando la ubicación, la naciente del Río Chuyuhual fluye al este y la del Río Negro fluye al oeste. El Río Negro desemboca en el Río Perejil, el cual aguas abajo cambia de nombre a Río Alto Chicama. El área se caracteriza por cerros ondulantes y montañas escarpadas, con terreno cortado por valles abruptos, que reflejan los patrones de erosión asociados con la geología del lecho de roca.

El proyecto tiene el siguiente cronograma:

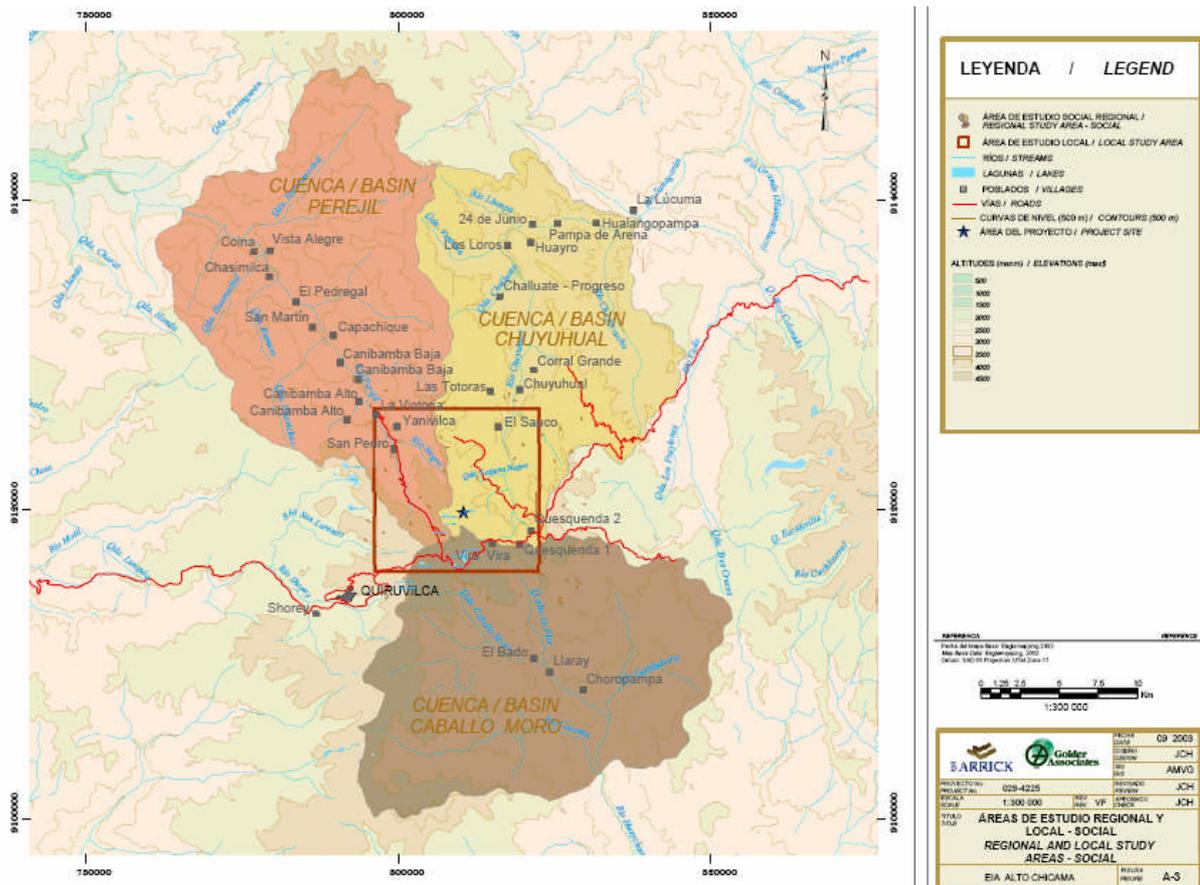
- Construcción – 2004 a 2005
- Operación – 2005 a 2016
- Cierre – 2016 a 2019
- Post-Cierre – 2019 en adelante.



Ubicación del proyecto.

El yacimiento a tajo abierto comenzó sus operaciones el segundo trimestre del 2005, antes de lo programado, y significó una inversión de US\$340 millones.

Las proyecciones indican que la producción de oro este año alcanzará a 837 mil onzas. Sobre la base de las reservas existentes, de 9,1 millones de onzas, la vida útil esperada es de al menos 10 años. Durante la vida económica de la mina, se extraerán 266 millones de toneladas de roca del tajo, el cual finalmente abarcará una extensión superficial de 150 ha.



Ubicación de Lagunas Norte.

### Resumen de los Costos de Capital Estimados

Componente	Costos (en US \$)
Minado	78 670 333
Planta de Procesamiento	67 337 958
Infraestructura	46 956 547
Costos Indirectos	92 509 520
Contingencias	51 275 642
<b>Total</b>	<b>336 750 000</b>

## **CAPÍTULO 2            GEOLOGIA**

### **2.0    Geología Regional**

La Geología Regional de Lagunas Norte esta dominada por gruesas secuencias de rocas sedimentarias silicoclásticas marinas del Mesozoico Medio a superior; infrayaciendo discordantemente a las secuencias volcánicas dacíticas y andesíticas del Grupo Calipuy, cortadas además por numerosos cuerpos intrusivos terciarios. La Secuencia Mesozoica ha sido afectada por lo menos por dos etapas de deformación compresiva durante la Orogenia Andina, con intercalaciones de distensión o calma geodinámica.



*Vista previa a la construcción del proyecto..*

### **2.1    Geología Local y Mineralización**

La mineralización de Lagunas Norte es del tipo epitermal de alta sulfuración, se encuentra diseminada y hospedada en tufos y brechas volcánicas y sedimentarias. La mineralización aflora en superficie y ha sido definida sobre un área de 1600 m de largo por 750 metros y hasta 300 metros de profundidad.

El 85% corresponde a óxidos y el 15% restante son sulfuros.

Cerca del 80% de las reservas están contenidas en los sedimentos Chimú y el 20% restante corresponde a las rocas volcánicas del Grupo Calipuy.

El depósito consiste en un yacimiento de mineral de plata y oro, muy diseminado y de baja ley, que se encuentra intercalado con lechos de carbón y lutitas carbonáceas, así como areniscas, esquistos de barro y litologías volcánicas que contienen material sulfuroso con contenido de oro. Aunque parte del carbón y de los esquistos de barro carbonáceos contienen oro, su extracción no es práctica debido a factores técnicos y económicos; por lo tanto, este material se almacena en forma separada para su uso potencial en el futuro.

La historia de la mineralización en Lagunas Norte incluye varias fases de actividad volcánica, alteración hidrotermal y eventos de mineralización.

La primera fase de mineralización parece estar relacionada a la actividad volcánica de reemplazamiento en la Formación Chimú de las limolitas y areniscas.

Este tipo de alteración se observa en la parte alta de la secuencia de tufos dacíticos y está bien desarrollada cerca de las estructuras enriquecidas. Las leyes son bajas, entre 0.5 y 3 grAu/TM.

La segunda fase de mineralización sigue a los estratos volcánicos con una intensa alteración hidrotermal. La mayor parte de las rocas dacíticas y riolíticas dejaron vuggy silica residual rodeada de una alteración argílica avanzada. Este ensamble fue mineralizado por pirita y enargita diseminada, la cual se cree contenía bajas cantidades de oro. Con la oxidación hipógena posterior los sulfuros fueron destruidos y se introdujo algo más de oro.

La tercera fase de mineralización involucra unidades de areniscas y amplias fracturas rellenas de pequeños cristales de cuarzo no mayores a 2mm. Este material tiene contenidos de entre 0.5-1.5 grAu/TM.

La cuarta etapa de mineralización se caracteriza por la presencia de sulfuros (pirita y enargita) y sulfosales relleno de las fracturas a manera de venillas.

Este tipo de mineralización se observa en los tufos dacíticos de las brechas en Alexa y Dafne.

## **2.2 Geología Estructural**

Se denominan Dominios Estructurales a las áreas del macizo rocoso que presentan orientación y distribución de discontinuidades similares.

En la zona sur de la mina se presentan tres flujos andesíticos distintos y tres secuencias volcanoclásticas (Alexa, Dafne y Josefa). Por debajo de las unidades volcánicas se encuentran los sedimentos de la Formación Chimú. Los sedimentos de la Formación Chicama se encuentran en profundidad.

En la zona central del tajo se presentan dos fallas subparalelas mayores que muestran un rumbo NNW-SSE que dividen la secuencia sedimentaria plegada en tres zonas estructurales distintas.

Se han definido siete juegos diferentes de discontinuidades identificados de la A hasta la G. Los juegos A, B y C parecen estar bien desarrollados en casi todos los dominios estructurales típico para la mayoría de rocas plegadas sedimentarias. Los juegos D, E, F y G constituyen familias menores desarrolladas en los diferentes dominios estructurales a lo largo del macizo rocoso y que pueden estar relacionadas con la presión y deformación regional.

La familia de diaclasas identificada como A se considera paralela a la estratificación y esta bien desarrollada en todos los dominios estructurales.

La familia B tiene un rumbo aproximadamente paralelo a la estratificación y buza en dirección casi normal a la misma.

Las discontinuidades del juego C tienen un rumbo casi paralelo a la estratificación y buzanan subverticalmente.

Las diaclasas del juego D tienen un rumbo NNE y buzanan subverticalmente.

El juego de discontinuidades E tiene un rumbo NNW y buza subverticalmente.

La familia F tiene un rumbo NE y un buzamiento moderado a vertical.

La familia G tiene un rumbo NW y un buzamiento moderado al noreste.

A continuación presento el resumen de orientaciones de los juegos de discontinuidades (I) antes mencionados así como las propiedades promedio (II) y los parámetros geotécnicos para las diferentes unidades de roca (III). Ver apéndices 1 y 2 adicionalmente.

DOMINIO ESTRUCTURAL	MAPEO SUPERFICIAL						EXAMEN DE LOS TESTIGOS ORIENTADOS									
	POBLACION		JUEGO <sup>(1)</sup>	NOMBRE	BUZ <sup>(2)</sup>	DIR. BUZ <sup>(2)</sup>	% <sup>(3)</sup> / N°	POBLACION		JUEGO	NOMBRE	BUZ	DIR. BUZ	% / N°		
	TOTAL	SUB						TOTAL	SUB							
ROCA VOLCÁNICA	403	104	A	SA1a	15	199	3.7 / 15	NO SE DISPONE DE TESTIGOS ORIENTADOS EN LAS UNIDADES VOLCÁNICAS								
				SA1b	29	177	3.2 / 13									
				SA1c	09	313	2.7 / 11									
		62	B	SB1	71	066	5.0 / 20									
				SC1a	71	019	4.7 / 19									
				SC2	79	003	4.2 / 17									
		170	C	SC3a	79	341	3.2 / 13									
				SC3b	82	325	3.2 / 13									
				SA1	31	229	12.3 / 42									
				SB1	38	041	3.8 / 12									
KCE-W	329	98	C	SC1a	78	340	8.1 / 20	416	134	A	CA1	33	218	7.7 / 32		
				SC1b	75	002	5.8 / 19				84	B	CB1a	27	060	3.6 / 15
		45	D	SD1a	82	109	3.6 / 12		137	C			CC1a	82	337	6.0 / 25
				SD1b	72	091	3.6 / 12				CB1b	61	064	2.4 / 10		
		KCE-E	90	12	B	SB1	75		242	7.8 / 7	13	10	B	CB1a	55	228
CB1b	60							211						15.4 / 2		
CB1c	41			201	15.4 / 2											
31	C	SC1	74	011	10.0 / 9	CB1d	73	213	15.4 / 2							
KCC-W	114	14	A	SA1	26	242	5.3 / 6	161	38	A	CA1	45	234	8.1 / 13		
				SB1	80	073	5.3 / 6				28	B	CB2a	02	217	6.8 / 11
		40	B	SB2a	28	097	5.3 / 6		58	C			CC1a	70	346	7.5 / 12
				SB2b	43	053	5.3 / 6				CC1b	58	005	5.6 / 9		
		34	C	SC1	79	009	8.8 / 10		CC1c	45	342	4.3 / 7				
				SC2	77	355	7.9 / 9		CC2	82	318	3.1 / 5				
7	D	SD1	84	109	3.6 / 4											
KCW-O	51	15	A	SA1a	81	248	15.7 / 8	96	22	A	CA1a	60	247	7.0 / 6		
				SA1b	77	240	5.9 / 3				23	B	CA1b	79	237	7.0 / 6
		14	B	SB1a	28	069	7.8 / 4		17	C			CA1c	89	217	4.7 / 4
				SB1b	09	238	5.9 / 3				CB1a	19	011	5.8 / 5		
		14	C	SC1a	77	002	11.8 / 6		CB1b	12	095	4.7 / 4				
				SC1b	85	338	5.9 / 3		CB1c	38	116	4.7 / 4				
						9	G	CG1	42	338	4.7 / 4					
KCW-W	91	24	A	SA1a	33	229	12.1 / 11	293	44	A	CA1a	03	262	3.1 / 9		
				SA1b	35	190	5.5 / 5				42	B	CA1b	35	237	2.0 / 6
		40	B	SB1a	59	047	11.0 / 10		101	C			CB1	68	091	3.4 / 10
				SB1b	74	008	5.5 / 5				CC1a	64	014	3.1 / 9		
		7	C	SC1	88	316	5.5 / 5		CC1b	71	352	8.5 / 19				
									CC1c	67	327	3.1 / 9				
6	E	SE1	82	246	4.4 / 4	20	D	CD1	89	120	2.7 / 8					
						10	E	CE1	89	212	2.4 / 7					
						35	G	CG1	22	351	2.4 / 7					
KCW-E	179	61	A	SA1a	74	087	8.1 / 11	320	83	A	CA1	69	075	3.1 / 10		
				SA1b	56	086	6.1 / 11				67	B	CA2	19	030	5.0 / 16
				SA2	32	061	6.1 / 11						122	C	CB1	06
		28	B	SB1	09	213	6.2 / 11		CC1a	58	358	4.1 / 13				
				SB2	57	251	1.7 / 3		CC1b	71	340	4.1 / 13				
		52	C	SC1a	80	357	5.0 / 9		CC2	86	313	3.1 / 1				
				SC1b	75	014	3.4 / 6									
		7	D	SD1	90	280	2.2 / 4									
14	E	SE1	72	210	2.8 / 5											
AND-E	15	3	A	SA1	05	156	20.0 / 3	20	9	A	CA1	17	037	20.0 / 4		
		4	C	SC1	73	029	13.3 / 2		5	B	CB1	76	085	15.0 / 3		
		3	E	SE1	68	225	13.3 / 2		4	G	CG1	35	049	15.0 / 3		
AND-S	81	6	A	SA1	21	336	4.9 / 4	99	22	A	CA1	07	004	9.1 / 9		
				SB1a	64	250	7.4 / 6		29	B	CB1a	83	056	8.1 / 8		
		SB1b	75	073	4.9 / 4	21	C				CB1b	81	083	3.0 / 3		
		23	C	SC1	86				214	6.2 / 5	13	F	CF1a	52	132	4.0 / 4
				SC2	81	356	6.2 / 5		CF1b	41			158	4.0 / 4		
14	F	SF1	55	137	4.9 / 4	9	G	CG1	44	009	3.0 / 3					
AND-SW	123	37	A	SA1a	39	233	4.1 / 5	85	44	A	CA1a	17	338	15.3 / 13		
				SA1b	47	210	4.1 / 5									
		11	B	SB1	81	070	4.1 / 5									
				27	C	SC1a	74		021	6.5 / 8						
		SC1b	74			042	4.1 / 5									
		13	D	SD1	84	271	4.1 / 5									
16	F	SF1	74	157	4.9 / 6											

**Notas:**

- Las diáclas del Juego A se consideran paralelas a la estratificación.
- Buz. y Dir. Buz. se refieren respectivamente al buzamiento y a la dirección del buzamiento verdaderos, es decir, a la orientación promedio de la familia de discontinuidades.
- % / N° se refiere al porcentaje de concentración y al número correspondiente de discontinuidades que caen dentro de un área de uno por ciento (1%) de la proyección estereográfica equisuperficial sobre el hemisferio inferior, centrada en la orientación máxima.

Tabla (I)

GRUPO GEOTÉCNICO	MAPEO SUPERFICIAL										EXAMEN DE LOS TESTIGOS ORIENTADOS						ÁNGULO DE FRICCIÓN DEL DISERNO % (°)	
	POBLACIÓN	JUEGO	SUB POBLACIÓN	DUREZA	ESPACIAMIENTO (m)	CONTINUIDAD (m)	JRC (14)	TIPO DE RELLENO PREDOMINANTE (8)	ESPEJOR DEL RELLENO (mm)	POBLACIÓN	JUEGO	SUB POBLACIÓN	JC	TIPO DE RELLENO PREDOMINANTE	ESPEJOR DE RELLENO (mm)	FORMA PREDOMINANTE		RUGOSIDAD (g)
ARENISCAS (7)	838	BJ (2)	218	4.9 (0.3)	0.4 (0.5)	8.6 (11.6)	21.3 (12)	7.6 (1.8)	A.X.C	4.9 (0.7)		276	20.4 (3.0)	X.C.A.O.Py	4.9 (1.1)	P.C.I.S.O	3.4 (1.0)	32
		XJ (2)	488	4.9 (0.3)	0.7 (1.8)	5.6 (6.0)	21.5 (12)	8.1 (2.2)	A.X.C	4.9 (0.9)		1177	20.9 (2.7)	X.C.A.O.Z	5.0 (0.9)	P.C.I.O.S	3.6 (0.9)	37
LIMOLITAS (8) & LODOLITAS	20	BJ	6	2.0 (1.8)	1.1 (2.2)	8.7 (7.5)	14.0 (4.0)	6.2 (1.8)	A.X	5.0 (0.9)		34	9.7 (4.1)	C.X.A	5.1 (0.3)	P.C.I	2.4 (0.9)	23
		XJ	10	3.0 (1.7)	0.5 (0.3)	3.3 (5.1)	17.6 (4.7)	9.3 (3.4)	A.X	5.0 (0.9)		71	10.8 (4.5)	X.C.A.G	5.5 (2.1)	P.C.I	2.5 (0.9)	30
MANTOS DE CARBÓN (9)	0											2	9.0 (NA)	A	10.0 (NA)	P	1.0 (NA)	23
ANDESITAS	219	BJ	44	3.5 (0.9)	0.4 (0.4)	3.3 (4.4)	17.4 (3.9)	7.5 (1.3)	A.C	5.0 (0.0)		66	8.8 (3.2)	Z.C.A.X	4.6 (1.4)	P.C.I	2.2 (0.6)	32
		XJ	149	3.5 (0.9)	0.4 (0.4)	1.7 (2.1)	17.7 (3.3)	7.3 (1.8)	A.X.C	4.7 (1.3)		183	8.4 (3.0)	Z.A.C.X.O	5.0 (1.1)	P.C.I	2.3 (0.7)	35
ROCAS VOLCÁNICAS	399	BJ	104	4.8 (0.7)	0.5 (0.4)	9.9 (10.4)	21.6 (1.4)	8.8 (2.8)	A.X	4.9 (0.8)		17	16.4 (6.0)	X.C.A	5.0 (0.9)	P.I.C	3.2 (1.1)	32
		XJ	251	4.6 (0.6)	0.8 (0.9)	5.1 (5.4)	21.7 (1.2)	8.7 (2.5)	A.X.C	8.1 (3.5)		80	19.9 (5.1)	X.C.A	5.0 (0.9)	P.I.C	3.8 (1.1)	37

11. Ingepu 2017. Reporte de resultados AN

- Notas:**
- Las desviaciones estándar se indican entre paréntesis.
  - BJ = estratificación, XJ = clasificamiento transversal
  - JC = Condición de la junta (parámetro definido por Bieniawski - 1976)
  - JRC = Coeficiente de Rugosidad de la Junta - número estimado a través de la comparación de la superficie de la discontinuidad con un juego de perfiles estándar publicado por Barton y Choubey (1977), donde JRC = 0 representa una superficie de disco muy lisa, y JRC = 20 representa una superficie de discontinuidad muy rugosa y ondulada.
  - A = arenita relleno, C = arcilla, G = material liturado, O = material liturado, Py-pirita, X = óxido, Z = caliza
  - Rugosidad - clasificación cualitativa de la aspereza de la superficie de las discontinuidades, donde 1 = resbalosa o pulida, 2 = lisa, 3 = ligeramente áspera, 4 = rugosidad menor, 5 = muy rugosa, 6 = extremadamente rugosa
  - Los ángulos de fricción de diseño para el juego A (Estratificación/aminación) están basados en el ángulo de fricción del límite inferior indicado por los ensayos de resistencia al corte directo para las juntas transversales en el ángulo de fricción promedio indicado por los ensayos de resistencia al corte directo.
  - El ángulo de fricción de diseño para la estratificación carbonosa en limulitas y lodolitas está basado en la experiencia. Los ángulos de fricción de diseño para las juntas transversales y de las estratificaciones no carbonosas, están basados en los ensayos de resistencia al corte directo limitados y la experiencia.
  - El ángulo de fricción de diseño para las formaciones carboníferas está basado solo en la experiencia, debido a la escasez de muestras adecuadas para ensayos. En algunos casos, las fallas pueden coincidir con los mantos de carbón, para cuales se sugiere usar el mismo ángulo de fricción.
  - Los ángulos de fricción de diseño para las Andesitas reflejan los valores menores relativos de JC y de rugosidad, en comparación con los de las areniscas.
  - Sobre la base de valores similares de Condición de Junta y Rugosidad, se sugieren los mismos ángulos de fricción de diseño para las rocas volcánicas y para las areniscas.

Tabla (II)

GRUPO GEOTÉCNICO	GRUPO GEOLÓGICO	LONGITUD DE TESTIGO <sup>3</sup> (m)	RQD (%)	FRECUENCIA DE LAS FRACTURAS (#/m)	CONDICIÓN DE LAS DESCONTINUACIONES	DOB	DOA	DUREZA	RCU (basatas en ICC) (MPa)	RMR (calibrado a RCU) <sup>5</sup>
Brechas	BMCXG, BMMG, BMMO, BMMF, BMMQ, BMS, BMMT, BMMX, BPMT	144.20	87.0 (17.0)	2.9 (2.8)	20.1 (3.8)	11.1 (2.1)	5.1 (0.7)	4.2 (0.7)	129.3 (73.9)	78.4 (11.5)
Flujos Andesíticos (hornblenda)	LPA, LPAH	114.60	83.0 (20.6)	5.3 (4.1)	8.7 (3.4)	10.2 (2.4)	4.0 (0.5)	3.9 (0.9)	127.7 (86.3)	60.9 (10.7)
Flujos Andesíticos (biotita)	LPAB	131.65	93.6 (16.4)	1.4 (1.4)	16.0 (7.0)	13.1 (1.9)	3.9 (0.2)	3.9 (0.8)	134.5 (76.5)	78.9 (13.7)
Tobas	PGCA, PCCD, PPLPR, PPLPS, PPMPR, PTLA, PTLD, PTLO, PTMA	115.25	91.2 (21.3)	1.8 (4.4)	18.6 (7.8)	13.2 (2.0)	3.4 (0.7)	2.5 (0.9)	65.6 (66.6)	77.2 (16.6)
Areniscas	SAFOI, SAFOL, SAFSI, SAMOL, SAMOM, SLICL, SLICM	1571.77	83.0 (25.7)	4.1 (4.4)	20.3 (3.0)	11.0 (2.2)	5.4 (0.8)	4.6 (0.5)	184.7 (71.5)	77.4 (11.8)
Limolitas	SLUAL, SLIAM, SLIKL, SLIKM	64.35	57.9 (41.9)	8.7 (7.9)	12.1 (5.6)	10.2 (2.1)	3.5 (0.7)	2.2 (1.0)	72.4 (72.7)	51.9 (19.0)
Lodolitas	SLUAL, SLUAM, SLUKL, SLUKM	85.65	40.5 (42.3)	11.6 (8.2)	10.4 (5.4)	10.9 (2.1)	3.5 (0.7)	1.8 (1.0)	51.7 (38.8)	43.1 (20.6)
Mantos de Carbón	SORKM	28.68	9.8 (25.0)	18.4 (4.2)	6.4 (4.1)	10.1 (1.8)	3.2 (0.8)	1.2 (1.3)	N/A (N/A)	26.0 (14.5)
Todos Grupos		2256.15	81.0 (28.8)	4.4 (5.1)	18.6 (5.4)	11.2 (2.3)	4.9 (1.0)	4.2 (1.1)	165.5 (79.6)	74.0 (16.3)

H:\project\2477\Report\tablestables.xls

NOTAS: 1. Los valores indicados entre paréntesis representan las desviaciones estándar correspondientes a los valores medios ponderados.

2. Los valores reportados han sido ponderados con relación a la longitud de intervalo.

3. La longitud total de los testigos es menor que la suma de las longitudes de testigos registradas, debido a que los trozos menores de testigos fueron excluidos del análisis.

4. El valor promedio de la RCU ha sido calculada a partir de los resultados de los ensayos del Índice de Carga Concentrada (ICC), habiéndose utilizado valores de iguales a 24 para Sedimentos a 23 para Andesitas y rocas Volcánicas.

5. Calidad de la Masa Rocosa (RMR) sobre la base de la RCU.

Tabla (III)

## CAPÍTULO 3 DESCRIPCIÓN DE PROCESOS EN LAGUNAS NORTE

### 3.0 Servicios Técnicos

El área de Servicios Técnicos incluye:

- Geología de Exploración
- Geología de Mina (Ore Control)
- Planeamiento de Minado a Corto y Largo Plazo
- Topografía
- Geotecnia e Hidrología

El planeamiento de minado se basa en la información del modelo de bloques definido por Geología. El modelo se realizó en base a la información de las perforaciones en la etapa de exploraciones.

Dentro de las actividades fundamentales realizadas por Ore Control se tiene:

#### Clasificación de Materiales

En Lagunas Norte el mineral puede ser limpio, carbonoso y/o con sulfuro; y el desmonte puede ser limpio, sulfuroso o carbonoso. Esta clasificación tiene una importancia:

Operativa: Permite el mejor manejo (selección) de mineral y/o desmonte.

Económica: Implica una mejor y mayor recuperación del mineral.

Predictiva: Tiene carácter predictivo que ayuda al Planeamiento de Minado.

#### Muestreo

Consiste en tomar una muestra representativa de los detritos de cada cono de perforación con la finalidad de identificar el contenido de mineralización y contaminación.

Los Laboratorios Químicos analizan por Au, Ag, Cu, TCM y S de las muestras.



*Muestreo de los pozos de perforación.*

## Logueo

Se realiza con la finalidad de identificar y describir características geológicas principales del terreno mediante los detritos de perforación, tales como litología, intensidad de mineralización, dureza y otros datos de importancia.

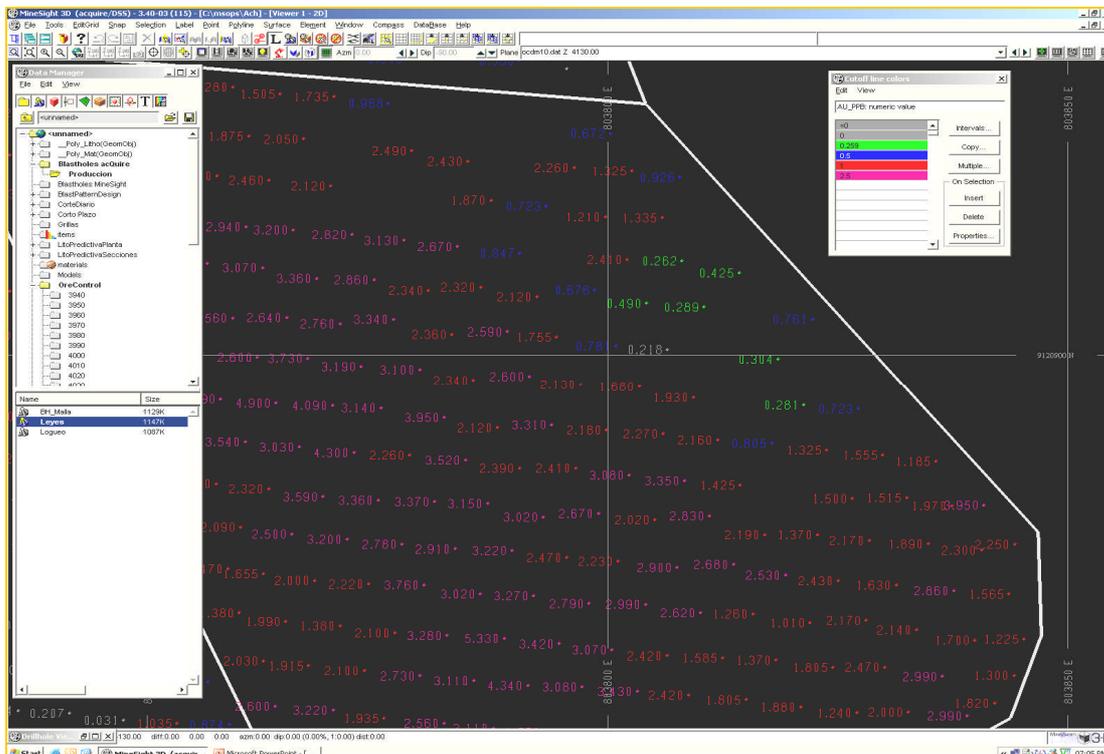
Este trabajo nos ayuda a definir de manera rápida zonas de mineral o desmonte y para realizar mapas de litología.



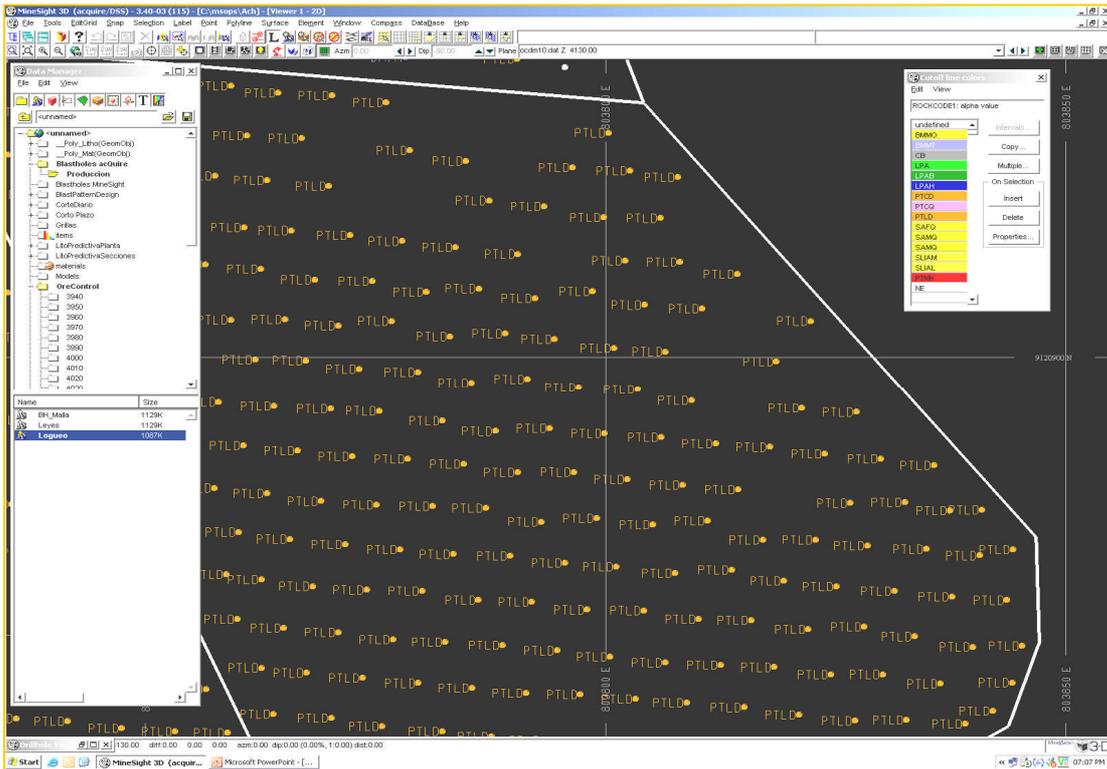
*Logueo de pozos de perforación.*

## Procesamiento de datos en gabinete

Los datos finales de muestreo y logueo son introducidos a una base de datos, evaluados, procesados e interpretados, hasta generar una representación en un modelo de bloques de dimensiones 5 x 5 x 10 metros en Mine Sight.



*Leyes de blastholes ingresadas al sistema.*



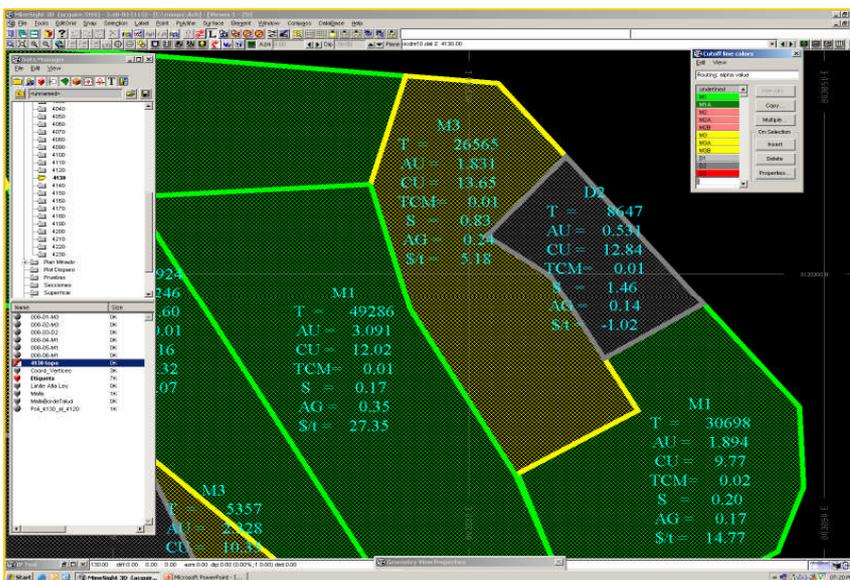
*Litología real de los blastholes ingresada al sistema.*

## Generación de Polígonos

Con la información del muestreo, logueo y modelo de bloques, el Geólogo diseña los Polígonos de Material o Minado. Este diseño debe ser revisado por Ingeniería.

Estos contienen la información de tonelaje, promedio de leyes de Au, Ag, Cu, TCM y S, Valor de mineral por tonelada y el Tipo de Material.

En base a estos polígonos, Ingeniería realiza el plan de minado, el cual debe ser ejecutado por Operaciones Mina, con el apoyo de Geología Ore Control.

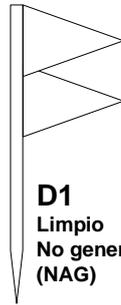


*Polígonos de minado generados por Ore Control.*

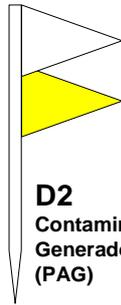
## CLASIFICACION DE MATERIALES PARA POLIGONOS Y ESTACAS DE CAMPO

Ver 3.0

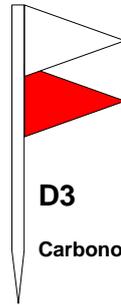
### DESMONTE



**D1**  
Limpio  
No generador de ácido  
(NAG)

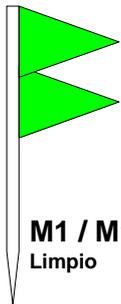


**D2**  
Contaminado  
Generador de ácido  
(PAG)

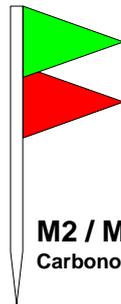


**D3**  
Carbonoso

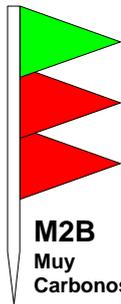
### MINERAL



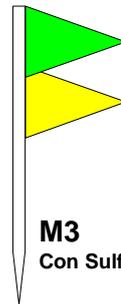
**M1 / M1A**  
Limpio



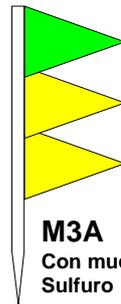
**M2 / M2A**  
Carbonoso



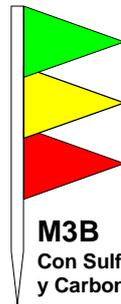
**M2B**  
Muy  
Carbonoso



**M3**  
Con Sulfuro



**M3A**  
Con mucho  
Sulfuro



**M3B**  
Con Sulfuro  
y Carbonoso

**DESMONTE:** El desmonte se clasifica en tres tipos dependiendo del contenido de sulfuros y de material carbonoso:

**D1:** Es el desmonte No Generador de Ácido (NAG), cuyo valor de Au es  $<0.18$  gr/TM y de sulfuro es  $<0.1\%$ . Se usa como lastre, para drenes y construcción.

Generalmente está definido litológicamente por andesita y en algunos casos por arenisca estéril. Su reconocimiento en campo está definido por dos banderas blancas, la superior que indica que es desmonte y la inferior que no es Generador de Ácido.

*Véanse banderín y muestra.*



D2: Es el desmonte Potencial Generador de Acido (PAG), cuyo valor de Au es  $<0.18$  gr/TM y de sulfuro es  $>0.1\%$ .

Esta definido litológicamente por toba de matriz carbonosa y presencia de sulfuros. Su identificación en el campo es con dos banderas, una superior blanca definiendo el desmonte y la inferior amarilla definiendo que es ácido.

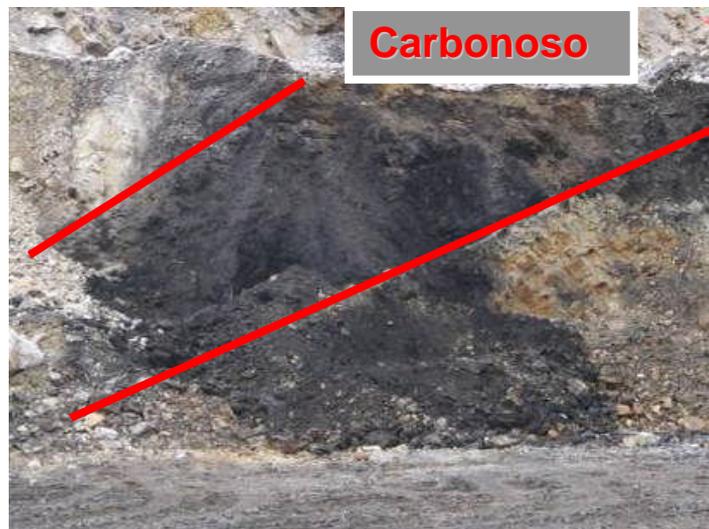
*Véanse banderín y muestra.*



D3: Es el desmonte carbonoso, que se define muchas veces en forma visual por la cantidad de carbón, también en base a los resultados de muy baja recuperación de Au que reportan las pruebas metalúrgicas.

Esta definido litológicamente por rocas carbonosas, generalmente en sedimentos. En el campo se le identifica por dos banderas, una bandera superior blanca determinando el desmonte y otra inferior roja determinando material carbonoso.

*Véanse banderín y muestra.*



B) **MINERAL**: El mineral se clasifica en limpio, carbonoso y sulfuroso:

**M1-M1A**: Es el mineral limpio, cuyo destino es chancadora, algunas veces como single pass y stockpile. Este tipo de mineral tiene los siguientes valores:

M1: Au >0.18 gr/TM, TCM<0.05% y S <0.25%.

M1A: Au >0.21 gr/TM, TCM<0.05% y S <0.40%.

Generalmente esta definido litológicamente por arenisca, tobas y brechas volcánicas. Su identificación es con dos banderines, el superior de color verde que representa al mineral y el segundo también verde que indica que es limpio.

*Véanse banderín y muestra.*



**M2-M2A**: Es el mineral contaminado con material carbonoso, su destino es chancadora cuando es autorizado por metalurgia, de lo contrario va al single pass y stockpile. Este tipo de mineral tiene los siguientes valores:

M2: Au >0.358 gr/TM, TCM>0.05<0.1% y S <0.25%.

M2A: Au >0.352 gr/TM, TCM>0.1<0.5% y S <0.25%.

Generalmente esta definido litológicamente por sedimentos carbonosos y por tobas. Su identificación es con dos banderines, el superior de color verde que representa al mineral y el segundo de color rojo que indica que es mineral carbonoso.

*Véanse banderín y muestra.*



**M2B:** Este mineral es muy carbonoso, su destino es single pass y stock pile. Este tipo de mineral tiene los siguientes valores:

M2B: Au >0.420 gr/TM, TCM>0.5% y S <0.25%.

Generalmente esta definido litológicamente por sedimentos carbonosos y por tobas. Su identificación es con tres banderines, el superior de color verde que representa al mineral y los siguientes de color rojo que indican que es mineral muy carbonoso.

*Véanse banderín y muestra.*



**M3:** Este mineral es con sulfuro, su destino es single pass chancado. Solo en casos extremos será enviado a Stockpile.

Este tipo de mineral tiene los siguientes valores:

M3: Au >0.339 gr/TM, TCM<0.05% y S >0.40%.

Generalmente esta definido litológicamente por brechas y tobas volcánicas con sulfuro. Su identificación es con dos banderines, el superior de color verde que representa al mineral y el siguiente de color amarillo que indica que es mineral con sulfuro.

*Véanse banderín y muestra.*



**M3A:** Este mineral es con sulfuro y cobre, su destino es single pass y stockpile. Este tipo de mineral tiene los siguientes valores:

M3A: Au >0.624 gr/TM, TCM<0.05% y S >0.25%. Cu>350ppm

Generalmente esta definido litológicamente por brechas y tobas volcánicas con sulfuro y cobre. Su identificación es con tres banderines, el superior de color verde que representa al mineral y los siguientes de color amarillo que indica que es mineral con sulfuro.

*Véanse banderín y muestra.*

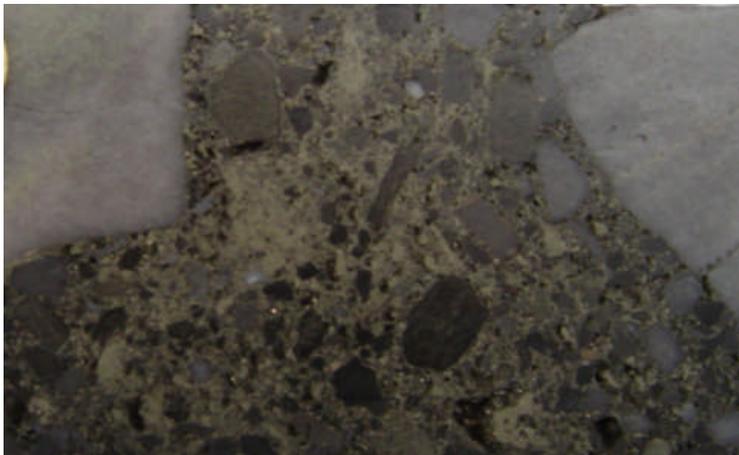


**M3B:** Este mineral es mixto ya que presenta sulfuro y carbón, su destino es single pass y stock pile. Este tipo de mineral tiene los siguientes valores:

M3B: Au >0.572 gr/TM, TCM>0.05% y S >0.25%.

Generalmente esta definido litológicamente por brechas y tobas volcánicas con sulfuro y clastos o matriz carbonosa. Su identificación es con tres banderines, el superior de color verde que representa al mineral, el intermedio de color amarillo que indica que es mineral con sulfuro y el final de color rojo que indica la presencia de material carbonoso.

*Véanse banderín y muestra.*



### 3.1 Operaciones Mina

Lagunas Norte es una mina a tajo abierto convencional con bancos de 10 metros de altura en la que se utilizan palas, cargador y camiones, chancadora primaria y secundaria, una pila de lixiviación e instalaciones de procesamiento metalúrgico para recuperar oro, plata y el mercurio como subproducto.

El mineral procedente de la mina es extraído y transportado en camiones hasta la chancadora primaria, luego mediante fajas transportadoras a la chancadora secundaria, y finalmente, a la instalación de la pila de lixiviación. El desmonte se almacena permanentemente en diversos botaderos, dependiendo de las características geoquímicas que determinan su comportamiento ambiental de largo plazo.



*Vista general de la mina Lagunas Norte.*

Aproximadamente se excavan 15 Mt de mineral por año, con un total de 116 Mt de mineral y 150 Mt de desmonte extraídos del tajo. En la mayor parte del tajo los taludes están en el rango de los 35 grados, llegando hasta 45 grados en los taludes del sureste y noroeste. La base final del tajo se alcanzará primero en la esquina sureste del mismo, esto será durante el quinto año, cuando se inicie el proceso de relleno del tajo. Durante las últimas fases de la operación, el tajo se rellenará parcialmente y al cierre se formará una laguna dentro del tajo, con una elevación superficial de 4 025 a 4 035 m.s.n.m.

La selección de la flota se basó en la configuración de carga, la altura del banco, las distancias de acarreo y el plan de minado hasta el fin de las operaciones. Actualmente la flota consta de los siguientes equipos:

#### Equipos de producción

2 Palas Hidráulicas Komatsu PC-4000 de 21 m<sup>3</sup> de capacidad.

1 Cargador Frontal Komatsu WA-1200 de 20 m<sup>3</sup> de capacidad.

10 Camiones de acarreo Komatsu 730-E de 185 TM.

4 Perforadoras Reedrill SKS-12 de 86 000 lb. de carga.

Equipo auxiliar:

- 1 Perforadora Ingersoll Rand ECM370 de 2 ½" para perforación secundaria.
- 1 Perforadora Tamrock Ranger 700 de 3 ½" para perforación secundaria.
- 3 Motoniveladoras Komatsu GD-825A para el mantenimiento de accesos, instalaciones, plataformas y carreteras.
- 6 Tractores sobre orugas Komatsu D-375-A utilizados para construcción, mantenimiento de vías y zonas de descarga.
- 2 Tractores sobre ruedas Komatsu WD-600 para mantenimiento de plataformas de minado y vías.
- 1 Cargador Frontal Komatsu WA500 para conformación de bermas, arreglo de vías y carguío de materiales especiales.
- 2 Excavadoras Komatsu PC-300 para limpieza de crestas, retiro de topsoil, turba y otros materiales.
- 1 Retroexcavadora Komatsu WB-140 para mantenimiento de cunetas y drenajes en general.
- 1 Rodillo Dynapac CA25 para mantenimiento de vías.
- 2 Camiones cisterna de 20000 galones de agua c/u para regar las vías y en caso de incendios.
- 3 Camiones cisterna Volvo FH12 de 5000 galones de agua c/u para abastecer a las perforadoras y diversas edificaciones dentro de la propiedad.
- 1 Camión cisterna/plataforma baja para transporte de tractores y perforadoras.
- 1 Camión Grúa Volvo NL12 de 5 TM para cambio de aceros de perforación y otros trabajos.

Todos los equipos son monitoreados por el Sistema Dispatch.

En cuanto al sistema de trabajo en Lagunas Norte se emplea el sistema 8x6, conformándose 4 guardias de 35 operadores c/u aproximadamente, 4 jefes de guardia, 4 asistentes y 4 despachadores. Además se cuenta con 2 supervisores de Perforación y Voladura y 2 Supervisores de Servicios Auxiliares.



### 3.2 Procesos

En Lagunas Norte se cuenta con un circuito de chancado primario y secundario para la reducción granulométrica del mineral proveniente de la mina. La chancadora primaria está ubicada al sur del tajo abierto. Se trata de una chancadora giratoria de 50" x 65", mientras que la secundaria comprende doble circuito de chancadoras de cono. El mineral chancado por primario (6") es transportado por medio de fajas al secundario, donde es reducido a un tamaño adecuado (1 ½") para permitir su lixiviación. Las chancadoras están diseñadas para procesar 60000 t/d.

El mineral chancado por secundario se descarga en el Ore Bin a los camiones de mina para su ubicación en las pilas de lixiviación, construidas en la cuenca superior del Chuyuhual, al sur del tajo abierto.

Sobre la superficie de la pila se aplica una solución de cianuro de sodio diluido en agua, la que se filtra a través de la pila, disolviendo el oro contenido en la roca con la que entre en contacto. La solución de lixiviación es recogida en una poza situada en la base de la pila, y bombeada a una planta de procesamiento, donde se utiliza la tecnología Merrill Crowe (precipitación de los metales preciosos de la solución, utilizando polvo metálico de zinc) para recuperar el oro y la plata. La solución de lixiviación es recirculada a la pila de lixiviación, añadiéndose agua de reemplazo y cianuro de sodio, según se necesite para mantener el volumen y la química de la solución.



*Vista de las instalaciones del Ore Bin.*

La pila de lixiviación consta de cuatro fases. La instalación ha sido diseñada para que tenga una capacidad final de 115 Mt de mineral, una longitud de 1 400 m y un ancho de 800 m. El mineral se apila en capas de 10 m de altura hasta alcanzar una altura final de 150 m. sobre la superficie del terreno. La pendiente total de los taludes laterales será de 2.5H:1V.

La cuenca donde se ubica la pila de lixiviación presenta una altitud de 4 000 a 4 300 m.s.n.m. Es extensa, con una superficie relativamente plana (2 a 10% de pendiente) y lados empinados.

La pila de lixiviación lleva un revestimiento compuesto, conformado por una geomembrana de polietileno de baja densidad (LDPE) de 2 mm. de espesor, sobre una capa de 0.3 m de arcilla. Las tuberías internas para la colección de la solución se ubican en la parte superior del revestimiento LDPE para mejorar el flujo de la solución. Sobre el revestimiento LDPE y tubería de recolección de la solución se coloca una cobertura de 0.6 m de mineral o roca chancada para favorecer el flujo y proteger el revestimiento LDPE.

La solución enriquecida que drena desde la pila de lixiviación, por acción de la gravedad, es almacenada en una poza externa de solución enriquecida de lixiviación (SEL). La poza SEL puede contener la solución de 48 horas de proceso, en condiciones normales de operación, y lleva un revestimiento (de arriba hacia abajo) compuesto de una geomembrana principal superior de Polietileno de Alta Densidad (HDPE) de 8 mm. de espesor; una capa de drenaje consistente de un sistema de malla de HDPE de alta transmisividad para la Recolección y Recuperación de las Filtraciones (LCRS); una membrana secundaria inferior de HDPE de 6 mm. y revestimiento de arcilla de 0.3 m. Cualquier fuga será recogida por medio de una bomba de sumidero que dirigirá la solución de regreso hacia la poza de SEL. La poza de SEL tiene una capacidad de 115000 m<sup>3</sup> y la poza de rebose una capacidad de 420000 m<sup>3</sup>.



*Vista general del Leach Pad Truck Shop y Circuito de Chancado en Lagunas Norte.*

La solución pobre (sin oro) que contenga hasta 0,5 g/l de cianuro de sodio (NaCN), es bombeada desde el tanque de solución pobre hacia una red de tuberías y emisores ubicados en la capa activa de la pila de lixiviación. La solución se aplica al mineral en una proporción de aproximadamente 10 l/h/m<sup>2</sup>.

La solución enriquecida de lixiviación que llega a la poza SEL se bombea a la planta de procesamiento hacia un tanque de solución enriquecida no clarificada, y luego pasa por filtros de presión hacia un tanque de solución enriquecida clarificada. Esta filtración se efectúa para clarificar la solución, de manera que se pueda hacer precipitar el zinc. Los filtros usados son lavados con la solución pobre para remover el lodo que se forma en las hojas del filtro, el cual pasa luego a un tanque de depósito de lodos para ser bombeado y almacenado en forma permanente dentro de la pila de lixiviación.

La solución clarificada es luego bombeada hacia la parte superior de una torre de de-aereación, donde una bomba de vacío reduce el contenido del oxígeno a menos de 1 mg/l. Luego se añade polvo de zinc y nitrato de plomo a la solución, antes de pasar a través de tres o cuatro filtros de prensa para la precipitación del zinc, las que retiran el lodo del zinc que contiene oro y plata.

La solución filtrada y el agua de reemplazo, o la solución proveniente de la poza de rebose de agua del proceso, es posteriormente bombeada a un tanque de solución pobre, donde es tratada con cianuro y anti-incrustante, ajustándose el pH mediante la adición de cal apagada. La solución pobre se recircula hacia la pila de lixiviación, adicionándole agua fresca, cianuro de sodio y cal, en cantidades necesarias para mantener el volumen promedio y las características químicas de la solución de lixiviación.

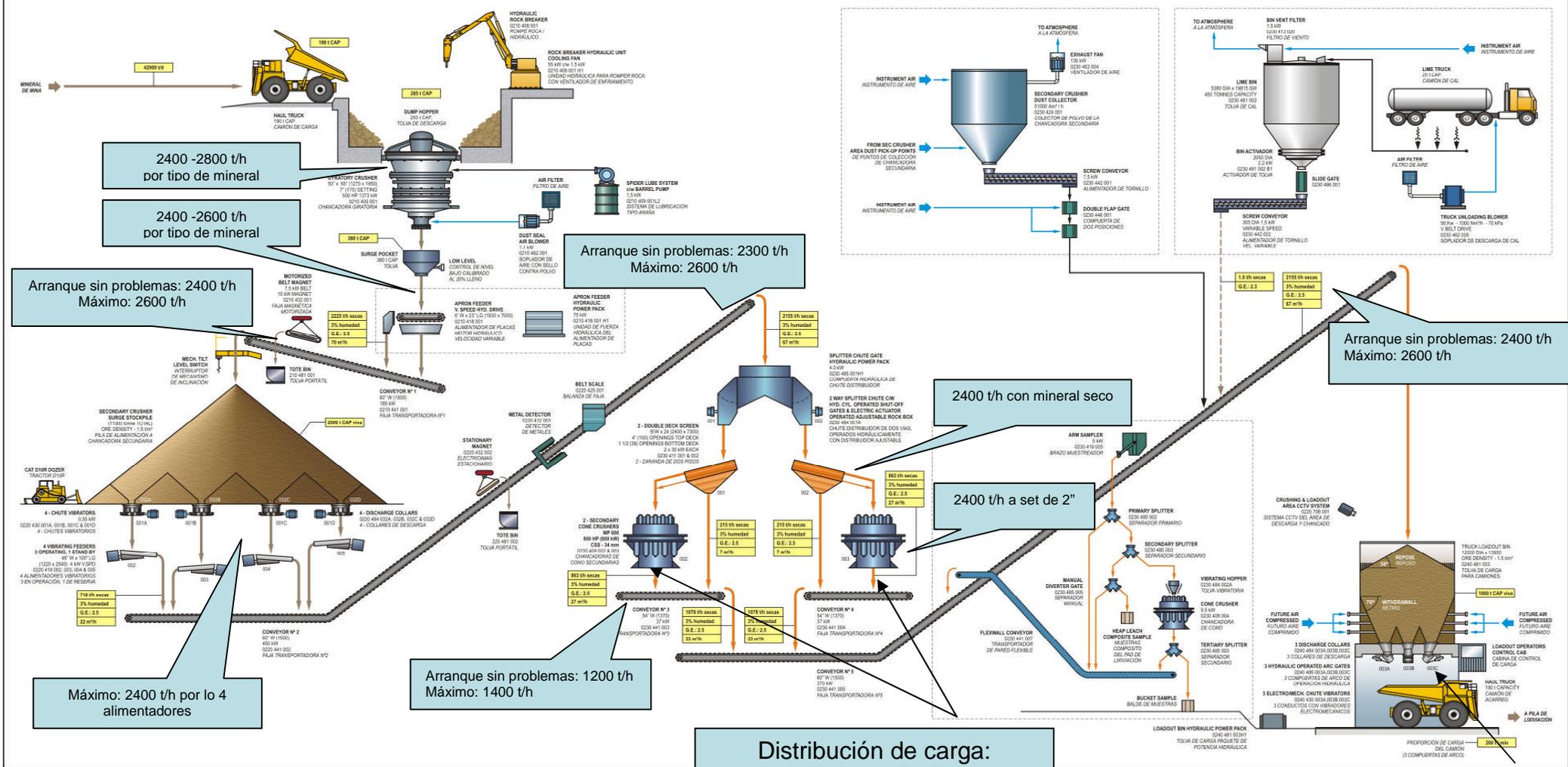
Se retira un filtro de precipitación de zinc por vez, a intervalos regulares, para remover la precipitación acumulada. Para secar la torta de filtro se utiliza hasta 24 horas de aire comprimido, para lograr aproximadamente un 50% de agua en peso. La torta de filtro que contiene oro, plata, mercurio, zinc residual e impurezas menores, se descarga luego a una vagoneta cubierta que lo lleva a las retortas de mercurio para la remoción del mercurio.

Para la remoción y la recolección del mercurio, se carga el material de la torta de filtro en los botes de la retorta y se remueve el mercurio del precipitado por medio de dos sistemas de retorta de mercurio calentados eléctricamente. Se aumenta la temperatura en las retortas y el mercurio es removido en forma de vapor. Luego se condensa el mercurio en un condensador enfriado por agua y se coloca en recipientes adecuados

El precipitado de metal precioso se mezcla con el fundente y se funde en los hornos de inducción para la recuperación de los metales preciosos en forma de barras de doré y las impurezas forman la escoria, que está constituida principalmente por óxidos metálicos vitrificados, que son químicamente inertes. Ésta se funde nuevamente para reducir aún más su contenido de metales preciosos y luego se dispone en la pila de lixiviación o en el Botadero Este.

El vapor y el polvo proveniente de los hornos de inducción pasan a un filtro de manga. Los sólidos recuperados en el filtro de manga son reciclados a los hornos de inducción durante la operación. Las barras de lingotes de doré se embarcan fuera del área, para ser procesados y obtener de ellos el oro y la plata refinados.

## Diagrama DF-CH-01. Chancado Primario, Apilamiento, Chancado Secundario y Descarga del Mineral Chancado



### 3.3 Mantenimiento

El área de mantenimiento comprende Mantenimiento Mina y Mantenimiento Procesos. Para ello cuenta con el Truck Shop, que consiste en un taller de equipo pesado, acondicionado para brindar servicio a los equipos de mina y vehículos livianos.



*Vista de las instalaciones del Truck Shop y grifo Primax.*

Para el abastecimiento de energía se extendió la línea de transmisión existente de 138 kV que va desde la subestación Trujillo Norte hasta Motil. Esta línea de transmisión se extendió desde Motil hasta Lagunas Norte a lo largo de una distancia de aproximadamente 36 km.

La distribución de la energía eléctrica al interior del área del Proyecto se hace a través de líneas de transmisión eléctrica de 4,16 kV, tanto aéreas como subterráneas. Además, se dispone de dos generadores a petróleo como respaldo, para proveer de energía a la planta durante una eventual interrupción.

En cuanto a los combustibles, en el caso del petróleo, este se transporta a la mina en camiones de 9000 galones americanos de capacidad, y es almacenado en cuatro tanques de 380 m<sup>3</sup> (100 000 galones americanos) de capacidad.

La gasolina se transporta a la mina en camiones similares y se almacena en un tanque de 21 m<sup>3</sup> (6 000 galones americanos) de capacidad.

## CAPÍTULO 4      PERFORACION



*Vista de perforación en Alexa 4200.*

### 4.0 Equipos de Perforación

En Lagunas Norte se trabaja con perforadoras Terex Reedrill SKS - 12 Infinity Series que permiten perforar taladros de 9"-12 ¼" y acoplar hasta 5 barras, es decir, más de 52 metros de profundidad con un pulldown máximo de 86 000 lbs.

Cuentan con un motor diesel CAT 3412 E DITTA el cual desarrolla 800 HP.

El compresor tiene una capacidad de 2000 CFM a una presión de máxima de 100 psi.

Las dimensiones de la perforadora en metros son las siguientes:

Ancho:	6.5
Alto:	4.1 (sólo máquina)
	20.2 (con el mástil)
Largo:	11.7 (sólo máquina)
	22.6 (con el mástil)

### 4.1 Componentes de la Columna de Perforación

Actualmente, se viene trabajando con la siguiente línea de perforación:

**Amortiguador:** Es un elemento que absorbe la energía no utilizada en romper la roca. Minimiza golpes y vibraciones no deseadas. De esta forma se alarga la vida de las roscas a lo largo de la columna y protege al cabezal y motor de rotación.

**Adaptadores:** Permiten acoplar elementos de diferentes uniones roscadas, de tipo o diámetro. Adicionalmente, cumplen función como elementos de desgaste.

**Barra:** Es un elemento de extensión y de unión que transfiere la energía de rotación y empuje desde el cabezal hasta el tricono. Asimismo, transmite el fluido y/o agua para refrigerar y evacuar el detritus generados en el avance.

Normalmente en las barras se emplea SAE 4130 con alta resistencia a la ruptura y abrasión. (Limite de fluencia 248 MPa, resistencia a la tracción 525 N/mm<sup>2</sup>)

**Guiador:** Es un elemento centralizador que guía la columna de perforación. Ayuda a mantener la concentricidad y reduce las vibraciones y desviaciones.

**Broca:** Es el elemento transmisor de empuje sobre la roca. Los conos están montados sobre un eje de rodamientos o cojinetes que a su vez forman parte de los faldones. Esta configuración provee de resistencia para soportar las cargas impuestas sobre el tricono.

Para formaciones duras se emplean insertos menores de carburo de tungsteno en los dientes de corte espaciados para reducir el torque. Los conductos de aire permiten el paso de aire a través de los cojinetes para refrigerarlos y limpiar el detritus generado.

Como guía para selección de columnas:

Outside Diameter	Wall Thickness	Body Wt. Per Ft.	Pin / Box Wt. / Set	Recommended Connection
5"	0.750"	34 lbs	150 lbs	3 1/2" BECO
5-1/2"	0.750"	38 lbs	180 lbs	3 1/2" BECO
6"	0.750"	42 lbs	225 lbs	4" BECO
6-1/4"	0.500"	31 lbs	250 lbs	4" BECO
6-1/4"	1.000"	56 lbs	250 lbs	4" BECO
6-5/8"	0.864"	53 lbs	295 lbs	4-1/2" BECO
7"	1.000"	64 lbs	335 lbs	5-1/4" BECO
7-5/8"	0.750"	55 lbs	400 lbs	5-1/4" BECO
7-5/8"	0.875"	63 lbs	400 lbs	5-1/4" BECO
8-5/8"	0.906"	75 lbs	520 lbs	6" BECO
8-5/8"	1.000"	82 lbs	520 lbs	6" BECO
9-1/4"	1.000"	88 lbs	590 lbs	6" BECO
9-1/4"	1.500"	125 lbs	590 lbs	6" BECO
9-5/8"	1.500"	130 lbs	650 lbs	7" BECO
10-3/4"	1.000"	105 lbs	750 lbs	8" BECO
10-3/4"	1.250"	127 lbs	750 lbs	8" BECO
11-3/4"	1.250"	140 lbs	800 lbs	8" BECO
12-1/4"	1.000"	120 lbs	1050 lbs	8" BECO
13-3/8"	1.250"	162 lbs	1275 lbs	10" BECO
13-3/8"	1.500"	190 lbs	1275 lbs	10" BECO

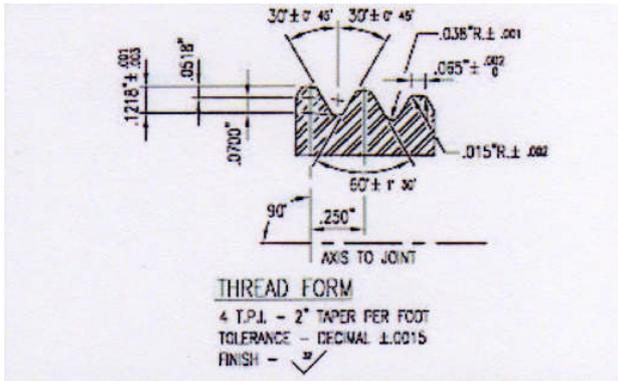
*Recomendaciones de roscas de Atlas Copco.*

## Hilos

Como se ven los hilos más comúnmente usados son:

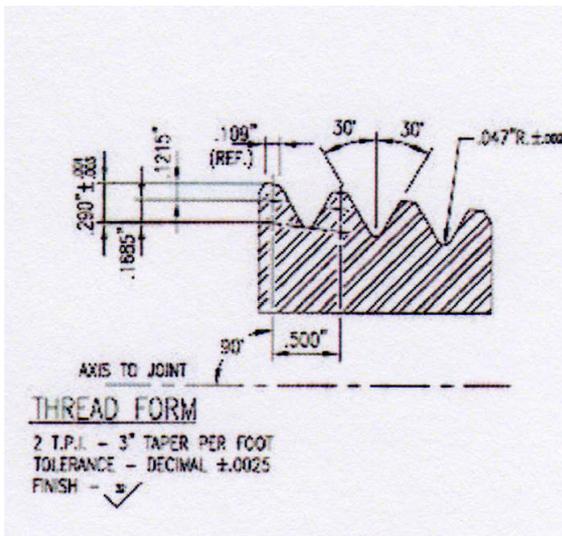
### **A.P.I. Regular** ( *American Petroleum Institute* )

Presenta de 4 a 5 hilos por pulgada. La mayoría de las brocas están provistas con hilo macho API Reg.



**BECO ( Bucyrus Erie Company )**

Trabajan bajo condiciones mecánicas de alto límite. Presenta 2 hilos por pulgada. Este hilo es más fuerte y fácil de soltar en condiciones severas.



**Para 8 5/8”:**

- Amortiguador (Shock Absorber) 18” Smoothdrive Dura Quest
- Splinder de 8-5/8” x 36”
  - Hilo Pin: 5.5 Api
  - Hilo Box: 6” Beco
- Adapter Pin-Pin de 2’ 3”
  - Hilos Pin: 6” Beco
  - Calados llave 7-7/8” entre cara
- Drill Pipe Box Box 8-5/8” x 37’ 9”
  - Espesor Tubo: 1” SAE 1026

Hilos Pin Box: 6" Beco  
Hard Facing: 18" Lados Box Box  
Calados Llave: 7.7/8" Entre Cara

- Adapter Pin Box / Barra Tricono (Bit Sub)

Diámetro: 8.5/8"  
Largo Útil: 61"  
Hilo Pin: 6" Beco  
Hilo Box: 6.5/8" Api Reg  
Hard Facing: Longitudinal Total  
Calados Llave: 7.7/8" Entre Cara

- Rotary Deck Bushing 8-5/8``

- Bit S60 y S70 de 9 7/8" con nozzles de 5/8".

#### NOTA

Es importante engrasar a diario los hilos de la columna de perforación. La grasa que se emplea es un compuesto lubricante para uniones con sello de hombro, donde las condiciones son severas. Contiene partículas de cobre y grafito, CZ-EX (aditivo de extrema presión), inhibidores de corrosión, antioxidantes. El espesante consiste en estereato de aluminio (alta adherencia y resistencia al agua). No contiene ni plomo ni zinc (afectados por altas temperaturas)

Este engrase nos asegura una conexión consistente, previniendo deformación del pin y box. Impide que haya sobreapriete en la unión. No sólo lubrica, sino que no se escurre con el aire y agua que son aplicados en la perforación.

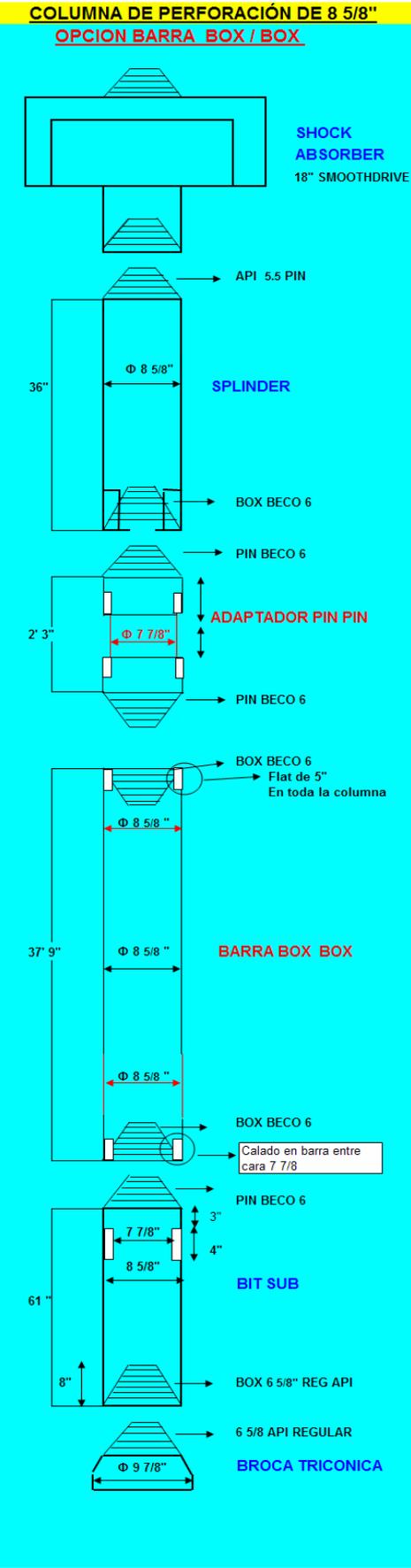


Gráfico de la línea de perforación

## 4.2 Eficiencia de Perforación

Hay que tener en cuenta los siguientes puntos en la perforación:

- Por cada 1000 pies (305 m) el compresor pierde 3% de su capacidad.
- Mantener la alimentación de aire y la broca en rotación aunque esté fuera del taladro. Esto protege a los detritos de perforación del cono en superficie de caer en el taladro y reduce el uso de la broca.
- Las RPM se deben disminuir a la vez que más pull down sea usado. Y el pull down se debe disminuir simultáneamente que más RPM sean usadas.
- Altas presiones de aire indican obstrucción de brocas.

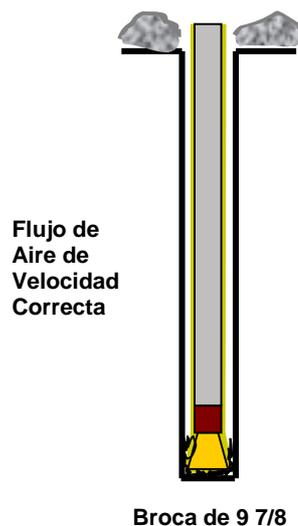
Para una perforación adecuada se necesitan:

- Presión de Aire Correcta
- Diámetro de Barra Adecuada
- Pull Down y Rotación Correctos

Entonces se puede calcular si la velocidad de barrido (ppm) es la adecuada.

$$BV = \frac{183.3 \times ACFM}{D^2 - d^2}$$

BV	= Bailing Velocity (pies por minuto)
ACFM	= Pies cúbicos actuales de aire libre por minuto entregados
183.3	= Factor de Conversión
D	= Diámetro del taladro que se está perforando (pulgadas)
d	= Diámetro exterior de la barra (pulgadas)



Las BV adecuadas fluctúan entre 6000 y 9000 fpm para la correcta evacuación del detritus.

El pulldown usado varia entre 50000 y 70000 lbs, mientras que los RPM fluctúan entre 60 y 90 rpm según la el tipo de formación.

## Control de los datos

Para un control estricto de los rendimientos de los aceros de perforación se emplea una base de datos que se actualiza diariamente.

The screenshot shows the Microsoft Access application window titled "Microsoft Access - [Perforacion]". The interface includes a menu bar (Archivo, Edición, Ver, Insertar, Formato, Registros, Herramientas, Ventana), a toolbar, and a main data entry form. The form is organized into several sections: "Turno" (DIA, Equipo, Reedill SKS 123, Condición: PRIMARIO, Operador: Leonardo Cora, Fecha reporte: 07-Feb-07), "Proyecto" (Sector: DAFNE, Proyecto: 4090-016, Minutos: 374, Metros: 92.00, Taladros: 8), "Adapter Pin Pin" (SKS 3 - Implemin - I-9382 - 6, Cond. I/F: USD, USD, Mp: 92.00), "Barra" (SKS 3 - Implemin - Box-Box - I-10903 - 91, Cond. I/F: USD, USD, Mp: 92.00), "Bit\_Sub" (SKS 4 - Thessen - I-9719 - 83R, Cond. I/F: USD, USD, Mp: 92.00), "Adapter" (SKS 3 - Implemin - I-7377 - 11, Cond. I/F: USD, USD, Mp: 92.00), "Guiador" (SKS 3 - Implemin - I-9289 - 72, Cond. I/F: USD, USD, Mp: 92.00), and "Broca" (SKS 3 - Sandvik - S70 - 25105511 - 941, Con. inicia: USD, Con. Fin: USD). A summary section at the bottom left shows "Total minutos trabajados: 374", "Space: 7.5", "Burden: 6.5", "Psi Aire: 50", "RPM: 80", "Pull Down: 2000", and "Nro. Taladros: 8". A "Demora Operativa" section on the right lists various maintenance and safety items with zero counts. A "Combustible" section shows "Petróleo Diesel 2" with a quantity of 270. A "Horometro" section shows "Horometro inicio: 5260.9" and "Horometro fin: 5270". The form also includes fields for "Observaciones" and "Id: 4770". The Windows taskbar at the bottom shows the Start button, "Inicio", and several open applications including "Modelamiento de Vibr...", "Perforacion", "Microsoft PowerPoint...", "Main : Formulario", "Perforacion", and "Microsoft Excel - First...". The system clock shows "04:29 p.m.".

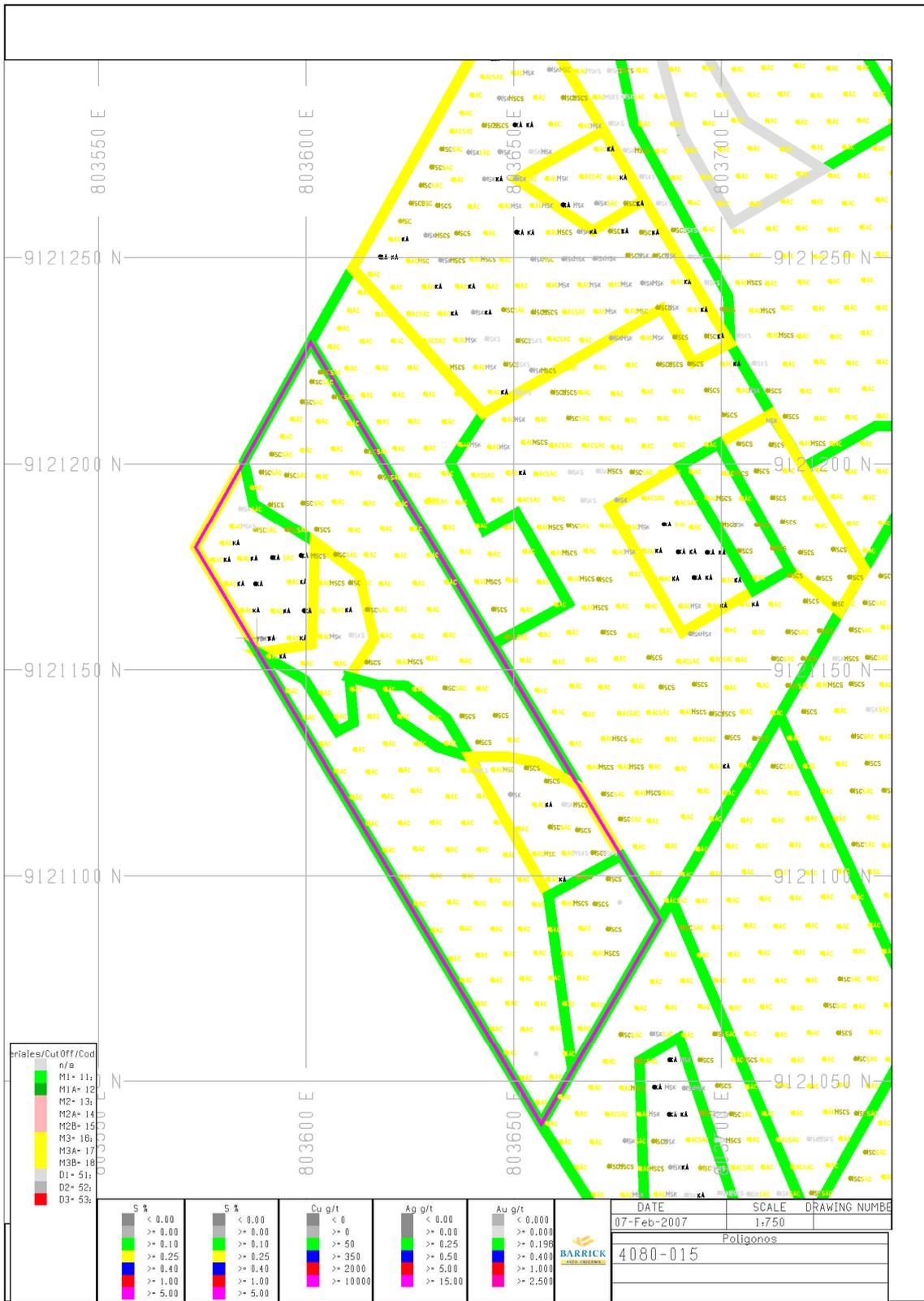
### Vista de la base de datos de perforación

Esta base nos genera reportes varios sobre el rendimiento de aceros y estadísticas de perforación:

## Reporte de Perforación

<b>Enero</b>	<b>2007</b>				
De	01/01/2007	a	31/01/2007		
	<i>Metros / Día</i>	<i>Metros / Hora</i>	<i>Horas</i>	<i>Metros</i>	<i>Días</i>
<b>SKS</b>					
Reedril SKS 12.1	428.52	20.4	411.07	8,386.20	20
Reedril SKS 12.2	559.58	26.65	312.65	8,332.10	15
Reedril SKS 12.3	511.32	24.34	345.53	8,411.20	16
Reedril SKS 12.4	320.66	15.27	139.83	2,135.60	7
	<b><u>455.02</u></b>	<b><u>21.67</u></b>	<b><u>1,209.08</u></b>	<b><u>27,265.10</u></b>	<b><u>58</u></b>
<b>Tdrill</b>					
Atlas Copco NAC186	406.7	22.19	18.33	406.7	1
ECM-370	400.69	19.1	121.7	2,324.00	6
Ranqer 700	488.01	23.25	154.08	3,582.00	7
	<b><u>431.8</u></b>	<b><u>21.51</u></b>	<b><u>294.11</u></b>	<b><u>6,312.70</u></b>	<b><u>14</u></b>
	<b><u>445.07</u></b>	<b><u>21.6</u></b>	<b><u>1,503.19</u></b>	<b><u>33,577.80</u></b>	<b><u>72</u></b>
<b>YTD</b>	<b>2007</b>				
<b>SKS</b>					
Reedril SKS 12.1	428.52	20.4	411.07	8,386.20	20
Reedril SKS 12.2	559.58	26.65	312.65	8,332.10	15
Reedril SKS 12.3	511.32	24.34	345.53	8,411.20	16
Reedril SKS 12.4	320.66	15.27	139.83	2,135.60	7
	<b><u>455.02</u></b>	<b><u>21.67</u></b>	<b><u>1,209.08</u></b>	<b><u>27,265.10</u></b>	<b><u>58</u></b>
<b>Tdrill</b>					
Atlas Copco NAC186	406.7	22.19	18.33	406.7	1
ECM-370	400.69	19.1	121.7	2,324.00	6
Ranqer 700	488.01	23.25	154.08	3,582.00	7
	<b><u>431.8</u></b>	<b><u>21.51</u></b>	<b><u>294.11</u></b>	<b><u>6,312.70</u></b>	<b><u>14</u></b>
<b>Resumen por Mes</b>					
	<b>Real</b>		<b>Budget</b>		<b>Diferencia: Budget -Real</b>
Meters	27,265.10	Meters	26,141.00	Meters	-1,124.10
Holes	2,508.00	Holes	2,274.00	Holes	-234
# Bits	37	# Bits	36	# Bits	-1
# Pipes	3	# Pipes	3	# Pipes	0

Asimismo se cuenta con la data de Dispatch para graficar planos de dureza en función a la velocidad de penetración de la roca y corroborar de esta forma el modelo predictivo entregado por Geología de Mina.



Vista del modelo geológico

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O
1	B29	803606.1	9121216.5	4090											
2	B30	803602.4	9121210	4090											
3	B31	803598.8	9121203.4	4090											
4	B32	803595.1	9121196.9	4090											
5	B33	803591.4	9121190.4	4090											
6	B34	803587.8	9121183.8	4090											
7	B35	803584.1	9121177.3	4090											
8	B36	803580.4	9121170.7	4090											
9	BF151	803603.2	9121223.9	4090											
10	BF152	803600.8	9121219.5	4090											
11	BF153	803598.3	9121215.2	4090											
12	BF154	803595.9	9121210.8	4090											
13	BF155	803593.5	9121206.4	4090											
14	BF156	803591.1	9121202.1	4090											
15	BF157	803588.6	9121197.7	4090											
16	BF158	803586.2	9121193.3	4090											
17	BF159	803583.8	9121189	4090											
18	BF160	803581.3	9121184.6	4090											
19	BF161	803578.9	9121180.2	4090											
20	BF162	803577.1	9121176.2	4090											
21	C30	803609.9	9121210.1	4090											
22	C31	803606.3	9121203.5	4090											
23	C32	803602.6	9121197	4090											
24	C33	803598.9	9121190.4	4090											
25	C34	803595.3	9121183.9	4090											
26	C35	803591.6	9121177.4	4090											
27	C36	803587.9	9121170.8	4090											
28	C37	803584.3	9121164.3	4090											
29	D31	803613.8	9121203.6	4090											
30	D32	803610.1	9121197.1	4090											
31	D33	803606.4	9121190.5	4090											
32	D34	803602.8	9121184	4090											
33	D35	803599.1	9121177.5	4090											
34	D36	803595.4	9121170.9	4090											
35	D37	803591.8	9121164.4	4090											

Los puntos de la malla son ingresados al Dispatch desde el Mine Sight. Y se puede ver la PR (m/hr) gracias a una aplicación Lisp que grafica todos los pozos perforados y su respectiva PR.

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L	M	N	O	P
1																
2	Taladro	Coord. X	Coord. Y	Coord. Z	Metros	Horas	Vel. Penetración									
3	B29	803605.7	9121216.02	4090.27	11.5	29.85	23.12									
4	B30	803602.3	9121210.02	4090.55	11.5	17.28	39.92									
5	B31	803598.4	9121203.35	4090.4	11.5	15.60	44.23									
6	B32	803595	9121197.04	4089.95	11.5	33.98	20.30									
7	B33	803591.5	9121190.5	4089.9	11.5	18.82	36.67									
8	B34	803587.8	9121183.91	4089.87	11.5	14.25	48.42									
9	B35	803584.1	9121177.22	4089.94	11.5	12.13	56.87									
10	B36	803580.4	9121170.75	4089.77	11.3	24.85	27.28									
11	BF152	803600.8	9121219.41	4090.22	11.5	36.85	18.72									
12	BF153	803598.2	9121215.06	4090.18	11.5	34.25	20.15									
13	BF154	803596	9121210.85	4090.2	11.5	20.67	33.39									
14	BF155	803593.4	9121206.52	4090.02	11.5	21.03	32.81									
15	BF156	803590.9	9121202.16	4090.09	11.5	19.20	35.94									
16	BF157	803588.4	9121197.72	4089.95	11.5	15.70	43.95									
17	BF158	803586.1	9121193.49	4089.7	11.5	12.25	56.33									
18	BF159	803583.4	9121189.2	4089.68	11.5	14.50	47.59									
19	BF160	803581.3	9121184.56	4089.72	11.5	14.43	47.81									
20	BF161	803578.9	9121180.14	4090.18	11.5	30.33	22.75									
21	BF162	803576.9	9121176.27	4089.72	11.5	21.27	32.45									
22	BF51	803602.6	9121222.75	4090.32	11.5	24.08	28.65									
23	C30	803609.9	9121210.06	4090.51	11.5	17.28	39.92									
24	C31	803606.4	9121203.64	4090.48	11.5	17.50	39.43									
25	C32	803602.6	9121196.87	4090.17	11.5	16.27	42.42									
26	C33	803598.9	9121190.52	4089.62	11.5	27.08	25.48									
27	C34	803595.2	9121184.02	4089.38	11.5	13.90	49.64									
28	C35	803591.6	9121177.39	4089.74	11.5	15.00	46.00									
29	C36	803587.8	9121170.91	4089.97	11.5	13.60	50.74									
30	C37	803584.1	9121164.33	4089.74	11.3	29.27	23.17									
31	D31	803613.6	9121203.58	4090.39	11.5	41.78	16.51									
32	D32	803610.3	9121197.25	4090.31	11.5	19.95	34.59									
33	D33	803606.4	9121190.7	4090.02	11.5	15.72	43.90									
34	D34	803602.6	9121184.08	4089.47	11.5	31.17	22.14									
35	D35	803599.1	9121177.6	4089.77	11.5	12.98333333	53.15									

Vista del archivo generado por Dispatch

```

Visual LISP for AutoCAD -Drawing1.dwg- - [Vp1.LSP]
File Edit Search View Project Debug Tools Window Help
car
(defun c:up1()
  (setq dheader (open "C:/Documents and Settings/Miguel Lanata/Mis documentos/Vo1adura/Costos/Mlna/Feb/4080-015/4080-015up.prn" "r"))
  (setq n 1)
  (setq i 1)
  (setq ta 0.6)
  (command "layer" "N" "h HBR TOE V DIS" "")
  (command "layer" "set" "taladros" "")
  (while (<= i 460)438
    (command "color" 2)
    (setq linh (read-line dheader))
    (setq nom (substr linh 1 5)) nombre
    (setq x1 (atof (substr linh 13 12)))Este
    (setq y1 (atof (substr linh 25 12)))Norte
    (setq z1 (atof (substr linh 37 12)))
    (setq up (atof (substr linh 49 12)))
    (setq Rc1 (substr linh 49 12))
    (setq p1 (list x1 y1 z1))
    (cond
      (if (<= up 15)
        (progn
          (command "color" 250)
          (command "text" "J" "IR" p1 "0.8" 0 Rc1)
          (command "text" "J" "b1" p1 "0.8" -45 nom)
          (command "color" 5)
          (command "circle" p1 ta "")
          (setq ultimo (ssget "l"))
          (command "hatch" "s" ultimo "")
          (setq ultimo nil)
        )
      (if (and (> up 15) (<= up 25))
        (progn
          (command "color" 250)
          (command "text" "J" "IR" p1 "0.8" 0 Rc1)
          (command "text" "J" "b1" p1 "0.8" -45 nom)
          (command "color" 3)
          (command "circle" p1 ta "")
          (setq ultimo (ssget "l"))
          (command "hatch" "s" ultimo "")
          (setq ultimo nil)
        )
      )
    )
  )
)
Edt: C:/Documents and Settings/Miguel Lanata/Mis documentos/Cad/Vp1.LSP [Visual LISP]
Inicio Modelamiento de... 4080-015 Cad Microsoft Power... AutoCAD 2007 - ... Visual LISP for A... MSN Hotmail - In... 06:54 p.m.

```

Código de la aplicación

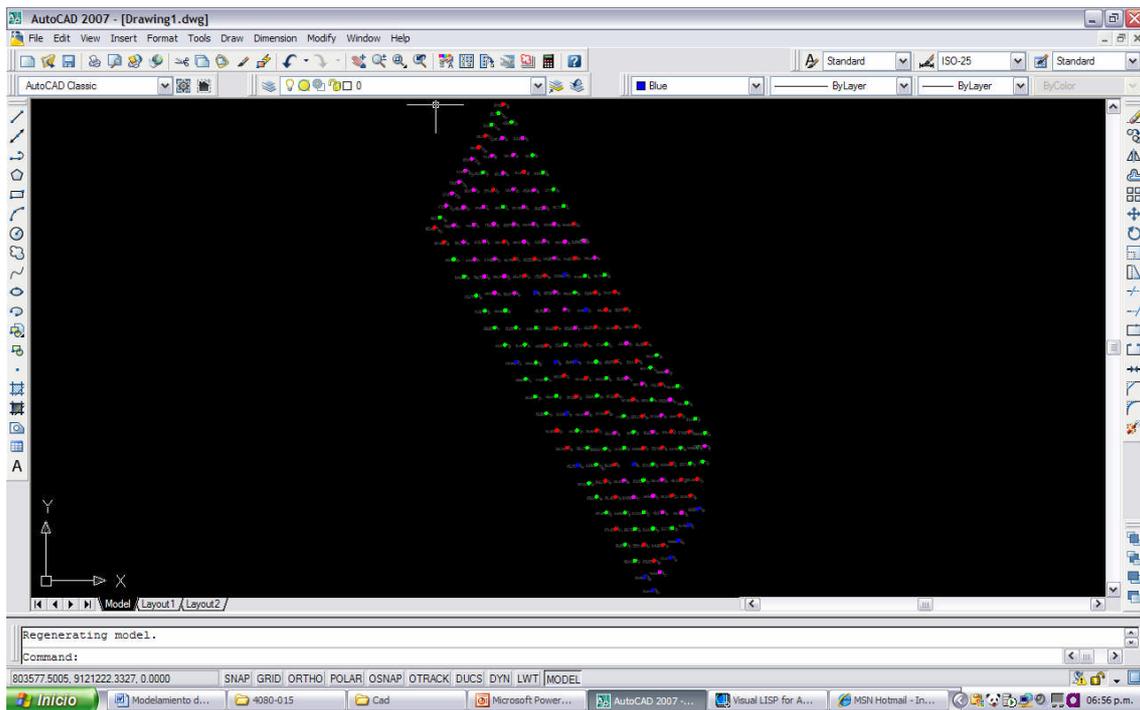


Gráfico de la aplicación Lisp

A fin de ahorrar en aceros de perforación se ha puesto en marcha el taller para rellenar con soldadura, tanto barras como bit-sub.



El objetivo es recuperar las dimensiones originales en la zona de mayor desgaste y aplicarle un recubrimiento protector, con el fin de alargar la vida útil de los componentes.

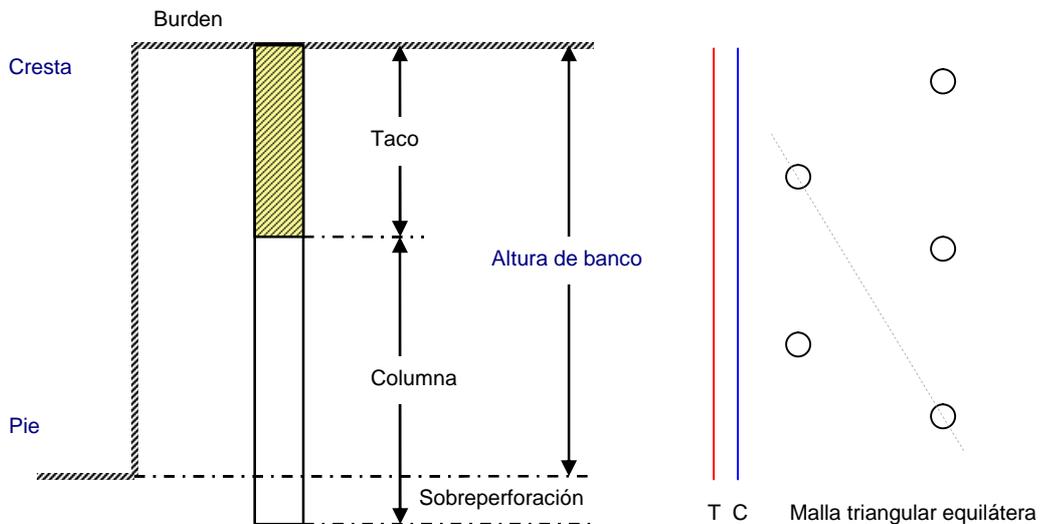
## CAPÍTULO 5 VOLADURA

Como toda operación nueva, Lagunas Norte inició la producción empleando criterios conocidos para el diseño de voladura.

### 5.0 Diseño original

Para el diámetro de perforación se tomaron en cuenta las propiedades físicas de la roca, los costos de perforación y voladura, la fragmentación, el control de perforación, el tamaño de la perforadora, la accesibilidad, la altura de banco, etc.

Se seleccionó entonces el diámetro de 9 7/8" con mejor resultado que 7 7/8", utilizado en su inicio.



El **burden** se define como la distancia más corta al punto de alivio al momento que un taladro detona. Normalmente, se considera como la cara original del banco o bien como una cara interna creada por una fila disparada previamente.

Con un burden pequeño, las rocas son lanzadas a distancias considerables de la cara, el golpe de aire es alto. Por otro lado, si el burden es muy grande se presenta rompimiento trasero, posibles tiros sopladados y se forman cráteres pues los taladros sólo tienen alivio hacia arriba. Con un burden excesivo se alcanzan altos niveles de vibración por exceso de confinamiento y fragmentación gruesa.

El **taco** ayuda al confinamiento, controla la sobrepresión de aire y el flyrock.

La **sobreperforación** asegura un piso plano para la excavación.

Para el diseño de mallas se utiliza el criterio de Pearse.

$$B = K_v \times D_e / 1000 \times (PD/RT)^{0.5} \quad (1)$$

Donde:

B = Burden (m)  
K<sub>v</sub> = Índice de volabilidad (0.7 a 1.0)  
D<sub>e</sub> = Diámetro del explosivo (mm)

PD = Presión de detonación del explosivo (Kg/cm<sup>2</sup>)  
 RT = Resistencia tensional dinámica (Kg/cm<sup>2</sup>)

La constante Kv, se puede determinar a partir del índice de calidad de la roca (RQD)

$$Kv = 1.96 - 0.27 \times \ln(ERQD)$$

Donde:

$$ERQD = RQD \times \text{Factor de corrección (JSF)}$$

Factores de corrección para estimar el ERQD.

Resistencia Discontinuidades	Factor Corrección (JSF)
Alta	1
Media	0.9
Baja	0.8
Muy baja	0.7

Se considera 1MPa = 10.2 Kg/cm<sup>2</sup>

### **En Volcánico**

Diámetro = 251 mm.  
 Densidad Explosivo = 1.25 g/cm<sup>3</sup>  
 Velocidad de Detonación = 5000 m/s  
 Resistencia Tensional Dinámica = 12 MPa\*  
 RQD = 80  
 Factor JSF = 1

La PD (MPa) se obtiene de la VOD (m/s) y la Dex densidad del explosivo (g/cm<sup>3</sup>):

$$PD = Dex \times \frac{VOD^2}{4} \times 10^{-3}$$

$$PD = 1.25 \times \frac{5000^2}{4} \times 10^{-3} = 7812 \text{ MPa}$$

$$Kv = 1.96 - 0.27 \ln(80 \times 1) = 0.77$$

Reemplazando en (1)

$$B = 0.77 \times 251/1000 \times (7812/12)^{0.5} = 4.9$$

\*DYNAMIC TENSILE STRENGTH OF CRUSTAL ROCKS AND APPLICATION TO IMPACT CRATERING. H. Ai1 and T. J. Ahrens2, 1Caltech, Workshop on Impact Cratering (2003)

### **En Arenisca**

Diámetro	= 251 mm.
Densidad Explosivo	= 1.09 g/cm <sup>3</sup>
Velocidad de Detonación	= 4817 m/s
Resistencia Tensional Dinámica	= 20 MPa*
RQD	= 25
Factor JSF	= 0.8

La PD (MPa) se obtiene de la VOD (m/s) y la Dex densidad del explosivo (g/cm<sup>3</sup>):

$$PD = Dex \times \frac{VOD^2}{4} \times 10^{-3}$$

$$PD = 1.09 \times \frac{4817^2}{4} \times 10^{-3} = 6322 \text{ MPa}$$

$$Kv = 1.96 - 0.27 \ln (25 \times 0.8) = 1.27$$

Reemplazando en (1)

$$B = 1.27 \times 251/1000 \times (6322/20)^{0.5} = 5.7$$

\*DYNAMIC TENSILE STRENGTH OF CRUSTAL ROCKS AND APPLICATION TO IMPACT CRATERING. H. Ai1 and T. J. Ahrens2, 1Caltech, Workshop on Impact Cratering (2003)

Para ambos casos se corrobora con el criterio de Konya:

$$B = 0.012 \left[ 2 \frac{SGe}{SG} + 1.5 \right] De \quad (1)$$

Donde

B	= Burden (m)
SGe	= Gravedad específica del explosivo (g/cm <sup>3</sup> )
SG	= Gravedad específica de la roca (g/cm <sup>3</sup> )
De	= Diámetro del explosivo (mm)

Se deben hacer correcciones por el número de filas y apilamientos anteriores:

<b>Condición Filas</b>	<b>Kr</b>
Una o dos filas	1.0
Tercera fila y subsecuentes o voladuras con apilamientos anteriores	0.9

Considerando la forma del depósito se tiene que agregar:

<b>Orientación de los estratos</b>	<b>Kd</b>
Estratos hacia el corte	1.18
Estratos hacia la cara	0.95
Otro tipo de depósito	1.00

También se debe tomar en cuenta la naturaleza de la estructura geológica, las fracturas, la resistencia de las juntas y su frecuencia:

<b>Estructura Geológica</b>	<b>Ks</b>
Altamente fracturada, juntas débiles	1.30
Capas delgadas bien cementadas con juntas estrechas	1.10
Roca intacta y masiva	0.95

Para calcular el taco:

$$T = 0.7 B \quad (2)$$

Donde

T = Taco (m)  
B = Burden (m)

La **sobreperforación** asegura un piso plano para la excavación:

$$J = 0.3 B \quad (3)$$

Donde

J = Sobreperforación (m)  
B = Burden (m)

Finalmente, se debe considerar la Relación de Rigidez (L/B) para controlar:

L/B (altura de banco/burden)	1	2	3	4
Fragmentación	Pobre	Regular	Buena	Excelente
Sobrepresión de aire	Severa	Regular	Buena	Excelente
Flyrock	Severa	Regular	Buena	Excelente
Vibración	Severa	Regular	Buena	Excelente

Así se tiene los siguientes resultados para mineral:

### **En Volcánico**

Diámetro = 251 mm.  
Densidad Roca = 2.6 g/cm<sup>3</sup>  
Densidad Explosivo = 1.25 g/cm<sup>3</sup>

Reemplazando en (1)

$$B_{\text{inicial}} = 0.012 \times (2 \times 1.25/2.6 + 1.5) \times 251 = 7.4$$

Corrigiendo por filas, orientación y estructura se tiene:

$$B_c = B_{\text{inicial}} \times K_r \times K_d \times K_s = 7.4 \times 0.9 \times 0.95 \times 0.95 = 6$$

Se sabe que se puede trabajar con un +/- 15% de este valor por lo tanto, se toma el límite inferior:

$$B = B_c \times (1 - 0.15) = 6 \times 0.85 = 5.1$$

Para la malla triangular equilátera se toma

$$B = 5.2$$
$$S = 6.0 \text{ (geométricamente)}$$

En cuanto al taco y la sobreperforación se reemplaza en (2) y (3):

$$T = 0.7 \times 5.2 = 3.6$$
$$J = 0.3 \times 5.2 = 1.5$$

En campo finalmente se ajusta la malla para roca volcánica de la siguiente manera:

$$\mathbf{B = 5.2}$$
$$\mathbf{S = 6.0}$$
$$\mathbf{T = 4.0}$$
$$\mathbf{J = 1.0}$$

De la misma forma se procede al cálculo de la malla para roca arenisca:

### **En Arenisca**

Diámetro = 251 mm.  
Densidad Roca = 2.4 g/cm<sup>3</sup>  
Densidad Explosivo = 1.1 g/cm<sup>3</sup>

Reemplazando en (1)

$$B_{\text{inicial}} = 0.012 \times (2 \times 1.1/2.4 + 1.5) \times 251 = 7.3$$

Corrigiendo por filas, orientación y estructura se tiene:

$$B_c = B_{\text{inicial}} \times K_r \times K_d \times K_s = 7.3 \times 0.9 \times 0.95 \times 1.1 = 6.8$$

En cuanto al taco y la sobreperforación reemplazando en (2) y (3):

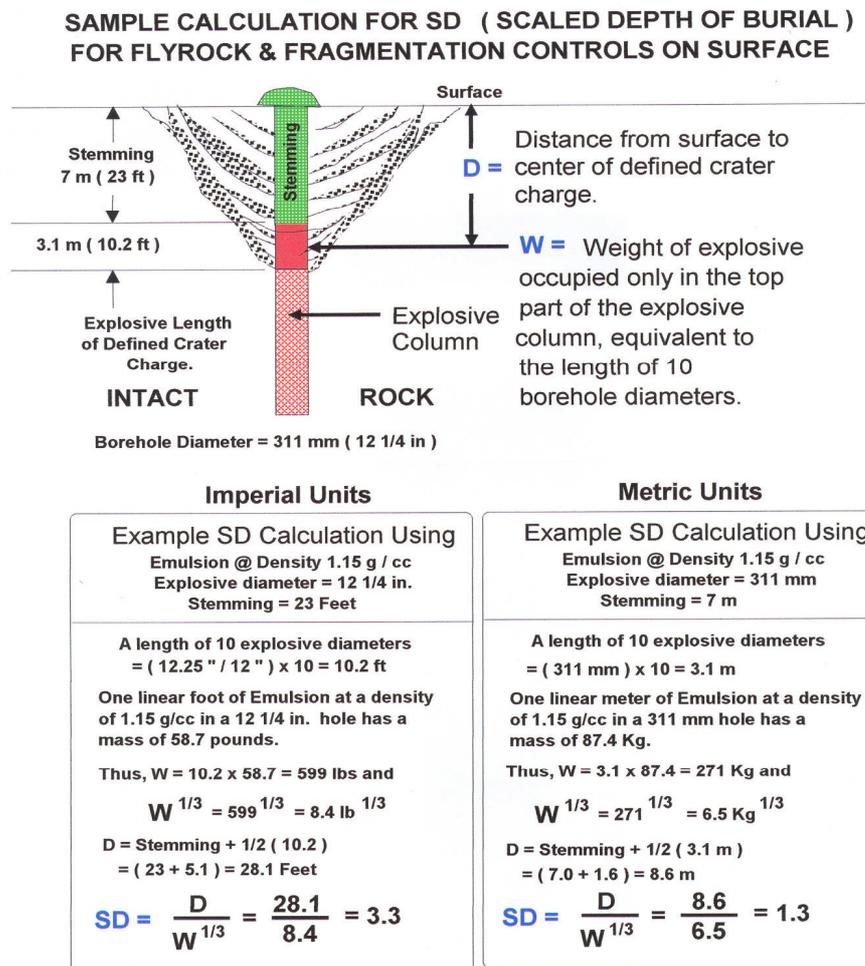
$$T = 0.7 \times 6.8 = 4.7$$
$$J = 0.3 \times 6.8 = 2$$

En campo finalmente se ajusta la malla para roca arenisca de la siguiente manera:

**B = 6.1**  
**S = 7.0**  
**T = 5.0**  
**J = 1.0**

### 5.1 Consideraciones sobre el Confinamiento

Para asegurar un taco adecuado se emplea el criterio de Frank Chiappetta:



The significance of SD is illustrated in Figure A2

Alternatively:  $D = SD \times W^{1/3}$  and  $W = ( D/SD )^3$

Figure A1 Example Calculations For SD C030VF04

Si se tiene como objetivo una buena fragmentación, bajos niveles de ruido, vibración y flyrock se emplea según la figura A2 se tendrá un SD de 0.92.

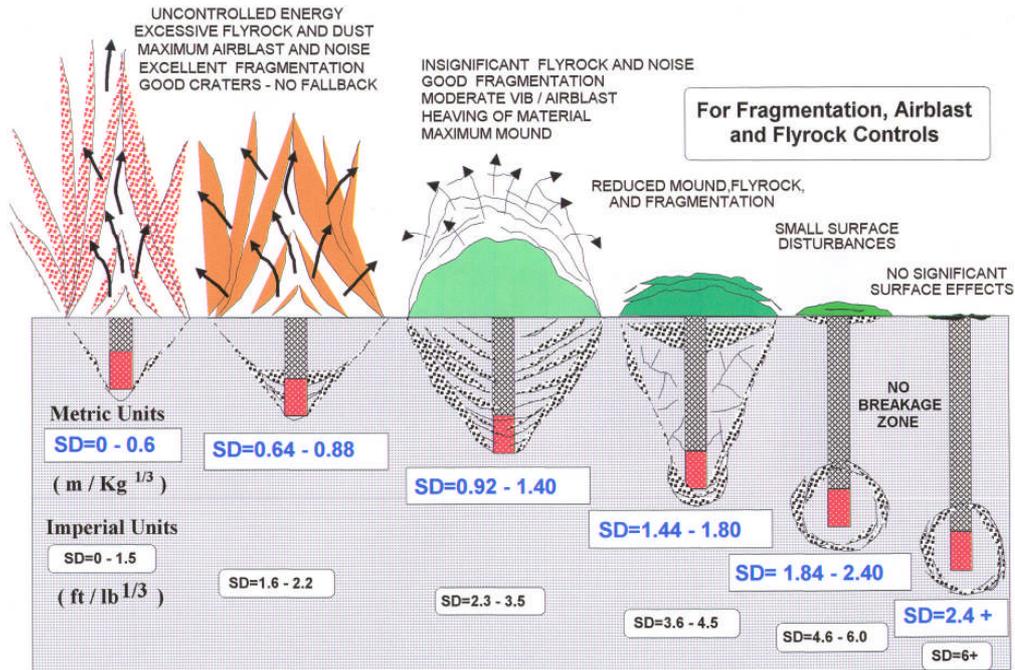


Figure A2 Significance of Scaled Depth of Burial ( SD ) - Metric & Imperial Units BA198P16 C030VF05

La relación empleada como se muestra en la figura A1 es:

$$D = SD \times W^{1/3}$$

Donde

- D = Distancia de la superficie al centro de la carga de cráter (m).  
SD = Scaled Depth of Burial  
W = Peso del explosivo en la parte superior de la columna, equivalente a la longitud de 10 diámetros del taladro (kg)

Se tiene entonces para roca volcánica cargada con HA46:

$$D = 4.0 + 0.5 (10 \times 0.251) = 5.255 \text{ m.}$$

$$W = 10 \times 0.251 \text{ m} \times 62 \text{ Kg/m} = 155.62 \text{ kg.}$$

Despejando

$$SD = D / W^{1/3}$$

$$SD = 5.255 / (155.62)^{1/3} = 0.97$$

Se tiene entonces para roca arenisca cargada con HA37:

$$D = 5.0 + 0.5 (10 \times 0.251) = 6.255 \text{ m.}$$

$$W = 10 \times 0.251 \text{ m} \times 54 \text{ Kg/m} = 135.54 \text{ kg.}$$

Despejando

$$SD = D / W^{1/3}$$

$$SD = 6.255/(135.54)^{1/3} = 1.2$$

En ambos casos está dentro del rango del SD recomendado. Para la arenisca en algún caso se puede trabajar con menos taco, sin embargo, según pruebas de campo no hay mayor variación en la fragmentación.

En la roca volcánica está prácticamente en el límite de fragmentación y seguridad por lo cual se mantiene el diseño.

## 5.2 Diseño actual modificado

El diagrama de Lagrange es una herramienta que sirve para determinar el tiempo de retardo que debe existir entre detonaciones contiguas para obtener el máximo provecho de la energía del explosivo aplicado al macizo rocoso con el fin de obtener una excelente fragmentación; esto supone que se puede definir cualquier tiempo de retardo que se requiere como resultado de la aplicación del diagrama y en efecto esto se hace con el sistema electrónico.

Primero es necesario explicar ciertos aspectos referentes a la naturaleza de la Onda-P, Onda-S y la formación de grietas en el macizo rocoso.

Cuando se realiza una voladura ocurren muchos fenómenos de manera casi instantánea. En los primeros instantes de la detonación ocurre una trituración de la roca por efecto de la presión en la forma de onda de choque que se expande en forma cilíndrica alcanzando valores que superan ampliamente la resistencia dinámica a la compresión de la roca.

Luego ocurre una reflexión de la onda de choque cuando esta alcanza una superficie libre, se genera el proceso de esfuerzos de tracción y de cizallamiento o corte. Esto sucederá cuando las grietas radiales no se hayan propagado más que una distancia equivalente a un tercio de la distancia de la carga a la superficie libre.

Las Ondas-P son aquellas que comprimen la roca y dan lugar al movimiento de las partículas en la dirección de propagación de las ondas. Estas ondas son las más rápidas y producen cambios de volumen pero no de forma en el material a través del cual se propaga.

Las Ondas-S son aquellas que generan movimiento en la dirección perpendicular al del movimiento de las partículas, es decir, perpendicular al movimiento de partícula de la onda-P.

Dada la detonación de un taladro (taladro1), este genera Ondas-P, Ondas-S y grieta que interactúa a su vez con las Ondas-P, Ondas-S de un taladro 2, produciendo varias regiones limitadas por las diversas ondas siendo de particular interés la región donde ocurre la máxima tracción, es allí donde se produce la mayor fractura de rocas.

La fragmentación uniforme ocurrirá cuando la mayor área entre los taladros esté contenida dentro de esta región. De forma práctica se puede utilizar la relación siguiente:

$$T = 0.6 \times \frac{S \times 1000}{V_p} \quad (\text{F. Chiappetta. 2004})$$

T = Tiempo entre taladros (ms).

S = Espaciamiento (m).

V<sub>p</sub> = Velocidad de Onda P (m/s).

Los antecedentes geomecánicos provienen de ensayos encargados por LGN a la PUCP fechados durante el 2007.

Litología:	Arenisca	Volcánico
Resistencia a la compresión (MPa):	180,1	99,8
Módulo E (GPa):	74,5	25,7
Coefficiente de Poisson:	0,15	0,13

Se sabe que la Vs se puede obtener mediante la ecuación:

$$V_{pi} = \sqrt{\frac{E(1-\nu)}{\rho(1+\nu)(1-2\nu)}}$$

Reemplazando los valores para arenisca:

$$V_{pi} = \sqrt{\frac{74500000000(1-0.15)}{2500 \times (1+0.15)(1-2 \times 0.15)}} = 5609 \text{ m/s}$$

Para roca volcánica se tiene:

$$V_{pi} = \sqrt{\frac{25700000000(1-0.13)}{2500 \times (1+0.13)(1-2 \times 0.13)}} = 3270 \text{ m/s}$$

Los tiempos según estos datos serían los siguientes:

$$T_{arenisca} = 0.6 \times (13/5609) \times 1000 = 1.4 \text{ ms}$$

$$T_{volcanico} = 0.6 \times (10.4/3270) \times 1000 = 1.14 \text{ ms}$$

En base a estos datos se emplean tiempos de 2 ms entre taladros y entre filas se utiliza 30 ms para un apilamiento adecuado.

Estos tiempos ayudan a fragmentar sin embargo pueden ocasionar daños excesivos al macizo rocoso como se verá más adelante.

### 5.3 Detonadores Electrónicos

Para que la mezcla explosiva pueda detonar es necesario iniciarlo, lo que se efectúa tradicionalmente mediante los denominados accesorios de voladura, que comprenden a los fulminantes o detonadores, retardos, cordón detonantes, cables, explosores e instrumentos de control como ohmnímetros y otros.

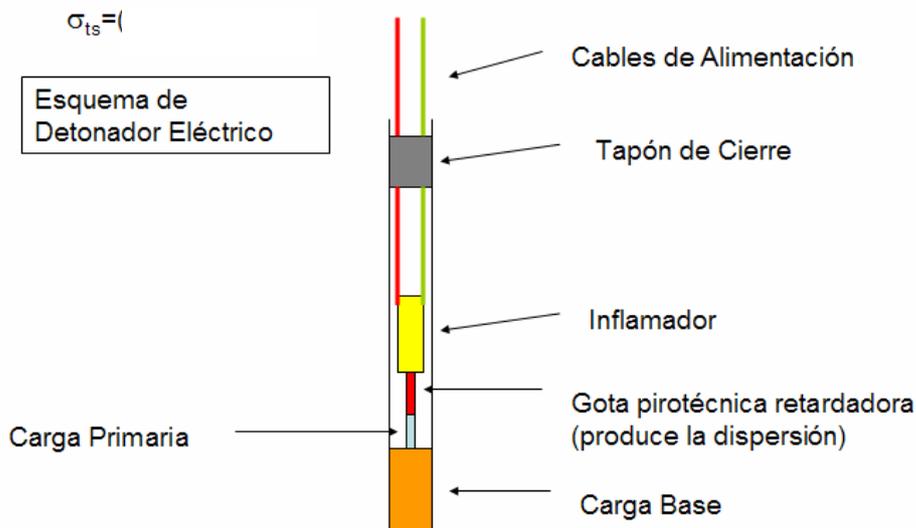
Paralelamente, al avance de la industria de explosivos, se han venido desarrollando los sistemas de iniciación, persiguiendo los siguientes objetivos:

- Iniciación enérgica de los explosivos de las últimas generaciones que son más seguros pero también más insensibles.
- Control de los tiempos de iniciación para mejorar la fragmentación.
- Reducción del nivel de vibraciones, onda aérea y proyecciones producidas en voladuras.
- La mayor rapidez y flexibilidad de las operaciones de voladura, manteniendo un elevado nivel de seguridad para el personal e instalaciones.

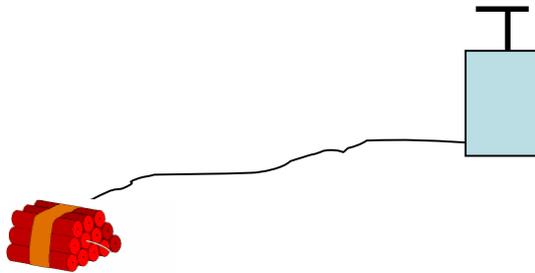
Recordando un poco los diversos tipos de sistemas de iniciación típicos se tiene:

#### Sistema Eléctrico Convencional

Estos accesorios están constituidos por una cápsula de aluminio o cobre en la que se aloja un inflamador, un explosivo iniciador y un explosivo base. La potencia de los detonadores viene dada por la cantidad de fulminato de mercurio de que disponen, normalmente a 1 ó 2 gramos que corresponde a los números de potencia de 6 y 8 respectivamente, o cualquier otro explosivo equivalente, por ejemplo pentrita prensada etc. Todos los detonadores eléctricos presentan cierta dispersión en los tiempos de iniciación, siendo mayor la dispersión en los números más altos. El rango normal suele estar comprendido entre 5 y 10%.



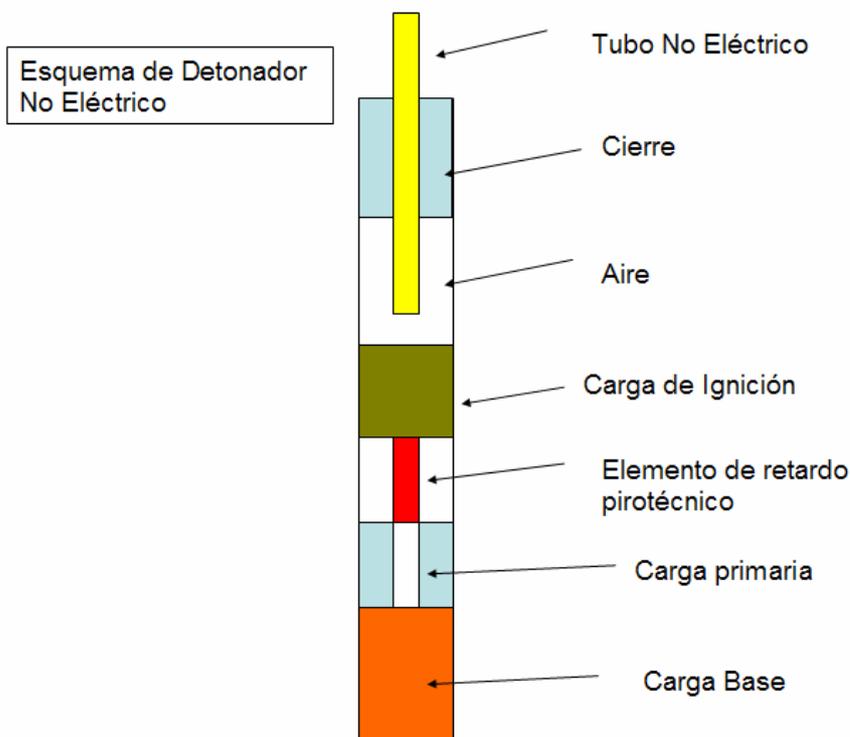
Dado que este sistema presenta cierto grado de problemas en lugares secos por carga estática y en general por cargas inducidas fue desplazado por el sistema de iniciación no eléctrica (Nonel) por ofrecer el mismo desempeño pero siendo más seguro y confiable.



Peligroso para nuestros estándares de seguridad actuales y poco manejable en comparación con el Nonel.

#### Sistema No Eléctrico (Nonel)

Consta de un tubo delgado de plástico que en el interior lleva una película de explosivo de 20 mg/m y una cápsula semejante a la de los detonadores eléctricos. La velocidad de la onda dentro del tubo es de unos 2000m/s y no es lo suficientemente potente para iniciar a los explosivos en contacto con dicho tubo, por muy sensibles que estos sean, por lo que también puede efectuarse en forma efectiva el cebado en el fondo.

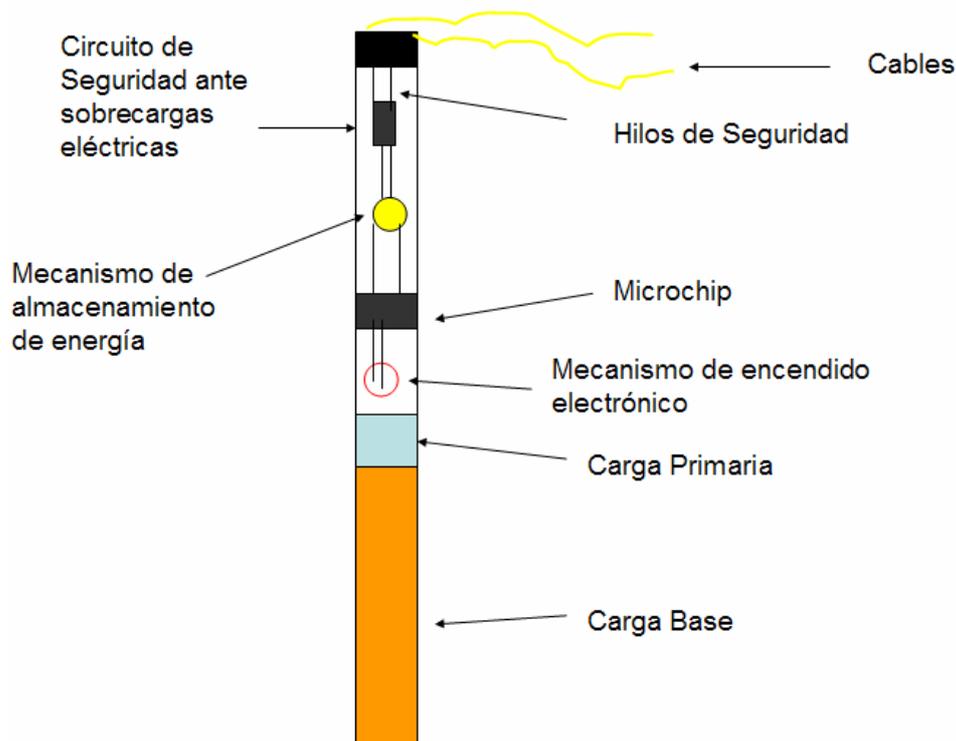


Un inconveniente práctico que plantea este tipo de detonador con respecto al eléctrico es la imposibilidad de comprobar los circuitos de disparo, teniendo que basarse ésta en la simple inspección visual del amarre y conexión del cordón detonante con los conectores de las mangueras y retardos de superficie.

### Sistema Electrónico

La diferencia entre un sistema de iniciación eléctrica con respecto al sistema de iniciación electrónico es que este último posee en su interior una placa electrónica que posee un microchip. Este elemento pasa a constituirse en el cerebro del detonador. También dispone de elementos de seguridad que lo vuelven inmunes a problemas de estática u otro tipo de energía galvánica en el sector del disparo. El detonador dispone de un condensador que lo transforma en una unidad autónoma, por tal motivo no importa que los otros taladros ya detonaron y cortaron cualquier vínculo con alguna fuente externa de energía.

Así mismo dispone de resistencias que bloquean el sistema ante la presencia de un sobre voltaje en el sector.



En Lagunas Norte se viene trabajando con el Sistema Electrónico I-Kon de Orica.

Consta de los detonadores, un Logger y un Blaster.

El Logger puede programar hasta 200 detonadores. Tiene la capacidad de hacer tests en tiempo real para determinar el estado de los detonadores.

El Blaster 2400 puede trabajar con 12 Loggers a la vez, es decir, hasta 2400 detonadores. Posee llave de seguridad y es capaz de iniciar al detonador.



El detonador puede ser programado en un rango de entre 0 - 15000 ms  
Los incrementos se dan en el orden de 1ms. Su precisión es de +/-0.1ms del tiempo programado. Cada detonador es único por ID de fábrica.  
Se han hecho pruebas de alto voltaje, cargas estáticas y pérdidas de corriente, siendo el resultado favorable en estos temas de seguridad.

El software SHOTPlus®-i permite trabajar con los planos de diseño y programar los tiempos de cada taladro. Se puede simular la voladura, analizar tiempos, dirección de desplazamiento, líneas de isotiempo, etc. El diseño se descarga directamente al Logger (s) para la posterior programación en el campo.

## Procedimiento

### Envío de Información Topográfica.

Esta etapa comienza con el envío de el archivo CSV por parte de Topografía el cual es convertido en archivo TXT y editado para luego ser importado al Software ShotPlus-i. Luego de importar el archivo TXT, se visualiza los taladros en el programa e iniciar luego con el diseño propiamente dicho.

ID, Este, Norte, Cota de los Collares de los Blast Holes.

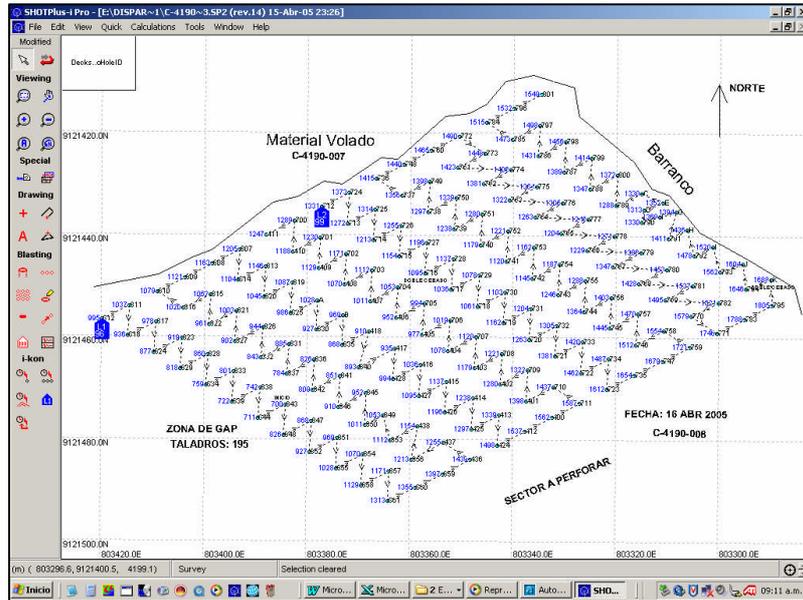


Se aplican todas las restricciones en la zona y se define la salida del disparo así como los tiempos entre fila y entre taladro.

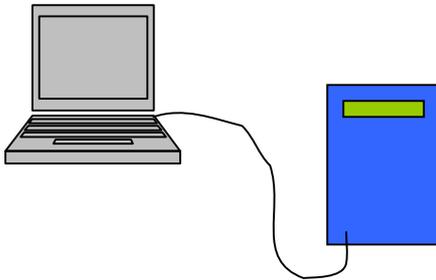
## Diseño de la Malla mediante el uso del ShotPlus-i

Logger 1

Logger 2

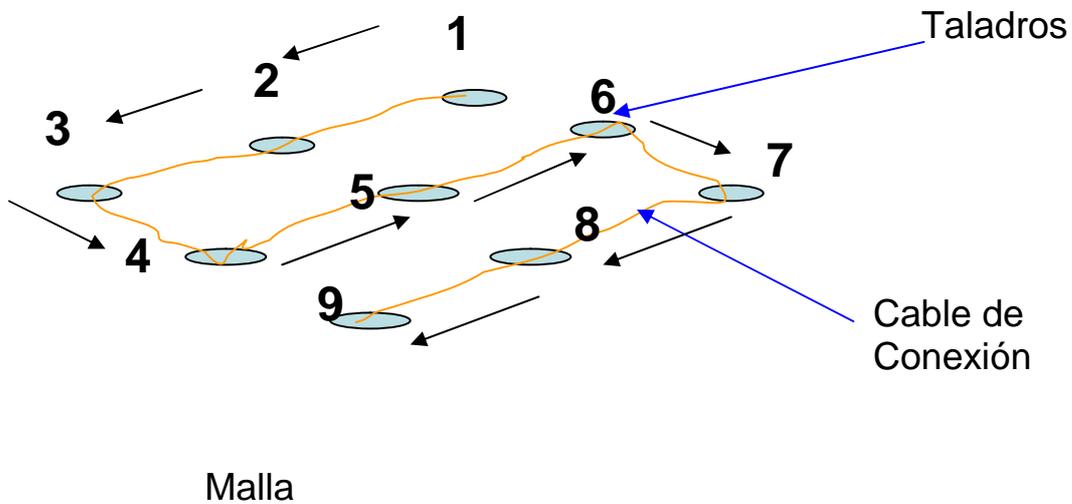


## Bajando el diseño de la malla en el Logger



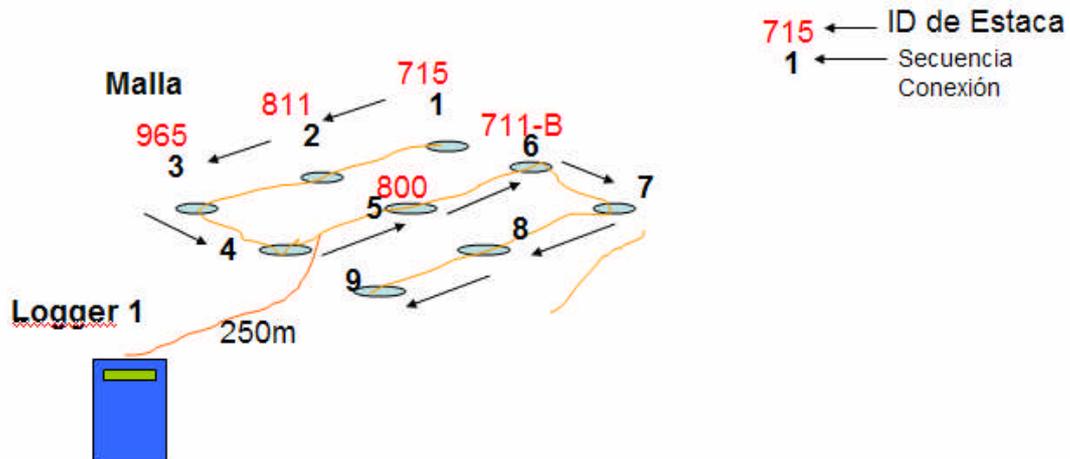
Ahora el Logger tiene en la memoria un listado con una secuencia de conexión en la cual al primer detonador en conectar se le asignará un tiempo al segundo se le asignara otro tiempo y así sucesivamente.

## Secuencia de Conexión de acuerdo al Diseño en ShotPlus-i



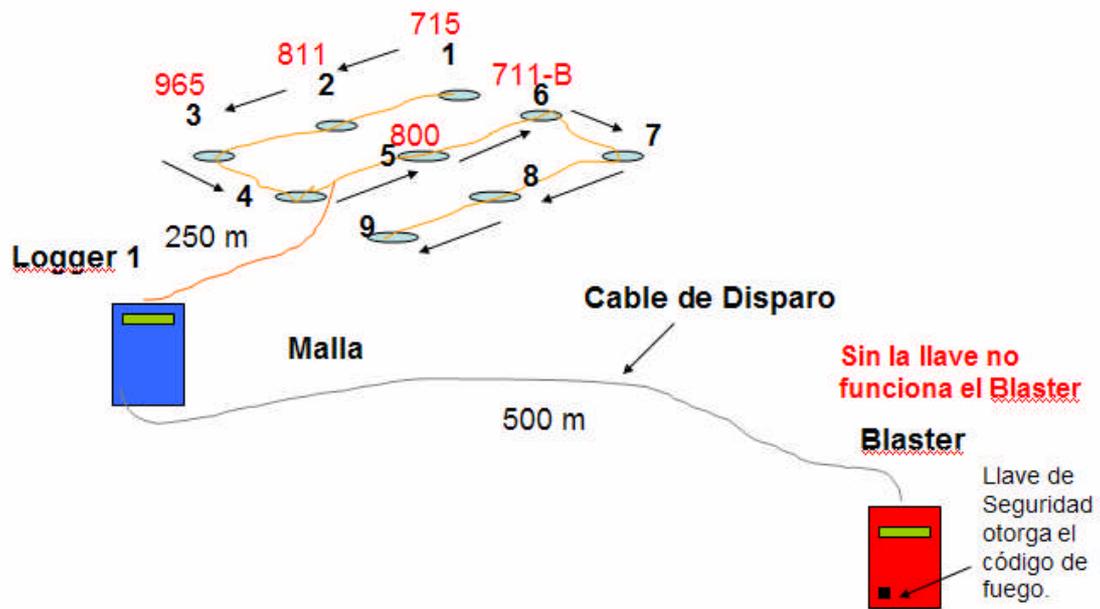
Se respeta la secuencia en la que se conectan en el campo ya que el Logger lo asignara de acuerdo a la secuencia predefinida en el diseño en el Software ShotPlus-i.

Distribución homogénea de la corriente

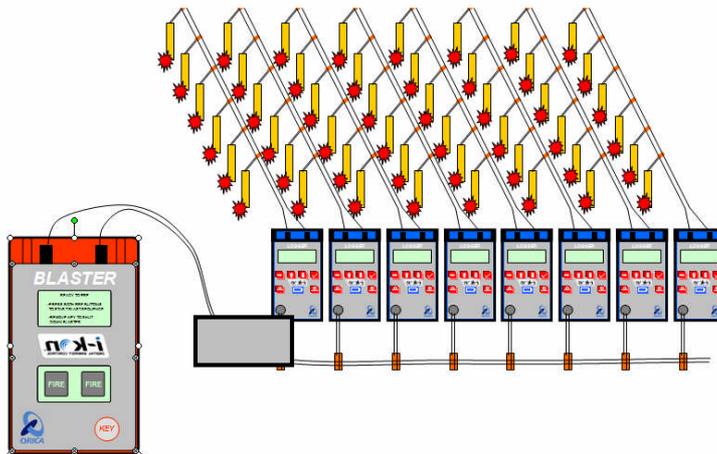


Para tal fin el logger se conecta a la mitad de la longitud del cable de conexión en la malla esto sería por la ubicación del taladro conectado en la posición 5. En este punto se realiza el Test de detonadores y medida de fuga de corriente antes de conectar el Logger al cable de disparo.

## Conexión del Logger al cable de disparo y al Blaster

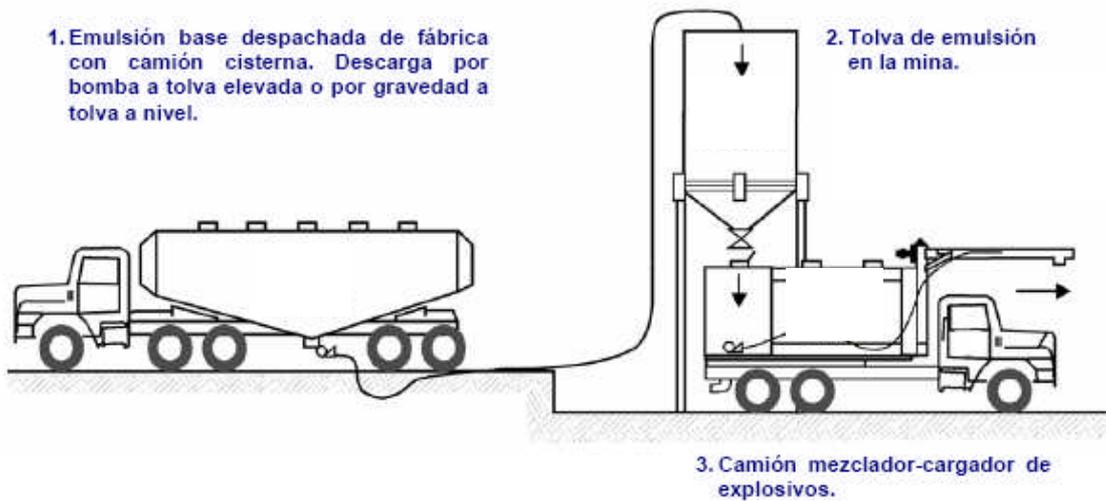


En este punto el Blaster inicializa el Logger, luego chequea los detonadores conectados al Logger. Seguidamente, se inicia la programación de los taladros y finalmente muestra en la pantalla estar listo para disparo esta situación es mantenida durante 10min si en ese tiempo no hay orden de disparo se regresa a la situación antes de encender al Blaster.





### ESQUEMA DE ABASTECIMIENTO DE EMULSION A GRANEL EN MINAS A TAJO ABIERTO



## 5.4 Propiedades de los Explosivos en Lagunas Norte

Continuamente se viene midiendo las propiedades de las diversas mezclas empleadas en Lagunas Norte.

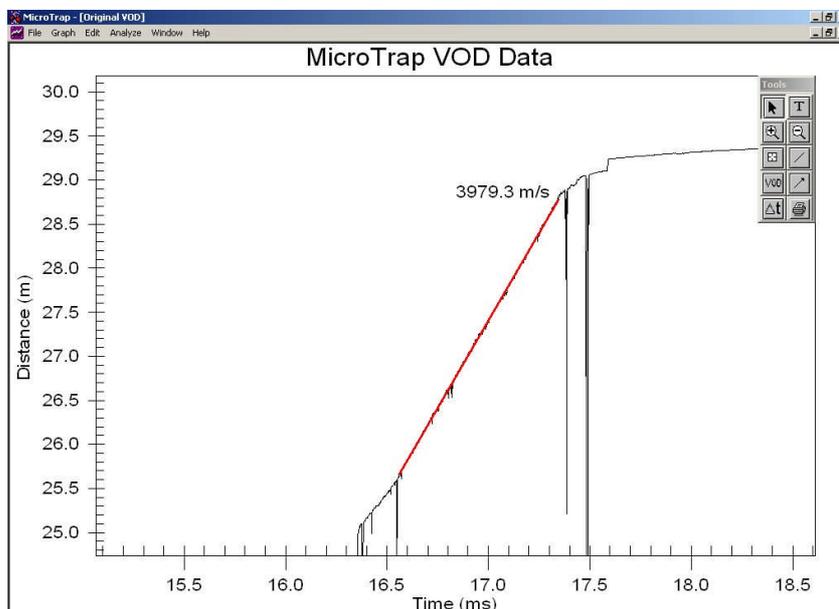
En el caso del VOD se emplea el equipo Microtrap y el cable utilizado es Procable de  $10.8\Omega/m$ .

Explosivo	Diámetro Pulg.	Densidades Gr/cm3	Energía Kcal/Kg.	VOD m/s	Densidad de Carga Lineal Kg/m
Nitrato		0.78			
Emulsión		1.30			
ANFO	9.875	0.80	928,74	3979.3	39.6
HA28	9.875	0.86	881,39	4589.6	42.6
HA37	9.875	1.00	845,47	4817.3	49.5
HA46	9.875	1.20	811,96	5000.2	59.4
HA55	9.875	1.24	782,06	4846.2	61.4
HA64	9.875	1.28	749,28	4704.4	63.3

*Resumen de propiedades de los explosivos LGN*

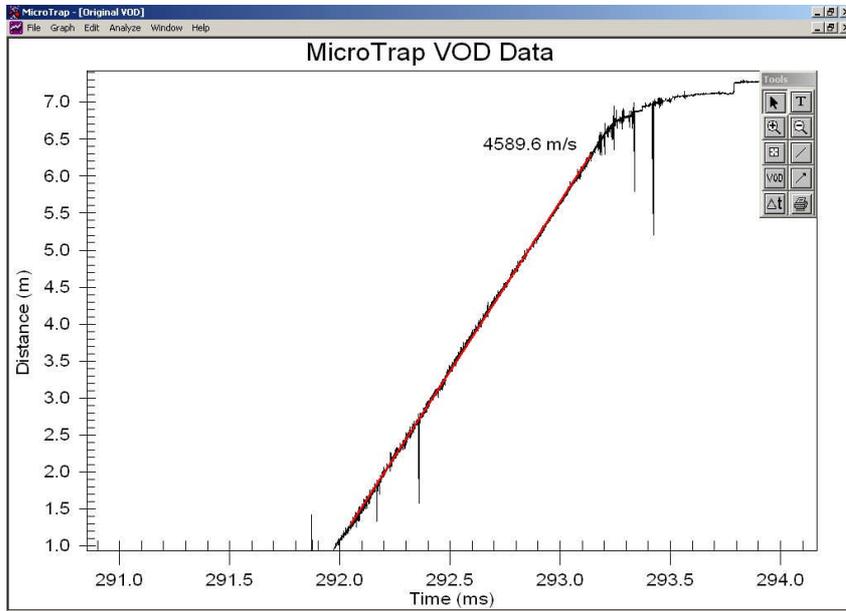
ANFO

Nº	FECHA	PROYECTO	Taladro (m)	Taco (m)	Carga (m)	Explosivo	Carga (Kg)	VOD (m/s)
17	13-Dic-06	4100-023	11.0	5.0	6.0	ANFO	280	3979.3



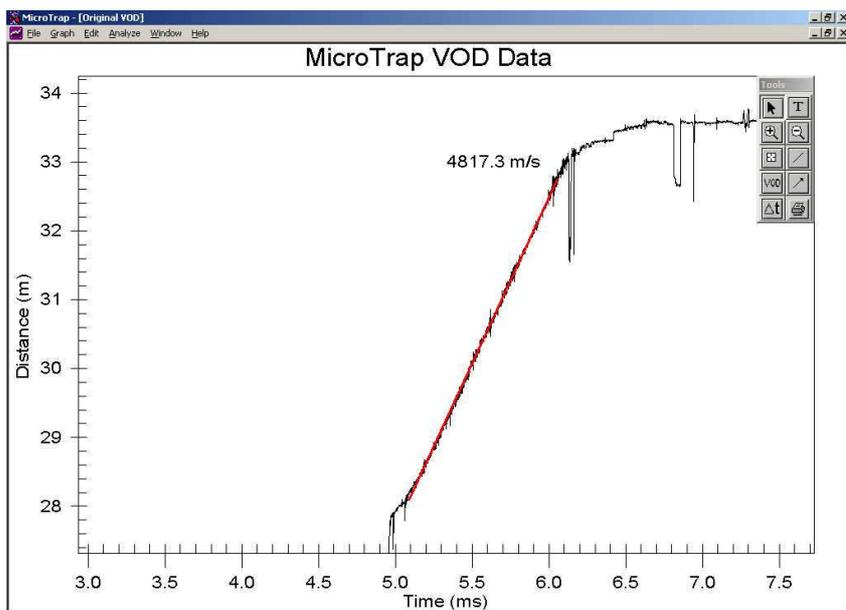
HA28

Nº	FECHA	PROYECTO	Taladro (m)	Taco (m)	Carga (m)	Explosivo	Carga (Kg)	VOD (m/s)
35	02-May-07	4070-012	11.0	5.0	6.0	HA 20/80	385	4589.6



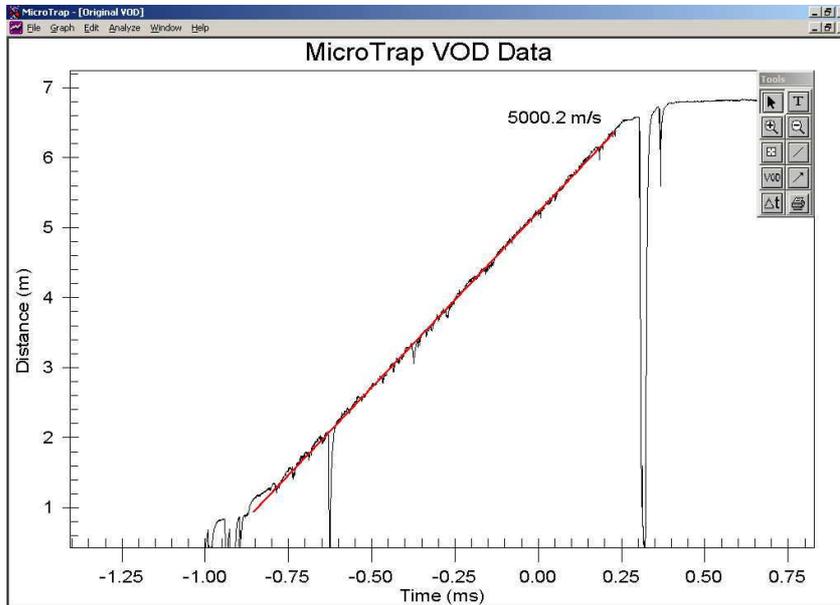
HA37

Nº	FECHA	PROYECTO	Taladro (m)	Taco (m)	Carga (m)	Explosivo	Carga (Kg)	VOD (m/s)
32	19-Mar-07	4070-009	11.0	4.75	6.25	HA 30/70	380	4817.3



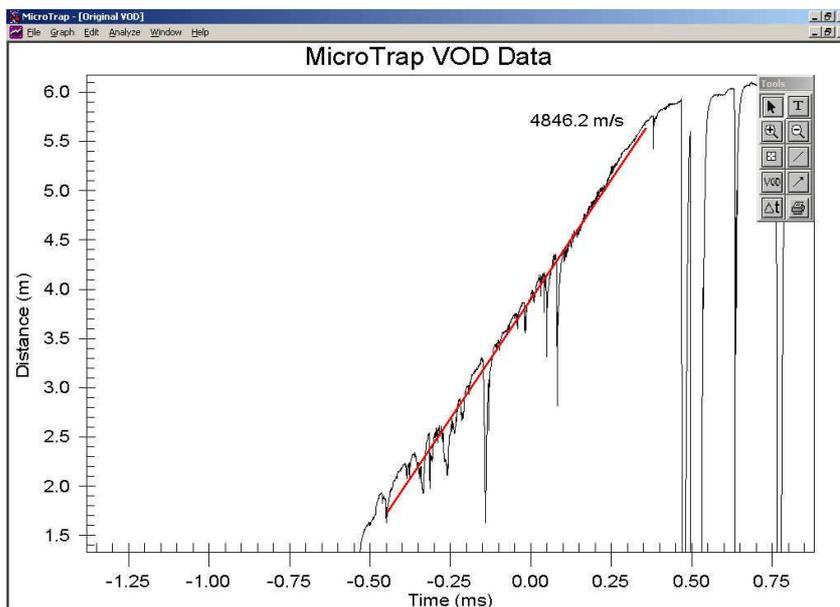
HA46

Nº	FECHA	PROYECTO	Taladro (m)	Taco (m)	Carga (m)	Explosivo	Carga (Kg)	VOD (m/s)
19	21-Ene-07	4080-013	11.0	4.5	6.5	HA 40/60	410	5000.2



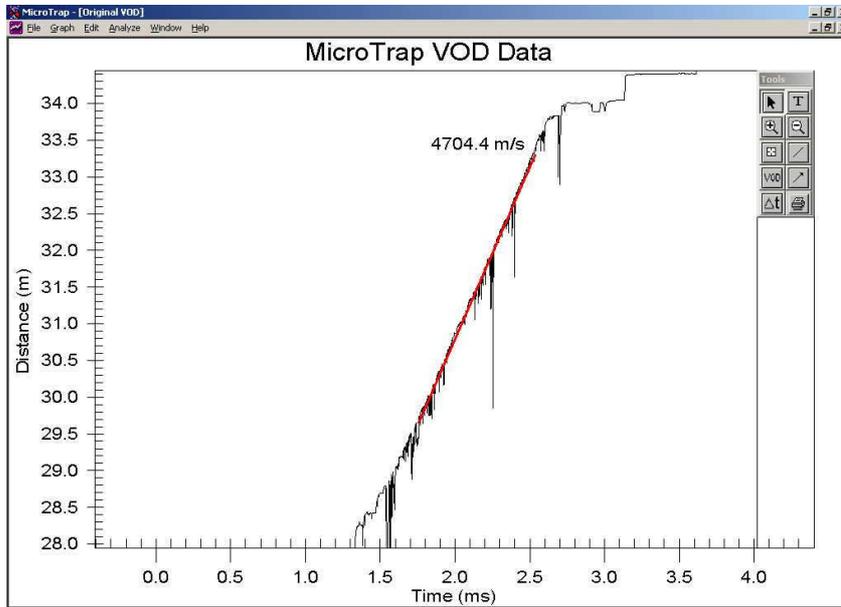
HA55

Nº	FECHA	PROYECTO	Taladro (m)	Taco (m)	Carga (m)	Explosivo	Carga (Kg)	VOD (m/s)
23	07-Feb-07	4090-014	11.0	4.5	6.5	HA 50/50	420	4846.2



HA64

Nº	FECHA	PROYECTO	Taladro (m)	Taco (m)	Carga (m)	Explosivo	Carga (Kg)	VOD (m/s)
13	23-Nov-06	4190-027	12	5	7	HA 60/40	450	4704.4



## 5.5 Aplicación de Accesorios Adicionales

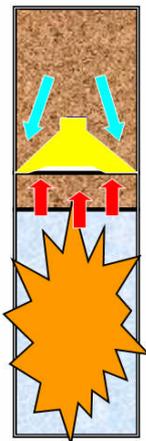


El retenedor de energía para control de voladura es un dispositivo en forma de cono y moldeado por inyección hecho de una combinación especial de poliestirenos de alto impacto con una resistencia a la compresión de 15.000 psi.

Colocado dentro del taco a una distancia de 20 cm. sobre la columna de explosivo, el tapón sella el collar del pozo una vez ocurrida la detonación para confinar la energía del explosivo en el típico camino de menor resistencia.

El tapón cónico trabaja con la energía del disparo para reproducir el efecto de una “escopeta atascada”. Esencialmente el tapón es una cuña auto dirigida. En el instante en que la onda explosiva alcanza el tapón, éste se expande ocupando todo el pozo, el material de taco inferior no puede escapar pues su avance es trabado por el tapón, y el taco superior actúa por reacción aglutinando material de taco, lo que resulta en un nuevo direccionamiento de esfuerzos, agregando fuerzas friccionales a las paredes del pozo.

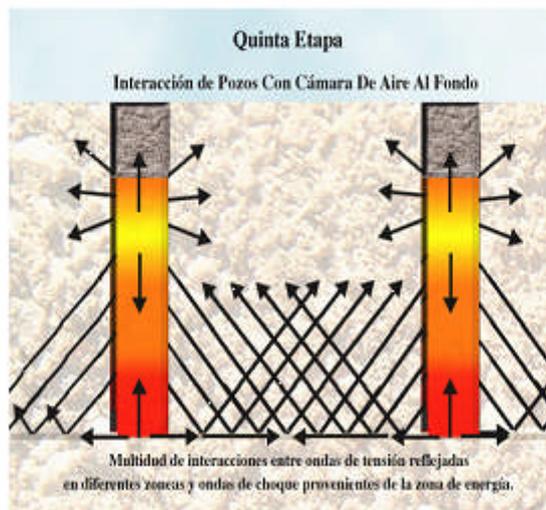
Existen diferentes tipos de tapones cónicos, dependiendo de su calidad serán los resultados del confinamiento. Los mejores resultados de retención del taco se han obtenido con los tapones cónicos reforzados, que han permitido una retención extra con respecto a los tapones tradicionales, del orden de 180 ms, tiempo extra que permite retener más el trabajo del explosivo en su primera etapa, básicamente en la etapa donde la fuerza inicial del explosivo es la que tiende a eyectar los tacos.



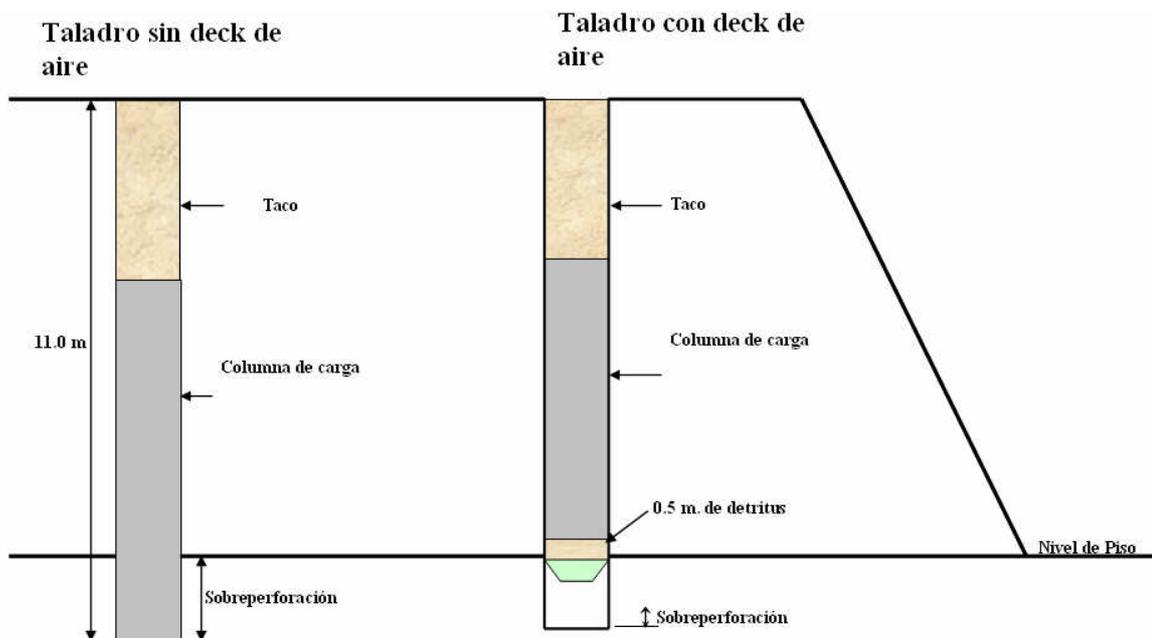
Las cámaras de aire incrementan la duración de la acción de la onda de choque sobre el medio que la rodea, debido a una serie de pulsos causados por las reflexiones de las ondas de presión después de la detonación dentro un pozo.

Con cámaras de aire, la tensión máxima aplicada sobre la roca que la rodea, es menor que la tensión extrema aplicada por el explosivo en columnas sólidas. Reduce la presión inicial aplicada por la carga explosiva pero, incrementa la duración del pulso de presión. Esto, efectivamente reduce la energía utilizada para pulverizar la roca cerca del pozo

### Interacción de taladros con cámara de aire



*International Technologies*



## CAPÍTULO 6 INGENIERIA DE EXPLOSIVOS

### 6.0 Presión de Aire o Airblast

El golpe de aire es una onda de presión atmosférica que se transmite desde la voladura hacia el área circundante. Esta onda tiene como factores causales a la cantidad de carga explosiva, la distancia y dirección relativas a las caras, diseño (burden y espaciamento), taco y tipo de material, diámetro y profundidad del taladro, secuencia de iniciación, rendimiento de la cuadrilla de voladura, condiciones climáticas.

La emisión básica de una voladura depende de la energía que entra en contacto con la atmósfera a través de la cara libre o de la zona del collar.

La sobrepresión se mide en decibeles (dB) o kilopascales (KPa).

Algunos niveles prácticos en dB son los siguientes:

<b>dB</b>	
180	
	<i>Daño estructural</i>
176	
	<i>Los vidrios se rompen</i>
164	
160	
	<i>Máximo OSHA y USBM</i>
140	<i>100 impactos/día</i>
128	
	<i>Máximo OSHA y USBM</i>
120	<i>10000 impactos/día</i>
100	
	<i>Martillo Neumático</i>
80	
60	
	<i>Nivel de la voz humana</i>
40	
20	
0	<i>Umbral de la audición</i>

La siguiente ecuación nos permite predecir el nivel pico de presión en dB y que como se ve depende de la carga y la distancia desde los taladros:

$$\text{dB} = 164.4 - 24 \text{ Log } (D/W^{1/3}) \quad (1)$$

D = distancia desde el taladro (m)

W = peso del explosivo detonado por retardo, no menor a 8ms (kg)

En el campo cercano, es decir, en la zona que rodea a la voladura el potencial de daño es pequeño y fácilmente minimizado con un diseño apropiado. Requiere prestar atención al burden, espaciamento, carga explosiva, taco, retardos, tapado del cordón detonante, etc. En el campo lejano (6 a 32 kilómetros) la transmisión directa no es responsable de los efectos producidos. En este caso las ondas han viajado hacia la atmósfera y han sido refractadas de vuelta a la tierra produciendo una sobrepresión

intensa en una región focal angosta. Las causas de este golpe de aire son la presencia de una inversión atmosférica y el efecto del viento en algunos casos. Asimismo las barreras naturales topográficas atenúan en cierta medida los niveles de la sobrepresión.

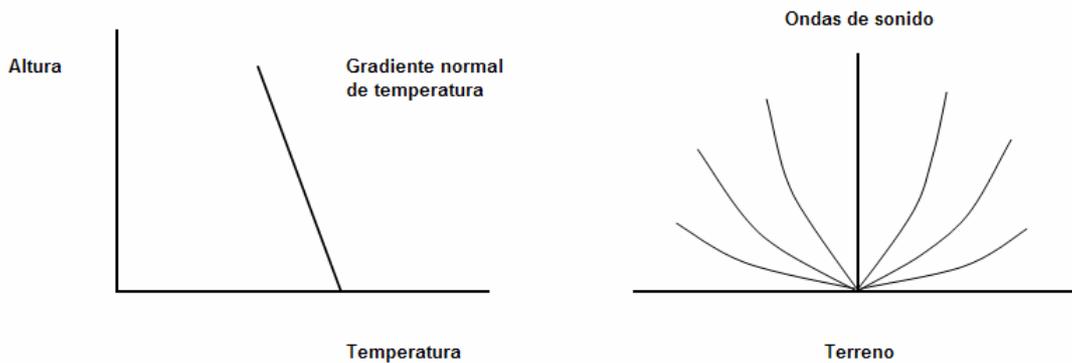
Una inversión atmosférica es un fenómeno bastante común. Normalmente la temperatura de la atmósfera desciende a razón de 6.4 °C cada 1000 metros.

Por ejemplo, asumiendo una temperatura del aire en la superficie de 21 °C, bajo condiciones normales se tiene que a 1200 metros la temperatura del aire será:

$$21 - 1.2 (6.4) = 13.3 \text{ °C}$$

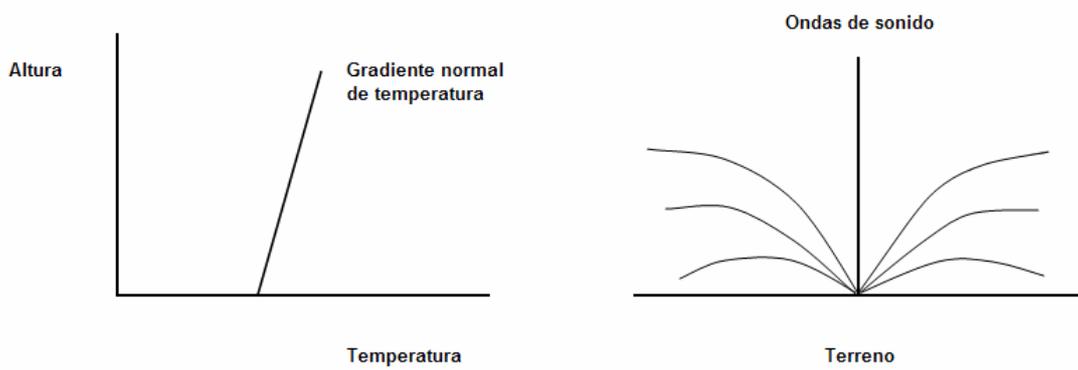
Se sabe que la velocidad del sonido en el aire está en proporción directa a la temperatura. El cambio de velocidad es de 0.5 m/s para una variación de 1 °C.

Bajo condiciones atmosféricas normales, la temperatura decrece con la altura, así la velocidad también decrece, provocando que las ondas de sonido se curven hacia arriba alejándose de la tierra. El sonido se absorbe en la atmósfera.

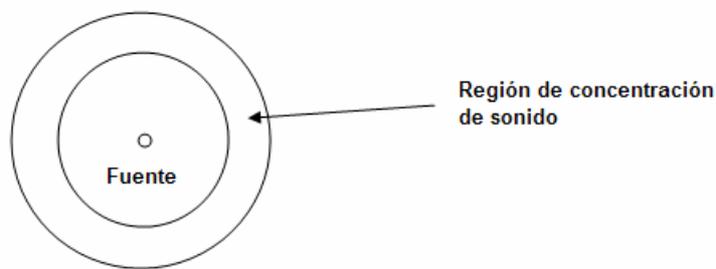


#### Condiciones Atmosféricas Normales

En una inversión atmosférica, la temperatura del aire aumenta con la altura, por lo tanto la velocidad del sonido se incrementa, causando la curvatura de las ondas de sonido hacia la tierra. El sonido regresará a la tierra pero a alguna distancia del origen.

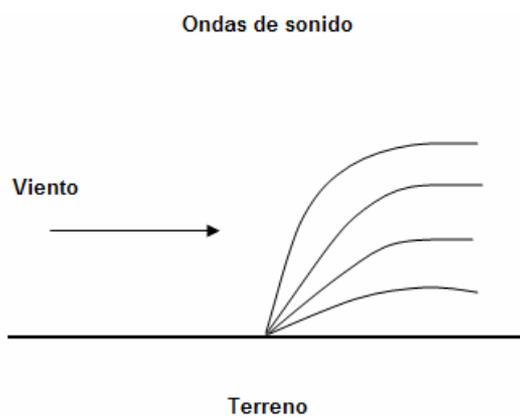


*Inversión Atmosférica*



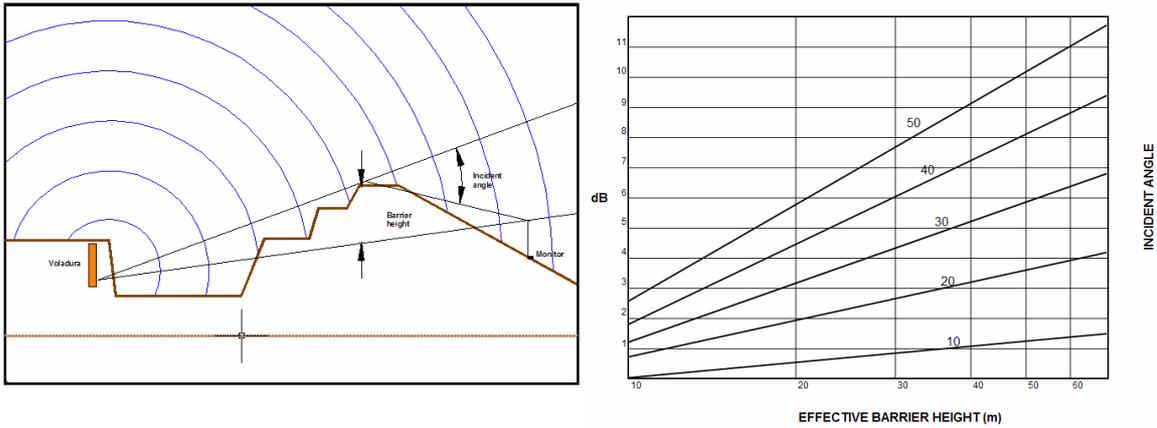
*Inversión Atmosférica*

El viento a favor puede incrementar la velocidad del sonido y elevar los dB. Los vientos en contra atenúan el efecto, concentrándolo en el foco.



*Efecto del viento*

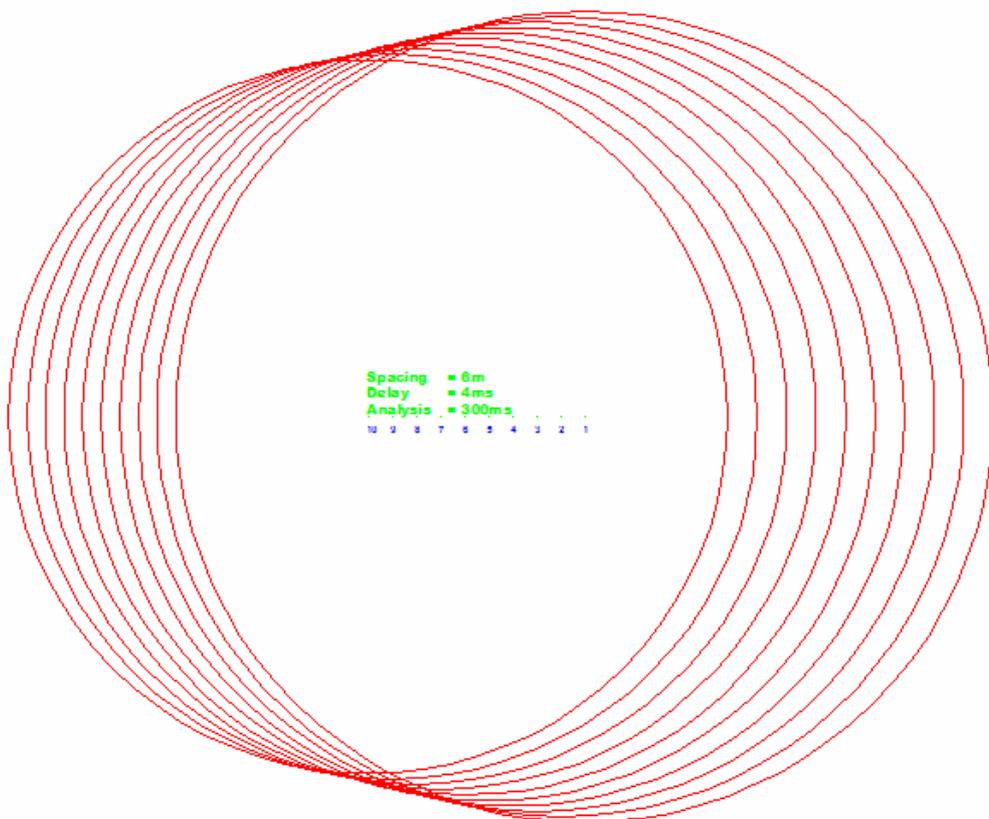
Las barreras topográficas reducen los niveles del airblast dependiendo de su altura efectiva y el ángulo de incidencia. Como se puede apreciar el efecto es muy pequeño.



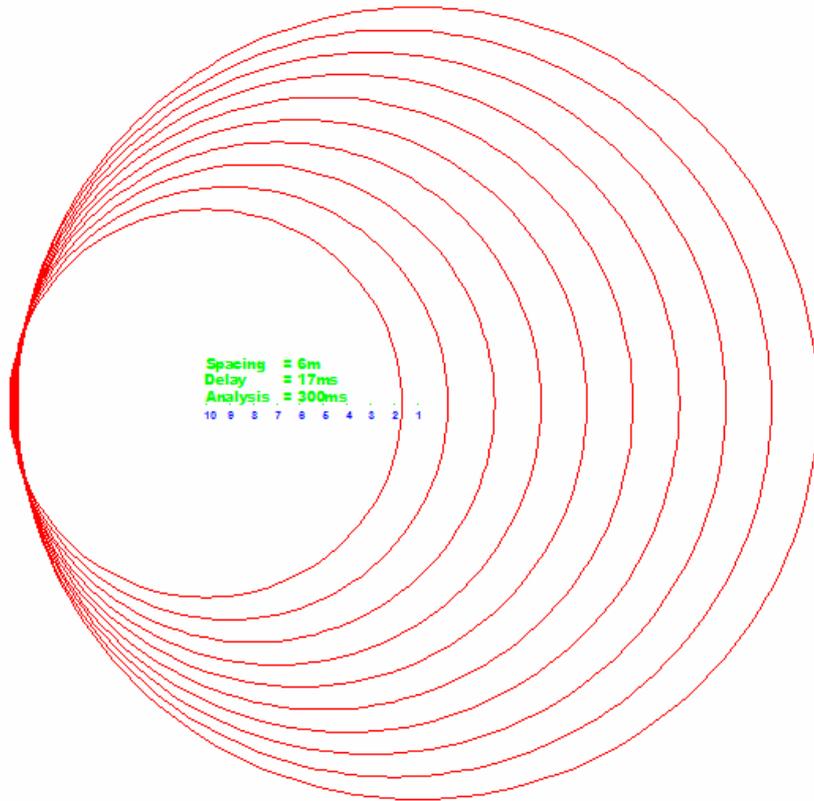
*Efecto de la topografía*

Otro problema que está relacionado con el diseño de la voladura es el “reinforcement” o refuerzo de la onda aérea. Si el tiempo entre taladros no es lo suficientemente mayor que el tiempo de viaje de la onda aérea se producirá el refuerzo de ésta. La dirección depende de la malla (espaciamiento) el retardo y la secuencia.

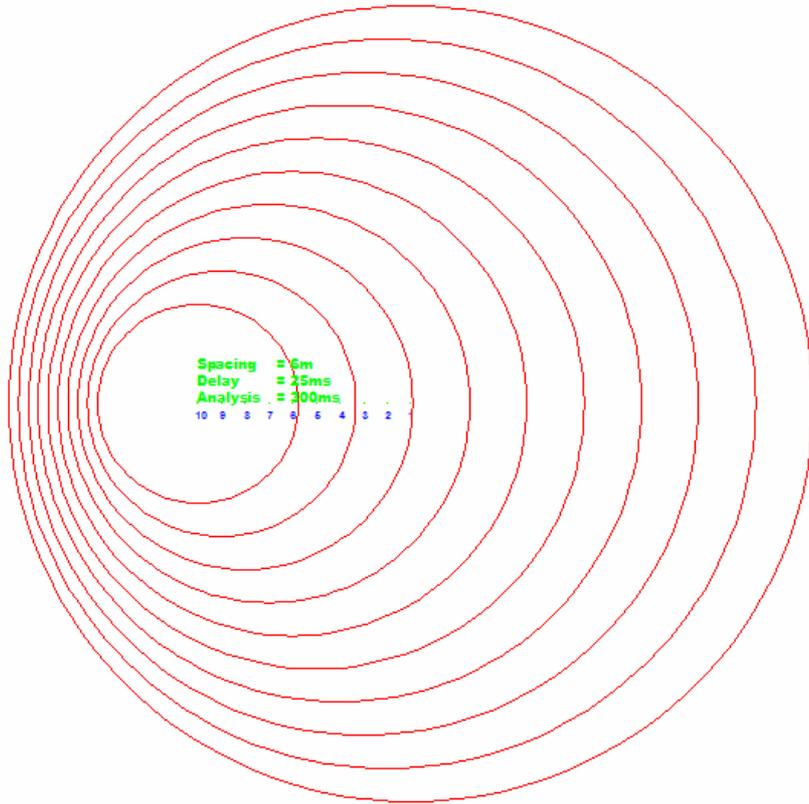
A continuación se presentan simulaciones con el objetivo de ver el efecto reinforcement:



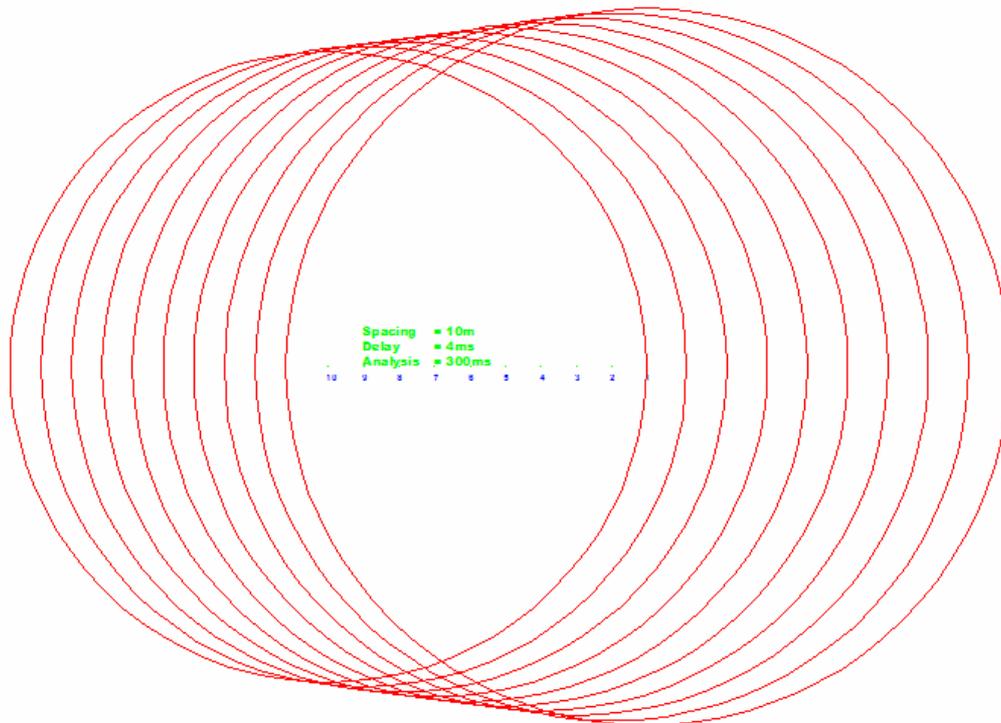
Primera simulación de las ondas aéreas para 10 taladros con  $S = 6\text{ m}$  y retardos de 4 ms. Tiempo análisis = 300ms.



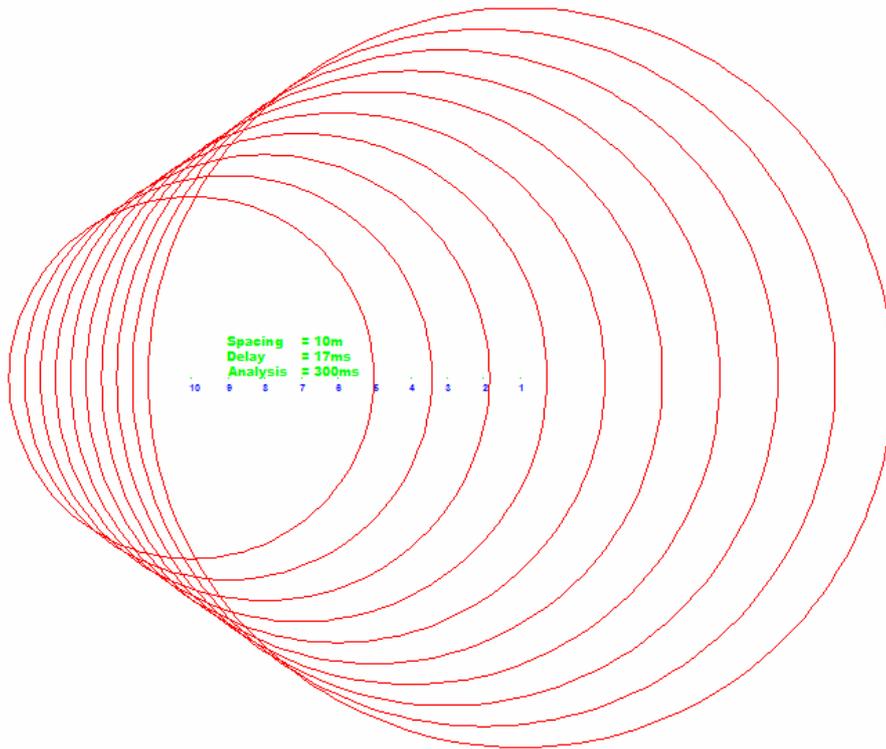
Segunda simulación de las ondas aéreas para 10 taladros con  $S = 6\text{ m}$  y retardos de 17 ms. Tiempo análisis = 300ms.



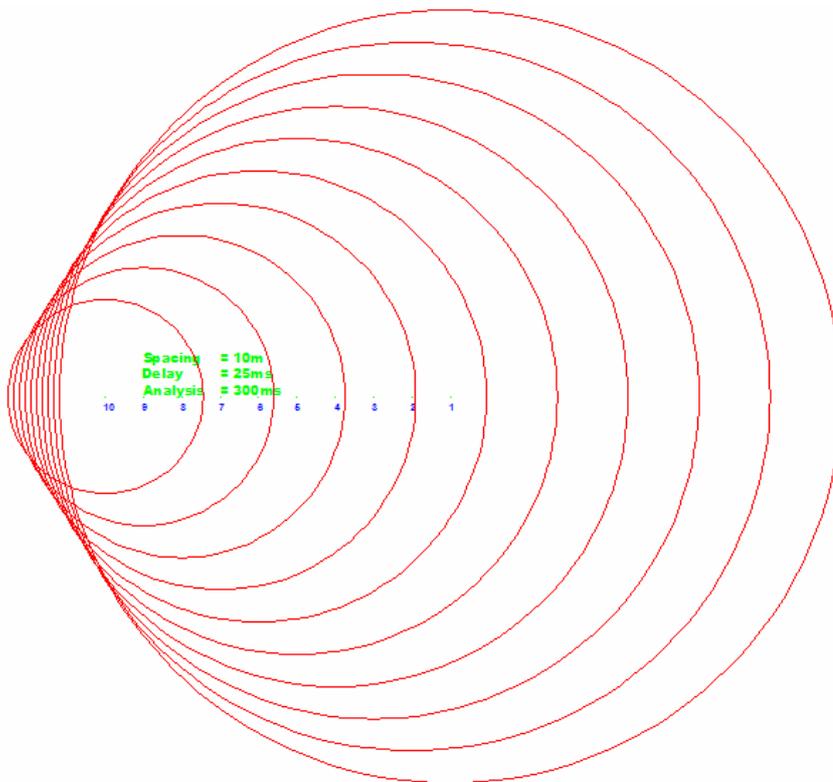
Tercera simulación de las ondas aéreas para 10 taladros con  $S = 6\text{ m}$  y retardos de 25 ms. Tiempo análisis = 300ms.



Cuarta simulación de las ondas aéreas para 10 taladros con  $S = 10\text{ m}$  y retardos de 4 ms. Tiempo análisis = 300ms.

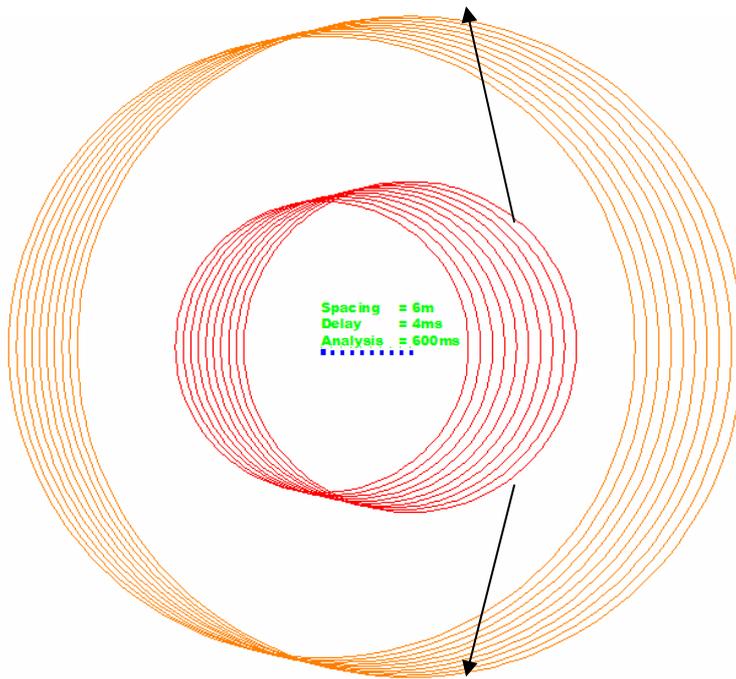


Quinta simulación de las ondas aéreas para 10 taladros con  $S = 10\text{ m}$  y retardos de 17 ms. Tiempo análisis = 300ms.

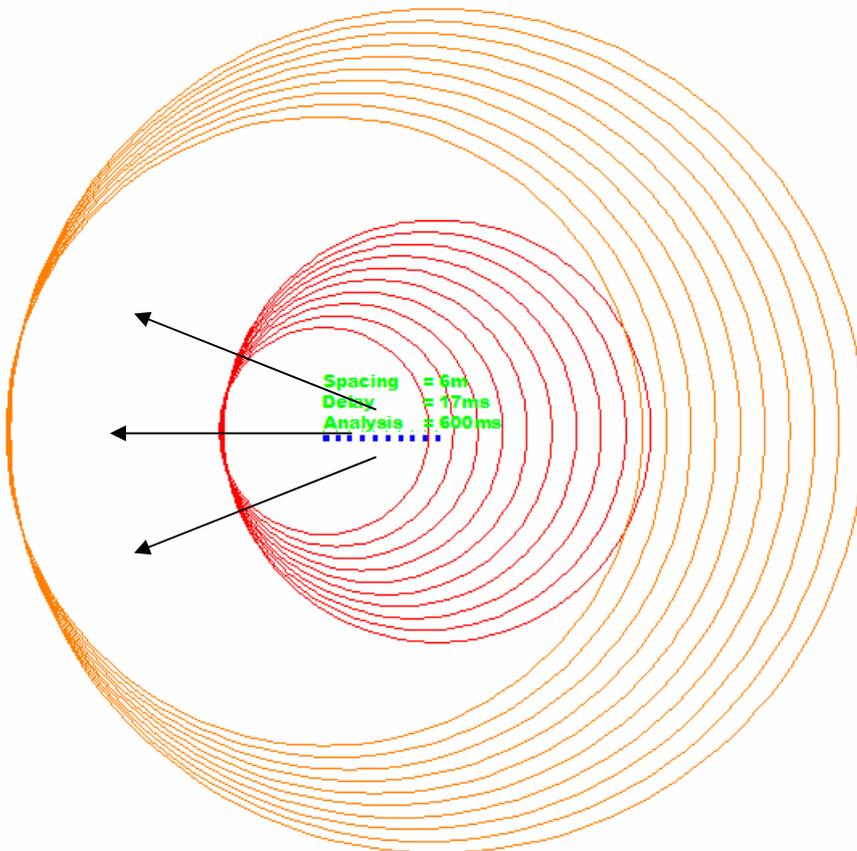


Sexta simulación de las ondas aéreas para 10 taladros con  $S = 10\text{ m}$  y retardos de 25 ms. Tiempo análisis = 300ms.

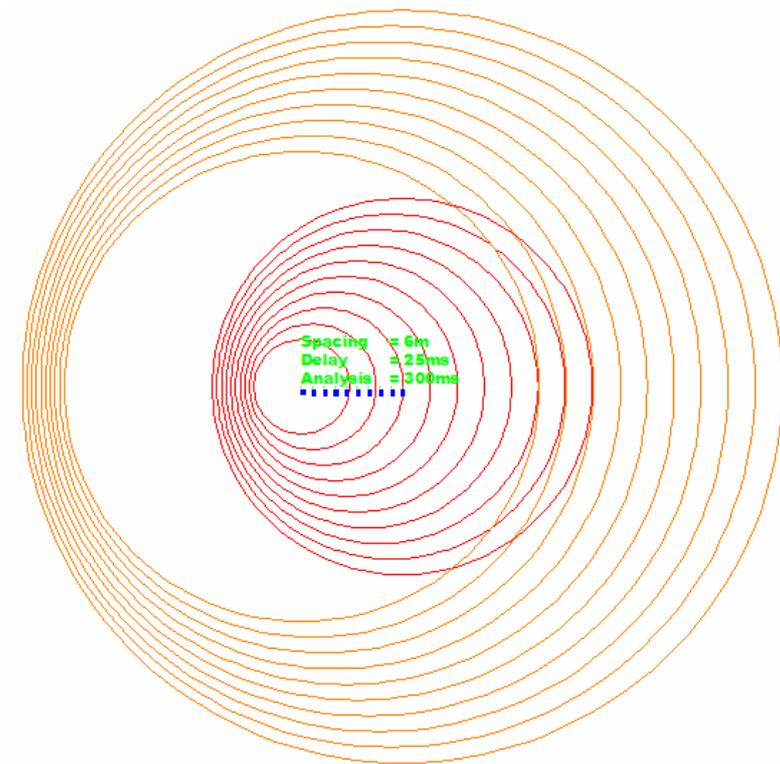
El siguiente paso es identificar la dirección del “reinforcement” para tomar las precauciones en los diseños y salvaguardar el entorno. Para ello se simula en  $t = 600\text{ms}$  y se obtiene:



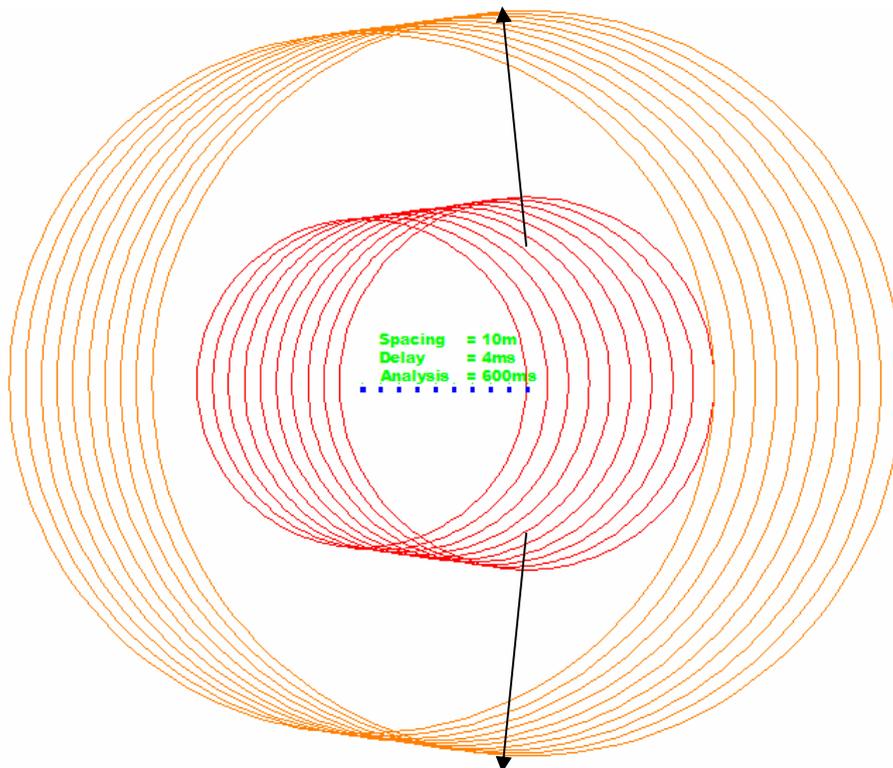
Primera simulación de las ondas aéreas para 10 taladros con  $S = 6\text{ m}$  y retardos de 4 ms. Tiempo análisis = 600ms.



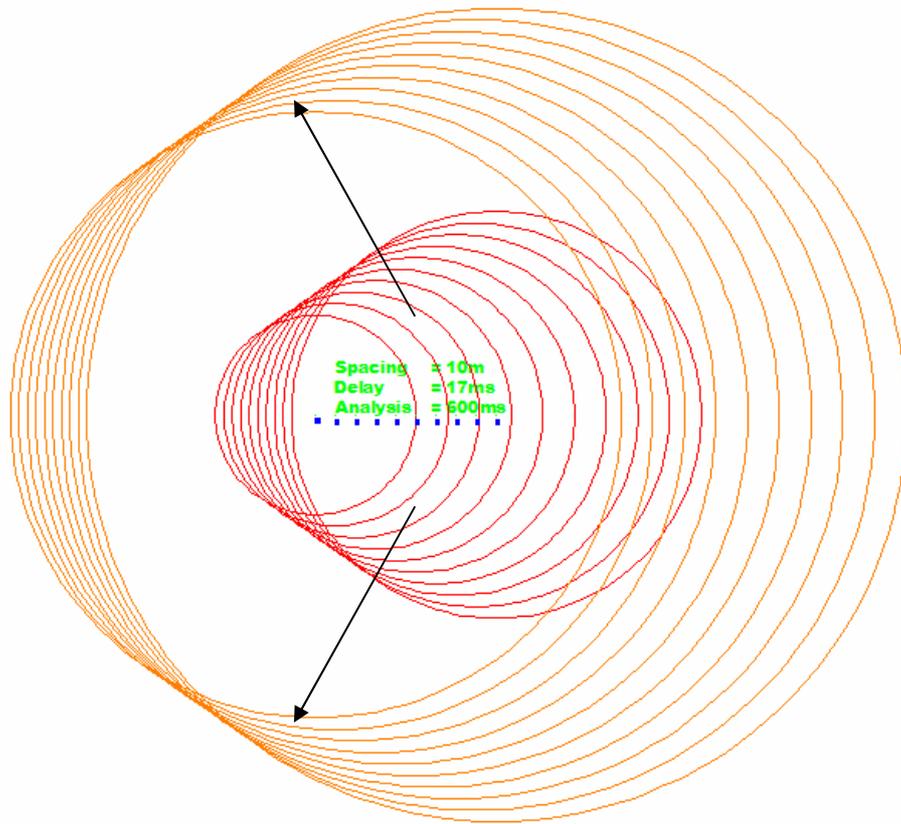
Segunda simulación de las ondas aéreas para 10 taladros con  $S = 6\text{ m}$  y retardos de 17 ms. Tiempo análisis = 600ms.



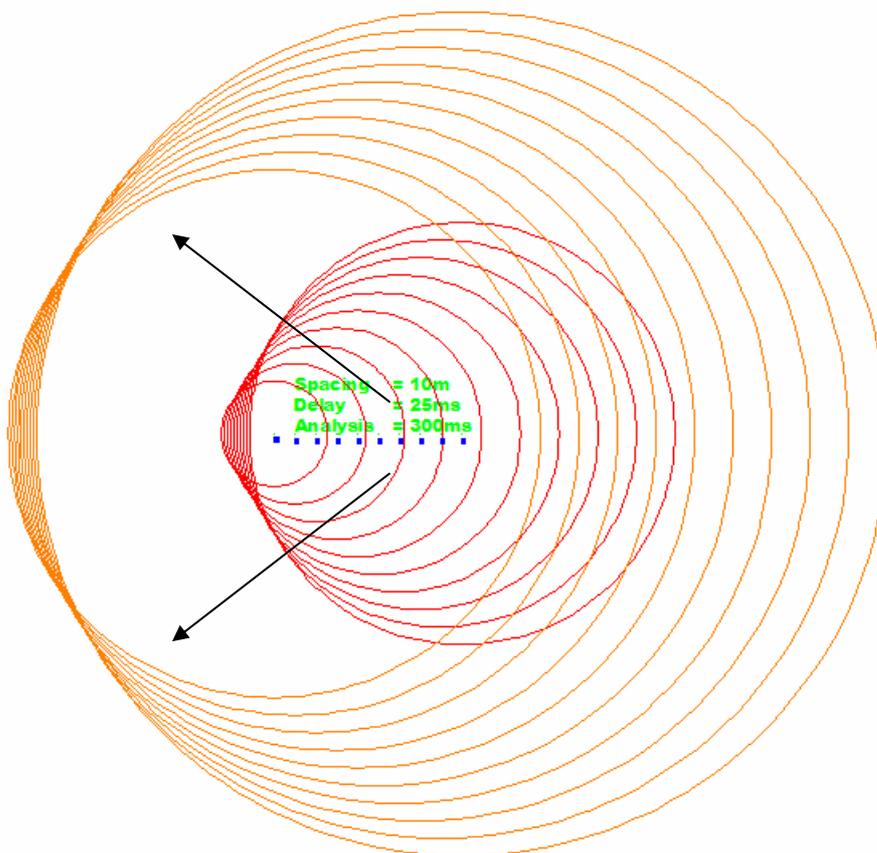
Tercera simulación de las ondas aéreas para 10 taladros con  $S = 6\text{ m}$  y retardos de 25 ms. Tiempo análisis = 600ms.



Cuarta simulación de las ondas aéreas para 10 taladros con  $S = 10\text{ m}$  y retardos de 4 ms. Tiempo análisis = 600ms.



Quinta simulación de las ondas aéreas para 10 taladros con  $S = 10$  m y retardos de 17 ms. Tiempo análisis = 600ms.



Sexta simulación de las ondas aéreas para 10 taladros con  $S = 10$  m y retardos de 25 ms. Tiempo análisis = 600ms.

Retomando el tema de los niveles de airblast que se tiene en la mina, se calcula la distancia en la cual el golpe de aire no sobrepase el nivel de 120 dB mediante la ecuación (1):

$$dB = 164.4 - 24 \text{ Log } (D/W^{1/3})$$

Siendo dB = 120, y W el límite de carga, considerando los tiempos de retardo tan cortos se tiene de forma conservadora:

$$W = 63 \text{ kg/m} \times 7 \text{ m} \times 3 \text{ taladros} = 1323 \text{ kg}$$

En (1):

$$120 = 164.4 - 24 \text{ Log } (D / 1323^{1/3})$$

$$\text{Log } (D/10.97) = 1.85$$

$$D = 10.97 \times 10^{1.85}$$

$$\mathbf{D = 776 \text{ m.}}$$

Esto significa que a más de 800 m. no se tiene problemas con las voladuras primarias en lo que respecta a niveles peligrosos de dB. Para verificar este valor Richards y Moore (2006) calcularon la distancia al contorno de 120 dB en metros al frente o por encima del disparo mediante la siguiente expresión:

$$\mathbf{D_{120} = (k \cdot d / B)^{2.5} \cdot m^{1/3} \quad (2)}$$

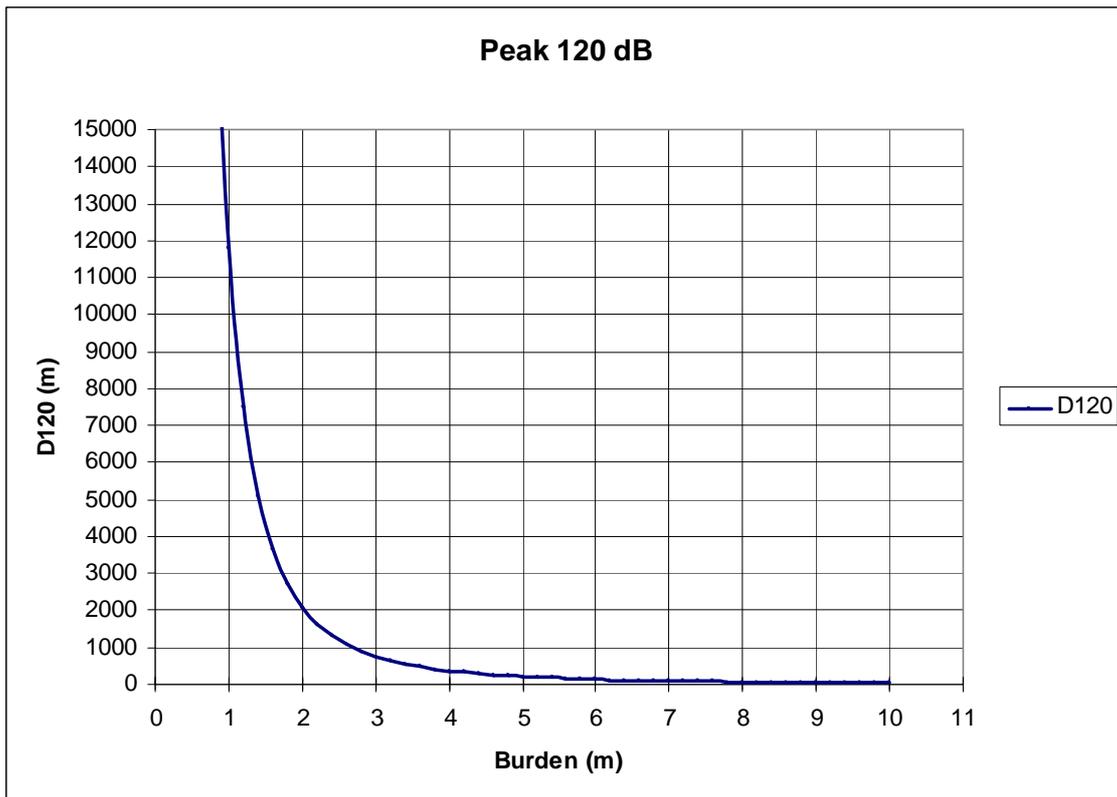
d	=	diámetro del taladro (mm)
B	=	burden (mm)
m	=	carga por taladro (kg)
k	=	constante de calibración

Reemplazando los valores en (2):

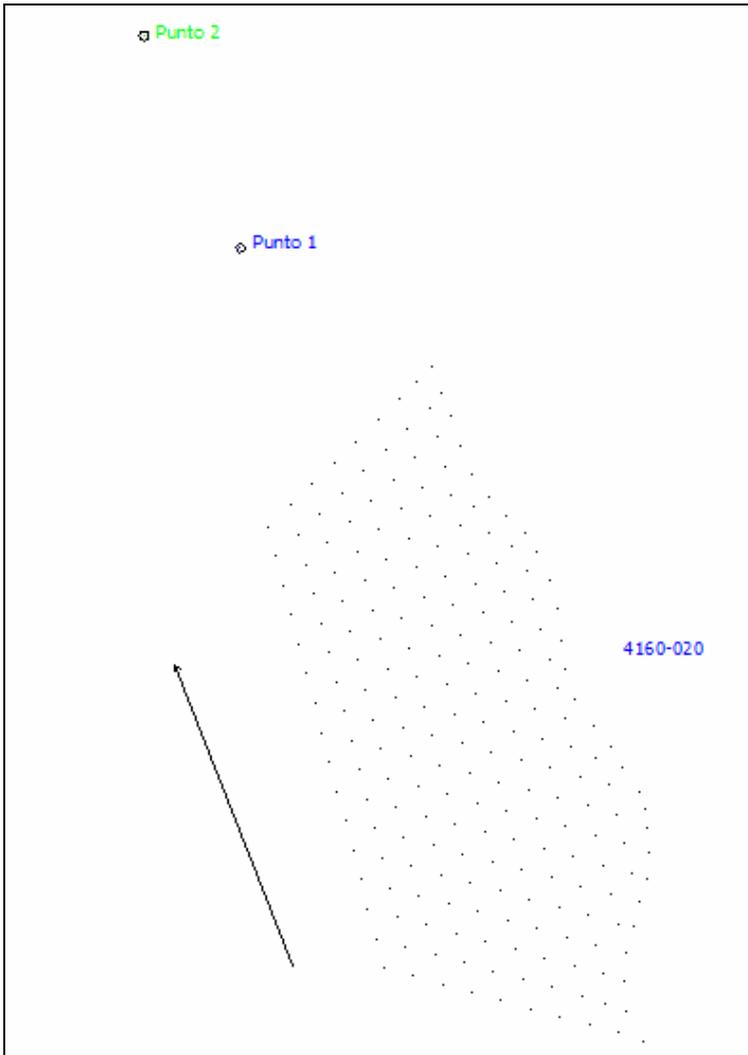
$$D_{120} = (65 \times 251/3000)^{2.5} \times (1323)^{1/3}$$

$$\mathbf{D_{120} = 756.6 \text{ m}}$$

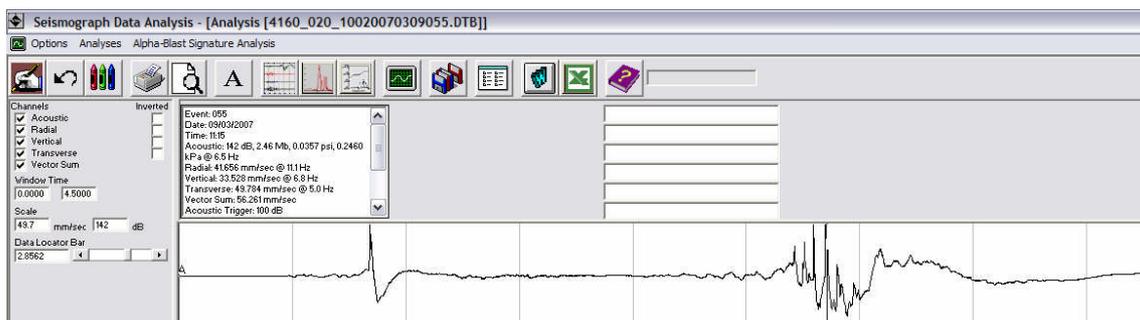
Se puede elaborar una curva en base a la ecuación (2) para evaluar la relación entre el  $D_{120}$  y el burden teniendo el diámetro constante:



En las zonas aledañas a los proyectos se han hecho mediciones. A continuación se presenta el resultado de la prueba en el 4160-020 con el punto 2 ubicado a 100 metros del límite del disparo:



*Diseño del 4160-020 con puntos de monitoreo de sonido y vibraciones*



*Resultados del monitoreo en el punto 2*

Según los resultados se tuvo un dB = 142 que se puede verificar con la ecuación (1) considerando una distancia de 100 metros:

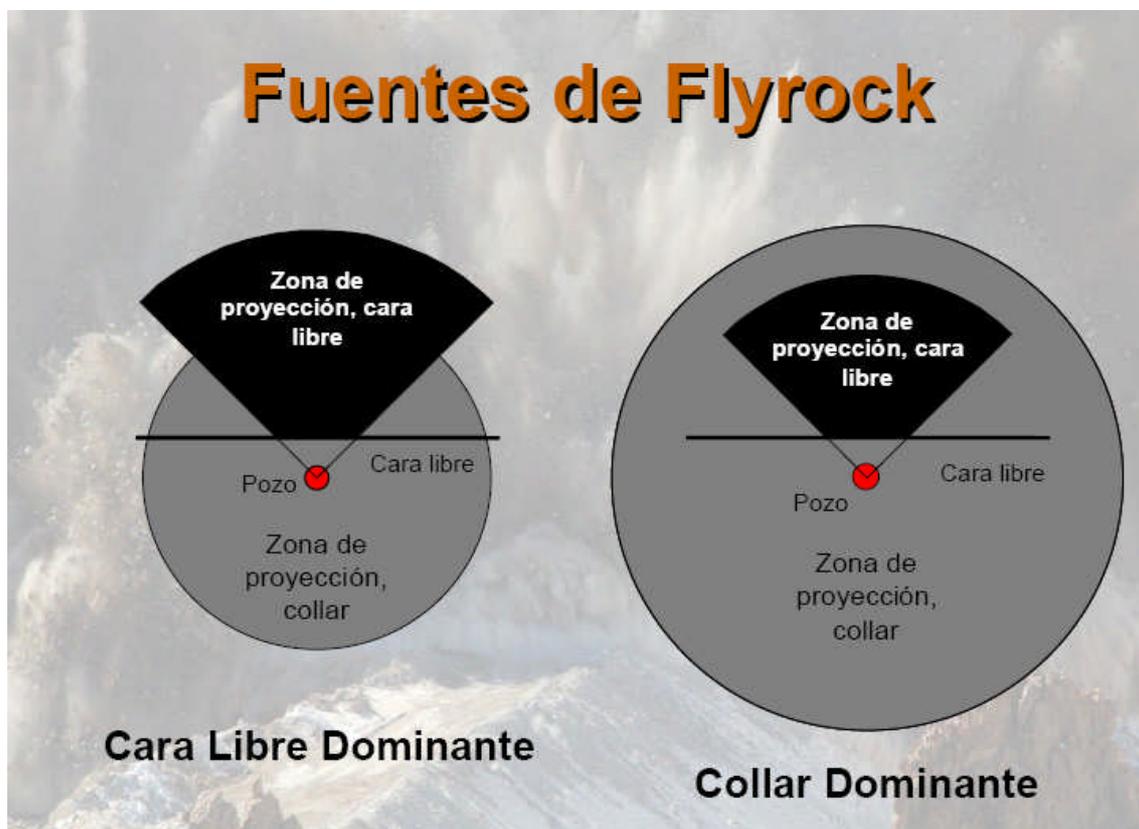
$$dB = 164.4 - 24 \text{ Log} (100 / 1323^{1/3})$$

$$dB = 141.34$$

## 6.1 Proyección de rocas o Flyrock

La proyección de rocas es el desplazamiento no deseado de rocas desde un área de voladura. A pesar de los avances en estimar la distancia a la cual una roca viajará en condiciones normales de voladura, es importante notar que un buen diseño minimizará la ocurrencia de proyección de rocas, pero no puede garantizar su eliminación. Los riesgos se asocian a los equipos y al personal.

El modelo de Roth 1981 indica que para proyecciones de rocas desde las caras verticales, el diámetro del hoyo, burden mínimo y la altura de la columna explosiva definen el rango máximo de proyección para un tipo de explosivo y roca dada. Asimismo para proyecciones desde la parte superior de los banco, el rango máximo parece ser controlado por la distancia entre la parte superior de la columna explosiva al collar del hoyo y en menor medida depende del diámetro del pozo.



Para la cara libre se tiene

$$L = 0.1 [ 7.42 \times 10^5 (d/b_{\min})^2 - 200 ] [ 0.44 \text{ VOD}/1880 ]^2$$

$$L_{\max} = 0.5 L [ (1+4 (h_b/L))^{0.5} + 1 ]$$

Donde

$L_{\max}$	=	rango máximo de proyección desde la cara vertical (m)
$b_{\min}$	=	burden mínimo (m)
$d$	=	diámetro del taladro (m)
VOD	=	velocidad de detonación del explosivo (m/s)
$h_b$	=	altura del banco (m)

Roth y Lundborg reportaron que la proyección con el rango mayor, es la producida por la parte superior de los bancos más que por las caras libres de los bancos. El rango de proyección por la parte superior puede ser hasta 6 veces el producido por las caras libres.

Lundborg proporcionó una predicción razonable de los rangos extremos  $L_{\text{extremo}}$  de la proyección (m) que depende del diámetro del taladro (m)

$$L_{\text{extremo}} = 3000 d^{2/3}$$

Calculando  $L_{\max}$  en base a L para la malla de mineral en roca volcánica:

$$L = 0.1 [ 7.42 \times 10^5 (d/b_{\min})^2 - 200 ] [ 0.44 \text{ VOD}/1880 ]^2$$

Reemplazando:

$$\begin{aligned} d &= 0.251 \\ b_{\min} &= 3.0 \\ \text{VOD} &= 4900 \end{aligned}$$

$$L = 0.1 [ 7.42 \times 10^5 (0.251/3.0)^2 - 200 ] [ 0.44 (4900)/1880 ]^2 = 656.7$$

Luego  $L_{\max}$

$$L_{\max} = 0.5 L [ (1+4 (h_b/L))^{0.5} + 1 ]$$

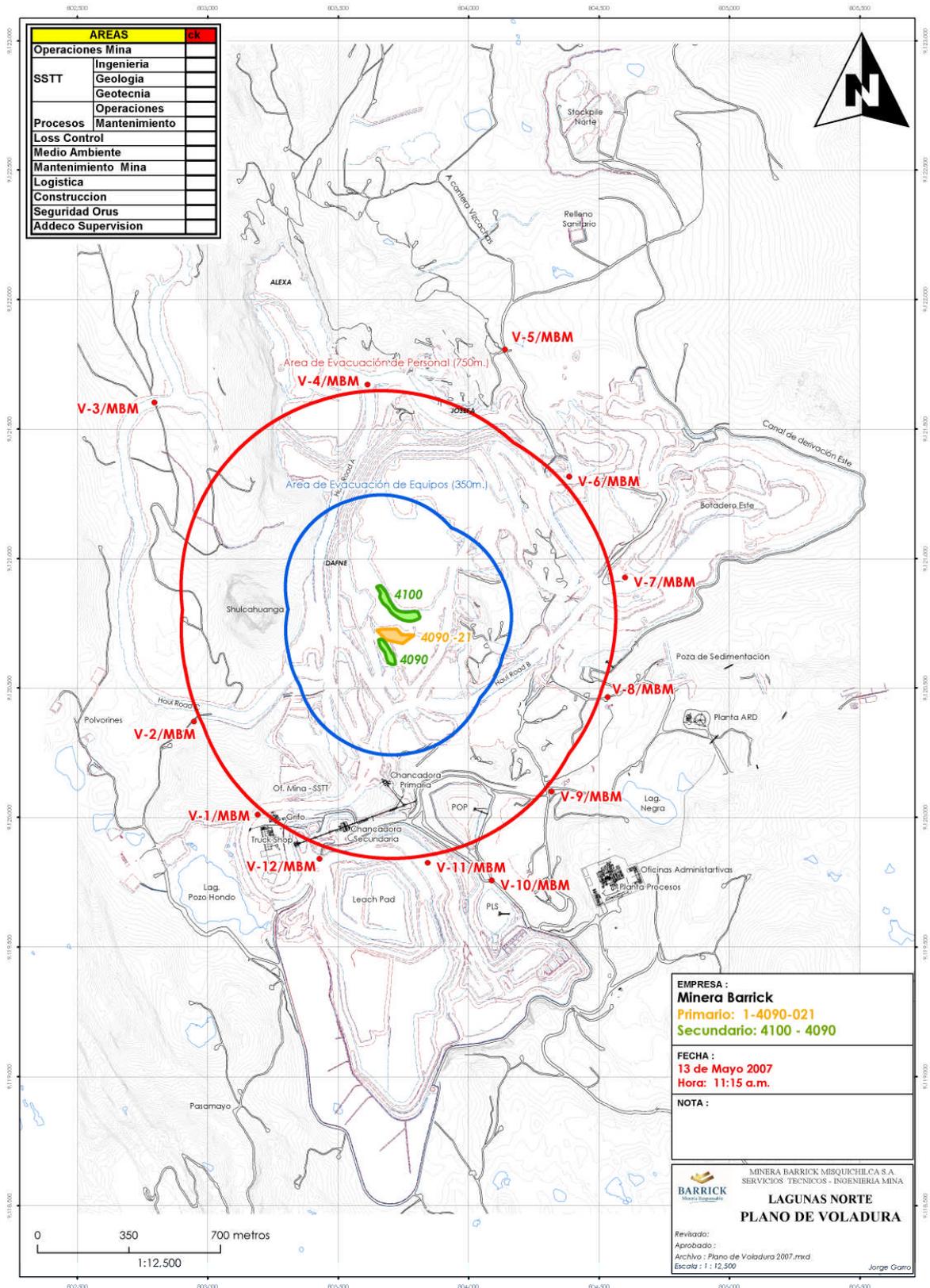
Reemplazando:

$$\begin{aligned} L &= 656.7 \\ h_b &= 10 \end{aligned}$$

$$L_{\max} = 0.5 \times 656.7 [ (1+4 (10/656.7))^{0.5} + 1 ] = 666.5$$

El cálculo de  $L_{\text{extremo}}$  da como resultado:

$$L_{\text{extremo}} = 3000 (0.251)^{2/3} = 1193.72$$



Plano de evacuación por voladura

## CAPÍTULO 7 VIBRACIONES EN EL CAMPO CERCANO

Como tema central se tiene el análisis de las vibraciones en campo cercano producto de las voladuras primarias en Lagunas Norte.

### 7.0 Marco Teórico

Las vibraciones son ondas sísmicas que viajan a través de la tierra. Representan la transmisión de energía a la tierra.

La cuantificación de sus factores causales se ha logrado gracias al desarrollo de modelos empíricos resultado del análisis detallado a través de los años.

Se recuerda qué ocurre cuando detona una carga explosiva y una gran cantidad de energía es liberada:

- Alrededor de la carga la energía del explosivo fragmenta y desplaza la roca. Esta región es conocida como zona del cráter o inelástica.
- Fuera de la zona del cráter la energía del explosivo crea una zona elástica de movimiento del macizo rocoso circundante.



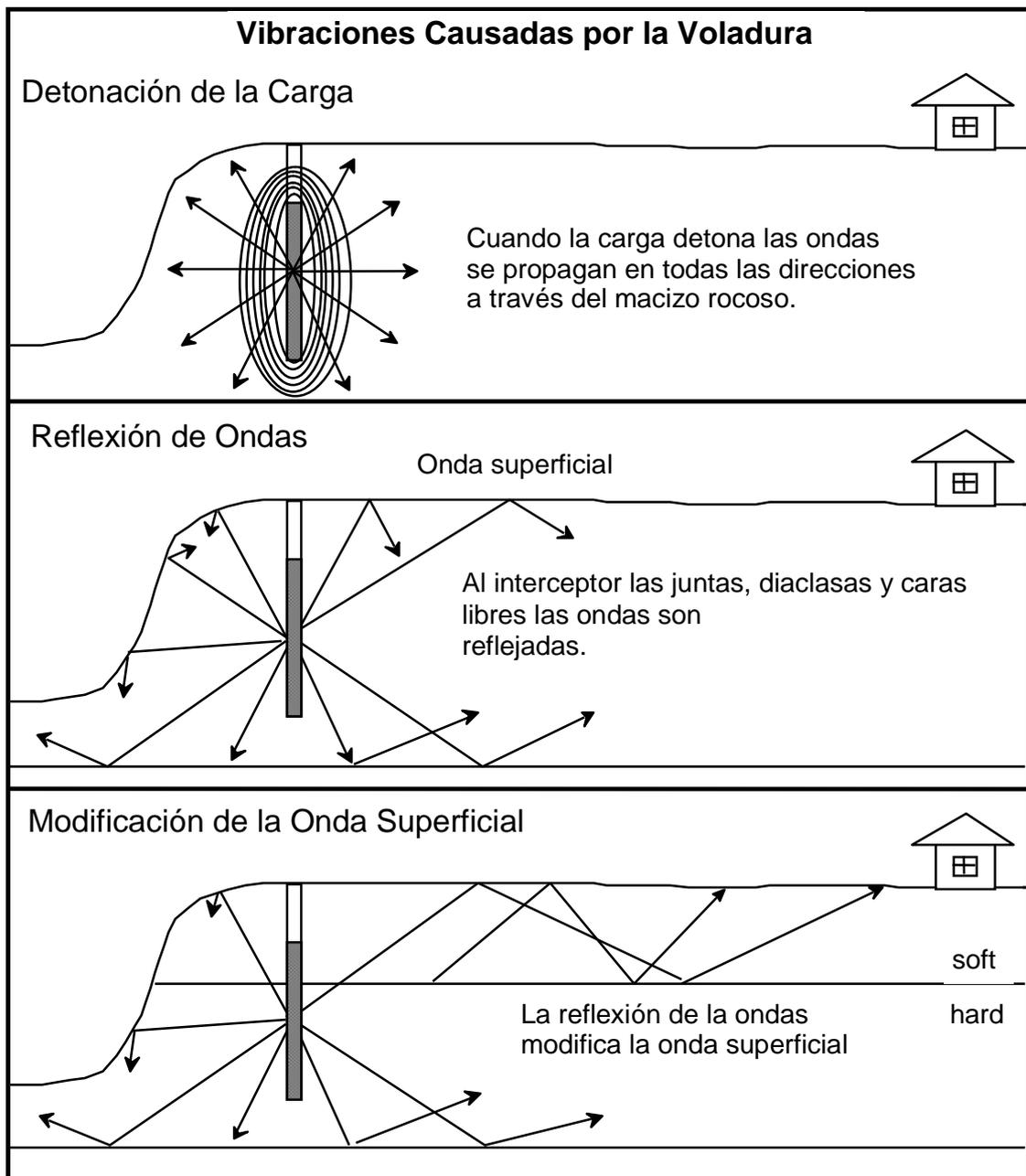
*Zonas de cráter y zona inelástica*

Un correcto diseño de voladura usará la mayor cantidad de energía para fragmentar y desplazar al macizo rocoso y no se producirán vibraciones ni golpes de aire excesivos. Las ondas que viajan a través del macizo rocoso son:

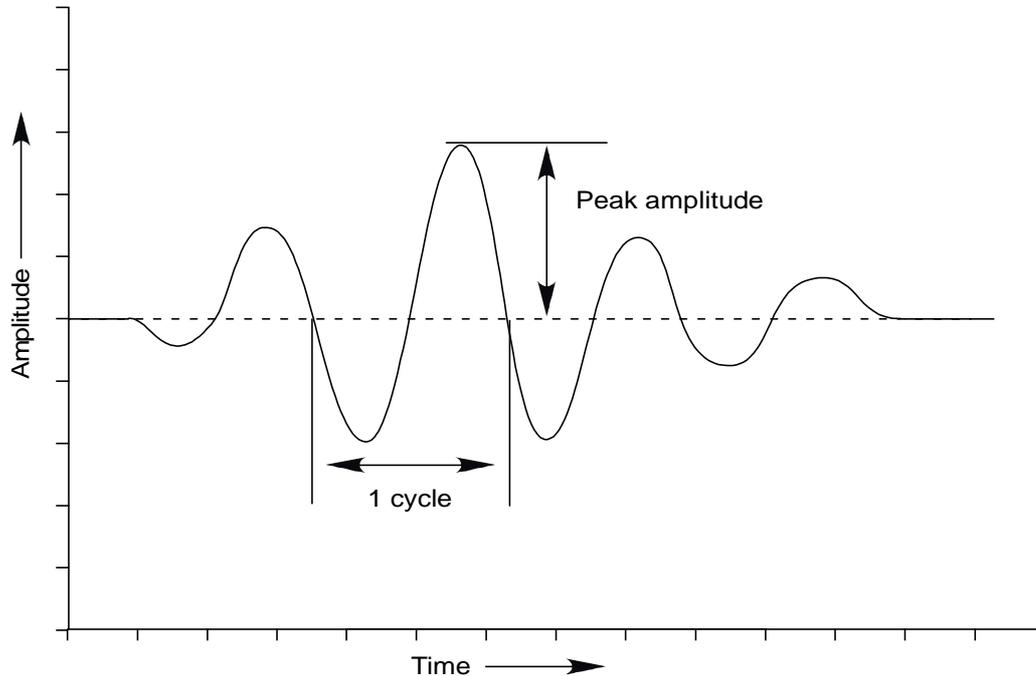
- La onda compresiva P es la más rápida (entre 1800 y 6500 m/s)
- La onda de corte S es la siguiente con  $3/5$  de la velocidad de la onda P. Típicamente presenta bajas frecuencias y grandes desplazamientos.
- La última es la onda superficial R (Rayleigh) la cual tiene la más baja frecuencia y el mayor desplazamiento.

A medida que las ondas se alejan del taladro, la energía se reduce y las diferentes ondas se propagan incrementando la duración de la vibración.

La velocidad a la que viajan las ondas a través del suelo se conoce como velocidad de propagación de la onda sísmica y depende de las características geológicas y geomecánicas del terreno.



## Componentes de la vibración del terreno



### Componentes de las ondas

La Amplitud puede representar velocidad (V), aceleración (A) o desplazamiento (D) dependiendo del equipo utilizado.

En caso de la Velocidad (V) a la que las partículas se mueven hacia atrás y adelante, el máximo valor del movimiento de partículas se denomina PPV o Velocidad Pico de Partícula y es empleado para determinar los posibles daños. Normalmente, el PPV se registra en milímetros por segundo (mm/s).

El sobreconfinamiento puede incrementar la PPV.

Frecuencia (f) es el número de veces en que una partícula se mueve atrás y adelante en un segundo. Cada movimiento atrás y adelante se llama oscilación o ciclo.

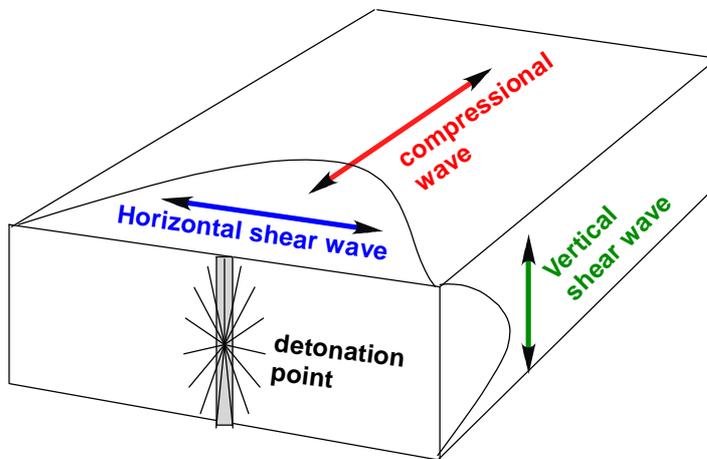
El número de oscilaciones se mide en ciclos por segundo o Hertz (Hz).

Las relaciones entre velocidad, frecuencia, aceleración y desplazamiento son:

$$V = 2 \pi f D, \quad A = 2 \pi f V, \quad D = V/(2 \pi f)$$

Donde: V = velocidad (mm/s)  
A = aceleración (mm/s<sup>2</sup>)  
D = desplazamiento (mm)  
f = frecuencia  
 $\pi = 3.1415$

El movimiento relativo de la partícula se mide típicamente en tres direcciones mutuamente perpendiculares



### Consideraciones sobre la frecuencia

Cualquier estructura vibrará a una frecuencia natural o fundamental y responderá cuando sea afectada por una energía a esa frecuencia.

Esta propiedad se relaciona directamente con las características físicas y las dimensiones de la estructura (masa, rigidez, altura)

El rango de la frecuencia resonante es de **3-18 Hz**.

Si la estructura se ve influenciada por una onda vibratoria con una frecuencia igual a la frecuencia resonante de la estructura, los efectos de la onda vibratoria se amplifican.

La máxima respuesta ocurre cuando el movimiento del terreno iguala a la frecuencia natural de la estructura.

La transmisión de energía a la estructura será mínima si la frecuencia vibratoria no corresponde a la frecuencia resonante.

La composición del terreno entre la zona del disparo y las estructuras cercanas influye en gran medida a la frecuencia y el tamaño de las ondas vibratorias.

Un factor de la frecuencia y desplazamiento de la onda vibratoria es la potencia del suelo entre la zona de disparo y las estructuras cercanas. En ocasiones lugares con una gruesa capa de suelo ha producido niveles de vibración hasta 10 veces mayor que zonas con una ligera capa de suelo sobre roca. La onda superficial se intensifica.

A medida que se aleja del disparo las altas frecuencias disminuyen mientras empiezan a predominar las bajas frecuencias.

El intervalo de retardo que se utiliza entre taladros puede causar la amplificación de las frecuencias cuando la onda de detonación de cada taladro alcanza a la onda superficial en un determinado momento. Esto se conoce como interferencia constructiva.

Asimismo, el secuenciamiento permite la eliminación de frecuencias mediante la interferencia destructiva y de esta forma se puede controlar la vibración.

La frecuencia de vibración en un rango de 3-15 Hz puede causar daño a unos niveles relativamente bajos de PPV.

A medida que la frecuencia se incrementa el efecto de las vibraciones en estructuras residenciales no es significativo ya que la frecuencia de la onda vibratoria es diferente a la frecuencia resonante de la estructura.

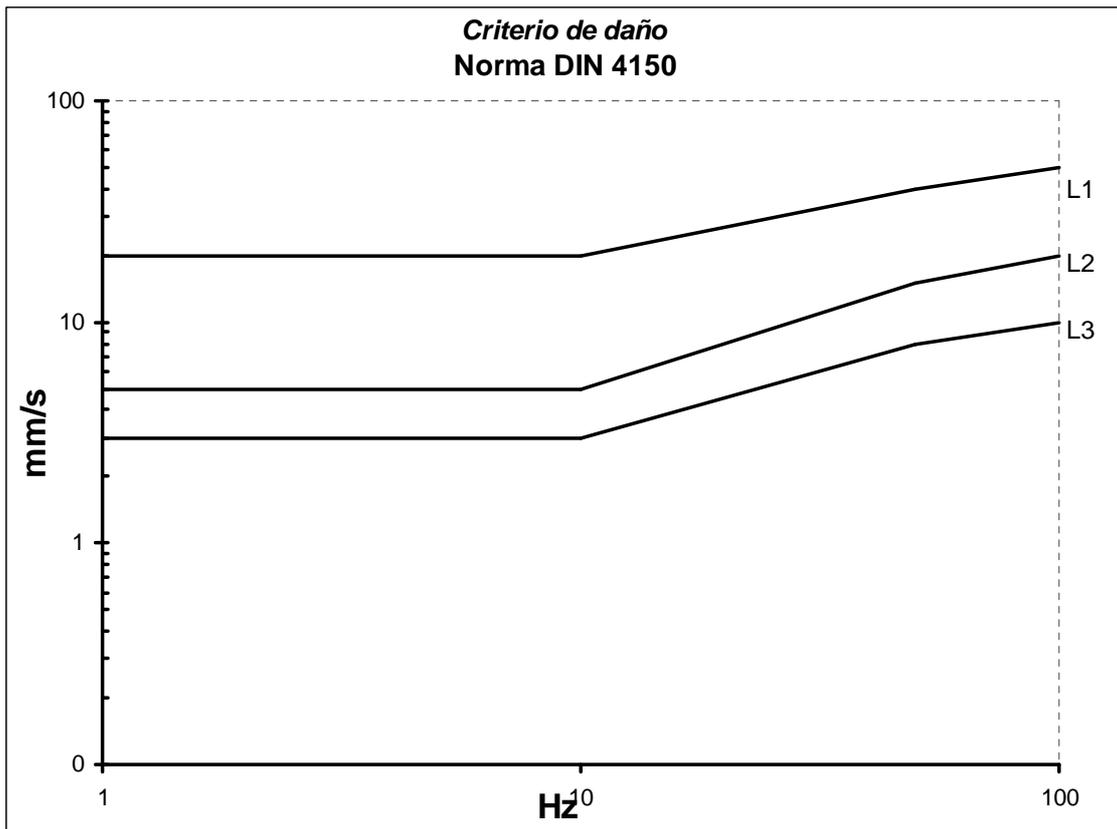
### Blast Damage

Peak Particle Velocity (mm/s)	Damage Potential
13	Lower limit for threshold damage to plaster walls (3-15 Hz)
19	Limit for threshold damage to drywall structures (3-15 Hz)
70	Threshold of minor damage
140	Greater than 50% chance of minor damage to structures
190	50% chance of major damage

*Daños ocasionados por PPV de Voladura (J. Floyd)*

### Norma DIN Alemania 1983

Frecuencia Hz	PPV (mm/s)		
	Ind	Res	His
0	20	5	3
10	20	5	3
50	40	15	8
100	50	20	10



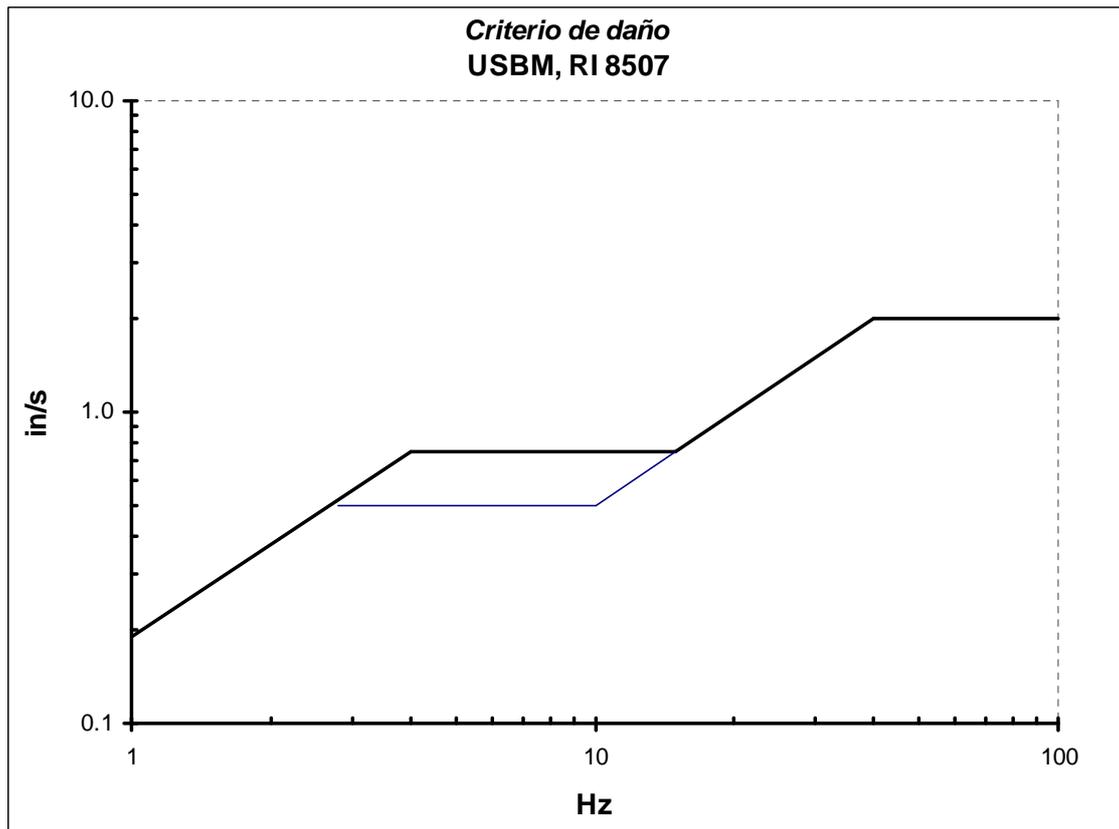
Para estructuras y edificaciones el USBM RI8507 establece los siguientes valores seguros de PPV:

Tipo de estructura	Baja Frecuencia	Alta Frecuencia
Casas modernas con paredes revestidas de material diferente del revoque común (yeso, etc.)	0.75 in/s	2 in/s
Casas antiguas, con paredes revocadas	0.5 in/s	2 in/s

Baja frecuencia: < 40 Hz, todo pico espectral que se produzca por debajo de 40 Hz y dentro de una faja de 6 dB (o sea, 5% de la amplitud verificada a la frecuencia predominante) justifica el empleo del criterio de baja frecuencia.

Alta frecuencia: > 40 Hz

Fuente: Siskind et al. (1980)

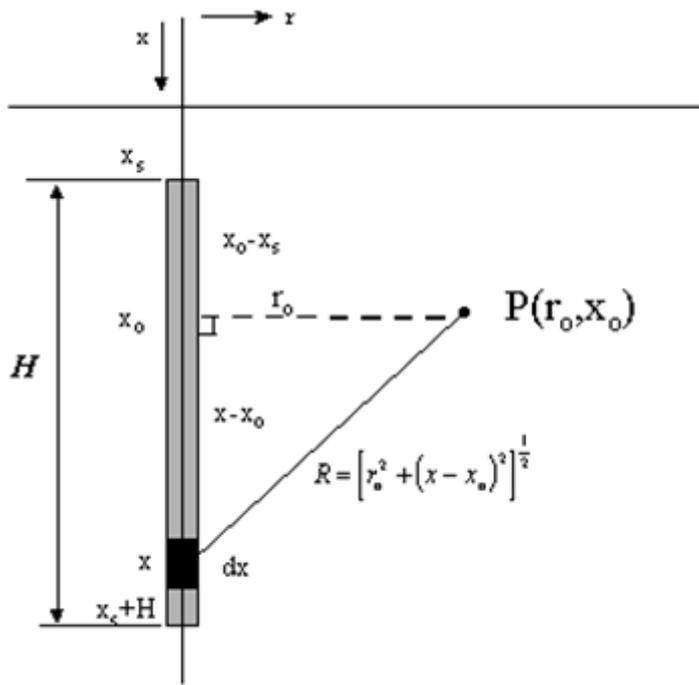


Los factores significativos que contribuyen a la vibración son:

- Carga explosiva.
- Distancia y dirección relativas al disparo.
- Malla de perforación.
- Secuencia y dirección de la iniciación.
- Condiciones de transmisión del terreno (tipo de roca, estructuras, etc.)

En el área más cercana a las cargas explosivas, donde se produce el mayor fracturamiento, se debe tomar en cuenta la geometría de la carga particular.

Este análisis en el entorno más inmediato y cercano a la voladura utiliza como herramienta de cálculo la ecuación descrita por Holmberg & Persson.



La ecuación general para un punto P es:

$$PPV = K \left[ \int_{x_s}^{x_s+H} \frac{dx}{[r_o^2 + (x - x_o)^2]^{\beta/2\alpha}} \right]^\alpha$$

Para  $\beta = 2\alpha$ , la ecuación puede ser integrada quedando como sigue

$$PPV = K \left[ \left( \frac{\ell}{r_o} \right) \left( \arctan \left( \frac{H + x_s - x_o}{r_o} \right) + \arctan \left( \frac{x_o - x_s}{r_o} \right) \right) \right]^\alpha$$

PPV	=	Velocidad Pico de Partícula	(mm/s)
l	=	Densidad de Carga Lineal	(kg/m)
$r_o$	=	Distancia de medición desde la Carga	(m)
H	=	Longitud de Carga	(m)
$x_s$	=	Longitud de Taco	(m)
$x_o$	=	Profundidad de medición	(m)
K	=	Factor de Velocidad	
$\alpha$	=	Factor de Decaimiento	

A distancias menores a tres veces la longitud de carga la ecuación de H&P las magnitudes de PPV son estimadas de mejor forma.

### 7.1 Propiedades de la Roca

Se puede mencionar que la arenisca se presenta como roca dura de alta resistencia a la compresión y altos módulos elásticos, mientras que la roca volcánica se presenta como roca competente.

Los antecedentes geomecánicos provienen de ensayos en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la PUCP del 27 de Agosto del 2007.

Con esta información se calcularon la Velocidad Teórica de la Onda-P ( $V_p$ ) y la Velocidad Máxima de Vibración que resiste la matriz antes de fallar (PPVc) necesarias para establecer criterios y niveles de daños en el macizo por efecto de la voladura.

De la teoría de propagación de ondas se obtiene la relación entre la velocidad de propagación y las constantes elásticas. La  $V_p$  depende directamente de la calidad del macizo rocoso, siendo función del Módulo de Young (que caracteriza la elasticidad del material), la densidad de la roca y el Coeficiente de Poisson (que es una medida de la fragilidad del material):

$$V_{pi} = \sqrt{\frac{E(1-\nu)}{\rho(1+\nu)(1-2\nu)}}$$

Donde:

- $V_{pi}$  : Velocidad de Onda P
- E : Módulo de Young (Pa)
- $\nu$  : Coeficiente de Poisson
- $\rho$  : Densidad de la roca ( $\text{kg/m}^3$ )

Litología:	Arenisca	Volcánico
Resistencia a la compresión (MPa):	180,1	99,8
Módulo E (GPa):	74,5	25,7
Coeficiente de Poisson:	0,15	0,13

Reemplazando los valores para arenisca:

$$V_{pi} = \sqrt{\frac{74500000000(1-0.15)}{2500 \times (1+0.15)(1-2 \times 0.15)}} = 5609 \text{ m/s}$$

Para roca volcánica se tiene:

$$V_{pi} = \sqrt{\frac{25700000000(1-0.13)}{2500 \times (1+0.13)(1-2 \times 0.13)}} = 3270 \text{ m/s}$$

## 7.2 Criterio de Daño según Velocidad Pico de Partícula (PPVc)

El concepto de Velocidad Pico de Partícula Crítica tiene como finalidad determinar, a través de parámetros geotécnicos, valores de vibración límite permisibles bajo los cuales no se estaría generando daño al macizo rocoso.

La velocidad vibracional de las partículas frecuentemente es relacionada con su habilidad para inducir nuevo fracturamiento a través de la relación entre velocidad de partícula y la deformación dinámica. Esto es válido para una condición de roca confinada en la vecindad inmediata a las cargas explosivas, en donde el impacto de la voladura es más intenso y los niveles de esfuerzos inducidos son similares a los esfuerzos necesarios para la fragmentación de la roca.

Esta relación se expresa de la siguiente forma:

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

Este caso supone una elasticidad lineal del material de la cual la vibración se propaga y estima la relación roca fracturada / vibración inducida.

De la Ley de Hooke, la velocidad pico de partícula crítica que puede ser soportada por la roca antes de que ocurra la falla por tensión, puede ser estimada conociendo la resistencia a la tracción, el módulo de Young dinámico y la velocidad de propagación de la onda P usando la ecuación:

$$PPV_c = \frac{\sigma_T V_p}{E}$$

Una vez establecida la magnitud de la PPVc se pueden definir criterios de daño según los efectos en el macizo:

<b>Intenso fracturamiento</b>	<b>4 x PPVc</b>
<b>Se crean nuevas fracturas</b>	<b>1 x PPVc</b>
<b>Se extienden fracturas pre-existentes</b>	<b>0.25 x PPVc</b>

Estos criterios permiten establecer áreas afectas a daño para ser considerado en los diseños de voladura. La idea es establecer criterios de daño para cada dominio geotécnico en particular mediante instrumentación (geófono/sismógrafo).

Para la roca arenisca se tiene:

$$PPV_c = (180.1 \text{ MPa} / 10) (5609 \text{ m/s}) / 74500 \text{ MPa} = 1356 \text{ m/s}$$

Para la roca volcánica se tiene:

$$PPV_c = (99.8 \text{ MPa} / 10) (3270 \text{ m/s}) / 25700 \text{ MPa} = 1270 \text{ m/s}$$

Litología:	Arenisca	Volcánico
Resistencia a la compresión (MPa):	180,1	99,8
Módulo E (GPa):	74,5	25,7
Coefficiente de Poisson:	0,15	0,13
Cálculo Vp (m/s):	5609	3270
Velocidad crítica de vibración ( mm/s)	1356	1270

Los siguientes cuadros muestran algunos valores equivalentes de PPV y factores característicos por tipo de roca según diversos autores.

PPV (mm/s)	Tensile Stress (MPa)	Typical effect in hard Scandinavian bedrock
700	7	incipient swelling
1000	10	incipient damage
2500	25	fragmentation
5000	50	good fragmentation
15000	150	crushing

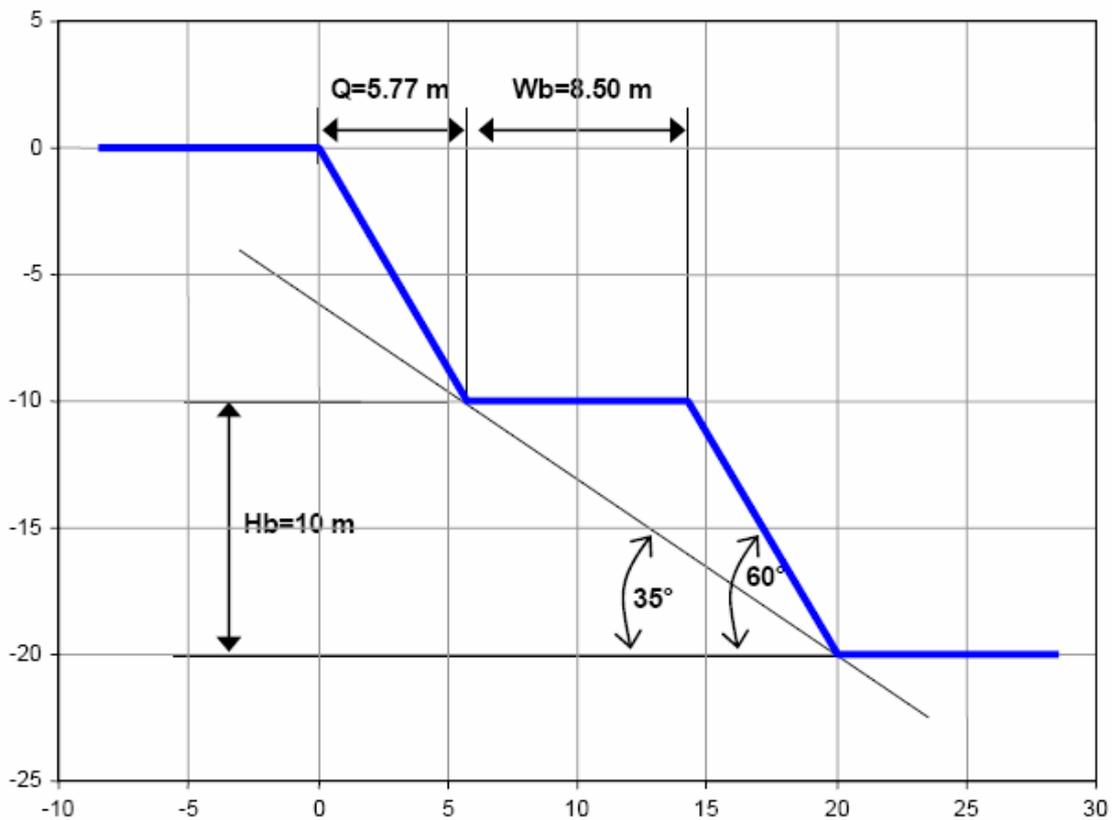
Rock Type	K	$\alpha$	$PPV_{crit}$ (mm/s)	$PPV_{breakage}$ (mm/s)
Massive Granite (Persson et al. 1994)	700	0.7	1000	> 4000
Andesite (McKenzie et al. 1995)	200	0.9	600	> 2400
Strong Sandstone, (McKenzie et al. 1995)	400	0.78	450	> 1800
Strong Shale (McKenzie et al. 1995)	175	1.25	350	> 1400
Strong slate, across bedding (Villaescusa et al. 1997, 2002)	456	1.12	848	> 3400
Ridgeway Volcanics (Onederra 2001)	470	0.94	1200	> 4800
Medium/coarse grained quartz diorite (LeBlanc et al. 1995)	150	0.87	840	> 3360

### 7.3 Consideraciones según el diseño de taludes en Lagunas Norte

Según los parámetros de diseño contenidos en el Informe de Piteau Associates “Recommended Interramp Slope Design Criteria”, para los sectores de prueba el ángulo de cara de banco es de 65° (Q = 4.66 m. y Wb = 9.62 m.). Sin embargo, dado el sistema estructural desfavorable el ángulo efectivo se espera sea de 58°

Revisando las Líneas de Programa aplicadas actualmente resulta que el ángulo para la cara de banco es 60°, es decir, un valor intermedio entre los 65° (teórico) y los 58° (esperado), con lo que Q = 5.77 m. y Wb = 8.51 m, manteniéndose en todos los casos 35° para el ángulo interrampa.

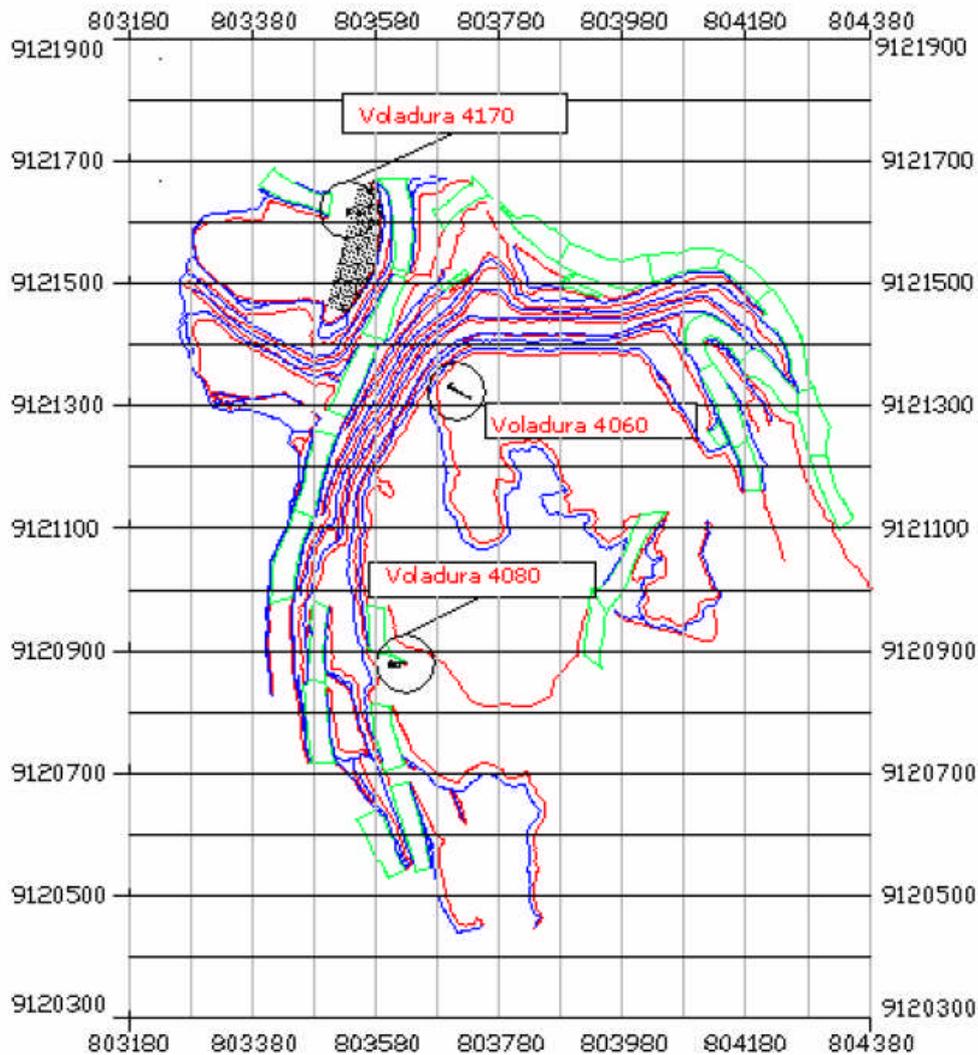
	Structural Domain	Rock Unit	Recommended Interramp Slope Design [°]	Design Bench Face Angle [°]	Bench Height, H [m]	BackBreak [m]	Design Berm Width, L [m]	OVER-Break Angle [°]	Effective BackBreak [m]	Effective Berm Width [m]
Diseño Teórico	KCW-E	Sandstone	35.0	65	10	4.66	9.62	58	6.25	8.03
Actual LGN -2007	KCW-E	Sandstone	35.0	60	10	5.77	8.51	60	5.77	8.51



Diseño de banco LGN

## 7.4 Pruebas y mediciones

A fin de alcanzar los objetivos planteados se escogieron tres sectores representativos para hacer los arreglos de geófonos en campo cercano.



*Vista general del tajo y sectores de prueba*

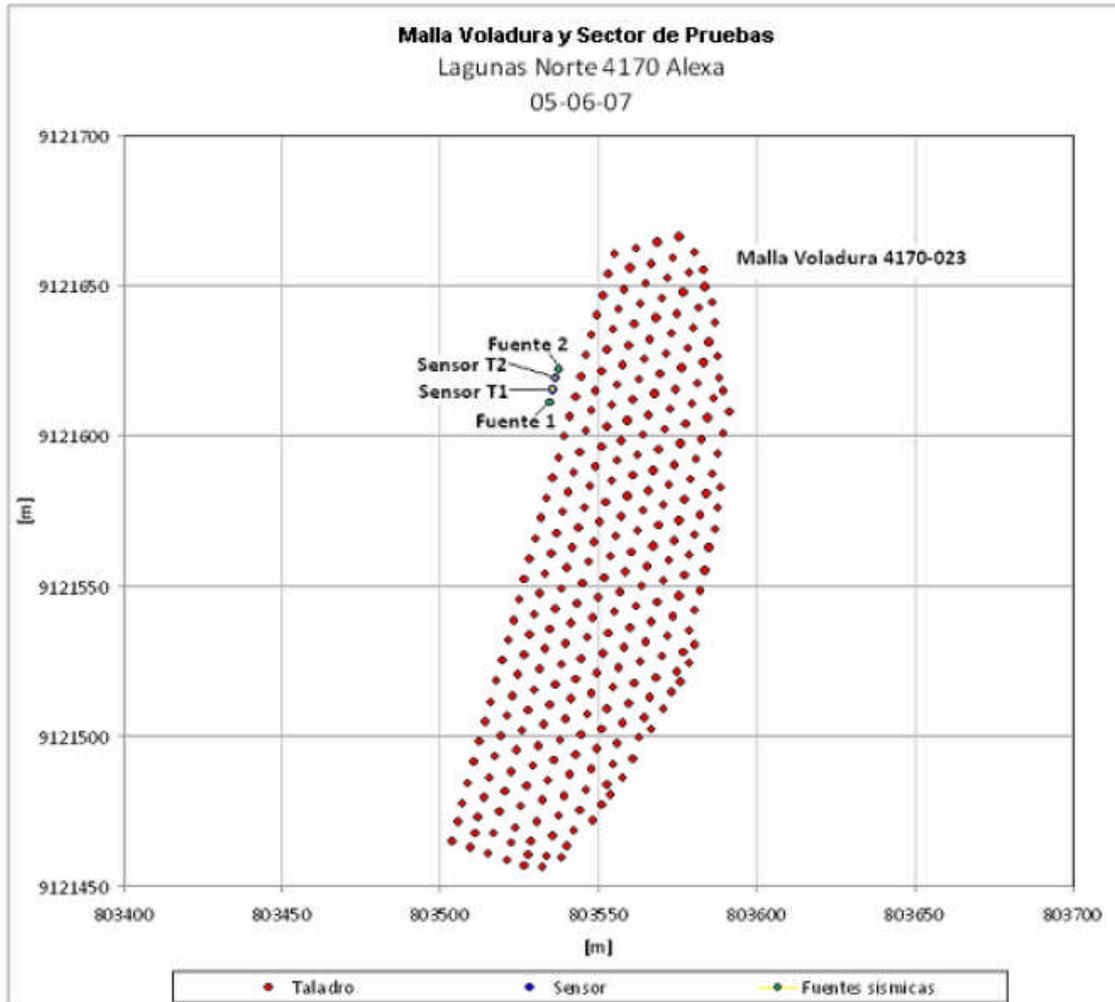
Las pruebas consideraron taladros para instrumentación y medición. En algunos taladros se instalaron geófonos a 8m. fijados con hormigón y en otros se emplearon cargas como fuentes sísmicas.

Los sensores para monitorear vibraciones originadas por la voladura se dispusieron en un arreglo triaxial, mientras que en el caso de la medición de la propagación de la onda se emplearon arreglos uniaxiales.

Los taladros utilizados en la instrumentación se ubicaron ortogonalmente respecto a los que representan a las cargas explosivas normales de la voladura.

#### 7.4.0 Voladura Alexa 4170 (05-06-07)

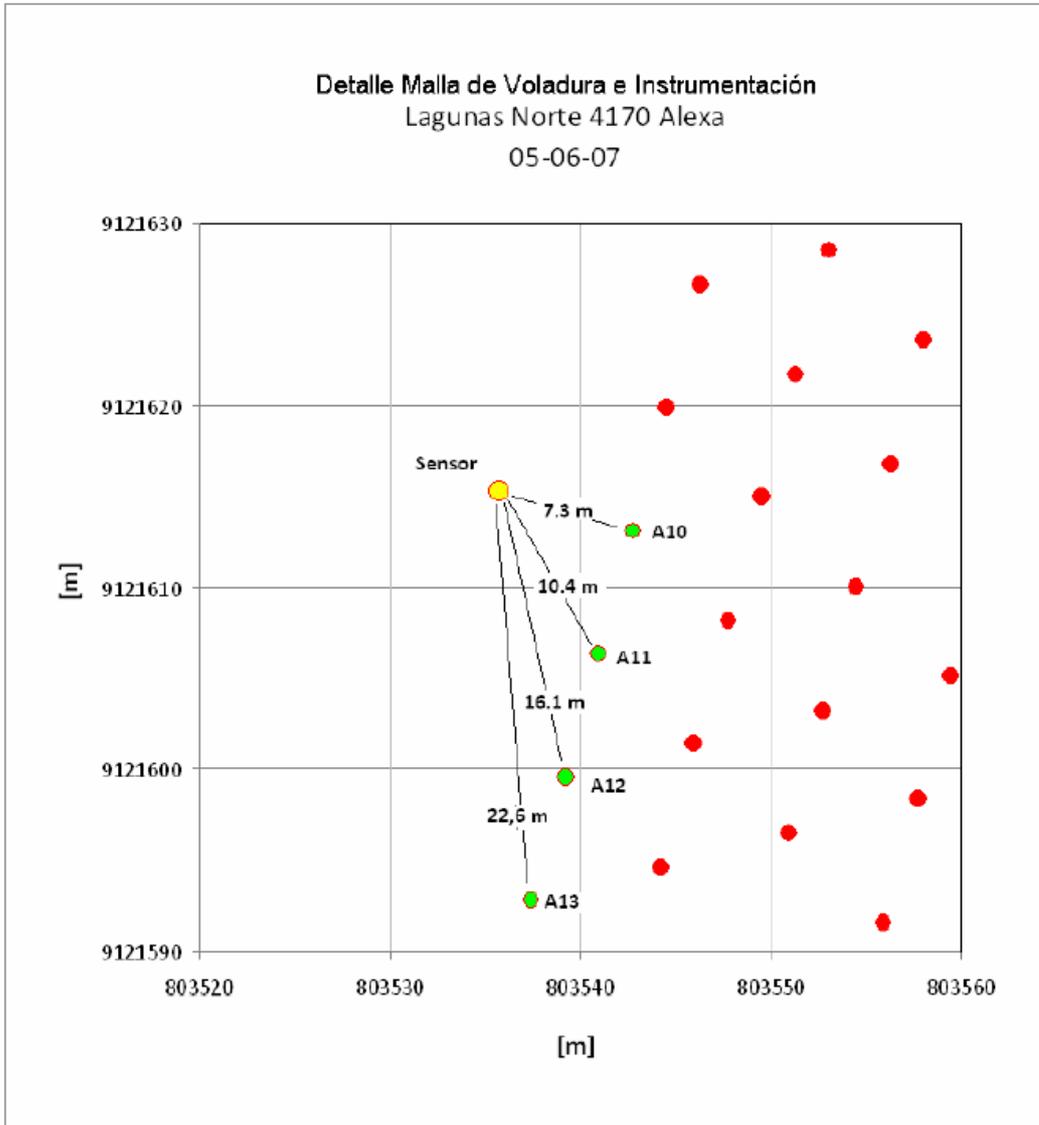
La primera prueba se realizó en el sector de Alexa al norte de la mina. Se monitorearon las vibraciones generadas por una voladura convencional en roca arenisca. Detrás del contorno se ubicó el geófono triaxial T1 para registrar las vibraciones de todos los taladros y en especial el A10 que era el más cercano.



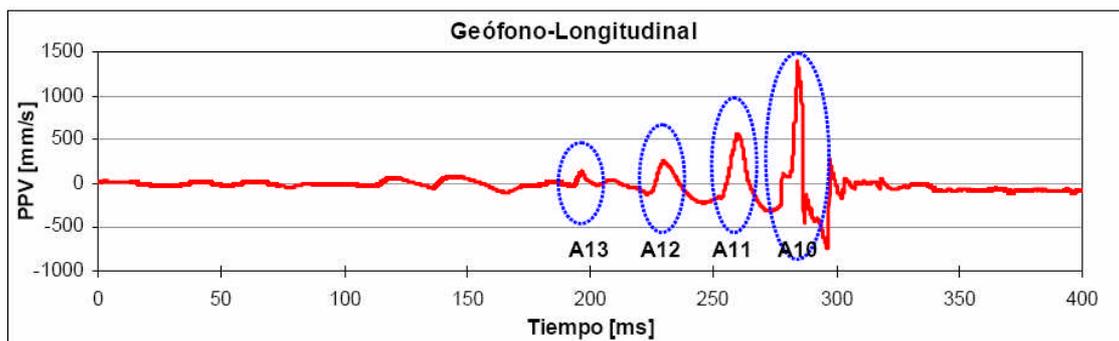
La malla presentó las siguientes características:

Diámetro	9 7/8	Pulg.
Altura de Banco	10	m.
Burden	6	m.
Espaciamiento	7	m.
Relación de diseño	Equilátera	
Pasadura	1	m.
Taco	4.5	m.
Longitud de carga	6.5	m.
Peso Carga Explosiva	400.5	Kg.
Explosivo	HA46	

En la línea de contorno se cargó con 6 metros de HA28 manteniendo el diseño de producción. La configuración de instrumentación fue la siguiente:



El sensor registra las ondas originadas por la detonación de los taladros A13, A12, A11 y A10. Según la secuencia y tiempos de detonación el sensor registró primero las ondas de A13 y luego los otros.



A continuación se presenta la tabla que relaciona las cargas de los taladros y las vibraciones generadas:

ID Taladro	Distancia al Geofono (m)	Longitud Carga (m)	Taco (m)	Carga Total (Kg)	Tipo Explosivo	Timing (ms)	F H&P	PPV (mm/s)
A13	22.6	5.4	4.0	260	HA28 (0.86 gr/cc @ 48 Kg/m)	196	0.507	123
A12	16.1	5.8	4.0	280	HA28 (0.86 gr/cc @ 48 Kg/m)	231	1.066	240
A11	10.4	5.8	4.0	280	HA28 (0.86 gr/cc @ 48 Kg/m)	260	2.506	560
A10	7.3	5.8	4.0	280	HA28 (0.86 gr/cc @ 48 Kg/m)	284	4.926	1406

Se sabe que:

$$PPV = K (FH\&P)^{\alpha}$$

$$PPV = K \left[ \left( \frac{\ell}{r_o} \right) \left( \arctan \left( \frac{H + x_s - x_o}{r_o} \right) + \arctan \left( \frac{x_o - x_s}{r_o} \right) \right) \right]^{\alpha}$$

Para A13 se tiene:

$$PPV_{A13} = K [ (48.4 / 22.6) ( \arctan( (5.4+4-8) / 22.6 ) + ( \arctan( (8-4) / 22.6 ) ) ) ]^{\alpha}$$

$$PPV_{A13} = K [ (2.14159) ( \arctan( 0.06194 ) + ( \arctan( 0.17699 ) ) ) ]^{\alpha}$$

$$PPV_{A13} = K [ 0.507 ]^{\alpha}$$

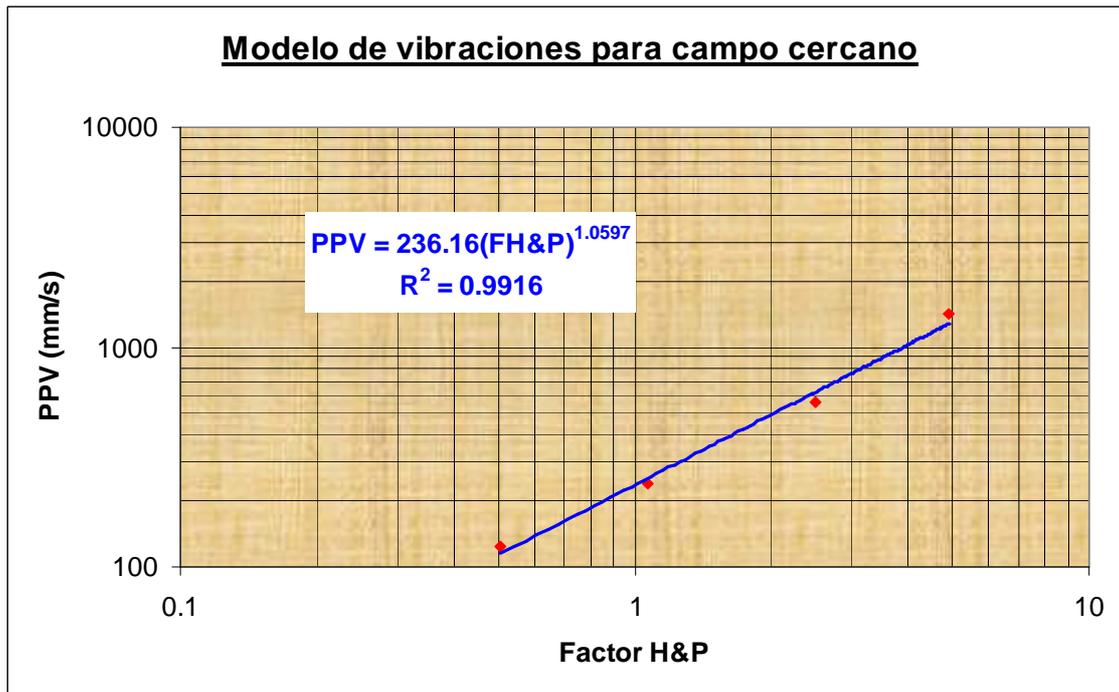
Asimismo para A12, A11 y A10:

$$PPV_{A12} = K [ 1.066 ]^{\alpha}$$

$$PPV_{A11} = K [ 2.506 ]^{\alpha}$$

$$PPV_{A10} = K [ 4.926 ]^{\alpha}$$

El modelo predictivo de Holmberg & Persson relaciona las vibraciones generadas con el diseño de carga a una distancia particular. Con los datos obtenidos se puede ajustar estadísticamente la ecuación para el campo cercano en esas condiciones:



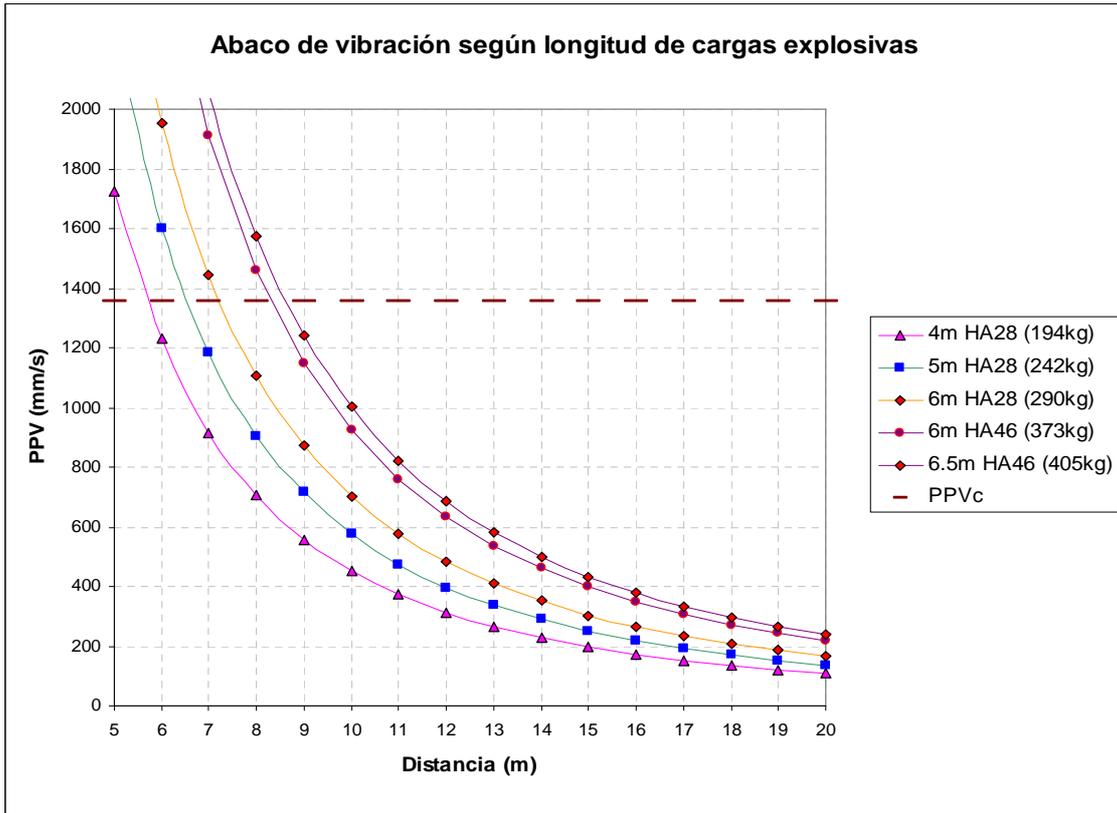
Se recuerda que el criterio de daño del PPVc arrojó lo siguiente:

Litología:	Arenisca	Volcánico
Resistencia a la compresión (MPa):	180,1	99,8
Módulo E (GPa):	74,5	25,7
Coefficiente de Poisson:	0,15	0,13
Cálculo Vp (m/s):	5609	3270
Velocidad crítica de vibración ( mm/s)	1356	1270

Entonces para la roca arenisca de Alexa se tiene los siguientes umbrales máximos de vibraciones:

Intenso fracturamiento	4 PPVc	5424 [mm/s]
Se crean nuevas fracturas	PPVc	1356 [mm/s]
Se extienden fracturas pre-existentes	¼ PPVc	339 [mm/s]

Teniendo la ecuación de comportamiento de la onda en el macizo rocoso analizado, se construyen las curvas predictivas de vibración para diversas alternativas de diseño:



Con este ábaco se puede estimar la distancia mínima para utilizar una configuración de carga particular si se desea prevenir daños mayores. Por ejemplo, a más de 9 m. se puede emplear cargas de 6 m. de HA46 sin crear nuevas fracturas.

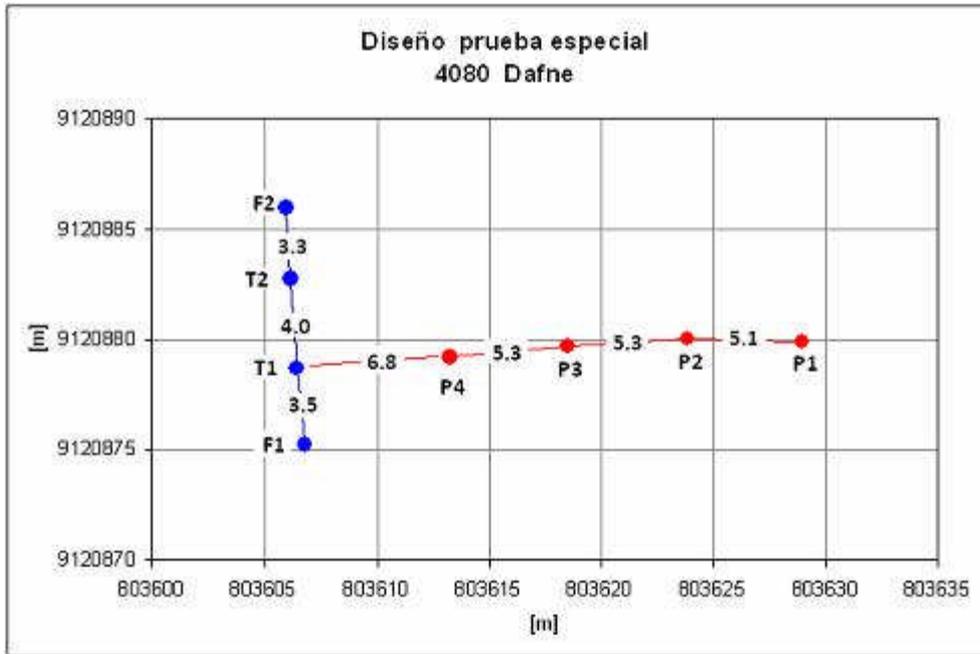


Personal de Lagunas Norte y EXSA culminan la colocación del geófono triaxial T1 en Alexa 4170.

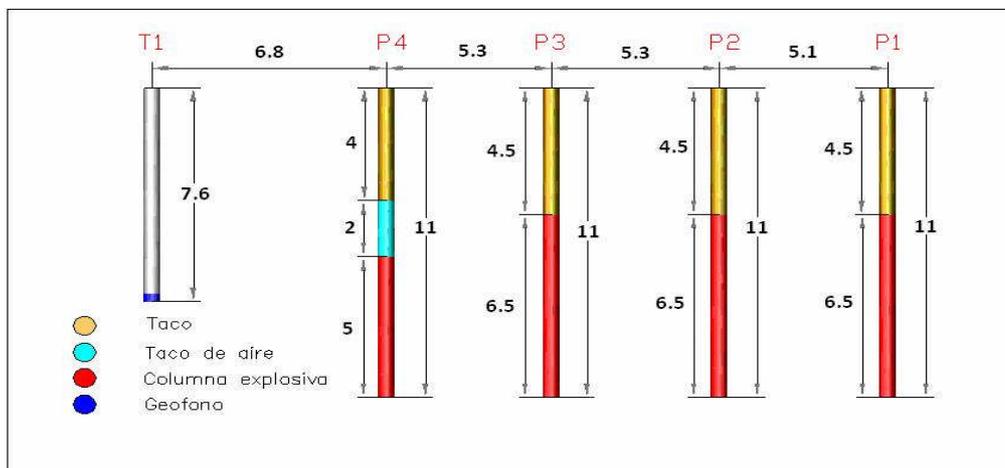
### 7.4.1 Voladura Dafne 4080 (06-06-07)

El diseño de esta prueba consistió en cuatro perforaciones para cargas explosivas y una quinta para el sensor. Los taladros con carga fueron nombrados con el prefijo "P" (P1, P2, P3, P4), mientras que el sensor triaxial fue denominado "T1". El objetivo de esta prueba fue generar y registrar las vibraciones producto de cargas individuales representativas de las diferentes filas en una voladura de contorno.

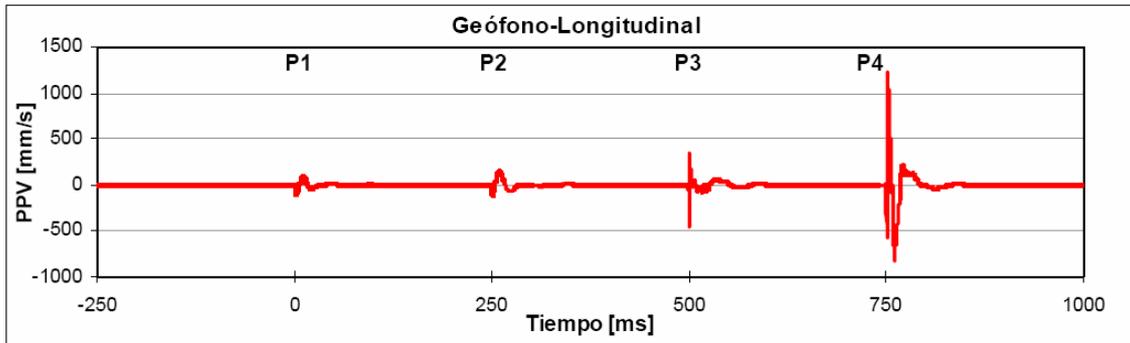
Como se muestra los taladros P1 a P4 se perforaron según el burden y geometría representativos de esta zona, e incluyeron cargas explosivas estándar (en cantidad, tipo y distribución). Empleando una adecuada secuencia de detonación fue posible identificar la onda y las magnitudes de las vibraciones características, producto de cada taladro.



La configuración de cargas para esta zona de roca volcánica competente incluye HA28, para la línea Buffer con 2 m. de taco de aire y HA46 para los taladros de producción.



Las cargas fueron detonadas con intervalos de tiempo de 250 ms. para asegurar su identificación. Se obtuvieron los siguientes registros.



A continuación se presenta la tabla que relaciona las cargas de los taladros y las vibraciones generadas:

ID Taladro	Distancia al Geofono (m)	Longitud Carga (m)	Taco (m)	Taco aire (m)	Longitud taladro (m)	Carga Total (Kg)	Tipo Explosivo	Timing (ms)	F H&P	PPV (mm/s)
P1	22.5	6.5	4.5	0	11	404.6	HA46 (1.2 gr/cc @ 62 Kg/m)	0	0.79	197
P2	17.4	6.5	4.5	0	11	404.6	HA46 (1.2 gr/cc @ 62 Kg/m)	250	1.32	328.8
P3	12.1	6.5	4.5	0	11	406.6	HA46 (1.2 gr/cc @ 62 Kg/m)	500	2.69	932.6
P4	6.8	5	4	2	11	242.1	HA28 (0.86 gr/cc @ 48.4 Kg/m)	750	4.91	1551

Se sabe que:

$$PPV = K (FH\&P)^{\alpha}$$

$$PPV = K \left[ \left( \frac{\ell}{r_o} \right) \left( \arctan \left( \frac{H + x_s - x_o}{r_o} \right) + \arctan \left( \frac{x_o - x_s}{r_o} \right) \right) \right]^{\alpha}$$

Para P1 se tiene:

$$PPV_{P1} = K [ (62 / 22.5) ( \arctan( (6.5+4.5-7.6) / 22.5 ) + ( \arctan( (7.6-4.5) / 22.5 ) ) ) ]^{\alpha}$$

$$PPV_{P1} = K [ (2.755) ( \arctan(0.151) + ( \arctan(0.137) ) ) ]^{\alpha}$$

$$PPV_{P1} = K [ 0.79 ]^{\alpha}$$

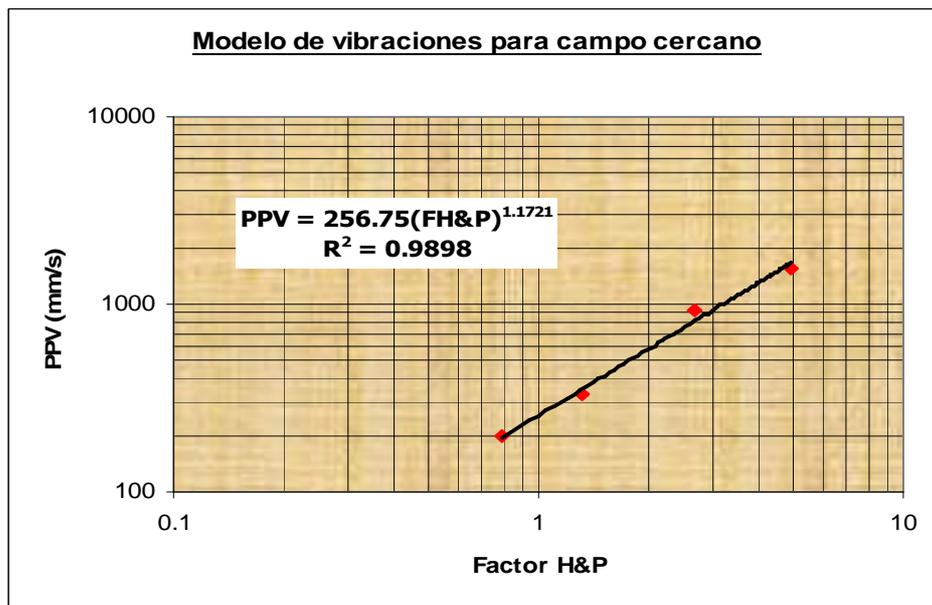
Asimismo para P2, P3 y P4:

$$PPV_{P2} = K [ 1.32 ]^{\alpha}$$

$$PPV_{P3} = K [ 2.69 ]^{\alpha}$$

$$PPV_{P4} = K [ 4.91 ]^{\alpha}$$

El modelo predictivo de Holmberg & Persson relaciona las vibraciones generadas con el diseño de carga a una distancia particular. Con los datos obtenidos se puede ajustar estadísticamente la ecuación para el campo cercano en esas condiciones:



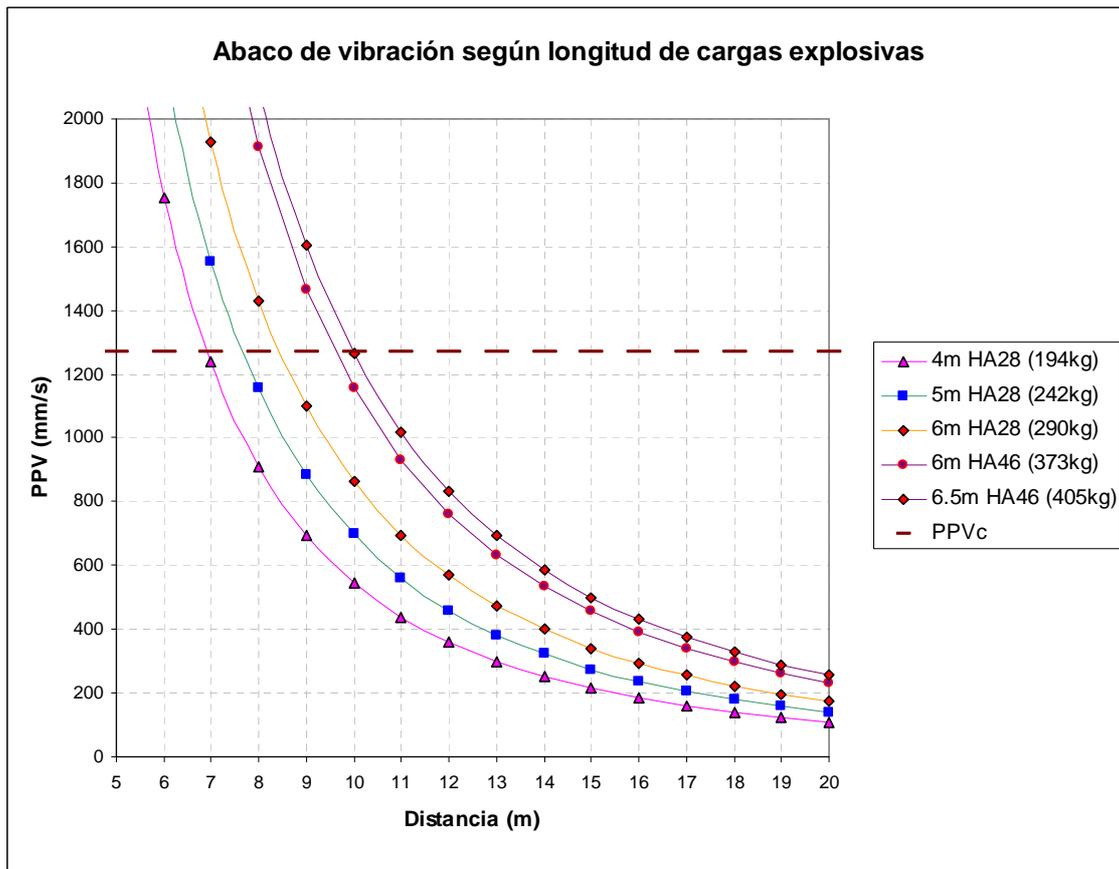
Se recuerda que el criterio de daño del PPVc arrojó lo siguiente:

Litología:	Arenisca	Volcánico
Resistencia a la compresión (MPa):	180,1	99,8
Módulo E (GPa):	74,5	25,7
Coefficiente de Poisson:	0,15	0,13
Cálculo Vp (m/s):	5609	3270
Velocidad crítica de vibración ( mm/s)	1356	1270

Entonces para la roca volcánica de Dafne se tiene los siguientes umbrales máximos de vibraciones:

Intenso fracturamiento	4 PPVc	5080 [mm/s]
Se crean nuevas fracturas	PPVc	1270 [mm/s]
Se extienden fracturas pre-existentes	¼ PPVc	317 [mm/s]

Teniendo la ecuación de comportamiento de la onda en el macizo rocoso analizado, se construyen las curvas predictivas de vibración para diversas alternativas de diseño:



Con este ábaco se puede estimar la distancia mínima para utilizar una configuración de carga particular si se desea prevenir daños mayores. Por ejemplo, a más de 7 m. se puede emplear cargas de 4-5 m. de HA28 sin crear nuevas fracturas.



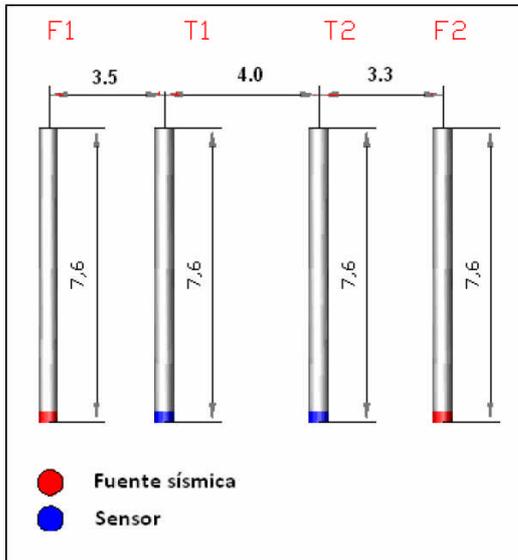
*Colocación del geófono triaxial T1 en Dafne 4080.*



*Vista de la configuración para la prueba de Dafne 4080.*

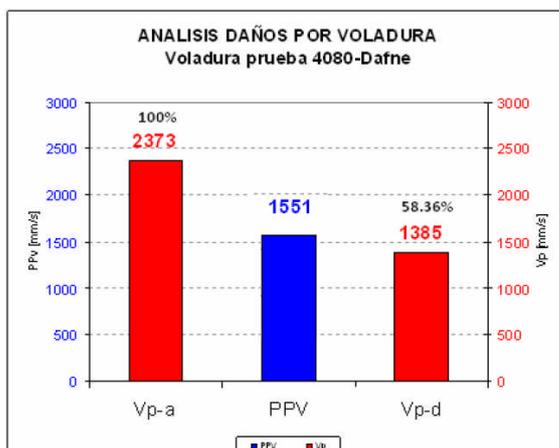
## Cross-Hole

La configuración de diseño considera cuatro taladros, dos laterales receptores de las cargas explosivas y dos centrales instrumentados con sensores. F1 y F2 son los taladros a cargar con explosivos, T1 el arreglo triaxial de geófonos y T2 el uniaxial:



La tabla siguiente muestra las mediciones Pre y Post Voladura especial, indicando los valores para la Vp y el cambio o reducción asociados al evento de voladura cercana. Se observa que la velocidad de Onda-P para el macizo en su condiciones pre-voladura es de 2373 m/s. Este valor es relativamente bajo si se toma en cuenta que la roca a nivel de matriz tiene un UCS medio de 99.8 MPa, valor que cae dentro del rango de “roca dura a muy dura” según la clasificación del ISMR (1981), y que normalmente se asocia también a valores altos de Vp.

Al comparar el Vp medido y el correspondiente según la matriz, se observa un macizo ya deteriorado probablemente por las voladuras de los bancos superiores y/o más cercanas en el mismo banco. Como la velocidad de onda es un indicativo de la calidad del macizo, a partir de los resultados se puede inferir que las magnitudes de vibraciones inducidas por P4 a 6.8m, del cual se registraron vibraciones de 1551 mm/s (equivalente a un 22% mayor que el PPV=1270 mm/s), son capaces de generar daño en el macizo reduciendo su competencia en un 41,6%.



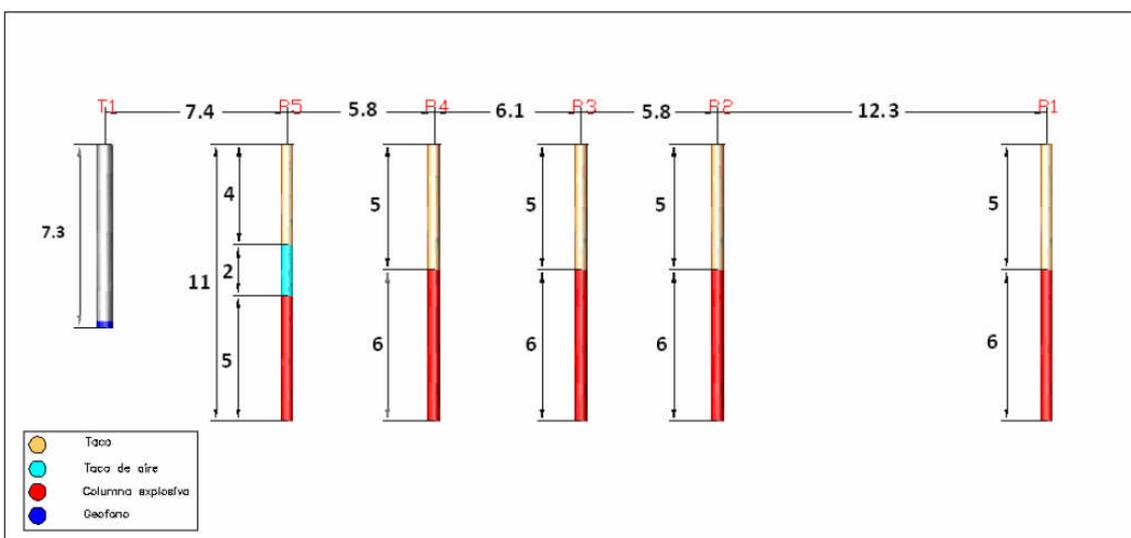
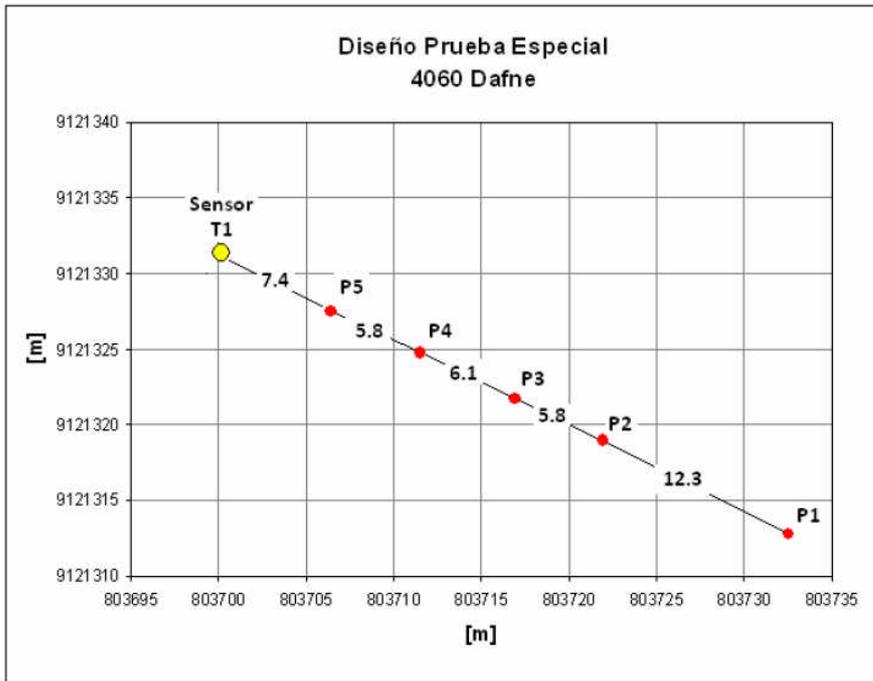


*Personal de Lagunas Norte, ASP Blastronics y EXSA culminan la prueba en Dafne 4080.*

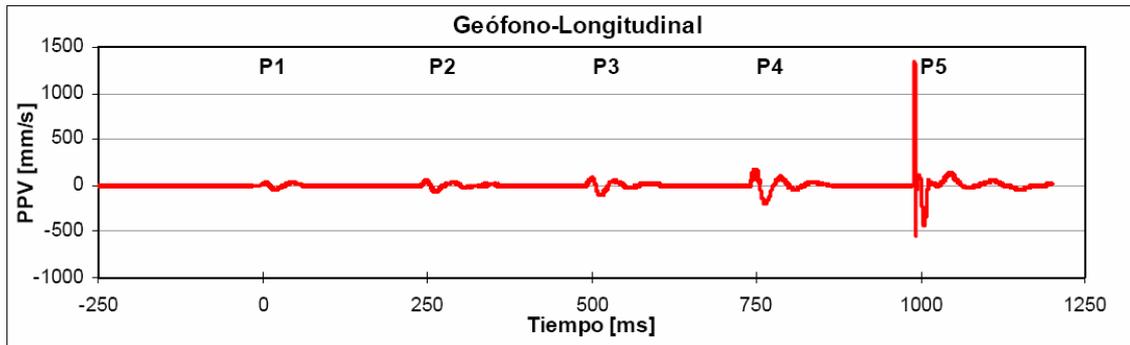
### 7.4.2 Voladura Dafne 4060 (07-06-07)

Esta voladura y prueba especial consistió en cinco perforaciones para cargas explosivas y una sexta para el sensor. Se denominaron con la nomenclatura "P" los taladros con carga y "T1" para el que contiene el sensor Triaxial.

Como se muestra en los cuadros inferiores, los taladros P2 a P5 se perforaron según los burden y geometría representativas de esta zona y el P1 se alejó a dos veces el burden. Todos incluyeron cargas explosivas estándar (en cantidad, tipo y distribución). Empleando una adecuada secuencia de detonación es posible identificar la onda y magnitudes de las vibraciones características producto de cada taladro.



Las cargas fueron detonadas con intervalos de tiempo de 250 ms. para asegurar su identificación. Se obtuvieron los siguientes registros:



A continuación se presenta la tabla que relaciona las cargas de los taladros y las vibraciones generadas:

ID Taladro	Distancia al Geofono (m)	Longitud Carga	Taco (m)	Taco aire (m)	Longitud taladro (m)	Carga Total	Tipo Explosivo	Timing (ms)	F H&P	PPV (mm/s)
P1	37.4	6	5	0	11	323	HA37 (1.09 gr/cc @ 53.8 Kg/m)	0	0.23	48.4
P2	25.1	6	5	0	11	323	HA37 (1.09 gr/cc @ 53.8 Kg/m)	250	0.51	74.6
P3	19.3	6	5	0	11	323	HA37 (1.09 gr/cc @ 53.8 Kg/m)	500	0.86	107.3
P4	13.2	6	5	0	11	323	HA37 (1.09 gr/cc @ 53.8 Kg/m)	750	1.82	234.4
P5	7.4	5	4	2	11	197.6	ANFO (0.8 gr/cc @ 39.5 Kg/m)	1000	3.44	2105.25

Se sabe que:

$$PPV = K (FH\&P)^{\alpha}$$

$$PPV = K \left[ \left( \frac{\ell}{r_o} \right) \left( \arctan \left( \frac{H + x_s - x_o}{r_o} \right) + \arctan \left( \frac{x_o - x_s}{r_o} \right) \right) \right]^{\alpha}$$

Para P1 se tiene:

$$PPV_{P1} = K [ (53.8 / 37.4) ( \arctan( (6+5-7.3) / 37.4 ) + ( \arctan( (7.3-5) / 37.4 ) ) ) ]^{\alpha}$$

$$PPV_{P1} = K [ (1.4385) ( \arctan(0.09893) + ( \arctan(0.06149) ) ) ]^{\alpha}$$

$$PPV_{P1} = K [ 0.23 ]^{\alpha}$$

Asimismo para P2, P3, P4 y P5:

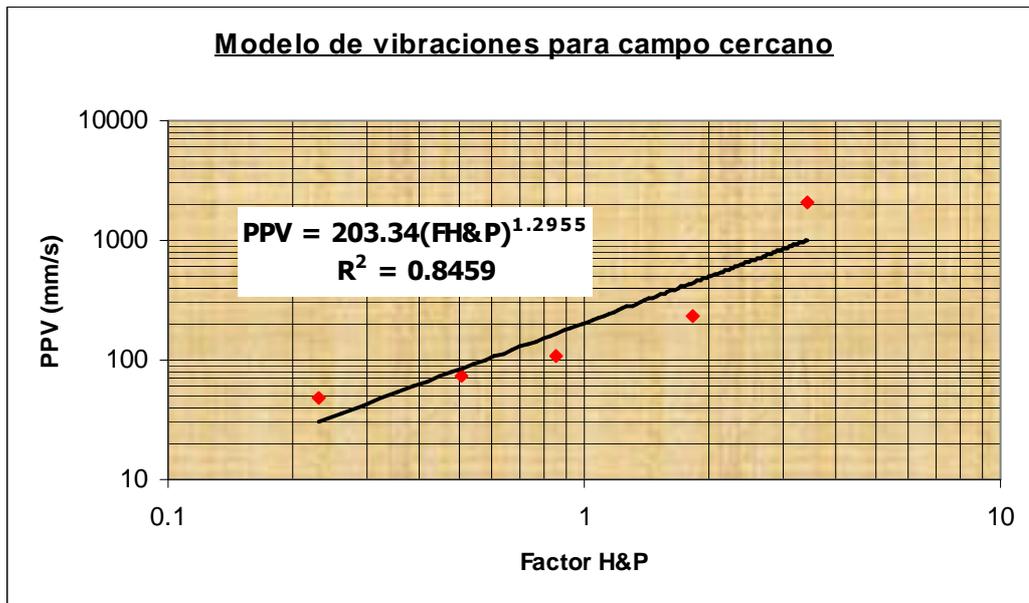
$$PPV_{P2} = K [ 0.51 ]^{\alpha}$$

$$PPV_{P3} = K [ 0.86 ]^{\alpha}$$

$$PPV_{P4} = K [ 1.82 ]^{\alpha}$$

$$PPV_{P5} = K [ 3.44 ]^{\alpha}$$

El modelo predictivo de Holmberg & Persson relaciona las vibraciones generadas con el diseño de carga a una distancia particular. Con los datos obtenidos se puede ajustar estadísticamente la ecuación para el campo cercano en esas condiciones:



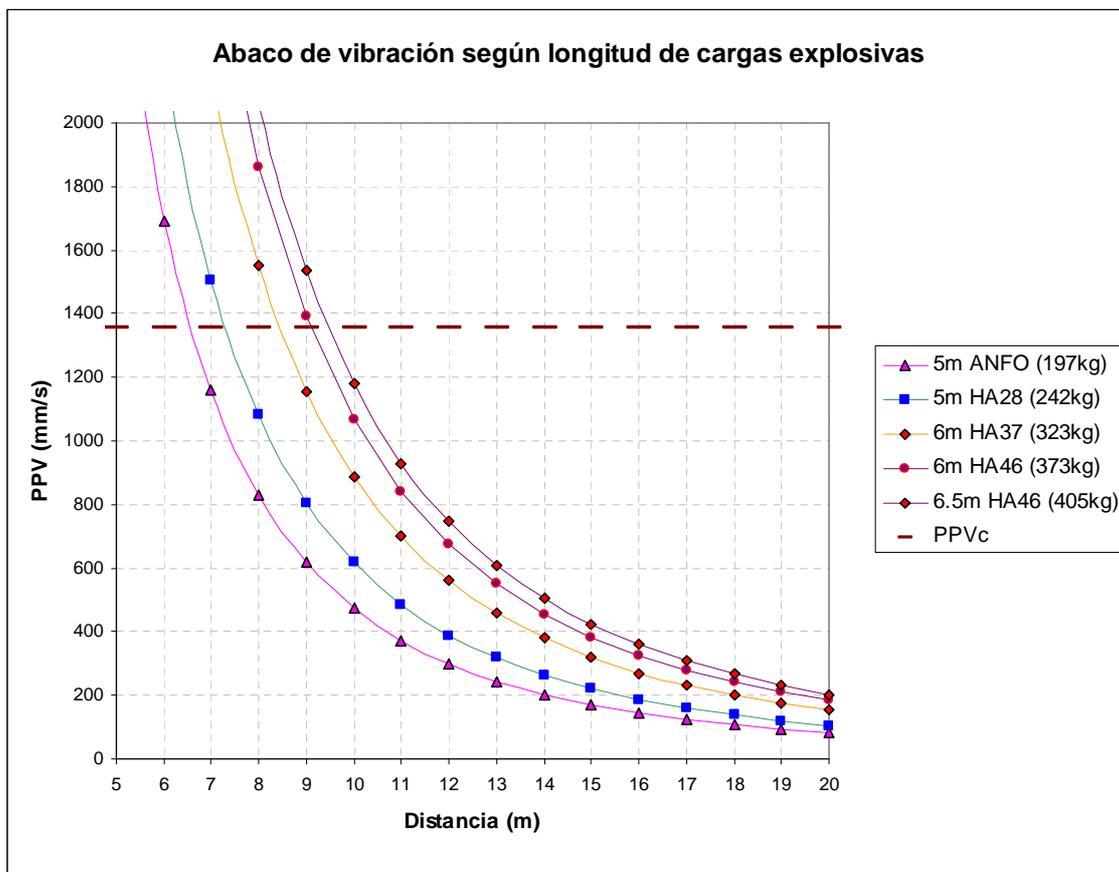
Se recuerda que el criterio de daño del PPVc arrojó lo siguiente:

Litología:	Arenisca	Volcánico
Resistencia a la compresión (MPa):	180,1	99,8
Módulo E (GPa):	74,5	25,7
Coefficiente de Poisson:	0,15	0,13
Cálculo Vp (m/s):	5609	3270
Velocidad crítica de vibración ( mm/s)	1356	1270

Entonces para la roca arenisca de Dafne se tiene los siguientes umbrales máximos de vibraciones:

Intenso fracturamiento	4 PPVc	5424 [mm/s]
Se crean nuevas fracturas	PPVc	1356 [mm/s]
Se extienden fracturas pre-existentes	¼ PPVc	339 [mm/s]

Teniendo la ecuación de comportamiento de la onda en el macizo rocoso analizado, se construyen las curvas predictivas de vibración para diversas alternativas de diseño:

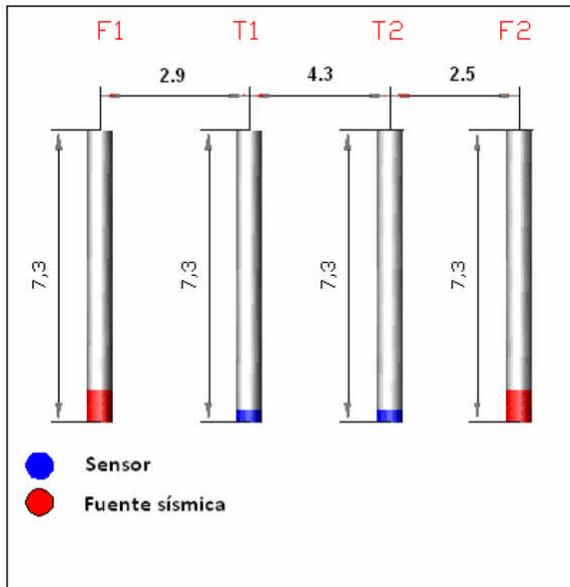


Con este ábaco se puede estimar la distancia mínima para utilizar una configuración de carga particular si se desea prevenir daños mayores.

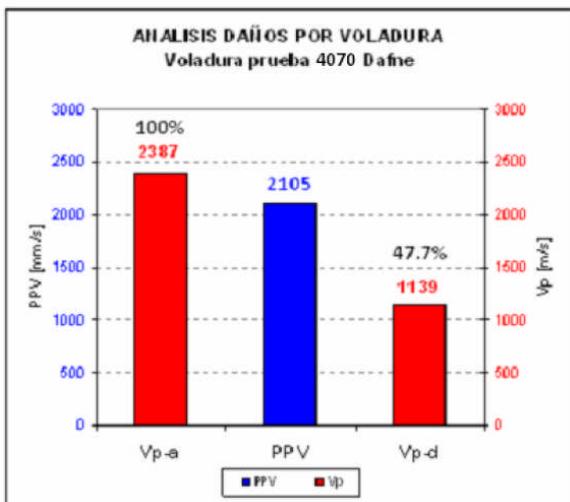
Por ejemplo, a más de 9 m. se puede emplear cargas de 6 m. de HA37 sin crear nuevas fracturas.

### Cross-Hole

La configuración de diseño considera cuatro taladros, dos laterales receptores de las cargas explosivas y dos centrales instrumentados con sensores. F1 y F2 son los taladros a cargar con explosivos, T1 el arreglo triaxial de geófonos y T2 el geófono uniaxial como se ve a continuación:



La comparación de los resultados obtenidos con la técnica de Cross-Hole, muestra una reducción de un 52,3% en la calidad sísmica de la roca, al comparar los 2387 m/s en la etapa pre-voladura con los 1139 m/s en la etapa post voladura.



Tal como se mencionó anteriormente, el hecho es que las altas vibraciones registradas (del orden de los 2105 mm/s) por efecto de la voladura, son capaces de disminuir la calidad sísmica del macizo debido al aumento en la densidad de fracturas y/o a la condición de las mismas. Esto es consistente con los criterios de daño ya señalados y las vibraciones máximas que podría soportar esta roca, con un PPVc de 1356 mm/s, valor sobre el cual se induce extensión y creación de nuevas fracturas. En efecto, el PPV medido de 2105 mm/s supera en un 55% el límite señalado.



*Carlos Scherpenisse y mi persona en la tercera prueba Dafne 4060.*

## CAPÍTULO 8

### 8.0 Conclusiones

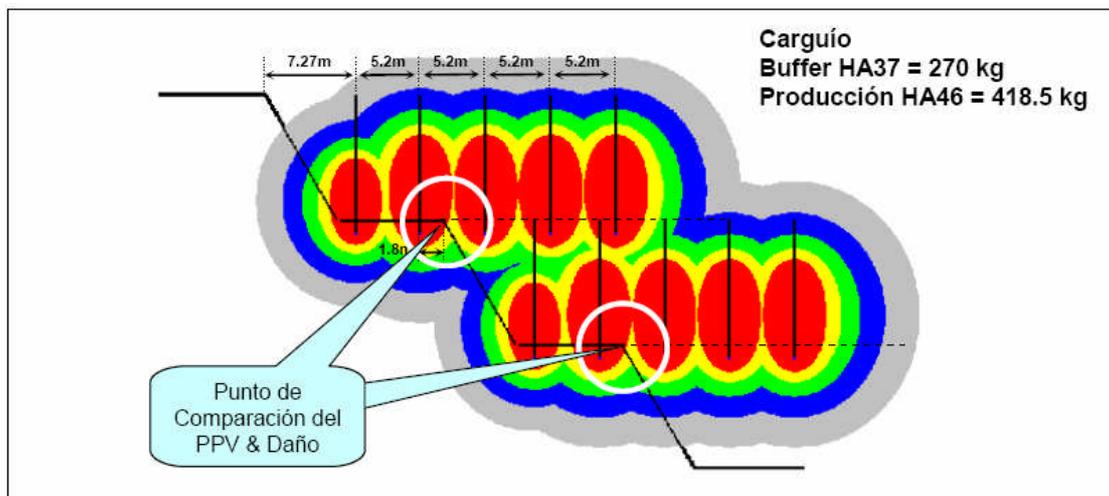
- Los efectos de la voladura de rocas pueden modelarse para diversas situaciones con los métodos presentados controlando los parámetros de diseño tales como malla de perforación, carga explosiva, secuencia de salida y otros.
- Para controlar las vibraciones debemos contar con alivio en la secuencia, alta precisión en la perforación, reducir en lo posible la cantidad de explosivo por retardo, reducir la sobreperforación, incrementar el tiempo de retardo en las filas posteriores, direccionar la voladura lejos de estructuras que deseamos cautelar y utilizar los retardos adecuados.
- Para controlar el golpe al aire y proyección de rocas se debe confinar la carga explosiva con un taco adecuado, asimismo se debe procurar la más alta precisión en perforación y contar con material volado en la cara libre que trabaje como colchón.
- Con los modelos de vibración ajustados para la realidad de Lagunas Norte (Zonas Alexa banco 4170 y Dafne bancos 4060 y 4080, fue posible ajustar modelos predictivos confiables del comportamiento de las vibraciones en el campo cercano.
- La misma instrumentación y geófonos permitieron en forma preliminar medir la Velocidad de Onda-P del macizo rocoso, tanto antes como después de voladura, mostrando disminuciones significativas de las velocidades de Onda-P, a consecuencia del daño cercano producto de las vibraciones inducidas.
- Con los antecedentes de los tipos de rocas y sus propiedades geomecánicas, se calculó en primera aproximación la Velocidad de Partícula Crítica (PPVc).
- Se correlacionaron los modelos predictivos de propagación de las vibraciones con los criterios de los máximos permisibles para diferentes distancias y configuraciones de cargas explosivas, estableciéndose “ábacos” de diseños para seleccionar la mejor combinación en cada caso.
- Con estos modelos fue posible comparar distintas alternativas de voladura de contorno, que en definitiva determinan la calidad con que se deja la roca remanente, el cumplimiento de la geometría y diseño minero (toe, cresta, ancho de berma y ángulos).
- Los mejores resultados en fragmentación y apilamiento deben ir acompañados de medidas preventivas para asegurar la continuidad de nuestras operaciones a largo plazo.

## CAPÍTULO 9

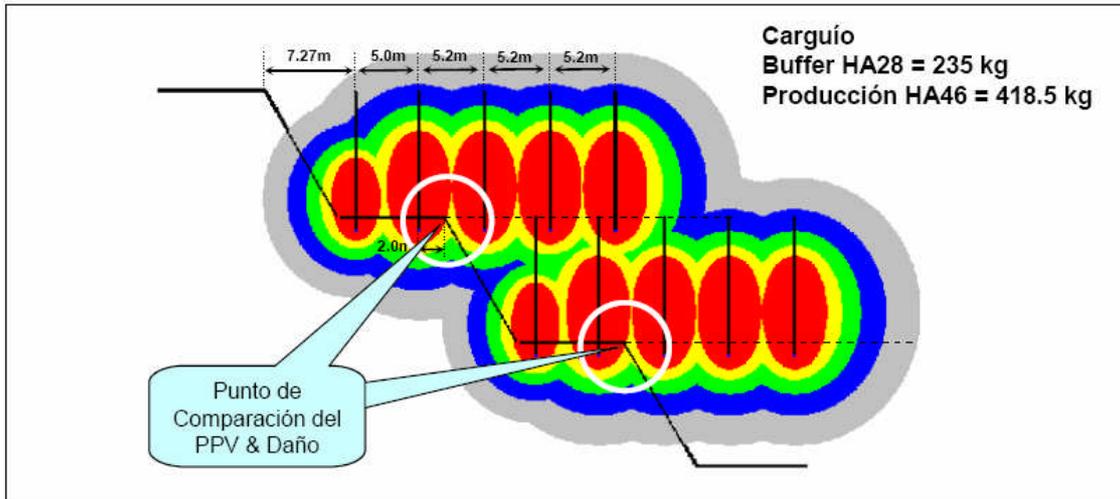
### 9.0 Recomendaciones

Para las voladuras de contorno los cambios recomendados son:

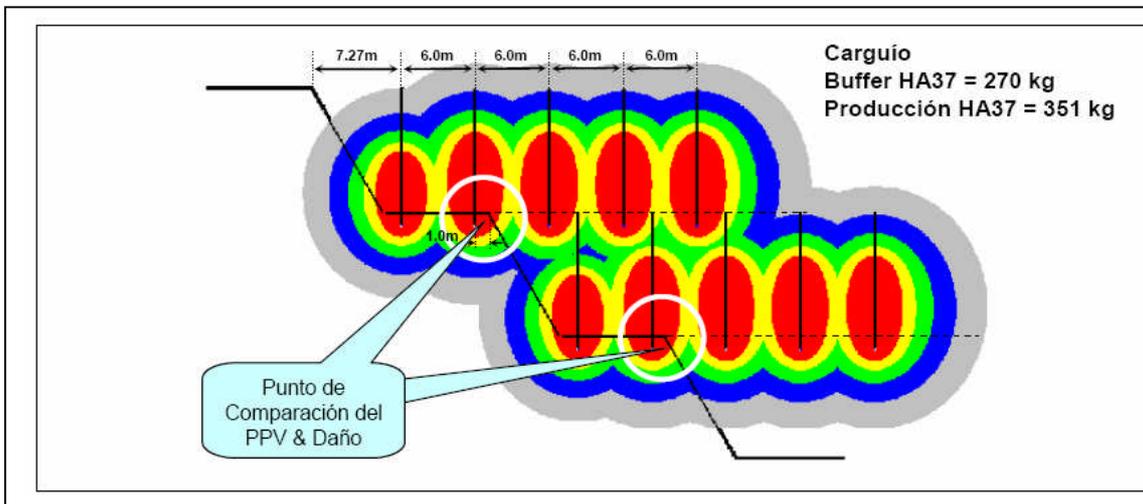
- El offset de la Línea Buffer debe estar entre 1.5m a 2.0m delante del Toe.
- Mantener el espaciamiento en la línea buffer de 5m.
- Reducción del burden de la fila buffer a 5.0m (para una  $W_b=8.5m$ ). Al disminuir el burden de la fila buffer se logra alejar la primera fila de producción de la cresta del banco inferior, de los actuales 1.0m a 2.0m (bajando la vibración y el daño inducido). Asimismo se reduce la porción de roca frente a la fila buffer (con menos explosivo) lo que facilita su fragmentación y reduce su confinamiento y el riesgo de daño por gas.
- Reducir, en las filas buffer y primera de producción, la sobre perforación a 0.5m, alcanzando con ello un largo total de 10.5m.
- Mantener los 30ms entre taladros de la fila buffer.
- Utilizando el JK Simblast se puede hacer una comparación entre los diseños actuales y los recomendados



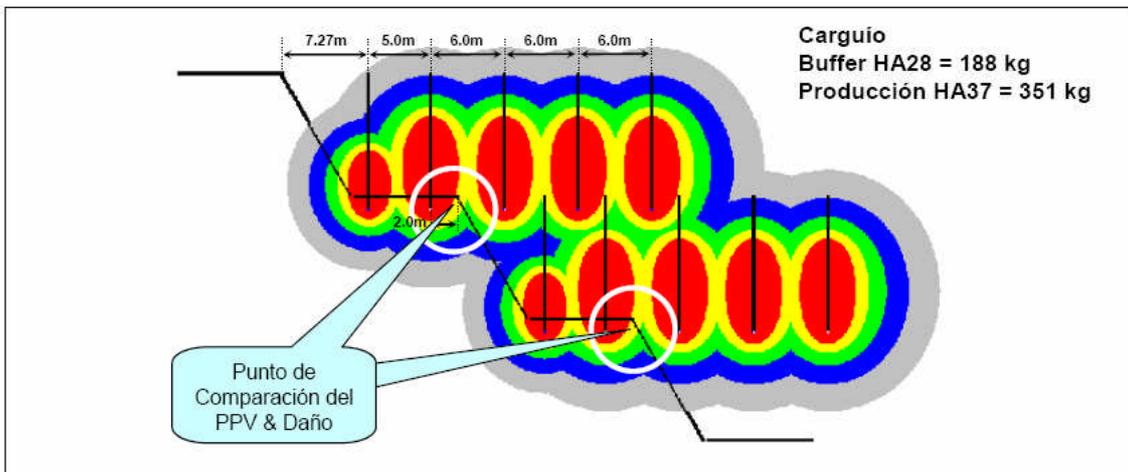
Diseño roca volcánica



*Diseño roca volcánica modificado*



*Diseño roca arenisca*



*Diseño roca arenisca modificado*

- Analizando los Contornos de Vibración y Daño de las figuras anteriores se verifica la influencia que tiene el posicionamiento de la primera fila de producción respecto de la cresta del futuro banco inferior.
- En el caso de la roca volcánica con la línea buffer ubicada a 1.5m del toe y un burden de 5.2m, determina que la fila de producción se localice exactamente a 1.8 m de la cresta inferior.
- Al ajustar el diseño de la voladura de contorno reduciendo el burden de la fila buffer a 5.0m, se aleja la fila de producción a 2.0m de la cresta inferior.
- De la misma forma, el diseño actual de roca arenisca con la línea buffer ubicada a 1.5m del toe y un burden de 6m, determina que la fila de producción se localice exactamente a 1m de la cresta inferior, produciendo en este punto un PPV equivalente al 100%
- Al ajustar el diseño de la voladura de contorno (diseños alternativos propuestos) reduciendo el burden de la fila buffer a 5.0m según el sector, no sólo se aleja automáticamente la fila de producción a 2.0m de la cresta inferior (con un PPV equivalente a sólo el 16% del inducido con el diseño actual), si no que de paso, se reduce la carga de la fila buffer (manteniendo el uso del deck de aire) y, por lo tanto, su efecto hacia atrás.
- Además, dada la reducción del burden, se mantiene equivalente el factor de carga (es decir, no se desmejora la fragmentación) y se disminuye su confinamiento y por ende el potencial daño por gas.

## CAPÍTULO 10

### 10.0 Referencias Bibliográficas

- Estudio de Impacto Ambiental Proyecto Alto Chicama  
*Golder Associates*
- Modelamiento de Vibraciones Producto de Voladura para el Control del Daño  
*ASP Blastronics*
- Predicting and Controlling Blast Vibrations  
*Blast Dynamics Inc. © 2006*
- Diseño de Voladuras  
*Dr. Calvin J. Konya*
- Manual Práctico de Voladura  
*EXSA*
- Presentación: Perforación, El Primer Paso para una Voladura Exitosa  
*Denard Brandt*  
*Dyno Nobel - Samex S.A.*
- Uso y buen manejo de barras y accesorios de perforación  
*Lagunas Norte - Marzo 2007*  
*Sandvik del Perú S.A.*
- Manual de Perforación  
*José San Martín V.*  
*Atlas Copco Peruana S.A.*
- Secoroc Rotary Equipment: Rotary Pipes and accessories  
*Atlas Copco Secoroc*
- Manual del Operador y Mantenimiento Infinity Serie SKS-12  
*Reedrill*
- Presentación Clasificación de Materiales  
*Mario Rojas T.*  
*Lagunas Norte - Servicio Técnicos - Geología - Mayo 2006*
- Mineralization Lagunas Norte  
*Arturo Macassi*  
*Lagunas Norte - Servicio Técnicos - Geología - Diciembre 2006*
- Modification of the Kuz-Ram Model for Underground Hard Rock Mines  
*Qian Liu*  
*Fragblast 8 - Santiago de Chile 2006*
- Eyecciones y Flyrock  
*Cameron McKenzie*  
*Curso Internacional de Voladura de Rocas - Huaraz 2006*

- Environmental Blast Simulation  
*Alan B. Richards y Adrian J. Moore - Terrock Consulting Engineers*  
*Fragblast 8 - Santiago de Chile 2006*
- Fragmentación y Cálculo del Índice de Voladura  
*Miguel Lanata Rospigliosi - Lagunas Norte*  
*IX Simposium Internacional de Perforación y Voladura de Rocas - Lima 2007*