

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DEL PERÚ
FACULTAD DE CIENCIAS E INGENIERÍA



PONTIFICIA
**UNIVERSIDAD
CATÓLICA**
DEL PERÚ

**REDUCCIÓN DE LA DILUCIÓN DE CARBÓN APLICANDO
VOLADURA BAJO MANTO**

Tesis para optar el Título de **Ingeniero de Minas**, que presenta el bachiller:

Eder Eduardo Basilio Mendoza

ASESOR: Roberto Ríos Díaz

Lima, 09 de agosto de 2014

RESUMEN DE TESIS

El presente estudio demuestra la reducción de la dilución del carbón sobre la mena de oro mediante la aplicación de la técnica Voladura Bajo Manto en un yacimiento epitermal de oro en donde afloran mantos de carbón. Esta mina a cielo abierto se encuentra ubicada en la zona norte del país, en la región de Alto Chicama en el departamento de La Libertad. En la operación, se observó un alto nivel de dilución durante la extracción, y se prestó atención en especial al proceso de voladura.

La dilución siempre ha representado un problema para las empresas mineras puesto que el incremento de este valor conlleva a pérdidas económicas para ellas. Es por esto que el control y la reducción del valor de la dilución requieren una constante mejora de los estándares operativos.

El proceso de voladura representa una etapa importante durante la extracción. La fragmentación y la disposición de la pila post-voladura repercuten de manera significativa en el transporte del material y del chancado. En función al escenario geológico de la mina, se observó la oportunidad de implementar la metodología Voladura Bajo Manto (Trough-Seam Blasting). Esta técnica es empleada en minería de carbón con el fin de no impactar los mantos y poder extraerlos lo más intacto posible y maximizar el beneficio.

En este estudio, se realizó una Línea Base con información histórica de las voladuras en la mina y luego, se realizaron 3 Voladuras Bajo Manto. Para ambos casos, se procedió a calcular la dilución mediante un balance de masa y se procedió a compararlos; así mismo se determinaron los valores de P80 con el fin de comparar el impacto de esta técnica sobre los resultados de fragmentación. Además, se realizó un análisis de las diferencias en el diseño de carguío, los tiempos de programación y la secuencia de voladura entre una Convencional y una Bajo Manto.

Finalmente se presenta un análisis económico del beneficio que conllevaría implementar esta técnica en todas las zonas donde se presente la asociación de material con carbón y la mena de oro.

Agradecimientos

A mis padres Ernesto y Maritza;

A mi novia Fiorella;

A mi asesor Roberto Ríos;

A mis amigos Max Peña, Pablo Rivera,

Ángel Mondragón;

Y a la empresa ORICA



ÍNDICE DE TABLAS	3
ÍNDICE DE FIGURAS	4
FUNDAMENTACIÓN DEL TEMA	6
Antecedentes del problema	6
Enunciado del problema.....	7
Objetivos del estudio	7
La relevancia e importancia del estudio.....	7
Hipótesis	7
CAPÍTULO I: DESCRIPCIÓN DE LA MINA	8
1.1 Ubicación y Accesibilidad	8
1.2 Geología	8
1.3 Yacimiento y Mineralogía	10
1.4 Proceso de Producción	10
1.5 Fases Mineralizadas en la Operación	11
1.6 Procesos Operativos Primarios	12
1.6.1 Perforación	12
1.6.2 Voladura	13
1.6.3 Carguío.....	16
1.6.4 Transporte	16
1.7 Clasificación de Materiales	17
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO	18
2.1 Dilución	18
2.2 Balance de Masa	19
2.3 Voladura Bajo Manto (Through-Seam Blasting)	22
2.4 Teoría Scale Depth of Burial (SD)	23
2.5 Criterio para Cálculo de Stand-off en un Taladro.....	25
2.6 Sonda de Rayos Gamma (Gamma Logging).....	26
2.7 Análisis de Fragmentación	27
CAPÍTULO III: METODOLOGÍA DEL ESTUDIO	30
3.1 Elaboración de Línea Base	30
3.1.1 Análisis de Voladuras Convencionales	31
3.1.2 Cálculo de Dilución	37
3.1.3 Cálculo de Fragmentación	42
3.2 Aplicación de Voladura Bajo Manto.....	44
3.2.1 Reglas de Diseño de Carguío.....	44
3.2.2 Logueo con Sonda de Rayos Gamma	56

3.2.3	Diseño de Voladura	59
3.2.4	Cálculo de Dilución	67
3.2.5	Cálculo de Fragmentación	70
CAPÍTULO IV: DISCUSIÓN DE RESULTADOS		71
4.1	Análisis de Resultados	71
4.2	Evaluación Económica	71
CAPÍTULO V: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		75
CAPÍTULO VI: BIBLIOGRAFÍA		77



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Clasificación de Minerales	10
Tabla 2. Tipo de roca según zona mineralizada	11
Tabla 3. Parámetros geotécnicos de las rocas más comunes en el yacimiento	12
Tabla 4. Parámetros de Malla de Perforación	12
Tabla 5. Características de Equipo de Perforación Primaria	13
Tabla 6. Configuración de Carguío	13
Tabla 7. Características de Equipos de Carguío	16
Tabla 8. Características de Equipo de Transporte	16
Tabla 9. Clasificación de Materiales	17
Tabla 10. Tonelajes por tipo de material para Línea Base	37
Tabla 11. Tonelajes por tipo de material para Línea Base	38
Tabla 12. Porcentaje de Dilución para Proyectos de Línea Base	40
Tabla 13. Porcentaje de Dilución para Proyectos de Línea Base	41
Tabla 14. P80 de los Proyectos de Línea Base	42
Tabla 15. Tonelajes por tipo de material para Voladuras Bajo Manto	67
Tabla 16. Porcentaje de Dilución para Voladuras Bajo Manto	69
Tabla 17. P80 de los Proyectos de Voladura Bajo Manto	70
Tabla 18. Resultados Finales Promediados	71
Tabla 19. Utilidad Neta del Proyecto para el año siguiente	74

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Variación de la Potencia y Densidad de un Heavy ANFO según el porcentaje de emulsión (Bamfield y Morrey, 1984)	14
Figura 2. Valores de la Potencia y Densidad de un Heavy ANFO según el porcentaje de emulsión (Crosby y Pinco, 1991)	14
Figura 3. Configuración de Carguío de un Taladro	15
Figura 4. Un Bloque de Minado en un Open Pit y sus diluciones.....	18
Figura 5. Vista Transversal Esquemática de un Banco Sectorizado por Materiales.....	19
Figura 6. Perforación convencional y bajo manto	22
Figura 7. Configuración Estándar de carguío para un taladro aplicando Voladura Bajo Manto	23
Figura 8. Variables del Cálculo de SD	24
Figura 9. Criterio de Scaled Depth of Burial (SD).....	25
Figura 10. Ubicación de Stand-off Superior e Inferior en un Taladro	26
Figura 11. Gráfico del Sondaje de Rayos Gamma.....	27
Figura 12. Fotografía de una Pila Volada vista en PowerSieve 2.....	28
Figura 13. Cálculo de Distancia en una Imagen Binaria en PowerSieve 2	29
Figura 14. Curva Granulométrica en PowerView	29
Figura 15. Secuencia de Salida del proyecto Zona 3 - 4150-046.....	31
Figura 16. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 3 - 4150-046.....	32
Figura 17. Secuencia de Salida del proyecto Zona 3 - 4160-053.....	33
Figura 18. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 3 - 4160-053.....	34
Figura 19. Secuencia de Salida del proyecto Zona 1 - 4020-030.....	35
Figura 20. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 1 - 4020-030.....	36
Figura 21. Burden de Alivio del proyecto Zona 3 - 4150-041	36
Figura 22. Curva de Fragmentación para Línea Base	43
Figura 23. Diseño de Carguío Convencional en la Unidad Minera.....	44
Figura 24. Diseño de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto – Paso 1.....	46
Figura 25. Diseño de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto – Paso 2.....	47
Figura 26. Diseño de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto – Paso 3.....	47
Figura 27. Primera Regla de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto	49
Figura 28. Diseño de Carguío para un taladro de la Regla N°1	49
Figura 29. Segunda Regla de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto	50
Figura 30. Diseño de Carguío para un taladro de la Regla N°2	50
Figura 31. Tercera Regla de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto	51
Figura 32. Diseño de Carguío para un taladro de la Regla N°3	51

Figura 33. Cuarta Regla de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto	52
Figura 34. Diseño de Carguío para un taladro de la Regla N°4	52
Figura 35. Quinta Regla de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto	53
Figura 36. Diseño de Carguío para un taladro de la Regla N°5	53
Figura 37. Edición de Reglas de Diseño en ShotPlus i-Pro	54
Figura 38. Edición de Carguío de cada Regla en ShotPlus i-Pro	54
Figura 39. Tabla de Carguío para cada Taladro en ShotPlus i-Pro.....	55
Figura 40. Taladro con detritus de carbón	56
Figura 41. Introducción de la Sonda de Rayos Gamma en un taladro	57
Figura 42. Introducción de la Sonda de Rayos Gamma en un taladro	58
Figura 43. Secuencia orientada en el sentido del manto.....	59
Figura 44. Secuencia de Salida del proyecto Zona 1 - 4020-032.....	60
Figura 45. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 1 - 4020-032.....	61
Figura 46. Burden de Alivio del proyecto Zona 1 - 4020-032	61
Figura 47. Secuencia de Salida del proyecto Zona 3 - 4150-048.....	62
Figura 48. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 3 - 4150-048.....	63
Figura 49. Burden de Alivio del proyecto Zona 3 - 4150-048	63
Figura 50. Secuencia de Salida del proyecto Zona 3 - 4150-053 - Primera parte	64
Figura 51. Secuencia de Salida del proyecto Zona 3 - 4150-053 - Segunda parte.....	64
Figura 52. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 3 - 4150-053 - Primera parte	65
Figura 53. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 3 - 4150-053 - Segunda parte...	65
Figura 54. Burden de Alivio del proyecto Zona 3 - 4150-053	66
Figura 55. Curva de Fragmentación para Voladuras Bajo Manto.....	70

FUNDAMENTACIÓN DEL TEMA

Antecedentes del problema

La dilución es un efecto inherente a la operación de extracción en la minería, y por lo mismo siempre ha representado una preocupación para los ingenieros responsables de su control y reducción. Un bajo control operativo de los niveles de dilución puede implicar efectos negativos en los procesos de minado y procesamiento (menores cantidades netas de mineral y mayores costos metalúrgicos por la variación del material a ser tratado). Así, las empresas mineras podrían ser menos eficientes y con ello ver afectadas sus niveles de rentabilidad.

Frente a esta situación, controlar y reducir los niveles de dilución permitirá que las empresas mineras puedan operar en concordancia con sus diseños y así obtener la rentabilidad prevista o incluso mejorarla.

La operación en estudio es una mina de oro con la particularidad de presentar mantos de carbón en los bancos de explotación, estos mantos infieren en la dilución de la mena de oro durante todo el proceso de extracción. El efecto negativo de esta situación es apreciado en los procesos subsiguientes. Si un material es clasificado como limpio, recibe la denominación M1, cuya recuperación es del 86% en planta. Pero si el material está contaminado por azufre y carbón es denominado como M3B y es enviado a stock donde su recuperación disminuye a 34%. Mediante un balance de masa con respecto al material M3B se calculó una dilución promedio de 25%.

Se identificó de manera puntual que durante el desarrollo del diseño de voladura los parámetros de carguío y secuencia de disparo no implicaban controles óptimos para zonas con presencia de carbón. Los dos principales detalles observados fueron que los taladros con presencia de carbón eran cargados de manera continua o no eran cargados y los tiempos entre filas eran muy cortos.

Ante esta situación se propuso emplear Trough-Seam Blasting o Voladuras Bajo Manto, una técnica de voladura usada en minería de carbón a cielo abierto que permite maximizar la recuperación de los mantos sin ser contaminados y en grandes volúmenes.

Enunciado del problema

En esta mina se identificó una disminución del tonelaje de material limpio enviado a planta y un incremento del tonelaje de material carbonoso enviado a stock con respecto al estimado. Se pudo apreciar que las prácticas operativas y de diseño de voladura no contemplaban los controles necesarios en zonas con mantos de carbón por lo que la dilución basada en el material M3B se encontraba en el orden del 25%, valor calculado en el estudio de Línea Base, generando así pérdidas económicas para la mina.

Objetivos del estudio

El objetivo principal de este estudio es controlar y reducir los valores de Dilución aplicando Voladura Bajo Manto en operaciones mineras auríferas a cielo abierto y con presencia de mantos de carbón.

Así mismo, con esta aplicación se busca, no afectar el tamaño de fragmentación, generar beneficios económicos para la mina y así presentar la técnica Voladura Bajo Manto como una nueva alternativa para el control y reducción de la Dilución.

La relevancia e importancia del estudio

Las Voladuras Bajo Manto son habitualmente realizadas en minería de carbón a cielo abierto en Australia, Colombia y otros países, cuyo objetivo es recuperar los mantos de carbón intactos y sin contaminación de otros materiales.

El estudio se desarrolla en el marco de la operación unitaria de voladura en tajos a cielo abierto, remarcándose que hasta la fecha, no se tiene conocimiento bibliográfico de la implementación y aplicación de esta técnica en otras minas del Perú con escenarios similares. Por ello, este estudio podría significar el inicio de nuevos procedimientos con beneficios para profesionales de minería y para empresas mineras con operaciones a cielo abierto en escenarios similares.

Hipótesis

Con la aplicación de Voladura Bajo Manto se logrará reducir los niveles de dilución en minas de oro a tajo abierto con presencia de mantos de carbón.

CAPÍTULO I

DESCRIPCIÓN DE LA MINA

1.1 Ubicación y Accesibilidad

La mina se encuentra ubicada en la región de Alto Chicama, departamento de La Libertad, a una altitud que varía entre 3700 y 4200 m.s.n.m.

El acceso a la unidad partiendo desde Lima se puede dividir en dos tramos:

- El primer tramo es desde Lima hacia la ciudad de Trujillo. La primera alternativa es la vía terrestre, recorriendo por la Panamericana Norte un tramo aproximado de 550 km. en un tiempo estimado de 8 horas. La segunda alternativa es la vía aérea, en un viaje de 1 hora aproximadamente.
- El segundo tramo es desde Trujillo hasta la mina a través de la carretera hacia Huamachuco, en un recorrido de 160 km. que se realiza en un tiempo previsto de 3 horas.

1.2 Geología

- Geología Regional

La región de Alto Chicama se encuentra situada en una secuencia sedimentaria Mesozoica, que aflora entre el Batolito de la Costa al oeste y el basamento Precámbrico por el este (Marañón Fold Thrust Belt). Se trata de una secuencia de origen clástico acumulada en una cuenca marina poco profunda con fenómenos de subsidencia. Eventos de regresión y transgresión marina han sucedido desde el Jurásico, generando una columna sedimentaria de más de 6,000 m. Aún cuando existe registro de actividad magmática desde el Jurásico (niveles andesíticos de los Grupos Pucará y Zaña), solo se encuentra sobreyacida por volcánicos del Cenozoico, asignados al Grupo Calipuy (Macassi A., 2005).

Según las fases tectónicas presentes en el área al parecer la secuencia completa del Mesozoico está afectada por dos etapas de deformación compresivas durante la orogénesis Andina. La primera fase correspondería a la Fase Peruana y la segunda esta

inferida por la discordancia angular que ocurre en la base de los volcánicos del Eoceno del Grupo Calipuy, la cual pertenecería a la Fase Inca (Macassi A. 2005).

Las características de las cuenca de Alto Chicama, en general, están definidas como carbón de buena calidad, es así como en la zona de Baños Chimú, al norte de la cuenca, las antracitas son muy puras con poca o ninguna intercalación de pizarras dentro del carbón, mientras que en la zona sureste los mantos presentan frecuentes intercalaciones de pizarras y el contenido de azufre es mayor (Manrique A., 1982)

Los mantos de carbón ocurren mayormente en la parte inferior de la Formación Chimú, donde al techo y al piso ocurren horizontes de lutitas arcillosas. Según los análisis hechos en las minas Callacuyán, Tres Amigos, José Antonio, Julio Cesar, la Victoria y Los Andes, el promedio de Carbón Fijo es de 70-80%. Sin embargo, según los análisis hechos en las minas Shulcahuanca y Yanahuanca están clasificados como semi-antracítico y carbón bituminoso con bajo contenido de volátiles y un promedio de carbón fijo de 60-70%. En la parte noroeste de la cuenca en las zonas de Huayoay y Baños Chimú la clasificación de los carbones es antracítico con un promedio de carbón fijo de 78-82%. (Manrique A., 1982)

En la cuenca de Alto Chicama se encuentran rocas sedimentarias como volcánicas cuyas edades van desde el Jurásico Superior (Titoniano) hasta el Cuaternario reciente. Las rocas sedimentarias forman una franja alargada orientada de Norte a Sur, comprendiendo las formaciones: Chicama, Chimú, Santa, Carhuaz, Farrat, Inca, Chulec y Huaylas del Mesozoico de 4000 m de espesor las cuales se encuentran en el borde oriental de la cuenca y los clásticos aluviales y fluvio-glaciares del Cuaternario Reciente. Además en el borde occidental tenemos una secuencia mixta volcánica sedimentaria de edad Jurásica Superior a Cretácea Inferior, conocida como Formación Casma.

También se encuentra una unidad volcánica de más de 2000 m de espesor conocido como Grupo Calipuy que se encuentra en la parte central.

- **Geología Local**

Las rocas presentes en esta mina incluyen rocas sedimentarias pertenecientes a la edad Jurásica (Grupo Chicama) que afloran en la parte sur y sureste del yacimiento y pertenecientes a la edad Cretácea (Formaciones Chimú y Carhuaz), sobreyacida por rocas volcánicas Miocénicas del Grupo Calipuy, pertenecientes a este Grupo solo se tiene parte del diatrema principal en la zona denominada Zona 1 en contacto y sobreyacendo a las

Andesitas porfíricas, también en la parte Este, tenemos tobas Dacíticas con ligeras alteraciones de Argílica Avanzada (Cuarzo-Alunita-Pirita).

En el área del yacimiento las rocas sedimentarias se encuentran plegadas en un anticlinal de orientación NNW-SSE y con vergencia progresiva hacia el este de sur a norte. Estas rocas sedimentarias son atravesadas por numerosa fallas tanto de orientación Norte-Sur así como Este-Oeste, las cuales son propicias para la mineralización. Además se puede observar una fuerte deformación de los estratos, tal es así que los paquetes carbonosos absorben las fuerzas compresivas-extensivas como producto de la plasticidad de los mismos.

1.3 Yacimiento y Mineralogía

El yacimiento es del tipo epitermal con un origen de mineralización hidrotermal. Gran parte de su mineralización se encuentra hospedada en secuencias sedimentarias, en areniscas brechadas. De acuerdo a sus características es un yacimiento similar a otros depósitos como Santa Rosa, La Virgen, Lagunas Norte, La Arena, etc.

Se ha podido identificar los siguientes minerales:

Tabla 1. Clasificación de Minerales

Tipo de Mineral	Mineral
Metales Nativos	Au, Ag, Cu, Electrum (70% Au – 30% Ag)
Óxidos	Goethita, Kimonita, Hematita, Magnetita, Jarosita
Sulfuros	Pirita, Esfalerita, Covelita, Calcopirita, Galena
Sulfosales	Enargita, Proustita
Minerales Hidratados	Crisocola
Minerales de Carbono	Grafito, Antracita

1.4 Proceso de Producción

La unidad es una mina con un método de explotación a tajo o cielo abierto con un diseño de bancos de 10 metros de altura.

Para la extracción del mineral, se realizan perforaciones de 11 metros de profundidad donde se coloca Heavy ANFO para realizar voladuras. El material volado es cargado por

palas y cargadores frontales y transportado por camiones de 185 toneladas de capacidad hacia la Chancadora.

En la chancadora primaria, la roca fragmentada es reducida hasta los 15 cm. y luego, es llevada a través de una faja hacia una chancadora secundaria donde nuevamente el material es triturado hasta obtener un tamaño promedio menor a los 4 centímetros.

Este mineral es llevado a las canchas de lixiviación donde es depositado en pilas para aplicarles, a través de goteo, una solución lixivante de cianuro de sodio disuelta en agua a fin de separar el oro y la plata contenidos en el mineral.

Mediante tuberías, la solución rica en oro y plata es llevada hacia la planta de procesos donde es filtrada. Se le extrae el oxígeno y se le añade polvo de zinc para precipitar los metales valiosos. El líquido sobrante es devuelto para ser nuevamente empleado en la cancha de lixiviación mientras que el precipitado es secado en fundición donde se obtiene el doré.

1.5 Fases Mineralizadas en la Operación

El yacimiento tiene 3 fases mineralizadas en su tajo que son explotadas: Zona 1, Zona 2 y Zona 3.

La presencia de los tipos de roca por zonas es uniforme, no se aprecia ningún tipo de unidad geológica predominante.

Tabla 2. Tipo de roca según zona mineralizada

Fases	Unidad Geológica
Zona 1	Arenisca, Limolita, Brecha Volcánica, Carbón
Zona 2	Arenisca, Limolita, Brecha Volcánica
Zona 3	Arenisca, Limolita, Brecha Volcánica, Carbón

A continuación se detallan los parámetros geotécnicos de las rocas más comunes:

Tabla 3. Parámetros geotécnicos de las rocas más comunes en el yacimiento

Unidad Geológica	Dureza	RCU (Mpa)	RMR (Calibrado a RCU)
Arenisca	4.6	184.7	77.4
Limolita	2.2	72.4	51.9
Brecha Volcánica	4.2	129.3	78.4
Mantos de Carbón	1.2	N/A	26.0

RCU: Resistencia a la Compresión In Situ

RMR: Clasificación Geomecánica de Bieniawski

1.6 Procesos Operativos Primarios

1.6.1 Perforación

La mina tiene 4 diseños de malla de perforación basados en el tipo de material y en el tipo de roca. Sus parámetros de perforación son los siguientes:

Tabla 4. Parámetros de Malla de Perforación

Material	Roca	Diámetro (pulg)	Burden (m)	Espaciamiento (m)
Mineral	Brecha Volcánica	9 7/8	5.20	6.00
	Arenisca	9 7/8	5.20	6.00
Desmonte	Volcánica y Arenisca (Desmonte Limpio)	9 7/8	6.00	7.50
	Volcánica y Arenisca (Desmonte Carbonoso)	9 7/8	7.00	8.00

La altura de banco es de 10 metros pero se hace una perforación de 11 metros considerando 1 metro de sobreperforación.

Para satisfacer el requerimiento de producción, se cuenta con:

Tabla 5. Características de Equipo de Perforación Primaria

Fabricante	Modelo	Cantidad	Diámetro (pulg)	Rendimiento (m/h)
Reedrill	SKS 12	5	9 7/8 – 12 ¼	22.80

Así mismo para la perforación secundaria se emplea una Tamrok Ranger700 que realiza perforaciones de 3 ½ pulg de diámetro; y para el precorte, se trabaja con una Sandvik DP1500 que perfora con un diámetro de 4 ½ pulg.

1.6.2 Voladura

Al igual que en el proceso de perforación, se tiene una configuración de carguío basados en el tipo de material y el tipo de roca.

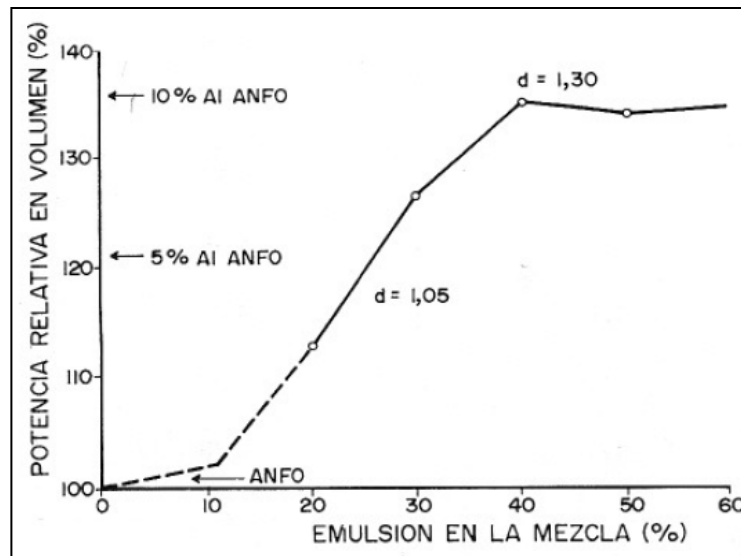
Tabla 6. Configuración de Carguío

Material	Roca	Explosivo Empleado	Longitud de Carga (m)	Taco (m)
Mineral	Brecha Volcánica	HA46	6.00	5.00
	Arenisca/Limolita	HA46	6.00	5.00
Desmonte	Volcánica y Arenisca (Desmonte Limpio)	HA28	6.00	5.00
	Volcánica y Arenisca (Desmonte Carbonoso)	HA28	6.00	5.00

El explosivo empleado es el Heavy ANFO (HA) debido a la dureza de la roca, en base a esta característica es que se emplean diferentes tipos de Heavy ANFO como se puede apreciar en la Tabla 6.

De la Figura 1 y la Figura 2, se entiende que un Heavy ANFO con mayor porcentaje de emulsión es más efectivo para terrenos duros, aunque a partir de la densidad 1.30 en adelante, la potencia decae.

Figura 1. Variación de la Potencia y Densidad de un Heavy ANFO según el porcentaje de emulsión (Bamfield y Morrey, 1984)



Fuente: Manual de Perforación y Voladura de Rocas (López Jimeno)

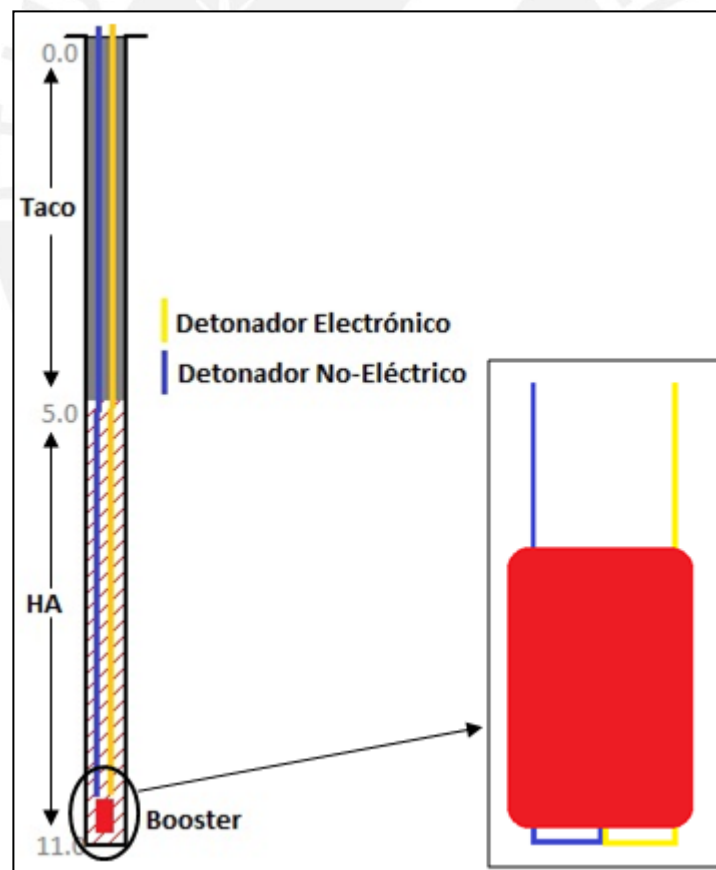
Figura 2. Valores de la Potencia y Densidad de un Heavy ANFO según el porcentaje de emulsión (Crosby y Pinco, 1991)

EXPLOSIVO	DENSIDAD (g/cm³)	POTENCIA RELATIVA EN EN PESO (ANFO = 100)	POTENCIA RELATIVA EN VOLUMEN RESPECTO AL ANFO de 0,85 g/m³ (ANFO = 1,00)
ANFO	0,85	100	1,00
AI/ANFO (5% AI)	0,88	112	1,16
AI/ANFO (10% AI)	0,91	123	1,32
AI/ANFO (15% AI)	0,94	134	1,48
NCN EMULSION (0% AI)	1,15	78	1,06
NCN EMULSION (5% AI)	1,21	91	1,30
NCN EMULSION (10% AI)	1,27	103	1,54
NCN EMULSION (15% AI)	1,30	117	1,79
ANFO + 10% EMULSION (0% AI)	0,93	98	1,07
ANFO + 20% EMULSION (0% AI)	1,01	96	1,14
ANFO + 30% EMULSION (0% AI)	1,11	93	1,21
ANFO + 40% EMULSION (0% AI)	1,20	91	1,28
ANFO + 50% EMULSION (0% AI)	1,29	89	1,35
ANFO + 30% EMULSION (5% AI)	1,14	105	1,41
ANFO + 30% EMULSION (10% AI)	1,16	116	1,58
ANFO + 30% EMULSION (15% AI)	1,19	127	1,78

Cuando el terreno presenta taladros con agua en su interior, estos son cargados con Heavy ANFO 64, el cual tiene una mayor resistencia al agua. La fabricación de la mezcla explosiva y el carguío se realizan con dos camiones modelo tipo Quadra (bombeable) y Auger (vaciable).

Cada taladro es iniciado con un booster de 1 libra y un detonador electrónico. Adicionalmente, se emplea un detonador no eléctrico en cada taladro por seguridad, ya que el cable del detonador electrónico puede ser cortado durante el tapado con detrito provocando tiros cortados. Los tiempos nominales comúnmente programados son 8-9 ms entre taladros y 42-65 ms entre filas, durante la programación a estos tiempos se le suman los 800 ms del detonador no eléctrico. Las secuencias de salidas son tipo Echelon y V, intentando buscar siempre la cara libre.

Figura 3. Configuración de Carguío de un Taladro



La Figura 3 ilustra la configuración de carguío típica de un taladro en esta mina. El booster empleado posee dos orificios diferentes que permiten el primado de ambos detonadores.

Se cuenta con 3 silos de emulsión con capacidades de 55, 60 y 72 toneladas, y una cancha de nitrato con capacidad de 700 toneladas. Además se cuenta con 2 polvorines para accesorios de 60 toneladas cada uno. El abastecimiento se realiza según consumo, pero en promedio el nitrato se abastece de manera semanal, la emulsión de 2 a 3 veces por semana y los accesorios 1 vez al mes.

1.6.3 Carguío

El carguío del material volado se realiza mediante dos palas y dos cargadores frontales. Estos equipos trabajan durante todo el día en un sistema de 2 guardias por día.

Tabla 7. Características de Equipos de Carguío

Fabricante	Modelo	Tipo	Cantidad	Volumen Cuchara (m ³)
Komatsu	PC-4000	Cable	2	23
Komatsu	WA-1200	Hidráulicos	2	20

1.6.4 Transporte

El transporte del material cargado se realiza con una flota de 12 camiones Komatsu. Estos equipos, al igual que los de carguío, trabajan durante todo el día en un sistema de 2 guardias por día.

Tabla 8. Características de Equipo de Transporte

Fabricante	Modelo	Cantidad	Volumen Tolva (m ³)
Komatsu	730	12	131.5

1.7 Clasificación de Materiales

La clasificación de los materiales, mineral y desmonte, se puede agrupar en limpio, carbonoso y/o con sulfuro.

Tabla 9. Clasificación de Materiales

Material	Tipo	Descripción	Au (g/t)	Cut-off Au (g/t)*	Recuperación %
Mineral	M1	Limpio	≥ 0.13	≥ 0.15	86%
	M2AH	Carbonoso	≥ 0.20	≥ 0.22	57%
	M2AL	Poco Carbonoso	≥ 0.15	≥ 0.17	76%
	M3	Con Sulfuro	≥ 0.15	≥ 0.17	77%
	M3B	Con Sulfuro y Carbonoso	≥ 0.33	≥ 0.36	34%
Desmonte	D1	No Generador de Ácidos	-	-	-
	D2	Generador de Ácidos	-	-	-
	D3	Carbonoso	-	-	-

*Cut-off mínima de Au para acumular en stockpiles

El material tipo M1 es destinado a la Chancadora, Leach Pad y Stockpile, mientras que los demás tipos de minerales son enviados a Single Pass y Stockpile.

El material M3B es el mineral con contenido de carbón con mayor presencia en la mina y así mismo el de mayor asociación con el material M1. Es por eso que el material M3B será el objeto de estudio.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

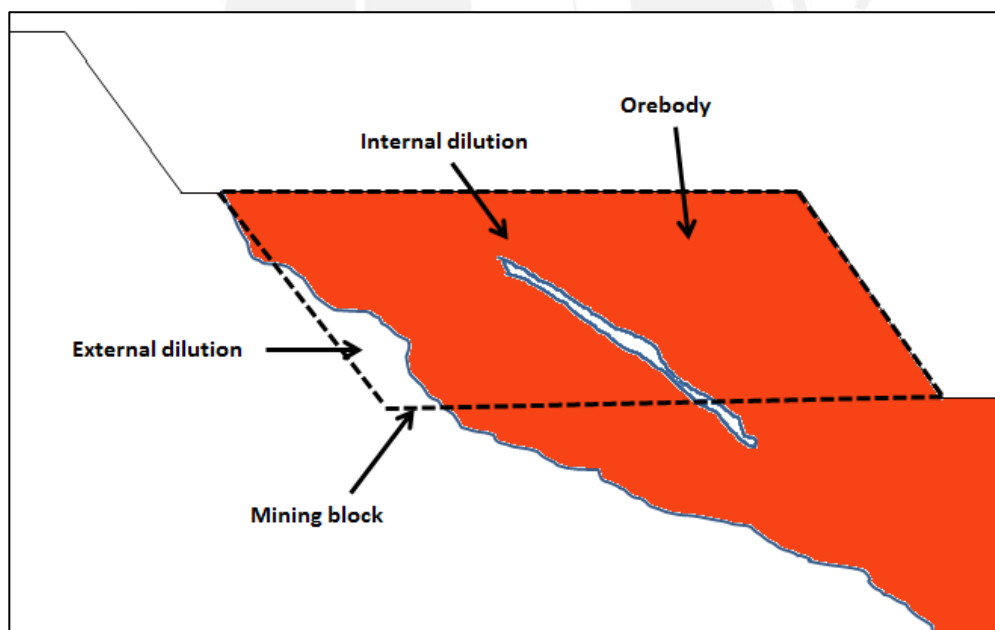
2.1 Dilución

La dilución se refiere al tonelaje del material estéril que no es separado del mineral durante la operación y es minado con la mena. Este desmonte es mezclado con la mena y enviado a la Planta de Procesos (R.M. Jara 2006, A. Sinclair 2002).

El ratio de dilución es calculado de diferentes maneras. Usualmente es expresado en porcentaje de la siguiente manera:

$$\text{Dilución (\%)} = \left(\frac{\text{Toneladas de Estéril}}{\text{Toneladas de Mineral} + \text{Toneladas Estéril}} \right) \times 100$$

Figura 4. Un Bloque de Minado en un Open Pit y sus diluciones



Fuente: *The Importance of Dilution Factor for Open Pit Mining Projects*

Se puede diferenciar dos tipos de dilución, una interna y otra externa o de contacto. La dilución interna se refiere a los casos en los que un bloque de minado contiene inclusiones de impurezas y/o baja ley de mineral que no puede ser separado y por lo tanto son extraídos. La dilución interna es difícil y, en la mayoría de casos, imposible de evitar. Está en función del depósito, de la litología y del grado de distribución.

La dilución externa o de contacto se refiere al material estéril que está fuera del bloque de minado. Varía en función a la geología, forma del yacimiento, magnitud de la operación y técnicas de perforación y voladura. Este es el tipo de dilución que puede ser controlada con equipos y prácticas adecuadas.

2.2 Balance de Masa

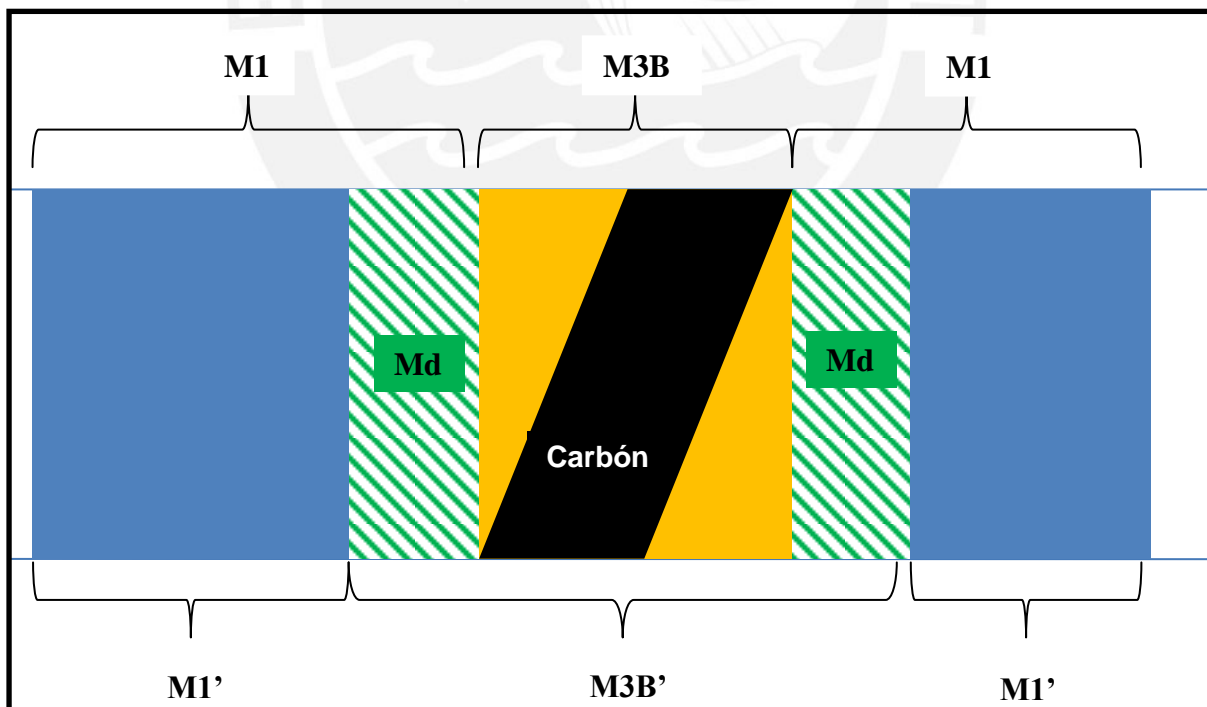
El balance de masa o balance de materia es un método matemático basado en la Ley de la Conservación de la Materia, la cual establece que la masa en un sistema cerrado permanece constante:

$$\text{Entradas} = \text{Salidas} + \text{Acumulación}$$

Esta metodología será empleada para determinar la dilución por tipo de material.

De acuerdo al contexto y condiciones de este estudio, se propone el siguiente escenario:

Figura 5. Vista Transversal Esquemática de un Banco Sectorizado por Materiales



Del la Figura 5 se tiene:

$$\text{Material Total } (t) = M1 + M3B = M1' + M3B'$$

Y,

$$Md = M1 - M1'$$

$$Md = M3B' - M3B$$

Donde:

- i. Md , es el tonelaje de material diluido.
- ii. $M1$, es el tonelaje de material limpio estimado por el departamento de Geología.
- iii. $M3B$, es el tonelaje de material carbonoso estimado por el departamento de Geología.
- iv. $M1'$, es el tonelaje de material limpio minado, reportado por el departamento de Dispatch.
- v. $M3B'$, es el tonelaje de material carbonoso minado, reportado por el departamento de Dispatch.

Cuando el material se encuentra in-situ y se determina un área a ser volada, el departamento de Geología identifica los materiales comprendidos en dicha área. Luego de realizarse la voladura, aparece el material diluido producto de esta operación. Para poder cuantificar dicho tonelaje es necesario que el material volado sea minado. Finalmente, el departamento de Dispatch es el responsable de proporcionar los tonelajes minados. Con esto, se entiende que la dilución también puede verse afectada durante el proceso de carguío y transporte como se mencionó en el Título 2.1 Dilución.

La relación que se plantea para calcular el porcentaje de dilución es la siguiente:

$$\% \text{ Dilución} = \left(\frac{\text{Ajustado Geología}(t) - \text{Real Dispatch}(t)}{\text{Ajustado Geología}(t)} \right) * 100$$

Donde:

- i. *Ajustado Geología*, es el tonelaje de material estimado por Geología y ajustado al tonelaje de material real reportado por Dispatch.
- ii. *Real Dispatch*, es el tonelaje de material minado reportado por Dispatch.

$$\text{Ajustado Geología (t)} = \frac{\text{Estimado Geología(t)} * \text{Total Real Dispatch(t)}}{\text{Total Estimado Geología(t)}}$$

Donde:

- i. *Estimado Geología*, es el tonelaje de material esperado a ser minado reportado por Geología.
- ii. *Total Real Dispatch*, es la suma de todos los tonelajes de cada material minado reportado por Dispatch.
- iii. *Total Estimado Geología*, es la suma de todos los tonelajes de cada material minado estimado por Geología

Se realiza un ajuste de tonelaje (Ajustado Geología) ya que el tonelaje real difiere del estimado debido a que este último es pronosticado de manera in-situ y el proceso de extracción conlleva a pérdidas inevitables. Este efecto es conocido como Ore Loss.

Bajo los conceptos presentados, se puede entender la ecuación del Título 2.1 de la siguiente manera:

$$\text{Dilución (\%)} = \left(\frac{\text{Toneladas de Estéril}}{\text{Toneladas de Mineral} + \text{Toneladas Estéril}} \right) \times 100$$

$$\text{Dilución (\%)} = \left(\frac{\text{Ajustado Geología (t)} - \text{Real Dispatch (t)}}{\text{Ajustado Geología (t)}} \right) \times 100$$

Por lo que,

$$\text{Dilución M1 (\%)} = \left(\frac{Md}{M1' + Md} \right) \times 100$$

$$\text{Dilución M1 (\%)} = \left(\frac{M1 - M1'}{M1} \right) \times 100$$

El mismo reemplazo para el material M3B:

$$\text{Dilución M3B (\%)} = \left(\frac{Md}{M3B' + Md} \right) \times 100$$

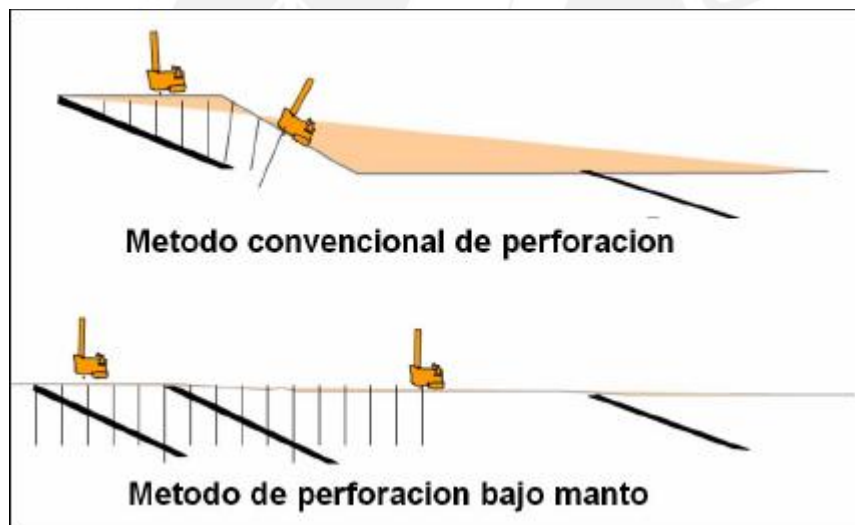
$$\text{Dilución M3B (\%)} = - \left(\frac{M3B - M3B'}{M3B} \right) \times 100$$

2.3 Voladura Bajo Manto (Through-Seam Blasting)

La Voladura Bajo Manto (VBM) es un método empleado en minas de carbón con yacimientos tipo multimanto con buzamientos de gran inclinación. Este método está desarrollado con el fin de maximizar la recuperación de los mantos de carbón. Con este tipo de voladuras se puede lograr una buena recuperación del estrato y, adicionalmente, permite incrementar la producción.

Las voladuras convencionales en yacimientos multimantos buzantes consisten en perforar hasta alcanzar el manto, cargar estos taladros y volar el material estéril para fragmentarlo y removerlo. Luego, con el manto expuesto, todo el carbón minable es retirado hasta nuevamente toparse con capas de estéril, repitiendo así el ciclo de perforación y voladura hasta minar el último manto de carbón.

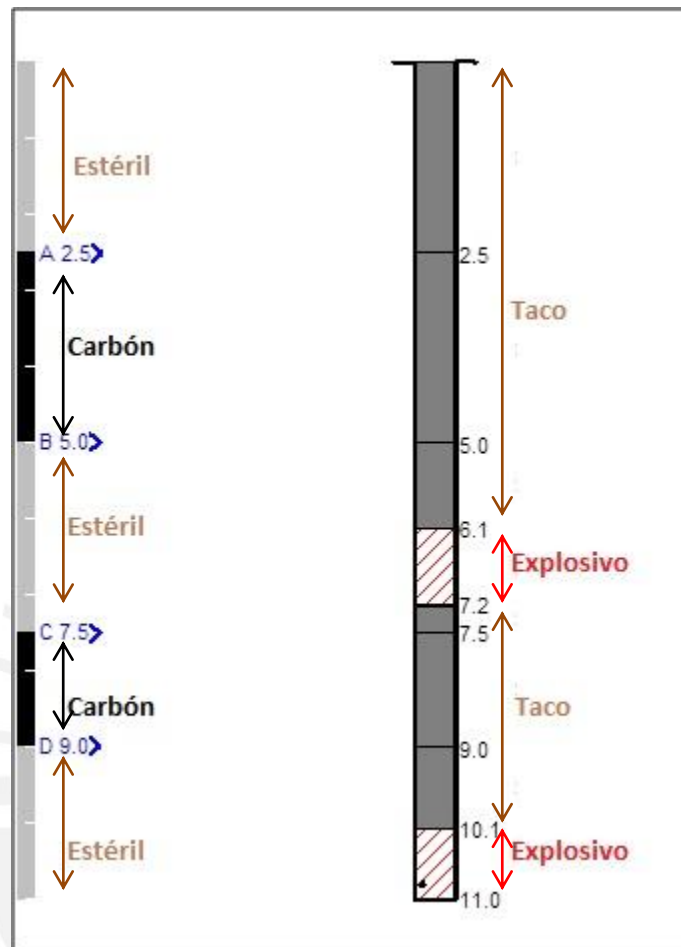
Figura 6. Perforación convencional y bajo manto



Fuente: Supervisión en Voladura Bajo Manto y Control de la Calidad en la Extracción del Carbón

La técnica de VBM propone la perforación a través de las capa de carbón y del material estéril hasta alcanzar el nivel deseado, de tal manera que sean cargados y volados simultáneamente. Las cargas de explosivo se realizan por debajo y por encima del manto con un retacado de detrito para protegerlo y no provocar dilución utilizando para tal efecto múltiples decks y similares tiempos de retardo para el primado dentro de un mismo pozo. Esta operación permite la simplificación en el proceso de minado cuando se tienen numerosas secuencias de estéril-carbón-estéril-carbón.

Figura 7. Configuración Estándar de carguío para un taladro aplicando Voladura Bajo Manto

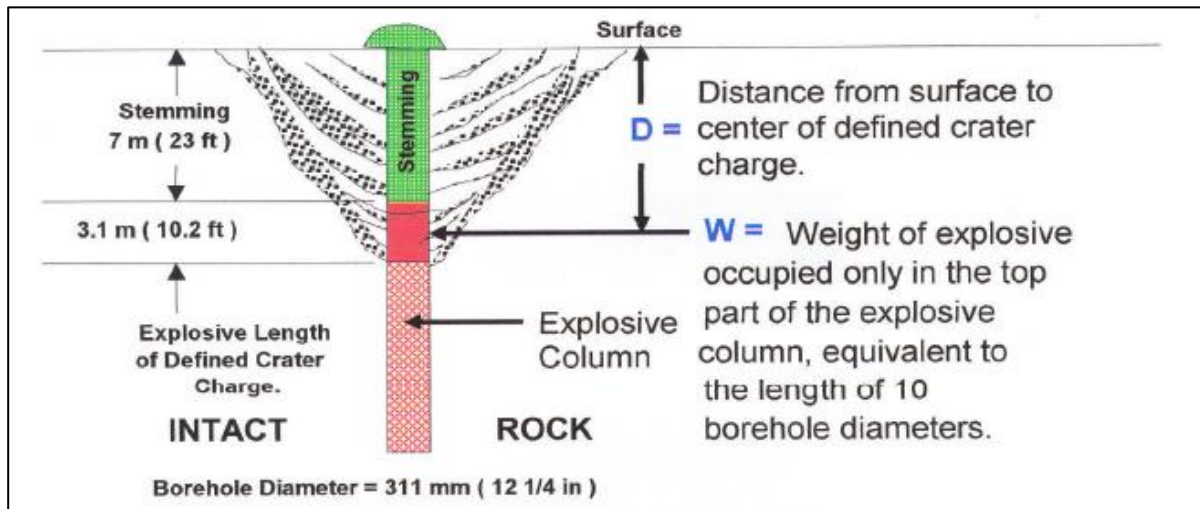


La Figura 7 muestra una configuración estándar de carguío para un taladro que atraviesa dos mantos de carbón. Para este caso en particular, se emplean dos columnas explosivas que deben ser iniciada cada una con un booster, las longitudes de taco están dispuestas de tal manera que permiten proteger el manto de la carga explosiva. La metodología para calcular las longitudes de taco se pueden basar en teorías o en experiencias del responsable del diseño.

2.4 Teoría Scale Depth of Burial (SD)

La teoría *Scale Depth of Burial*, enunciada por Frank Chiappetta, es una de las muchas reglas que existen para determinar la longitud del taco efectivo en un taladro. Esta teoría es bastante usada en los diseños de Voladura y particularmente en los diseños de VBM.

Figura 8. Variables del Cálculo de SD



Fuente: Modelamiento de Vibraciones en el Campo Cercano Aplicado a Lagunas Norte

El criterio de Chiappetta se basa en la siguiente expresión:

$$SD = \left(\frac{D}{W^{1/3}} \right)$$

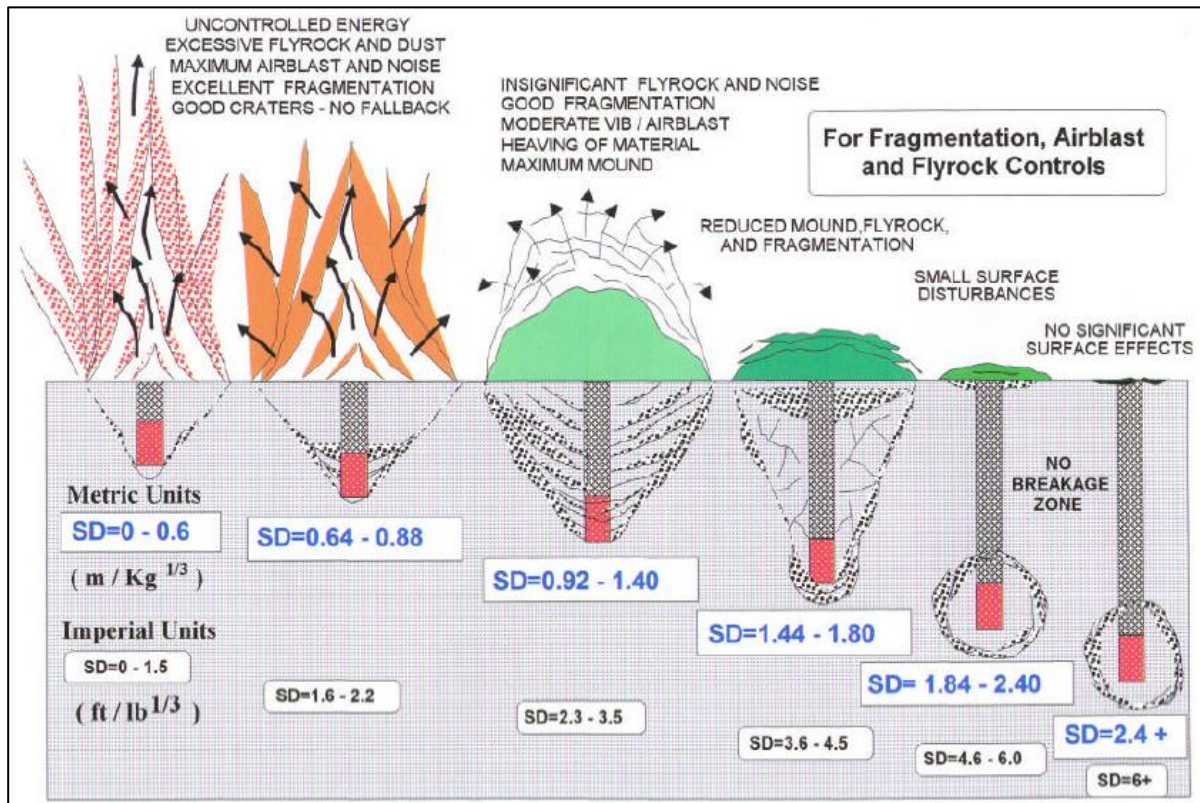
Donde:

- i. D , es la distancia de la superficie al centro de la carga del cráter (m).
- ii. W , es el peso del explosivo en la parte superior de la columna, equivalente a la longitud de 10 diámetros del taladro (kg).
- iii. SD , corresponde a las siglas *Scaled Depth of Burial*.

En el sistema de unidades métricas, como se ve en la Figura 9, los valores de SD menores a 0.88 generan una buena fragmentación pero hay un excesivo desperdicio de energía que provoca flyrocks, polvo y ruido. Por otra parte los valores mayores a 1.84 no generan ninguna perturbación exterior pero tampoco genera un cráter ni una buena fragmentación. Los valores de SD entre 1.44 y 1.80 generan un mínimo de flyrocks y una fragmentación controlada pero el cráter no es el óptimo. Finalmente en el caso de un SD entre 0.92 y 1.40 hay una generación de flyrocks y ruidos insignificantes. Así mismo, hay una buena fragmentación y una generación del cráter óptimo.

El buen performance del taco dependerá de la calidad del material empleado, se propone el uso de grava como material de taco.

Figura 9. Criterio de Scaled Depth of Burial (SD)



Fuente: Modelamiento de Vibraciones en el Campo Cercano Aplicado a Lagunas Norte

2.5 Criterio para Cálculo de Stand-off en un Taladro

Se entiende como Stand-off a las distancias de seguridad dentro del taladro que hay entre la carga explosiva y la estructura horizontal que se pretende cuidar (Ver Figura 10). Esta distancia de seguridad es cubierta por un material que permita amortiguar el impacto de la carga explosiva.

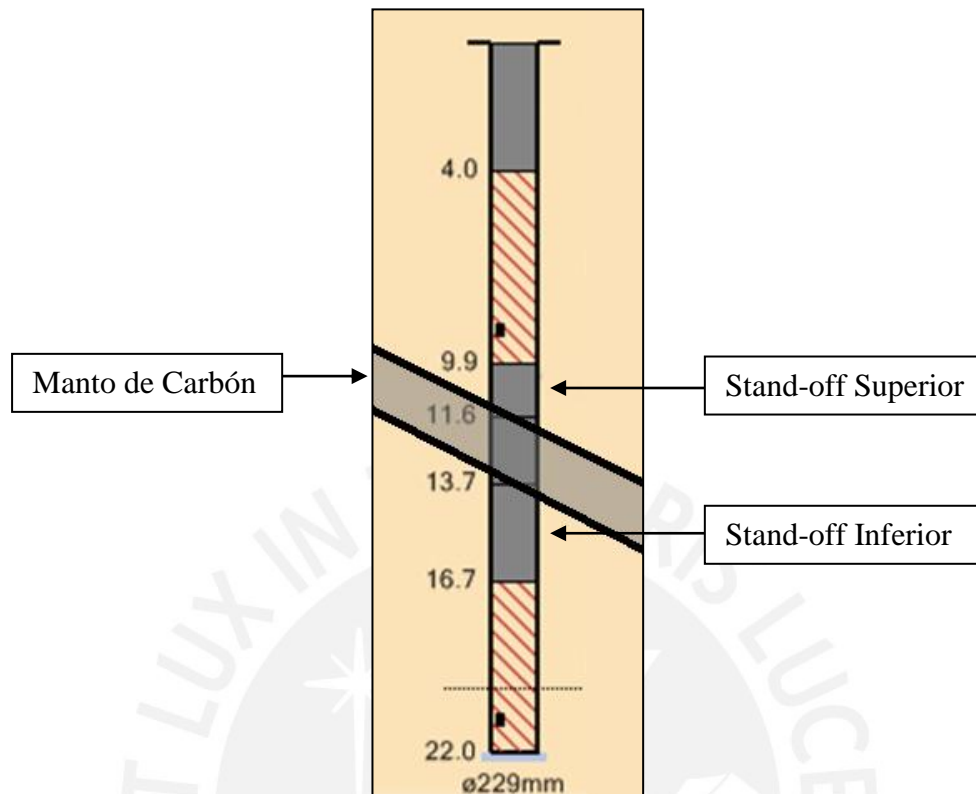
Según estudios realizados (Kekana R., Rorke T. 2013) el impacto que puede recibir un manto de carbón durante la voladura es variable por lo que no se ha podido determinar aún una fórmula matemática que pueda dar indicio a calcular las distancias de seguridad por encima y debajo del manto.

Sin embargo, la empresa ORICA basada en sus experiencias previas en minas de Australia y Colombia propone las siguientes relaciones que sirven solo como punto de partida:

$$\text{Stand - off Superior} = 0.3 - 0.5 * (\text{Taco})$$

$$\text{Stand - off Inferior} = 0.6 - 0.8 * (\text{Taco})$$

Figura 10. Ubicación de Stand-off Superior e Inferior en un Taladro



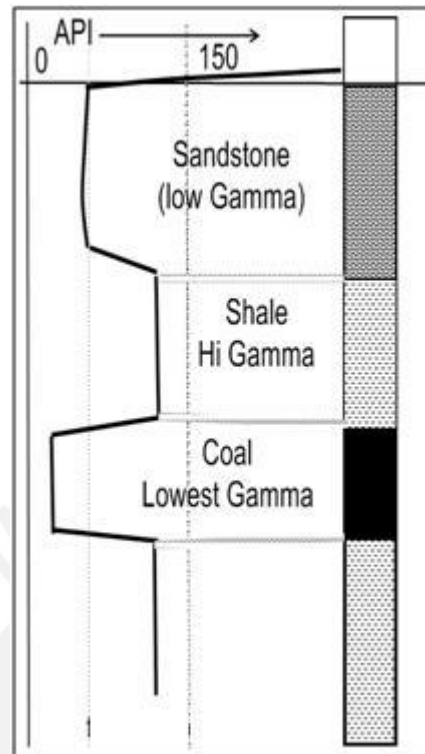
2.6 Sonda de Rayos Gamma (Gamma Logging)

Es un método de medición de la radiación gamma para caracterizar la roca de un taladro. Los diferentes tipos de rocas emiten diferentes cantidades y diferentes espectros de rayos gamma naturales. Las fuentes más comunes de estos rayos son el potasio, torio y uranio. Dado que las concentraciones de estos radioelementos naturales varían entre diferentes tipos de roca, los registros de los rayos gamma son una importante herramienta para el mapeo de los estratos.

La radiación gamma es usualmente grabada en unidades API (American Petroleum Institute) y es calculado de la siguiente forma:

$$API = 8 * \text{Uranium concentration (ppm)} + 4 * \text{Thorium concentration (ppm)} + \text{Potassium concentration (\%)}$$

Figura 11. Gráfico del Sondaje de Rayos Gamma



Fuente: *Coal Geology And Mining: Consulting Services* (<http://www.coalgeology.com>)

El procedimiento de medición de los rayos gamma se hace introduciendo un instrumento electrónico a través de la longitud del taladro perforado, con lo que la grabación se realiza en tiempo real obteniendo una radiación en cada profundidad.

Luego de esto, la información grabada es descargada en una computadora donde se realiza el análisis y la interpretación de la data.

La interpretación puede ser dificultosa por lo que es necesario familiarizarse con el terreno que está siendo analizado mediante: modelos geológicos, taladros de logueo, mapeo de cara y pisos y el análisis del cutting del taladro.

2.7 Análisis de Fragmentación

Para el análisis de fragmentación se empleará el software PowerSieve 2, propiedad de la empresa Orica. El PowerSieve 2 es un programa que realiza una estimación de la fragmentación en 2-D basada en el análisis de una fotografía. De este análisis se genera una curva granulométrica, la cual es ajustada al modelo de distribución de partículas de Rosin-Rammler (1933).

La ecuación de Rosin-Rammler:

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

Donde:

- i. R , es la proporción de material retenido en un tamiz de abertura x .
- ii. x_c , es el tamaño característico.
- iii. n , es el índice de uniformidad.

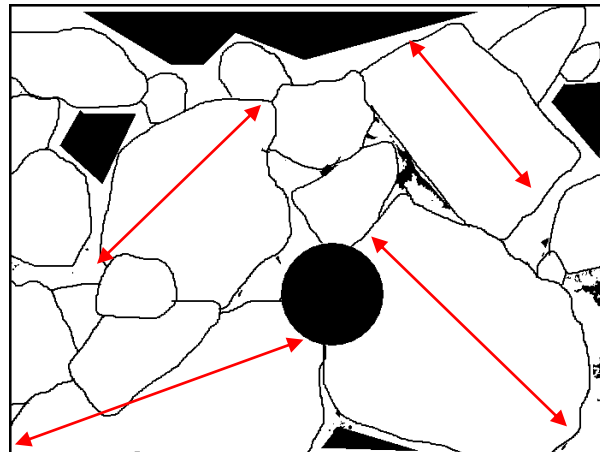
Figura 12. Fotografía de una Pila Volada vista en PowerSieve 2



Fuente: Orica

La pelota es la que realiza la función de objeto escala, por ello es necesario saber su diámetro antes de procesar la foto con el software. Cada roca es contorneada mediante una herramienta de dibujo que proporciona el software, esto le permite al algoritmo calcular la distancia que hay entre pixeles visto en una imagen binaria. Así mismo, el software asignará a la roca un tamaño igual a la distancia más grande que haya entre dos pixeles de un mismo contorno.

Figura 13. Cálculo de Distancia en una Imagen Binaria en PowerSieve 2

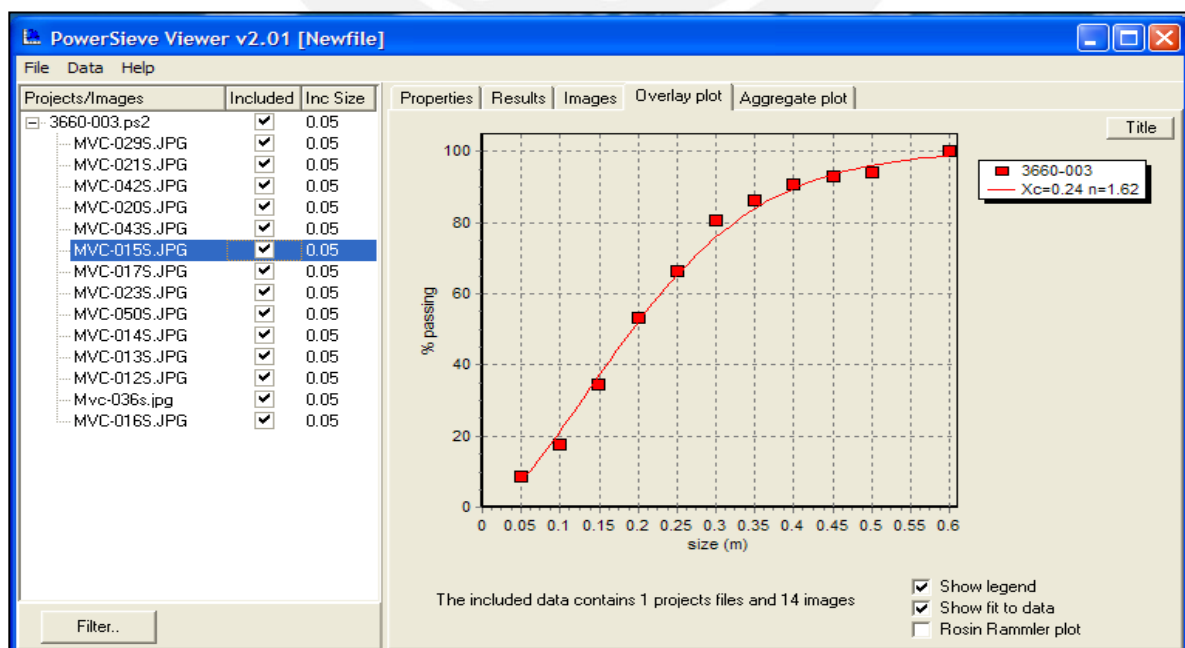


Fuente: Orica

Es importante señalar que este programa no determina el P80 real pero sí es una herramienta de gran ayuda para medir en un mismo escenario (pila post-voladura) el P80 que se obtiene en voladuras con distintas características.

El PowerSieve contiene un módulo llamado PowerView que permite visualizar la curva de fragmentación. Además, muestra los valores de x_c y n de la ecuación de Rosin-Rammler. (Ver Figura 14)

Figura 14. Curva Granulométrica en PowerView



Fuente: Orica

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DEL ESTUDIO

Se decidió ejecutar tres Voladuras Bajo Manto, las cuales fueron controladas minuciosamente en los temas operativos de su preparación.

Con el propósito de medir los resultados de esta nueva metodología, se decidió elaborar previamente una Línea Base con el registro de los resultados obtenidos en las voladuras realizadas en los últimos tres meses en dichas zonas. Esta Línea Base también permitió analizar a profundidad las prácticas de voladura que no se adaptan al escenario de los proyectos con material M3B.

Los resultados finales que se compararon son el porcentaje de dilución basada en el material M3B y el tamaño de la roca fragmentada, en este caso el P80.

Las Voladuras Bajo Manto siguen una nueva metodología de trabajo, la cual será expuesta en este capítulo. Los resultados son calculados en términos de dilución y tamaño de roca fragmentada (al igual que la Línea Base).

La teoría empleada para el cálculo de dilución y tamaño de roca fragmentada han sido analizados en base al marco teórico expuesto en CAPÍTULO II.

Además de lo expuesto, se estableció que no habría ningún cambio en cuanto a la malla de perforación; es decir que la metodología de VBM solo impone cambios en el diseño de carguío y secuencia de disparo.

3.1 Elaboración de Línea Base

De los registros de voladura de los últimos 3 meses, se identificaron los proyectos que fueron ejecutados donde hubo presencia de material M3B. De estas voladuras se analizaron:

- El amarre y secuencia de disparo
- Análisis de Tiempos empleados
- La dilución
- La fragmentación

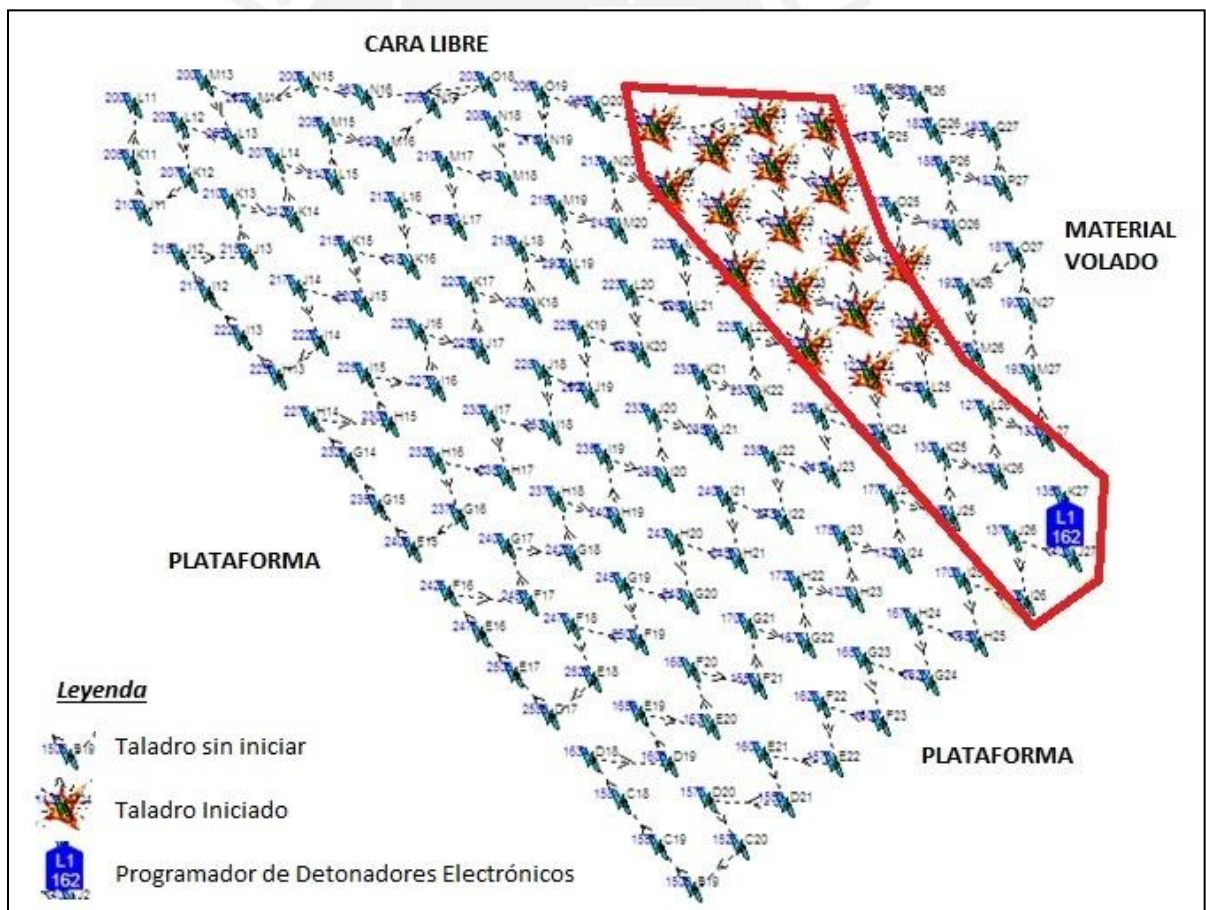
3.1.1 Análisis de Voladuras Convencionales

Con el uso del software ShotPlus i-Pro, se analizaron los amarres y secuencia de disparo. A continuación se presentan las 3 prácticas comúnmente usadas cuando se encontraban mantos de carbón:

1. El manto de carbón es volado al inicio de toda la malla

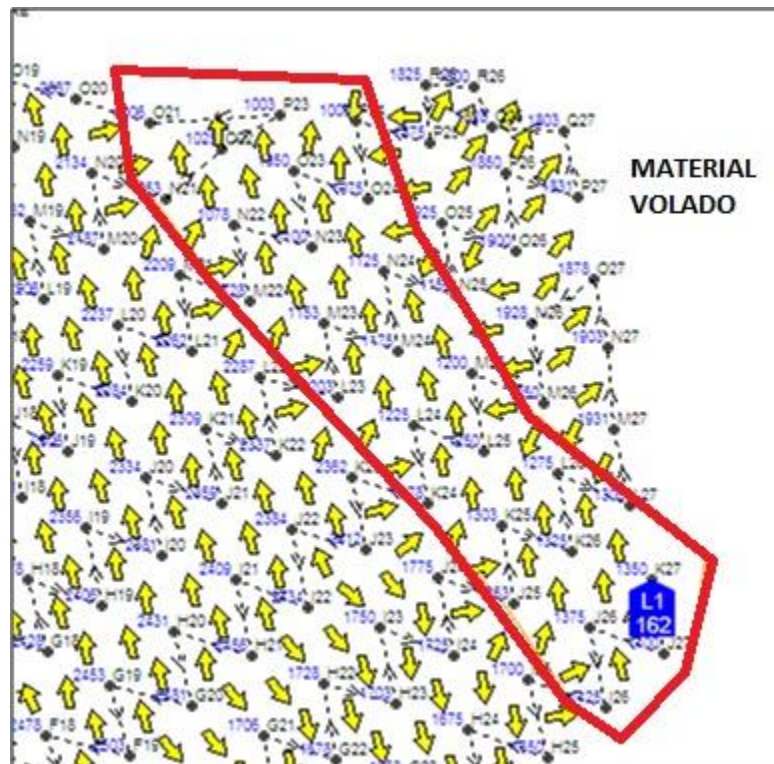
En la Figura 15 del proyecto Zona 3 - 4150-046 se puede apreciar que los taladros ubicados en el manto de carbón son volados antes que el resto de taladros. Esto conduce a que los taladros cercanos al manto lo golpeen y por efecto del desplazamiento produzcan dilución.

Figura 15. Secuencia de Salida del proyecto Zona 3 - 4150-046



En la Figura 16, los puntos representan los taladros y las flechas amarillas representan el sentido del primer movimiento que tendrá el material durante la voladura. Como se observa, los taladros contenidos en el manto de carbón se desplazan hacia arriba, esto tiene concordancia con respecto a la Figura 15. Sin embargo el desplazamiento de los taladros que delimitan el manto de carbón se realiza de manera aleatoria y en su mayoría en dirección al manto, lo cual produce un golpe a este generando dilución.

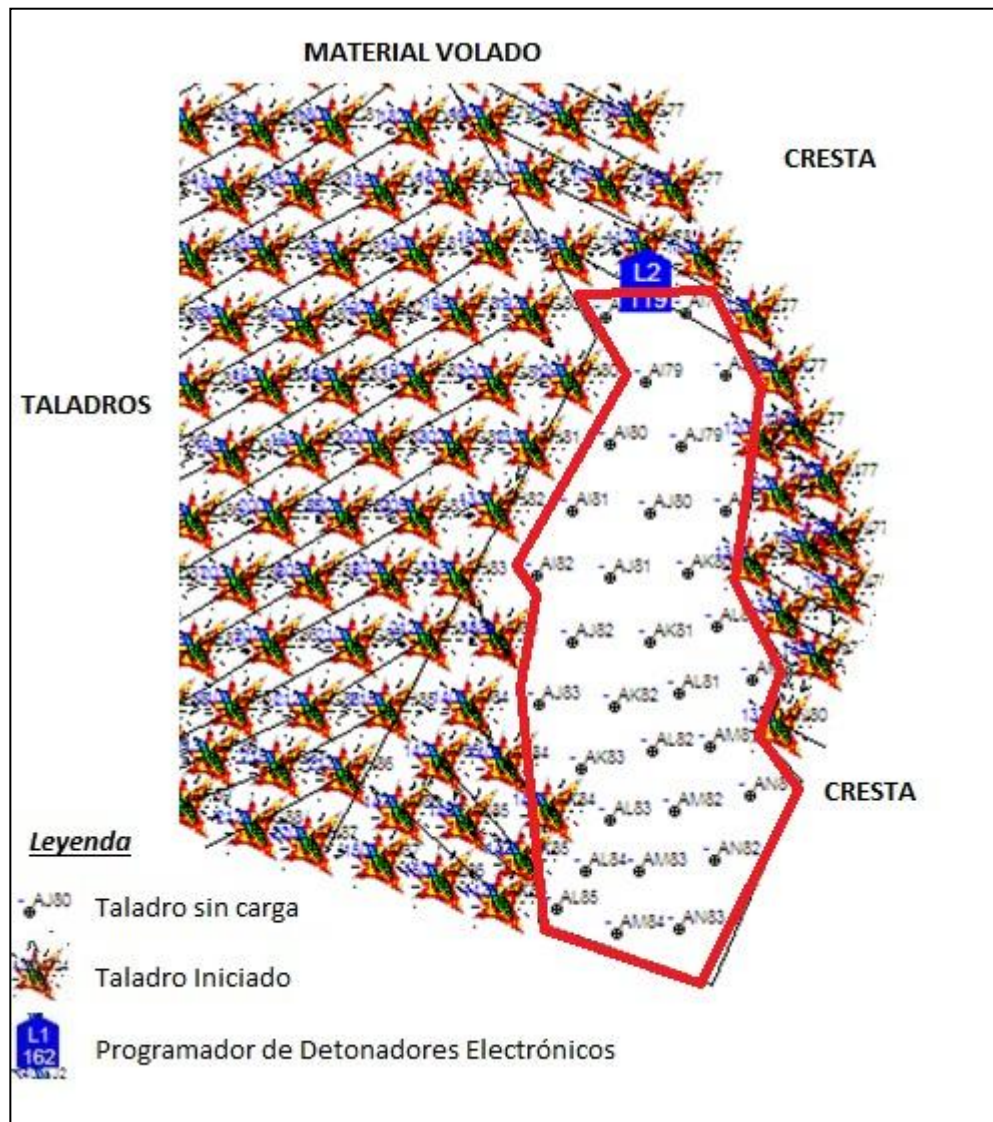
Figura 16. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 3 - 4150-046



2. El manto de carbón es volado al final de toda la malla o no son cargados

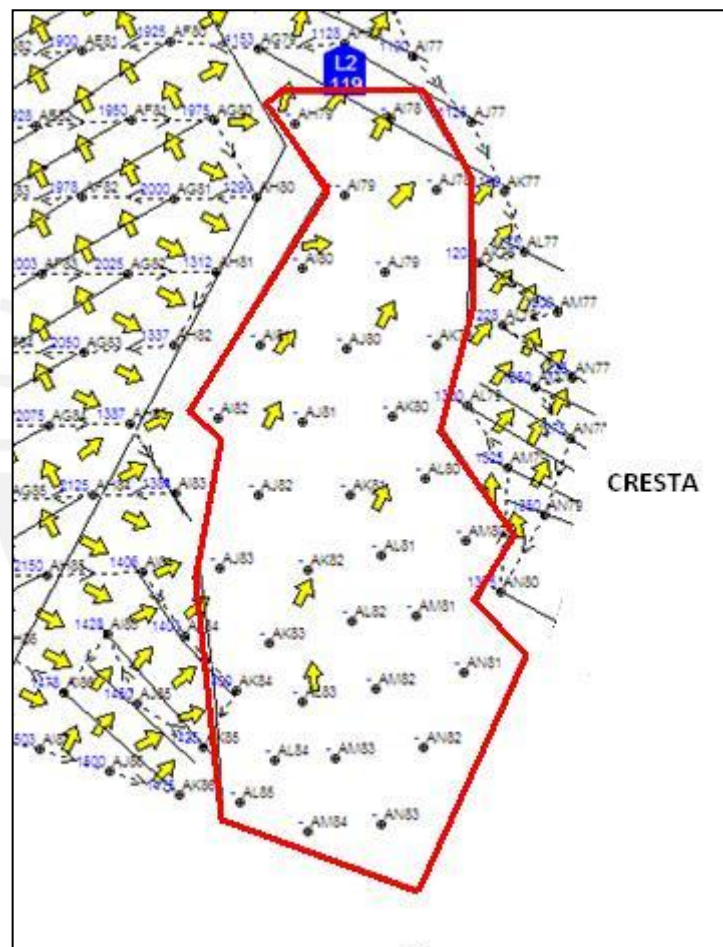
En la Figura 17 del proyecto Zona 3 - 4160-053 se puede apreciar que los taladros ubicados en el manto de carbón no han sido cargados. De la misma manera que el caso anterior, los taladros cercanos al manto golpean a este y por efecto de desplazamiento producen dilución.

Figura 17. Secuencia de Salida del proyecto Zona 3 - 4160-053



En la Figura 18, las flechas amarillas representan el sentido del primer movimiento que tendrá el material durante la voladura. Las flechas que aparecen dentro del manto de carbón no representan necesariamente dicho sentido ya que al no estar cargados los taladros, el software no puede predecir el movimiento del manto. Sin embargo, las flechas cercanas al manto delimitado por la línea roja tienen un movimiento aleatorio y en algunos casos en dirección al manto, lo que aumenta el grado de dilución por desplazamiento del material.

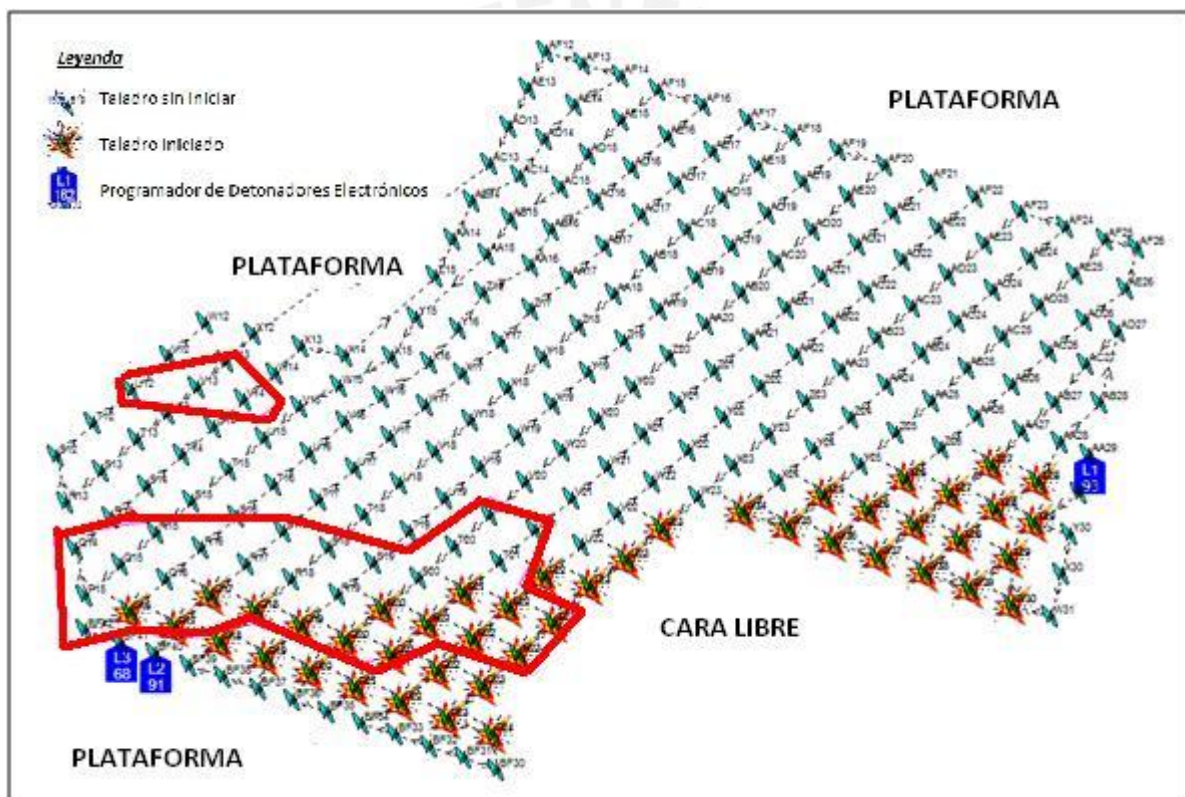
Figura 18. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 3 - 4160-053



3. **El manto de carbón es volado al mismo tiempo que el resto de la malla pero en una dirección que no es paralela a su sentido**

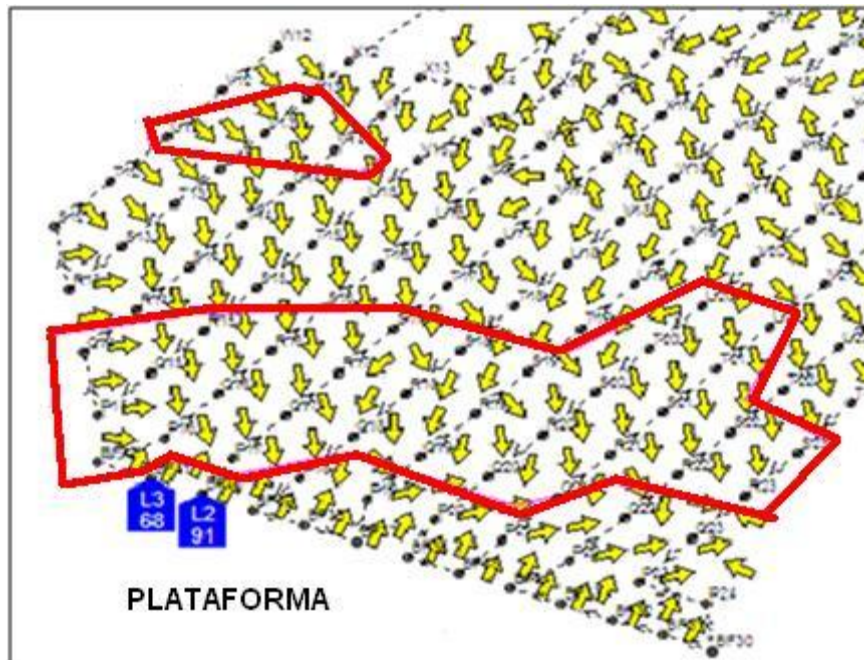
En la Figura 19 del proyecto Zona 1 - 4020-030 se puede apreciar que los taladros ubicados en el manto de carbón son volados conjuntamente a los demás taladros, sin embargo, la programación de los detonadores electrónicos realizará un desplazamiento del material en un sentido que no ayuda a evitar la dilución por la superposición de material carbonoso en material limpio.

Figura 19. Secuencia de Salida del proyecto Zona 1 - 4020-030



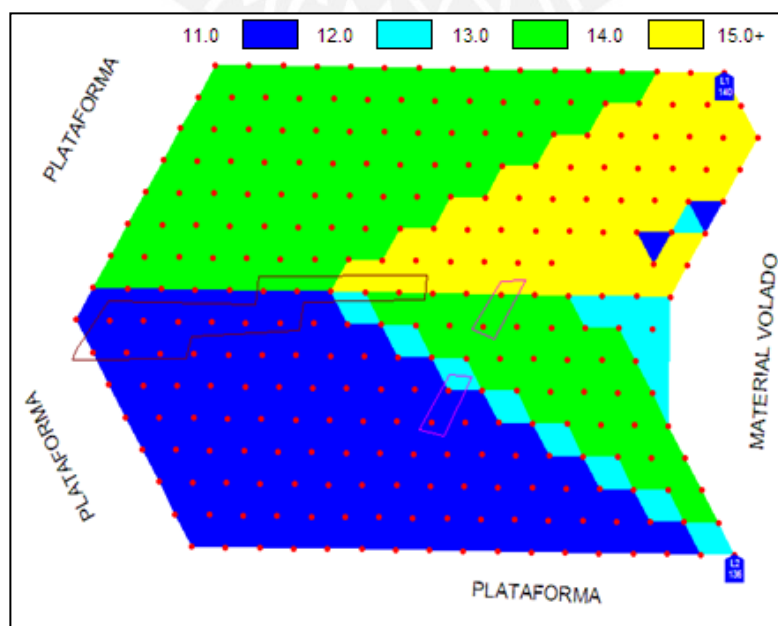
En la Figura 20 las flechas amarillas representan el sentido del primer movimiento que tendrá el material durante la voladura. Se puede apreciar que el manto principal es golpeado desde la parte inferior y superior lo que provocó una superposición de material y por tanto aumento de la dilución.

Figura 20. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 1 - 4020-030



Una característica general de todas las voladuras es que los tiempos empleados eran muy cortos entre filas. En la Figura 21 se ve la malla del proyecto Zona 1 - 4150-041 sectorizado en colores, cada color representa un valor de burden de alivio expresado en ms/m como se muestra en la escala. Se entiende que mientras menos sea el burden de alivio, la superposición de materiales será más intensa.

Figura 21. Burden de Alivio del proyecto Zona 3 - 4150-041



3.1.2 Cálculo de Dilución

El cálculo de dilución se realizó en base a las fórmulas propuestas en la teoría del Balance de Masa del CAPÍTULO II.

$$\text{Ajustado Geología (t)} = \frac{\text{Estimado Geología(t)} * \text{Total Real Dispatch(t)}}{\text{Total Estimado Geología(t)}}$$

Tabla 10. Tonelajes por tipo de material para Línea Base

N°	Proyecto	Material	Estimado Geología (t)	Real Dispatch (t)
1	Zona 3 - 4160-053	M1	71,031	83,917
		D2	58,371	60,471
		Total	129,402	144,388
2	Zona 3 - 4150-046	M1	80,751	59,761
		M3B	28,520	29,345
		Total	109,271	89,106
3	Zona 1 - 4020-030	M1	41,313	43,350
		M3	75,035	61,189
		M3B	43,404	31,532
		D2	34,780	41,639
		Total	194,532	177,710
4	Zona 1 - 4020-031	M1	40,655	39,013
		M3B	38,813	53,475
		Total	79,468	92,488
5	Zona 1 - 4030-029	M1	90,165	89,604
		M3	24,129	17,538
		M3B	12,046	4,840
		D2	22,249	19,561
		Total	148,589	131,543
6	Zona 1 - 4030-030	M1	118,706	86,865
		M2AH	6,110	11,543
		M2AL	-	2,155
		M3B	5,871	3,111
		D2	20,807	19,415
		Total	151,494	123,089

Tabla 11. Tonelajes por tipo de material para Línea Base

N°	Proyecto	Material	Estimado Geología (t)	Real Dispatch (t)
7	Zona 1 - 4030-037	M1	118,267	105,809
		M3	11,397	11,890
		M3B	15,994	23,355
		Total	145,658	141,054
8	Zona 1 - 4030-038	M1	167,984	162,333
		M3	19,740	15,041
		M3B	6,201	5,615
		D2	8,148	9,391
Total	202,073	192,380		
9	Zona 3 - 4080-059	M1	38,492	43,954
		M3	16,571	20,736
		D2	147,567	144,123
		Total	202,630	208,813
10	Zona 3 - 4090-054	M1	109,844	104,909
		M3B	11,143	13,460
		Total	120,987	118,369
11	Zona 3 - 4160-038	M1	128,544	102,728
		M3B	12,414	13,419
		Total	140,958	116,147
12	Zona 3 - 4160-041	M1	84,740	78,422
		M3B	4,458	4,811
		D3	-	752
		Total	89,198	83,985

En el proyecto Zona 3 - 4150-046, el departamento de Geología estimó que habría 80,751 t de material M1 y 28,520 t de material M3B. Sin embargo, Dispatch reportó que se minó 59,761 t de material M1 y 29,343 t de material M3B. Basados en las fórmulas propuestas:

$$\text{Ajustado Geología (t)} = \frac{\text{Estimado Geología(t)} * \text{Total Real Dispatch(t)}}{\text{Total Estimado Geología(t)}}$$

Para M1:

$$\text{Ajustado Geología (t)} = \frac{80,751 * 89,106}{109,271}$$

$$\text{Ajustado Geología } M1 = 65,849 \text{ t}$$

Entonces, reemplazando el valor de Ajustado Geología en la ecuación:

$$\% \text{ Dilución} = \left(\frac{\text{Ajustado Geología}(t) - \text{Real Dispatch}(t)}{\text{Ajustado Geología}(t)} \right) * 100$$

$$\% \text{ Dilución} = \left(\frac{65,849 - 59,761}{65,849} \right) * 100$$

$$\text{Dilución } M1 = 9.2454 \%$$

Para el caso de M3B:

$$\text{Ajustado Geología } (t) = \frac{28,520 * 89,106}{109,271}$$

$$\text{Ajustado Geología} = 23,257 \text{ t}$$

Y,

$$\% \text{ Dilución} = \left(\frac{23,257 - 29,345}{23,257} \right) * 100$$

$$\text{Dilución } M3B = - 26.1771 \%$$

El signo negativo sirve de manera interpretativa, para este caso, el material M3B ha perdido 26.1771% de masa mientras que el M1 ganó 9.2454%

Verificando la relación del balance de masa:

$$Md(t) = M3B(t) * \%Dil M3B = M1(t) * \%Dil M1$$

$$Md(t) = 23,257 * 26.1771 \% = 65,849 * 9.2454 \%$$

$$Md = 6,088 \text{ t} = 6,088 \text{ t}$$

La dilución fue presentada con 4 decimales a fin de corroborar el balance de masa. De ahora en adelante será presentada con solo dos decimales para fines prácticos. Los resultados hallados para todos los proyectos se presentan en la Tabla 12 y Tabla 13.

Tabla 12. Porcentaje de Dilución para Proyectos de Línea Base

N°	Proyecto	Material	Estimado Geología (t)	Real Dispatch (t)	Ajustado Geología (t)	Dilución
1	Zona 3 - 4160-053	M1	71,031	83,917	79,257	5.88%
		D2	58,371	60,471	65,131	7.15%
		Total	129,402	144,388	144,388	
2	Zona 3 - 4150-046	M1	80,751	59,761	65,849	9.25%
		M3B	28,520	29,345	23,257	26.18%
		Total	109,271	89,106	89,106	
3	Zona 1 - 4020-030	M1	41,313	43,350	37,740	14.86%
		M3	75,035	61,189	68,546	10.73%
		M3B	43,404	31,532	39,651	20.48%
		D2	34,780	41,639	31,772	31.05%
		Total	194,532	177,710	177,710	
4	Zona 1 - 4020-031	M1	40,655	39,013	47,316	17.5%
		M3B	38,813	53,475	45,172	18.4%
		Total	79,468	92,488	92,488	
5	Zona 1 - 4030-029	M1	90,165	89,604	79,821	12.26%
		M3	24,129	17,538	21,361	17.90%
		M3B	12,046	4,840	10,664	54.61%
		D2	22,249	19,561	19,697	0.69%
		Total	148,589	131,543	131,543	
6	Zona 1 - 4030-030	M1	118,706	86,865	96,449	9.94%
		M2AH	6,110	11,543	4,964	132.52%
		M2AL		2,155	0	
		M3B	5,871	3,111	4,770	34.78%
		D2	20,807	19,415	16,906	14.84%
Total	151,494	123,089	123,089			
7	Zona 1 - 4030-037	M1	118,267	105,809	114,529	7.61%
		M3	11,397	11,890	11,037	7.73%
		M3B	15,994	23,355	15,488	50.79%
		Total	145,658	141,054	141,054	

Tabla 13. Porcentaje de Dilución para Proyectos de Línea Base

N°	Proyecto	Material	Estimado Geología (t)	Real Dispatch (t)	Ajustado Geología (t)	Dilución
8	Zona 1 - 4030-038	M1	167,984	162,333	159,926	1.50%
		M3	19,740	15,041	18,793	19.97%
		M3B	6,201	5,615	5,904	4.89%
		D2	8,148	9,391	7,757	21.06%
		Total	202,073	192,380	192,380	
9	Zona 3 - 4080-059	M1	38,492	43,954	39,667	10.81%
		M3	16,571	20,736	17,077	21.43%
		D2	147,567	144,123	152,070	5.23%
		Total	202,630	208,813	208,813	
10	Zona 3 - 4090-054	M1	109,844	104,909	107,467	2.38%
		M3B	11,143	13,460	10,902	23.46%
		Total	120,987	118,369	118,369	
11	Zona 3 - 4160-038	M1	128,544	102,728	105,918	3.01%
		M3B	12,414	13,419	10,229	31.19%
		Total	140,958	116,147	116,147	
12	Zona 3 - 4160-041	M1	84,740	78,422	79,788	1.71%
		M3B	4,458	4,811	4,197	14.62%
		D3	-	752	-	-
		Total	89,198	83,985	83,985	

Los resultados expuestos fueron analizados y se concluyó que algunos proyectos debían ser descartados para realizar el cálculo promedio del porcentaje de dilución. Las razones se detallan a continuación:

- Las voladuras 3, 5, 6 y 8 poseen cuatro tipos de materiales y por ello, bajo las fórmulas de balance de masa propuestas, no permitiría establecer si realmente un material limpio pasó a formar parte de material carbonoso y/o desmonte.
- La voladura 4 tiene como valor de dilución del material M1 17.5%. Estudios previos en la mina indicaron que la dilución en el material M1 podría alcanzar como valor máximo 15%.

- La voladura 7 presenta un valor de dilución del material M3B 50.79%, un valor que es muy elevado con respecto a los demás.

Por lo expuesto anteriormente, se calcularon los promedios ponderados de la dilución para los proyectos N° 1, 2, 9, 10, 11, 12. Los resultados fueron:

$$\text{Dil M1} = 4.63 \%$$

$$\text{Dil M3B} = 25.62 \%$$

3.1.3 Cálculo de Fragmentación

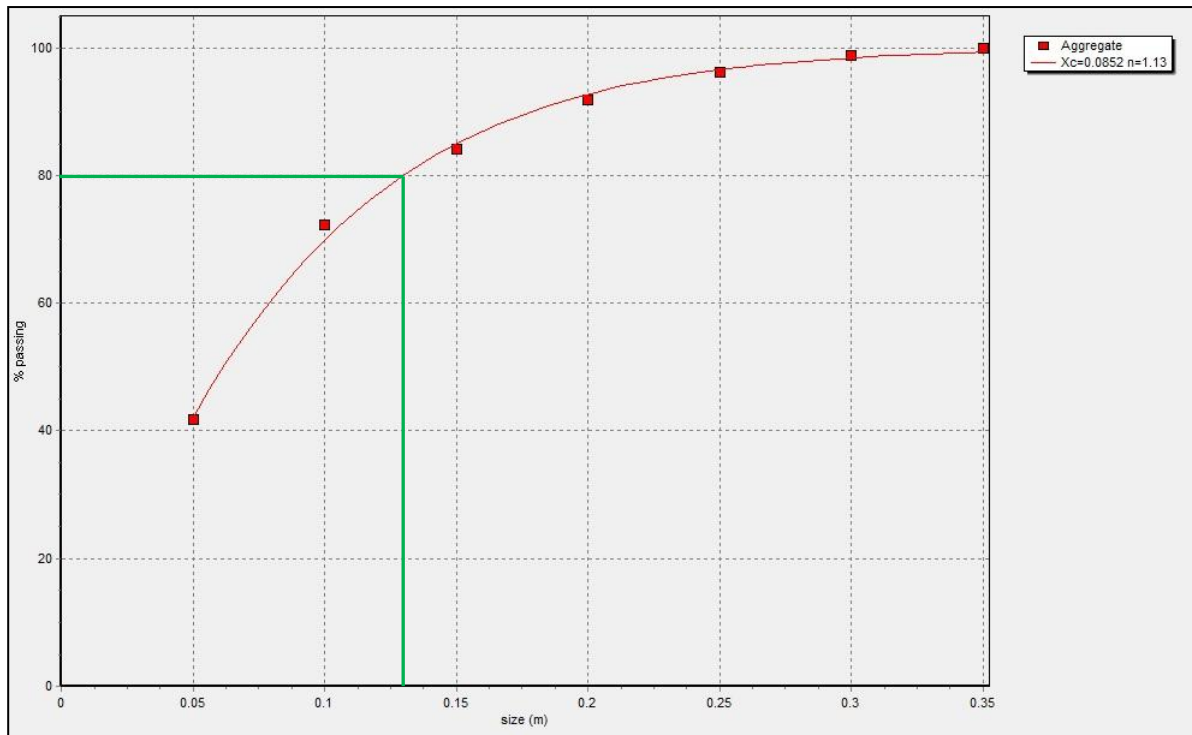
Las pilas voladas de los proyectos 1, 2, 9, 10, 11, 12 fueron fotografiadas para realizar un análisis granulométrico con el software PowerSieve. Se tomaron 20 fotografías en promedio por cada proyecto y cada uno fue analizado independientemente en primera instancia. Los resultados obtenidos se ajuntan en la siguiente tabla:

Tabla 14. P80 de los Proyectos de Línea Base

N°	Proyecto	N° de Fotografías	P80 (cm)
1	Zona 3 - 4160-053	20	14.70
2	Zona 3 - 4150-046	20	12.90
9	Zona 3 - 4080-059	23	12.80
10	Zona 3 - 4090-054	21	12.70
11	Zona 3 - 4160-038	20	11.10
12	Zona 3 - 4160-041	20	10.90
		Promedio	12.52

El gráfico de la Figura 22 representa la curva de fragmentación de Rosin-Rammler hallada con el software PowerSieve 2 al juntar todos los resultados obtenidos independientes obtenidos. Al igual que la Tabla 14, gráficamente se corrobora el valor del P80. Así mismo, en la esquina superior derecha se observan el tamaño característico e índice de uniformidad (X_c y n) hallado por el software.

Figura 22. Curva de Fragmentación para Línea Base



3.2 Aplicación de Voladura Bajo Manto

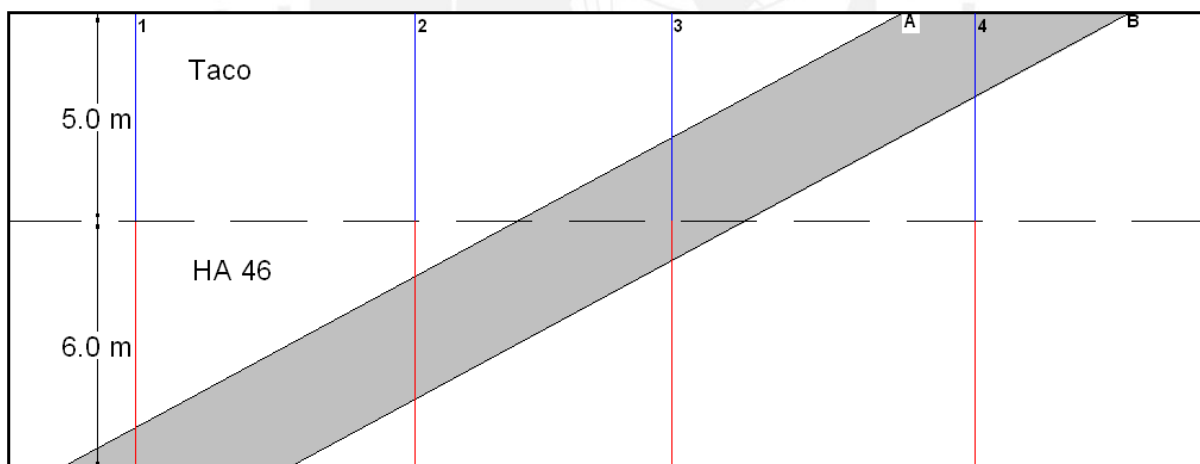
La metodología para la aplicación de las 3 Voladura Bajo Manto y la medición de resultados se basó en los siguientes pasos:

1. Reglas de Diseño de Carguío
2. Logueo con Sonda de Rayos Gamma
3. Preparación de Diseño de Voladura
4. Cálculo de Dilución
5. Cálculo de Fragmentación

3.2.1 Reglas de Diseño de Carguío

En esta mina donde los bancos son de 10 metros de altura, se observó que en ningún caso se encontraría más de dos mantos en una voladura. Basado en este caso se propuso el siguiente escenario para realizar las reglas de carguío:

Figura 23. Diseño de Carguío Convencional en la Unidad Minera



En la Figura 23, el manto de carbón está representado de manera arbitraria por la sección de color gris delimitada por las líneas paralelas A-B. Así mismo, también se puede apreciar la configuración de carguío habitual de los taladros: 6 metros de HA46 y 5 metros de taco. En el caso propuesto se distingue que los taladros de perforación 1, 2, 3 y 4 representan diferentes escenarios y por lo tanto requieren configuraciones de carguío diferentes entre sí.

El primer cálculo a realizar es determinar el parámetro SD para situar en qué escala se encuentra el actual taco. De la Teoría Scale Depth of Burial (SD) del CAPÍTULO II se tiene:

$$SD = \left(\frac{D}{W^{1/3}} \right)$$

Cálculo de D:

- Una longitud de 10 diámetros del taladro:

$$251 \text{ (mm)} * 10 = 2510 \text{ (mm)} = 2.5 \text{ (m)}$$

- Entonces:

$$D = 5 + (2.5/2) = 6.25 \text{ (m)}$$

Cálculo de W:

- En un taladro de 251 mm de diámetro, la cantidad de kg de un explosivo HA46 con densidad 1.17 g/cc en un metro es:

$$1.17 \text{ g/cc} = 1170 \text{ kg/m}^3$$

$$\left(\frac{0.251}{2} \text{ m} \right)^2 \times \pi \times 1 \text{ m} \times 1170 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} = 57.8 \text{ kg}$$

- Entonces:

$$W = 2.5 * 57.8 = 145 \text{ kg}$$

Finalmente, para hallar el valor de SD:

$$SD = \left(\frac{D}{W^{1/3}} \right) = \frac{6.25}{145^{1/3}} = 1.19 \frac{\text{m}}{\text{kg}^3}$$

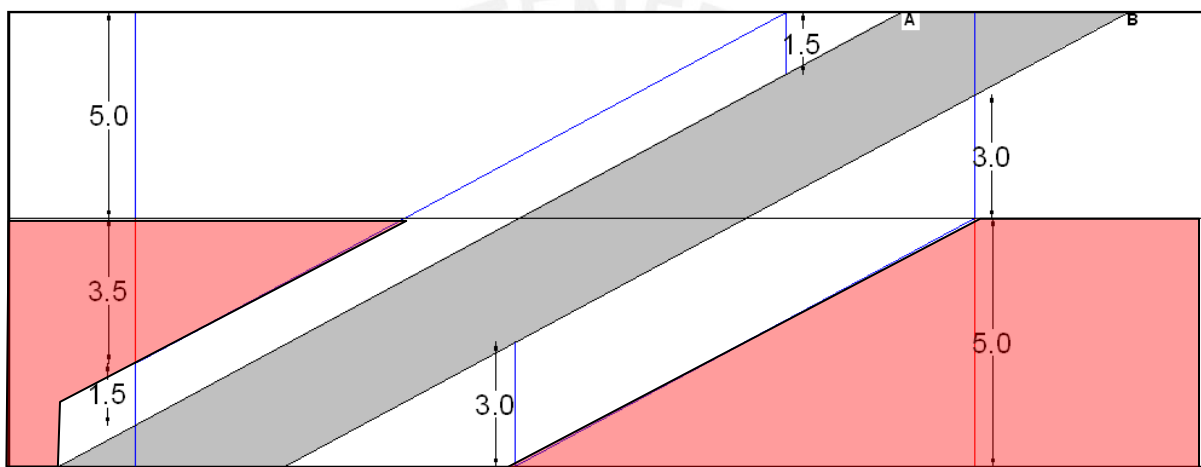
Este valor no genera ruidos ni flyrocks pero sí una buena fragmentación y un cráter óptimo.

De este taco, según las fórmulas del Criterio para Cálculo de Stand-off en un Taladro del CAPÍTULO II se tiene:

$$\begin{aligned} \text{Stand-off Superior} &= 0.3 - 0.5 * (\text{Taco}) \\ \text{Stand-off Superior} &= 0.3 * (5.0) = 1.5 \text{ m} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Stand-off Inferior} &= 0.6 - 0.8 * (\text{Taco}) \\ \text{Stand-off Inferior} &= 0.6 * (5.0) = 3.0 \text{ m} \end{aligned}$$

Figura 24. Diseño de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto – Paso 1



La Figura 24 está basada en el mismo esquema presentado anteriormente pero se han introducido los valores que delimitan las áreas hacer cargadas. Este esquema representa un modelo teórico pero llevado a la práctica conllevaría a problemas en la fragmentación en las zonas por encima y debajo del manto.

Por el motivo expuesto, es necesario implementar más criterios de diseño para el carguío. Si bien no existe un modelo único ni reglas de carguío para estos casos, los siguientes pasos fueron elaborados de manera empírica lo que propone que el esquema final de carguío pueda ser retroalimentado mediante más pruebas.

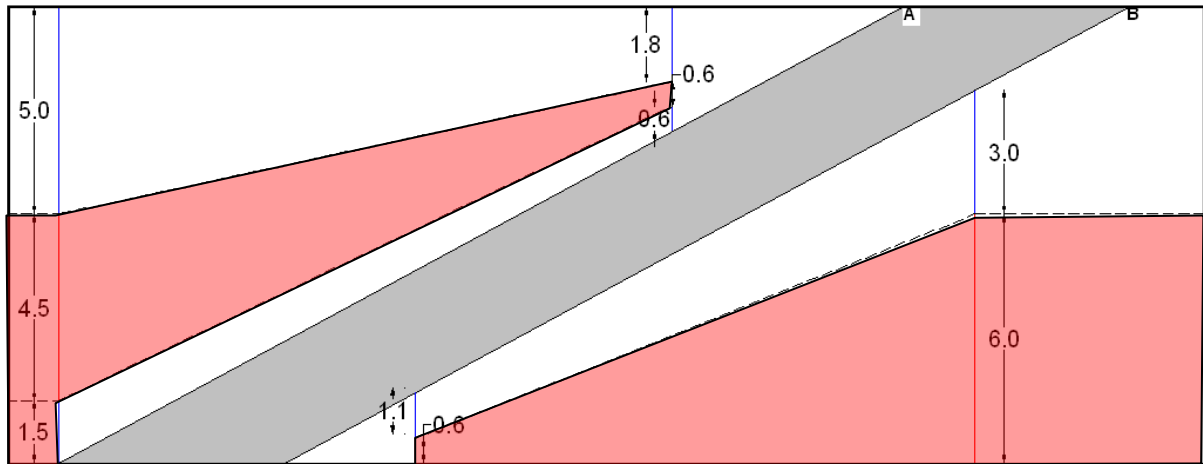
El siguiente paso fue establecer una longitud mínima de taco por encima del manto de carbón y una longitud mínima de carguío. Estos valores fueron:

Longitud mínima de Taco por encima del carbón = 1.8 m

Longitud mínima de carguío = 0.6 m

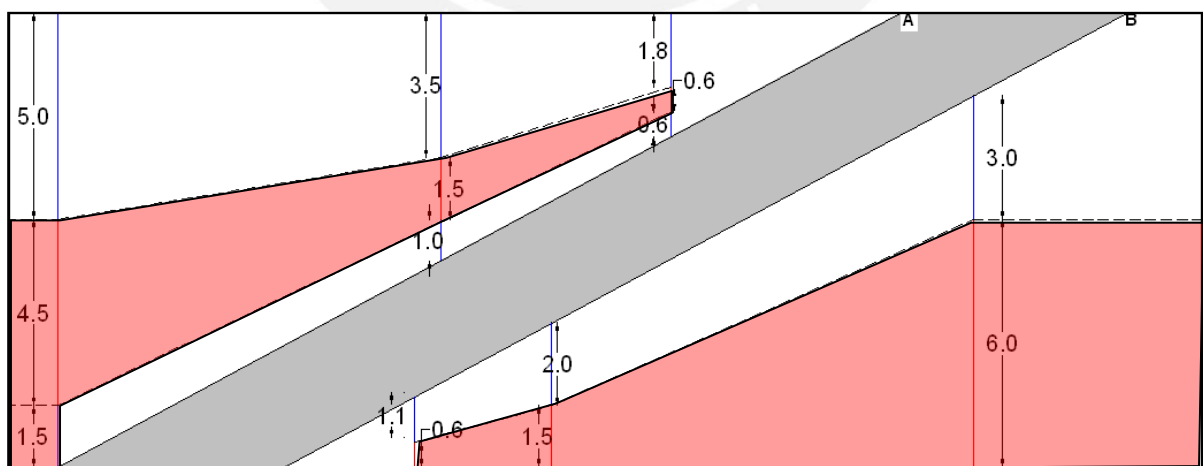
La longitud mínima de Taco propuesta tiene un valor de SD igual a 0.66. Este valor no es el óptimo pero se superpone el objetivo de no generar problemas en la fragmentación. Así mismo, para este taco mínimo propuesto, se obtiene 0.6 y 1.1 como valores de stand-off superior e inferior.

Figura 25. Diseño de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto – Paso 2



Como se aprecia en la Figura 25, las zonas rojas que representan el carguío abarcan más área con respecto a la Figura 24. Sin embargo al tener un taco mínimo de 1.8 m es necesario interpolar valores para atenuar el efecto de eyección.

Figura 26. Diseño de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto – Paso 3



Para llegar al diseño mostrado en la Figura 26, se propuso plantear atenuantes en la mitad de los valores extremos de los stand-off superiores e inferiores. La mitad del stand-off superior es 1.0 m y en función de esta medida se calcula el taco aplicando el criterio SD,

obteniendo así un valor de 3.5 m, con ello se sabe que la longitud de carga en ese punto debe ser 1.5 m. Para el carguío por debajo del manto se establecerá un atenuante en el punto donde coincidan la misma longitud de carga hallada para la zona superior (1.5 m) y la longitud intermedia de los valores extremos del stand-off inferior (2.0 m).

Si bien el cálculo del taco óptimo se hizo con un explosivo equivalente a HA-46, para la ejecución de las Voladuras Bajo Manto se decidió emplear HA-28 en los taladros con carbón y los cercanos al manto. Otra consideración que se tomo fue el uso de grava como material del taco.

Finalmente, del diseño propuesto y bajo las consideraciones mencionadas, se establecen los 5 escenarios que puede tener un taladro en una malla con la presencia de 1 manto de carbón:

- Escenario N°1: Carga por encima del manto
- Escenario N°2: Carga por encima y por debajo del manto
- Escenario N°3: Sin carga
- Escenario N°4: Carga por debajo del manto
- Escenario N°5: Carga uniforme por debajo del manto

Para cada escenario se determinó una regla de carguío basada en los límites propuestos en la Figura 26. A continuación se muestran las 5 reglas con un ejemplo de un taladro cargado para esa regla.

Regla N°1: Carga por encima del manto

Distancia Collar a A > 3.0 m

Distancia B a Toe ≤ 1.7 m

Figura 27. Primera Regla de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto

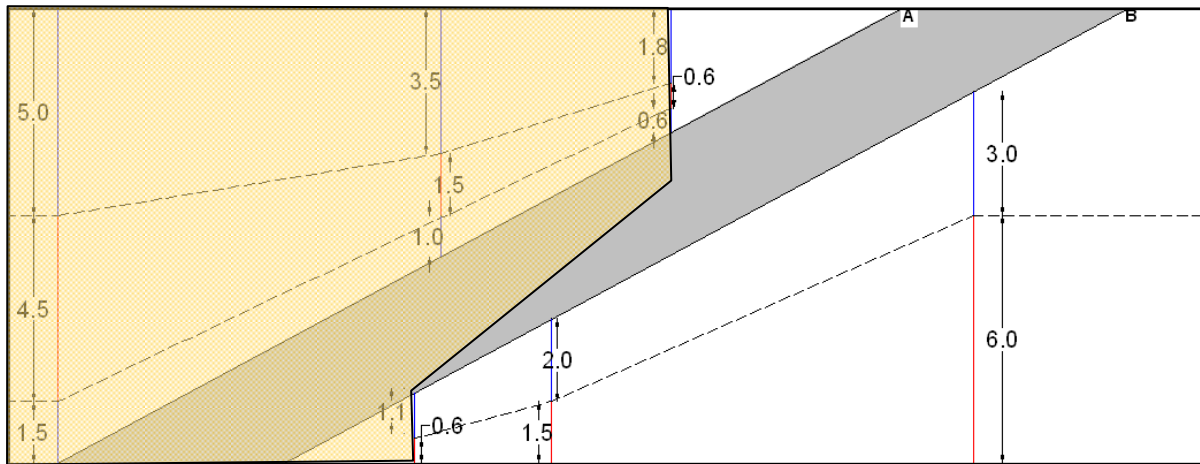
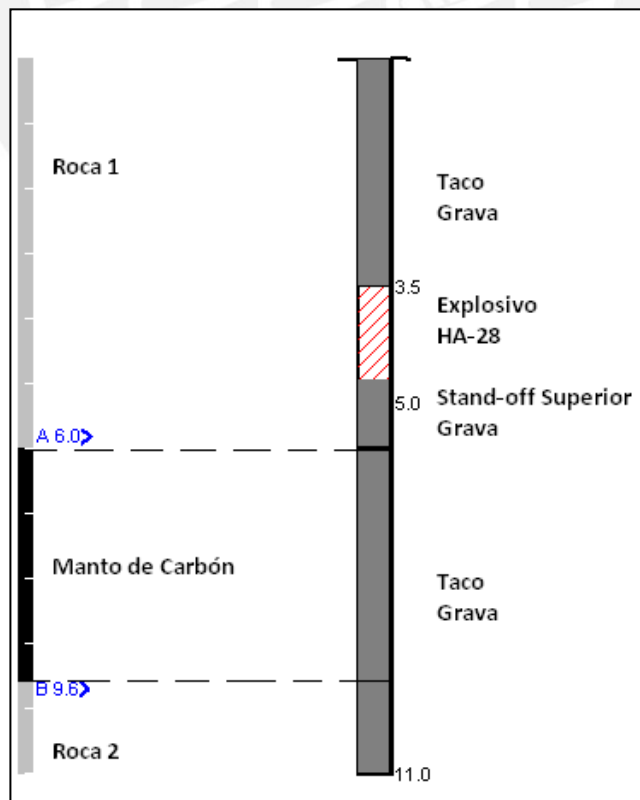


Figura 28. Diseño de Carguío para un taladro de la Regla N°1



Regla N°3: Sin carga

Distancia Collar a A ≤ 3.0 m

Distancia B a Toe ≤ 1.7 m

Figura 31. Tercera Regla de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto

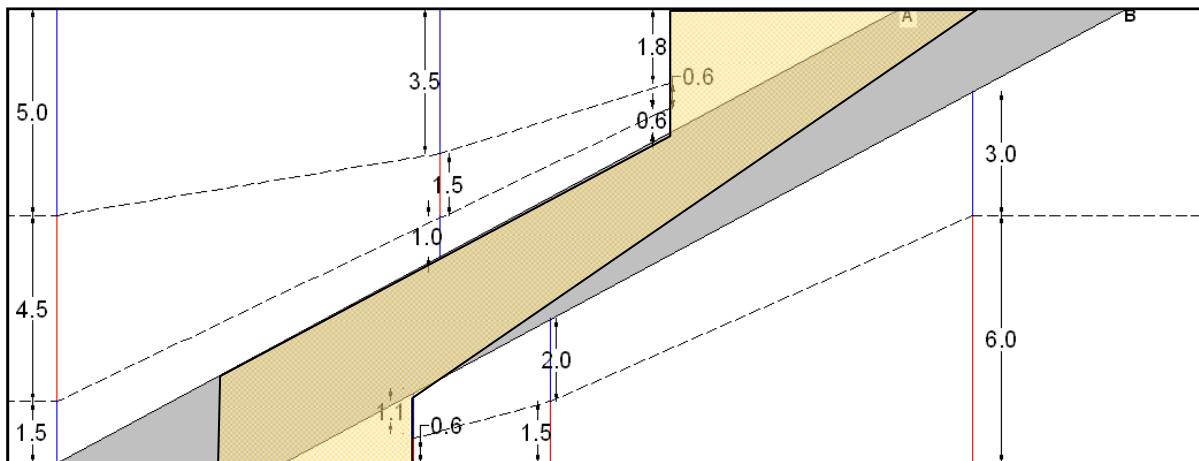
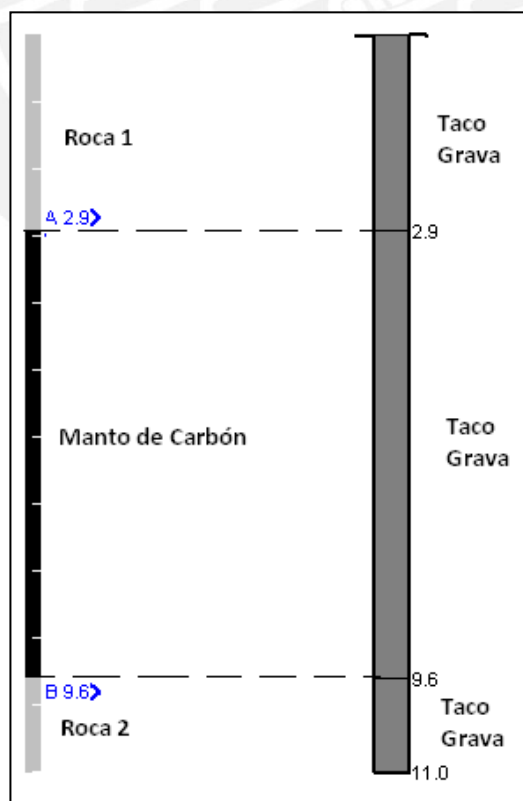


Figura 32. Diseño de Carguío para un taladro de la Regla N°3



Regla N°4: Carga por debajo del manto

Distancia Collar a A ≤ 3.0 m

Distancia B a Toe > 1.7 m y ≤ 9.0

Figura 33. Cuarta Regla de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto

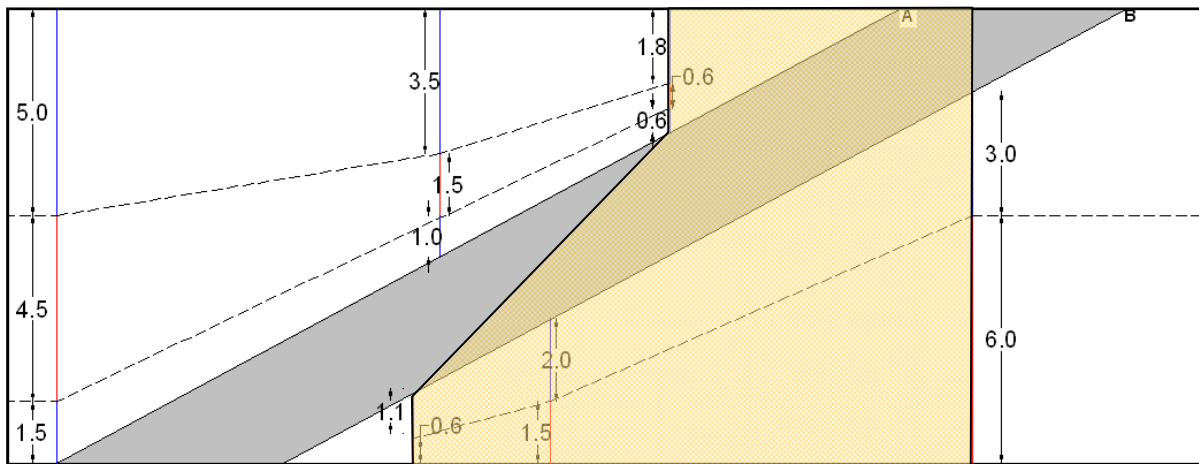
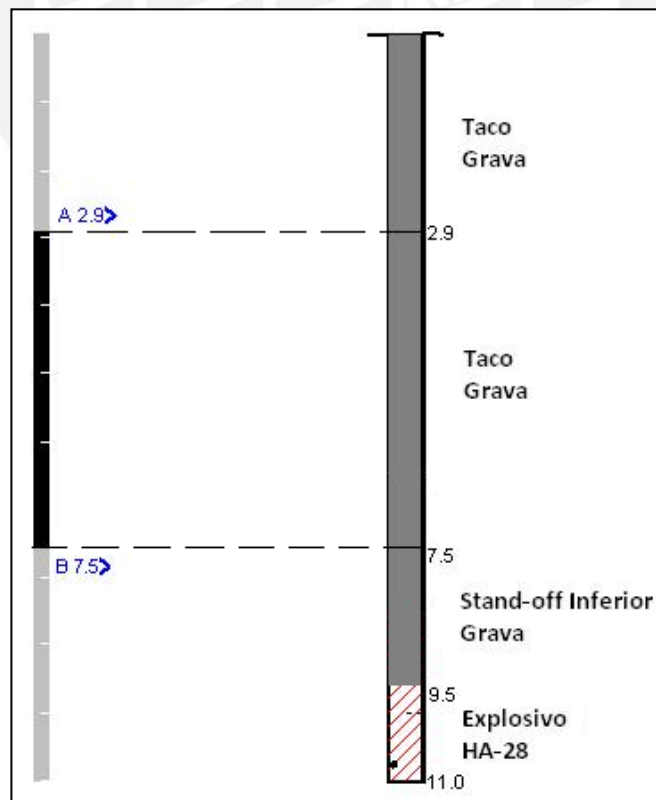


Figura 34. Diseño de Carguío para un taladro de la Regla N°4



Regla N°5: Carga uniforme por debajo del manto

Distancia Collar a A ≤ 3.0 m

Distancia B a Toe > 9.0 m

Figura 35. Quinta Regla de Carguío aplicando Voladura Bajo Manto

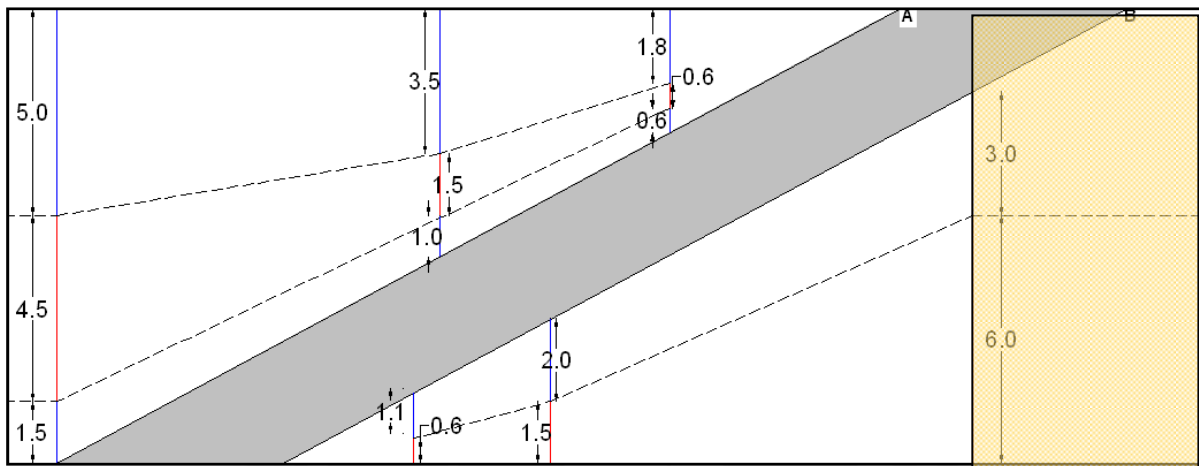
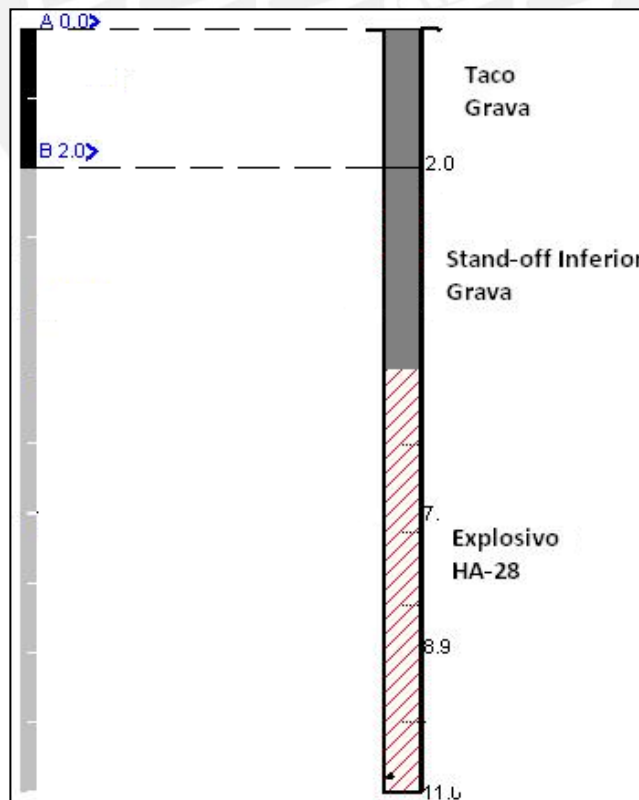


Figura 36. Diseño de Carguío para un taladro de la Regla N°5



Estas reglas son introducidas en el programa ShotPlus i-Pro, el cual cuenta con una función que, al ingresar las distancias que comprenden al manto, permite determinar el escenario en el que se podría encontrar un taladro y entregar su configuración de carguío. De esta forma se simplifica el proceso del diseño de carguío.

La Figura 37 muestra la interface del ShotPlus i-Pro durante el ingreso de las reglas de carguío. La Figura 38 muestra la interface del ShotPlus i-Pro cuando se selecciona alguna regla creada para poder ser editada.

Figura 37. Edición de Reglas de Diseño en ShotPlus i-Pro

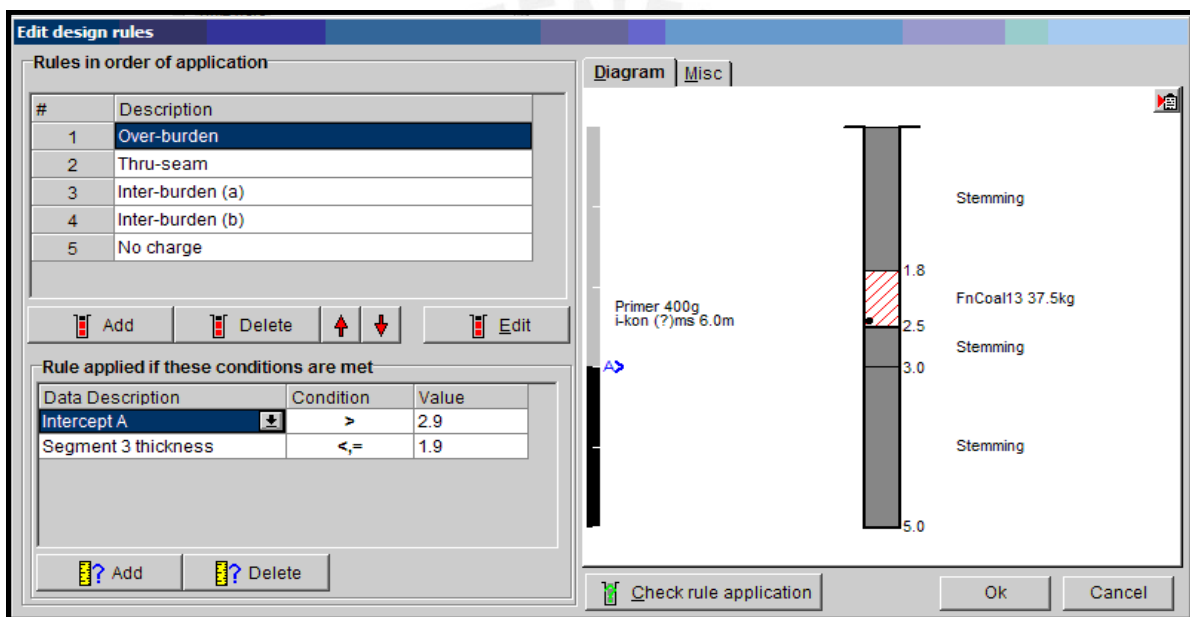
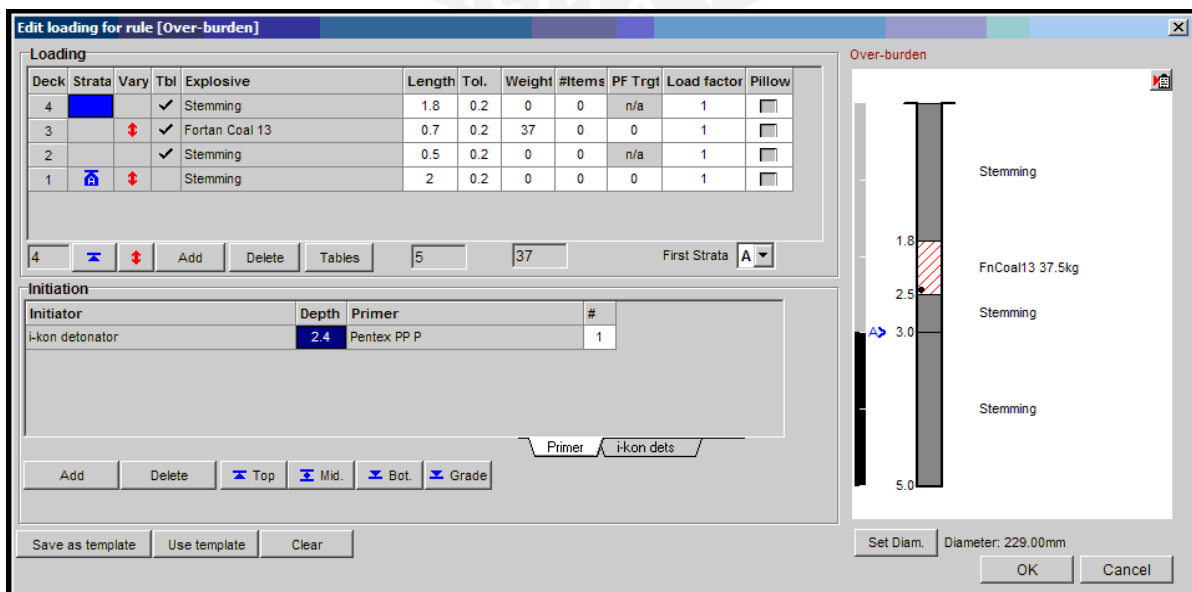


Figura 38. Edición de Carguío de cada Regla en ShotPlus i-Pro

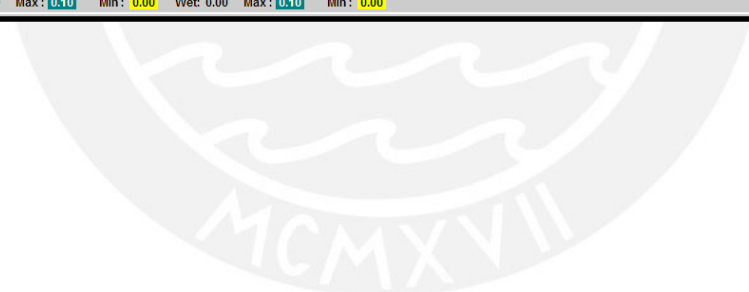


La Figura 39 muestra la tabla de carguío, elaborada por el ShotPlus i-Pro, para un proyecto taladro por taladro. Luego la tabla puede ser impresa y entregada al operador del camión fábrica para que realice el carguío de manera precisa y ordenada.

Figura 39. Tabla de Carguío para cada Taladro en ShotPlus i-Pro

ID	Dip Order	Design Len	Actual Len	Water level	Depth to wate	Wet side	Deck 1	Deck 2	Deck 3	Deck 4	Stemming	PF	Hole type	Mat type	Volume
A1	1	17.4	17.6	DRY	DRY	DRY	8.1	690.9	185.3		4.5	0.623	[1]	[1]	1109.1
B1	2	17.3	17.5	DRY	DRY	DRY	7.7	686.0	185.3		4.5	0.83	[1]	[1]	826.8
C1	3	17.2	16.9	DRY	DRY	DRY	663.9	185.3			4.5	0.605	[1]	[1]	1097.5
B2	4	17.4	17.5	DRY	DRY	DRY	5.0	689.5	185.3		4.5	0.83	[1]	[1]	830.4
A2	5	17.5	17.8	DRY	DRY	DRY	13.5	694.6	185.3		4.5	0.624	[1]	[1]	1114
A3	6	17.4	17.5	DRY	DRY	DRY	3.4	691.6	185.3		4.5	0.623	[1]	[1]	1110
B3	7	17.3	17.4	DRY	DRY	DRY	3.4	686.3	185.3		4.5	0.622	[1]	[1]	1102.9
C2	8	17.3	17.5	DRY	DRY	DRY	7.8	686.0	185.3		4.5	0.622	[1]	[1]	1102.4
D2	9	17.4	17.8	DRY	DRY	DRY	17.5	555.5	288.3		7	0.669	[1]	[1]	829.8
D1	10	17.3	17.7	DRY	DRY	DRY	15.2	555.7	286.4		7	0.671	[1]	[1]	827.8
E1	11	17.3	17.7	DRY	DRY	DRY	17.3	425.4	384.4		9.3	0.387	[1]	[1]	1100.1
F1	12	17.1	17.2	DRY	DRY	DRY	4.7	294.6	334.8	71.1	2.1	0.449	[1]	[1]	814.4
G1	13	17.0	17.4	DRY	DRY	DRY	16.5	171.7	315.3	166.2	3	0.313	[1]	[1]	1080
F2	14	17.1	17.1	DRY	DRY	DRY	299.8	334.6	68.3	86.5	2.1	0.451	[1]	[1]	817.1
E2	15	17.3	17.4	DRY	DRY	DRY	3.3	426.4	385.4		9.4	0.387	[1]	[1]	1103.2
D3	16	17.3	17	DRY	DRY	DRY	542.0	283.2			6.9	0.492	[1]	[1]	1102.2
C3	17	17.3	16.5	DRY	DRY	DRY	642.5	185.3			4.5	0.583	[1]	[1]	1101.9
B4	18	17.4	17.3	DRY	DRY	DRY	685.4	185.3			4.5	0.62	[1]	[1]	1105.9
A4	19	17.4	17.3	DRY	DRY	DRY	685.4	185.3			4.5	0.618	[1]	[1]	1109.1
A5	20	17.4	17.4	DRY	DRY	DRY	1.8	688.4	185.3		4.5	0.623	[1]	[1]	1105.7
B5	21	17.3	17.3	DRY	DRY	DRY	685.4	185.3			4.5	0.621	[1]	[1]	1104.2
C4	22	17.3	17.8	DRY	DRY	DRY	22.3	683.2	185.3		4.5	0.622	[1]	[1]	1098.7
D4	23	17.2	17.7	DRY	DRY	DRY	19.0	561.7	278.0		6.7	0.512	[1]	[1]	1097.2
E3	24	17.3	16.9	DRY	DRY	DRY	402.9	386.2			9.4	0.367	[1]	[1]	1098.1
F3	25	17.2	17.2	DRY	DRY	DRY	297.3	338.4	70.2	87.3	2.1	0.336	[1]	[1]	1094.4
G2	26	17.1	16.8	DRY	DRY	DRY	161.0	312.2	169.2	125.8	3.1	0.304	[1]	[1]	1084.3
H2	27	17.0	16.7	DRY	DRY	DRY	317.1	281.1	154.5		3.8	0.348	[1]	[1]	808.6
H1	28	17.0	17.3	DRY	DRY	DRY	12.4	58.4	293.5	272.4	3.7	0.408	[1]	[1]	810.3
I1	29	17.0	17.1	DRY	DRY	DRY	274.7	338.5	169.2		4.1	0.313	[1]	[1]	1083
J1	30	17.0	17.3	DRY	DRY	DRY	214.6	406.3	185.3		4.5	0.5	[1]	[1]	812

All holes in dipping order /
 Not loaded: Red PF - Dry: 0.00 Max: 0.10 Min: 0.00 Wet: 0.00 Max: 0.10 Min: 0.00



3.2.2 Logueo con Sonda de Rayos Gamma

El procedimiento de logueo con Sonda de Rayos Gamma abarca 3 aspectos básicos:

- La identificación visual de taladros con carbón
- El logueo con la sonda de rayos gamma
- El análisis de la información
- **Identificación visual en la malla de perforación de los taladros con detritus de carbón:**

Durante el proceso de perforación se observa el detrito para identificar los pozos a ser logueados con la sonda de rayos gamma

Figura 40. Taladro con detritus de carbón



Fuente: ORICA

La Figura 40 nos muestra que el carbón se encuentra en la pila superior del detrito por lo que se intuye que el manto estará en la parte inferior de los taladros de la malla.

- **Logeo con Sonda de Rayos Gamma**

Al identificar los taladros con contenido de carbón, se procede a introducir la sonda en el taladro como se aprecia en la Figura 41. La sonda debe ingresarse desde el centro del taladro, por lo que es importante un correcto posicionamiento. Luego de esto, la sonda se desciende de manera pausada para que pueda realizar la medición. El proceso para realizar este paso es de aproximadamente 5 minutos por taladro.

Figura 41. Introducción de la Sonda de Rayos Gamma en un taladro

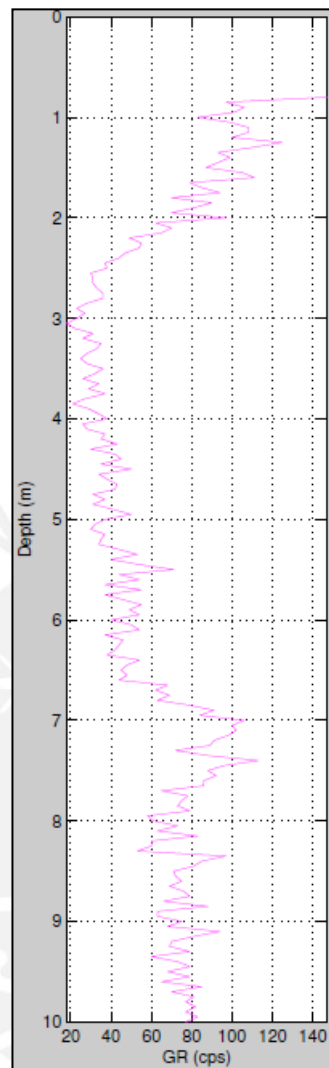


Fuente: ORICA

- **Análisis de medición de la Sonda de Rayos Gamma**

La medición con la sonda es grabada en tiempo real, luego esta data es descargada y analizada en gabinete. Como se ve en la Figura 42, la información puede ser publicada de manera gráfica para facilitar el análisis. En esta gráfica se observa que las ordenadas muestran los valores correspondientes a la profundidad del taladro, y las axiales muestran la medición con la sonda de Rayos Gamma (GR) expresada en cps (1 cps = 1.19 API).

Figura 42. Introducción de la Sonda de Rayos Gamma en un taladro



Fuente: ORICA

Se sabe que el carbón tiene valores bajos de cps que varían desde los 60 a 80 API. Bajo esta premisa, para el caso particular de la Figura 42, se puede estimar que el carbón se encuentra entre los 7 y 10 metros de profundidad del taladro. Durante los 3 primeros metros también se encuentran algunos valores entre el rango mencionado pero no es de manera predominante sino más bien una transición que hay entre el tipo de roca antes de los 3 metros de profundidad y el otro tipo de roca que se encuentra entre los 3 y 7 metros de profundidad.

Como se explico en la teoría Sonda de Rayos Gamma (Gamma Logging) del CAPÍTULO II, es importante familiarizarse con el terreno para poder realizar un mejor análisis de la medición de la sonda.

3.2.3 Diseño de Voladura

Los diseños se basaron en los tres nuevos controles propuestos:

1. Tiempos cortos entre taladros:

Con el objetivo de lograr una buena fragmentación ya que se está disminuyendo la cantidad de explosivo empleado al usar un diseño de carguío selectivo. El nuevo tiempo empleado fue de 4 ms. Cabe mencionar que en un taladro que contiene dos iniciadores, estos fueron programados con el mismo tiempo.

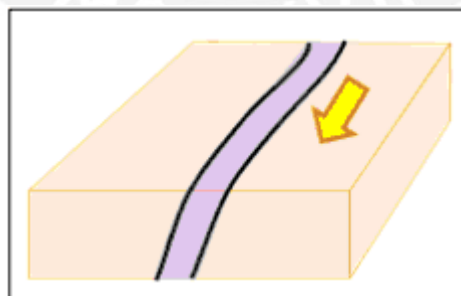
2. Tiempos largos entre filas:

A fin de lograr un desplazamiento controlado de la pila y así evitar la contaminación de material carbonoso sobre la mena de oro por superposición de materiales. Los nuevos tiempos empleados fueron de 90 y 120 ms.

3. Secuencia de salida en el mismo sentido del manto:

El desplazamiento de la voladura será en el mismo sentido de la orientación del manto de carbón. Ver Figura 43

Figura 43. Secuencia orientada en el sentido del manto



Fuente: ORICA

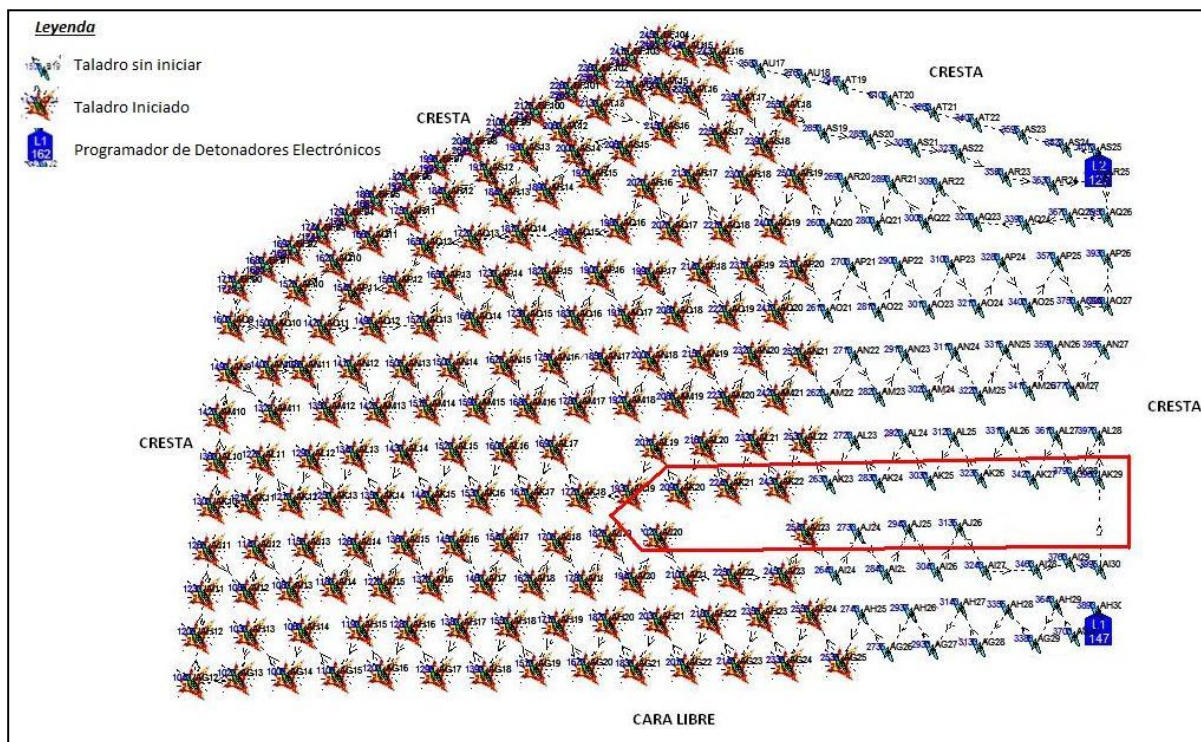
Con estas tres nuevas premisas, se realizaron la programación de los nuevos diseños de voladura.

A continuación se presenta un análisis de los 3 proyectos ejecutados bajo la metodología de Voladura Bajo Manto:

Zona 1 - 4020-032

En el proyecto Zona 1 - 4020-032, se encontraron 15 taladros con contenido de carbón, estos fueron cargados con las reglas de carguío previamente establecidas.

Figura 44. Secuencia de Salida del proyecto Zona 1 - 4020-032



Como se puede apreciar en la Figura 44, la única cara libre se encontraba en la parte inferior de la malla con lo cual, normalmente no hubiese sido posible volar siguiendo los controles establecidos por la metodología VBM. Sin embargo, como se aprecia en la Figura 45, la voladura se direccionó inicialmente por la esquina izquierda de la cara libre, luego se fue direccionando de manera que todo el bloque correspondiente al manto salga en el mismo sentido de orientación de este. Para esto fue importante programar los tiempos largos como se aprecia en la Figura 46 que denota claramente el espaciamiento del burden de alivio. El tiempo empleado entre filas fue de 90 ms.

Figura 45. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 1 - 4020-032

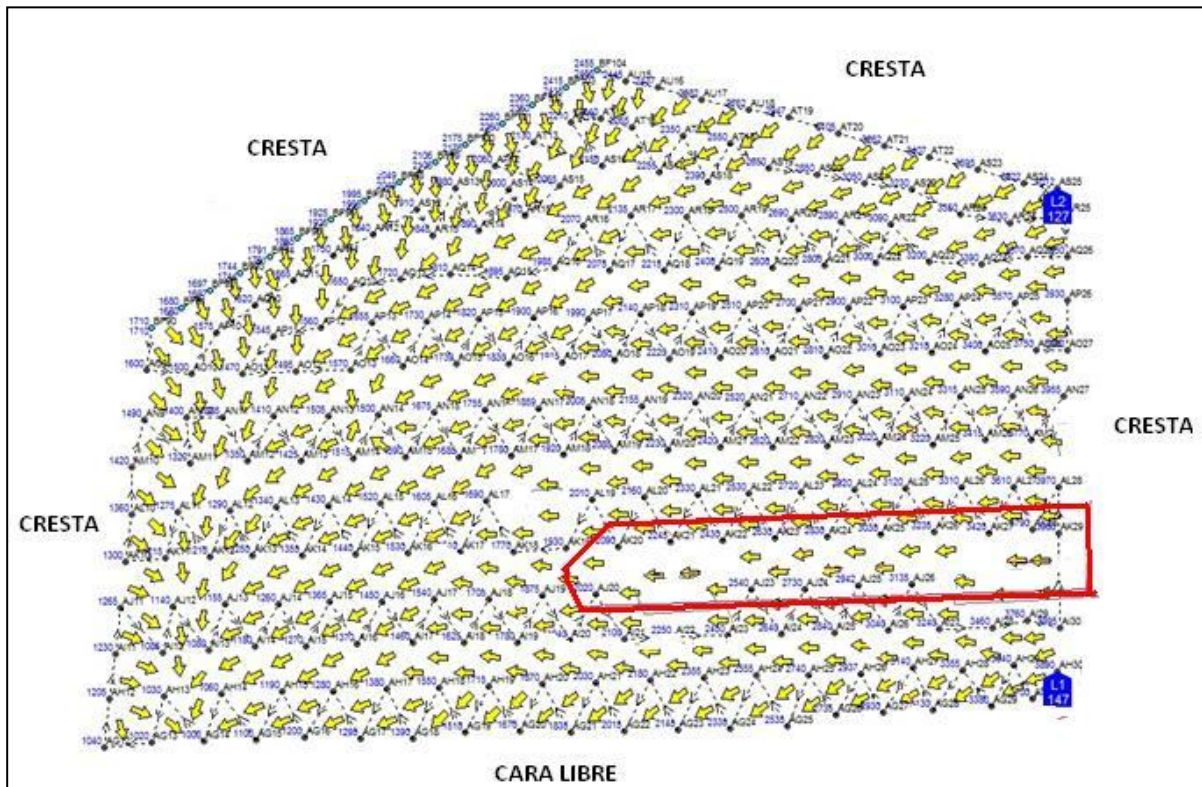
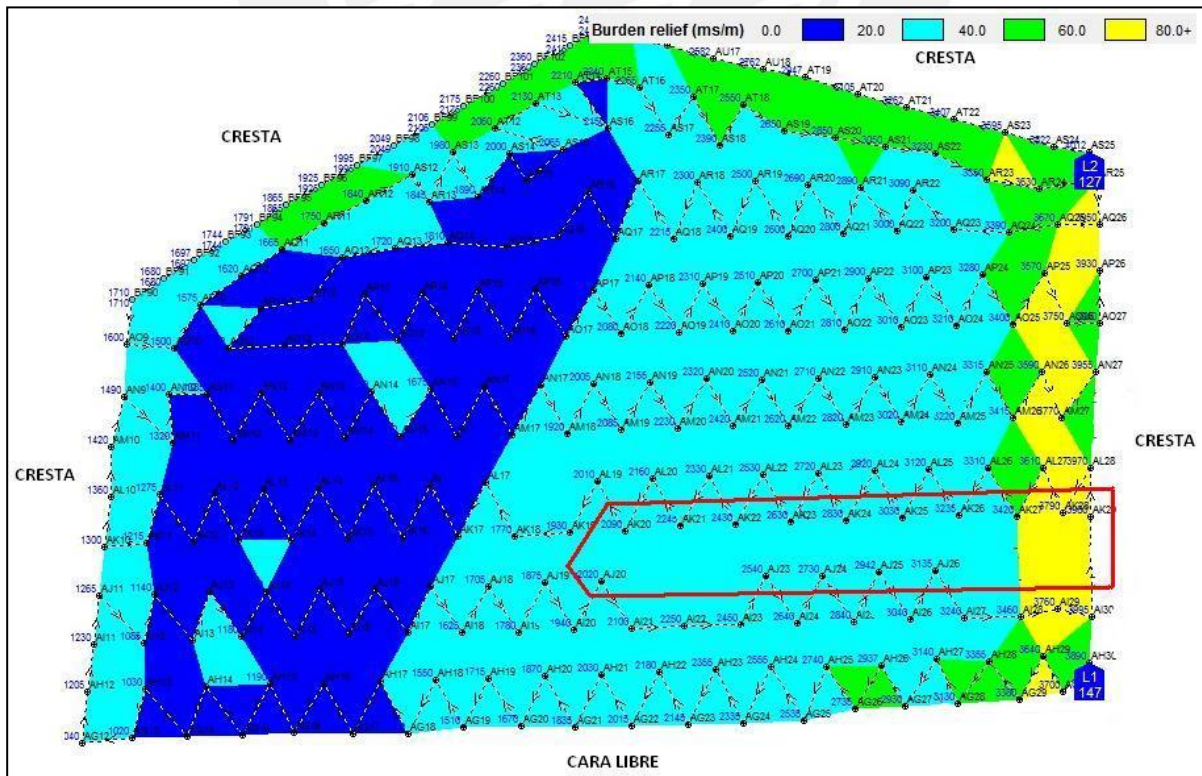


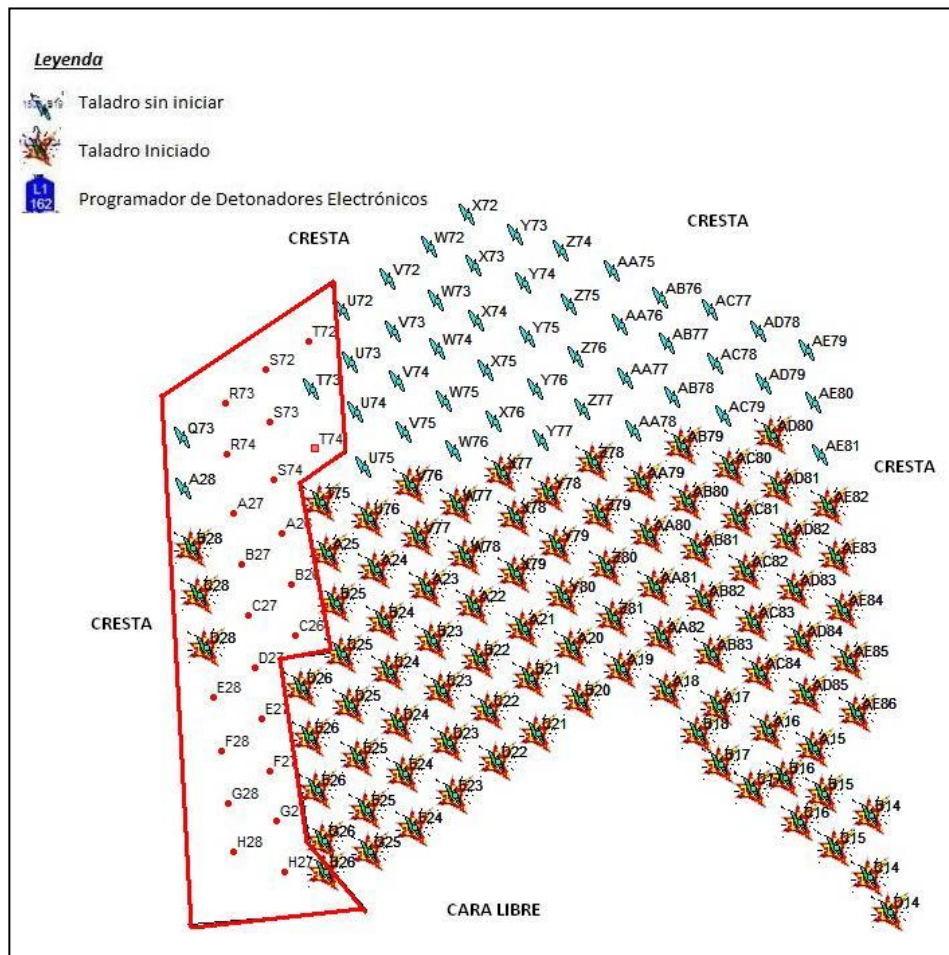
Figura 46. Burden de Alivio del proyecto Zona 1 - 4020-032



Zona 3 - 4150-048

Para la segunda Voladura Bajo Manto, se encontraron 29 taladros con contenido de carbón, los cuales también fueron cargados con las reglas de carguío.

Figura 47. Secuencia de Salida del proyecto Zona 3 - 4150-048



Como se puede apreciar en la Figura 47, la única cara libre se encontraba en la parte inferior de la malla lo que permite fácilmente orientar la voladura hacia abajo en el mismo sentido de la orientación del manto de carbón como se observa en la Figura 48.

En los gráficos, los puntos rojos representan los taladros que no han sido cargados, esto se debe a que la presencia de carbón se daba a lo largo de toda su longitud.

La Figura 49 demuestra un burden de alivio alto que permite el control del desplazamiento. Para la zona cian, el tiempo empleado entre filas fue de 90 ms.

Figura 48. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 3 - 4150-048

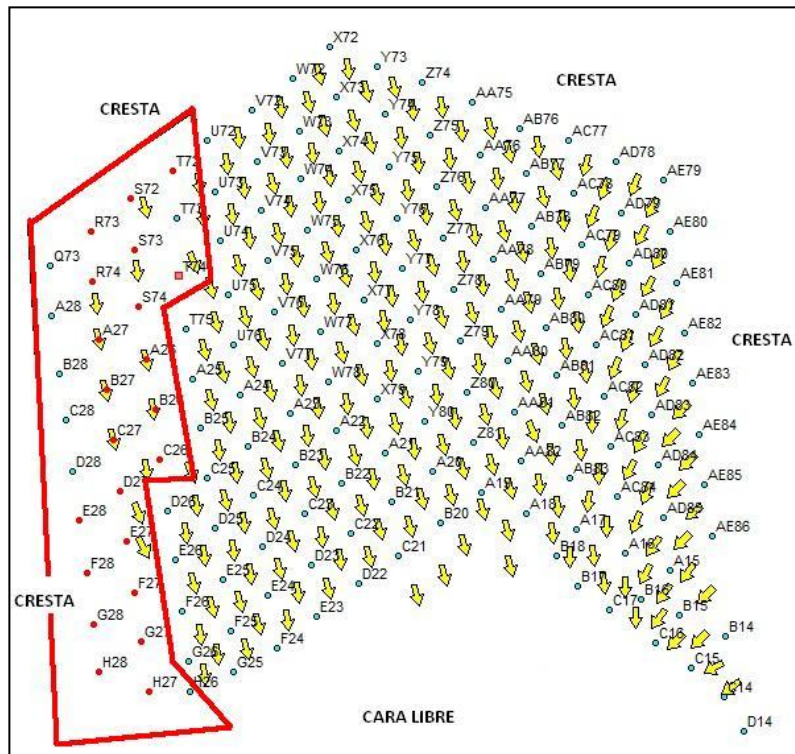
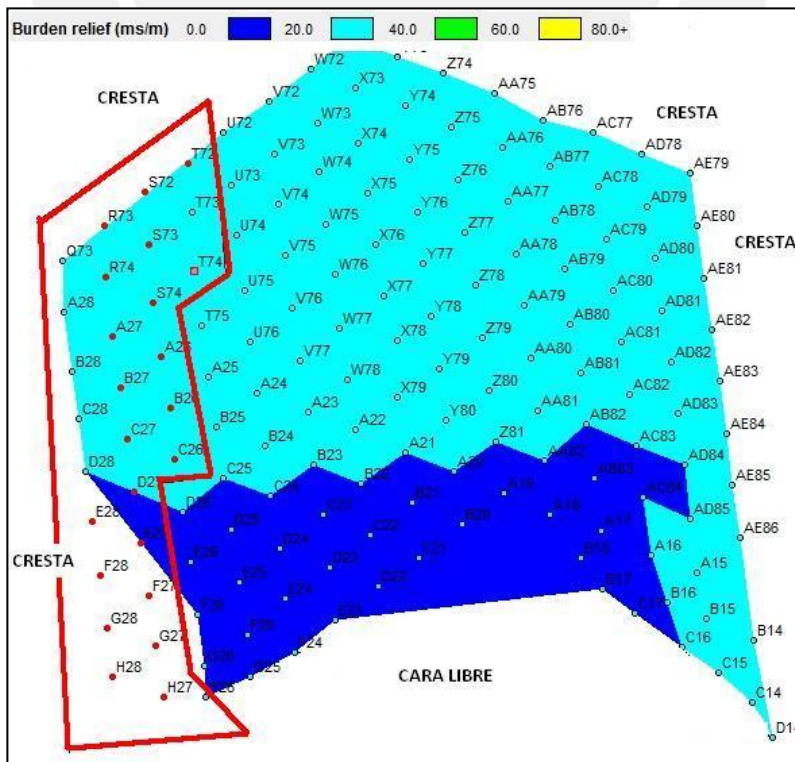


Figura 49. Burden de Alivio del proyecto Zona 3 - 4150-048



Zona 3 - 4150-053

En este proyecto, se identificaron 50 taladros repartidos en dos mantos de carbón.

Figura 50. Secuencia de Salida del proyecto Zona 3 - 4150-053 - Primera parte

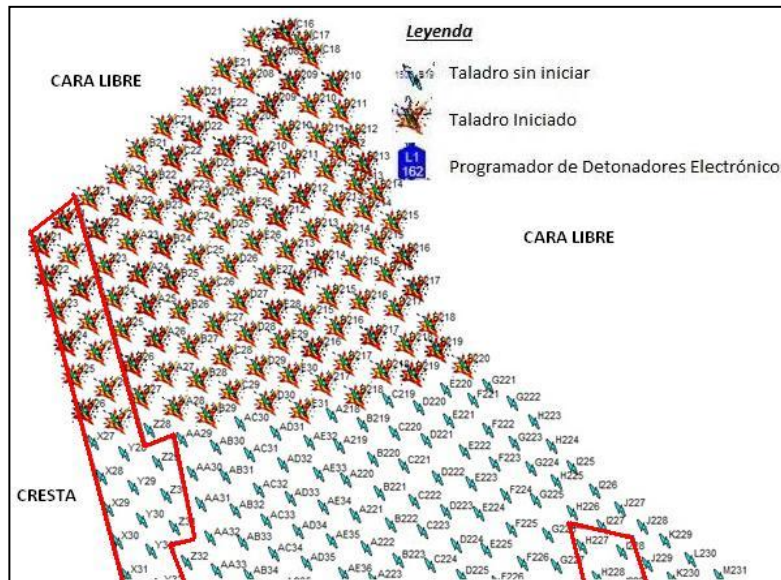


Figura 51. Secuencia de Salida del proyecto Zona 3 - 4150-053 - Segunda parte

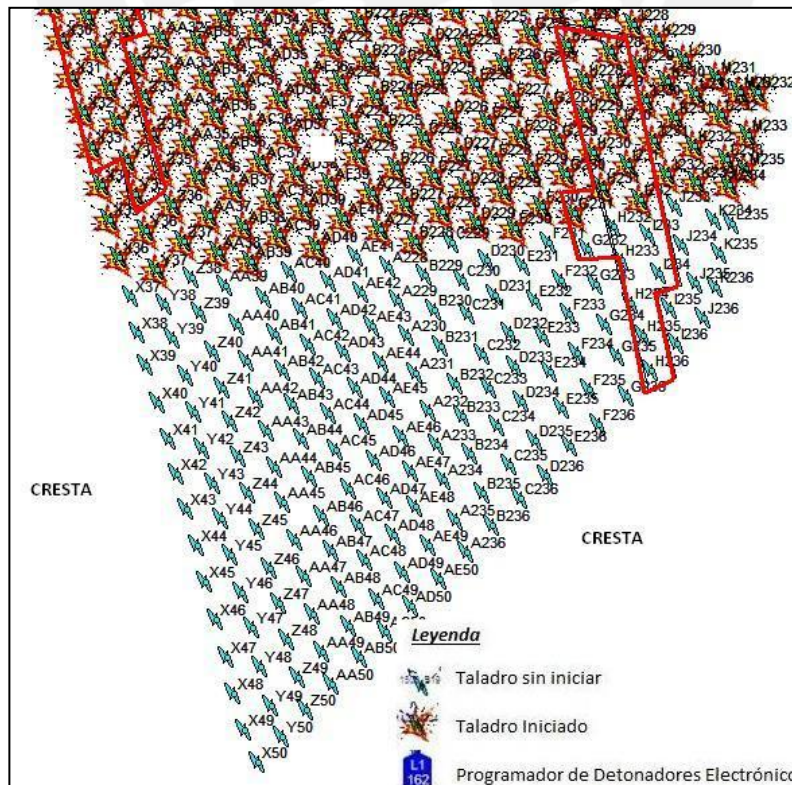


Figura 52. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 3 - 4150-053 - Primera parte

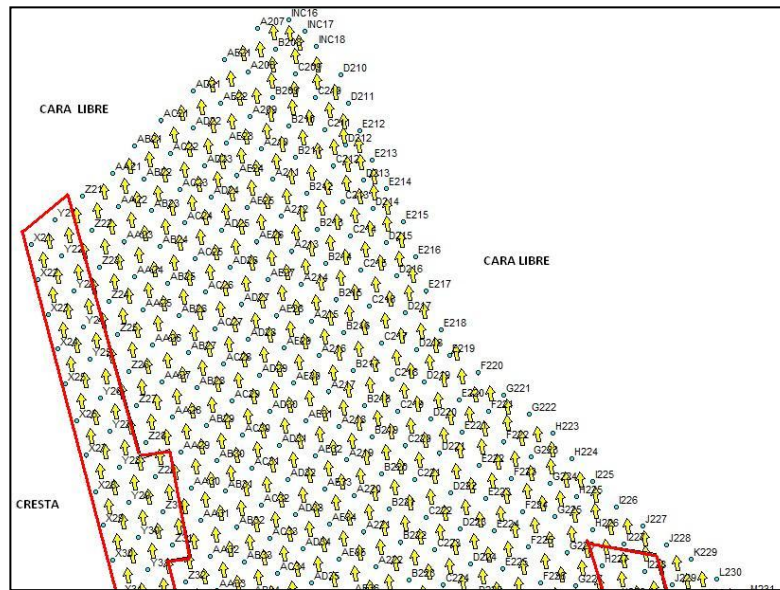
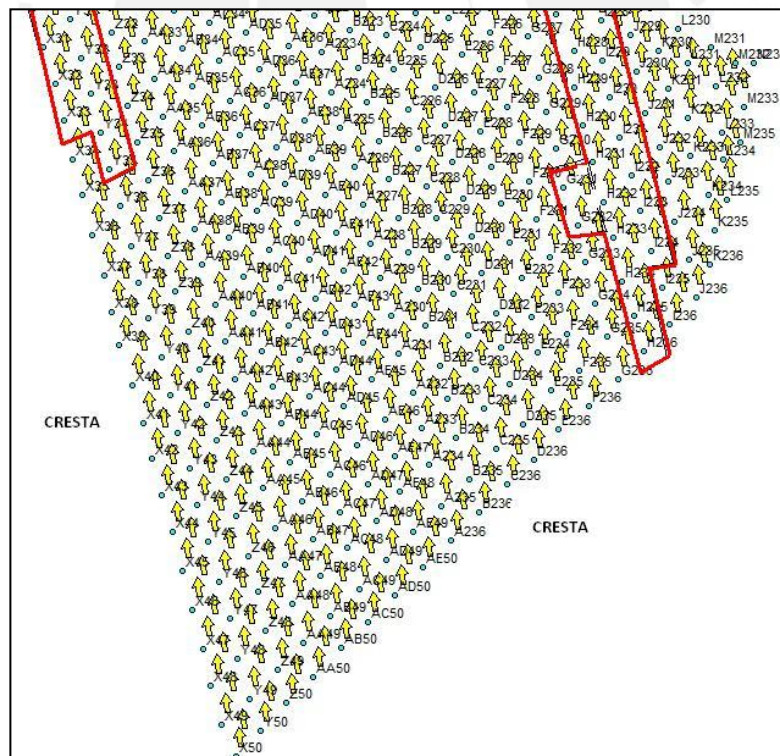
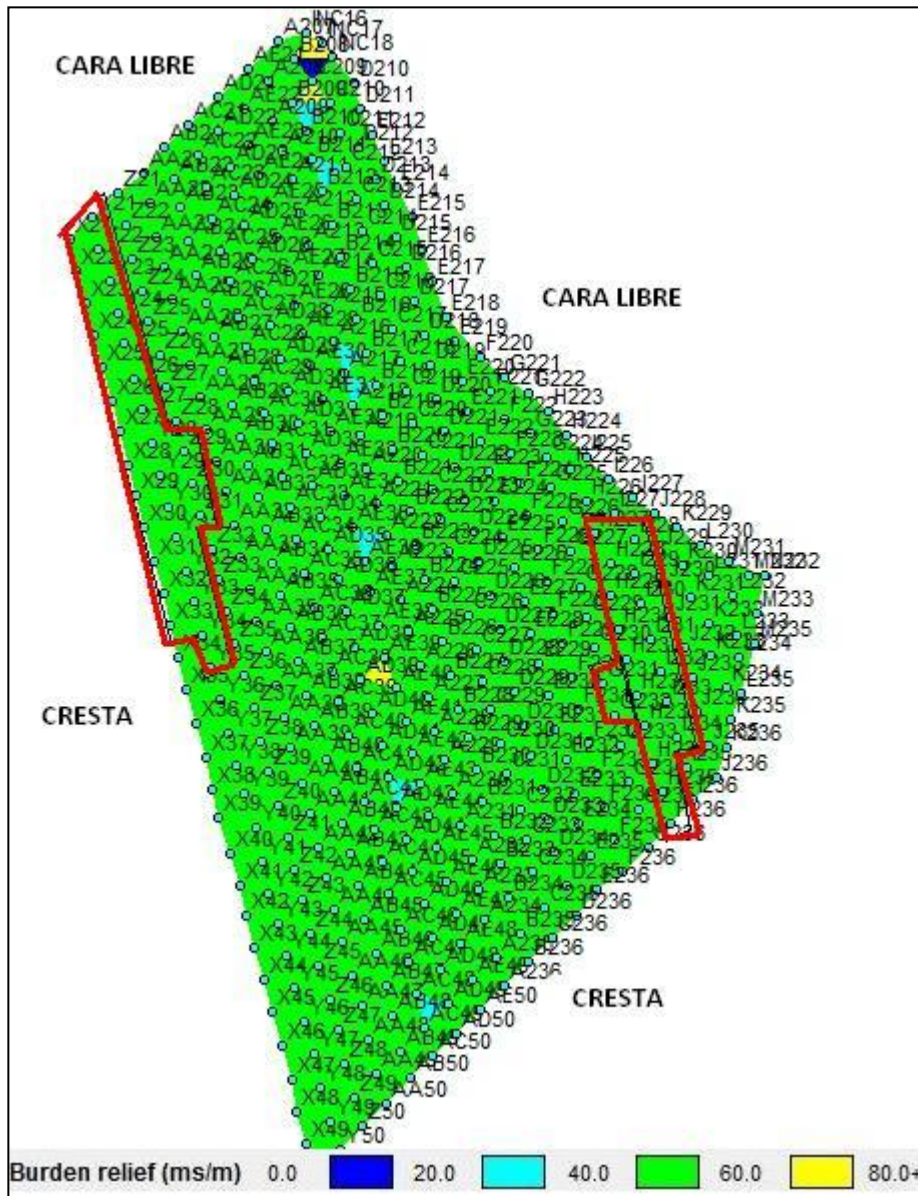


Figura 53. Sentido de Desplazamiento del proyecto Zona 3 - 4150-053 - Segunda parte



Como se aprecia en la Figura 50, Figura 51, Figura 52 y Figura 53, el sentido de desplazamiento de la voladura es en el mismo sentido del manto a pesar de que hay otra cara libre en la esquina superior derecha.

Figura 54. Burden de Alivio del proyecto Zona 3 - 4150-053



En la Figura 54, el burden de alivio se encuentra en el rango entre los 40 y 60 ms/m, en este caso los tiempos entre filas fueron de 150 ms y en toda la malla se aplicó el mismo tiempo a diferencia de los dos anteriores donde se programaron tiempos por zonas.

Este cambio se hizo a modo de prueba para ver la inferencia de esta disposición en los resultados.

3.2.4 Cálculo de Dilución

Al igual que para el cálculo de dilución de la Línea Base, las áreas de Geología e Ingeniería reportaron los tonelajes que se muestran en la Tabla 15.

Tabla 15. Tonelajes por tipo de material para Voladuras Bajo Manto

N°	Proyecto	Material	Estimado Geología (t)	Real Dispatch (t)
1	Zona 1 - 4020-032	M1	161,935	147,504
		M3B	14,494	15,715
		D2	22,164	20,749
		Total	198,593	184,013
2	Zona 3 - 4150-048	M1	93,189	93,616
		M3B	17,878	18,145
		D2	10,847	8,159
		Total	121,914	119,910
3	Zona 3 - 4150-053	M1	158,459	145,386
		M3B	18,319	21,082
		D2	6,653	5,267
		Total	183,341	171,735

De la misma forma que la línea base, la dilución fue calculada con las formulas expuestas en la teoría del Balance de Masa del CAPÍTULO II. Como ejemplo de cálculo se tomará el proyecto Zona 1 - 4020-032:

$$\text{Ajustado Geología (t)} = \frac{\text{Estimado Geología(t)} * \text{Total Real Dispatch(t)}}{\text{Total Estimado Geología(t)}}$$

Para M1:

$$\text{Ajustado Geología (t)} = \frac{161,935 * 184,013}{198,593}$$

$$\text{Ajustado Geología M1} = 150,046 \text{ t}$$

Entonces, reemplazando el valor de Ajustado Geología en la ecuación:

$$\% \text{ Dilución} = \left(\frac{\text{Ajustado Geología}(t) - \text{Real Dispatch}(t)}{\text{Ajustado Geología}(t)} \right) * 100$$

$$\% \text{ Dilución} = \left(\frac{150,046 - 147,504}{150,046} \right) * 100$$

$$\text{Dilución M1} = 1.69 \%$$

Para el caso de M3B:

$$\text{Ajustado Geología}(t) = \frac{14,494 * 184,013}{198,593}$$

$$\text{Ajustado Geología} = 13,430 \text{ t}$$

Y,

$$\% \text{ Dilución} = \left(\frac{13,430 - 15,715}{13,430} \right) * 100$$

$$\text{Dilución M3B} = - 17.02 \%$$

Para el caso de D2:

$$\text{Ajustado Geología}(t) = \frac{22,164 * 184,013}{198,593}$$

$$\text{Ajustado Geología} = 20,537 \text{ t}$$

Y,

$$\% \text{ Dilución} = \left(\frac{20,537 - 20,749}{20,537} \right) * 100$$

$$\text{Dilución D2} = - 1.25 \%$$

Realizando el balance de masas:

$$Md(t) = M3B(t) * \%Dil M3B + D2(t) * \%Dil D2 = M1(t) * \%Dil M1$$

$$Md(t) = 13,430 * 17.02 \% + 20,537 * 1.25 \% = 150,046 * 1.69 \%$$

$$Md = 2,542.3 \text{ t} = 2,542.3 \text{ t}$$

Tabla 16. Porcentaje de Dilución para Voladuras Bajo Manto

N°	Proyecto	Material	Estimado Geología (t)	Real Dispatch (t)	Ajustado Geología (t)	Dilución
1	Zona 1 - 4020-032	M1	161,935	147,504	150,046	1.69%
		M3B	14,494	15,715	13,430	17.02%
		D2	22,164	20,749	20,537	1.25%
		Total	198,593	184,013	184,013	
2	Zona 3 - 4150-048	M1	93,189	93,616	91,657	2.14%
		M3B	17,878	18,145	17,584	3.13%
		D2	10,847	8,159	10,669	23.52%
		Total	121,914	119,910	119,910	
3	Zona 3 - 4150-053	M1	158,459	145,386	148,428	2.05%
		M3B	18,319	21,082	17,159	22.86%
		D2	6,653	5,267	6,148	14.32%

La Tabla 16 muestra los valores finales de dilución por tipo de material para cada proyecto realizado aplicando VBM.

Los promedios ponderado de las diluciones son:

Dil M1 = 1.93 %

Dil M3B = 14.03 %

3.2.5 Cálculo de Fragmentación

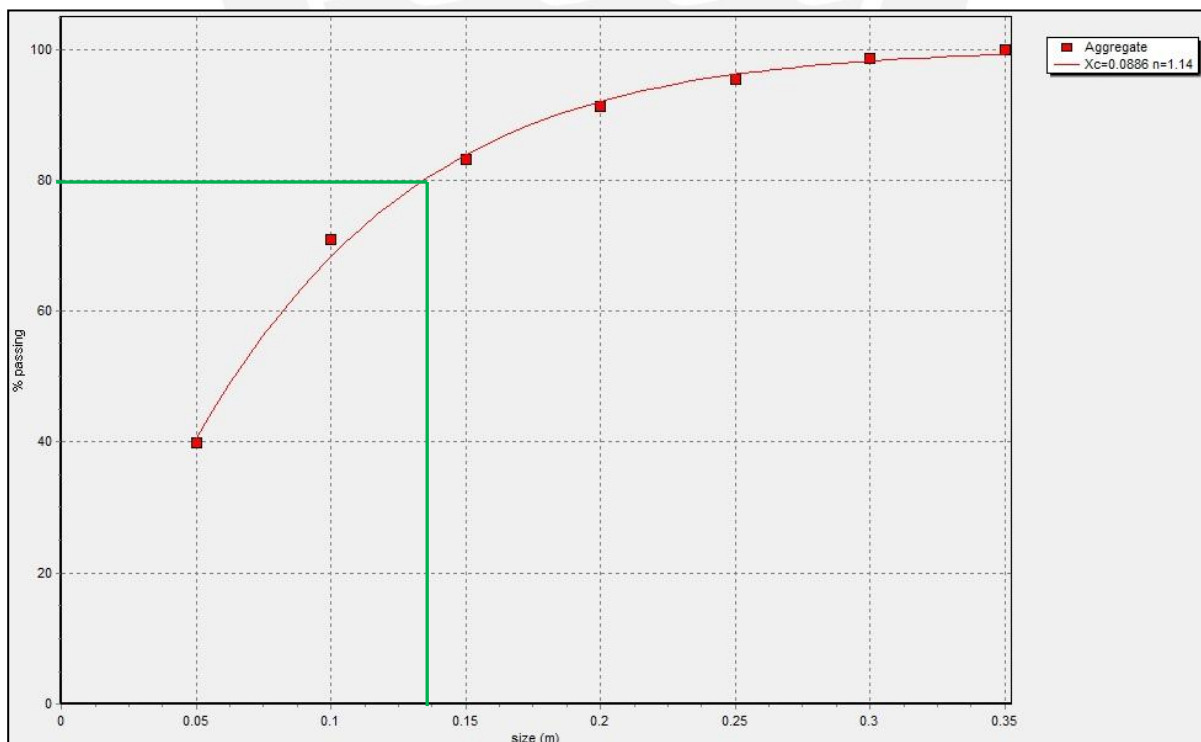
Con el software PowerSieve se realizó el análisis de fragmentación y el cálculo del P80 de los tres proyectos. Los resultados obtenidos se adjuntan en la Tabla 17, donde se aprecia que el promedio ponderado del P80 es de 13.62 cm.

Tabla 17. P80 de los Proyectos de Voladura Bajo Manto

N°	Proyecto	N° de Fotografías	P80 (cm)
1	Zona 1 - 4020-032	20	15.45
2	Zona 3 - 4150-048	20	11.75
3	Zona 3 - 4150-053	20	13.65
Promedio			13.62

El gráfico Figura 55 de la representa la curva de fragmentación de Rosin-Rammler hallada con el software PowerSieve 2. Así mismo, en la esquina superior derecha se observan el tamaño característico e índice de uniformidad (X_c y n) hallado por el software.

Figura 55. Curva de Fragmentación para Voladuras Bajo Manto



CAPÍTULO IV

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

En este capítulo se analizan los resultados de la Línea Base y los de las Voladuras Bajo Manto. Luego de esto, se presenta un análisis económico de lo que significó reducir la dilución y de su posible beneficio de aplicarlo en su totalidad para todas las voladuras con material carbonoso M3B.

4.1 Análisis de Resultados

Los resultados promediados se presentan a continuación en la siguiente tabla:

Tabla 18. Resultados Finales Promediados

	Dilución M1	Dilución M3B	P80 (cm)
Línea Base	4.63 %	25.62 %	12.50
Voladura Bajo Manto	1.93 %	14.03 %	13.62

La dilución basada en el material M1 pasó de 4.63% a 1.93%, lo que significa una disminución de 2.70%. Con respecto al material M3B, la dilución pasó de 25.62% a 14.03%, es decir que se logró disminuir en un 11.59% la dilución.

Con respecto a la fragmentación, el P80 pasó de 12.50 cm a 13.62 cm. Este ligero incremento puede corresponder al reemplazo de explosivo HA28 por HA46 en los taladros con contenido de carbón y los cercanos al manto.

4.2 Evaluación Económica

Con el fin de evaluar el beneficio económico que contrajo la reducción de la dilución, se realizó un análisis económico que se basó en las siguientes premisas:

- El beneficio económico se calculó en función al material M3B. No se realizó en función al material M1 porque no se conoce cuánto tonelaje podría estar relacionado con el material M3B. Sin embargo, sí se supo que el plan de minado para el siguiente año implicaba explotar aproximadamente 1.462 MT de M3B.

- El beneficio está expresado con la siguiente fórmula:

$$\text{Beneficio (\$)} = \text{Ore Rec} \times (\text{Precio} - \text{TRC}) \times (100\% - \text{Royalty}\%)$$

Donde:

- Profit*, es el beneficio económico expresado en USD (\$)
 - Ore Rec*, es la cantidad de Mena Recuperada (oz)
 - Precio*, es el precio del metal (\$/oz)
 - TRC*, es el cargo por tratamiento y refinación (\$/oz)
 - Royalty*, es la regalía a pagar por explotar un recurso no renovable a terceros (%)
- El costo está expresado con la siguiente fórmula:

$$\text{Costo Proceso (\$)} = \text{Tons Ore} \times \text{Costo Proceso Unitario}$$

Donde:

- Costo Proceso*, es el costo total expresado en USD (\$)
- Tons Ore*, representa las toneladas de Mena procesada (t)
- Costo Proceso Unitario*, es el costo unitario de procesamiento por tipo de material expresado en USD (\$/t)

Si se sabe que la dilución se redujo en un 11.59% y que el tonelaje de material M3B es 1.462 MT, el tonelaje de material M3B que puede pasar como material M1 es 169, 446 t.

Entonces para hallar el beneficio total del proyecto, se calculó la utilidad que genera procesar 169, 446 t como material M1 en vez de ser procesado como material M3B. Para este cálculo se procedió de la siguiente manera y con los siguientes parámetros:

- Tonelaje (M1, M3B): 169, 446 t
- Ley: 1.097 (g/t)
- Recuperación M1: 86%
- Recuperación M3B: 34%
- Precio: 1250 \$/oz
- TRC: 2.75 \$/oz
- Royalty: 2.51%

- Costo Proceso M1: 2.42 \$/t
- Costo Proceso M3B: 2.80 \$/t

Para aplicar la fórmula de beneficio presentada anteriormente, es necesario hallar primero el valor *Ore Rec*:

$$\text{Ore Rec} = \frac{(\text{Tonelaje} * \text{Ley} * \text{Recuperación})}{31.1034768}$$

Para el material M1:

$$\text{Ore Rec M1} = \frac{(169,446 * 1.097 * 86\%)}{31.1034768}$$

$$\text{Ore Rec M1} = 5,140 \text{ oz}$$

Para el material M3B:

$$\text{Ore Rec M3B} = \frac{(169,446 * 1.097 * 34\%)}{31.1034768}$$

$$\text{Ore Rec M3B} = 2,032 \text{ oz}$$

Si se tiene que:

$$\text{Beneficio} = \text{Ore Rec} \times (\text{Precio} - \text{TRC}) \times (100\% - \text{Royalty}\%)$$

Para el material M1:

$$\text{Beneficio M1} = 5,140 \times (1,250 - 2.75) \times (100\% - 2.75\%)$$

$$\text{Beneficio M1} = 6,234,566$$

Y para el material M3B:

$$\text{Beneficio M3B} = 2,032 \times (1,450 - 2.75) \times (100\% - 2.75\%)$$

$$\text{Beneficio M3B} = 2,859,940$$

Para hallar el beneficio parcial se debe restar el Beneficio M1 – Beneficio M3B ya que como se menciona el material ha pasado de M1 a M3B y en lugar de generar 2, 859,940 \$ generará 6, 234,566 \$. Bajo este concepto el beneficio será la resta de estos dos valores, lo que equivale a 3, 374,627 \$.

Además, se debe añadir el costo de procesamiento dado por:

$$\text{Costo Proceso} = \text{Tons Ore} \times \text{Costo Proceso Unitario}$$

En el material M1:

$$\text{Costo Proceso M1} = 169,446 \times 2.42$$

$$\text{Costo Proceso M1} = 410,059$$

Para el material M3B:

$$\text{Costo Proceso M3B} = 169,446 \times 2.80$$

$$\text{Costo Proceso M3B} = 474,448$$

Como se ve, procesar el material M3B es más costoso que el material M1 y realizando la resta de Costo Proceso M3B – Costo Proceso M1 se ve que hay un ahorro de 64,389 \$.

Finalmente el beneficio total será la suma del beneficio parcial hallado y el ahorro que hay en costo de proceso. Es decir $3, 374,627 \$ + 64,389 \$ = 3, 439,016 \$$.

El detalle de la Utilidad Neta se muestra en la siguiente tabla:

Tabla 19. Utilidad Neta del Proyecto para el año siguiente

Material	Tonelaje (t)	Rec	Ore Rec (oz)	Beneficio (\$)	Costo (\$)	Utilidad Neta (\$)
M1	169,446	86 %	5,140	6, 234,566	410,059	-
M3B	169,446	34%	2,032	2, 859,940	474, 448	-
Total				3, 374,627	- 64, 389	3, 439,016

CAPÍTULO V

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

- La aplicación de la técnica Voladura Bajo Manto logró reducir la dilución del material limpio de 4.63% a 1.93%, lo que significó una mejora de 41.68%. Por su parte la dilución del material carbonoso pasó de 25.62% a 14.03%, lo que representó una mejora de 54.76%.
- La Voladura Bajo Manto es una metodología que se puede aplicar en yacimientos epitermales de Oro donde hay presencia de mantos de carbón para maximizar la recuperación del material limpio y controlar el efecto de la dilución del manto.
- La Voladura Bajo Manto es una herramienta adicional a otros controles operativos que pueden ayudar a controlar y reducir la dilución durante el proceso de extracción en minas a cielo abierto en yacimientos de este tipo.
- El proceso clave para un buen desarrollo de las Voladuras Bajo Manto es la interpretación de los resultados del logueo con la Sonda de Rayos Gamma. Un análisis inexacto provocaría un carguío erróneo de los taladros. Un factor importante a considerar sobre la Sonda de Rayos Gamma es el continuo mantenimiento y calibración del equipo.
- El análisis del detritus de la perforación puede dar una información general de los tipos de roca pero no permite identificar con exactitud las distancias a las que se encuentran desde el collar del taladro.
- Durante el proceso de carguío, los operadores de los camiones fábrica y el personal de piso deben ser cuidadosos en respetar las distancias de carguío y las distancias de taco en los taladros. Por ello es necesaria una supervisión puntual durante toda esta etapa.
- El uso de grava es indispensable para lograr un buen trabajo de retención del taco y atenuar el impacto del explosivo sobre el manto.

- Realizar Voladuras Bajo Manto demandan un mayor tiempo de preparación con respecto a las voladuras convencionales por lo que es importante trabajar con cierto margen de días entre una voladura y otra.
- Durante el proceso de preparación de las voladuras bajo mantos, la coordinación entre las áreas implicadas requiere una comunicación directa y constante a fin de lograr una ejecución satisfactoria sin sobrepasar el tiempo previsto.
- El tamaño de fragmentación se vio ligeramente afectado, en vista que el P80 pasó de 12.50 a 13.62 cm. Uno de los factores de este incremento es el reemplazo de explosivo HA28 en lugar de HA46 en los taladros con carbón y los que rodean al manto. Sin embargo, este incremento no contempló mayor significado en el proceso de chancado.
- Los diseños de carguío y voladura propuestos deben ser mejorados en base a más resultados de Voladuras Bajo Manto. En este escenario se podría proponer, el aumento de las distancias de stand-off como el primer punto a analizar. Luego, la segunda medida, se podría analizar los resultados al incrementar los tiempos en fila y finalmente, la reducción del diámetro de taladro sería una tercera sugerencia.
- Para futuras pruebas, la medición del vector desplazamiento debería considerarse para un análisis más profundo de la pila volada.
- Implementar los controles operativos en el proceso de extracción de la metodología Voladura Bajo Manto puede resultar muy complicado ya que es más propio de minería de carbón. No obstante, se recomienda seguir la metodología de extracción de las capas por tipo de roca en la medida posible para ayudar a reducir aún más la dilución.
- La ejecución permanente de Voladura Bajo Manto generará un impacto económico favorable a la utilidad de la mina. El análisis realizado determinó un incremento en la ganancia de \$ 3, 439,016.
- La utilidad podría ser mayor a la calculada si se experimentara con voladuras que pudiesen determinar la dilución del material D2.

CAPÍTULO VI

BIBLIOGRAFÍA

- Barrick Perú <http://www.barrickperu.com/barrick/lagunas.html> (Febrero 2014)
- J. Azán (2009) “Estudio de Mineralización de Au en Secuencias Carbonosas de la Fm. Chimú y su influencia en el Control de Mineral en Lagunas Norte” Minera Barrick Misquichilca
- Hugo Ríos Mansilla (2005) “El Yacimiento Epitermal de Oro de Alta Sulfuración de Alto Chicama, Controles de Mineralización y Modelo Genético Preliminar”, Tesis UNI
- C. López (2003). Manual De Perforación Y Voladura De Rocas, Segunda Edición, España
- W. Hustrulid (1999). Blasting Principles For Open Pit Mining, Primera Edición, United States
- A. Ebrahimi (2013) “The importance of dilution factor for open pit mining projects” SRK Consulting
- Wikipedia http://es.wikipedia.org/wiki/Balance_de_materia (Marzo 2014)
- Muñoz, M. Alarcón (2009) “Aplicaciones de Wall Control para Voladuras Bajo Manto en Minas de Carbón” Orica Chile
- Nelson Romero Suarez (2009) “Supervisión en voladura bajo manto y control de calidad en la extracción del carbón”, Tesis UIS
- Miguel Lanata Rospigliosi (2009) “Modelamiento de vibraciones en el campo cercano aplicado a Lagunas Norte”, Tesis UNI
- J. Rorke and R. S. Kekana (2013) “The Impact of Horizontal Planar Structures on Blasting Results” BME

- Batten, R. Lederer (2012) "Minimising Coal Loss Through the use of Geophysical Logging" Orica Australia
- Coal Geology <http://www.coalgeology.com/> (Enero 2014)

