

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



“OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN EN ZONAS DE MINERAL,
CON LA APLICACIÓN DE EXPLOSIVOS DE ALTA ENERGÍA, PARA LA
REDUCCIÓN DE COSTOS, EN EL PROCESO DE CHANCADO Y
MOLIENDA EN EL TAJO FERROBAMBA, LAS BAMBAS 2017.”

TESIS

PRESENTADO POR:

BACH.: MIGUEL HUAMANÍ CAYLLAHUA

BACH.: FERDINAND HUAMANÍ PÉREZ

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

ABANCAY – PERÚ

2019



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



Tesis

“OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN EN ZONAS DE MINERAL, CON LA APLICACIÓN DE EXPLOSIVOS DE ALTA ENERGÍA, PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS, EN EL PROCESO DE CHANCADO Y MOLIENDA EN EL TAJO FERROBAMBA, LAS BAMBAS 2017.”

Presentado por BACH.: MIGUEL HUAMANÍ CAYLLAHUA y BACH.: FERDINAND HUAMANÍ PÉREZ, para optar el título de:

INGENIERO DE MINAS

Sustentado y aprobado el 16 de abril ante el jurado:

Presidente:

Ing. Dario D. Sánchez Castillo

Primer miembro:

Ing. Rodolfo A. Mattos Ojeda

Segundo miembro:

Ing. Hilario Carrasco Kolque

Asesor:

Mg. Franklin Aguirre Huilcas

Agradecimiento

Primeramente, agradecemos a Dios, por permitirnos cumplir nuestros sueños, guiarnos por el camino que tanto nos apasiona.

A nuestra Alma Mater “Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac”, a todo el personal docente de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas, por todos los conocimientos, experiencias y consejos que nos brindaron a lo largo de la carrera.

En estas líneas agradecemos a la Empresa Orica Mining Services Perú S.A - Unidad Minera Las Bambas - MMG Limited, que hicieron posible la realización de esta Tesis.



Dedicatoria

Este trabajo va dedicado a los pilares más importantes de nuestras vidas, nuestros padres y hermanos, que con su infinito apoyo lograron guiarnos con el único fin de alcanzar nuestros sueños.

A nuestros amigos que nos apoyaron en nuestra formación profesional, a nuestros docentes, aquellos que marcaron cada etapa de nuestra formación profesional, que nos ayudaron en asesorías y dudas presentadas en la elaboración de la tesis



INDICE GENERAL

INTRODUCCIÓN.....	1
RESUMEN.....	2
ABSTRACT.....	3
CAPÍTULO I.....	4
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	4
1.1. Descripción del problema.....	4
1.2. Enunciado.....	5
1.3. Objetivos.....	5
1.4. Justificación.....	5
1.5. Delimitación.....	6
1.5.1. Delimitación espacial.....	6
1.5.2. Delimitación social.....	6
1.5.3. Delimitación temporal.....	6
1.5.4. Delimitación conceptual.....	6
CAPÍTULO II.....	7
MARCO TEÓRICO.....	7
2.1. Antecedentes.....	7
2.2. Generalidades.....	8
2.2.1. Localización geográfica y política de la mina MMG LIMITED Las Bambas.....	8
2.2.1.1. Ubicación geográfica.....	8
2.2.1.2. Localización política.....	10
2.2.1.3. Concesiones mineras.....	12
2.2.1.4. Accesibilidad.....	14
2.2.2. Exploración.....	14
2.2.3. Explotación.....	14
2.2.4. Beneficio.....	15
2.2.5. Comercialización.....	16
2.2.6. Medio ambiente.....	16



2.2.7.	Recursos.....	17
2.2.7.1.	Clima.....	17
2.2.7.2.	Flora.....	18
2.2.7.3.	Fauna.....	19
2.2.7.4.	Fisiografía.....	20
2.2.8.	Reseña histórica.....	21
2.2.9.	Geología.....	22
2.2.9.1.	Marco estructural.....	22
2.2.9.2.	Geomorfología e hidrología.....	23
2.2.9.3.	Geología regional.....	24
2.2.9.4.	Geología local.....	24
2.2.9.5.	Geología Ferrobamba.....	26
2.2.9.6.	Rocas sedimentarias.....	26
2.2.9.7.	Rocas intrusivas.....	26
2.2.9.8.	Alteración.....	27
2.2.9.9.	Modelo geológico tajo Ferrobamba.....	28
2.2.9.10.	Estimación de reserva de Las Bambas.....	30
2.3.	Base teórica.....	30
2.3.1.	Ingeniería de rocas.....	30
2.3.1.1.	Propiedades físicas.....	31
2.3.1.2.	Propiedades mecánicas.....	33
2.3.1.3.	Teoría de Fallas.....	43
2.3.1.4.	Caracterización del macizo rocoso.....	44
2.3.1.5.	Propiedades geomecánicas del macizo rocoso en Las Bambas.....	54
2.3.2.	Diseño de la malla de perforación.....	56
2.3.2.1.	Diámetro de taladro.....	56
2.3.2.2.	Burden.....	56
2.3.2.3.	Espaciamiento.....	57
2.3.2.4.	Sobre-perforación.....	58
2.3.2.5.	Altura de banco.....	59



2.3.2.6.	Longitud de taladro.	59
2.3.2.7.	Parámetros de diseño.....	59
2.3.3.	Perforación.	60
2.3.3.1.	Sistemas de perforación.	60
2.3.3.1.1.	Sistema de perforación a percusión.....	60
2.3.3.1.2.	Sistema de perforación rotativo.....	61
2.3.3.1.3.	Accesorios para perforación rotativa.....	63
2.3.3.1.4.	Perforación por corona de diamante.....	64
2.3.3.1.5.	Perforadoras utilizadas en las bambas.....	65
2.3.4.	Ingeniería de Explosivos.	65
2.3.4.1.	Historia de los explosivos.	65
2.3.4.1.1.	Agentes explosivos secos.	66
2.3.4.1.2.	Hidrogeles.	68
2.3.4.1.3.	Emulsiones.	69
2.3.4.1.4.	Anfo pesado.	69
2.3.4.2.	Química de los explosivos.	70
2.3.4.3.	Tecnología del prills.....	72
2.3.4.4.	Energía del explosivo.	73
2.3.4.5.	Tecnología de la emulsión y vistis.	74
2.3.4.6.	Explosivos que fabrica Orica utilizado en Las Bambas.	75
2.3.4.6.1.	Sistema Fortis extra.....	75
2.3.4.6.2.	Fortan Advantage.	75
2.3.4.6.3.	Vistis 250.	76
2.3.4.7.	Propiedades de los explosivos.....	77
2.3.4.7.1.	Potencia y energía.	77
2.3.4.7.2.	Velocidad de detonación (VOD).....	78
2.3.4.7.3.	Densidad.....	79
2.3.4.7.4.	Presión de detonación.....	80
2.3.4.7.5.	Estabilidad.....	80
2.3.4.7.6.	Resistencia al agua.	81



	IX
2.3.4.7.7. Sensibilidad.....	81
2.3.4.7.8. Transición de la detonación.....	81
2.3.4.7.9. Desensibilización.	82
2.3.4.7.10. Resistencia a las bajas temperaturas.....	82
2.3.4.7.11. Humos.	83
2.3.5. Voladura.....	84
2.3.5.1. Carguío.....	84
2.3.5.2. Tapado de taladros.	85
2.3.5.3. Sistema de iniciación.....	86
2.3.5.3.1. Blaster.	86
2.3.5.3.2. Logger.	87
2.3.5.3.3. Detonador I-kon.	87
2.3.5.3.4. Pentex.....	88
2.3.5.3.5. Camión fabrica (MMu).	88
2.3.5.3.6. Polvorinera.	89
2.3.6. Fragmentación.....	90
2.3.6.1. Formula de larsson.	90
2.3.6.2. Formula de SVEDEFO (Swedish Detonic Research Foundation).....	91
2.3.6.3. Modelo de KUZ – RAM.	91
2.3.6.4. Modelo de Swebrec.....	93
2.3.6.5. Mecanismo de fragmentación de la roca por explosivo.	94
2.3.6.6. Optima fragmentación y su impacto en las operaciones Mina Molienda.	101
2.3.6.7. Análisis de fragmentación con equipo de PORTAMETRICS.	102
2.3.7. Micro trap VOD/data recover.....	111
2.4. Definición de términos.	123
CAPÍTULO III.....	127
DISEÑO METODOLÓGICO.....	127
3.1. Definición de variables.....	127
3.1.1. Variable Independiente (VI).....	127
3.1.2. Variable dependiente (VD).	127

	X
3.2. Operacionalización de variables.....	127
3.3. Hipótesis de la investigación.....	128
3.4. Tipo y diseño de la investigación.....	128
3.4.1. Tipo de investigación.....	128
3.4.2. Diseño de la investigación.....	128
3.5. Población y muestra.....	129
3.5.1. Población.....	129
3.5.2. Muestra.....	129
3.6. Procedimiento de la investigación.....	129
CAPÍTULO IV	131
RESULTADOS.....	131
4.1. Descripción de los resultados.....	131
4.1.1. Descripción de la propuesta.....	131
4.1.2. Propuestas involucradas en el proceso en la mejora de la fragmentación.....	134
4.1.3. Medición de Velocidad de detonación (VOD) – Vistis 250.....	134
4.1.3.1 Resultado de la velocidad de detonación (VOD) del explosivo Vistis 250.....	137
4.1.4. Seguimiento y control de calidad Vistis 250.....	139
4.1.4.1. Curva de gasificación del explosivo Vistis 250.....	139
4.1.5. Resultado de Voladura con la aplicación de explosivo de alta energía Vstis 250... 140	
4.1.5.1. Resumen de días de disparo con explosivo de alta energía Vistis 250 en el periodo de prueba (enero 2017 – marzo 2017).....	140
4.1.5.2. Análisis de las voladuras realizadas con la mezcla explosiva Fortis Extra y Vistis 250 – enero 2017.....	142
4.1.5.2.1. Reporte de voladura electrónica MINI TAJO 3810 – 073 (07/01/17) – Vistis 250.....	142
4.1.5.2.2. Reporte de fragmentación en el frente 3810–072 (pala hidraulica 13 – 08/01/2017) – Vistis 250.....	147
4.1.5.2.3. Reporte de voladura electrónica Fortis Extra y Vistis 250 MINI TAJO 3810 – 069-076 (29/01/17).....	151
4.1.5.3. Análisis y comparación de resultados de las voladuras realizadas con Fortis Extra y Vistis 250 del mes de enero.....	156



4.1.5.4.	Reportes de voladura y análisis de fragmentación de las voladuras realizadas con la mezcla explosiva Fortis Extra y Vistis 250 – febrero 2017.	159
4.1.5.4.1.	Reporte de voladura electrónica Fortis Extra y Vistis 250 MINI TAJO 3795 – 051 (15/02/17).	159
4.1.5.4.2.	Reporte de fragmentación en el frente 3810–091 (pala 02 – 03/02/2017) – Vistis 250.	163
4.1.5.5.	Análisis y comparación de resultados de las voladuras realizadas con Fortis Extra y Vistis 250 del mes de febrero.	168
4.1.5.6.	Reportes de voladura y análisis de fragmentación de las voladuras realizadas con la mezcla explosiva Fortis Extra y Vistis 250 – Marzo.	170
4.1.5.6.1.	Reporte de voladura electrónica Fortis Extra y Vistis 250 MINI TAJO 3795 – 062-076 (09/03/17).	170
4.1.5.6.2.	Reporte de fragmentación en el frente 3795–076 (pala 02 – 11/03/2017) – Vistis 250.	176
4.1.5.7.	Análisis y comparación de resultados de las voladuras realizadas con Fortis Extra y Vistis 250 del mes de marzo.	181
4.1.6.	Análisis de fragmentación y tamaños críticos producidos por el Vistis 250.	183
4.1.7.	Evaluación económica y consumo en el periodo de prueba de las mezclas explosivas Fortis Extra y Vistis 250.	184
4.1.8.	Influencia de la granulometría en el proceso de chancado y molienda.	186
4.1.8.1.	Visión general del proceso de Chancado Primario.	188
4.1.8.2.	Determinación de beneficio de tonelaje pasante.	189
4.1.8.3.	Resultados del rendimiento del chancador.	190
4.1.8.4.	Resultados flujo de caja en el proceso de chancado.	192
4.1.8.5.	Visión General de la Molienda.	194
4.2.	Discusión de Resultados.	196
4.2.4.	Diseño de perforación y carguío de taladros – línea base.	196
4.2.5.	Diseño de perforación y carguío de taladros – caso específico.	196
4.2.6.	Resumen comparativo de fragmentación entre Fortis Extra y Vistis 250.	197
4.2.7.	Resumen comparativo en el proceso de chancado.	198
CAPÍTULO V.....		199
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....		199



INDICE DE TABLAS.

Tabla 1. <i>Coordenadas UTM de la ubicación las bambas.</i>	8
Tabla 2. <i>Delimitación de tajos, chalcobamba, sulfubamba y charcas.</i>	12
Tabla 3. <i>Vía de acceso al proyecto Las Bambas</i>	14
Tabla 4. <i>Temperatura media, mínima, máxima y precipitación promedio en Las Bambas.</i>	17
Tabla 5. <i>Reservas de tajos mina las Bambas</i>	30
Tabla 6. <i>Densidades y velocidad de propagación de ondas de compresión de algunos minerales</i>	31
Tabla 7. <i>Clasificación de rocas según la resistencia a compresión uniaxial.</i>	37
Tabla 8. <i>Índice de calidad de Deere</i>	45
Tabla 9. <i>Estimación de las resistencias medias de ciertas rocas según Bieniawski, 1973</i>	47
Tabla 10. <i>Clasificación de Deere (1967) del espaciado de las juntas.</i>	47
Tabla 11. <i>Orientaciones relativas entre las juntas y el eje de la cavidad.</i>	49
Tabla 12. <i>Parámetros de clasificación y sus valores.</i>	49
Tabla 13. <i>Ajustes de valores por las orientaciones de las juntas</i>	50
Tabla 14. <i>Determinación de la clase del macizo rocoso RMR.</i>	50
Tabla 15. <i>Significado de las clases de macizos rocosos.</i>	50
Tabla 16. <i>Número de familias de juntas Jn</i>	51
Tabla 17. <i>Meteorización de las juntas</i>	51
Tabla 18. <i>Rugosidad de las juntas. Jr</i>	52
Tabla 19. <i>Agua en las juntas Jw</i>	53
Tabla 20. <i>Tensiones en las excavacion S.R.F.</i>	53
Tabla 21. <i>Clasificación de Barton (1976) de los macizos rocosos</i>	54
Tabla 22. <i>Propiedades geomecánicas del macizo rocoso en el tajo Ferrobamba.</i>	55
Tabla 23. <i>Diseño de parámetros para la perforación en el tajo Ferrobamba 2017</i>	59
Tabla 24. <i>Perforadoras utilizadas en las bambas.</i>	65
Tabla 25. <i>Propiedades técnicas del Fortis Extra.</i>	75
Tabla 26. <i>Propiedades técnicas del Fortan Advantage.</i>	76
Tabla 27. <i>Propiedades técnicas del Vistis.</i>	77
Tabla 28. <i>Portametrics Hardware, partes del equipo</i>	103
Tabla 29. <i>Descripción de funciones de la captura de imagen (Fig.54.)</i>	104
Tabla 30. <i>Descripción de funciones del visor de imágenes (Fig.55)</i>	105
Tabla 31. <i>Descripción de funciones de ajustes de la región de interés (fig.56)</i>	106
Tabla 32. <i>Descripción de funciones de la edición de fragmentación (Fig.55.)</i>	107
Tabla 33. <i>Tamaños De Fragmentos.</i>	110
Tabla 34. <i>Especificaciones técnicas</i>	110
Tabla 35. <i>Valores típicos de "Work Index de Bond"</i>	120
Tabla 36. <i>Consumo de energía y costos en minería.</i>	121
Tabla 37. <i>Operacionalización de variables</i>	127



Tabla 38. <i>Procedimiento de investigación.</i>	129
Tabla 39. <i>Propiedades geomecánicas del macizo rocoso de las distintas litologías del Tajo Ferrobamba.</i>	132
Tabla 40. <i>Resumen de las pruebas realizadas – ENERO 2017.</i>	141
Tabla 41. <i>Resumen de las pruebas realizadas – FEBRERO 2017</i>	141
Tabla 42. <i>Resumen de las pruebas realizadas – MARZO 2017</i>	141
Tabla 43. <i>Datos de disparo del proyecto 3810 - 73</i>	144
Tabla 44. <i>Tamaño inferior 1 pulg. – rango – tamaño superior 3 pulg.</i>	149
Tabla 45. <i>Tamaño inferior 1pulg. – rango – tamaño superior 5 pulg.</i>	150
Tabla 46. <i>Tamaño inferior 3 pulg. – rango – tamaño superior 7 pulg.</i>	150
Tabla 47. <i>Datos de disparo del proyecto 3810 - 069 - 076</i>	153
Tabla 48. <i>Datos de disparo proyecto 3795 - 051</i>	160
Tabla 49. <i>Tamaño inferior 1 pulg. – rango – tamaño superior 3 pulg.</i>	166
Tabla 50. <i>Tamaño inferior 1 pulg. – rango – tamaño superior 5 pulg.</i>	167
Tabla 51. <i>Tamaño inferior 3 pulg. – rango – tamaño superior 7 pulg.</i>	167
Tabla 52. <i>Datos de disparo proyecto 3795 - 062 - 076</i>	172
Tabla 53. <i>Tamaño inferior 1 pulg. – rango – tamaño superior 3 pulg.</i>	179
Tabla 54. <i>Tamaño inferior 1 pulg. – rango – tamaño superior 5 pulg.</i>	180
Tabla 55. <i>Tamaño inferior 3 pulg. – rango – tamaño superior 7 pulg.</i>	180
Tabla 56. <i>Evaluación económica y consumo de explosivos.</i>	184
Tabla 57. <i>Consumo de las mezclas explosivas y costo total en el periodo de prueba.</i>	185
Tabla 58. <i>Eficiencia de la chancadora caso histórico para costo de energía.</i>	188
Tabla 59. <i>Eficiencia chancador caso base para costo energético.</i>	189
Tabla 60. <i>Leyes promedio por mes</i>	189
Tabla 61. <i>Rendimiento promedio de los chancadores por mes.</i>	190
Tabla 62. <i>Costos y dólares aportados por tonelaje por mes.</i>	191
Tabla 63. <i>Rendimiento promedio de los chancadores por día.</i>	191
Tabla 64. <i>Costos energéticos promedio del chancador y USD por tonelaje pasante caso específico por voladura.</i>	191
Tabla 65. <i>Flujo de caja en el chancador caso base.</i>	192
Tabla 66. <i>Flujo de caja en el proceso de chancado caso específico.</i>	192
Tabla 67. <i>Consumo de energía por hora Caso base (Fortis Extra)</i>	194
Tabla 68. <i>Consumo de energía promedio caso específico (Vistis 250).</i>	194
Tabla 69. <i>Comparación de resultados promedio en la fragmentación por mes.</i>	197
Tabla 70. <i>Comparativo en el proceso de chancado.</i>	198



INDICE DE FIGURA

Figura 1. Ubicación Regional Las Bambas.....	9
Figura 2. Comunidades asentadas en el área del Proyecto Las Bambas.....	11
Figura 3. Poligonal de área de concesión.....	13
Figura 4. vegetacion en roquedal.....	19
Figura 5. Fauna representativa de la zona de estudio.....	20
Figura 6. Fisiografía del área de la mina Las Bambas.....	20
Figura 7. Metalogénia del Perú, principales franjas mineralizadas.....	23
Figura 8. Columna Estratigráfica.....	25
Figura 9. Tajo Ferrobamba.....	26
Figura 10. Sección geológica Ferrobamba.....	27
Figura 11. Ferrobamba alteraciones (Departamento de Geología Las Bambas).....	28
Figura 12. Modelo geológico del Tajo Ferrobamba.....	29
Figura 13. Estimación de Reservas del Proyecto Medido & Indicado % (Kt).....	30
Figura 14. Equipo de ensayo uniaxial.....	34
Figura 15. Esquema del ensayo de compresión simple.....	34
Figura 16. Ensayo de carga puntual mediante la prensa Franklin.....	36
Figura 17. Equipo de corte directo.....	38
Figura 18. Tabla estimada de las constantes elásticas.....	40
Figura 19. Equipo para ensayo de compresión triaxial.....	41
Figura 20. Equipo para Ensayo indirecto de tracción.....	42
Figura 21. Estimación del R.Q.D. a partir de testigos de sondeo.....	45
Figura 22. Estimación del J_v y clasificación del tamaño de bloque en función de espaciados de juntas y número de familias observadas en campo.....	46
Figura 23. Variación de la resistencia del macizo rocoso en función del espaciado de las juntas y de la resistencia a compresión simple de la roca (Bieniawski, 1976).....	48
Figura 24. Diseño de burden según el patrón triangular y cuadrado.....	58
Figura 25. Componentes de una perforadora rotativa.....	61
Figura 26. Accesorios de perforacion de corte.....	62
Figura 27. Triconos con inserto de tungsteno.....	62
Figura 28. Forma de fragmentación en función del tipo de corona y dureza de la roca.....	64
Figura 29. Agentes explosivos secos con base Nitrato de Amonio.....	67
Figura 30. Estructura del ANFO pesado.....	70
Figura 31. Energía del ANFO a granel efecto del FO.....	71
Figura 32. Tecnología Vistis.....	74
Figura 33. Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación.....	79
Figura 34. Categoría de volumen de gases nocivos.....	83



Figura 35. Primado de accesorios, explosivos y carguio de taladros con MMU	85
Figura 36. Tapado de taladros con minicargador	85
Figura 37. Blaster 2400R.	87
Figura 38. Logger 1.....	87
Figura 39. Detonador I-Kon.....	88
Figura 40. Iniciador pentex de 2 lb.	88
Figura 41. carguío de taladros con MMU	89
Figura 42. Camioneta polvorinera para el transporte de accesorios de voladura.....	89
Figura 43. Grafico comparativo del porcentaje pasanate según.....	93
Figura 44. interpretacion del porcentaje.....	94
Figura 45. Fase inicial en el proceso de fragmentación.	95
Figura 46. Propagación de ondas de choque y de esfuerzo.....	96
Figura 47. Gases a alta °T y P estendiendo grietas radiales.	97
Figura 48. Movimiento de material.....	97
Figura 49. Interacción de eventos en una voladura.....	99
Figura 50. Curva presión volumen de gases.	100
Figura 51. Optima voladura en una tradicional aproximacion.....	102
Figura 52. Toma de muestra en frente de minado con el equipo portametrics.	102
Figura 53. Equipo Portametrics Hardware.....	103
Figura 54. Captura de imagen.	104
Figura 55. Visor de imágenes.....	105
Figura 56. ajustes de la región de interés.	106
Figura 57. opción de activación de imágenes cercanas y distantes.....	108
Figura 58. Interpretación de resultados.....	109
Figura 59. Visualización de los diferentes P- Vales.....	110
Figura 60. Toma de fotos representativos.	111
Figura 61. Equipo registrador de datos / VOD MicroTrap	111
Figura 62. Instalación de Equipo MicroTrap VOD / Data.....	112
Figura 63. Grafico del VOD.....	113
Figura 64. Instalación de Equipo MicroTrap VOD / Data.....	113
Figura 65. Partes principales de una chancadora de conos.	114
Figura 66. Bolas de acero como medio de molienda.	116
Figura 67. Zonas en el proceso de molienda.....	117
Figura 68. Distribución de costos de energía en Minería.....	121
Figura 69. Costos resultantes de acuerdo al rediseño de la voladura.....	122
Figura 70. Propuesta de carguío vistis 250.	131
Figura 71. Zonificación de la litología en el Tajo Ferrobamba.....	133
Figura 72. Esquema de procesos involucrados en la mejora de la fragmentación.	134

Figura 73. Esquema de prueba.....	135
Figura 74. Instalación de Equipo Micro Trap.....	136
Figura 75. Instalación del cable resistivo en el taladro.....	136
Figura 76. VOD alcanzado con el explosivo VISTIS 250 = 5931.5 m/s.....	137
Figura 77. Medición de velocidad de detonación (VOD) mes de marzo.....	138
Figura 78. Control de calidad en campo, control de densidad del explosivo.....	139
Figura 79. Medición de densidad explosivo VISTIS250.....	140
Figura 80. Diseño de carguío de taladros del proyecto 3810 – 073.....	143
Figura 81. Levantamiento de taladros cargados.....	145
Figura 82. Secuencia de voladura en el proyecto 3810 – 073 (ver anexo 03 – lamina L01).....	145
Figura 83. Dirección del movimiento de material volado (ver en anexo 03 – Lamina L03).....	146
Figura 84. Reporte de voladura del Blaster 2400R.....	146
Figura 85. Ubicación del cargador en el frente de minado.....	147
Figura 86. Minado del polígono 3 del proyecto 3810 - 073 por el cargador 13.....	147
Figura 87. fotografías tomadas por el equipo portametric.....	148
Figura 88. Distribución de tamaño de fragmento.....	148
Figura 89. Histograma acumulativo del proyecto disparado 3810-073.....	149
Figura 90. Diseño de carguío de taladros en zona estéril.....	151
Figura 91. Diseño de carguío de taladros en zona mineral con la mezcla explosiva Fortis Extra.....	152
Figura 92. Diseño de carguío de taladros en zonas de mineral con Vistis 250.....	152
Figura 93. Levantamiento de taladros cargados y no cargados.....	154
Figura 94. Secuencia e inicio de voladura del proyecto 3810 - 069 – 076.....	154
Figura 95. Dirección del desplazamiento de material volado (ver anexo 03 – Lamina A03).....	155
Figura 96. Reporte de Voladura Blaster 2400R.....	155
Figura 97. Cuadro comparativo de Fortis Extra y Vistis 250 mes de enero.....	156
Figura 98. Tendencia de porcentaje de finos y tamaños críticos del mes de enero VISTIS 250.....	157
Figura 99 Tendencia de porcentaje de finos y tamaños críticos del mes de enero.....	158
Figura 100. Diseño de carguío de taladros proyecto 3795 - 051.....	160
Figura 101. Levantamiento de taladros cargados y no cargados.....	161
Figura 102. Secuencia y punto de inicio de voladura (ver anexo 03 – Lamina D01).....	162
Figura 103. Dirección de movimiento del material volado (ver anexo 03 – Lamina D03).....	162
Figura 104. Reporte de voladura del Blaster2400R.....	163
Figura 105. Ubicación de la pala eléctrica y el frente de minado.....	164
Figura 106. Frente de minado y diferencia de fragmentacion sgun mezcla explosiva utilizada....	164
Figura 107. Fotografías de las muestras a analizar con el portametric.....	165
Figura 108. Distribución de tamaño de fragmentos.....	165
Figura 109. Histograma acumulativo según rango de tamaño.....	166
Figura 110. Análisis comparativo del fortis extra y vistis 250 del P80 Y % de finos.....	168



Figura 111. Tendencia de porcentaje de finos y tamaños críticos.....	169
Figura 112. Diseño de carguio de taladro en zona mineral con la mezcla explosiva VISTIS 250.	171
Figura 113. Diseño de carguio en zonas de mineral con la mezcla explosiva FORTIS EXTRA ..	171
Figura 114. Levantamiento de taladros cargados y taladros tapados proyecto 3795-062-076	173
Figura 115. Secuencia de y punto de inicio de la voladura (ver anexo 03 – Lamina H01).....	174
Figura 116. Dirección del movimiento de material volado (ver anexo 03 – Lamina H03)	175
Figura 117. Reporte del Blaster2400R del proyecto disparado 3795-062-076	176
Figura 118. Ubicación del polígono del frente de minado.	177
Figura 119. Delimitación de la zona fragmentada con VISTIS 250 y FORTIS EXTRA	177
Figura 120. Fotografías tomadas con el portametric a las muestras para su respectivo analisis de fragmentacion.....	178
Figura 121. Distribución de tamaños de fragmentación.	178
Figura 122. Histograma acumulativo según rango de tamaño de fragmentos.	179
Figura 123. Análisis y comparación del P80 y porcentaje de finos (Fortis extra VS Vistis 250) - marzo.....	181
Figura 124. Tendencia de porcentaje de finos y tamaños críticos (Fortis Extra VS Vistis 250) - Marzo	182
Figura 125. Analisis de P80 y % de finos	183
Figura 126. Area de Stock Pile	186
Figura 127. Visión general del proceso de tratamiento en la Planta concentradora.	187
Figura 128. Vision general del proceso de chancado.....	193
Figura 129. Vision general del proceso de molienda.....	195
Figura 130. parametros de perforacion y voladura para Fortis extra (caso base)	196
Figura 131. parámetros de perforación y voladura para visitis 250 (caso específico)	197
Figura 132. 3ra voladura Vistis 250: Proyecto 3810-074 Analisis de humos	203
Figura 133 4ta voladura Vistis 250: Proyecto 3810-091 Analisis de humos	203
Figura 134 6ta voladura Vistis 250: Proyecto 3795-074 Analisis de humos	203
Figura 135: 1er analisis de fragmentacion proyecto :3810-073-03 (P80 = 2.24 pulg.; < 1 pulg.=50.6%).....	204
Figura 136: 2do Analisis de fragmentacion Proyecto: 3810-072-03 (P80 = 3.58pulg.; < 1 pulg. =40.1%).....	204
Figura 137: 8vo Analisis de fragmentacion Proyecto: 3780-042-01 (P80= 4.37 pulg.; < 1 pulg. = 49.67%).....	205
Figura 138: 9no Analisis de fragmentacion Proyecto: 3795-092-01 (P80 = 4.37 pulg.; < 1pulg. = 49.67%).....	205
Figura 139: Frente de minado en Jahuapaylla Baja Proyecto: 3780-042-044	206
Figura 140: Acarreo de mineral en Camion Komatsu 930E-4SE	206

“Optimización de la fragmentación en zonas de mineral, con la aplicación de explosivos de alta energía, para la reducción de costos, en el proceso de chancado y molienda en tajo Ferrobamba, Las Bambas 2017.”

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



INTRODUCCIÓN

Un buen diseño de la perforación y la voladura conlleva a que los costos operacionales unitarios en la actividad minera, se optimicen los estándares del planteamiento propuesto por la mina, así como el proceso de chancado y molienda en la planta de beneficio este en constante mejora continua para alcanzar mayores beneficios y utilidades, también los diseños influyen en la oferta y demanda que poseen los precios de los metales, en especial el cobre, para este caso.

Para reducir los costos de chancado y molienda primero se deben representar los procesos involucrados a ellos y dentro de esto se tienen los procesos de perforación y voladura son las primeras operaciones unitarias, dentro de lo que es el proceso minero para la extracción del mineral, lo que implica que un buen diseño de malla de perforación e implementar un explosivo de alta energía podría generar mejoras en los procesos operacionales.

La extracción de mineral se realiza empleando equipos de tecnología de punta. Las operaciones de perforación se realizan con perforadoras eléctricas (P&H 320XPC) y diésel (P&H-250XPC), se utilizan equipos de carguío como las palas eléctricas P&H, CAT, y cargador frontal Letourneau L2350, etc., y para el proceso de transporte se usan camiones Komatsu 930E-4SE y Caterpillar 797F.

Existen características y resultados que se pueden mejorar económica y técnicamente con un buen proceso de voladura como la fragmentación de zonas de mineral, rendimiento del proceso de chancado, aumentar recuperación en las pilas, mayor eficiencia en la flota del proceso de carguío y transporte, etc.

La investigación fundamental en el tajo Ferrobamba, es realizar un análisis técnico económico a detalle que vea la factibilidad de utilizar en el proceso de voladura un explosivo de alta energía en zonas de mineral, de manera que se pueda optimizar la fragmentación con el fin de reducir los costos en el proceso de chancado y molienda y de esta forma realizar comparaciones con los resultados actuales en la voladura donde se utilizan explosivos de menor energía, pero de menor costo.

El explosivo de alta energía a utilizar es Vistis 250, es un explosivo que la empresa Orica ha desarrollado para el mercado. Corresponde al tipo bombeable para taladros para taladros con agua y secos. Estos productos son de gran poder energético, muy superior al cualquier explosivo a granel existente. Fueron especialmente diseñados para lograr altos grados de fragmentación, cuyo propósito principal es alcanzar mayores contenidos de finos en las voladuras, para así aumentar el desempeño de los procesos de Chancado Primario. (Orica Mining Services, 2015).



RESUMEN

El presente estudio trata de la solución a un problema suscitada en Minera Las Bambas – MMG Limited, el cual es un alto porcentaje de resultados deficientes a nivel de fragmentación producto de las voladuras primarios en el Tajo Ferrobamba.

El diseño propuesto por el área de perforación y voladura fueron desarrolladas para lograr y obtener una fragmentación óptima, el que se depositara en la chancadora primaria.

Dentro del proceso de perforación y voladura, se tiene que los costos operacionales alcanzan un elevado monto económico, por lo tanto, para reducir estos costos se deben visualizar los procesos involucrados a ellos. Se tiene que las operaciones de perforación y voladura son las primeras actividades mineras, las que son parte del diagrama de flujos en la extracción del material, implicando que una buena voladura generara mejoras en los procesos posteriores. La minería moderna a tajo abierto ha conducido al empleo de grandes máquinas para el minado de materiales rocosos (ore & waste), así como para la carga y el transporte de estos hasta su destino final.

De los resultados obtenidos, con el explosivo de alta energía se logra un proceso exitoso en términos de optimización, ya que logra una mayor fragmentación (P80) igual en promedio de 3.33 pulgadas, mayor porcentaje de finos un promedio de 44.41 %, sin embargo, los costos del explosivo aumentan en 310.47 \$/tn. Este último se ve compensado en la disminución de 107.00 de kw-h de consumo de energía eléctrica en promedio en el chancado, donde se obtienen resultados más favorables en cuanto a las pérdidas por cargas redireccionadas por fragmentación gruesa las cuales se redujeron en sobremanera con la utilización del explosivo de alta energía, obteniéndose un balance global positivo en cuanto al uso de esta nueva alternativa.

Estas nuevas medidas propuestas incrementan la rentabilidad en el proceso total de la actividad minera, ya que se traducen en beneficios posteriores a la voladura en sí, logrando cumplir con los objetivos impuestos en un comienzo, por lo que la utilización de explosivos de alta energía contribuye en gran manera a mejorar la fragmentación y aumenta el rendimiento de la chancadora primaria, y en consecuencia se hace rentable la actividad minera desde una visión global.

PALABRAS CLAVES: costos, explosivos, fragmentación, optimización, voladura.



ABSTRACT

The present study deals with the solution to a problem raised in Minera Las Bambas - MMG Limited, which is a high percentage of deficient results at the level of fragmentation resulting from the primary blasting on the Ferrobamba Tajo.

The design proposed by the drilling and blasting area were developed to achieve and obtain optimal fragmentation, which will be deposited in the primary crusher.

Within the process of drilling and blasting, the operational costs have reached a high economic amount, therefore, in order to reduce these costs, the processes involved must be visualized. It has to be that the drilling and blasting operations are the first mining activities, which are part of the flow diagram in the extraction of the material, implying that a good blasting will generate improvements in the subsequent processes. Modern open pit mining has led to the use of large machines for the mining of rocky materials (ore & waste), as well as for the loading and transport of these to their final destination.

From the results obtained, with the high energy explosive a successful process is achieved in terms of optimization, since it achieves a greater fragmentation (P80) equal 4.5 inches, higher fines percentage an average of 42.79%, however, the costs of blasting increase. The latter is compensated for by the 25% reduction in kw-h of electric energy consumption in the crushing, where more favorable results are obtained in terms of losses due to redirected loads due to coarse fragmentation, which were greatly reduced with the use of the high-energy explosive, obtaining a positive global balance regarding the use of this new alternative.

These proposed new measures increase profitability in the total process of mining activity, as they translate into benefits after the blast itself, achieving compliance with the objectives set at the beginning, so the use of high-energy explosives contributes in a big way to improve the fragmentation and increase the performance of the primary crusher, and consequently the mining activity becomes profitable from a global perspective.

KEYWORDS: costs, explosives, fragmentation, optimization, blasting.



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

1.1. Descripción del problema.

El problema se plantea por el elevado costo en energía eléctrica en el proceso de chancado y molienda, producida por la inadecuada tamaño de fragmentación del mineral producto por la perforación y voladura al utilizar una mezcla explosiva Fortis Extra (emulsión 65% y ANFO 35%), que produce una energía de 3.44 Mega joule/kilogramo y una velocidad de detonación (VOD) de 4500 m/s a 5300 m/s, en consecuencia no se obtiene la fragmentación requerida para chancadora primaria ingresando con un porcentaje de finos de 26.74% y con P80 de 7.13 pulgadas de diámetro, para lograr optimizar la fragmentación y cumplir con los requerimientos de la chancadora primaria se quiere alcanzar un porcentaje de finos menor a 1 pulgada de diámetro sobre 35% de finos y un P80 (Indicador de la granulometría representa al tamaño de partícula, tal que, el 80 % de todos los fragmentos son menores a este tamaño) igual a 4.5 pulgadas de diámetro para lo que se implementara el uso de la mezcla explosiva propuesto de alta energía Vistis 250 el cual genera una energía de 4.98 Mega joule/kg y una velocidad de detonación (VOD) de 5400 m/s a 6200 m/s.

En el tajo Ferrobamba para el diseño y parámetros de la malla de perforación se utilizaron distintos modelos matemáticos obteniéndose valores los cuales se ajustaron en terreno a prueba y error estandarizándose talados de 12.5 pulgadas con un diseño de burden por espaciamento B x E de 6 x 7 metros y bancos de 15 metros con una sobre-perforación de 1.5 metros para obtener una fragmentación óptima en zonas de mineral.

Teniendo en cuenta que la competitividad en el mercado cada vez es mayor y las necesidades también son mayores y los consumidores buscando un mejor precio y oportunidad; bajo esta premisa las industrias de los explosivos buscan satisfacer las demandas de los clientes con productos de mejor calidad. Por lo que es de necesidad primordial mejorar la fragmentación del mineral para reducir los costos por tonelaje procesado en la chancadora primaria utilizando las mezclas explosivas adecuadas como es el caso del Vistis 250.

El proceso de chancado primario y molienda del mineral con mayor granulometría de lo requerido genera mayor consumo de energía, por consiguiente, los costos del tonelaje de mineral tratado se incrementan. Es por eso que en el siguiente trabajo de investigación se quiere demostrar que reemplazando la mezcla explosiva Fortis Extra actualmente utilizado en la voladura de rocas en zonas de mineral, con la mezcla explosiva Vistis 250 permitirá mejorar la fragmentación y reducir los costos en el chancado primario y molienda.



1.2. Enunciado

- General.

- ¿Cómo la perforación y voladura influirá en la óptima fragmentación en zonas de mineral, utilizando explosivos de alta energía Vistis 250, para reducir los costos en el proceso de chancado y molienda, en el tajo Ferrobamba, Las Bambas 2017?

- Específicos.

- ¿Cuál es la fragmentación adecuada en zonas de mineral, aplicando la mezcla explosiva Fortis Extra en comparación con la mezcla explosiva Vistis 250, en función del diseño de malla de perforación y diseño de carga explosiva?
- ¿Cómo influye la fragmentación, en el proceso de chancado y molienda del mineral, usando la mezcla explosiva Fortis Extra en comparación con la mezcla explosiva de alta energía Vistis 250?
- ¿Cómo influye la fragmentación, en los costos del proceso de chancado y molienda del mineral, usando las mezclas explosivas Fortis Extra en comparación de la mezcla explosiva de alta energía Vistis 250?

1.3. Objetivos.

• General.

- Determinar la optimización de la fragmentación en zonas de mineral, con la aplicación del explosivo de alta energía Vistis 250, para reducir los costos en el proceso de chancado y molienda, en el tajo Ferrobamba, Las Bambas 2017.

• Específicos.

- Determinar la fragmentación en zonas de mineral, con la aplicación de la mezcla explosiva Fortis Extra y Vistis 250 en función del diseño de malla de perforación y diseño de carga explosiva.
- Determinar la influencia de la fragmentación del mineral, en el proceso de chancado y molienda, usando la mezcla explosiva Fortis Extra y Vistis 250.
- Determinar la influencia de la fragmentación, en los costos del proceso de chancado de mineral, usando las mezclas explosivas Fortis Extra y Vistis 250.

1.4. Justificación.

Como se sabe la cadena de valor de la actividad minero metalúrgica comienza con las operaciones unitarias binomiales de perforación y voladura, y termina con la obtención de los metales y/o concentrados.



Por otro lado, muchos investigadores a nivel mundial han demostrado que la fragmentación obtenida como resultado de las operaciones unitarias de perforación y voladura tienen un impacto hasta del 70% del costo total (\$/tm) minero-metalúrgico. Es decir, se debe efectuar un profundo análisis en donde invertir más: Kg – explosivo (\$/tm) o \$/kw – Hr. (chancadora y/o molienda)

A nivel mundial la tendencia a utilizar explosivos de alta energía, como es el caso en el Canadá y otros países se están desarrollando los explosivos físicos los cuales liberan energía desde 2 200 a 3 865 Kcal./kg., mientras que el kilogramo de nitroglicerina pura libera solo 1 600 kcal. Estos avances obligan como una necesidad la aplicación de nuevas técnicas para el diseño de mallas de perforación y voladura.

Es por ello la importancia en la investigación y el alcance de optimizar la fragmentación en zonas de mineral para reducir los costos en el proceso de chancado y molienda del mineral; es por eso que, para cumplir nuestro objetivo, como mejora continua; el de optimizar la fragmentación de la roca en zonas de mineral del tajo Ferrobamba, por esta razón se introduce una nueva mezcla explosiva de alta energía llamada Vistis 250.

Es importante la aplicación del explosivo de alta energía para optimizar la fragmentación en la zona de mineral, ya que es una técnica nueva, y se va a demostrar que es necesario el uso del explosivo Vistis 250 de alta energía, en zonas de mineral y así aprovechar la energía que va a producir este tipo de explosivo y también poder fracturar la roca tanto en el fondo del taladro como en la parte superior, y por lo tanto optimizar la fragmentación en la roca, reduciendo el P80, y disminuyendo los costos en energía eléctrica en el proceso de chancado y molienda e incrementando la producción de mineral en la planta.

1.5. Delimitación.

1.5.1. Delimitación espacial.

- El proyecto de tesis se lleva a cabo en la unidad minera las Bambas - tajo Ferrobamba de MMG Limited, ubicado en la región de Apurímac, provincia de Cotabambas centro poblado de Challhuahuacho.

1.5.2. Delimitación social.

- El proyecto de investigación involucra a los colaboradores del área de perforación y voladura.

1.5.3. Delimitación temporal.

- El presente trabajo empieza la recolección y/o investigación de datos desde el mes de enero del 2017 hasta marzo del 2017.

1.5.4. Delimitación conceptual.

- El presente proyecto de investigación se centra en el estudio dentro de ingeniería abarcando las materias: voladura, fragmentación, chancado, molienda y costos.



CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes.

Según Ames Lara (2008), En el III SIPERVOR del año 1995, organizado por la UNI se presentó el trabajo “Factor de Potencia vs. Factor de Energía de las Mezclas Explosivas Comerciales usadas en la Voladura de Rocas” del autor de la presente Tesis en la que se indica las bondades del control de la eficiencia de los explosivos teniendo en cuenta la energía liberada por las mezclas explosivas, factor de energía, en contraste con el factor de potencia que toma en cuenta solo el peso del explosivo. A pesar de este trabajo a la fecha en la totalidad de las empresas mineras del país se sigue utilizando el criterio del factor de potencia para evaluar el rendimiento de los explosivos.

Según Aguirre (2016), dentro del proceso minero, se tiene que los costos operacionales alcanzan una relevancia significativa, por lo tanto, para reducir estos costos primero se deben visualizar los procesos involucrados a ellos. Se tiene que los procesos de perforación y voladura son las primeras operaciones unitarias que resultan del diagrama de flujo en la extracción del material, implicando que un buen comienzo podría generar mejoras en los procesos posteriores; en consecuencia, el presente trabajo busca encontrar la rentabilidad técnico-económica de aplicar un explosivos de alta energía en la voladura mediante análisis de fragmentación, análisis de pérdidas por cargas redireccionadas por fragmentación gruesa, costos y rendimiento de la planta de procesamiento, con el objetivo de optimizar la operación mediante la reducción de costos y granulometría con el propósito de estandarizar la voladura en un sector particular de la minera.

Según Hinostroza (2014), en la actualidad en la mina existe el problema con conseguir optimizar la fragmentación de las rocas que se encuentran en la zona de mineral y a la vez son de dureza media a dura para la voladura, y se tenía como resultado de la fragmentación un P80 de 4.81pulgadas, debido que en la parte de la columna explosiva la fragmentación de la roca se presentaba con mayor tamaño, generado por la baja energía que produce el explosivo Fortis Extra, además que existe el problema del costo con el material tratado en la planta de procesamiento al observar que no se cumple con el porcentaje de finos y tamaño del P80, es debido a todo esto que se busca optimizar la fragmentación en la voladura en zonas de mineral.



2.2. Generalidades.

2.2.1. Localización geográfica y política de la mina MMG LIMITED Las Bambas.

2.2.1.1. Ubicación geográfica.

La mina MMG LIMITED Las Bambas, es una mina de cobre de gran envergadura ubicada a más de 4.000 m.s.n.m. entre las provincias de Grau y Cotabambas, Región Apurímac, en Perú. Produce concentrado de cobre con subproductos de oro, plata y molibdeno, está localizada a 260 Kilómetros de la ciudad del Cusco por carretera a una altitud entre los 3,800 y 4,200 msnm, el tiempo de vida estimado de la mina es de 18 años.

La mina MMG LIMITED Las Bambas se encuentra específicamente, entre los distritos de Chalhuhhuacho, Tambobamba y Coyllurqui, en la provincia de Cotabambas y el distrito de Progreso en la provincia de Grau, región de Apurímac. Chalhuhhuacho es uno de los 6 distritos de la Provincia de Cotabambas ubicada en el departamento de Apurímac, bajo la administración del Gobierno regional de Apurímac, en el sur del Perú. En el distrito de Chalhuhhuacho se asentó la cultura Yanawara. De acuerdo al censo nacional (Fuente: INEI - Censo Nacional de Población y Vivienda, 2007), el distrito de Chalhuhhuacho tiene una población de 7 321 habitantes.

Las Bambas Mining Company S.A. está desarrollando actualmente la mina MMG LIMITED Las Bambas en el sur del Perú.

Tabla 1. *Coordenadas UTM de la ubicación las bambas.*

Coordenada UTM	
Zona	18 L
Este	787 672
Norte	8 440 818

Fuente: Estudio técnico Las Bambas



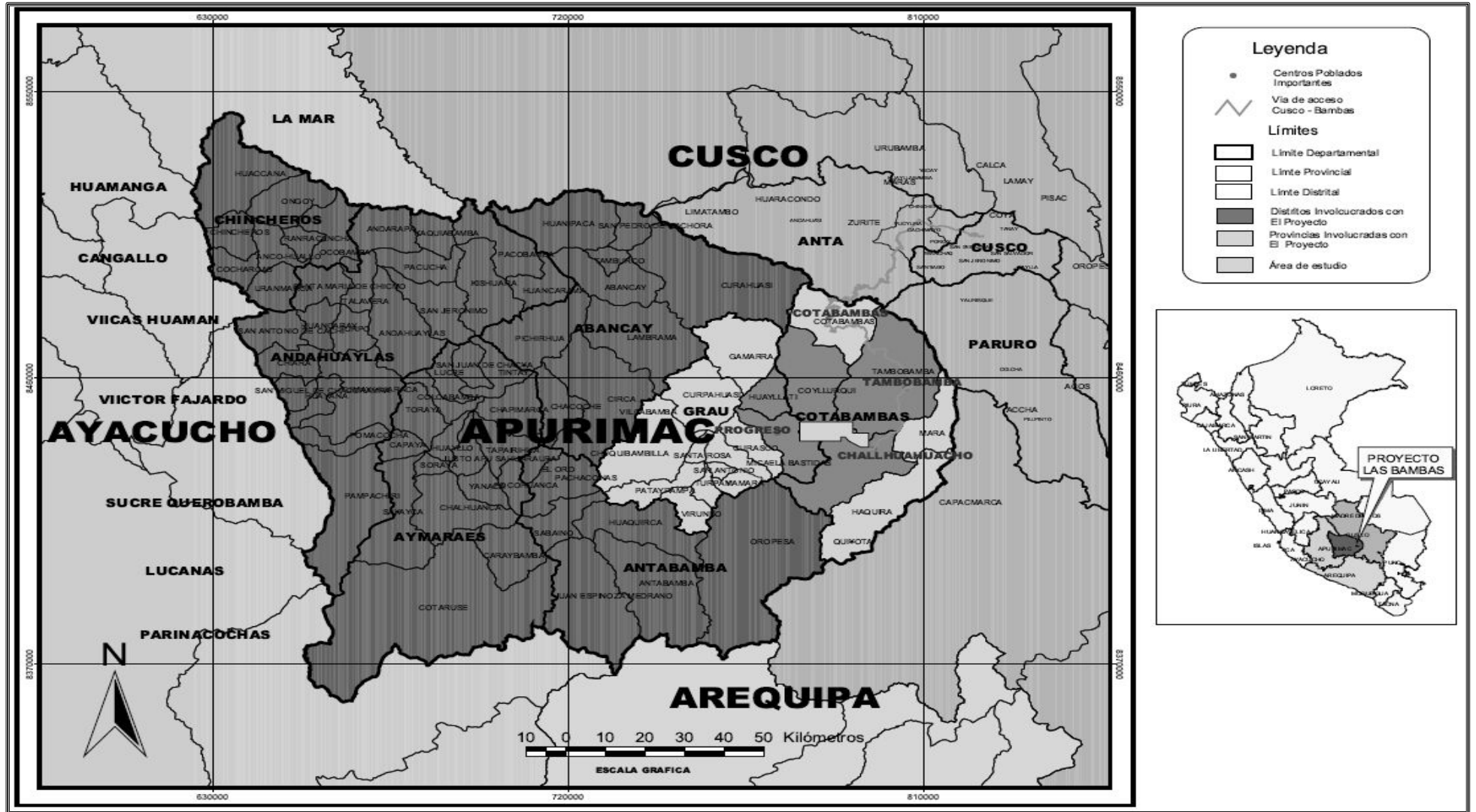


Figura 1. Ubicación Regional Las Bambas.
Fuente: Estudio técnico Las Bambas

2.2.1.2. Localización política.

La Mina las Bambas se encuentra dentro del área de influencia directa social y se ubica cerca o aguas debajo de la mina. Está constituida por las tierras de 18 comunidades campesinas: Huancuire, Pamputa, Cconccacca, Carmen Alto de Chalhuhhuacho, Manuel Seoane Corrales, Quehuira, Chuicuini, Chicñahui, Choquecca, Pumamarca, Huanacopampa, CCasa, Allahua, CCahuarpirhua, Chumille, Huayulloc, Arcospampa, Congota, Sasahuilca.

Para (CooperAcción, 2015) Cabe precisar que debido a las modificatorias realizadas en el EIA, el área de influencia se habría reducido y ya no comprendería las 20 comunidades y cuatro centros poblados que se ubicaban a lo largo de lo que sería el mineroducto.

Quedarían fuera del área de influencia social directa las comunidades campesinas que inicialmente fueron consideradas en el EIA: Ccayao, Ccocha, Ccollana, Charamuray, Chila, Choquere, Huaccoto, Paycama, Huarca, Huayllahuyalla, Lacaya, Sepillata, Tacrara, Tincurca, Tuntuma, Urisanya y Urubamba; y los centros urbanos de Haqira, Colquemarca, Velille y Coporaque.

El área de influencia indirecta social también se habría reducido. constituida por los distritos de Chalhuhhuacho, Coyllurqui, Tambobamba, Mara y Haqira en la provincia de Cotabambas y el distrito de Progreso en la provincia Grau, de la región Apurímac. Así como también por los distritos de Chamaca, Colquemarca y Velille en la provincia de Chumbivilcas y los distritos de Coporaque y Espinar, en la provincia de Espinar, de la región Cusco. Actualmente comprendería solo los distritos de Chalhuhhuacho (provincia de Cotabambas) y Progreso (provincia de Grau), en la región Apurímac.



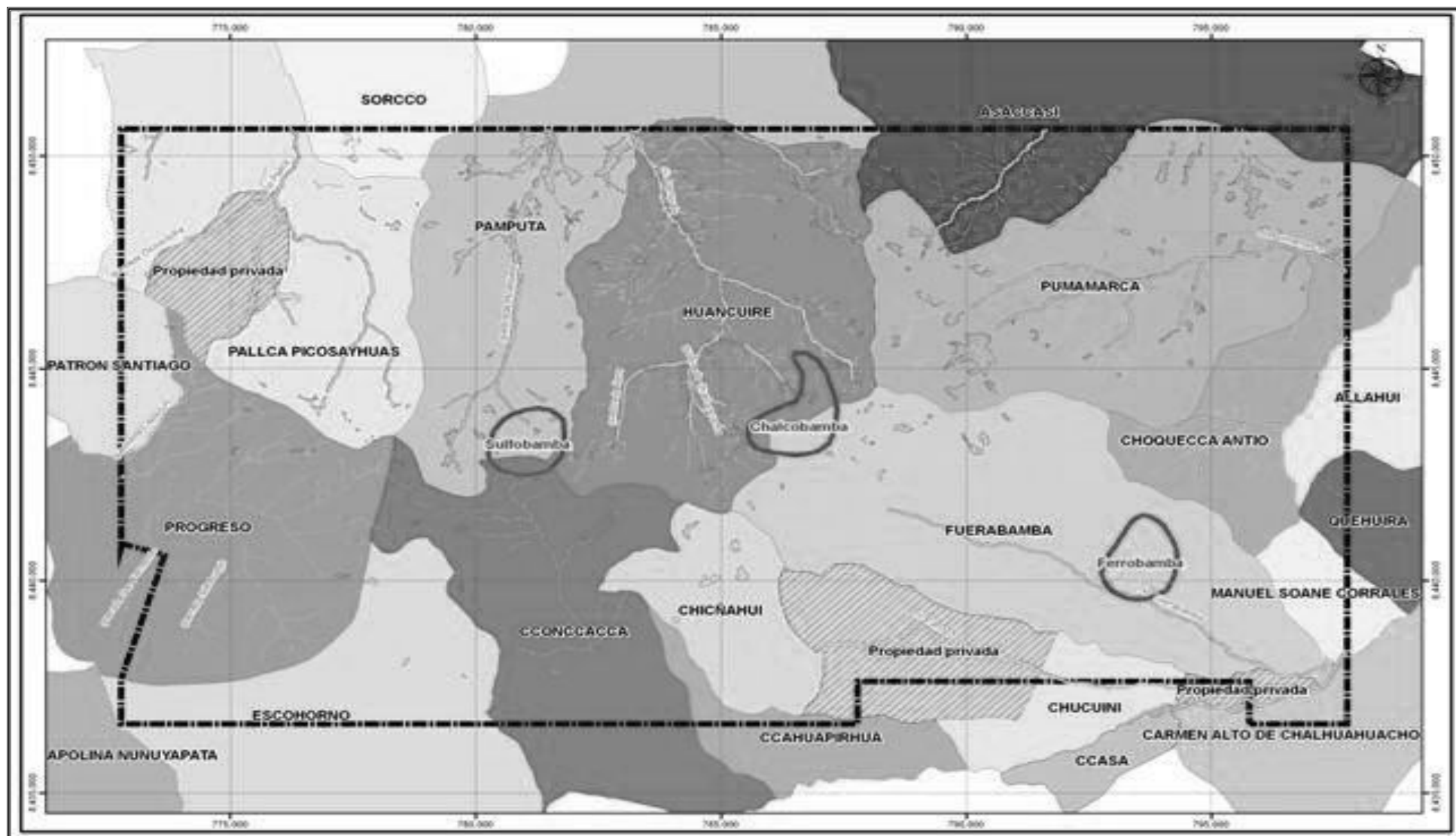


Figura 2. Comunidades asentadas en el área del Proyecto Las Bambas.

Fuente: Estudio técnico Las Bambas

2.2.1.3. Concesiones mineras.

Las Bambas es una mina principalmente cuprífera localizado en la región Apurímac (provincias de Cotabambas y Grau, distritos de Challhuahuacho y Progreso).

Las Bambas cuenta con un derecho especial denominado “área de no admisión de petitorios” de 33,063 ha, dentro de la cual existen cuatro concesiones Ferrobamba, Chalcobamba, SulfoBamba y Charcas estando en explotación Ferrobamba, mineras que corresponden a Activos Mineros S.A.C. (antes Centromín Perú) que tienen un área total de 1,800 ha.

Tabla 2. Delimitación de tajos, chalcobamba, sulfubamba y charcas.

Concesión	Área (ha)
Ferrobamba	400
Chalcobamba	600
SulfoBamba	400
Charcas	400

Fuente: Estudio Técnico Las Bambas.

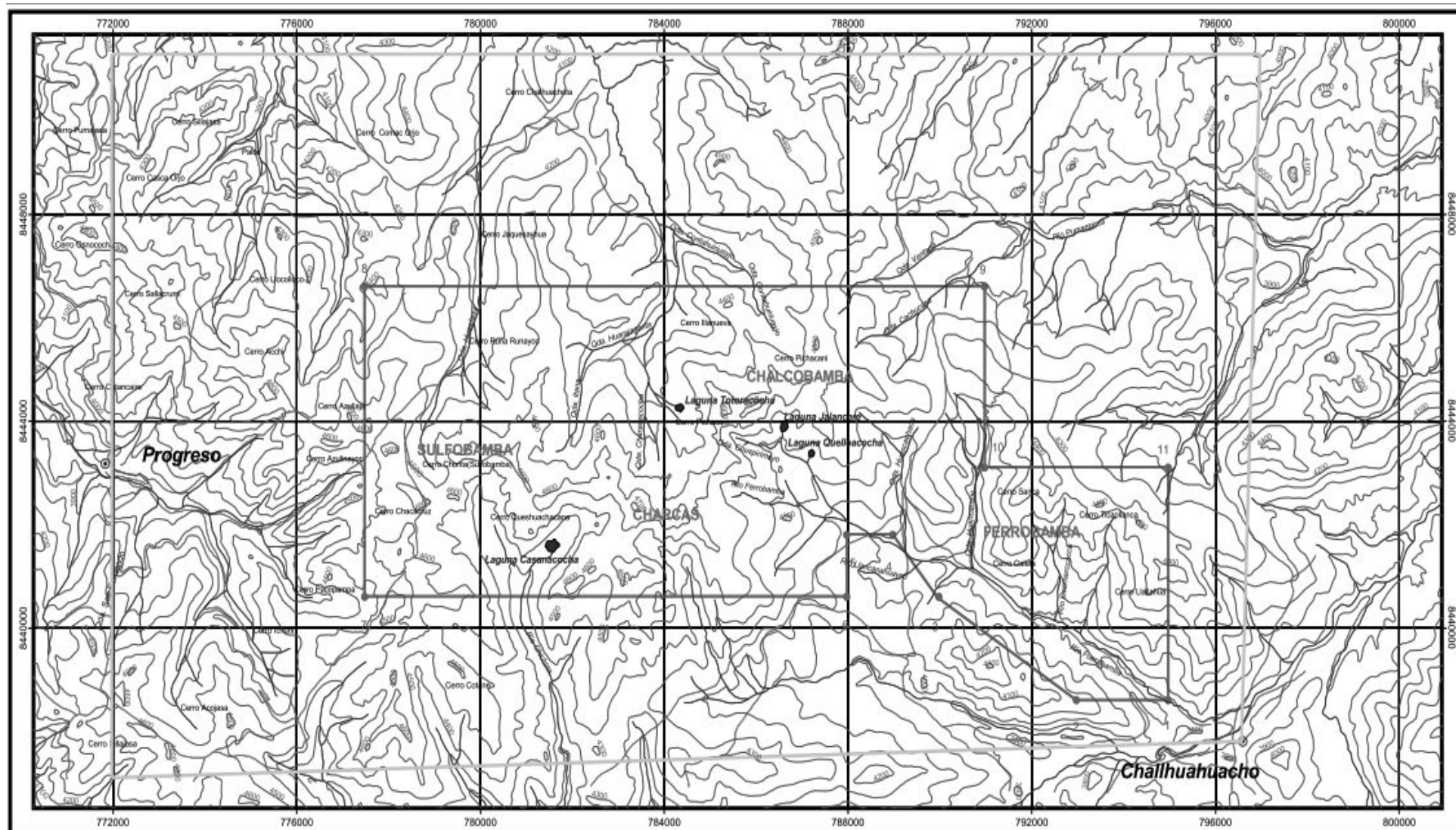


Figura 3. Poligonal de área de concesión.
Fuente: Estudio técnico Las Bambas

2.2.1.4. Accesibilidad.

A La mina las Bambas se puede acceder de la siguiente manera. Desde la ciudad de Lima por vía aérea hasta la ciudad de Cusco, como indica el siguiente itinerario, así como también desde la ciudad de Abancay via terrestre.

Tabla 3. *Vía de acceso al proyecto Las Bambas*

Ruta	Distancia (Km)	Tiempo (Horas)	Vía de acceso	Tipo de acceso
Lima – Cusco		1	aérea	
Abancay – Cusco	208	4	terrestre	Asfaltado
Cusco – Las Bambas	232	7	terrestre	Afirmado
TOTAL	440	11		

Fuente: elaboración propia.

2.2.2.Exploración.

- Mediante R.D. 086-2005/MEM-AAM del 28 de febrero de 2005 se aprobó el Estudio Ambiental para la fase exploratoria, autorizándose 750 sondajes diamantinos en las concesiones mineras de Charcas, Ferrobamba, Sulfobamba, Chalcobamba. Posteriormente, en cinco modificatorias sucesivas que van desde el año 2006 al 2010 se añadieron 475, 766 y 166 sondajes diamantinos; así como 56 calicatas y 10 sondajes con fines geotécnicos.
- En 2008 se completa la exploración de 306.908 metros de perforación acumulados.
- Las Bambas consta de tres yacimientos principales: Ferrobamba, Chalcobamba y Sulfobamba, estando en explotación Ferrobamba. Hasta la fecha solo se ha explorado el 10% de la concesión.
- Las bambas, actualmente cuenta con reservas minerales de 7,494 millones de toneladas de cobre y recursos minerales de 11,625 millones de toneladas. Se espera que la unidad produzca más de dos millones de toneladas de cobre en concentrado en sus primeros cinco años de operación. El tiempo de vida de la mina estimado es de dieciocho años, con un considerable potencial de exploración.

2.2.3. Explotación.

- Actualmente, se lleva a cabo actividades mineras de explotación del yacimiento Ferrobamba y, posteriormente, se realiza actividades de extracción de minerales de los yacimientos Chalcobamba y Sulfobamba.



- Las operaciones utilizan un método de minado de tajo abierto con una planta concentradora convencional, que produce concentrado de cobre limpio con créditos de oro, plata y molibdeno.
- Producción de cobre de 598.196 toneladas para todo el año 2017; un récord para MMG y un incremento de 19 % con respecto a 2016.
- La perforación en Las Bambas, se realiza con ocho (8) perforadas primarias, 5 de ellas Eléctricas de la marca P&H y CAT y 3 Diésel de la marca P&H y Atlas Copco, que son utilizadas para realizar la perforación primaria, con una velocidad de perforación de 65 m/hora, un diámetro de broca 12 ¼ pulgadas y una rotación de 90 RPM en promedio. Para perforaciones secundarias se cuenta con dos (2) perforadoras, marca SANDVIK (DR 560) de 5 pulgadas de diámetro de broca.
- Los equipos con que se cuenta para el proceso de carguío son: 01 cargador Frontal Letourneau L2350 , 01 cargador Frontal CAT 994C 95, 03 Palas CAT 6060 FS, 02 Palas CAT 7495 HR y 02 Palas P&H 4100 XPC.
- El proceso de acarreo consiste en retirar el material volado y transportarlo hacia los distintos puntos de descarga (chancadora, botadero, stock) para cumplir con los requerimientos de desarrollo y producción se tiene la siguiente flota: 45 camiones mineros Komat'su 930E – 4SE de 320 toneladas de capacidad y 06 camiones CAT 797F de 400 toneladas de capacidad.

2.2.4. Beneficio.

- La planta concentradora de Las Bambas tiene una capacidad instalada de 145.000 toneladas por día (t/d), y genera concentrado de cobre (Cu) y molibdeno (Mo) como producto. Durante 2017, nuestra producción superó las 450.000 toneladas de cobre en concentrado.
- Chancador primario: dos juegos de chancadores giratorios ubicados junto al tajo Ferrobamba.
- El mineral se transportará desde el chancador primario hasta la planta concentradora a través de la faja transportadora terrestre. El chancador primario está a 5 km de distancia de la planta concentradora.
- El mineral se descarga desde la faja transportadora a una pila de acopio con capacidad viva de aproximadamente 18 horas de operación.
- Se espera una producción de más de 2 millones de toneladas finas de cobre en concentrado en sus primeros cinco años.
- Se cuenta con 28 celdas en el circuito rougher scavenger y 22 celdas en la 3ra. etapa de limpieza.

- El concentrado a granel se envía por tubería a la planta de separación de Mo que está junto a la planta de flotación a granel.
- En 2016, se inicia la producción comercial, luego de una década de exploración, construcción y desarrollo.
- El mineral se recupera de la pila de acopio a través de ocho alimentadores de placas.
- Molienda a través de dos líneas que consisten en un molino SAG y un molino de bolas, cuya capacidad es de 140.000 toneladas por día. Procesará unos 52 millones de toneladas por año.

2.2.5.Comercialización.

- En el 2015 Se logra la primera producción de concentrado de cobre como parte de las actividades de comisionamiento, siendo en el mes de enero del 2016 el embarque de la primera carga de concentrado de mineral de cobre, de esta manera dando el inicio de la producción comercial.
- El transporte del concentrado es bimodal (camión (contenedores ISO cerrados) – tren), hay una distancia de 750 km desde las bambas al Puerto Matarani.
- El almacenamiento de concentrado en el Puerto Matarani tiene una capacidad de 100000 toneladas, donde existen cargadores de barcos de una capacidad de 2000 t/h.
- Las operaciones de MMG produjeron 598.196 toneladas de cobre en 2017, lo que representa un récord para la empresa, y se sitúan en el extremo superior del rango de proyección de 560.000 a 615.000 toneladas.
- En Australia, se inició la producción de zinc en Dugald River, con 12.412 toneladas de zinc en concentrado de zinc producidas como parte de las actividades de comisionamiento realizadas durante el trimestre de octubre a diciembre. En total, MMG produjo 86.595 toneladas de zinc en 2017, lo que equivale a un incremento de 7 % con respecto a 2016

2.2.6.Medio ambiente.

- En 2011 el estado aprueba el EIA, luego de un amplio proceso de participación ciudadana.
- El proyecto minero Las Bambas cuenta con 12 instrumentos de gestión ambiental aprobados: un (01) Estudio de Impacto Ambiental detallado, tres (03) modificaciones de Estudio de Impacto Ambiental Detallado, cinco (05) informes técnicos sustentarios (ITS), una (01) Memoria Técnica Detallada, un (01) Plan de Cierre de Minas y una (01) Actualización de Plan de Cierre de Mina. En febrero se ha presentado el décimo tercero (13) instrumento de gestión ambiental que espera su



aprobación. Se trata del sexto (6) ITS. Esta cantidad de instrumentos expresa los múltiples cambios que ha experimentado el proyecto.

- El respeto por el medio ambiente es parte esencial de la estrategia, y se tiene el compromiso de minimizar el impacto ambiental, de conformidad con las prácticas de MMG. El propósito es cumplir con todos los requisitos regulatorios y mantenemos el compromiso de implementar prácticas líderes en la industria en materia de gestión ambiental. Se cuenta con instrumentos de gestión ambiental que especifican la actuación, procedimientos y actividades.

2.2.7. Recursos.

2.2.7.1. Clima.

Las características climáticas en las bambas se manifiestan mediante fenómenos de sequías, heladas y lluvias intensas, de manera diferente en cada uno de sus pisos ecológicos. Las temperaturas están condicionadas por factores de altitud y relieve oscilando en promedio entre 6 °C y 16 °C, y disminuyendo por debajo de 0 °C durante las heladas meteorológicas. En cuanto a las precipitaciones, están principalmente influenciadas por circulaciones atmosféricas de superficie (Baja Amazónica) y de altura (Alta de Bolivia y Baja del noreste de Brasil) que traen humedad desde la cuenca amazónica.

El clima es frío en las Bambas. En comparación con el invierno, los veranos tienen mucha más lluvia. El clima aquí se clasifica como Cwb por el sistema Köppen-Geiger. La temperatura media anual es 8.7 °C en Las Bambas.

El mes más seco es junio. Hay 4 mm de precipitación en junio. En enero, la precipitación alcanza su pico, con un promedio de 184 mm.

La precipitación varía 180 mm entre el mes más seco y el mes más húmedo. La variación en la temperatura anual está alrededor de 3.9 °C.

Tabla 4. *Temperatura media, mínima, máxima y precipitación promedio en Las Bambas.*

	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic
Temperatura media (°C)	9.8	9.9	9.8	9.2	8	6.4	6.1	7	8.7	9.9	10	10
Temperatura min. (°C)	3	3.4	3.2	1.6	-1	-3.6	-4	-3.3	-0.1	0.7	1.3	2.8
Temperatura máx. (°C)	16.7	16.4	16.4	16.9	17	16.5	16.2	17.4	17.6	19.1	18.7	17.3
Precipitación (mm)	184	156	146	55	8	4	5	13	31	47	78	119

Fuente: D&E Desarrollo y Ecología SAC.

2.2.7.2. Flora.

La flora del área de estudio regional (AER) registra 201 especies de plantas vasculares, distribuidas en 152 géneros y 63 familias, estableciéndose 121 transectos, de los cuales 69 se realizaron durante la época seca (octubre de 2006- octubre de 2007) y 52 transectos durante la época húmeda (marzo-abril de 2007, mayo de 2008). Los patrones de riqueza de especies (diversidad) y formas de crecimiento son similares a los de la flora del área de estudio local (AEL). Sin embargo, y debido a que el AER evaluada llega a altitudes más bajas presentando ambientes más cálidos, aparecen otras familias, géneros y/o especies, así como otros tipos de matorrales y bosques secos. También son muy frecuentes los elementos introducidos y cultivados. La flora en estas áreas consiste principalmente de hierbas. En el AEL se ha determinado la presencia de 388 especies de plantas vasculares, distribuidas en 208 géneros y 76 familias. Los pteridófitos (helechos verdaderos y afines) son la mayoría de helechos, los cuales son elementos representativos de la vegetación de roquedal y que habitan mayormente los intersticios rocosos. También destaca la presencia de *Isoetes andicola* (Isoetaceae) en las lagunas y bofedales y *Azolla filiculoides* (Azollaceae) en algunos cuerpos de agua.

Basado en las características fisionómicas se han identificado los siguientes tipos de vegetación o formaciones vegetales en el AIDt: Pajonal (Alto y Corto), Matorral, Bofedal, Roquedales, Vegetación Acuática. A continuación, se ofrece una breve descripción de los ocho tipos de vegetación:

Pajonal, vegetación dominante, constituida por gramíneas de porte alto y corto. Esta vegetación está sometida a intenso pastoreo y frecuentes quemadas intencionales.

Matorral, vegetación caracterizada por la presencia de arbustos y subarbustos perennes y crece generalmente en zonas asociadas a rocas como las laderas y quebradas.

Bofedal, es una vegetación exclusivamente herbácea dominada por plantas adaptadas a suelos saturados de agua. Ocupa los fondos de algunas quebradas, bordes de lagunas y otros cuerpos de agua con suelos pantanosos. Los bofedales en la época seca y durante las sequías, se convierten en las únicas fuentes alimenticias para el ganado (Wilcox et al 1986).

Roquedal, vegetación con una alta diversidad, debido a los distintos microhábitats que ofrecen. Además de especies propias del Roquedal, también se encuentran especies del Pajonal, especialmente las poáceas (gramíneas), así como arbustos dispersos. Vegetación acuática, vegetación constituida mayormente por las plantas vasculares acuáticas que se encuentran en las lagunas y otros cuerpos de agua. Se forman en los bofedales y se registran especies de hidrófitas arraigadas sumergidas o arraigadas emergentes y flotantes.





Figura 4. vegetacion en roquedal
Fuente: Estudio de impacto ambiental las Bambas

2.2.7.3. Fauna.

Según estudios de los mamíferos comprendió el registro de las especies de mamíferos mayores y menores. Los primeros fueron detectados mediante avistamientos, entrevistas y evidencias indirectas (huellas, restos óseos, heces, etc.); mientras que los mamíferos menores fueron evaluados mediante métodos de captura. Se establecieron un total de 243 transectos, 202 para el AEL y 41 para el AER; asimismo, 122 fueron evaluados durante la época húmeda y 121 durante la época seca.

En el área de estudio se registró un total de 23 especies de mamíferos comprendidas en once familias y cinco órdenes taxonómicos. Se registró una especie introducida en estado silvestre, el caballo *Equus caballus*. Los roedores fueron el grupo dominante (doce especies), seguidos por los carnívoros (cinco especies). Nueve especies son consideradas de importancia económica por ser fuentes de alimento, ser comerciables, ser utilizadas en la medicina tradicional o ser dañinas para el ganado o las aves de corral. Estas son: el Vampiro común, el Zorro andino, la Comadreja, el Zorrillo, el Puma, el Gato del Pajonal, el Venado de Cola Blanca, la Taruka y la Vizcacha. El Ratón Vespertino Rojizo, *Calomys sorellus*, es la única especie endémica registrada en el área. Seis especies de mamíferos han sido seleccionadas como claves para manejo, por su importancia en el ecosistema y su relación con los pobladores, por su estado de conservación y por la factibilidad de ser monitoreadas. Estas especies son: el Zorro andino, el Venado de Cola Blanca, la Taruka, el Ratón Campestre Moreno, el Ratón Orejón Pintado y la Vizcacha. Hasta el momento la laguna Casanococha, Azuljaja y Sulfobamba son consideradas áreas prioritarias en base a su alta diversidad de mamíferos.



Figura 5. Fauna representativa de la zona de estudio
Fuente: Estudio de impacto ambiental las Bambas

2.2.7.4. Fisiografía.

El área de la mina presenta una topografía bastante irregular, caracterizada por cumbres, quebradas poco profundas, llanuras y laderas de relieve suave. Las cumbres más altas son el cerro Chonta en Sulfobamba (4,682 msnm) y Pichacani en Chalcobamba (4,663 msnm); el relieve más bajo lo constituye las márgenes del Río Challhuahuacho (3,700 msnm).

Los relieves elevados y las superficies irregulares generalmente corresponden a afloramientos de calizas y rocas intrusivas y los relieves suaves corresponde a morrenas y rocas intrusivas de grano grueso; mientras que las llanuras están conformadas por sedimentos fluvio-glaciales en el sector norte de proyecto (Pamputa) y Noreste (Pumamarca), lo cual es propio de la Cordillera Oriental.



Figura 6. Fisiografía del área de la mina Las Bambas
Fuente: Estudio de impacto ambiental las Bambas

2.2.8. Reseña histórica.

Los yacimientos de Las Bambas fueron descubiertos en 1911, época desde la cual se han realizado diversos estudios.

- 1911 - Las exploraciones fueron realizadas por la empresa Ferrobamba Ltd. en el sector Las Bambas, se realizaron perforaciones con seis taladros diamantinos.
- 1942 – La empresa Jenks realizó estudios geológicos en la zona de Las Bambas.
- 1952 - Se realizaron 366 estudios de comprobación de los metales para verificar sus leyes en la zona de Las Bambas, la empresa a cargo se llamaba Kruger.
- 1966 – La empresa Cerro de Pasco Corporation realizó el mapeo geológico y perforaciones con sus taladros (llegando a 914 metros de profundidad) en la zona de Chalcobamba.
- 1993 – La empresa Tintaya realizó ensayos químicos del mineral, con presencia de oro y plata. El estudio se realizó en las zonas de Chalcobamba y Ferrobamba.
- 1996 – La empresa Cyprus hizo estudios en la zona de Chalcobamba, realizando perforaciones con seis taladros (933 metros).
- 1997 - La empresa Phelps Dodge realizó perforaciones con ocho taladros (1,390 metros) en las zonas de Chalcobamba y Ferrobamba. Posteriormente Teck-Cominco realizó perforaciones con cuatro taladros (875 metros) en Chalcobamba. Al finalizar el año, BHP Tintaya, se ubicó en las zonas de Chalcobamba y Ferrobamba, realizando perforaciones con siete taladros (1,024 metros).
- 2002 – Centromín retoma el proyecto realizando 35 ensayos químicos por oro y plata en la zona de Las Bambas.
- 2003 – El proyecto pasa a Proinversión, en agosto se aprueba la estrategia de promoción y la convocatoria a precalificación. Durante los meses de setiembre a diciembre se realizaron perforaciones con 11 taladros (2,328 metros) para actualizar información. Asimismo, en el mes de setiembre se realizó la suscripción del convenio de Promoción de la Inversión Privada en Apurímac (Gobierno Regional-Ministerio de Energía y Minas-Proinversión).
- 2004 – El 31 de agosto, Xstrata Copper (Suiza) ganó la licitación del proyecto las Bambas, ofreciendo US\$ 121 millones, el triple del precio base.
- 2010 - El 2 de setiembre, culminada ya la fase exploratoria, se suscribió el contrato en el que se le transfiere la titularidad de las concesiones mineras del proyecto a Xstrata Copper.
- 2013 - El grupo de minería y metales Glencore International PLC se fusiono con Xstrata PLC para formar la cuarta minera mundial y el mayor corredor de materias primas del mundo.



- 2014 - Glencore Xstrata logró vender el 100% de participación en la mina de cobre Las Bambas, por cerca de US\$5,850 millones, a las compañías MMG Ltd, filial externa de China Minmetals Corp, el grupo de recursos naturales e infraestructura Guoxin Investment Corp International Ltd.

2.2.9. Geología.

En la unidad minera las Bambas predominan rocas sedimentarias mesozoicas del Cretáceo inferior y rocas plutónicas e intrusivos menores, emplazados en el Eoceno-Oligoceno.

Destacan los afloramientos de calizas de la Formación Ferrobamba, por su petrografía, deformación y comportamiento ante los agentes geológicos externos, y albergan gran parte de la mineralización. Las estructuras de deformación están ubicadas y controladas por la Flexión de Abancay. La deformación observada en las unidades geológicas que se encuentran en el área de estudio es moderada, y se evidencia por los pliegues y fallas en las secuencias mesozoicas, que siguen orientaciones E-W.

La mineralización de los yacimientos que conforman el la U.M. Las Bambas se encuentran ubicadas en secuencias de calizas mesozoicas que han sido intruídas por intrusiones menores y cuerpos subvolcánicos relacionados al Batolito Andahuaylas Yauri, emplazado en el Oligoceno.

2.2.9.1. Marco estructural.

En la unidad minera las Bambas está regionalmente enmarcado en la margen S de la Deflexión de Abancay (12° a 14° Latitud Sur); esta estructura se caracteriza por evidenciar un cambio en el trend (tendencia) de los Andes Peruanos pasando de NO-SE a E-O por más de 200 km como consecuencia de la colisión diferencial de la Dorsal de Nazca con el margen litoral pacífico peruano predisponiendo su morfología actual.

El proyecto Las Bambas, dentro de este contexto geológico regional, está localizado en el cinturón porfirítico/skarn Cu-Mo-Au denominado Skarn belt Andahuaylas-Yauri situado al SE del Perú, en una zona de anomalía atribuida a la orogénesis Inca del Eoceno al Oligoceno temprano (M. Brookes, 2005); este cinturón metalogénico está hospedado principalmente en el Batolito de Andahuaylas-Yauri, el cual presenta intrusiones múltiples de composición calcoalcalina. Las principales deformaciones en la región, causantes del fallamiento y plegamiento son asociadas a la fase Inca.

Localmente el área del yacimiento Las Bambas presenta rocas de naturaleza ácida (granodiorita) a intermedia (monzonita) que intruyen a las rocas sedimentarias y entre ellas a las calizas de la Formación Ferrobamba. Las monzonitas asociadas a los yacimientos de Ferrobamba, Chalcobamba, Charcas, Sulfobamba y Azuljaja obedecen a un alineamiento estructural NO-SE de la misma dirección que el trend del batolito Andahuaylas – Yauri.



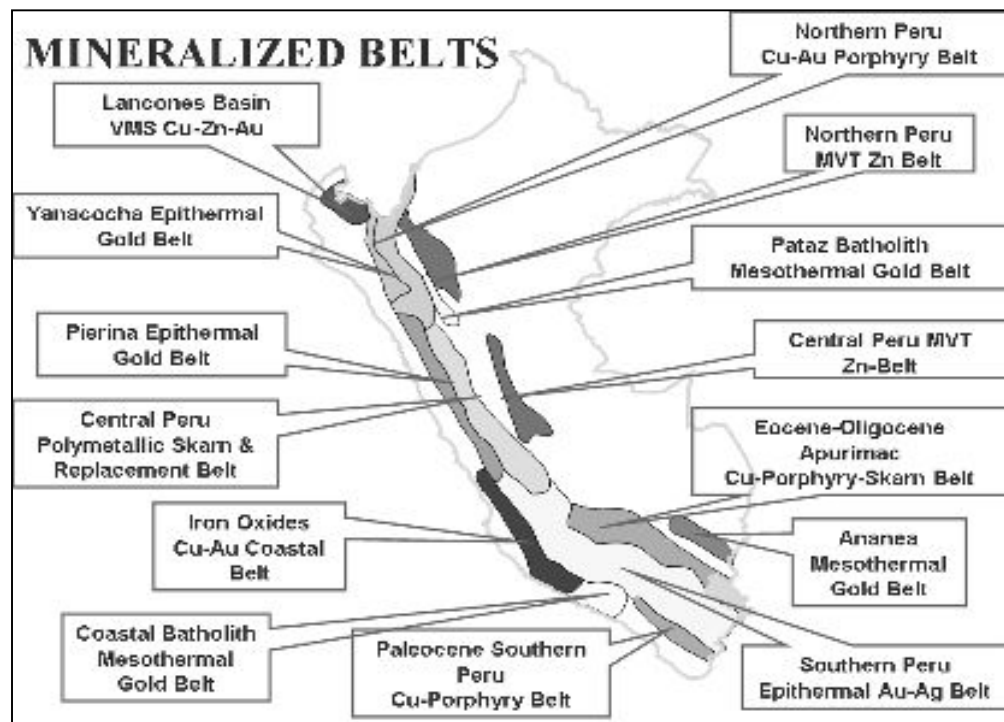


Figura 7. Metalogía del Perú, principales franjas mineralizadas
Fuente: Cardozo, 2002

2.2.9.2. Geomorfología e hidrología.

La geomorfología que se encuentran en el área de estudio están relacionadas a relieves montañosos estructurales con procesos de glaciación en las partes altas y procesos de erosión fluvial en las partes bajas. La geomorfología que predominad en el área de estudio corresponden a las unidades geomorfológicas denominadas como montañas con ladera de pendiente fuerte y montañas con ladera de pendiente moderada. (HUANEY HUARCAYO GIOVANNA MARITZA, 2016)

La hidrología respecto a la zona de estudio está representada por el río Challhuahuacho cuyo caudal medio anual se estima en 5.693 m³/s, equivalente a una lámina de escorrentía anual de 383 mm y varía durante el año entre 18.347 m³/s en febrero y 1,195 m³/s en setiembre.

El caudal medio anual estimado para la cuenca del río Ferrobamba es 0.643 m³/s, equivalente a una lámina de escorrentía anual de 431.8 mm y varía durante el año entre 2.082 m³/s en febrero y 0.115 m³/s en setiembre.

En el río Pamputa, se estima un caudal medio anual de 1.657 m³/s equivalente a una lámina de escorrentía anual de 537.6 mm. Durante el año, el caudal medio mensual varía entre 4.374 m³/s en febrero y 0.243 m³/s en octubre.

En el río Tambo, se estima un caudal medio de 0.212 m³/s, equivalente a una lámina de escorrentía media anual de 231.9 mm. Se estima que el caudal medio mensual de este río varía entre 1.146 m³/s en enero y 0 m³/s entre junio y diciembre aproximadamente. En base a los caudales registrados en este río, se evidencian pérdidas hídricas

significativas en el tramo medio e inferior del cauce principal, lo que impide disponer de un caudal base en este río durante la temporada seca. El coeficiente de escorrentía medio anual para la cuenca Challhuahuacho, se estima en 0.35, mientras que para la sub cuenca Ferrobamba, es 0.40, para la sub cuenca Pamputa, asciende a 0.47 y para la sub cuenca Tambo, se estima en 0.22. Para tiempos de retorno de 25 años, la precipitación máxima en 24 horas se estima en el orden de 64 mm. Del mismo modo, para un tiempo de retorno de 100 años, la precipitación máxima en 24 horas se estima en 76.1 mm.

Para un tiempo de retorno de 100 años, el caudal máximo del río Challhuahuacho se estima en 345.7 m³/s, mientras que para el río Ferrobamba se estima en 57.8 m³/s y para el río Pamputa en 55 m³/s. De los registros de monitoreo de caudales disponibles en el río Challhuahuacho, no se evidencia cambios significativos en el caudal de este río. Las variaciones identificadas se atribuyen a la variabilidad natural que caracteriza el régimen hidrológico de este río y guardan correspondencia con la magnitud de las precipitaciones observadas en la estación local Fuerabamba. En el río Ferrobamba, sí es notoria la tendencia decreciente de los caudales en las estaciones SW-FU-80 y SW-FU-120, lo cual puede atribuirse a la operación de los componentes mineros mayores que están ubicados principalmente en la cuenca de este río.

Es necesario continuar el monitoreo de los caudales de los principales cursos de agua en el ámbito de la U.M. Las Bambas con el fin de analizar la variación del régimen hidrológico de estos cursos de agua a medida que dicha U.M. se desarrolla. (HUANEY HUARCAYO GIOVANNA MARITZA, 2016)

2.2.9.3. Geología regional.

La mina MMG LIMITED las Bambas se ubica en la franja de yacimientos de skarn de Cu (Mo-Au), asociados a sistemas tipo pórfido, ubicados en la parte sureste del Perú. Esta franja metalogenética está controlada por el batolito Andahuaylas-Yauri del Eoceno- Oligoceno, que se ha emplazado en unidades sedimentarias del Mesozoico, siendo la de mayor importancia la formación Ferrobamba (Cretáceo inferior a superior). Las rocas intrusivas del batolito, en contacto con las calizas Ferrobamba, originaron metamorfismo de contacto y en algunos lugares cuerpos de skarn con mineralización de Cu (Mo-Au). El batolito Andahuaylas-Yauri se ha emplazado al sur de la “Deflexión de Abancay”, con lineamientos de dirección NO-SE, NE-SO y otros que fueron generados principalmente por la Orogenia Andina.

2.2.9.4. Geología local.

El área del yacimiento Las Bambas presenta rocas de naturaleza ácida (granodiorita) a intermedia (monzonita) que intruyen a las rocas sedimentarias y entre ellas a la caliza



del Cretáceo inferior superior (Formación Ferrobamba). Los cuerpos de skarn asociados son irregulares y están constituidos por granates, piroxenos y magnetita. Las monzonitas asociadas a los yacimientos de Ferrobamba, Chalcobamba, Charcas, Sulfobamba y Azuljaja presentan alteración potásica con biotita secundaria, feldespato potásico y magnetita (zona de mayor temperatura); gradando a una alteración propilítica con epidota, clorita, piritita y trazas de calcopirita hacia los bordes. En general estas intrusiones obedecen a un alineamiento estructural NO-SE similar al del trend del batolito Andahuaylas – Yauri de dirección NO-SE.

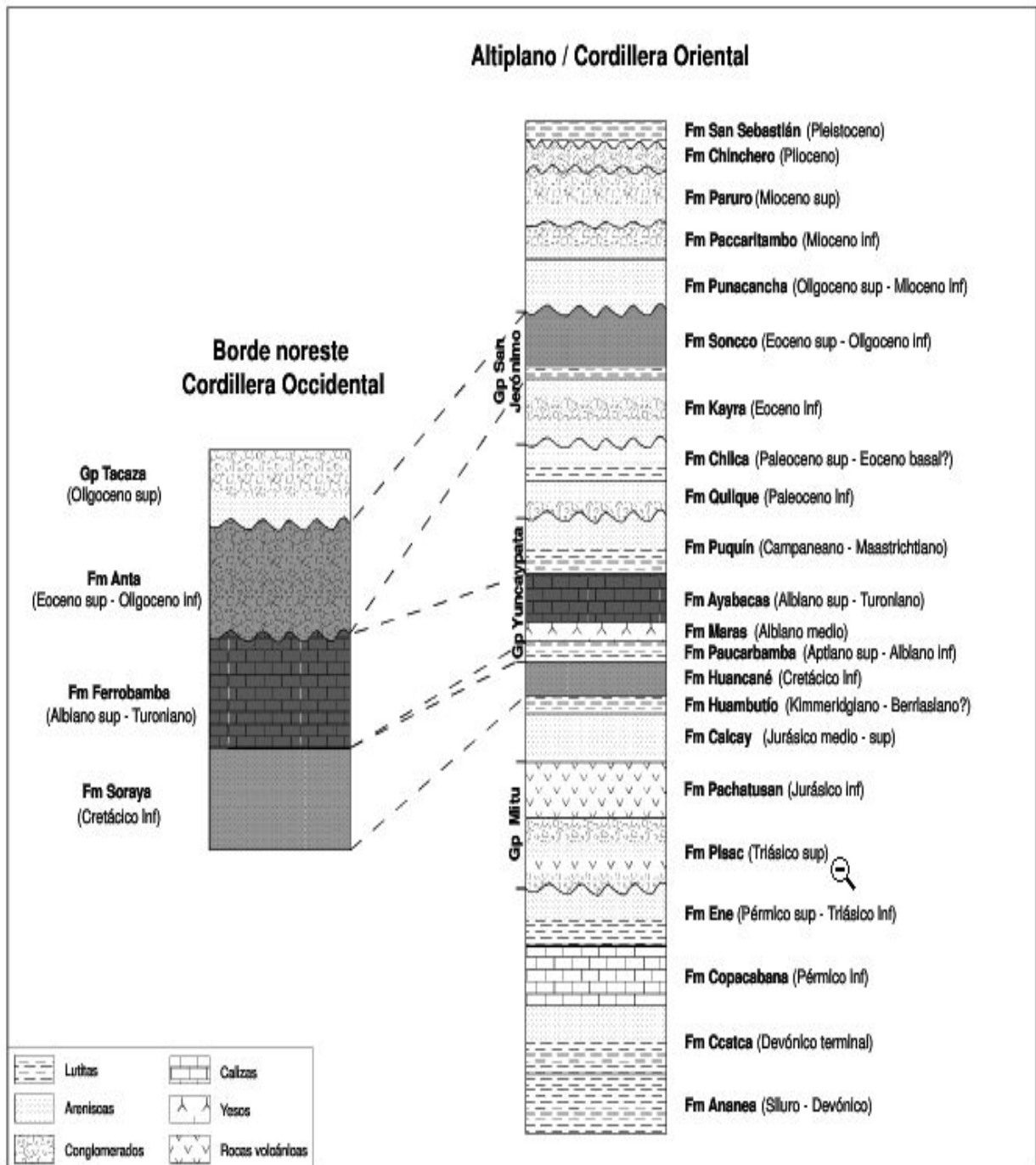


Figura 8. Columna Estratigráfica
Fuente: Carta Geológica Nacional

2.2.9.5. Geología Ferrobamba.

Se encuentra ubicada en el sector SE del distrito de Challhuahuacho y es una de las áreas de mayor interés por su mineralización de Cu, con valores de Mo, Au y Ag; tiene una extensión con evidencias de mineralización de 300 ha aproximadamente.



Figura 9. Tajo Ferrobamba.
Fuente: Estudio técnico Las Bambas

2.2.9.6. Rocas sedimentarias.

En el área aflora una potente secuencia de horizontes calcáreos de la Formación Ferrobamba, constituidos por niveles de calizas con chert, calizas fosilíferas y bioclásticas, calizas impuras con clásticos finos, así como horizontes masivos y laminados. Los estratos presentan, en general, azimuts entre 100° a 130° y buzamientos variables de 50° a 60° (al N) y casi horizontales (al S).

2.2.9.7. Rocas intrusivas.

Las calizas de la formación Ferrobamba ha sido cortada por varias fases de intrusión. La primera fase es una monzonita biotítica (MZB). Aflora en gran parte en el sector sur y es una de las fases que ha formado cuerpos de skarn de granate -píroxeno > magnetita; decccon mineralización de calcopirita, bornita y molibdenita asociada a la alteración potásica de biotita secundaria, ortosa y magnetita.

La segunda fase y tercera fase denominadas monzonita biotítica fina, presentan grano medio a grueso, textura porfirítica, “ojos” de cuarzo irregulares, plagioclasas bimodales. La cuarta fase, monzonita máfica (MZM), es de grano medio a fino, con alto contenido de minerales máficos (hornblenda>biotita), plagioclasa seriada y escasos “ojos” de cuarzo. La quinta fase es llamada monzonita hornbléndica (MZH), de grano medio, con plagioclasas tabulares cortas y hornblendas prismáticas. Aflora en la parte central y se ramifica en forma de diques en diferentes direcciones.

2.2.9.8. Alteración.

Estos cuerpos de skarn presentan mineralización de sulfuros de cobre (bornita y calcopirita) en forma de masas irregulares, diseminaciones y en venillas de cuarzo. Los cuerpos de skarn formados por la segunda fase son muy similares excepto que no presentan venillas de cuarzo. Son varios los factores que favorecieron la formación de cuerpos de skarn: la composición de los fluidos hidrotermales asociados a la fase de intrusión, los horizontes permeables de calizas, especialmente aquellos que contienen material clástico y el buzamiento de los estratos (50° a 60°) hacia las fuentes de intrusión. Los endoskarns no son muy extendidos, en ellos se forman granates de color marrón claro, poco piroxeno, epidota, clorita, plagioclasas cálcicas, calcita y moderada silicificación.

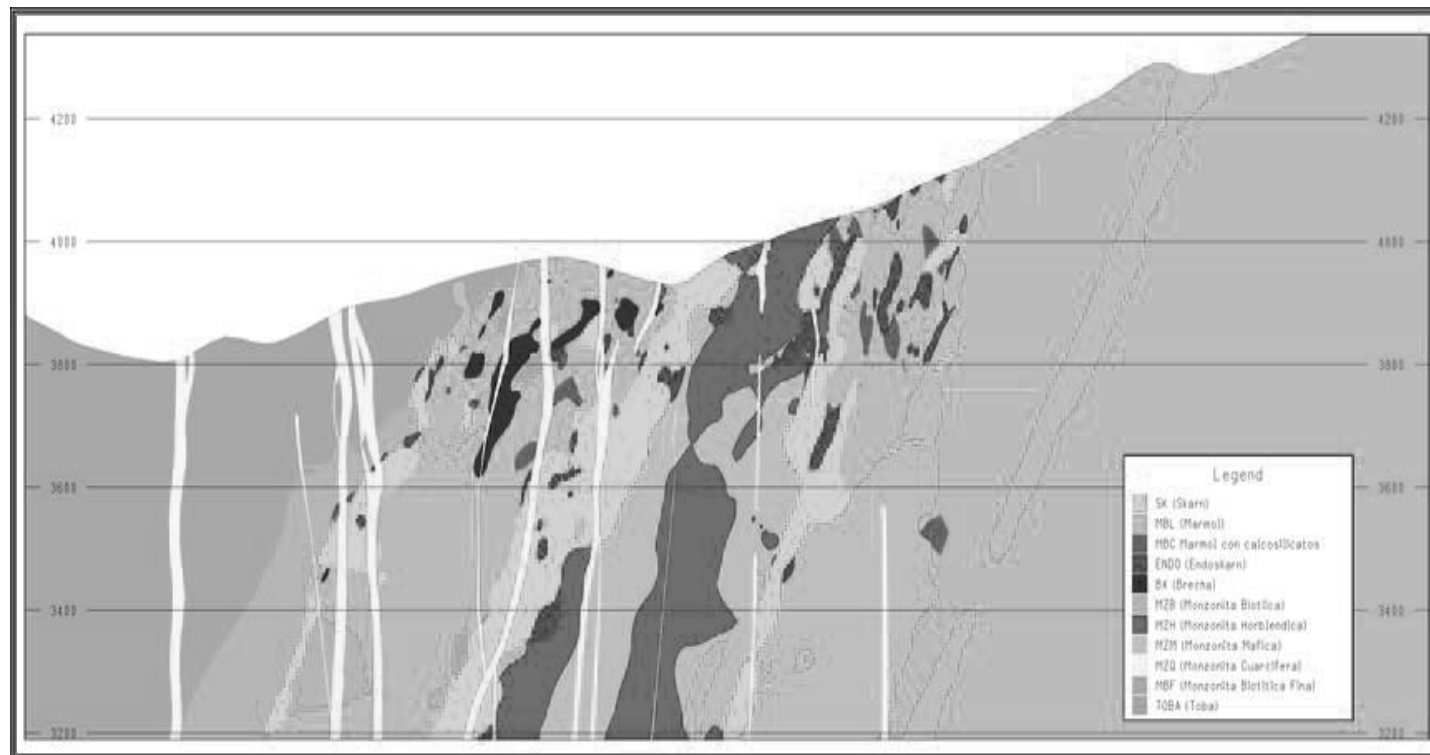


Figura 10. Sección geológica Ferrobamba
Fuente: Departamento de Geología Las Bambas

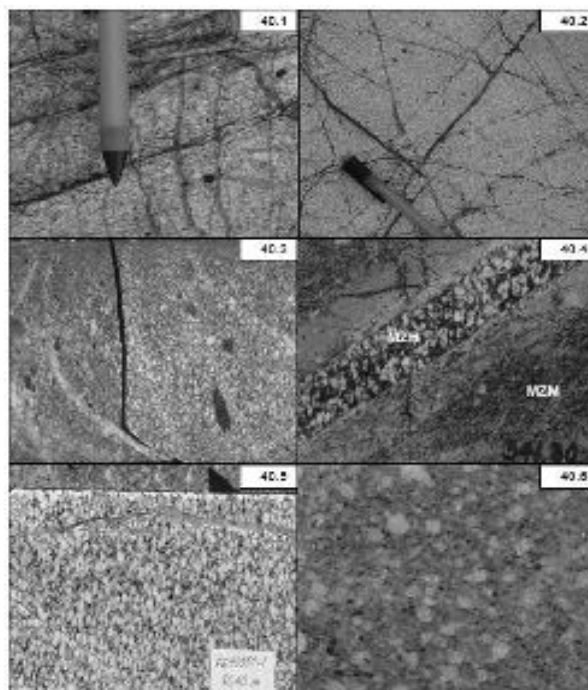


Figura 11. Ferrobamba alteraciones (Departamento de Geología Las Bambas)
Fuente: Departamento de Geología Las Bambas

Fotos: 40.1. Monzonita Biotítica (MZB) con libros de biotita y venillas delgadas de cuarzo sin mineral, 40.2. Monzonita Biotítica Fina 1 (MBF1) con libros de biotita y venillas de cuarzo con óxidos, 40.3. Monzonita Biotítica Fina 2 (MBF2) con esporádicos libros de biotita y matriz negruzca, 40.4. Monzonita Máfica (MZM) cortada por Monzonita Hornbléndica (MZH), 40.5. Monzonita Hornbléndica, 40.6. Monzonita Cuarzosa

2.2.9.9. Modelo geológico tajo Ferrobamba.

En términos generales para llevar a cabo la construcción del modelo geológico se requiere diferentes tipos de información como la de los sondajes, las distintas interpretaciones de las unidades en superficie y en secciones para entender la continuidad y dar mayor sentido, como también estructuras que controlen las unidades o tendencias que den una mejor orientación al momento de interpolar estas variables. Para ello se debe recepcionar la data de sondajes, la cual debe incluir las siguientes tablas:

- Collar
- Survey
- Geología: Litología, zona mineral y alteración
- Assays: Leyes Cu, Au, Pb, Zn (todas aquellas donde se pretenda generar isoleyes).
- Cubos de 15 x 15 metros.

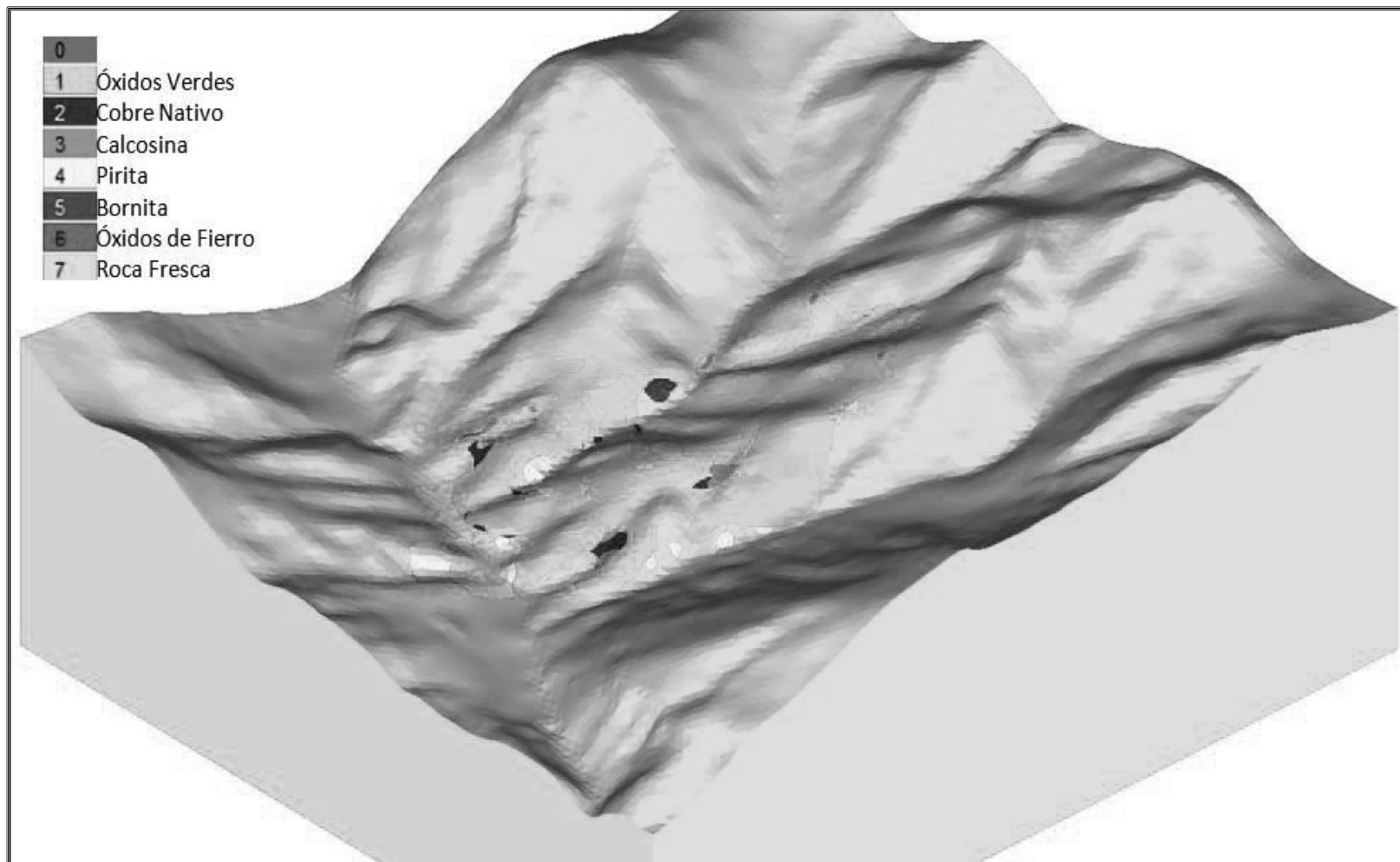


Figura 12. Modelo geológico del Tajo Ferrobamba
Fuente: Departamento de Geología Las Bambas

2.2.9.10. Estimación de reserva de Las Bambas.

En la unidad minera Las Bambas principalmente cuprífero localizado en la región Apurímac (provincias de Cotabambas y Grau, distritos de Challhuahuacho y Progreso). Las Bambas consta de tres yacimientos principales: Ferrobamba, Chalcobamba y Sulfobamba, estando en explotación Ferrobamba. Hasta la fecha solo se ha explorado el 10% de la concesión, en la tabla 5 se observa los recursos en los tres tajos principales donde en el tajo Ferrobamba se tiene una reserva de 7,444,000 toneladas de concentrado de cobre dónde:

kt = kilo toneladas.

Mt = Mega toneladas.

Tabla 5. Reservas de tajos mina las Bambas

Tajo Las Bambas	Cantidad Mt	Cu %	Cu kt
Ferrobamba (sulfuros)	1,080	0.64	6,894
Ferrobamba (oxidados)	85	0.86	550
chalcobamba (sulfuros)	380	0.54	2044
chalcobamba (oxidados)	35	0.56	203
sulfubamba (sulfuros)	220	0.54	1190
Total	1,780	0.61	10,881

Fuente: Las bambas shareholder circular, 2014

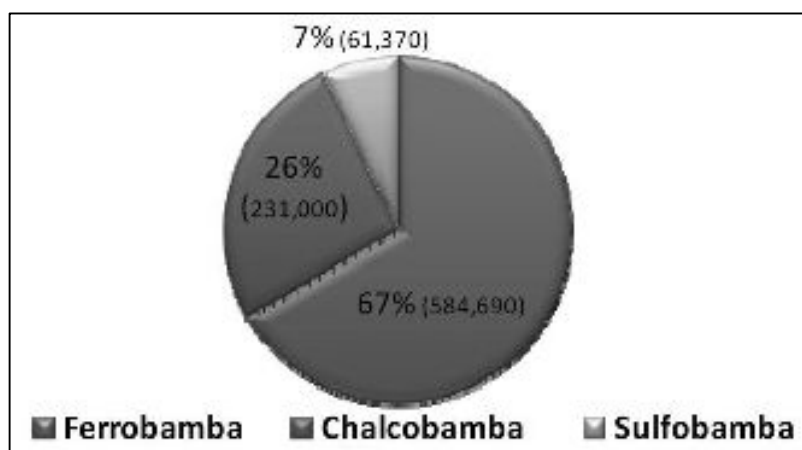


Figura 13. Estimación de Reservas del Proyecto Medido & Indicado % (Kt)
Fuente: Informe Golder (2015) y piteau (2009)

2.3. Base teórica.

2.3.1. Ingeniería de rocas.

Para obtener una adecuada fragmentación como resultado de una voladura de rocas, se dice que el macizo rocoso tiene una influencia determinante por ser una variable totalmente aleatoria.

Para conocer mejor esta variable aleatoria “macizo rocoso” es importante determinar:

- Las propiedades físico-mecánicas.
- Las diversas teorías de fallas, y
- La caracterización geomecánica.

2.3.1.1. Propiedades físicas.

Las propiedades físicas del macizo rocoso que se deben estudiar o, son las siguientes:

A. Densidad.

En función de cómo se encuentre la roca, se puede distinguir la densidad natural y la densidad seca.

La denominada densidad natural o húmeda es la relación entre la masa de una muestra de roca en su estado natural, o sea, con un cierto contenido de humedad, y el volumen que ocupa según el principio de Arquímedes dado en g/cm³:

$$\rho_p = \frac{m_p}{V_p}$$

Donde:

ρ_p = densidad de las partículas.

m_p = masa de la muestra de roca.

V_p = volumen de las partículas.

Tabla 6. Densidades y velocidad de propagación de ondas de compresión de algunos minerales

Mineral	Densidad (Kg/m ³)	Vel. propagación (m/s)
Anfíboles	2960 - 3200	7200
Augita	3200 - 3400	7200
Biotita	2900	5130
Calcita	2710	6660
Dolomita	2870	7900
Magnetita	5170 - 5180	7410
Moscovita	2030	5810
Oligoclasa	2640 - 2670	6260
Olivino	3250 - 3400	8400
Ortosa	2570	5690
Cuarzo	2650	6050

Fuente: AFTES-2003



B. Gravedad específica.

Gravedad específica es una unidad adimensional que define la relación entre la densidad de una roca y la densidad del agua a, por lo general, de 4 grados centígrados. La densidad es una característica importante de una roca, puesto que este parámetro ayuda a identificar el tipo de roca y su estructura geológica. Para calcular la densidad de la roca necesita dividir la masa de la roca por su volumen. Esta última puede determinarse mediante la colocación de la roca en una probeta graduada llena de agua

Gravedad específica es la densidad de un objeto en relación con la densidad del agua. Gravedad específica es considerada una de las más importantes propiedades de un mineral porque es una propiedad constante y cuantificable, que puede ser utilizada para la comparación. Gravedad específica puede ser inestimable al identificar un mineral según el principio de Arquímedes dado en g/cm³.

$$G = \frac{\rho_p}{\rho_w}$$

Donde:

ρ_p = densidad de las partículas.

ρ_w = densidad del agua.

C. Peso específico.

Se denomina peso específico de un mineral al cociente entre su peso y el peso de un volumen equivalente de agua a 4°C (condiciones de máxima densidad del agua), siendo un valor adimensional. Por el contrario, la densidad relativa es un valor equivalente correspondiente a la masa por unidad de volumen y viene expresado en unidades tales como g/cm³.

El peso específico es una propiedad intrínseca y constante para un mineral de composición química determinada y depende básicamente de dos factores:

- De los átomos que constituyen el mineral.
- Del tipo de empaquetamiento de los átomos.

Se llama peso específico a la relación entre el peso de una sustancia y volumen. Su expresión de cálculo es de acuerdo con la normativa del «Bureau International des Poids et Mesures» dado en Newton/metro cubico:

$$\gamma = \frac{w}{V} = \frac{mg}{V} = \rho \times g$$

Donde:

γ : El peso específico;

w : El peso de la roca;

V : El volumen de la roca;

ρ : La densidad de la roca;

m : La masa de la roca.

g : La aceleración de la gravedad

D. Porosidad.

La porosidad de una roca es el volumen de poros expresado en tanto por ciento del volumen total que está dado en porcentajes según Mandelbrot, Benoît (1982):

$$n = \frac{V_p}{V} \times 100 \%$$

Donde:

n = Porosidad

V = Volumen total

V_p = volumen de poros

En algunas rocas, como las areniscas, los poros se pueden ver a simple vista, en otras sólo son visibles con el microscopio, como, por ejemplo, en los granitos; en este tipo de rocas existe una red de micro-fisuras que produce una porosidad del orden del 1%. Dichos poros y micro-fracturas están, en ciertos casos, interconectados y forman una red que permite la circulación de fluidos, que ocasionalmente pueden ocupar todos los huecos disponibles.

E. Permeabilidad.

La permeabilidad se define como la capacidad que tiene una roca de permitir el flujo de fluidos a través de sus poros interconectados. Si los poros de la roca no se encuentran interconectados no puede existir permeabilidad.

2.3.1.2. Propiedades mecánicas.

Las propiedades más importantes que se deben determinar del macizo rocoso, son las siguientes:

A. Ensayo de compresión uniaxial.

Deducir las propiedades mecánicas de las rocas sometidas a compresión a partir de las características de los cristales, partículas y material cementante que las componen y de las micro-fisuras y otras discontinuidades de mayor rango existentes en ellas, es prácticamente imposible. Por ello hay que recurrir a los ensayos de laboratorio para determinar dichas propiedades

Este ensayo sirve para determinar la resistencia a compresión uniaxial de una probeta cilíndrica de roca de altura del doble de diámetro. Normalmente estas probetas se obtienen a partir de testigos de sondeos. También se pueden obtener muestras a partir de bloques de roca mediante una sonda, en el laboratorio; la extracción de estos bloques en la mina o en la obra se debe llevar a cabo sin voladuras, ya que éstas pueden generar en la roca nuevas micro-fisuras o aumentar

las existentes, lo cual se traduciría en una pérdida de resistencia de las probetas que se obtengan de ellos.

El ensayo de compresión simple ha sido normalizado en muchos países. Los aspectos básicos de las normas existentes son los siguientes:

- Deben utilizarse probetas cilíndricas de diámetro superior a 50 mm y, por lo menos, 10 veces mayor que el tamaño del grano o cristal más grande existente en la roca. Su altura debe ser igual a 2,5 veces el diámetro aproximadamente.
- La probeta no debe contener discontinuidades geológicas que la atraviesen.
- Las superficies del cilindro de roca que están en contacto con las placas de la prensa con la que se realiza el ensayo deben ser planas, con una precisión de 0,02 mm, y no deben separarse de la perpendicularidad al eje de la muestra en más de 0,001 radianes, o sea, 0,05 mm en 50 mm.
- La carga se debe aplicar a una velocidad constante de 0,5-1 MPa/s.



Figura 14. Equipo de ensayo uniaxial
Fuente: Ingetec

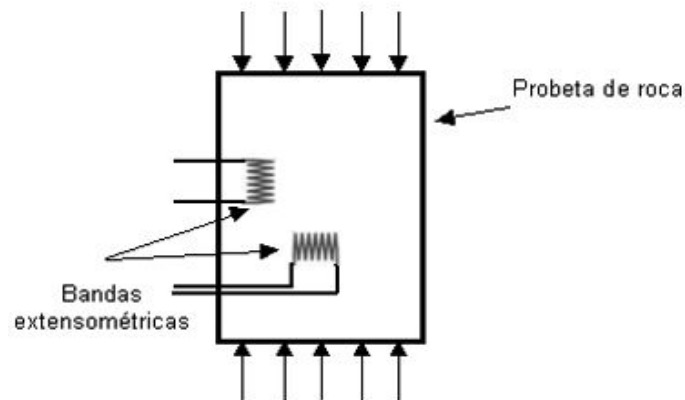


Figura 15. Esquema del ensayo de compresión simple
Fuente: Mecánica de rocas

B. Ensayo de carga puntual.

Algunas veces no se dispone de material para preparar probetas adecuadas para los ensayos de compresión simple. También puede suceder que el número de ensayos que haya que realizar sea grande y que éstos tengan que llevarse a cabo “in situ”. En ambos casos, el ensayo de carga puntual puede sustituir al de compresión simple. El ensayo de carga puntual consiste en romper un trozo de roca entre dos puntas cónicas de acero endurecido. Las muestras que se colocan entre dichas puntas pueden ser de cualquier forma, pero es conveniente que su diámetro no sea inferior a 50 mm, ya que, como se ha indicado anteriormente, el volumen de la probeta influye en su resistencia. Los puntos de aplicación de la carga deben estar al menos a $0,7 D$ de cada uno de los bordes de la probeta. La fuerza P necesaria para romper la muestra se puede obtener leyendo el manómetro de la bomba manual que produce la presión requerida para dicha rotura.

Ensayo diametral.

Las muestras deben tener una relación longitud/ diámetro mayor que 1,4. Deben realizarse como mínimo diez ensayos de cada uno de los tipos de rocas. Una vez seleccionadas las muestras, una de ellas se coloca entre los punzones y se aproximan estos hasta que ocupen una línea diametral. La distancia entre el punto de contacto de un punzón y un extremo de la muestra, debe ser como mínimo $0,7 D$. Se registra la distancia D y se aumenta la carga hasta la rotura registrándose también la carga última P .

Ensayo axial.

Deben utilizarse muestras con una relación longitud / diámetro de $1,1 - 0,5$. Pueden realizarse ensayos diametrales con las muestras más largas para obtener muestras apropiadas para los ensayos axiales. A ser posible deben realizarse diez a más ensayos con cada tipo de roca. La muestra se coloca en la prensa y los punzones se aproximan hasta hacer contacto con el eje de la muestra. Se registra la distancia D y se aumenta la carga hasta la rotura, registrándose la carga máxima alcanzada P .

Ensayo con muestras irregulares.

Se seleccionan muestras de roca con diámetros medios de unos 50 mm. y con relación entre el diámetro más largo y el menor entre 1,0 y 1,4 por lo menos deben realizarse veinte ensayos con cada tipo de roca. Cada muestra se coloca en la prensa de ensayo y se aproximan los punzones hasta que hagan contacto a lo largo del diámetro mayor de la muestra, lo más lejos posible de las esquinas y cuñas de la muestra. Se registra la distancia D y se aumenta la carga hasta la rotura registrándose la carga última alcanzada P .

La relación de esbeltez propuesta por Franklin es:

$$\frac{L}{D} = 1.4$$

Donde:

L : Longitud de la probeta (cm)

D : Diámetro de la probeta (cm)

El índice de carga puntual “Franklin” se calcula mediante la siguiente expresión:

$$I_s = \frac{P}{D^2}$$

Donde:

I_s : índice de carga puntual Franklin (Kg/cm²)

P : Carga última de rotura (kg)

D : Diámetro de la probeta (cm).

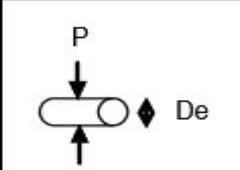
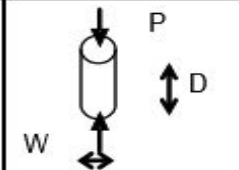
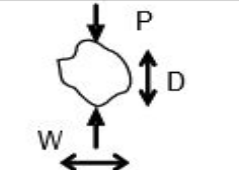
	(1) = Diametral	(2) = Axial	(3) = Forma Irregular
Tipo de dispositivo			



Figura 16. Ensayo de carga puntual mediante la prensa Franklin

Fuente: Determinaciones De Parametros Elasticos De Rocas Igneas Con Vistas Al Analisis De Vibraciones (Informe)

La clasificación de las rocas según su resistencia a compresión uniaxial, propuesta por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (Brown, 1981), es la siguiente:

Tabla 7. *Clasificación de rocas según la resistencia a compresión uniaxial.*

Resistencia (Mpa)	Clasificación
>250	Extremadamente alta
100 – 250	Muy alta
50 – 100	Alta
25 – 50	Media
5 – 25	Baja
1 – 5	Muy baja
0.25 – 1	Extremadamente muy baja

Fuente: Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (Brown, 1981)

C. Ensayo de corte directo.

Consiste en ensayar a cortante una discontinuidad. En general existen diversas máquinas y disposiciones para realizar este tipo de ensayos, resultando más problemática la toma de muestras de discontinuidades poco alteradas, traslado a laboratorio y su manipulación hasta encajarlas correctamente en el molde o caja de ensayo, que el ensayo propiamente dicho. Este proceso puede variar las propiedades naturales de la junta.

Se utiliza una caja de corte formada por dos mitades o moldes, siendo comúnmente uno fijo y otro móvil, donde se insertarán (comúnmente mediante mortero) de la mejor manera posible los dos bloques correspondientes a ambos lados de la junta. Especial atención se prestará a que la discontinuidad quede asentada en dirección paralela al movimiento de corte que se la vaya a aplicar. Las máquinas básicamente constan de dos sistemas de aplicación de tensión (uno para la tensión normal y otro para la tensión de corte) accionados por mecanismos hidráulicos o mecánicos con sus correspondientes sistemas de medida de la carga aplicada.





Figura 17. Equipo de corte directo.
Fuente: Ingetec

D. Ensayo para la determinación de las constantes elásticas.

Estas características, al igual que las de resistencia, que se han discutido anteriormente, resultan complejas de determinar en macizos rocosos. Sin embargo, son de vital importancia cuando se pretende simular numéricamente con un grado de aproximación adecuada su comportamiento, de forma que todos los modelos analíticos y numéricos de estimación del comportamiento mecánico de los materiales necesitan de los valores del módulo elástico y coeficiente de Poisson de los macizos rocosos analizados.

- **Módulo de Elástico de Young.**

Ante la dificultad de obtener el módulo de Young del macizo directamente a partir de ensayos de laboratorio, ya que este parámetro elástico de respuesta del macizo rocoso (y especialmente en macizos de buena calidad) viene más marcado por la estructura del macizo que por las propiedades de la roca que lo forma, se ha intentado estimar mediante fórmulas empíricas que lo relacionan con la calidad geotécnica de los macizos rocosos.

Las fórmulas de este tipo más clásicas son las de Bieniawski (1978) y Serafim y Pereira (1983) que se expresan respectivamente por las siguientes ecuaciones:

$$E_M(GPa) = 2 \times RMR - 100$$

$$E_M(GPa) = 10^{\frac{RMR-10}{40}}$$

Donde:

E_M : Módulo de Young del macizo rocoso

La primera de estas fórmulas tendría su ámbito de validez para $60 < \text{RMR} < 100$ y la segunda, basada en la recopilación de resultados de ensayos de placa de carga en un buen número de macizos rocosos de distintas calidades, tendría validez para $40 < \text{RMR} < 100$. Ciertamente en macizos de peor calidad comienza a tener influencia el comportamiento de la roca intacta por lo que resulta más difícil realizar una propuesta suficientemente aproximada.

Al objeto de tener en cuenta la influencia de la resistencia de la roca intacta en macizos rocosos poco resistentes, Hoek y Brown (1998) propusieron una modificación de la fórmula de Serafim y Pereira (1983), para aquellos casos en que la resistencia a compresión simple de la roca intacta quedará por debajo de 100 MPa, y en la que el RMR se sustituía por el GSI. Posteriormente, Hoek et al. (2002) proponen una variación para poder introducir además una influencia del grado de perturbación del macizo rocoso D , con lo quedaría la primera expresión finalmente, Hoek y Diederichs (2005) basándose en un análisis exhaustivo de multitud de estudios geotécnicos incluyéndose muchos con medidas de deformabilidad a partir de gatos planos, proponen utilizar la segunda expresión, formulación que los autores de este libro han utilizado con resultados positivos en modelos de explotaciones subterráneas.

$$E_M(\text{GPa}) = \left(1 - \frac{D}{2}\right) \times \sqrt{\frac{\rho_{ci}}{100}} \times 10^{\frac{\text{GSI}-10}{40}}$$

$$E_M(\text{GPa}) = 100 \times \left(\frac{1 - \frac{D}{2}}{1 + e^{\left(\frac{75+25 \times D - \text{GSI}}{11}\right)}} \right)$$

Recientemente ha surgido una nueva fórmula interesante para obtener este parámetro. Barton (2002) propone estimarlo a partir del parámetro denominado Q_c que se puede obtener en función del índice Q y la resistencia a compresión simple de la roca mediante la expresión:

$$Q_c = Q \times \frac{\sigma_c}{100}$$

$$E_M(\text{GPa}) = 10 \times Q_c^{1/3}$$



- **Coefficiente de Poisson.**

En lo que concierne al coeficiente de Poisson del macizo rocoso, hay que señalar que su influencia sobre los resultados de las simulaciones suele ser bastante pequeña, al mismo tiempo que lo es su gama de variabilidad natural (0.15-0.45), por lo que no se suele prestar demasiada atención a su estimación.

Se puede estimar a priori, aunque de forma solamente estimativa, el valor del coeficiente de Poisson de un macizo rocoso a través de las tablas generales de macizos de Hoek y Brown (1985) y a veces en macizos rocosos de buena calidad se admite que es el mismo que el de la roca intacta tal y como se obtiene a partir de los ensayos de laboratorio ($\nu = \nu_r$).

ESTRUCTURA		CONDICION SUPERFICIAL DE LAS JUNTAS					
		MUY BUENA Superficies rugosas e inalteradas	BUENA Superficies rugosas, algo meteorizadas, con manchas de óxido	MÉDIA Superficies lisas, moderadamente meteorizadas, alteradas	MALA Superficies con espejos de falla, muy alteradas, con recubrimientos compactos o rellenos que contienen fragmentos angulares de rocas	MUY MALA Superficies con espejos de falla, muy meteorizadas, con rellenos o recubrimientos de arcillas blandas	
	FRACTURADO - Macizo rocoso muy bien encajado e inalterado, consistente en bloques cúbicos formados por tres familias de discontinuidades ortogonales	m_b/m_t	0.60	0.40	0.26	0.16	0.08
		s	0.190	0.062	0.015	0.003	0.0004
		a	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5
		E_m	75,000	40,000	20,000	9,000	3,000
		v	0.2	0.25	0.25	0.25	0.25
		GSI	85	75	62	48	34
	MUY FRACTURADO - Macizo rocoso encajado aunque algo alterado con bloques polédricos angulares formados por cuatro o más familias de discontinuidades	m_b/m_t	0.40	0.29	0.16	0.11	0.07
		s	0.062	0.021	0.003	0.001	0
		a	0.5	0.5	0.5	0.5	0.53
		E_m	40,000	24,000	9,000	5,000	2,500
		v	0.2	0.25	0.25	0.25	0.3
		GSI	75	65	48	38	25
	FRACTURADO/VETEADO - Plegado y fallado con muchas discontinuidades que se interseccionan formando bloques angulares	m_b/m_t	0.24	0.17	0.12	0.08	0.06
		s	0.012	0.004	0.001	0	0
		a	0.5	0.5	0.5	0.5	0.55
		E_m	18,000	10,000	6,000	3,000	2,000
		v	0.25	0.25	0.25	0.3	0.3
		GSI	60	50	40	30	20
	MACHACADO - Poco encajado y muy roto con una mezcla de bloques angulares y redondeados	m_b/m_t	0.17	0.12	0.08	0.06	0.04
		s	0.004	0.001	0	0	0
		a	0.5	0.5	0.5	0.55	0.60
		E_m	10,000	6,000	3,000	2,000	1,000
		v	0.25	0.225	0.3	0.3	0.3
		GSI	50	40	30	20	10

Figura 18. Tabla estimada de las constantes elásticas

Fuente: Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (Brown, 1981)

E. Ensayo de compresión triaxial.

Este ensayo es imprescindible para estudiar la resistencia de las rocas sometidas a un estado triaxial de tensiones, que es la situación en que se encuentran con mayor frecuencia en las obras de ingeniería. Aunque por el nombre del ensayo se podría suponer que la roca se somete a tres tensiones principales distintas, en realidad no es así. Lo que se realiza normalmente es un ensayo biaxial en el cual las dos tensiones principales menores, es decir, son iguales.

Este ensayo se lleva a cabo en probetas cilíndricas que se preparan de manera similar a las utilizadas en los ensayos de compresión simple. La probeta se rodea de una camisa de goma y se coloca dentro de una célula en la que se puede introducir líquido a presión, normalmente aceite o agua. La camisa tiene por objeto impedir el contacto de la roca con dicho líquido y debe ser suficientemente flexible para que la presión del líquido se transmita a la roca. La tensión axial principal, σ_1 , se ejerce sobre la probeta mediante dos cilindros de acero que pasan a través de la cara superior e inferior de la célula. Habitualmente no se utilizan equipos de medición de presión de poro en este ensayo, ya que en la mayor parte de las rocas son poco porosas, por lo que las presiones intersticiales suelen tener poca importancia en ellas; dada la velocidad con que se aplica la tensión axial no hay tiempo, en general, para que la probeta drene completamente durante el ensayo, lo que puede producir un incremento de las presiones intersticiales. Las deformaciones axial y circunferencial de la muestra se suelen medir, a veces, mediante bandas extensométricas pegadas a la superficie de la misma.



Figura 19. Equipo para ensayo de compresión triaxial.
Fuente: Ingetec

En este ensayo es habitual aplicar en primer lugar la presión lateral de confinamiento, que se mantiene constante, y a continuación ir subiendo la presión axial hasta que se produce la rotura. Esta trayectoria de las tensiones no es, en la mayoría de los casos, la que tiene lugar en un macizo rocoso cuando se efectúa en él una excavación subterránea o a cielo abierto. Sin embargo, como demostraron Swanson y Brown (1971), en el dominio elástico la trayectoria de tensiones no influye en el resultado final, es decir, la resistencia de la roca sometida a un estado

triaxial de tensiones es independiente del camino que hayan seguido éstas para llegar a la rotura.

F. Ensayo de tracción indirecta – Brasilero.

El ensayo que más se utiliza con este fin es el denominado ensayo brasileño, el cual se practica comprimiendo una probeta cilíndrica de roca. Si se somete un cilindro de roca de longitud aproximadamente igual a su radio a una compresión diametral se rompe a lo largo de dicho diámetro como consecuencia de las tensiones de tracción que se generan en dirección perpendicular al mismo (ver Figura 2.9). Haciendo un estudio de la distribución de tensiones en un disco al que se aplica una carga diametral, se demuestra que, a lo largo del diámetro, excepto cerca de la periferia, se genera una tensión horizontal uniforme cuyo valor es:

$$\sigma_t = \frac{2 \times P}{\pi \times D \times t}$$

Donde:

P : Fuerza de compresión ejercida sobre el disco

D : Diámetro del disco

t : Espesor del disco, altura de cilindro



Figura 20. Equipo para Ensayo indirecto de tracción.
Fuente: Ingetec

G. Velocidad de la onda longitudinal o principal.

La medida de la velocidad propagación de ondas ultrasónicas de compresión (P) y cizalladura (S) en una roca proporciona información sobre su porosidad y micro-fracturación; también puede detectar la alteración de la matriz rocosa policristalina. Debido a que tanto la porosidad como la micro-fracturación de una roca pueden estar orientadas según direcciones preferentes, la velocidad de las ondas ultrasónicas puede variar en consonancia. Ya que, en la mayoría de las rocas, la fase

sólida se puede considerar elástica, si no existiera huecos la propagación de las ondas P y S sería un fenómeno puramente elástico. En este caso, la velocidad de propagación de una onda P es función de las constantes elásticas y de la densidad de la roca y es independiente de la fuerza que ha producido la perturbación y de su duración:

$$V_p = \sqrt{\frac{E}{\rho} \times \frac{1 - \mu}{(1 + \mu)(1 - 2\mu)}}$$

Donde:

E : Modulo elástico de la roca

μ : Coeficiente de Poisson de la roca

ρ : Densidad de la roca

El índice de continuidad de una roca se calcula dividiendo el valor teórico de la velocidad que, de acuerdo con su composición mineralógica, deberían tener las ondas P por la velocidad real:

$$IC = \frac{V_p}{V_{P.T}} \times 100$$

Donde:

IC : Índice de continuidad

V_p : Velocidad real de la onda

$V_{P.T}$: Velocidad teórica de la onda

Cuanto mayor es la fracturación o la porosidad de una roca menor es su índice de continuidad, ya que la velocidad de las ondas P se ve afectada negativamente.

La velocidad teórica de propagación se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$\frac{1}{V_{P.T}} = \sum \frac{C_i}{V_{P_i}}$$

Donde:

C_i : Concentraciones de los minerales contenidos en la roca

V_p : Velocidad real de la onda

2.3.1.3. Teoría de Fallas.

Para la presente tesis se mencionarán las teorías de fallas propuestas por los siguientes investigadores. Cabe enfatizar que la teoría más usada y moderna es la de Hoek & Brown.

- Criterio de falla de Mohr (roca sin cohesión).
- Criterio de falla de Coulomb.

- Criterio de falla de Mohr-Coulomb.
- Criterio de falla de Griffith.
- Criterio de falla de Griffith, modificado.
- Criterio de falla de Hoek & Brown, etc.

2.3.1.4. Caracterización del macizo rocoso.

En lo que se refiere a los taludes, la principal ventaja de las clasificaciones geomecánicas consiste en que permiten obtener, mediante unas correlaciones establecidas, los principales parámetros mecánicos del macizo rocoso: módulo de elasticidad, coeficientes del criterio de rotura Hoek-Brown, etc. La utilización directa de las clasificaciones para determinar la estabilidad de los taludes puede tener ventajas en fases iniciales del estudio, pero su empleo como única herramienta de decisión a nivel de proyecto es cuestionable (Bieniawski, 2003b).

Los sistemas de clasificación de los macizos rocosos tienen por objeto evaluar sus características para determinar de forma cuantitativa su calidad. El término “macizo rocoso” se refiere al conjunto de uno o varios tipos de rocas atravesados por plano de discontinuidad en el que se inserta la obra de ingeniería o la mina. Su caracterización requiere el conocimiento de los siguientes parámetros:

- Resistencia y comportamiento de la roca.
- Familias de discontinuidades existentes.
- Espaciado de los planos de discontinuidad y fracturación del macizo.
- Caracteres geomecánicos de las discontinuidades: continuidad, rugosidad, separación y resistencia de los labios, meteorización y relleno.
- Condiciones del agua en las juntas.
- Tensiones in situ, naturales o inducidas.
- Alteraciones producidas en el macizo rocoso por las excavaciones.

A. RQD (Rock Quality Designation).

Índice de designación de calidad de la roca, fue desarrollado en 1964 por D.U. Deere. Este parámetro se obtiene a partir del porcentaje de trozos de testigo mayores de 10 cm recuperado en un sondeo, tal y como muestra la Figura y permite estimar el grado de fracturación del macizo rocoso, el índice RQD fue introducido para usarse con diámetros de testigo de 54,7 mm (testigo de tamaño NX). Se trata de uno de los principales indicadores para las zonas de roca de baja calidad.

En la actualidad, el índice RQD se utiliza como parámetro estándar en el registro de testigos de perforación y es un elemento básico de los principales sistemas de clasificación geomecánica de Bienawiski (RMR) y el sistema Q de Barton.



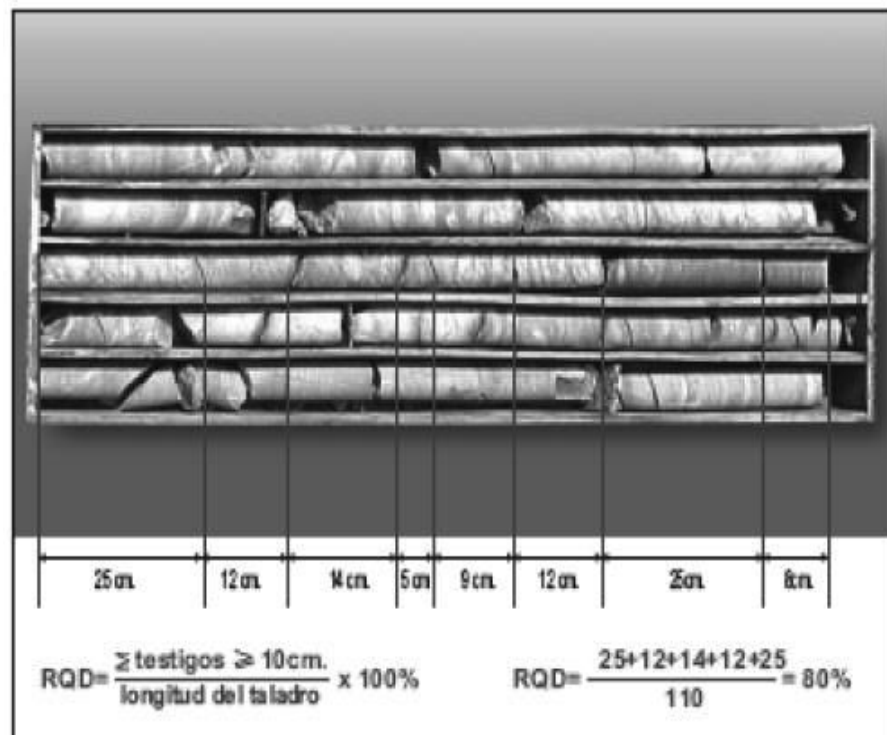


Figura 21. Estimación del R.Q.D. a partir de testigos de sondeo.
Fuente: Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas

Tabla 8. Índice de calidad de Deere

RQD (Rock Quality Designation)	Calidad de roca
< 25 %	MUY MALA
25 – 50 %	MALA
50 – 75 %	REGULAR
75 – 90 %	BUENA
90 – 100 %	EXLENTE

Fuente: David Córdoba

Para (Bieniawski, 2003), El RQD hay que tomarlo con las debidas precauciones, ya que su valor depende no sólo de la fracturación del macizo rocoso sino también de otros factores, como la técnica del sondeo, su dirección, diámetro, etc.

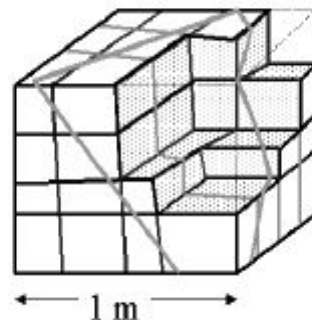
A veces hay que estimar el RQD a partir de datos en afloramientos, al no disponer de sondeos. En estos casos, se puede utilizar la siguiente relación (Palmstrom, 2005), aunque Ze su precisión no es superior a la que puede proporcionar una mera estimación visual

$$RQD = 110 - 2.5 \times J_v$$

Donde:

J_v : Índice volumétrico de juntas o número de juntas por metro cúbico.

Índice volumétrico de juntas (J_v): Es el número de juntas que interseca 1 m³ de macizo rocoso.



$$J_v = 3 + 3 + 3 + 1 = 10$$

Los términos descriptivos de la tabla dan una idea del tamaño del bloque en función de J_v .

Tamaño de bloque	Valor de J_v
Bloque muy grandes	< 1.0
Bloques grandes	1-3
Bloques medios	3-10
Bloques pequeños	10 – 30
Bloques muy pequeños	> 30

Figura 22. Estimación del J_v y clasificación del tamaño de bloque en función de espaciados de juntas y número de familias observadas en campo.

Fuente: Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas.

B. RMR (Rock Mass Rating).

Para determinar la calidad del macizo rocoso, se divide éste en dominios estructurales, es decir, en zonas delimitadas por discontinuidades geológicas, dentro de las cuales la estructura es prácticamente homogénea. La estructura del macizo comprende el conjunto de fallas, diaclasas, pliegues y demás características geológicas propias de una determinada región. El índice que define la clasificación es el denominado RMR (Rock Mass Rating), que evalúa la calidad del macizo rocoso a partir de los parámetros siguientes:

- Resistencia a compresión simple del material rocoso.
- RQD (Rock Quality Designation)
- Espaciado de las juntas.

Tabla 9. Estimación de las resistencias medias de ciertas rocas según Bieniawski, 1973

Tipo de roca	Resistencia a compresión simple (MPa)		
	Minima	Maxima	Media
Creta	1	2	1.5
Sal	15	29	22
Carbón	13	41	31
Limolita	25	38	32
Esquisto	31	70	43
Pizarra	33	150	70
Lutita	36	172	95
Arenisca	40	179	95
Marga	52	152	99
Mármol	60	140	112
Caliza	69	180	121
Dolomía	83	165	127
Andesita	127	138	128
Granito	153	233	188
Gneis	159	256	195
Basalto	168	359	252
Cuarcita	200	304	252
Dolerita	227	319	280
Gabro	290	326	298
Taconita	425	475	450
Silice	587	683	635

Fuente: Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (Brown, 1981)

Entre este parámetro y el anterior existe una relación clara, por lo que, a no ser por razones históricas, o sea por la abundante información relacionada con el RQD que existía antes de la aparición de las clasificaciones geomecánicas RMR y Q, quizás éstas no habrían incluido el RQD.

Tabla 10. Clasificación de Deere (1967) del espaciado de las juntas.

Descripción	Espaciado de juntas	Tipo de macizo rocoso
Muy ancho	>3 m	Solido
Ancho	1 – 3 m	Masivo
Moderadamente cerrado	0.3 – 1 m	En bloques
Cerrado	50 – 300 mm	Fracturado
Muy cerrado	< 50 mm	Machacado

Fuente: Deere (1967).

La resistencia del macizo rocoso se va reduciendo al aumentar el número de juntas, o sea, cuando disminuyen los espaciados de cada familia. Se muestra gráficamente la variación de resistencia del macizo, en función del espaciado de las juntas y de la resistencia a compresión simple del material rocoso. Existen muchas clasificaciones



del espaciado de las juntas. La utilizada por Bieniawski es la propuesta por Deere en su clasificación de 1967.

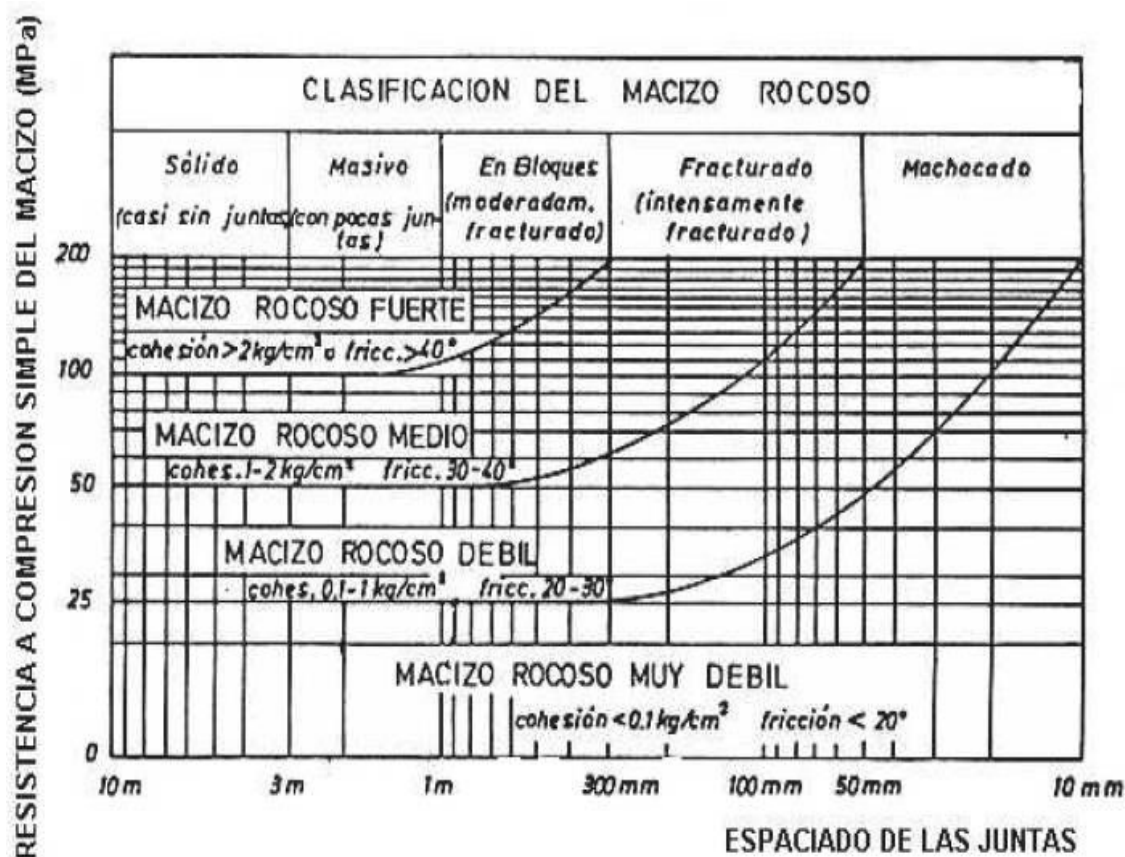


Figura 23. Variación de la resistencia del macizo rocoso en función del espaciado de las juntas y de la resistencia a compresión simple de la roca (Bieniawski, 1976).

Fuente: Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas

- Naturaleza de las juntas. Para describir el estado de las juntas se utilizan los siguientes parámetros,
 - ✓ Apertura entre los labios de la discontinuidad.
 - ✓ Continuidad (dimensiones) de la junta según rumbo y buzamiento.
 - ✓ Rugosidad de los labios.
 - ✓ Resistencia de la roca en los labios de la discontinuidad.
 - ✓ Relleno de la junta.
- Presencia de agua. En un macizo rocoso diaclasado, el agua tiene mucha influencia en su comportamiento, debiendo estimarse el flujo de agua en litros/min. cada 10 m. La descripción utilizada es la siguiente: completamente seco, húmedo, agua a presión moderada y agua a presión fuerte.
- Orientación de las discontinuidades. La orientación de las discontinuidades respecto al eje de la estructura subterránea es un factor de suma importancia para determinar el sostenimiento necesario. La correcta orientación de la cavidad puede hacer descender claramente las necesidades de entibación.

La clasificación dada por Bieniawski referente a orientaciones relativas entre las discontinuidades y el eje de la cavidad.

Tabla 11. Orientaciones relativas entre las juntas y el eje de la cavidad.

RUMBO PERPENDICULAR AL EJE DEL TÚNEL				RUMBO PARALELO AL EJE DEL TÚNEL		BUZAMIENTO 0°-20° (Independiente del rumbo)
DIRECCIÓN SEGÚN BUZAMIENTO		DIRECCIÓN CONTRA BUZAMIENTO		Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	
Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	Buzamiento 45°-90°	Buzamiento 20°-45°	
Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy desfavorable	Regular	Desfavorable

Fuente: Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (Brown, 1981)

Después de haber definido los 6 parámetros de la clasificación de Bieniawski, se determina la categoría del macizo rocoso. Se parte de un denominado “valor primario” de calidad que es igual a la suma de los cinco primeros parámetros, cuyos valores se definen en la siguiente figura. La versión presentada en esta tabla es la de 1989, actualmente en uso

Tabla 12. Parámetros de clasificación y sus valores.

PARAMETROS		ESCALA DE VALORES							
1	Resistencia de la roca intacta	Bajo carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa	Para estos valores es preferible la resistencia a compresión simple		
		A compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
	VALOR	15	12	7	4	2	1	0	
2	R.Q.D.	90%-100%	75%-90%	50%-75%	25%-50%	<25%			
	VALOR	20	17	13	8	3			
3	ESPACIADO DE LAS JUNTAS	>2 m	0,6-2 m	200-600 mm	60-200 mm	<60 mm			
	VALOR	20	15	10	8	5			
4	CONDICION DE LAS JUNTAS	Muy rugosas, sin continuidad, cerradas, roca labios sana.	Ligeramente rugosa separación <1 mm, roca labios ligeramente meteorizada.	Ligeramente rugosa separación <1 mm, roca labios muy meteorizada.	Espejo o falla o relleno de espesor <5 mm, o juntas abiertas 1-5 mm, juntas continuas.	Relleno blando de espesor >5 mm, o juntas abiertas >5 mm, juntas continuas.			
		VALOR	30	25	20	10	0		
5	AGUA	FLUJO EN CADA 10 m DE TUNEL, o bien	Ninguno	<10 l/min	10-25 l/min	25-125 l/min	>125 l/min		
		Relación presión del agua en la junta/tensión principal máxima.	0	<0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		CONDICIONES GENERALES	Completamente seco	Manchas de humedad	Muy húmedo	Goteo	Flujo de agua		
		VALOR	15	10	7	4	0		

Fuente: Mecánica de Rocas: fundamentos e ingeniería de taludes.

Tabla 13. Ajustes de valores por las orientaciones de las juntas

ORIENTACION DEL RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES		MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE
VALORES	TUNELES Y MINAS	0	-2	-5	-10	-12
	CIMENTACIONES	0	-2	-7	-15	-25
	TALUDES	0	-5	-25	-50	-60

Fuente: Mecánica de Rocas: fundamentos e ingeniería de taludes.

Tabla 14. Determinación de la clase del macizo rocoso RMR.

VALOR TOTAL DEL R.M.R	81-100	61-80	41-60	21-40	<20
CLASE NUMERO	I	II	III	IV	V
DESCRIPCION	MUY BUENO	BUENO	MEDIO	MALO	MUY MALO

Fuente: Mecánica de Rocas: fundamentos e ingeniería de taludes.

Tabla 15. Significado de las clases de macizos rocosos.

CLASE NUMERO	I	II	III	IV	V
TIEMPO DE MANTENIMIENTO	20 años para 15 m	1 año para 10 m	1 semana para 5 m	10 horas para 2,5 m	30 minutos para 1 m
COHESION (KPa)	>400	300-400	200-300	100-200	<100
ANGULO DE FRICCION (Grados)	>45° KPa	35°-45°	25°-35°	15°-25°	<15°

Fuente: Mecánica de Rocas: fundamentos e ingeniería de taludes.

C. Q de Barton.

En esta clasificación se catalogan los macizos rocosos según el denominado índice de calidad Q, basado en los 6 parámetros siguientes:

- RQD “Rock Quality Designation”.
- Jn Número de familias juntas.
- Jr Rugosidad de las juntas.
- Ja Meteorización de las juntas.
- Jw Coeficiente reductor que tiene en cuenta la presencia de agua.

- SRF “Stress Reduction Factor”, factor dependiente principalmente de las tensiones existentes en el macizo rocoso.

El valor de los parámetros J_r y J_a depende también de la presencia de relleno y del tamaño de las juntas. Mediante los parámetros indicados, se define la calidad del macizo rocoso de la siguiente manera:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

El primer cociente, RQD/J_n , representa el tamaño de los bloques.

J_r/J_a permite estimar la resistencia al corte entre bloques.

J_w/SRF indica el estado tensiones en el macizo rocoso.

Tabla 16. Número de familias de juntas J_n

DESCRIPCIÓN	J_n
- Roca masiva	0,5-1
- Una familia de diaclasas	2
- Una familia y algunas juntas ocasionales	3
- Dos familias	4
- Dos familias y algunas juntas	6
- Tres familias	9
- Tres familias y algunas juntas	12
- Cuatro o más familias, roca muy fracturada, "terrones de azúcar", etc.	15
- Roca triturada terrosa	20
En boquillas, se utiliza 2 J_n y en intersecciones de túneles 3 J_n	

Fuente: Mecánica de Rocas: fundamentos e ingeniería de taludes.

Tabla 17. Meteorización de las juntas

DESCRIPCIÓN	J_n	φ_r
^ Contacto entre las dos caras de la junta.		
- Junta sellada dura, sin reblandecimiento, impermeable, p.ej. cuarzo, paredes sanas.	0,75	
- Caras de la junta únicamente manchadas.	1	25-30
- Las caras de la junta están alteradas ligeramente y contienen minerales no reblandecibles, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla, etc.	2	25-30
- Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fracción arcillosa no reblandecible.	3	20-25
- Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción, p.ej. caolinita, mica, clorita, talco, yeso, grafito, etc. y pequeñas cantidades de arcillas expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 ó 2 mm.	4	8-16

*Contacto entre las dos caras de la junta con menos de 10 cm de desplazamiento.	J_a	φ_r
- Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla.	4	25-30
- Rellenos de minerales arcillosos no reblandecidos, fuertemente sobreconsolidados. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor.	6	16-24
- Sobreconsolidación media o baja, reblandecimiento; rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor.	8	12-16
- Rellenos de arcillas expansivas, p.ej. montmorillonita, de espesor continuo de 5 mm. El valor J_a depende del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8-12	6-12
* No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ésta ha sufrido un desplazamiento cortante.	J_a	φ_r
- Zonas o bandas de roca desintegrada o roca machacada y arcilla.	6-8 u 8-12	6-24 “
- Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fracción de arcilla, sin reblandecimiento.	5	6-24
- Milonitos arcillosos gruesos	10-13 ó 13-20	6-24 “

Fuente: Mecánica de Rocas: fundamentos e ingeniería de taludes.

Tabla 18. *Rugosidad de las juntas. J_r*

DESCRIPCIÓN	J_r
* Contacto entre las dos caras de la junta mediante un desplazamiento cortante de menos de 10 cm	
- Juntas discontinuas	4
- Junta rugosa o irregular ondulada	3
- Suave ondulada	2
- Espejo de falla, ondulada	1,5
- Rugosa o irregular, plana	1,5
- Suave plana	1
- Espejo de falla, plana	0,5
* No existe contacto entre las dos caras de la junta cuando ambas se desplazan lateralmente	J_r
- Zona conteniendo minerales arcillosos, suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las caras de la junta	1
- Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las dos caras de la junta	1
NOTA: Si el espaciado de la familia de juntas es mayor de 3 m hay que aumentar el J_r en una unidad. Para juntas planas con espejo de falla provisto de lineaciones, si éstas están orientadas en la dirección de mínima resistencia, se puede usar $J_r=0,5$	

Fuente: Mecánica de Rocas: fundamentos e ingeniería de taludes.

Tabla 19. Agua en las juntas J_w

DESCRIPCIÓN	J_w	Presión agua kg/cm ²
- Excavaciones secas o de fluencia poco importante, p.ej. menos de 5 l/min localmente.	1	<1
- Fluencia o presión medias, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0,66	1-2,5
- Fluencia grande o presión alta; considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0,33*	2,5-10
- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas al dar las pegas, decayendo con el tiempo.	0,1 0,2*	>10
- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0,05-0,1*	>10

Los valores presentados con el signo * son sólo valores estimativos. Si se instalan elementos de drenaje, hay que aumentar J_w .
Los problemas causados por la formación de hielo no se consideran.

Fuente: Mecánica de Rocas: fundamentos e ingeniería de taludes.

Tabla 20. Tensiones en las excavacion S.R.F.

DESCRIPCIÓN	
1. Zonas débiles que intersectan la excavación y pueden causar caídas de bloques, según avanza la misma.	SRF
A Varias zonas débiles conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente, roca muy suelta alrededor (cualquier profundidad).	10
B Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación menor de 50 m).	5
C Sólo una zona débil conteniendo arcilla o roca desintegrada químicamente (profundidad de excavación mayor de 50 m).	2,5
D Varias zonas de fractura en roca competente (libre de arcilla), roca suelta alrededor (cualquier profundidad).	7,5
E Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad de excavación menor de 50 m).	5
F Sólo una zona fracturada en roca competente (libre de arcilla), (profundidad mayor de 50 m).	2,5
G Juntas abiertas sueltas, muy fracturadas, etc. (cualquier profundidad).	5

Fuente: Mecánica de Rocas: fundamentos e ingeniería de taludes.

Tabla 21. Clasificación de Barton (1976) de los macizos rocosos

TIPO DE MACIZO	VALOR DE Q
Excepcionalmente malo	$10^{-3} - 10^{-2}$
Extremadamente malo	$10^{-2} - 10^{-1}$
Muy malo	$10^{-1} - 1$
Malo	1 - 4
Medio	4 - 10
Bueno	10 - 40
Muy bueno	40 - 100
Extremadamente bueno	100 - 400
Excepcionalmente bueno	400 - 1000

Fuente: Mecánica de Rocas: fundamentos e ingeniería de taludes.

2.3.1.5. Propiedades geomecánicas del macizo rocoso en Las Bambas.

La información sobre la clasificación geomecánica del macizo rocoso en el tajo Ferrobamba es proporcionada por área de geotecnia y geomecánica quien brinda la información al área de perforación y voladura el que se detalla a continuación ver (tabla 22).



Tabla 22. *Propiedades geomecánicas del macizo rocoso en el tajo Ferrobamba.*

Tipo de roca	Cód Litología	RMR (%)			RQD (%)			UCS (Mpa)			GSI		
		Mín	Med	Máx	Mín	Med	Máx	Mín	Med	Máx	Mín	Med	Máx
Skarn	40	43	60.96	78.85	75.14	75.14	75.14	49.5	111.92	174.34	60.19	71.1	82.01
Mármol	47	43	58.27	73.99	74.7	74.7	74.7	40.77	97.54	154.31	60.41	63.8	67.19
Mármol con Calcosilicatos	48	46	60.07	74.56	79.3	79.3	79.3	54.17	113.07	171.97	61.3	68.4	75.5
Endo Skarn.	50	43	59.3	75.29	74.45	74.45	74.45	106.36	189.61	272.86	61.08	71.5	81.92
Contacto Brecha	62	23	37.89	52.84	35.62	35.62	35.62	25.39	46.36	67.33	29.93	40.5	51.07
Monzonita Biotita	76	40	55.03	70.47	61.74	61.74	61.74	144.85	207.98	271.11	55.63	63.9	72.17
Monzonita Horblendica	77	38	54.26	70.7	63.58	63.58	63.58	112.09	171.16	230.23	59.93	69.1	78.27
Monzonita Mafica	78	36	53.41	70.55	62.94	62.94	62.94	117.62	190.05	262.48	56.96	63.9	70.84
Monzonita Quarcifera	79	41	56.51	71.75	64.56	64.56	64.56	119.36	191	262.64	58.76	63.9	69.04
Monzonita Biotítica Fina	86	40	55.35	70.28	63.22	63.22	63.22	140.28	198.69	257.1	58.18	63.9	69.62

Fuente: Las Bambas Mining Company S.A (Área de Geotecnia).



2.3.2. Diseño de la malla de perforación.

Para Exsa S.A. (2009), es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su directa vinculación con la profundidad de taladros.

Los diseños de perforación para la voladura controlada, deben considerar taladros de precortes y/o taladros de amortiguación (Buffer). El diámetro de los taladros de precortes deberán ser de menor diámetro que los taladros de producción. ($< \emptyset$ pulgadas).

2.3.2.1. Diámetro de taladro.

Para el siguiente proyecto Se consideró tres aspectos fundamentales para determinar el diámetro óptimo:

- La disponibilidad y aplicabilidad del equipo de perforación en el trabajo proyectado.
- La altura de banco proyectada y la amplitud de la voladura a realizar.
- La distancia límite de avance proyectado para el banco.

El diámetro de taladro que se optó fue de 12 ¼ pulgadas por qué se obtiene mejor distribución y consumo específico del explosivo.

$$\emptyset_t = 12 \frac{1}{4} \text{ pulg} = 311 \text{ mm}$$

2.3.2.2. Burden.

Según López Jimeno (2010), es la distancia del taladro a la cara libre más cercana, orientando perpendicularmente a las líneas de los taladros. Los factores que se deben tener presente para la selección del burden son: altura de banco, dureza de roca, estructura de la roca, explosivo usado, desplazamiento deseado y fragmentación requerida. El burden, es determinado a partir de diferentes modelos matemáticos, en los cuales se consideran variables de diseño y variables del macizo rocoso.

El parámetro más determinante de la voladura es, el burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca, altura de banco y de las especificaciones técnicas del explosivo a utilizar (VISTIS).

Para el cálculo del burden se utilizó las fórmulas planteadas por RUSTAN y MORHARD.

- **RUSTAN.**

$$B_{min} = 0.100 \times D_h^{0.689}$$

$$B_{max} = 0.231 \times D_h^{0.689}$$

Donde:

B: burden en metros

D_m : diámetro del taladro en mm

$$B_{min} = 0.100 \times 311^{0.689} = 5.21 \text{ m}$$

$$B_{max} = 0.231 \times 311^{0.689} = 12.05 \text{ m}$$

- **MORHARD**

$$B_{min} = 0.025 \times D_e$$

$$B_{max} = 0.035 \times D_e$$

Donde:

B: burden en metros

D_e : diámetro del explosivo en mm

$$B_{min} = 0.025 \times 311 = 7.77 \text{ m}$$

$$B_{max} = 0.035 \times 311 = 10.85 \text{ m}$$

A partir los resultados obtenidos por los modelos matemáticos anteriores se estandariza el Burden a una longitud de 6 metros.

2.3.2.3. Espaciamiento.

Para López Jimeno (2010) Se define como la distancia entre taladros de una misma fila perpendiculares al burden. Se calcula en relación a la longitud del burden. La distribución de la energía explosiva, es óptima cuando el espaciamiento es igual a 1.15 veces el burden, y el patrón está en forma triangular, se debe tener en cuenta que cuando existen juntas principales paralelas a la cara libre, se pueden permitir espaciamientos más grandes. Ver la siguiente gráfica, donde el área achurada en el patrón triangular, es menor que en el patrón cuadrado por lo que hay una mejor distribución de la energía explosiva en el taladro.

- **LOPEZ JIMENO.**

$$E = 1.15 \times B$$

Donde:

B: burden en metros

E: Espaciamiento en metros

$$E = 1.15 \times 6 = 6.9 \text{ metros}$$

- **KONYA Y WALTER.**

$$E = \frac{H + 7 \times B}{8}$$

Donde:

B: burden ajustado en metros

E: Espaciamiento en metros

H: altura de banco en metros

$$E = \frac{15 + 7 \times 6}{8} = 7.125 \text{ metros}$$

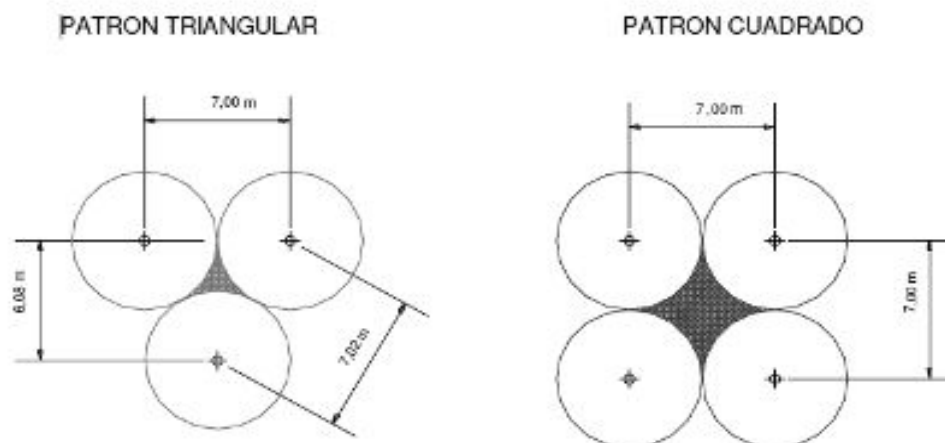


Figura 24. Diseño de burden según el patrón triangular y cuadrado.
Fuente: Lopez Jimeno (2010).

El espaciamiento depende básicamente del Burden.

2.3.2.4. Sobre-perforación.

Para Hinostroza (2014) la distancia que el taladro perfora bajo nivel del piso. Cuando se obtiene malos pisos, entonces es necesario hacer reducciones en el burden. Si en caso dentro del macizo rocoso encontramos estructuras inclinadas hacia el banco, tendremos problemas en la voladura y por lo tanto se puede requerir incrementar la sobre perforación, de la misma manera estructuras inclinadas hacia el tajo pueden causar patada excesiva y requerir orientación de la cara libre. Otro factor importante es cuando se tiene un factor de rigidez menor de 2, se requiere más sobre perforación. Este parámetro debería ser minimizado para reducir el daño bajo el nivel del piso y controlar costos.

$$J_{min} = 0.2 \times B$$

$$J_{max} = 0.5 \times B$$

Donde:

J: sobre perforación en metros

B: Burden ajustado en metros

$$J_{min} = 0.2 \times 6 = 1.2 \text{ m}$$

$$J_{max} = 0.5 \times 6 = 3.0 \text{ m}$$

En Las Bambas la sobre perforación ha sido estandarizado en 1.5 m.

2.3.2.5. Altura de banco.

Generalmente la altura de banco está relacionada con el diseño del equipo de excavación, transporte, del diámetro de perforación, de la resistencia de la roca, de la estructura geológica y estabilidad del talud, de la mineralización y aspectos de seguridad y por último del diseño del pit final.

La altura de banco está diseñado en función del equipo de excavación y carga (P&H 4100 XPC), del diámetro de perforación (311 mm), de la resistencia de la roca, estabilidad el talud y de aspectos de seguridad considerando una altura de banco de 15 metros.

2.3.2.6. Longitud de taladro.

La longitud del taladro tuvo marcada influencia en el diseño total de la voladura y fue el factor determinante en el diámetro del taladro, burden y espaciamiento.

$$L_T = H_B + S_P$$

$$L_T = 15.00 + 1.5$$

$$L_T = 16.5 \text{ m}$$

2.3.2.7. Parámetros de diseño.

Tabla 23. *Diseño de parámetros para la perforación en el tajo Ferrobamba 2017*

Tipo de Roca	Sobre perforación (m.)	Longitud de taladro (m.)	Taco (m.)	Diámetro taladro (pulg.)	Burden (m.)	Espaciamiento (m.)	ton / tal
Suave	1.5	16.5	9.0	12 1/4	8.70	10.00	2,349
Medio	1.5	16.5	8.5	12 1/4	8.30	9.50	2,366
Duro	1.5	16.5	8.0	12 1/4	7.80	9.00	2,317
Mineral	1.5	16.5	6.5	12 1/4	6.00	7.00	1,386

Fuente: Las Bambas Mining Company S.A (área de perforación y voladura).



2.3.3. Perforación.

Para Aguirre García, (2016), el proceso de perforación consiste en la excavación de pozos de cierto diámetro y largo que posteriormente serán cargados con explosivos para realizar voladura, la cual tiene como finalidad la fragmentación de la roca.

Para Hinostroza (2014), el primer paso del minado consiste en efectuar hoyos donde se aloja el explosivo, estos huecos se realizan a través de una flota de perforadoras de diferentes marcas y modelos. Es importante efectuar esta operación con la mayor exactitud del caso, en lo que respecta a profundidad, coordenada exacta, paralelismo y perpendicularidad, todo esto repercutirá en la obtención de una fragmentación requerida y control en las paredes finales del tajo.

La perforación es una de las operaciones más importantes del ciclo de minado, constituye la actividad inicial del minado y tiene gran repercusión en la eficiencia de la fragmentación de la roca, una buena perforación combinada con un diseño óptimo de voladura se obtendrá una fragmentación óptima deseada del macizo rocoso y como resultado final mejoraremos el desempeño del costo operacional de minado minimizando costos innecesarios que se pudieran presentar al no obtener una fragmentación adecuada.

Para Cueva Arauzo (2015), la tecnología del GPS, permite recepcionar la malla de manera inalámbrica, logrando la perforación en los mismos puntos del diseño de gabinete; también transmite la información a tiempo real de los parámetros de dureza del macizo, para el control de carguío de explosivos.

2.3.3.1. Sistemas de perforación.

2.3.3.1.1. Sistema de perforación a percusión.

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), los sistemas de percusión simple son todavía utilizados en algunos equipos viejos de perforación de pozos de agua (perforadoras de cable), que básicamente consisten en un trépano en forma de cuchilla con el filo inferior más o menos aguzado y que, suspendido de un cable, se deja caer sobre el fondo del pozo. E éste fondo se retiran periódicamente los fragmentos producidos mediante un útil especial (cuchara) que los recoge junto con una cierta cantidad de agua que se añade para facilitar la operación. Este sistema se encuentra en la actualidad totalmente obsoleto.

En estos sistemas la velocidad de perforación es proporcional a la potencia de percusión (producto de la energía de impacto por la frecuencia de golpes). En cambio, la rotación y el empuje son meras acciones auxiliares que, siempre y cuando se superen unos valores mínimos necesarios para espaciar convenientemente los puntos de incidencia de los impactos y mantener el útil de perforación en contacto con la roca, influyen relativamente poco en la velocidad de perforación.



2.3.3.1.2. Sistema de perforación rotativo.

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), bajo esta denominación se agrupan todas aquellas formas de perforación en las que la fragmentación de la roca se produce básicamente por compresión, corte o por la acción combinada de ambos. Un empuje sobre el útil de perforación que supere la resistencia a la compresión de la roca y un par de giro que origine su corte por cizalladura, son las dos acciones básicas que definen la perforación rotativa.

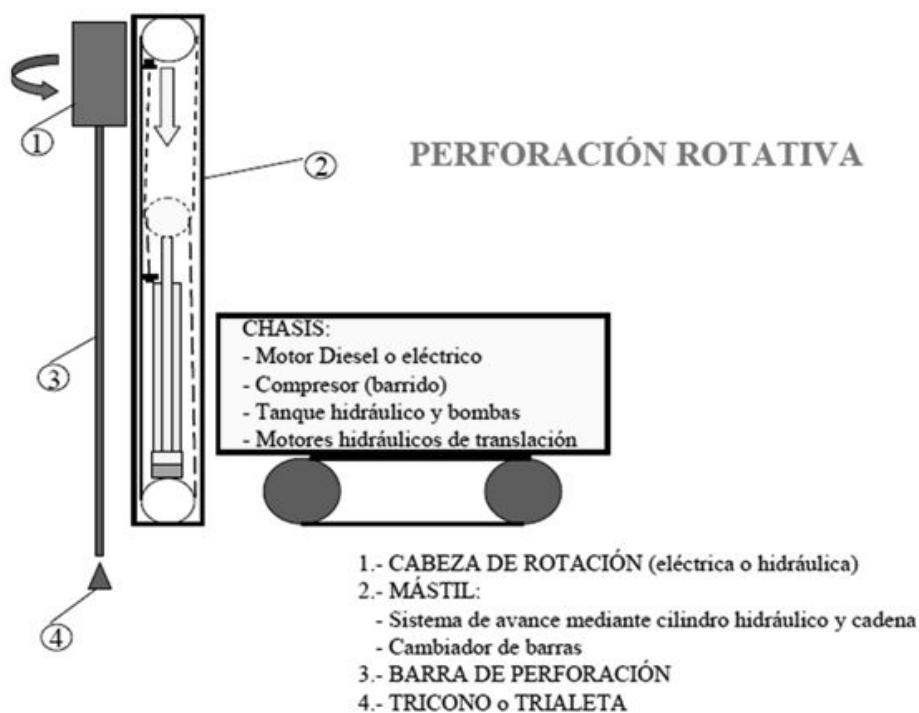


Figura 25. Componentes de una perforadora rotativa.

Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Madrid 2013)

La figura muestra esquemáticamente los distintos componentes que incorporan los equipos que se utilizan para este tipo de perforación y que son similares a los mencionados para la perforación percusiva, salvo en lo que se refiere al sistema de avance pues, al requerirse mayores fuerzas de empuje, éste suele estar constituido por un sistema de cadena y/o cilindros hidráulicos.

A. Perforación por corte.

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth, 2013), incluye todas las formas de perforación rotativa mediante útiles, cuya estructura de corte está formada por elementos de carburo de tungsteno convenientemente dispuestos en la herramienta de perforación y en la cual ocupan unas posiciones fijas. Este útil, dependiendo de su forma y tipo de aplicación, recibe distintas denominaciones (trialeta, broca de tenedor, broca progresiva, etc.).



Figura 26. Accesorios de perforación de corte.
Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Madrid 2013)

B. Perforación rotativa con tricono.

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), su desarrollo se inició en los pozos de petróleo. La necesidad de que dichos pozos fueran cada vez más profundos, con el incremento en cuanto a diámetro inicial de perforación y dureza de las formaciones a atravesar que ello conlleva, indujo a pensar en la conveniencia de disponer de unos elementos de corte móviles que permitieran a la vez perforar con menos par y reducir los desgastes. Esta nueva herramienta era el tricono, formado por tres piñas troncocónicas que, montadas sobre un juego de cojinetes, ruedan sobre el fondo del taladro.



Figura 27. Triconos con inserto de tungsteno.
Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Madrid 2013)

2.3.3.1.3. Accesorios para perforación rotativa.

A. Amortiguador (shock absorber).

Su función principal, absorber vibraciones e impactos no deseados.

Recomendaciones:

- Evitar exceso de aceite en la línea de aire.
- No soldar los espejos de unión entre el eje de rotación y el adaptador de protección.
- Utilizar adaptador de protección de amortiguador a barras.

B. Amortiguador superior (top sub).

La función principal es proteger la rosca Box del amortiguador y acoplar elementos de diferentes diámetros y roscas.

Recomendaciones:

- No soldar los espejos de sellado.
- Reemplazar cuando su rosca Box presente desgaste en los hilos.
- Lubricar cuidadosamente la rosca que conecta a la primera barra con la misma frecuencia que los hilos de las barras.

C. Barra de perforación (drill pipe).

Función principal, transmitir energía de rotación y empuje desde el cabezal hasta la herramienta de corte, tricono.

Recomendaciones:

- Controlar permanentemente su nivel de desgaste, tanto en su diámetro como en sus roscas.
- Lubricar sus roscas con la mayor frecuencia posible.
- Transportar y almacenar convenientemente.

D. Anillo centralizador (rotary deck bushing).

Su función principal es mantener centrada la columna de barras mientras se está perforando, sea en posición vertical o inclinada, reducir la fricción metal-metal con la columna a través de sus anillos montados en rodamientos.

E. Adaptador superior (bit sub).

La función principal, es unir la columna de barras con el tricono de perforación, proteger a la barra iniciadora del flujo de material turbulento producido en el fondo del pozo.

F. Tricono.

La función principal del tricono, es romper la roca que se encuentra en el fondo del pozo usando sus insertos de carburo de tungsteno, por medio del peso ejercido por la perforadora (Pull Down), con la rotación dada por el carro de rotación y aire del compresor de la perforadora, el tricono debe ser capaz de perforar y soportar las exigencias de peso, velocidad de rotación, abrasión, etc. Para cumplir con las actuales necesidades de las compañías mineras.

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), el tipo de tricono ha de elegirse en consonancia con el terreno a perforar. Los triconos para terrenos más blandos pueden ser de dientes de acero, tallados sobre el propio cuerpo de los conos. Actualmente han sido sustituidos por los de insertos de carburo de tungsteno, más resistentes al desgaste.

2.3.3.1.4. Perforación por corona de diamante.

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), Se emplea en los sondeos con extracción de testigo y está basada en la conminución de la roca principalmente por la acción combinada de compresión y abrasión. Según el tipo de corona y la naturaleza de la roca predomina uno u otro fenómeno.

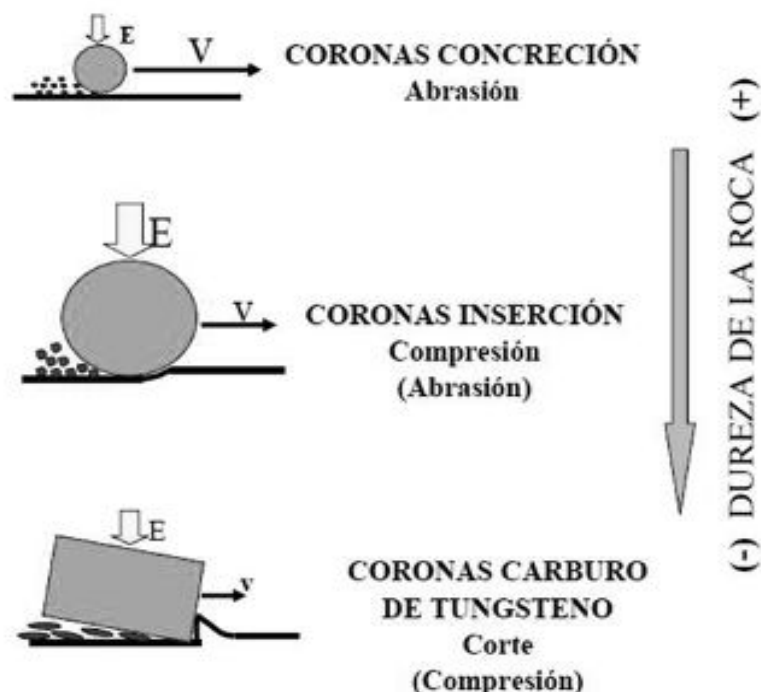


Figura 28. Forma de fragmentación en función del tipo de corona y dureza de la roca. Fuente: Perforación y voladura de rocas en minería (Madrid 2013)

2.3.3.1.5. Perforadoras utilizadas en las bambas.

El proyecto minero las Bambas utiliza 08 Perforadoras para realizar las perforaciones en las plataformas de perforación.

Tabla 24. *Perforadoras utilizadas en las bambas.*

TIPO	MARCA	MODELO	N° PERF.
Perforadora Diésel	Sandvik	DR560	02
Perforadora Diésel	P&H	250XP	01
Perforadora Diésel	P&H	250XPC	01
Perforadora Eléctrica	P&H	320XPC	02
Perforadora Eléctrica	CAT	MD6640	03
Perforadora Diésel	Atlas Copco	PV-520	01

Fuente: Las bambas Mining Company S.A (perforación y voladura)

2.3.4. Ingeniería de Explosivos.

Para obtener buena fragmentación como resultado de una voladura de rocas, en primer lugar, se debe estudiar ingeniería de explosivos.

Los explosivos son mezclas de sustancias químicas meta estable de oxidantes y combustibles. Se descomponen violentamente liberando gran cantidad de energía que se utiliza para romper la roca. La mayoría de los explosivos comerciales utilizan nitratos como oxidantes, siendo el nitrato de amonio el material básico de fabricación.

Los combustibles básicos para un explosivo incluyen el C y el H, ya que éstos reaccionan con el O para liberar grandes cantidades de energía. La mayoría de los combustibles son hidrocarburos que tienen una estructura básica de CH₂.

2.3.4.1. Historia de los explosivos.

Para la Compañía Dyno Nobel (1955), en el comienzo del siglo 17 la pólvora se usa para realizar los primeros trabajos de voladura de roca en reemplazo del antiguo método, que consistía en quebrar la roca por tensión a través de un brusco cambio de temperatura. Se quemaban grandes cantidades de troncos de madera lo más cerca posible de la roca y luego se vaciaban grandes cantidades de agua, provocando una contracción de la roca. La primera voladura registrada en EEUU fue el año 1773 en Connecticut, así comienza el uso masivo de la pólvora en minería y construcción, y así comienzan también los accidentes debido a alta dispersión en el tiempo de combustión de esta.

Para (Bickford, 1774–1834) a comienzos del siglo 19 introduce la mecha de seguridad, lo que permite un mejor control de la voladura y un menor número de accidentes. El año 1846 Un químico Italiano Ascanio Sobrero, descubre finalmente la nitroglicerina, llamándola piroglicerina, el año 1862 Alfred y su hermano Emmanuel, le dieron un uso



en trabajos de voladura, transportando la nitroglicerina en un estado de semi pureza (Glonion Oil) , el 1864 se introduce una mezcla de Nitroglicerina y un material inerte llamada tierra de Kieselguhr y empacado en containers de madera y finalmente en 1864 comienza la producción masiva de la dinamita empacada en cartón o papel reforzado, el peak en el uso de estos explosivos fue en los años 1955.

Para la Compañía Dyno Nobel (1998), marca el inicio de la historia moderna de los explosivos con la introducción de mezclas de nitrato de amonio y combustible, (ANFO) a partir de este año se introduce las primeras aplicaciones de ANFO en minería a cielo abierto, posteriormente en los años 1960 se introducen mezclas de explosivos saturados en agua SLURRIES en minería, solucionando el problema de la poca resistencia al agua del ANFO. En el año 1964 se presentan las patentes de las primeras emulsiones explosivas. En 1970 se introducen en EEUU las primeras emulsiones explosivas y a partir de los años 1980 se aplican masivamente las mezclas de Emulsión/Anfo y Emulsión/Nitrato o Anfos Pesados.

2.3.4.1.1. Agentes explosivos secos.

Para Lopez Jimeno (2010), Este grupo engloba, como ya se ha indicado, todos aquellos explosivos que no son sensibles al detonador y en cuya composición no entra el agua. El factor común es en todos ellos el Nitrato Amónico, Fig. 13, por lo que seguidamente se analizarán algunas de sus propiedades.



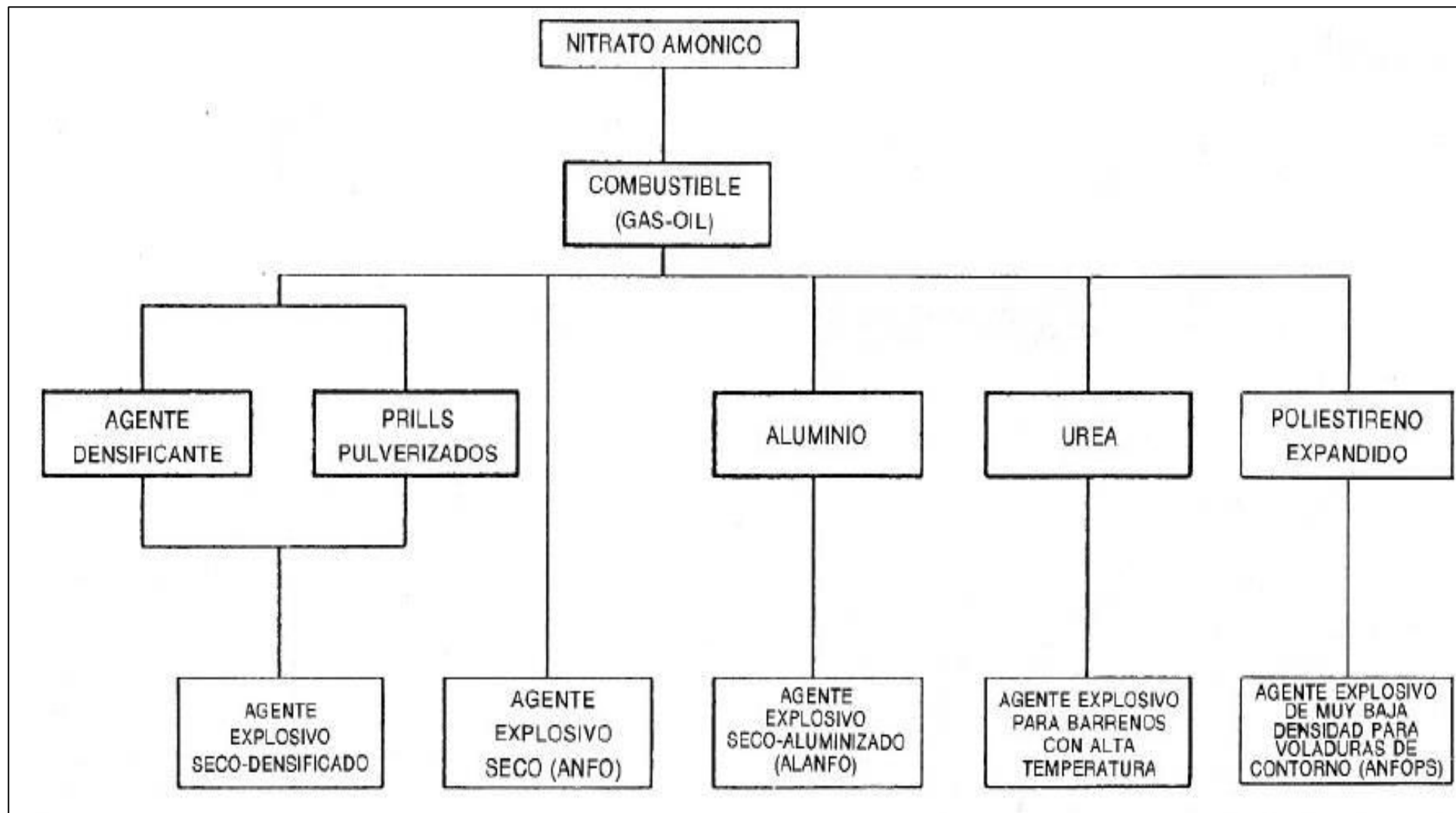


Figura 29. Agentes explosivos secos con base Nitrato de Amonio.
Fuente: Lopez jimeno (2010)

A. Nitrato amónico.

Para Lopez Jimeno (2010), el Nitrato Amónico (NH_4NO_3) es una sal inorgánica de color blanco cuya temperatura de fusión es $160,6^\circ\text{C}$. Aisladamente, no es un explosivo, pues sólo adquiere tal propiedad cuando se mezcla con una pequeña cantidad de un combustible y reacciona violentamente con él aportando oxígeno. Frente al aire que contiene el 21% de oxígeno, el NA posee el 60%.

Aunque el NA puede encontrarse en diversas formas, en la fabricación de explosivos se emplea aquel que se obtiene como partículas esféricas o prills porosos, ya que es el que posee mejores características para absorber y retener a los combustibles líquidos y es fácilmente manipulable sin que se produzcan apelmazamientos y adherencias. La densidad del NA poroso o a granel es aproximadamente $0,8 \text{ g/cm}^3$, mientras que las densidades de las partículas del NA no poroso se acercan a la de los cristales ($1,72 \text{ g/cm}^3$), pero con valores algo inferiores ($1,40\text{-}1,45 \text{ g/cm}^3$) debido a la microporosidad.

El NA de mayor densidad no se emplea debido a que absorbe peor al combustible y por lo tanto reacciona más lentamente con él en el proceso de detonación.

Normalmente, el NA utilizado tiene una microporosidad del 15%, que sumada a la macroporosidad se eleva al 54%.

En cuanto al tamaño de las partículas suele variar entre 1 y 3 mm. El NA en estado sólido cuando se calienta por encima de $32,1^\circ\text{C}$, cambia de forma cristalina.

2.3.4.1.2. Hidrogeles.

Para Aguirre García (2016), los hidrogeles son agentes explosivos constituidos por soluciones acuosas saturadas de NA, a menudo con otros oxidantes como el nitrato de sodio y/o el de calcio, en las que se encuentran dispersos los combustibles, sensibilizantes, agentes espesantes y gelatinizantes que evitan la segregación de los productos sólidos.

Los primeros ensayos positivos fueron realizados con una mezcla del 65% de NA, 20% de Al y 15% de agua. Tras esos primeros resultados, se comenzó a utilizar como sensibilizante el TNT. Posteriormente, se realizaron las primeras experiencias con hidrogeles sensibilizados con aluminio. Este metal planteaba serios problemas de empleo, pues reaccionaba con el agua a temperatura ambiente desprendiendo hidrógeno. Para evitar ese fenómeno se pasó a proteger las partículas de aluminio con productos hidrófugos.



2.3.4.1.3. Emulsiones.

Para Exsa S.A. (2009), en forma similar, los agentes de voladura emulsión carecen de un elemento explosivo en su composición (eventualmente se sensibilizan con micro esferas) por lo que también requieren ser detonadas con un cebo reforzador de alta presión de detonación. Su aplicación también está dirigida a taladros de mediano a gran diámetro en tajos abiertos, como carga de fondo de alta densidad o como carga de columna (total o espaciada) en taladros con agua, o perforados en roca muy competente.

A diferencia de los hidrogeles su viscosidad puede ser graduada desde una emulsión líquida similar a una leche de magnesia hasta una viscosidad semejante a una margarina, lo que permite su carga al taladro, tanto en forma encartuchada como a granel mecanizada, por bombeo directo al fondo del mismo para desplazar al agua.

Una ventaja importante es su facilidad de mezcla con el ANFO para formar ANFO Pesado. Por otro lado, su vida útil es menor que la de los hidrogeles.

Para López Jimeno (2010), este grupo de explosivos, que es el de más reciente aparición en el mercado, mantiene las propiedades de los hidrogeles ya citados, pero a su vez mejora dos características fundamentales como son la potencia y la resistencia al agua.

El interés de estos productos surgió a comienzos de la década de los 60, cuando se investigaban las necesidades básicas de un explosivo para que se produjera el proceso de detonación combinando una sustancia oxidante con un aceite mineral. Estos constituyentes han permanecido químicamente invariables durante muchos años (nitrato amónico + gas oil), pero, sin embargo, la forma física ha cambiado drásticamente.

2.3.4.1.4. Anfo pesado.

Para López Jimeno (2010), en la tecnología actual de voladuras es incuestionable que el ANFO constituye el explosivo básico. Diversos intentos se han dirigido hacia la obtención de una mayor energía de este explosivo, desde la trituración de los prills de nitrato amónico de alta densidad hasta el empleo de combustibles líquidos de alta energía, como las nitroparafinas, el metanol y el nitropropano, pero comercialmente no han prosperado.

El ANFO Pesado, que es una mezcla de emulsión base con ANFO, abre una nueva perspectiva en el campo de los explosivos.

El ANFO presenta unos huecos intersticiales que pueden ser ocupados por un explosivo líquido como la emulsión que actúa como una matriz energética.



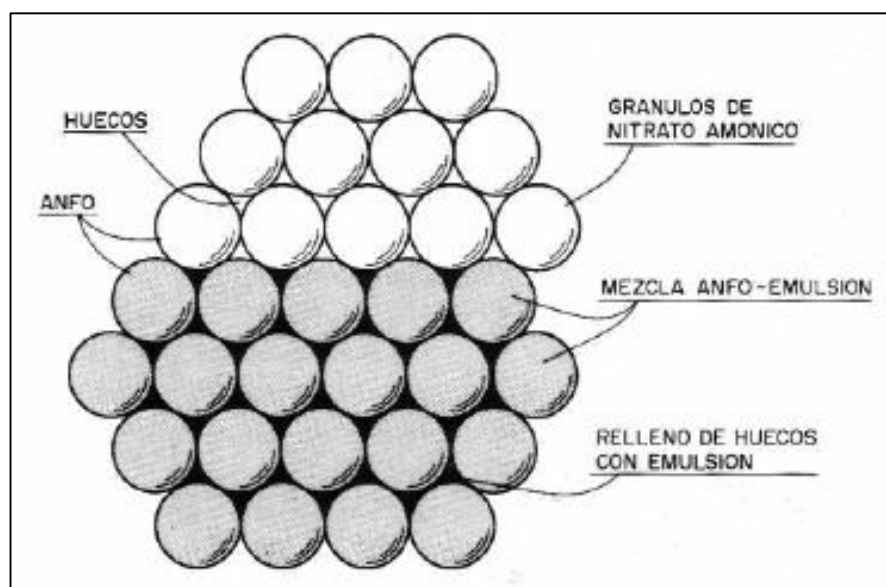


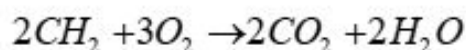
Figura 30. Estructura del ANFO pesado.
Fuente: Lopez jimeno (2010)

2.3.4.2. Química de los explosivos.

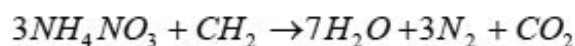
La reacción de la descomposición de un explosivo da como resultado una oxidación completa de todos sus componentes. La validez de esta suposición dependerá de la composición correcta y del tamaño del prill. La reacción básica de descomposición para el nitrato de amonio está dada por:



De la cual el balance de oxígeno se puede estimar del conocimiento de los pesos atómicos de todos los elementos; éste será de 0.2 g/g ó 20%. Similarmente, la reacción de descomposición para el componente combustible del ANFO (simplificado como CH₂) se puede escribir como:



Esta reacción se ve deficiente en oxígeno, de manera que el oxígeno requerido para completar la reacción debe ser proporcionado por el componente oxidante del explosivo. Cuando los dos componentes se mezclan juntos, la ecuación de la reacción se puede escribir como:

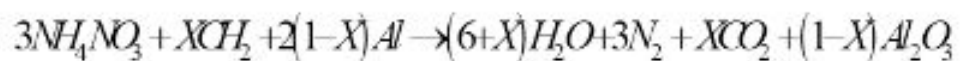


De la cual la cantidad de combustible requerido para lograr una mezcla con oxígeno balanceado se puede calcular que es 15/254 ó 5.51%. En el caso que se agregue menos combustible, se dispone de un exceso de oxígeno y se produce óxido nítrico (NO) en adición a los productos de más arriba. Debido a su baja estabilidad en la presencia de oxígeno libre, este producto se reduce rápidamente a dióxido de nitrógeno (NO₂) que

es altamente tóxico, y combinado con la humedad atmosférica forma ácido nítrico. Cuando se forma, el óxido nitroso es claramente visible en la forma de humo coloreado naranja o café. Una consecuencia adicional de añadir poco combustible es que tanto la energía de reacción como el VOD disminuyen relativo a aquellas de una mezcla balanceada. Se muestra como la energía del ANFO varía con los cambios en la cantidad de petróleo, también muestra el efecto en el VOD. En el caso que la cantidad de petróleo excede al 5.5%, la mezcla resultante se convierte en deficiente en oxígeno, resultando en la formación de monóxido de carbono, más tóxico que el relativamente inofensivo dióxido de carbono CO₂. Aunque la energía de reacción también disminuye con el exceso de petróleo, esta disminución es menor que la que ocurre para el exceso de oxígeno. De las dos alternativas, es mejor tener un ligero exceso de petróleo, de manera que la formulación más común de ANFO tiene 6% de petróleo.

Un aditivo común a muchas formulaciones de explosivos es el aluminio, añadido en forma de polvo o de gránulos. El Al aumenta la potencia en volumen de los explosivos, aún de las emulsiones de alta densidad. El Al se añade al explosivo ya sea a granel o envasado, debido a que es un combustible altamente energético.

La reacción del Al durante la detonación produce el óxido metálico sólido Al₂O₃; ningún producto gaseoso con Al se produce en la reacción de detonación. El Al, por lo tanto, reduce la formación de gas, atrayendo algo del oxígeno que de otra forma estaría disponible en la reacción para producir vapor o dióxido de carbono. La ecuación de la reacción química del ANFO con Al está dada por:



para $x \leq 1$

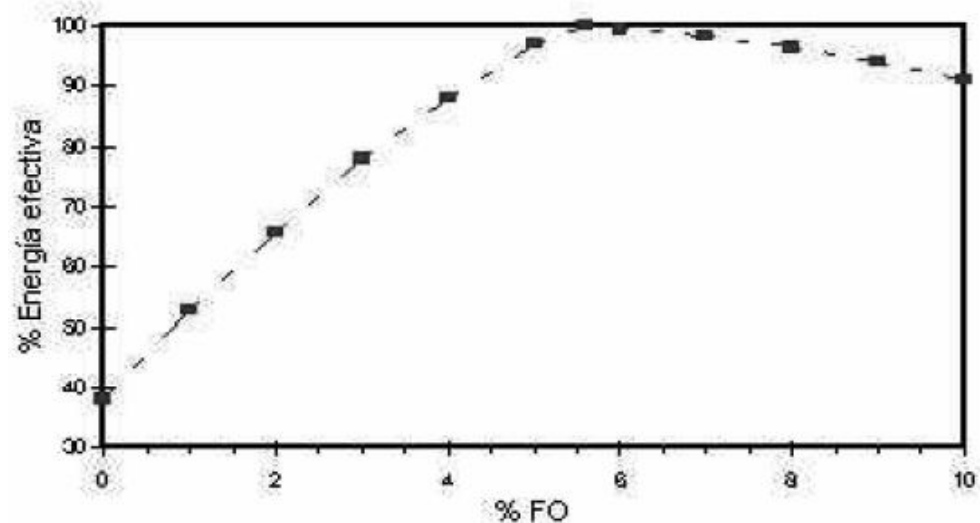


Figura 31. Energía del ANFO a granel efecto del FO.

Fuente: Lopez Jimeno (2010).

El Al se añade hasta un 15% en peso, pero es más común entre 5 y 10 en peso. El 5% de Al requerirá una reducción en el contenido de petróleo de 5.7 a 4% para un balance de oxígeno perfecto y también reducirá el volumen total de gas de 11 moles a 10.5 moles.

Es claro que el Al actúa como un combustible en la reacción de descomposición del nitrato de amonio. El beneficio del Al como aditivo, está en el muy alto calor de formación del óxido de Al, aproximadamente 16.25 MJ/Kg. Esta formación de calor repercute en un considerable aumento en la temperatura de los productos gaseosos, el que a su vez produce un incremento la presión de los gases en el pozo.

El aumento de presión causado por el aumento de la temperatura de los gases más que compensa la reducción en el volumen de gas producido, de manera que el efecto neto de añadir Al es aumentar la energía disponible teórica, principalmente a través de un aumento de la energía de levantamiento.

Si el Al se añade como un combustible para contribuir totalmente a la energía del explosivo, éste debe cumplir estrictas especificaciones de tamaño. El Al se añade en forma metálica, generalmente como polvo. Si el tamaño del grano del Al es muy grueso, el tiempo disponible para la oxidación será inadecuado para permitir una reacción completa del Al, y el beneficio total no se obtendrá. Además, bajo estas condiciones, tenderá a existir un exceso de oxígeno (insuficiente combustible), y se generarán humos de óxidos nitrosos. Si el polvo de Al es muy fino, es muy riesgoso manejarlo, ya que el polvo en sí se convierte en un riesgo de explosión. El tamaño ideal para el polvo parece estar en el rango de 70 a 100 mallas.

2.3.4.3. Tecnología del prills.

Para (Compañía Dyno Nobel, 1998). El nitrato de amonio sólido utilizado en explosivos simples se suministra en forma de prills. Estos prills deben ser porosos y de distribución de tamaño uniforme. El tamaño típico para el prill de nitrato de amonio grado explosivo es:

- 100% < 3 mm
- 90% < 2 mm
- 1% < 1 mm

Y el grueso debe tener un diámetro entre 1 y 2 mm. Durante la formación de dichos prills, generalmente se añade una fina capa de arcilla en su exterior, con el fin de contrarrestar la naturaleza higroscópica del nitrato. El nitrato sin recubrimiento en contacto con el aire, que tenga un 60% de humedad, eventualmente se transforma en líquido. Arcilla finamente adherida a la superficie del prill reduce este efecto, pero también reduce su sensibilidad y permeabilidad. Pequeñas cantidades de aditivos de sulfato de Al también se pueden añadir para mejorar su resistencia.



La densidad de los prills individuales grado explosivo, debe ser de alrededor de 1.2 gr./cc, lo que da una densidad en volumen de casi 0.8 gr./c11. Si la densidad y tamaño de los prills están en el rango correcto, no debería haber dificultad con el funcionamiento del producto cuando se mezcla con 6% de petróleo, a menos que los prills estén recubiertos con un exceso de arcilla.

Los prills con permeabilidad reducida se pueden detectar examinando una sección transversal de ellos, después que se ha mezclado con petróleo coloreado. Si el petróleo ha penetrado uniformemente, el interior del prill estará coloreado uniformemente. Si no, el interior permanecerá blanco mientras que el exterior estará coloreado. Este tipo de prill no reaccionará adecuadamente y el funcionamiento de la detonación será inadecuado.

Durante el almacenamiento del nitrato de amonio, el ciclo de temperatura puede producir un desmoronamiento de la estructura del prill. Cuando la temperatura del nitrato de amonio puro se eleva sobre los 32,1° C, ocurre un cambio espontáneo en la estructura del cristal. El cambio en la densidad y el volumen de la estructura del cristal dará como resultado un agrietamiento del cristal y, por lo tanto, del prill. Cuando se enfría bajo los 32° C los cristales tienden a aglutinarse y si hay alguna humedad presente, el producto empezará a formar terrones.

Si los prills están dentro de un cartucho de emulsión, el ciclo de temperatura promoverá la cristalización de la fase emulsión, conduciendo a una pérdida significativa de sensibilidad y al final la insensibilización total del producto.

2.3.4.4. Energía del explosivo.

Para (Compañía Dyno Nobel, 1998). La energía del explosivo se puede definir de acuerdo a los términos del trabajo de expansión de los gases de alta presión, o sea, el área bajo la curva PV.

Donde P y V se refieren a la presión y el volumen de los gases de explosión en cualquier instante en el tiempo, Pd es la presión de detonación y Pc es la presión crítica a la cual ningún trabajo adicional se realiza debido a la expulsión del gas a la atmósfera.

Después de muchas observaciones sobre el funcionamiento de un amplio rango de explosivos, la presión crítica a la cual el trabajo útil cesa, es de alrededor de 100 MPa. Por esta razón, la energía disponible para el trabajo útil es sustancialmente menor que el trabajo teórico obtenido en consideración de los calores de formación de los reactantes individuales.



2.3.4.5. Tecnología de la emulsión y vistis.

A. Emulsión.

Para (Orica Mining Service Peru S.A., 2015). Los explosivos tipo emulsiones, comúnmente utilizados, están también basados fuertemente en el nitrato de amonio como sal oxidante y el petróleo como fuente de combustible, de manera que la reacción química para estos productos no es muy diferente que la del Anfo. Generalmente la fase emulsión misma no se clasifica como explosivo, pero sí como agente de voladura. Esta distinción se hace con la base de sensibilidad o de energía requerida para iniciar la reacción. Las emulsiones requieren adición de sensibilizantes tales como burbujas de gas, micro esferas de vidrio o prills, antes de que ellas se clasifiquen como explosivos y se puedan iniciar con pequeñas cantidades de explosivos primarios. Estos aditivos proporcionan los puntos calientes, a través de su compresibilidad, necesarios para sostener y propagar la reacción. Las emulsiones preparadas de esta forma se denominan “bombeables”, ya que el bombeo es recomendable para cargar estos productos altamente viscosos. Aunque se han hecho algunas pruebas para vaciar estos productos en el pozo, no es una práctica recomendable, particularmente en pozos de pequeño diámetro, debido a la posibilidad de bloqueo del producto en el pozo.

B. Vistis.

Para (Orica Mining Service Peru S.A., 2015). La serie de explosivos Vistis corresponde a una mezcla bombeable, sensibilizada, específicamente diseñada para aplicaciones difíciles de voladuras, en rocas duras y muy duras en minería a cielo abierto.

Los productos de la serie Vistis son formulados para incrementar la energía del explosivo en taladros con agua, lo que permite alcanzar altos grados de fragmentación, nunca antes obtenidos con los explosivos tradicionales

Esta serie de productos, desarrolla una muy alta energía y desempeño, combinada a su alta velocidad de detonación, entrega muy buenos resultados en fragmentación.

Diseñados para taladros con agua.

Su energía efectiva en volumen, relativa al ANFO, es de 250%, siendo la más alta disponible en la actualidad.



Figura 32. Tecnología Vistis.
Fuente: Orica mining services Perú S.A

2.3.4.6. Explosivos que fabrica Orica utilizado en Las Bambas.

2.3.4.6.1. Sistema Fortis extra.

Para (Orica Mining Service Peru S.A., 2015). El Sistema de emulsión bombeable sensibilizada Fortis Extra está específicamente diseñado para aplicaciones de voladuras con agua. El rango de productos Fortis Extra son las emulsiones explosivas a granel más energéticas disponibles hoy en día.

El sistema Fortis Extra complementa el rango de productos para barrenos secos Fortis Extra de Orica Mining Services.

Aplicación

Fortis Extra ha sido específicamente diseñado para ser usado en minería a cielo abierto, y es apropiado para las situaciones más difíciles de voladuras. Fortis Extra puede ser usado dondequiera que se encuentren barrenos con agua.

No se aconseja para terrenos contaminados con sulfuros reactivos. La potencia y sensibilidad del sistema Fortis Extra ayudará a superar el rendimiento de todos los demás productos de emulsión a granel.

Tabla 25. *Propiedades técnicas del Fortis Extra.*

	Fortis™ Extra
Propiedades	100
Densidad (g/cm ³) ⁽¹⁾	1.20 - 1.30
Diámetro mínimo barrenos (mm)	76
Profundidad máxima barrenos (m)	30
Máxima longitud de carga (m)	25
Tipo de barrenos	Secos, con Agua o desaguados
Sistema de cargado	Bombeado
Tipo de iniciador <i>Pentex™</i> recomendado para el mínimo diámetro	<i>Pentex™</i> 450 g
VOD típico (km/s) ⁽²⁾	3.0 - 5.8
Energía Relativa Efectiva(REE) ⁽³⁾	
Fuerza relativa en peso	92
Fuerza relativa en volumen	136
Emisión CO ₂ (kg/t) ⁽⁴⁾	152
Tiempo de espera ⁽⁵⁾	21 días

Fuente: Orica mining services Perú S.A

2.3.4.6.2. Fortan Advantage.

Para (Orica Mining Service Peru S.A., 2015). El Sistema de emulsión a granel de ANFO pesado Fortan Advantage está específicamente diseñado para aplicaciones de voladuras difíciles presentes en rocas duras en minería a cielo abierto.



Aplicaciones

Fortan Advantage está diseñado para aumentar la energía explosiva en taladros secos, sin embargo, la mezcla de emulsiones de más alta densidad Fortan Advantage esta químicamente sensibilizado y puede ser usado en taladros desaguados. No se aconseja para terrenos que presentan sulfuro reactivo.

Tabla 26. *Propiedades técnicas del Fortan Advantage.*

Producto	Sistema <i>Fortan Advantage</i>			
	20	30	40	50
Densidad (g/cm ³) ⁽¹⁾	0.85-1.0	1.05-1.2	1.1-1.25	1.25-1.38
Diámetro mínimo taladro (mm)	89	89	102	150
Profundidad máxima taladros (m)	30	30	30	30
Máxima longitud de carga (m)	25	25	25	25
Tipo de taladros	Seco			Seco/ desaguado
Sistema de cargado	Vaciado			
Tipo de iniciador <i>Pentex</i> recomendado para el Diámetro mínimo del taladro	<i>Pentex™ AP</i> de 450g			
VOD típico (km/s) ⁽²⁾	2.5-5.8	2.8-6.1	3.1- 6.3	3.2-6.4
Energía Relativa Efectiva (REE) ⁽³⁾				
Fuerza Relativa en peso	107-108	110-112	116-118	118-120
Fuerza Relativa en volumen	134-135	151-154	185-190	204-207
Emisión CO ₂ (kg/ton) ⁽⁴⁾	172	172	158	149
Tiempo de Espera ⁽⁵⁾	7 días			

Fuente: Orica mining services Perú S.A

2.3.4.6.3. Vistis 250.

Para (Orica Mining Services Perú S.A., 2015). La serie de explosivos Vistis corresponden a una mezcla bombeable, sensibilizada, de alta resistencia, que está diseñada para ser usada en aplicaciones de voladura húmedas y secas. Vistis es especialmente útil en aplicaciones difíciles de voladuras en rocas duras de minería cielo abierto. Está diseñada para ser manufacturada y distribuido por los camiones fábrica de Orica (MMU).

Aplicación

Los productos de la serie Vistis son formulados para incrementar la energía del explosivo en barrenos de alto contenido de agua, lo que permite alcanzar altos grados de fragmentación, nunca antes obtenidos con los explosivos a granel tradicionales. No es adecuado para suelos que contengan materiales con sulfuros reactivos.



Tabla 27. Propiedades técnicas del Vistis.

Propiedades Técnicas	Vistis™	
	225	250
Densidad (g/cm ³) ⁽¹⁾	1,30 ± 0,12	1,34 ± 0,12
Diámetro Mínimo de Barreno (mm)	125	
Profundidad Máxima de Barreno (m)	30	
Tipo de Barreno	Seco o desaguado	
Booster Pentex Recomendado para diámetro mínimo del barreno	450	
VOD típico (km/s) ⁽²⁾	2,5 – 6,5	
Energía (Calor de Reacción) (MJ/kg)	4,44	4,98
Energía Efectiva (MJ/kg) ⁽³⁾	3,23	3,42
Energía Relativa Efectiva (REE) ⁽⁴⁾		
Fuerza Relativa en Peso (RWS)	139	148
Fuerza Relativa en volumen (RBS)	225	248
Volumen de gases (l/kg)	896	835
Emisión CO ₂ (kg/l) ⁽⁵⁾	139	134
Tiempo de espera ⁽⁶⁾	21 días	

Fuente: Orica mining services Perú S.A

2.3.4.7. Propiedades de los explosivos.

Para Aguirre García (2016), los explosivos convencionales y los agentes explosivos poseen propiedades diferenciadoras que los caracterizan y que se aprovechan para la correcta selección, atendiendo al tipo de tronadura que se desea realizar y las condiciones en que se debe llevar a cabo.

Las propiedades de cada grupo de explosivos permiten además predecir cuáles serán los resultados de fragmentación, desplazamiento y vibraciones más probables.

Las características más importantes son: potencia y energía desarrollada, velocidad de detonación, densidad, presión de detonación, resistencia al agua y sensibilidad.

Otras propiedades que afectan al empleo de los explosivos y que es preciso tener en cuenta son: los humos, la resistencia a bajas y altas temperaturas, la desensibilización por acciones externas, etc.

2.3.4.7.1. Potencia y energía.

Para Exsa S.A. (2009), es la medida del “contenido de energía” del explosivo y del trabajo que puede efectuar. Se mide mediante la prueba Trauzl que determina la capacidad de expansión que produce la detonación de 10 g de explosivo disparado dentro de una cavidad cilíndrica (70 cm³) abierta en la parte superior de un molde cilíndrico de plomo de dimensiones específicas.

Para Aguirre García, (2016), La potencia es, desde el punto de vista de aplicación industrial, una de las propiedades más importantes, ya que define la energía disponible para producir efectos mecánicos.

Para López Jimeno, (2010), existen diferentes formas de expresar la potencia (Strength) de un explosivo. En las antiguas dinamitas (Straight dynamites) era el porcentaje de nitroglicerina el parámetro de medida de la potencia. Posteriormente, con la sustitución parcial de la nitroglicerina por otras sustancias, y la realización de ensayos comparativos de laboratorio, se pasó a hablar de Potencia Relativa por Peso (Relative Weight Strength) y Potencia Relativa por Volumen (Relative Bulk Strength). Así, es frecuente referir la potencia de un explosivo en tantos por ciento de otro que se toma como patrón, Goma pura, ANFO, etc., al cual se le asigna el valor 100.

Existen varios métodos prácticos para medir la potencia o la energía disponible de un explosivo, todos ellos muy discutibles debido a las peculiaridades, que presentan y a su repercusión en los resultados cuando se comparan con los rendimientos obtenidos en las voladuras.

- Método Traulz.
- Mortero Balístico
- Método de la Potencia Sísmica.
- Método del Cráter.
- Método del Aplastamiento de un Cilindro.
- Método de la placa.
- Medida de energía bajo el agua.
- Fórmulas Empíricas.

2.3.4.7.2. Velocidad de detonación (VOD)

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), la detonación de una columna continua de explosivo provocará la transformación del explosivo en un gran volumen de gases a elevada temperatura y presión. La velocidad a la que se produce esta transformación se denomina velocidad de detonación, siendo su unidad de medida metros por segundo (m/s). Es importante distinguir entre la velocidad de detonación (de la reacción química) y de la onda de choque (transmisión física).

Para López Jimeno (2010), es la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo y, por lo tanto, es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía. Los factores que afectan a la "VOD" son: la densidad de la carga, el diámetro, el confinamiento, la iniciación y el envejecimiento del explosivo. Para los tres primeros, conforme aumentan dichos parámetros las "VOD" resultantes crecen significativamente.



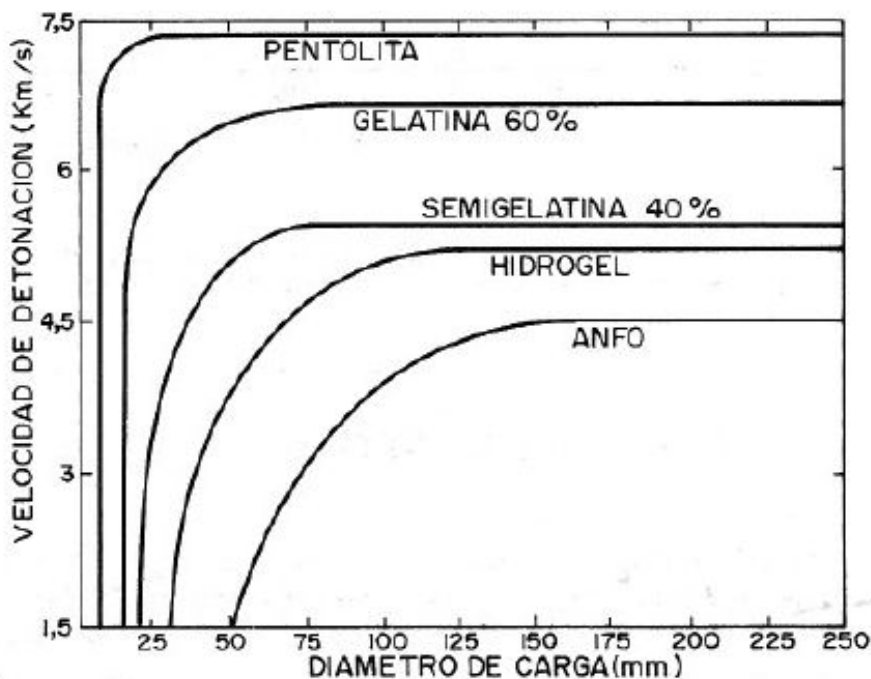


Figura 33. Influencia del diámetro de la carga sobre la velocidad de detonación

Fuente: Ash, 1977.

Para López Jimeno (2010), existen diversos métodos de medida del “VOD”, entre los que destacan:

- Método D'Autriche.
- Kodewimetro.
- Cronógrafo.

2.3.4.7.3. Densidad.

Para Exsa S.A. (2009), es la relación entre la masa y el volumen de un cuerpo, expresada en g/cm^3 . Prácticamente expresa la masa en gramos de una sustancia contenida en un volumen de 1 cm^3 . En los explosivos tiene influencia determinante sobre la velocidad de detonación y la sensibilidad. La densidad propia o “de masa” de los explosivos varía entre $0,8$ a $1,6 \text{ g/cm}^3$ en relación con la unidad (agua a 4°C y 1 atm). Puede medirse con densímetro, picnómetro, balanza hidrostática y otros instrumentos. Es la descrita en los catálogos.

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth, (2013), la densidad es una característica muy importante de los explosivos industriales. Depende del tipo de componentes empleados en su fabricación, ya que cuanto mayor es la densidad del explosivo, mayor es la concentración de carga para un diámetro de barreno determinado. La densidad relativa de los explosivos está comprendida normalmente entre $0,8$ y $1,5$. Existen algunos explosivos de menor densidad con aplicaciones muy determinadas y cuyo uso implica una baja energía por unidad de volumen con aplicación en voladuras de recorte o bien en algunas aplicaciones muy

concretas en voladuras de escollera. La densidad es también un parámetro a tener en cuenta en la carga de barrenos con agua en su interior. La carga de explosivos de densidad inferior a 1,1 g/cm³ en barrenos con agua resulta muy laboriosa, ya que se hace muy difícil llenar completamente los barrenos dado que los cartuchos tienden a flotar.

2.3.4.7.4. Presión de detonación.

Para López Jimeno (2010), la presión de detonación de un explosivo es función de la densidad y del cuadrado de la velocidad de detonación.

Se mide en el plano C-J de la onda de detonación cuando se propaga a través de la columna de explosivo, como ya se ha indicado. Aunque la presión de detonación de un explosivo depende, además de la densidad y de la "VOD», de los ingredientes de que esté compuesto, una fórmula que permite estimar dicho parámetro es según López Jimeno (2010).

$$PD = 432 \times 10^{-6} \times \rho_e \times \frac{VD^2}{1 + 0.8 \times \rho_e}$$

Donde:

PD = Presión de detonación (Mpa).

ρ_e = Densidad del explosivo (g/cm³).

VD = Velocidad de detonación (m/s).

Los explosivos comerciales tienen una «PD» que varía entre 500 y 1,500 MPa. Generalmente, en rocas duras y competentes la fragmentación se efectúa más fácilmente con explosivos de alta presión de detonación, debido a la directa relación que existe entre esta variable y los mecanismos de rotura de la roca.

2.3.4.7.5. Estabilidad.

Para Exsa S.A. (2009), el hecho de que un compuesto químico esté sujeto a una descomposición muy rápida cuando es calentado indica que hay inestabilidad en su estructura. Los grupos comunes a los explosivos como nitratos, nitritos, acidas están intrínsecamente bajo tensión interna, el aumento de tensión por calor u otro estímulo puede producir ruptura súbita de sus moléculas conduciendo a una reacción explosiva.

Debe distinguirse la "estabilidad física", importante para el comportamiento del explosivo en el medio ambiente que lo rodea y para su propio manipuleo, de la "estabilidad química", que es de primera importancia para estimar el curso de una descomposición que puede ocurrir en algunos componentes como los



nitrocompuestos debido a deficiente purificación, temperatura, humedad, etc. que puede llegar a ser auto catalizada por los productos ácidos de la misma reacción y en ciertos casos llegar a producir ignición espontánea.

2.3.4.7.6. Resistencia al agua.

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), se entiende por resistencia al agua a la característica por la cual un explosivo, sin necesidad de cubierta especial, mantiene sus propiedades inalterables durante un periodo de tiempo en contacto con el agua. Las dinamitas gelatinosas, hidrogeles y emulsiones resisten perfectamente cuando son cargados en barrenos con agua y por ello permiten su utilización en barrenos con agua en su interior.

Sin embargo, los productos pulverulentos y Anfos no resisten al agua por el carácter soluble del nitrato amónico.

Para Exsa S.A. (2009), Esta propiedad varía de acuerdo a la composición y generalmente está vinculada a la mayor proporción de nitroglicerina y/o otros aditivos que contengan. Así, en el grupo de dinamitas las más resistentes son las gelatinas, y entre los agentes de voladura los slurries y emulsiones. Usualmente las escalas van de nula o mala, limitada, regular, buena, muy buena, sobresaliente a excelente, con tiempos que pueden gradar desde 0 a 1; 3; 5; 7 y más de 15 horas.

En la primera, el explosivo no tiene ninguna resistencia al agua, como es el caso del ANFO, mientras que la última garantiza exposición superior a 12 horas. Es recomendable que existan varios métodos de prueba para determinar la resistencia al agua, sea en reposo, en agua circulante o en agua bajo presión.

2.3.4.7.7. Sensibilidad.

Para López Jimeno (2010), esta característica engloba varios significados dependiendo del tipo de acción exterior que se produzca sobre el explosivo.

- Acción controlada: La sensibilidad aquí es equivalente a la aptitud a la detonación por un iniciador (Por ejemplo, un detonador).
- Acción incontrolada: La sensibilidad es una medida de la facilidad con la que un explosivo puede ser detonado por calor, fricción, impacto o choque.

2.3.4.7.8. Transición de la detonación.

Para López Jimeno (2010), la transmisión por «simpatía» es el fenómeno que se produce cuando un explosivo al detonar induce en otro próximo su explosión. Una buena transmisión dentro de los pozos es la garantía para conseguir la completa detonación de las columnas de explosivo. Pero cuando esos pozos se hallan próximos o las cargas dentro de ellos se diseñan espaciadas, se puede producir la



detonación por simpatía por medio de la transmisión de la onda de tensión a través de la roca, por la presencia de aguas subterráneas y discontinuidades estructurales o por la propia presión del material inerte de los retacados intermedios sobre las cargas adyacentes. En todos estos casos los resultados de fragmentación y vibraciones se verán perjudicados seriamente. En la mayoría de los explosivos industriales las distancias máximas hasta las que se produce la detonación por simpatía están entre 2 y 8 veces su diámetro, dependiendo del tipo de explosivo. Los factores que modifican la transmisión de la detonación del explosivo son: el envejecimiento y el calibre de los cartuchos.

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), Los explosivos industriales se inician generalmente mediante la detonación de una pequeña carga de explosivo de alta potencia. Este explosivo puede estar ubicado en un detonador, en un cordón detonante, o en un multiplicador, según el procedimiento que se utilice para la iniciación.

Existen explosivos que no son sensibles al detonador. En este caso es habitual provocar su iniciación mediante un multiplicador, consistente en pastilla de explosivo de elevada potencia que es de forma cilíndrica y que si es sensible al detonador.

2.3.4.7.9. Desensibilización.

Para (Lopez Jimeno, 2010). Existen explosivos que no son sensibles al detonador. En este caso es habitual provocar su iniciación mediante un multiplicador, consistente en pastilla de explosivo de elevada potencia que es de forma cilíndrica y que si es sensible al detonador.

- Presiones hidrostáticas, mayormente en taladros profundos.
- Presiones dinámicas, presentándose tres casos en taladros de voladura:
 - Desensibilización por cordón detonante iniciador.
 - Desensibilización por efecto canal.
 - Desensibilización por presión.

2.3.4.7.10. Resistencia a las bajas temperaturas.

Para López Jimeno (2010), Cuando la temperatura ambiente se encuentre por debajo de los 8 [°C], los explosivos que contienen nitroglicerina tienden a congelarse, por lo que se suele añadir una cierta cantidad de nitroglicol que hace bajar el punto de congelación a unos -20°C.



2.3.4.7.11. Humos.

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), los humos residuales son el conjunto de productos gaseosos resultantes de la reacción de detonación del explosivo entre los que se hallan vapores nitrosos (NOx), vapor de agua, monóxido de carbono (CO) y anhídrido carbónico (CO₂).

Los explosivos industriales poseen una composición tal que las reacciones químicas que se producen generan humos de voladura de limitado contenido en gases nocivos (CO y NOx), lo que indica que se produce una reacción química completa.

No obstante, dado que, en general, las condiciones de aplicación se apartan de las condiciones teóricas, el nivel de gases tóxicos (CO, NOx, etc.) generados en las voladuras es elevado, pudiendo ocasionar molestias e incluso graves intoxicaciones a las personas. Por ello nunca se debe acceder a las inmediaciones de un frente después de una voladura, sin tener la seguridad de que se han ventilado los gases producidos en la misma, bien por medición directa o cálculo.

La detonación de todo explosivo comercial produce polvo, vapor de agua (H₂O), óxidos de nitrógeno (NO-NO₂) óxidos de carbono (CO-CO₂) y eventualmente gases sulfurosos (H₂S, SO₃ y AlO₂) si contenía azufre o aluminio. Entre los gases inocuos generados hay siempre cierto porcentaje de productos irritantes tóxicos o letales llamados en conjunto “humos”, como el monóxido de carbono y el bióxido de nitrógeno. De acuerdo a la proporción contenida de estos gases tóxicos se ha establecido escalas de clasificación por grado de toxicidad para la exposición del personal trabajador después del disparo, teniendo como ejemplo el siguiente:

CATEGORÍA	VOLUMEN DE GASES NOCIVOS (CO, NO ₂)
1 ^{ra}	de 0 a 0,16 pie ³
2 ^{da}	de 0,16 a 0,33 pie ³
3 ^{ra}	de 0,33 a 0,67 pie ³
Cuya equivalencia métrica según el ISO es:	
CATEGORÍA	VOLUMEN DE GASES NOCIVOS (CO, NO ₂)
1 ^{ra}	de 0 a 4,53 dm ³
2 ^{da}	de 4,53 a 9,34 dm ³
3 ^{ra}	de 9,34 a 18,96 dm ³

Figura 34. Categoría de volumen de gases nocivos.
Fuente: USBM (Buró de Minas de USA)

2.3.5. Voladura.

Para López Jimeno, (2010), la expansión de la minería a cielo abierto y la evolución de los equipos de perforación han hecho de las voladuras en banco el método más popular de arranque de rocas con explosivos, y que incluso se haya adaptado e introducido en algunas explotaciones y obras subterráneas.

Para Cueva Arauzo, (2015), el diseño de carga explosiva y secuencia de voladura debe ser a través de softwares especializados para garantizar los resultados y objetivos propuestos. Luego de realizada la perforación, comienza el proceso de voladura donde para el caso de la minera Las Bambas se trabaja en conjunto con Orica, el cual contiene distintos procesos y equipos involucrados que se detallarán a continuación:

2.3.5.1. Carguío.

Para (Orica Mining Service Peru S.A., 2015). El carguío de los taladros se debe realizar de forma mecanizada a través de camiones mezcladores. La cantidad de kilogramos de explosivo en el taladro es exacta y de acuerdo a lo planificado. (La descarga es computarizada), donde los MMU (Mobile Manufacturing Unit), puede trabajar en dos sistemas configurables de acuerdo a las condiciones del taladro.

- Sistema de carguío bombeable: se utiliza en taladros con presencia de agua y puede realizar el proceso de bombeo de 300 kg/min a 450 kg/min, el cual consiste en el carguío de explosivo desde el fondo del taladro hacia la superficie con el fin de ir desplazando el agua existente en el taladro con el mismo empuje del explosivo.

Esta operación se realiza con un sistema de bombeo a través de una manguera de descarga.

- Sistema de carguío vaciable: sistema convencional de descarga de explosivo con MMU (Mobile Manufacturing Unit), para taladros secos y una mezcla con emulsión menor al 50%, el cual consiste en descargar el explosivo mediante un brazo dispuesto de un auger o sistema sin fin, que permite el flujo desde el sistema fabrica del MMU (Mobile Manufacturing Unit) al taladro.



Figura 35. Primado de accesorios, explosivos y carguio de taladros con MMU
Fuente: Elaboracion propia

2.3.5.2. Tapado de taladros.

Para Cueva Arauzo (2015), el taco ó stemming debe ser con un material especial chancado de 1 pulg. a 1.5 pulg. de diámetro. Este material crea un mayor confinamiento de la carga explosiva, evitando FLY ROCKS y/o proyección de rocas.

El tapado de taladros se realiza de manera mecanizada haciendo uso de un minicargador, el operador recoge material de tapado (gravilla o cutting) desde el acopio trasladando hasta el taladro cargado, se debe proteger la línea de conexión de los detonadores con el tubo de PVC o protector de conexiones, y verificar que la cantidad de material descargada para el taco sea la suficiente y que no exista vacíos de aire entre el material de tapado por efectos de un vaciado irregular del material en el taladro.



Figura 36. Tapado de taladros con minicargador
Fuente: Elaboracion propia

2.3.5.3. Sistema de iniciación.

Para Orica Mining Services Perú S.A. (2015), la iniciación de la carga explosiva se debe realizar con los detonadores electrónicos de última generación, con la finalidad de eliminar la dispersión en los tiempos de retardo por cada taladro disparado. La dispersión ó error en el tiempo de detonación en los detonadores electrónicos es de 0.0000001%. Siempre sale 1 taladro a la vez. El tiempo de detonación se puede configurar desde 0 ms hasta 30,000 ms. (4ta generación).

Según Orica Mining Services Perú S.A., (2015), en minera Las Bambas se utiliza el sistema básico de i-kon (perteneciente a la empresa Orica), el cual consiste en detonadores electrónicos (estándar y cable tipo RX para aplicaciones más rigurosas) y equipos de control i-kon2 (Logger y Blaster), aunque también se utilizan en conjunto detonadores Exel MS del tipo pirotécnico en caso de fuga, corte o cualquier eventualidad en el detonador i-kon3, los cuales son iniciados en superficie.

Los detonadores son primados dentro de los pozos sin un tiempo de retardo asignado. El tiempo es asignado durante el proceso de amarre, se asigna tiempos de taladro a taladro y fila a fila de acuerdo al diseño. Este proceso puede realizarse de varias maneras:

Para Orica Mining Services Perú S.A. (2015), una vez que todos los pozos son cargados, el Logger es conectado a un extremo del cable o línea de conexión (Harness Wire) y el personal encargado de la voladura debe comenzar a conectar cada detonador a la línea de acuerdo a la secuencia de diseño de disparo correcta. En la medida que cada detonador dentro del pozo es conectado a la línea, el tiempo es asignado a dicho detonador y es descargado a través del diseño de voladura SHOTPlus5 (programa computacional para el diseño de voladura y análisis de secuencias de iniciación en voladura a cielo abierto de Orica) o sobre la base de un auto-incremento programado en el Logger o introduciendo manualmente el tiempo de retarda a través del teclado del Logger. En todos los casos, el Logger también pone a prueba la funcionalidad del detonador durante la carga. Cuando la voladura esta lista, el Harness Wire y Logger(s) son conectados al Blaster en un lugar distante y seguro, una prueba final se realiza, luego se envía la señal de detonación a los detonadores a través del Blaster.

2.3.5.3.1. Blaster.

Para Orica Mining Services S.A. (2015), Corresponde a un sistema electrónico de voladura que carga los condensadores de los detonadores con cierto voltaje para luego iniciar la voladura y así lograr con éxito la secuencia, este equipo es utilizado después del amarre de manera de interactuar con los Loggers y así identificar a los pozos y asignar el voltaje correspondiente.

Los i-kon SURBS permiten a los blasters iniciar los detonadores i-kon y no-eléctricos remotamente desde un punto de seguridad elegido, lejos de los riesgos y efectos de la tronadura.



Figura 37. Blaster 2400R.
Fuente: Orica mining services Perú S.A

2.3.5.3.2. Logger.

Para Orica Mining Services S.A. (2015), indica que es utilizado durante la conexión de los detonadores a la línea para asignar la secuencia de retardo y realizar funciones de prueba. El Logger lee y almacena el identificador único (ID) del detonador y asigna el tiempo de retardo. Cada Logger puede registrar hasta 200 detonadores y en una misma voladura pueden ser utilizados hasta 24 loggers. El Logger por sí mismo no puede iniciar el detonador i-kon.



Figura 38. Logger 1.
Fuente: Orica mining services Perú S.A

2.3.5.3.3. Detonador I-kon.

Para Orica Mining Services S.A. (2016), los detonadores i-kon son totalmente programables, tienen circuitos digitales para programar el tiempo y almacenamiento de energía, lo que les permite funcionar de manera independiente una vez que la señal de disparo es enviada al detonador, donde la carga explosiva alojada dentro de la cápsula de aleación de cobre y zinc detona y proporciona una adecuada potencia de detonación asociada a una onda de choque dinámica para iniciar otros agentes explosivos. El cable del detonador es de cobre revestido de acero, entregando mayor resistencia a la tensión, y está recubierto con un polipropileno que le proporciona al alambre un excelente aislamiento y resistencia del mismo a condiciones abrasivas presentes en la mayoría de las minas. En el otro extremo del cable opuesto al detonador hay un conector plástico con resina que permite conectarlo rápida y fácilmente al Harness Wire. El detonador se adapta a

todos los tipos de boosters convencionales. Para condiciones particularmente rigurosas en el terreno se recomienda i-kon RX, el cual es muy similar al detonador estándar con la excepción de que el cable tiene una mayor resistencia, ya que posee recubrimiento de poliuretano termoplástico (TPU) que incrementa la protección contra la abrasión en aplicaciones de tronaduras en terrenos difíciles.



Figura 39. Detonador I-Kon
Fuente: Orica mining services Perú S.A

2.3.5.3.4. Pentex.

Para Orica Mining Services (2011), es un moderno explosivo que provee un alto poder de iniciación en un amplio rango de aplicaciones. Ha sido desarrollado en base a PETN y TNT como materias primas, lo que le confiere la capacidad de ser un explosivo estable y excelente iniciador de cargas poco sensibles o insensibles, de ahí que tiene como característica principal desarrollar una alta presión de detonación.

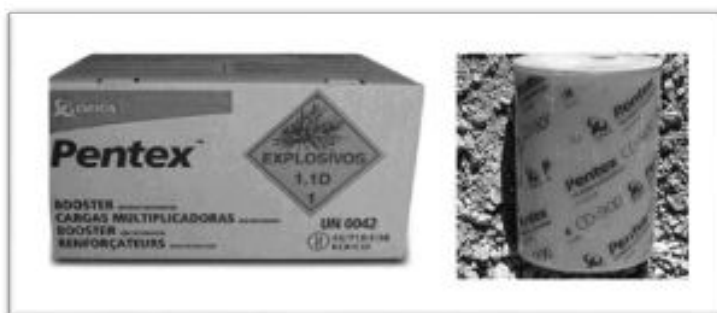


Figura 40. Iniciador pentex de 2 lb.
Fuente: Orica mining services Perú S.A

2.3.5.3.5. Camión fabrica (MMu).

Para (Orica Mining Services, 2011) Corresponde a un camión mezclador que realiza carga en los pozos de producto a granel para minería de superficie, por lo tanto, es un vehículo que transporta materias primas y fabrica el explosivo en los respectivos pozos de voladura.

Se poseen 7 MMU en la operación del mismo modelo Tread Unibody 4216. Su capacidad de petróleo es de 320 gl. Al ser Unibody se puede configurar de diferentes formas.

- Cuenta con las mayores capacidades de desempeño en su categoría de los servicios de voladura en el mercado del Perú.
- De 20.04 a 25 tn de capacidad efectiva de carguío de explosivo.
- En el sistema vaciable de explosivo es de 600 kg/min al taladro
- En el sistema bombeable de explosivo es de 300kg/min al taladro.
- Tecnología de sistema de control ProBlast (la más avanzada tecnología en el mercado de Perú).
- Capacidad de gasificar blends de heavy ANFO y/o emulsión pura.



Figura 41. carguío de taladros con MMU
Fuente: Orica mining services Perú S.A

2.3.5.3.6. Polvorinera.

Para Orica Mining Services (2011), indica que es una estructura portátil o construcción fija usada para almacenar explosivos y accesorios de voladura. Son camionetas adecuadas para el transporte de explosivos, en un mismo vehículo no se puede transportar detonadores e iniciadores.



Figura 42. Camioneta polvorinera para el transporte de accesorios de voladura.
Fuente: Elaboración propia.

2.3.6. Fragmentación.

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), Cuando el explosivo se encuentra confinado dentro de un barreno y se detona, se genera una onda de detonación que se propaga a través de la roca circundante. En un punto próximo al barreno esa onda de detonación produce un efecto de compresión al llegar al mismo, pero al sobrepasarlo, ese esfuerzo se convierte en un esfuerzo de tracción. Esta primera onda de choque recorre la roca circundante a velocidades entre 3.000 y 5.000 m/s. Este cambio de compresión a tracción puede representarse mediante la Figura 80, para el caso de un barreno perforado en una masa rocosa sin cara libre.

La resistencia a tracción de la roca es del orden de 10 a 100 veces menor que su resistencia a compresión. Será más fácil, por tanto, producir su rotura por un efecto a tracción. Con esta consideración puede decirse que la fragmentación de la roca se debe a estos dos fenómenos:

- Reflexión de las ondas de compresión.
- Expansión de los gases.

Para poder determinar la fragmentación ocasionada por los distintos explosivos a aplicar y así realizar una comparación de resultados, es necesario conocer los distintos modelos predictivos de fragmentación que existen, estos modelos generalmente son del tipo matemáticos y empíricos, para estos se tienen los siguientes:

2.3.6.1. Formula de larsson.

Para Aguirre García (2016), La ecuación propuesta por Larsson (1973) para la determinación del K50, o abertura de malla cuadrada por la que pasa el 50% del material tronado es:

$$K50 = S \times e^{(0.58 \times \ln B - 0.145 \times \ln(\frac{S}{B}) - 1.18 \times \ln(\frac{CE}{C}) - 0.82)}$$

Donde.

B = Burden [m].

S/B = Relación espaciamento-burden.

CE = Consumo específico de explosivo [kg/m³].

C = Constante de roca. Equivale al consumo específico de explosivo gelatinoso necesario para fragmentar la roca, normalmente varía entre 0,3 y 0,5 [kg/m³].

S = Constante de Volatilidad. Es un factor que tiene en cuenta la heterogeneidad y discontinuidades del macizo rocoso.

Roca muy fisurada y diaclasas muy próximas; $s = 0,60$

Roca diaclasada; $s = 0,55$

Roca normal con algunas grietas; $s = 0,50$

Roca relativamente homogénea; $s = 0,45$

Roca homogénea; $s = 0,40$.

2.3.6.2. Formula de SVEDEFO (Swedish Detonic Research Foundation).

Para López Jimeno (2010), La fórmula original de Larsson no tiene en cuenta el efecto de la altura de banco y la longitud de retacado, pero la SVEDEFO ha añadido un término de tal manera que la ecuación final es la siguiente:

$$K50 = S \times \left[1 + 4.67 \times \frac{T^{2.5}}{L} \right] \times e^{0.29 \times \ln B^2 \times \sqrt{\frac{S}{1.25}} - 1.18 \times \ln \left[\frac{CE}{C} \right]^{-0.82}}$$

Las variables nuevas son:

T = Longitud de retacado [m].

L = Profundidad del pozo [m].

2.3.6.3. Modelo de KUZ – RAM.

Para López Jimeno (2010), Este modelo ha sido desarrollado por Claude Cunningham (1983), de la AECI de Sudáfrica, a partir de la curva de distribución granulométrica de Rosín-Rammler y la fórmula empírica del tamaño medio de los fragmentos procedentes de tronaduras dada por V. M. Kuznetsov.

a. Formula de Kuznetsov.

$$Tb = Fr * \left(\frac{VR_0}{Q} \right)^{0,8} * Q^{\frac{1}{6}}$$

Donde:

Tb = Tamaño medio de los fragmentos de tronaduras [cm].

Fr = Factor de roca.

Rocas muy blandas; $Fr = 3$ ($f = 3$ a 5)

Rocas blandas; $Fr = 5$ ($f = 5$ a 8)

Rocas medias; $Fr = 7$ ($f = 8$ a 10)

Rocas duras, fisuradas; $Fr = 10$ ($f = 10$ a 14)

Rocas duras, homogéneas; $Fr = 13$ ($f = 12$ a 16)

(f = Factor de Protodyakonov).

VR_0 = Volumen de roca fragmentada por pozo [m³].

Q = Cantidad de TNT equivalente a la carga de explosivo por pozo [kg].

Qb = Carga de explosivo dentro del pozo [kg].

PRP = Potencia Relativa en Peso de este explosivo. (ANFO = 100, TNT = 115)

$$Q_b * PRP = Q * 115$$

$$Q = \frac{Q_b * PRP}{115}$$

La fórmula de Kuznetsov se convierte en:

$$T_b = F_r * \left[\frac{VR_0}{Q_b} \right]^{0,8} * Q_b^{\frac{1}{6}} * \left[\frac{PRP}{115} \right]^{\frac{-19}{30}}$$

O bien,

$$T_b = F_r * [CE]^{-0,8} * Q_b^{\frac{1}{6}} * \left[\frac{115}{PRP} \right]^{\frac{19}{30}}$$

Siendo:

CE = Consumo específico de explosivo [kg/m³].

b. Ecuación de Rosin – Rammler.

$$PC = e^{-\left(\frac{T_b}{T_{bc}}\right)^u}$$

Donde:

PC = Proporción de material retenido para una abertura de malla «Tb».

Tb = Abertura de malla.

Tbc = Tamaño característico.

u = Índice de uniformidad.

Como la fórmula de Kuznetsov da el valor medio de «Tb» entonces PC = 0,5, por lo que:

$$0,5 = e^{-\left(\frac{T_b}{T_{bc}}\right)^u}$$

De donde.

$$T_{bc} = \frac{T_b}{(0,693)^{1/u}}$$

La ecuación final del modelo KUZ-RAM es una expresión para el índice de uniformidad:

$$n = \left(2,2 - 0,014 * \frac{B}{\Phi_h} \right) * \sqrt{1 - \frac{SD}{B}} * \left[0,5 * \left(1 + \frac{S}{B} \right) \right] * \left[\frac{|L_b - L_c|}{L_{tot}} + 0,1 \right]^{0,1} * \left(\frac{L_{tot}}{H} \right)$$

Donde:

B = Burden [m].

S = Espaciamiento [m].



Φh = Diámetro del pozo perforado [m].

L_b = Largo de la carga de fondo [m].

L_c = Largo de la columna cargada [m].

L_{tot} = Largo de carga total [m].

H = Altura de banco o profundidad del pozo [m].

SD = Desviación estándar de la precisión de perforación [m].

2.3.6.4. Modelo de Swebrec.

La función Swebrec predice una buena distribución de la fragmentación y hace un muy buen trabajo de encajar los datos de la fragmentación tamizados. La transformación:

$$P - 1 / \left\{ 1 + \left[\ln \left(\frac{X_{max}}{x} \right) / \ln \left(\frac{X_{max}}{X_{50}} \right) \right]^b \right\}$$

X_{max} = tamaño máximo en la pila

X_{50} = tamaño promedio en la pila

b = "pendiente" de la curva, relacionada el Índice de Uniformidad

$$b = n \times 2 \ln(2) \times \ln \left(\frac{X_{max}}{X_{50}} \right)$$

Rosin Rammler / Swebrec

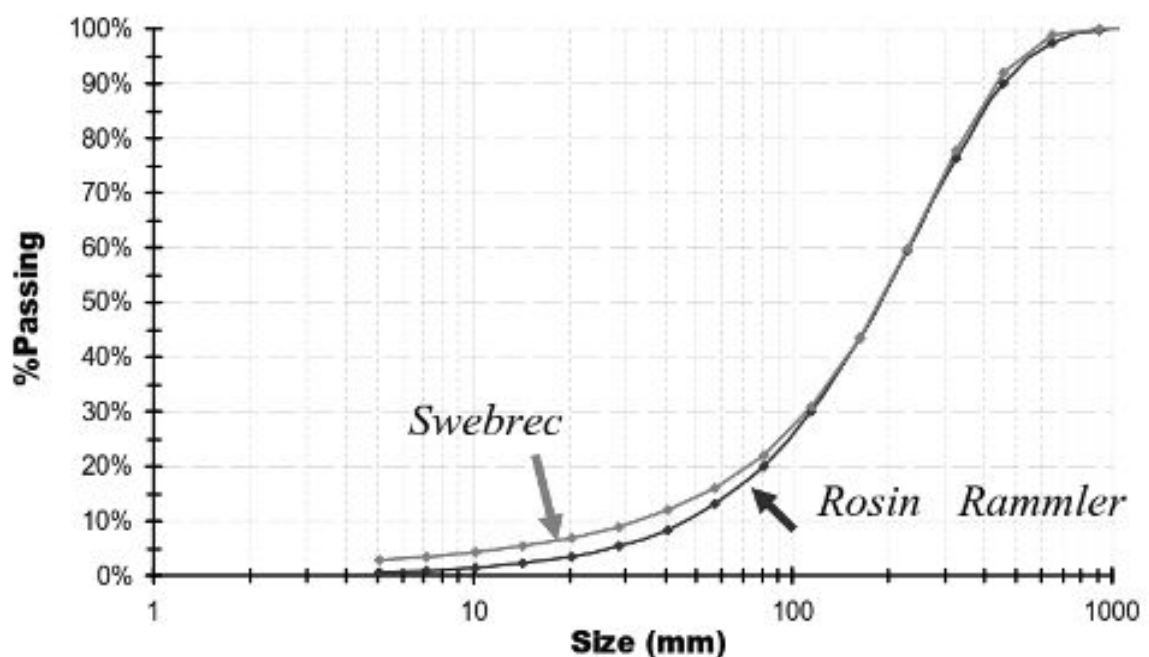
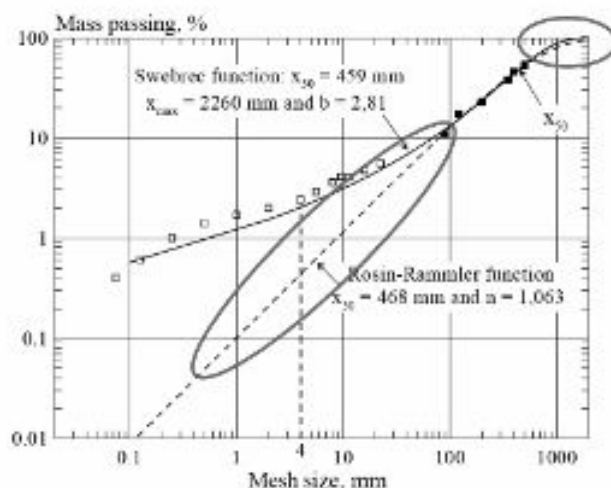


Figura 43. Gráfico comparativo del porcentaje pasante según

Fuente: Rosin Rammler y Swebrec.



X > 100 mm, RR bastante bien

RR produce resultados increíbles en las áreas X_{max} y $X < 100$ mm

Métodos fotográficos no producen resultados confiables en estos sectores

Estas áreas muy importantes para estimar el impacto de voladura en los procesos aguas abajo.

Figura 44. interpretación del porcentaje.
Fuente: Rosin Rammler y Swebrec.

2.3.6.5. Mecanismo de fragmentación de la roca por explosivo.

En el proceso de rompimiento y desplazamiento de material, que ocurre durante y después de la detonación completa de una carga confinada, existen 4 etapas que se definen a continuación como:

- Detonación.
- Propagación de las ondas de choque y/o de esfuerzo.
- Expansión del gas a presión.
- Movimiento del material.

a. La detonación.

Es la fase inicial de un proceso de fragmentación, en la cual los ingredientes básicos de un explosivo (combustible y comburente), se convierten inmediatamente en gases de altas presiones y temperaturas. Cercana a una reacción nuclear, la detonación es la reacción química más rápida que se conoce. Para explosivos comerciales, las presiones detrás del frente de detonación son del orden de 2000 MPa (20 Kbares) a 27500 MPa (275 Kbares). Esta presión, conocida como la presión de detonación depende principalmente de la densidad y VOD del explosivo. El marco de tiempo necesario para completar la detonación, es de pocos microsegundos para una carga pequeña esférica y milisegundos para una carga cilíndrica larga.

Otros factores que afectan el tiempo de detonación son las formas geométricas, dimensiones y la VOD de la carga.

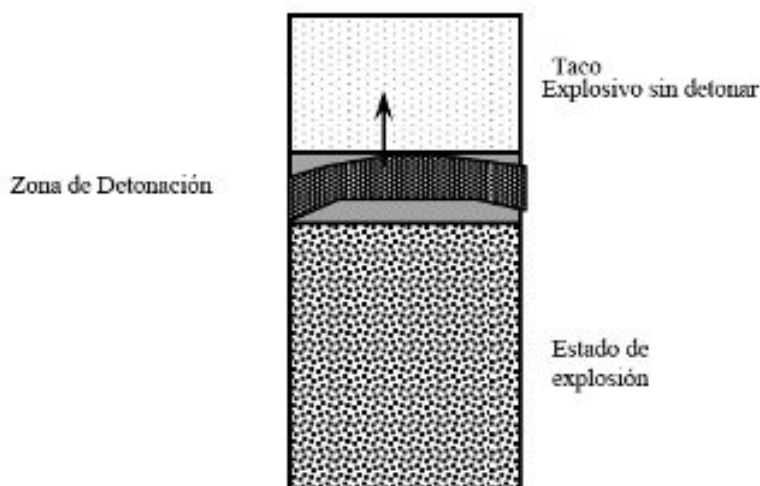


Figura 45. Fase inicial en el proceso de fragmentación.
Fuente: Manual de tronadura Enaex S.A

b. Propagación de las ondas de choque y/o esfuerzo.

Esta alteración u onda de presión, transmitida a través del macizo rocoso, es resultado, en parte, de la rápida expansión del gas y las altas presiones, lo cual produce el impacto en las paredes del pozo y la presión de detonación. La geometría de la dispersión depende de varios factores, tales como ubicación del punto de iniciación (o puntos) VOD y velocidad de la onda de choque en la roca.

Por lo general, el fallamiento por compresión, tensión y cizalle ocurre como una zona de material pulverizado cerca de la carga, ya que es donde la energía de la onda es máxima. A medida que el frente de onda viaja hacia afuera, se produce una tendencia a comprimir el material en el frente de onda. En ángulos rectos a este frente de compresión, existe otro componente que se conoce como el esfuerzo tangencial. Si este esfuerzo es de suficiente magnitud, puede causar fallamiento por tensión en ángulos rectos a la dirección de propagación.

Los fallamientos mayores de tensión en la roca se espera que ocurran cerca del pozo, en discontinuidades o donde hay un cambio dramático en la disparidad de la impedancia. Los componentes de compresión, tensión, cizalle y los componentes combinados de cualquier frente de onda, siempre decaerán con la distancia a la carga. La interacción de ondas de esfuerzo en un medio complicado, discontinuo como es el macizo rocoso, es un área de intensa investigación y se considera muy importante en algunas de las nuevas teorías de tronadura.

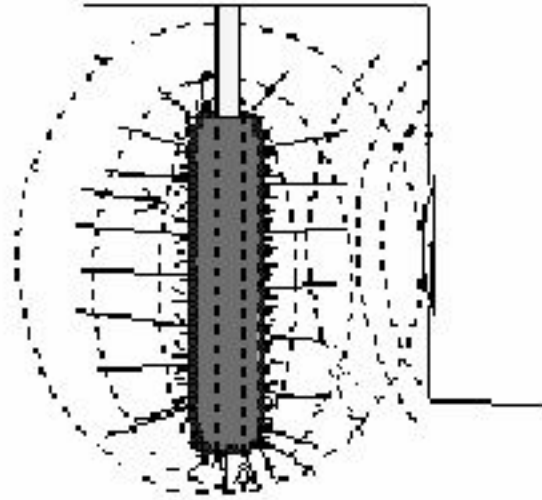


Figura 46. Propagación de ondas de choque y de esfuerzo.
Fuente: Manual de tronadura Enaex S.A

c. Expansión de gas a presión.

Durante, y/o después de la propagación de la onda de esfuerzo, los gases a alta temperatura y presión, producen un campo de esfuerzo alrededor del pozo que puede expandir el pozo original, extendiendo grietas radiales y penetrando en cualquier discontinuidad. De esta fase existen controversias sobre el principal mecanismo de fragmentación. Algunos creen que la red de fracturas a través del macizo rocoso está completa, mientras que otros creen que el proceso principal de fracturamiento recién está comenzando.

En cualquier caso, son los gases contenidos en la nueva cavidad formada alrededor del pozo, que penetran en las discontinuidades y el impulso impartido hacia el material por la detonación, principalmente responsables del desplazamiento del material quebrado.

No está clara la trayectoria exacta de los gases dentro de la masa rocosa, aunque hay acuerdo respecto a que siempre siguen la trayectoria de menor resistencia. Esto significa que los gases primero emigran a las grietas, diaclasas, fallas y discontinuidades existentes, además de estratos de material que tienen baja cohesión en las interfaces. Si una discontinuidad o estrato lo suficientemente grande conecta los pozos a una cara libre, los gases de alta presión generados después de la detonación inmediatamente se irán a la atmósfera.

Lo anterior reducirá rápidamente la presión total de confinamiento y conducirá inevitablemente a una reducción en fragmentación y eyección del material. Los tiempos de confinamiento para los gases en un macizo rocoso, varían significativamente dependiendo de la cantidad y tipo de taco y del burden. Estudios hechos con cámara de alta velocidad muestran que los tiempos de confinamiento del gas antes del movimiento del burden varían desde pocos a decenas de ms. Se

han medido tiempos de confinamiento en un rango de 5 a 150 ms para una amplia variedad de rocas, explosivos y burden. Generalmente, pero no siempre, los tiempos de confinamiento pueden disminuirse empleando explosivos de alta energía, disminuyendo el burden o una combinación de ambos. Esto se aplica por igual al material en la cara del banco o en la parte superior del banco, como el caso de eyecciones de taco o de caracterización. Luego, sólo cargas bien confinadas con burden adecuados pueden entregar su potencial total de fracturamiento adicional por efecto del gas y movimiento del macizo.

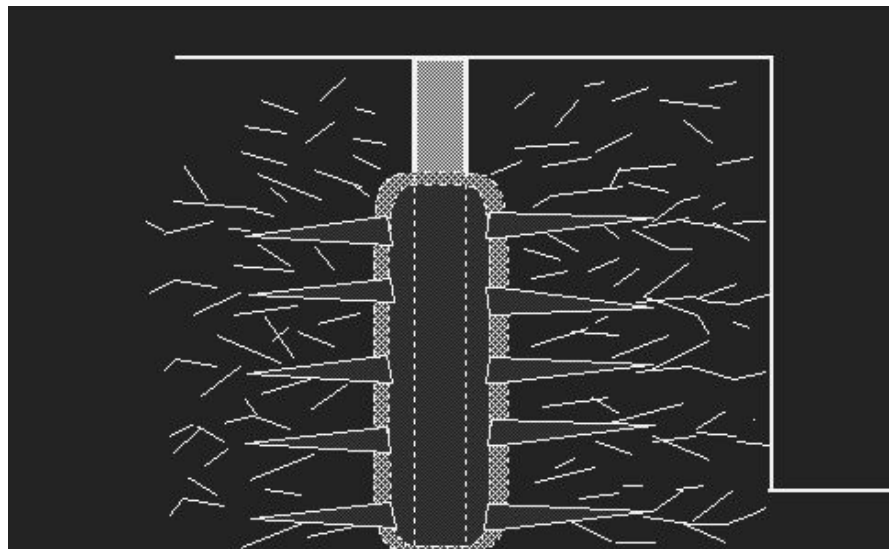


Figura 47. Gases a alta $^{\circ}T$ y P extendiendo grietas radiales.
Fuente: Manual de tronadura Enaex S.A

d. Movimiento de material.

La mayor parte de la fragmentación ya se ha completado a través de ondas compresionales y de tensión, de la presurización del gas o una combinación de ambos. Sin embargo, algún grado de fragmentación ocurre a través de colisiones en el aire y cuando el material impacta al suelo. Generalmente, mientras más alto es el banco mayor es la fragmentación, debido al aumento de la velocidad de impacto de los fragmentos individuales cuando caen al piso del banco. De la misma manera, el material eyectado de las filas opuestas de un amarre en V y que colisionan en el aire, puede dar como resultado una mayor fragmentación. Este fenómeno fue documentado con el uso de la cámara de alta velocidad en tronaduras en banco.

El movimiento del material fragmentado se muestra a continuación para diferenciar condiciones de cara de banco. Cuando no se utiliza pasadura, se determinan 2 tipos de movimiento. La altura total del banco directamente enfrente de la columna explosiva, se mueve en forma similar a una onda plana y la velocidad en cualquier punto es constante. Este comportamiento generalmente se encuentra cuando el material es muy competente, muy frágil y con estructuras bien definidas, diaclasas muy espaciadas y mayores que el espaciamiento o burden empleado.

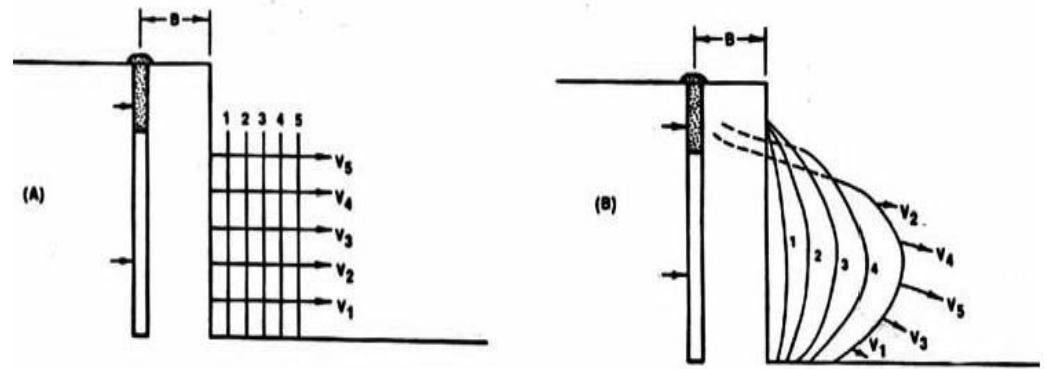


Figura 48. Movimiento de material.

Fuente: Manual de tronadura Enaex S.A

Hay teorías de voladura contradictorias para analizar esta fase, ya que unos creen que la red principal de fracturas recién comienza, sin importar el marco de tiempo responsable del desarrollo de la red de fracturas, el movimiento y desplazamiento del material en la parte superior del banco o de la cara libre ocurre mucho después debido al confinamiento de la presión del gas dentro de la masa rocosa y al momento impartido al material fragmentado por la detonación. El instante en que comienza el movimiento de la masa rocosa depende de la respuesta del material en conjunto con el estímulo del esfuerzo y la presión del gas generado por el explosivo. Para los burden y tacos típicos que se encuentran en terreno, el esponjamiento ocurre entre 1 y 60 ms, la eyección de taco entre 2 y 80 ms y el movimiento del burden entre 5 y 150 ms después de la detonación. Las velocidades de elevación de la superficie alrededor del collar del pozo están alrededor de 2 a 37 m/s, las de eyección de taco entre 3 a 45 m/s y las de movimiento del burden entre 2 a 40 m/s. Las velocidades de eyección de gas en las discontinuidades son tan altas como 213 m/s y también pueden ser menores a 5 m/s.

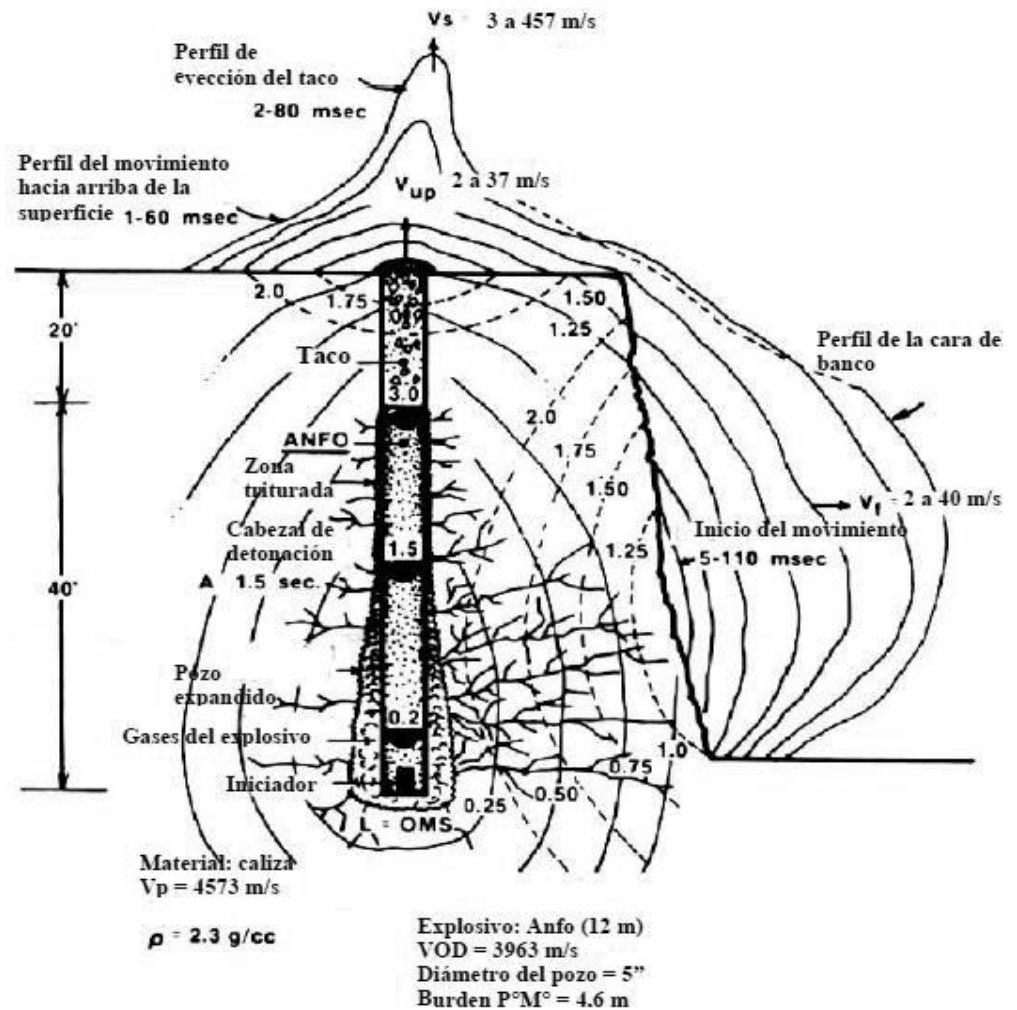


Figura 49. Interacción de eventos en una voladura.
Fuente: Manual de tronadura Enaex S.A

En la fase de la onda de choque, los gases de explosión se expanden desde el volumen inicial (V_b) del barreno hasta el volumen del barreno expandido a la condición de equilibrio (V_{eq}). La energía liberada durante esta fase, está definida como la energía de choque y es representada por el área PABQ. La línea PB representa la respuesta de la pared del barreno a la carga explosiva y es una función del módulo dinámico de Young y a la relación de Poisson de la masa circundante de roca. La energía de choque está dividida en dos componentes: el componente cinético (E_{kse}) (la Zona 2) y el componente de tensión (E_{sse}) (la Zona 3). El componente cinético de energía de choque es utilizado en dilatar el barreno y en triturar la roca circundante. El componente de tensión es la energía almacenada en la roca en la condición de equilibrio y se asume que es responsable de crear la red primaria de fracturas. La línea QC es la respuesta de la masa rocosa a la penetración del gas en las fracturas. En esta fase, la energía es utilizada para dos propósitos. Uno para extender las fracturas existentes (la energía de la extensión de la grieta) y el otro como una energía potencial de levantamiento para comprimir la roca circundante. La energía potencial de levantamiento es representada por el área del

triángulo QCR. Una vez que la roca del burden es separada del barreno, la energía potencial de levantamiento almacenada en la masa rocosa, será utilizada en el movimiento inicial del burden. La energía de la extensión de la grieta es estimada sustrayendo la energía potencial de levantamiento de la energía de expansión del gas.

Puesto que se asume que la energía en las Zonas 2, 3 y 4 son responsables de la trituración y de crear y extender la red primaria de fracturas en la masa rocosa, está definida como la energía potencial (E_{fe}) de fragmentación.

Los gases de explosión atrapados en la masa rocosa empujan la roca del burden hacia adelante y ocupan el espacio creado por este movimiento. La línea RD es una función de movimiento de la roca del burden debido a la carga explosiva. La energía liberada durante la fase de movimiento del burden está representada por el área RCDS y está dividida en dos componentes. Se asume que la energía representada por los Zonas 5 y 6, es responsable del movimiento de la roca del burden y por lo tanto está definida como energía potencial (E_{bme}) del movimiento del burden. La energía liberada durante la fase del gas y la fase de movimiento de carga está definida como la energía de levantamiento y es responsable del levantamiento de la masa rocosa. Energía de tronadura (E_{be}), es la liberada por gases de una explosión, desde el momento en que ocupan completamente el barreno hasta que alcanzan las condiciones terminales.

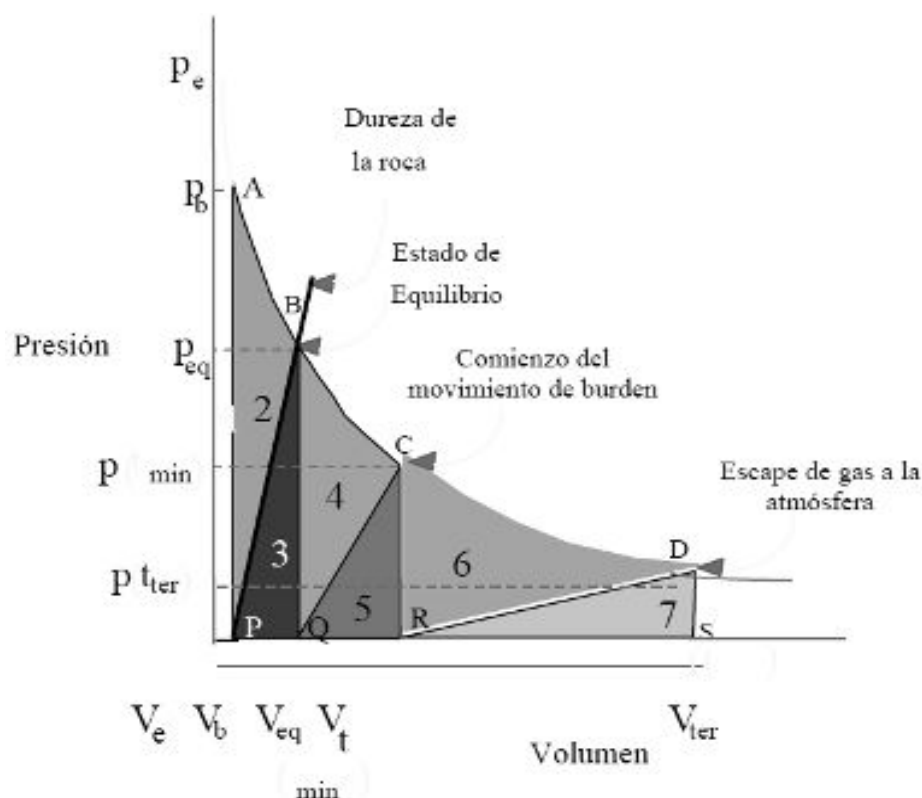


Figura 50. Curva presión volumen de gases.

Fuente: Manual de tronadura Enaex S.A

2.3.6.6. Optima fragmentación y su impacto en las operaciones Mina Molienda.

La fragmentación de roca por voladura tiene un significativo impacto en la rentabilidad de la mina, un desarrollo óptimo de la mina es denominada ROM (Run Of Mine), para ello se requiere una adecuada distribución de tamaño para maximizar el desempeño de los procesos posteriores. Si la distribución de tamaño de roca fragmentado es modelada y controlada, la operación habrá hecho un avance significativo hacia la mejora de su desempeño. El modelamiento de la fragmentación de roca por voladura es un importante paso en la optimización de las operaciones mina a molienda (Mine to Mill).

Distintos procesos de tratamiento de especies mineralógicas requieren de diferentes grados de fragmentación del mineral, para de esa forma extraer el material de valor de la manera más eficiente, es así que la perforación y la voladura es la primera operación del ciclo minero y sus resultados condicionan en gran medida los rendimientos y los costes de las operaciones subsiguientes, por ello es un proceso clave dentro de la cadena. La perforación y voladura es un importante paso en el proceso global y los resultados como la fragmentación, la forma de la pila, esponjamiento, dilución, daño y ablandado de la roca afecta la eficiencia de los procesos posteriores.

Tradicionalmente, el proceso total en la industria minera es clasificado dentro de dos grupos como mina y molienda. Estos son gestionados con centro de costos separados dada una “supuesta” independencia, es así que cada proceso tiene un presupuesto y producción asignada y su gestión se enfatiza en lograr la maximización de la producción (toneladas) a un mínimo costo. Así la eficiencia de cada subproceso es considerada satisfactoria con tal de que ellos estén dentro del presupuesto y se encuentre dentro de los objetivos de producción. La gestión de la mina y molienda usualmente apuntan a optimizar cada proceso independientemente en lugar de una gestión integral.

Es una trampa potencial de disminuir los costos de perforación y voladura por tonelada de roca rota sin considerar su impacto en los procesos sub siguientes.

Del resultado de la voladura son frecuentemente evaluados y optimizados basados solo en la necesidad de las subsecuentes operaciones mineras como son la carga, transporte mientras se mantenga la estabilidad del talud y estándares de seguridad. Esto es por que frecuentemente usamos enfoques como el mostrado en la Figura siguiente para estimar los resultados óptimos en la voladura (McKenzie 1965, Dinis da Gama 1990 y Eloranta 1995), donde no se consideran como influye está en los costos de chancado, molienda y recuperación.

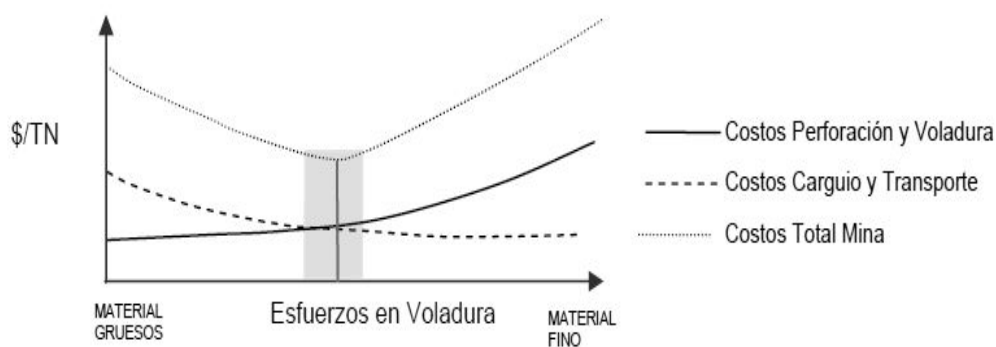


Figura 51. Óptima voladura en una tradicional aproximación.

Fuente: Manual de tronadura Enaex S.A

2.3.6.7. Análisis de fragmentación con equipo de PORTAMETRICS.

El dispositivo PortaMetrics cuenta con 3 cámaras, de las cuales usa 2 para generar una imagen 3D y un resultado de análisis de fragmentación además de tomar como sistema de referencia la distancia fija entre las cámaras, es por este motivo que el dispositivo no necesita ningún sistema de referencia para realizar un análisis de fragmentación.

Adicional a las cámaras, también se cuenta con un sensor que indica si la imagen capturada es ideal para realizar un análisis de fragmentación.



Figura 52. Toma de muestra en frente de minado con el equipo portametrics.

Fuente: Elaboración propia

A. Partes del equipo portametrics.

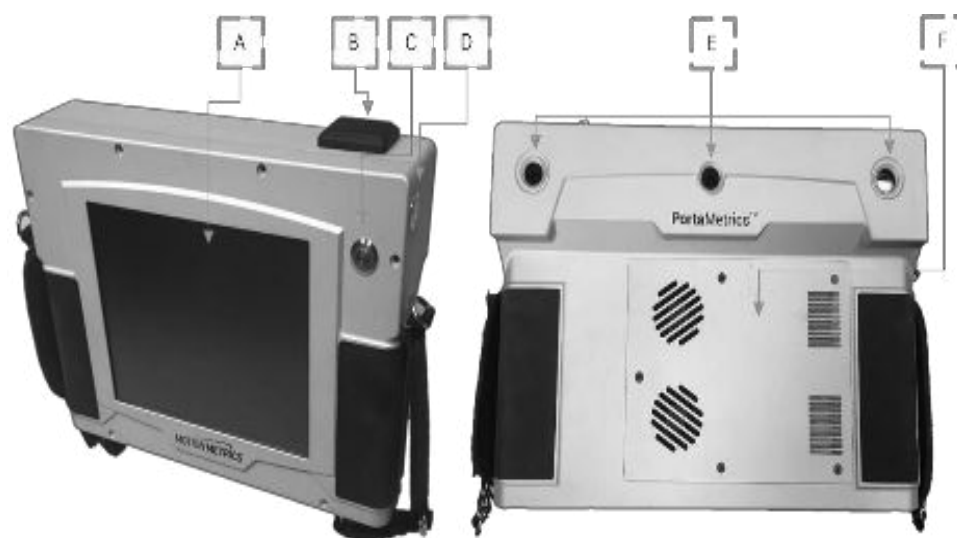


Figura 53. Equipo Portametrics Hardware

Fuente: Motion Metrics

Tabla 28. *Portametrics Hardware, partes del equipo.*

Parte	Nombre	Descripción
A	Pantalla táctil	Controlador de la edición y la selección de imágenes
B	Antena GPS	Brinda las informaciones de posicionamiento
C	Botón capturador	Capturador de imagen a analizar
D	Botón On/Off	Apagado y encendido del equipo
E	Cámaras	Lentes que crean la imagen a analizar en 3D
F	Ventilador	Enfría los componentes internos

Fuente: Motion metrics (extending machine senses)

La tabla 28 describe las partes del equipo portametrics y sus funciones de cada una de ellas mostrada en la figura 50.

B. Descripción y funciones de la captura de imagen.



Figura 54. Captura de imagen.
Fuente: Motion Metrics

Tabla 29. Descripción de funciones de la captura de imagen (Fig.54.)

Parte	Nombre	Descripción
A	Botón visor de imágenes	Cumple 2 funciones: visor de imágenes anteriores y actuales
B	Cuadros estadísticos	Cuadros con las curvas de suavización
C	Editor de imagen	Botón de menú para la edición de imagen
D	pendiente	Pendiente presentada del área seleccionada a analizar
E	Nombre del área	Descripción del nombre del área a analizar
F	Rango de la cámara	Rango de buena resolución de la cámara
G	Factor de resolución	Rango permisible para una buena captura de imagen
H	Región de interés	Área seleccionada para realizar el proceso de fragmentación.

Fuente: Motion metrics (extending machine senses).

C. Descripción y funciones del visor de imagen.



Figura 55. Visor de imágenes.
Fuente: Motion Metrics

Tabla 30. Descripción de funciones del visor de imágenes (Fig.55)

Parte	Nombre	Descripción
A	Botón de captura de imagen	Captura de imagen seleccionado por el usuario
B	Historial de imágenes	Navegador del historial de imágenes ya capturadas
C	Distancia	Distancia del usuario al frente seleccionado
D	Región de interés	Selecciona el área del cual se quiere obtener
E	Transparencia de segmentación	Superpone una transparencia para hacer el contraste de la imagen tomada y la fragmentación hecha por el PortaMetrics
F	Reciclaje	Elimina las imágenes que ya no se quieren hacer análisis
G	Visor de imágenes	Visor de todas las imágenes previamente capturadas
H	Información crítica	Información crítica y detallada del análisis de fragmentación
I y J	Zoom	Permite hacer los zooms de las regiones de interés
K	Imagen de la fragmentación	Muestra la imagen de fragmentación de la región de interés

Fuente: Motion metrics (extending machine senses)

En la tabla 30. Se muestra los botones principales del equipo y sus funciones como indica en la figura 52, como el botón de captura de imagen, el historial de imágenes ya capturadas y las distancias del usuario al frente de minado y las regiones de interés.

D. Descripción de funciones de los ajustes de la región de interés.



Figura 56. ajustes de la región de interés.
Fuente: Motion Metrics

Tabla 31. Descripción de funciones de ajustes de la región de interés (fig.56)

Parte	Nombre	Descripción
A	Botón visor de imágenes	Cumple 2 funciones: visor de imágenes anteriores y actuales
B	Cuadros estadísticos	Cuadros con las curvas de suavización
C	Editor de imagen	Botón de menú para la edición de imagen
D	pendiente	Pendiente presentada del área seleccionada a analizar
E	Nombre del área	Descripción del nombre del área a analizar
F	Rango de la cámara	Rango de buena resolución de la cámara
G	Factor de resolución	Rango permisible para una buena captura de imagen
H	Región de interés	Área seleccionada para realizar el proceso de fragmentación.

Fuente: Motion metrics (extending machine senses)

E. Descripción de funciones de la edición de fragmentación.

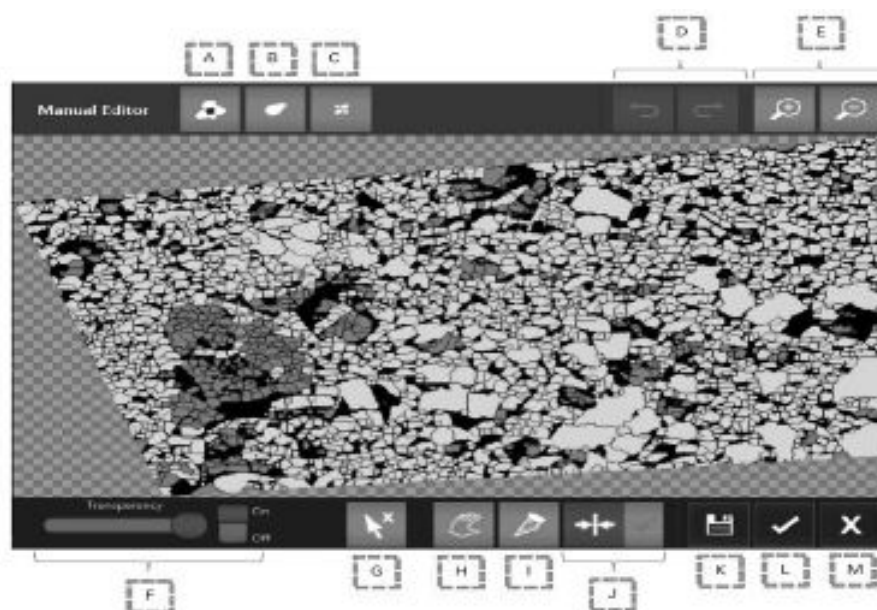


Figura 55. Edición de fragmentación.
Fuente: Motion Metrics

Tabla 32. Descripción de funciones de la edición de fragmentación (Fig.55.)

Parte	Nombre	Descripción
A	Tipo de región	Secciona la región que no es representativa para el análisis
B	Tipo de región	Agrupar la región que se considera como roca de análisis
C	Tipo de región	Agrupar la región que se considera como roca fina
D	Adelantar/retroceder	Realiza un retroceso de las acciones que se ha realizado
E	Zoom	Reduce o expande la imagen capturada por el PortaMetrics
F	Transparencia	Realiza un contraste entre la fragmentación y la imagen original
G	Selección clara	Limpia la selección previa
H	Mover	Mueve la imagen para enfocar la atención en una sección especial
I	Cortar	Secciona la roca
J	Unir	Agrupar la roca que tiene una fragmentación inadecuada
K	Guardar	Guarda los cambios de edición de la imagen a analizar
L	Verificación	Verifica que los cambios realizados sean los correctos
M	Descartar	Descarta toda las acciones de acción realizada en una imagen

Fuente: Motion metrics (extending machine senses)

Se cuenta con 2 formas de capturar imágenes con advertencia de sensor de cercanía para evitar capturar imágenes distorsionadas que no permitan realizar un buen análisis de fragmentación.

- **Modo FAR/NEAR**

Los frentes de trabajo también pueden tener fragmentos cercanos y lejanos de acuerdo a la pendiente que se tenga en los frentes de trabajo, el PortaMetrics permite capturar imágenes con fragmentos cercanos y lejanos, con tan solo manipular la herramienta de SHOW DISPARITY (Descrita Líneas Arriba), donde se puede describir que porcentaje de fragmentos son cercano y/o lejanos, así realizara las correcciones realizando un buen análisis de fragmentación.

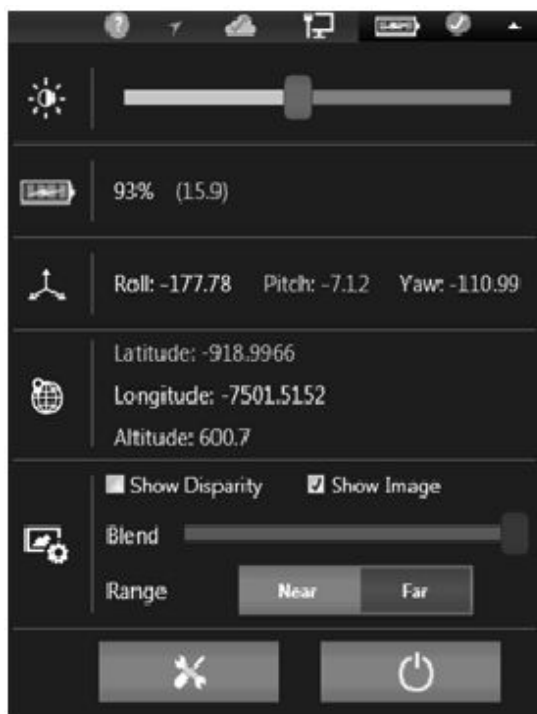


Figura 57. opción de activación de imágenes cercanas y distantes
Fuente: Motion Metrics

- **Distancias referenciales de captura de imagen.**

- Sistema de referencia para imágenes cercanas (distancia ideal de 1 a 3 metros).

El dispositivo PortaMetrics usará la cámara lateral derecha y la cámara central para capturar imágenes cercanas donde se realizará un análisis de fragmentos de roca pequeño al igual que fragmentos finos considerados por las empresas mineras.

- Sistema de referencia para imágenes lejanas (distancia ideal de 3 a 15 metros).

El dispositivo PortaMetrics usará las 2 cámaras laterales para capturar imágenes que se consideran lejanas entre las distancias de 3 a 15 metros, ideal para realizar análisis de fragmentos gruesos en áreas considerables.

- **Interpretación de los resultados.**

Se muestra las curvas de distribución de los fragmentos, donde se realiza un reajuste con el modelo matemático Rosin Rammler, para determinar los parámetros (Índice de uniformidad, Tamaño Característico, Tamaño máximo y mínimo).

El PortaMetrics también usa un segundo modelo matemático “SWEBREC” de acuerdo a los requerimientos de operaciones mina.

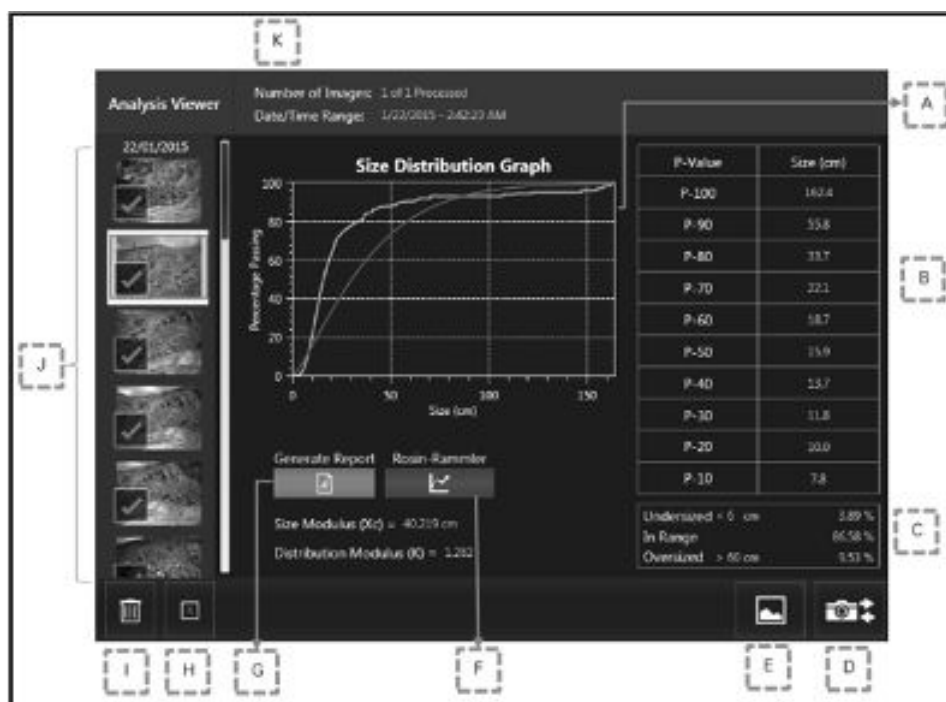


Figura 58. Interpretación de resultados.

Fuente: Motion Metrics

- **Valores de la tabla p-value.**

Visualización de los diferentes P-Values, donde se centra la atención en los de P-100, P-80, P-70, P-60, P-50, los rangos aceptables de tamaño son establecidos por la compañía minera.

P-Value	Size (cm)
P-100	162.4
P-90	55.8
P-80	33.7
P-70	22.1
P-60	18.7
P-50	15.9
P-40	13.7
P-30	11.8
P-20	10.0
P-10	7.8

Figura 59. Visualización de los diferentes P- Vales.
Fuente: Motion Metrics

- **Tabla de tamaños de fragmentos.**

Consideraciones de tamaños solicitados por la compañía minera.

Tabla 33. *Tamaños De Fragmentos.*

DESCRIPCIÓN	TAMAÑO	PORCENTAJES
FINOS	< 1 pulg.	40% aproximadamente
TAMAÑO NORMAL	1 pulg. < X < 7 pulg.	
FRAGMENTOS GRUESOS	> 7 pulg.	

Fuente: Porta Metrics.

- **Definiciones y especificaciones.**

Tabla 34. *Especificaciones técnicas*

Distancia de trabajo	1-30 metros
Campo de visión	8 x 6 m
Medida tamaño mínimo de roca (a 10m)	3 cm
Precisión medida del tamaño roca (a 10m)	+/- 1 cm
Precisión medida de la pendiente	+/- 0.5 deg
Resolución, Sunlight Readable LCD Screen	800x600 pixeles
Sensor de Imagen 3D	1280x960 CCD (x3)
Dimensiones	30 x 20 x 7 cm
Peso	2.8 kg
<i>Incorporado</i>	<i>Wi-Fi / GPS</i>

Fuente: Porta Metrics.



Figura 60. Toma de fotos representativos.
Fuente: Motion Metrics

2.3.7. Micro trap VOD/data recover.

El VOD / grabador de datos más popular del mundo, La velocidad de detonación (VOD) se cita como la especificación de rendimiento para explosivos. Si no está midiendo VOD, no puede estar seguro de que sus explosivos están funcionando correctamente.

Si desea perfilar el VOD de manera continua a lo largo de las columnas de explosivos en varios pozos de explosión, a lo largo de una muestra de explosivos, o determinar los tiempos de demora entre los pozos, el registrador de datos / VOD MicroTrap más asequible y fácil de usar. Es el grabador VOD más popular del mundo y puede extenderse opcionalmente para registrar cualquier sensor que emita voltaje de CC, como sensores de presión y acelerómetros.



Figura 61. Equipo registrador de datos / VOD MicroTrap
Fuente: MicroTrap VOD / Data Recorder

Para capturar visualmente fenómenos de alta velocidad, de los explosivos y los detonadores de retardo para proporcionarle la energía y el tiempo que los explosiones necesitan bajo sus condiciones específicas. El MicroTrap VOD / Data Recorder es utilizado por las minas y

canteras para realizar verificaciones puntuales de explosivos y el rendimiento del tiempo de retardo del detonador durante las explosiones para comparar el VOD real y los resultados del tiempo de retardo con las especificaciones publicadas por los fabricantes de explosivos.

- Fabricantes de explosivos

Los clientes dependen de la calidad de sus explosivos y detonadores. Par ver que los explosivos estén funcionando correctamente, su representante de servicio técnico utiliza MicroTrap VOD / Data Recorder para documentar el rendimiento de VOD de los explosivos y los tiempos de demora de los detonadores de demora que se venden al cliente. En las plantas de explosivos, MicroTrap VOD / Data Recorder se utiliza como parte del proceso de control de calidad para probar el VOD, la sobrepresión de aire comprimido o la presión bajo el agua de muestras de explosivos, incluidos cartuchos, impulsores, cables detonantes, explosivos a granel de todo tipo de explosivos.

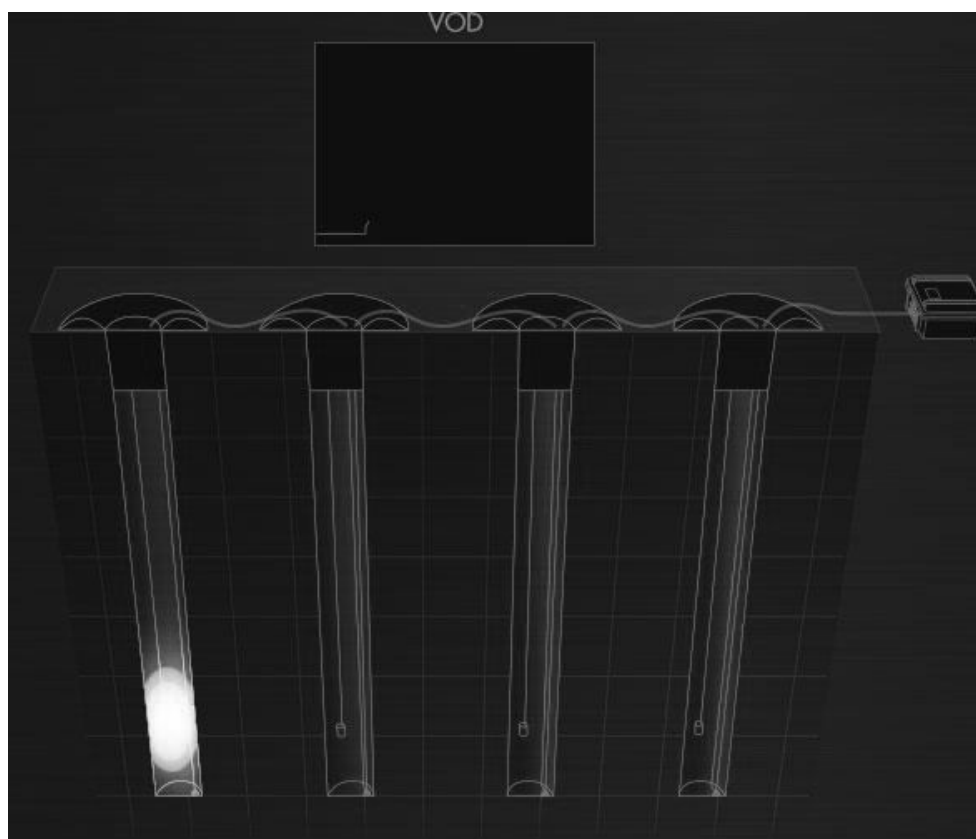


Figura 62. Instalación de Equipo MicroTrap VOD / Data
Fuente: MicroTrap VOD / Data Recorder

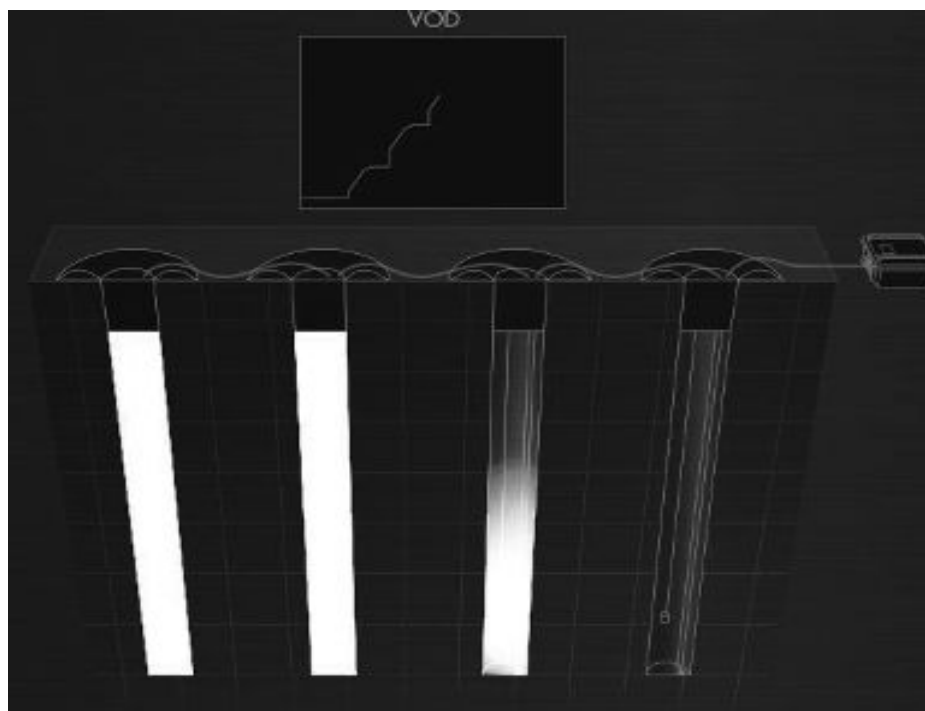


Figura 63. Grafico del VOD
Fuente: MicroTrap VOD / Data Recorder

El registrador de datos / VOD Micro Trap se utiliza para documentar el rendimiento de VOD de los explosivos y los tiempos de retardo de los detonadores de retardo durante las explosiones para comparar los resultados reales de VOD y de retardo con las especificaciones publicadas. También registra las vibraciones de explosión de campo cercano utilizando acelerómetros uniaxiales y triaxiales de alto G.

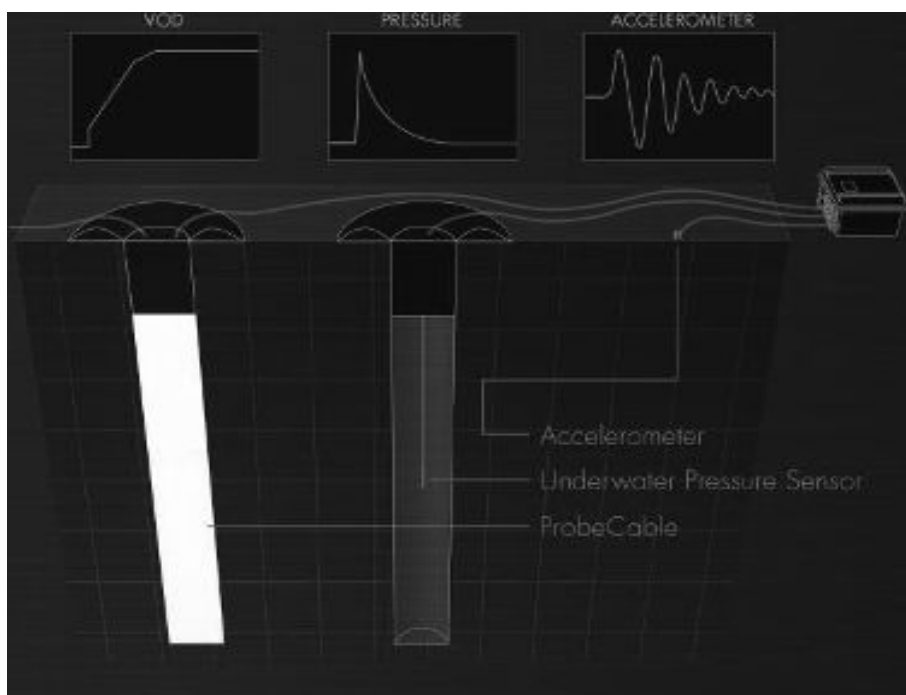


Figura 64. Instalación de Equipo MicroTrap VOD / Data
Fuente: MicroTrap VOD / Data Recorder

2.3.8. Preparación y concentración de minerales.

El material que se obtiene después de la voladura, está generalmente compuesto de una mezcla de minerales de diferentes especies, algunos de los cuales constituyen el objeto de la explotación (mena) y los demás de material pétreo sin valor inmediato (ganga). Esta mezcla de diversas proporciones de sustancias valiosas y estériles, tienen que ser tratadas, para separar los minerales útiles de lo que no nos sirve. Para ello se recurre a las operaciones de preparación (chancado, molienda, clasificación) y concentración, para obtener productos de alto contenido de elementos valiosos (concentrados), que posteriormente serán procesados en fundiciones y refinерías para obtener metales ó elementos de alta pureza. La preparación física del mineral, en términos generales es su reducción de tamaño de trozos grandes a fragmentos pequeños. Usualmente se lleva a cabo en dos pasos relacionados pero separados, los cuales son trituración o chancado y molienda.

2.3.8.1. Trituración o chancado.

La chancadora es la primera etapa de la reducción de tamaños, generalmente trabaja en seco y se realiza en dos o tres etapas que son: chancadora primaria, secundaria y ocasionalmente terciaria. En operaciones de grandes tonelajes de mineral, como es el caso de minas a tajo abierto, se usan las chancadoras de conos rotatorios. En la figura 63 se muestra las partes principales de una chancadora de cono.

Dentro de los parámetros más importantes que definen la operación de este tipo de chancadoras tenemos a las aberturas logradas entre el cono y la tolva cóncava en el movimiento rotario: el OSS-Open Side Setting, se refiere a la distancia de separación máxima y el CSS-Closed Side Setting a la mínima lograda. Estos parámetros definen la distribución de tamaños resultantes del mineral chancado.

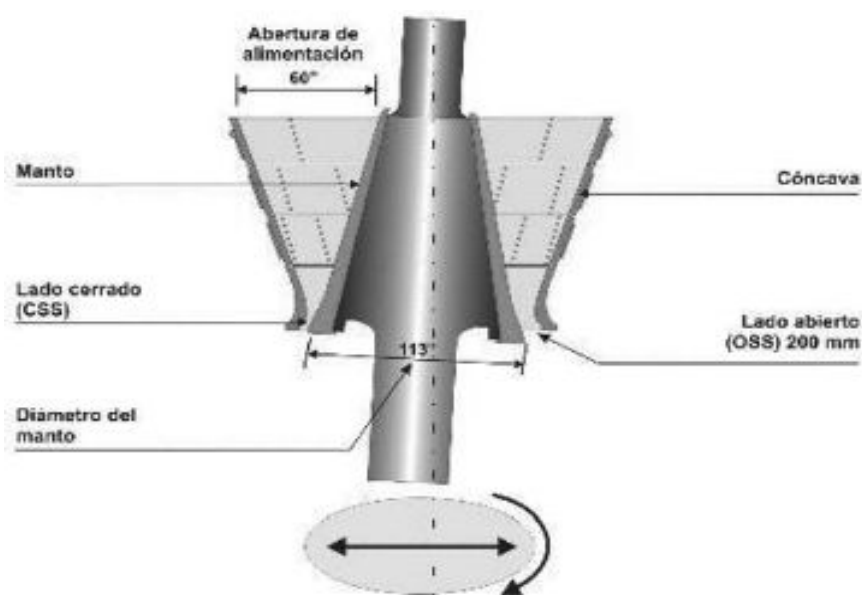


Figura 65. Partes principales de una chancadora de conos.

Fuente: "voladuras de alta intensidad y su influencia en el chancado y molienda"

2.3.8.1.1. Chancado y manejo de material grueso en Las Bambas.

Tiene como función principal reducir el mineral proveniente de mina a un tamaño óptimo para la molienda conformado por los procesos de: chancado primario y transporte de mineral grueso.

El mineral proveniente del yacimiento, es transportado en camiones de 360 ton cortas de capacidad los cuales son descargados directamente sobre dos tolvas de alimentación de las chancadoras primarias, cada tolva está diseñada con dos bahías para la descarga secuencial de dos camiones esta operación se procede con la ayuda de 4 semáforos que indican a los camiones el momento de proceder con la descarga en la tolva de alimentación, las tolvas tienen un sistema de supresión de polvo (spray de agua) para reducir el polvo generado durante la descarga, también se cuenta con un pica roca empleado para reducir el tamaño de mineral mayor a 1.5 m.

El mineral almacenado en las tolvas es alimentado por gravedad a las chancadoras primarias operadas en paralelo de tipo giratorio de 60 pulgadas x 113 pulgadas, el mineral ingresa a la chancadora y conforme el eje gira excentricamente las rocas caen y se aplastan contra los cóncavos rompiéndose en fragmentos pequeños menores a 150 mm.

Luego el mineral triturado es almacenado temporalmente en las tolvas de compensación desde donde cae a los alimentadores de placas, las placas en movimiento llevan el mineral hacia la faja de sacrificio, en la descarga de cada alimentador se cuenta con un electroimán que permite el retiro oportuno de metales que puedan producir algún daño en los equipos del proceso siguiente, el mineral triturado producto de las dos líneas de chancado es alimentado a la faja de sacrificio que cuenta con una balanza para el control operacional de tonelaje, un detector de metal y un colector de polvo ubicado en la descarga mide 206 m de longitud y tiene una faja de 84 pulgadas de ancho.

Luego el mineral es transportado hasta la pila de acopio por 2 fajas overland la primera mide 2613 m de longitud y la segunda 2729 m, ambas cuentan con una faja de 72 pulgadas de ancho, estas fajas están diseñadas para transportar cargas a largas distancias y de manera eficiente, en el punto de transferencia se cuenta con un colector de polvo que reduce las emisiones al medio ambiente.

Finalmente, el mineral es almacenado en una pila de acopio 105 000 ton vivas de capacidad que permite operar a la concentradora mientras las chancadoras primarias están en mantenimiento.



2.3.8.1.2. Factores que determinan el rendimiento de las chancadoras.

La eficiencia o rendimiento de las chancadoras primarias se debe a los siguientes factores:

- A la velocidad de alimentación
- Al tamaño del mineral que se alimenta
- A la dureza del mineral
- A la humedad del mineral
- Al tamaño del mineral que se reduce
- Al desgaste de los forros
- A la potencia de trabajo requerido
- Al control de operación
- Falta de control en la alimentación.

2.3.8.2. Tamizado Industrial.

Llamado también zaranda se define como la clasificación del material en grupos de tamaño; es decir separar los finos de los gruesos, esto se consigue mediante el zarandeo. El material que pasa a través de la abertura del cedazo, se le llama undersize; mientras que el material remanente sobre la malla se le denomina oversize.

2.3.8.3. Molino de bolas.

La molienda de bolas es la operación final de reducción de tamaño o la liberación de las partículas valiosas del mineral, para proceder a su concentración. En ésta etapa es necesario reducir su tamaño de 1 pulg, $\frac{3}{4}$ pulg, $\frac{1}{2}$ pulg, $\frac{3}{8}$ pulg, $\frac{1}{4}$ pulg, hasta un producto de 40 a 80 % en malla 200.

Los medios de molienda también llamados elementos de molienda son los elementos metálicos ya sean barras o bolas que caen en forma de cascada dentro del molino al girar sobre su eje. Son elevadas por las ondulaciones de las chaquetas o blindajes y suben hasta cierta altura, para caer girando sobre si y golpeándose entre ellas y contra las chaquetas.



Figura 66. Bolas de acero como medio de molienda.

Fuente: “voladuras de alta intensidad y su influencia en el chancado y molienda del pórfido cupríferos de cerro verde” - David Pacheco, Oscar Fernando

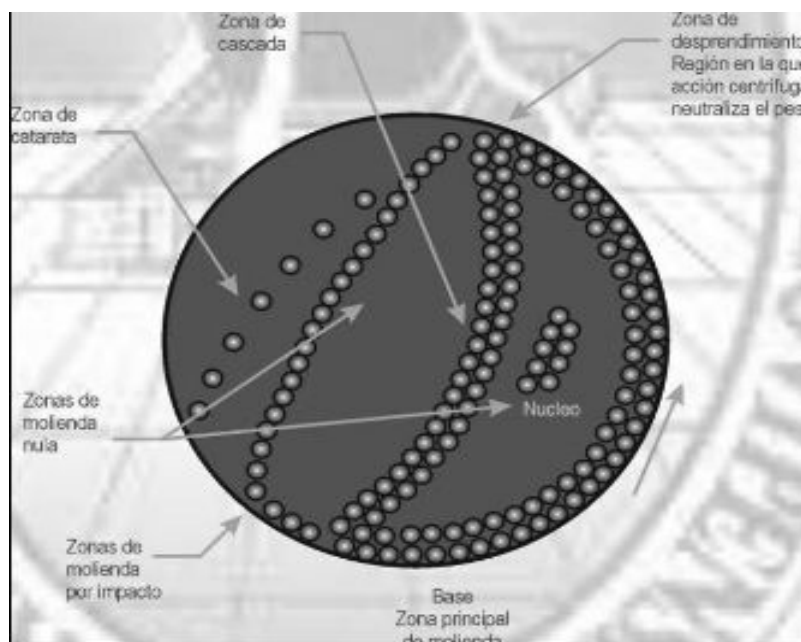


Figura 67. Zonas en el proceso de molienda

Fuente: “voladuras de alta intensidad y su influencia en el chancado y molienda del pórfido cupríferos de cerro verde” - David Pacheco, Oscar Fernando

2.3.8.3.1. Proceso de molienda en Las Bambas.

Tiene como función principal reducir el mineral para luego clasificarlo a un tamaño de partícula óptimo para flotación y remolienda, está conformado por los procesos de almacenamiento y recuperación de mineral grueso y molienda. El mineral proveniente del chancado primario es descargado en la pila de almacenamiento de gruesos de 105 000 ton de capacidad viva, este mineral es extraído de la pila por medio de 8 alimentadores de placas 4 por cada línea y lo descargan sobre las fajas de alimentación para los molinos SAG 1 y SAG 2 respectivamente para el control operacional de tonelaje cada faja cuenta con una balanza adicionalmente cada faja recibe mineral proveniente del producto de chancado.

Piedras y bolas de chancado, las bolas de acero de 5 pulg. son provistas mediante dos alimentadores rotatorios a un ritmo nominal de 1.3 ton/h, luego esta mezcla de mineral y bolas de acero se desgastan en el chute de alimentación de cada molino SAG donde también se adicionan lechada de cal diésel y agua de proceso.

La etapa de molienda primaria está compuesta por dos líneas de molienda SAG operadas en paralelo cada una provista de molinos SAG de 40 x 22 pies y 24 Mwatts de potencia, el mineral que ingresa al molino SAG es reducido tanto por la acción del mismo mineral como de las bolas, esto debido a los movimientos de cascada y catarata que realizan ambos.

En la descarga de los molinos SAG se tiene provisto un tronnel corto con mallas de aberturas de 57mm x 19 mm el sobre tamaño del tronnel es enviado a las zarandas vibratorias de doble parrilla de 12pies x 24 pies donde se adiciona agua de proceso para realizar una clasificación en húmedo aquí se realiza la separación de partículas en base a su tamaño, las partículas mayores al tamaño de las aberturas de las mallas son rechazadas mientras que las menores que pasan a travez de estas, el overzise es enviado al proceso de chancado prebles y el andersize junto con el bajo tamaño de tronnel y la descarga de los molinos de bolas se descargan por gravedad hacia el cajón de alimentación de los hidrociclones cada cajón alimenta a dos líneas de hidrociclones mediante bombas centrifugas de velocidad variable.

2.3.8.3.2. Variables de molienda.

Para que la molienda sea racional y económica hay considerar las siguientes variables o factores:

Carga de mineral. La cantidad de carga que se alimenta al molino debe ser controlada, procurando que la carga sea lo máximo posible. Si se alimenta poca carga se perderá capacidad de molienda y se gastará inútilmente bolas y chaquetas. Si se alimenta demasiada carga se sobrecargará el molino y al descargarlo se perderá tiempo y capacidad de molienda.

Suministro de agua. Cuando el mineral y el agua ingresan al molino forman un barro liviano llamado pulpa, que tiene la tendencia de pegarse a las bolas o barras, además de ayudar a desalojar la carga molida. Cuando se tiene agua en exceso, las barras o bolas son lavadas, ocasionando que el golpe entre los medios no muele mineral alguno. El exceso de agua desaloja la carga demasiado rápido y no da tiempo a una buena molienda, saliendo una carga gruesa. En el caso de haber defecto de agua, la carga avanza lentamente y la pulpa se vuelve espesa alrededor de los medios de molienda, produciendo golpes amortiguados.

Carga de bolas o barras. Es necesario que el molino siempre tenga su carga normal de medios moledores. Las barras y bolas sufren un gran desgaste y es necesario reponerlas a tiempo. Los consumos de medios de molienda dependen del tonelaje tratado, dureza del mineral, tamaño del mineral alimentado y la finura que se desea obtener en la molienda.

Condiciones de los blindajes. Es conveniente revisar periódicamente la condición en que se encuentran los blindajes. Si poseen un desgaste excesivo



ya no podrán elevar las bolas a la altura suficiente para que puedan trozar al mineral grueso.

Tiempo de molienda. La permanencia del mineral dentro del molino determina el grado de finura de las partículas liberadas. El tiempo de permanencia se regula por medio de la cantidad de agua añadida al molino.

2.3.8.4. Teoría de conminación.

Desde los primeros años de la aplicación industrial de los procesos de conminución al campo de beneficio de minerales, se pudo constatar la relevancia del consumo de energía específica como parámetro controlante en la reducción de tamaño y granulometría final del producto. Sin embargo, estudios han demostrado que gran parte de la energía mecánica suministrada en el proceso, se consume en vencer resistencias nocivas tales como:

Deformaciones elásticas de las partículas antes de romperse.

Deformaciones plásticas de las partículas, que originan la fragmentación de las mismas.

- Fricción entre las partículas.
- Vencer inercia de las piezas de la máquina.
- Deformaciones elásticas de la máquina.
- Producción de ruido, calor y vibración de la instalación.
- Roce entre partículas y piezas de la máquina.
- Pérdidas de eficiencia en la transmisión de energía eléctrica y mecánica.

Es por eso que Bond definió el parámetro E_B en su “Tercera ley de conminución”, en función del Work Index W_I (índice de trabajo del material), que corresponde al trabajo total (expresado en kWh/tn), necesario para reducir una tonelada de material desde un tamaño teóricamente infinito hasta partículas que en un 80% sean inferiores a 100 μm .

$$E_B = 10W_I \left(\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right)$$

Donde:

E_B = Energía específica de conminución (kWh/tn).

W_I = Índice de trabajo (kWh/tn.).

P_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en el producto.

F_{80} = Tamaño del 80% acumulado pasante en la alimentación.

El parámetro W_I representa la dureza del material y la eficiencia mecánica del equipo.



Tabla 35. Valores típicos de “Work Index de Bond”

Material	kWh/ton. Corta	Material	kWh/ton. Corta
Todos los minerales	15.19	Vidrio	3.39
Barita	6.86	Mineral de oro	16.31
Basalto	22.45	Granito	15.83
Clinker de cemento	14.84	Mineral de hierro	16.98
Arcilla	7.81	Mineral de plomo	12.54
Carbón mineral	12.51	Caliza	12.77
Mineral de cobre	14.44	Mica	148.00
Dolomita	12.44	Lutita pretolifera	19.91
Esmeril	64.00	Roca fosfatado	11.14
Feldespató	12.48	Cuarzo	14.05
Galena	10.68	Taconita	16.36

Fuente: “voladuras de alta intensidad y su influencia en el chancado y molienda del pórfido cupríferos de cerro verde” - David Pacheco, Oscar Fernando

2.3.9. Optimización económica del proceso global de minado.

El objetivo principal del arranque con explosivos consiste en que éste se lleve a cabo cumpliendo con las especificaciones técnico-operativas previstas ya que esta constituye la primera operación básica en el proceso extractivo condicionando ampliamente los resultados de los subsistemas posteriores, tanto en rendimientos como en costos. Así pues, su resultado debe estudiarse con una óptica global del conjunto, relacionándola con las distintas variables que corresponden al resto de las operaciones subsiguientes.

Según un resumen de los costos en minas de todo el mundo (Tabla N°5), se observa que el consumo de energía por tonelada de mineral es mayor casi siempre en las etapas de chancado y molienda. (Figura N°24). Y por ende son los procesos más costosos.



Tabla 36. Consumo de energía y costos en minería.

Proceso de producción	Tipo de energía	Consumo de energía	Costo (€/t)
Perforación Eléctrica	Eléctrica	0,04 - 0,43 kWh/t	0,0025 - 0,027
Voladura	Química	0,15 - 1,50 kg/t	0,06 - 0,60
Carga	Eléctrica	0,15 - 1,20 kWh/t	0,009 - 0,076
Transporte			
• Veh. Diésel.	Térmica	0,16 - 0,21 l/t	0,034 - 0,044
• Veh. Eléctrico	Eléctrica	0,32 - 0,45 kWh/t	0,020 - 0,028
Chancado y molienda	Eléctrica	12,89 - 33,30 kWh/t	0,812 - 2,098

Fuente: “voladuras de alta intensidad y su influencia en el chancado y molienda del pórfido cupríferos de cerro verde” - David Pacheco, Oscar Fernando

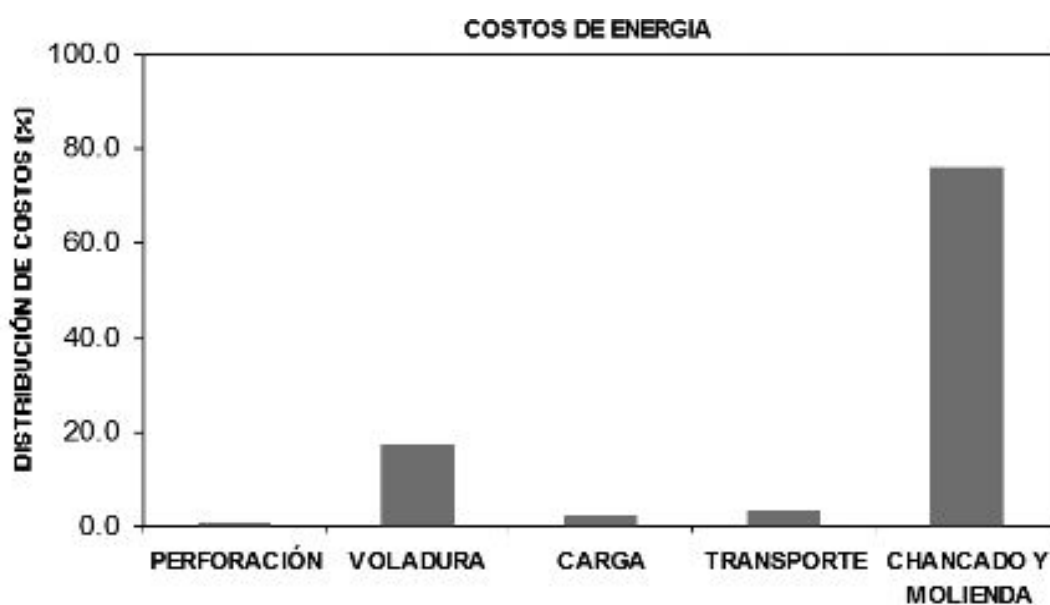


Figura 68. Distribución de costos de energía en Minería

Fuente: “voladuras de alta intensidad y su influencia en el chancado y molienda del pórfido cupríferos de cerro verde” - David Pacheco, Oscar Fernando

Para Fuersteneau (1997), se pudo cuantificar los efectos producidos en los procesos subsiguientes relacionado a cambios en el diseño de voladura. Los parámetros analizados fueron el burden, el espaciamiento y la longitud de carga. Las conclusiones del estudio llegaron a una posible reducción de más de un 10% de ahorro de energía en chancado y molienda, con una malla reducida al 25% ó al incrementarse la longitud de carga en el mismo porcentaje. Lógicamente esta operación produce un incremento sustancial del costo de la voladura, sin embargo, este adicional es sobrepasado ampliamente por el ahorro producido en planta.

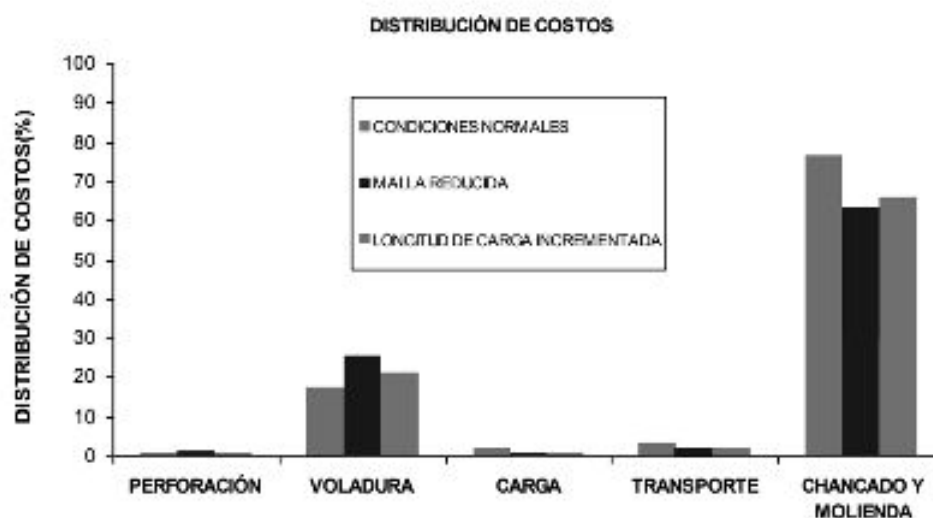


Figura 69. Costos resultantes de acuerdo al rediseño de la voladura

Fuente: “voladuras de alta intensidad y su influencia en el chancado y molienda del pórfido cupríferos de cerro verde” - David Pacheco, Oscar Fernando

La optimización del proceso minero puede llevarse a cabo aplicando la simulación en un modelo global de optimización, en donde se pueda visualizar el comportamiento del proceso frente a cambios en sus parámetros de operación, dando luces y lineamientos a seguir para alcanzar un rendimiento óptimo. Los bloques de información de los que parte dicho modelo son:

- Características de las rocas y macizos rocosos.
- Propiedades de los explosivos.
- Información técnica y económica de los equipos de perforación, carga, transporte y chancado y molienda.

La predicción de los resultados de los procesos se realiza mediante un modelo de voladura para predecir la fragmentación resultante y uno de circuitos de chancado y molienda que valida los resultados mediante la predicción de los rendimientos de dichos circuitos.

2.4. Definición de términos.

- **Acoplamiento.**

Para Compañía Dyno Nobel (1998), Es la relación de contacto que existe entre el explosivo y las paredes de la perforación que lo contiene.

- **Angulo de fricción.**

Para (Enaex, 2006). Es la pendiente del esfuerzo de corte relacionado con el esfuerzo normal. El ángulo de fricción ϕ , y la cohesión c se relacionan al esfuerzo normal σ , y fuerza de corte, τ .

- **Balance de oxígeno**

Para Exsa S.A. (2009), Con excepción de la nitroglicerina y el nitrato de amonio, la mayoría de los explosivos son deficientes en oxígeno, pues no tienen suficiente para poder convertir cada átomo de carbono e hidrógeno presentes en la molécula explosiva en dióxido de carbono y agua.

- **Burden**

Para Exsa S.A. (2009), también denominada piedra, bordo o línea de menor resistencia a la cara libre. Es la distancia desde el pie o eje del taladro a la cara libre perpendicular más cercana. También la distancia entre filas de taladros en una voladura.

- **Cara libre**

Para Exsa S.A. (2009), es indispensable para la formación y retorno de las ondas de tensión reflejadas que provocan la fragmentación. Si la cara libre es inadecuada la voladura será deficiente y si no hay cara libre las ondas de compresión viajarán libremente sin reflejarse, difundiéndose a la distancia sólo como ondas sísmicas.

- **Confinamiento**

Para Compañía Dyno Nobel (1998), Generalmente, un mayor confinamiento del explosivo produce en los explosivos a granel, una velocidad de detonación más alta, y una reacción más completa.

- **Deflagración**

Para Bernaola Alonso, Castilla Gomez, & Herrera Herberth (2013), Una deflagración es una combustión súbita con llama a baja velocidad de propagación, sin explosión. Se suele asociar erróneamente con las explosiones, usándose a menudo como sinónimo.



- **Densidad**

Para Compañía Dyno Nobel (1998), es una de las propiedades más importantes a considerar al diseñar una voladura y corresponde al peso del explosivo por unidad de volumen.

- **Densidad Crítica/Presión de no detonación**

Para Compañía Dyno Nobel, (1998), La "Densidad Crítica" de un producto explosivo es la densidad en la cual y sobre la cual un explosivo no alcanza un régimen de detonación estable.

- **Diámetro Crítico**

Para López Jimeno (2010), Las cargas de explosivo con forma cilíndrica tienen un diámetro por debajo del cual la onda de detonación no se propaga o si lo hace es con una velocidad muy por debajo a la de régimen, a dicha dimensión se la denomina «Diámetro crítico».

- **Detonación**

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), la detonación es una combustión supersónica que se caracteriza porque genera una onda de choque. En ese frente de onda se generan altos gradientes de presión y temperatura, ya que la reacción química se produce instantáneamente.

- **Energía explosiva/ Fuerza explosiva**

Para Exsa S.A., (2009), se puede dar en cal/g ó J/g. Calculada sobre la base de su formulación, aplicable para estimar su capacidad de trabajo.

- **Explosivo**

Para (Compañía Dyno Nobel, 1998), es un elemento capaz de producir una explosión, para esto y bajo determinadas condiciones, estos elementos reaccionan en un proceso de descomposición química caracterizada por tener una alta velocidad de reacción y en el que se produce una expansión de una gran cantidad de gas a alta temperatura que es capaz de hacer un cierto trabajo mecánico a una cierta distancia en torno de la sustancia explosiva.

- **Fisuramiento cilíndrico radial**

Para Exsa S.A. (2009), una carga explosiva puntual (relación longitud/ diámetro máximo: 6/1), es decir no mayor a 6 veces el equivalente del diámetro del taladro, produce generalmente una excavación en forma de copa o de cráter de limitada profundidad, mientras que un taladro convencional (largo mayor de 6 diámetros) tiene expansión cilíndrica radial en toda su longitud.



- **Fortis Extra**

Para Orica Mining Services (2011), es un Sistema de emulsión bombeable sensibilizada Fortis™ Extra está específicamente diseñado para aplicaciones de voladuras con agua. El rango de productos Fortis™ Extra son las emulsiones explosivas a granel más energéticas disponibles hoy en día.

- **Humos Tóxicos**

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), los humos residuales son el conjunto de productos gaseosos resultantes de la reacción de detonación del explosivo entre los que se hallan vapores nitrosos (NOx), vapor de agua, monóxido de carbono (CO) y anhídrido carbónico (CO2).

- **Poder rompedor.**

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), el poder rompedor es una característica del explosivo que indica la capacidad de quebrantar la roca debida exclusivamente a la onda de detonación y no al conjunto de la onda de detonación más la presión de los gases (que es medida de potencia).

- **Proceso de fracturamiento.**

Para Exsa S.A. (2009), la fragmentación de rocas por voladura comprende a la acción de un explosivo y a la consecuente respuesta de la masa de roca circundante, involucrando factores de tiempo, energía termodinámica, ondas de presión, mecánica de rocas y otros, en un rápido y complejo mecanismo de interacción.

- **Resistencia al Agua**

Para (Compañía Dyno Nobel, 1998) La resistencia al agua de un explosivo se define ampliamente como la habilidad de un producto de resistir la penetración de agua.

- **Sensibilidad (Cebo Mínimo)**

Para Bernaola Alonso, Castilla Gómez, & Herrera Herberth (2013), se puede definir la sensibilidad de un explosivo como el mayor o menor grado de energía de iniciación que hay que transmitirle para que se produzca su iniciación y, a continuación, su detonación.

- **Sensitividad**

Para Compañía Dyno Nobel (1998), Es la capacidad que tiene un explosivo de propagar la detonación a través de tramo de aire. Esto es de preocupación especial cuando hay oportunidad que ocurra huecos dentro de la columna explosiva.



- **Transmisión o simpatía.**

Para Exsa S.A. (2009), Transmisión de la onda de detonación en la columna de carga. Una buena simpatía asegura la explosión total de la columna de carga.

- **Velocidad de Dtonación (VOD)**

Para Exsa S.A. (2009) Velocidad de la onda de choque, en m/s, califica a los explosivos como detonantes y deflagrantes; a mayor velocidad mayor poder rompedor o brisance.

- **Vistis 250**

Para Orica Mining Services (2011), La serie de explosivos Vistis 250 corresponden a una mezcla bombeable, sensibilizada, de alta resistencia, que está diseñada para ser usada en aplicaciones de voladura húmedas y secas. Vistis 250 es especialmente útil en aplicaciones difíciles de voladuras en rocas duras de minería cielo abierto. Está diseñada para ser manufacturada y distribuido por los camiones fábrica de Orica (MMU).

- **Volumen de explosión**

Para Exsa S.A. (2009), es el volumen que ocupan los gases producidos por un kilogramo de explosivo en condiciones normales. El volumen o mol de la molécula-gramo de cualquier gas, en condiciones normales es 22,4 litros.



CAPÍTULO III. DISEÑO METODOLÓGICO.

3.1. Definición de variables.

3.1.1. Variable Independiente (VI).

- Proceso de chancado y molienda del mineral.

3.1.2. Variable dependiente (VD).

- Fragmentación del mineral.

3.2. Operacionalización de variables.

La Operacionalización nos indica la forma cómo se ha identificado las variables y relacionar con sus respectivos indicadores.

Tabla 37. Operacionalización de variables

Variable	Concepto	Dimensión	Indicador
Proceso de chancado y molienda del mineral	Es la recuperación de un metal a partir de su mena envuelve en dos clases de proceso; físico y químico.	Mineral	% de Ley
		Proceso físico	Tn/h Kw/h
		Proceso químico	% de solución
Fragmentación del mineral	La fragmentación de roca en la mina es el comienzo de un largo proceso para la recuperación del mineral. Al fragmentar la roca, esta adquiere un tamaño que hace posible su transporte	Litología	UCS
			RQD
			RMR
		Al Explosivo	VOD (KJ/Kg) Densidad (Kg/cm3)
		Tamaño de material	P 80 % de finos

Fuente: Elaboración propia



3.3. Hipótesis de la investigación.

- Hipótesis general.

- Se determinará la optimización de la fragmentación en zonas de mineral, con la aplicación del explosivo de alta energía Vistis 250, para reducir los costos en el proceso de chancado y molienda, en el tajo Ferrobamba, Las Bambas 2017.

• Hipótesis específica.

- Se determinará la fragmentación en zonas de mineral, con la aplicación de la mezcla explosiva Fortis Extra y Vistis 250 en función del diseño de malla de perforación y diseño de carga explosiva.
- Se determinará la influencia de la fragmentación del mineral, en el proceso de chancado y molienda, usando la mezcla explosiva Fortis Extra y Vistis 250.
- Se determinará la influencia de la fragmentación, en los costos del proceso de chancado de mineral, usando las mezclas explosivas Fortis Extra y Vistis 250.

3.4. Tipo y diseño de la investigación.

3.4.1. Tipo de investigación.

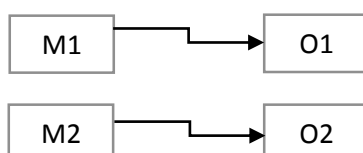
Por el tipo de investigación, el presente estudio reúne las condiciones metodológicas de una investigación DESCRIPTIVA – CORRELACIONAL, debido a que describe los hechos como son observados y estudia la relación entre los variables dependientes e independientes.

3.4.2. Diseño de la investigación.

El diseño de investigación corresponde descriptivo comparativo, al respecto Vento, refiere que el objetivo del diseño comparativo es comparar las realidades de diversos conjuntos.

En esta investigación se considera a las dos unidades productivas para observar sus procesos y luego obtener apreciaciones, los cuales conducirán a la utilización de mezclas explosivas de alta energía para optimizar la fragmentación en los procesos de voladura en zonas de mineral con la finalidad de reducir el costo en el consumo de energía en el proceso de chancado y molienda del mineral.

El esquema del diseño es como sigue:



Donde:

- M1 y M2: muestras.
- O1 y O2: observaciones.

Este diseño parte de la consideración de dos o más investigaciones descriptivas; esto es, recolectar información relevante en varias muestras con respecto a un mismo fenómeno o aspecto de interés y luego caracterizar este fenómeno en base a la comparación de los datos recogidos, pudiendo hacerse esta comparación en los datos generales o en una categoría de ellos.

3.5. Población y muestra.

3.5.1. Población.

La población de esta investigación es el Tajo Ferrobamba de la Mina Las Bambas.

3.5.2. Muestra.

Las muestras a las que se les hará el seguimiento son los frentes de minado de los proyectos de voladura en zonas de mineral a través del análisis de fragmentación.

3.6. Procedimiento de la investigación.

A continuación, sintetizaremos en una tabla los distintos procedimientos que ha seguido la investigación:

Tabla 38. *Procedimiento de investigación.*

Procedimiento	Descripción	Actividades	Actores
Delimitación del problema de estudio	Definir el objeto de estudio y escoger una metodología adecuada al mismo	Revisión de investigaciones anteriores	Investigador Tutor
Revisión teórica	Ubicar el objeto de estudio en el marco del conocimiento desarrollado en el área	Consulta de fuentes hemerográficas, bibliográficas y digitales	Investigador
Elaboración de instrumento	Establecer criterios organizados de los datos que se necesitan para la investigación	Elaboración de procedimientos para la recopilación de información	Investigador Expertos para validar el instrumento
Aplicación de instrumento	Acercarse a la realidad a través de la recolección de datos	Aplicar procedimientos	Investigador



Análisis de datos	Agrupar resultados de acuerdo con los resultados que permitan inferir la situación real de la cuestión	Aplicación de equipos (Portametric y Microtrap)	Investigador
Redacción de conclusiones	Extraer resultados de investigación y ordenarlos en un todo coherente y comprensible	Elaboración y compaginación del informe final	Investigador

Fuente: Elaboración propia



CAPÍTULO IV RESULTADOS.

4.1. Descripción de los resultados.

4.1.1. Descripción de la propuesta.

Las pruebas con el explosivo de alta energía denominado Vistis 250, se realizó en el tajo Ferrobamba en las distintas zonas de mineral del mismo como: Mini Tajo, Jahuapaylla intermedia y Jahuapaylla baja en sus distintos niveles previa coordinación con los responsables del área de perforación y voladura de la empresa MMG LIMITED, Donde la malla de perforación es de 6.0 m x 7.0 m (Burden x Espaciamiento), predominan la presencia de distintas litologías cuyas propiedades geomecánicas son como se muestra en la tabla (39):

Propuesta del parámetro y diseño de carguío con el explosivo vistis 250:

- Explosivo: Vistis 250
- Diámetro de Taladros: 12 ¼ pulg.
- Burden x Espaciamiento: 6.0 m x 7.0 m
- Altura de Taladro: 15 m
- Sobre perforación = 1.5 m
- Taco = 6.5 m (gravilla)
- Factor de Potencia = 0.63 kg/ton
- Iniciación Doble Booster, de acuerdo al diseño de carguío.
- Aplicación de tiempos cortos, de acuerdo al diseño de retardos.

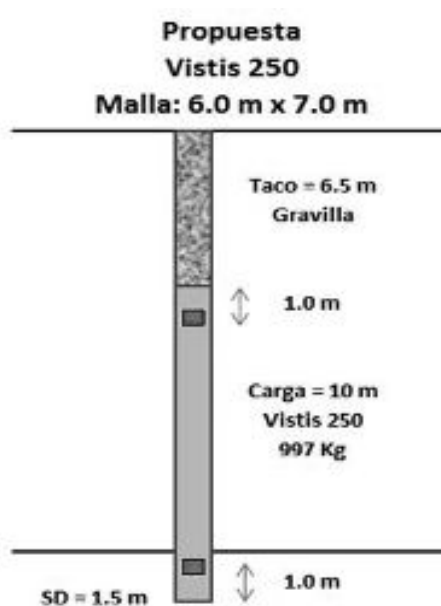


Figura 70. Propuesta de carguío vistis 250.

Fuente: perforacion y voladura Las bambas – MMG limited

Tabla 39. Propiedades geomecánicas del macizo rocoso de las distintas litologías del Tajo Ferrobamba.

LITOLOGIA		CODIGO	UCS (Mpa)			RQD (%)			Modulo Young (GPa)			Modulo Poisson			Res.a la tracción (MPa)
			Min	Mean	Max	Min	Mean	Max	Min	Mean	Max	Min	Mean	Max	Mean
40	Exoskarn	SK	87.76	131.86	175.96	68.45	82.18	95.91	31.55	102.34	173.14	0.12	0.18	0.24	4
47	Mármol	MBL	124.86	152.85	180.84	71.16	78.59	86.02	51.19	73.09	94.99	0.21	0.27	0.34	4
48	Mármol	MBC	73.74	142.75	211.76	75.58	84.11	92.64		82.79			0.32		4
50	Endoskarn	ENDO	111.91	167.74	223.57	68.23	82.11	95.99		-			-		4
62	Brecha de Contacto	BX	42.59	75.92	109.25	26.51	45.37	64.23		-			-		4
76	Monzonita Biotítica	MZB	166.26	197.62	228.98	51.64	67.32	83.00		78.14			0.28		6
77	Monzonita Horbléndica	MZH	134.2	187.8	241.4	64.86	77.1	89.34		85.3			0.19		6
78	Monzonita Máfica	MZM	121.3	172.42	223.54	69.54	78.73	87.92		78.14			0.32		6
79	Monzonita Quarcífera	MZQ	188.78	215.52	242.26	68.00	74.62	81.24	76.41	85.49	94.56	0.13	0.21	0.29	5
86	Monzonita Biotítica Fina	MBF	177.62	208.89	240.16	59.61	70.94	82.27							6

Fuente: Las bambas – MMG limited (Área de geomecánica)

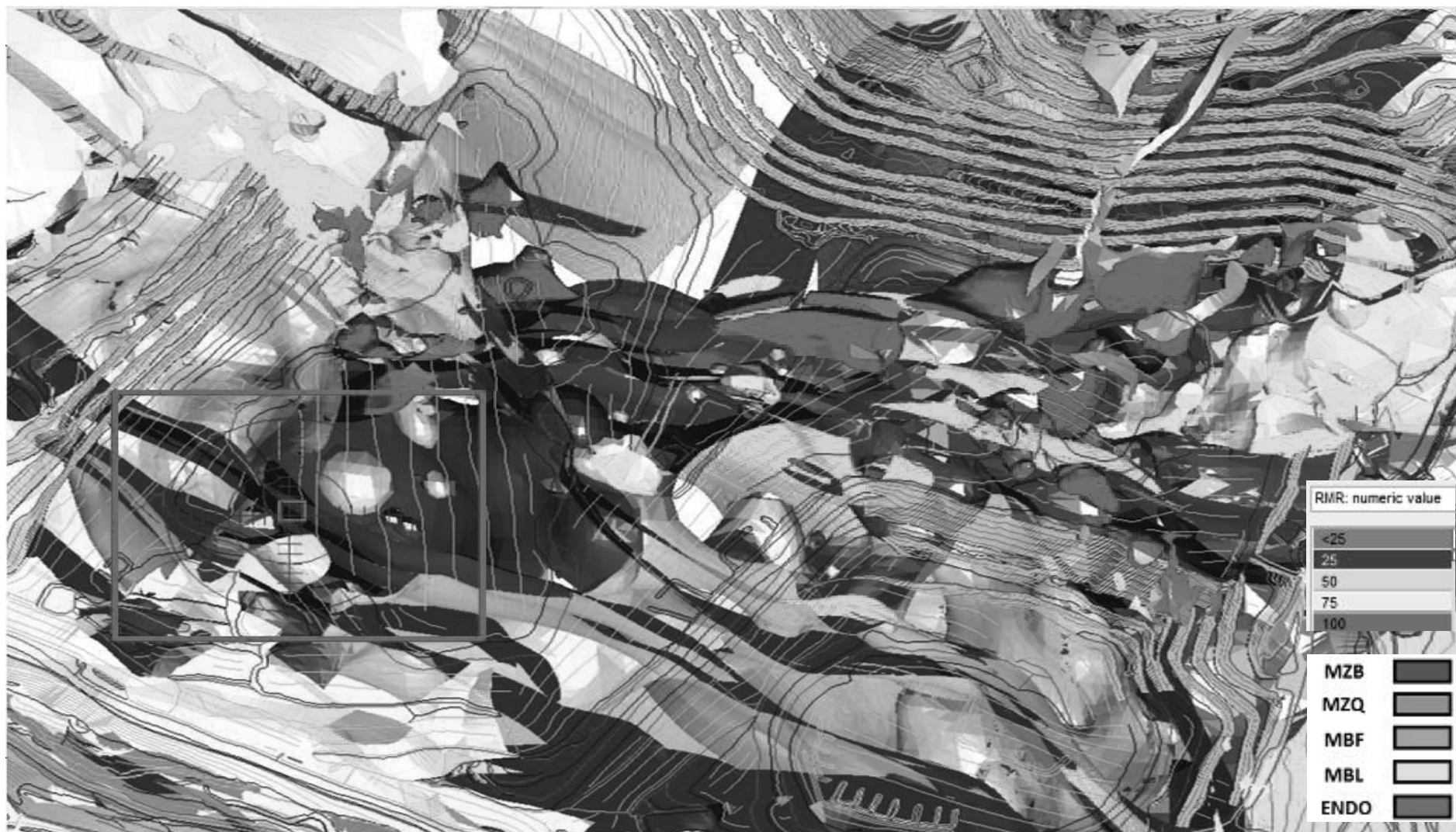


Figura 71. Zonificación de la litología en el Tajo Ferrobamba
Fuente: Las bambas – MMG limited (Área de geomecánica)

4.1.2. Propuestas involucradas en el proceso en la mejora de la fragmentación.

En el inicio de la metodología se identifican los target de fragmentación y variables relevantes del proceso, si bien en esta primera etapa no se realiza una optimización de los diseños de voladura, la aplicación de un producto más energético permitirá incrementar la fragmentación, en búsqueda de incrementar el procesamiento de mineral en la planta de conminución. A continuación, un esquema que identifica los procesos involucrados durante la realización de las pruebas.



Figura 72. Esquema de procesos involucrados en la mejora de la fragmentación.
Fuente: Las bambas – MMG limited (Área de perforación y voladura)

Para obtener una buena fragmentación están involucrados los siguientes procesos: Diseño, perforación, voladura y geomecánica, un buen diseño de los parámetros del banco como la altura del banco, burden, espaciamiento en el diseño de la malla de perforación, utilizar el adecuado diámetro de los pozos de perforación, utilizando una adecuada mezcla explosiva y conociendo las características del macizo rocoso, nos llevara a lograr obtener una buena fragmentación.

La voladura, es aquel capaz de lograr una buena fragmentación, con niveles de vibraciones que no perjudiquen las paredes ni la estabilidad de los taludes, y que asimismo, es capaz de no emitir gases nitrosos o contaminantes al medio ambiente, por otro lado, existen otras variables de medición, como un análisis visual a través de los llenados de las tolvas de los camiones, de los tiempos de carguío de las palas, después del análisis de fragmentación después de la voladura a través de software de voladura.

4.1.3. Medición de Velocidad de detonación (VOD) – Vistis 250.

En coordinación del Orica 1, se procedió a la instalación de equipos para la medición de VOD, en la zona de Minitajo el nivel 3795-42 en el taladro ID: 420, donde se procede hacer un corto circuito en el cable resistivo o Probecable, y colocando en el Booster y aislando con cinta aislante se procede con el carguío, una vez que termina el proceso de carguío se



empalma y se tiende con el cable coaxial y instala en un lugar seguro con el equipo Micro Trap.

La Velocidad de Detonación (VOD) es registrada con el MICRO TRAP. Para obtener un registro, se debe seguir los siguientes pasos:

- En el proyecto de disparo, Identificar el taladro en el cual se desea realizar la medición.
- Evaluar las condiciones del taladro (presencia de agua) para conocer los cuidados a tener con el cable de pruebas.
- Introducir en el taladro a medir el PROBECABLE de resistencia 10.8 ohm/m; cuya velocidad de quemado (al momento de la detonación de la carga explosiva), es transmitida al Micro Trap, a través del cable RG 58, y es traducida en VOD.
- Registro de la VOD en el Micro Trap.

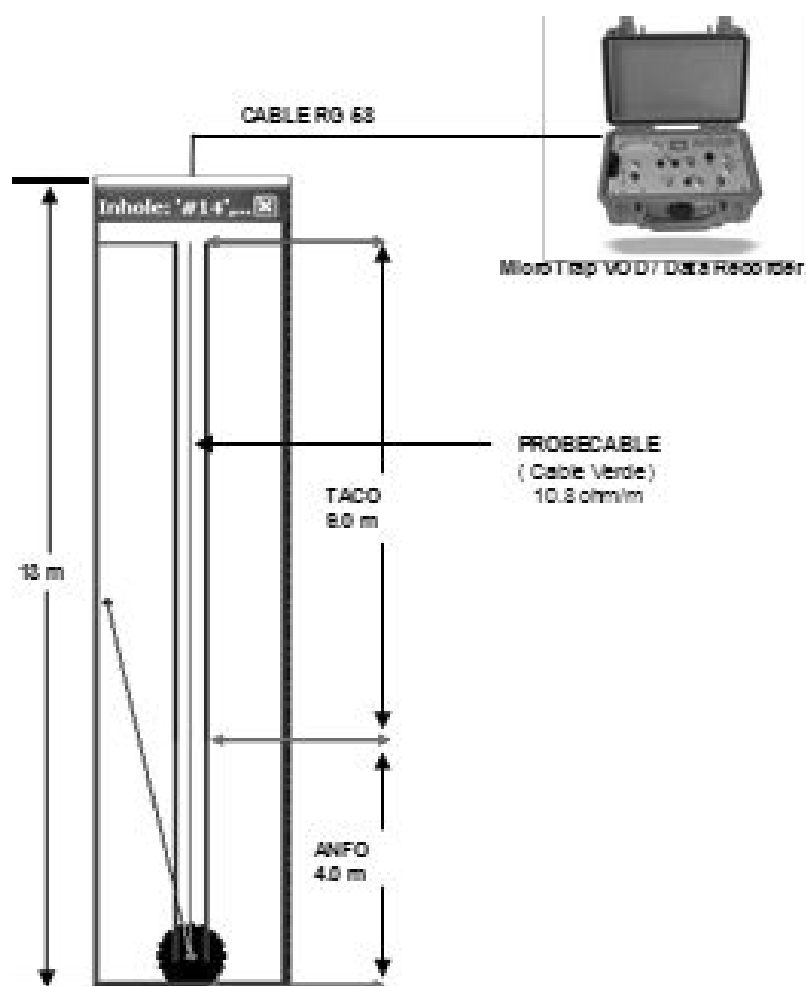


Figura 73. Esquema de prueba.
Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.



Figura 74. Instalación de Equipo Micro Trap.
Fuente: Elaboracion propia.

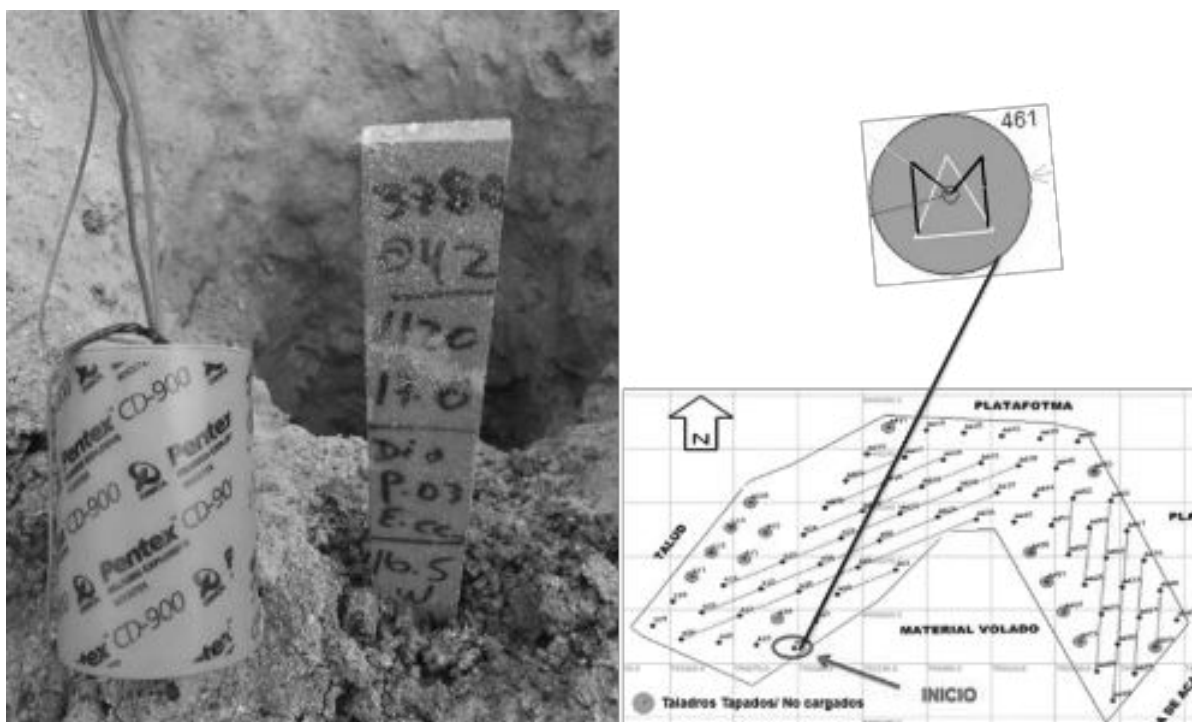


Figura 75. Instalación del cable resistivo en el taladro.
Fuente: Elaboracion propia.

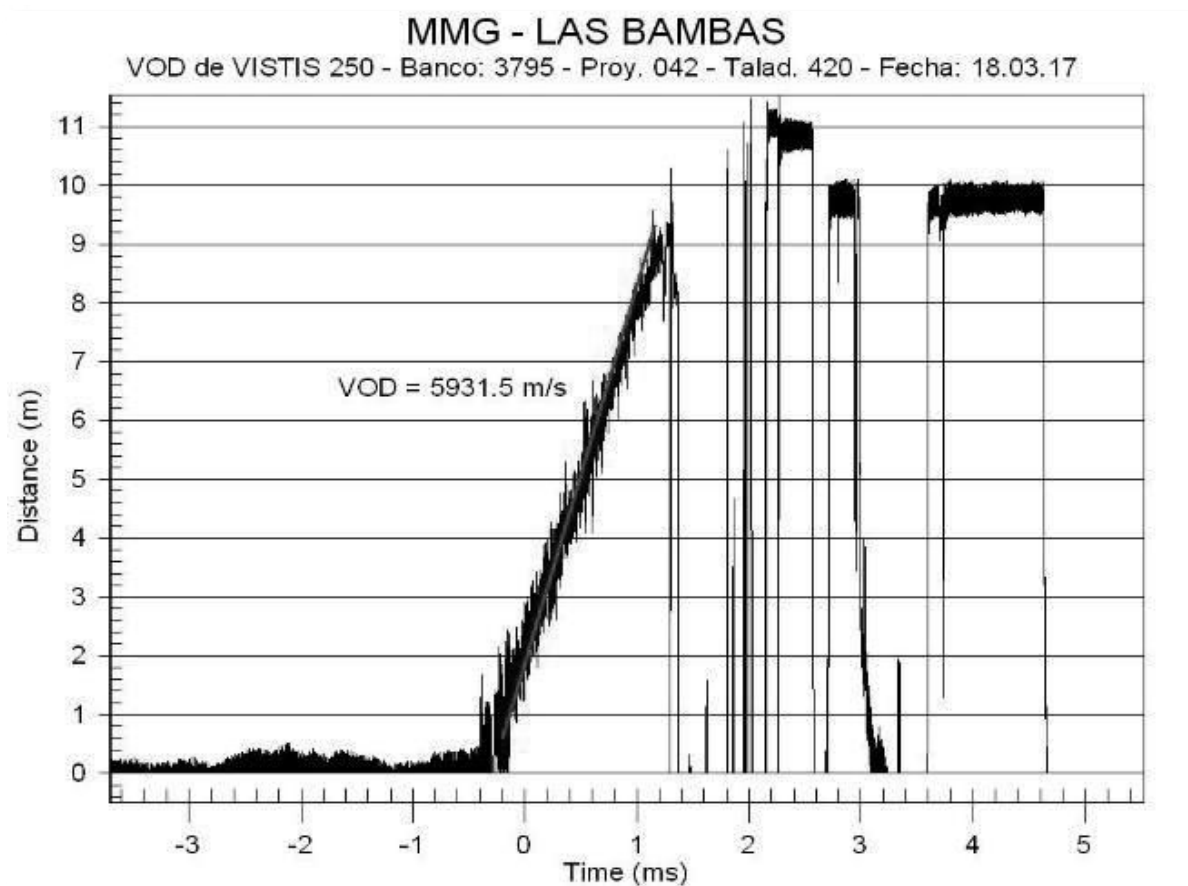


Figura 76. VOD alcanzado con el explosivo VISTIS 250 = 5931.5 m/s
Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

4.1.3.1 Resultado de la velocidad de detonación (VOD) del explosivo Vistis 250.

El valor del VOD del explosivo Vistis 250 según ficha técnica se debe encontrar en un rango de (5400 – 6200) m/s.

Las pruebas realizadas para la obtención de la velocidad de detonación (VOD) del Vistis 250 y las distintas mezclas explosivas utilizadas en el mes de marzo, se muestran en el siguiente gráfico.

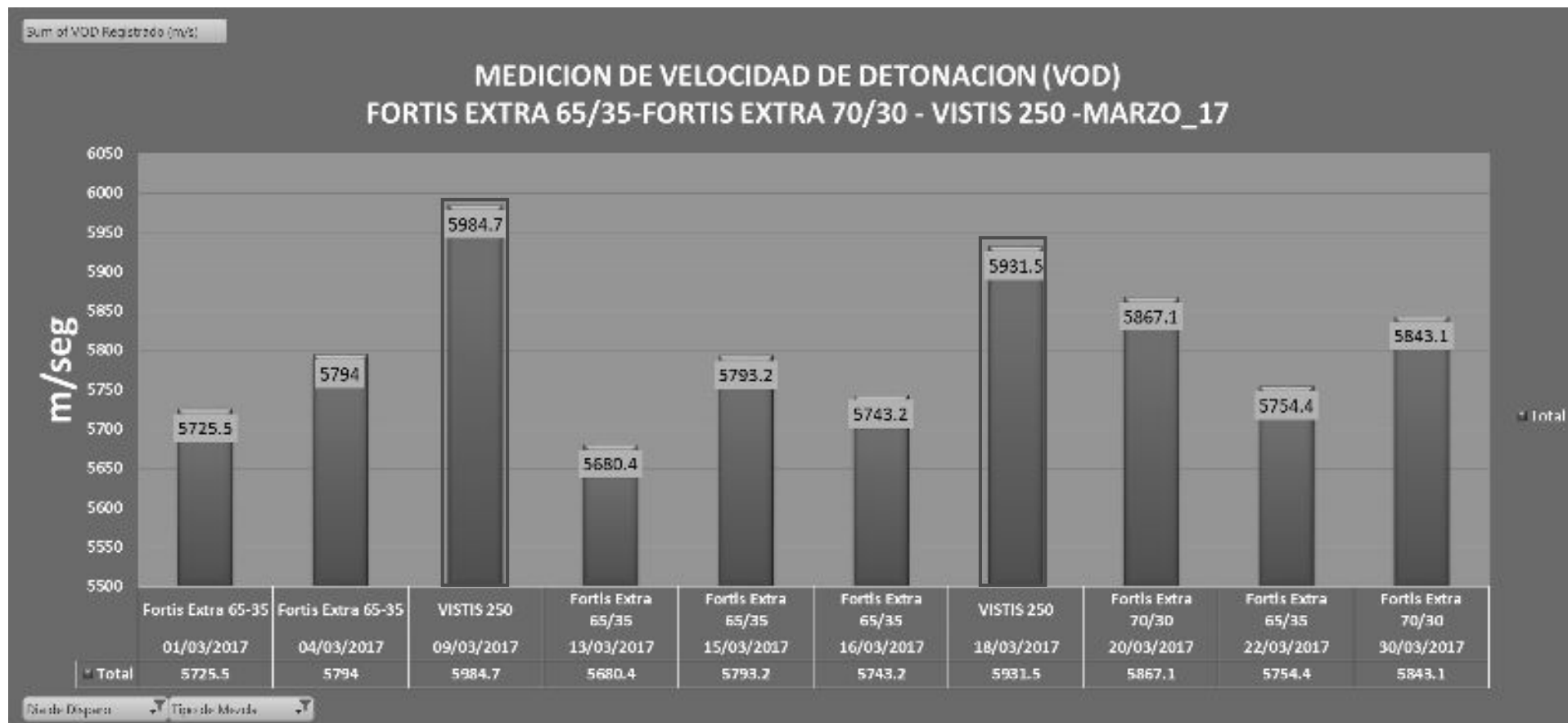


Figura 77. Medición de velocidad de detonación (VOD) mes de marzo.
Fuente: Elaboración propia.

En el gráfico se observa la medición del VOD de las distintas mezclas explosivas utilizadas en el mes de marzo, para la mezcla explosiva Fortis Extra está en un promedio de $VOD = 5774.87$ y para el Vistis 250 un promedio de $VOD = 5958.50$ donde se puede observar que la calidad y rendimiento del explosivo Vistis 250 es superior al Fortis Extra, estos resultados se encuentran dentro del rango especificado en las fichas técnicas.

4.1.4. Seguimiento y control de calidad Vistis 250.

Para el seguimiento y control de calidad en campo del explosivo vistis 250 se verifica que los MMU, estén calibrados y estén inyectando la cantidad adecuada de solución de nitrito de sodio y los demás agentes de voladura.

Como control de calidad del explosivo se procede a realizar el procedimiento para determinar la densidad del explosivo en el segundo taladro de cada viaje, donde la densidad inicial del vistis 250 es de 1.37 gr/ cm³ y la densidad final 1.20 gr/ cm³ como se muestran a continuación:

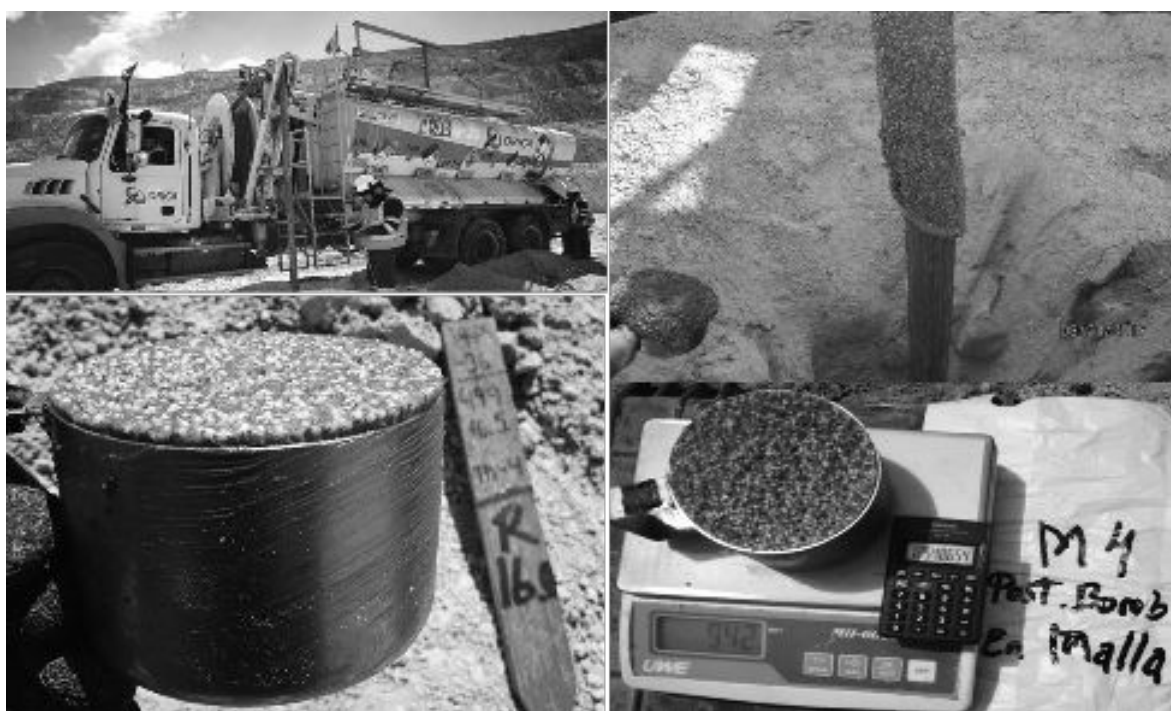


Figura 78. Control de calidad en campo, control de densidad del explosivo.
Fuente: Elaboración propia.

4.1.4.1. Curva de gasificación del explosivo Vistis 250.

La curva de gasificación del explosivo vistis 250 se determina de la siguiente manera:

- **Instrumentos y equipos.**
 - ✓ Balanza analítica.
 - ✓ Calculadora.
 - ✓ Vaso volumétrico (750 cm³)
 - ✓ Espátula
- **Procedimiento.**
 - ✓ Pesar el vaso volumétrico vacío y “tarar”.
 - ✓ Espere a que el MMU haya vaciado producto en el segundo taladro por un lapso de 5 segundos, luego proceda a llenar el vaso volumétrico con la mezcla explosiva durante el carguío del taladro y asegúrese que la mezcla se encuentre

confinada. Para ello proceda a llenarlo en tres (3) partes, es decir, un golpe en el fondo del vaso cada 1/3 de su capacidad.

- ✓ Terminado de cargar el vaso, proceda a enrasar la muestra con la espátula, limpie la parte externa del vaso y coloque en la balanza para verificar su peso.
- ✓ Registre los datos en la planilla de control. Tome una segunda muestra, si el valor se encuentra dentro del rango de densidades conforme, registre tal valor. De lo contrario informe al operador de camión para que regule la mezcla hasta llegar a la densidad óptima.
- ✓ Cada 5 min se procede a enrasar la muestra tomada y realizar el cálculo de su densidad hasta llegar a un tiempo de 30 min de esta manera obtenemos la curva de gasificación.

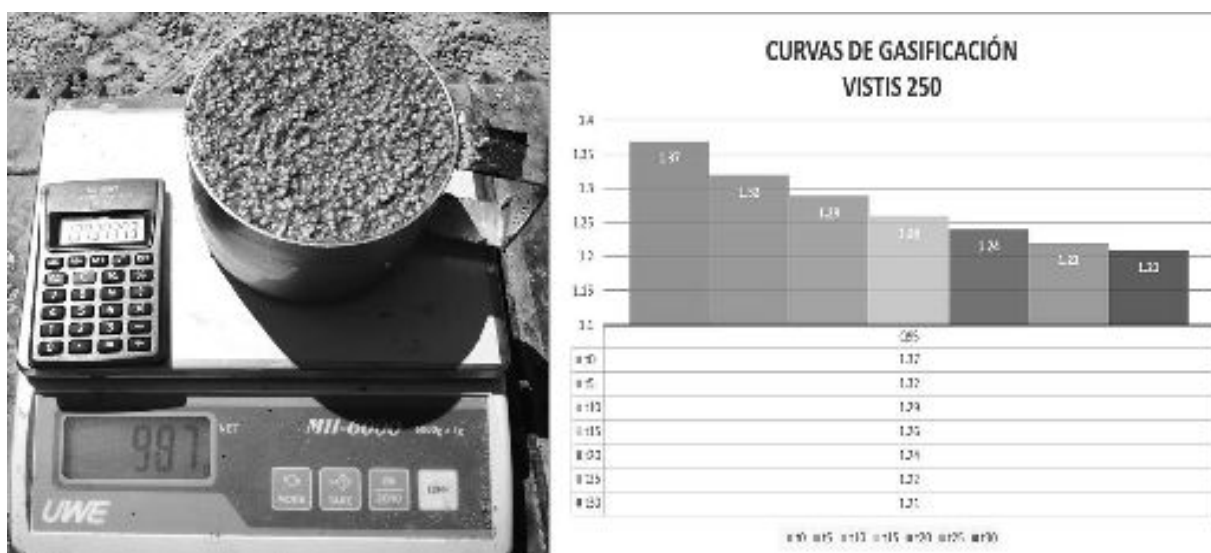


Figura 79. Medición de densidad explosivo VISTIS250
Fuente: Elaboración propia.

En el gráfico se observa que la densidad inicial del Vistis 250 en un tiempo $t=0$ es de 1.37 gr/cm³ y en un tiempo $t=30$ min su densidad final es de 1.21 gr/cm³, cuyos resultados se encuentran dentro del rango que establece las fichas técnicas.

4.1.5. Resultado de Voladura con la aplicación de explosivo de alta energía Vstis 250.

4.1.5.1. Resumen de días de disparo con explosivo de alta energía Vistis 250 en el periodo de prueba (enero 2017 – marzo 2017).

Con el objetivo de aumentar el porcentaje de finos generados en la voladura, Orica propone usar la mezcla explosiva altamente energética Vistis 250, Vistis 250 es una mezcla explosiva gasificable para taladros con agua con contenido de XP (aluminio).

- El 05 de enero se realiza y prueba piloto y calibración de camión fábrica de Vistis 250, en 10 taladros.

- El carguío y evaluación se inicia el 07 de enero. En enero se realizan 6 disparos en el nivel 3810, disparándose en ese mes 166 taladros.

Tabla 40. Resumen de las pruebas realizadas – ENERO 2017

Día de Disparo	Nivel	Proyecto	Explosivo	Día de Carguío	Nro Taladros	kilos Explosivo
05/01/2017	3810	proyecto_68	VISTIS 250	05/01/2017	10	7,430
07/01/2017	3810	proyecto_73	VISTIS 250	06/01/2017	17	14,920
				07/01/2017	9	6,830
09/01/2017	3810	proyecto_75	VISTIS 250	08/01/2017	28	18,150
13/01/2017	3810	proyecto_74	VISTIS 250	12/01/2017	25	15,610
15/01/2017	3810	proyecto_83	VISTIS 250	14/01/2017	20	18,330
28/01/2017	3810	proyecto_91	VISTIS 250	27/01/2017	26	18,185
29/01/2017	3810	proyecto_76	VISTIS 250	28/01/2017	23	15,220
				29/01/2017	8	6,570
Total general					166	121,245

Fuente: Elaboración propia.

- En el mes de febrero, por falta de área en el Minitajo, tan solo se realizan 2 disparos: uno en el nivel 3795 (12 taladros) y en el nivel 4050 (19 taladros), disparándose en total 31 taladros.

Tabla 41. Resumen de las pruebas realizadas – FEBRERO 2017

Día de Disparo	Nivel	Proyecto	Explosivo	Día de Carguío	Nro Taladros	kilos Explosivo
15/02/2017	3795	proyecto_51	VISTIS 250	14/02/2017	12	9,416
26/02/2017	4065	proyecto_20	VISTIS 250	25/02/2017	19	17,821
Total general					31	27,237

Fuente: Elaboración propia.

- En marzo se realizaron 7 disparos, en los niveles 3780 y 3795, disparándose en total 349 taladros.

Tabla 42. Resumen de las pruebas realizadas – MARZO 2017

Día de Disparo	Nivel	Proyecto	Explosivo	Día de Carguío	Nro Taladros	kilos Explosivo
05/03/2017	3795	proyecto_74	VISTIS 250	04/03/2017	68	55,480
				05/03/2017	16	13,708
09/03/2017	3795	proyecto_76	VISTIS 250	08/03/2017	53	48,860
15/03/2017	3795	proyecto_81	VISTIS 250	14/03/2017	18	14,995
18/03/2017	3780	proyecto_42	VISTIS 250	18/03/2017	20	14,000
		proyecto_44	VISTIS 250	18/03/2017	17	13,072
19/03/2017	3795	proyecto_88	VISTIS 250	18/03/2017	49	42,089
20/03/2017	3795	proyecto_92	VISTIS 250	20/03/2017	51	42,293
28/03/2017	3780	proyecto_46	VISTIS 250	27/03/2017	57	28,834
Total general					349	273,331

Fuente: Elaboración propia.



Disparándose durante el periodo 536 taladros. En un inicio se mantuvieron los parámetros de diseño de perforación y voladura, reemplazando únicamente la mezcla explosiva, la 4ta y 5ta voladura se realizaron con el diseño de taco 7.0 m (aumento de taco de 0.50 m) para controlar la eyección y poder disminuir el radio de despeje de equipos de 300 m a 250 m, asimismo, se han evaluado y modificado las secuencias de voladura para este fin. Se delimitaron zonas para el carguío con Vistis 250 dentro de proyectos de mineral en la zona de Minitajo en el nivel 3810, esto de acuerdo a la capacidad de carguío del MMU Q-95 de aproximadamente 30 a 40 taladros por día. Se evitó cargar zonas de contorno y crestas donde la carga explosiva es menor. En todas las voladuras se observa mayor esponjamiento y no se observa presencia de gases nitrosos de las zonas cargadas con Vistis 250.

4.1.5.2. Análisis de las voladuras realizadas con la mezcla explosiva Fortis Extra y Vistis 250 – enero 2017.

- En el mes de enero del 2017 se dispararon un total de 6 095 taladros con la mezcla explosiva fortis extra, empleándose 4 452 TM de dicha mezcla explosiva en las distintas mezclas trabajadas, disgregando tenemos el siguiente consumo de materias primas, 3 146 TM de emulsión, 1 228 TM de nitrato de amonio, 24 420 Galones de diésel.
- En el mes de enero del 2017 se dispararon un total de 166 taladros con la mezcla explosiva Vistis 250, empleándose 121 TM de dicha mezcla explosiva, disgregando tenemos el siguiente consumo de materias primas, 79 TM de emulsión, 30 TM de nitrato de amonio y 12 TM de aluminio.

4.1.5.2.1. Reporte de voladura electrónica MINI TAJO 3810 – 073 (07/01/17) – Vistis 250.

- **Antecedentes.**
 - ✓ Total, taladros cargados en zona de Mineral: 68 taladros cargados por Orica con detonadores electrónicos I-kon II.
 - ✓ El proyecto fue cargado con vistis 250 y fortis extra.
 - ✓ Secuencia de salida: en Filas largas en “v” en dirección al material volado
 - ✓ Se coordinó con el personal de MMG-Las Bambas, tiempo entre taladros: 2 ms y tiempo entre filas: 200 ms.
 - ✓ Se realizó el carguío en el turno de noche y se culminó en el turno día.
 - ✓ No se tuvo corte de línea (Back Up).



- **Diseño de carguío de taladros.**

Orica Mining Services Perú S.A es encargada de realizar el carguío según diseño establecido por la Superintendencia de Perforación y Voladura de MMG Limited Las bambas.

El carguío de taladros es realizado mediante camiones fábrica por el sistema bombeable.

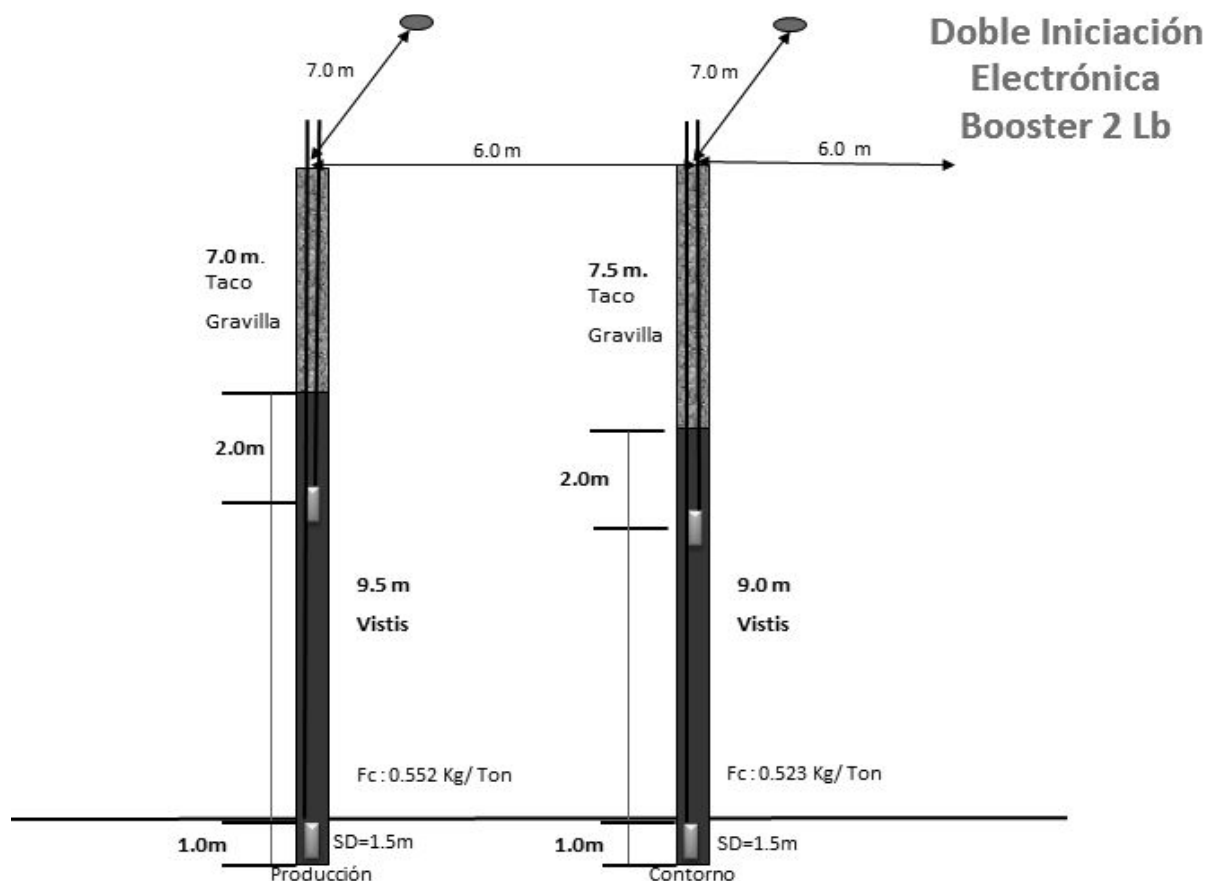


Figura 80. Diseño de carguío de taladros del proyecto 3810 – 073
Fuente: Las bambas – MMG limited (Área de perforacion y voladura)

- **Datos de disparo.**

Los datos de disparo son registrados por la empresa Orica Mining Service Perú S.A. para poder llevar un control de las características y accesorios de voladura utilizadas en un determinado proyecto disparado.

Tabla 43. Datos de disparo del proyecto 3810 - 73

Datos de Disparo		
Disparo	3810_073	
Diámetro (Pulg.)	12 1/4 pulg.	
Malla	Producción	
Burden (m) min/des	6	
Espaciamiento (m) min/des	7	
Cantidad de taladros cargados	68	
Taladros con 4 Ikon	00	
Taladros con 3 Ikon	00	
Taladros con doble Ikon	68	
Taladros con una prima	00	
I-Kon II programados	136	
Detonador No reply	00	
I-kon para precorte	00	
Cantidad de Back Up	00	
Voladura secundaria	00	
Consumo de I-Kon II (und)	136	
Tiempo de retardo (ms)	2/200	Entre taladros/filas

Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

- **Levantamiento de taladros y cierre de polígono.**

La figura 81 muestra el reporte de carguío los taladros perforados del proyecto 3810 – 073, en el cual se identifican los taladros que han sido cargados y los taladros tapados (no cargados), del mismo modo el polígono encerrado entre líneas especifica la zona cargada con explosivo de alta energía Vistis 250.



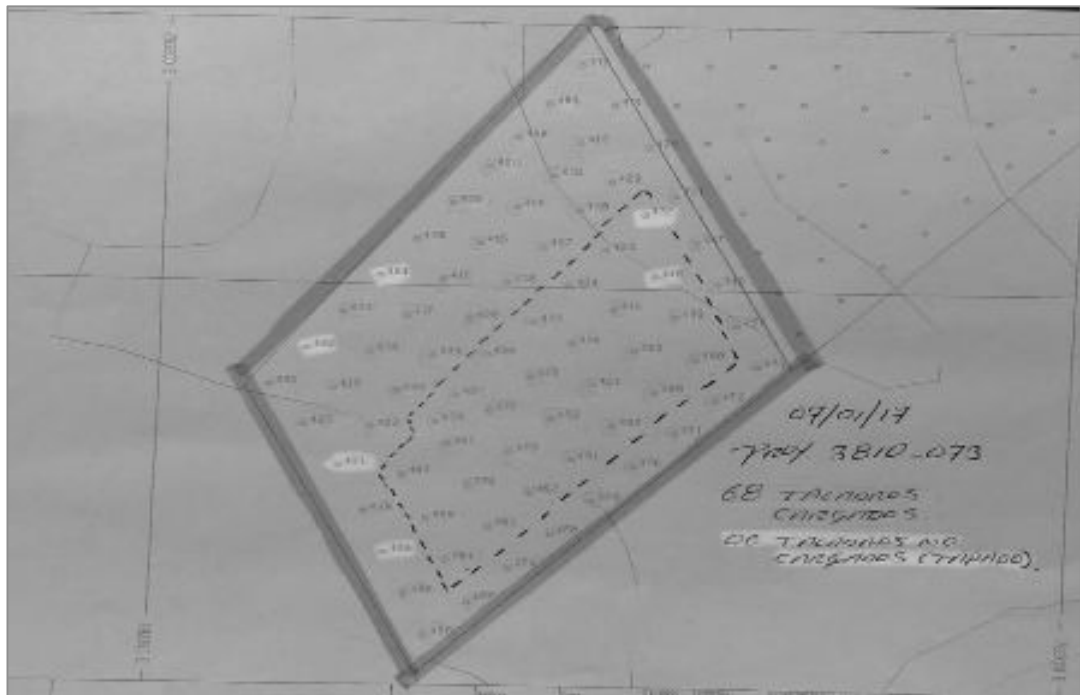


Figura 81. Levantamiento de taladros cargados
Fuente: Elaboracion propia.

- **Secuencia de voladura y movimiento de material**

La figura 82 muestra la secuencia de salida de la voladura (voladura en V) de la misma forma específica el inicio de voladura, la figura 83 indica la dirección del desplazamiento del material volado.

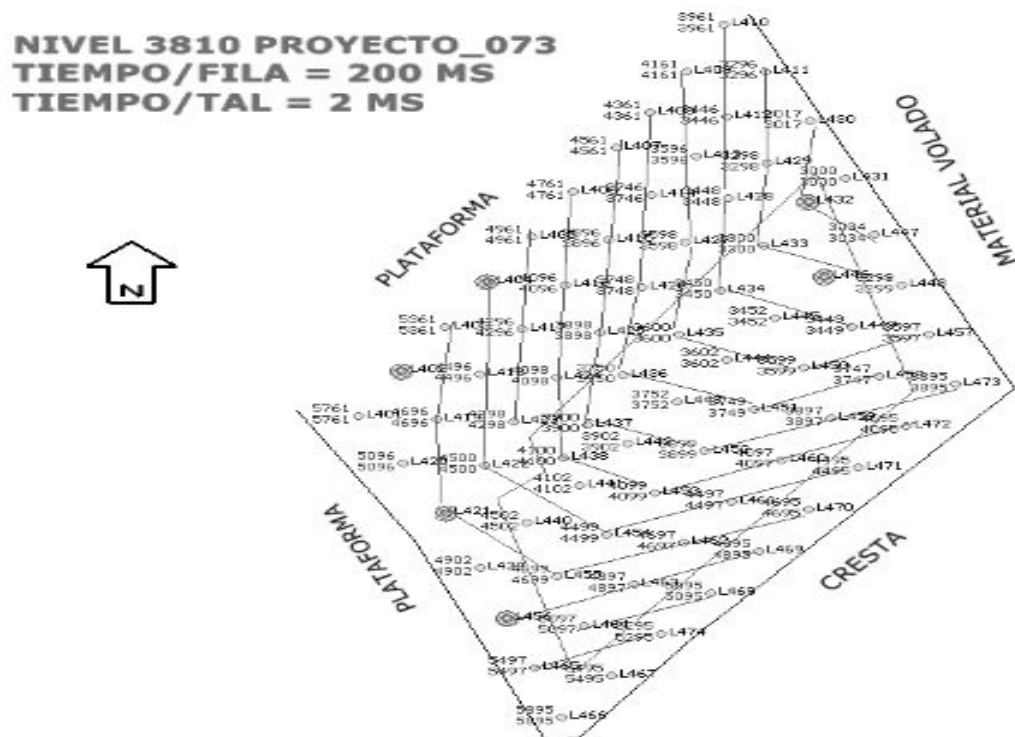


Figura 82. Secuencia de voladura en el proyecto 3810 – 073 (ver anexo 03 – lamina L01)
Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

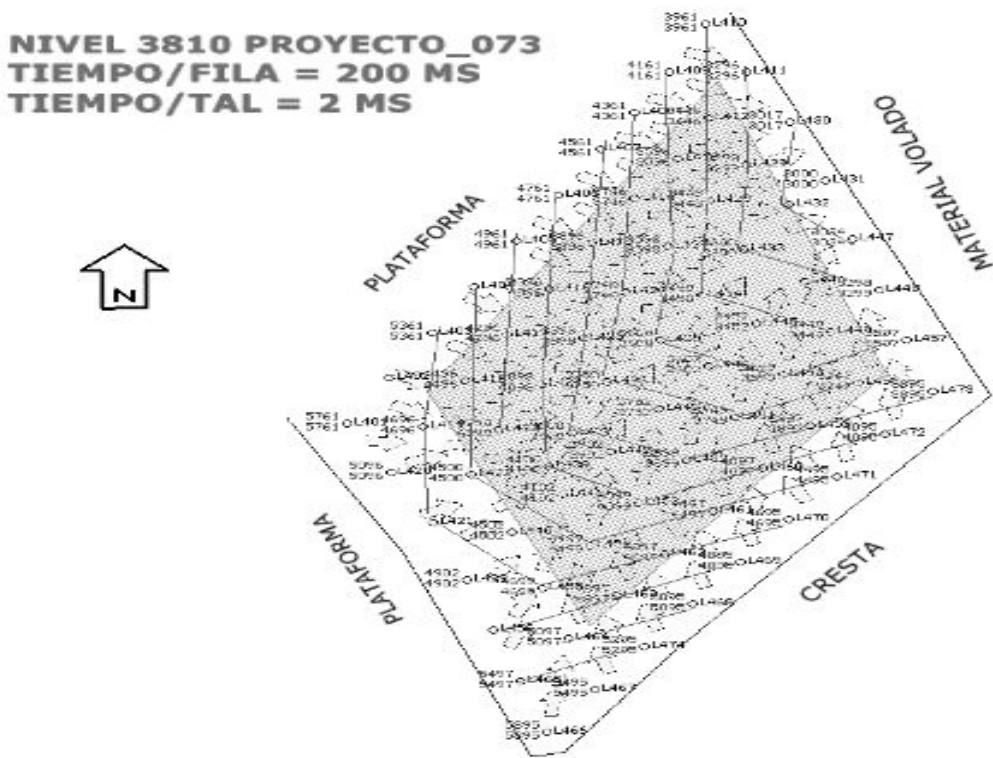



Figura 83. Dirección del movimiento de material volado (ver en anexo 03 – Lamina L03)
 Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

- **Reporte de Blaster 2400R**

En la figura 84 se puede observar el resumen del reporte de la voladura realizada en el proyecto 3810 – 072 – 073 del día 07/01/2017, en el cual indica el ID del logger utilizado, la cantidad de Ikon (detonadores) programados, caída de corriente y los errores que se pueden tener.



Printer Summary

Mine Site	Blast Date
Blast Location	Blast Time

SHOTPlus file reference 3810_072-073_Final.spf (Rev. 92)
 SHOTPlus title amsa

Started upload

Blast Report i kon® BLASTER 2400R SN: 00509 Version: 5.03a

Radio communication
 Operation Frequency: 469.45000 MHz
 Power: 1000 mWatt
 RX/TX: 100 %

Abort always

Fired: 07.Jan.17 am 11.36.45
 Loggers: 1 Total dets: 136

LOGGER ID: 1 DETS: 136 ERRORS: 0 Current: 1.0 mA SN: 003745 Version: 05.22k

Figura 84. Reporte de voladura del Blaster 2400R
 Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

4.1.5.2.2. Reporte de fragmentación en el frente 3810-072 (pala hidráulica 13 – 08/01/2017) – Vistis 250.

- **Ubicación de la pala 13 y el frente de minado.**

La figura 85 indica la ubicación del cargador en el plano de identificación de polígonos de los frentes de minado, la ubicación de cargadores y palas establece el área de planeamiento mina de acuerdo a los planes de minado.

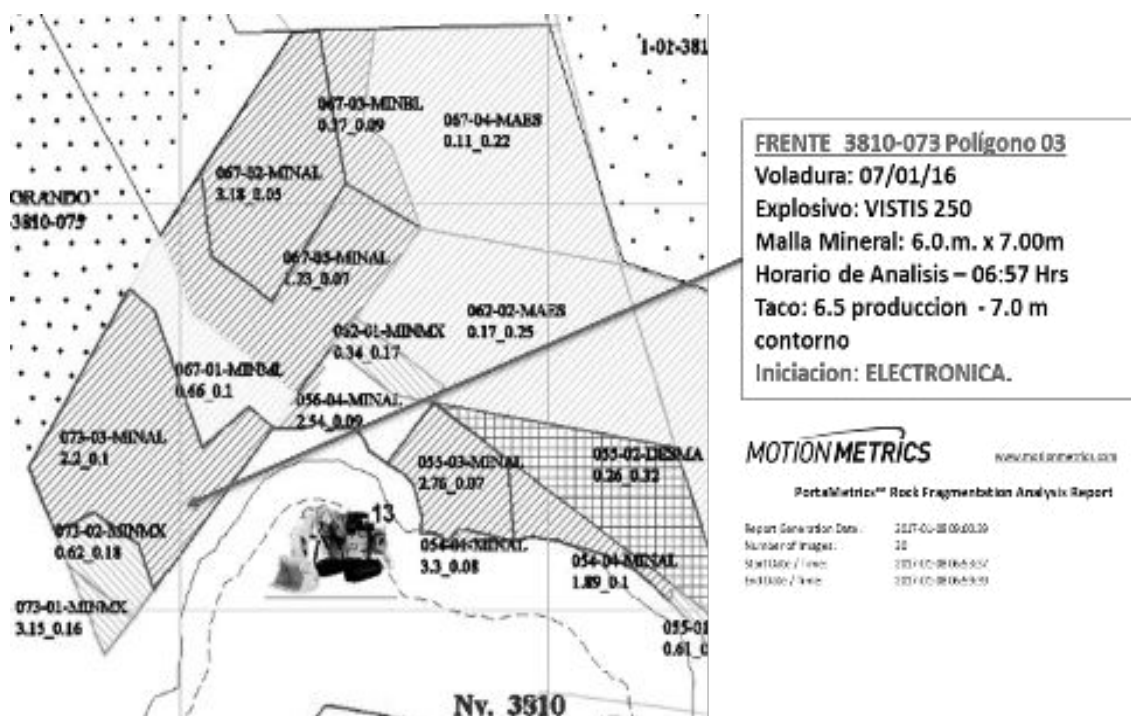


Figura 85. Ubicación del cargador en el frente de minado.

Fuente: Las bambas – MMG limited (Área de perforación y voladura)



Figura 86. Minado del polígono 3 del proyecto 3810 - 073 por el cargador 13.

Fuente: Elaboración propia.

- **Fotografías tomadas con el portametric para el análisis de fragmentación.**

A continuación, se muestra en la parte superior las fotografías tomadas por el equipo portametric para el análisis de fragmentación y en la parte inferior el análisis realizado por el equipo para posteriormente obtener resultados de los rangos de fragmentación.

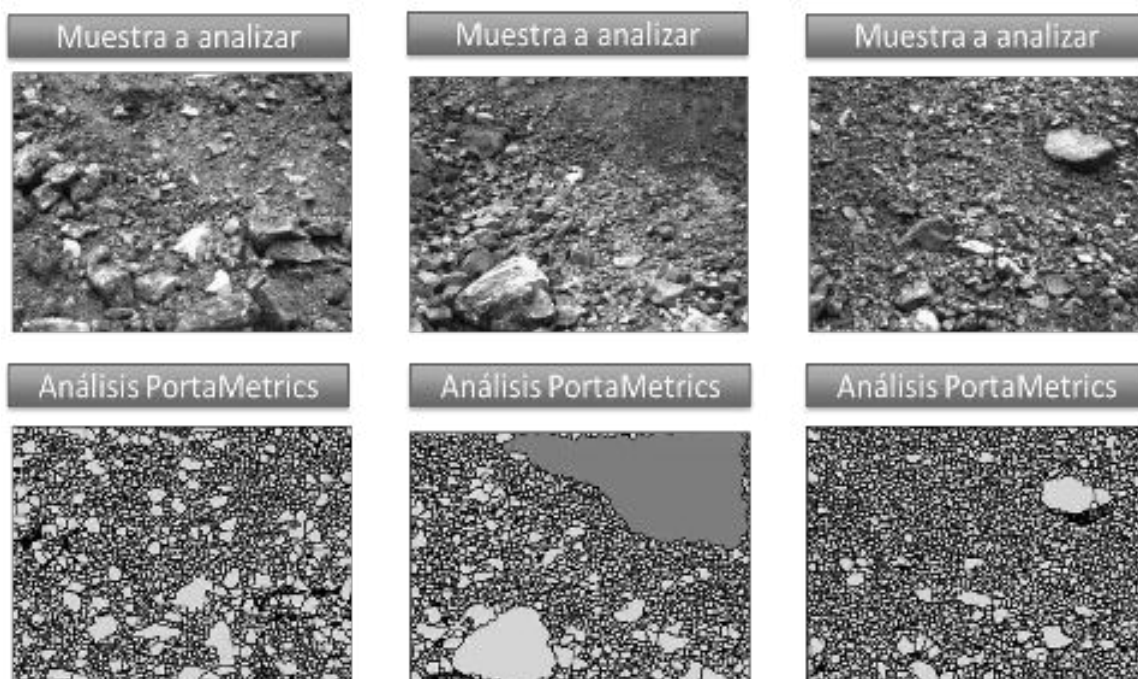


Figura 87. fotografías tomadas por el equipo portametric.
Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

- **Distribución de tamaños de fragmentos.**

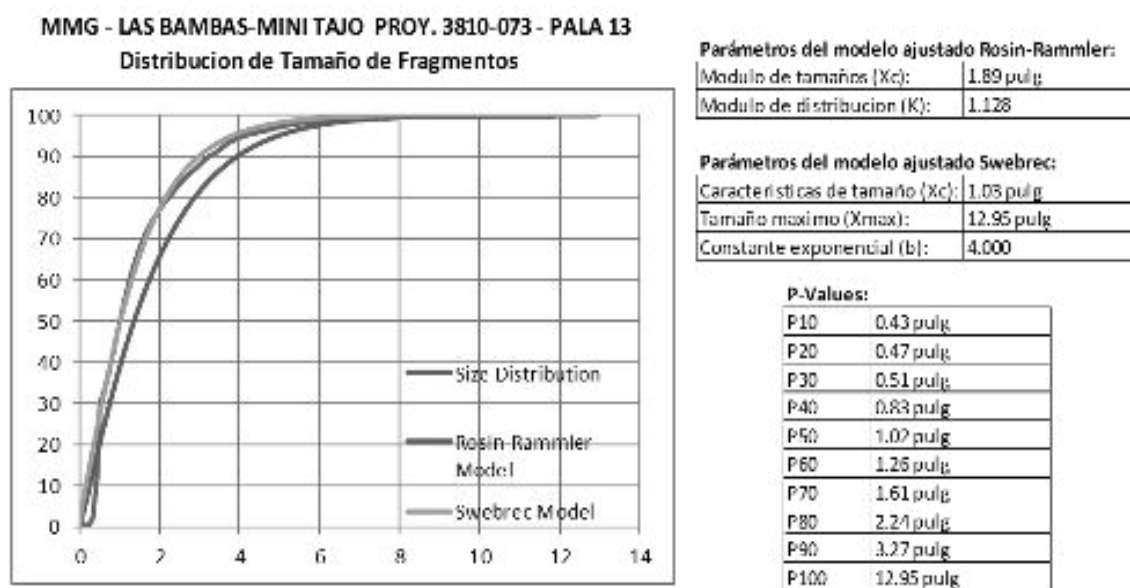


Figura 88. Distribución de tamaño de fragmento
Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

- **Histograma acumulativo.**

La figura 89, representa el histograma acumulativo según los rangos de tamaño de fragmentos en la voladura realizada, donde se puede observar el mayor porcentaje 48.89 % del material volado tiene un tamaño entre 0.00 – 1.00 pulg que representa el porcentaje de finos.

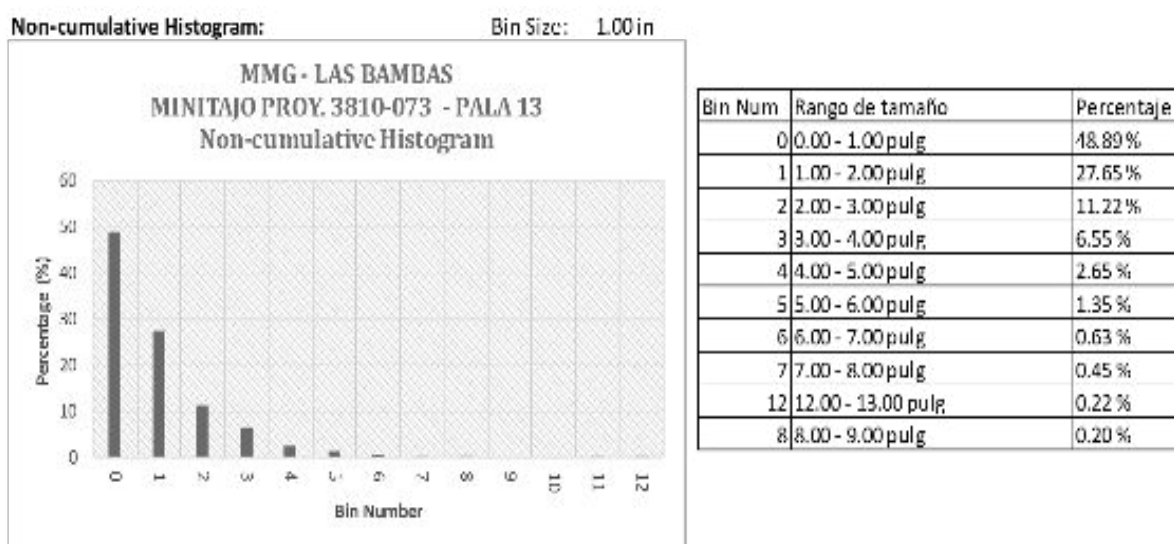


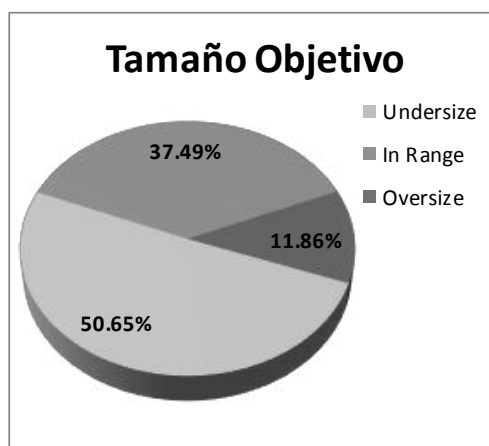
Figura 89. Histograma acumulativo del proyecto disparado 3810-073
Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

- **Parámetros de tamaño.**

Tabla 44. *Tamaño inferior 1 pulg. – rango – tamaño superior 3 pulg.*

Parámetros de tamaño objetivo y porcentajes

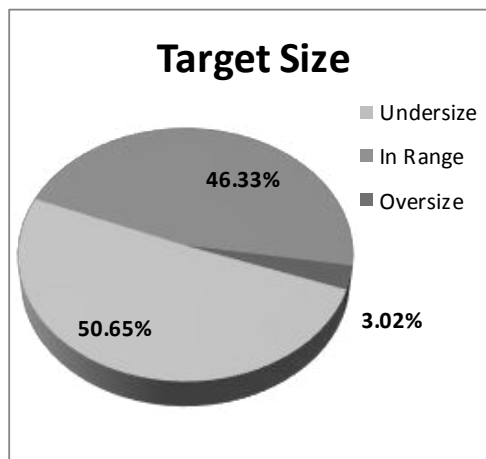
Umbral de tamaño inferior	1.0 pulg.	50.65 %
En el rango	> 1.0 pulg. y < 3.0 pulg.	37.49 %
Umbral de mayor tamaño	3.0 pulg.	11.86 %



Fuente: Orica Mining Services Perú S.A

Tabla 45. *Tamaño inferior 1 pulg. – rango – tamaño superior 5 pulg.***Parámetros de tamaño objetivo y porcentajes**

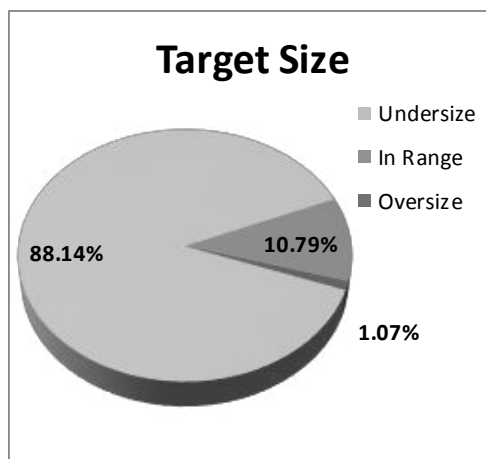
Umbral de tamaño inferior	1.0 pulg.	50.65 %
En el rango	> 1.0 pulg. y < 5.0 pulg.	46.33 %
Umbral de mayor tamaño	5.0 pulg.	3.02 %



Fuente: Orica Mining Services Perú S.A

Tabla 46. *Tamaño inferior 3 pulg. – rango – tamaño superior 7 pulg.***Parámetros de tamaño objetivo y porcentajes**

Umbral de tamaño inferior	3.0 pulg.	88.14 %
En el rango	> 3.0 pulg. y < 7.0 pulg.	10.79 %
Umbral de mayor tamaño	7.0 pulg.	1.07 %



Fuente: Orica Mining Services Perú S.A

4.1.5.2.3. Reporte de voladura electrónica Fortis Extra y Vistis 250 MINI TAJO 3810 – 069-076 (29/01/17).

- **Antecedentes.**

- ✓ Total, taladros cargados en zona de desmonte: 260 taladros cargados por Orica con detonadores electrónicos I-kon II.
- ✓ Secuencia de salida: en Filas Largas en “v” en dirección al material volado
- ✓ Se coordinó con el personal de MMG-Las Bambas, tiempo entre taladros: 2/7 ms y tiempo entre filas: 150/200/250/300 ms.
- ✓ Se realizó el carguío de taladros en el turno noche y turno día.
- ✓ Se realizó carguío de Vistis en 31 taladros.

- **Diseño de carguío de taladros.**

Orica Mining Service Perú S.A es encargada de realizar el carguío según diseño establecido por la Superintendencia de Perforación y Voladura de MMG Limited Las bambas.

El carguío de taladros es realizado mediante camiones fábrica por el sistema bombeable.

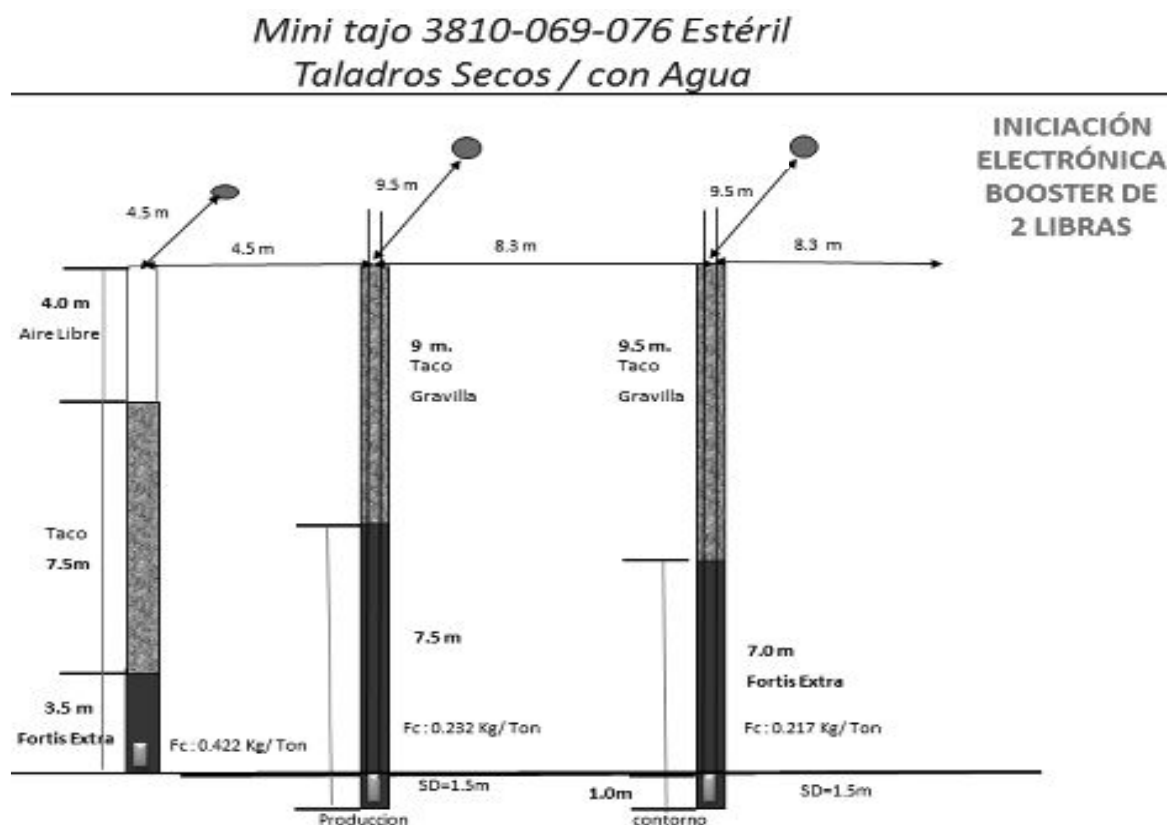


Figura 90. Diseño de carguío de taladros en zona estéril.
Fuente: Las bambas – MMG limited (Área de perforación y voladura)

Mini tajo 3810-076 (Fortis Extra) Mineral
Doble iniciación Taladros Secos / con Agua

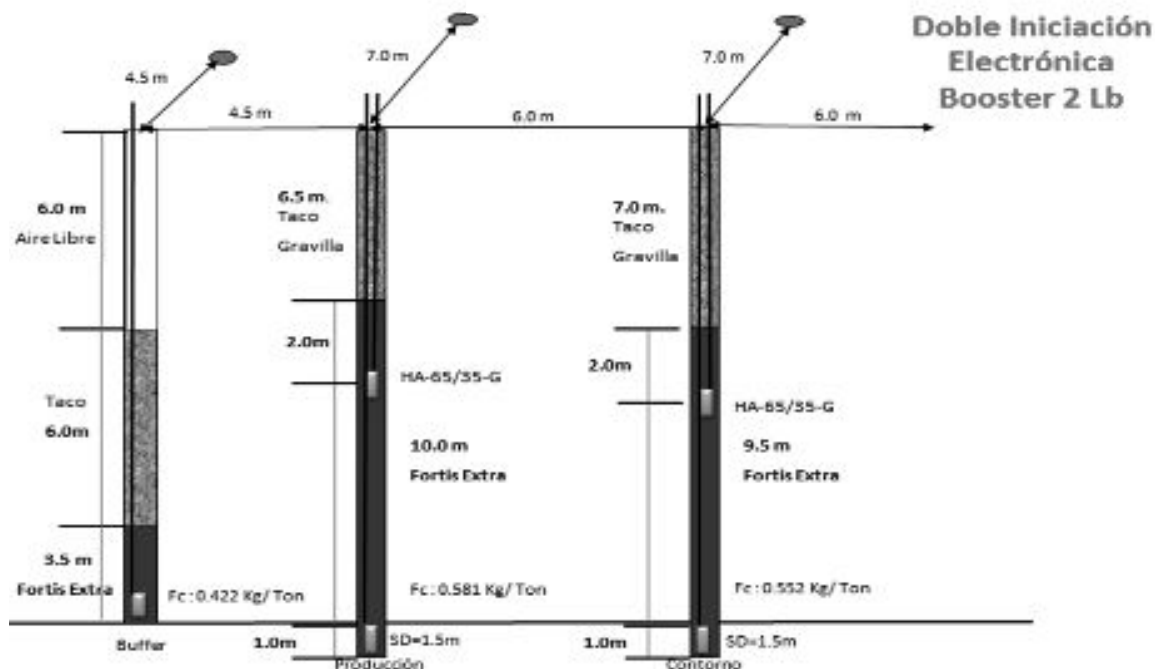


Figura 91. Diseño de carguío de taladros en zona mineral con la mezcla explosiva Fortis Extra
 Fuente: Las bambas – MMG limited (Área de perforacion y voladura)

Mini tajo 3810-091-092 Mineral (VISTIS)
Doble iniciación Taladros Secos / con Agua

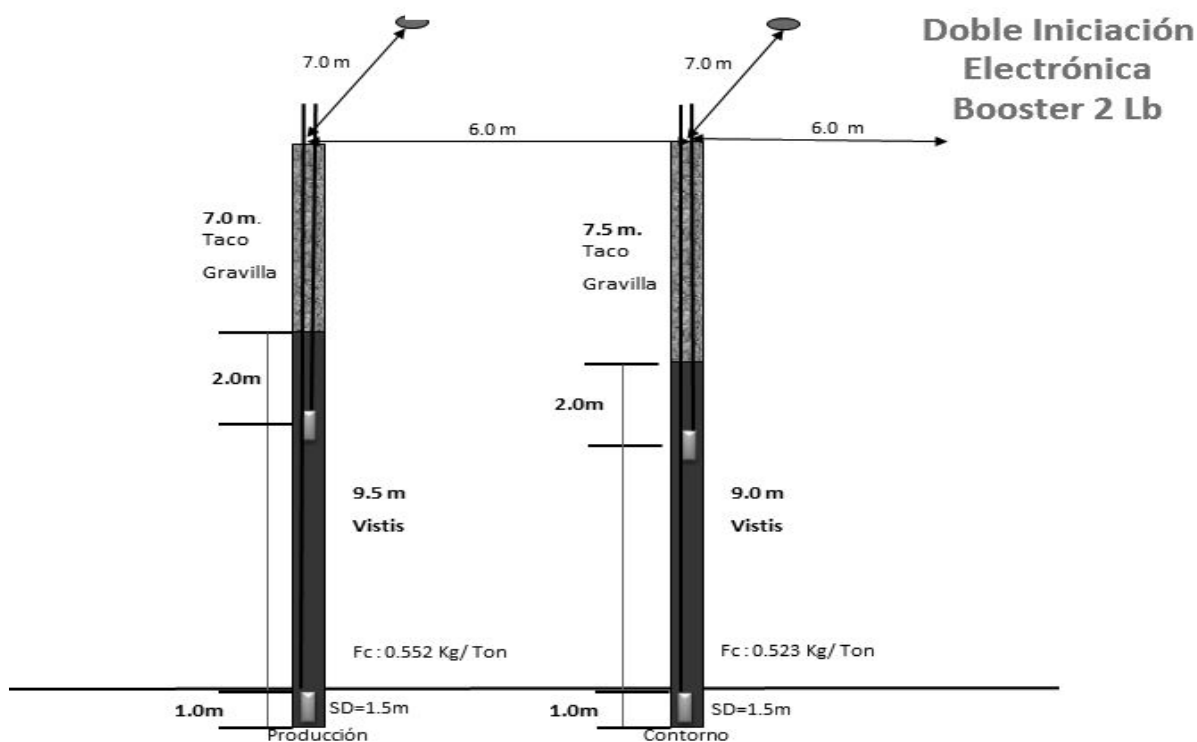


Figura 92. Diseño de carguío de taladros en zonas de mineral con la mezcla explosiva Vistis 250
 Fuente: Las bambas – MMG limited (Área de perforacion y voladura)



- **Datos de disparo.**

Los datos de disparo son registrados por la empresa Orica Mining Service Peru S.A. para poder llevar un control de las características y accesorios de voladura utilizadas en un determinado proyecto disparado.

Tabla 47. Datos de disparo del proyecto 3810 - 069 - 076

Datos de Disparo	
Disparo	3810_069-076
Diámetro (Pulg.)	12 1/4 pulg.
Malla	Producción
Burden (m) min/des	6/8.3
Espaciamiento (m) min/des	7/9
Cantidad de taladros cargados	260
Taladros con 4 Ikon	00
Taladros con 3 Ikon	00
Taladros con doble Ikon	161
Taladros con una prima	99
I-Kon II programados	420
Detonador No reply	01
I-kon para precorte	00
Cantidad de Back Up	00
Voladura secundaria	00
Consumo de I-Kon II (und)	421
Tiempo de retardo (ms)	2-7/200 Entre taladros/filas

Fuente: Orica Mining Service Peru S.A.

- **Levantamiento de taladros y cierre de polígono.**

La figura 93 muestra el plano de los taladros perforados del proyecto 3810 – 069 - 076, en el cual se identifican los taladros que han sido cargados y los taladros tapados (no cargados), del mismo modo el polígono encerrado entre líneas especifica la zona cargada con explosivo de alta energía Vistis 250.



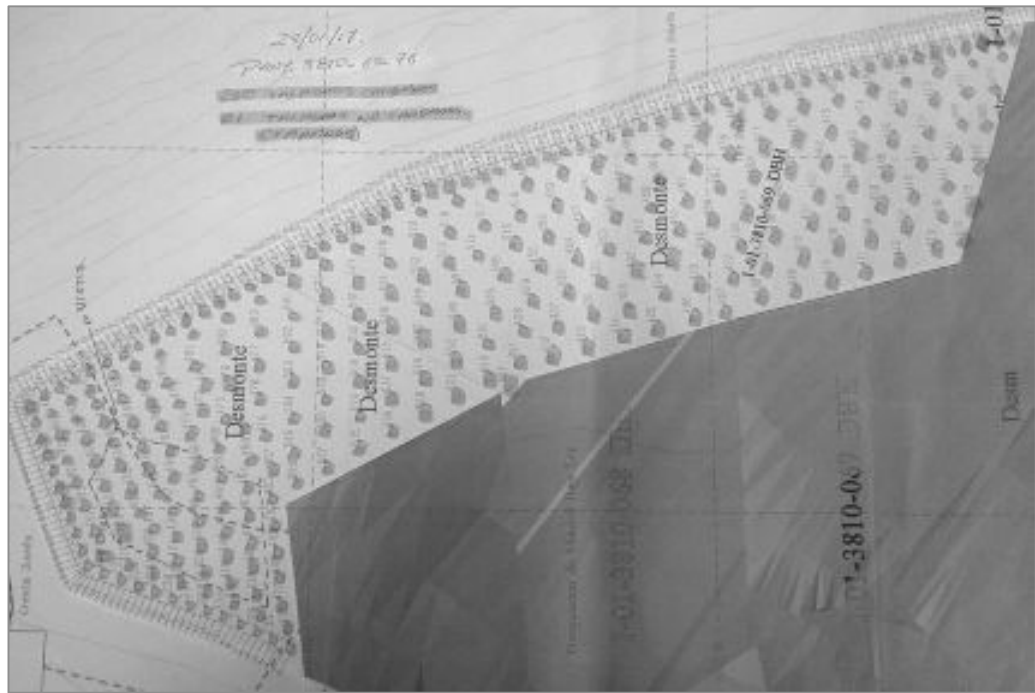


Figura 93. Levantamiento de taladros cargados y no cargados.
Fuente: Orica Mining Service Peru S.A.

- **Secuencia de voladura y movimiento de material.**

La figura 94 muestra la secuencia de salida de la voladura (voladura en V y Diagonales largos) de la misma forma específica el inicio de voladura, la figura 95 indica la dirección del desplazamiento del material volado.

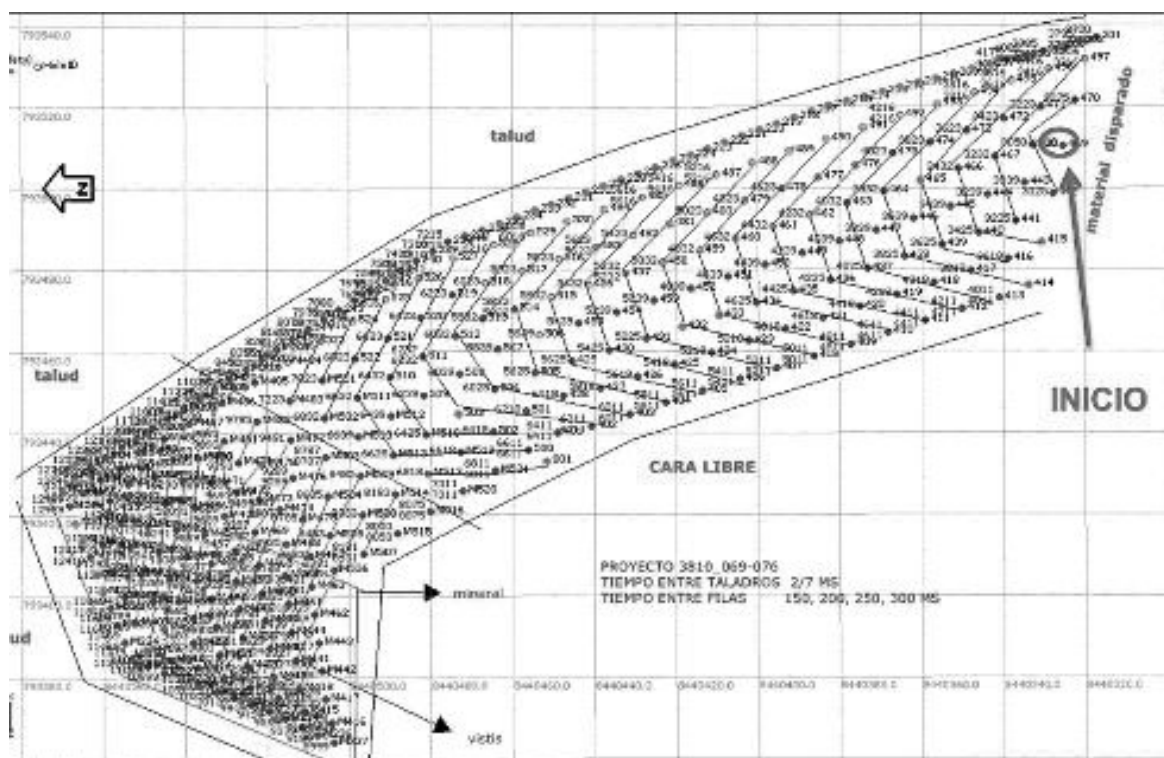


Figura 94. Secuencia e inicio de voladura del proyecto 3810 - 069 - 076 (ver anexo 03 – lamina A01).
Fuente: Orica Mining Service Peru S.A.

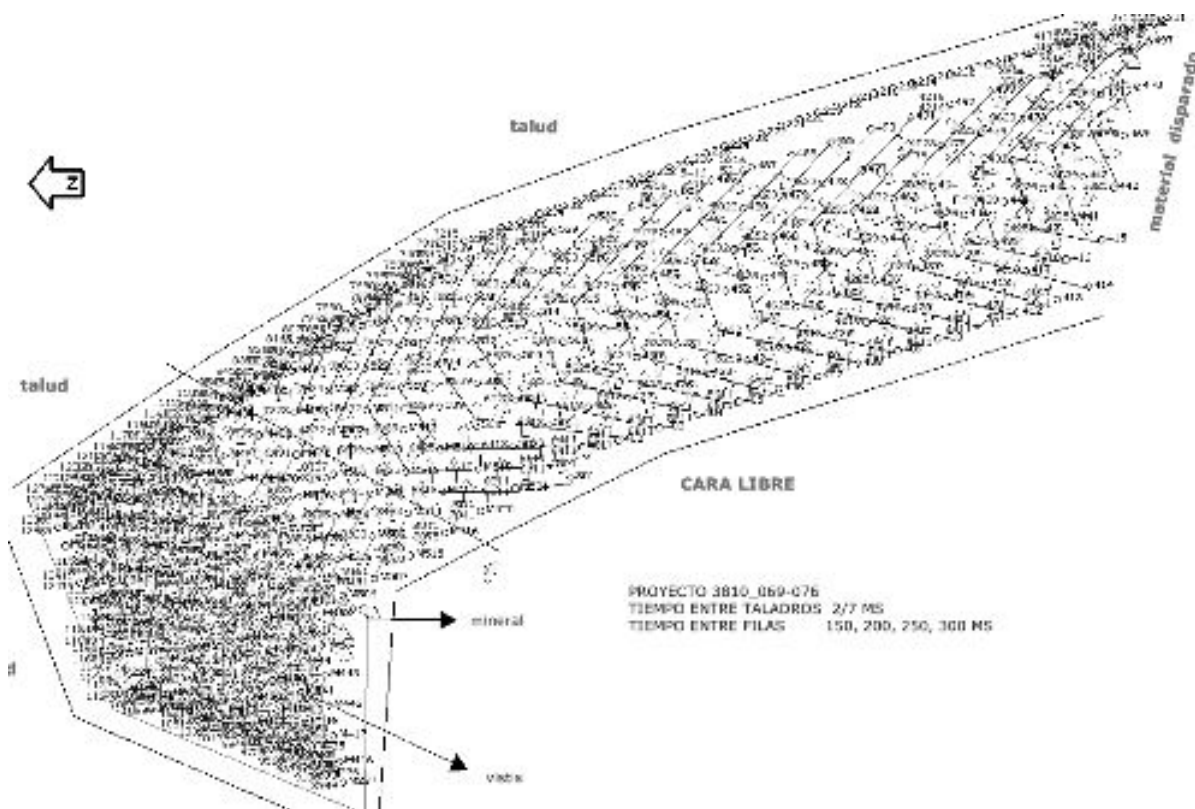



Figura 95. Dirección del desplazamiento de material volado (ver anexo 03 – Lamina A03).
 Fuente: Orica Mining Service Peru S.A.

- **Reporte Blaster2400R.**

En la figura 96 se puede observar el resumen del reporte de la voladura realizada en el proyecto 3810 – 069 del día 29/01/2017, en el cual indica el ID de los logger utilizados, la cantidad de Ikon (detonadores) programados por cada logger, caída de corriente por logger y los errores que se pueden tener.



Printer Summary

Mine Site	Blast Date
Blast Location	Blast Time

SHOTPlus file reference 3810_069 Final 22222.spf (Rev. 226)
 SHOTPlus title ms
 Started upload

Blast Report i-kon|| BLASTER 2400R SN: 00516 Version: 5.03a

Radio communication
 Operation Frequency: 469.07500 MHz
 Power: 1000 mWatt
 RX/TX: 100 %

Abort always

Fired: 29 Jan 17 pm 12:25:01
 Loggers: 4 Total dets: 420

LOGGER ID: 1	DETS: 128	ERRORS: 0	Current: 1.3 mA	SN: 003495	Version: 05.22k
LOGGER ID: 2	DETS: 132	ERRORS: 0	Current: 1.2 mA	SN: 003747	Version: 05.22k
LOGGER ID: 3	DETS: 90	ERRORS: 0	Current: 1.0 mA	SN: 003743	Version: 05.22k
LOGGER ID: 4	DETS: 70	ERRORS: 0	Current: 3.3 mA	SN: 003740	Version: 05.22k

by ORICA

Finished upload

Figura 96. Reporte de Voladura Blaster 2400R
 Fuente: Orica Mining Service Peru S.A.



4.1.5.3. Análisis y comparación de resultados de las voladuras realizadas con Fortis Extra y Vistis 250 del mes de enero.

La figura 97, muestra la comparación de resultados del porcentaje de finos (< 1 pulg.) y el P (80) entre el Fortis Extra vs Vistis 250 en el mes de enero 2017, el promedio para el Fortis Extra en % de finos (< 1 pulg.) es igual a 24.48 % con un P (80) promedio de 6.61 pulg., donde el promedio para el Vistis 250 en % de de finos (< 1 pulg.) es de 41.79% con un P (80) de 3.11 pulg., analizando los resultados se concluye que el Vistis 250 obtiene unos resultados muy óptimos así cumpliendo satisfactoriamente los requerimientos de planta que es % de finos > 1 pulg. =35 % y un P (80) = 4.5 pulg. por otro lado, el Fortis extra está por debajo de los valores requeridos.

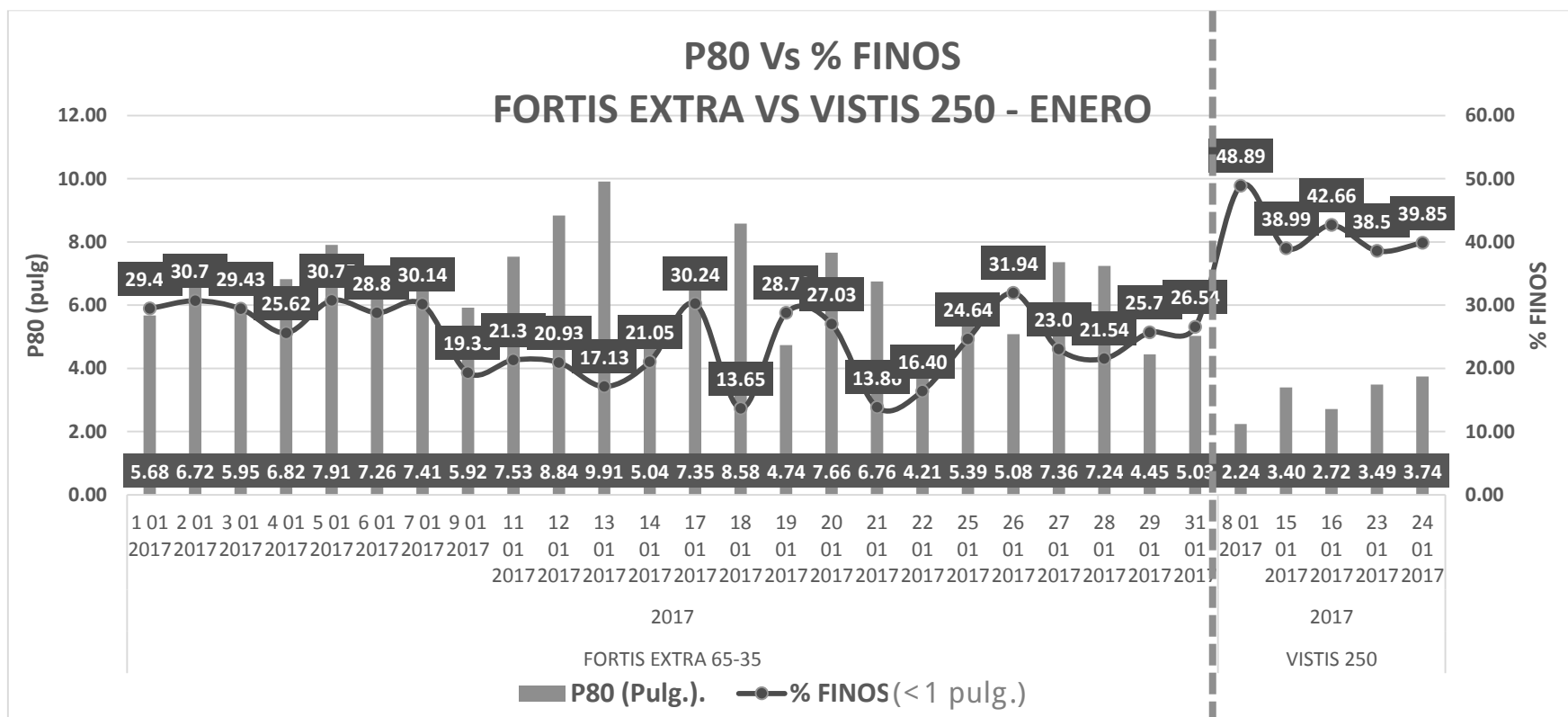


Figura 97. Cuadro comparativo de Fortis Extra y Vistis 250 mes de enero.
Fuente: Elaboración propia.

La figura 98, podemos observar la tendencia del % de finos y tamaños críticos del Vistis 250, del grafico se realiza el analisis de los promedios de fragmetacion opteniendo lo siguiente: material fino < a 1 pulg.= 41.79%, material en el rango de (1 pulg. - 3 pulg.) = 38.16%, material entre (3 pulg. - 7 pulg.) = 17.86% y un promedio de material grueso (> 7 pulg.) = 4.73%.

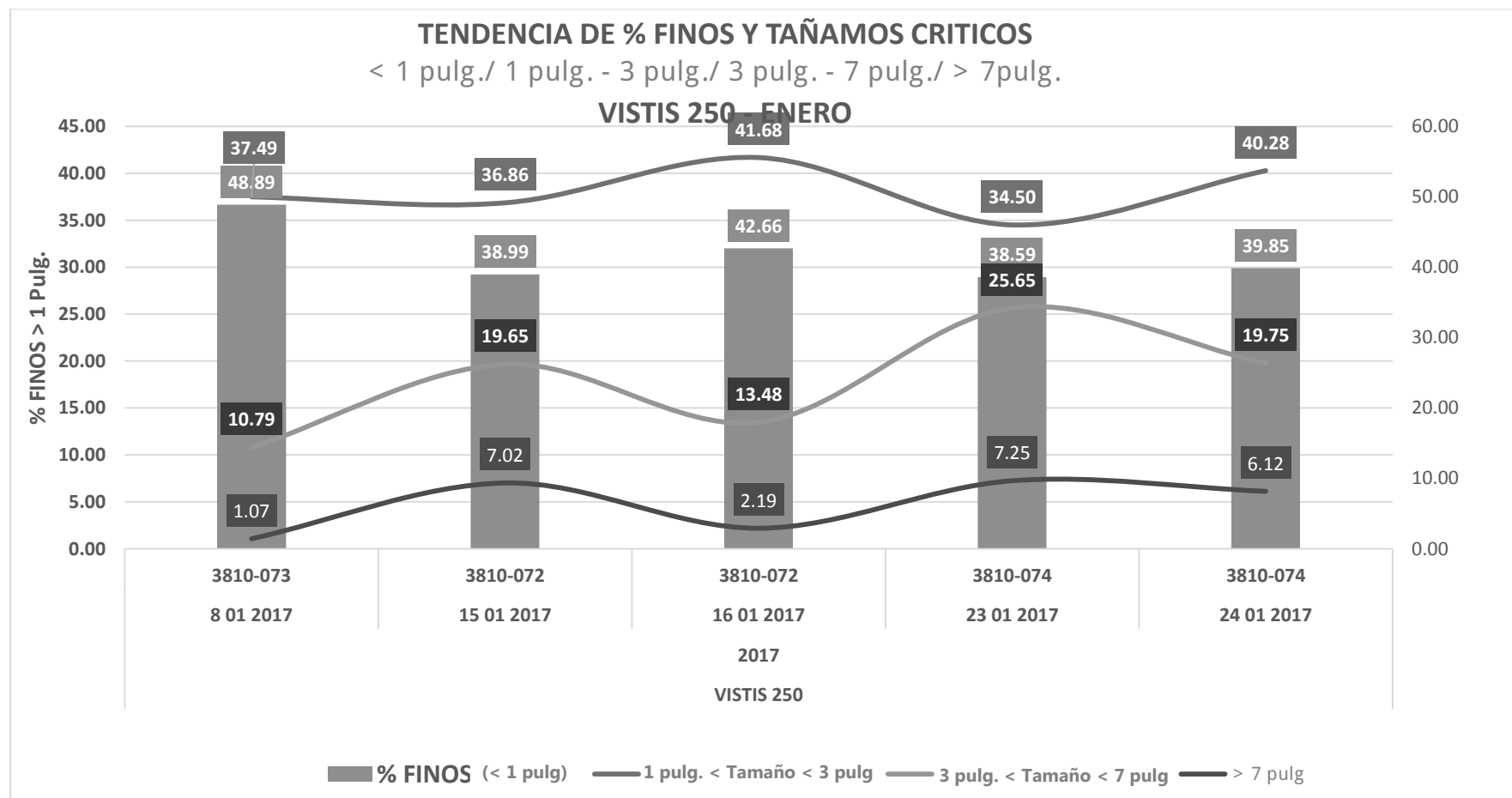


Figura 98. Tendencia de porcentaje de finos y tamaños críticos del mes de enero VISTIS 250.
Fuente: Elboración propia.

La figura 99, nos indica la tendencia del % de finos y tamaños críticos obtenidos en el mes de enero producto de las voladuras realizadas con el fortis extra, de donde realizando un promedio aritmetico se obtiene lo siguiente: material fino < a 1 pulg.= 22.99 %, material en el rango de (1 pulg. - 3 pulg.) = 40.96 %, material entre (3 pulg. - 7 pulg.) = 24.46% y un promedio de material grueso (> 7 pulg.) = 8.55%.

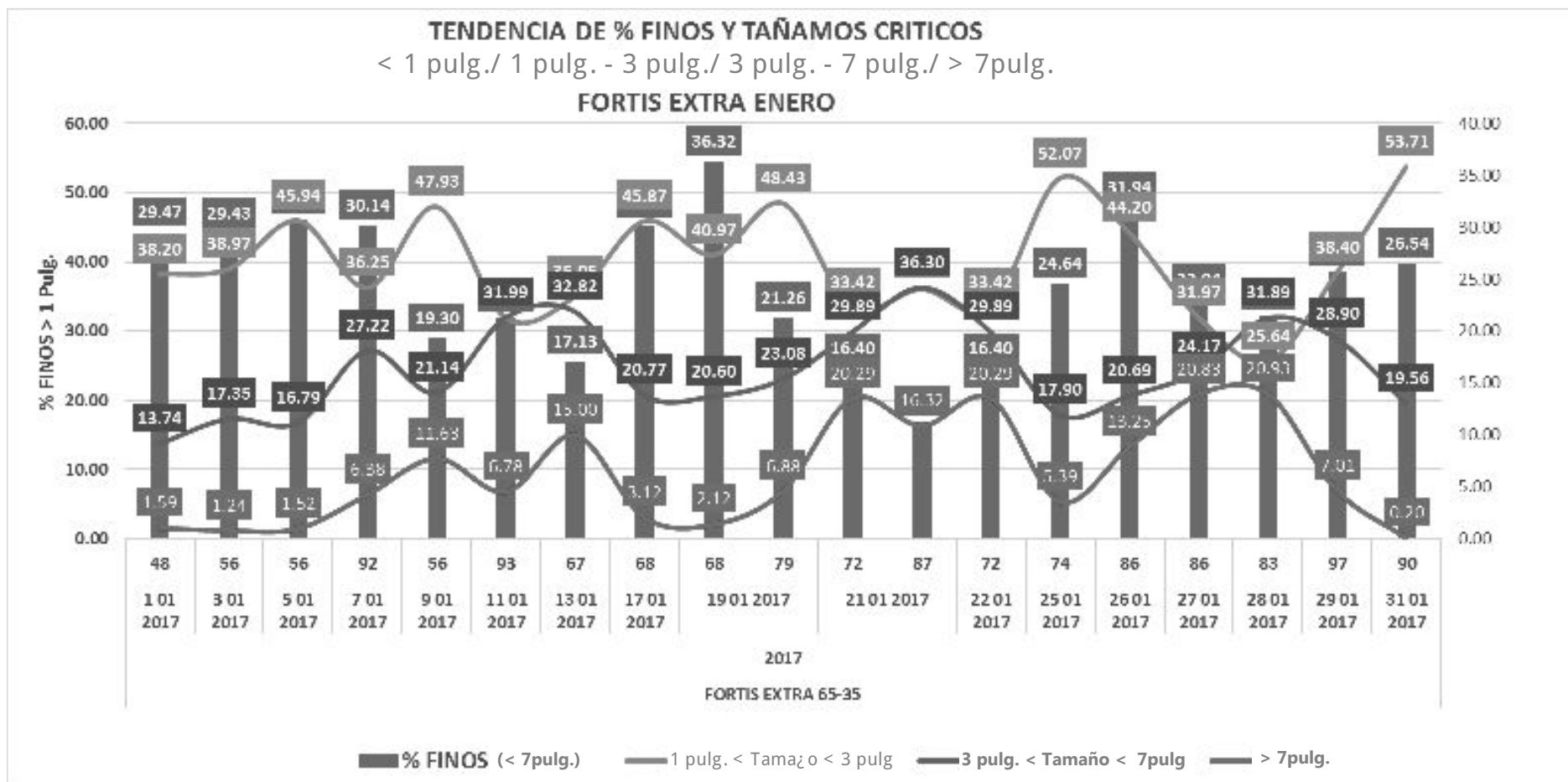


Figura 99 Tendencia de porcentaje de finos y tamaños críticos del mes de enero FORTIS EXTRA
Fuente: Elaboración propia.

4.1.5.4. Reportes de voladura y análisis de fragmentación de las voladuras realizadas con la mezcla explosiva Fortis Extra y Vistis 250 – febrero 2017.

- En el mes de febrero del 2017 se dispararon un total de 4 591 taladros con la mezcla explosiva Fortis extra, empleándose 3 330 TM de dicha mezcla explosiva en las distintas mezclas trabajadas, disgregando tenemos el siguiente consumo de materias primas, 2 391 TM de emulsión, 882 TM de nitrato de amonio, 17 540 Gal de diésel.
- En el mes de febrero del 2017 se dispararon un total de 31 taladros con la mezcla explosiva Vistis 250, empleándose 27 TM de dicha mezcla explosiva, disgregando tenemos el siguiente consumo de materias primas, 18 TM de emulsión, 7 TM de nitrato de amonio y 3 TM de aluminio.

4.1.5.4.1. Reporte de voladura electrónica Fortis Extra y Vistis 250 MINI TAJO 3795 – 051 (15/02/17).

- **Antecedentes.**
 - ✓ Total, taladros cargados en zona de mineral: Se cargaron 51 taladros de producción con detonadores electrónicos I-kon II.
 - ✓ Se presentaron 33 taladros no cargados (tapados).
 - ✓ Secuencia de salida: “Filas largas en “V”
 - ✓ Se coordinó con el personal de MMG-Las Bambas, tiempo entre taladros: 2 ms y tiempo entre filas: 200 ms.
- **Diseño de carguío de taladros**

Para Orica Mining Service Perú S.A es encargada de realizar el carguío según diseño establecido por la Superintendencia de Perforación y Voladura de MMG Limited Las bambas. El carguío de taladros es realizado mediante camiones fábrica por el sistema bombeable.



Mini tajo 3795-051 Mineral (VISTIS)
Doble iniciación Taladros Secos / con Agua

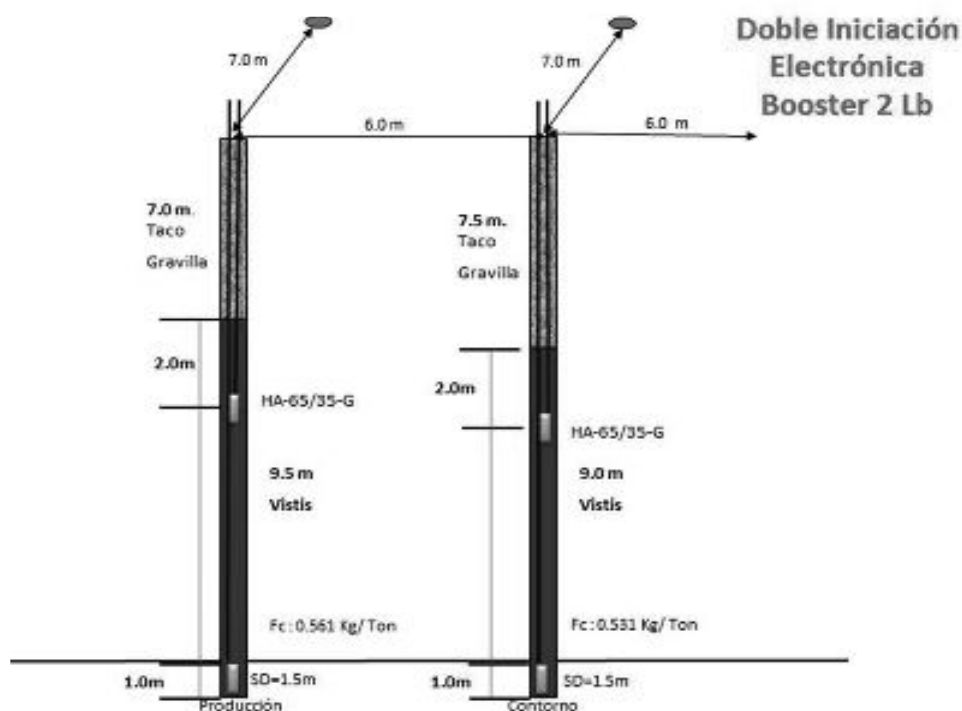


Figura 100. Diseño de carguio de taladros proyecto 3795 - 051
 Fuente: Las bombas – MMG limited (Área de perforación y voladura)

- **Datos de disparo.**

Los datos de disparo son registrados por la empresa Orica Mining Service Peru S.A. para poder llevar un control de las características y accesorios de voladura utilizadas en un determinado proyecto disparado.

Tabla 48. Datos de disparo proyecto 3795 - 051

Datos de Disparo	
Disparo	3795-051
Diámetro (Pulg.)	12 1/4 pulg.
Malla	Producción
Burden (m)	6
Espaciamiento (m)	7
Cantidad de taladros cargados	51
Taladros con 4 Ikon	00
Taladros con 3 Ikon	00
Taladros con doble Ikon	51
Taladros con una prima	00

I-Kon II programados	102	
Detonador No reply	00	
I-kon para precorte	00	
Cantidad de Back Up	00	
Voladura secundaria	00	
Consumo de I-Kon II (und)	102	
Tiempo de retardo (ms)	2/200	Entre taladros/filas

Fuente: Elaboración propia.

- **Levantamiento de taladros y cierre de polígono.**

La figura 101, muestra el plano de los taladros perforados del proyecto 3795-051, en el cual se identifican los taladros que han sido cargados y los taladros tapados (no cargados), del mismo modo el polígono encerrado entre líneas especifica la zona cargada con explosivo de alta energía Vistis 250.

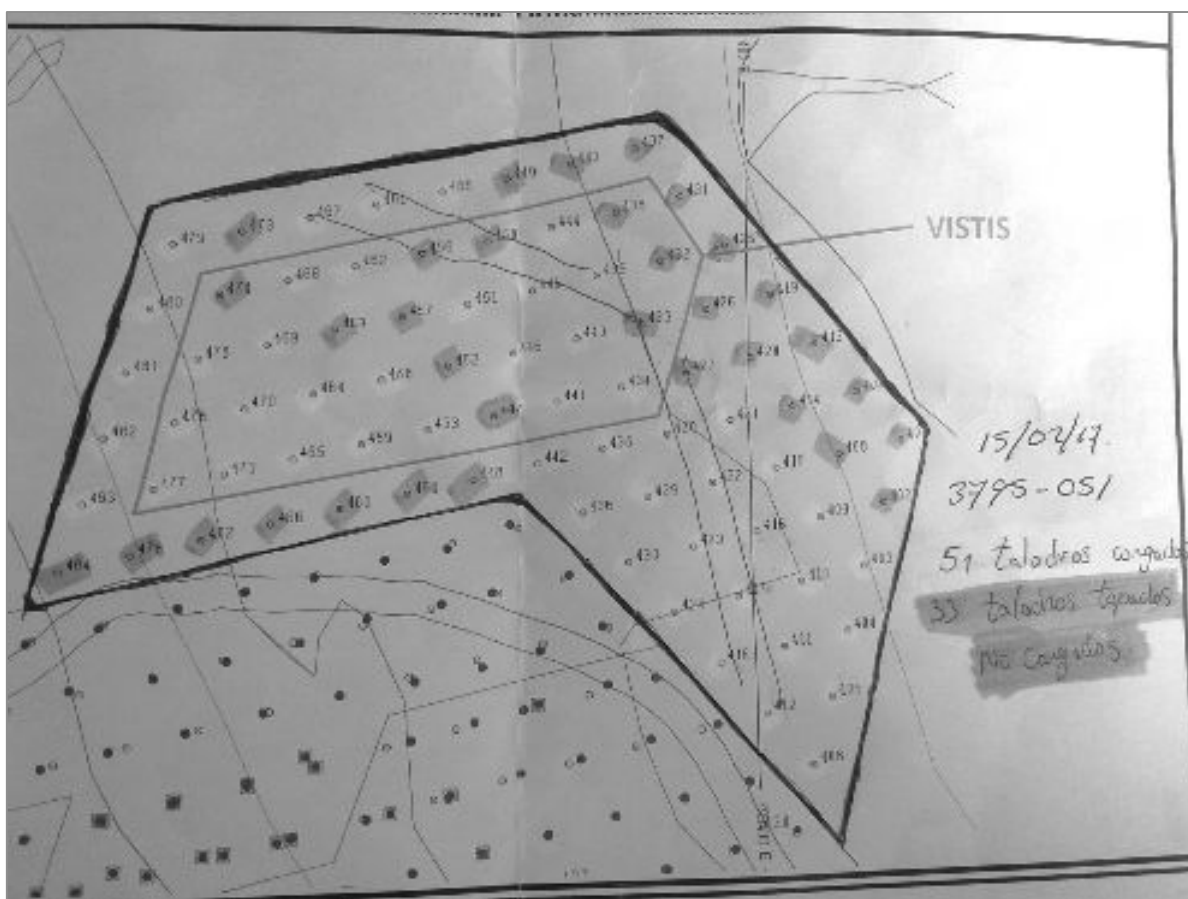


Figura 101. Levantamiento de taladros cargados y no cargados.
Fuente: Elaboración propia.

- **Secuencia de voladura y movimiento de material.**

La figura 102, muestra la secuencia de salida de la voladura (voladura en V y Diagonales largas) de la misma forma específica el inicio de voladura, la figura 103 indica la dirección del desplazamiento del material volado.

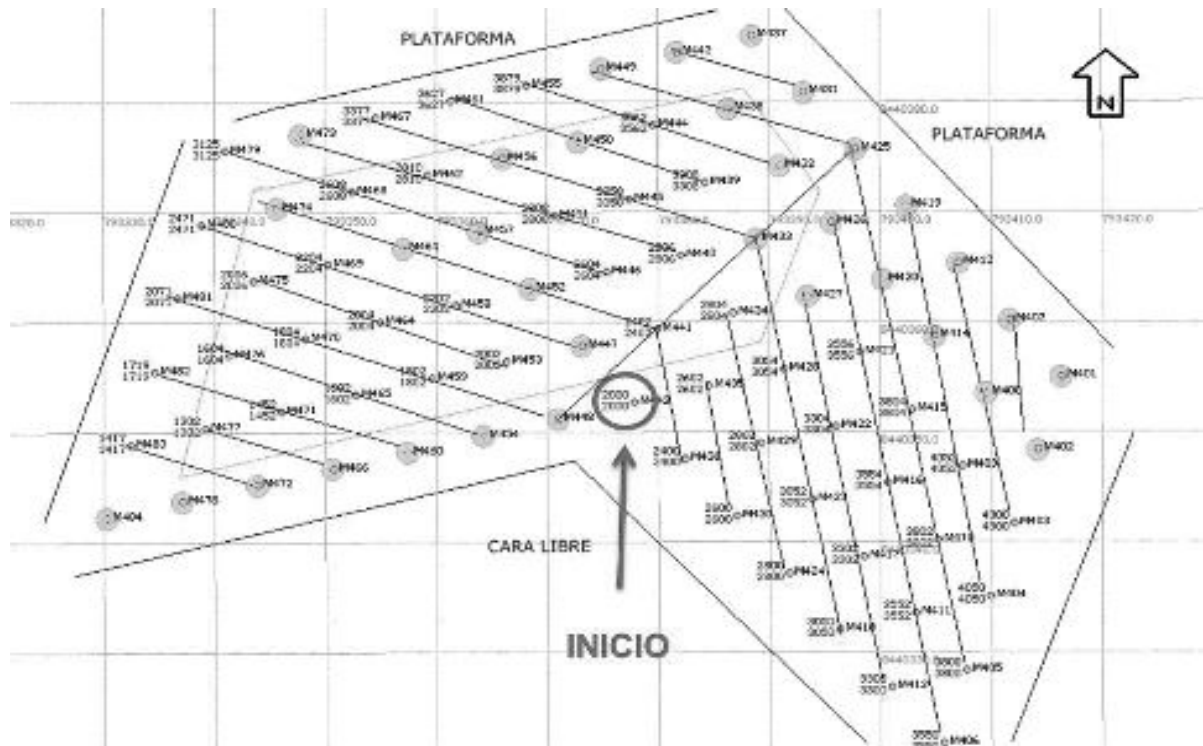


Figura 102. Secuencia y punto de inicio de voladura (ver anexo 03 – Lamina D01).
Fuente: Elaboración propia.

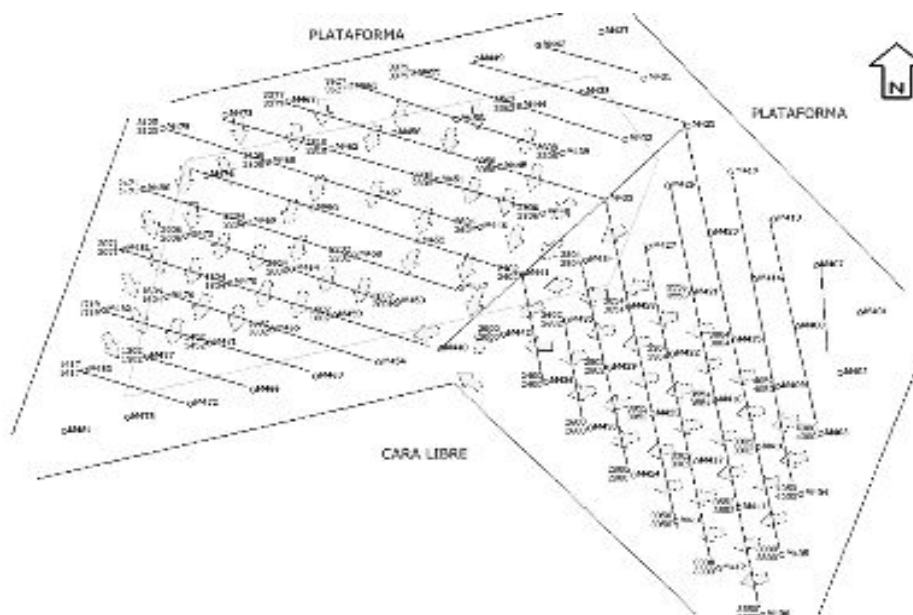


Figura 103. Dirección de movimiento del material volado (ver anexo 03 – Lamina D03).
Fuente: Elaboración propia.

- **Reporte de blaster2400R.**

En la figura 104, se puede observar el resumen del reporte de la voladura realizada en el proyecto 3795 – 054 del día 15/02/2017, en el cual indica el ID de los logger utilizados, la cantidad de Ikon (detonadores) programados por cada logger, caída de corriente por logger y los errores que se pueden tener.

i-kon
DIGITAL ENERGY CONTROL

Printer Summary

Mine Site	Blast Date
Blast Location	Blast Time

SHOTPlus file reference 3795_054.spf (Rev. 32)
 SHOTPlus title dsad

Started upload

Blast Report i-kon|| BLASTER 2400R SN: 00520 Version: 5.03a

Radio communication
 Operation Frequency: 468 70000 MHz
 Power: 1000 mWatt
 RX/TX: 100 %

Abort always

Fired: 15.Feb.17 pm 12:18:00
 Loggers: 3 Total dets: 304

LOGGER ID: 1	DETS: 100	ERRORS: 0	Current: 0.9 mA	SN: 003807	Version: 05.22k
LOGGER ID: 2	DETS: 102	ERRORS: 0	Current: 0.9 mA	SN: 003753	Version: 05.22k
LOGGER ID: 3	DETS: 102	ERRORS: 0	Current: 1.3 mA	SN: 003495	Version: 05.22k

by CRICA

Finished upload

Figura 104. Reporte de voladura del Blaster2400R
 Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

4.1.5.4.2. Reporte de fragmentación en el frente 3810–091 (pala 02 – 03/02/2017) – Vistis 250.

- **Ubicación de la pala 02 y el frente de minado.**

La figura 105 indica la ubicación del cargador en el plano de identificación de polígonos de los frentes de minado, la ubicación de cargadores y palas establece el área de planeamiento mina de acuerdo a los planes de minado.

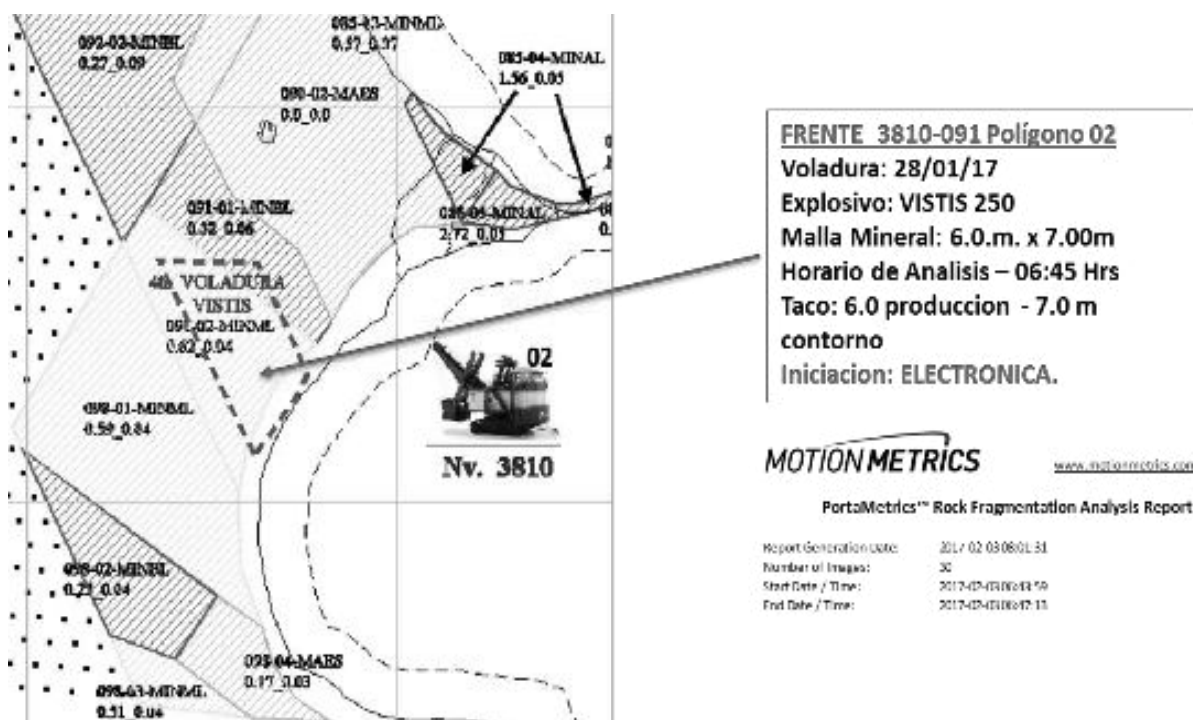


Figura 105. Ubicación de la pala eléctrica y el frente de minado.
Fuente: Las bambas – MMG limited (Área de perforacion y voladura)



Figura 106. Frente de minado y diferencia de fragmentacion sgun mezcla explosiva utilizada.
Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

- **Fotografías tomadas con el portametric para el análisis de fragmentación.**

A continuación, se muestra en la parte superior las fotografías tomadas por el equipo portametric para el análisis de fragmentación y en la parte inferior el análisis realizado por el equipo para posteriormente obtener resultados de los rangos de fragmentación.

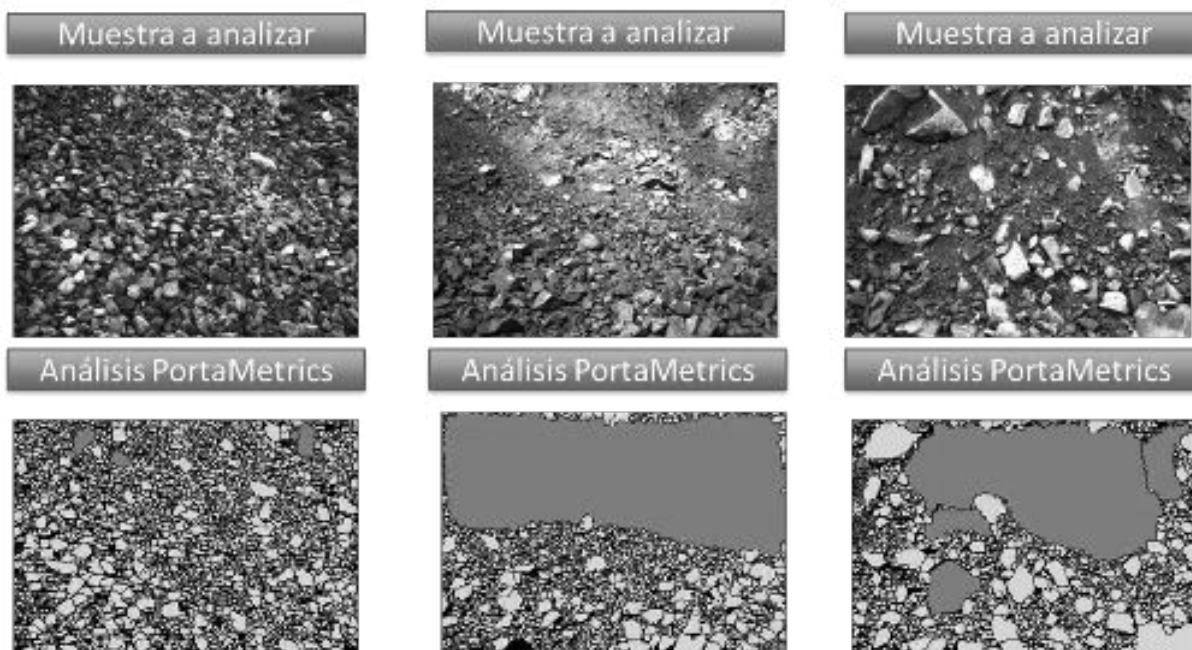


Figura 107. Fotografías de las muestras a analizar con el portametric.
Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

• **Distribución de tamaño de fragmentos.**

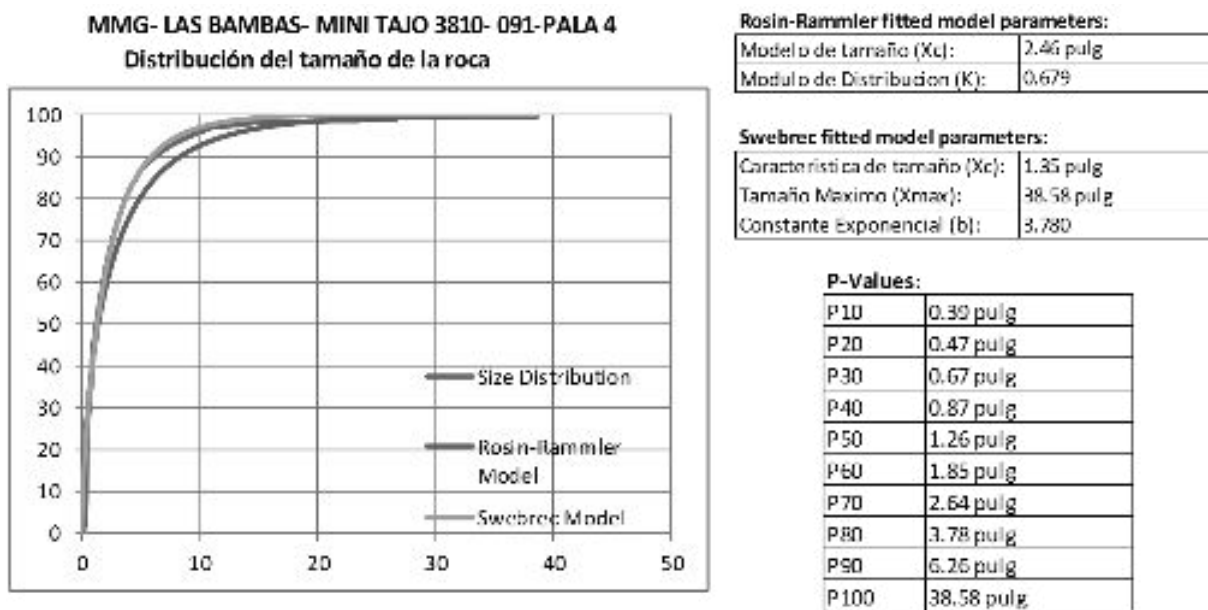


Figura 108. Distribución de tamaño de fragmentos
Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

• **Histograma acumulativo.**

La figura 109, representa el histograma acumulativo según los rangos de tamaño de fragmentos en la voladura realizada, donde se puede observar el mayor porcentaje 48.89 % del material volado tiene un tamaño entre 0.00 – 1.00 pulg. que representa el porcentaje de finos.

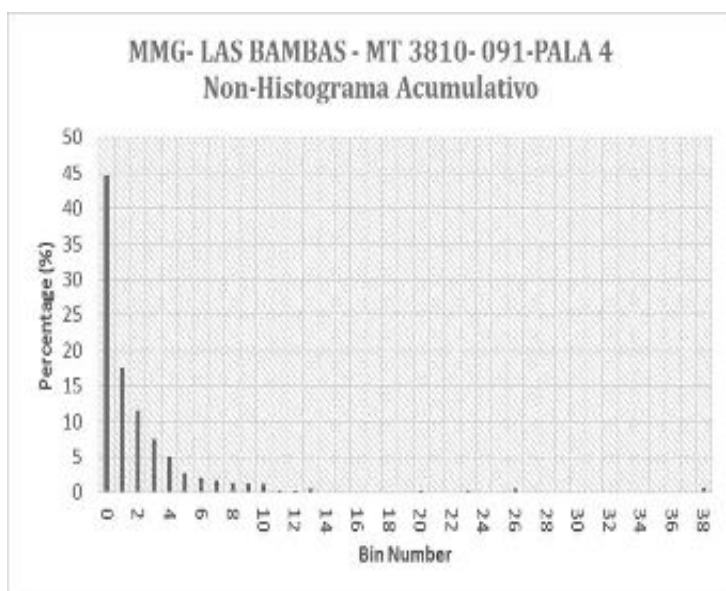


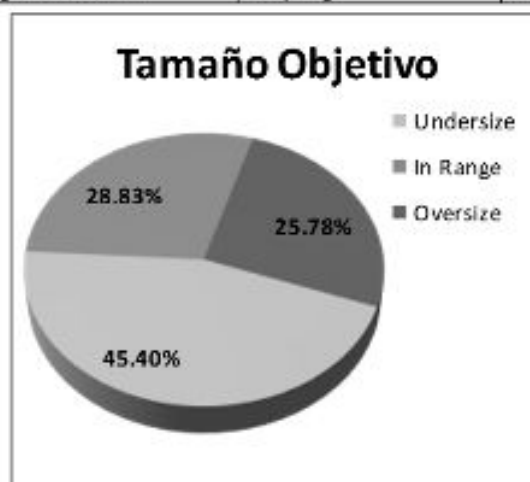
Figura 109. Histograma acumulativo según rango de tamaño
Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

- **Parámetros de tamaño.**

Tabla 49. *Tamaño inferior 1 pulg. – rango – tamaño superior 3 pulg.*

Parámetros de tamaño objetivo y porcentajes:

Umbral de tamaño inferior	1.0 pulg	45.40 %
en Rango	> 1.0 pulg. y < 3.0 pulg.	28.83 %
Umbral de gran tamaño	3.0 pulg	25.78 %

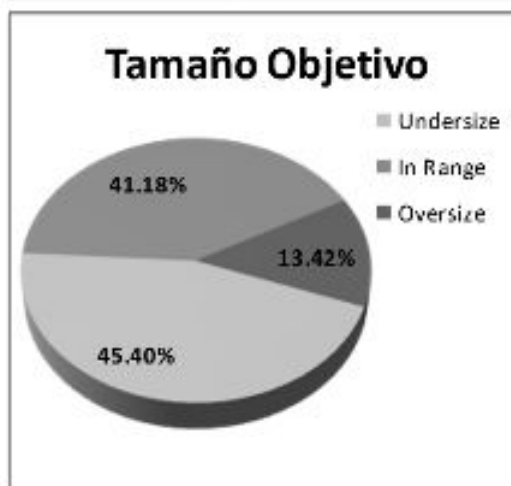


Fuente: Orica Mining Services Perú S.A

Tabla 50. *Tamaño inferior 1 pulg. – rango – tamaño superior 5 pulg.*

Parámetros de tamaño objetivo y porcentajes:

Umbral de tamaño inferior	1.0 pulg	45.40 %
en Rango	> 1.0 pulg. y < 5.0 pulg.	41.18 %
Umbral de gran tamaño	5.0 pulg	13.42 %

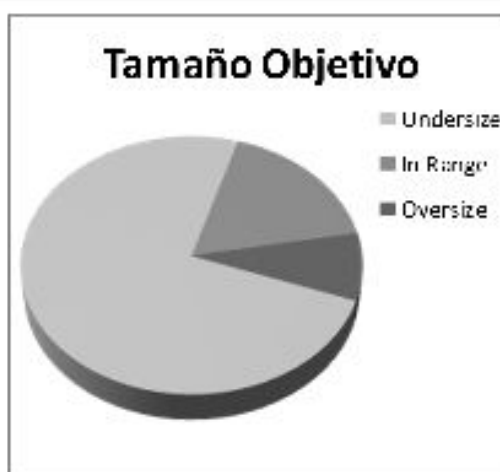


Fuente: Orica Mining Services Perú S.A

Tabla 51. *Tamaño inferior 3 pulg. – rango – tamaño superior 7 pulg.*

Parámetros de tamaño objetivo y porcentajes:

Umbral de tamaño inferior	3.0 pulg	74.14 %
en Rango	> 3.0 pulg. y < 7 pulg.	17.43 %
Umbral de gran tamaño	7.0 pulg	8.43 %



Fuente: Orica Mining Services Perú S.A

4.1.5.5. Análisis y comparación de resultados de las voladuras realizadas con Fortis Extra y Vistis 250 del mes de febrero.

La figura 110, muestra la comparación de resultados del porcentaje de finos (< 1 pulg.) y el P (80) entre el Fortis Extra vs Vistis 250 en el mes de febrero 2017, el promedio para el Fortis Extra en % de finos < 1 pulg. = 25.52% con un P (80) de 5.63 pulg., donde el promedio para el Vistis 250 en % de de finos < 1 pulg. = 45.89% con un P (80) de 3.55 pulg., analizando los resultados se concluye que el Vistis 250 obtiene unos resultados muy óptimos así cumpliendo satisfactoriamente los requerimientos de planta que es % de finos > 1 pulg. =35 % y un P (80) = 4.5 pulg. por otro lado, el Fortis extra está por debajo de los valores requeridos.

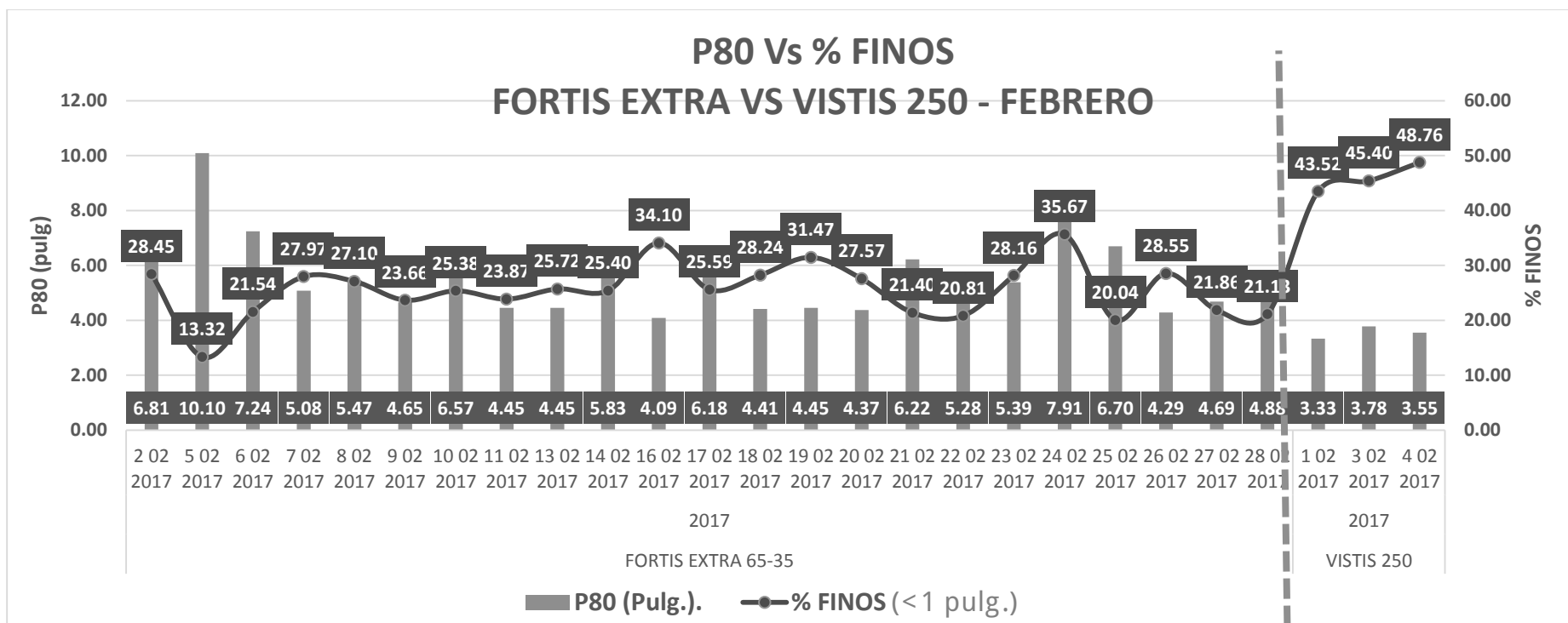


Figura 110. Análisis comparativo del fortis extra y vistis 250 del P80 Y % de finos.
Fuente: Elaboración propia.

La figura 111 nos indica la tendencia del % de finos y tamaños críticos obtenidos en el mes de Febrero producto de las voladuras realizadas con el fortis extra y Vistis 250, de donde realizando un promedio aritmetico se obtiene lo siguiente para material volado con fortis extra: material fino < a 1 pulg.= 25.70 %, material en el rango de (1 pulg. - 3 pulg.) = 37.64 %, material entre (3 pulg. - 7 pulg.) = 25.57 % y un promedio de material grueso (> 7 pulg.) = 11.27 %, y para el aterial volado con el vistis 250 se muestra la siguiente tendencia material fino < a 1 pulg.=45.89%, (> 1 pulg. tamaño < 3 pulg.) = 30.16%, (> 3 pulg. tamaño < 7 pulg.) = 23.93% y > 7 pulg. = 10.66%.

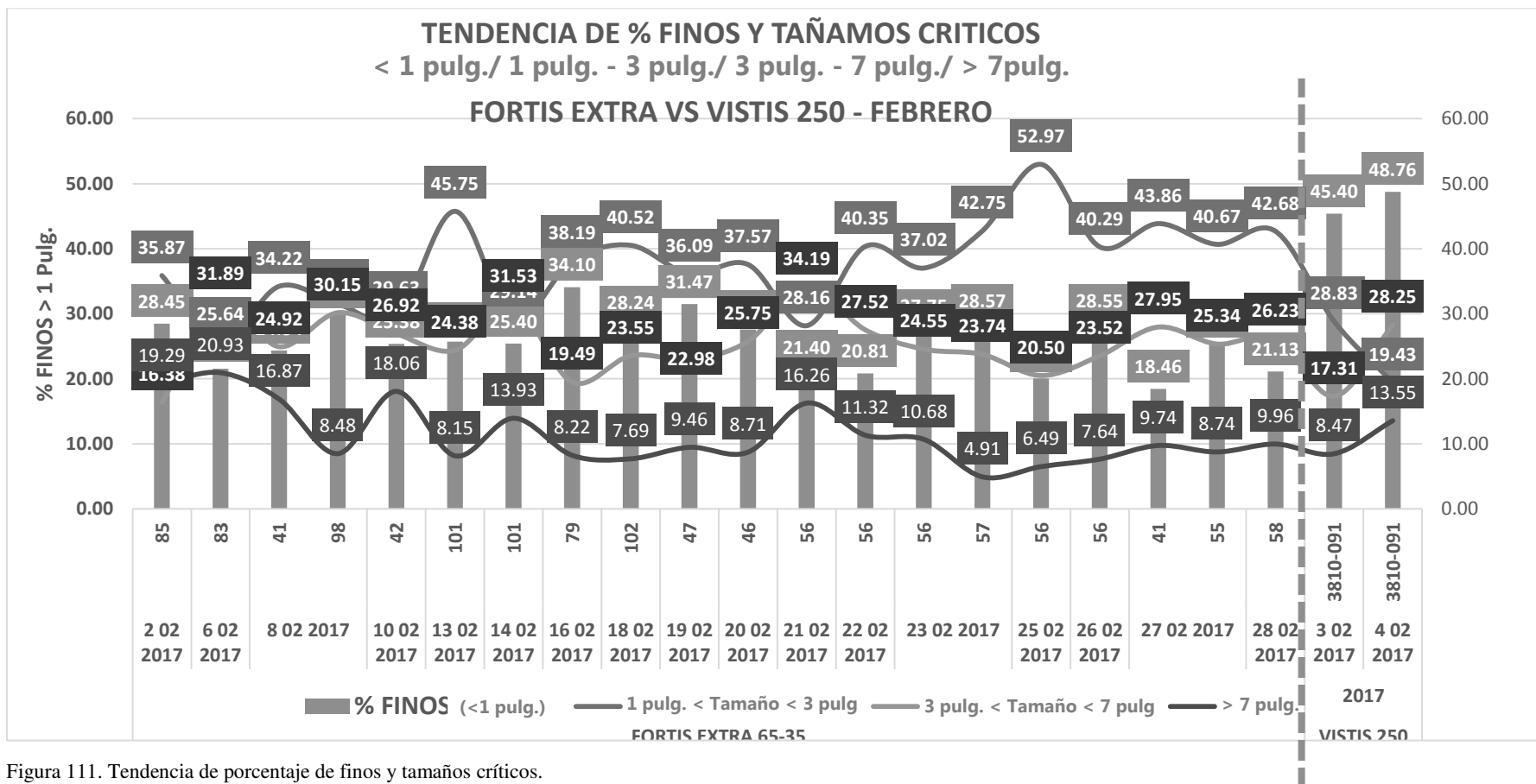


Figura 111. Tendencia de porcentaje de finos y tamaños críticos.
Fuente: Elaboración propia.



4.1.5.6. Reportes de voladura y análisis de fragmentación de las voladuras realizadas con la mezcla explosiva Fortis Extra y Vistis 250 – Marzo.

- En el mes de marzo del 2017 se dispararon un total de 5 281 taladros con la mezcla explosiva Fortis extra, empleándose 3 800 TM de dicha mezcla explosiva en las distintas mezclas trabajadas, disgregando tenemos el siguiente consumo de materias primas, 2 841 TM de emulsión, 901 TM de nitrato de amonio, 17 924 Gal de diésel.
- En el mes de marzo del 2017 se dispararon un total de 349 taladros con la mezcla explosiva Vistis 250, empleándose 273 TM de dicha mezcla explosiva, disgregando tenemos el siguiente consumo de materias primas, 178 TM de emulsión, 68 TM de nitrato de amonio y 27 TM de aluminio.

4.1.5.6.1. Reporte de voladura electrónica Fortis Extra y Vistis 250 MINI TAJO 3795 – 062-076 (09/03/17).

- **Antecedentes.**
 - ✓ Total, taladros cargados en la zona de mineral y desmonte: 259 taladros cargados por Orica con detonadores electrónicos I-kon II.
 - ✓ Secuencia de salida: “Diagonales Largas”
 - ✓ Se coordinó con el personal de MMG-Las Bambas, tiempo entre taladros:2 ms y tiempo entre filas: 200/250ms.
 - ✓ El carguío se realizó en un 80% durante el turno noche y se culminó en el turno día.
- **Diseño de carguío de taladros.**

Para Orica Mining Services Perú S.A es encargada de realizar el carguío según diseño establecido por la Superintendencia de Perforación y Voladura de MMG Limited Las bambas. El carguío de taladros es realizado mediante camiones fábrica por el sistema bombeable.



*Mini tajo 3795-062-076 Mineral (VISTIS)
Doble iniciación Taladros Secos / con Agua*

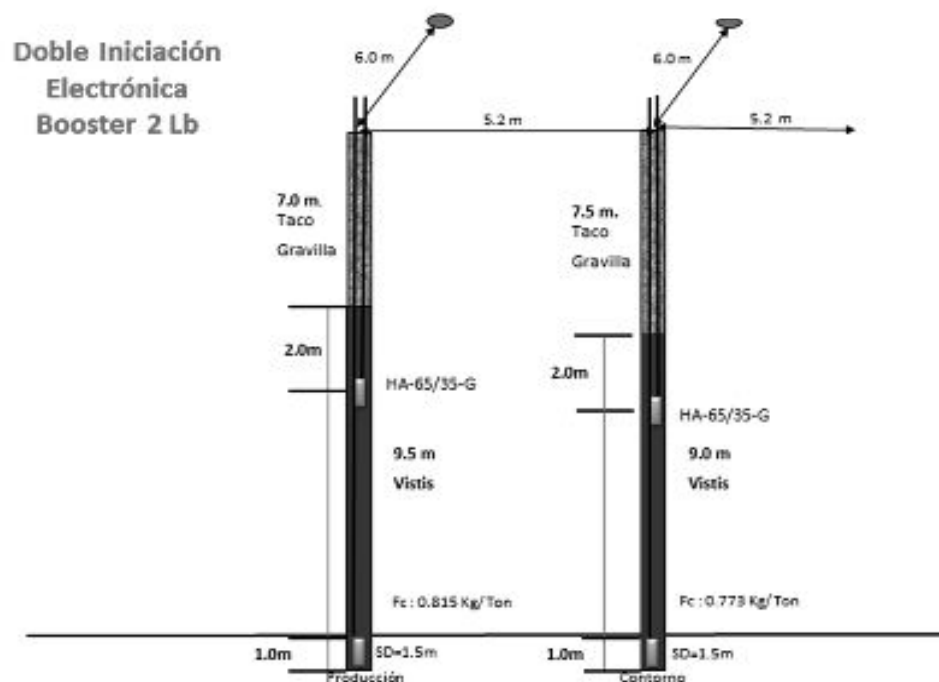


Figura 112. Diseño de carguio de taladro en zona mineral con la mezcla explosiva VISTIS 250.
Fuente: Las bombas – MMG limited (Área de perforación y voladura)

*Mini tajo 3795-062-076 Mineral
Doble iniciación Taladros Secos / con Agua*

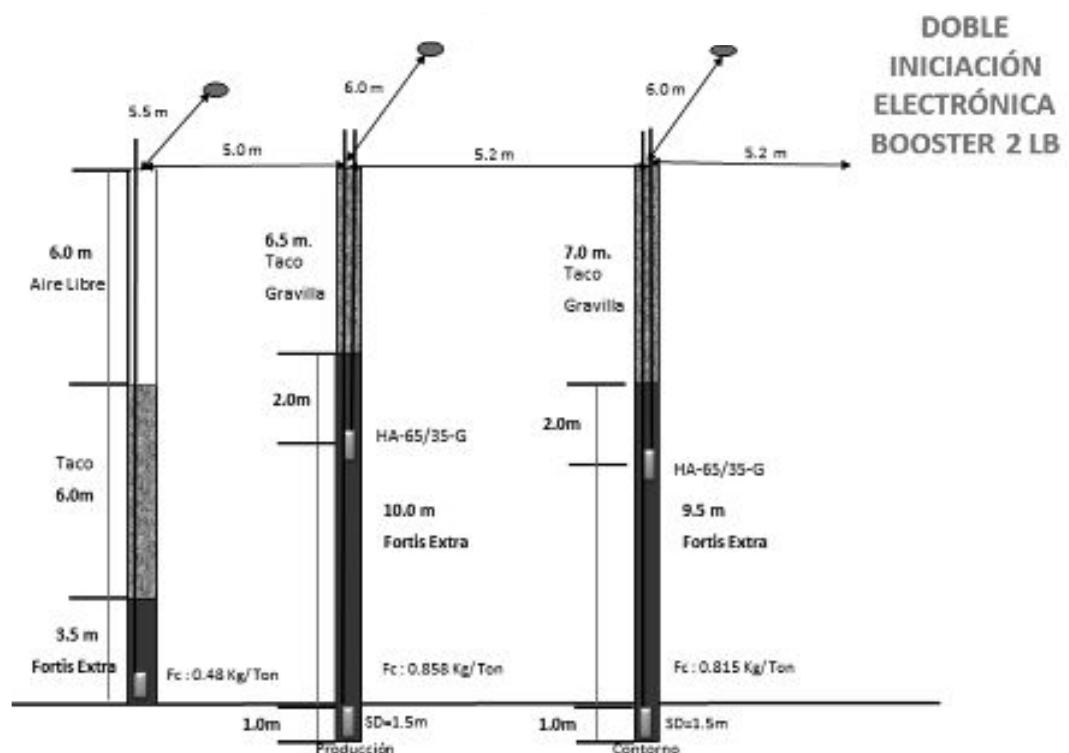


Figura 113. Diseño de carguio en zonas de mineral con la mezcla explosiva FORTIS EXTRA
Fuente: Las bombas – MMG limited (Área de perforación y voladura)

- **Datos de disparo.**

Los datos de disparo son registrados por la empresa Orica Mining Services Perú S.A. para poder llevar un control de las características y accesorios de voladura utilizadas en un determinado proyecto disparado.

Tabla 52. Datos de disparo proyecto 3795 - 062 - 076

Datos de Disparo	
Disparo	3795-062-076
Diámetro (Pulg.)	12 1/4 pulg.
Malla	Producción
Burden (m)	5.2
Espaciamiento (m)	6
Cantidad de taladros cargados	259
Taladros con 4 Ikon	00
Taladros con 3 Ikon	01
Taladros con doble Ikon	220
Taladros con una prima	38
I-Kon II programados	476
Detonador No reply	05
I-kon para precorte	00
Cantidad de Back Up	00
Voladura secundaria	00
Consumo de I-Kon II (und)	481
Tiempo de retardo (ms)	2/200- 250 Entre taladros/filas

Fuente: Elaboración propia.

- **Levantamiento de taladros y cierre de polígono.**

La figura 114, muestra el plano de los taladros perforados del proyecto 3795-062-076, en el cual se identifican los taladros que han sido cargados y los taladros tapados (no cargados), del mismo modo el polígono encerrado entre líneas especifica la zona cargada con explosivo de alta energía Vistis 250.



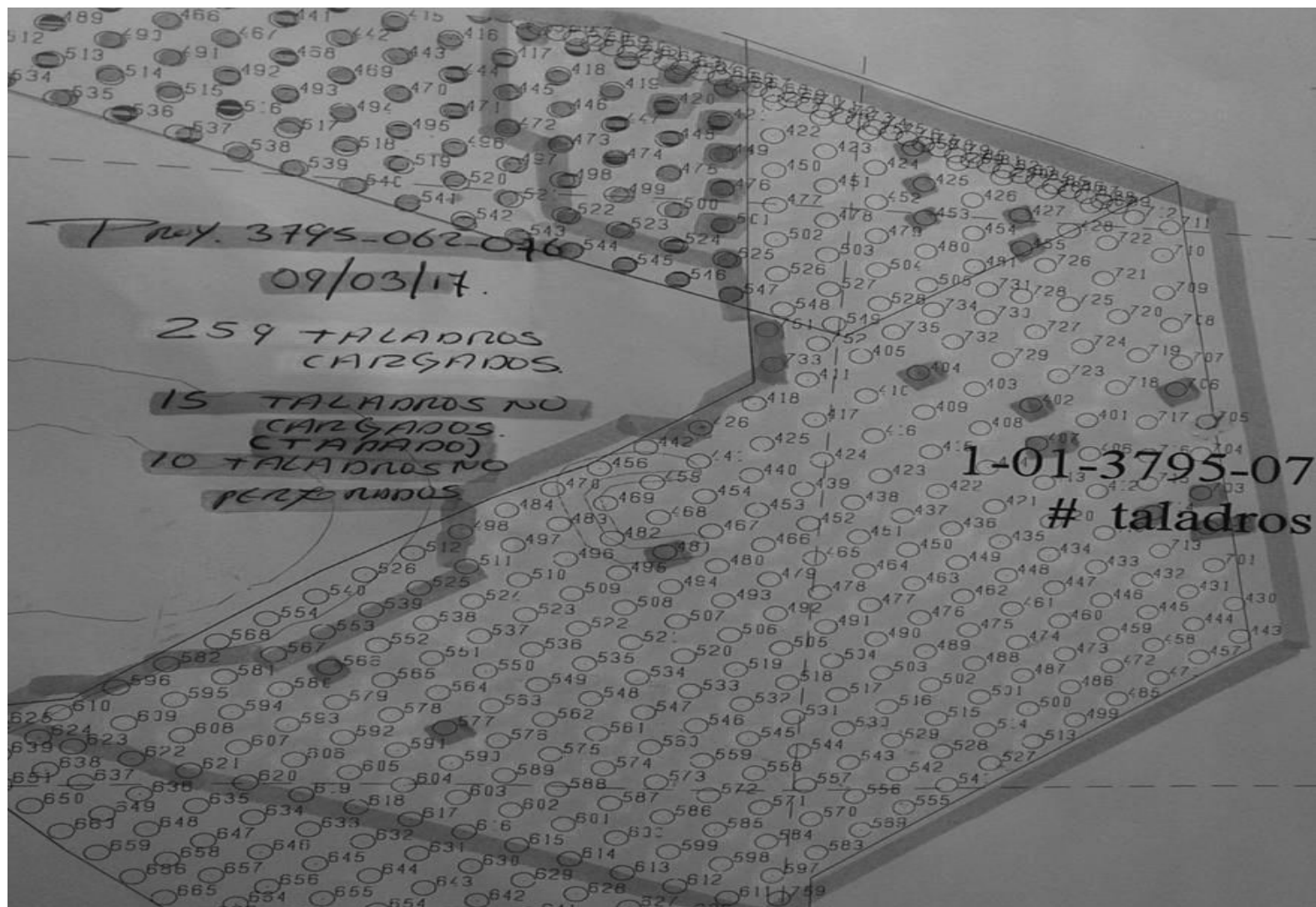


Figura 114. Levantamiento de taladros cargados y taladros tapados proyecto 3795-062-076
Fuente: Elaboración propia.

- **Reporte de blaster2400R**

En la figura 117, se puede observar el resumen del reporte de la voladura realizada en el proyecto 3795 – 062 – 076 del día 09/03/2017, en el cual indica el ID de los logger utilizados, la cantidad de Ikon (detonadores) programados por cada logger, caída de corriente por logger y los errores que se pueden tener.

i-kon
DIGITAL ENERGY CONTROL

Printer Summary

Mine Site	Blast Date
Blast Location	Blast Time

SHOTPlus file reference 3795_062-076aaa.spf (Rev. 112)
 SHOTPlus ID# 3795_062-076

Started upload

Blast Report i-koN! BLASTER 2400R SN: 00500 Version: 5.03a

Radio communication
 Operation Frequency: 469.45000 MHz
 Power: 1000 mWatt
 RX/TX: 100 %

Abort always

Fired: 09 Mar 17 am 11:34:58
 Loggers: 4 Total data: 476

LOGGER ID: 1	DETS: 139	ERRORS: 0	Current: 1.2 mA	SN: 001289	Version: 05.22k
LOGGER ID: 2	DETS: 127	ERRORS: 0	Current: 1.5 mA	SN: 003747	Version: 05.22k
LOGGER ID: 3	DETS: 150	ERRORS: 0	Current: 7.2 mA	SN: 003510	Version: 05.22k
LOGGER ID: 4	DETS: 60	ERRORS: 0	Current: 1.8 mA	SN: 003756	Version: 05.22k

by ORICA

Finished upload
 Started upload

Figura 117. Reporte del Blaster2400R del proyecto disparado 3795-062-076
 Fuente: Orica Mining Service Peru S.A.

4.1.5.6.2. Reporte de fragmentación en el frente 3795–076 (pala 02 – 11/03/2017) – Vistis 250.

- **Ubicación de la pala y el frente de minado.**

La figura 118, indica la ubicación del polígono del frente de minado cuya voladura ha sido realizada con la mezcla explosiva Vistis 250 y Fortis Extra, la ubicación de cargadores y palas establece el área de planeamiento mina de acuerdo a los planes de minado requerido.

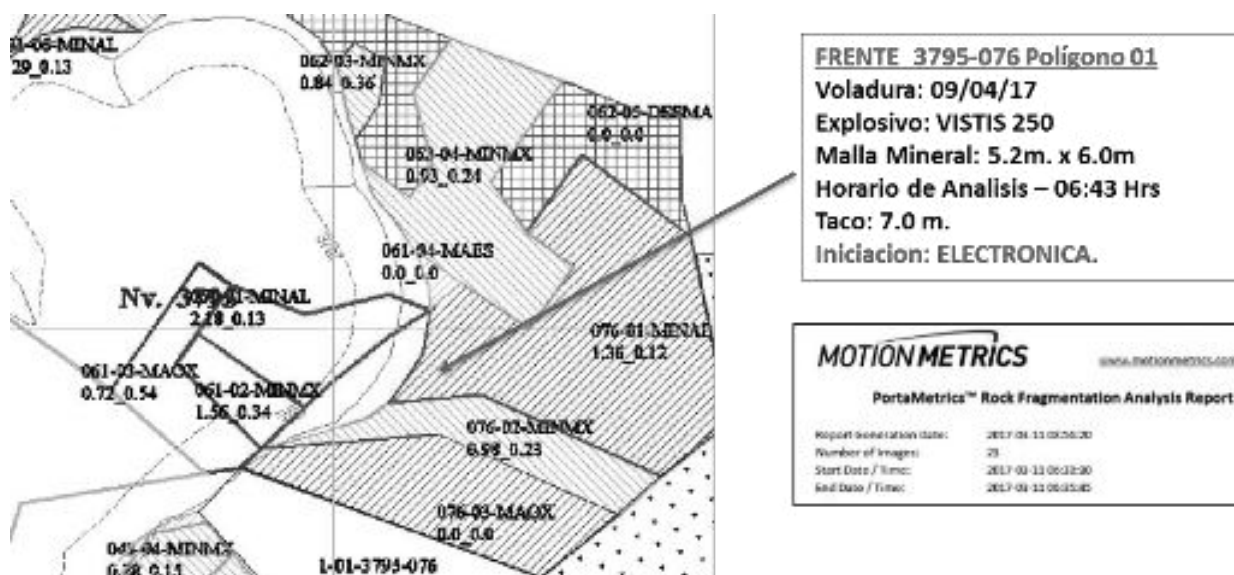


Figura 118. Ubicación del polígono del frente de minado.
Fuente: Las bambas – MMG limited (Área de perforación y voladura)



Figura 119. Delimitación de la zona fragmentada con explosivo VISTIS 250 y FORTIS EXTRA
Fuente: Elaboración propia.

- **Fotografías tomadas con el portametric para análisis de fragmentación.**
A continuación, se muestra en la parte superior las fotografías tomadas por el equipo portametric para el análisis de fragmentación y en la parte inferior el análisis realizado por el equipo para posteriormente obtener resultados de los rangos de fragmentación.

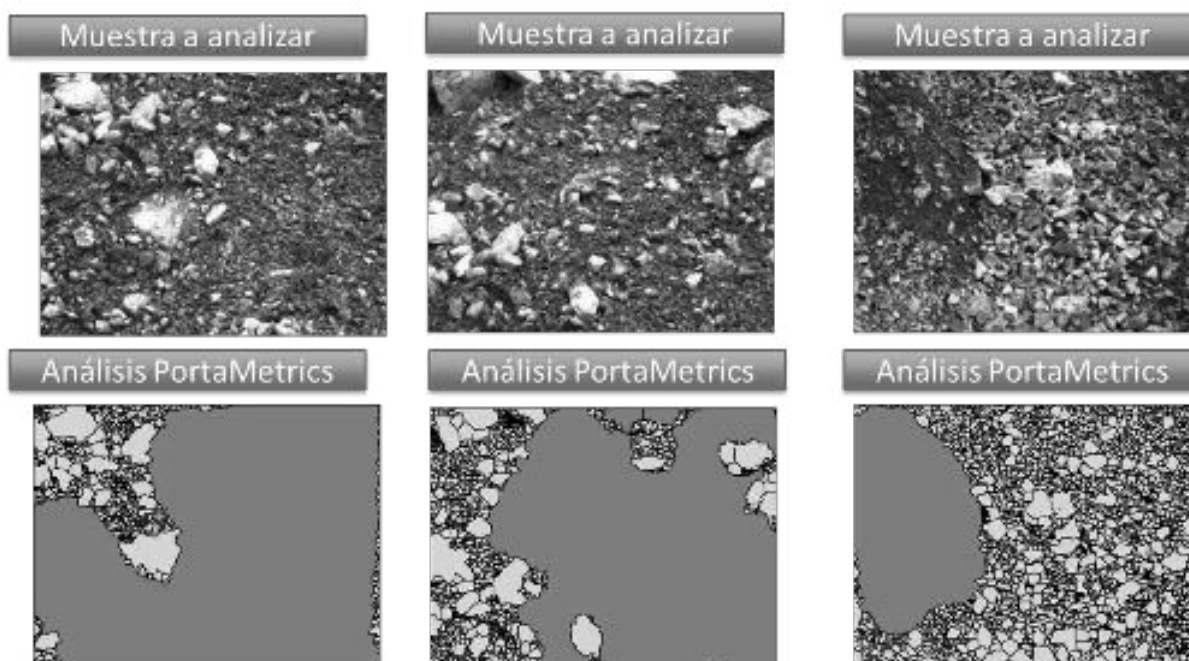
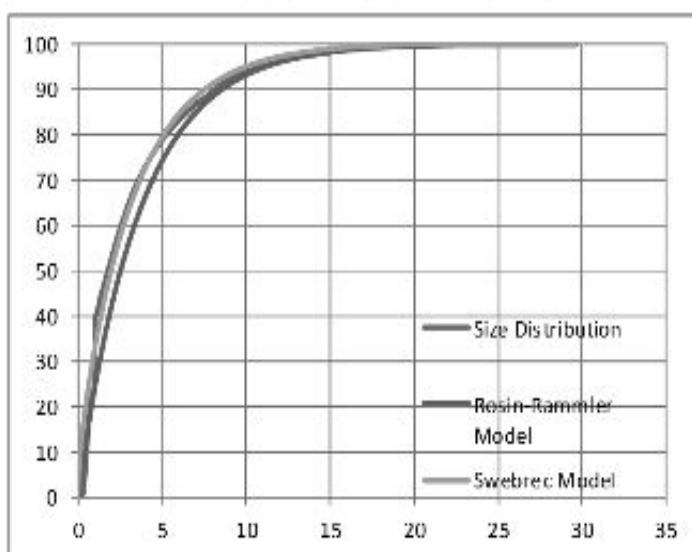


Figura 120. Fotografías tomadas con el portametric a las muestras para su respectivo analisis de fragmentacion.
Fuente: Orica Mining Service Peru S.A.

- **Distribución de tamaños de fragmento.**

MMG- LAS BAMBAS_ JAHUAPAYLLA INTEMEDIA 3795-076-VISTIS 250
Distribución del tamaño de la roca



Rosin-Rammler fitted model parameters:

modulo de tamaño (Xc):	3.68 pulg
modulo de distribución (K):	0.984

Swebrec fitted model parameters:

tamaño característico (Xc):	1.97 pulg
tamaño máximo (Xmax):	29.61 pulg
constante exponencial(b):	3.204

P-Values:

P10	0.51 pulg
P20	0.75 pulg
P30	1.02 pulg
P40	1.06 pulg
P50	1.81 pulg
P60	2.60 pulg
P70	3.62 pulg
P80	5.31 pulg
P90	8.19 pulg
P100	29.61 pulg

Figura 121. Distribución de tamaños de fragmentación.

Fuente: Orica Mining Services Perú S.A.

- **Histograma acumulativo.**

La figura 122, representa el histograma acumulativo según los rangos de tamaño de fragmentos en la voladura realizada, donde se puede observar el mayor porcentaje del material volado tiene un tamaño entre 0.00 – 1.00 pulg que representa el porcentaje de finos.

Non-Histograma Acumulativo

Bin Size: 1.00 pulg

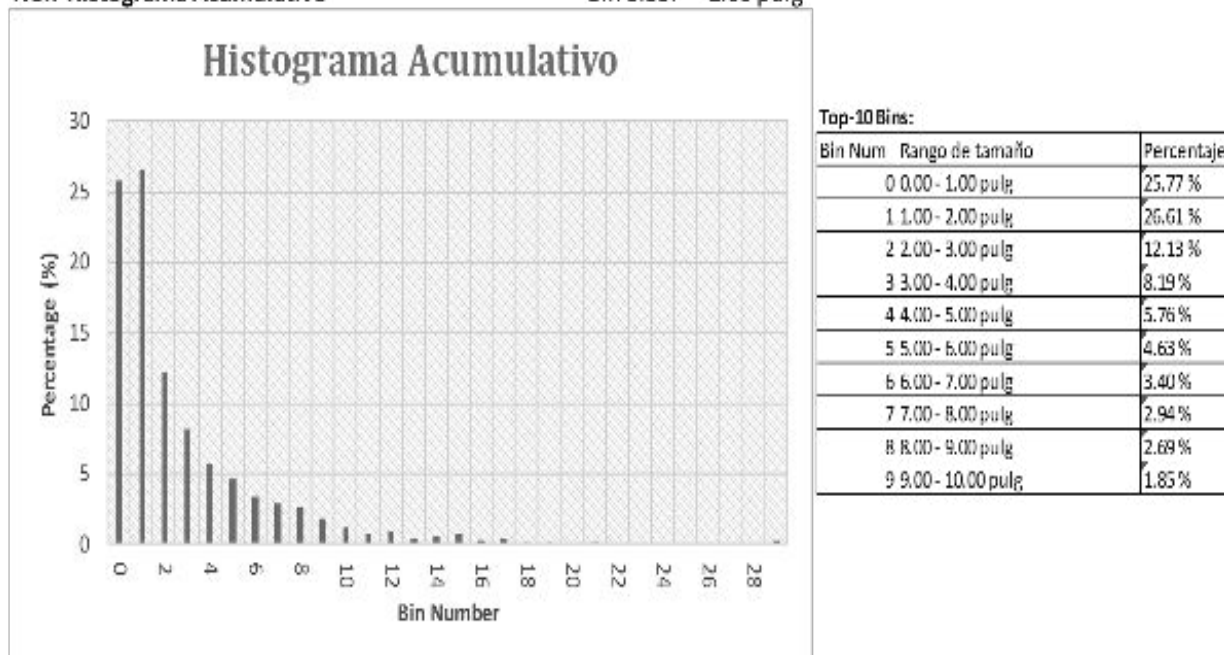


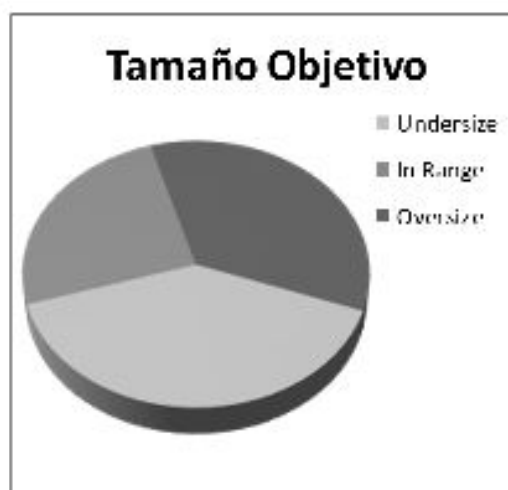
Figura 122. Histograma acumulativo según rango de tamaño de fragmentos.

Fuente: Orica Mining Service Peru S.A.

- **Parámetros de tamaño.**

Tabla 53. *Tamaño inferior 1 pulg. – rango – tamaño superior 3 pulg.***Parámetros de tamaño objetivo y porcentajes:**

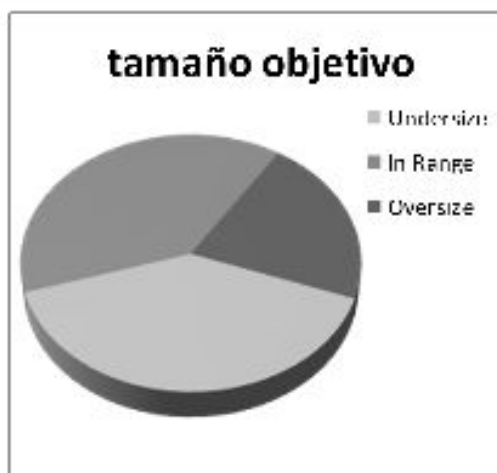
Umbral de tamaño inferior	1.0 pulg	39.67 %
En Rango	> 1.0 pulg. y < 3.0 pulg.	25.24 %
Umbral de gran tamaño	3.0 pulg	35.09 %



Fuente: Orica Mining Services Perú S.A

Tabla 54. *Tamaño inferior 1 pulg. – rango – tamaño superior 5 pulg.*

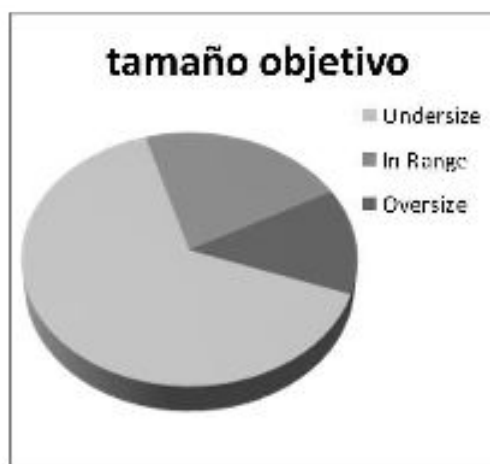
Parámetros de tamaño objetivo y porcentajes:		
Umbral de tamaño inferior	1.0 pulg	39.67 %
En Rango	> 1.0 pulg. y < 5.0 pulg.	39.02 %
Umbral de gran tamaño	5.0 pulg	21.31 %



Fuente: Orica Mining Services Perú S.A

Tabla 55. *Tamaño inferior 3 pulg. – rango – tamaño superior 7 pulg.*

Parámetros de tamaño objetivo y porcentajes:		
Umbral de tamaño inferior	3.0 pulg	64.91 %
En Rango	> 3.0 pulg. y < 7 pulg.	21.62 %
Umbral de gran tamaño	7.0 pulg	13.47 %



Fuente: Orica Mining Services Perú S.A

4.1.5.7. Análisis y comparación de resultados de las voladuras realizadas con Fortis Extra y Vistis 250 del mes de marzo.

La figura 123, muestra la comparación de resultados del porcentaje de finos (< 1 pulg.) y el P (80) obtenidos entre el Fortis Extra vs Vistis 250 en el mes de marzo 2017, donde el promedio para el material volado con el Fortis Extra es: % de finos < 1 pulg. = 28.75 % con un P (80) de 4.89 pulg, mientras el promedio para el Vistis 250 en % de finos < 1 pulg. = 45.56% con un P (80) de 3.35 pulg., analizando los resultados se concluye que el Vistis 250 obtiene unos resultados óptimos de esta manera cumpliendo satisfactoriamente los requerimientos de planta que es % de finos < 1 pulg. = 35 % y un P (80) = 4.5 pulg. Por otro lado, el Fortis Extra está por debajo de los valores requeridos.

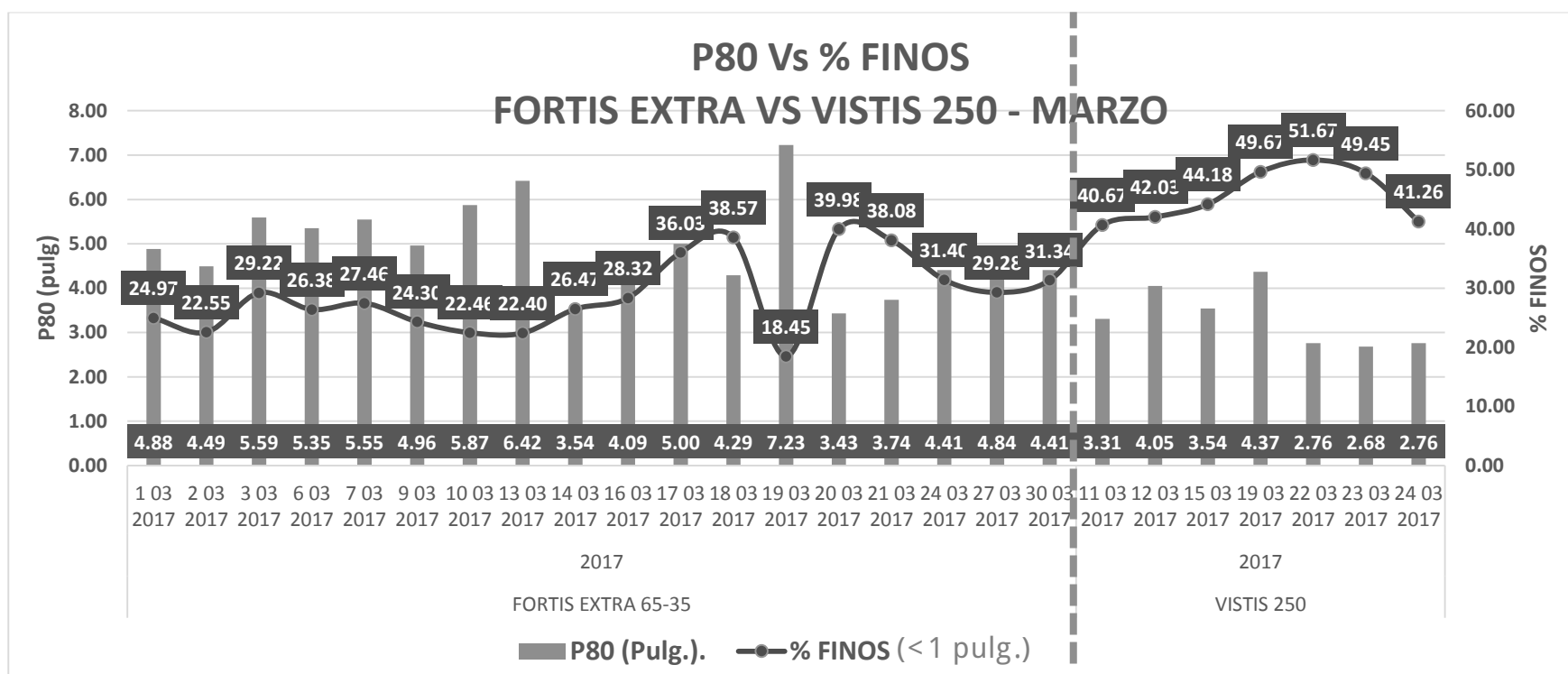


Figura 123. Análisis y comparación del P80 y porcentaje de finos (Fortis extra VS Vistis 250) - marzo
Fuente: Elaboración propia.



La figura 124 nos indica la tendencia del % de finos y tamaños críticos obtenidos en el mes de Febrero producto de las voladuras realizadas con el fortis extra y Vistis 250, de donde realizando un promedio aritmetico se obtiene lo siguiente para material volado con fortis extra: material fino < a 1 pulg.= 27.32 %, material en el rango de (1 pulg. - 3 pulg.) = 34.63 %, material entre (3 pulg. - 7 pulg.) = 26.33 % y un promedio de material grueso (> 7 pulg.) = 9.85 %, y para el material volado con el vistis 250 se puede observar los rangos de fragmetacion en promedio: finos < a 1 pulg.=45.6%, (> 1 pulg. tamaño < 3 pulg.) = 30.09%, (> 3 pulg. tamaño < 7 pulg.) = 16.35 y > 7 pulg. = 7.72%

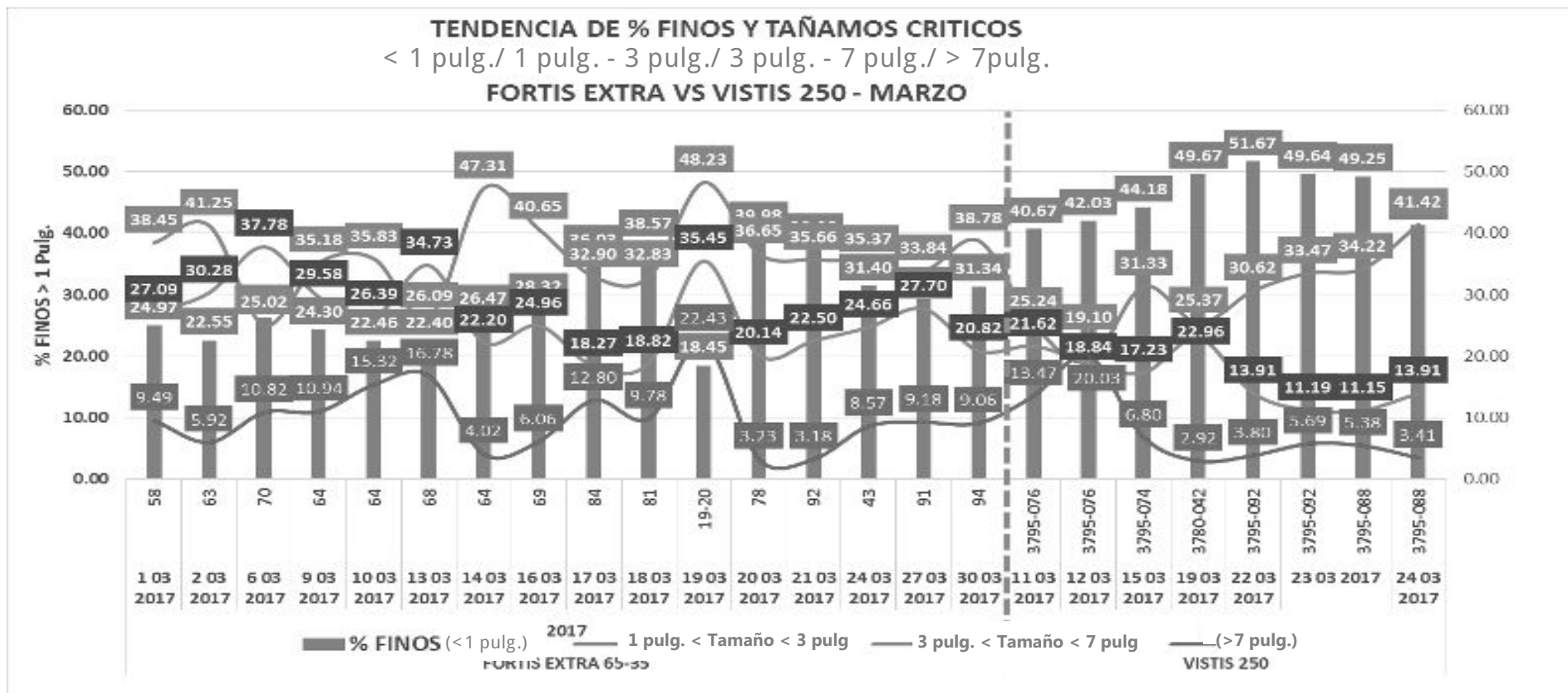


Figura 124. Tendencia de porcentaje de finos y tamaños críticos (Fortis Extra VS Vistis 250) - Marzo
Fuente: Elaboración propia.

4.1.6. Análisis de fragmentación y tamaños críticos producidos por el Vistis 250.

En la figura 125, se realiza un análisis de fragmentación de los 03 meses de prueba con el Vistis 250 obteniéndose un promedio del % de finos (< 1 pulg.) = 44.41 % y un P (80) = 3.30 pulg., obteniéndose resultados muy óptimos y así satisfaciendo muy por encima el requerimiento presentado por planta.

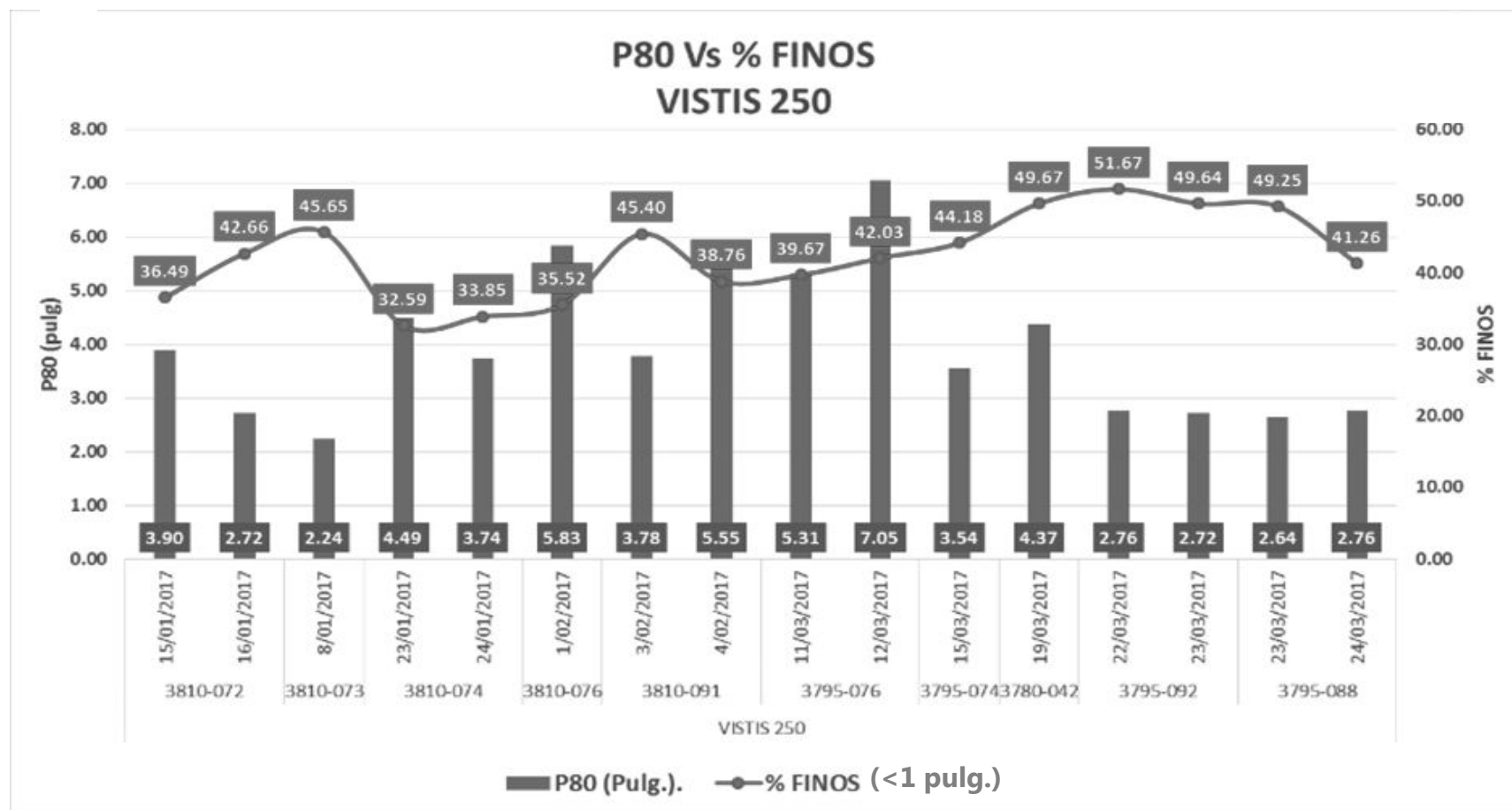


Figura 125. Análisis de P80 y % de finos
Fuente: Elaboración propia.

4.1.7. Evaluación económica y consumo en el periodo de prueba de las mezclas explosivas Fortis Extra y Vistis 250.

La siguiente tabla muestra la comparación de costos de los agentes explosivos Fortis Extra con la mezcla explosiva Vistis 250, utilizados en el periodo de prueba.

Tabla 56. *Evaluación económica y consumo de explosivos.*

Agente explosivo	Emulsión	Nitrato de Amonio	Combustible	Aluminio	Costo Total (\$/TM)
Porcentaje (%)	100 %	0 %	0 %	0 %	
Fortis Extra 100 (\$/TM)	600.60	-	-	-	600.60
Porcentaje (%)	65 %	32.9 %	2.1 %	0 %	
Fortis Extra 65 (\$/TM)	600.60	593.5	780.32	-	426.30
Porcentaje (%)	70 %	28.2 %	1.8 %	0 %	
Fortis Extra 73 (\$/TM)	600.60	593.5	780.32	-	601.83
Porcentaje (%)	65 %	25 %	0 %	10 %	
Vistis 250 (\$/TM)	600.60	593.5	-	1980	736.77

Fuente: Elaboración Propia

Observado la tabla se puede concluir que el costo por tonelada de la mezcla explosiva a implementar Vistis 250 es mayor que la serie Fortis Extra.

A continuación, se muestra el consumo de las mezclas explosivas en el periodo de prueba (enero 2017, febrero 2017 y marzo 2017) y la evaluación económica total.



Tabla 57. Consumo de las mezclas explosivas y costo total en el periodo de prueba.

Año	Mes	Explosivo	Kilos Explosivo	Emulsion (Kg)	Anfo (Kg)	Nitrato (kg)	D2 Gls	XP (kg)	Nro Taladros	costos \$/TM
2017	ENERO	EXTRA 100	424,373	424,373	0	0	0	0	683	\$254,878.36
		EXTRA 65	1,961,430	1,274,930	686,501	645,310	12,832	0	2,563	\$836,163.37
		EXTRA 73	2,066,652	1,446,656	619,996	582,796	11,589	0	2,849	\$1,243,779.00
		VISTIS 250	121,245	78,809	0	30,311	0	12,125	166	\$89,329.07
			4,573,700	3,224,768	1,306,496	1,258,418	24,420	12,125	6,261	\$2,424,149.81
	FEBRERO	EXTRA 100	464,055	464,055	0	0		0	672	\$278,711.43
		EXTRA 65	1,578,856	1,026,256	552,600	519,444	10,329	0	2,153	\$673,070.95
		EXTRA 73	1,287,105	900,974	386,132	362,964	7,217	0	1,766	\$774,622.03
		VISTIS 250	27,237	17,704	0	6,809	0	2,724	31	\$20,067.27
			3,357,253	2,408,989	938,731	889,216	17,546	2,724	4,622	\$1,746,471.68
	MARZO	EXTRA 100	825,410	825,410	0	0	0	0	1,344	\$495,741.25
		EXTRA 65	1,328,037	863,224	464,813	436,924	8,688	0	1,621	\$566,146.08
		EXTRA 73	1,647,000	1,152,900	494,100	464,454	9,236	0	2,316	\$991,218.65
		VISTIS 250	273,331	177,665	0	68,333	0	27,333	349	\$201,380.71
			4,073,778	3,019,199	958,913	969,711	17,924	27,333	5,630	\$2,254,486.69
			56,706,941	40,931,694	15,517,969	14,770,661	290,056	42,181	81,098	\$6,425,108.18

Fuente: Elaboración propia.

La tabla 57, representa la cantidad de explosivos utilizados como Fortis Extra y Vistis 250 y la cantidad de taladros cargados durante los periodos de prueba por mes y el costo total entre Fortis Extra y Vistis 250 de 6,425,128.18 dólares

4.1.8. Influencia de la granulometría en el proceso de chancado y molienda.

Para (DAVID PACHECO, 2013) En los últimos años se ha demostrado la gran influencia que posee la voladura en los procesos de chancado y molienda, debido a su mayor consumo de energía eléctrica versus la energía química de los explosivos. Siendo vital el nuevo enfoque de optimización hacia operaciones unitarias más eficientemente energéticas, como es el caso de la voladura. Es por eso que un aumento sustancial en el factor de carga de diseños de voladura de alta intensidad, predispone al mineral a un menor tiempo de proceso en planta y por ende a un menor costo de tratamiento, el cual justifica ampliamente el mayor uso de explosivo a un menor costo global.



Figura 126. Area de Stock Pile

Fuente: David Pacheco, 2013

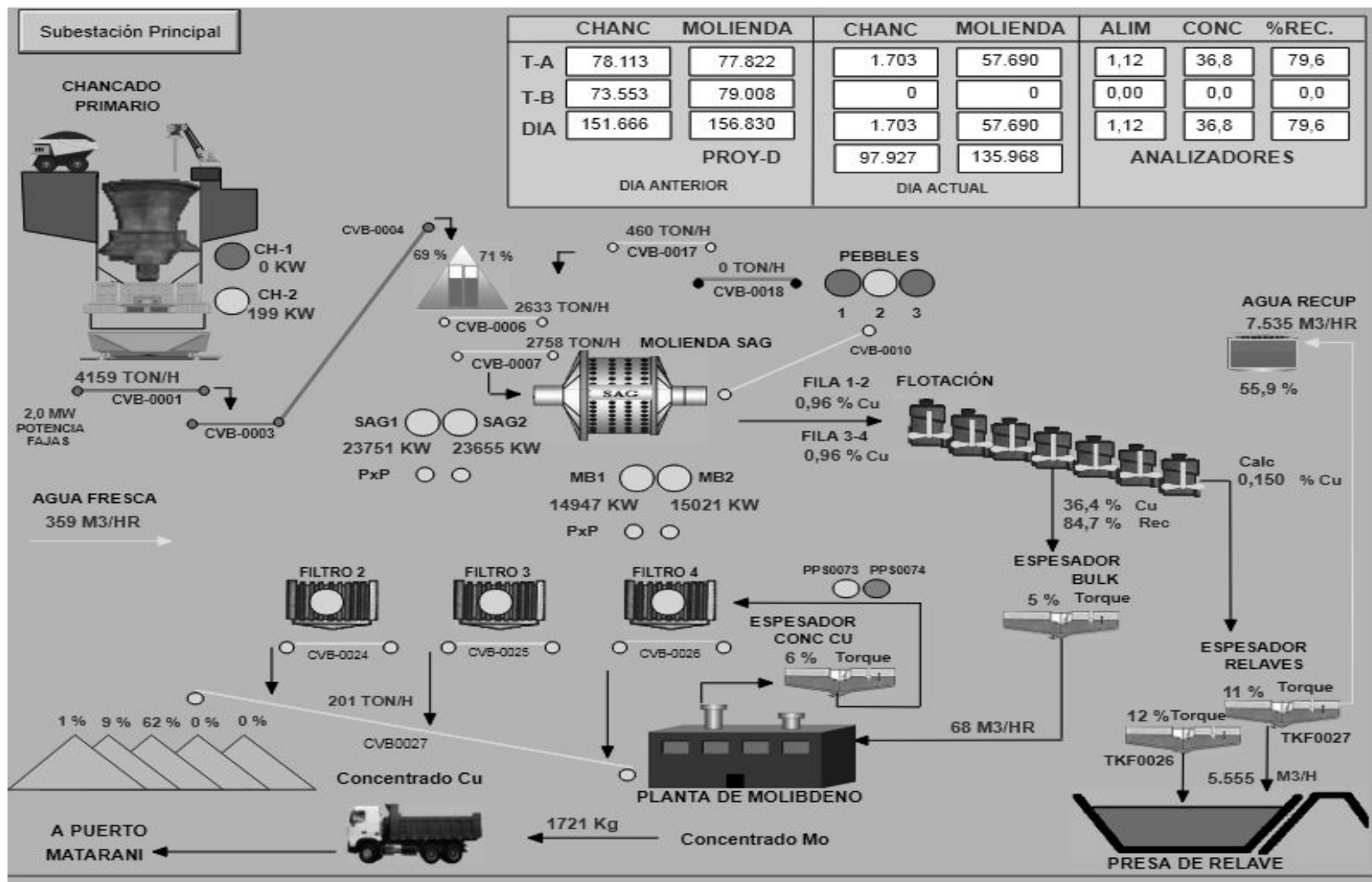


Figura 127. Visión general del proceso de tratamiento en la Planta concentradora.

Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas

4.1.8.1. Visión general del proceso de Chancado Primario.

La determinación de los costos energéticos de la chancadora se obtiene a partir de una base de datos de la mina Las Bambas MMG LIMITED la potencia en kilowatts hora del chancador, ya sea para el caso del análisis histórico donde se obtiene el promedio para los meses mencionados o para el análisis específico, considerándose un costo de 0,117 [USD/kW], por lo tanto, el costo energético se obtiene de la siguiente manera:

Análisis de la base histórica.

costo energ. de CH (USD)

$$= \sum_{i=1}^3 potencia CH_i \left(\frac{kW}{h} \right) \times 24 \left(\frac{hr}{dia} \right) \times dias_i \left(\frac{dia}{mes} \right) \\ \times costoenerg \left(\frac{USD}{kW} \right) \times eficiencia del CH_i$$

Con las siguientes eficiencias del chancador se obtuvo las potencias para los distintos meses, datos obtenidos a partir de la base de Las Bambas MMG LIMITED:

Tabla 58. Eficiencia de la chancadora caso histórico para costo de energía.

	Octubre	Noviembre	Diciembre
Días del mes.	31	30	31
Horas del día.	24	24	24
Eficiencia.	0.75	0.80	0.73
Utilización.	0.87	0.89	0.84
Disponibilidad	0.86	0.89	0.84

Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas

Donde se calcula para los 3 meses involucrados, e i corresponde al mes que se está analizando y días corresponde a los días del mes i.

Análisis de la base específica.

costo energ. de CH (USD)

$$= \sum_{i=1}^3 potencia CH_i \left(\frac{kW}{h} \right) \times 24 \left(\frac{hr}{dia} \right) \times 1 \left(\frac{dia}{mes} \right) \times costoenerg \left(\frac{USD}{kW} \right) \\ \times eficiencia del CH_i$$



Con las siguientes eficiencias del chancador para los distintos días respectivos a la extracción de cada voladura obtenidas a partir de la base de minera Las Bambas MMG LIMITED:

Tabla 59. Eficiencia chancador caso base para costo energético.

	1	2	3	4	5
Horas del día.	24	24	24	24	24
Días de extracción	08/01/17	28/01/17	03/02/17	11/03/17	15/03/17
Eficiencia.	0.94	0.90	0.90	0.91	0,96
Utilización.	0.96	0.91	0.90	0.91	0.96
Disponibilidad	0.97	0.99	1.00	1.00	1.00

Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas

Donde se calcula para el día de funcionamiento del chancador y la potencia y eficiencia promedio de ese día en particular en que fue extraída el material.

4.1.8.2. Determinación de beneficio de tonelaje pasante.

Para la obtención del beneficio gracias al tonelaje que se alcanza en el chancador, se comienza por la adquisición de los tonelajes por hora que recibe el chancador a partir de la base de datos de minera Las Bambas MMG LIMITED. Luego, teniendo en cuenta las siguientes leyes promedio por mes en el año 2016 y 2017:

Tabla 60. Leyes promedio por mes

Mes	Ley %
Meses Base	
Octubre (2016)	0.779
Noviembre (2016)	0.784
Diciembre (2016)	0.763
Promedio	0.775
Meses específicos	
1 (08/01/2017)	0.802
2 (28/01/2017)	0.754
3 (03/02/2017)	0.791
4 (11/03/2017)	0.786
5 (15/03/2017)	0.773
Promedio	0.781

Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas



Además, se considera un precio para el cobre de 1.10 – 1.20 [USD/lb], por lo que, con esto, el beneficio a partir del tonelaje pasante en el chancador se calcula como:

Análisis de la base histórica.

Beneficio Tonelaje pasante CH (USD)

$$= \sum_{i=1}^3 \text{tonelaje } CH_i \left(\frac{\text{ton}}{\text{h}} \right) \times 24 \left(\frac{\text{hr}}{\text{dia}} \right) \times \text{dias}_i \left(\frac{\text{dia}}{\text{mes}} \right) \times \text{eficiencia}_i \\ \times \text{ley promedio} \times \text{precio de cobre} \left(\frac{\text{USD}}{\text{lb}} \right) \times \frac{1}{0.000453592} \left(\frac{\text{lb}}{\text{ton}} \right)$$

Análisis de la base Específica.

Beneficio Tonelaje pasante CH (USD)

$$= \sum_{i=1}^3 \text{tonelaje } CH_i \left(\frac{\text{ton}}{\text{h}} \right) \times 24 \left(\frac{\text{hr}}{\text{dia}} \right) \times 1(\text{dia}) \times \text{eficiencia}_i \\ \times \text{ley promedio} \times \text{precio de cobre} \left(\frac{\text{USD}}{\text{lb}} \right) \times \frac{1}{0.000453592} \left(\frac{\text{lb}}{\text{ton}} \right)$$

4.1.8.3. Resultados del rendimiento del chancador.

- **Resultados de rendimiento caso histórico.**

Se tiene que se analizó los meses de octubre 2016, noviembre 2016 y diciembre 2016, donde se obtuvo la potencia y tonelaje promedio asociado a cada mes.

Tabla 61. Rendimiento promedio de los chancadores por mes.

	Octubre	Noviembre	Diciembre	Promedio
Tonelaje/hora	3547	3254	3458	3351
Potencia (KW/h)	450	421	467	446

Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas

Luego, visualizando los resultados por mes para los distintos meses, en cuanto a costo de potencia y dólares aportados por el tonelaje pasante del chancador se tiene:



Tabla 62. Costos y dólares aportados por tonelaje por mes.

Mes	Ley (%)	Costo potencia USD	USD aportados por tonelaje pasante de cobre
Octubre	0.779	29 379	39 089 967
Noviembre	0.784	28 372	37 255 342
Diciembre	0.763	29 676	36 331 036
Total		87 426	112 676 344

Fuente: Elaboración Propia

- **Resultados de rendimiento base específico.**

Se tomaron los datos para el caso base específico los días en enero, febrero y marzo del 2017 los cuales están representadas por 1, 2, 3, 4 y 5 como se muestra en la tabla anterior, con respecto al rendimiento del chancador, los cuales incluyen potencia y tonelaje de este.

Tabla 63. Rendimiento promedio de los chancadores por día.

	1	2	3	4	5	Promedio
Tonelaje/hora	4159	4073	3958	4221	3896	4061
Potencia (KW/h)	337	354	320	367	317	339

Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas

Por lo tanto, se obtuvieron los siguientes resultados en cuanto a los dólares aportados por el tonelaje pasante del chancador y los costos energéticos asociados para el caso de las distintas voladuras:

Tabla 64. Costos energéticos promedio del chancador y USD por tonelaje pasante caso específico por voladura.

Día	Ley (%)	Costo potencia USD	USD aportados por tonelaje pasante de cobre
1 (08/01/2017)	0.802	890	1 907 809
2 (28/01/2017)	0.754	895	1 681 791
3 (03/02/2017)	0.791	809	1 714 504
4 (11/03/2017)	0.786	938	1 837 058
5 (15/03/2017)	0.773	855	1 759 193
Total		4 385	8 900 354

Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas



4.1.8.4. Resultados flujo de caja en el proceso de chancado.

En cuanto al flujo de caja para el caso histórico y para la línea base, el dinero aportado por el tonelaje pasante de cobre es significativamente mayor a las demás actividades y además no es consecuencia directa del uso de explosivo de alta energía solamente, por ende, se tiene una tabla resumen con los costos solamente para a posterior realizar un mejor análisis:

Tabla 65. *Flujo de caja en el chancador caso base.*

	Octubre	Noviembre	Diciembre
Mayor tonelaje pasante de cobre (USD)	39 089 967	37 255 342	36 331 036
Costo energético (USD)	- 29 379	- 28 372	- 29 676
Total USD	39 060 588	37 226 970	36 301 360

Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas

Tabla 66. *Flujo de caja en el proceso de chancado caso específico.*

	1	2	3	4	5
Mayor tonelaje pasante de cobre (USD)	1 907 809	1 681 791	1 714 504	1 837 058	1 759 193
Costo energético (USD)	- 890	- 895	- 809	- 938	- 855
Total USD	1 906 919	1 680 896	1 713 695	1 836 121	1 758 338

Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas

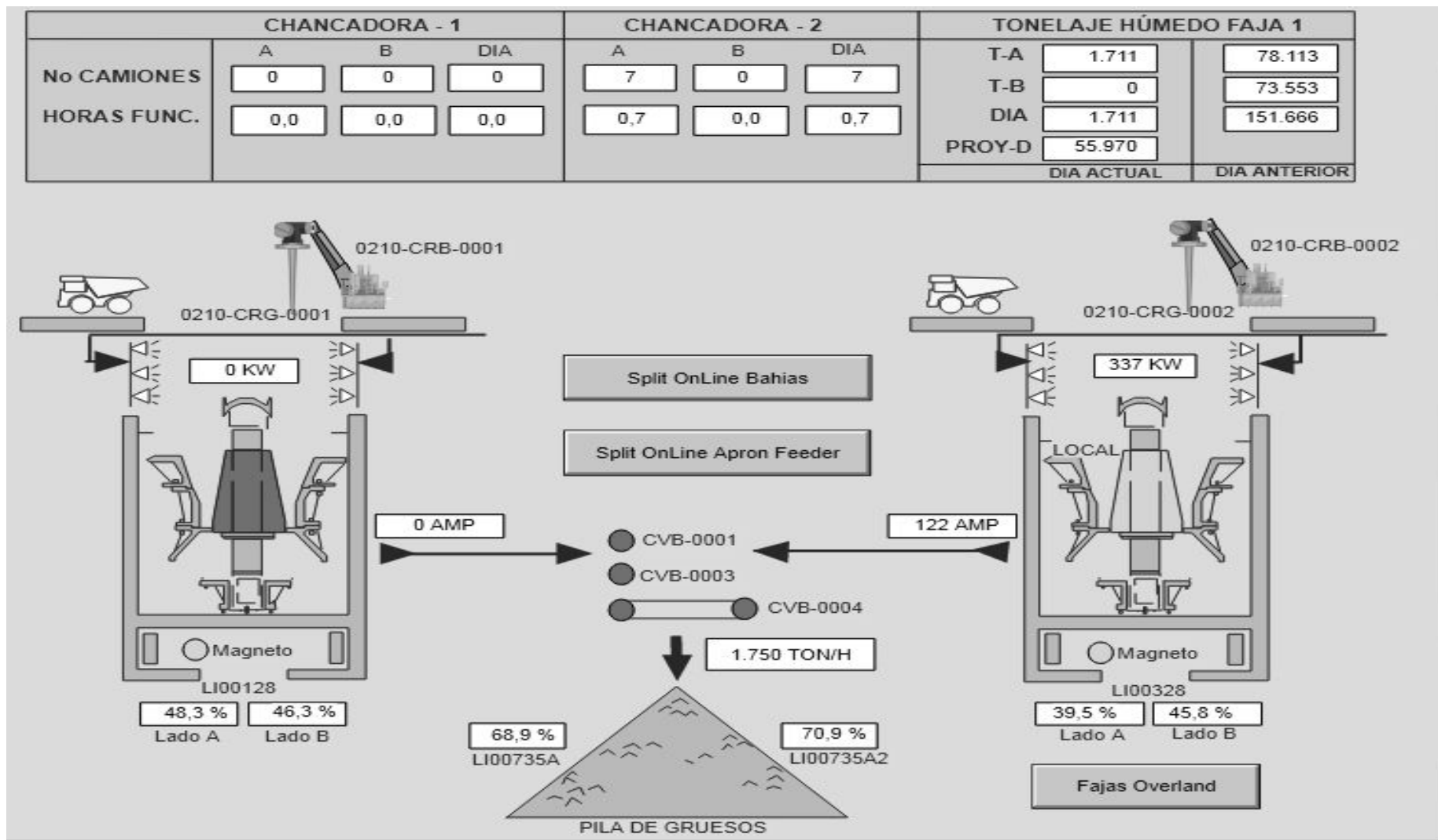


Figura 128. Vision general del proceso de chancado
 Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas



4.1.8.5. Visión General de la Molienda.

El promedio de la producción en los molinos, generada en la línea base de alimentación con el producto de los proyectos volados con el Fortis Extra fue desde 2622 a 2721 tn/h como se muestra en la figura siguiente, a una energía específica total de 8.63 a 9.06 kWh/tn, según el siguiente gráfico.

Si bien el incremento del % de finos (<1 pulg.) eleva el tratamiento en los procesos de conminución, el bajo tonelaje cargado con el explosivo Vistis 250 y las mezclas con otras voladuras dificulta realizar la trazabilidad del mineral.

Tabla 67. Consumo de energía por hora Caso base (Fortis Extra)

	CONSUMO DE ENERGIA (KW)	HORAS TRABAJADAS (h)	PRODUCCION POR HORA(tn/h)	ENERGIA ESPECIFICA (kwh/Tn)	CONSUMO DE ENERGIA (Kw/h)
SAG 1	23760	9.4	2622	9.06	2528
SAG 2	23655	7.5	2741	8.63	3154
MB 1	14947	9.4	2622	5.70	1590
MB 2	15021	7.5	2741	5.48	2003

Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas

Tabla 68. Consumo de energía promedio caso específico (Vistis 250).

	CONSUMO DE ENERGIA (KW)	HORAS TRABAJADAS (h)	PRODUCCION POR HORA(tn/h)	ENERGIA ESPECIFICA (kwh/Tn)	CONSUMO DE ENERGIA (Kw/h)
SAG 1	51802	23.4	3094	16.75	2214
SAG 2	68351	24	3518	19.43	2848
MB 1	31863	23.4	3094	10.30	1362
MB 2	39722	24	3518	11.29	1655

Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas.

Observamos un incremento de producción en la Línea 1 de molienda de 15.26 %, la línea base promedio procesada desde octubre a diciembre es de 2 622 tn/h, y en las horas de prueba se procesó 3 094 tn/h de material volado con Vistis 250.

De la misma forma se observa un incremento en la línea 2 de molienda de 22.08 %, la producción en la línea base es de 2 741 tn/h, y en las horas de prueba se procesó 3 518 tn/h de material volado con Vistis 250.



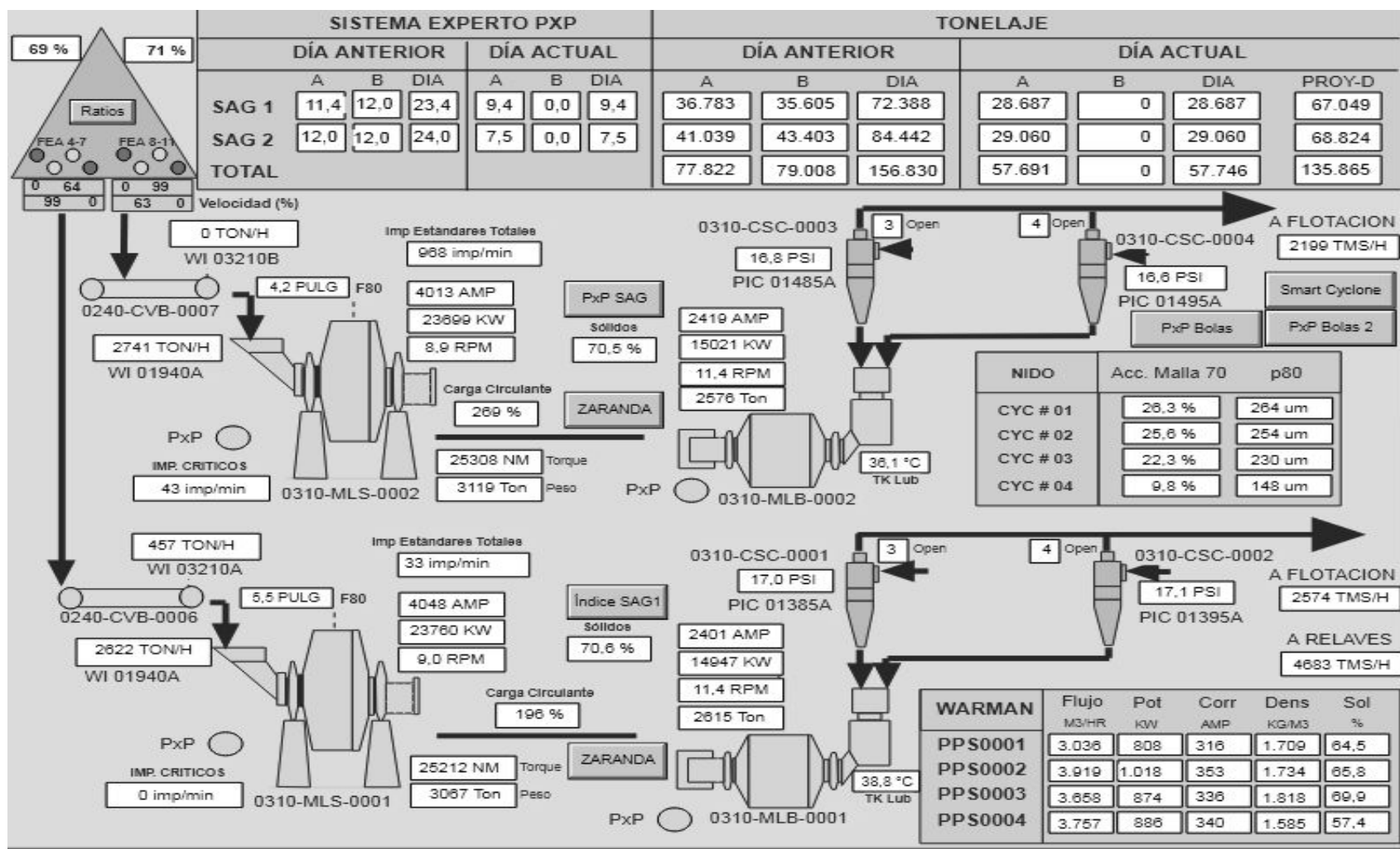


Figura 129. Vision general del proceso de molienda
 Fuente: Área planta concentradora MMG LIMITED Las Bambas

Parámetros de Perforación y Voladura	
Tipo de explosivo	V/STIS 250
Densidad inicial (gr/cc)	1.37
Densidad final (gr/cc)	1.19
Diametro (pulg)	12 1/4
Burden (m)	6.00
Espaciamiento (m)	7.00
Profundidad de taladro (m)	16.5
Altura de banco (m)	15.0
Sobreperforación (m)	1.5
Densidad de Roca	2.5
Altura de Cargo (m)	9.5
Tacofinal (m)	7.0
Kg de Explosivo/taladro	946.8
Toneladas Rotas/taladro	1170.0
Factor de Carga (Kg/ton)	0.809

Figura 131. parámetros de perforación y voladura para visitis 250 (caso específico)
Fuente: Las bombas – MMG limited (Área de perforacion y voladura)

4.2.6. Resumen comparativo de fragmentación entre Fortis Extra y Vistis 250.

En la tabla 69, se muestra las mejoras en el proceso de fragmentación haciendo un análisis de las voladuras realizadas con mezcla explosiva Fortis Extra y Vistis 250 en los 3 meses de prueba, las voladuras con ambos explosivos son realizados con doble iniciación electrónica con booster de 2 lb y un detonador no electrónico como back up.

Tabla 69. Comparación de resultados promedio en la fragmentación por mes.

	FORTIS EXTRA	VISTIS 250
MES DE ENERO		
P80	6.61 pulg.	3.11 pulg.
% de finos (< 1 pulg.)	24.48%	41.79%
MES DE FEBRERO		
P80	5.63 pulg.	3.55 pulg.
% de finos (< 1 pulg.)	25.52%	45.89%
MES DE MARZO		
P80	4.89 pulg.	3.35 pulg.
% de finos (< 1 pulg.)	28.75%	45.56%

Fuente: Elaboración propia.

Se puede observar claramente la reducción del P80 y porcentaje de finos (< 1 pulg.) el en los meses de prueba utilizándose la mezcla explosiva Vistis 250 con

respecto al explosivo Fortis extra, es menor de esta manera se cumple con el requerimiento de planta en cuanto al porcentaje de finos y P80.

De la tabla 69, analizando un comparativo global de los meses de prueba se tiene en promedio del P80 y % de finos > 1 pulg. de la siguiente manera:

Explosivo Vistis 250 un P80 de 3.33 pulg., y un % de finos > 1 pulg. 44.41%

Explosivo Fortis extra un P80 de 5.7 pulg., y un % de finos > 1 pulg. 26.25%

De estos resultados se puede observar que con el Vistis 250 se puede obtener un 18 % más en promedio el porcentaje > 1 pulg. de finos y un P80 menor en 2.37 pulgadas con respecto al Fortis extra.

De acuerdo a estos resultados se puede demostrar que utilizando explosivos de alta energía se puede tener una fragmentación óptima muy por encima de los valores requeridos por planta, por otro lado, no se visualizó gases nitrosos, ni se registraron vibraciones fuera de los límites permisibles establecidos de esta manera se no se genera daños ambientales en las zonas de influencia.

4.2.7. Resumen comparativo en el proceso de chancado.

En la tabla 70, muestra los comparativos respecto al costo energético en 1 hora de chancado, en el cual se observa que existe un ahorro de 337 dólares al realizar el proceso de chancado de un mineral volado con el Vistis 250, este ahorro se debe a que el porcentaje de finos es mayor con respecto al mineral volado con el Fortis extra de estos valores se realiza el cálculo de costo energético ahorrado en un año:

Costo = 337 \$/h*24h/día*360 día/año = 2,911,680.000 \$/año

Se concluye que aproximadamente por año se estaría ahorrando en energía eléctrica 2,911,680.00 dólares.

Tabla 70. Comparativo en el proceso de chancado.

	FORTIS EXTRA	VISTIS 250
Tonelaje por hora	3351	4061
Potencia Kw/h	446	339
Costo energético por día (USD)	1214	877

Fuente: Elaboración propia.



CAPÍTULO V. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.

5.1. Conclusiones.

- Con la aplicación de la mezcla explosiva Vistis 250 en las zonas de mineral se obtuvo un porcentaje de finos < 1pulg., de 44.41% y un P80 de 3.33 pulg., en promedio respecto al Fortis extra que se alcanzó solo un 26.25% (< 1 pulg.), y un P80 de 5.7 pulg. en promedio, demostrándose así que se optimizó la fragmentación en zonas de mineral implementándose explosivos de alta energía para reducir los costos en el chancado y molienda. (ver tabla 69)
- Se utilizó diseños de malla de perforación de 6 metros x 7 metros (Burden x Espaciamiento) y un diseño de carga explosiva de 0.608 kg/tn para la aplicación de la mezcla explosiva Fortis Extra y Vistis 250, en las voladuras en zonas de mineral donde obtuvo un porcentaje de finos del mineral <1 pulg., de 26.25 % y con la implementación del explosivo de alta energía Vistis 250 el porcentaje de finos (< 1 pulg) alcanza un 44.41%, optimizando en un 18 % más el porcentaje de finos de mineral en promedio, cumpliendo de manera satisfactoria los resultados esperados.
- La cantidad de mineral chancado y molido producto del explosivo de alta energía Vistis 250 es de 4061 tn/h y del Fortis extra es de 3351 tn/hr la diferencia en el rendimiento del de chancador es de acuerdo al mineral ingresado influyendo en el proceso de chancado y molienda, la cantidad de material procesado producto de la voladura con el Vistis 250 es mayor respecto al Fortis extra en 710 tn/h de esta manera se puede observar un mayor rendimiento. (ver tabla 70).
- El costo de una tonelada de explosivo Vistis 250 es 736,77 dólares, mayor respecto al Fortis extra que tiene un costo 426.30 dólares la tonelada, con una diferencia de 310.47 dolores por tonelada, donde este costo se compensa con menos consumo de energía en los procesos de chancado y molienda del material volado con Vistis 250 con respecto al material volado por Fortis extra en 107 kw/h, donde esto representa un ahorro en costo de energía en un año de 2,911,680.00 dólares por año; debido a los resultados de fragmentación anteriormente mencionados. (ver tabla 70).

5.2. Recomendaciones.

- Se debe estandarizar el uso de las mezclas explosivas Vistis 250 para obtener una buena fragmentación como resultado de la voladura de rocas; y de esta manera minimizar los costos de carguío, acarreo, chancado, molienda, etc., lográndose de esta manera optimizar la rentabilidad de la empresa minera.
- Tener definidas las mallas de carguío con Vistis 250
- Usar siempre emulsión fresca (de pocos días de almacenamiento) para mantener los rangos de calidad.
- Considerar el tiempo y recursos que conlleva el abastecimiento de XP.
- Es necesario que el personal Orica Miming Service cumpla los estándares establecidos para poder lograr los objetivos señalados.
- Tener muy en cuenta que la eficiencia de la voladura no solo se mide a través de la fragmentación alcanzada, sino por un conjunto de factores relacionados entre sí, entre los que cabe destacar la forma en la que se consume la energía desarrollada por el explosivo, la intensidad de las alteraciones ambientales (proyecciones, vibraciones terrestres y onda aérea) y la seguridad en los trabajos entre otros.
- Se debe conocer todas y cada una de las propiedades físico mecánicas del macizo rocoso, lo mismo que su caracterización geomecánica debido que se utiliza para determinar los parámetros de voladura.
- Para evitar daños al medio ambiente en el tajo Ferrobamba se recomienda usar emulsión fresca para no generar gases nitrosos, hacer el seguimiento del proceso de carguío con el control de taco para evitar sobre carga de explosivo en los taladros para evitar flyrocks y evitar generar vibraciones por encima de los límites máximos permisibles.



BIBLIOGRAFÍA

- Aguirre García, Andrés A. 2016. *Optimización de parámetros de tronadura en funcon de explosivos de alta energia en sociedad contractual minera el Abra*. Chile : Unversidad de Chile, 2016.
- Aguirre, Andrés Alejandro. 2016. *Optimización de parámetros de tronadura en función de explosivos de alta energía en sociedad contractual minera el abra*. Santiago de Chile : Universidad de Chile, 2016.
- Ames Lara, Victor Alejandro. 2008. *Diseño de las mallas de perforacion y voladura utilizando la energia producida por las mezclas explosivas*. Lima : Universidad Nacional de Ingenieria, 2008.
- Bernaola Alonso, Jose, Castilla Gomez, Jorge y Herrera Herberth, Juan. 2013. *Perforacion y voladura de rocas en mineria*. Madrid : Copyright, 2013.
- Bickford, William. 1774–1834. *Ensign-Bickford Company*. Ashburton, Devon, England, United Kingdom : s.n., 1774–1834.
- CAMIPER. 2017. *Estrategias operativas para la reduccion de costos en perforacion y voladura en mineria superficial*. Lima : Camara Minera del Perú, 2017.
- Compañía Dyno Nobel. 1998. *Manual de procedimientos en la prueba en terreno y manipulación de nitratos de amonio*. Canada : Dyno United States, 1998.
- CooperAcción, Elaborado por el equipo de. 2015. *INFORME ESPECIAL 2015 Caso “Las Bambas”*. Lima, Perú : www.conflictosmineros.org.pe, 2015.
- Cueva Arauzo, Omar. 2015. *Tecnicas modernas de voladuras controladas en mienria a cielo abierto*. Arequipa : Perumin, 2015.
- DAVID PACHECO, OSCAR FERNANDO. 2013. *“VOLADURAS DE ALTA INTENSIDAD Y SU INFLUENCIA EN EL CHANCADO Y MOLIENDA DEL PÓRFIDO CUPRÍFEROS DE CERRO VERDE”*. AREQUIPA : s.n., 2013.
- Diaz Quispe, Miguel Angel. 2012. *ESTRATEGIAS EN EL CAMBIO DEL USO DE EXPLOSIVO DINAMITA POR EMULFRAG PARA OPTIMIZACIÓN DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA REDUCIR COSTOS EN COMPAÑÍA MINERA ARES UNIDAD OPERATIVA ARCATA*. Arequipa : Universidad Nacional San Agustin de Arequipa, 2012.
- Enaex. 2006. *Manual de Tronadura*. Santiago : s.n., 2006.
- Exsa S.A. 2009. *Manual practico de voladura*. Lima : s.n., 2009.
- Fernandez, Vicente Conesa. 2010. *Guia metodologica para la evaluación del impacto ambiental*. 4. Madrid : Mundi- Prensa, 2010. pág. 361.
- Hinostroza, Jaime Roosevelt. 2014. *Optimización de la fragmentación en las rocas con la*. Lima : Universidad Nacional Mayor de San Marcos, 2014.



- HUANEY HUARCAYO GIOVANNA MARITZA. 2016. *Resumen Ejecutivo de la Tercera Modificación del Estudio de Impacto Ambiental de la Unidad Minera Las Bambas*. Lima : s.n., 2016.
- Lopez Jimeno, Carlos. 2010. *Manual de perforacion y voladura de rocas*. Madrid : Graficas Arias Montano S.A., 2010.
- Orica Mining Service Peru S.A. 2015. *Manual de procedimiento escrito de trabajo seguro*. Lima : Jarems E.I.R.L., 2015.
- Orica Mining Services. 2011. Orica Catalogo 2012. *Catalogo*. [En línea] 20 de 10 de 2011. http://www.oricaminingservices.com/co/es/section/products_and_services.
- Orica Mining Services S.A. 2015. i-kon Basic Operations. *i-kon Basic Operations*. [En línea] 3 de 12 de 2015. http://www.oricaminingservices.com/bo/es/page/products_and_services/electronic_blasting_systems/i-kon/i-kon_basic_operations.
- —. 2016. Technical data sheet. *Productos y servicios*. [En línea] 16 de 02 de 2016. http://www.oricaminingservices.com/au/en/product/products_and_services/initiating_systems/page_initiating_systems/electric_instantaneous_ii_detonator/1286.



ANEXO 01: ANÁLISIS DE HUMOS EN VOLADURAS CON VISTIS 250

Figura 132. 3ra voladura Vistis 250: Proyecto 3810-074 Analisis de humos



Figura 133 4ta voladura Vistis 250: Proyecto 3810-091 Analisis de humos



Figura 134 6ta voladura Vistis 250: Proyecto 3795-074 Analisis de humos

ANEXO 02: FRENTES DE MINADO - VISTIS 250

Figura 135: 1er analisis de fragmentacion proyecto :3810-073-03 (P80 = 2.24 pulg.; < 1 pulg.=50.6%)



Figura 136: 2do Analisis de fragmentacion Proyecto: 3810-072-03 (P80 = 3.58pulg.; < 1 pulg. =40.1%)



Figura 137: 8vo Analisis de fragmentacion Proyecto: 3780-042-01 (P80= 4.37 pulg.; < 1 pulg. = 49.67%)

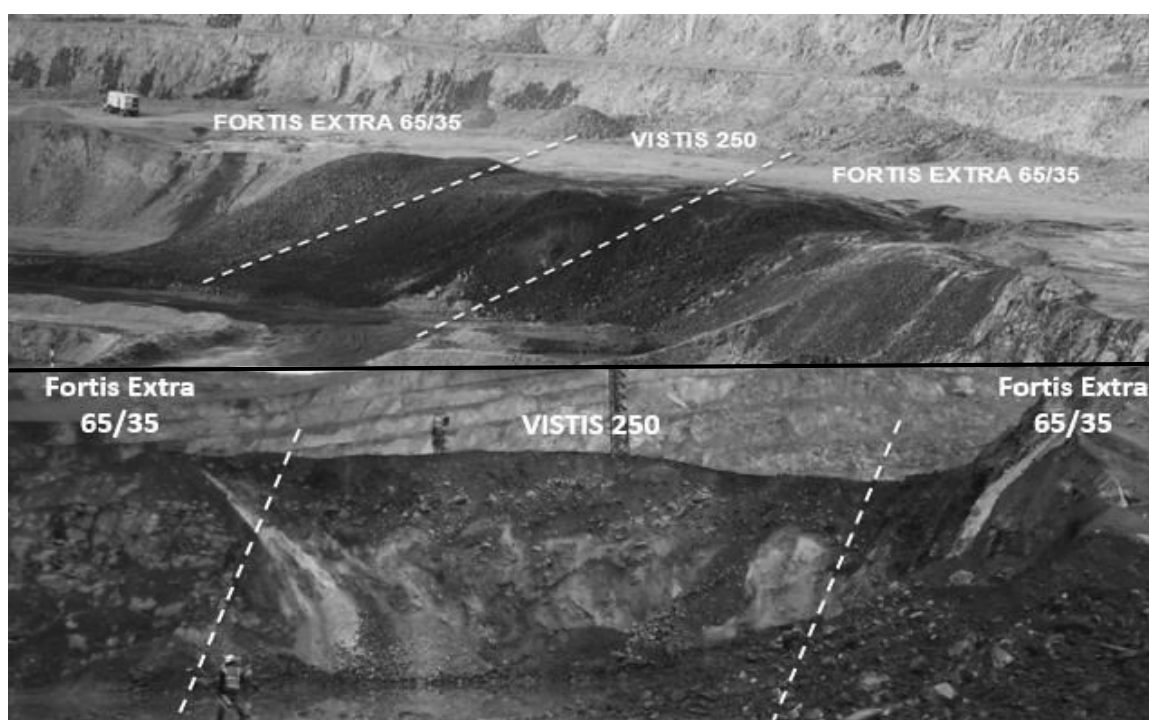


Figura 138: 9no Analisis de fragmentacion Proyecto: 3795-092-01 (P80 = 4.37 pulg.; < 1pulg. = 49.67%)



Figura 139: Frente de minado en Jahuapaylla Baja Proyecto: 3780-042-044



Figura 140: Acarreo de mineral en Camion Komatsu 930E-4SE

ANEXOS 03: LÁMINAS



NIVEL 3810 PROYECTO_073
 TIEMPO/FILA = 200 MS
 TIEMPO/TAL = 2 MS

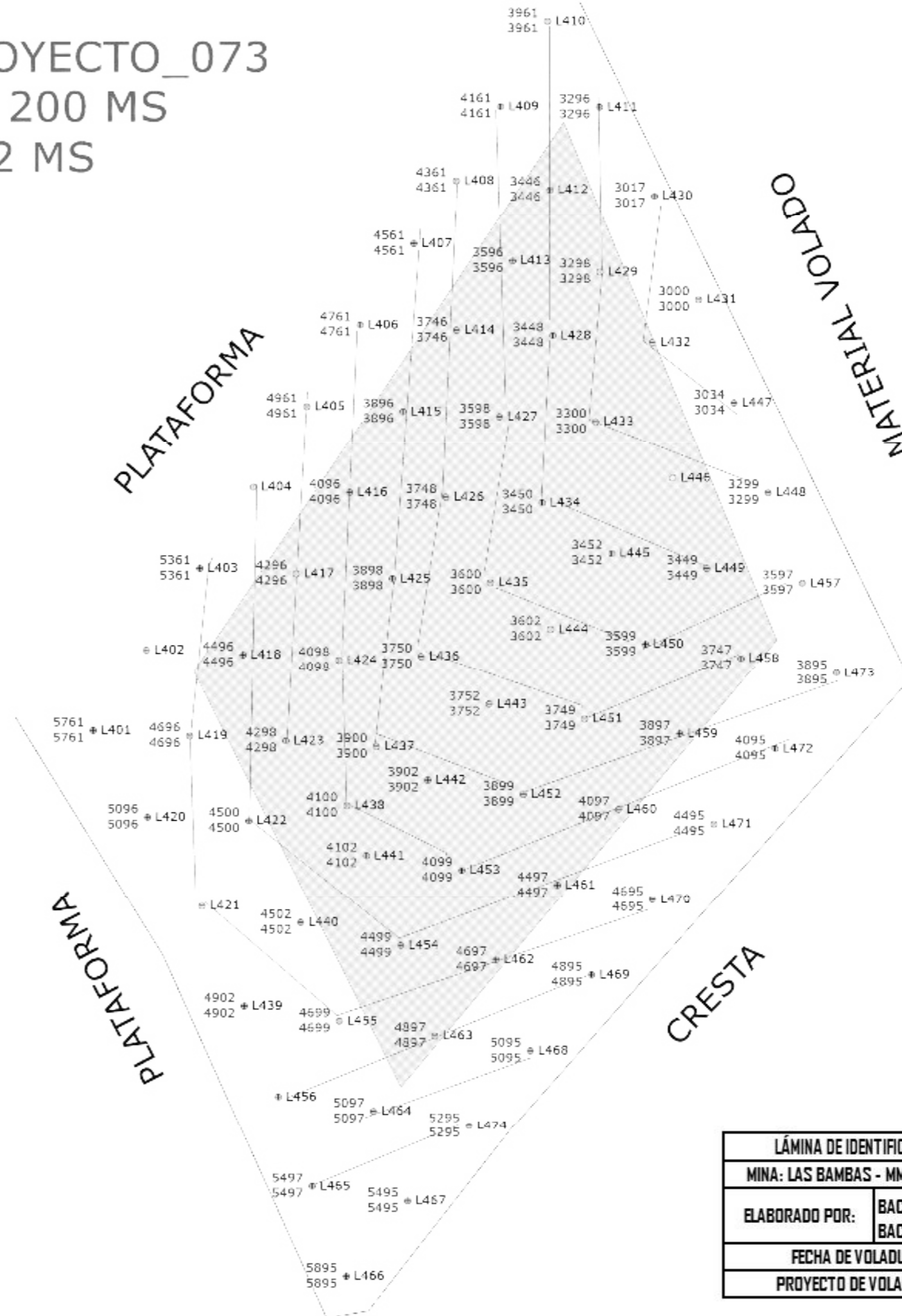


LÁMINA DE IDENTIFICACIÓN DE TALADROS Y SECUENCIA DE SALIDA		
MINA: LAS BAMBAS - MMG LIMITED		ZONA: MINITAJO
ELABORADO POR:	BACH. MIGUEL HUAMANI CAYLLAHUA BACH. FERDINAND HUAMANI PEREZ	
FECHA DE VOLADURA	07/01/2017	
PROYECTO DE VOLADURA	3810 - 073	

L-01





NIVEL 3810 PROYECTO_073
 TIEMPO/FILA = 200 MS
 TIEMPO/TAL = 2 MS

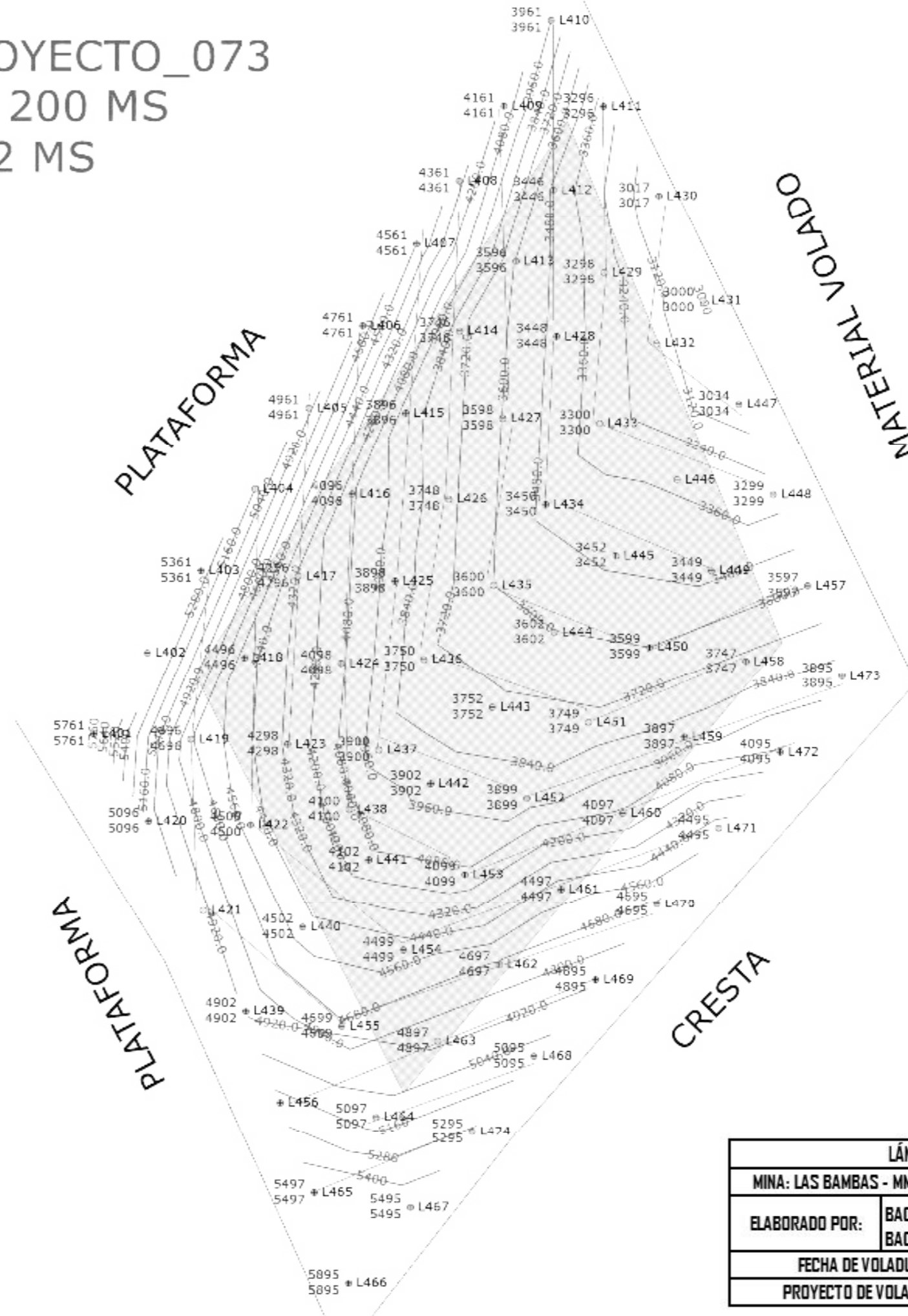


LÁMINA DE LINEAS DE ISOTIEMPO		
MINA: LAS BAMBAS - MMG LIMITED	ZONA: MINITAJO	
ELABORADO POR:	BACH. MIGUEL HUAMANI CAYLLAHUA BACH. FERDINAND HUAMANI PEREZ	L-02
FECHA DE VOLADURA	07/01/2017	
PROYECTO DE VOLADURA	3810 - 073	





NIVEL 3810 PROYECTO_073
 TIEMPO/FILA = 200 MS
 TIEMPO/TAL = 2 MS

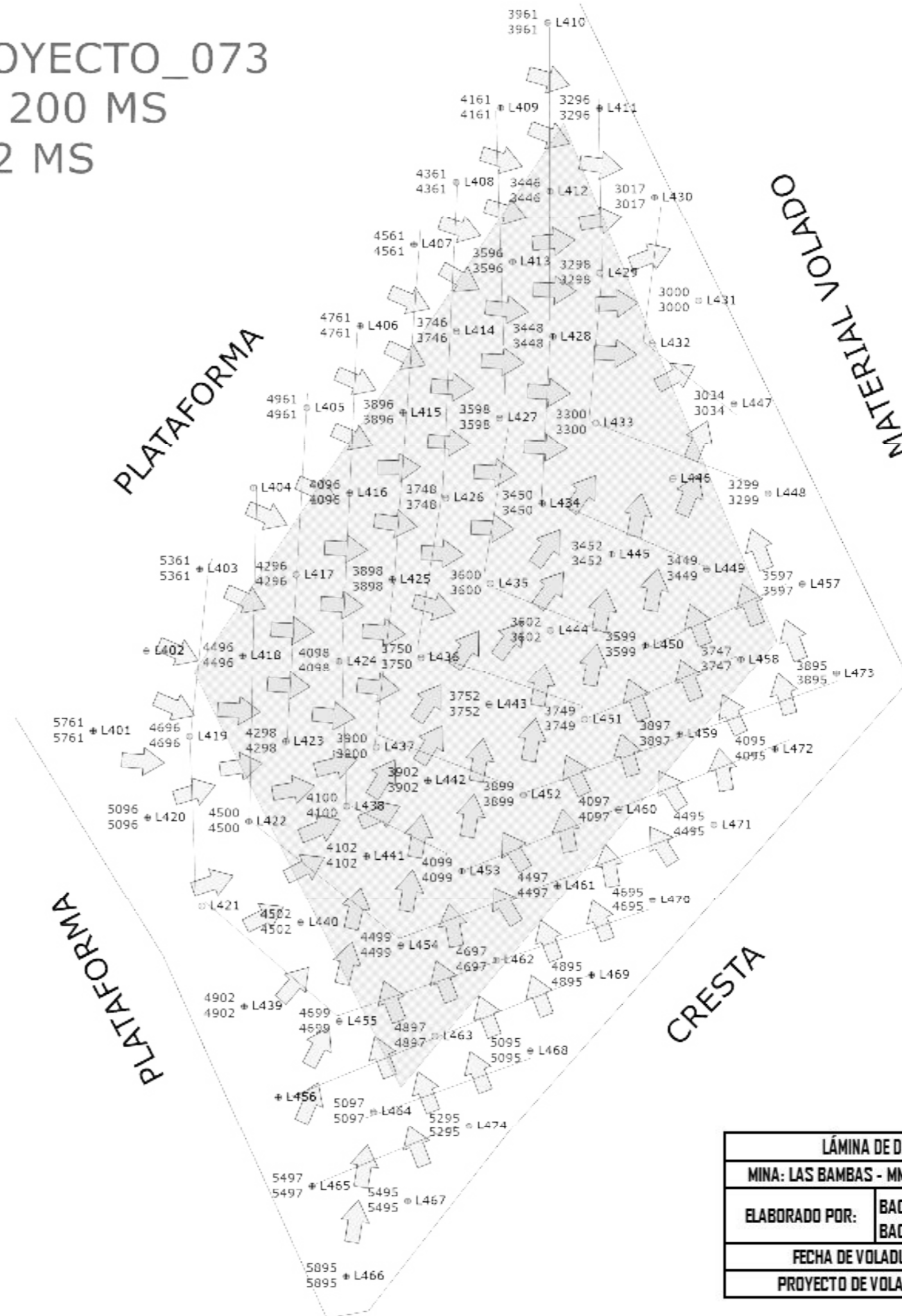
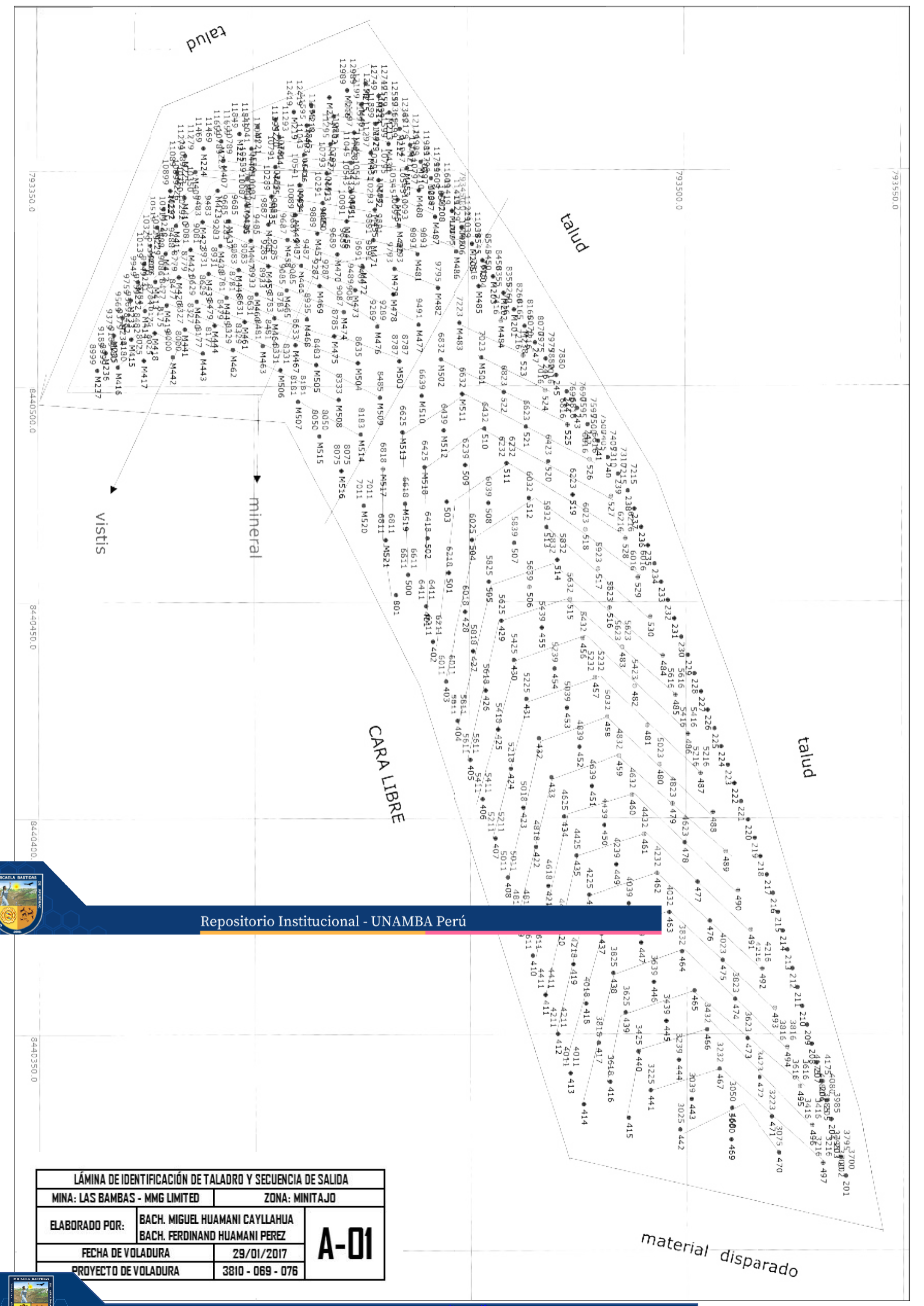


LÁMINA DE DIRECCIÓN DE MOVIMIENTO DE MATERIAL		
MINA: LAS BAMBAS - MMG LIMITED	ZONA: MINITAJO	
ELABORADO POR:	BACH. MIGUEL HUAMANI CAYLLAHUA BACH. FERDINAND HUAMANI PEREZ	L-03
FECHA DE VOLADURA	07/01/2017	
PROYECTO DE VOLADURA	3810 - 073	

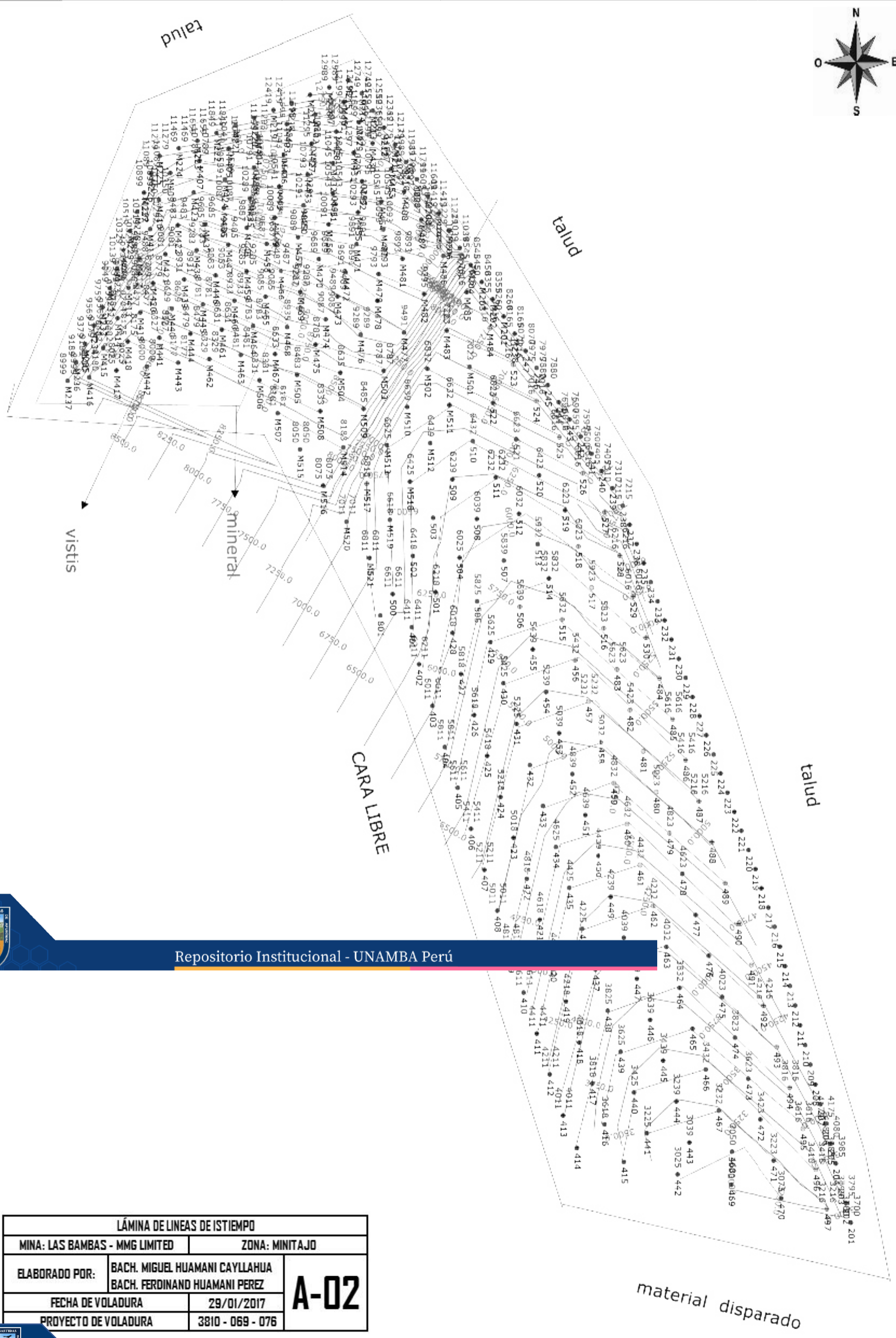




Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

LÁMINA DE IDENTIFICACIÓN DE TALADRO Y SECUENCIA DE SALIDA		
MINA: LAS BAMBAS - MMG LIMITED	ZONA: MINITAJO	
ELABORADO POR: BACH. MIGUEL HUAMANI CAYLLAHUA BACH. FERDINAND HUAMANI PEREZ	A-01	
FECHA DE VOLADURA		29/01/2017
PROYECTO DE VOLADURA		3810 - 069 - 076

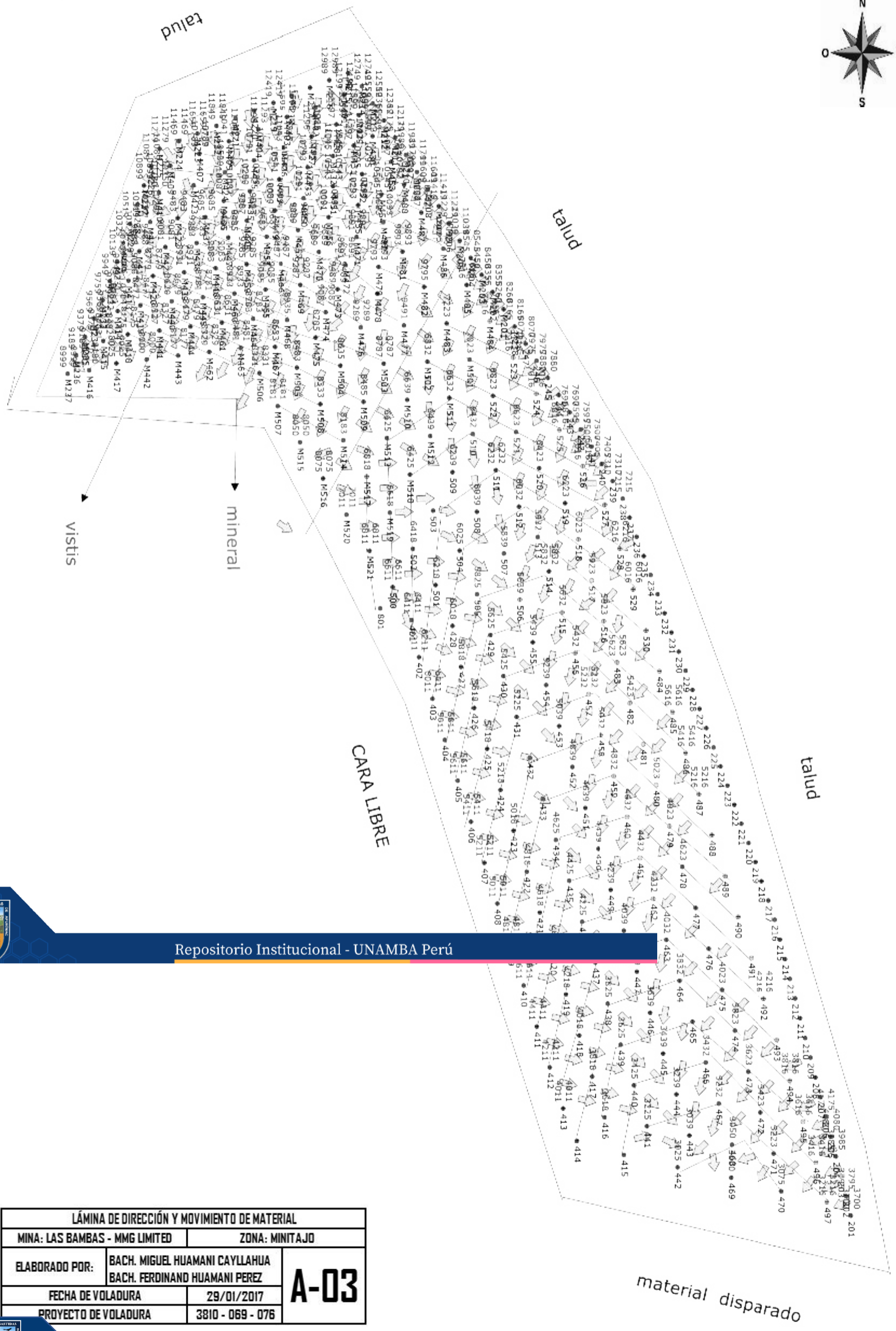




Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

LÁMINA DE LINEAS DE ISTIEMPO		
MINA: LAS BAMBAS - MMG LIMITED	ZONA: MINITAJO	
ELABORADO POR: BACH. MIGUEL HUAMANI CAYLLAHUA BACH. FERDINAND HUAMANI PEREZ	A-02	
FECHA DE VOLADURA		29/01/2017
PROYECTO DE VOLADURA		3810 - 069 - 076





vistas

mineral

CARA LIBRE

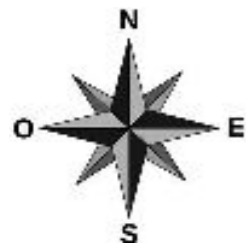
talud

material disparado

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

LÁMINA DE DIRECCIÓN Y MOVIMIENTO DE MATERIAL		
MINA: LAS BAMBAS - MMG LIMITED	ZONA: MINITAJO	
ELABORADO POR: BACH. MIGUEL HUAMANI CAYLLAHUA BACH. FERDINAND HUAMANI PEREZ	A-03	
FECHA DE VOLADURA		29/01/2017
PROYECTO DE VOLADURA		3810 - 069 - 076





PROYECTO 3795_051
 TIEMPO ENTRE TALADROS 2MS
 TIEMPO ENTRE FILAS 200MS

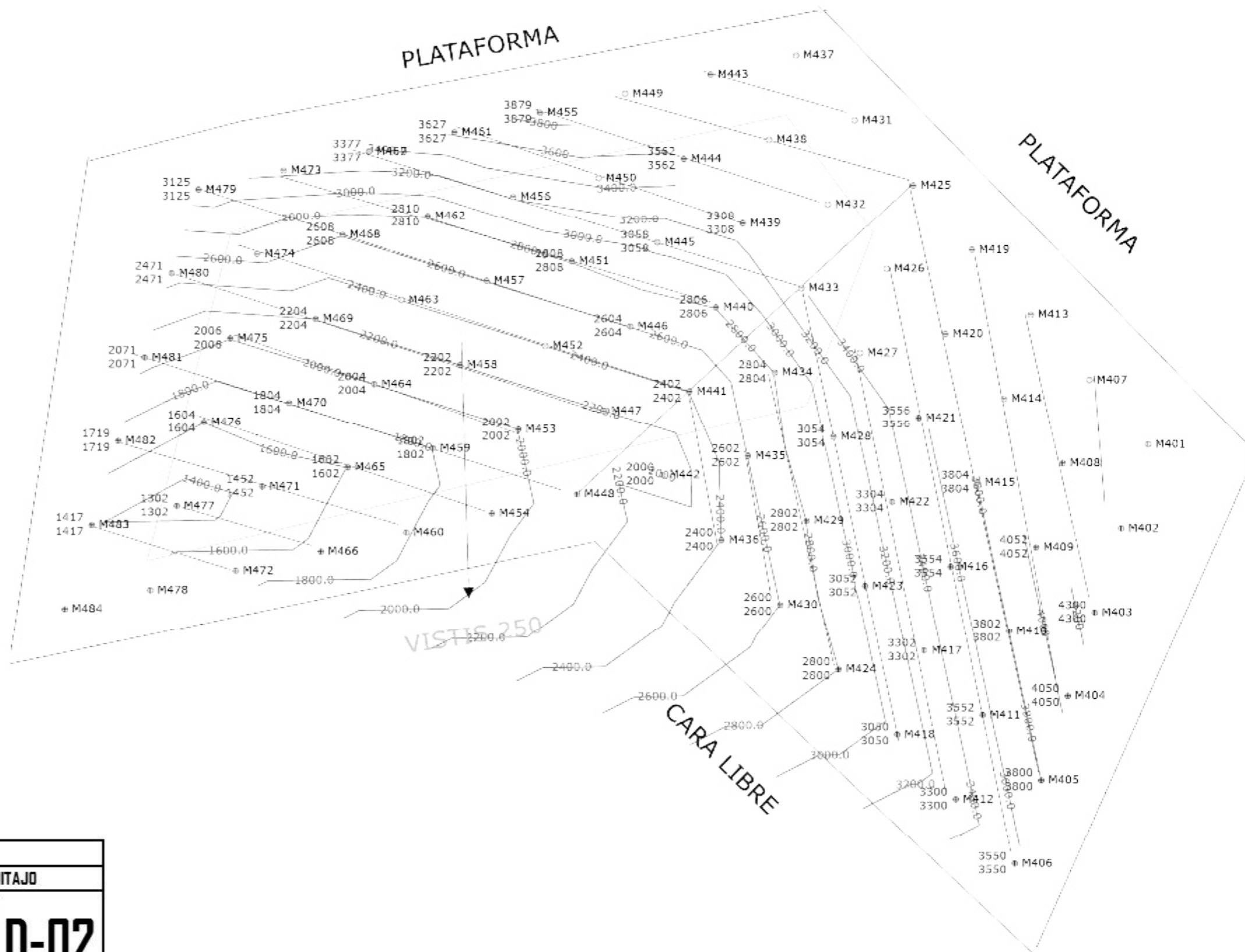
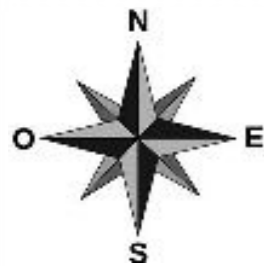


LÁMINA DE LINEAS DE ISOTIEMPO	
MINA: LAS BAMBAS - MMG LIMITED	ZONA: MINITAJO
ELABORADO POR:	BACH. MIGUEL HUAMANI CAYLLAHUA BACH. FERDINAND HUAMANI PEREZ
FECHA DE VOLADURA	15/02/2017
PROYECTO DE VOLADURA	3795 - 051

D-02





PROYECTO 3795_051
 TIEMPO ENTRE TALADROS 2MS
 TIEMPO ENTRE FILAS 200MS

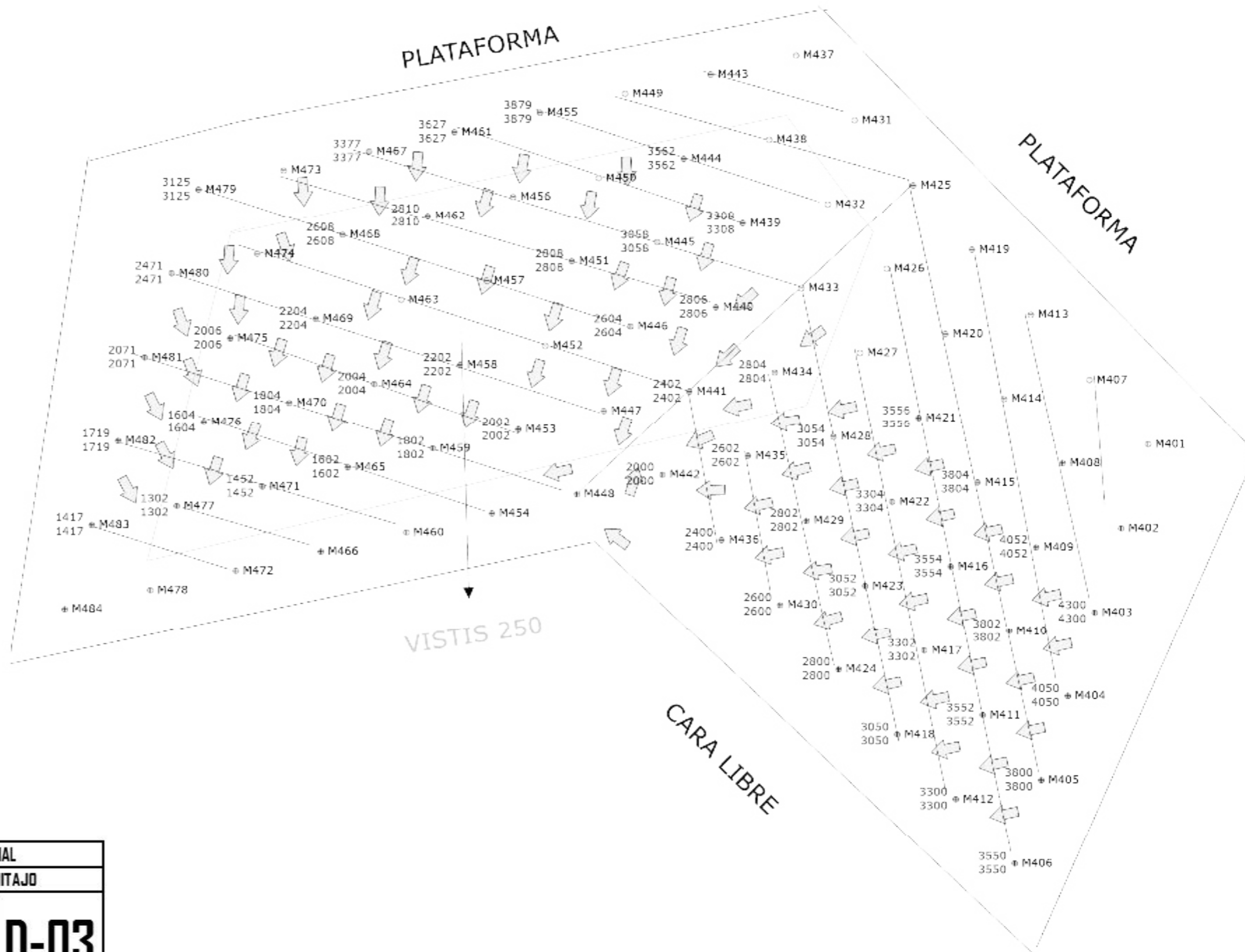
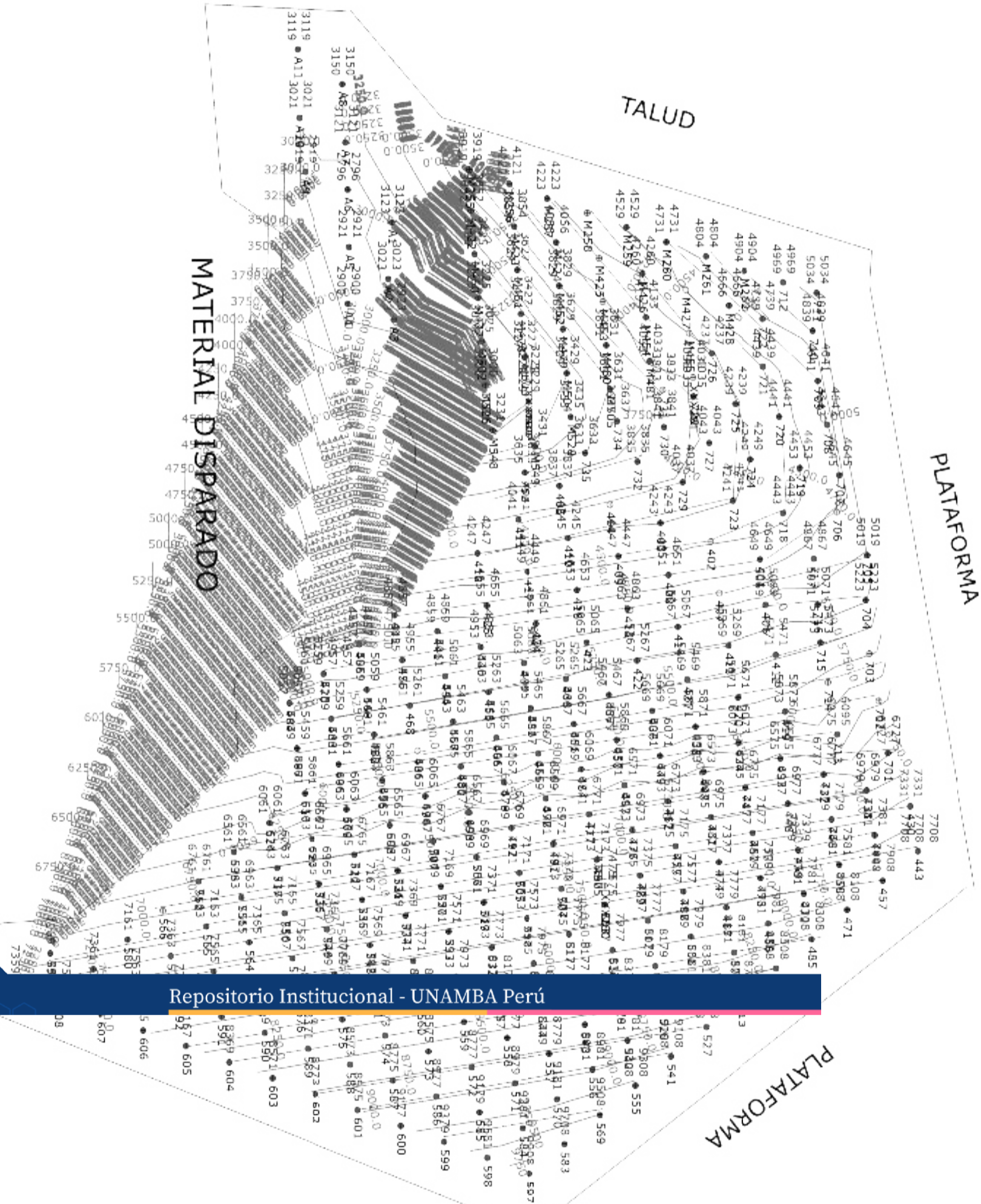


LÁMINA DE DIRECCIÓN DE MOVIMIENTO DE MATERIAL	
MINA: LAS BAMBAS - MMG LIMITED	ZONA: MINITAJO
ELABORADO POR: BACH. MIGUEL HUAMANI CAYLLAHUA BACH. FERDINAND HUAMANI PEREZ	D-03
FECHA DE VOLADURA: 15/02/2017	
PROYECTO DE VOLADURA: 3795 - 051	



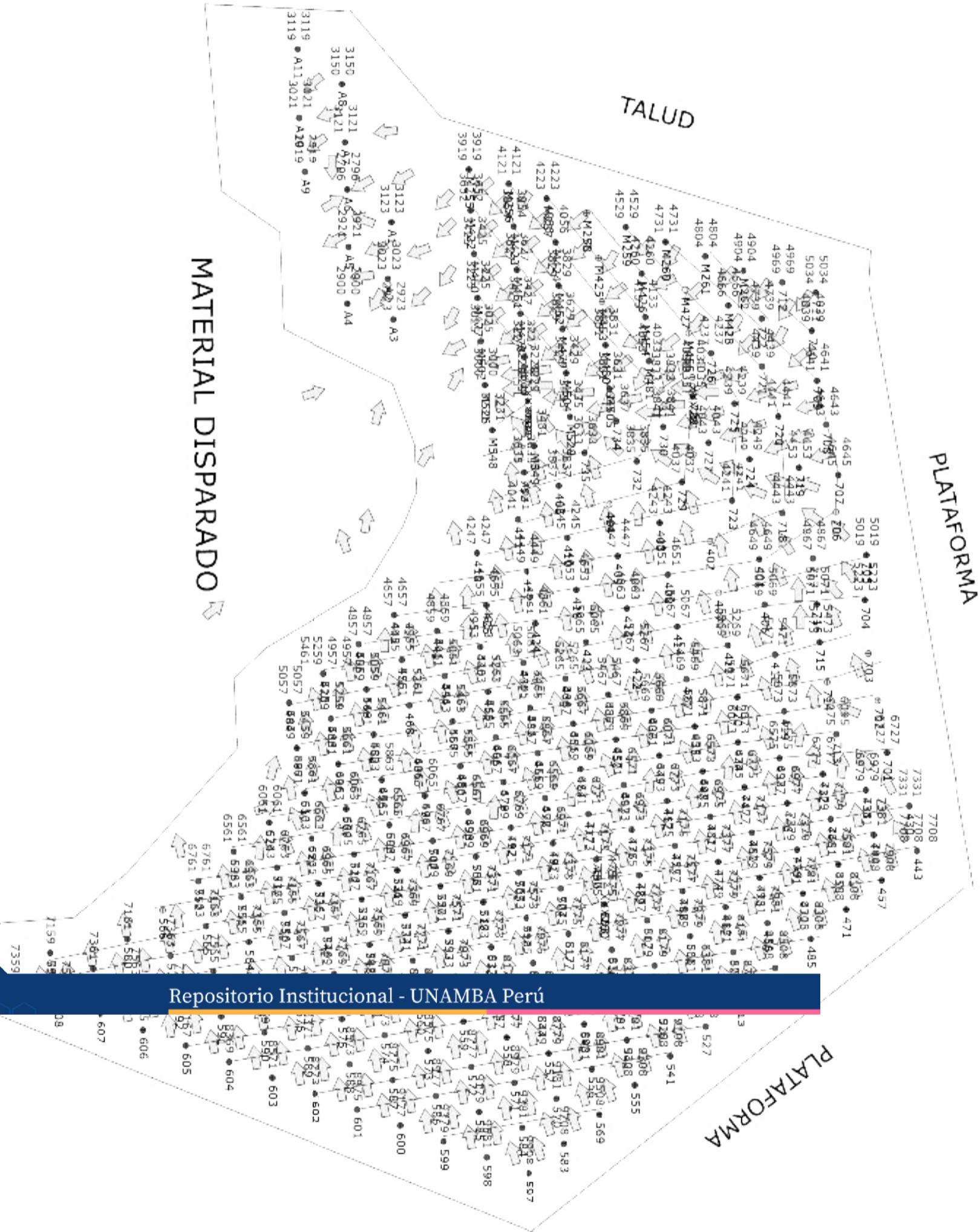


Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

LÁMINA DE LINEAS DE ISOTIEMPO	
MINA: LAS BAMBAS - MMG LIMITED	ZONA: MINTAJO
ELABORADO POR:	BACH. MIGUEL HUAMANI CAYLLAHUA BACH. FERDINAND HUAMANI PEREZ
FECHA DE VOLADURA	09/03/2017
PROYECTO DE VOLADURA	3795 - 062 - 076

H-02





Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

LÁMINA DE DIRECCIÓN Y MOVIMIENTO DE MATERIAL		H-03
MINA: LAS BAMBAS - MMG LIMITED		
ELABORADO POR:	BACH. MIGUEL HUAMANI CAYLLAHUA BACH. FERDINAND HUAMANI PEREZ	
FECHA DE VOLADURA	09/03/2017	
PROYECTO DE VOLADURA	3795 - 062 - 076	

