

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE
APURÍMAC**

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE
MINAS**



**“MEJORA DE LA VOLADURA DE ROCAS EN
TALADROS EN CONDICIONES DE SATURACIÓN
DE AGUAS DINÁMICAS, TAJO CHABUCA ESTE,
TINTAYA – ANTAPACCAY 2013”**

TESIS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

BACH. RUBÉN GAMARRA MOTA

Abancay, Agosto del 2013

ABANCAY - PERÚ

UNIVERSIDAD NACIONAL MICHAELA BASTIDAS DE APURIMAC	
CÓDIGO	MFN
TIMI G 2013	
	BIBLIOTECA CENTRAL
FECHA DE INGRESO:	05 FEB. 2015
Nº DE INGRESO:	00406

**UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE
APURÍMAC**

**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE
MINAS**



**“MEJORA DE LA VOLADURA DE ROCAS EN
TALADROS EN CONDICIONES DE SATURACIÓN
DE AGUAS DINÁMICAS, TAJO CHABUCA ESTE,
TINTAYA – ANTAPACCAY 2013”**

TESIS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

BACH. RUBÉN GAMARRA MOTA

Abancay, Agosto del 2013

ABANCAY - PERÚ

Dedicatoria

*Ing. Valentín Choquenaira Bombilla
Gerente General Proyecto Minero las Bambas.
Padrino de la promoción 2011-I*

*Ing. Ronal Esquivel
Jefe de proyectos operación mina*

*Magister Nelson Palemón Mesa Peña
Decano de la facultad de Ingeniería.*

*Doc. Leoncio Carnero Carnero
Ex-Decano de la facultad de Ingeniería.*

*Ing. Franklin Aguirre Huillcas.
Asesor de la tesis.*

Dedicatoria

Ing. Valentín Choquenaira Bombilla
Gerente General Proyecto Minero las Bambas.
Padrino de la promoción 2011-I

Ing. Ronal Esquivel
Jefe de proyectos operación mina

Magister Nelson Palemón Mesa Peña
Decano de la facultad de Ingeniería.

Doc. Leoncio Carnero Carnero
Ex-Decano de la facultad de Ingeniería.

Ing. Franklin Aguirre Huillcas.
Asesor de la tesis.

Página de dedicatoria.....	i
Página de agradecimiento.....	ii
Índice de contenido.....	iii
Índice de tablas y gráficos.....	viii
Resumen (español – inglés).....	xiv

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN Y PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.

1.1. Introducción.....	01
1.2. Planteamiento del problema.....	03
1.2.1. Formulación del problema.....	03
1.3. Objetivos.....	04
1.3.1. Objetivo general.....	04
1.3.2. Objetivo específico.....	04
1.4. Justificación y alcance.....	05
1.4.1. Justificación.....	05
1.4.2. Alcance.....	05
1.5. Hipótesis.....	05
1.5.1. Hipótesis General.....	05
1.5.2. Hipótesis Específico.....	05
1.6. Metodología.....	06
1.6.1. Diseño y recolección de información.....	06
1.6.1.1. Población.....	06
1.6.1.2. Muestra.....	07
1.6.2. Técnicas de análisis.....	07

CAPÍTULO II

ASPECTOS GENERALES

2.1. Unidad minera TINTAYA – ANTAPACCAY.....	08
2.1.1. Historia.....	08
2.1.2. Ubicación y acceso.....	10
2.1.2.1. Ubicación Política.....	10
2.1.2.2. Acceso.....	12
2.1.3. Flora y fauna.....	13
2.1.4. Organización.....	14
2.1.4.1. Gerencias.....	14
2.1.5. Misión, Visión y Valores.....	15
2.1.5.1. Misión.....	15
2.1.5.2. Visión.....	16
2.1.5.3. Valores.....	16
2.1.6. Política.....	16

CAPITULO III

GEOLOGÍA

3.1. Geología Regional.....	17
3.2. Geología local.....	18
3.3. Geología estructural.....	19
3.4. Alteraciones Hipógenas y Supérgenas.....	20
3.4.1. Alteración Hipógenas.....	21
3.4.1.1. Alteración Potásica.....	21
3.4.1.2. Alteración Prógrada. (Skarn Endoskarn).....	21
3.4.1.3. Alteración Propilítica.....	22
3.4.1.4. Alteración por silificación.....	22
3.4.1.5. Alteración argílica.....	22
3.4.2. Alteración Supérgenas.....	23
3.4.3. Discusión de las alteraciones y mineralización de Tintaya.....	24
3.4.4. Yacimiento de Tintaya.....	25
3.4.4.1. Tipo de Skarn en el yacimiento.....	25
3.4.4.1.1. Skarn de Granate.....	25
3.4.4.1.2. Skarn piroxeno.....	26
3.4.4.1.3. Skarn de Magnetita.....	26
3.4.4.1.4. Endoskarn.....	26

CAPITULO IV

OPERACIÓN MINA

4.1. Método de explotación minado.....	28
4.2. Ciclo de operación mina.....	28
4.2.1. Operación unitaria de perforación.....	29
4.2.1.1. Perforación primaria.....	30
4.2.1.1.1. Parámetros de perforación.....	30
4.2.1.1.1.1. Características generales.....	31
4.2.1.2. Perforación secundaria.....	32
4.2.2. Operación unitaria de voladura.....	32
4.2.2.1. Parámetros de Voladura.....	33
4.2.2.2. Carga de taladros.....	33
4.2.2.2.1. Densidades de agente explosivo.....	34
4.2.2.2.2. Dosificación de la mezcla.....	34
4.2.2.3. Accesorios de voladura.....	32
4.2.2.4. Explosivos utilizados en el campo.....	35
4.2.2.4.1. Emulsión.....	35
4.2.2.4.2. Agente explosivo HEAVY ANFO.....	36
4.2.2.5. Operación unitaria de Carguío.....	36
4.2.2.5.1. Parámetros de carguío.....	36
4.2.2.6. Equipos de carguío.....	37
4.2.3. Operación unitaria de Acarreo.....	38

4.2.3.1.	Parámetros de acarreo.....	39
4.2.3.2.	Ciclo del camión.....	39
4.2.3.3.	Equipos de acarreo.....	39

CAPITULO V

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA

5.1.	Mecánica de Rocas.....	41
5.1.1.	Introducción.....	41
5.1.2.	Concepto actual.....	42
5.1.2.1.	Mecánica.....	42
5.1.2.2.	Mecánica de rocas.....	42
5.1.2.3.	Modelamiento geomecánico.....	43
5.1.3.	Causas de su desarrollo.....	43
5.1.4.	Propiedades mecánicas del macizo rocoso.....	44
5.1.4.1.	Estudio de Factores geo-estructural del macizo. Rocoso.....	44
5.1.4.1.1.	Estructura y dominio estructural.....	44
5.1.4.1.2.	Superficie de discontinuidad.....	45
5.1.4.1.2.1.	Características geomecánicas de las discontinuidades.....	45
5.1.4.2.	Estudio de factores hidrológicos.....	46
5.1.4.2.1.	Investigación hidrológica del macizo rocoso.....	48
5.1.4.3.	Estudio de Estática de Fluidos.....	49
5.1.4.3.1.	Hidrostática.....	49
5.1.4.3.2.	Fluido.....	49
5.1.4.3.3.	Presión.....	50
5.1.4.3.4.	Principio fundamental de la Hidrostática según taladros.....	50
5.1.4.3.4.1.	Presión de líquido en reposo (Presión Hidrostática.).....	51
5.1.4.3.4.2.	Principio de Arquímedes.....	51
5.2.	Clasificación geomecánica de macizo rocoso.....	52
5.2.1.	Clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR).....	53
5.2.2.	Índice de resistencia geológica (GSI).....	53
5.2.2.1.	Estimación de las propiedades del macizo rocoso.....	54
5.2.3.	Clasificación geomecánica SRM para Taludes.....	56
5.3.	Análisis Cinético del ángulo de banco.....	62

CAPITULO VI

ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS E INTERPRETACIÓN

6.1.	Perforación de Banco en presencia de aguas dinámicas.....	63
6.1.1.	Criterios para determinar los parámetros de perforación.....	63
6.1.1.1.	Objetivos.....	63
6.1.1.2.	Características de la mina para el propósito de voladura.....	63

6.1.1.2.1.	Propiedades mecánicas de las rocas.....	64
6.1.2.	Selección de Equipo de perforación en terrenos con agua al final del Tajo.....	65
6.1.2.1.	Aspectos a tener en cuenta.....	65
6.1.2.2.	Equipo de Perforación.....	66
6.1.2.3.	Perforadora DRILLTECH D90KSP.....	66
6.1.2.4.	Componentes principales de la perforadora DRILLTECH D90KSP.....	67
6.1.2.5.	Parámetros de perforación.....	67
6.1.2.6.	Características de perforación.....	68
6.1.2.7.	Columna de perforación.....	68
6.1.3.	Diseño de Malla de Perforación.....	68
6.1.3.1.	Consideraciones e instrumentos para marcado de la malla de Perforación.....	69
6.1.3.2.	Geometría de malla.....	70
6.1.3.3.	Elementos de diseño de voladura de bancos.....	71
6.1.3.3.1.	Parámetros dimensionales del banco.....	71
6.1.3.4.	Diseño de perfil de taladros.....	75
6.2.	Voladura de taladros saturados con presencia de aguas dinámicas, con el agente explosivo emulsión gasificada.....	71
6.2.1.	Objetivo.....	76
6.2.1.1.	Voladura.....	76
6.2.1.1.1.	Enfoque grupal para lograr una eficiencia óptima en la voladura.....	77
6.2.1.1.2.	Factores principales que afectan la eficiencia de la voladura.....	77
6.2.1.2.	Evaluación de la voladura a tener en cuenta.....	79
6.2.2.	Selección de Material explosivo “Emulsión Gasificada” y accesorios de voladura.....	79
6.2.2.1.	Emulsión matriz.....	79
6.2.2.1.1.	Emulsión gasificada.....	80
6.2.2.1.2.	Características.....	80
6.2.2.1.3.	Sensibilización por gasificación.....	80
6.2.2.1.4.	Energía de burbuja.....	81
6.2.2.1.5.	Energía de choque.....	81
6.2.2.1.6.	Ventajas.	82
6.2.2.1.7.	Desventaja.....	82
6.2.2.1.8.	Estructura molecular de emulsión gasificada.....	83
6.2.2.1.9.	Control de densidad de emulsión gasificada.....	83
6.2.2.2.	Termoquímica de emulsión gasificada.....	83
6.2.2.2.1.	Calor de explosión.....	84
6.2.2.2.2.	Balance de oxígeno emulsión gasificada.....	84
6.2.2.2.3.	Dosificación de una emulsión gasificada.....	85
6.2.2.3.	Indicadores de desbalance de oxígeno emulsión gasificada.....	85
6.2.2.4.	Fuentes de energía.....	86
6.2.3.	Transportabilidad de Emulsión en camión Fábrica.....	87
6.2.3.1.	Tarea de preparación y traslado.....	87
6.2.4.	Accesorios de voladura.....	88
6.2.5.	Determinación de herramientas para el cálculo de malla y	

carga de fondo.....	89
6.2.6. Demarcación del área de trabajo.....	89
6.2.7. Cálculo y distribución de carga explosiva.....	85
6.2.7.1. Columna Explosiva.....	90
6.2.8. Carguío con agente explosivos.....	93
6.2.8.1. Fila Pre-corte.....	93
6.2.8.2. Fila de Amortiguada.....	93
6.2.8.3. Fila de Producción.....	93
6.2.9. Determinación de Parámetros de Emulsión Gasificada.....	94
6.2.9.1. Descripción y composición.....	94
6.2.9.2. Camión fábrica.....	95
6.2.9.3. Ventajas de emulsión gasificada.....	95
6.2.9.4. Características técnicas.....	96
6.3. Predicción de la Fragmentación y dimensión promedio de fragmentos, Vibración y efecto Onda en el medio Ambiente.....	98
6.3.1. Modelo de predicción de la Fragmentación después de la voladura.....	98
6.3.1.1. Ecuación de Kuznetsov.....	99
6.3.1.2. Ecuación de Kuz Ram.....	100
6.3.1.3. Índice de volabilidad según Lilly (1986) (IB).....	101
6.3.1.4. Factor de energía (FE).....	101
6.3.1.5. Factor de carga (FC).....	101
6.3.1.6. Factor de roca según, Ecuación de Cunningham para Modelo Kuz-Ram.....	101
6.3.2. Determinación de vibración en el tajo.....	102
6.3.3. Análisis de la onda de vibración.....	102
6.3.4. Medida de ondas vibratorias.....	103
6.3.5. Instrumento de detección de vibración de onda.....	105
6.3.6. Efecto de las ondas.....	106
6.4. Costos de producción asociados a la voladura de rocas.....	108
6.4.1. Costos Fijos (CF).....	109
6.4.2. Costos Variables. (CV).....	109
6.4.3. Costo total. (CT).....	109
6.4.4. Costo Unitario. (Cu).....	110
6.4.5. Comparación de costos entre Emulsión Gasificada y Anfo Pesado.....	113
6.5. Determinación de cálculos numéricos de voladura de rocas con emulsión gasificada en el tajo final Chabuca Este.	114
6.6. Simulación de voladura de rocas con el Software 2D JK BENCH.....	131
Conclusiones.....	140
Recomendaciones.....	142
Bibliografía.....	143
Anexo.....	144

ÍNDICE DE FIGURAS Y TABLAS

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N° 2-01: Mapa de ubicación Mina Tintaya - Antapaccay.....	11
Figura N° 2-02: Mapa Político de la Provincia de Espinar – Cuzco.....	12

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 1-01: Resumen de bombeo de pozos mina Tintaya.....	07
Tabla N° 5-02: Clasificación de suelos y macizo rocosos según su permeabilidad...	48
Tabla N° 5-03: Parámetros de análisis cinético de Talud tajo Chabuca Este.....	62
Tabla N° 6-04: Escala de Nivel de decibelios onda aérea causado por voladura.....	102
Tabla N° 6-05: Monograma para determinar la carga explosiva máxima a detonar por cada distancia en función al tiempo.....	102
Tabla N° 6-06: Parámetros Geotécnicos de Tajo Chabuca Este-Tintaya.....	114
Tabla N° 6-07: Cálculo de las Características elásticas del tajo Chabuca – E a partir de la velocidad de onda.....	115
Tabla N° 6-08: Cálculo de parámetros dimensionales de Banco Chabuca E –Tintaya.....	110
Tabla N° 6-09: Parámetros de principio fundamental de hidrostática por taladro o presión de un líquido en reposo.....	111
Tabla N° 6-10: Cálculo de Empuje hidrostático en función al tipo de taladro con carga de fondo. (Según Principio de Arquímedes).....	112
Tabla N° 6-11: Cálculo de peso aparente de la emulsión gasificada en taladros con agua (Peso y empuje).....	113
Tabla N° 6-12: Cálculo Hidrostática cuando la masa explosiva (Emulsión gasificada) está totalmente sumergido en el fondo del taladro.....	114
Tabla N° 6-13: Cálculo de Parámetros de carga columna, en taladros con	

Presencia de agua. (Ver anexo N° 05 y 06).....	121
Tabla N° 6-14: Determinación de la fragmentación de la roca en el tajo.....	126
Tabla N° 6-15: Determinación de % de Ingreso de fragmentos a la parrilla de la planta de procesos metalúrgicos.....	127
Tabla N° 6-16: Determinación de efecto onda en el tajo para evitar daño a los equipos de perforación Buceyrus y P&H.....	128
Tabla N° 6-17: Análisis de las Onda vibracionales del tajo Chabuca E.....	129
Tabla N° 6-18: Medida de ondas vibracionales para predecir daño en el espacio cercano.....	129
Tabla N° 6-19: Determinación de número de decibeles perjudicial para el personal que labora en el Tajo Chabuca Este.....	130

ÍNDICE DE CUADROS

Cuadro N° 2-01: Rutas para el acceso a la mina Tintaya.....	13
Cuadro N° 4-02: Flota de equipos de perforación mina Tintaya.....	30
Cuadro N° 4-03: Densidades de sustancias formadoras de Heavy-Anfo.....	34
Cuadro N° 4-04: Mezclas de emulsión y Anfo.....	35
Cuadro N° 4-05: Flota de Palas eléctricas de operación mina Tintaya.....	37
Cuadro N° 4-06: Flota de Cargadores Frontales utilizados en mina Tintaya.....	38
Cuadro N° 4-07: Flota de Equipos de acarreo utilizados en mina Tintaya.....	40
Cuadro N° 5-08: Estimación en el campo la resistencia Compresiva Uniaxial de la roca intacta.....	55
Cuadro N° 5-09: Factor de ajuste para las juntas (Romaña, 1985).....	59
Cuadro N° 5-10: Factor de ajuste según el método de excavación (Romaña, 1985).....	60
Cuadro N° 5-11: Clases de estabilidad según el SMR (Romaña, 1985).....	60
Cuadro N° 5-12: Para tipo de fallas planas y cuña en bancos.....	61
Cuadro N° 5-13: Para tipo de fallas por vuelco y circulares en banco.....	62
Cuadro N° 6-14: Características generales de la perforadora DRILLTECH D90KSP.....	66
Cuadro N° 6-15: Geometría de malla para “mineral”.....	70
Cuadro N° 6-16: Geometría de malla para Litología “caliza”.....	70
Cuadro N° 6-17: Geometría de malla para Litología “monzonita”.....	70
Cuadro N° 6-18: Factor de carga de Emulsión Gasificada, aplicado al cálculos geomecánico. (Ver la cantidad de carga explosiva en el anexo N° 03 y 04).....	90

Cuadro N° 6-19: Características técnicas de emulsión.....	96
Cuadro N° 6-20: Parámetros de Voladura Tajo CHABUCA E-Tintaya, en condiciones de saturación de agua.....	109
Cuadro N° 6-21: Cálculo de precio unitario estimado para Voladura.....	111
Cuadro N° 6-22: Demostración de mediciones en el campo y cálculos obtenidos en el estudio geomecánico. Tajo Chabuca Este.....	114

ÍNDICE DE IMÁGEN

Imagen N° 2-01: Organigrama de la división sur VPE	
Operaciones Perú – Xstrata Copper.....	15
Imagen N° 3-02: Esquema de alteración de la geología local asociado a zona de sulfuros.....	19
Imagen N° 3-03: Columna estratigráfica Mina Tintaya.....	20
Imagen N° 3-04: Plano de alteraciones mineralización Tajo Tintaya.....	24
Imagen N° 3-05: Muestras de Tipos Skarn en el yacimiento Mina Tintaya.....	27
Imagen N° 4-06: Ciclo de operaciones unitarias en la mina Tintaya.....	29
Imagen N° 5-07: Esquema de Presión de líquido en reposo.....	51
Imagen N° 6-08: Esquema de taladros Pre-corte, Amortiguado y Producción.....	75
Imagen N° 6-10: Visualización de ondas internas, superficiales y esquema de la onda vibratoriales.....	104
Imagen N° 6-11: Resumen de la voladura con Anfo Pesado.....	112
Imagen N° 6-12: Resumen de la voladura con Emulsión Gasificada.....	113
Imagen N° 6-13: Principio fundamental hidrostática según por taladro.....	114
Imagen N° 6-14: Volumen total de emulsión esponjado, pasados 30 minutos según tipo de taladro.....	120
Imagen N° 6-15: Presencia de agua según tipo de taladro, en el tajo final Chabuca E – Tintaya.....	121
Imagen N° 6-16: Comparación de los agentes explosivos “Emulsión gasificada y Heavy Anfo en los taladros (pre-corte, Amortiguado y producción).....	122
Imagen N° 6-17: Comparación de resultados entre agentes explosivos “Emulsión gasificada y Heavy Anfo en los taladros (pre-corte, Amortiguado y producción).....	123
Imagen N° 6-18: Porcentaje de carga explosiva Emulsión Gasificada	

por tipo de taladro.....	124
Imagen N° 6-19: Decremento de la densidad de emulsión gasificada en función al tiempo.....	125
Imagen N° 6-20: Dimensión de esponjamiento del agente explosivo “Emulsión Gasificada” después de 30 minutos pasados.....	126
Imagen N° 6-21: Modelo de vibración según carga explosiva.....	129
Imagen N° 6-22: Determinación de los Parámetros del banco Chabuca Este-TINTAYA.....	131
Imagen N° 6-23: Creación de grupo de taladros en un área.....	132
Imagen N° 6-24: Carguío de taladro pre-corte, con el agente explosivo emulsión gasificada.....	133
Imagen N° 6-25: Carguío de taladros producción y amortiguado con el agente explosivo Emulsión gasificada.....	134
Imagen N° 6-26: Perfil de taladros cargados (Pre-corte y producción).....	135
Imagen N° 6-27: Primado con iniciador de fondo y amarre superficial.....	136
Imagen N° 6-28: Simulación de detonación en taladros con presencia de agua con el agente explosivo emulsión gasificada.....	137
Imagen N° 6-29: Interpretación de la simulación de la voladura de rocas en el tajo Chabuca Este.....	138

ÍNDICE DE FOTOGRAFÍA Y GRÁFICO

Fotografía N° 4-01: Perforadora eléctrica 100B en proceso de perforación de taladros.....	32
Fotografía N° 4-02: Pala eléctrica efectuando el carguío al camión.....	37
Fotografía N° 4-03: Equipos de carguío Cargador frontal 994 CAT y Pala eléctrica. P&H.....	38
Fotografía N° 4-04: Caterpillar 793D, estacionado en el zona de parqueo.....	39
Fotografía N° 6-05: Prueba de densidad para el correcto esponjamiento del agente Explosivo Emulsión Gasificada en el tajo Chabuca E-Tintaya.....	96
Gráfico N° 6-01: Secuencia de resultados Óptimos de una voladura.....	77
Gráfico N° 6-02: Triángulo de resultado óptimo de voladura.....	78
Gráfico N° 6-03: Estructura molecular de emulsión gasificada en óptimas condiciones.....	83

RESÚMEN

El presente trabajo de tesis titulado “Mejora de la voladura de rocas, en taladros en condiciones de saturación de aguas dinámicas, tajo Chabuca Este, Tintaya. Se ciñe en reducir algunos parámetros cuantitativos de voladura de rocas en operación mina.

La esencia de este trabajo está en reducir los costos en el área de voladura de rocas en condiciones de saturación de aguas dinámicas en los taladros Pre-corte, amortiguado y producción. Que, por análisis estructural, secuencia de ciclo minado, la ubicación crítica del tajo al final del banco surge el problema de inundación hídrica por percolación de aguas meteóricas (lluvias) que fluyen por el nivel freático, que es imposible drenar por completo con las bombas sumergibles, por consiguiente queda atrapada en las fisuras y rajaduras que una vez perforado el taladro queda saturada los taladros con agua. Para ello se obtuvo una solución oportuna; con la mejora de voladura de rocas con el agente explosivo Emulsión Gasificada que es altamente resistente al agua y una alta velocidad de detonación. La mezcla explosiva denominada carga de fondo, se caracteriza por resistir a la mezcla con aguas meteóricas por su gran viscosidad, la ventaja de la emulsión gasificada es que se incrementa el volumen en 20 %, por efecto esponjamiento formando la carga columna final, para ello se espera un tiempo determinado entre 28 a 30 minutos.

Por consiguiente se encontró factor de carga ideal, para los taladros de Pre-corte 0.220 Kg/m³, Amortiguado 0.479 Kg/ m³, producción 0.506 Kg/ m³; De acuerdo a este factor de carga se calculó la carga fondo, para los taladros de: pre-corte 60 Kg, Amortiguado 309.5 Kg. y producción 608 kg.; una vez cargada el taladro experimenta la emulsión un decremento de la densidad de 1.30 gr/cm³ a 0.8 gr/cm³ listo para ser re-atacado con detritus.

Lo más trascendental de esta tesis, es que no queden tiros fallados o cualquier anomalía, que podría ser peligro potencial para el personal y los equipos de carguío.

Los parámetros de obtención de la granulometría promedia es de 10.98 cm. de diámetro y tamaño crítico de fragmento 13.17 cm de diámetro apto para el ingreso por la parrilla de 20 cm de ancho. El Factor de carga obtenido es de 0.42 kg/m^3 , Factor de potencia 0.16 Kg/Ton. Previo análisis de geomecánico del macizo rocoso que es estable al deslizamiento.

De esta manera se solucionó el problema crítico con el cambio de agente explosivo anfo pesado por la Emulsión gasificada; por presentar un efecto anómalo con la mezcla anfo pesado con el agua y como consecuencia quedando bolones de roca que necesita perforación y voladura secundaria, la cual incrementa los costos en: insumos de voladura, desgaste de equipos, mano de obra adicional, Posibles accidentes fatales para el personal y el entorno ambiental.

Finalmente con el uso de emulsión gasificada se redujo los costos de voladura en 0.080 USD/TM que equivale el 18 a 20% de reducción de los costos con respecto al Anfo pesado considerando solo los costos de accesorios y agente explosivo por tonelada métrica de desmonte; pero si consideramos los costos directos e indirectos; el P.U. estimado es de 385.653. S. /Taladro.

ABSTRACT

This thesis work entitled "Improved rock blasting in holes in saturation conditions of dynamic water pit Chabuca East Tintaya. Clings to reduce some quantitative parameters in blasting the rock in mine operation.

The essence of this thesis is to reduce labor costs in the area of blasting rock under conditions of dynamic water saturation in the Pre - cut, cushioned and production bores. That, structural analysis, mining sequence cycle, the critical location of the pit at the end of the bench comes the problem of water inundation perchlorination meteoric water flowing through the water table level , it is impossible to completely drain with submersible pumps for therefore trapped in the cracks and crevices that once drilled bore holes is saturated with water. This timely solution was obtained ; with improved rock blasting with Sparkling emulsion blasting agent which is highly resistant to water and high velocity of detonation . The explosive mixture designed load line, characterized by resisting the rain water mixes with its high viscosity , the advantage is that the aerated emulsion at 20 % volume increase, by forming the end swelling effect loading column , this will waits a certain time between 28-30 minutes.

Thus the ideal load factor for the pre-cut holes 0.220 Kg/m³, 0.479 Kg/m³ Cushioned , production was found 0506 Kg/m³ ; Pre - cut 60 kg, 309.5 kg and production Cushioned 608 kg : According to this background load factor load the aerated emulsion Bores was calculated. Once loaded drill emulsion undergoes a decrease in density of 1.30 gr/cm³ to 0.8 gr/cm³ ready for caulking with detritus.

The most momentous of this thesis is that there are no missed shots or irregularity which could be potential danger to staff and haulage equipment.

Obtaining parameters of the average grain size is 10.98 cm . Critical size in diameter and 13.17 cm fragment suitable for income grill diameter 20 cm wide . The load factor obtained is 0.42 kg/m³ , power factor 0.16 Kg / Ton.

Thus the critical problem was solved with the change of heavy Anfo blasting agent by the aerated emulsion; to present an anomalous effect with heavy Anfo mixed with water and consequently falling boulders of rock that requires drilling and blasting high , which increases costs : blasting supplies , equipment wear , additional labor , Possible fatalities for staff and the surrounding environment .

As with the use of aerated emulsion blasting costs 0.080 USD / MT equivalent 18 a 20% reduction in costs with respect to heavy Anfo considering the cost of accessories and explosive clearing agent per metric ton decreased ; but if we consider the direct and indirect costs PU estimate is 385.653 S./ drilling.

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. Introducción.

La minería a cielo abierto en muchos países del mundo, donde se desarrollan operaciones a gran y menor escala, a menudo presentan problemas de sobresaturación de agua por presencia de aguas meteóricas y aguas fósiles que fluyen al tajo por el nivel freático, peor aun cuando existen ríos cerca al área de influencia de la mina. El problema de inundación por agua se hace aún más difícil cuando se llega a trabajar al final del tajo; y para ello se tiene que tener un plan de contingencia para prevenir la paralización del ciclo minado.

Para mitigar este problema se tuvo una idea oportuna, creando una gerencia que se dedique a la actividad de evacuar las aguas del tajo a través de sistema de drenaje y con el uso de las bombas sumergibles y estacionarias, pero aun así, por la actividad del sistema de drenaje, sigue fluyendo las aguas dinámicas durante la perforación, quedando los taladros repleto de agua, que drena a través de las fisuras, fallas y

rajaduras; producto de la alteración tectónica y orogénica de la Cordillera de los Andes.

Motivo por la cual se tuvo problemas de voladura de rocas al final del banco por la excesiva cantidad de agua en los taladros, que una vez cargado con el agente explosivo anfo pesado, ocurre un grave problema de sobresaturación de la mezcla de anfo pesado con el agua, como consecuencia se tuvo tiros quedados, bolones de roca y granulometría dispareja; incrementando los costos unitarios en el área de voladura de rocas.

Para lo cual, se plantea en la tesis la mejora de voladura de rocas con el agente explosivo emulsión gasificada, que es altamente resistente al agua y una gran velocidad de detonación.

El objetivo trascendental de esta tesis es reducir los costos operativos en el área de voladura de rocas, reducir los riesgos potenciales hacia el Recurso Humano, medio ambiente y el área de influencia de la mina y comunidad.

Optimizando esta actividad se logrará la eficiencia de la flota de equipos de carguío y transporte; disminuyendo el desgaste de las uñas y cantoneras de las Palas mecánicas, cargador frontal, retroexcavadoras, rompedor de roca; disminuir el desgaste de la tolva de equipos de acarreo, y por último en el área de procesos metalúrgicos se evitará el desgaste de la chancadora y molinos; Así dándole mayor vida útil a los equipos de operación mina.

Este trabajo tesis consta de 6 capítulos, en las cuales se detalla de la siguiente manera:

Capítulo I: Se plantea los objetivos de la mejora de la voladura de rocas en taladros en condición de saturación de agua; formulación del problema; la justificación por qué razón se hace esta tesis y la metodología a utilizar.

Capítulo II: En este capítulo se determina los aspectos generales; ubicación y acceso; factores ecológicos; la organización misión, visión y valores; política de la empresa.

Capítulo III: Trata de describir los aspectos geológicos: geología local, regional, geología estructural y las alteraciones hipógenas e supérgenas del yacimiento.

Capítulo IV: En este capítulo se describe el ciclo minero de operación mina: perforación; Voladura; carguío y acarreo en la Unidad Económica y Administrativa Tintaya.

Capítulo V: Se determina la caracterización geomecánica del macizo rocoso en donde se determina los estudios de factores hidrogeológicos; la presión hidrostática y las clasificaciones geomecánicas (RMR, GSI y SRM).

Finalmente en el Capítulo VI: Se realiza el análisis de los resultados e interpretación: Parámetros de principio fundamental de hidrostática; longitud de esponjamiento de la emulsión gasificada; Demostración de mediciones de campo y cálculos obtenidos con el estudio geomecánico; determinación de fragmentos de roca y simulación de voladura de con el software 2D JK BENCH.

1.2. Planteamiento del problema.

1.2.1. Formulación del problema.

La Minería tajo abierto en muchos países del mundo al final del talud, donde se desarrolla una actividad extractiva metálico y no metálico, sufre serios problemas

de inundación por presencia de agua meteóricas, generalmente es por la percolación por las fisuras, fractura, pliegues, repliegue y fallas que sufrieron las rocas en la etapa de orogénesis y diastrofismo, como consecuencia de este evento geológico resulta la filtración de agua por los rasgos geológicos y por el nivel freático.

En el Tajo Tintaya – Antapaccay se visualiza un claro problema de presencia de agua que no permite el fácil laboreo de las actividades de extracción, así limitando en la etapa de operación unitaria de voladura, la pérdida de carga explosiva y accesorios de voladura, por efecto de dilución con el agua la mezcla de nitrato de amonio, emulsión y petróleo. (Anfo pesado).

Las compañías mineras en la actualidad están implementando nuevas políticas de uso óptimo de recursos logísticos, en las operaciones unitarias de voladura tales cuales existan ciertas limitaciones al final del Pit.

1.3. Objetivos.

1.3.1. Objetivo general.

- Demostrar la mejora de la voladura de rocas, en condiciones de saturación de aguas en el tajo Chabuca Este.

1.3.2. Objetivo específico.

- Determinar por qué mejora con el uso de emulsión gasificada, en la voladura de rocas en taladros con presencia de agua en tajo Chabuca Este.
- Medir el tiempo de incremento de volumen de la carga explosiva (emulsión gasificada) en taladros que contienen agua, en tajo Chabuca Este.
- Determinar la variación de costo de voladura de roca, en taladros que contienen agua, en tajo Chabuca Este.

- Cuantificar las propiedades mecánicas, elásticas e hídricas del macizo rocoso al final del tajo Chabuca Este.

1.4. Justificación y alcance.

1.4.1. Justificación.

La razón de esta investigación es optimizar los recursos logísticos del área de perforación y voladura; debido a la excesiva presencia de agua en los taladros de pre-corte, amortiguado y producción; donde existen una serie de anomalías, que una vez hecha la carga de fondo con el agentes explosivo convencional, se efectúa el fenómeno de dilución por exceso de saturación de agua en la carga columna. Por consiguiente quedando volones de roca que necesita perforación y voladura secundaria.

1.4.2. Alcance.

Para elaborar el presente trabajo de Tesis se encontró trabajos a fines en las redes del portal de las empresas fabricantes de dichos productos de voladura como: FAMESA EXPLOSIVOS, EXSA S.A. y ENAEX.

1.5. Hipótesis.

1.5.1. Hipótesis General.

- La voladura de rocas, mejora con la emulsión gasificada en taladros en condiciones de saturación de aguas, en tajo Chabuca Este.

1.5.2. Hipótesis Específico.

- El uso de emulsión gasificada mejora en la voladura de rocas en taladros con presencia de agua en tajo Chabuca Este.

- El tiempo influye en el incremento de la carga columna de la emulsión gasificante en taladros que contienen agua en tajo Chabuca Este.
- El uso de la emulsión gasificante reduce los costos en la voladura de rocas en taladros que contienen agua, en tajo Chabuca Este.
- El análisis cuantitativo de la litología están directamente relacionados con las características geomecánicas, elásticas e Hídricas del macizo rocoso al final del tajo Chabuca Este.

1.6. Metodología.

1.6.1. Diseño y recolección de información.

El primer parámetro a evaluar será las condiciones geomecánicas, elásticas e hidrogeológico del macizo rocoso en el tajo Chabuca Este.

El segundo parámetro, es la implementación con el uso de emulsión Gasificada en taladros con presencia de agua.

Tercero y último será evaluar el análisis granulométrico de fragmentos de roca, producto de la voladura y el efecto onda en el área de influencia de la mina.

1.6.1.1. Población.

La población a evaluar son: (se adjunta el cuadro N° 01, el Resumen de Bombeo de pozos mina Tintaya.)

- Tajo Chabuca Este (CHE- FASE INFLEXIÓN)
- Tajo Chabuca Este oeste (CHEW)
- Tajo Tintaya (FASE 8)
- Tajo Chabuca norte fase 5C (CHN-FASE 5C)
- Tajo Chabuca norte fase 5D (CHN-FASE 5D)

Tabla N° 1-01: Resumen de bombeo de pozos mina Tintaya.

Pozo	Tajo	Caudal teórico (lps)	Volumen teórico (m3)	Caudal real (lps)	Volumen real (m3)	Diferencia (m3)	Horas teórica	Hora real	Stan Bay
CHN-5A	CHN	18	10886	4	2419	8467	168	168	0
CHN-5B	CHN	10	6048	6	3629	2419	168	168	0
CHN-8	CHN	18	10886	0	0	10886	168	0	168
M-14	CAMP-3	6	3629	5	3629	0	168	168	0
CHEW-10	CHEW	20	12096	0	0	12096	168	0	168
CHEW-11	CHEW	22	13306	0	0	13306	168	0	168
CHN-12	CHN	15	9072	5	7128	1944	168	132	36
Total		109	65923	20	16805	49118	1176	636	540
Eficiencia %			100		25		100		46

Fuente: Geotecnia e Hidrología Mina Tintaya.

1.6.1.2. Muestra.

La muestra representativa a evaluar será: Tajo Chabuca Este (CH E-FASE INFLEXIÓN).

1.6.2. Técnicas de análisis.

- La observación.
- Recolección de datos.
- Prueba de campo.
- Tiempo de espera de la reacción química.
- Análisis comparativo.
- Predicción y resultados.

La predicción se hallara con el uso del software JK BENCH, en la cual se determinará la curva de experimentación, velocidad pico partícula (PPV), Airplas (fragmento de rocas volantes), número de decibeles o efecto onda y finalmente el análisis estadístico de taladros de acople en la voladura.

CAPÍTULO II

ASPECTOS GENERALES

2.1. Unidad minera Tintaya – Antapaccay

2.1.1. Historia.

La historia de esta Empresa surge a partir de la presencia de yacimientos económicamente rentable, por el tectonismo y diastrofismo geomorfológico de la corteza terrestre donde se detectaron indicios de mineralización durante la exploración entre los siguientes años:

1917: Las primeras perforaciones realizadas en la zona donde opera Mina Tintaya fueron realizadas por la empresa **Andes Explotation of Mine**. A través de este proceso se confirmó la existencia de mineral en la zona.

1980: Se constituyó la Empresa Estatal Minera Asociada Tintaya S.A. (**EMATISA**), la cual mediante el D.L. N° 109 cambia su status legal y se convierte en Empresa Especial Tintaya S.A. (Tintaya S.A.) que inicia sus operaciones en 1985.

1994: El Gobierno dispuso la privatización de las empresas públicas. El consorcio Norteamericano **Magma Copper Co.** /Global Magma Ltd. Se adjudicó la buena pro en una subasta Internacional. La nueva Junta General de Accionistas decidió modificar totalmente el estatuto y la denominación social de la empresa Magma Tintaya S.A. subsidiaria de Magma Copper Co.

1996: Magma Copper Company, hasta entonces propietaria del Yacimiento de Tintaya, fue comprada por Broken Hill Proprietary Inc. (BHP), compañía Australiana especializada en el área de la Industria y de extracción de recursos naturales.

2001: BHP.Ltda. Se fusiono con la compañía inglesa Billiton Plc. Tras esta operación, la empresa Peruana asumió el nombre de BHP Billitón Tintaya S.A.

2006: Después de un proceso de venta, Xstrata un importante grupo minero global y diversificado con presencia en las bolsas de valores de Londres y Suiza. Con sede en Zug, Suiza, Adquirió Tintaya, dando vida a la actual empresa Xstrata Tintaya S.A.

2006-Adelante: Xstrata Tintaya ya no cuenta con recursos mineros los suficientes como para pagar los gastos de extracción de esta, por lo que decide ampliar Tintaya con su nuevo proyecto de expansión de Tintaya denominado Antapaccay que tendrá una vida útil de 22 años con capacidad de tratamiento de 70 000 Tm por día.

2010: Teniendo en cuenta que las operaciones de Tintaya culminan en el año 2012, XSTRATA COPPER decide ampliar las operaciones y utilizar los recursos de la reserva Antapaccay. De esta forma, asegura la continuidad de la minería en Espinar hasta el año 2034.

2012: En noviembre inicia sus operaciones Antapaccay y comienza el plan de cierre progresivo de la mina Tintaya.

2013: En mayo se aprueba la fusión Glencore - Xstrata.

2.1.2. Ubicación y acceso.

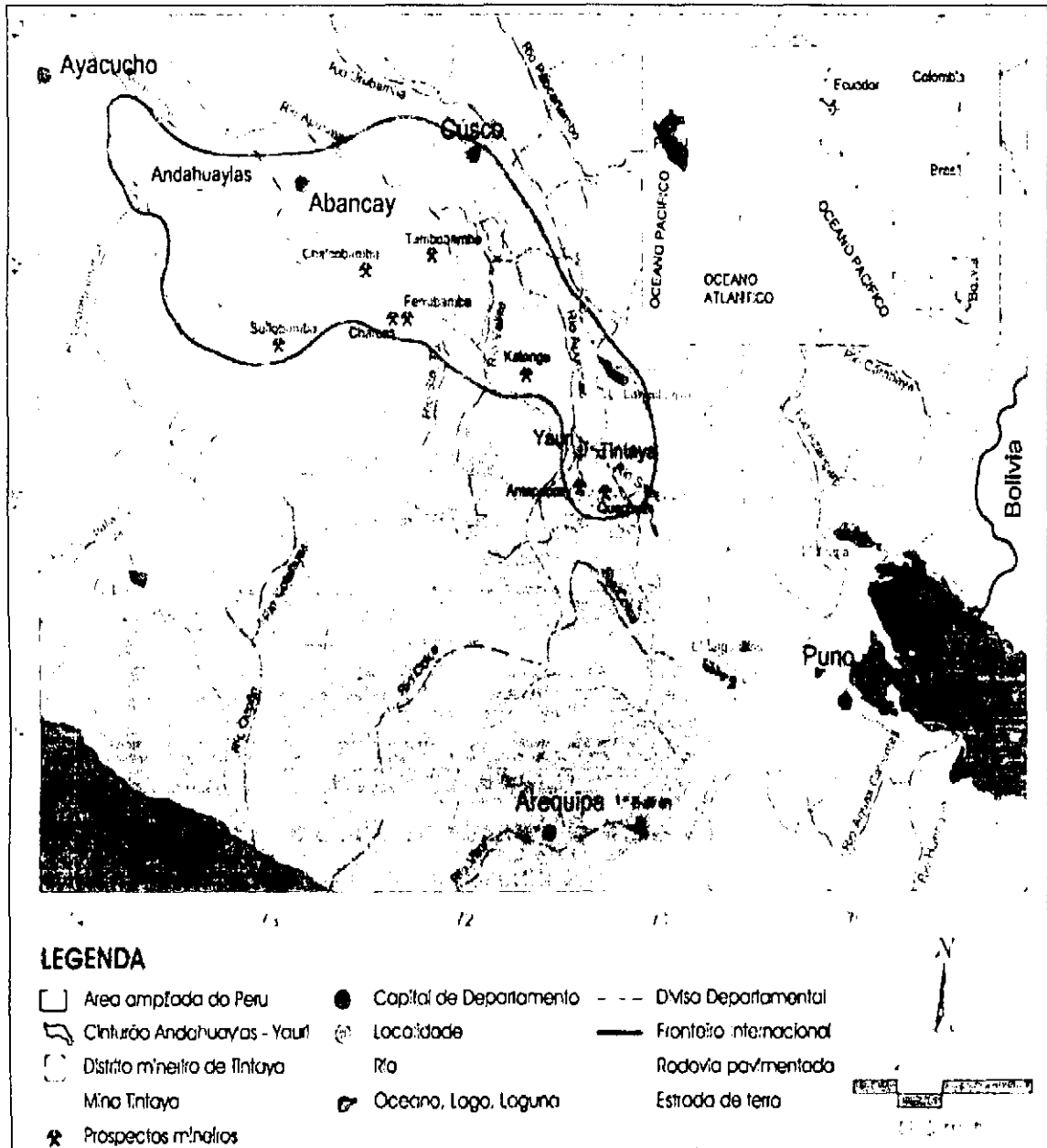
2.1.2.1. Ubicación Política.

El proyecto minero Tintaya – Antapaccay está ubicada en el sur del Perú, en la cordillera sur oriental, específicamente en la provincia de **Espinar- Yauri**, Departamento de **Cuzco**, en el sector de **Marquiri-Tintaya** a unos 15 km de Yauri. Geográficamente ubicada en una zona frígida, sus temperaturas medias anuales oscilan entre 6 °C y 10 °C, esta se encuentra en la siguiente coordenada; como muestra en la (figura N° 02.)

Latitud	:	14°40' y 15° 00' S
Longitud	:	71°10' y 71°30' O
Altitud	:	4100 m.s.n.m.
N	:	8 350 935.00.
E	:	250 715.70.
Zona	:	19

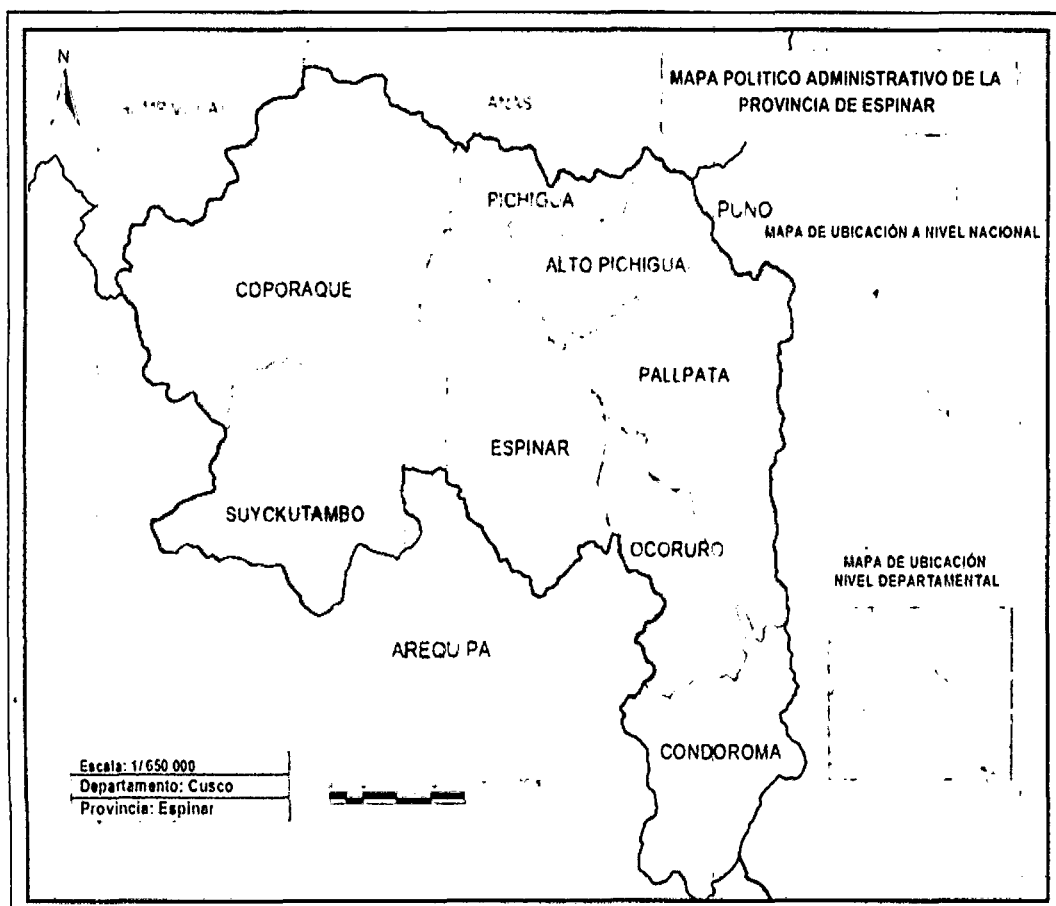
Banda : L

Figura N° 2-01: Mapa de ubicación Mina Tintaya Antapaccay.



Fuente: Departamento de Geología de mina Xstrata-Tintaya.

Figura N° 2-02: Mapa Político de la Provincia de Espinar – Cuzco.



Fuente: Departamento de Geología de mina Xstrata - Tintaya.

2.1.2.2. Acceso.

La accesibilidad a la mina *Xstrata Tintaya – Antapaccay* puede Acceder por vía aérea o terrestre, el itinerario siguiente ver el (Cuadro N° 01).

Cuadro N° 2-01: Rutas para el acceso a la mina Tintaya.

Ruta 01	Distancia	Tiempo	Vía de Acceso	Estado del Acceso
Abancay-Cusco	200 Km	4.5 hr a 5.00 hr	Terrestre	Asfaltado (100%)
Cusco-Espinar	269 Km	4.00 a 5.00 hr	Terrestre	Asfaltado (90%)
Espinar-Tintaya	15 Km	15 min a 20 min	Terrestre	Trocha
Total	484 Km	8.75 hr a 10.20 hr		
Ruta 02				
Ruta 02	Distancia	Tiempo	Vía de Acceso	Estado del Acceso
Arequipa-Espinar	241 Km	4.5 hr. a 5.00 hr	Terrestre	Asfaltado (90%)
Espinar-Tintaya	15 Km	15 min a 20 min	Terrestre	Trocha
Total	256 Km	4.75 hr a 5.33 hr		
Ruta 03				
Ruta 03	Distancia	Tiempo	Vía de Acceso	Estado del Acceso
Lima-Cusco	1,165 Km	1.00 hr	Aérea	
Cusco-Espinar	269 Km	4.00 a 5.00 hr	Terrestre	Asfaltado (90%)
Espinar-Tintaya	15 Km	15 min a 20 min	Terrestre	Trocha
Total	1,449 Km	5.25 hr. a 6.33 hr.		

Fuente: Informe de prácticas profesionales Darwin Flores Ojeda.- Mina Tintaya.

2.1.3. Flora y fauna.

a) Flora.

La flora es muy variada, incluyendo varias especies singulares y de protección, sobre todo, por la singularidad de los ecosistemas donde se encuentra. Los bosques de pino silvestre, sauces y chopos, además hay matorrales y la que más predomina es el ichu o paja.

B) Fauna.

La fauna que podemos mencionar, son las siguientes: Las principales son **aves** como: perdiz, cuervo, Buitre común, Roquero solitario; los **anfibios** encontramos: Sapo común, Sapo corredor, Rana patilarga y los **mamíferos** como zorro, Liebre, Alpacas, venado y otras.

C) Clima.

Es una de las zonas muy frías a más de 4,000 m.s.n.m., con una temperatura media anual entre 6 y 10 °C y una precipitación media anual que oscila entre 700 y 1000 mm³/seg.

2.1.4. Organización.

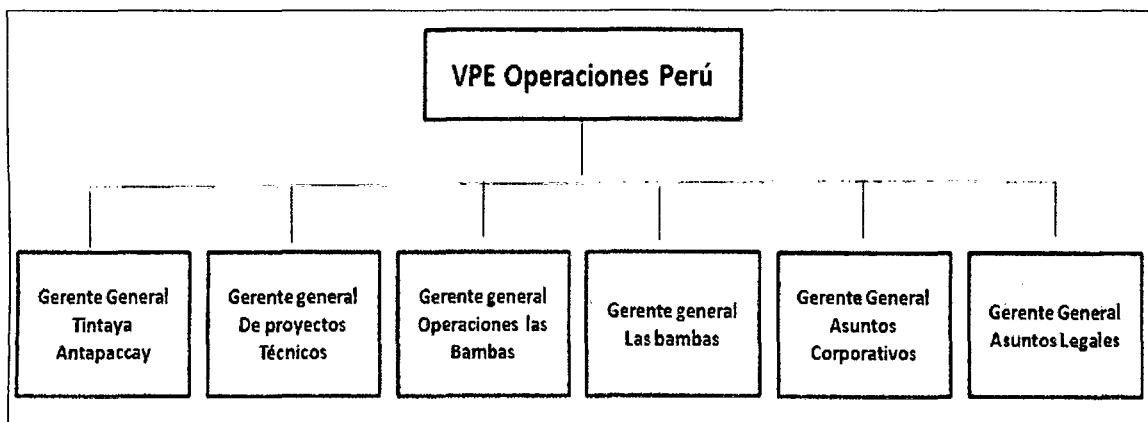
La esencia de la organización de Xstrata Copper en la División Operaciones Perú; se cibe en los principios de desarrollo sostenible que son esenciales en el modelo de negocios y guía nuestras decisiones día a día. En la gestión de nuestra empresa, hemos asumido el compromiso de mantener un equilibrio de los factores económicos, ambientales, sociales, de salud y seguridad con el fin de asegurar la viabilidad de largo plazo de nuestras operaciones y de las comunidades en que ejercemos nuestra actividad.

Se encuentra alineado con los estándares internacionales, el Pacto Mundial de las Naciones Unidas; La declaración Universal de Derechos Humanos de las Naciones Unidas, Los principios Voluntarios sobre seguridad y Derechos Humanos y las normas de ISO aplicables.

2.1.4.1. Gerencias.

Estamos orgullosos de desarrollar una empresa Líder de minería de cobre en una forma sostenible generando recursos vitales para la sociedad, mientras proveemos rentabilidad de primer nivel para nuestros accionistas. Estamos apasionadamente comprometidos con nuestra gente, su seguridad, salud, el medio ambiente y las comunidades donde trabajamos. Lo hacemos en asociaciones transparentes con todos los interesados, con el fin de crear valor perdurable.

Imagen N° 2-01: Organigrama de la división Sur VPE Operaciones Perú – Xstrata Copper.



Fuente: Reporte anual de Mina Xstrata.

2.1.5. Misión, Visión y Valores.

2.1.5.1. Misión.

Somos un equipo de trabajo competitivo, seguro y proactivo, que garantiza la entrega de mineral a las plantas de proceso de manera eficiente, en cantidad y calidad requeridas. A través de un mantenimiento

confiable y operación eficiente de nuestros equipos, alcanzamos y superamos las metas planificadas siendo responsable con el cuidado del medio ambiente y las mejores relaciones con las comunidades.

2.1.5.2. Visión.

Nuestra visión es ser un extraordinario equipo de líderes creativos e innovadores que utilizan sus propias sinergias, capacidades y experiencias, generando valor para nuestra empresa, accionista y su entorno.

2.1.5.3. Valores

Los valores inculcados en Xstrata Tintaya Antapaccay son: Salud, Seguridad y Medio ambiente; Integridad y honestidad; Alto desempeño; Desarrollo personal; Disposición para el cambio; Respeto de los unos por los otros; Trabajo en equipo.

2.1.6. Política.

Son un conjunto de preceptos aplicados en la línea de organización de la empresa a nivel mundial, la cual conglomerada un conjunto de principios y valores en la gestión de empresa, en un conjunto de gama diversificada de manejo de negocio de productos, bajo un estándar internacional, sin perder la credibilidad de imagen corporativo.

La Política de Xstrata Tintaya Antapaccay se basa en 17 estándares y las cuales son: Política de desarrollo sostenible; Política de trato justo; Política de igualdad de oportunidad; Política de privacidad y protección de la información; Política de gestión de riesgo; Política de seguridad y salud; Política de alcohol y drogas; Política de procedimiento local.

CAPITULO III

GEOLOGÍA

3.1. Geología Regional.

Tintaya está situado en la elongación SE de las rocas sedimentarias mesozoicas que se extienden por más de 300 Km. desde Yauri hasta Andahuaylas, las cuales están correlacionadas con sus equivalentes en el centro y sur del Perú.

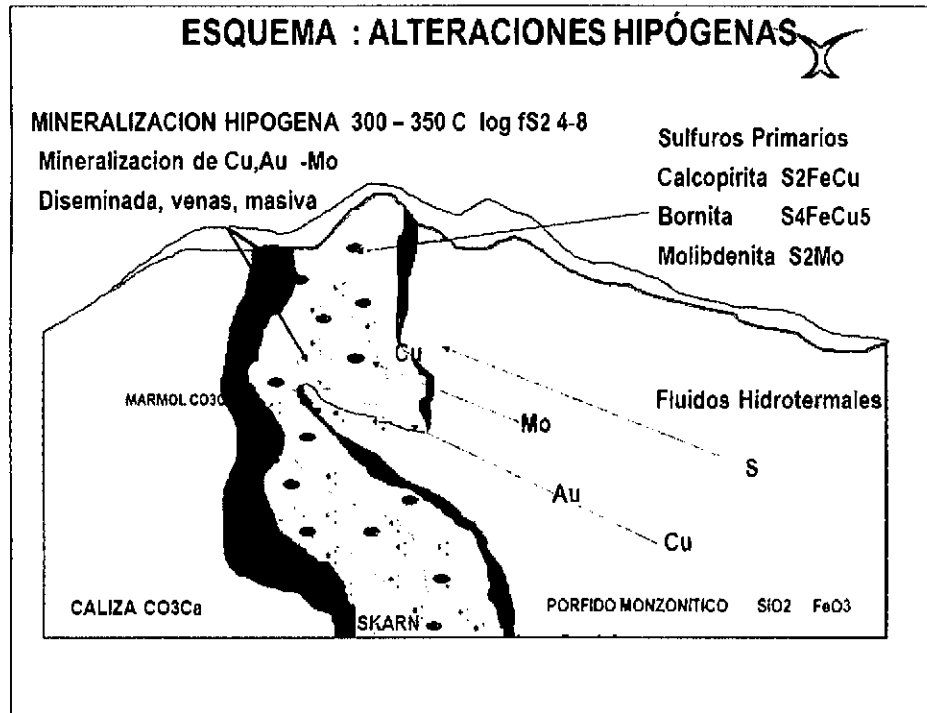
Intruyendo a la secuencia sedimentaria mesozoica, tenemos plutones y stocks del Eoceno – Oligoceno que forman el Batolito de Andahuaylas - Yauri el que consiste de múltiples fases magmáticas. Regionalmente afloran dioritas y microdioritas como plutones de gran dimensión en los cerros Choquechampe y Chabuca Sur. Los stocks monzoníticos al instruir a las calizas Ferrobamba han dado origen al yacimiento de Skarn tipo anillo como se muestra en el anexo último (Plano A1).

Regionalmente pertenece al Metalotexto Ferrobamba, caracterizado por la ocurrencia de yacimientos de Skarn asociados a las calizas de la Formación Ferrobamba intruidas por los pórfidos monzoníticos cupríferos. En Tintaya afloran rocas sedimentarias del Cretácico Superior representadas por las cuarcitas de la Formación Soraya, lutitas - areniscas de la Formación Mara y calizas de la Formación Ferrobamba; intruidas por las rocas ígneas (dioritas, granodioritas y monzonitas) del Terciario medio a superior pertenecientes al Batolito de Andahuaylas – Yauri; eventos de diques latíticos y andesíticos post-mineralización cortan al skarn. Supra yaciendo a las unidades litológicas descritas tenemos a los depósitos cuaternarios representados en la zona por materiales fluvioglaciares. (Terrones, 1958; Bellido, 1962; Santa Cruz., 1979).

3.2. Geología local.

El depósito de Tintaya es del típico yacimiento metasomático de contacto, llamado comúnmente "Skarn Metasomático". La geología local está dada por la mineralización de tipo **hipógenas** asociadas a la zona de sulfuros y las **supérgenas** asociadas a las zonas de óxidos. Debido a la naturaleza del yacimiento que está relacionado a rocas carbonatadas y la escasa mineralización de pirita (casi ausente), las alteraciones de las rocas de Tintaya no generan problemas de drenaje ácido. Tintaya corresponde a un yacimiento metasomático de contacto Tipo Skarn de Cu- (Ag-Au).

Imagen N° 3-02: Esquema de alteración de la geología local asociado a zona de sulfuros.



Fuente: Departamento de Geología de mina Xstrata-Tintaya.

3.3. Geología estructural.

A escala regional las deformaciones estructurales más relevantes son los pliegues de la secuencia sedimentaria cretácica con franjas kilométricas plegadas de dirección Andina (NO – NNO), cuyos afloramientos incluyen areniscas y cuarcitas (Formación Soraya), lutitas – areniscas (Formación Mara) y calizas (Formación Ferrobamba). (A. Maldonado, 2006) Las estructuras de fallas de mayor extensión en el distrito ocurren en el sistema NE a E-NE, seguido por los sistemas NO y NS, los que controlan el emplazamiento de los intrusivos de la región. Los emplazamientos de los pulsos monzoníticos, en Tintaya están controlados por el

sistema de fallas NE a E-NE. En los tajos prevalecen las fallas de movimiento normal, indicando una actividad reciente (neo-tectónica).

Imagen N° 3-03: Columna estratigráfica Mina Tintaya.



Fuente: Departamento de Geología de mina Xstrata-Tintaya.

3.4. Alteraciones Hipógenas y Supérgenas.

En Tintaya ocurren dos grupos marcados de alteraciones, la primera asociada a la actividad tardimagmática - hidrotermal denominada Alteración Hipógena y la segunda como producto de la oxidación por eventos superficiales de agua y aire denominada Alteración Supérgena. (Ver la imagen N° 02).

3.4.1. Alteración Hipógenas.

3.4.1.1. Alteración Potásica.

Esta alteración corresponde a un intercambio catiónico (cambio de base) con la adición de K a las rocas y está asociada a la fase tardimagmática (400 a 550 °C); ocurre predominantemente en el stock monzonítico y está representado por venas Tipo A de cuarzo - calcopirita – bornita con halos de feldespato potásico y alteración de ortosa en la matriz; varía de débil - moderada alteración en la parte central del stock monzonítico, a fuerte en el contacto con el skarn, donde se presenta mayor profusión de venas de cuarzo.

3.4.1.2. Alteración Prógrada. (Skarn Endoskarn)

Ocurre como producto del metasomatismo de contacto del intrusivo monzonítico hacia las calizas. La alteración prógrada del skarn se relaciona con la alteración potásica de la monzonita y está zonada con respecto al núcleo potásico; los granates varían de más andradíticos a más grosularíticos desde el contacto hacia fuera; los piroxenos varían desde diópsido a hedenbergita, desde el contacto hacia afuera. La razón granate/ piroxeno disminuye desde el contacto hacia afuera.

En Tintaya la mineralogía de la ganga está representada por el skarn y endoskarn de calcosilicatos (granate y piroxenos) y magnetita; la mena de sulfuros primarios presenta calcopirita y bornita, y la pirita es muy escasa en el yacimiento.

3.4.1.3. Alteración Propilítica.

Esta alteración de baja temperatura se encuentra en las partes periféricas del yacimiento y está representada por clorita, epidota, calcita y pirita. Se observa en los intrusivos dioríticos que afloran alrededor de los tajos; también como débil alteración en las calizas (marmolizadas con débil propilitización) y diques post mineralización.

3.4.1.4. Alteración por silificación.

Esta alteración hidrotermal se presenta en la zona de inflexión como una fuerte silificación de las monzonitas y skarn; ocurre como venas de cuarzo con sulfuros de calcopirita, pirita y una fuerte silificación en la matriz del pórfido monzonítico PM1; está relacionada al emplazamiento de los diques PM2B en la zona.

3.4.1.5. Alteración argílica.

Ocurre en zonas muy aisladas o locales en el yacimiento y está asociada a fluidos hidrotermales tardíos; las arcillas son el resultado de la alteración de los feldespatos en los intrusivos y la alteración de los calcosilicatos en el Skarn. Esta alteración se presenta en Tintaya de débil a moderada en las zonas de emplazamiento de los diques de pórfidos andesíticos y latíticos.

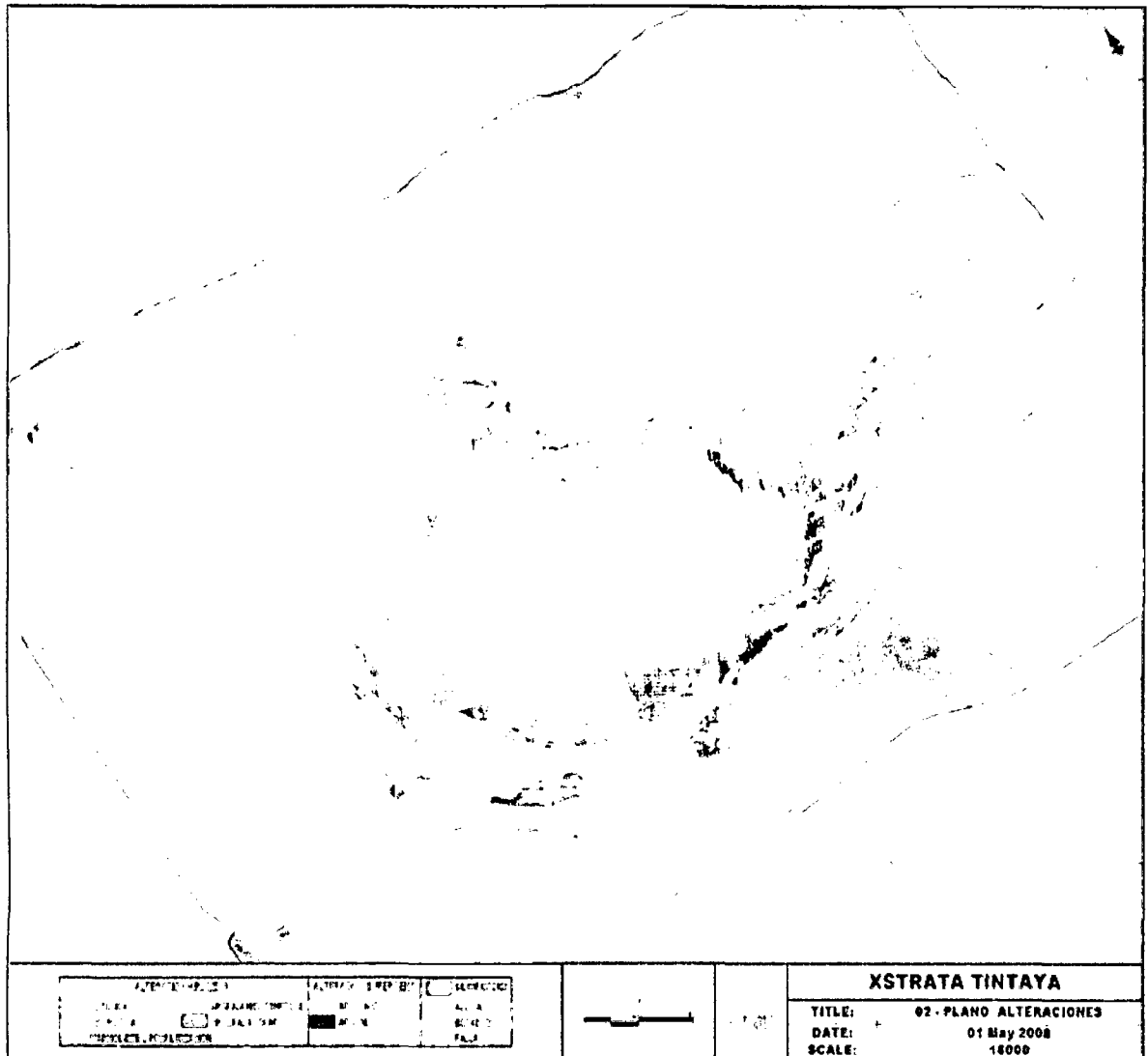
3.4.2. Alteración Supergénicas.

La alteración Supérgena es un proceso de reequilibrio de la mineralogía hipógena (hidrotermal) a las condiciones oxidantes cerca de la superficie terrestre (sobre el nivel de las aguas freáticas). La mayoría de las asociaciones de minerales silicatados, carbonatados y sulfurados son inestables en estas condiciones y se descomponen o intemperizan para originar una nueva mineralogía estable de en estas condiciones. En Tintaya es muy frecuente este tipo de alteración y se observa en las partes altas de los tajos actuales, como producto tenemos:

- Alteración supérgena en zonas de skarn – endoskarn: Arcillas, óxidos de Cu (malaquita, crisocola, tenorita y cuprita) y limonitas (gohetita y hematina).
- Alteración supérgena en zonas de intrusivos: Arcillas de montmorillonita muy deleznales asociadas a limonitas (gohetita y hematita).
- Alteración supérgena en zonas de rocas carbonatadas (calizas): En estas el intemperismo es débil con presencia limitada de arcillas y limonitas (gohetita).

Debido a la escasa mineralización de pirita en el yacimiento, las zonas de enriquecimiento secundario son escasas; la zona de Chabuca Norte es la más representativa de este enriquecimiento y está definida por la zona de mixtos donde la mineralogía es muy variada con presencia de cobre nativo, calcosita, óxidos de cobre, sulfuros de calcopirita y bornita.

Imagen N° 3-04: Plano de alteraciones mineralización Tajo Tintaya.



Fuente: Publicación Lytman S. Jordán G., Luis Espinoza E. & Liz Espinoza M.-Xstrata Tintaya.

3.4.3. Discusión de las alteraciones y mineralización de Tintaya.

Por los argumentos descritos en la investigación la formación del yacimiento de Tintaya estaría asociada a la fase tardimagmática, donde predomina la alteración potásica en el pórfido cuprífero, que es

contemporánea a la alteración prógrada del skarn; por lo que podemos inferir que el nivel de emplazamiento de la formación del yacimiento fue profundo (Aprox. entre 4 a 5 Km), debido a esto, la alteración fílica está casi ausente y por ende también la alteración retrograda del skarn.

Otro factor peculiar en Tintaya es la escasa mineralización de pirita que nos induce a pensar que por la profundidad de formación del yacimiento, esta corresponde a un ambiente de Potasio (K) con bajo azufre (S), y el poco S que hubo, generó la mineralización de sulfuros como Calcopirita, Bornita, Pirita. La escasa presencia de pirita favorece a la estabilidad geoquímica de los botaderos de Tintaya, que desde el punto de vista ambiental no generan drenaje ácido (DAR).

3.4.4. Yacimiento de Tintaya.

Tintaya corresponde a un yacimiento metasomático de contacto Tipo Skarn de Cu-(Ag,Au), (P. Zweng, 1996), ubicado en el Distrito Minero de Tintaya donde se presentan los yacimientos de Antapaccay, Corocohuayco, Quechuas y Hatún Pucara. (Ver la figura N° 01)

3.4.4.1. Tipo de Skarn en el yacimiento.

3.4.4.1.1. Skarn de Granate

Este Skarn es producto del metasomatismo de contacto, entre el intrusivo monzonítico pardo claro, pardo oscuro, amarillo caramelo, según estén próximos al mármol y al endoskarn.

3.4.4.1.2. Skarn piroxeno.

Son el producto debido a procesos de metasomatismo múltiple, son de tonalidades verduscas y gris verduscas, están asociadas a una matriz de calcita cuarzo. Son importantes estos Skarn, porque tiene una asociación estrecha con buena mineralización de Cu. (Calcopirita y bornita) presentándose en forma diseminada o venillas.

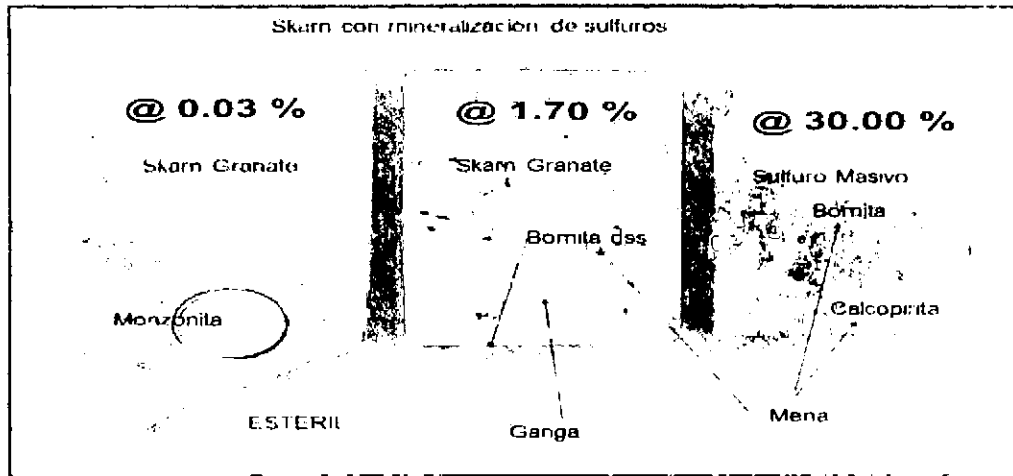
3.4.4.1.3. Skarn de Magnetita.

Son el resultado de un Sub estado de alteración y mineralización de ambiente más oxidante. Cuando se presenta masivo forman cuerpos considerables constituyendo el denominado Skarn de magnetita. En los intersticios de esta roca se presenta cuarzo, carbonatos y anfíboles piroxenos raras veces lo atraviesa en venas.

3.4.4.1.4. Endoskarn.

Es producto de la contaminación de la monzonita con minerales ricos en Ca, Fe, los cuales al confinarse con componentes silicios dan origen a un crecimiento de cristales de granates. La mineralización metálica, no es buena se restringe a fracturas a fracturas rellenas con calcopirita en forma discontinua

Imagen N° 3-05: Muestras de Tipos Skarn en el yacimiento Mina Tintaya.



Fuente: Exposición geología Capacitación Mina - Tintaya.

CAPITULO IV

OPERACIÓN MINA

4.1. Método de explotación minado.

El método de explotación en la Unidad Económica Administrativa Tintaya Antapaccay, es por el método de explotación superficial (tajo abierto), debido al afloramiento masivo de mineral de línea de óxidos y sulfuros.

Este método es aplicado por la presencia de afloramiento de mineral en forma tabular de grandes volúmenes, entre el contacto de las cajas de rocas intrusivas y la caliza.

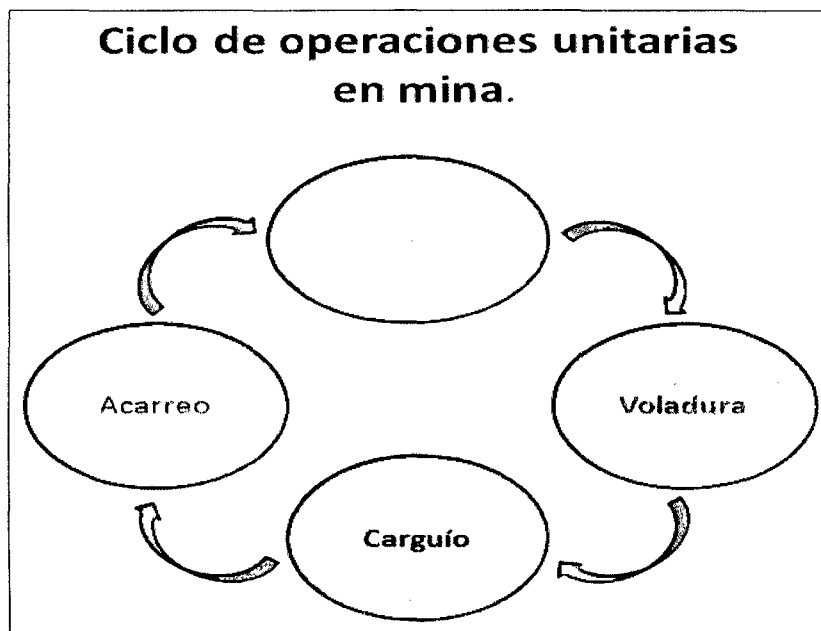
4.2. Ciclo de operación mina.

El ciclo de operación mina, es un proceso de cómo se extrae el mineral paso a paso hasta llegar el producto en buenas condiciones al cliente, para lo cual se tiene que tener una planificación estratégica en cada gerencia, para el cumplimiento de la cadena de producción del material valioso, que va a la industria de manufactura.

El ciclo de operación mina es un procedimiento adecuado bajo el cumplimiento de normas, estándares, herramientas de gestión, que debe ser cumplido a cabalidad de no ser así, el ciclo de operación a gran volumen no será factible.

El ciclo de operación unitaria en la Mina Tintaya es de la siguiente manera:

Imagen N° 4-06: Ciclo de operaciones unitarias en la mina Tintaya.



Fuente: Propia.

4.2.1. Operación unitaria de perforación.

La perforación de las rocas es una de las primeras operaciones unitarias dentro del campo de voladura de bancos, tiene la finalidad de aperturar orificio en el macizo rocoso, teniendo en cuenta la distribución geométrica de malla de perforación, donde una vez perforada se aloja la carga explosiva.

4.2.1.1. Perforación primaria.

Las perforaciones de producción en mina Tintaya son de tipo rotativo con brocas tricónicas de 12 ¼ de pulgada de diámetro para taladros de perforación.

Para lo cual se cuenta con seis equipos de perforación entre ellas se tiene los modelos P&H (2 modelos) que son eléctricas, Bucyrus 39 HR y Drilltech-D90SK a diesel.

Cuadro N° 4-02: Flota de equipos de perforación mina Tintaya.

N°	CÓDIGO	MARCA	MODELO
1	4006	DRILL TECH	D90SK
2	4019	P&H	100B
3	4020	P&H	100B
4	4021	ROCK	L8
5	4022	TITON	600
6	4030	BUCYRUS	39HR

Fuente: Empresa minera cuprífera Xstrata. Tintaya.

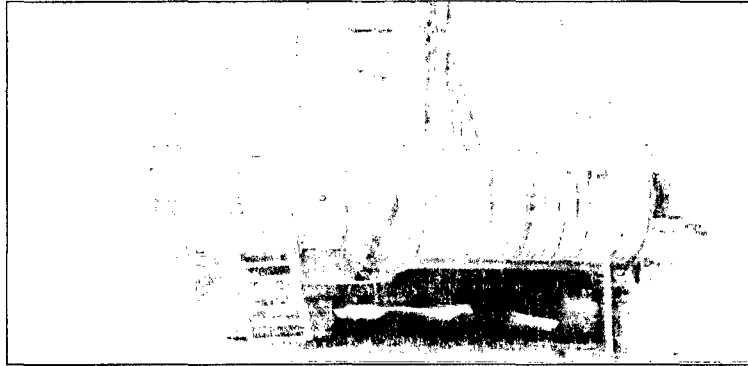
4.2.1.1.1. Parámetros de perforación.

- ✓ Diámetro de taladro: 12 1/4".
- ✓ Profundidad de taladro 16 m a 17 m.
- ✓ Mallas de perforación cuadrada o rectangular en metros:
(8,0 x 8,5), (8,5 x 8,5), (8,5 x 9,0), (9,0 x 9,0) y (9,0x10).
- ✓ Velocidades de Penetración 50 - 70 min/hr.
- ✓ Angulo de perforación: vertical (90°).

4.2.1.1.1. Características generales.

- Velocidad de perforación promedio: 61 mt./hr.
- Diámetro del taladro :12 ¼ pulgadas
- Longitud de orugas : 7,44 m de largo x 5,33 m de ancho.
- Velocidad de desplazamiento : 1,2 km / hr.
- Rodillos en las orugas : 12 inferiores, 4 superiores.
- Motor Caterpillar :1200 HP
- Compresor: Sullair Corp, flujo de entrada a 1800 RPM de 2600cfm (pie³/minuto). Presión máxima de operación de 80 psi, (5.5 bar)
- Peso de operación (con tubos de perforación): 250,000 lbs. ó 113,40 tm.
- Longitud mástil abajo :28,45 m
- Altura mástil arriba :20,83 m
- Altura mástil abajo a plataforma de trabajo:(8,28 m) utiliza como combustible petróleo (diessel.)
- Sistema de perforación : rotativa.

Fotografía N° 4 - 01: Perforadora eléctrica 100B en proceso de perforación de taladros.



Fuente: Mina Xstrata Tintaya Tajo Chabuca Este.

4.2.1.2. Perforación secundaria.

Son aquellas que se usan después de la perforación primaria, cuando haya sido efectuada, en la cual haya quedado volones de tamaño considerable, las causas son: la calidad de roca son ciertos lugares del banco, que ha sido volado o también por el fracturamiento de las fallas; en donde el explosivo no logra romper en su totalidad del macizo rocoso, sino simplemente ha sido removido el de su lugar sin ser volado, y otra causa es por la excesiva presencia de agua.

4.2.2. Operación unitaria de voladura.

La voladura es la segunda operación unitaria más importante dentro del minado, consiste en obtener granulometría homogénea de fragmentos de roca, ya que de esta depende la eficiencia de las operaciones de carguío y acarreo y así se obtiene buena productividad y eficiencia. La voladura en Xstrata Tintaya se encuentra a cargo de contratista EXSA S.A., que se encarga de la ejecución del disparo.

4.2.2.1. Parámetros de Voladura.

- ✓ Diámetro de la Broca 12 1/4".
- ✓ Sobre perforación 1,5 m.
- ✓ Altura de Bancos de 15 m.
- ✓ Malla de perforación.
- ✓ La geología.
- ✓ La presencia de agua en circulación en el taladro.
- ✓ La colocación de taco.
- ✓ El tipo de explosivo utilizado.
- ✓ Algunos defectos en los accesorios utilizados.

4.2.2.2. Carga de taladros.

Se utiliza el camión fabrica EXSA, es un equipo móvil el cual realiza el trabajo de mezclar los componentes del explosivo para dar como producto final el Anfo pesado. El camión de fábrica EXSA consta de:

- ✓ Tanque para nitrato de amonio de acero inoxidable 7 toneladas de capacidad.
- ✓ Tanque para emulsión de acero inoxidable, 8 toneladas de capacidad.
- ✓ Tanque para combustible 150 galones D2.
- ✓ Bomba para el manejo de matriz.
- ✓ Bomba para el manejo de combustible.
- ✓ Bomba hidráulica del equipo.
- ✓ Elementos de control de flujos.

- ✓ Motores hidráulicos.
- ✓ Divisoria de flujo de aceite hidráulico.
- ✓ Tanque para alivio.

4.2.2.2.1. Densidades de agente explosivo.

Es la relación de la masa de componente de agente explosivo y su volumen de carga explosivo en el taladro, en la mina Xstrata Tintaya se tiene un minucioso control de densidad para evitar volones de roca después de la voladura.

Cuadro N° 4-03: Densidades de sustancias formadoras de Heavy-Anfo

Sustancia	Densidad (gr/cm ³)
Nitrato de Amonio	0,765
Petróleo	0,854
ANFO	0,81

Fuente: Contratista EXSA S.A. – Planta.

4.2.2.2.2. Dosificación de la mezcla.

La dosificación de la mezcla es imprescindible ya sea en taladros secos o con agua, para lo cual se realiza un minucioso control en el bombeo de agente explosivo de la cabina de control del camión fabrica, para el mejor dosificación se necesita la descripción del taladro, calculada por el supervisor de perforación y voladura en la estaca triangular. En donde se indica las especificaciones del taladro.

Cuadro N° 4-04: Mezclas de emulsión y Anfo.

Emulsión	ANFO	MEZCLA-(HEAVY ANFO)	Densidad (gr/cc)	Carga lineal(kg/m)
30%	70%	37	1.05	79
40%	60%	46	1.154	87
50%	50%	55	1.274	96
60%	40%	64	1.287	97

Fuente: Departamento de Perforación y voladura de rocas.

En la Tintaya son mayormente utilizadas las mezclas de HEAVY ANFO de **46** (40% emulsión y 60% anfo), **55** (50% emulsión y 50% anfo) y **64** (60% emulsión y 40% anfo); esta última se dosifica por el exceso de agua en el taladro.

4.2.2.3. Accesorios de voladura.

- Booster. (1 libra)
- Fulminante N° 9 y 14
- Retardos superficiales. (9, 17, 25, 35, 42, 50, 67) ms.
- Cordón detonante 5P.
- Exanel ó fanel (400, 500, 600, 700, 800) ms.
- Línea silenciosa - mecha rápida.

4.2.2.4. Explosivos utilizados en el campo.

4.2.2.4.1. Emulsión.

- Es un agente oxidante de característica inerte, y está fabricada en la planta de Emulsión de EXSA, ubicada en la zona industrial, es de color beige claro. La densidad de

la emulsión producida es de 1,30 gr /cm³; alta resistencia al agua; Vida útil 6 meses de emulsión inerte.

4.2.2.4.2. Agente explosivo HEAVY ANFO

Este es un agente explosivo producto de la mezcla de la emulsión con el nitrato de amonio y Combustible, esta mezcla lo realizan los camiones fábrica, teniendo como principales características: Mayor energía, Mejores características de sensibilidad, Gran resistencia de efectuar cargas con variación de energía a lo largo del taladro.

4.2.2.5. Operación unitaria de Carguío

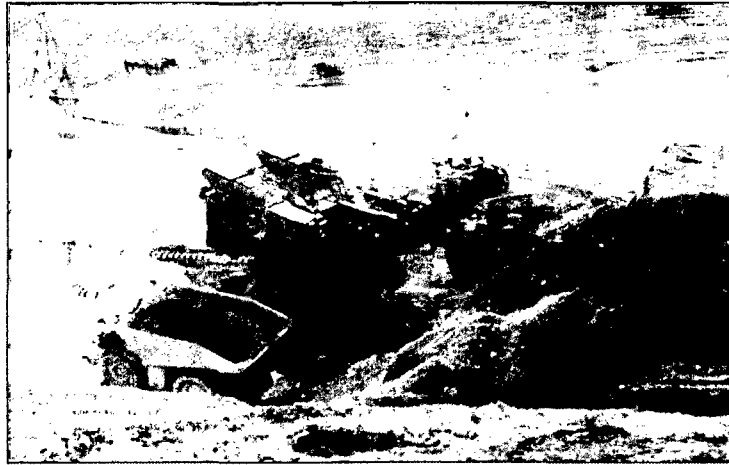
El carguío es el proceso de evacuar el material volado del tajo y transportarlo adecuadamente a un lugar destinado.

El carguío es una actividad del ciclo de operación mina, que está considerado como la tercera operación unitaria, que se encarga del carguío de mineral ó desmonte quebrado a las unidades de acarreo, las cuales se evacua en caso de mineral a la planta de procesos y en caso de desmonte al botadero más cercano del tajo.

4.2.2.5.1. Parámetros de carguío.

- Disponibilidad Mecánica de 90%.
- Utilización Efectiva 89%.

Fotografía N° 4-02: Pala eléctrica efectuando el carguío al camión.



Fuente: Operación mina en el tajo Chabuca Este – Tintaya.

4.2.2.6. Equipos de carguío.

a.-Palas eléctricas.

Estas máquinas son abiertas, están diseñadas para condiciones duras y tienen todos los mandos eléctricos.

Cuadro N° 4-05: Flota de Palas eléctricas de operación mina Tintaya.

N°	CÓDIGO	MARCA	MODELO	CAPACIDAD CUCHARA		ENERGIA ACCIONAMIENTO	DE
				m ³	yd ³		
1	2040	P&H	2300 XPB	22,94	30,00	4160 volt	
2	2041	P&H	2300 XPB	22,94	30,00	4160 volt	
3	2050	P&H	2800 XP	30,58	40,00	7200 volt	
4	2051	P&H	2800 XP	30,58	40,00	7200 volt	

Fuente: Área de planeamiento a corto plazo.

B.-Cargador frontal.

Son equipos de carguío muy versátiles que utilizan motores diesel como fuente de energía consta de 4 neumáticos.

Cuadro N° 4-06: Flota de Cargadores Frontales utilizados en mina Tintaya.

N°	CÓDIGO	MARCA	MODELO	CAPACIDAD		ENERGIA ACCIONAMIENTO	DE
				m3	yd3		
1	5023	CAT	C992	12,96	16,95	DIESEL	
2	5021	CAT	C994	20,17	26,38	DIESEL	
3	5026	CAT	C994	20,17	26,38	DIESEL	
4	5028	CAT	C994	20,17	26,38	DIESEL	

Fuente: Área de planeamiento a corto plazo.

Fotografía N° 03: Equipos de carguío cargador frontal 994 CAT y Pala eléctrica. P&H.



Fuente: Operación mina en el tajo Chabuca Tintaya.

4.2.3. Operación unitaria de Acarreo.

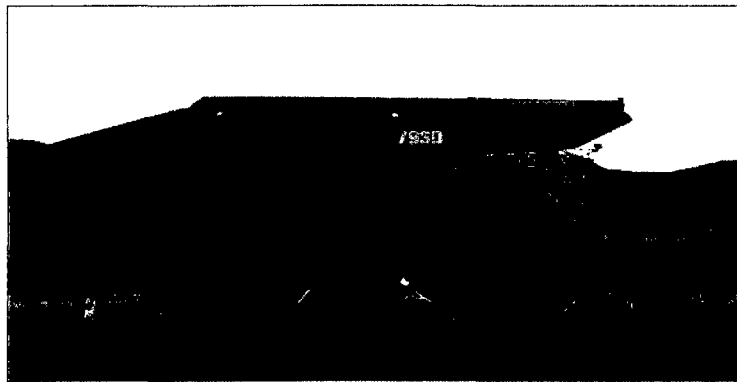
Esta operación tiene como finalidad transportar el material hacia las diferentes áreas de Botaderos, diseñados estratégicamente en el planeamiento a largo plazo, y en el caso de mineral económico hacia chancadoras primarias de óxidos y sulfuro.

Los equipos de acarreo llegan al frente de minado de la pala o cargador y se estacionan de retroceso (cuadrado) para ser cargado de material (mineral o desmonte), para transportarlo a su destino respectivo.

4.2.3.1. Parámetros de acarreo

- ✓ Disponibilidad Mecánica de 86%.
- ✓ Utilización Efectiva 80%.
- ✓ Pendiente promedio 10%.
- ✓ Distancia promedio 3 km.

Fotografía N° 4-04: Caterpillar 793D, estacionado en el zona de parqueo.



Fuente: Operación mina en el tajo Chabuca Tintaya.

4.2.3.2. Ciclo del camión.

El ciclo de camión es de la siguiente manera: Tiempo vuelta camión. (viaje vacío) 6.25 minutos; Tiempo llegada camión. (Esperando carguío) 3.28 minutos; Tiempo cargando. (Cargando) 3.03 minutos; Tiempo acarreo. (viaje cargado) 10.40 minutos; Tiempo descarga. (descargando desmonte) 1.21 minutos.

4.2.3.3. Equipos de acarreo.

La flota de equipos de acarreo en mina son los siguientes:

Cuadro N° 4-07: Flota de Equipos de acarreo utilizados en mina Tintaya.

N°	CODIGO	MARCA	MODELO	CAPACIDAD	
				TM	TC
1	3034	CATERPILLAR	785B	136	150
2	3035	CATERPILLAR	785B	136	150
3	3036	CATERPILLAR	785B	136	150
4	3037	CATERPILLAR	785B	136	150
5	3038	CATERPILLAR	785B	136	150
1	3051	KOMATSU	830 E	204	225
2	3052	KOMATSU	830 E	204	225
3	3053	KOMATSU	830 E	204	225
4	3054	KOMATSU	830 E	204	225
5	3055	KOMATSU	830 E	204	225
6	3056	KOMATSU	830 E	204	225
7	3057	KOMATSU	830 E	204	225
8	3058	KOMATSU	830 E	204	225
9	3059	KOMATSU	830 E	204	225
10	3060	KOMATSU	830 E	204	225
11	3061	KOMATSU	830 E	204	225
12	3062	KOMATSU	830 E	204	225
13	3063	KOMATSU	830 E	204	225
14	3064	KOMATSU	830 E	204	225
15	3065	KOMATSU	830 E	204	225
16	3068	KOMATSU	830 E	204	225
17	3069	KOMATSU	830 E	204	225
18	3070	KOMATSU	830 E	204	225
19	3071	KOMATSU	830 E	204	225
20	3072	KOMATSU	830 AC	204	225
21	3073	KOMATSU	830 AC	204	225
22	3074	KOMATSU	830 E	204	225
1	3080	CATERPILLAR	793D	217	239
2	3081	CATERPILLAR	793D	217	239
3	3082	CATERPILLAR	793D	217	239
4	3083	CATERPILLAR	793D	217	239
5	3084	CATERPILLAR	793D	217	239
6	3085	CATERPILLAR	793D	217	239

Fuente: Área de planeamiento a corto plazo

CAPITULO V

CARACTERIZACIÓN GEOMECÁNICA

5.1. Mecánica de rocas.

5.1.1. Introducción.

Una definición más generalizada; estudia la mecánica de rocas como mecánica e hidráulica del macizo rocoso que conlleva a su estabilidad desde el punto de vista estático y dinámico.

La mecánica de rocas es la ciencia teórica y práctica del comportamiento mecánico de las rocas y de los macizos rocosos; es la rama de la mecánica referente a la respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su ambiente físico. Los principios de aplicación de la mecánica de rocas en la minería subterránea están basados en premisas simples y quizás evidentes en sí. **Primero**, se postula que a un macizo rocoso se le puede atribuir un sistema de propiedades mecánicas que pueden ser medidas en una prueba estándar o pueden ser estimados utilizando técnicas establecidas. En **segundo** lugar, se afirma que el proceso de la

explotación minera subterránea y superficial genera una estructura rocosa con huecos y diaclasas en los bancos, elementos de soporte, estribos y que el funcionamiento mecánico de la estructura es favorable al análisis utilizando los principios de la mecánica clásica. La **tercera** posición es la capacidad de predecir y controlar el comportamiento mecánico de la roca encajonante y colgada en los bancos en donde el proceso de minado puede garantizar o incrementar la seguridad y el comportamiento económico de la mina. Estas ideas pueden ser algo elementales. Sin embargo, incluso la aplicación limitada de los conceptos de mecánica en la excavación y en los diseños estructurales en minas es una innovación comparativamente reciente.¹

5.1.2. Concepto actual.

5.1.2.1. Mecánica.

Es el estudio de los efectos que produce las fuerzas sobre los cuerpos. Estos efectos pueden ser aceleración, velocidad y desplazamiento; además las fuerzas pueden producir cambios de volumen y forma, por último puede darse rotura o fluencia.²

5.1.2.2. Mecánica de rocas.

Es el estudio de los efectos que produce las fuerzas sobre las rocas. Cuando están sometidos a cargas verticales y horizontales. Para el geólogo el efecto más importante es el cambio de forma que se puede producir. Para el geofísico lo más importante será los aspectos dinámicos con variación de volumen y forma, es decir, las ondas sísmicas al

¹ Hoek y Brown, 1999.

² D.F. Guates, 1973.

ingeniero le concierne primordialmente aquellos fenómenos que influyen sobre la ruptura y fluencia, y hasta cierto punto le interesa también los cambios de volumen y forma de las rocas.

El estudio de mecánica de rocas implica el análisis de sistema de cargas que se aplican encima a las rocas, el análisis de los efectos internos desde el punto de vista de tensión, de las deformaciones unitarias o de la energía almacenada, finalmente es el estudio de las consecuencias de estos efectos internos, es decir, fractura, fluencia, o simplemente la deformación de la roca³

5.1.2.3. Modelamiento geomecánico.

El modelamiento geomecánico tiene por objeto cuantificar los diversos parámetros que componen el modelo geológico para que puedan utilizarse en los cálculos propios del modelo matemático.⁴

5.1.3. Causas de su desarrollo.

- El incremento que ha producido teorías, métodos, instrumentos y procedimientos.
- El incremento de las dimensiones y volúmenes de las operaciones mineras, las grandes inversiones que acompañan a estos proyectos requieren mayor certeza en el rendimiento satisfactorio de la masa rocosa.
- La necesidad de explotar los recursos naturales en medio de ambientes desfavorables, particularmente la profundidad.

³ D.F. Guates, 1973.

⁴ P. Ramírez Oyanguren, 1991.

- La conservación de recursos y la seguridad industrial; maximizando la recuperación de reservas y aplicando técnicas para dar seguridad al trabajo.
- En el campo de obras civiles, habiendo un gran número de incremento de número de proyectos tales como, presas, túneles, cámaras de almacenamiento, de productos de petróleo, Provisiones químicas, Centrales hidroeléctricas, centrales de tratamiento de agua, estaciones de energía nuclear, refugios de defensa civil.

5.1.4. Propiedades mecánicas del macizo rocoso.

Las propiedades mecánicas del macizo rocoso están determinados por la reacción de este frente a los esfuerzos externos, estas propiedades se determinan mediante ensayos de laboratorio.

- Ensayo de Compresión Triaxial.
- Ensayo de Corte Directo.
- Resistencia a la compresión Simple o Uniaxial.
- Resistencia a la carga puntual.
- Determinación a la resistencia al campo.
- Ensayo para la determinación de Constantes Elásticas.

5.1.4.1. Estudio de Factores geo-estructural del macizo rocoso.

5.1.4.1.1. Estructura y dominio estructural.

Dominio estructural, es la masa de roca delimitada por discontinuidades geológicas dentro de la cual la estructura es prácticamente homogénea.

Estructura del macizo rocoso es el conjunto de fallas, diaclasas, pliegues y demás características geológicas que definen una determinada región, en la que existen una serie de dominios estructurales perfectamente definidos y diferenciados entre sí.

5.1.4.1.2. Superficie de discontinuidad.

Las superficies de discontinuidad pueden aparecer durante la formación de la roca o bien posteriormente, por causas tectónicas. Al primer tipo de superficies de discontinuidad corresponden los planos de estratificación, los planos de laminación y la foliación primaria de las rocas plutónicas.

Al segundo tipo de superficies de discontinuidad corresponden la esquistosidad, la pizarrosidad y las fracturas, que comprenden las fallas y las diaclasas. Cuando se mencione el vocablo "junta", éste estará referido solamente a las diaclasas.

5.1.4.1.2.1. Características geomecánicas de las discontinuidades.

Son las siguientes: Orientación, Espaciado, Dimensiones, Rugosidad, Apertura, Relleno, Circulación de agua, Numero de Familia de discontinuidad y Tamaño de bloques.

5.1.4.2. Estudio de factores hidrológicos.

El flujo de agua en el macizos rocosos se discurre principalmente por las discontinuidades, es decir, por la llamada "permeabilidad secundaria". Y rocas sedimentarias, la "permeabilidad primaria" que depende del material en sí. El flujo de agua depende de las características topográficas y geológicas del macizo rocoso. Bajo una diferencia de presión determinada, los diversos tipos de rocas se pueden clasificar con respecto a la altura, según su conductividad hidráulica o permeabilidad, esta puede ser régimen laminar o Turbulento. La permeabilidad viene definida por la ley de Darcy:

$$Q = A \cdot k \cdot i.$$

Dónde:

Q = caudal.

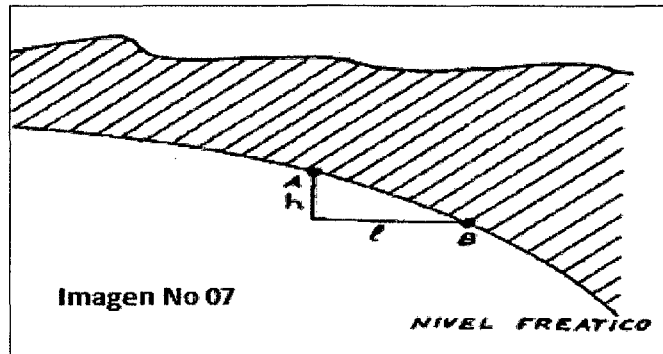
A = sección de paso.

i = gradiente hidráulico.

k = coeficiente de permeabilidad.

El término gradiente se emplea, normalmente, para designar la pendiente de una línea o de un plano. En general, la superficie de un nivel freático libre es curva. Considerando un punto A situado a una distancia horizontal "l" de otro punto B, se puede definir el gradiente hidráulico medio entre los puntos A y B como (Ver Imagen N° 07).

Imagen N° 5-07: Gráfico del nivel freático en la superficie.



$$i = h/l$$

La carga hidráulica total en un cierto punto es la suma de la altura sobre el plano de referencia y de la altura de presión $h = P + z$, donde la permeabilidad del macizo rocoso suele ser bastante superior a la de la roca intacta, debido a que, se dijo anteriormente, el flujo se produce principalmente a lo largo de discontinuidades, diaclasas, fisuras, canales de disolución, etc.

La siguiente fórmula nos proporciona la permeabilidad equivalente de una serie de juntas paralelas y con bordes no rugosos.

$$K = \frac{N \cdot e^3 \cdot \gamma}{12 \mu}$$

Dónde:

N = es el número de juntas por centímetro.

e = es la abertura de las juntas.

μ = es la viscosidad del agua.

γ = es la densidad del agua.

A continuación se presenta en la **Tabla 2**, diversas permeabilidades para suelos, rocas y macizos rocosos, que se han definido de acuerdo con su permeabilidad, es decir, se han clasificado según que su permeabilidad sea

media o alta (acuíferos), que sea intermedia (acuitardos) o que sea muy baja (acuicludos).

Tabla N° 5-02: Clasificación de suelos y macizo rocosos según su permeabilidad.

CLASIFICACION DE SUELOS, ROCAS Y MACIZOS ROCOSOS SEGUN SU PERMEABILIDAD			
	Permeabilidad : K - cm/seg.	ROCA INTACTA	SUELOS
Impermeable Acuicludo	10^{-10}	Pizarra	Arcillas
	10^{-9}	Granito	
Poco permeable Acuitardo	10^{-8}	Caliza y dolomia Arenisca	Arenas arcillosas
	10^{-7}		
	10^{-6}		
Algo permeable Acuitardo	10^{-5}	Roca con juntas con rellenos arcillosos	Limos Arena limosa
	10^{-4}	Roca algo fracturada	Arena fina
Permeable Acuifero regular	10^{-3}	Roca bastante fracturada	Arenas limpias
	10^{-2}		Arenas gruesas lim- pias, gravas con arenas limpias
Muy permeable Acuifero exce- lente	1	Roca intensamente fracturada	Gravas limpias
	10^1		
	10^2		

Fuente: Oyanguren, Mecánica de rocas en minería metálica.

5.1.4.2.1. Investigación hidrológica del macizo rocoso.

La investigación hidrológica se hace de las siguientes maneras:
Estudios geofísicos; Sondeos; Pozos de mayor diámetro y Galerías de investigación.

5.1.4.3. Estudio de Estática de Fluidos.

Es parte de la mecánica de fluidos que estudia el comportamiento y el efecto que origina los fluidos en reposo⁵.

Un fluido es una sustancia que puede escurrir fácilmente, a la vez tiene una fricción interna mínima y una viscosidad; la diferencia de viscosidad está en la emulsión gasificada, debido a que presenta una alta resistencia a la mezcla con el agua dentro del taladro.

5.1.4.3.1. Hidrostática.

La hidrostática estudia los líquidos en reposo, ya que una vez drenada de las fisuras, fallas producto de las aguas fósiles y meteóricas almacenadas en el macizo rocoso; fluye al taladro y quedándose estática. (Ver los cuadros N° 08 al 12)

5.1.4.3.2. Fluido.

Es la sustancia líquida capaz de fluir. Una de las propiedades es de ejercer y transmitir presión en todas las direcciones, donde las moléculas de cohesión son mínimas debido a ella las moléculas tiene mayor movilidad y adoptan la forma del taladro en la que se deposita manteniendo su volumen.

a) **Densidad.**-Es aquella magnitud escalar que nos indica la cantidad de masa que tiene un cuerpo por cada volumen.

$$Densidad = \frac{Masa (Kg)}{Volumen (m^3)} \quad \Rightarrow \quad \rho = \frac{m}{v}$$

⁵ Física Ediciones Rubiños, 2005

b) **Peso específico.**-Denominamos la magnitud física escalar que nos informa el peso que posee una sustancia por cada unidad de volumen.

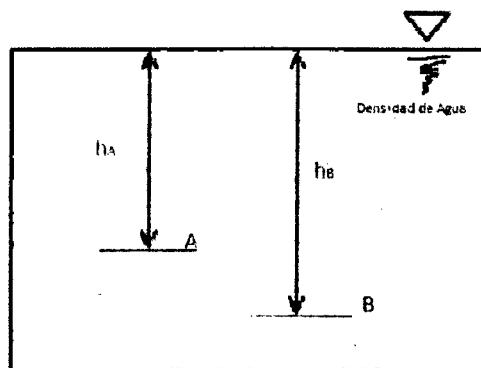
$$\text{Peso específico} = \frac{\text{Peso (N)}}{\text{Volumen (m}^3\text{)}} \Rightarrow \gamma = \frac{P}{V}$$

5.1.4.3.3. Presión.

Es la fuerza ejercida sobre una área determinada. En estática de líquidos se ve cuando el cuerpo se sumerge al fondo en la cual experimenta en contener un espacio definido en el taladro, esto se da cuando se bombea la emulsión gasificada.

$$\text{Presión} = \frac{\text{Fuerza (N)}}{\text{Área (m}^2\text{)}} \Rightarrow P = \frac{F}{A}$$

5.1.4.3.4. Principio fundamental de la hidrostática según taladros.



$$\text{En A: } P_A = P_{atm} + \rho_{liq} * g * h_A$$

$$\text{En B: } P_B = P_{atm} + \rho_{liq} * g * h_B$$

$$\Rightarrow P_B = P_A = \rho_{liq} * g * (h_B - h_A)$$

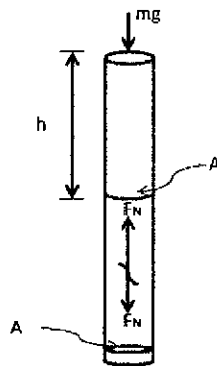
En el gráfico se observa la diferencia de presiones en un líquido es numéricamente igual al producto de la densidad por la gravedad y por la altura; donde el punto B es donde hay más presión hídrica por la profundidad que el punto A.

5.1.4.3.4.1. Presión de un líquido en reposo (Presión Hidrostática.)

$$P_H = F_N/A \dots \dots \dots (I)$$

Para el equilibrio mecánico de la columna del líquido, se tiene:

Imagen N° 5-07: Esquema de Presión de líquido en reposo.



En (I)
$$P_H = \rho_{liq} * h * g$$

Dónde:

ρ_{liq} =Densidad del Líquido. (Kg/m³)

H= Altura (m)

P_H =Presión Hidrostática. (Pa)

Otra manera útil de expresar la ecuación anterior es por el peso específico:

$$P_H = \gamma_{liq} * h$$

5.1.4.3.4.2. Principio de Arquímedes.

A menudo se observa cuando un cuerpo cuya densidad es mayor su tendencia es a sumergirse, cuando ocurre este caso existen fuerzas horizontales ($F_3 = F_4$) y verticales (P_2

>P1....F2 > F1) pero existe la fuerza de empuje que se opone; en el caso de emulsión gasificada su densidad es mayor que el de agua y una viscosidad elevada la cual rompe la fuerza de empuje y a la vez no se mezcla con el líquido en el taladro.

-Empuje hidrostático (E).

$$E = F_2 - F_1 \text{ -----} E = P_2 * A - P_1 * A$$

$$E = (P_2 - P_1) * A \text{ -----} E = \rho_{\text{liq}} * g * (h_2 - h_1) * A$$

$$E = \rho_{\text{liq}} * g * V_{\text{suma}}$$

Dónde: V_{suma} : volumen del cuerpo sumergido.

-Peso aparente.-Se define el peso aparente de un cuerpo como la diferencia entre el peso y el empuje que experimenta dicho cuerpo cuando se sumerge en un líquido de densidad. Es decir:

$$P_{\text{aparente}} = P_{\text{real}} - E$$

Dónde:

$$P_{\text{real}} = \rho_{\text{Emulsión}} * V * g$$

$$E = \rho_{\text{liq}} * g * V$$

$$P_{\text{Peso aparente}} = \rho_{\text{Emulsión}} * V * g - \rho_{\text{liq}} * g * V$$

$$P_{\text{Peso aparente}} = \rho_{\text{Emulsión}} * V * g * \left(1 - \frac{\rho_{\text{liquido}}}{\rho_{\text{emulsión}}}\right)$$

$$P_{\text{Peso aparente}} = P_{\text{Peso total}} * \left(1 - \frac{\rho_{\text{liquido}}}{\rho_{\text{emulsión}}}\right)$$

5.2. Clasificación geomecánica de macizo rocoso.

Las clasificaciones geomecánicas tienen como objetivo el de proporcionar una evaluación geomecánica del macizo rocoso que se estudia a partir del ensayo simple, y observaciones de campo. Para tener el conocimiento hoy en día existen

muchas clasificaciones geomecánicas para esta tesis se tratará de calcular las siguientes clasificaciones para obtener grado de fragturamiento homogéneo de la roca con el uso de emulsión gasificada en taladros con agua y son:

- R.M.R. (Bieniawski) “Rock Mass Rating” - calidad del macizo rocoso.
- GSI (Hoek y Brown). “Strength Geological Index” Índice de resistencia geológica.
- S.M.R. (Romaña). “Slope Mass Rating” - Talud del macizo Rocosos.

5.2.1. Clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR).

Esta clasificación geomecánica se basa en el índice RMR “Rock Mass Rating”, que da una estimación de la calidad del macizo rocoso, teniendo en cuenta los siguientes factores: Resistencia Compresiva de la roca; Índice de la Calidad de la Roca – RQD; Espaciamiento de Juntas; Condición de Juntas; Presencia de Agua; Corrección por orientación.

Estos factores se cuantifican mediante una serie de parámetros definiéndose unos valores para dichos parámetros, cuya suma, en cada caso nos da el índice de Calidad del RMR que varía entre 0 – 100. (Ver el anexo N° 05).

5.2.2. Índice de resistencia geológica (GSI).

Paul Marinos, profesor de Ingeniería Geológica de la Universidad Nacional Técnica de Atenas - Grecia, y Evert Hoek Ingeniero Consultor de Vancouver, B.C. de Canadá, desarrollaron el GSI, índice de resistencia geológica, con la finalidad de estimar la resistencia del macizo rocoso. Este escrito presenta una revisión de la estimación de propiedades de resistencia del macizo rocoso a través del uso de GSI. El sistema de clasificación GSI grandemente respeta las

restricciones geológicas que ocurren en la naturaleza y están reflejadas en la información geológica. Un debate relaciona los rangos del índice de resistencia geológica (Strength Geological Index) para macizos rocosos típicos, enfatizando para macizos rocosos heterogéneos.⁶

5.2.2.1. Estimación de las propiedades del macizo rocoso.

La entrada básica consta de estimaciones o medidas de la resistencia compresiva uniaxial (σ_c) y una constante del material (m_i), esto es relacionada con las propiedades de fricción de la roca. Idealmente, estas propiedades básicas deberían calcularse en el laboratorio, descrito por Hoek y Brown (1997) empero, en muchos casos, la información es requerida antes de que las pruebas del laboratorio hayan sido completadas. Razón para estimar estos parámetros reproducimos el cuadro N° 08. Es la versión actualizada.

⁶ Paúl Marinos y Hoek Brown, 2000

Cuadro N° 5-08: Estimación en el campo, la Resistencia Compresiva Uniaxial de la roca intacta.

GRADO *	TERMINO	d_c MPa	i_s MPa	Estimación de la resistencia en el Campo	Ejemplos
R5	Extremadamente dura	> 250	> 10	Solo se pueden romper esquirlas de la muestra con el martillo de geólogo.	Basalto, Gabasa Gneiss, Granito, Chert.
R5	Muy dura	100 - 250	4 - 10	Se necesitan muchos golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra.	Amfibolita, Gneiss, Grabo. Granodiorita, Basalto.
R4	Dura	50 - 100	2 - 4	Se necesita más de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra.	Caliza, Mármol Esquistos, arenisca.
R3	Media	25 - 50	1 - 2	No se puede rayar o desconchar con una navaja, las muestras se pueden romper con un golpe firme con el martillo.	Concreto, Esquistos, Siltstone.
R2	Débil	5.0 - 25	**	Puede desconcharse con dificultad con una navaja, se pueden hacer marcas poco profundas golpeando fuertemente la roca con la punta del martillo.	Yeso, Esquistos, Shale.
R1	Muy débil	1.0 - 5.0	**	Defeznabile bajo golpes fuertes con la Parte puntiaguda del martillo de geólogo puede desconcharse con una navaja.	Roca alterada, Shale.
R0	Extremadamente Débil	0.25 - 1	**	Rayado por la uña del dedo pulgar.	Falla delgada rígida.

El componente más importante de Hoek – Brown, para determinar la calidad del macizo rocoso es el proceso de reducir la d_c del material y la constante m_i , calculados en el laboratorio, valores que serán asignados en relación a los valores in-situ. Esto se calculará a través del Geological Strength Index – GSI.

El GSI ha sido desarrollado, como resultado de muchos años de debates con geólogos, con quienes E. Hoek Brown ha trabajado alrededor del mundo. (Ver anexo N° 06 y 07). La tabla geomecánica aplicado en el tajo Tintaya.

5.2.3. Clasificación geomecánica SRM para Taludes.

La clasificación SMR (Slope Mass Rating) es un método de determinación de los factores de ajuste adecuados para aplicar la clasificación RMR de BIENIAWSKI a los taludes. Tras su publicación en inglés (ROMAÑA 1985, 1988, 1991, 1995) la clasificación SMR ha despertado cierto interés y el propio BIENIAWSKI (1989) la recomienda en su último libro para su aplicación en taludes. Las últimas publicaciones "in extenso" corresponden en inglés a un Capítulo del compendio "Comprehensive Rock Engineering" editado por HUDSON (Vol. 3. ROMAÑA 1993) y al reciente Simposio de ICFL de Granada (ROMAÑA, 1996) y en castellano a los Simposios de Taludes de La Coruña (ROMAÑA, 1993) y Granada (ROMAÑA, 1997) publicaciones de las que tomaremos algunos puntos en el desarrollo del presente Trabajo. Cualquier clasificación debe considerar, en primer lugar que la falla de un talud rocoso puede ocurrir según formas muy diferentes. En la mayoría de los casos la falla de la masa rocosa está gobernada por las discontinuidades y se produce según superficies formadas por una o varias juntas. El índice SMR para la clasificación de taludes se obtiene del índice RMR básico sumando un "factor de ajuste", que es función de la orientación de las juntas (y producto de tres sub-factores) y un "factor de excavación" que depende del método utilizado⁷

⁷ Orlando Bazán Santa Cruz, Abril 2012. Clasificación geomecánica.

$$\text{SMR} = \text{RMR} + (\text{F1} \times \text{F2} \times \text{F3}) + \text{F4}$$

A.-RMR.- (Rango de 0 a 100) se calcula de acuerdo con los coeficientes de BIENIAWSKI (1979), como la suma de las valoraciones correspondientes a cinco parámetros.

- **F1.-** Depende del paralelismo entre el rumbo de las juntas y de la cara del talud. Varía entre 1,00 (cuando ambos rumbos son paralelos) y 0,15 (cuando el ángulo entre ambos rumbos es mayor de 30° y la probabilidad de falla es muy baja). Estos valores, establecidos empíricamente, se ajustan aproximadamente a la expresión:

$$\text{F1} = (1 - \text{sen } a_j - a_s)^2$$

Siendo: a_j y a_s los valores del buzamiento de la junta (a_j) y del talud (a_s).

- **F2.-** Depende del buzamiento de la junta en la falla plana. En cierto sentido es una medida de la probabilidad de la resistencia a esfuerzo cortante de la junta. Varía entre 1,00 (para juntas con buzamiento superior a 45°) y 0,15 (para juntas con buzamiento inferior a 20°). Fue establecido empíricamente pero puede ajustarse aproximadamente según la relación:

$$\text{F2} = (\text{tg}^2 b_j)^2$$

Dónde:

b_j = Es el buzamiento de la junta.

F2 = Vale 1,00 para las fallas por vuelco.

- **F3.-** Refleja la relación entre los buzamientos de la junta y el talud. Se han mantenido los valores propuestos por BIENIAWSKI en 1976 que son siempre negativos.

Para fallas planas F3 expresa la probabilidad de que las juntas afloren en el talud. Se supone que las condiciones son "normales" cuando el buzamiento medio de la familia de juntas es igual al del talud, y por lo tanto aflorarán algunas pocas juntas. Cuando el talud buza más que las juntas, casi todas afloran y las condiciones "serán muy desfavorables" lo que supone un valor de F3 de -60 (para $b_s - b_j > 10^\circ$), o "desfavorables" lo que supone un valor de F3 de -50 (para $0 < b_s - b_j < 10^\circ$). La diferencia con el valor de F3 "normal" (que es -25) es muy grande. Para la falla por vuelco no se supone que puedan existir condiciones desfavorables, o muy desfavorables, ya que el vuelco rara vez produce fallas bruscas y en muchos casos los taludes con vuelcos de estratos se mantienen. Se ha utilizado la condición de GOODMAN-BRAY (1977) para evaluar la probabilidad de vuelco. Sin embargo se ha observado que muchos vuelcos se producen para valores ligeramente distintos, lo que puede interpretarse como que la resistencia al esfuerzo cortante se reduce unos 5%, sea por el hecho de que en muchos taludes volcados las juntas están meteorizadas, o porque el ángulo de rozamiento experimente una ligera reducción en el caso de fallas rotacionales (GOODMAN, 1976). La citada

condición de GOODMAN-BRAY sólo es válida para el caso de fallas con pie (toe) volcador (que son más frecuentes en la práctica), pero no para el caso de pie deslizante donde la superficie basal del macizo roto aflora en el talud con el aspecto de una junta deslizada. (Ver anexo N° 08)

Cuadro N° 5-09: Factor de ajuste para las juntas (Romaña, 1985).

CASO		Muy Favorable	Favorable	Normal	Desfavorable	Muy Desfavorable
P	aj-as	> 30°	30° - 20°	20° - 10°	10° - 5°	< 5°
T	aj-as-180°					
P/T	F1	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
P	bj	< 20°	20° - 30°	30° - 35°	35° - 45°	> 45°
	F2	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
T	F2	1	1	1	1	1
P	bj-bs	> 10°	10° - 0°	0°	0° (-10°)	< 10°
T	bj-bs	< 110°	110° - 120°	> 120°	
P/T	F3	0	-6	-25	-50	-60

Fuente: Orlando Bazán Santa Cruz, Abril 2012. Clasificación geomecánica.

Leyenda:

P = Falla Plana.

T = Falla por Vuelco.

as = Dirección de Buzamiento del talud.

bs = Buzamiento del talud.

aj = Dirección de Buzamiento de las juntas.

bj = Buzamiento de las juntas.

Cuadro N° 5-10: Factor de ajuste según el método de excavación (Romaña, 1985).

Método	Talud Natural	Precorte	Voladura Suave	Voladura Mecanizada	Voladura deficiente
F4	+15	+10	+8	0	-8

Cuadro N° 5-11: Clases de estabilidad según el SMR (Romaña, 1985).

Clase N°	V	IV	III	II	I
SMR	0 - 20	21 - 40	41 - 60	61 - 80	81 - 100
Descripción	Muy Mala	Mala	Normal	Buena	Muy Buena
Estabilidad	Totalmente Inestable	Inestable	Parcialmente Estable	Estable	Totalmente Estable
Fallas	Grandes roturas por planos continuos o por masa	Juntas o grandes cuñas	Algunas juntas o muchas cuñas	Algunos bloques	Ninguna
Tratamiento	Reexcavación	Corrección	Sistemático	Ocasional	Ninguno

E.-El factor de ajuste según el método de excavación. (F4)

Ha sido establecido empíricamente (Cuadro N° 10): Los taludes naturales son más estables, a causa de los procesos previos de erosión sufridos por el talud, y de los mecanismos internos de protección que muchos de ellos poseen (vegetación, desecación superficial, drenaje torrencial, etc). Entonces, $F4 = +15$; El pre-corte aumenta la estabilidad de los taludes en media clase, $F4 = +10$; Las técnicas de voladura suave (recorte), bien ejecutadas, también aumentan la estabilidad de los taludes, $F4 = +8$; Las voladuras normales aplicadas con métodos razonables no modifican la estabilidad, $F4 = 0$.

Las voladuras defectuosas son muy frecuentes y pueden dañar seriamente a la estabilidad $F4 = -8$. La excavación mecánica de los

taludes por ripado sólo es posible cuando el macizo rocoso está muy fracturado o la roca blanda. Con frecuencia se combina con prevoladuras poco cuidadas. Las caras del talud presentan dificultades de acabado. Por ello el método ni mejora ni empeora la estabilidad $F_4 = 0$.

El valor final del índice de clasificación SMR es:

$$SMR = RMR + (F_1 \times F_2 \times F_3) + F_4$$

La clasificación no tiene instrucciones específicas para las fallas en cuña. El procedimiento a seguir es obtener el índice SMR para cada una de las familias de las juntas. Se adoptará para el talud el valor menor del índice SMR obtenido para cada familia de juntas. En rocas meteorizadas y en las evolutivas la clasificación debe ser aplicada dos veces: para la situación inicial de roca sana y para la situación futura de roca meteorizada. Los índices obtenidos serán distintos. Según el valor del índice SMR se obtienen 5 clases de estabilidad, definidas simplídicamente en el Cuadro N° 11. Los valores límites del SMR encontrados empíricamente para cada forma de falla son:

Cuadro N° 5-12: Para tipo de fallas planas y cuña en bancos.

Falla Plana		Falla en cuña	
SMR > 60	Ninguna	SMR > 75	Muy pocas
60 > SMR > 40	Importante	75 > SMR > 49	Algunas
40 > SMR > 15	Muy importante	55 > SMR > 40	Muchas

Cuadro N° 5-13: Para tipo de fallas por vuelco y circulares en banco.

Falla por vuelco		Falla circulares	
SMR > 65	Ninguna	SMR > 30	Ninguna
65>SMR>50	Menores	30>SMR>10	Posible
40>SRM>30	Muy grandes		

Fuente: Orlando Bazán Santa Cruz, Abril 2012. Clasificación geomecánica.

Todos los taludes con valores del SMR inferiores a 20 se caen rápidamente.

No se han encontrado taludes con valores del SMR inferiores a 10 lo que indica que no son físicamente factibles.

5.3. Análisis Cinético del ángulo de banco.⁸

Los datos recopilados del área de influencia del tajo son los siguientes.

Tabla N° 5-03: Parámetros de análisis cinético de Talud tajo Chabuca Este.

ANÁLISIS CINÉTICO DE TALUD	Rango
Ángulo de fricción de Φ	35°
Cohesión nula	0
Se considera un talud de orientación	65°/ 155°
Existe riesgo de ruptura plana en la familia 5	5 Familia
Buzamiento medio de la dirección de la cara del talud	36°
Existe riesgo de ruptura por volcadura en la familia 6, Buzamiento medio en la dirección contraria a la inclinación del talud	6 Familia 68°
Determina que el ángulo de quiebre del talud varíe de	36° a 58°
La interrelación de las familias de juntas 5 y 2	5-2 juntas
Orientación y buzamiento de junta	35°/125°

⁸ Jorge Vargas Zevallos y Andrés Miranda Espinoza, 2009. "PERÚMIN, 29 CONVENSIÓN MINERA". Arequipa.

CAPITULO VI

ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS E INTERPRETACIÓN.

6.1. Perforación de Banco en presencia de aguas dinámicas.

6.1.1. Criterios para determinar los parámetros de perforación.

6.1.1.1. Objetivos.

Mostrar de manera cuantitativa el cálculo de la malla de perforación de una práctica basada en la caracterización del macizo por Bieniawski, Paúl Marinos, Hoek Brown, Romaña, Lilly y el modelo matemático Kuz – Ram. Existen una gran variedad de métodos, Pero lo mencionado anteriormente toma en cuenta las características geomecánica de la roca, la litología y nos dan el tamaño promedio de la roca fragmentada.

6.1.1.2. Características de la mina para el propósito de voladura.

Las características físicas de las rocas están en función a su génesis y a los procesos geológicos a las cuales fueron expuestos durante la formación orogénica.

6.1.1.2.1. Propiedades mecánicas de las rocas.

Las propiedades del macizo rocoso son de fundamental importancia para conseguir un buen diseño de perforación y voladura. Para la cual abra variaciones de estas propiedades hacen que los parámetros de diseño de la perforación y voladura sean diferentes.

- a) **Rigidez de la roca:** Controla la distorsión que pueda haber en las paredes del taladro.
- b) **Resistencia a la compresión:** Controla la ruptura de la roca en las paredes del taladro.
- c) **Propiedades de atenuación:** De la atenuación de ondas.
- d) **La tensión dinámica:** Tiene su influencia en la apertura de nuevas grietas para generar fracturas de ruptura en el macizo.
- e) **Características, frecuencia y orientación de las fisuras en situ:** Su influencia se da en el tamaño de los bloques que se muestran de manera natural.
- f) **La constante "A":** Es un parámetro que lo da Lilly y a partir del cual se puede obtener factores de carga.
- g) **Propiedades Mecánicas elásticas:** Se tiene 2 parámetros para cuantificar las características elásticas de la roca para ser medidos.

El módulo de Young (E).- Representa el comportamiento de la deformación a la tensión y tracción lineal que sufre el macizo rocoso.

Ratio de Poisson's (ν) Expresa la relación de la tensión lateral con la tensión longitudinal en un esfuerzo uní-axial

Los valores dinámicos se pueden calcular de la siguiente manera:

Módulo de Young.

$$E = V_s^2 \times \rho \times \{3 \times (V_p/V_s)^2 - 4\} / \{(V_p/V_s)^2 - 1\}$$

Dónde:

E = Modulo de Young o elasticidad.

V_p = Velocidad de la onda “P”

V_s = Velocidad de la onda “S”

ρ = Densidad de la roca.

Ratio de Poisson's

$$\nu = \{(V_p/V_s)^2 - 2\} / \{(V_p/V_s)^2 - 1\}$$

Dónde:

s'noosioP ed oitaR = ν

V_p = Velocidad de la onda “P”

V_s = Velocidad de la onda “S”

6.1.2. Selección de Equipo de perforación en terrenos con agua al final del Tajo.

6.1.2.1. Aspectos a tener en cuenta.

Antes de iniciar la perforación el operador debe verificar el área de trabajo, identificando los posibles riesgos por presencia de agua, para lo cual se tiene que llenar el formato de Análisis de Trabajo Seguro (ATS) e Identificación de peligros y evaluación de riesgos y control. (IPERC).

Además, se debe verificar los puntos importantes del equipo como: El estado hidráulico, cadenas de izar, brocas, barras, caja de rotación, nivel de aceite, fuga de aceite, los gatos hidráulicos, estado de las orugas, etc.

6.1.2.2. Equipo de Perforación.

En la Unidad Operativa Xstrata Tintaya se tienen 7 Equipos de perforación de diferentes modelos propios para minería a cielo abierto. Entre las cuales se tomará el equipo de perforación DRILL TECH D90KSP.

6.1.2.3. Perforadora DRILLTECH D90KSP.

Para el trabajo de Tesis se tomó en cuenta, al mencionado equipo por su versatilidad, movilidad y comodidad ergonómica, cuyo accionamiento es a diesel lo cual hace el % disponibilidad mecánica y % utilización sea lo máximo entre (95% y 91%) respectivamente. A continuación se tiene lo siguientes parámetros técnicos del equipo:

Cuadro N° 6-14: Características generales de la perforadora DRILLTECH D90KSP.

Características de la perforadora Drilltech D90KSP	Rango
Velocidad de penetración promedio	61 mts/hor
Diámetro de taladro 12 1/4 de pulg.	31.11 cm.
Longitud de oruga (largo ancho) metros	7.44 - 5.33
Velocidad de desplazamiento	1.2 km/hr
Motor Caterpillar	1200 HP
Compresor Sullair Corp. Flujo de entrada 1800 rpm	2600 CFM
Peso de operación 250 000 lbs	113.40 TM
Longitud de mástil abajo	28.45 mts.
Altura mástil arriba.	20.83 mts.
Altura mástil de bajo a plataforma de trabajo.	8.28 mts.
Utiliza como combustible petróleo.	Diesel
Sistema de rotación.	Rotativa

6.1.2.4. Componentes principales de la perforadora DRILLTECH D90KSP.

Este equipo es el más solicitado en la perforación primaria de taladros de gran diámetro en la Mina Tintaya, tales como en la perforación de taladros de producción, amortiguada y pre-corte. Generalmente se caracteriza por perforar taladros de 12 ¼ de pulgada de diámetro. El equipo está compuesto por los siguientes componentes: Una fuente de energía, Dos columnas de barra, Castillo de perforación, Motores de Propulsión, Bombas de propulsión, Una broca tricónica con insertos de carburo de tungsteno.

6.1.2.5. Parámetros de perforación.

En el tajo Tintaya se tiene los siguientes parámetros de perforación.

- ✓ Fuerza de empuje (Pull Down).
- ✓ Velocidad de rotación (RPM)
- ✓ Caudal de aire de la compresora. (CFM)
- ✓ Presión de aire de la broca.
- ✓ Velocidad de perforación 16 min/tal.
- ✓ Profundidad de taladro 16.0 m. a 17.0 m.
- ✓ Malla de perforación de rectangulares de acuerdo al tipo de roca.
- ✓ Para mineral: 8.0m*8.5m, 8.50m*8.50m
- ✓ Para desmonte: 8.5m*9.0m, 9.0m*9.0m
- ✓ Ángulo de perforación es vertical (90°)

6.1.2.6. Características de perforación.

Las características de perforación son la siguiente:

- ✓ Diámetro de perforación (12 ¼ de pulg.)
- ✓ Longitud de barra (9.00 metros)
- ✓ Diámetro de barra (10 pulg.)
- ✓ Altura de Banco (15 metros)
- ✓ Longitud de perforación (17.5 metros).

6.1.2.7. Columna de perforación.

La columna de perforación está compuesta por los siguientes componentes:

1. Amortiguador (pin/Box).
2. Barreno 2 (Pin/box) diámetro 10 ¼ pulg. Long. 9.00 metros.
3. Niple o manguito.
4. Anillo.
5. Estabilizador (pin/box).
6. Broca (pin) 12 ¼ pulg.

6.1.3. Diseño de malla de perforación.

El diseño de la geometría de malla de perforación se basa de acuerdo a la caracterización geomecánica de la roca. Para ello se plantea y se replantea en el área de Planeamiento a corto Plazo de acuerdo a la data de exploración y datos reales del campo actual.

Una vez diseñada la malla de perforación se plotea (ver plano N° 02) y se la entrega al operador de la máquina perforadora, supervisor de perforación (B1-B2) y a los interesados dentro del área.

6.1.3.1. Consideraciones e instrumentos para marcado de la malla de Perforación.

- El área a perforar se debe nivelar con tractor de ruedas u orugas de acuerdo al material a limpiarse, además debe colocarse bermas de seguridad hacia las crestas, presentado un terreno de superficie uniforme.
- La malla de perforación ó las dimensiones entre taladros es llevada al campo en un plano previamente diseñada, para luego colocar los puntos principales de referencia marcados con chutas azules y numeradas con estacas triangulares de color rosado.
- Posteriormente colocado los puntos referenciales, se procede a completar la malla con chutas azules para proceder a perforar, se completar la malla utilizando wincha graduada, plástico rojo, chutas en cada punto y estacas de triplay de color rosado dónde describa los (Profundidad de taladro, tipo de roca, burden, espaciado, taco, profundidad de agua y carga explosiva.)
- El área de influencia a perforar debe ser señalizada con conos, letreros de no ingreso de personal no autorizado a la zona de trabajo.
- La malla es elaborada de acuerdo al tipo de roca y características geomecánicas.
- La variación de diferentes materiales que se presentan en la mina son el principal factor para diseñar las mallas.
- Estos materiales varían desde zonas blandas, semi-duras a duras, con y sin presencia de agua, fallas geológicas, alteraciones y fracturas.

- Una buena perforación es alcanzar las profundidades de acuerdo al diseño de los Puntos indicados, con los ángulos correctos, lo cual da como resultado una buena voladura. Esta se refleja en la buena producción en ciclo de minado.

6.1.3.2. Geometría de malla.

Las diversas mallas de perforación está en función GSI, pues se tiene de acuerdo a la litología del terreno al final del tajo, donde la dureza de la roca es dura, por la poca meteorización, a esto acompaña la filtración de aguas dinámicas. Como se ve en los siguientes cuadros y ver el anexo (Plano N° 02)

Cuadro N° 6-15: Geometría de malla para “mineral”.

Tipo	Diámetro (Pulg.)	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Dureza
Producción	12 1/4	8	8.5	R5 - R6
	12 1/4	8	9	R5 - R6
Amortiguado ó Buffer	12 1/4	8	5	R5 – R6
Pre-corte	12 1/4	5	3.5	R5 – R6

Cuadro N° 16: Geometría de malla para litología “caliza”

Tipo	Diámetro (Pulg.)	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Dureza
Producción	12 ¼	9	8.5	R4
	12 ¼	9	9	R4
Amortiguado ó Buffer	12 ¼	8	5	R4
Pre-corte	12 1/4	5	3.5	R4

Cuadro N° 6-17: Geometría de malla para litología “monzonita”

Tipo	Diámetro (Pulg.)	Burden (m)	Espaciamiento (m)	Dureza
Producción	12 1/4	10	8.5	R3 – R4
	12 1/4	10	9	R3 – R4
Amortiguado ó Buffer	12 1/4	8	5	R3 – R4
Pre-corte	12 1/4	5	3.5	R3 – R4

6.1.3.3. Elementos de diseño de voladura de bancos.

6.1.3.3.1. Parámetros dimensionales del banco.

1.-Diámetro de taladro (θ)

La selección de diámetro de taladro es crítica, considerando que afecta a las especificaciones de los equipos de perforación, carga y acarreo, también al burden, espaciamiento, distribución de la carga Explosiva, tiempo a emplear en la perforación, granulometría, en general a la eficiencia y economía de toda la operación.

Para determinar el diámetro óptimo en la práctica, se considera 3 aspectos:

- 1.-La disponibilidad y aplicabilidad del equipo de perforación en el trabajo proyectado.
- 2.-La altura del banco proyectado y la amplitud y envergadura de las voladuras a realizar.
- 3.-La distancia límite de avance proyectada para el banco.

$D = H/40$, para Roca Dura según Hoek and Brown

$D = H/66$, para Roca Suave según Hoek and Brown.

$D=(H*39.37) /48.2$, para Roca Intermedia según Rubén G. M. *

* Esta última fórmula se tomó en los cálculos de aplicación para una altura de banco =15 m.

2.-Profundidad de taladro (L)

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

Es la suma de altura de banco más la sobre perforación, para dejar en nivel la rasante del piso para garantizar buena rotura, que afectan al trabajo de los equipos.

$$L = H + 0.3 * B, (m) \quad \text{Según Exsa.}$$

$$L = H + 0.2 * B, (m) \quad \text{Según Tintaya.}$$

$$L = 15 + 0.2 * 5 = 16 \text{ m. Profundidad de taladros.}$$

3.-Sobreperforación (SP) La sobre perforación es importante para mantener el nivel de rasante al piso. Consiste el sobre perforar 1 metro a más para evitar volones en el banco.

$$SP = (0.2 \text{ a } 0.5) * B. (m) \quad \text{Según Atlas.}$$

$$SP = 0.3 * B \quad (m) \quad \text{Según Konya.}$$

$$SP = (0.2 \text{ a } 0.3) * B (m) \quad \text{Según Hoek and Brown.}$$

En nuestro caso se utilizará (factor de corrección 0.2) para la aplicación de emulsión gasificada en el pre-corte.

4.-Longitud de taco (T) Proporciona confinamiento de la energía de expansión de gases. Mientras tiempo permanezca en taco, mayor será la efectividad de la voladura, por lo tanto la fragmentación, evita la fuga de gases a la superficie y que trabajen bien en la

fragmentación y desplazamiento de roca en toda la columna de la carga explosiva.

$$T = (0.7 \text{ a } 1.3) \times B \quad (\text{m}) \quad \text{Según Hoek and Brown}$$

$$T = (15 \text{ A } 25) \times D \quad (\text{m}) \quad \text{Según Atlas Copco.}$$

$$T = 0.7 \times B \quad (\text{m}) \quad \text{Según Conya.}$$

Para este trabajo de aplicación con emulsión gasificada se aplicará la siguiente relación.

$$T = \text{Long tal real} - LQ$$

Dónde:

T = Taco (m)

Long Tal. Real = Longitud real de taladro en el campo (m)

LQ = Longitud de carga. (m).

5.-Altura de banco (H).

Es la distancia en el terreno cuya magnitud se mide verticalmente desde la superficie horizontal inferior a la superficie horizontal superior en metros.

La altura está en función del equipo de excavación y carga, del diámetro de perforación, la resistencia de la roca de la estructura geológica y estabilidad del talud, de la mineralización y de aspecto de seguridad. Por lo cual se estima la altura de banco con la siguiente fórmula:

$$H = 10 + 0.57 \times (C-6) \quad (\text{m}) \quad \text{Según Exsa.}$$

C = Es la capacidad de cucharón de excavadora ó Pala (m^3)

Para el cálculo de altura se tiene Equipos de las siguientes capacidades: (Pala P&H de 22.94 y de 30.58 m³; para nuestro cálculo se trabajara con la Mínima capacidad de equipo que tiene el tajo, que es de 15 m³.

6.-Burden (B)

Dimensión lineal entre el pozo y la cara libre. Se mide perpendicularmente en la dirección de la línea de pozo que constituye una fila. También es la distancia de fila entre taladros de voladura.

$$B = 3.15 \times \theta \text{ Exp} \times \sqrt[3]{(\delta \text{ exp} / \delta \text{ roca})} \quad (\text{Pies}) \quad \text{Según C. Conya}$$

Dónde:

B = Burden (m)

$\theta \text{ exp}$ = Diámetro explosivo (pulg).

$\delta \text{ exp}$ = Densidad explosivo. (gr/cm³)

$\delta \text{ roca}$ = Densidad Roca. (gr/cm³)

$B = 18.1 \times d^{0.689}$ (m) Según ASP Blastronic. (Para taladros de Producción y amortiguado. (d=0.31115)

$B = 11.5 \times d^{0.689}$ (m) Para taladros de pre corte.

7.-Espaciamiento (E)

Es la distancia entre taladros de una misma fila que se dispara con mismo retardo o con retardos diferentes y mayores en la fila.

Es la dimensión lineal entre pozos adyacente que forma una fila. Se mide paralelamente a la cara libre.

Se calcula en la relación a la longitud del burden, a la secuencia de encendido y el tiempo de retardo entre taladros.

Esto se da en la voladura con detonadores de retardo, el espacio promedio es de aproximadamente para un espaciado tipo triangular.

$E = 1.15 \times B$, (m) Según ASP Blastronic. (Para taladros de Producción. (B = 9.0)

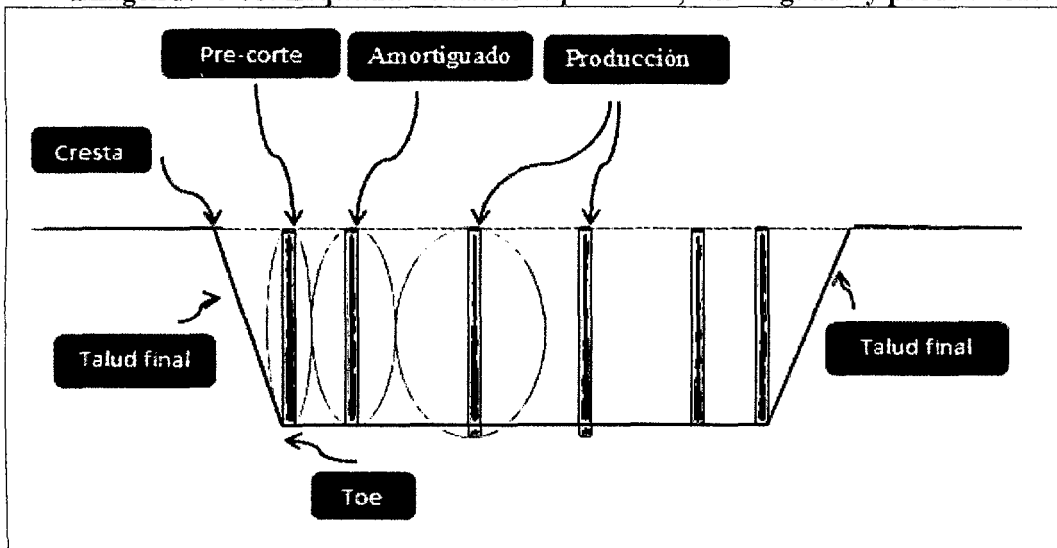
$E = 0.63 \times B$ (m) Según Rubén G. M. (Para taladros de Amortiguado. (B = 8.)

$E = 0.70 \times B$ (m) Según Rubén G. M. (Para taladros de Pre corte. (B = 5).

6.1.3.4. Diseño de perfil de taladros.

Toda operación mina a cielo Abierto se basa en torno al diámetro y altura del taladro perforado. (Vea la imagen N° 09)

Imagen N° 6-08: Esquema de taladros pre-corte, amortiguado y producción.



Fuente: Propia

6.2. Voladura de taladros saturados con presencia de aguas dinámicas, con el agente explosivo emulsión gasificada.

De acuerdo a los criterios de la mecánica de ruptura, la voladura es un mecanismo tridimensional, en donde las presiones generadas por el explosivo dentro de los taladros de diámetro 12 ¼ de pulgada con una profundidad promedio de 15 metros, en la cual se acumula el agua por la fisuras, por donde discurre al taladro. Una vez bombeada el agente explosivo como carga explosiva, es desplazado por diferencia de densidades sin generar la mezcla de emulsión gasificada por su alta viscosidad, originando una zona de alta concentración de energía que produce 2 efectos dinámicos (energía de choque y energía de gas) que en verdad son de fragmentación y desplazamiento.

6.2.1. Objetivo.

El objetivo más importante es de conocer las características Técnicas del agente explosivo Emulsión Gasificada dentro de los taladros con exceso de aguas producto de las filtraciones.

También se debe tener en cuenta los accesorios de voladura, que factores ó variables intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes uno al otro, unos controlables y otros no.

6.2.1.1. Voladura.

La voladura es un proceso de fragmentación de roca, para obtener una granulometría apropiada para el ciclo de minado y la planta de procesos sobre el cual tiene un gran impacto en el minado corto o largo plazo.

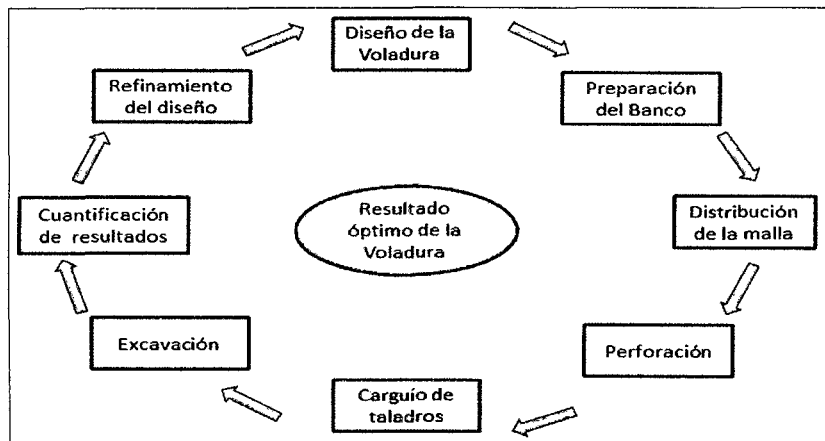
La cual es un negocio minero del ciclo minado y su viabilidad técnico-económico puede verse afectado por un inapropiado diseño de voladura

de rocas. (Ver el Anexo N° 01 y 02); “Procedimiento Escrito de trabajo seguro” P.E.T.S.)

6.2.1.1.1. Enfoque grupal para lograr una eficiencia óptima en la voladura.

- a) **Es la Actitud.**-La preocupación por los detalles y Los controles de calidad.

Gráfico N° 6-01: Secuencia de resultados óptimos de una voladura.



Fuente: BHP Billitón Tintaya resultado óptimo de la voladura.

6.2.1.1.2. Factores principales que afectan la eficiencia de la voladura.

b) Comunicación.

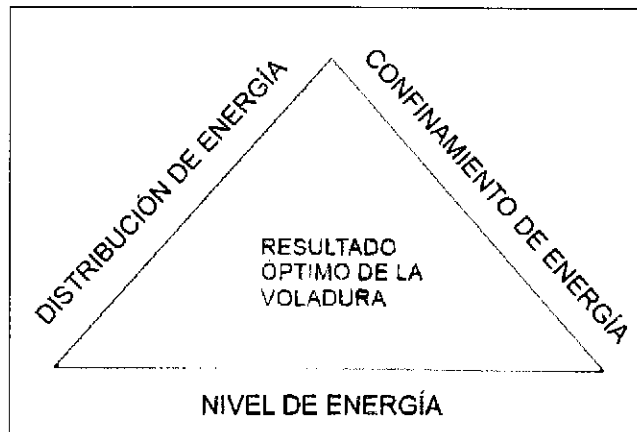
- Las prácticas seguras de voladura requieren de una buena comunicación en el tajo.
- La comunicación entre los miembros del mismo grupo y entre los grupos es imperiosa, para lo cual se debe tener previsto una radio portátil, en los sitios de vigía, en los principales acceso al lugar de área de voladura.

- Los diseños óptimos de voladura dependen del aporte de cada grupo, en la cual se debe tener en cuenta el grado de preparación en software del personal.

c) Tres claves para un diseño de la voladura eficiente.

- La distribución de la energía explosiva en el macizo rocoso: La energía debe ser distribuida en forma pareja para lograr una fragmentación uniforme.
- Confinamiento de la energía explosiva en el macizo rocoso: La energía explosiva debe ser confinada durante el tiempo suficiente después de la detonación para fracturar y desplazar el material.
- Nivel de energía explosiva debe ser suficiente para vencer la fuerza estructural de la roca y permitir el desplazamiento in-situ.

Gráfico N° 6-02: Triángulo de resultado óptimo de voladura.



6.2.1.2. Evaluación de la voladura a tener en cuenta.

Una voladura se evalúa de acuerdo al resultado obtenido. Para calificar se considera los siguientes aspectos:

- El volumen o tonelaje roto debe ser igual o al volumen teórico calculado.
- El avance debe ser igual a la longitud perforada.
- El grado de fragmentación del material disparado dependerá del trabajo de la carga explosiva emulsión gasificada.
- El desplazamiento y acumulación del material volado, debe ser el adecuado para facilitar las operaciones de carga y acarreo de escombros o mineral.

6.2.2. Selección de material explosivo “Emulsión Gasificada” y accesorios de voladura.

6.2.2.1. Emulsión matriz.

Desde el punto de vista químico, una emulsión es un sistema bifásico en el cual se mezcla una solución acuosa, la fase acuosa está compuesta por

sales inorgánicas oxidantes (nitrato de Amonio) que son disueltas en agua y la fase aceitosa está compuesta básicamente por hidrocarburo, para que esa solución se junte y tenga una permanencia por un periodo de tiempo limitado se usan emulsificante, que también pertenece a la cadena de los hidrocarburos, es importante la Viscosidad de la emulsión debe estar entre rango de 24,000 a 30,000 de Viscosidad en condiciones normales (cP).

6.2.2.1.1. Emulsión gasificada.

La Emulsión gasificada es una mezcla de dos fases líquidas inmiscibles denominados fases entre sí, la primera fase o dispersa contiene el comburente (solución de nitrato de amonio) La segunda fase o continua contiene los combustibles y los agentes emulsificantes. La fase dispersa está formada por gotitas. El combustible rodea completamente cada gotita de comburente. Este sistema requiere además otras sustancias (emulsificante) para mejorar su estabilidad. y una viscosidad de 27000 Cp.

6.2.2.1.2. Características.

- Se emplea la emulsión balanceada en oxígeno, insensible durante el transporte, almacenamiento y manipulación.
- Sensibilización in situ mediante proceso de gasificación.
- Este agente de voladura posee alta velocidad de detonación y alta eficiencia.

- La dosificación precisa controlada por el programa lógico de control PLC del equipo, permite tener la densidad final deseada del producto.

6.2.2.1.3. Sensibilización por gasificación.

-Reacción química que permite generar *burbujas* en el interior de la emulsión.

-La sensibilidad de la mezcla queda determinada por la cantidad de burbujas, el tamaño y la distribución de las mismas.

-El tamaño de las burbujas depende de la velocidad de la reacción. A menor velocidad se obtienen burbujas más finas y viceversa.

-Las burbujas grandes tienden a salir de la emulsión, lo que provoca con el tiempo una disminución de la sensibilidad.

6.2.2.1.4. Energía de burbuja.

Energía de burbuja o energía de levantamiento, se define como el trabajo útil realizado por un explosivo después que la roca ha estado sujeta a la energía de choque inicial. A la energía de burbuja se le considera al desplazamiento de la roca después de fracturarse.⁹

$$E_b = 0.684 * P_h^{(2.5)} * t^3 * \rho^{-1.5}$$

Dónde:

E_b=Energía de la burbuja

P_h=Es la presión hidrostática a la profundidad de la carga.

⁹ ENAEX Emulsiones para Voladura, Plantas La Chimba y Calama, Chile.

t = es el periodo de tiempo entre el pulso de choque y la primera implosión de burbuja.

ρ_w = Densidad del agua.

6.2.2.1.5. Energía de choque.

Se denomina en la prueba sub marina y se define el voladura como la energía usada para expandir el hoyo de la voladura a un equilibrio estable. Se calcula de los puntos de presión inicial registrado por transductores de presión localizados en el agua cerca de las cargas detonantes según la ecuación:

$$E_s = \frac{4\pi * R^2}{\rho_w * C_w} * \int_0^{6.7\phi} P^2 dt$$

Dónde:

R^2 = Es la distancia de la carga a los medidores de presión.

ρ_w = Es la densidad de agua.

C_w = Es la velocidad de sonido en el agua.

$P(t)$ = Es la forma de la onda presión tiempo.

t = constante de la curva de choque.

6.2.2.1.6. Ventajas.

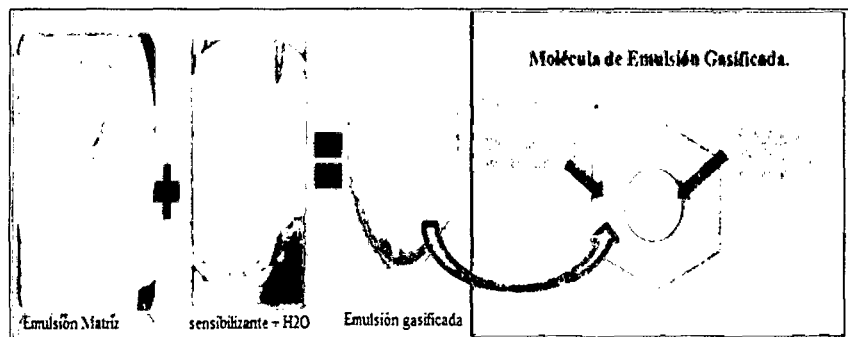
- Es resistente al agua.
- Es estable ya que el tamaño de la celda es controlable con la viscosidad.
- En la emulsión existe un íntimo contacto entre el comburento y el combustible, esto hace que la reacción química sea muy rápida.
- Las emulsiones no son explosivos en sí, sino que para funcionar como explosivos deben sensibilizarse.

6.2.2.1.7. Desventaja.

- Vida útil mínimo de emulsión gasificada (6 meses.)
- Tiempo de espera esponjamiento de carga explosiva en taladro (28 a 30 minutos.)
- Control Constante de densidad durante el bombeo de camión Fábrica al taladro.

6.2.2.1.8. Estructura molecular de emulsión gasificada.

Gráfico N° 6-03: Estructura molecular de emulsión gasificada en óptimas condiciones.



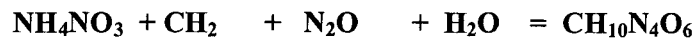
6.2.2.1.9. Control de densidad de emulsión gasificada.

La densidad de emulsión gasificada se debe tener un exhaustivo control en el momento de la mezcla estática, que debe estar entre 1.30 gr/cm^3 . Para ello se extrae una muestra representativa para evaluar con el densímetro el control de esponjamiento, que a medida que se incremente el volumen de esponjamiento disminuye la densidad hasta 0.80 gr/cm^3 . En consecuencia este parámetro es lo más idóneo en la voladura.

6.2.2.2. Termoquímica de emulsión gasificada.

El objetivo es describir de manera práctica el comportamiento de los explosivos desde el punto de vista Fisicoquímico, ya que en la detonación del explosivo libera energía.

Nitrato de amonio + sensibilizante + agua = Emulsión gasificada



6.2.2.2.1. Calor de explosión.

Nos valemos del concepto de entalpía para calcular este valor, veamos el calor generado por la emulsión gasificada.

Reactantes = Producto



Datos de calor de Formación en Kcal/mol.

Emulsión gasificada $\text{CH}_{10}\text{N}_4\text{O}_6 = -181.60 \text{ kcal/mol}$.

La cantidad de energía a producir durante la reacción será -181.60 Kcal/mol.

6.2.2.2.2. Balance de oxígeno emulsión gasificada.

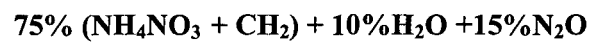
La emulsión matriz de planta, viene estable con un balance propicio para resistir la sobresaturación con el agua, pero una vez mezclado con la solución sensibilizante N_2O , comienza el efecto de balance con el oxígeno en un mezclador estático para luego bombear al taladro, para lo cual se tiene que esperar un promedio de 28 a 30 minutos en donde ocurre la gasificación en la carga columna, para luego proceder el tapado de los taladros; luego percutar con el

explosor la línea de encendido, finalmente se liberan los gases nitrosos, dióxido de carbono, agua dentro de los límites permisibles para el medio ambiente.

6.2.2.2.3. Dosificación de una emulsión gasificada

La emulsión se usa por 2 razones, la primera es por ser altamente resistente al agua, la segunda por la gran velocidad de detonación (VOD). Todo depende del tiempo de almacenamiento a la cual va ser sometido, generalmente la vida útil de la emulsión gasificada es de 6 meses. Es el tiempo límite para el buen uso.

La dosificación químicas es de la siguiente manera:



Todo depende de la mezcla a bombear y que tiempo es determinante, para él % de variación en la mezcla estática.

6.2.2.3. Indicadores de desbalance de oxígeno emulsión gasificada.

El desbalance de Oxígeno en la emulsión gasificada puede ser negativo, a razón de cualquier error en la mezcla de emulsión, lo convierte en un balance positivo y aparecen el efecto anómalo como: humos de color Naranja o Rojizos, además hay una pérdida de energía, si los humos rojizos son muy densos demora en disiparse 10 minutos. Lo que puede ocasionar los problemas en la capa de ozono y salud ocupacional del personal.

6.2.2.4. Fuentes de energía.

Cuando se detona un explosivo, este experimenta 2 tipos de energía, se da, cuando en el momento de detonar un iniciador activa la energía potencial almacenada en la emulsión gasificada la cual se denomina Energía de choque y energía de gas.

- a) **Energía de choque.**-La presión de choque es una presión transitoria que viaja a través del explosivo a la velocidad de reacción. Esta energía generalmente tiene mayor presión de choque al frente de reacción.

$$PD = \rho_{\text{Explosivo}} * 0.25 * (VOD)^2 * 10^{-5}$$

Para emulsión gasificada, con densidad de 1,30 g/cm³ y VOD de 5050 m/s.

$$PD = 1.30 * 0.25 * (5050)^2 * 10^{-5} = 82.883 \text{KBar.}$$

- b) **Energía de gas.**-La presión de gas, frecuentemente llamada presión de la explosión, es la presión de los gases en explosión oponen contra las paredes del barreno después que la reacción química ha terminado, todo depende de la temperatura, cuanto mayor sea el calor, mayor es la presión del gas, en la fragmentación de la roca. La fórmula es la siguiente:

$$PE = 0.5 * PD$$

$$PE = 0.5 * 82.883 \text{KBar} = 41.4415 \text{KBar.}$$

Presión de taladro.- Para gran número de explosivo se ha constado que la presión de taladro obedece aproximadamente a la siguiente ecuación:

$$PT = PE*(dc)^{2.5}$$

Para la densidad de carguío se tiene la siguiente relación:

$$dc = 70/100 = 0.7$$

Dónde:

dc = densidad de carguío.

$$PT = 41.4415 \text{ KBar.} * (0.7)^{2.5} = 16.989 \text{ KBar.}$$

6.2.3. Transportabilidad de emulsión en camión fábrica.

El transporte de explosivo al tajo Chabuca E - Tintaya, es una tarea de alto riesgo, para lo cual se tiene que ceñir a las normas vigentes nacional y privado, para lo cual el operador debe ser instruido en forma teórica y práctico sobre manejo de equipo de transporte y manipuleo de explosivo.

6.2.3.1. Tarea de preparación y traslado.

- a) Antes de proceder el traslado del equipo al carguío de explosivo, el operador debe verificar las condiciones mecánicas del equipo, por medio check list, tanto para el camión fábrica y la estación de almacenamiento de emulsión, que debe estar provisto de elementos de seguridad.
- b) El chofer operador de equipos auxiliares (tapa-taladros, desaguadora, etc.) debe preocuparse que la unidad asignada cumpla con todos los

requerimientos exigibles a su desempeño, como el mantenimiento, elementos de seguridad, observaciones diarias, etc.)

- c) El traslado de los equipos desde la planta abastecedora a la mina y viceversa se hará con una velocidad no mayor a 40 Km/Hr. Y el traslado debe ser una distancia prudente de 60 metros con respecto a otro vehículo. se hará de acuerdo a las normas establecidas en el Reglamento de Tránsito interno de la empresa.
- d) Para evitar que los detonadores se transporten junto a altos explosivos, este debe habilitarse para tal efecto, como también deberá colocar en el vehículo las banderas de color negro y amarillo con un letrero “explosivos”. Con su respectiva pértiga.
- e) Deberá solicitar autorización a torre de control para ingresar al área de voladura, si procede por reglamentación del mandante.
- f) Es importante tener presente que, jamás se debe transportar elementos metálicos junto a los explosivos.

6.2.4. Accesorios de voladura.

Los accesorios de uso serán lo siguiente:

- Booster (1 lb)
- Fulminante N^o 09 y 14
- Cordón detonante 5P
- Exanel o Fanel: (400, 500, 600, 700 y 800) ms
- Retardos de superficie: (17, 25, 35, 42, 65, 75 y 100) ms
- Línea silenciosa. (fanel LSEF). (100, 200, 400 y 500) metros.

6.2.5. Determinación de equipos, materiales y herramientas.

El equipo de topografía y geología son los encargados de colocar los puntos de perforación en previa coordinación con el supervisor de voladura y este Personal se encarga del cálculo de la cantidad de carga explosiva por taladro; las herramientas a utilizar son:

- ✓ GPS diferencial de alta precisión. (Para ubicar los puntos de perf.)
- ✓ Table tipo GPS para almacenar información litológica del taladro.
- ✓ Bolsa plástica (Muestra de detritus del taladro para laboratorio).
- ✓ Puruña, Balde de agua y malla metálica (tipo cernidor).
- ✓ Plantilla de malla (Plano).
- ✓ Wincha graduada de 50 metros.
- ✓ Plástico rojo (Para el marcado de puntos con piedra envuelta).
- ✓ Estacas de triplay triangular de color rosado; Las estacas son para el etiquetado de los parámetros del taladro como: N° de taladro, Profundidad del taladro, Profundidad de agua, Dureza de roca, Burden, Espaciamiento, Cantidad de carga explosiva y Taco. De acuerdo a estos datos se procede el carguío de carga explosiva en los taladro.

6.2.6. Demarcación del área de trabajo.

- a) Antes de iniciar actividades de carguío de pozos, se debe delimitar el área en la que se trabajará, con conos y letreros.
- b) La ubicación de taladros perforados se delimita con cintas roja para evitar que ingresen personas e equipos ajenos al área de trabajo.

- c) El ingreso indiscriminado de equipos o personas ajenos a las actividades de carguío en el área a volar puede tener consecuencias negativas para la seguridad de las personas, equipos y el desempeño eficiente de los trabajos.
- d) El Supervisor o Capataz debe asignar zonas seguras para el estacionamiento de equipos livianos, delimitando con conos, tanto para el personal de supervisión y accesorios de voladura.

6.2.7. Cálculo y distribución de carga explosiva

6.2.7.1. Columna explosiva.

➤ Carga de fondo (CF)

Es la carga de fondo de mayor densidad y potencia requerida al fondo del taladro para romper la parte más confinada y garantizar la ruptura de sobre perforación y dejar la rasante nivelada, evitando los lomos. Y también limitar la fragmentación gruesa con presencia de volones. La fórmula para determinar la cantidad de explosivo es:

$$CF = B \times E \times H \times Fc, \quad (\text{Kg.}) \quad \text{Para minería superficial}$$

Dónde:

CF = Carga en fondo.

B = Burden (m)

E = Espaciado (m)

H = Altura de taladro (m)

Fc = factor de carga (Kg/m^3) (ver la tabla N° 18)

Cuadro N° 6-18: Factor de carga de emulsión gasificada, aplicado a los cálculos geomecánicos. (Ver la cantidad de carga explosiva en el anexo N° 03 y 04)

Tipo de terreno	Dureza según GSI	Esfuerzo de Compresión (Mpa)	Tipo de roca	Factor de carga (F.C.) emulsión gasificada (Kg/m ³)
Suave	R3	25-50	Esquisto, Concreto, Siltstone	0.30 -0.40
Media	R3-R4	50-100	Monzonita	0.41-0.51
Dura	R4-R5	100-250	Caliza, Andesita, Latita	0.46-0.54
Mineral	R5-R6	> - 250	Mineral, Skarn, Endoskarn	0.52-0.60

Fuente: Propia

➤ **Densidad de carga lineal (Kg/m)**

Es la longitud de carga que depende de la densidad de la emulsión gasificada por el diámetro del taladro y por su factor de conversión.

En fin, es la cantidad de emulsión gasificada cargado por metro lineal en el taladro.

$$\text{Kg/m} = \rho \text{ emulsión} \times \theta^2 \text{ tal} \times \text{FC}$$

Dónde:

ρ Emulsión = Densidad emulsión gasificada (gr/cm³)

θ tal = Diámetro de taladro. (Pulg)

FC = Factor de carga. (0.507)

➤ **Longitud Carga Esponja (LQEs)**

Se ubica sobre la carga de fondo y puede ser de menos densidad, potencia o concentración ya que el confinamiento en este lugar del taladro es menor. En el trabajo tesis se emplea la emulsión

gasificada. En la cual se experimenta de que la carga columna es el porcentaje de esponjamiento de la carga explosiva que tiene una densidad de 0.80 gr./cm³. Es decir la carga columna es el resultado de esponjamiento de la emulsión gasificada en un 20%. Para ello se tiene que esperar un tiempo determinado, para el decremento de la densidad de 1.30 gr/cm³ a 0.8 gr/cm³.

$$\text{LQEs} = (\text{CF} * 20\%) / 100\% \quad (\text{m}).$$

➤ **Longitud de la carga (Lql).**

Es la longitud de carga explosiva emulsión gasificada entre la carga lineal por taladro.

$$\text{Lql} = \text{Carga de fondo de emulsión} / \text{carga por metro lineal} \quad (\text{m})$$

➤ **Longitud de la carga columna. (Lcc)**

La longitud de carga columna, es la suma de la longitud carga fondo y la longitud de carga esponjada de emulsión gasificada.

$$\text{Lcc} = \text{Lcf} + \text{LQEs} \quad (\text{m})$$

➤ **Longitud de taco. (Lt)**

La longitud de taco, es la dimensión para evitar la fuga de energía de los gases del taladro, consiste en material estéril detritus producto de la perforación, la cual se tiene que empaquetar en saco para luego lanzar sobre la carga para evitar la contaminación de la carga explosiva. y luego rellenar encima con material suelto.

$$\text{Lt} = \text{L tal} - (\text{Lcc}) \quad (\text{m})$$

➤ **Estimación de carga. (V)**

Es el volumen a romper por taladro; es la Malla por la altura del taladro.

$$V = B * E * H \quad (m^3)$$

➤ **Carga específica. (CE)**

Llamado también consumo específico ó factor de carga o (poder factor). Es la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar 1 m³ o yarda³ de roca en Kg/m o Lb/Yd.

$$CE = \frac{\text{Total de explosivo utilizado (Kg)}}{\text{Tonelada roto cubicados} \quad (m^3)}$$

➤ **Volumen de explosivo.**

Es el diámetro del taladro por longitud de columna explosiva (columna continua) o por la suma de cargas segmentadas.

$$V_e = \theta \text{ tal} * C_e, \quad m^3$$

➤ **Tonelaje roto.**

El tonelaje es igual al volumen de material roto multiplicando por la densidad de dicho material.

$$\text{Tonelaje} = V * \rho_r, \quad (\text{Ton.})$$

6.2.8. Carguío con agente explosivos.

6.2.8.1. Fila pre-corte.

Son taladros próximos al talud, la cantidad de carga explosiva es mínima, para cuidar la estabilidad del talud del banco, se carga de manera distribuida dependiendo de la calidad del macizo rocoso; crear una

percepción de seguridad, obtener bermas programadas y generar la facilidad de carga de la pala.

6.2.8.2. Fila de amortiguada.

En esta fila de taladros la carga explosiva es la mitad de la carga explosiva de los taladro de producción, Es para amortiguar la velocidad de onda de choque de los taladros de producción.

La voladura amortiguada se define como el diseño que genera el mínimo daño posible detrás de la última fila (Pre-corte), permitiendo que el equipo de carguío lo haga solo hasta la línea de programa definida por dicho diseño.

6.2.8.3. Fila de producción.

Los taladros de producción generalmente son de mayor diámetro, los taladros de producción se cargan con mayor carga explosiva para generar buena fragmentación del material rocoso; para evitar el desgaste de los accesorios del equipo de carguío, acarreo y chancadora, y además la granulometría del macizo rocoso va depender de la cantidad de carga explosiva, aun cuando es mineral, se requerirá mayor carga explosiva para evitar voladura secundaria.

6.2.9. Determinación de parámetros de emulsión gasificada.

6.2.9.1. Descripción y composición.

La solución de nitrato gasificable para minería superficial es una emulsión microscópica oxidante dispersa en una fase combustible continua y estabilizada por un emulsificante.

La emulsión se sensibilizan en las operaciones mineras antes de su carguío, de los taladros, mediante la dosificación de una solución gasificante N_2O produciendo una mezcla explosiva de menor densidad, resistente al agua y viscosa de mayor velocidad de detonación que el ANFO pesado. Una vez cargado se deja transcurrir 30 minutos para luego colocar detritos.

Es diseñado especialmente para ser usado en minería superficial en macizos rocosos cuya temperatura estén contempladas entre $-5^{\circ}C$ y $40^{\circ}C$

6.2.9.2. Camión fábrica.

La emulsión debe ser cargada en camiones fábrica, que estén provistos de un sistema de gasificación de la emulsión matriz, constituido por una Programa Lógica de control (PLC). Que programa la cantidad de emulsión matriz ($NH_4NO_3 + CH_2$), solución gasificante (N_2O) y agua (H_2O) a dosificar, así como controlar el tiempo real de la temperatura del agente explosivo y la presión de bombeo. Posee un sistema de seguridad que detiene automáticamente el sistema de bombeo y gasificación cuando la presión de la bomba alcanza 160 PSI.

6.2.9.3. Ventajas de emulsión gasificada.

Entre las ventajas son la siguiente:

- Puede ser utilizado en terrenos secos, húmedos y inundados, exclusivamente este agente está diseñado para terrenos sobresaturados de exceso de agua y con rocas de diferentes durezas.

- Al cargar los taladros, las columnas explosivas se acoplan por completo, desarrollando con dicha condición toda la energía que se deposita en ellas.
- Su uso representa un trabajo seguro toda vez que la matriz oxidante se sensibiliza al final de la unidad mecanizada, se trata de un producto no explosivo antes de entrar en los taladros.
- Puede ser cargado de diferentes densidades y energía, para cumplir siempre con el objetivo de cumplir con buena fragmentación y mejorar la productividad desde la mina hasta la molienda en la planta de procesos o disposición en la cancha de lixiviación.
- Por su alto poder rompedor es posible ampliar las plantillas de perforación y reducir los costos involucrados.
- Permite reducir el tiempo de carguío por su practicidad.

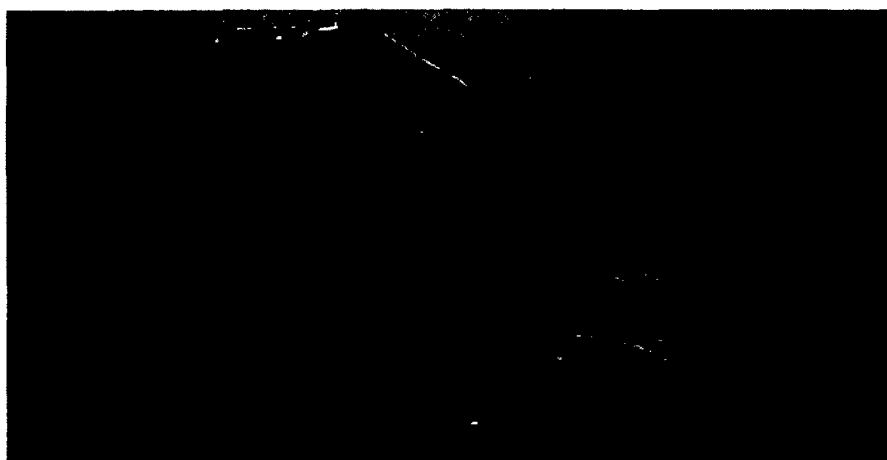
6.2.9.4. Características técnicas.

Las características técnicas de emulsión gasificada se puede identificar los siguientes parámetros calculados en el tajo, se sabe a qué la emulsión gasificada, tiene una vida útil de 6 meses, una vez expirado el tiempo determinado la potencia disminuye. A continuación se tiene las características técnicas.

Cuadro N° 6-19: Características técnicas de emulsión.

Características técnicas	Emulsión	Unid.
Densidad relativa de emulsión matriz	1.35	gr/cm ³
Densidad relativa de matriz sensibilidad	0.80	a
	1.30	gr/cm ³
Viscosidad de la emulsión matriz en condiciones de agua en taladro.	27 000	cP
Velocidad de detonación de la matriz sensibilidad	4600	a
	5500	m/s
Presión de detonación	48 a 91	Kbar.
Energía (3.40 MJ/Kg)	610	kcal/kg
Volumen normal de los gasees	1020	L/kg
Potencia relativa del peso	70	%
Potencia relativa en volumen	102	%
Categoría de humos	Primaria	
Resistencia al agua	Excelente	
Diámetro crítico de taladro	3	Pul.
Tiempo de espera en el taladro	7	días

Fotografía N° 6-05: Prueba de densidad para el correcto esponjamiento del agente explosivo emulsión gasificada en el tajo Chabuca E-Tintaya.



6.3. Predicción de la fragmentación y dimensión promedio de fragmentos, Vibración y efecto Onda en el medio Ambiente.

La fragmentación de roca es un parámetro de control muy importante durante la voladura de roca, debido a la falta de control que no se tiene en el momento de carguío de taladros con determinados explosivos, pues el resultado puede ser adversas para el proceso de operaciones unitaria. La presencia de volones en el tajo por mal cálculo de factor de carga, ignorar los índices de fragmentación de la roca, la presencia de anomalías dentro del terreno (fallas, aberturas geológicas dentro de la plataforma de perforación), presencia excesiva de flujo hidráulico dentro del taladro; Todo ello puede influir en la eficiencia de fragmentabilidad del macizo rocoso durante la voladura de roca en la minería superficial.

En este estudio de investigación trata de contrarrestar ciertas anomalías de fragmentabilidad de roca, con el uso de Emulsión gasificada para obtener una granulometría homogénea de roca o mineral, evitar exceso de vibración y onda aérea. Todo ello para prevenir molestias al entorno rural, urbano del área de la voladura.

6.3.1. Modelo de predicción de la fragmentación después de la voladura.

Para predecir el modelo de fragmentación de roca, existen diversos autores entre los cuales se puede mencionar: Brohnikov, Gamma, Chatterjee y Just, Kuznetsov y Rossin Rammler, Bergmann- Riggle-Wu, Bond.

El modelo Kuz-Ram se ha usado extensivamente alrededor del mundo. Está basado en publicaciones rusas antiguas que desarrollaron una relación simple entre los parámetros de la voladura y el tamaño medio de la fragmentación.

Este trabajo **Ruso** ganó considerable credibilidad del mundo occidental después de que se encontró que concordaba muy estrechamente con los modelos de fragmentación basados en la teoría del crecimiento de grietas.

6.3.1.1. Ecuación de Kuznetsov¹⁰

Esta ecuación proporciona una estimación del tamaño¹¹ medio de la partícula de roca después de la tronadura.

$$X_{50} = A \left(\frac{V_0}{Q} \right)^{0.8} * Q^{\frac{1}{5}}$$

Dónde:

- X_{50} = Tamaño medio del fragmento.
- A = factor de la roca.
- V_0 = volumen de roca quebrado por pozo.
- Q = masa de TNT que es equivalente en energía a la carga del pozo.

El tamaño medio del fragmento depende de las propiedades de la roca y del explosivo. V_0/Q implica que el tamaño medio es inversamente proporcional casi linealmente con el factor de carga del explosivo.

La ecuación sugiere también una débil dependencia del peso del explosivo por pozo. Diámetros más pequeños producirán una pila de material más fino en virtud de la distribución mejorada de energía.

La ecuación anterior debe ser mejorada en virtud de poder expresar el tamaño en función de la utilización de explosivos Emulsión Gasificada y su capacidad rompedora.

¹⁰ Kuznetsov y Rossin Rammler

¹¹ Tamaño medio: es el tamaño del tamiz por el cual pasa el 50% de la roca fragmentada.

6.3.1.2. Ecuación de Kuz Ram

Para obtener la expresión para el cálculo de n, Cunningham en 1983 usó la teoría moderna de fracturas para obtener una relación entre este parámetro y los siguientes factores:

- Exactitud de la perforación.
- Relación burden tamaño pozo.
- Relación esparcimiento burden.
- Relación del largo de la carga.

La aplicación del modelo ha sido extensa, aplicando tanto a datos publicados como a experimentales, y en general, se ha concluido que predice bien los tamaños gruesos pero es menos exacto para las fracciones más finas. Las ecuaciones de Kuz-Ram desarrolladas son:

Tamaño medio.

$$X_{50} = A \left(\frac{VO}{Q_e} \right)^{0.8} * Q_E^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{E} \right)^{0.663}$$

Tamaño crítico.

$$X_C = \frac{X_{50}}{0.693^{\frac{1}{n}}}$$

El factor de roca A es uno de los más importantes en el modelo de Kuz-Ram; está relacionado con las características del macizo rocoso, de las cuales, las propiedades resistentes y estructura de la roca influyen en el diseño de la tronadura. Las propiedades resistentes son intrínsecas de la roca las que se determinan a partir de ensayos de laboratorio. Por lo tanto deben evaluarse la resistencia a la comprensión, tracción y corte

6.3.1.3. Índice de volabilidad de Lilly (1986) (IB)

En la siguiente ecuación se determina los diversos parámetros del macizo rocoso, para lo cual se extrajo datos del tajo Chabuca Este. Ver (anexo N° 14)

$$IB=0.5 \times (RMD+JPS+JPO+SJI+RSI)$$

Dónde:

- RMD: Descriptor del macizo rocoso.
- JPS: Esparcimiento entre planos de junta
- JPO: Orientación de los planos de juntas
- RDI: influencia de peso específico.
- RSI: Razón de la influencia de la resistencia.

6.3.1.4. Factor de energía (FE)

El factor de energía, según Índice de Volabilidad es la siguiente fórmula:

$$FE=0.015 \times BI \quad (MJ/TM)$$

6.3.1.5. Factor de carga (FC)

El factor de carga para emulsión gasificada, en condiciones de saturación de agua en los taladros es:

$$FC=0.004 \times BI \quad (Kg \text{ anfo} / TON) \dots \dots \dots Lilly$$

$$FC=0.0119 \times BI \quad (Kg. \text{ emulsión gasificada} / m^3) \dots \dots \dots Rubén G.M.$$

6.3.1.6. Factor de roca según, Ecuación de Cunningham para modelo Kuz-Ram.

La siguiente ecuación se deduce de datos geológicos de la masa rocosa y sirve para evaluar el factor de roca.

$$A = 0.06 * BI$$

La definición de Cunningham de las diaclasas está relacionada con la malla de perforación y la definición de sobre tamaño. Por otro lado, el índice de uniformidad se calcula de la siguiente manera:

$$n = \left[2.2 - 14 \frac{B}{d} \right] * \left[\frac{1+S}{2} \right]^{0.5} * \left[1 - \frac{W}{B} \right] * \left[\frac{|LCF-LCC|}{L_t} \right]^{0.1} * \frac{L_t}{H}$$

Dónde:

- n = Índice de uniformidad
- b = Burden
- S= Esparcimiento
- d = Diámetro del pozo mm.
- W= Desviación estándar de la exactitud de perforación.
- LCF=Longitud de carga de fondo.
- LCC= Longitud de carga de columna.
- Lt= Longitud de carga total.
- H= Altura del banco.

El índice n está relacionado con los parámetros geométricos de la voladura. A continuación se explica el impacto de cada uno de ellos. El valor de n aumenta si B/d disminuye, Lt/H aumenta, E/B aumenta, esquema de trabado aumenta, precisión de la perforación aumenta.

6.3.2. Determinación de vibración en el tajo.

Cuando se detona un explosivo en el taladro, la energía que se transmite al terreno circundante desarrolla altas presiones de gases y de choque, seguida por el quebrantamiento del material inmediatamente cercano.

Las presiones decaen rápidamente con la distancia desde la carga a valores que están bajo la resistencia de compresión del medio confinado. En este punto, la

energía restante viaja a través del medio rocoso en forma de onda de presión o de frente de choque, aproximadamente a la velocidad del sonido que se transmite en un medio rocoso¹².

6.3.3. Análisis de la onda de vibración.

Los parámetros básicos de análisis de vibración durante la voladura son:

- **Amplitud (E).**- Desplazamiento máximo de un punto desde su posición de reposo.
- **Velocidad de partícula (v).**-Velocidad a la que se desplaza al punto o la razón de cambio de la amplitud.
- **Aceleración (a).**- Ritmo de cambio de la velocidad.
- **Frecuencia (f).**-Número completo de oscilaciones o ciclos por segundo. La frecuencia es inversa del periodo Ts.

$$e = E \text{ sen } \omega t$$

Dónde:

e = Desplazamiento

E = es el desplazamiento máximo.

w = es la pulsación o frecuencia angular del movimiento,

Definida por: $w = 2\pi f$, siendo f la frecuencia de la vibración.

$f = 1/T$ donde: T es el período de la vibración.

$$\text{Como: } v = de/dt \quad v(t) = E\omega \cos\omega t$$

$$\text{Como: } a = dv/dt \quad a(t) = E\omega \text{ sen}\omega t$$

La velocidad máxima se tendrá cuando $\cos\omega t = 1$

$$V_{max} = E\omega = 2 E\pi f$$

Y la aceleración máxima cuando $\text{sen } \omega t = 1$

¹² LEET, 1960

$$a_{\text{máx}} = EW^2 = V_{\text{max}} * 2\pi f = 4E_{\text{max}} \pi^2 f^2$$

Por lo tanto,

$$E_{\text{max}} = V_{\text{max}} / 2\pi f$$

Luego, si la frecuencia es baja, el desplazamiento es mayor, por lo que se produce un mayor daño en el medio en que se trasmite la vibración.

6.3.4. Medida de ondas vibracionales.¹³

El objetivo de la onda de vibración es detectar y registrar el movimiento vibratorio del terreno durante la voladura. A continuación se describe los componentes.

- ✓ **Velocidad de propagación de la onda (P).**-Consiste en una serie de movimientos de compresión y tensión con oscilaciones de partículas en la misma dirección de propagación, la fórmula es la siguiente.

$$VCp = \sqrt{\frac{E * (1 - \nu)}{\rho r * (1 - 2\nu) * (1 - \nu)}}$$

Dónde:

VCp= Velocidad de propagación de ondas longitudinales o compresión.

ρr =Densidad de roca.

ν =Coeficiente de poisson's

E = Módulo de elasticidad.

- ✓ **Velocidad de propagación de la onda (S).**-Consiste en oscilación de la partícula en forma transversal a la dirección de propagación de la onda. La velocidad se determina de la siguiente manera:

$$VCs = \sqrt{\frac{E}{2 * \rho r * (1 - \nu)}}$$

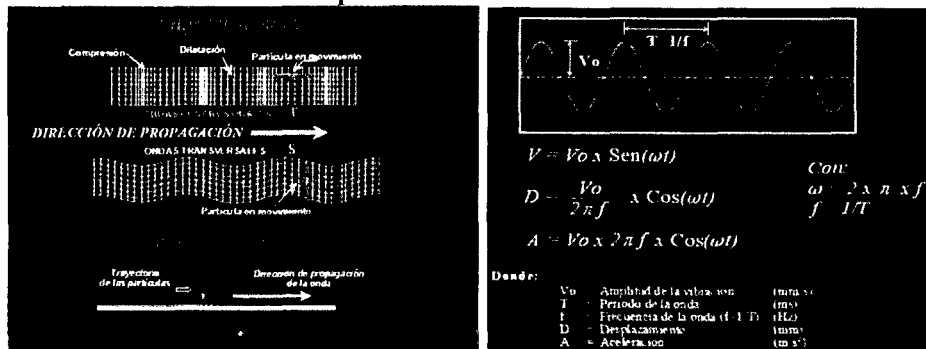
¹³ Carlos López Jimeno, Emilio López Jimeno, Pilar García Bermúdez (2003), España-Madrid.

V_{CS} = Velocidad de propagación de ondas transversales.

- ✓ **Velocidad de propagación de la onda Rayleigh (Superficial).**-Son generadas en la superficie en respuesta a la interacción de las ondas P y S con la superficie. Entonces la velocidad (VR).

$$VR = 0.9 * \left(\sqrt{\frac{E}{2 * \rho r * (1 - \nu)}} \right)$$

Imagen N° 6-10: Visualización de ondas internas, superficiales y esquema de la onda vibratorias.

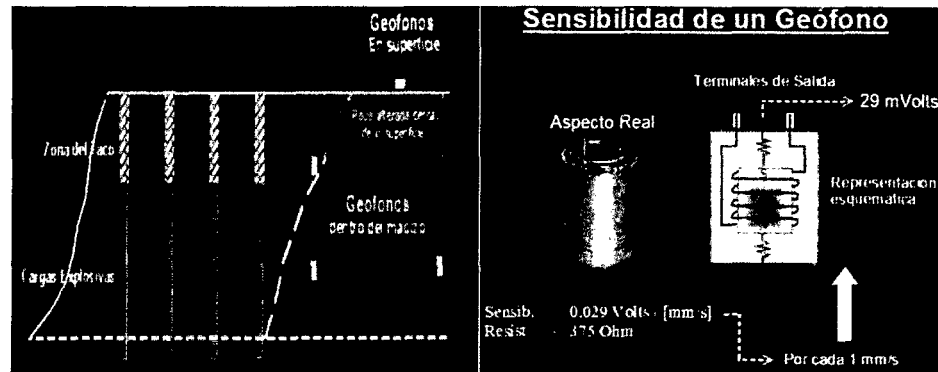


Fuente: Curso voladura realizado por CScherpenisse – Mina Tintaya.

6.3.5. Instrumento de detección de la vibración de onda.

El uso de instrumento de voladura tiene una gran importancia, para establecer parámetros comparativos y prevención de daños al macizo rocoso del talud, campamento, equipos y entorno ambiental. De acuerdo al registro recopilado se debe dosificar la carga explosiva durante la voladura.

Imagen N° 6-11: Metodología de instalación geófono en superficie, taladro y esquema de sensibilidad de un geófono.



Fuente: Curso voladura realizado por CScherpenisse – Mina Tintaya.

6.3.6. Efecto de las ondas.

El efecto de onda sísmica en voladura de rocas a tajo abierto es un problema, no obstante sino se tiene control previsible, los efectos pueda dañar la talud del banco, infraestructura, equipos y el medio ambiente en el radio de influencia de operación mina; por lo tanto las consecuencia será perjudicial, para lo cual se tiene cálculos matemáticos para contrarrestar tal efecto perjudicial. En el diseño de voladuras controladas es necesario tener en cuenta la relación existente entre la distancia, la carga y la velocidad de vibración. El presente algoritmo es la siguiente.

$$V = K * \left(\frac{R}{Q^{0.5}} \right)^{-1.6}$$

Dónde:

V: Velocidad de vibración de las partículas (mm/s).

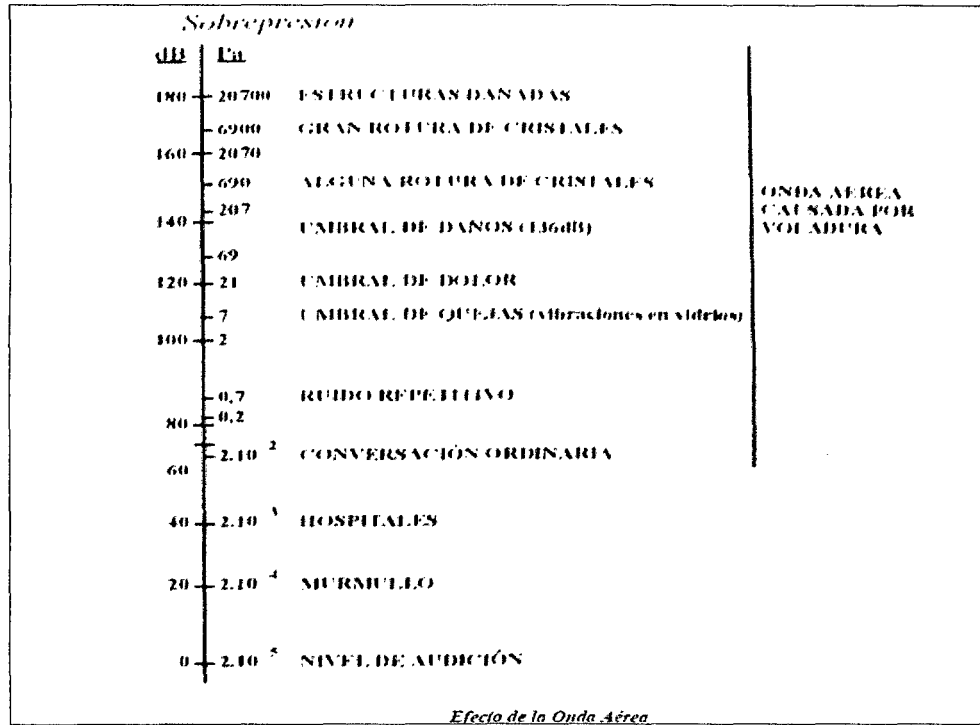
Q: Cantidad de carga explosiva detonada en un mismo tiempo de retardo (kg).

R: Distancia entre el lugar de la voladura y el objeto a proteger (m)

K: Lugar que varía desde 0.57 (Roca dura), 3,40 (Suelos no consolidados)

α (0.5) y β (-1.6): Constantes empíricas se deben hacer estudios sísmicos en el lugar de voladura para la determinación de las constantes.

Tabla N° 6-04: Escala de nivel de decibelios onda aérea causado por voladura.



Fuente: Ing. Agustín Alfonso Posada, Tec. Alejandro Alexis Peralta, (2012)

La onda aérea se produce por la detonación violenta a la superficie del terreno. Todo depende del mal procedimiento del tapado de taladro y sobrecarga de carga explosiva. Para ello con la aplicación de emulsión gasificada en taladros saturados de agua se tiene buen resultado. El nivel de ruido (NR) se mide comúnmente en decibelio (dB), se define en términos de sobrepresión como:

$$NR = 20 * \text{Log} \left(\frac{P}{P_0} \right); \quad (\text{dB})$$

Dónde:

NR = Nivel de ruido (dB)

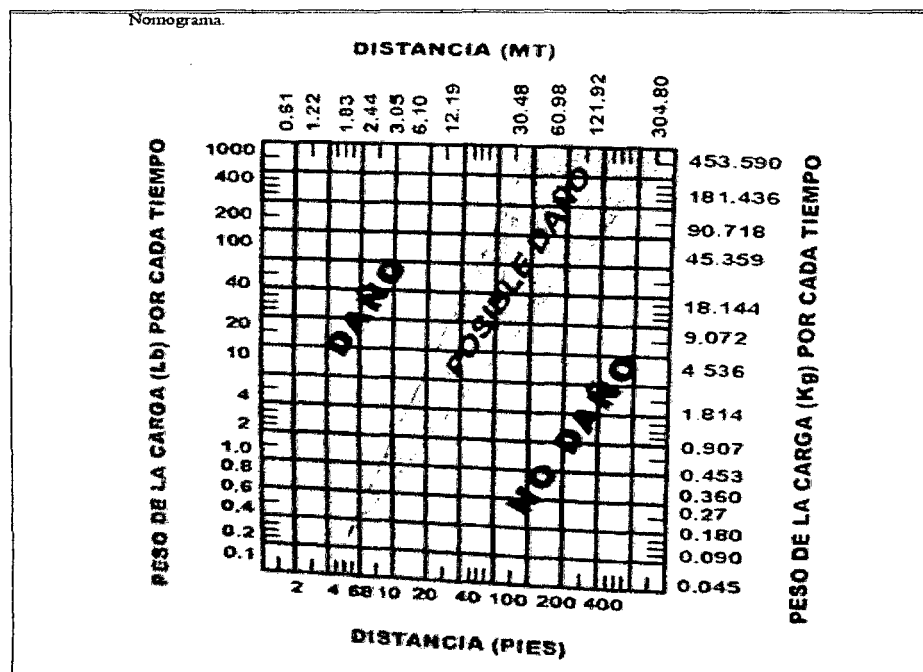
P: Sobrepresión (Pa).

P₀; Presión del menor sonido que puede ser escuchado (presión de referencia)

$$P_o = 20 \cdot E^{-6}; (Pa).$$

A través del siguiente nomograma se puede determinar la carga de explosivos máxima a detonar por cada tiempo de retardo utilizado (conocida la distancia de la voladura al objeto a proteger) para no ocasionar daños a la mayoría de las estructuras. Estos valores se deben considerar solo como una guía aproximada.

Tabla N° 6-05: Monograma para determinar la carga explosiva máxima a detonar por cada distancia en función al tiempo.



Fuente: Ing. Agustín Alfonso Posada, Tec. Alejandro Alexis Peralta, (2012)

6.4. Costos de producción asociados a la voladura de rocas.

Los costos asociados a la operación mina, se denomina: costo capital, costos operativos, costos de administración y generales; Para la tesis se estimará los costos unitario en voladura, por tratarse de mejora de voladura de rocas con emulsión gasificada, que se encuentra dentro de costos operativos.

Los costos son los gastos monetarios que incurre la empresa para extraer Tonelada de mineral del tajo, para tal proceso se tiene que incurrir a las operaciones unitarias de Perforación, voladura, carguío, acarreo y molienda; para luego procesar el mineral valioso y dar valor agregado, finalmente transformar en recurso útil satisfactorio para la humanidad en un determinado tiempo.

El conocimiento preciso de los costos de producción es importante para determinar los precios y niveles de mercado interno y externo, tanto para los productores como para los demás entidades relacionadas con la cadena de producción.

6.4.1. Costos fijos (CF)

Son los costos incurridos en activos fijos, como los equipos: máquina perforadora, camión fábrica, Bot cat, camionetas 4 X 4, cisterna de agua, cisterna de combustible y otros.

6.4.2. Costos variables. (CV)

Son aquellos costos independientes del volumen de producción. Varían cuando varía el nivel de producción. Se denomina a las compra de brocas tricónicas, rimer, Agente explosiva (emulsión gasificada), accesorios de voladura, herramientas de voladura y otros. Si en una eventual subida de precios en el mercado de insumos, se incrementará los precios y varié en los precios unitarios de la producción.

6.4.3. Costo total. (CT)

Es el total de gasto realizado por la empresa para producir tonelada de mineral o material estéril durante la voladura, resulta de la suma del costo fijo y el costo variable.

$$CT = CF + CV$$

6.4.4. Costo unitario. (Cu).¹⁴

Es el cociente resultante de dividir el gasto total incurrido en la producción entre el número total de unidades producidas, por tanto, el costo unitario tiene componentes fijos y variables.

- ✓ **Costo fijo medio (CFme).**-Es el costo por unidad producida, se obtiene dividiendo el costo fijo entre la producción.

$$CFme=CF/Q$$

Dónde: Q= Volumen de producción

- ✓ **Costo variable medio (CVme).**-Es el costo variable por unidad producida, se obtiene dividiendo el costo variable entre el nivel de producción.

$$CV=CV/Q$$

- ✓ **Costo medio.**-Es el costo por unidad producida, se obtiene dividiendo el costo total entre el nivel de producción.

$$Cme = CT/Q$$

También. $Cme = CFme + CVme$

Cuadro N° 6-20: Parámetros de voladura Tajo CHABUCA E-Tintaya, en condiciones de saturación de agua.

PARÁMETROS	UNIDAD	RANGO
PROFUNDIDAD PROMEDIO	(Mts)	14.38
TACO PROMEDIO	(Mts)	14.2
ESPACIAMIENTO TEORICO	(Mts)	5.3
BURDEN TEORICO	(Mts)	7.3
METRADOS DISPARADOS	(Mts)	761.9
ALTURA DE BANCO PROM	(Mts)	14.9

Fuente: Propia

¹⁴ Universidad Nacional de Ingeniería, METODOLOGÍA DE COSTO DE OPERACIÓN EN MINERÍA

**Cuadro N° 6-21: Cálculo de precio unitario estimado para voladura del Tajo
CHABUCA E-Tintaya.**

Costo unitario estimado para voladura de rocas, TJ CH-E

Rendimiento:	54 taladros/día	Jornada/Día:	8 H/Día				
Ítem	Partida.	Unid.	Metrado ó Cantidad	P.U.	TOTAL		
1	Carguío de taladros saturados con agua	N° de Taladro	53	385.653	S/. 20,439.599		
Item	Recursos	Unid	Cuadrilla	Cantidad	Precio (S./hr)	Parcial (S/)	Sub-total
01	Mano de obra						
1.1	Supervisor de voladura.	HH	1.00	0.151	25	3.7736	
1.2	Operario camión Fábrica	HH	1.00	0.151	20	3.0189	
1.3	Oper. Equipo Bot Cat	HH	1.00	0.151	20	3.0189	
1.4	Operario camioneta 4X4	HH	1.00	0.151	20	3.0189	
1.5	Becario	HH	1.00	0.151	3.1	0.4679	
1.6	Peón	HH	3.00	0.453	17	7.6981	
02	Agente Explosivo						21.00
2.1	Emulsión gasificada	Kg.		257.55	0.55		141.65
03	Materiales y accesorios						
3.1	booster (1lb)	Pz	-	1.23	3.7	4.5377	
3.2	detonador no electrical (400 ms)	(pz)	-	0.92	3.19	2.9492	
3.3	detonador no electrical (600 ms)	(pz)	-	0.38	3.19	1.2038	
3.4	detonador no electrical (700 ms)	(pz)	-	0.42	3.19	1.3242	
3.5	detonador no electrical (800 ms)	(pz)	-	0.75	3.19	2.4075	
3.6	cordón detonante 5g	(Mts)	-	13.21	0.2	2.6415	
3.7	Retardo de 17 ms	(pz)	-	0.57	2.58	1.4604	
3.8	retardo de 42 ms	(PZ)	-	0.19	2.58	0.4868	
3.9	guía de seguridad	(Mts)	-	0.04	0.13	0.0049	
3.10	fulminante n 8	(PZ)	-	0.04	0.12	0.0045	
3.11	Sacos	Unid		1.00	0.8	0.8000	
04	Equipo y herramientas						17.82
4.1	Herramientas manuales	%MO		3%	21.00	0.6299	
4.2	Camión Fábrica de emulsión (alquiler)	HM	2	0.30	140	42.2642	
4.3	Camioneta 4x 4(alquiler)	HM	2	0.30	70	21.1321	
4.4	Bot cat (Alquiler)	HM	1	0.15	110	16.6038	
4.5	Wincha 30 (mt)	Uni		0.003	25	0.0750	
4.6	Densímetro	Uni		0.002	70	0.1400	
05	Equipos de protección						80.84

	personal (EPP)						
5.1	Casco minero	Uni		8	0.015	0.1200	
5.2	Taflete para protector	Uni		8	0.054	0.4320	
5.3	Mameluco de DENINE 14 Onz	Uni		8	0.059	0.4720	
5.4	Correa porta lámpara	Uni		8	0.003	0.0240	
5.5	Botas de jebe con P/acero	Par		8	0.043	0.3440	
5.6	Guantes de cuero corto	Par		8	0.041	0.3280	
5.7	Respirador tipo dustfoe	Uni		8	0.041	0.3280	
5.8	Filtro para respirador	Par		8	0.044	0.3520	
5.9	Lámpara de batería descargable	Uni		8	0.183	1.4640	
5.10	Mantto, Lámpara (20%)	%Mtt		8	0.037	0.2960	
5.11	Lentes de trabajo	Uni		8	0.050	0.4000	
5.12	Tapón de oído	Uni.		8	0.018	0.1440	4.704
						Sub total	266.017
06	Costos indirectos		Incidencia				
6.1	Gastos generales	%	100%	15%		39.902	
6.2	Utilidades	%	100%	10%		26.602	
6.3	Aportaciones Beneficios sociales	y %	100%	25%		5.249	
6.4	I.G.V.	%	100%	18%		47.883	
						TOTAL	385.653

Fuente: Propia

Se trata de costo unitario **estimado** de Contratista EXSA S.A., en donde se costea el P.U., gastos generales, utilidades, aportaciones y beneficios sociales e I.G.V.

Los costos unitarios de voladura de rocas en taladros con presencia de agua, son a nivel estimada, para la tesis se obtuvo el Precio Unitario de: s/. 385.653 soles. por taladro Para un total de 53 taladros cargados el costo asciende a un monto de S/. 20,439.599 Nuevo soles. Parámetro estimando para jornada, 8 horas /día.; Rendimiento 54 taladros. /Día.

6.4.5. Comparación de costos entre Emulsión Gasificada y Anfo Pesado.

La comparación de costo entre el agente explosivo de emulsión gasificada y Anfo pesado. Esta última tiene variables cuantitativas deficiente durante la voladura de rocas en taladros con presencia de agua; comparativamente con respecto al costo lleva una amplia ventaja en reducción de costos con respecto a Anfo pesado, tal como se muestra en la imagen N° 12.

Imagen N° 6-12: Resumen de la voladura con Anfo pesado.

A. AGENTES DE VOLADURA			MATERIA PRIMAS			
ANFO (Kg)	0.00					USD
HEAVY ANFO 10/80 (Kg)	0.00		NITRATO (Kg)	5531	2372.78	
HEAVY ANFO 20/80 (Kg)	0.00		PETROLIO (Kg)	212	165.29	
HEAVY ANFO 30/70 (Kg)	8020		ACEITE USADO (Kg)	141	0	
HEAVY ANFO 40/60 (Kg)	450		EMULSION (Kg)	2586	1267.14	
HEAVY ANFO 50/50 (Kg)	0.00		EMULSION GASIFICA (Kg)	0.00	0.00	
HEAVY ANFO 60/40 (Kg)	0.00		TOTAL		3805.21	
EMULSION GASIFICADA (Kg)	0.00					
CARGA TOTAL (Kg)	8470.00					
B. ACCESORIOS DE VOLADURA			USD	PRECIO UNIT.	UNIDADES	USD
BOOSTER 1lb (pz)	41	151.7	3.7	RETARDO DE 25 MS (PZ)	4	10.32
DETONADOR NO ELECTRICAL (2001 (pz)				RETARDO DE 35 MS (PZ)		
DETONADOR NO ELECTRICAL (3001 (pz)				RETARDO DE 42 MS (PZ)		
DETONADOR NO ELECTRICAL (4001 (pz)	50	159.5	3.2	RETARDO DE 65 MS (PZ)		
DETONADOR NO ELECTRICAL (5001 (pz)				RETARDO DE 100 MS (PZ)		
DETONADOR NO ELECTRICAL (6001 (pz)	8	25.52	3.2	DINAMITA (Cj)		
DETONADOR NO ELECTRICAL (7001 (pz)	26	82.94	3.2	LINIA SILENCIOSA (Rollo)		
DETONADOR NO ELECTRICAL (8001 (pz)				GUIA DE SEGURIDAD (Mts)	2	0.26
CORDON DETONANTE 5G (Mts)	500	100	0.2	FULMINANTE N 8 (PZ)	2	0.24
RETARDO DE 17 MS (pz)	22	56.76	2.6	TAPONEX (PZ)		0
	Sub-total	576.42			Sub-Total	10.82
					TOTAL	587.24
COSTO DIRECTO DE VOLADURA	USD	4392.45				
COSTO TOTAL DE DISPARO	USD	4392.45				
COSTO UNITARIO	USD/TM	0.10	0.13			

Fuente: Propia

En la imagen N° 11: Se observa el costo unitario 0.10 a 0.13 USD/Taladro, En este caso los costos se incrementa por la variedad de materia prima usado en el agente explosivo anfo pesado.

Imagen N° 6-13: Resumen de la voladura con emulsión gasificada.

A.-AGENTES DE VOLADURA			
ANFO	(Kg)		
HEAVY ANFO 10/90	(Kg)		
HEAVY ANFO 20/80	(Kg)		
HEAVY ANFO 30/70	(Kg)		
HEAVY ANFO 40/60	(Kg)		
HEAVY ANFO 50/50	(Kg)		
HEAVY ANFO 60/40	(Kg)		
EMULSION GASIFICADA	(Kg)	13650.00	
CARGA TOTAL	(Kg)	13650.00	

MATERIA PRIMAS			
		PRECIO	0.55 Kg.
NITRATO	(Kg)		
PETROLIO	(Kg)		
ACEITE USADO	(Kg)		
EMULSION	(Kg)		
EMULSION GASIFICADA	(Kg)	13650.00	7507.50
TOTAL			7507.50

B.-ACCESORIOS DE VOLADURA							
		USD	PRECIO		USD	PRECIO	
BOOSTER 1lb	(pz)	53	196.1	3.7	RETARDO DE 25 MS	(PZ)	0
DETONADOR NO ELECTRICAL (200 M)	(pz)		0		RETADO DE 35 MS	(PZ)	0
DETONADOR NO ELECTRICAL (300 M)	(pz)		0		RETADO DE 42 MS	(PZ)	10 25.8 2.58
DETONADOR NO ELECTRICAL (400 M)	(pz)	49	156.31	3.190	RETADO DE 65 MS	(PZ)	0
DETONADOR NO ELECTRICAL (500 M)	(pz)		0		RETADO DE 100 MS	(PZ)	0
DETONADOR NO ELECTRICAL (600 M)	(pz)	20	63.8	3.19	DINAMITA	(Cj)	0
DETONADOR NO ELECTRICAL (700 M)	(pz)	22	70.18	3.19	LINEA SILENCIOSA	(Pollo)	0
DETONADOR NO ELECTRICAL (800 M)	(pz)	40	127.6	3.19	GUJA DE SEGURIDAD	(Mts)	2 0.26 0.13
CORDON DETONANTE 5G	(Mts)	700	140	0.20	FULMINANTE N8	(PZ)	2 0.24 0.12
RETARADO DE 17 MS	(pz)	30	77.4	2.58	TAPONEX	(PZ)	0 0
Sub-Total			831.39		Sub-Tot		26.30
							857.69

COSTO DIRECTO DE VOLADURA	USD	8365.19
COSTO TOTAL DE DISPARO	USD	8365.19
COSTO UNITARIO	USD/TM	0.08

Fuente: Propia

En la imagen N° 12: Se observa el costo unitario es de 0.080 USD/TM, donde solo se considera el agente explosivo "emulsión gasificada" y accesorios de voladura; la diferencia los costos está en la emulsión inerte más el sensibilisante.

6.5. Determinación de cálculos numéricos de voladura de rocas con emulsión gasificada en el tajo final Chabuca Este.

Para el trabajo de tesis los parámetros para el cálculo, se obtuvieron del Tajo Final CHABUCA ESTE.

Tabla N° 6-06: Parámetros geotécnicos del Tajo Chabuca Este-Tintaya.

Parámetros geotécnicos del talud Chabuca Este (INFLEXIÓN)		Unidades
Índice de calidad del macizo rocoso RQD	30 a 70	%
Resistencia a la compresión uniaxial simple (σ_{ci})	100	MPa
Coefficiente de variación (%)	40	%
Índice de Resistencia Geológica (GSI)	40	
Angulo de fricción (Φ) o (Φ_m)	37	Grados
Caudal (Lt/seg.) Chabuca EW 11	22	Lt./seg.

En la tabla N° 06: Se obtuvo datos recopilados en el campo Tajo Chabuca E – Tintaya. Y a la vez se muestra el flujo de llenado de agua en todo el área Chabuca E, para ello se tomando el rango más alto que es de 22 Lt. /seg.

Cuadro N° 6-22: Demostración de mediciones en el campo y cálculos obtenidos en el estudio geomecánico. Tajo Chabuca Este.

Tipo de terreno	Grado de Dureza según GSI	Esfuerzo de Compresión (Mpa)	Tipo de roca	Factor de carga (F.C.) emulsión gasificada (Kg/m ³)	Densidad de roca ó mineral (gr/cm ³)	Índice de reesistencia geológica (GSI)	Resistencia del Macizo Rcoso (RMR)	Descripción de clasificación de la roca (RMR)	Talud del macizo rocoso (SRM)	Valorización SRM (Fallas en bloque)
Suave	R3	25-50	Esquisto, Concreto, Siltstone	0.30-0.40	2.54	21-30	41-50	Regular "B"	21-40	Colapso (por exceso de bloque)
Media	R3-R4	50-100	Monzonita	0.41-0.51	2.58	31-40	51-(57)-60	Regular "A"	41-60	Muchos bloques
Dura	R4-R5	100-250	Caliza, Andesita, Latita	0.46-0.54	2.62	41-50	61-70	Buena "B"	61-(67)-80	Falla: Algunos bloques Descrip.: Buena. Estabilid.: Estable Tratam.: Ocasional Tipo de roca.: clase II
Mineral	R5-R6	> -250	Mineral, Skarn, Endoskarn	0.52-0.60	2.86	51-100	71-100	Buena "A"	81-100	Muy pocos bloques

Fuente: Propia

En el cuadro N° 22: Se demuestra de acuerdo a la caracterización geomecánica del tajo Chabuca Este, donde se determina el índice de resistencia geológica (GSI), Resistencia del macizo rocoso (RMR) y Slope Mass Rating (SRM); de acuerdo al tipo de roca y dureza se determina el factor de carga (Kg/m^3) de la emulsión gasificada, para obtener una granulometría deseada del bloque de roca en taladros que contienen agua.

En nuestro cálculo se toma la litología de monzonita por ser predominante en el tajo, donde la dureza es R4, esfuerzo a la compresión 100 MPa, Factor de carga para obtener fragmentos de roca promedio de 10.98 cm. de diámetro; F.C. es 0.41 a 0.51 kg/m^3 , la roca a volar con una densidad de 2.58 g/cm^3 , para una resistencia geológica GSI=40, resistencia del macizo rocoso RMR=57, Descripción de la roca según RMR es Regula "A" y finalmente la Resistencia del talud de macizo rocoso SRM = 67, con una valoración del Talud; Descripción: Buena; Estabilidad: Estable; Falla: algunos bloques; Tratamiento: Ocasional; Tipo de roca: CLASE II. Por lo tanto nos indica de acuerdo a la caracterización geomecánico se puede proceder la voladura de rocas al final de tajo bajo condiciones adversas con agua. (Ver los cuadros N° 15, 16 y 17 para determinar la malla de perforación).

Tabla N° 6-07: Cálculo de las características elásticas del tajo Chabuca - Este a partir de la velocidad de onda.

Características elásticas para la voladura de roca en el tajo		
Parámetro	Rango	Unid.
Velocidad de onda "P"	707.106	mm/s
Velocidad de onda "S"	408.24	mm/s
Densidad de roca	18	MPa
Conclusión:		
E = Módulo de elasticidad	7.48	MPa
ν = Ratio de Poisson's	0.5	

Fuente: Propia

En el tabla N° 07. El Módulo de elasticidad determinado es 7.48 MPa y el ratio de Poisson's es 0.5, son los parámetros necesarios para determinar el módulo

elasticidad de roca para fines de voladura, en taladros con presencia de agua al final del tajo Chabuca E.

Tabla N° 6-08: Cálculo de parámetros dimensionales de Banco Chabuca E -Tintaya.

Parámetros del banco Chabuca Este				
Fecha:	Banco:	Proyecto:	Tajo:	Hora:
15/05/2011	3805	79	Chabuca E.	12:40 a.m.

Ítem	Descripción	Rango	Unidad
1	Diámetro de taladro (θ)	12.25	Pulg.
2	Profundidad de taladro (L)	16 a 16.5	metros
3	Sobre perforación (SP)	1 a 1.5	metros
4	Longitud de taco pre corte (T prec.)	11.05 a 12.67	metros
	Longitud de taco Amortiguado (T amor.)	9.37 a 11.10	metros
	Longitud de taco producción (T prod.)	6.02 a 8.03	metros
5	Altura de banco (H)	15.13	metros
	Burden Pre corte (B prec.)	5.0 a 5.80	metros
6	Burden Amortiguado (B prec.)	8.00 a 8.70	metros
	Burden Producción (B prec.)	8.50 a 9.10	metros
7	Espaciamiento Pre corte (E prec)	3.3 a 4.0	metros
	Espaciamiento Amortiguado (E mort)	4.7 a 5.7	metros
	Espaciamiento Producción (E prod.)	9.00 a 9.60	metros

Tabla N° 08: Son los cálculos obtenidos del procesamiento de parámetros dimensionales del banco, Tajo final Chabuca Este -Tintaya.

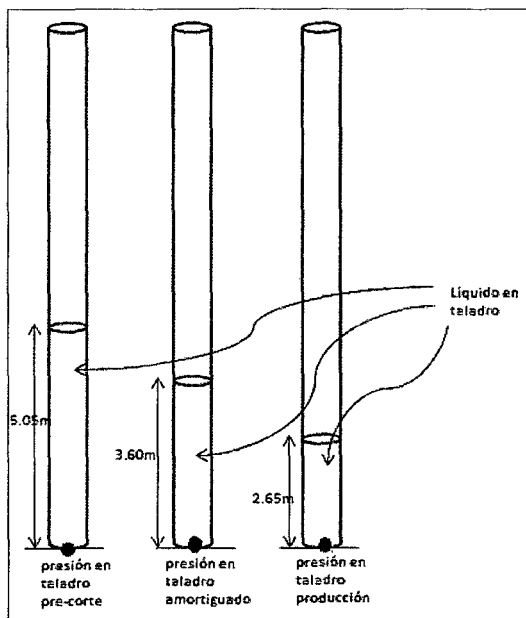
Tabla N° 6-09: Parámetros de principio fundamental de hidrostática por taladro o presión de un líquido en reposo.

Parámetro	Rango	Unidad
P atm = Presión atmosférica	1.01x10 ^{*E(5)}	Pa
ρ liq. = Densidad de agua	1.10*E(3)	kg/m ³
<i>h pre-corte= Altura de agua (taladro pre-corte)</i>	5.05	m
<i>h amortig= Altura de agua (taladro de Amortiguado)</i>	3.60	m
<i>h produc = Altura de agua (taladro de producción)</i>	2.65	m

Presión Hídrica fondo del taladro Pre-corte	150.490	KPa
Presión Hídrica fondo del taladro amortiguado	136.280	KPa
Presión Hídrica fondo del taladro de producción	126.970	KPa

En la tabla N° 09, se muestra la Presión Hídrica en el fondo de taladro según tipo: En taladro pre-corte 150.490 KPa, Amortiguado o buffer 136.280 KPa y Producción 126.970 KPa la cual está en función a la profundidad del agua. Es esta presión que soporta la carga explosiva por cada taladro (Ver imagen N° 13)

Imagen N° 6-14: Principio fundamental hidrostática según por taladro



Fuente: Propia

Tabla N° 6-10: Cálculo de empuje hidrostático en función al tipo de taladro con carga de fondo. (Según principio de Arquímedes).

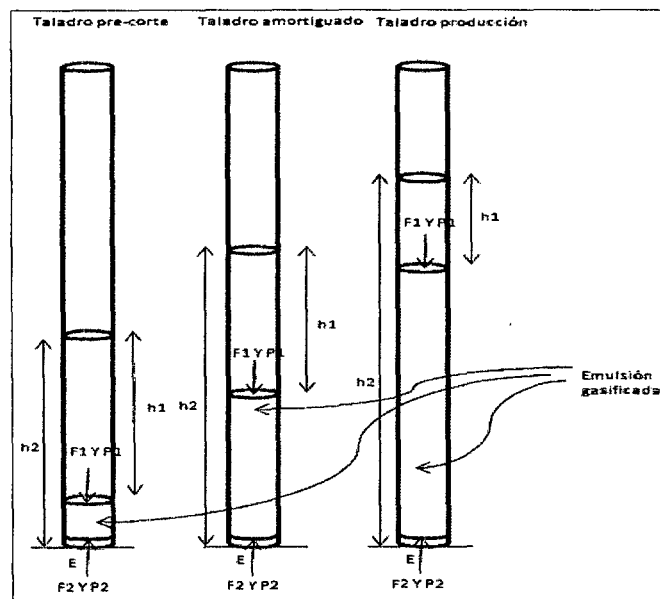
Parámetro	Rango	Unidad
ρ liq. = Densidad de líquido	1×10^3 (E3)	kg/m^3
g = Gravedad	9.8	m/seg^2
h_2 = Altura de líquido más carga de fondo emulsión (pre-corte)	5.78	m
h_1 = Altura de líquido (pre-corte)	5.05	m
A = Área	0.0190	m^2

h_2 = Altura de líquido más carga de fondo emulsión (amortiguado)	7.38	m
h_1 = Altura de líquido (amortiguado)	3.6	m
h_2 = Altura de líquido más carga de fondo emulsión (producción)	9.98	m
h_1 = Altura de líquido (producción)	7.33	m
E prec. = Fuerza de empuje (pre-corte)	135.626	N
E amort. = Fuerza de empuje (Amortiguado)	703.836	N
E produc. = Fuerza de empuje (producción)	1364.846	N

Fuente: Propia

En el cuadro N° 10, se muestra la fuerza de empuje que ejerce el líquido cuando se bombea la emulsión gasificada, tal como se muestra en el cuadro, Fuerza de Empuje pre-corte 135.626 N, Empuje amortiguado 703.836 N y Empuje producción 1364.846 N; Pues la emulsión no se mezcla con el agua por tener una viscosidad de 19 000 cP . En realidad lo que pasa con la emulsión es que no se sumerge en bloque sino se adhiere poco a poco como una masa y se dispone a la forma del taladro. Para fines didácticos es como se ve (Ver imagen N° 14).

Imagen N° 6-15: Principio de empuje hidrostático según Arquímedes.



Fuente: Propia

Tabla N° 6-11: Cálculo de peso aparente de la emulsión gasificada en taladros con agua (Peso y empuje).

Parámetro	Rango	Unidad.
ρ liq. = Densidad de líquido	1x10 (E3)	kg/m ³
g = Gravedad	9.8	m/seg ²
V prec. = Volumen (Pre-corte)	0.0138	m ³
V amort. = Volumen (Amortiguado)	0.0718	m ³
V prod. = Volumen (Producción)	0.1393	m ³
ρ emuls. = Densidad de Emulsión gasificada	1.3x10(E3)	kg/m ³
P aparente pre-cor.= Peso aparente (Taladro pre-corte)	40.572	N
P aparente amort. = Peso aparente (Taladro amortiguado)	211.298	N
P aparente produc. = Peso aparente (Taladro producción)	409.542	N

Fuente: Propia

En la tabla N° 11, se muestra el peso aparente cuando la emulsión se sumerge hay una fuerza de oposición que es la fuerza de empuje del agua, en sí es el peso real menos la fuerza de empuje, donde se observa en el cuadro; El peso aparente (Tal. pre corte) es 40.572 N, Peso aparente (Tal. amortiguado) 211.298 N y Peso aparente (Tal. producción) 409.542 N.

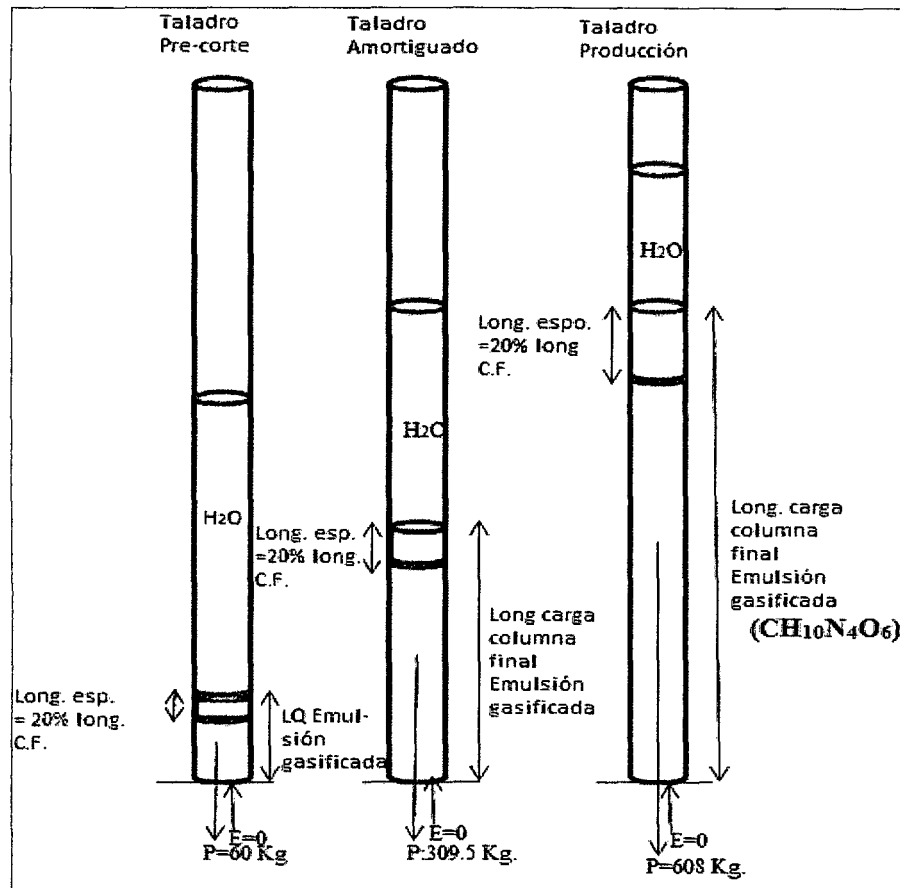
Tabla N° 6-12: Cálculo hidrostática cuando la masa explosiva (Emulsión Gasificada) está totalmente sumergido en el fondo del taladro.

Parámetro	Rango	Unidad
ρ emuls = Densidad de Emulsión gasificada	1.3x10(E3)	kg/m ³
g = Gravedad	9.8	m/seg ²
V = Volumen (Tal. Pre-corte)	0.0138	m ³
V = Volumen (Tal. Amortiguado)	0.0718	m ³
V = Volumen (Tal. Producción)	0.1393	m ³
E_{emulsión} = Empuje emulsión sumergido (Tal. pre-corte)	175.812	Kg/seg²*m
E_{emulsión} = Empuje emulsión sumergido (Tal. Amortiguado)	915.62	Kg/seg²*m
E_{emulsión} = Empuje emulsión sumergido (Tal. Producción)	1774.682	Kg/seg²*m

Fuente: Propia

En la tabla N° 12, se obtuvo el empuje sumergido por completo de la Mezcla explosiva emulsión gasificada en el fondo del taladro tal como se menciona en el cuadro, Fuerza de Empuje emulsión sumergido Tal. Pre-corte 175.812 N, Empuje emulsión sumergido tal. Amortiguado 915.62 N y Empuje emulsión sumergido tal. Producción 1774.682 N.

Imagen N° 6-16: Volumen total de emulsión esponjado, pasados 30 minutos según tipo de taladro.

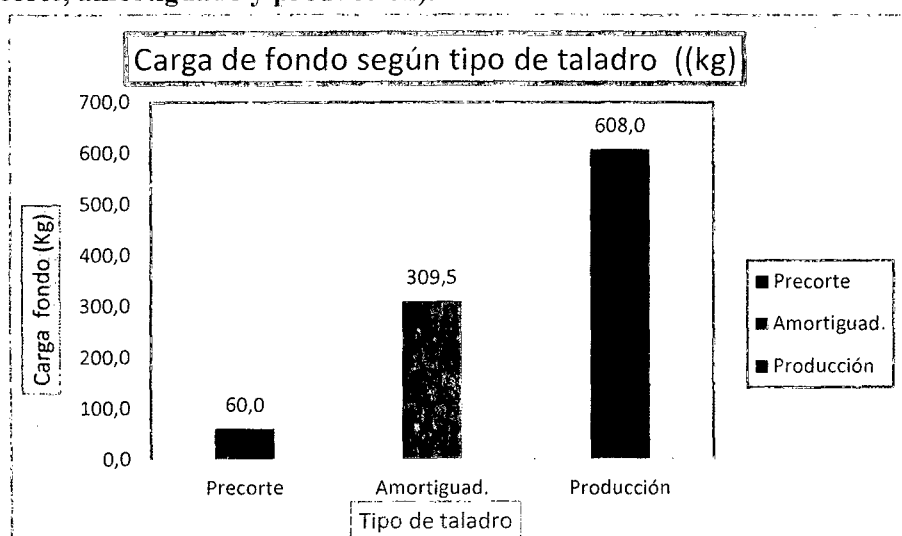


Fuente: Propia

En esta imagen N° 16, se muestra los taladros a pesar de la presión de agua no se mezcla la masa explosiva con el agua por poseer alta viscosidad, Pues una vez sensibilizada se efectúa el fenómeno de esponjamiento durante 30 minutos, a pesar de la presión que ejerce el agua, se forman las burbujas formando la

En esta imagen N° 14: Se muestra la histograma de profundidad de agua por taladro; tal como se ve, la mayor cantidad de agua es en los taladros de pre-corte es debido a la cercanía del talud del banco con un promedio de 5.05 metros de profundidad, seguido el taladro de Buffer con 3.60 metros y Finalmente Taladros de producción 2.65 metros de profundidad; Los taladros en mención no tienen la misma profundidad de agua debido a la presencia de pequeñas fisuras, rajaduras en el macizo rocoso que recorren taladro en taladro y otros por la presión hidrostática del agua subterránea y pluviales.

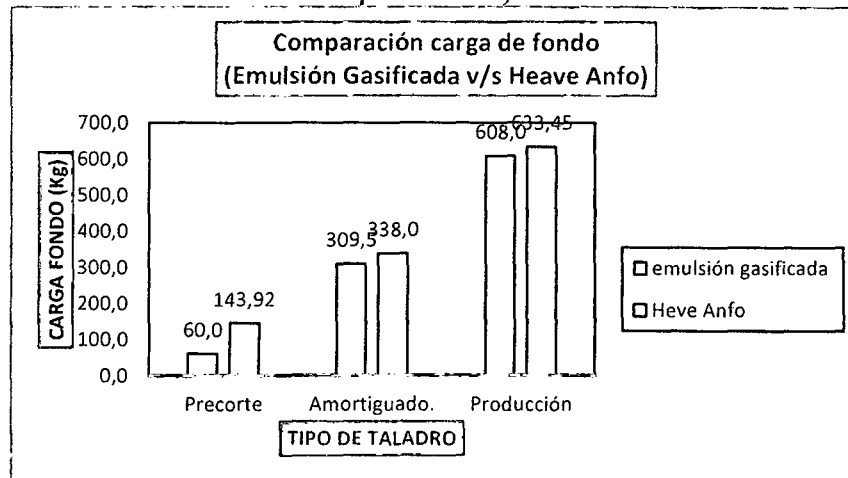
Imagen N° 6-15: Cantidad de carga columna según tipo de taladro (pre-corte, amortiguado y producción).



Fuente: Propia

En la imagen N° 15: Se deduce en la histograma, de que el promedio de cantidad de emulsión gasificada por taladro; Taladro de producción 608. kg, es la mayor carga explosiva para poder fracturar la roca, Taladro de amortiguación 309.5 Kg. de emulsión, aquí se reduce la carga explosiva para tener el efecto amortiguación o colchón y finalmente taladro de Pre corte, son las que menos carga explosiva contienen para evitar el daño al talud del banco, con una cantidad de 60.00 Kg de emulsión gasificada.

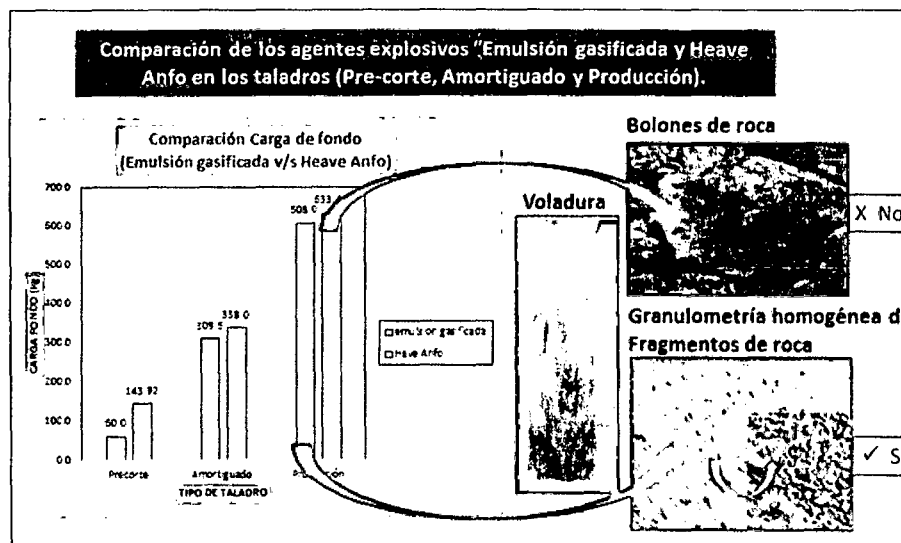
Imagen N° 6-16: Comparación de los agentes explosivos “Emulsión Gasificada y Heavy Anfo en los taladros (pre-corte, amortiguado y producción).



Fuente: Propia

En la imagen N° 16: Del histograma se deduce la comparación de cantidad de carga explosiva de emulsión gasificada con respecto Heavy Anfo. Allí se ve la diferencia de carga columna. Por lo tanto los costos se reducen considerablemente.

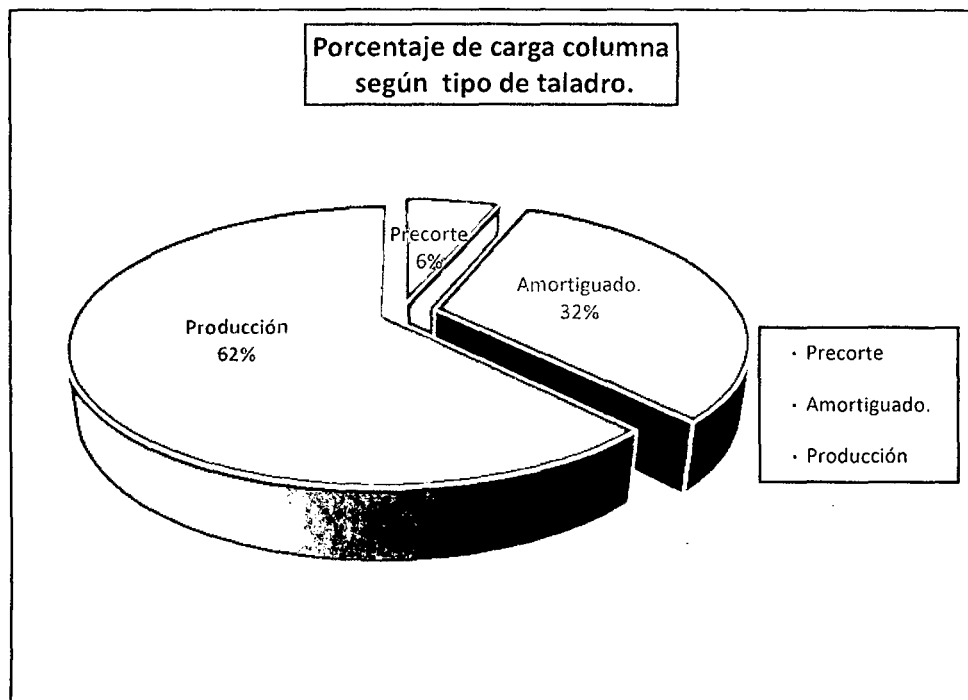
Imagen N° 6-17: Comparación de resultados entre agentes explosivos “Emulsión Gasificada y Heavy Anfo en los taladros (pre-corte, amortiguado y producción).



Fuente: Propia

En la imagen N° 17, se muestra la histograma donde se hace la comparación de la cantidad de carga explosiva emulsión gasificada con respecto Anfo pesado. Allí se ve la diferencia de resultado de fragturamiento de la roca. Por lo tanto los costos se reducen considerablemente en un supuesto perforación y voladura secundaria.

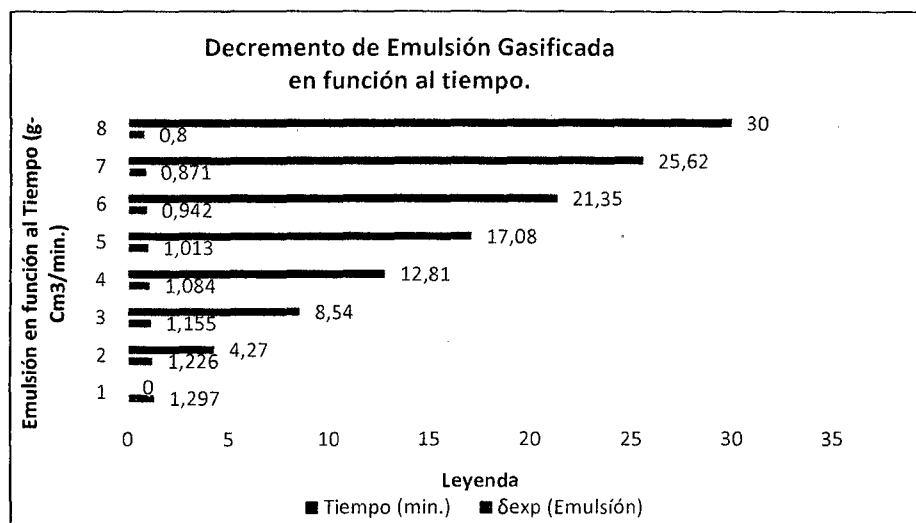
Imagen N° 6-18: Diagrama circular de carga explosiva Emulsión Gasificada según tipo de taladro.



Fuente: Propia

En esta imagen N° 18: Se deduce de que el 62% de carga explosiva emulsión gasificada está en el taladro de producción, 32% en el taladro de Amortiguado y finalmente el 6% de en el taladro de pre-corte respectivamente.

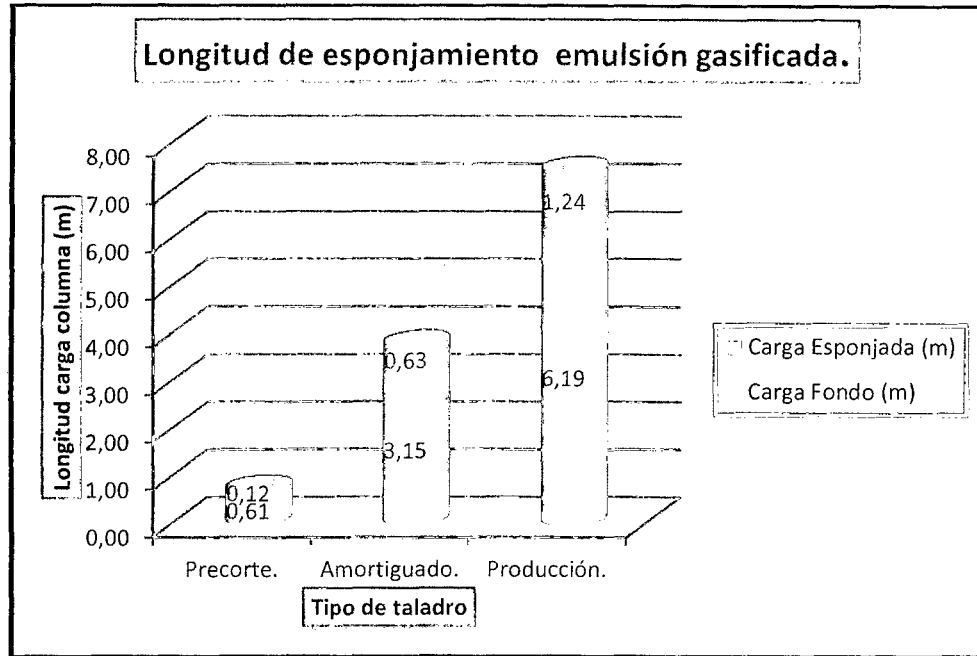
Imagen N° 6-19: Decremento de la densidad de emulsión gasificada en función al tiempo.



Fuente: Propia

En la Imagen N° 19: El decremento de “Emulsión Gasificada” en función al tiempo, en donde se tiene que esperar un tiempo determinado, para el descenso de la densidad de 1.30 gr/cm^3 a 0.8 gr/cm^3 . Para Finalmente concluir con el efecto descenso de la densidad de emulsión gasificada en 62% equivalente a 0.8 gr/cm^3 ; Idóneo para obtener una óptima fragmentación del macizo rocoso.

Imagen N° 6-20: Dimensión de esponjamiento del agente explosivo “Emulsión Gasificada” después de 30 minutos pasados.



Fuente: Propia

Imagen N° 20: Muestra la dimensión de incremento de emulsión gasificada, que se debe al efecto esponjamiento, para lo cual tiene que transcurrir 28 a 30 minutos la carga de fondo; Como se observa en el taladro pre-corte se incrementa en 0.12 cm, amortiguado 0.63 cm, finalmente taladro de producción 1.24 metros. En general la emulsión se incrementa en 20% de la carga de fondo.

Tabla N° 6-14: Determinación de la fragmentación de la roca en el tajo.

Determinación de tamaño medio de fragmentos (X_{50})	Rango	Unid.
DATA		
RMD: Descriptor de roca.	20	
JPS: Esparcimiento de las diaclasas verticales.	10	
JPA: Ángulo del plano de la diaclasa	20	
RDI: Influencia de la densidad	14.5	
HF: Factor de dureza	6.667	
UCS: Esfuerzo de compresión uniaxial.	100	MPa
Vo : Volumen de roca fragmentado por taladro	1071	m ³ /tal.
Qe : Cantidad de explosivo por taladro	580.48	Kg.
Q : Masa de TNT que es equivalente en energía a la	125	

carga del pozo

Conclusión:

IB=Factor de roca o Índice de voladura (Según Lilly)	35.58	
Factor de energía (Teórico)	0.534	MJ/TM
Factor de carga (Teórico)	4.269	Kg./TON
Factor de carga (práctico)	0.42	Kg/m ³
Factor de Potencia (Práctico)	0.16	kg/ton
A=Factor de roca (Connighan1986)	2.135	
Xm=Tamaño medio de fragmento	10.98	cm

Fuente: Propia

La tabla N° 14: Muestra, de que el tamaño medio de fragmento, producto de la voladura de roca es de 10.98 cm. de diámetro.

Tabla N° 6-15: Determinación de % de ingreso de fragmentos a la parrilla de la planta de procesos metalúrgicos.

Abertura de la parrilla en la chancadora de procesos (20 cm)	Rango	Unid.
Data		
b =Burden	8.5	m
S= Esparcimiento	9	m
d = Diámetro del pozo	311.15	cm
W= Desviación estándar de la exactitud de perforación	0.10	
LCF=Longitud de carga de fondo	5.91	m
LCC= Longitud de carga de columna	1.18	m
Lt= Longitud de carga total	7.09	m
H= Altura del banco	15	M
Conclusión:		
n = Índice de uniformidad	2.03	
Xc=Tamaño crítico de fragmento	13.17	Cm
Y=Abertura de parrilla instalada en la planta de procesos.	97.46	%

Fuente: Propia

En la tabla N° 15: Se sabe, de que la abertura de la parrilla de planta de procesos mide 20 cm. para lo cual se determinó el tamaño crítico de fragmentos es de 13.17 cm. Entonces de acuerdo a los cálculos que se obtuvo que el 97.46% de fragmentos pasara por la parrilla.

Determinación de parámetros de efecto onda, número de decibeles y análisis de vibración onda.

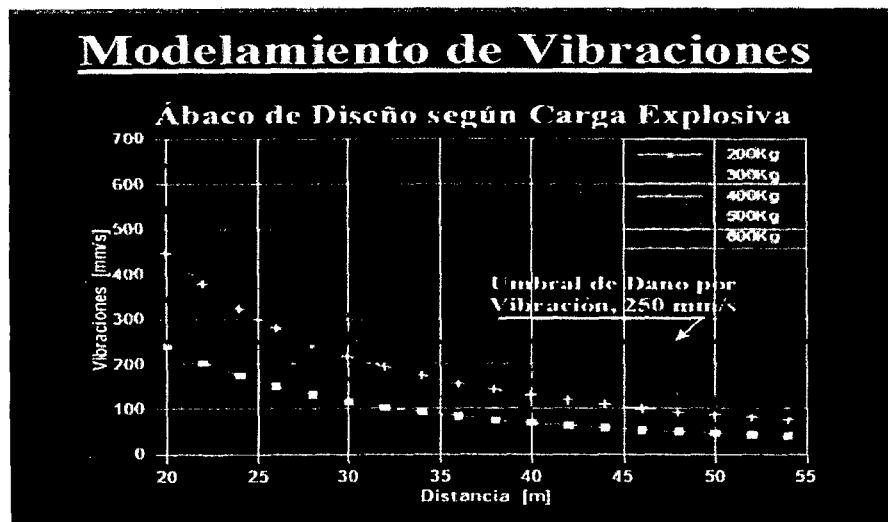
Tabla N° 6-16: Determinación de efecto onda en el tajo para evitar daño a los equipos de perforación Buceyrus y P&H.

Efecto onda	Rango	Unid.
Q= Carga explosiva (Emulsión gasificada) muestra	580.48	Kg
R= Distancia entre el lugar de la voladura y el objeto a proteger (mínimo= 30m), Por seguridad (50 m.) solo para equipos.	50	m
k= constante de roca dura	0.57	
Constante empírica alfa	0.5	
Constante empírica Beta	-1.6	
V=Velocidad de vibración	0.177	mm /seg.

Fuente: Propia

En la tabla N° 16: Se determina de que la distancia mínima es de 50 metros, para los equipos de perforación Buceyrus y P&H, es la distancia crítica mínima, por precaución con las ventanas y puertas abiertas. No en la dirección del tajo a detonar. Para la mayor seguridad se recomienda para el personal, instalar refugios a 500 metros de radio del centro a detonar.

Imagen N° 6-21: Modelo de vibración según carga explosiva.



En la imagen N° 21: Se muestra el umbral promedio de vibración en función a la distancia, que no debe sobrepasar los 250 mm/seg.

Tabla N° 6-17: Análisis de las onda vibracionales del Tajo Chabuca E.

Análisis de la onda vibración	Rango	Unid
A = Amplitud de la vibración	156	mm/s
T= Es el periodo de la onda	0.010	seg.
f=Frecuencia de vibración ($f=1/T$)	99.5	Hz
w= Pulsación de la frecuencia angular	-85.178	Grados
Solución		
D= Desplazamiento	155.45	Mm
v=Velocidad	8192.33	mm/seg.
a = Aceleración	60728.32	mm/seg ²
V.max = Velocidad Máxima	97526.52	mm/seg.
a = Aceleración Máxima	155.99=156	mm/seg ²

Fuente: Propia

En este análisis de la tabla N° 17, se obtuvo de resultados promedios, en la cual la frecuencia es lo aceptable, entonces los resultados de ruptura de talud serán mínimo, si la frecuencia es mínima, se predice de que habría excesiva vibración, como Resultado obtendremos daño en todo el área de influencia de la voladura.

Tabla N° 6-18: Medida de ondas vibracionales para predecir daño en el espacio cercano.

Medidas de ondas Vibracionales	Rango	Unid.
ρ roca = Densidad de roca	18	Mpa
v= Coeficiente de posesión	0.33	
E=Módulo de elasticidad In situó de la clasificación de RMR de Bieniawski	4.5	Mpa
E_b = Deformación unitaria diametral	3.667	
E_a = Deformación unitaria axial	11.111	
Solución:		
VCP = Velocidad de propagación de las ondas longitudinales	857.492	mm/seg
VCS = Velocidad de propagación de las ondas transversales	431.93	mm/seg
VR = Velocidad de onda Raileigt	388.74	mm/seg

Fuente: Propia

En la tabla N° 18: Las Ondas Raileigt transportan el 70 y 80% de ondas, son las que ocasionan daño, Se debe tener en cuenta de que cerca de 50 metros de distancia se puede estacionar equipos de perforación. Y para el personal lo más recomendable es establecer refugios a 500 metros de radio a detonar del

tajo. Se debe a que las ondas viajan a diferentes velocidades y el número de retardos pueden ser grandes, las ondas generadas se superponen unas con otra en el tiempo y espacio por lo que resultan movimientos complejos. Para su mayor control, para ello se requiere geófono para mitigar el exceso de vibración generada por la carga explosiva.

Tabla N° 6-19: Determinación de número de decibeles perjudicial para el personal que labora en el Tajo Chabuca Este.

Nivel de ruido perjudicial para el personal.	Rango	Unid.
P: Sobrepresión	0.35	Pa
Po: Presión de menor sonido que puede ser escuchado	20* E-6	Pa
Conclusión: NR = Número de decibeles	84.86	dB

En la tabla N° 19, el promedio de sobrepresión en el área de trabajo, no debe exceder 0.35 Pascales (Pa). Lo cual indica de que en una jornada de trabajo de 8 horas/ guardia, el número de decibeles no debe superar 84.86 decibeles.

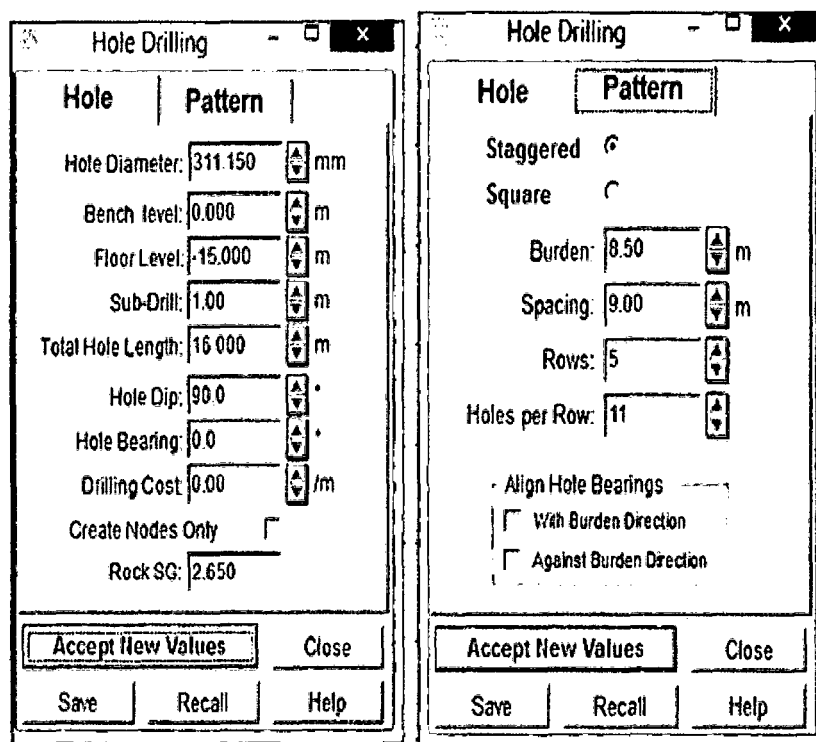
La mejor forma de mitigar el ruido es con el uso correcto de tapa oídos cuando sobrepasa el decibelaje.

6.6. Simulación de voladura de rocas con el Software 2D JK BENCH.

Para la simulación de voladura de roca, Se dio la aplicación del software 2D JK BENCH. Para lo cual se recopiló los parámetros necesarios del talud final del banco.

Los pasos a seguir para simulación de voladura son lo siguiente.

Imagen N° 6-22: Determinación de los parámetros del banco Chabuca - Este - Tintaya.

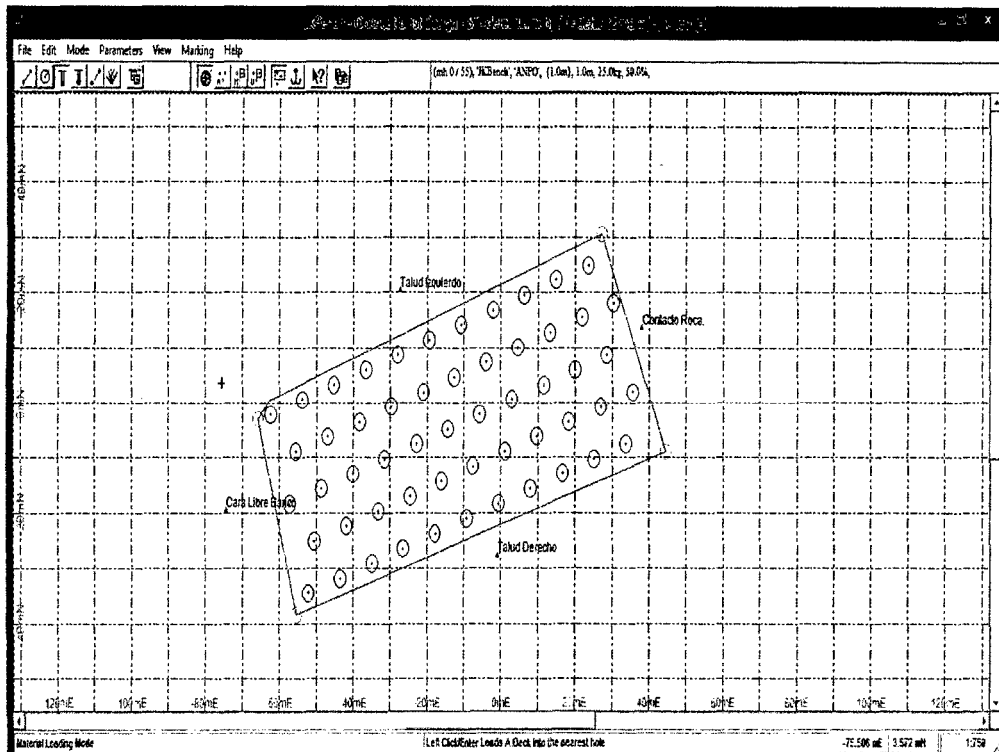


(a)

(b)

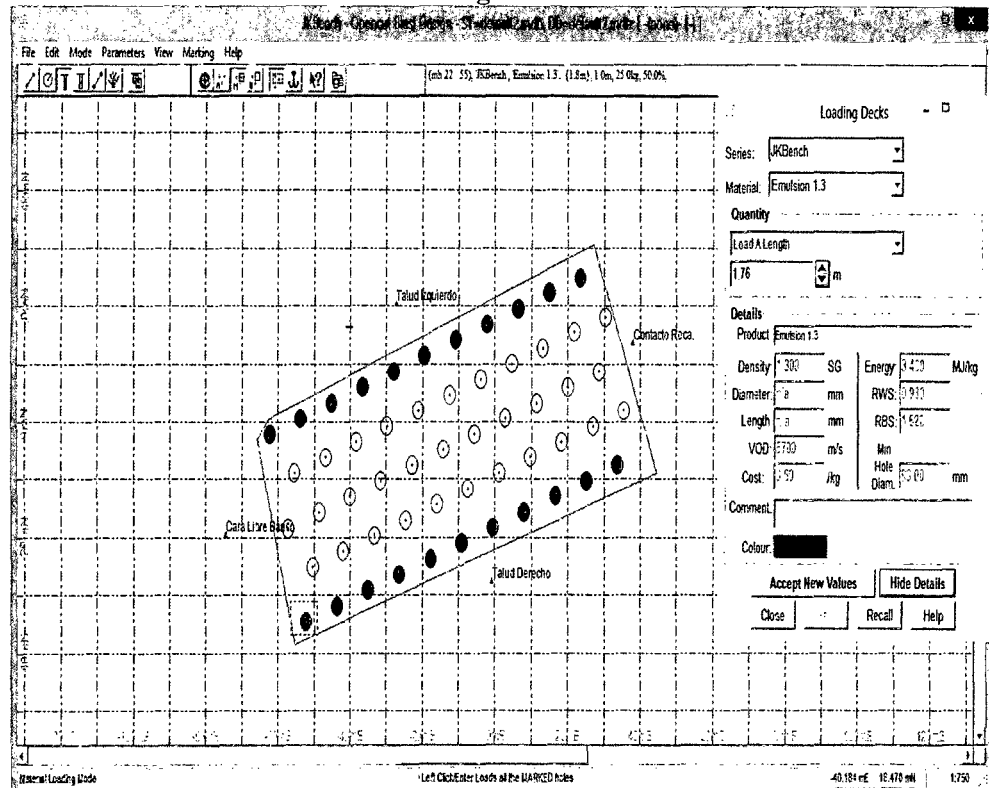
En la imagen (a) se observa los Parámetros del taladro, en la imagen (b) parámetros de plantilla (burden, espaciado, filas y número de taladros por fila).

Imagen N° 6-23: Creación de grupo de taladros en un área.



En la imagen N° 23, se observa el diseño de los taladros con sus respectivas etiquetas alrededor, Este diseño se ubica al final del tajo, los lados que se determinan son el talud izquierdo y talud derecho, el extremo superior se ubica el contacto de roca intacta y el extremo inferior es la cara libre del banco al final del Pit.

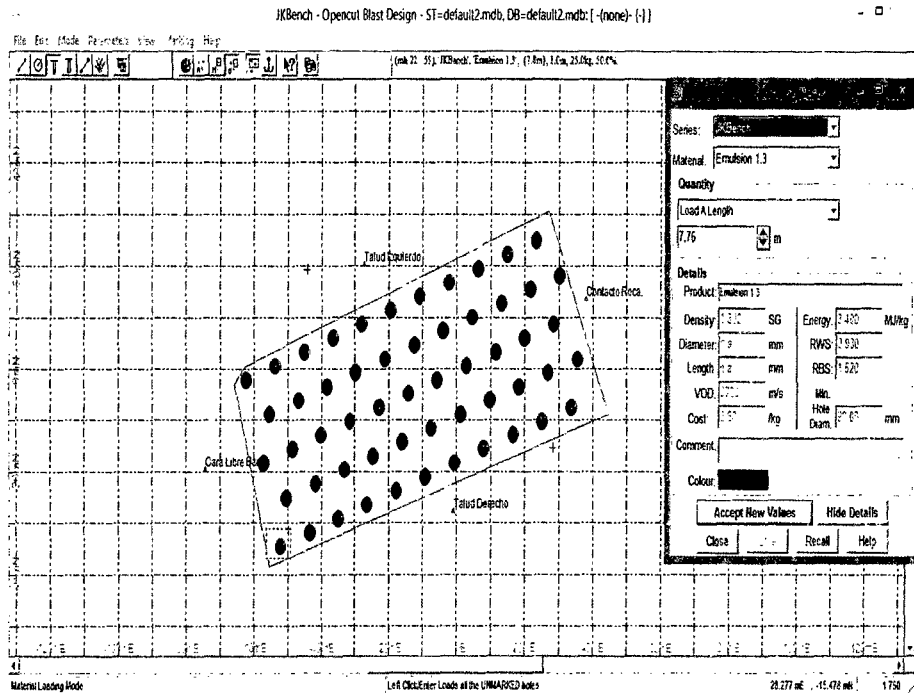
Imagen N° 6-24: Carguío de taladro pre-corte, con el agente explosivo emulsión gasificada.



Fuente: Propia

En la imagen N° 24 se observa, la carga de fondo con el agente explosivo emulsión gasificada. En los taladros pre-corte que requiere poca carga para evitar daño al talud del banco, por ello se bombea emulsión a una dimensión de: 0.74 metros, que equivale 60 Kilogramos de carga de fondo. Y a la vez se observa el respectivo detalle.

Imagen N° 6-25: Carguío de taladros producción y amortiguado con el agente explosivo emulsión gasificada.

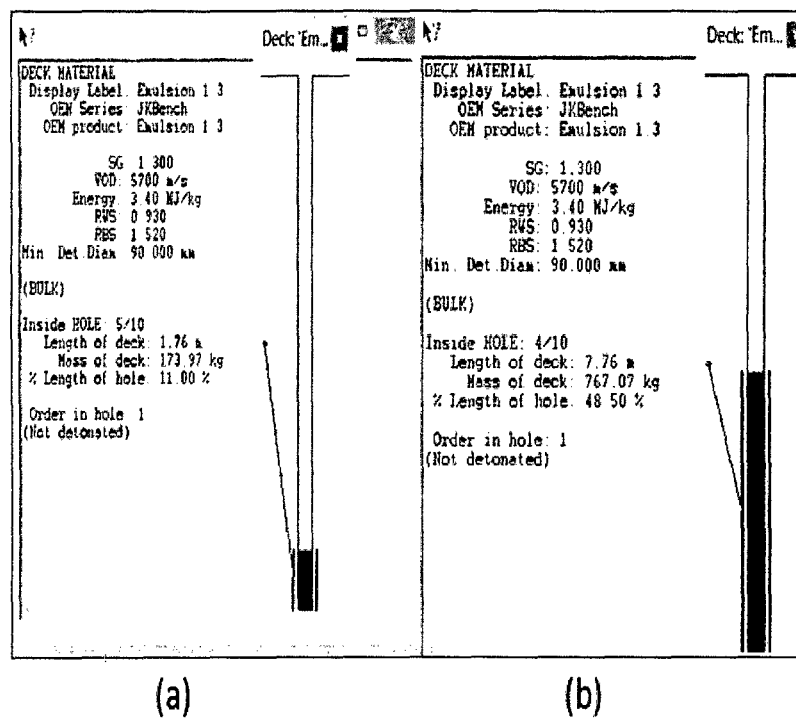


Fuente: Propia

En la imagen N° 25: Se observa el carguío de carga de fondo en los taladros de producción, donde se bombea la mayor carga de fondo para poder fragmentar la roca con una granulometría idónea, para dar facilidad de carguío de la pala al camión y tener una moderada granulometría para la chancadora de la planta de procesos, la dimensión de carga columna una vez esperado 30 minutos de espera, alcanza el 20% de esponjamiento de la carga inicia, llegando a medir 7.75 metros de longitud con un peso 580 kg de emulsión gasificada, que equivale a la carga de fondo óptimo y económico ya que se reduce los costos en 18 a 20%; Los taladros de amortiguación poseen el 50% menos de carga de fondo para evitar exceso de vibración de los taladros de producción pues son los taladros que se encargan de amortiguar el golpe de

detonación del taladro de producción así evitar daño al talud del banco. Finalmente se hace el retacado con detritus de la perforación una longitud de 8.25 metros en taladros de producción y en taladros de pre-corte 15.24 metros. Pero antes de tapar el taladro se evitar la mezcla emulsión-detritus, para lo cual se llena un saco con detritus para finalmente lanzar al fondo del taladro y proceder el tapado.

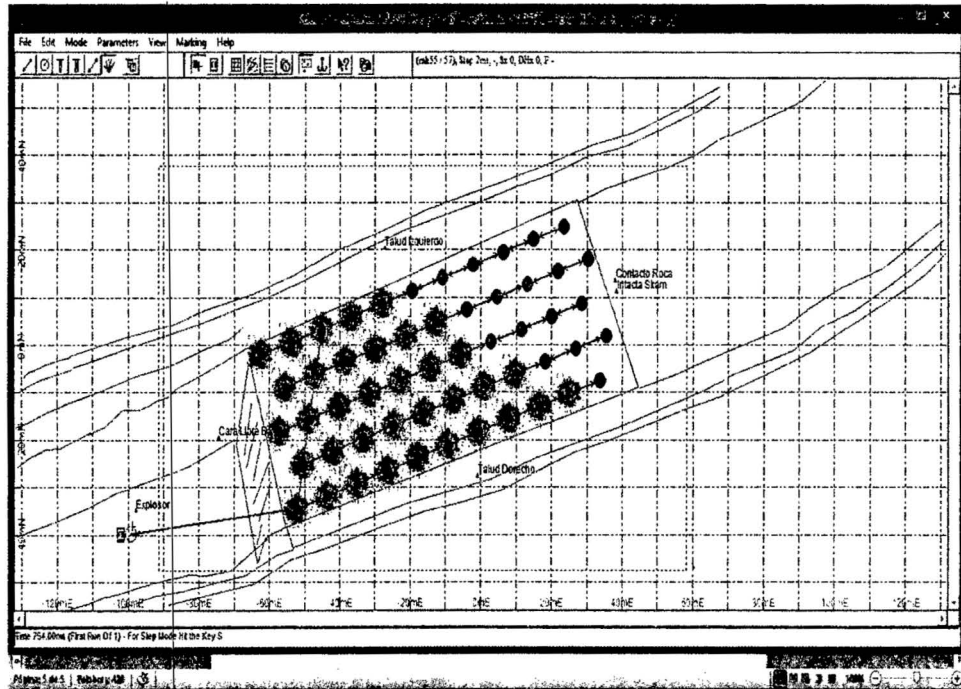
Imagen N° 6-26: Perfil de taladros cargados (Pre-corte y Producción)



Fuente: Propia

En esta figura (a) de perfil se observa la carga de fondo de 1.76 mt. Que equivale a 60 kg de emulsión gasificada en el taladro pre-corte, pero esto es variable de acuerdo a la malla. La siguiente, figura (b) es el taladro de producción que tiene una dimensión de 7.76 mt. de carga de fondo que equivale a 580 Kg. de emulsión gasificada. Con su respectivo detalle.

Imagen N° 6-28: Simulación de detonación en taladros con presencia de agua con el agente explosivo emulsión gasificada.

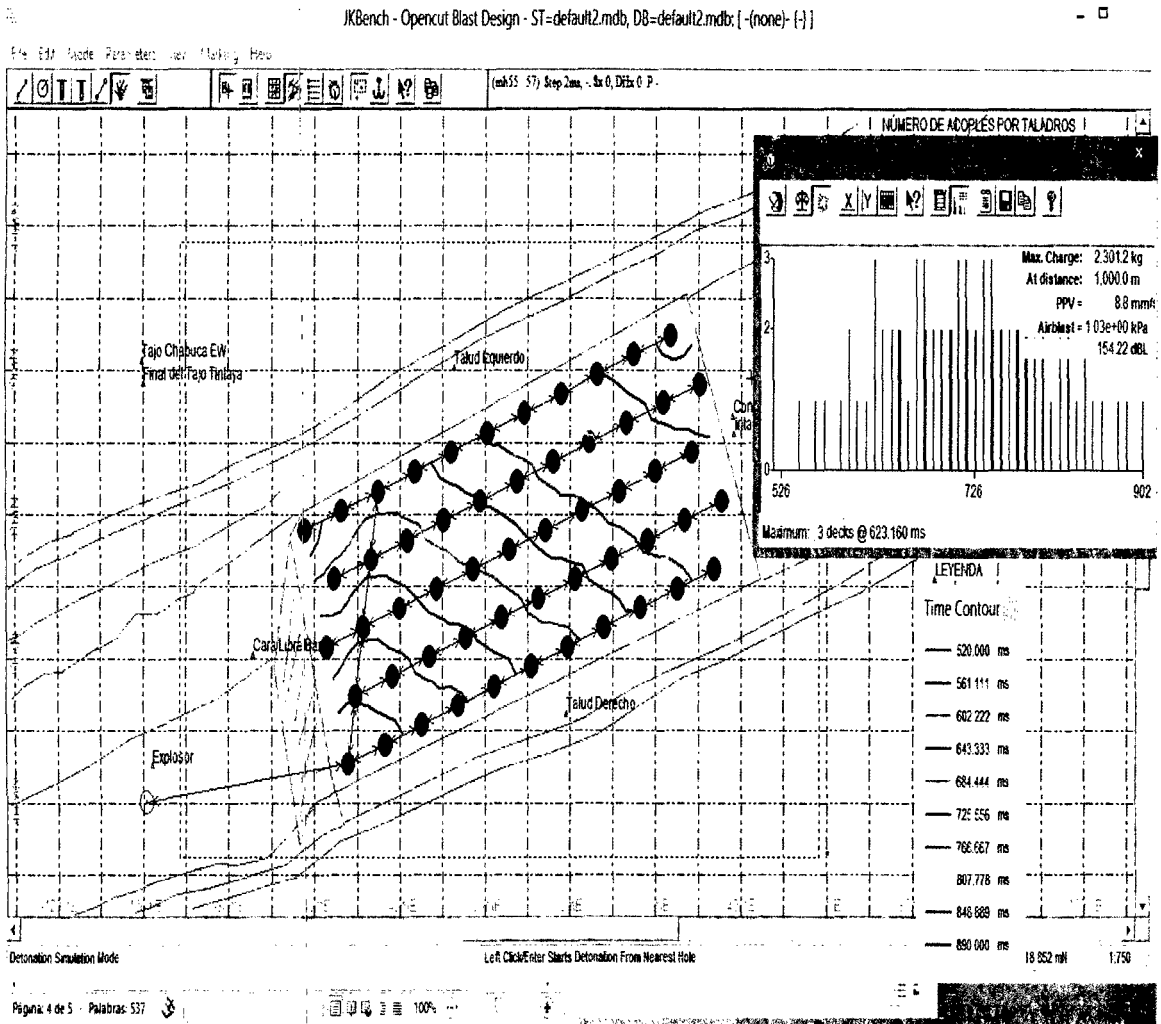


Fuente: Propia

En la imagen N° 28. Se observa la secuencia de detonación, para lo cual se diseñó la salida en ECHELON Ó DIAGONAL, en la cual, time step for each frame debe ser 42 ms. Para que, para ver una sola detonación casi simultánea. Con fines didácticos se usará 2 ms

El inicio de encendido parte del explosor una vez percutado, generalmente debe estar a una distancia mínima de 70 y máxima de 300 metros acoplada a una guía de seguridad de mecha lenta, para dar inicio. La fila de taladros de pre-corte con fines técnicos por recomendación deberán hacer amare superficial con cordón detonante de 17 ms.

Imagen N° 6-29: Interpretación de la simulación de la voladura de rocas en el tajo Chabuca Este.



Fuente: Propia

En la imagen N° 29: La interpretación consiste en que debemos evaluar nuestra voladura si está bien o necesitamos mejorar para evitar: Daño al talud, Daño a edificaciones cercanas, airplast (fragmentos de rocas volantes), la onda de choque que puede causar la muerte al personal, equipos de operación mina. Lo más importante a evaluar es, que no haya taladros acoplados que

sobrepasen de 4 taladros. Si se detecta alguna anomalía, se debe rediseñar nuevamente. El amarre de fondo, amarre de superficie taladro en taladro, amarre entre filas, secuencia de salida, cambio de agente explosivo entre otras. La evaluación de parámetros es la siguiente:

1.-La curva de experimentación, no esta tan mal por tratarse al final del pit con presencia de agua en los taladros. Pues la salida es paralela, lo cual indica que la colmatación es propicia para el equipo de carguío, no obstante no hubo tiro quedado por adelanto prematuro de detonación.

2.-Los niveles de vibración son aceptables con la velocidad pico partícula (PPV = 8.8 mm/seg.) A una distancia de 1000 metros.

3.-El golpe de aire que produce la voladura está dentro de los parámetros establecidos airplast (Proyección de partículas de roca) 1.03+00 KPa, con efecto onda de 154.22 decibeles a una distancia de 50 metros, lo cual es aceptable solo para los equipos de perforación. Para el personal se hará refugios a 500 metros de radio del área de voladura.

4.- En la gráfica podemos observar la línea Iso tiempo de experimentación. Esta dentro de los rangos de aceptación, que empezó con 520 ms y finaliza en 890 ms en el último taladro.

5.-Finalmente en el análisis estadístico de taladros de acople se observa solo 3, esto quiere decir de que no existe exceso en la velocidad pico partícula (PPV). Por lo tanto está dentro de los rangos de aceptación. Pues el máximo parámetro aceptable es 4 taladros por acople en minería superficial. Finalmente se concluye de que estamos dentro de los rangos de aceptación con 3 acoples durante la detonación de la malla.

CONCLUSIONES.

Las conclusiones a que se llegó en el análisis de este trabajo tesis son los siguientes:

1.-Con la aplicación de agente explosivo “emulsión gasificada” en la voladura de rocas, en el tajo Chabuca Este, se obtuvo mejora en la granulometría de fragmentos con un diámetro de 10.98 cm., para ello se determinó Factor de Carga 0.42 kg/m^3 , Factor de potencia 0.16 Kg/Ton. Por consiguiente el ingreso de fragmentos por la parrilla es 97.49%. Para un tamaño crítico de fragmentos de 13.17 cm de diámetro. para una abertura de parrilla de 20 cm. de ancho.

2.-Con el uso de emulsión gasificada se determinó la carga columna apropiada para los diversos taladros como: Taladro de producción en promedio es de 608 Kg con factor de carga 0.51 kg/m^3 , Taladro Amortiguado o Buffer 309.5 Kg. con factor de carga 0.48 kg/m^3 y taladro de pre-corte 60 Kg. con un factor de carga 0.22 kg/m^3 ; Siendo la carga explosiva altamente resistente al agua por poseer una viscosidad de 27,000 Cp.

3.-El tiempo es el factor determinante en el incremento del volumen de esponjamiento de la carga de fondo “emulsión gasificada” ($\text{CH}_{10}\text{N}_4\text{O}_6$), que varía entre 28 a 30 minutos. Durante este periodo la densidad de 1.30 gr/cm^3 desciende a 0.8 gr/cm^3 por el efecto esponjamiento.

4.-De acuerdo a la evaluación de costos con el agente explosivo emulsión gasificada es de 0.080 USD/TM, con respecto al anfo pesado, reduciéndose en un 20% de los costos a más. Y la Estimación de costos directos e indirectos por taladro es 385.65 soles/taladro.

5.-En la evaluación geomecánica del macizo rocoso para obtener una buena granulometría y así evitar el colapso del tajo Chabuca Este es: EL tipo de terreno según GSI, roca media a dura con una dureza (R3, R4 y R5) para la roca predominante monzonita, para lo cual se determinó factor de carga (0.41 a 0.51) kg/m^3 con una densidad de 2.58 gr/cm^3 ; la Resistencia del Macizo Rcoso RMR=57 Valorando tipo de roca: Regular "A"; y finalmente para evitar el colapso del talud, se tiene Talud del Macizo Rcoso SRM=67 con una descripción de roca: Buena, estable, tratamiento ocasional, Tipo de roca: Clase II.

RECOMENDACIONES

1. Recoger información verídica del talud en la zona de inflexión Chabuca E-W, por la constante caída de roca suelta, al departamento de geotecnia e Hidrología.
2. Realizar levantamiento topográfico de los taladros perforados para hacer análisis comparativo con la ruptura de la malla detonada.
3. Instalar geófonos en sitios estratégicos, para predecir efectos de vibraciones anómalas durante la voladura de roca en el tajo por lo menos 4 Geófonos.
4. En los taladros de Pre corte, se propone perforar taladros de 5 pulgada, así evitar la sobre ruptura del talud.


BIBLIOGRAFÍA.

- Anchayhua Serna Nelson. (Octubre 2012), Reducción de costos por tonelada con el uso de emulsión gasificada (San-G), en minería tajo abierto Para optar el grado de Magister en Gestión Minera- UPC, Lima.
- Bazán Santa Cruz Orlando. (Abril 2012), “Desarrollo de GeoMaro como una alternativa para la determinación de las clasificaciones geomecánicas de un macizo rocoso”-Universidad Nacional de Cajamarca -Perú.
- Calsin M., Rubén Metodología de la Investigación Educacional.
- Cavero Carrasco, Alonso (2013), Aplicación de Modelo Matemático Carrascovol en la Mina Casapalca - Para optar el título profesional de Ingeniero de minas en la UNAMBA- Abancay.
- Compendio Académico de Economía y educación cívica “Lumbreras” (2007), Jesús María, Lima-Perú.
- D. F. Cotes (1997), Mecánica de Rocas, Centro de Investigación Minera, Dirección de Minas, Ministerio de energía, Minas y Recursos Naturales, CANADÁ.
- ENAEX, (Junio 2011). Emulsión para voladura de Rocas, Planta la Chimba, Chile.
- EXSA (4ta edición), MANUAL PRACTICO DE VOLADURA. Lima.
- FAMESA Explosivos. (Junio 2012), Catálogo de productos y servicio para minería, Puente Piedra-Lima.


- Gonzales de Vallejo Luis I., Ferrer Mercedes. (2007), Manual de campo para la descripción y caracterización de macizo rocoso en afloramiento, Instituto Geológico y Minero de España, Madrid.
- López Jimeno Carlos, Emilio López Jimeno, Pilar García Bermudez (2003), Manual de perforación y voladura de rocas. Directores de Ingeniero de Minas, España-Madrid.
- P.N. Calder, Tópicos de Ingeniería de Minas a rajo abierto.
- Ramírez Oyanguren P., L. de la Cuadra Irizar, R. Lain Huerta, E. Crijaldo Obeso (1991), Mecánica de rocas aplicado a la minería Metálica Subterránea, Instituto Geológico y Minero de España, Madrid-España.
- Rinoco. Sergio Arturo (2006), Mejoramiento de la Performance y gestión de Dispatch en Cerro Verde –Tesis para optar el título profesional de Ingeniero de Minas-UNI. Lima.
- Rubiños Ediciones, (2005)“Enciclopedia de Física Nivel Universitario” (Hidrostática Pág. 610).
- UNI. (1975), Metodología de Costo de Operación en Minería. Lima-Perú.
- Vargas Zevallos, Jorge y Miranda Espinoza Andrés (2009), “PERÚMIN, 29 CONVENSIÓN MINERA”. Arequipa.
- Vernaola Alonzo José, Castilla Gómez Jorge y Herrera Herbert Juan. (2013), “Perforación de voladura de rocas en minería” E.T.S. de Ingenieros de Minas de Madrid - España.
- Vidal Loli Manuel Arturo, (2010), Estudio de cálculo de flota de camiones para operación minera a cielo abierto, Tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas en la Universidad Pontificia la Católica del Perú, Lima.

ANEXOS

ANEXO N° 01: Procedimiento escrito de trabajo seguro (PETS) traslado de explosivo.

PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO		CODIGO: PMM-MV-001-P-059	ELABORADO: EQUIPO DE GERENCIA REVISADO: JOSE MAZZERINI APROBADO POR: ANTONIO HILLER	
PROCESO: OPERACIONES MINA	CÓDIGO DEL PROCEDIMIENTO: PMM-MV-001-O-002		EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL:	
FASE: PERFORACIÓN Y VOLADURA SUB FASE O REFERENCIA: VOLADURA		VERSIÓN: 02	CASCO, LENTES, RESPIRADOR, ZAPATOS, BOTAS DE JERRE DE SEGURIDAD CON PUNTA DE ACERO, GUANTES DE OPERADOR, TAPONES DE OÍDO, CHAFECO REFLECTIVO, ROPA IMPERMEABLE OPCIONAL	
TARIFA: TRANSPORTE DE EXPLOSIVOS RESPONSABLE: PERSONAL CONTRATADO - LXSA	FECHA EMISIÓN: 31/12/2005 FECHA REVISIÓN: 22/04/2010			
ETAPAS DEL TRABAJO	RIESGO POTENCIAL	PROCEDIMIENTO SEGURO		
1.- Reunión de coordinación.	<ul style="list-style-type: none"> • Falta de planificación. • Comunicación incompleta. 	<ul style="list-style-type: none"> • El supervisor de seguridad de la contrata de voladura efectuará la reunión PASS. • El supervisor verificará el estado de ingreso del personal (embriaguez, somnolencia, dolores). • El personal debe prestar máxima atención a la coordinación de trabajo: zona de carguío, reparto de unidades, material a sacar de pólvora, distribución de personal, número de heridos, fecha de disparo y hora. 		
2.- Inspección de unidades de transporte	<ul style="list-style-type: none"> • Caída, golpe. • Atrapado entre. • Señalización deficiente. • Derrame de aceites e hidrocarburos. 	<ul style="list-style-type: none"> • Tener actualizada licencia de manipulador de explosivos otorgada por la DIGSCAMEC. • Tener actualizada su licencia interna de manejo otorgada por XSTRATA TINTAYA S.A. • Cada operador realizara el Check List a su unidad (operatividad del equipo, cadena a tierra, fettero de identificación explosivo y banderines amarillo con negro, 2 extintores de polvo químico, cajón de transporte de explosivo pintado con pintura ignífuga, en buenas condicione, limpios, candado operativo). • Inspección del equipo (posibles fugas) • Manejo de residuos sólidos 		

PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO		CODIGO: PMM-MV-001-P-059	ELABORADO: EQUIPO DE GERENCIA	
PROCESO: OPERACIONES MINA		CODIGO DE PROCEDIMIENTO: PMM-MV-001-Q-002	REVISADO: JOSÉ MAZZERINI	
FASE: PERFORACIÓN Y VOLADURA SUB FASE O REFERENCIA: VOLADURA		VERSIÓN: 02	APROBADO POR: ANTONIO HELLER	
TAREA: TRANSPORTE DE EXPLOSIVOS		FECHA EMISIÓN: 31/12/2005	EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL:	
RESPONSABLE: PERSONAL CONTRATADO - FXSA		FECHA REVISIÓN: 22/04/2010	CASCO, LENTES, RESPIRADOR, ZAPATOS, BOTAS DE JEBE DE SEGURIDAD CON PUNTA DE ACERO, GUANTES DE OPERADOR, TAPONES DE OÍDO, CHALECO REFLECTIVO, ROPA IMPERMEABLE OPCIONAL	
ETAPAS DEL TRABAJO	RIESGO POTENCIAL	PROCEDIMIENTO SEGURO		
3. Recojo de material.	<ul style="list-style-type: none"> • Incendio • Explosión. • Carga estática • Pérdida explosiva • Derrames de insumos (emulsión, nitrato, petróleo) 	<ul style="list-style-type: none"> • El personal que ingresará al polvorín debe descargar la energía estática antes de ingresar al polvorín. • Terminado ingresar al polvorín con fósforos, encendedores, cerieles, radios y artefactos capaces de producir llamas o durante el transporte y carguío de los mismos. • V-3 asignará dos unidades exclusivas para transporte de explosivos (una para iniciadores y la otra unidad para los demás accesorios). • V-3 asignará dos personas (una llevará el control del material a sacar, firmando el cargo de los accesorios que retira del polvorín, la otra persona cargará el material a la unidad de transporte) • Separar el material de accesorios en los compartimientos de cada unidad. • No sobrecargar el vehículo. • Terminado de recoger el material colocar el candado al cajón. • Mangas adecuadas, mantas absorbentes. 		
4. Transporte de explosivos.	<ul style="list-style-type: none"> • Colisión. • Velocidad excesiva. • Explosión • Volcadura • Aplastamiento por camión. • Pérdida explosivos. • Incendio. • Derrame de aceites e hidrocarburos. • Derrames de insumos (emulsión, nitrato, petróleo) 	<ul style="list-style-type: none"> • Los operadores de camiones y camionetas de explosivos deben comunicar a líder de mina o dispatch su ingreso a zona de mina, la ruta que ingreso, nombre del conductor y tipo de unidad, y lo harán en convoy. • Los camiones y camionetas que transportan explosivos durante el trayecto deben mantenerse en la frecuencia de mina. • Durante el trayecto mantener los tarros e intermitentes encendidos • No exceder la velocidad de 6.0 km./hro. Art. 221 REG. S.H.M. • Los camiones de explosivos tienen la prioridad de paso en la mina • Mantener su izquierda y no hacer paradas innecesarias. • Evitar transportar explosivo durante una tempestad eléctrica. • Nunca transportar explosivos en los bolsillos, ni en la cabina del vehículo. • Practicar manejo defensivo y respetar señales de tránsito. • Inspección del equipo (posibles fugas) • Manejo de residuos sólidos. • Mangas adecuadas, mantas absorbentes. • Personal capacitado. 		

PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO	CODIGO: PMM-MV-001-P-059	ELABORADO: EQUIPO DE GERENCIA	
	PROCESO: OPERACIONES MINA	CODIGO DE PROCEDIMIENTO: PMM-MV-001-O-002	

FASE: PERFORACION Y VOLADURA SUB FASE O REFERENCIA: VOLADURA	VERSION: 02	EQUIPO DE PROTECCION PERSONAL: CASCO, LENTES, RESPIRADOR, ZAPATOS, DOTAS DE JEBCO DE SEGURIDAD CON PUNTA DE ACERO, GUANTES DE OPLRADOR, TAPONES DE OIDO, CHALLCO REFLECTIVO, ROPA IMPERMEABLE OPCIONAL
TAREA: TRANSPORTE DE EXPLOSIVOS	FECHA EMISION: 31/12/2005	
RESPONSABLE: PERSONAL CONTRATADO - FXSA	FECHA REVISION: 22/04/2010	


ETAPAS DEL TRABAJO	RIESGO POTENCIAL	PROCEDIMIENTO SEGURO
5. Estacionamiento de unidades	<ul style="list-style-type: none"> • Choque. • Explosión. • Derrame de aceites e hidrocarburos. 	<ul style="list-style-type: none"> • Supervisor de voladura de la contrata, designará una zona adecuada para el estacionamiento de las unidades a un costado del proyecto a cargarse, la cual deberá tener todas las condiciones y comodidades para el fácil manejo de los explosivos teniendo en cuenta el tipo de explosivo de cada unidad las cuales se estacionarán a una distancia no menor de 20.0 metros, y se mantendrán con el candado cerrado para evitar sustracciones. • Inspección del equipo (posibles fugas). • Manejo de residuos sólidos.

REVISIÓN:			
Asesor HSE:	Supervisor:	SuperIntendente:	Gerente:
Fecha:	Fecha:	Fecha:	Fecha:
Firma:	Firma:	Firma:	Firma:

ANEXO N° 02: Procedimiento escrito de trabajo seguro (PETS) carguío de taladros.


PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO		CODIGO: PMM-MV-001-P-051	ELABORADO: EQUIPO DE GERENCIA
PROCESO: OPERACIONES MINA		CODIGO DEL PROCEDIMIENTO: PMM-MV-001-O-002	REVISADO: JOSE MAZZFRINI
FASE: PERFORACIÓN Y VOLADURA SUU FASE O REFERENCE: VOLADURA		VERSION: 03	APROBADO POR: ANTONIO HELFER
TARCA: CARGUIO DE TALADROS		FECHA EMISION: 31/12/2005	EQUIPO DE PROTECCION PERSONAL:
RESPONSABLE: MANIPULACIONES DE EXPLOSIVOS		FECHA REVISION: 14/06/2010	CASCO, LENTES, RESPIRADOR, ZAPATOS, BOTAS DE JEBO DE SEGURIDAD CON PUNTA DE ACERO, GUANTES DE OPLRADOR, TAPONES DE OIDO, CHALLCO REFLECTIVO, ROPA IMPERMEABLE OPCIONAL
ETAPAS DEL TRABAJO	RIESGO POTENCIAL	PROCEDIMIENTO SEGURO	
1. Coordinación de voladura.	<ul style="list-style-type: none"> Comunicación Incompleta. 	<ul style="list-style-type: none"> Comunicación de ida y vuelta V-1 y V-3 coordinarán y verificarán la zona a cargar con explosivos con un día de anticipación. Todo el personal que participe en la operación de voladura debe tener puntaje autorizado por la DIGSCAMEFC V-3 revisará los accesos y áreas donde se realizará el carguío de los taladros al día siguiente para asegurar con tiempo el control anticipado de los riesgos presentes en el lugar y de haber algún inconveniente lo hará saber a V-1 para su control inmediato. 	
2. Revisión áreas y accesos	<ul style="list-style-type: none"> Caída. Golpe. Fractura 	<ul style="list-style-type: none"> V-3 revisará personal para revisar el estado de los taladros el día anterior, se medirá profundidad del taladro (nivelar si la profundidad excede lo requerido), espacio, burden con la finalidad de detectar con anticipación taladros cortos, presencia de agua, o necesidad de efectuar algunas reparaciones, dichos datos serán anotados en la tablilla, y se colocará una chufa de 02 piedras. También se observará cavidades en el interior del taladro o corriente de agua (espejo) V-3 comunicará a V-1 de ser necesario efectuar alguna reparación o perforación auxiliar, para que estas se efectúen en el momento o en la noche. Verificación de altura: Verificación de área donde se encuentran los taladros, taludes con posibilidad de caída de rocas. Según el procedimiento de destrucción de residuos explosivos (ver PFT disposición de residuos de explosivos: PMM MV 001 P 055) 	
3. Verificación de taladros.	<ul style="list-style-type: none"> Forcedura de pie. Caída. Pérdida de implementos. Cortes. Generación de residuos (plásticos de los puntos perforados) 		



PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO		CODIGO: PMM-MV-001-P-051	ELABORADO: EQUIPO DE GERENCIA	
PROCESO: OPERACIONES MINA		CODIGO DE PROCEDIMIENTO: PMM MV 001 O 002	REVISADO: JOSE MAZZERINI	
FASE: PERFORACION Y VOLADURA SUB FASE O RELACION: VOLADURA		VERSION: 03	APROBADO POR: ANTONIO HELFER	
FECHA: CARGUIO DE TALADROS		FECHA EMISION: 31/12/2005	EQUIPO DE PROTECCION PERSONAL: CASCO, GUANTES, RESPIRADOR, ZAPATOS, BOTAS DE JERSEY DE SEGURIDAD CON PUNTA DE ACERO, GUANTES DE OPERADOR, TAPONES DE OIDO, CHALECO REFLECTIVO, ROPA IMPERMEABLE OPCIONAL	
RESPONSABLE: MANIPULADORES DE EXPLOSIVOS		FECHA REVISION: 14/06/2010		
ETAPAS DEL TRABAJO	RIESGO POTENCIAL	PROCEDIMIENTO SEGURO		
4. Primado de taladros.	<ul style="list-style-type: none"> • Pérdida de explosivo. • Explosión prematura • Golpes • Caídas. • Tropiezos • Fractura • Generación de residuos de envoltorio (cajas de cartón, bolsas plásticas). 	<ul style="list-style-type: none"> • V 3 indicará el reparto de accesorios de acuerdo a lo coordinado con el plano otorgado por ingeniería y V-1. Estos accesorios los ubicarán a un costado de los taladros, paralelo al trayecto del camión. • Unir la línea con el booster correctamente. • Evitar que las líneas se quiebren o se amarran. • El primado debe realizarse sin que las líneas tengan rozamiento en las paredes del taladro. • En taladros secos la prima debe situarse en una profundidad establecida previamente, según la altura de banco. • En bancos de 15 metros, en taladros de: <ul style="list-style-type: none"> • Producción y amortiguación a 2.0 y 1.0 metros, sobre el nivel del piso respectivamente. • La rampa y precorte a 0.3 metros, sobre el fondo del taladro • En bancos de 10 metros. • Producción y Amortiguación, a 1.0 metros sobre el nivel del piso • En rampa y precorte a 0.3 metros. Sobre el fondo del taladro. • En taladros con agua la prima se deberá instalar con un peso (piedra) amarrado a la prima (yute o línea quemada) con el propósito de mantener la prima en la altura requerida • Primado en taladros con cargas desacopladas, rampas y voladuras controladas, en estos casos la prima se situará de acuerdo a las cargas calculadas, puesto que la cantidad de explosivo y profundidad de los taladros son variables. • Los extremos superiores de las líneas serán envueltos en una piedra, esta envoltura se le tapará con un poco de material del taladro para asegurarlo • En proyectos de adelanto no se primará los taladros que dan hacia el material quebrado además se debe dejar una corrida de taladros en todo el contorno del área de carguio. • En voladuras del día, primar el último la tira de taladros que se encuentren, cerca al minado de algún equipo de carguio perforadora, cables eléctricos (previo retiro de estos a no menos de 7 mts). 		

PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO		CODIGO: PMM-MV-001-P-051	ELABORADO: EQUIPO DE GERENCIA	
PROCESO: OPERACIONES MINA		CÓDIGO DE PROCEDIMIENTO: PMM-MV-001-Q-002	REVISADO: JOSÉ MAZZERINI	
FASE: PERFORACIÓN Y VOLADURA SUB FASE O REFERENCIA: VOLADURA		VERSIÓN: 03	APROBADO POR: ANTONIO HELFER	
TARIFA: CARGUO DE TALADROS		FECHA EMISIÓN: 31/12/2005	EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL:	
RESPONSABLE: MANIPULADORES DE EXPLOSIVOS		FECHA REVISIÓN: 14/06/2010	CASCO, LENTES, RESPIRADOR, ZAPATOS, BOTAS DE JEBE DE SEGURIDAD CON PUNTA DE ACERO, GUANTES DE OPERADOR, TAPONES DE OÍDO, CHALECO REFLECTIVO, ROPA IMPERMEABLE OPCIONAL	
ETAPAS DEL TRABAJO	RIESGO POTENCIAL	PROCEDIMIENTO SEGURO		
		<ul style="list-style-type: none"> Seguir el procedimiento de destrucción de residuos explosivos (ver: PCT disposición de residuos de explosivos - PMM-MV-001-P-055). 		
5. Cálculo de carga.	<ul style="list-style-type: none"> Daño a la propiedad. Caída. Fractura 	<ul style="list-style-type: none"> Personal de geología dejará impreso en la tablilla el tipo de roca que predomina en el taladro, la misma que será verificada por V-3 de acuerdo al detritus del taladro. V-3 recibirá instrucción de V-1 y coordinará con el supervisor de voladura sobre factor de carga para los diferentes tipos de roca. Cálculo de carga se efectuara por taladro, teniendo en consideración burden, espaciamento, altura de banco y factor de carga. Cálculo de taco se considerara carga total, densidad lineal del explosivo, diámetro y profundidad del taladro En el cálculo de carga se debe considerar algunos riesgos periféricos si hubiese. 		
6. Carguio de taladro.	<ul style="list-style-type: none"> Pérdida de explosivo, accesorios Colisión. Golpe. Explosión. Derrame de emulsión. Contaminación de suelo. Mezcla de explosivo incorrecta. Corto circuito. Generación de residuos para detonar en taladro (emulsión maliz, nitrato, anfo). Herrame de mezcla explosiva (emulsión). 	<ul style="list-style-type: none"> El operador de camión fábrica comunicará a líder de mina el ingreso a zona operativa. Camión fábrica será quitado en todos los desplazamientos dentro del área demarcada por el winchero para evitar el tapado de los taladros, pisado o perdida de la prima. El winchero deberá asegurar la prima al inicio del carguio de cada taladro. En cada taladro se debe verificar la dosificación del producto, tiene que ser la que corresponda a lo solicitado (densidad) para lo cual V-3 debe tener una balanza electrónica de campo Durante el carguio de taladros el winchero verificará la altura de carga requerida, la wincha se deberá encontrar en buenas condiciones En taladros con dificultades el winchero deberá verificar desde el inicio del carguio del taladro. En taladros secos se realizarán con un producto adecuado siendo este variable. En taladros con agua utilizar un producto resistente al agua y se deberá cargar mediante el sistema bombeable (a partir de 0.50 metros de agua en el taladro utilizar bombeable). En los taladros que se ubican en zonas de contacto de arcillas, material de relleno y cuaternario (morrenas) no deberá cargarse con explosivo. 		

PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO		CODIGO: PMM-MV-001-P-061	ELABORADO: EQUIPO DE GERENCIA	
PROCESO: OPERACIONES MINA		CODIGO DE PROCEDIMIENTO: PMM-MV-001-O-002	REVISADO: JOSÉ MAZZERINI	
FASE: PERFORACIÓN Y VOLADURA SUB FASE O REFERENCIA: VOLADURA		VERSIÓN: 03	APROBADO POR: ANTONIO HELFER	EQUIPO DE PROTECCIÓN PERSONAL:
TAREA: CARGUIO DE TALADROS		FECHA EMISION: 31/12/2005	CASCO, LENTES, RESPIRADOR, ZAPATOS, BOTAS DE JEBE	
RESPONSABLE: MANIPULADORES DE EXPLOSIVOS		FECHA REVISION: 14/06/2010	DE SEGURIDAD CON PUNTA DE ACERO, GUANTES DE OPERADOR, TAPONES DE OÍDO, CHALECO REFLECTIVO, ROPA IMPERMEABLE OPCIONAL	
ETAPAS DEL TRABAJO	RIESGO POTENCIAL	PROCEDIMIENTO SEGURO		
		<ul style="list-style-type: none"> En taladros de precorte estará determinado por el diámetro de la perforación y las características geomecánicas o estructurales del sector a volar en coordinación con el supervisor de Xstrata Copper. Seguir el procedimiento de destrucción de residuos explosivos (ver: PET disposición de residuos de explosivos - PMM-MV-001-P-055). Cumplir con la norma de manejo de residuos sólidos. 		
7. Tapado de taladros.	<ul style="list-style-type: none"> Pérdida de explosivo. Caída Corte Explosión. Golpe Flay rock Afectación de aguas freáticas 	<ul style="list-style-type: none"> El tapado de taladros se realizará con el material de tritus de la perforación. El personal seleccionará dicho material asegurándose de colocar la rejilla metálica para evitar o producir cortes en las líneas descendentes. Si algún taladro no presenta detritus para ser tapado el personal deberá trasladar material sobrante de los taladros tapados. En taladros que no han sido previamente muestreados y logueados no se cargarán ni se dejarán accesorios En taladros de precorte tapar según indicación, el cual será de acuerdo a los metros que se indique en la tablilla Antes del tapado de un taladro se procederá a verificar el estado de las líneas tensándolas suavemente de tal forma de asegurar el no haber producido corte de alguna de ellas, verificar que los conectores estén libres y envolver lo sobrante de la líneas en una piedra, colocándolas en un solo lado, y asegurándolas con un poco de detritus En taladros con presencia de agua después de depositar la carga explosiva colocar dos bolsas plásticas para evitar la contaminación y luego tapar el taladro con detritus (tampa), efectuar una revisión y volverlo a tapar de ser necesario Después de culminar con el tapado colocar la tablilla en el amarre de la piedra para que topografía pueda hacer el levantamiento de los taladros con sus respectivos números. 		

PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO		CODIGO: PMM-MV-001-P-051	ELABORADO: EQUIPO DE GERENCIA	
PROCESO: OPERACIONES MINA		CODIGO DE PROCEDIMIENTO: PMM-MV-001-O-002	REVISADO: JOSE MAZZERINI	
FASE: PERFORACION Y VOLADURA SUBFASE O REFERENCIA: VOLADURA		VERSION: 03	APROBADO POR: ANTONIO HELFER	
TAREA: CARGUIO DE TALADROS RESPONSABLE: MANIPULADORES DE EXPLOSIVOS		FECHA EMISION: 31/12/2005 FECHA REVISION: 14/06/2010	EQUIPO DE PROTECCION PERSONAL: CASCO, GUANTES, RESPIRADOR, ZAPATOS, BOTAS DE PUNTA DE ACERO, GUANTES DE OPERADOR, TAPONES DE OIDO, CHALECO REFLECTIVO, ROPA IMPERMEABLE OPCIONAL	
ETAPAS DEL TRABAJO	RIESGO POTENCIAL	PROCEDIMIENTO SEGURO		
8. Amarre, conexión del disparo.	<ul style="list-style-type: none"> • Diseño de amarre. • Amarre defectuoso • Explosión inesperada • Cortos. • Equipo no autorizado • Generación de residuos de explosivos (Cordón detonante, mecha de seguridad). 	<ul style="list-style-type: none"> • V-1 confirmará a V-3 la ejecución del disparo y este indicará al personal de voladura para proceder a amarrar los taladros de acuerdo a malla establecida. • Una vez que se encuentre amarrado y conectado todo el disparo se procederá a colocar los retardadores de superficie, distribuidos de acuerdo a secuencia pre-establecida por el diseño de salida de la voladura. • De ser una voladura extensa de precorte esta deberá de ser dividida cada cierto espacio con conectores de retardo superficial. • Una vez instalados todos los retardos se procederá a chequear el amarre de todo el disparo responsabilidad que debe cumplir V-3, V-1, supervisor de voladura de XSTRATA TINTAYA S.A. (de acuerdo a plano otorgado por ingeniería). • Nunca deberá de quedar un proyecte cargado y amarrado sin vigia y delimitación, debiendo comunicar a líder de mina y equipos. • Seguir el procedimiento de destrucción de residuos explosivos (ver: PET disposición de residuos de explosivos - PMM-MV-001-P-055). 		
9. Retiro de señalización.	<ul style="list-style-type: none"> • Caída. • Golpe • Fractura. 	<ul style="list-style-type: none"> • Una vez verificada y despejada el área de personal y equipos de mina V-3 indicará al vigía del proyecto que proceda a retirar la señalización y delimitación del área, dejándolos en un lugar alejado del proyecto para su posterior recojo. Así mismo V-3 comunicará a V-1 que el área esta siendo despejada de señales. 		

18	162	14.8	14.5	12 1/4	150.06	5.5	3.7	14.5	SK	2.86	Pre-corte	301.18	861.37
19	163	14.9	15	12 1/4	150.06	5.5	3.6	15.0	SK	2.86	Pre-corte	295.02	843.76
20	164	14.9	15	12 1/4	150.06	5.4	3.5	15.0	MZ	2.58	Pre-corte	281.61	726.55
21	165	15.1	15	12 1/4	150.06	5.3	3.4	15.0	MZ	2.58	Pre-corte	272.10	702.02
22	166	15	14.5	12 1/4	150.06	5.5	3.5	14.5	MZ	2.58	Pre-corte	288.75	744.98
23	167	15	14.9	12 1/4	150.06	5.5	3.4	14.9	MZ	2.58	Pre-corte	280.50	723.69
24	288	15.1	14	12 1/4	150.06	8.5	5.3	14.0	SK	2.86	Amortiguado	680.26	1945.53
25	289	15.1	14.2	12 1/4	150.06	8.7	5.1	14.2	SK	2.86	Amortiguado	669.99	1916.16
26	290	15	14.1	12 1/4	150.06	8.6	5.5	14.1	END	2.86	Amortiguado	709.50	2029.17
27	291	14.9	13.4	12 1/4	150.06	8.3	5.7	5.7	END	2.86	Amortiguado	704.92	2016.07
28	292	14.8	14.7	12 1/4	150.06	8.5	5.6	14.7	MZ	2.58	Amortiguado	704.48	1817.56
29	293	15	14.8	12 1/4	150.06	8.6	5.4	14.8	MZ	2.58	Amortiguado	696.60	1797.23
30	294	14.8	15	12 1/4	150.06	8.7	5.2	15.0	MZ	2.58	Amortiguado	669.55	1727.44
31	295	15	15	12 1/4	150.06	8.6	5.0	15.0	MZ	2.58	Amortiguado	645.00	1664.10
32	296	15	15	12 1/4	150.06	8.5	5.1	15.0	MZ	2.58	Amortiguado	650.25	1677.65
33	297	14.8	15	12 1/4	150.06	8.5	6.0	15.0	MZ	2.58	Amortiguado	754.80	1947.38
34	298	14.9	15	12 1/4	150.06	8.5	5.0	15.0	MZ	2.58	Amortiguado	633.25	1633.79
35	299	14.8	12	12 1/4	150.06	8.5	5.2	12.0	MZ	2.58	Amortiguado	654.16	1687.73
36	300	15.2	14	12 1/4	150.06	8.2	5.1	14.0	MZ	2.58	Amortiguado	635.66	1640.01
37	301	15.2	14	12 1/4	150.06	8.5	4.9	14.0	MZ	2.58	Amortiguado	633.08	1633.35
38	302	14.9	15	12 1/4	150.06	8.5	5.6	15.0	MZ	2.58	Amortiguado	709.24	1829.84
39	303	14.8	15	12 1/4	150.06	8.0	5.5	15.0	MZ	2.58	Amortiguado	651.20	1680.10
40	355	14.8	14.7	12 1/4	150.06	8.5	5.3	14.7	SK	2.86	Amortiguado	666.74	1906.88
41	356	15	14.5	12 1/4	150.06	8.7	5.3	14.5	MZ	2.58	Amortiguado	691.65	1784.46
42	357	14.9	15	12 1/4	150.06	8.9	4.7	15.0	MZ	2.58	Amortiguado	623.27	1608.03
43	358	15.1	15	12 1/4	150.06	8.6	5.0	15.0	CZ	2.62	Amortiguado	649.30	1701.17
44	436	15	16.5	12 1/4	150.06	9.0	9.3	16.5	MZ	2.58	Producción	1255.50	3239.19
45	437	14.6	13.2	12 1/4	150.06	9.1	9.4	13.2	MZ	2.58	Produccion	1248.88	3222.12

46	438	14.9	15.8	12 1/4	150.06	8.8	9	15.8	MZ	2.58	Produccion	1180.08	3044.61
47	439	14.9	16	12 1/4	150.06	9.0	8.7	16.0	MZ	2.58	producción	1166.67	3010.01
48	471	15.5	14	12 1/4	150.06	8.5	9.0	14.0	CZ	2.86	producción	1185.75	3391.25
49	472	15.1	16	12 1/4	150.06	9.0	9.5	16.0	CZ	2.86	producción	1291.05	3692.40
50	473	15	15.5	12 1/4	150.06	9.1	9.6	15.5	CZ	2.62	producción	1310.40	3433.25
51	474	14.9	12.8	12 1/4	150.06	9.0	9.0	12.8	CZ	2.62	producción	1206.90	3162.08
52	475	15	16.5	12 1/4	150.06	9.1	9.4	16.5	CZ	2.62	producción	1283.10	3361.72
53	476	15.2	15	12 1/4	150.06	6.5	9.5	15.0	MZ	2.58	producción	938.60	2421.59
		790.1	760.4							2.63		32300.63	85358.8777
												7	

ANEXO N° 04: Reporte de cálculos en gabinete Emulsión gasificada

Cálculos en gabinete													
Tipo taladro	Tipo de roca	Factor de carga emulsión gasificada FC	Profundidad de agua en el taladro (m)	Carga Fondo CF (Kg)	Carga lineal (Kg/m)	Longitud de carga (m)	Longitud de taco (m)	Longitud esponjamiento (m) C	Esponjamiento (%)	Nueva long. De taco (m)	Nueva long. CC (m)	Decremento de densidad emulsión gasificada (%)	Listo para el tapado taladro.
Pre-corte	MZ	0.249	4.30	60.0	98.145	0.6	13.6	0.12	20%	13.47	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.246	5.00	60.0	98.145	0.6	13.6	0.12	20%	13.47	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.233	4.00	60.0	98.145	0.6	12.9	0.12	20%	12.77	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.229	3.50	60.0	98.145	0.6	13.4	0.12	20%	13.27	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.234	3.00	60.0	98.145	0.6	13.8	0.12	20%	13.67	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.200	5.00	60.0	98.145	0.6	13.8	0.12	20%	13.67	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.198	5.00	60.0	98.145	0.6	12.7	0.12	20%	12.57	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.211	5.50	60.0	98.145	0.6	13.4	0.12	20%	13.27	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.201	6.60	60.0	98.145	0.6	13.4	0.12	20%	13.27	0.73	62%	ok

Pre-corte	MZ	0.187	8.80	60.0	98.145	0.6	13.5	0.12	20%	13.37	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.211	4.10	60.0	98.145	0.6	13.9	0.12	20%	13.77	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.217	4.00	60.0	98.145	0.6	13.4	0.12	20%	13.27	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.190	6.10	60.0	98.145	0.6	12.7	0.12	20%	12.57	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.197	4.9	60.0	98.145	0.6	14.0	0.12	20%	13.87	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.241	4.10	60.0	98.145	0.6	11.2	0.12	20%	11.07	0.73	62%	ok
Pre-corte	CZ	0.319	7.70	60.0	98.145	0.6	9.1	0.12	20%	8.97	0.73	62%	ok
Pre-corte	CZ	0.218	8.10	60.0	98.145	0.6	12.2	0.12	20%	12.07	0.73	62%	ok
Pre-corte	SK	0.203	5.54	60.0	98.145	0.6	13.9	0.12	20%	13.77	0.73	62%	ok
Pre-corte	SK	0.202	4.10	60.0	98.145	0.6	14.4	0.12	20%	14.27	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.212	3.20	60.0	98.145	0.6	14.4	0.12	20%	14.27	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.222	3.20	60.0	98.145	0.6	14.4	0.12	20%	14.27	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.215	5.00	60.0	98.145	0.6	13.9	0.12	20%	13.77	0.73	62%	ok
Pre-corte	MZ	0.215	5.60	60.0	98.145	0.6	14.3	0.12	20%	14.17	0.73	62%	ok
Amortiguado	SK	0.603	3.30	380.0	98.145	3.9	10.1	0.77	20%	9.35	4.65	62%	ok
Amortiguado	SK	0.603	4.10	380.0	98.145	3.9	10.3	0.77	20%	9.55	4.65	62%	ok
Amortiguado	END	0.525	3.50	350.0	98.145	3.6	10.5	0.71	20%	9.82	4.28	62%	ok
Amortiguado	END	0.536	3.70	340.0	98.145	3.5	9.9	0.69	20%	9.24	4.16	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.486	4.10	340.0	98.145	3.5	11.2	0.69	20%	10.54	4.16	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.436	3.50	300.0	98.145	3.1	11.7	0.61	20%	11.13	3.67	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.427	4.10	290.0	98.145	3.0	12.0	0.59	20%	11.45	3.55	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.450	3.20	290.0	98.145	3.0	12.0	0.59	20%	11.45	3.55	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.446	4.10	290.0	98.145	3.0	12.0	0.59	20%	11.45	3.55	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.379	3.10	290.0	98.145	3.0	12.0	0.59	20%	11.45	3.55	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.455	4.20	290.0	98.145	3.0	12.0	0.59	20%	11.45	3.55	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.547	3.10	290.0	98.145	3.0	9.0	0.59	20%	8.45	3.55	62%	ok

Amortiguado	MZ	0.495	3.10	290.0	98.145	3.0	11.0	0.59	20%	10.45	3.55	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.497	3.00	290.0	98.145	3.0	11.0	0.59	20%	10.45	3.55	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.406	4.00	290.0	98.145	3.0	12.0	0.59	20%	11.45	3.55	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.439	4.32	290.0	98.145	3.0	12.0	0.59	20%	11.45	3.55	62%	ok
Amortiguado	SK	0.453	3.10	300.0	98.145	3.1	11.6	0.61	20%	11.03	3.67	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.449	3.20	300.0	98.145	3.1	11.4	0.61	20%	10.83	3.67	62%	ok
Amortiguado	MZ	0.478	4.20	300.0	98.145	3.1	11.9	0.61	20%	11.33	3.67	62%	ok
Amortiguado	CZ	0.465	3.10	300.0	98.145	3.1	11.9	0.61	20%	11.33	3.67	62%	ok
Producción	MZ	0.463	3.00	640.0	98.145	6.5	10.0	1.30	20%	8.67	7.83	62%	ok
producción	MZ	0.443	2.20	500.0	98.145	5.1	8.1	1.02	20%	7.09	6.11	62%	ok
producción	MZ	0.511	2.20	640.0	98.145	6.5	9.3	1.30	20%	7.97	7.83	62%	ok
producción	MZ	0.511	3.05	640.0	98.145	6.5	9.5	1.30	20%	8.17	7.83	62%	ok
producción	CZ	0.542	2.40	580.0	98.145	5.9	8.1	1.18	20%	6.91	7.09	62%	ok
producción	CZ	0.468	2.00	640.0	98.145	6.5	9.5	1.30	20%	8.17	7.83	62%	ok
producción	CZ	0.473	2.50	640.0	98.145	6.5	9.0	1.30	20%	7.67	7.83	62%	ok
producción	CZ	0.482	3.00	500.0	98.145	5.1	7.7	1.02	20%	6.69	6.11	62%	ok
producción	CZ	0.461	3.10	650.0	98.145	6.6	9.9	1.32	20%	8.55	7.95	62%	ok
producción	MZ	0.702	3.00	650.0	98.145	6.6	8.4	1.32	20%	7.05	7.95	62%	ok

ANEXO N° 05: Tabla de calidad de macizo rocoso en relación entre RMR y las propiedades geomecánicas del macizo rocoso

CLASE	RMR	CALIDAD	COHESIÓN (kPa)	Angulo de fricción (°)
I	81 - 100	Muy buena	> 400	> 45
II	61 - 80	Buena	300 - 400	35 - 45
III	41 - 60	Regular	200 - 300	25 - 35
IV	21 - 60	Mala	100 - 200	15 - 25
V	0 - 20	Muy mala	< 100	< 15

ANEXO N° 07: Tabla de equivalencia GSI Y RMR.

TABLA DE EQUIVALENCIA GSI Y RMR			
TIPO DE ROCA (GSI)		RMR (BIENIAWSKI)	CLASIFICACIÓN DE ROCA
CLASE	SUB-CLASE		
II		71 - 80	BUENA "A"
		61-70	BUENA "B"
III	III-A	51-60	REGULAR "A"
	III-B	41-50	REGULAR "B"
IV		31-40	MALA "A"
		21-30	MALA "B"
V		0-20	MUY MALA

ANEXO N° 08: Factor de ajuste para las juntas (Romaña 1985).

Factor de ajuste para las juntas (Romaña, 1985)						
CASO		Muy Favorable	Favorable	Normal	Desfavorable	Muy Desfavorable
P	as-as	> 30°	30° - 20°	20° - 10°	10° - 5°	< 5°
T	as-as 180°					
P/T	F1	0.16	0.40	0.70	0.85	1.00
P	bj	< 20°	20° - 30°	30° - 36°	36° - 45°	> 45°
		F2	0.15	0.40	0.70	0.85
T	F2	1	1	1	1	1
P	bj-bs	> 10°	10° - 0°	0°	0° (-10°)	< -10°
		T	< -110°	110° - 120°	> 120°	
P/T	F3	0	-5	-25	-50	-60

Leyenda:

P = Falla Plana.
T = Falla por Vuelco.
as = Dirección de Buzamiento del talud.
bs = Buzamiento del talud.
aj = Dirección de Buzamiento de las juntas.
bj = Buzamiento de las juntas.

ANEXO N° 09: Tabla ponderación para el índice de Volabilidad de Lilly (1986-1992)

Tabla : Ratings for the Blastability Index parameter. After Lilly (1986)		
Factor de ponderación para el Índice de Volabilidad de Lilly (1986, 1992)		
Parameter	Description	Rating
1	Rock mass description (RMD)	
	1.1 Powdery/rubble	10
	1.2 Blocky	20
	1.3 Totally massive	40
2	Joint Plane Spacing (JPS)	
	2.1 Close (< 0.1 m)	10
	2.2 Intermediate (0.1 to 1 m)	20
	2.3 Wide (> 1 m)	40
3	Joint Plane Orientation (JPO)	
	3.1 Horizontal	10
	3.2 Dip out of face	20
	3.3 Dip into face	30
	3.4 Dip into face	40
4	Specific Gravity Influence (SGI)	
	SGI = 25 - SG - 50, where SG is equal to the specific gravity of the rock.	
5	Ratio of Strength Influence (RSI = 0.5 x UCS [MPa])	