

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL DE
HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS GEOLOGÍA Y CIVIL

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**Análisis de los parámetros de perforación y voladura y su optimización con
aplicación del software Jk Simblast en los frentes de desarrollo de la U.E.A
Yauliyacu 2020 - 2023.**

**Tesis para optar el título profesional de:
Ingeniero de Minas**

**Presentado por:
Bach. Justiniano Salazar Barrientos**

**Asesor:
MSc. Ing. Edmundo Campos Arzapalo**

Ayacucho - Perú

2024

Dedicatoria:

A Dios Padre Nuestro Creador por haberme permitido
llegar hasta este punto y haberme dado salud e infinita
bondad.

A mi compañera esposa Mercedes Martínez y a quienes
fueron el motor para la elaboración de esta tesis, a mi
padre Ubaldo por su apoyo incondicional, a mi madre
Vicenta por su esfuerzo dedicado para poder lograr esta
meta, a mis hermanos Esmeralda y Mego por sus
consejos, amor y a todos aquellos que participaron
directa o indirectamente en la elaboración de esta tesis.

Agradecimiento:

A la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga y sus profesores de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas por toda su enseñanza. A todo el Equipo Staff de la Mina Yauliyacu; Los Quenuales, en especial a su Gerente de Operaciones Ing.Alfredo Pacheco ,Superintendente mina Ing.Héctor Huamancayo,Superintendente de Planeamiento Ing.Gustavo Salazar ,Jefe de mina Zona Alta Ing.Jhoel Mendoza Gonzalo ,Jefe de mina Zona Baja Ing.Mario Meza ,por todo el apoyo brindado.

INDICE GENERAL

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

RESUMEN

ABSTRACT

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES DEL ÁREA DE ESTUDIO.

1.1	UBICACIÓN Y ACCESO.....	2
1.2	GEOMORFOLOGÍA Y CLIMA.....	2
1.3	FISIOGRAFÍA.....	2
1.4	GEOLOGÍA REGIONAL.....	2
	1.1.1 ESTRATIGRAFÍA.....	2
	1.1.2 CRETÁCEO.....	2
	1.1.3 TERCEARIO.....	3
	1.1.4 CUATERNARIO.....	4
	1.1.5 ROCAS INTRUSIVAS.....	5
1.5	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.....	5
1.6	GEOLOGÍA LOCAL.....	5
	1.6.1 ESTRUCTURAS MINERALIZADAS.....	6
	1.6.2 ESTRATIGRAFÍA.....	8
	1.6.3 GEOLOGÍA ECONÓMICA.....	12
1.7	GEOTECNIA.....	12
	1.7.1 UNIDADES GEOTÉCNICAS.....	14
	1.7.1.1 ENSAYOS DE PROPIEDAD FÍSICA.....	14
	1.7.1.2 ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE.....	14
	1.7.1.3 ENSAYOS DE CONSTANTES ELÁSTICAS.....	15
	1.7.1.4 ENSAYOS A LA TRACCIÓN INDIRECTA.....	15
	1.7.1.5 ENSAYOS DE CORTE DIRECTO.....	15
	1.7.1.6 ENSAYOS DE CARGA PUNTUAL.....	16
	1.7.2 UTILIZACIÓN DE ENSAYOS DE LABORATORIO.....	17

CAPÍTULO II

PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN

2.1	FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	19
	2.1.1 PROBLEMA GENERAL.....	19
	2.1.2 PROBLEMA ESPECIFICO.....	19
2.2	OBJETIVOS.....	19
	2.2.1 OBJETIVO GENERAL.....	19
	2.2.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS.....	19
2.3	HIPÓTESIS.....	20
	2.3.1 HIPOTESIS GENERAL.....	20
	2.3.2 HIPOTESIS ESPECÍFICO.....	20
2.4	VARIABLES E INDICADORES.....	20
	2.4.1 VARIABLES DEPENDIENTES.....	20
	2.4.2 VARIABLES INDEPENDIENTES.....	21
2.5	MATRIZ DE CONSISTENCIA.....	22
2.6	ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA.....	23

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO Y OPERACIÓN UNITARIA DE PERFORACION Y VOLADURA

3.1	ENERGÍA DEL EXPLOSIVO.....	24
3.2	SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS DE VOLADURA.....	24
3.3	SELECCIÓN DE LOS MÉTODOS DEL MINADO.....	26
	3.3.1 Método de Explotación Sub Level Stoping en Cuerpos.	27
	3.3.2 Método De Explotación Sub Level Stoping En Vetas.....	27
	3.3.3 Método de Explotación Bench and Fill.....	28
3.4	CICLO MINADO: OPERACIONES UNITARIAS	31
	3.3.1 PERFORACION.....	31

3.3.2	VOLADURA.....	32
3.3.3	SOSTENIMIENTO.....	34
3.3.4	LIMPIEZA.....	35
3.5	DESCRIPCIÓN DE LA IMPORTANCIA DEL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.....	37
3.6	EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA.....	37

CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA DE OPTIMIZACIÓN A TRAVÉZ DE LOS CRITERIOS TECNICOS CON LA APLICACIÓN DEL SOFTWARE JK SIMBLAST

4.1	ETAPA DE RECOPIACION DE DATOS.....	38
4.1.1	TOMA DE DATOS EN CAMPO.....	38
4.2	ETAPA DE INVESTIGACION DE DESVIOS CON LA APLICACIÓN DEL SOFTWARE JK SIMBLAST.....	47
4.2.1	DESVIACION DE TALADROS.....	47
4.2.2	CALCULO TEORICO DEL AREA DE INFLUENCIA PARA LA DETONACION DE UN TALADRO.....	55
4.2.3	EN ZONA JIRCA.....	60
4.2.3.1	MONITOREO Y ANALISIS DE VIBRACIONES DE TAJOS DE PRODUCCIONEN LA ZONA JIRCA.....	60
4.2.3.2	CALCULO DE LEY DE ATENUACION DEL TERRENO.....	66
4.2.3.3	CALCULO DE LA VELOCIDAD CRITICA DEL TERRENO.....	68
4.2.3.4	CALCULO DE LA CARGA MAXIMA POR RETARDO.....	69
4.2.3.5	CALCULO DE LA VELOCIDAD PICO PARTICULA EN FUNCION DE LA CARGA Y DISTANCIA.....	70
4.2.4	EN ZONA V.....	72
4.2.4.1	MONITOREO Y ANALISIS DE VIBRACIONES DE TAJOS DE PRODUCCIONEN LA ZONA V.....	72
4.2.4.2	CALCULO DE LEY DE ATENUACION DEL TERRENO.....	73
4.2.4.3	CALCULO DE LA VELOCIDAD CRITICA DEL TERRENO.....	76

4.2.4.4	CALCULO DE LA CARGA MAXIMA POR RETARDO.....	78
4.2.5	CARGUIO EN VETAS ANGOSTAS CON EL USO DE AIR DECKS.....	79
4.2.6	CARGUIO EN SLOT CON EL USO DE AIR DECKS.....	84
4.2.7	VOLADURA CONTROLADA CON EL USO DE AIR DECKS.....	87
4.2.8	CONTROL DE LA CARGA OPERANTE.....	84
4.3	ETAPA DE ESTANDARIZACION.....	99
4.4	MONITOREO Y ANALISIS DE VIBRACIONES.....	118
4.5	ANALISIS GRANULOMETRICO.....	121
4.6	ANALISIS DE COSTO BENEFICIO.....	122
4.6.1	COSTO OPERATIVO US\$.....	122
4.6.2	COSTO OPERATIVO US\$/T.....	123
4.6.3	ANÁLISIS DE RATIOS DE LA UNIDAD.....	124
4.6.4	EVALUACIÓN DE RATIOS.....	125
4.6.5	COSTO MINA KPI.....	125
4.6.6	COSTO POR PROCESO DE EXPLOTACIÓN.....	126
4.6.7	COSTO POR PROCESO DE PREPARACIÓN.....	127
4.7	PRUEBA DE HIPÓTESIS.....	128

CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

COSTOS Y PRUEBA DE HIPOTESIS.

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIA BIBLIOGRAFICAS

ANEXO:

INDICE DE TABLAS

Tabla N° 01: Propiedades Físicas.....	14
Tabla N° 02: Compresión Simple.....	14
Tabla N° 03: Constantes Elásticas.....	14
Tabla N° 04: Tracción Indirecta.....	14
Tabla N° 05: Corte Directo.....	16
Tabla N° 06: Carga Puntual.....	16
Tabla N° 07: Tajos en la Sección I Nv 600 y H3.....	17
Tabla N° 08: Tajos en la Sección II Nv 1400 y 600.....	18
Tabla N° 09: Tajos en la Sección III Nv 1000 y 1900.....	18
Tabla N° 10: Tajos en la Sección IV Nv 1900 y 2100.....	18
Tabla N° 11: Tajos Sección V Nv 2700 y 3600.....	18
Tabla N° 12: Matriz de Consistencia.....	22
Tabla N° 13: Emulex.....	25
Tabla N° 14: <i>Presentación y Embalaje Emulex</i>	25
Tabla N° 15: <i>Semexsa - E</i>	25
Tabla N° 16: <i>Presentación y Embalaje Semexsa - E</i>	26
Tabla N° 17: Detalle vista longitudinal de Bench And Fill: And Fill.....	29
Tabla N° 18: Detalle Vista Perfil	30
Tabla N° 19: <i>Detalle vista planta</i>	30
Tabla N° 20: Distribución de Equipos de Mina en Perforación.....	31
Tabla N° 21: Distribución de equipos de taladros largos	32
Tabla N° 22: Equipo de Carguío de Avances.....	33
Tabla N° 23: Equipos de Carguío de Producción	33
Tabla N° 24: Accesorios De Voladura Para Avances.....	33
Tabla N° 25: Accesorios De Voladura Para Producción	33
Tabla N° 26: Longitudes de barretillas	34
Tabla N° 27: Equipo desatador	34
Tabla N° 28: Distribución de equipos de sostenimiento.	34
Tabla N° 29: <i>Distribución de Equipos Scooptram</i>	35
Tabla N° 30: <i>Distribución de Equipos Scooptram para limpieza de mineral</i>	35
Tabla N° 31: Comarativo Tn Programado y Tn Rellenado	36

Tabla N° 32 Medición de desviación.....	48
Tabla N° 33: Desviación en Vetas zona Jirca tajo 263 Nv. 1200.....	54
Tabla N° 34: Desviación en tajo 005 ventana 673 de la sección I.....	54
Tabla N° 35: Parámetros de Bieniaeski en campo.....	55
Tabla N° 36: Parámetros Geomecanicos en campo.....	58
Tabla N° 37: Presión de detonación.....	59
Tabla N° 38: Factor de Amortiguamiento.....	59
Tabla N° 39: Radio de influencia teórica.....	60
Tabla N° 40: Monitoreo de Tajos, Zona Jirca.....	61
Tabla N° 41: Carga Operante máxima.....	70
Tabla N° 42: Cálculo de la PPV en función de la D y Q.....	71
Tabla N° 43: Datos de monitoreo de campo.....	74
Tabla N° 44: Datos geomecanicos Nv. 3900.....	77
Tabla N° 45: Radio de daño a diferentes distancias y cargas operantes.....	79
Tabla N° 46: Factores Alcanzados.....	83
Tabla N° 47: Parámetros de Pruebas.....	99
Tabla N° 48: Ratios estándar.....	106
Tabla N° 49: Pruebas en tres en la en la sección IV y tres en la sección V.....	107
Tabla N° 50: consumo de explosivos en la zona alta.....	118
Tabla N° 51: Costo Operativo US\$.....	123
Tabla N° 52: Costo Operativo US\$/t.....	124
Tabla N° 53: Análisis de ratios de la unidad.....	125
Tabla N° 54: Evaluación de ratios.....	126
Tabla N° 55: Costos Mina KPI.....	126
Tabla N° 56: Costo por Proceso de Explotación.....	127
Tabla N° 57: Costo por Proceso de Preparación.....	128
Tabla N° 58: Frente 732 2N 2S Nv 1200 Sección II.....	129
Tabla N° 59: Frente Sección IV y V.....	129
Tabla N° 60: Costo Mina.....	130

INDICE DE FIGURAS

Figura N° 01: Plano de ubicación de la Minera Yauliyacu.....	1
Figura N° 02: Geología Regional de UM Yauliyacu.....	7
Figura N° 03: Estratigrafía de UM Yauliyacu.....	8
Figura N° 04: Geología Estructural de UM Yauliyacu	9
Figura N° 05: Zonación Estructural de UM Yauliyacu.....	9
Figura N° 06: Zoneamiento de la mineralización de UM Yauliyacu.....	10
Figura N° 07: Leyenda Estratigrafía de UM Yauliyacu.....	11
Figura N°08: Método de explotación SLS en cuerpos	27
Figura N° 09: Método de explotación SLS en vetas	28
Figura N° 10: Vista Longitudinal de Bench And Fill	28
Figura N° 11: Vista En Perfil	29
Figura N° 12: Vista en Planta	30
Figura N° 13: Vista Isométrica	31
Figura N° 14: Importancia del Proceso de perforación y Voladura.....	37
Figura N° 15: Diseño de Perforación y Voladura del Tajo.....	39
Figura N° 16: Explosivos en campo.....	39
Figura N° 17: Desacoplamiento del taladro con tubo de PVC de ¾”.....	40
Figura N° 18: Resultados de la voladura.....	40
Figura N° 19: Vista lateral de malla de carguío.....	41
Figura N° 20: Malla diseñada a mano alzada.....	42
Figura N° 21: Medición de ángulos.....	42
Figura N° 22: Vista en planta de Voladura.....	43
Figura N° 23: Carguío de Taladros y resultado.....	43
Figura N° 24: Vista de Voladura.....	44
Figura N° 25: Esquema de perforación y voladura en el Tajo 749.....	44
Figura N° 26: Fotografía se visualiza la cara libre, así como la sección a disparar.....	45
Figura N° 27: Carguío de los taladros.....	45
Figura N° 28: Esquema de carguío.....	46
Figura N° 29: Información del equipo Peewee de un taladro.....	47
Figura N° 30: Tajo 263 Nv. 1200 – Jirca. Malla de Perforación.....	48
Figura N° 31: Conversión de grados a porcentaje %.....	49

Figura N° 32: Sección A6.....	49
Figura N° 33: Sección A7.....	50
Figura N° 34: Sección A8.....	50
Figura N° 35: Sección A9.....	51
Figura N° 36: Sección A10.....	51
Figura N° 37: Desviación por sección.....	52
Figura N° 38: Desviación en Taladros de abanico.....	52
Figura N° 39: Desviación Sección Y2.....	53
Figura N° 40: Desviación Sección Y3.....	53
Figura N° 41: Área de influencia para la detonación del taladro (D.C.L).....	56
Figura N° 42: Menor radio de influencia hacia las cajas según el diámetro de carga lineal.....	60
Figura N° 43: Disparo N° 1 – Tj. 563N, ZONA JIRCA.....	62
Figura N° 44: B. Disparo N° 2 – Tj. 570, ZONA JIRCA.....	63
Figura N° 45: Disparo N° 3 – Tj. 570, ZONA JIRCA.....	63
Figura N° 46: Cálculo y análisis del nivel de vibraciones Disparo N° 1.....	64
Figura N° 47: Cálculo y análisis del nivel de vibraciones Disparo N° 2.....	65
Figura N° 48: Cálculo y análisis del nivel de vibraciones Disparo N° 3.....	66
Figura N° 49: Ley de atenuación y modelo de vibraciones.....	67
Figura N° 50: Monitoreo de vibraciones del Tj. 6011, Nv. 3900.....	73
Figura N° 51: Evaluación Tj 6011 Nv. 3900.....	74
Figura N° 52: Análisis de las ondas sísmicas por retardo.....	75
Figura N° 53: Radio de daño Post Voladura Tajo 6011.....	75
Figura N° 54: Esquema de carguío con carga de columna acoplada y desacoplada.....	80
Figura N° 55: Tubo PVC ¾” Introducido en el taladro.....	81
Figura N° 56: Secuenciamiento de retardos para cuidar la caja techo (con taladros desacoplados).....	82
Figura N° 57: Disminución de la sobre-rotura de las cajas (reducción del % de dilución).....	83
Figura N° 58: Diseño de P&V del tajo 693.....	84
Figura N° 59: Aplicación del air deck en la columna de carga y su influencia en la generación de vibraciones.....	85
Figura N° 60: Aplicación del air deck en el tajo 693.....	85
Figura N° 61: Resultado del disparo en el Tj. 693.....	86
Figura N° 62: Diseño de carguío para el Tajo 633.....	88

Figura N° 63: Distribución de carguío de la voladura en el Tajo 673.....	89
Figura N° 64: Carguío de taladros desacoplado utilizando tubos. Tubotec de 1 ½". Para el control de la caja techo.....	91
Figura N° 65: Observaciones en el tapado de taladros.....	92
Figura N° 66: Carguío con reductores de diámetro tubos de ¾".....	93
Figura N° 67: Distribución de retardos para el Tajo 684.....	93
Figura N° 68: Control de carga operante en base al uso de air decks y puentes.....	94
Figura N° 69: Uso de los air decks en el Tajo 684.....	95
Figura N° 70: Orden y limpieza en el proceso de carguío, Uso de marcas para el carguío de 60, 90 y 30%.....	95
Figura N° 71: Amarrado del segundo tramo.....	96
Figura N° 72: Resultado del disparo en el tajo 684.....	96
Figura N° 73: Croquis sobre la distribución de las mallas componentes del Tajo 640.....	98
Figura N° 74: Distribución de retardos para mallas G y K.....	98
Figura N° 75: Malla de P&V de 3.5x3.5m (Línea Base).....	101
Figura N°76: Malla de P&V de 3.5x3.5m Optimizada.....	102
Figura N° 77: Altura del arranque de la malla inicial a 1.70 m del piso (PRUEBA N°1).....	103
Figura N° 78: Altura del arranque de la malla modificada a 1.00 m del piso (PRUEBA N°2, 3, 4 y 5).....	103
Figura N° 79: Perforación de la malla modificada con 2° de gradiente positiva.....	104
Figura N° 80: Mejoramiento de la distribución de retardos en la periferia del frente.....	105
Figura N° 81: Malla de P&V de 3.5x3.5m (Estandarizada en la Sección IV).....	108
Figura N° 82: Tipos de Arranque.....	109
Figura N° 83: Arrastras con presencia de agua en la Rp (-) 519-2.....	110
Figura N° 84: Simulación con JK.Simblast.....	110
Figura N° 85: Medición real de la longitud entre taladros en la base del frente.....	111
Figura N° 86: Uso de cartucho Semexa E para cebo de diferente diámetro.....	112
Figura N° 87: Distribución de retardos expresados en la lectura del sismograma genarado..	113
Figura N° 88: Presencia de fallas transversales.....	114
Figura N° 89: Proyección de consumo de retardos no-eléctricos (Exsaneles) – Zona Baja (Secc. IV & V).....	116
Figura N° 90: Proyección de consumo de retardos no-eléctricos (Exsaneles) – Zona Alta (Secc. I & II).....	117

Figura N° 91: Monitoreo y Análisis de Vibraciones Tj 6011.....	120
Figura N° 92: Monitoreo y Análisis de Vibraciones Rp 519.....	120
Figura N° 93: Fragmentación Ventana N°1 Tajo 640.....	122
Figura N° 94: Análisis Ventana N°1 Tajo 640.....	122
Figura N° 95: Fragmentación Ventana N°2 Tajo 640.....	122
Figura N° 96: Probabilidad: Frente 732 2N 2S Nv.1200 Sección II.....	128
Figura N° 97: Probabilidad: Frente Sección IV y V.....	128
Figura N° 98: Probabilidad : KPI Costo Mina.....	129
Figura N° 99: Construcción de la Labor.....	136
Figura N° 100: Característica de los Taladros.....	136
Figura N° 101: Diseño de Arranque.....	137
Figura N° 102: Distribución de Taladros.....	137
Figura N° 103: Carguío de Taladros.....	138
Figura N° 104: Taladros Cargados.....	138
Figura N° 105: Amarre con el Cordón Detonante.....	139
Figura N° 106: Inicio de Detonación en Simulación.....	139
Figura N° 107: Análisis de Distribución de Energía.....	140
Figura N° 108: Análisis de Daño Según PPV.....	140
Figura N° 109: Cuadrilla Seleccionado : Trabajos de Alto Riesgo Sección H0.....	141
Figura N° 110: Capacitación de Seguridad al personal de la Sección II.....	141
Figura N° 111: Gl 638N Perforación Vetas Angostas.....	142
Figura N° 112: Armado de Cimbra H6 , Rp-798 (-15%).....	142
Figura N° 113 Vn 75-S.....	143
Figura N° 114 Vn 632-11.....	143
Figura N° 115: Preparación De Carguío .Taladros Largos .Voladura Masivo.....	144
Figura N° 116: Procedimiento de Desate :Antes , Durante y Después.....	144
Figura N° 117: Perforación de Frentes.....	145
Figura N° 118: Control del Paralelismo Split Set - Tajo Minado.....	145
Figura N° 119: Polvorín de Agentes de Voladura.....	146
Figura N° 120: Polvorín de Accesorios de Voladura.....	146
Figura N° 121:Sostenimiento Labores Según Tabla GSI.....	149
Figura N° 122: Lista de Asistencia Guardia A Sección V.....	150

RESUMEN

La unidad Minera Yauliyacu cuenta con importantes reservas de mineral diseminado a las cajas de las vetas principales por este motivo se define recuperarse aplicando el método de *Sublevel Stopping* el cual es un método de minado de menor costo, comparándolo con los demás sistemas de explotación de esta unidad. A inicios de la privatización de esta Mina, estos diseminados ya se explotaban mediante el corte y relleno convencional; pero la Empresa Minera Yauliyacu, hoy Empresa Minera los Quenuales, al asumir el control de las operaciones mineras desde el año 1997 y desde entonces con la finalidad de levantar la producción, con bajos costos, mayor seguridad y por ende mayor productividad decide implementar la recuperación del mineral diseminado mediante el método de minado Sublevel Stopping en Cuerpos. La aplicación de este método a la recuperación de diseminados ha permitido sacar bloques mineralizados que con otros métodos de explotación varios de ellos ya no serían económicamente rentables; además, ha permitido aumentar el volumen de producción con mayor seguridad que añadido a la productividad ha ayudado a bajar los costos de la Mina y elevar sostenidamente la producción desde 1997 (56000 tms promedio mensual) hasta hoy 2009 (107000 tms promedio mensual)

La recuperación del mineral diseminado mediante el Sub Level Stopping Cuerpos seguirá siendo una alternativa que nos permitirá seguir ganando más reservas y ayudar a aumentar la vida útil del yacimiento.

Palabras claves: Sublevel Stopping, Mineral Diseminado, Productividad.

ABSTRACT

The Yauliyacu Mining unit has significant reserves of ore disseminated to the main vein boxes, for this reason it is defined to recover by applying the Sublevel Stoping method, which is a lower cost mining method, comparing it with the other mining systems of this Unit. At the beginning of the privatization of this Mine, these disseminates were already exploited through conventional cutting and filling; but the Yauliyacu Mining Company, today the Los Quenuales Mining Company, by assuming control of the mining operations since 1997 and since then in order to raise production, with low costs, greater safety and therefore greater productivity, decides to implement the recovery of the mineral disseminated by the Sublevel Stoping mining method in Bodies. The application of this method to the recovery of dispersed has allowed the removal of mineralized blocks that with various other exploitation methods would no longer be economically profitable; In addition, it has allowed to increase the production volume with greater security than added to productivity has helped to lower the costs of the Mine and to steadily increase production from 1997 (56000 tms monthly average) until today 2009 (107000 tms monthly average).

The recovery of the disseminated mineral through the Sub Level Stoping Bodies will continue to be an alternative that will allow us to continue gaining more reserves and help to increase the useful life of the deposit.

Keywords: Sublevel Stoping, Disseminated Mineral, productivity.

INTRODUCCIÓN

El siguiente trabajo de investigación cuyo fin para esta investigación es el Análisis de los parámetros de perforación y voladuras y su optimización con aplicación del software Jk Simblast en los frentes de desarrollo de la U.E.A. Yauliyacu 2020-2023, cuyo objetivo es la Optimización del proceso de perforación y voladura y disminuir los costos de operación con la aplicación del método de Holmberg-Pearson y criterios termodinámicos con el programa JK SIMBLASK 2D FACE.

La investigación de esta problemática minera se realizó por el interés de focalizar la producción con leyes que son económicamente rentables. En el marco de la metodología y tecnología minera este trabajo se basó en la toma de recolección de información in-situ de la cubicación del terreno tomado como muestra, recopilación de datos fuente en gabinete de los archivos de exploración y producción en el tiempo de funcionamiento de la unidad minera Yauliyacu.

En consecuencia, nuestro trabajo de investigación se desarrolló cumpliendo los parámetros exigidos por el reglamento de la universidad lo cual consta de los siguientes capítulos:

En el Capítulo I, se presenta los aspectos generales del área de estudio, ubicación, acceso, Geología Local, Regional y estructural.

En el Capítulo II, el planteamiento del problema, formulación del problema, los objetivos de estudio y la justificación.

En el Capítulo III, se presenta el marco teórico para lo cual se desarrolla los antecedentes tanto locales e internacionales, cuyas bases teóricas están referidos a la zona de estudio, definición de términos mineros aplicados a la geomecánica de rocas.

En el Capítulo IV, presenta la metodología de optimización a través de los criterios técnicos con la aplicación del software jk simblast, la prueba de hipótesis de estudio y finalmente definiendo la identificación y operacionalización de las variables.

Finalmente, el desarrollo de nuestro trabajo de investigación muestra conclusiones y recomendaciones puntuales, para la mejora en la empresa en mención

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES DEL ÁREA DE ESTUDIO.

1.1 UBICACIÓN Y ACCESO.

La Mina Yauliyacu se encuentra ubicada en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima. Geográficamente se localiza en la zona central, flanco Oeste de la Cordillera Occidental de los andes. Las coordenadas son: 11° 30 Latitud Sur, 76° 10 Latitud Oeste. La altura promedio es de 4,250 m.s.n.m. El acceso es por la carretera Central Lima-Casapalca con una distancia aproximada de 129 Km. En un tiempo promedio de tres horas.

Figura N° 01: Plano de ubicación de la Minera Yauliyacu



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

1.2 GEOMORFOLOGÍA Y CLIMA.

La mina se encuentra situada en el cinturón volcánico de la cordillera occidental andina, muestra un relieve relativamente empinado, cuyas pendientes evidencian profunda erosión. Es observable que el relieve ha sido modelado por acción glaciaria, mostrándose en coitas muy elevadas y presencia de nieve perpetua. La afluencia principal de la zona representa el río Rímac, el cual surca de este a oeste drenando dendríticamente hacia el Océano Pacífico. En la zona minera, se aprecian

dos estaciones bien definidas: la temporada de lluvias, comprendidas entre los meses de enero a marzo caracterizada por fuertes precipitaciones con una temperatura de 10° y disminuyendo está a 0°. Dirección y velocidad del viento es 30 Km/h

1.3 FISIOGRAFÍA.

El área de Yauliyacu presenta un relieve topográfico moderadamente accidentado, con geformas que denotan un estado avanzado de madurez, donde existen quebradas amplias.

1.4 GEOLOGÍA.

1.4.1 GEOLOGÍA REGIONAL

El yacimiento se emplaza regionalmente en rocas volcánicas andesíticas de la formación Carlos Francisco y areniscas calcáreas de la formación Casapalca (capas rojas), con estructuras mineralizadas del tipo vetas y cuerpos controlados por dos sistemas Norte-Este y Este-Oeste, con algunas inflexiones Norte-Sur, cuyos eventos de mineralización ocurrieron en el terciario mediante una actividad hidrotermal de baja sulfuración, originando varias estructuras rellenadas y reemplazadas por sulfuros.

2.1.1 ESTRATIGRAFÍA

La columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas (capas rojas), brechas y flujos volcánicos, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5,400 m.

2.1.2 CRETÁCEO

Grupo Machay: En el área de Casapalca, este grupo no ha sido estudiado en detalle, está constituido principalmente por calizas con intercalaciones de lutitas arenosas, se ubica en la parte suroeste del distrito.

Formación Jumasha: Las rocas de ésta formación no afloran en superficie dentro del área de Yauliyacu; sin embargo una secuencia correlacionable con esta formación constituida por calizas de color gris con algunas

intercalaciones de lutitas, fue interceptada en el nivel 5200 por los túneles Graton. Secuencias representativas de calizas Jumasha afloran prominentemente a lo largo de las montañas que conforman la Divisoria Continental, presentando un característico color gris claro en contraste con los colores oscuros que presentan las calizas de la formación Paria tambo, pertenecientes al grupo Machay, (J. Wilson, Enero de 1963). Macroscópicamente, las rocas presentan venillas y puntos de epidota, clorita y granates configurando esto una alteración tipo skarn. En ésta zona, también se observan vetillas y disseminaciones de pirita, esfalerita, calcita, calcopirita y tetraedrita.

Estudios microscópicos de estas rocas (Rye y Sawkins), han detectado la formación de tremolita y finos granos de cuarzo a partir de la calcita. El skarn se halla atravesado por finas vetillas de grosularia, epidota, tremolita, calcita, cuarzo y sulfuros disseminados. Los sulfuros que están en la matriz de cuarzo y calcita son: pirita, esfalerita con inclusiones de calcopirita de una primera etapa, tetraedrita y calcopirita de etapa posterior.

2.1.3 Terciario

2.1.3.1 Formación Casapalca: Constituye la formación más antigua que aflora en el área. Forma el amplio anticlinal Casapalca, que es cortado por el río Rímac y comprende una serie de rocas sedimentarias de ambiente continental. Esta formación ha sido dividida en dos miembros (ver columna estratigráfica)

A.- Miembro Capas Rojas: Este miembro se caracteriza por presentar intercalaciones de lutitas y areniscas calcáreas, presentando el conjunto coloraciones rojizas debido a finas disseminaciones de hematita. Las areniscas son de grano fino a grueso y comúnmente se observa una débil estratificación.

B.- Miembro Carmen: Sobre yaciendo a las capas rojas se encuentra una serie de paquetes de conglomerado y calizas intercaladas con capas de areniscas, lutitas, tufos y conglomerados volcánicos con una potencia que varía de 80 a 200 m. Los conglomerados, que también se presentan en lentes, están compuestos de guijarros y

rodados de cuarcitas y calizas en una matriz areno-arcillosa y cemento calcáreo.

2.1.3.2 Formación Carlos Francisco: Se encuentra sobre las rocas sedimentarias y se constituye en una potente serie de rocas volcánicas. Esta ha sido dividida en tres miembros:

A.- Miembro Tablachaca: Se encuentra sobre yaciendo al miembro Carmen y se constituye en una sucesión de rocas volcánicas formadas por tufos, brechas, aglomerados y rocas porfiríticas efusivas. Localmente presenta niveles de aglomerado.

B.- Miembro Carlos Francisco: Sobre el Miembro Tablachaca se encuentran el volcánico Carlos Francisco que consisten de flujos andesíticos masivos y fragmentados (brecha). Las capas de brecha consisten de fragmentos porfiríticos angulares, generalmente verdosos, incluidos en una matriz de roca porfirítica rojiza. Intercaladas con las brechas están las andesitas porfiríticas que varían de gris oscuro a verde. Los fenocristales de feldespatos son conspicuos y alterados a clorita y calcita.

C.- Miembro Yauliyacu: Los tufos Yauliyacu sobreyacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente. Este miembro consiste de tufos rojizos de grano fino.

2.1.3.3 Formación Bellavista: Está formación consiste de capas delgadas de calizas de color gris con algunas intercalaciones de calizas gris oscura con nódulos de sílice, tufos de grano fino y lutitas rojizas.

2.1.3.4 Formación Río Blanco: Sobre la formación Bellavista descansa una potente serie de volcánicos bien estratificados que consisten en tufos de lapilli de color rojizo con intercalaciones de brecha y riolitas. Algunas capas de calizas ocurren en la parte inferior de la formación.

2.1.4 CUATERNARIO

El Cuaternario está representado en la región de Casapalca por una serie de depósitos glaciares y conos de escombros de formación reciente.

2.1.5 ROCAS INTRUSIVAS

Intrusivos: En el distrito afloran varios cuerpos intrusivos que son de composición intermedia, químicamente similares con alto contenido de soda, aunque varían en la textura y alteración.

Pórfido Taruca: Diques y stocks que intruyen a los volcánicos aflorantes en la zona sureste del área. Uno de los stocks de forma elongada con dirección norte-sur aflora en el cerro Taruca. Estos diques y stocks son porfiríticos, con fenocristales de feldespatos (oligoclasa-albita), hornblenda y poco cuarzo incluido en una matriz afanítica. Estas rocas pueden ser llamadas andesitas porfiríticas.

Pórfido Victoria: Un cuerpo intrusivo de color gris claro se encuentra en la parte norte del área (no ha sido verificado). El afloramiento es aproximadamente de 300 m de ancho. La roca consiste de fenocristales de albita y poco cuarzo en una matriz fina de sericita.

1.5 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Las unidades estratigráficas en el distrito están plegadas, teniendo sus ejes un rumbo general de N 20° O, lo que hace que sean aproximadamente paralelas al lineamiento general de los Andes. La estructura de mayor importancia es el anticlinórium Casapalca que presenta pliegues (sinclinales y anticlinales) asimétricos. En el área se encuentran tres grandes fallas inversas conservando cierto paralelismo entre sí, estas fallas son: Infiernillo con rumbo N 38° O y buzamiento de 70° al SO, Rosaura de rumbo N 43° O y buzamiento 80° al SO (presenta mineralización), Americana con rumbo N 38° O y buzamiento de 70° al NE. La falla Río Blanco en la parte SO del distrito tiene un rumbo cerca de N 35° E paralelo al sistema de las vetas M y C. En subsuelo la Gran Falla de rumbo N 55° O, desplaza a las vetas siendo dicho desplazamiento ligeramente mayor en profundidad.

1.6 GEOLOGÍA LOCAL

Las vetas se emplazan localmente en los volcánicos andesíticos Carlos Francisco y areniscas calcáreas de la formación Casapalca (capas rojas), con estructuras mineralizadas del tipo vetas.

1.6.1 ESTRUCTURAS MINERALIZADAS

La mineralización de la mina Yauliyacu se presenta en:

1.6.1.1 **Vetas** que han sido formadas por el relleno de fracturas. En superficie, la estructura más importante tiene una longitud aproximada de 5 Km. de los cuales 4.0 km. han sido ya explorados en subsuelo. Verticalmente la mineralización es conocida en un encampane de 2,000 m. Las vetas son angostas, generalmente menores a 1.00 metro de ancho.

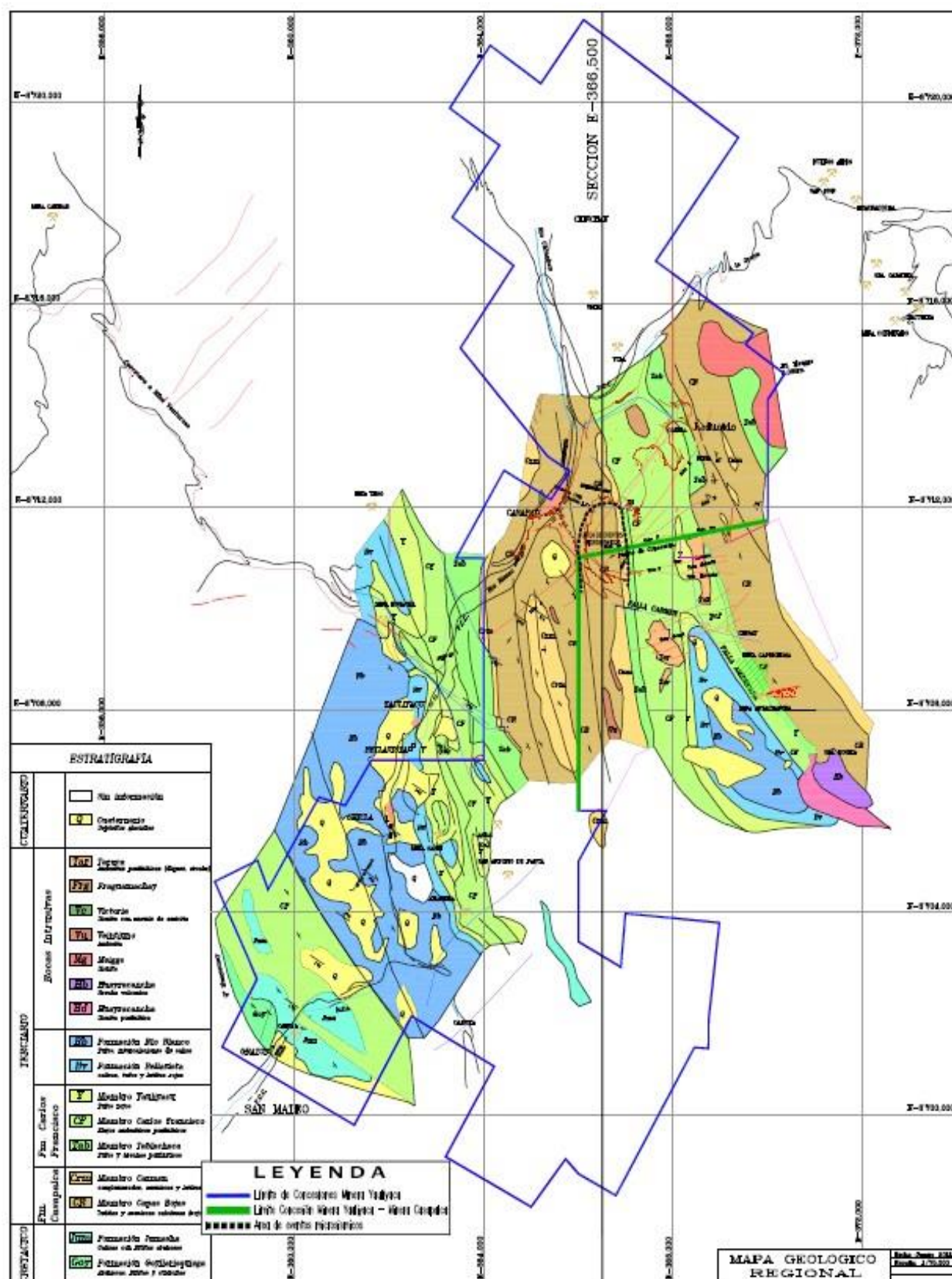
1.6.1.2 **Cuerpos** - pueden ser de tres tipos:

- a) Stockwork y disseminaciones laterales a las vetas;
- b) Vetillas y disseminaciones concordantes con la estratificación de areniscas y conglomerados;
- c) Sulfuros masivos concordantes con niveles de conglomerado. La mineralización está en todos los tipos de rocas: en las areniscas del miembro Capas Rojas, en conglomerados del miembro Carmen, tufos del miembro Tablachaca, andesitas del miembro volcánico Carlos Francisco y calizas de la formación Bellavista. Las vetas tienen un rumbo que varía de N 30° E y N 80° E con buzamientos que oscilan de 60° a 80° NO.

1.6.1.3 **Alteración.-** La alteración hidrotermal de las rocas encajonantes es silicificación, piritización, sericitización en zonas aledañas a las vetas y propilitización a cierta distancia de ellas. La alteración de los horizontes es principalmente epidotización y piritización.

El Control principalmente es estructural, con moderada influencia del control litológico en sedimentos gruesos de la formación Casapalca.

Figura N° 02: Geología Regional de UM Yauliyacu.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

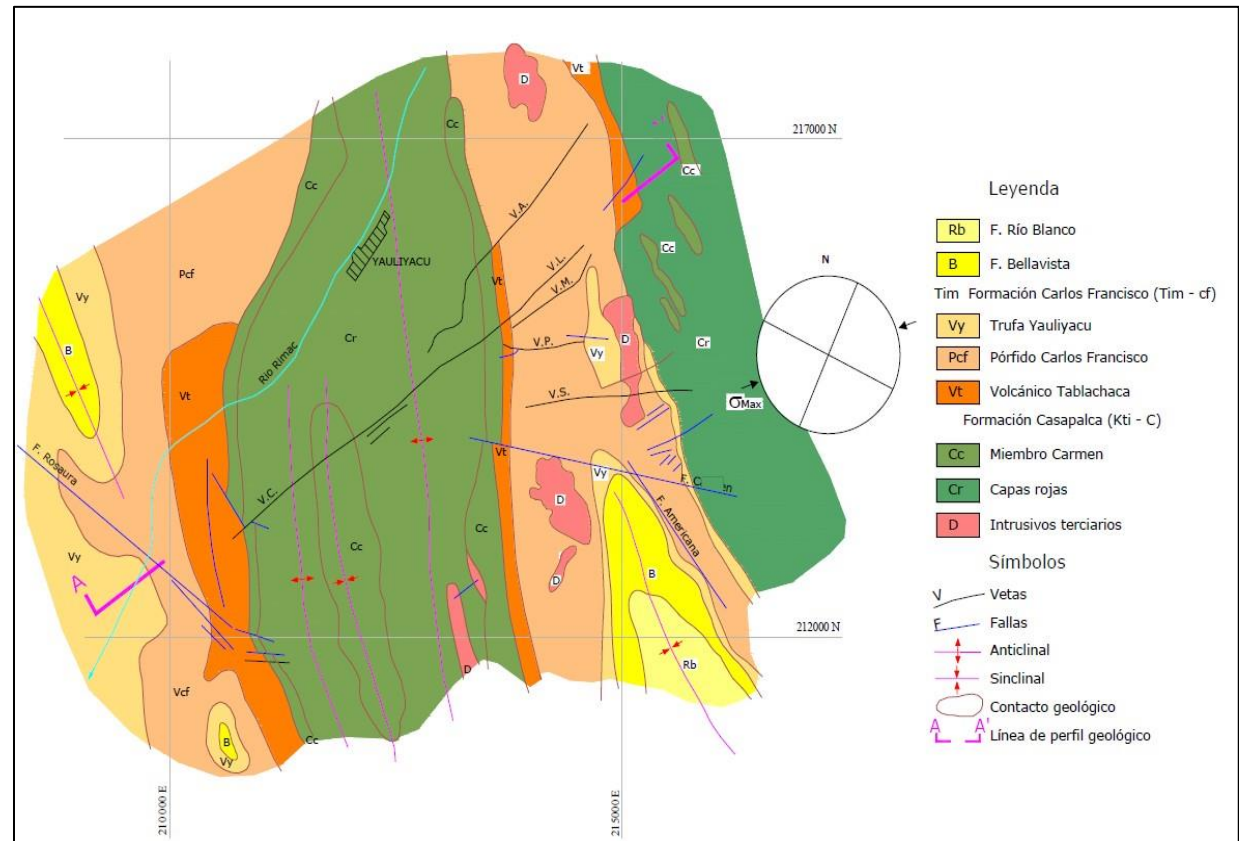
1.6.2 ESTRATIGRAFÍA.

Figura N° 03: Estratigrafía de UM Yauliyacu.

ERA	SISTEMA	SERIE	FORMAC	MIEMBRO	POTENCIA (m)	GRÁFICO	DESCRIPCIÓN
CENOZOICO	CUATERNARIO		Fluvio glaciar		N.D.		Material acarreado por ríos y quebradas, erosionados de los depósitos glaciares.
			Glaciar		N.D.		Morrenas antiguas.
	TERCIARIO	Superior	Paco-cocha				Derrames andesíticos y basálticos intercalados con flujos de brechas y andesitas tobáceas.
			Millo-Tingo		1000		Derrames andesíticos y riolíticos, flujos de brecha.
		Medio	F. Río Blanco		600		Tobas, areniscas tobáceas, aglomerados, brechas tobáceas, ocasionalmente tobas andesíticas.
			F. Bellavista		300		Calizas margosas y silicificadas, tobas finas, lutitas y limolitas.
			F. Carlos Francisco	Yauliyacu	400 a 900		Tobas con intercalaciones de toba lapilíticas, ocasionalmente capas de andesita, limolitas y areniscas tobáceas.
				Carlos Francisco	400 a 1000		Derrames andesíticos porfíroides, intercalados con flujos de brecha volcánica y pórfidos.
				Tablachaca	400 a 700		Conglomerados, gravas y cantos, intercalados con tobas, brechas tobáceas, aglomerados y rocas porfíricas.
		Inferior	F. Casapalca	Carmen	100 a 250		Conglomerado cuarcítico, algo calcáreo en matriz arena limosa, ocasionalmente capas de arenisca y limolitas rojas.
				Capas Rojas	1300		Intercalaciones de areniscas, limolitas y lutitas rojas, alternadas ocasionalmente con areniscas calcáreas y areniscas guijarrosas.
MESOZOICO	CRETACEO	Superior	F. Jumasha		250		Calizas estratificadas en capas medianas a gruesas, alternadas con horizontes de margas y lutitas.

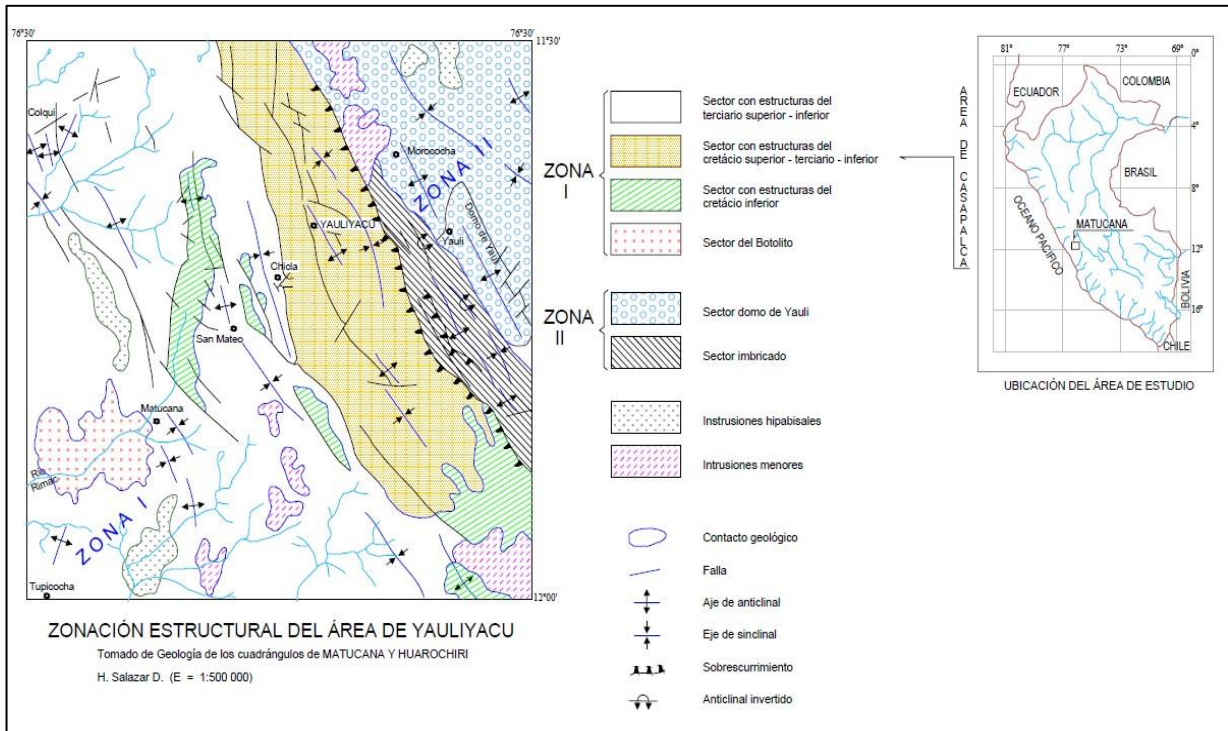
Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Figura N° 04: Geología Estructural de UM Yauliyacu



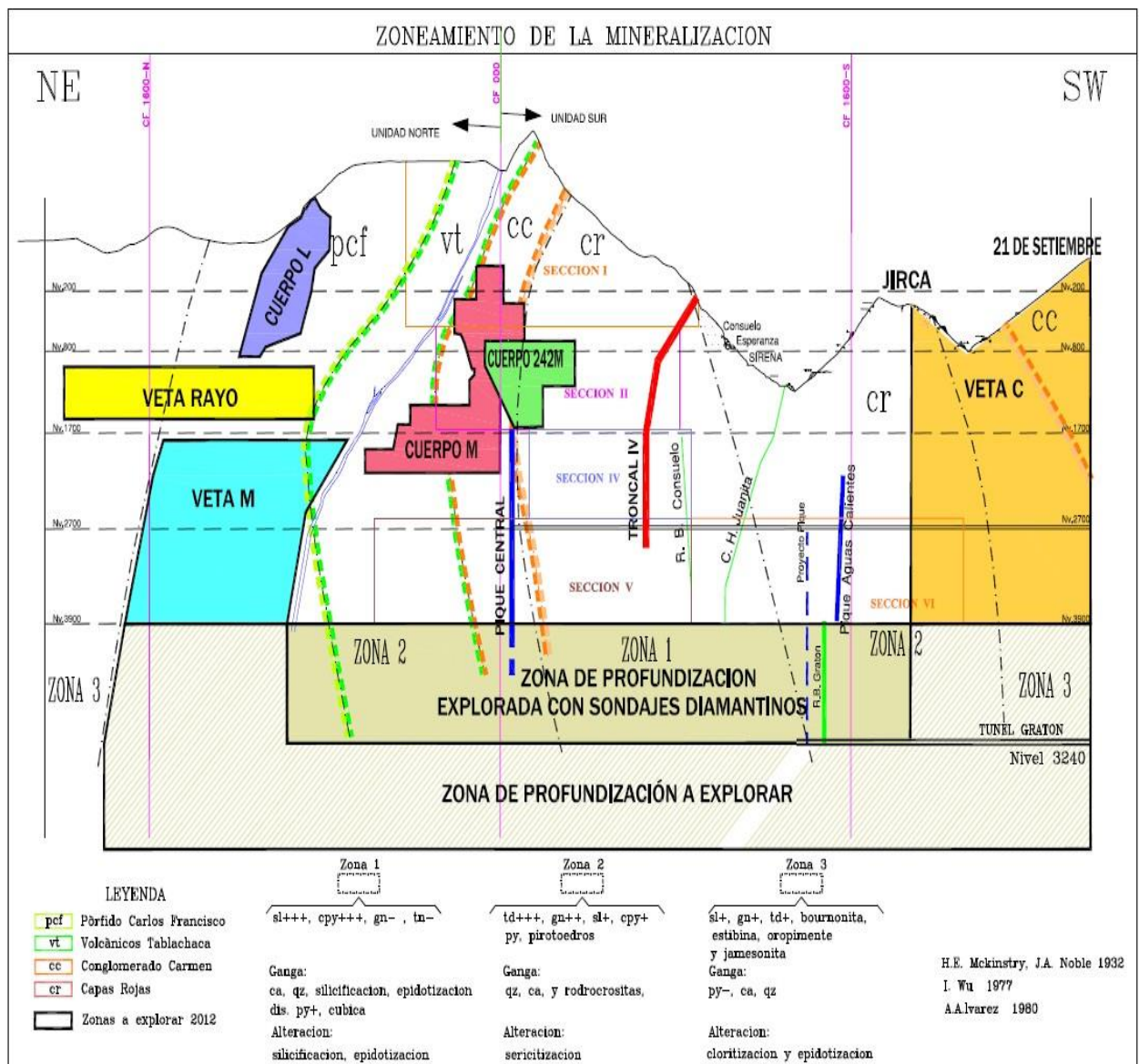
Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Figura N° 05: Zonación Estructural de UM Yauliyacu.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Figura N° 06: Zoneamiento de la mineralización de UM Yauliyacu.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Figura N° 07: Leyenda Estratigrafía de UM Yauliyacu.

ESTRATIGRAFIA			SIMBOLOS	
CUATERNARIO		Sin información Q Cuaternario Depósitos glaciares	Rumbo y buzamiento de estratos Estratos invertidos Estratos verticales Estratos horizontales Contacto geologico observado Contacto geologico inferido Falla Falla inferido Falla normal Falla inversa Falla y buzamiento Falla de rumbo Eje de anticlinal Eje de sinclinal Buzamiento del eje Mina en actividad Mina abandonado Señal geodésica Cota	
	TERCIARIO	Rocas Intrusivas	Tar Taruca Andesitas porfíricas (diques, stocks) Frg Fraguamachay Vc Victoria Diorita con matriz de sericita Vu Veintiuno Andesita Mg Meiggs Diorita Hb Huayracancha Brecha volcanica Hd Huayracancha Diorita porfírica	
Rb Formación Río Blanco Tufos, intercalaciones de caliza Bv Formación Bellavista calizas, tufos y lutitas rojas				
Fm. Carlos Francisco		Y Miembro Yauliyacu Tufos rojos CF Miembro Carlos Francisco Flujos andesíticos porfíricos Tab Miembro Tablachaca Tufos y brechas porfíricos		
		Fm. Casapalca	Crm Miembro Carmen conglomerados, areniscas y lutitas CR Miembro Capas Rojas Lutitas y areniscas calcáreas (rojo)	
CRETACICO			Jum Formación Jumasha Calizas con lutitas arenosas Goy Formación Goyllarisquizga Areniscas, lutitas y cuarcitas	

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

1.6.3 GEOLOGÍA ECONÓMICA.

La mina Yauliyacu tiene dos formas de mineralizar:

- ❖ Vetas.
- ❖ Cuerpos:
 - Stockwork y disseminaciones laterales a las vetas.
 - Disseminaciones y vetillas concordantes con estratificación de areniscas y conglomerados.
 - Sulfuros masivos concordantes con niveles de conglomerado.

En el área hay una totalidad de 48 vetas y 52 cuerpos.

La mineralización de las vetas de la Unidad Minera Yauliyacu; está constituida en su mayoría por: Esalerita, de donde se extrae el Zinc; Galena, de donde se extrae el Plomo; Tetraedrita y Galena Argentífera, de donde se extrae Plata; Calcopirita, de donde se extrae el Cobre; como minerales de mena; y Cuarzo, Carbonatos, Pirita como ganga.

Siendo la estructura principal en Yauliyacu la veta M por tener una extensión de 2.3km horizontalmente y 1.3km verticalmente. Al Norte de la Veta M se encuentra mayor contenido de Plata; y al Sur de la misma se tiene mayor contenido de Cobre.

1.7 GEOTECNIA

El comportamiento mecánico relativo a resistencia y deformación de un macizo rocoso obedece a la respuesta combinada de dos elementos principales, la matriz de la roca y las discontinuidades. Ambos elementos influyen, en mayor o menor grado, en la resistencia y modo de rotura del macizo rocoso, dependiendo de las condiciones de sollicitación, así como, de la predominancia de las discontinuidades dentro del macizo. La estimación de dicho comportamiento comprende todo un proceso, que parte de una evaluación geológica y geomecánica y, teniendo en cuenta las características de las estructuras de ingeniería, termina en la estimación de la resistencia y deformación del macizo.

Fueron definidas las “Estaciones Geomecánicas”. De cada una de ellas se extrajeron muestras de matriz rocosa para ser ensayadas en el laboratorio, asimismo,

se realizó el mapeo geotécnico respectivo de los afloramientos rocosos encontrados. El mapeo geotécnico consistió en la recopilación de información sistemática referente al tamaño de los bloques, grado de alteración, número de familias de discontinuidades, orientación y condiciones de las mismas (Plano CSL-062000-011). Los parámetros de resistencia de los macizos rocosos son estimados aplicando el Criterio de Resistencia Hoek-Brown. En lo que respecta a los parámetros de deformación, se han aplicado diferentes criterios, en este capítulo es desarrollado el criterio de Hoek-Brown, por considerarlo de mayor aplicación en el medio geotécnico.

Con respecto a la estimación de las cargas de diseño de tapones se han aplicado los criterios de Terzaghi (1946), Bieniawski (1976) y Barton et al. (1974). En el caso de las chimeneas, es preciso advertir que la ubicación de las “Estaciones Geomecánicas” estuvo condicionada por la accesibilidad.

En lo que concierne a la evaluación geomecánica de los macizos rocosos, es el proceso que consiste en relacionar la información de laboratorio, concerniente a la matriz rocosa, y la de campo que compete al macizo en su conjunto (características estructurales del macizo y condición de las discontinuidades) a través de un sistema de clasificación geomecánica.

En el presente estudio, es empleado como sistema de clasificación geomecánica el Índice Geológico de Resistencia (GSI), el cual es determinado por dos vías: 1) aplicando la clasificación geomecánica de Bieniawski; y 2) el índice de Barton.

Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registro diseñado para este propósito, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). Estos parámetros son: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la matriz rocosa y la frecuencia de fracturamiento.

1.7.1 UNIDADES GEOTÉCNICAS

1.7.1.1 Ensayos de propiedad física

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM 2216- 02; Los resultados son los siguientes:

Tabla N° 01: Propiedades físicas.

MUESTRA	DIAMETRO Cm	ALTURA Cm	DENSIDAD SECA (gr/cm3)	DENSIDAD HUMEDA (gr/cm3)	POROSIDAD APARENTE (%)	ABSORCION (%)	PESO ESPECIFICO APARENTE (KN/m3)
CAPAS ROJAS	6.32	2.06	2.70	2.71	0.87	0.32	26.47
ARENISCA SILICIFICADA	6.38	2.06	2.73	2.74	1.09	0.40	26.78
ARENISCA CALCAREA	6.30	2.13	2.69	2.70	1.37	0.51	26.37
ANDESITA	6.33	2.03	2.72	2.73	1.11	0.41	26.63
CONGLOMERADO	6.33	2.13	2.75	2.77	2.15	0.78	26.90
PORFIDO	4.93	2.02	2.69	2.71	1.82	0.68	26.35

Fuente: Laboratorio UNI (Geotecnia)

1.7.1.2 Ensayos de compresión simple

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938; Los resultados son los siguientes:

Tabla N° 02: Compresión simple.

MUESTRA	DIAMETRO Cm	ALTURA Cm	CARGA (KN)	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE (Kg/cm2)	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE (Mpa)
CAPAS ROJAS	4.73	9.67	183.10	1068.13	104.68
ARENISCA SILICIFICADA	4.76	9.58	341.7	1964.48	192.52
ARENISCA CALCAREA	4.74	9.68	182.6	1060.58	103.94
ANDESITA	4.71	9.53	339.9	1997.16	195.72
CONGLOMERADO	6.32	12.48	254.1	826.71	81.02
PORFIDO	4.92	2.5	370.7	1458.14	142.9

Fuente: Laboratorio UNI (Geotecnia)

Observación: Estandarizado según Protodyakonov (LID= 2)

1.7.1.3 Ensayos de constantes elásticas

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D3148; Los resultados son los siguientes:

Tabla N° 03: Constantes elásticas.

MUESTRA	DIAMETRO (cm)	ALTURA (cm)	MODULO YOUNG (Gpa)	POISSON
CAPAS ROJAS	4.74	9.63	12.95	0.29
ARENISCA SILICIFICADA	4.76	9.57	16.00	0.29
ARENISCA CALCAREA	4.74	9.67	9.31	0.29
ANDESITA	4.71	9.73	17.97	0.29
CONGLOMERADO	6.32	12.75	12.37	0.30
PORFIDO	4.93	9.81	17.18	0.29

Fuente: Laboratorio UNI (Geotecnia)

1.7.1.4 Ensayos a la tracción indirecta

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D3967; Los resultados son los siguientes:

Tabla N° 04: Tracción Indirecta.

MUESTRA	DIAMETRO (Cm)	ALTURA (Cm)	CARGA (KN)	RESISTENCIA A LA TRACCION (MPa)
CAPAS ROJAS	6.30	3.15	25.6	8.23
ARENISCA SILICIFICADA	6.37	3.28	42.3	12.91
ARENISCA CALCAREA	6.26	3.25	36.9	11.57
ANDESITA	6.32	3.37	48.5	14.52
CONGLOMERADO	6.32	3.22	15.6	4.89
PORFIDO	4.92	2.5	20.4	10.58

Fuente: Laboratorio UNI (Geotecnia)

1.7.1.5 Ensayos de corte directo

Los ensayos se realizaron sobre discontinuidad simulada con caras paralelas a la dirección de corte, según norma ASTM D 5607-95; Los resultados son los siguientes:

Tabla N° 05: Corte directo.

MUESTRA	TIPO DE DISCONTINUIDAD	ANGULO DE FRICCION RESIDUAL (°)	COHESION (MPa)
CAPAS ROJAS	Simulado	27.74	0.111
ARENISCA SILICIFICADA	Simulado	27.34	0.099
ARENISCA CALCAREA	Simulado	26.50	0.074
ANDESITA	Simulado	27.02	0.114
CONGLOMERADO	Simulado	27.11	0.104
PORFIDO	Simulado	27.68	0.106

Fuente: Laboratorio UNI (Geotecnia)

1.7.1.6 Ensayos de carga puntual

El Área de Geomecánica ha implementado en la sala de Logueo de Geologías un equipo de **ensayos de carga puntual**, que está compuesta por una prensa hidráulica de operación manual. La medición de fuerza se hace por medio de la celda de carga e indicación digital con memoria de picos (carga máxima). Medición de la distancia entre puntas y desplazamiento por medio de regla graduada.

Este procedimiento de ensayo permite obtener el índice I_s (50), mediante la aplicación de una carga concentrada en dos punzones cónicos metálicos (carga puntual). Existen varias modalidades de ensayo: Diametral, axial, de bloque, fragmentos irregulares y de anisotropía. En esta presentación se expone el ensayo diametral

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D5731; Los resultados son los siguientes:

Tabla N° 06: Carga puntual

MUESTRA	DIAMETRO (Cm)	CARGA (KN)	I_s (50) (Kg/cm ²)	RESISTENCIA A LA COMPRESION SIMPLE (MPa)
CAPAS ROJAS	6.40	11.05	30.82	72.49
ARENISCA SILICIFICADA	6.40	30.3	84.51	198.76
ARENISCA CALCAREA	6.40	17.46	48.70	114.53
ANDESITA	6.40	29.27	81.63	192.00
CONGLOMERADO	6.40	12.1	33.75	79.37

Fuente: Laboratorio UNI (Geotecnia)

El ensayo de carga puntual es un procedimiento de ensayo usado para el cálculo de un índice de resistencia de la roca. Este índice se puede utilizar para estimar la resistencia a la compresión no confinada en laboratorio o campo

1.7.2 UTILIZACIÓN DE ENSAYOS DE LABORATORIOS

Además, se realizaron inspección in-situ de las zonas donde se han proyectado los tajos que serán minados.

Dentro del área de estudio se realizó las investigaciones geomecánica básicas en mapeos de campo de las componentes del yacimiento: caja piso, caja techo y mineral, en donde se realizaron trabajos de mapeos geomecánicos por estaciones, del cual se pudo obtener y cuantificar los parámetros influyentes en el minado.

Para la caracterización del medio rocoso (Caja Techo, Caja piso y mineral) y selección del método de minado de los tajos programados para el año 2024, se usó el sistema de clasificación empírico RMR-89 (Rock Mass Rating).

Configuración geométrica de la veta:

- ✓ Rumbo Promedio de la veta: N 49° E
- ✓ Buzamiento Promedio de la veta: 75° SE
- ✓ Potencia de veta: Variable (1.0 – 6.0m)

Tabla N° 07: Tajos En La Sección I, Comprendidos Entre Los Niveles 600 Y H3

Origen_ASD	Sección	Nivel	Estructura	Tajeo	Buz	RMR Piso	RMR Techo	Ancho Veta	Ancho Minado
LOM	I	600	Veta O	TJ_601-1	78	45	55	2.1	2.8
LOM	I	H3	Cpo L	TJ_003N	69	45	55	6.1	7.4
LOM	I	H3	Veta P	TJ_302	63	40	45	0.8	2.5

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Tabla N° 08: tajos en la sección II, entre los niveles 1400 y 600.

Origen_ASD	Sección	Nivel	Estructura	Tajeo	Buz	RMR Piso	RMR Techo	Ancho Veta	Ancho Minado
FORECAST 2023	II	1500	Veta L	TJ_1507	71	55	50	1.1	2
LOM	II	1500	Veta L	TJ_1508	79	45	55	1.8	3
LOM	II	1400	RML 260L	TJ_1437	55	50	55	0.6	2.2
FORECAST 2023	II	1200	RML M1	TJ_1219	81	50	55	0.9	2.1
FORECAST 2023	II	1200	RML 260L	TJ_1237	60	45	45	1.1	2.2
LOM	II	1200	Veta Rayo	TJ_1282	62	45	55	2.5	3.3
FORECAST 2023	II	1200	Veta Rayo	TJ_1280	84	45	40	1.2	2.3
LOM	II	1200	RML 204 M	TJ_1201	86	45	50	2.3	3.2
LOM	II	800	Veta L	TJ_801	79	50	55	4	4.8
FORECAST 2023	II	1000	RML M1	TJ_1016	58	45	45	1.03	2
LOM	II	800	Veta M	TJ_802	65	40	45	0.5	2.1
FORECAST 2023	II	1000	RML L1	TJ_1094	67	45	55	0.75	2.4
LOM	II	1000	Cuerpo M	TJ_119	68	40	45	2.8	5.3
LOM	II	1000	RML O2	TJ_1020	63	50	55	2.1	2.6
LOM	II	1000	Veta N3	TJ_1001	60	45	55	0.7	2.3

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Cuadro 09: tajos en la sección III, entre los niveles 1000 y 1900

Origen_ASD	Sección	Nivel	Estructura	Tajeo	Buz	RMR Piso	RMR Techo	Ancho Veta	Ancho Minado
FORECAST 2023	III	1200	Veta C	TJ_7021	65	40	40	1.44	2.5

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Cuadro10: . tajos en la sección IV, entre los niveles 1900 y 2100

Origen_ASD	Sección	Nivel	Estructura	Tajeo	Buz	RMR Piso	RMR Techo	Ancho Veta	Ancho Minado
LOM	IV	2100	RAMAL 241M	TJ_750	78.6	45	55	0.4	2.2
LOM	IV	1900	Veta P	TJ_870	76.7	50	60	2.6	3.6

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Cuadro 11: tajos en la sección V, entre los niveles 2700 y 3600

Origen_ASD	Sección	Nivel	Estructura	Tajeo	Buz	RMR Piso	RMR Techo	Ancho Veta	Ancho Minado
FORECAST 23	V	3000	Veta P	TJ_245	60	55	60	2.9	3.5
FORECAST 23	V	3000	RAMAL 256P	TJ_256	82	50	60	0.6	2.7
FORECAST 23	V	3600	HZTE	TJ_629				4.3	5.7
FORECAST 23	V	3600	HZTE I (Techo)	TJ_003	82	45	50	17.6	19
FORECAST 23	V	3600	HZTE I	TJ_664					
LOM	V	3300	VETA N	TJ_401					
LOM	V	3300	Veta M	TJ_418	77.4	50	60	1	2.4
LOM	V	3300	Veta P	TJ_416	42.2	55	60	0.7	2.2
LOM	V	3000	RAMAL 272M	TJ_502					
LOM	V	2700	VETA N	TJ_603	41.3	45	55	0.4	2.3
LOM	V	2700	RAMAL 255P	TJ_601	72.8	45	50	0.3	2.3
LOM	V	3000	CUERPO ROSARIO	TJ_681	86.2	45	55	7.2	7.9

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

CAPÍTULO II

PLANTEAMIENTO DE LA INVESTIGACIÓN.

2.1 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

2.1.1 PROBLEMA GENERAL

¿Cómo optimizar el proceso de perforación y voladura aplicado el Método de Holmberg-Pearson en la Unidad Minera Yauliyacu?

2.1.2 PROBLEMA ESPECIFICO

- a) ¿Cómo estandarizar modelos viables de perforación y voladura, en la Unidad Minera Yauliyacu S.A.? ¿Se incluirá realmente las condiciones geomecánicas hoy en día para diseñar la Voladura?
- b) ¿Cómo mejorar la fragmentación del mineral, causando menor daño al macizo rocoso con la aplicación del Software minero JK SIMBLAS 2D FACE en la Unidad Minera Yauliyacu - Los Quenuales S.A.?

2.2 OBJETIVOS.

2.2.1 OBJETIVO GENERAL

Optimizar el proceso de perforación y voladura y disminuir los costos de operación con la aplicación del método de Holmberg-Pearson y criterios termodinámicos con el programa JK SIMBLASK 2D FACE.

2.2.2 OBJETIVOS ESPECIFICOS

- a) Estandarizar el proceso de Perforación y Voladura en tajos del método de explotación Sublevel Stopping y en frentes de 3.5 x 3.5 para rocas tipo III-A y III-B.
- b) Mejorar la fragmentación realizando una evaluación de la voladura cualitativamente y cuantitativamente, y el consumo específico de explosivos.

2.3 HIPÓTESIS.

2.3.1 HIPOTESIS GENERAL

Se optimiza el proceso de perforación y voladura con el desarrollo del mejoramiento de la malla y la distribución de los explosivos, aplicando el Método de Holmberg-Pearson, con el programa de JK SIMBLAS 2D FACE en la Unidad Minera Yauliyacu S.A.

2.3.2 HIPOTESIS ESPECÍFICO.

- a) Se estandariza si consideramos y seleccionamos el mejor criterio técnico en el diseño de perforación y voladura de precorte y recorte con la aplicación del software JK-Simblast, en labores de avances lineales y tajos de explotación.
- b) Se mejora la fragmentación realizando el seguimiento minucioso del resultado de la voladura tanto granulometría optima, las Velocidades pico partícula y el análisis de la vibración.

2.4 VARIABLES E INDICADORES.

2.4.1 VARIABLES DEPENDIENTES

- Geometría de perforación y el tipo de explosivo a utilizar

INDICADORES

- Diámetro del taladro.
- Longitud del taladro
- Burden.
- Espaciamiento.
- Longitud de carga.
- Factores de carga y energía.
- Velocidad de detonación.
- Presión de detonación.

- Longitud del explosivo.
- Densidad del explosivo.
- Diámetro del explosivo.
- Índice de Volabilidad.
- Consumo específico del explosivo.
- Elección del explosivo adecuado por frente.

2.4.2 VARIABLES INDEPENDIENTES

- Características del macizo rocoso

INDICADORES

- Resistencia a la compresión.
- Densidad de la roca.
- Calidad del macizo rocoso.
- La constante de la roca.
- Discontinuidades.
- Fallas.
- Estructuras.

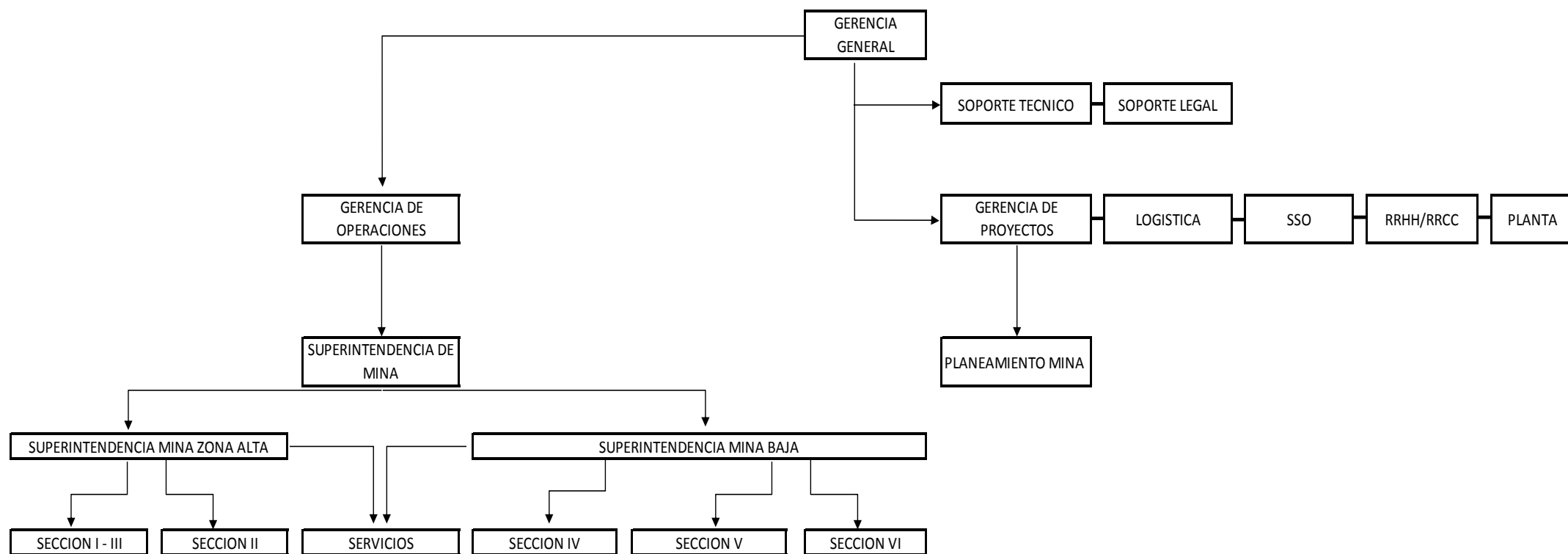
2.5 MATRIZ DE CONSISTENCIA.

Tabla N° 12: Matriz de Consistencia.

ANÁLISIS DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURAS Y SU OPTIMIZACIÓN CON APLICACIÓN DEL SOFTWARE JK SIMBLAST EN LOS FRENTES DE DESARROLLO DE LA U.E.A YAULIYACU 2020- 2023					
PROBLEMA:	OBJETIVOS	MARCO TEORICO	HIPOTESIS	INDICADORES	METODOLOGÍA
1: PROBLEMA PRINCIPAL	1: OBJETIVO GENERAL		1: HIPÓTESIS GENERAL	1: VARIABLES INDEPENDIENTES	
¿Se puede mejorar el diseño de voladura aplicado el Metodo de Holmberg-Pearson en la Unidad Minera Yauliyacu?;lo cual dificulta el ciclado del proceso de recuperacion del mineral diseminado mediante el metodo Sublevel Stoping Cuerpos , Vetas .	Realizar un analisis minucioso del diseño y aplicación de la voladura en la Unidad Minera Yauliyacu S.A para luego aplicar el metodo de Holmberg-Pearson con el programa JK SIMBLASK 2D FACE, con el fin de hacer una optima distribucion de energia en la roca basandose en las características geomecanicas del macizo rocoso.	"1) Descripción del Proyecto. 2) Aplicacion del Metodo de Holmberg-Pearson Modificado para la optimizacion de la malla de Voladura en la Unidad Minera Yauliyacu S.A. 3) Cálculo y analisis de algunos modelos matematicos para determinar los parametros del diseño de una voladura primaria. 4) Aplicacion del mejoramiento de la mella de perforacion y voladura en Bp 757-1 Nv 1000N , GI231 Nv 1000 Intermedio - Seccion II. 5) Resultados obetnidos al aplicar el metodo Holmberg -Pearson , como es el caso de: minimizacion de las fallas de voladura , sobre/excavacion. 6) Bases teoricas :diseño de malla y calculo de voladuras	El desarrollo del mejoramiento de la malla de voladura aplicando el Metodo de Holmberg-Pearson , con el programa de JK SIMBLAS 2D FACE en la Unidad Minera Yauliyacu S.A.que involucra la ejecucion de las cantidades de variables y las condiciones geomecanicas.	"a) Macizo rocoso: Indicadores -Resistencia a la compresion -Densidad de la roca -Calidad del macizo rocoso -La constante de la roca -Discontinuidades -Fallas -Estructuras"	"1) Tipo de Investigacion: Aplicativo y deductivo. 2) Nivel de investigacion: Analítico. 3) Método: Deductivo. 4) El tipo de ensayos que se realizara , sera de una estrategia experimental , de causa efecto , la causa basica sera la formulacion de la malla de perforacion que busca como efecto una voladura efectiva que minimice las fallas. 5) El metodo de investigacion Experimental manipulara variables de estudio para controlar el aumento o disminucion de las variables y su efecto en las condiciones observables, se utilizara el diagrama de Ishikawa donde se expresa desde el inicio al fin de la investigacion para demostrar la hipotesis. 6) Técnica: Estudios geomecánicos para reducir el tipo de sost. 7) Instrumentos: Brocas de 45mm, libreta de apunte, punzones de madera, equipo de jumbo y barras. 8) Procesamiento: Software minero JK SIMBLAS 2D FACE en su version 2016."
2: PROBLEMA SECUNDARIO	2: OBJETIVO ESPECÍFICO		2: HIPÓTESIS ESPECÍFICO	2: VARIABLE DEPENDIENTE	
a) ¿Cómo realizar una evaluacion , seguimineto del manejo en el area de Perforacion- Voladura, en la Unidad Minera Yauliyacu S.A.? ¿Se incluire realmente las condiciones geomecanicas hoy en dia para diseñar la Voladura?	a) Estandarizacion de la Perforacion y Voladura en frentes de 3.5*3.5 para rocas tipo III-A y III-B con el objeto de controlar y reducir el remangado de la malla de sostenimiento.	En Galerias , By pass , Cruceros , Ventanas , Rampas, Subniveles,etc. 7) Voladura aplicado al modelo matematico de areas de influencia , que consiste en calcular el Burden basandose en las clasificaciones geomecanicas de la roca. 8) Aplicacion del Software minero JK SIMBLASK 2D FACE , 2D RING y 2D BENCH.	a) Mejor criterio tecnico en el diseño y optimizar la voladura de precorte y recorte con la aplicación del software JK-Simblast , en labores de avances lineales , asi como tambien en los tajos. b) Para calcular el Burden del arranque , ayudas de arranque , hastiales , corona y el arrastre debe de estra no solo en funcion del tipo de la roca , sino en las condiciones geomecanicas en as que se encuentran .Por otro lado la selección de los explosivos en funcion a los parametros geomecanicos.	Geometria de perforacion y el tipo de explosivo a utilizar: Indicadores: -Diametro del taladro -Longitud del taladro -Burden -Espaciamiento -Longitud de carga -Factores de carga y energia -Velocidad de detonacion -Presion de detonacion -Longitud del explosivo -Densidad del explosivo -Diametro del explosivo -Indice de Volabilidad -Consumo especifico del explosivo. -Eleccion del explosivo adecuado por frente.	
¿Es tan necesario involucrar las variables en un diseño de la Voladura , para obtener mejores resultados con la aplicación del Software minero JK SIMBLAS 2D FACE en la Unidad Minera Yauliyacu - Los Quenuales S.A.?	b) Se realizara una evaluacion del manejo del area de perforacion y voladura en la Unidad Minera de Yauliyacu S.A.a travez de pruebas en labores de piloto.Implementar , involucrar las diferentes variables geomecanicas en las ecuaciones del diseño de voladuras.				

Fuente: Propia

2.6 ORGANIZACIÓN DE LA EMPRESA.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO Y OPERACIÓN UNITARIA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

3.1 ENERGÍA DEL EXPLOSIVO.

3.1.1 ENERGÍA EXPLOSIVA La energía es la característica más importante de una mezcla explosiva. La energía explosiva es lo que fractura a la roca y esta almacenada como energía química y durante la detonación es liberada en energía de tensión, energía de burbuja y energía de explosión.

3.1.2 ENERGÍA DE TENSIÓN Llamado también presión de detonación, durante el proceso de detonación de un explosivo se genera una onda de choque, la cual es portadora de una presión característica que se trasmite al medio que lo rodea y que se denomina presión de detonación.

3.1.3 ENERGÍA DE BURBUJA Llamado también energía termodinámica o presión de taladro, es la presión de la onda de detonación propagándose a través de la columna explosiva después de completarse la reacción química del explosivo. Es una función del confinamiento, cantidad y temperatura de los gases de detonación y es el causante del fracturamiento, debilitamiento, agrietamiento de la roca y desplazamiento de todo tipo de roca encontrado en la voladura.

3.2.4 ENERGÍA DE EXPLOSIÓN También llamado volumen específico de gases o presión de explosión, esta manifiesta su influencia en el empuje y desplazamiento de la roca y aunque también es una característica de cada explosivo, por estar relacionada con su composición química que influye en su valor el grado de confinamiento del explosivo dentro de la voladura, así como el nivel de iniciación.

3.2 SELECCIÓN DE EXPLOSIVOS DE VOLADURA

La selección del explosivo más idóneo para un fin determinado, supone conocer las características de cada explosivo y , a partir de ello elegir el más adecuado al tipo de aplicación que lo precise.

Tabla N° 13: Emulex

EMULEX					
Especificaciones Técnicas	Unidad	Emulex 45	Emulex 65	Emulex 80	Emulex 100
Densidad	g/cm3	1.00+/-3%	1.12+/-3%	1.14+/-3%	1.25+/-3%
Velocidad de Detonación	m/s	4100+/-200	5100+/-200	5000+/-200	5000+/-200
Presión de Detonación	Kbar	50	84	75	87
Energía	KJ/Kg	3450	4060	4180	4425
RWS	%	90	110	113	120
RBS	%	120	150	157	180
Resistencia al Agua		Excelente	Excelente	Excelente	Excelente
Categoría de Humos		1 era	1 era	1 era	1 era

Tabla N°14:Presentación y Embalaje Emulex

Presentación y Embalaje					
Peso Neto	25Kg				
Peso Bruto	26.3 Kg				
Dimensiones de Caja	Ext.35x45x28cm				
Material	Caja de Cartón Corrugado				
Producto	Pulg		UN/Caja	Masa g/UN	
EMULEX 45	1 1/8	12	128	195	
EMULEX 45	1	7	276	91	
EMULEX 65	1 1/2	12	64	391	
EMULEX 65	1	8	228	110	
EMULEX 80	1 1/2	12	62	403	
EMULEX 80	1	8	222	113	
EMULEX 100	1	8	202	123	

Tabla N° 15: Semexsa – E

SEMEXSA - E		
Especificaciones Técnicas	Unidad	Semexsa - E 65
Densidad	g/cm3	1.12+/-3%
Velocidad de Detonación	m/s	5100+/-200
Presión de Detonación	Kbar	84
Energía	KJ/Kg	3640
RWS	%	98
RBS	%	134
Resistencia al Agua		Excelente
Categoría de Humos		1 era

Tabla N° 16: Presentación y Emmbalaje Semexsa - E

Presentación y Embalaje				
Peso Neto	25Kg			
Peso Bruto	26.3 Kg			
Dimensiones de Caja	Ext.35x45x28cm			
Para Cartuchos de				
7/8	Ext.30x58.8x23cm			
	Caja de Cartón			
Material	Corrugado	UN/Caja	Masa g/UN	
Producto	Pulg	7	316	79
EMULEX 45	7/8	8	96	260
EMULEX 45	1 1/2			

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

3.3 SELECCIÓN DE LOS MÉTODOS DEL MINADO.

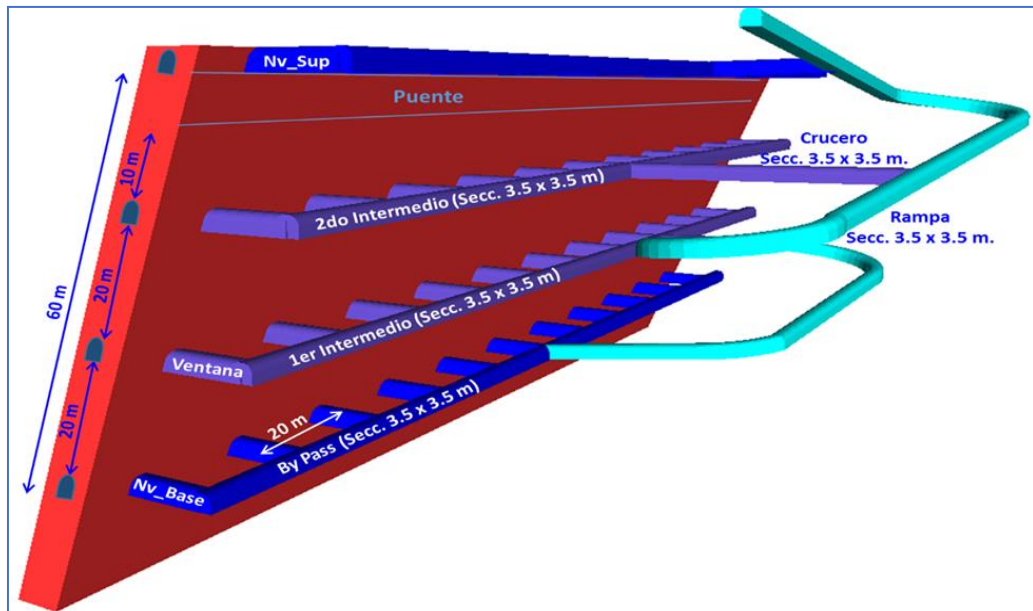
Para la explotación de Tajos se aplica los métodos de explotación siguientes:

3.3.1 Método de Explotación Sub Level Stopping en Cuerpos.

Se aplica en el minado vertical en Vetas y Cuerpos diseminados con potencias mayores a 2.5 metros, con las siguientes especificaciones:

- NV. Superior, se ejecutará una labor de 3.5 m x 3.5 m.
- NV. Inferior, se ejecutara una labor de 3.5 m x 3.5 m.
- Las dimensiones del Tajo serán de 55 m a 65.5 m de altura.
- Entre los Niveles Principales (superior e inferior) se realizarán by pass o subniveles.
- La altura entre los by pass o subniveles será como máximo de 20.0 m (banco de minado).
- En el caso que el tajo finalicé en el Nivel Superior, se dejará un puente recomendado por el área de Geomecánica.
- Se deberá contar con un plano que indique la secuencia de minado (secuencia de los paneles que se van a explotar) indicando la ubicación de los pilares y los subniveles de perforación.

Figura N° 08: Método de explotación SLS en cuerpos

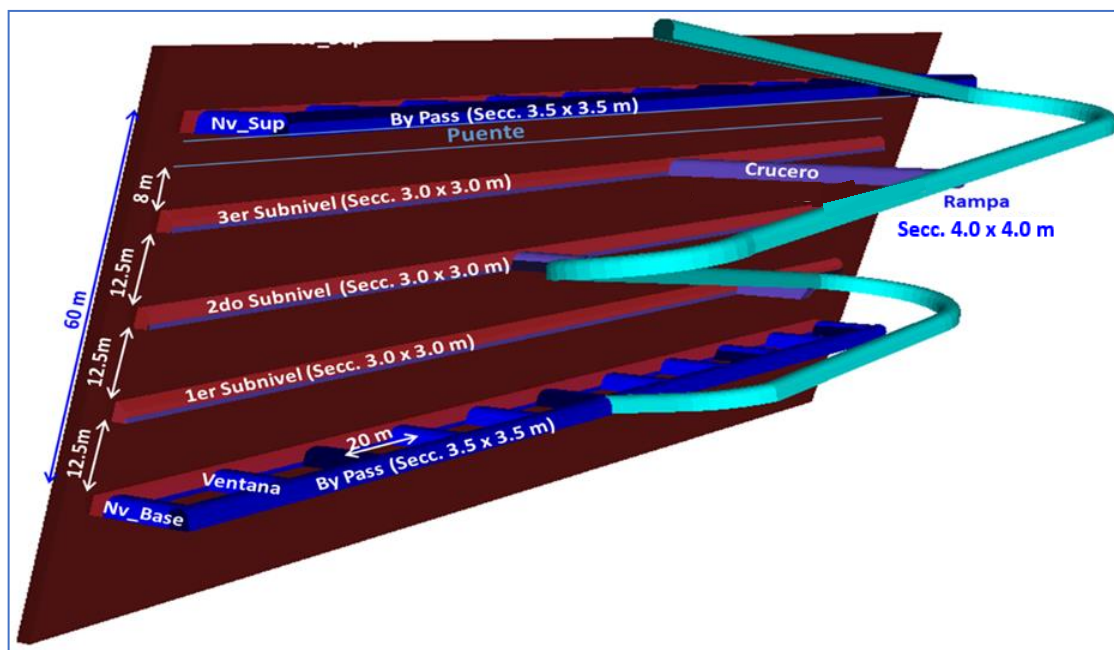


Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

3.3.2 Método De Explotación Sub Level Stopping En Vetas.

- El método consiste en aplicarlo en el Minado Vertical en vetas de potencia angosta (1.5 a 2.5 m.) con buzamiento mayor a 50 °, con las siguientes especificaciones:
- NV. Superior, se ejecutará una labor de 3.5 m x 3.5 m.
- NV. Inferior, se ejecutará una labor de 3.5 m x 3.5 m.
- Las dimensiones del tajo será de 52.0 m. a 63.0 m.
- Entre los Niveles Principales (superior e inferior) se realizarán subniveles.
- La altura entre los subniveles será de 12.5 m.
- En el caso que el tajo finalicé en el Nivel Superior, se dejará un puente recomendado por el área de Geomecánica.
- Se deberá contar con un plano que indique la secuencia de minado (secuencia de los paneles que se van a explotar) indicando la ubicación de los pilares y los subniveles de perforación.

Figura N° 09: Método de explotación SLS en vetas

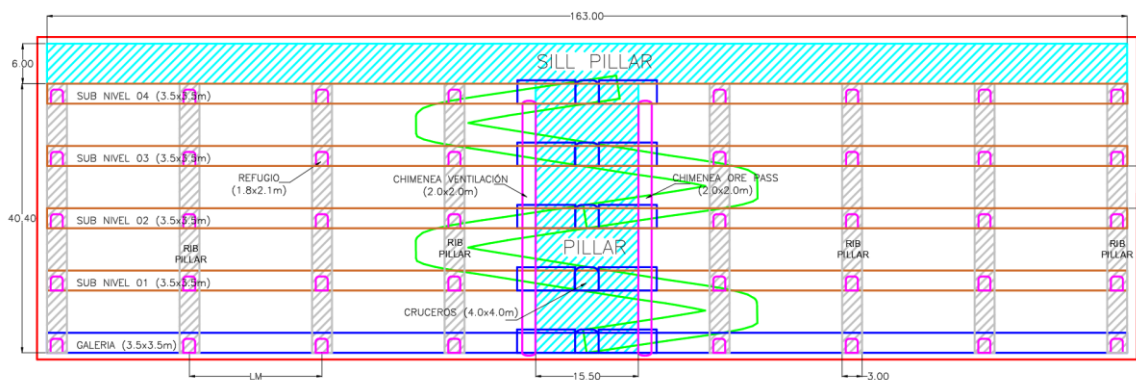


Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

3.3.3 Método de Explotación Bench and Fill

- El método será diseñado contemplando 02 paneles las cuales serán nombrados según orientación.
- El método indica un puente hacia el nivel superior (Sill Pillar) cuyas dimensiones varían de 6 a 8 metros en altura.
- La longitud máxima de todo el tajo será de 200 metros y una altura de 50 metros, estos particionados por pilares (Rib pillars) que definirán la “longitud minable”.
- La longitud minable será definido según parámetros geomecánicos, las cuales van de longitud de 10 a 20 metros y alturas de 8 a 12 metros.
- Los rib pillar serán estrictamente de 3m de longitud a lo largo de toda la altura del tajeo.

Figura N° 10: Vista Longitudinal de Bench And Fill



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Cuadro17: Detalle vista longitudinal de Bench And Fill

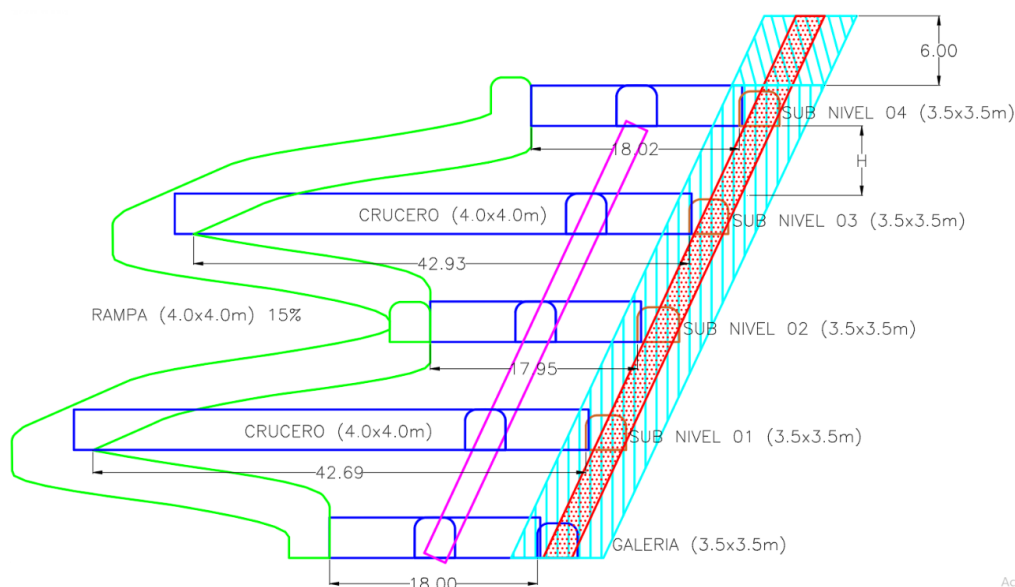
Diseño de mina	Sección	Longitud (m)
Longitud del tajo	-	200
Sill Pillar (puente)	Variable según ancho de minado	200
Rib Pillar	Variable según ancho de minado	3
Pillar central	-	15
Longitud minable (LM)	-	10 a 20

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

VISTA PERFIL

Como se puede apreciar en la vista de perfil, el método cuenta con una rampa en la caja techo de la estructura de preferencia, accesos hacia la estructura e infraestructura vertical para Ore pass y ventilación. La altura de banco será variable siendo definida según parámetros geomecánicos de tal forma de asegurar la estabilidad del tajo durante el minado y relleno.

Figura N° 11: Vista En Perfil



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Cuadro N° 18:Detalle Vista Perfil

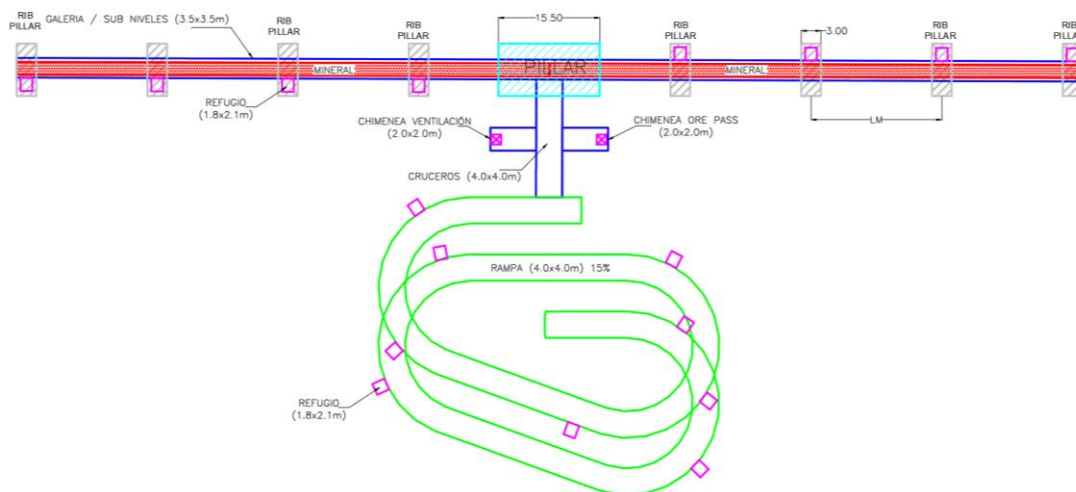
Diseño de mina	Sección	Longitud (m)
Rampa	4.5x 4.0 m	300
Acceso (crucero)	4.0 x 4.0 m	150
Subnivel	3.5 x 3.5 m	200
Altura de banco (vertical H)	Variable según ancho de minado	8 a 12
Sill Pillar (puente)	Variable según ancho de minado	200

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

VISTA PLANTA

Se aprecia los componentes en vista en planta, al igual que el detalle respectivo en la tabla

Figura N° 12: Vista en Planta

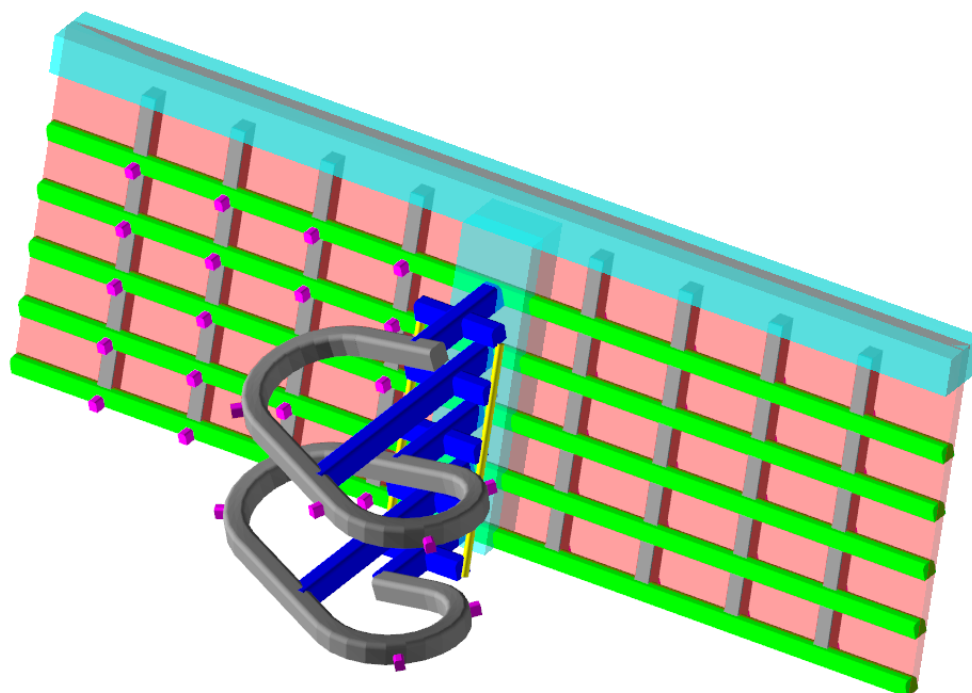


Cuadro N° 19:Detalle vista planta.

Diseño de mina	Sección	Longitud (m)
Chimenea de ventilación	3.0 x 3.0 m	45
Ore Pass	2.0 x 2.0 m	45

VISTA ISOMÉTRICA

Figura N° 13: Vista Isométrica



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

3.4 Ciclo de minado:

En la U.M. Yauliyacu, para extraer el mineral con valor económico realiza un proceso cíclico de perforación, voladura, sostenimiento, limpieza y transporte.

3.4.1 Perforación

La perforación se realiza de forma mecanizada (100 %). La perforación en avances se realiza con jumbos electrohidráulicos de un brazo con barras de perforación de 12 y 14 ft utilizando brocas de 45 mm y 102 mm.

Cuadro N° 20: Distribución de Equipos de Mina

DISTRIBUCION DE EQUIPOS FRONTONEROS							
EMPRESA	SECCIÓN	EQUIPO	MODELO	MARCA	CAPACIDAD	CÓDIGO	ESTADO
EMQSA	I	JUMBO AVANCE	TROIDON 55XP	RESEMIN	12 ft	J-18	OPERATIVO
EMQSA	II	JUMBO AVANCE	QUASAR DD210	SANDVIK	12 ft	J-14	OPERATIVO
EMQSA	II	JUMBO AVANCE	TROIDON 55XP	RESEMIN	12 ft	J-24	OPERATIVO
EMQSA	III	JUMBO AVANCE	TROIDON 44XP	RESEMIN	12 ft	J-23	OPERATIVO
EMQSA	IV	JUMBO AVANCE	TROIDON 44XP	RESEMIN	12 ft	J-15	OPERATIVO
EMQSA	V	JUMBO AVANCE	TROIDON 44XP	RESEMIN	12 ft	J-17	OPERATIVO
EMQSA	VII	JUMBO AVANCE	TROIDON 55XP	RESEMIN	12 ft	J-19	OPERATIVO
EMQSA	VII	JUMBO AVANCE	TROIDON 55XP	RESEMIN	12 ft	J-20	OPERATIVO

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Para tajos, la perforación se realiza en Sub level en vetas con potencias de 1.50 m. – 2.50 m., buzamiento mayor de 70 °, y en Sub Level en Cuerpos con potencias mayores a 2.50 m buzamiento mayor de 60° con jumbos electrohidráulicos de un brazo con barras de 3 a 4 ft con brocas de 64mm.

Cuadro N° 21: Distribución de equipos de taladros largos

DISTRIBUCION DE EQUIPOS TALADROS LARGOS							
EMPRESA	SECCIÓN	EQUIPO	MODELO	MARCA	CAPACIDAD	CÓDIGO	ESTADO
EMQSA	I	JUMBO T.L.	MUKI 22	RESEMIN	3 ft	J-12	OPERATIVO
EMQSA	II	JUMBO T.L.	MUKI LHB	RESEMIN	4 ft	J-10	OPERATIVO
RESEFER	II	JUMBO T.L.	NAUTILUS DSB	RESEFER	4 ft	RE-07	OPERATIVO
EMQSA	II	JUMBO T.L.	RAPTOR 55-2R	RESEMIN	5 ft	J-26	OPERATIVO
EMQSA	III	JUMBO T.L.	RAPTOR R 44	RESEMIN	4 ft	J-28	OPERATIVO
EMQSA	IV	JUMBO T.L.	MUKI LHP	RESEMIN	4 ft	J-13	OPERATIVO
EMQSA	IV	JUMBO T.L.	RAPTOR 55-2R	RESEMIN	5 ft	J-27	OPERATIVO
RESEFER	IV	JUMBO T.L.	NAUTILUS DS	RESEFER	4 ft	RE-01	OPERATIVO
EMQSA	V-VII	JUMBO T.L.	MUKI LHBP-2R	RESEMIN	3 ft	J-25	OPERATIVO
RESEFER	V-VII	JUMBO T.L.	NAUTILUS D	RESEFER	4 ft	RE-03	OPERATIVO
RESEFER	V-VII	JUMBO T.L.	NAUTILUS DSB	RESEFER	4 ft	RE-06	OPERATIVO

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

3.4.2 Voladura

Para iniciar la voladura en avances se perfora un conjunto de taladros (taladros de producción, rimados y alivios) con una eficiencia de perforación de 3.10 m utilizando Emulnor 3000 1 1/4” x 12”. Para la voladura en tajos se utiliza Emulnor 3000 1 1/2” x 12” (SLV) o Emulnor 5000 1 1/2” x 12” (SLC) y un equipo cargador de ANFO. Como accesorios de voladura se emplea Faneles, Carmex 2C, mechas rápidas y cordón detonante. La voladura será controlada con el objetivo de disminuir los efectos de las vibraciones que originan debilitamiento en el macizo rocoso. Todas las voladuras en la mina se realizarán dentro de los horarios de disparo establecidos.

- **AVANCES**

Cuadro N° 22: Equipo de Carguío de Avances

EQUIPO DE CARGUÍO		
Modelo	Penberthy	Jetanol
Cargador	Neumático	Neumático
Marca	Remicsa	Aysatec
Capacidad De Carguío	25 kg de Anfo	50 Kg De Anfo

- **PRODUCCIÓN**

Cuadro N° 23: Equipos de Carguío de Producción

EQUIPO DE CARGUÍO		
Cargador	Neumático	Electrohidráulico
Marca	Aysatec	Resemin
Modelo	Jetanol	Ac 11 Anfo Charger Suri
Capacidad De Carguío	100 Kg De Anfo	500 Kg De Anfo

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

- **AVANCES**

Cuadro N° 24: Accesorios De Voladura Para Avances

EXPLOSIVOS DE VOLADURA	
Cebo	Emulnor 3000 1 1/4" X 12"
Carga Columna	Superfam Dos
ACCESORIOS DE VOLADURA	
Accesorios	Fanel Lp 4.2 M
	Cordón Detonante 5p
Guía De Seguridad	Carmex 2c

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

- **PRODUCCIÓN**

Cuadro N° 25:: Accesorios De Voladura Para Producción

EXPLOSIVO DE VOLADURA	
Cebo	Emulnor 3000 1 1/2" X 12" (Slv)
	Emulnor 5000 1 1/2" X 12" (Slc)
Carga Columna	Superfam Dos / Superfam L
ACCESORIOS DE VOLADURA	
Accesorios	Fanel Lp Y Ms 18.0 M
	Cordón Detonante 5p
Guía De Seguridad	Carmex 2c

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

3.4.3 Desatado

El desatado de rocas se realiza de forma manual con la ayuda de barretillas adecuadas, esta operación se realiza antes de ejecutar cualquier actividad de trabajo, se verificará que la labor cuente con 02 juegos de barretillas (4', 6', 8', 10' y 12') en buen estado, las cuales estarán ubicadas en la porta barretillas. Las barretillas serán de tubo de aluminio circular con punta plana (14.5 cm de longitud, 2.5 cm ancho) y punta palanca soldada (14 cm de longitud, 3 cm de ancho).

Cuadro N° 26: Longitudes de barretillas

SECCIÓN DE LABORES	LONGITUD DE BARRETILLA (ft)
3. 0 x 3.0 m	4,6,8,10,12
3.50 x 3.50 m	4,6,8,10,12,15

Cuadro N° 27: Equipo desatador

EQUIPOS DESATADORES (SISSORS)						
EMPRESA	SECCIÓN	EQUIPO	MODELO	MARCA	CAPACIDAD	CÓDIGO
EMQSA	III-V-VII	DESATADOR	ESCALEMIN	RESEMIN	4 M	SCA-02

3.4.5 Sostenimiento

Cumpliendo el ciclo de minado; el soporte o fortificación en la unidad es mediante equipo mecanizado y se aplica diferentes combinaciones de elementos de sostenimiento, dependiendo de las secciones, tiempo de uso de la labor y la calidad del macizo rocoso (RMR), tenemos desde pernos Helicoidales, Split Set, Swellex, todo con malla electrosoldada y este sostenimiento es aplicado hasta el tope del frente.

Para terrenos con $RMR < 30$ contamos con arcos metálicos como Cimbras H6, H4, las zonificaciones de calidad de macizo rocoso son actualizadas por la Superintendencia de Geomecánica y puesto en conocimiento al personal operativo; además, contamos con una tabla GSI (doble entrada) para que el personal pueda identificar la calidad del macizo rocoso.

Cuadro N° 28: Distribución de equipos de sostenimiento.

DISTRIBUCIÓN DE EQUIPOS DE SOSTENIMIENTO							
EMPRESA	SECCIÓN	EQUIPO	MODELO	MARCA	CAPACIDAD	CÓDIGO	ESTADO
EMQSA	I	JUMBO SOST.	BOLTER 88	RESEMIN	8 ft	JB-03	OPERATIVO
EMQSA	II	JUMBO SOST.	MUKI FF	RESEMIN	8 ft	J-21	OPERATIVO
EMQSA	II	JUMBO SOST.	MUKI FF	RESEMIN	8 ft	J-11	OPERATIVO
EMQSA	III	JUMBO SOST.	BOLTER 88	RESEMIN	8 ft	JB-05	OPERATIVO
EMQSA	IV	JUMBO SOST.	MUKI FF	RESEMIN	8 ft	J-22	OPERATIVO
EMQSA	V	JUMBO SOST.	SMALL BOLTER 88	RESEMIN	8 ft	JB-01	OPERATIVO
EMQSA	V	JUMBO SOST.	BOLTER 88	RESEMIN	8 ft	JB-02	OPERATIVO
EMQSA	VII	JUMBO SOST.	MUKI BOLTER	RESEMIN	6 ft	JB-04	OPERATIVO
EMQSA	VII	JUMBO SOST.	BOLTER 88	RESEMIN	8 ft	JB-07	OPERATIVO

3.4.6 Limpieza de Desmante

La limpieza de desmante se realiza con los scooptram de 4.1 yd³ y 6.0 yd³, los cuales acarrearán hacia las cámaras de acumulación para su posterior acarreo hacia los tajos vacíos. Se cuentan con equipos R1300G de 4.1 yd³ (CATERPILLAR), con rendimiento promedio de 41 t/h a una distancia de acarreo de 250 m. Además de considerar camiones Dumper 16 TD de 16 t (KOMATSU), con rendimiento promedio de 35 t/h a una distancia de acarreo de 750 m.

Cuadro29:Distribución de Equipos Scooptram

DISTRIBUCIÓN DE SCOOPTRAM AVANCES Y SERVICIOS							
SECCIÓN	EMPRESA	TIPO DE EQUIPO	MODELO	MARCA	CÓDIGO	CAPACIDAD	ACTIVIDAD
I	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-62	4.2 yd ³	AVANCE
II	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-99	4.2 yd ³	AVANCE
II	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-105	4.2 yd ³	AVANCE
III	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-64	4.2 yd ³	AVANCE
IV	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-98	4.2 yd ³	AVANCE
SSMM	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-49	4.2 yd ³	AVANCE
SSMM	EMQSA	SCOOPTRAM	LH 203	SANDVIK	SC-72	2.2 yd ³	SERVICIOS
V-VII	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1600GH	CATERPILLAR	SC-108	6.0 yd ³	AVANCE
V-VII	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-106	4.2 yd ³	AVANCE
V-VII	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-107	4.2 yd ³	AVANCE

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

3.4.7 Limpieza de Mineral

La limpieza del mineral roto se realizará principalmente utilizando scooptram diésel, cuyas capacidades son de 4.1 yd³. Su uso depende de las características de la estructura mineralizada. En tajos de techos inestables y/o de alto riesgo, para la seguridad del personal se utilizará scooptram con telemando (control remoto) para transportar el mineral hacia los echaderos.

Cuadro30:Distribución de Equipos Scooptram para limpieza de mineral

DISTRIBUCIÓN DE SCOOPTRAM PRODUCCIÓN							
SECCIÓN	EMPRESA	TIPO DE EQUIPO	MODELO	MARCA	CÓDIGO	CAPACIDAD	ACTIVIDAD
I	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-89	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
I	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-90	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
I	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-100	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
II	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-48	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
II	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-93	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
II	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-94	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
II	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-103	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
IV	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-63	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
IV	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-65	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN

IV	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-91	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
IV	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC- 97	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
IV	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-102	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
IV	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-104	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
V-VII	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-92	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
V-VII	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-95	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
V-VII	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-96	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN
V-VII	EMQSA	SCOOPTRAM	R 1300G	CATERPILLAR	SC-101	4.2 yd ³	PRODUCCIÓN

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

3.4.8 Extracción de Mineral

Equipos de acarreo y transporte sobre línea riel, los equipos están distribuidos de la siguiente manera:

Nv 1700 – AFE: AFE – NORTE 1 Locomotora de 10 carros capacidad de carro minero 7 t (en operación), AFE – SUR 1 Locomotora de 10 carros capacidad de carro minero 4 t (En operación). Cada Locomotora trabaja con 10 carros.

El sistema de izaje de mineral se encuentra en el Pique Central, por donde se realiza el izaje del mineral proveniente de la zona baja NV. 3900 hacia la Tolva 05 NV. 1700; de donde es transportado por el AFE hacia las tolvas N° 02, 03, y 04.

3.4.9 Tajos Vacíos:

El relleno de los tajos vacíos ayuda a la reducción de eventos micro-sísmicos y además ayuda a estabilizar las paredes de los tajos ya explotados

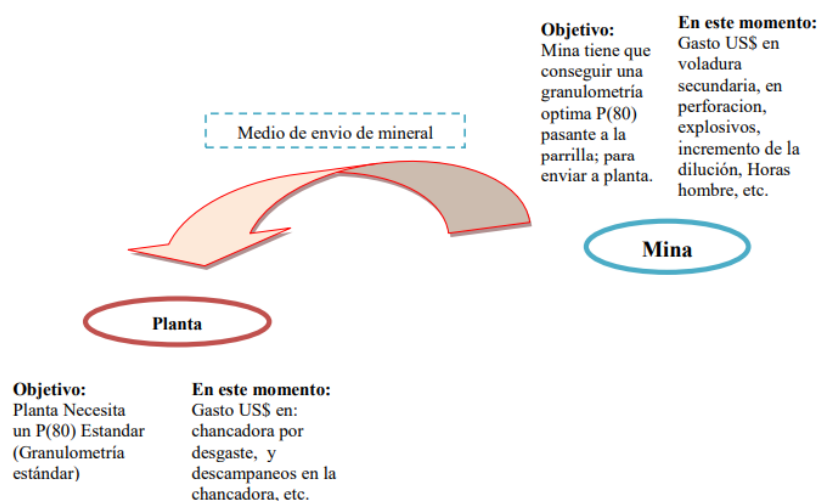
Cuadro31:Comarativo Tn Programado y Tn Rellenado



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

3.5 DESCRIPCIÓN DE LA IMPORTANCIA DEL PROCESO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Figura N° 14: Importancia del Proceso de perforación y Voladura.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

3.6 EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS DE VOLADURA

- ✓ Explosivos pulverulentos.
- ✓ Tipos de explosivos (Hidrógeles).
- ✓ Anfo.
- ✓ Emulsiones.
- ✓ Pólvora de mina.
- ✓ Explosivos Gelatinosos.
- ✓ Detonadores: Eléctrico y No Eléctrico.
- ✓ Mecha lenta y detonador de mecha
- ✓ Cordón detonante.
- ✓ Relés de retardo.

CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA DE OPTIMIZACIÓN A TRAVÉS DE LOS CRITERIOS TECNICOS CON LA APLICACIÓN DEL SOFTWARE JK SIMBLAST Y LOS INSTRUMENTOS DE MONITOREO DE VOLADURA.

4.1 ETAPA DE RECOPIACION DE DATOS.

4.1.1 TOMA DE DATOS EN CAMPO.

Data N° 01; Voladura realizada en el tajo 562, Vn 570-2; Nv. 1000 Zona Alta; 27 de Agosto del 2020.

Descripción de la actividad.

Se viene realizando en la Compañía Minera Los Quenuales - Unidad Yauliyacu, y en coordinación con el Ing. Luis Otárola (Asistente de superintendencia) de la Zona Alta, se programó la realización de voladuras en la Zona - Jirca mediante el Uso de un EXAMÓN P de Baja Potencia (20 sacos) el cual iba a ser usado a modo de prueba con la finalidad de realizar voladuras con un anfo de menor poder energético para controlar el daño hacia las rocas encajonantes.

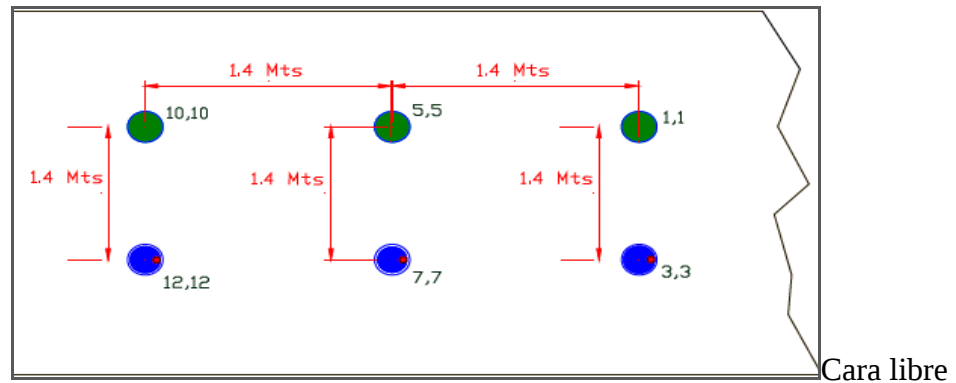
Como parte de las pruebas ejecutadas, se realizó una voladura en el **TJ 562, VN 570-2 NV. 1000**, el día 27 de agosto de presente año, obteniendo resultados deficientes por motivos que detallaremos a continuación.

Consideraciones del proceso.

En esta voladura se realizó el diseño de acuerdo a la malla siguiente:

Figura N° 15: Diseño de Perforación y Voladura del Tajo

Caja techo



Caja piso

Fuente: Propia

- Los trabajos se realizaron en conjunto con el Supervisor de Control de Minado Teófilo Bendezú y el Disparador Cesar Tello.
- Se cargó con Examón P de baja Potencia para lo cual se trajo 5 sacos del polvorín auxiliar en Jirca diferenciándose por el hilo de color rojo en la costura del mismo.

Figura N° 16: Explosivos en campo.



Fuente: Propia

- Se logró entubar un taladro el cual faltaba.
- El tapado de los taladros se realizó desde la parte superior con unos sacos y alambres. Pero no se realizó el levantamiento de los taladros desde la parte inferior.
- Se ha utilizado 2 cebos por taladros por tener longitudes de taladros de hasta 21 metros.
- Los taladros de la caja techo se desacoplaron con tubo de PVC de ¾ Pulgs con la finalidad de no generar daño y un mejor control. (Fig. 17).

Figura N° 17: Desacoplamiento del taladro con tubo de PVC de 3/4"



Fuente: Propia

- Los taladros de caja piso se cargaron normalmente y con los Exsaneles números : 1 – 5 – 10 .(Fig. 16)

Como se puede ver en la Fig. 18 el Disparo sopló totalmente en los taladros de la primera fila y por consiguiente las otras dos secciones.

Figura N° 18: Resultados de la voladura

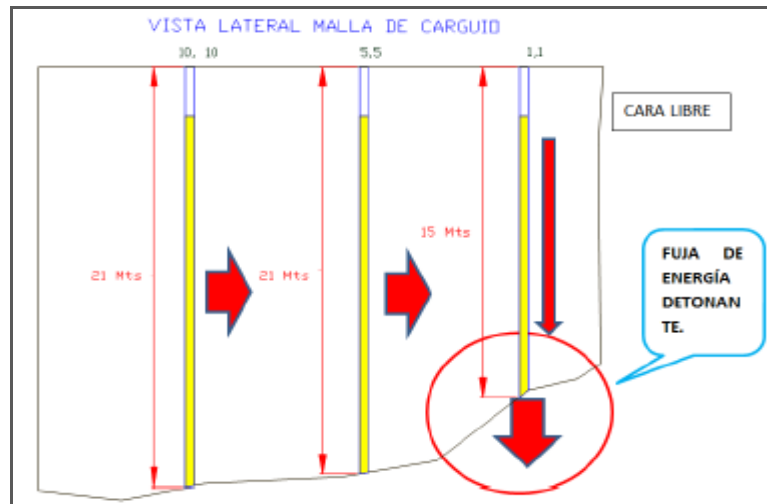


Fuente: Propia

Diagnóstico.

Como se mostró en la foto anterior la presencia de los tubos indica que los taladros no llegaron a romper la roca hacia la cara libre debido a la fuga de energía por la parte inferior del taladro esto posiblemente debido a las irregularidades del terreno y posible presencia de fracturas

Figura N° 19: Vista lateral de malla de carguío.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

En vista a las evidencias y posterior análisis realizado anteriormente se concluye que el disparo falló por las siguientes razones:

- Este Anfo de baja potencia debió ser utilizado con un burden y espaciamiento menor a 1.40 x 1.40 m por ser un anfo con poder energético menor al anfo que se viene utilizando en mina Yauliyacu. Siendo esta y otras las probables razones de que no haya sido capaz de lograr una adecuada interacción roca-explosivo lo cual fue insuficiente para lograr fragmentar, triturar y desplazar la roca.
- En esta voladura se controlaron adecuadamente las variables de carga explosiva por taladro, adecuado secuenciamiento de voladura, así como el uso de tacos inertes de detritus entre otras, no obstante existieron otras variables que no se pudieron controlar como fueron: la desviación de los taladros la cual no se llegó a determinar porque no se realizó un levantamiento de los mismos, otra variable importante es la presencia de fallas y alteraciones dentro del macizo rocoso que en el proceso de voladura pudieron haber sido una de las causantes del resultado deficiente.

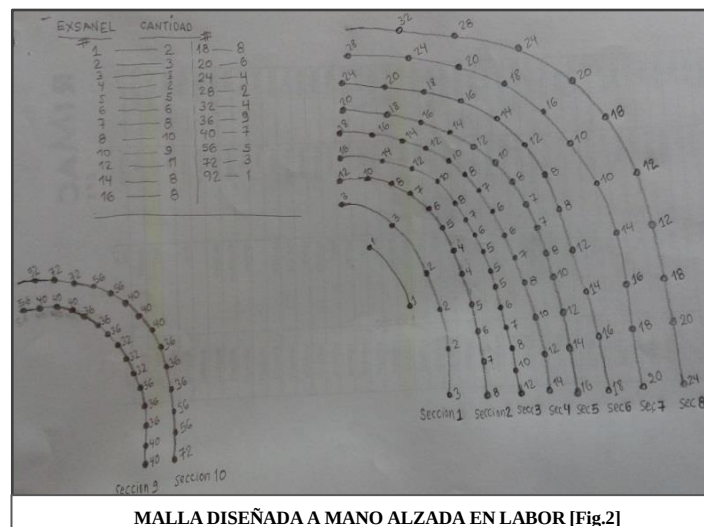
Cabe señalar que en todo proceso de pruebas existe la probabilidad y el riesgo de falla los cuales se van ajustando y corrigiendo en el proceso por ende se recomienda no descartar este producto sin haber realizado más pruebas, pero con una mayor precaución como por ejemplo probar este producto en la última fila o sección de una voladura con el fin de evitar fallar la totalidad o gran parte de la voladura.

Data N° 02; Voladura en el Tajo 262 Sección I

Descripción de la actividad.

- Se verificó los ángulos de perforación con el clinómetro sobre la barra de perforación viendo el diseño en el plano. Encontrando que había 1 grado de diferencia en uno de los taladros con referencia al plano .la viga más la base del Stinger del Resefer N° 4 mide 3.40 m esto puede dificultar un buen posicionamiento en las labores de 3.5 x 3.5 m.

Figura N° 20: Malla diseñada a mano alzada



Fuente: Propia

Figura N° 21: Medición de ángulos.



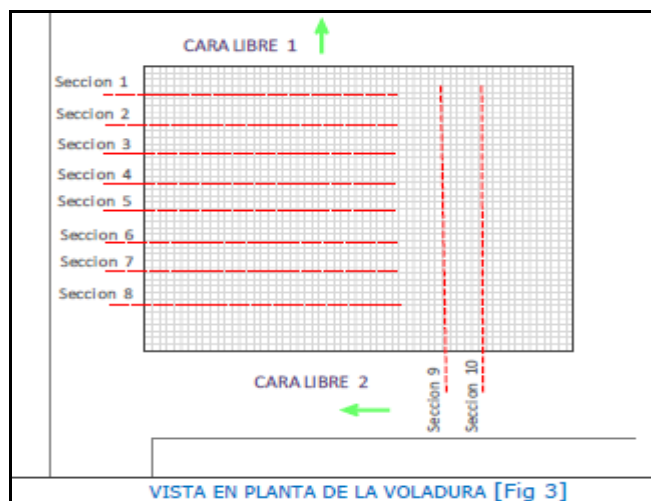
Fuente: Propia

- Para este disparo se hizo un levantamiento a mano alzada de la malla de perforación para solicitar los accesorios y suministrar de polvorín hacia la labor llegando a completar los números faltantes de sección III ya con estos accesorios

se secuenció ambas voladuras, la primera de 8 secciones y la segunda de 2 secciones saliendo en dos fases para que la primera pueda generar cara libre para la segunda caso contrario fallaría. Llegando a disparar un total de 125 taladros con 2 Toneladas de Anfo.

Se tiene la voladura vista en planta las 8 secciones (sección 1 al 8) las cuales salieron primero generando cara libre para las secciones 9 y 10.

Figura N° 22: Vista en planta de Voladura.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Aquí se muestra el carguío de los taladros con el supervisor de la zona, el diseño fue la mitad de la sección en abanico y disparados de acuerdo a las secciones como se muestra en la Fig. 22.

Figura N° 23: Carguío de Taladros y resultado.

	TAJO 262, NV 600 - SECCION 1		
	Tipo de Roca, RMR		50
	Diametro Taladro Produccion	mm	64
	N° de taladros Cargados	m	125
	Longitud de Perf. en Abanico	m	10.00
EXPLOSIVOS			
	Semexa E 65 1 1/2" x 8"	kgs	37.5
	Examon P	kgs	2000
	Total de explosivo	kg	2037.5
RESULTADOS			
	Volumen roto	m3	1117
	Tonelaje roto	tn	3798
	Factor de Carga	kg/m3	1.82
	Factor de Potencia	kg/tn	0.53

Fuente: Propia.

Figura N° 24: Vista de Voladura



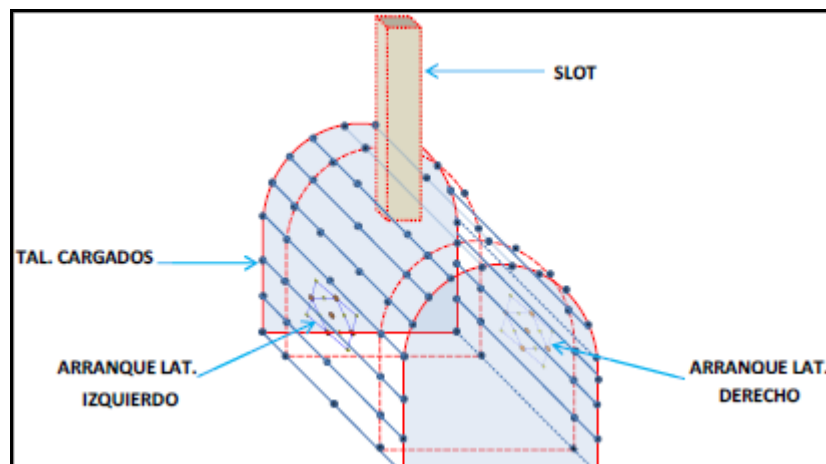
Fuente: Propia.

Data N° 03; Voladura en Tj 749 Ventana 2 Sección I

Descripción de la actividad.

Esta labor con características de roca de 50 de RMR teniendo una cara libre - SLOT de 10 metros de longitud, un poco reducido y a partir de esta generar una voladura de mayor tamaño incluyendo dos arranques laterales en el mismo nivel así como 2 filas posteriores y 2 anteriores, para tal efecto se dispararon los arranques con el mismo secuenciamiento para que no haya efecto de tiros cortados u otros disparando un total de 102 taladros con 1,356 kg de Anfo llegando a tener buen resultado el cual fue constatado por el Técnico. De Control de Minado Teófilo Bendezú.

Figura N° 25: Esquema de perforación y voladura en el Tajo 749.



Fuente: Propia.

Figura N° 26: Fotografía se visualiza la cara libre, así como la sección a disparar



Fuente: Propia.

Figura N° 27: Carguío de los taladros



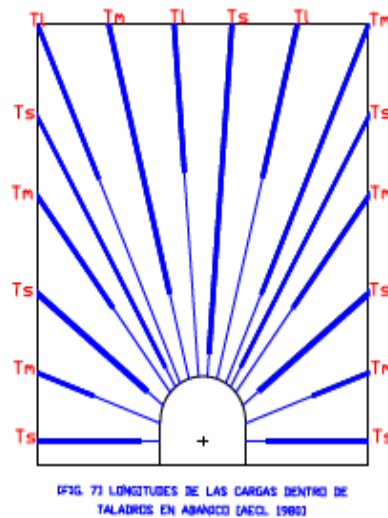
TAJO 749 VN 2, NV 400 - SECCION 1		
Tipo de Roca, RMR		50
Diametro Taladro Produccion	mm	64
N° de taladros Cargados	m	102
EXPLOSIVOS		
Semexa E 65 1 1/2" x 8"	kgs	31.25
Examon P	kgs	1325
Total de explosivo	kg	1356.25
RESULTADOS		
Volumen roto	m3	995.4
Tonelaje roto	tn	3384.5
Factor de Carga	kg/m3	1.36
Factor de Potencia	kg/tn	0.4

Fuente: Propia.

En este punto es indispensable mencionar la importancia que tiene un adecuado control de la cantidad de carga explosiva por taladro en los taladros largos en abanico, dado que se debe conseguir un reparto del explosivo lo mejor posible por lo que el trabajo de los cargadores es fundamental.

Así por ejemplo en el esquema de la figura N° 7 se puede ver como los taladros convergen hacia la galería de perforación, siendo por esto necesario disponer de 3 longitudes de taco (zona del taladro sin carga explosiva).

Figura N° 28: Esquema de carguío.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

$T_s = 20D$

$T_m = 50D$

$T_l = 125D$

Donde

D = Diámetro del taladro.

En adición a esto, se observó como una práctica común que todos los taladros en abanico se vienen cargando con iguales longitudes de carga (aproximadamente dejando un metro de taco), lo que conlleva a requerir innecesariamente de un mayor consumo de explosivos y de que se pueda generar el efecto Dead pressing ya que conforme la distancia entre cargas en un abanico disminuye, existe un aumento de la probabilidad de que las cargas que detonen primero desensibilicen a las cargas adyacentes con lo que el rendimiento y los resultados de estas voladuras se vean negativamente afectados.

Diagnóstico.

- Los resultados de las voladuras realizadas fueron buenos a excepción de “una prueba especial” realizada en la Zona 21 de setiembre que por diversas razones ya mencionadas se detalla en un informe aparte ya entregado a las Jefaturas de operaciones, Control de Minado y Planeamiento.

- Superintendencia de Mina mencionó la posibilidad de realizar pruebas con Emulsión de Lámina Plástica (Emulex) en reemplazo de la Emulsión Semexsa E 65 con lámina parafinada, de tomar un acuerdo por parte de Minera Yauliyacu solicitarlo mediante un correo a nuestras personas para remitirlo al área comercial para hacer el envío de este producto a modo de prueba.
- La viga con la base del Stinger del Equipo de perforación de la ECM RESEFER N° 4 tiene una longitud de 3.40 m lo cual para secciones de 3.5 x 3.5m y más cuando tiene irregularidades el terreno no permite un libre movimiento para el posicionamiento y ubicación del baricentro para una buena perforación.
- Es necesario incluir en los diseños de las mallas la longitud de carguío o del stemming para poder controlar la carga de explosivo por taladro y no excederse para lo cual se deben marcar los tubos de carga con cintas de colores para identificarlos.

4.2 ETAPA DE INVESTIGACION DE DESVIOS CON LA APLICACIÓN DEL SOFTWARE JK SIMBLAST.

4.2.1 DESVIACION DE TALADROS

4.2.1.1 Equipo Pewee Magnetic Multishot.

Con este equipo PEWEE se procedió a levantar los taladros perforados (ejecutados) y comparando con lo programado por planeamiento para poder determinar el grado de desviación que poseen cada uno de ellos.

Figura N° 29: Información del equipo **Pewee** de un taladro.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Esta data es el levantamiento de la desviación de un taladro, de esta forma se recopilara cada cuadro por taladro proporcionando que incluye información como coordenadas, inclinación y otros para luego ser procesada en los planos comparando entre el planificado y el ejecutado el cual ha sido levantado por el equipo Peewee para visualizar la diferencia y calculando su desviación real.

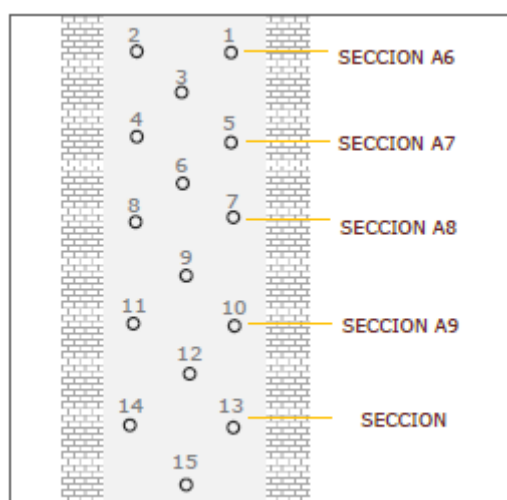
Tabla N° 32: Medición de desviación.

Prof.	Az.	Ind.	Norte	Este	Elevac.	G. Tf.	G.Vec.	Mag.Tf.	Mag.Vec.	Incl. Mag.	Temp.
0	128.49	70.83	0	0	0	33.34	9.74	85.68	25785	2.85	16.2
1	125.55	64.49	-0.23	0.3	0.92	44.46	9.73	101.29	25291	0.96	16
2	123.86	61.39	-0.49	0.68	1.81	77.3	9.73	137.12	25217	-0.74	16
3	125.07	61.63	-0.76	1.07	2.69	101.78	9.72	160.11	25071	-0.09	16
4	126.86	61.9	-1.03	1.45	3.57	119.74	9.74	176.34	25050	-0.19	16
5	124.48	62.53	-1.31	1.83	4.46	130.48	9.73	189.09	24976	0.09	16
6	122.43	63.19	-1.56	2.21	5.35	119.62	9.74	180.01	24919	0.13	16
7	122.38	63.26	-1.8	2.59	6.24	143.96	9.74	204.41	24901	0.07	16
8	120.71	63.52	-2.03	2.97	7.14	166.53	9.74	228.53	24938	-0.01	16
9	121.12	63.79	-2.26	3.36	8.03	197.77	9.77	259.37	24984	-0.11	16.2

Fuente: Propia

4.2.1.2 Medición de desviación de taladros utilizando Equipo Peewee-SLV.

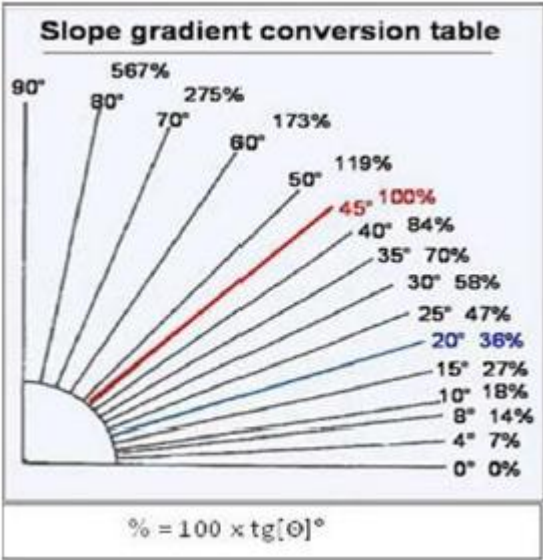
Figura N° 30: Tajo 263 Nv. 1200 – Jirca. Malla de Perforación.



Fuente: Propia

En este tajo se realizó la medición de los taladros perforados para determinar la desviación real comparándolo con el taladro planificado y determinar la desviación en ángulos y posteriormente en porcentajes.

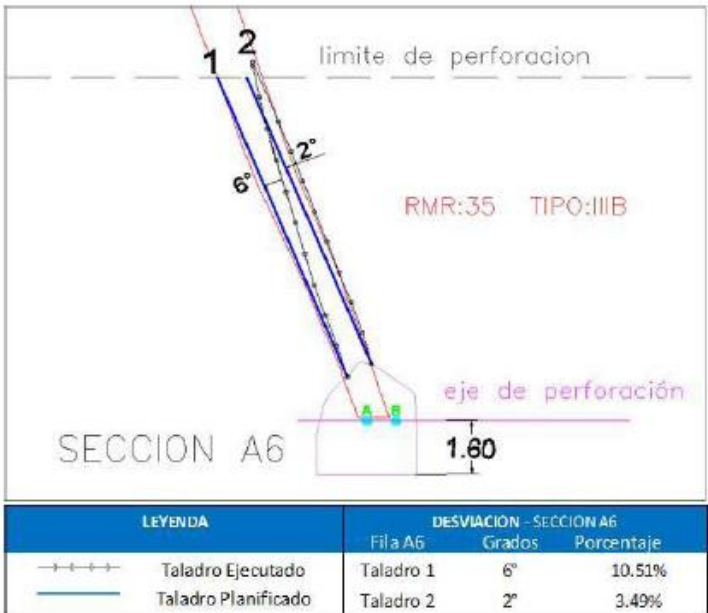
Figura N° 31: Conversión de grados a porcentaje %



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

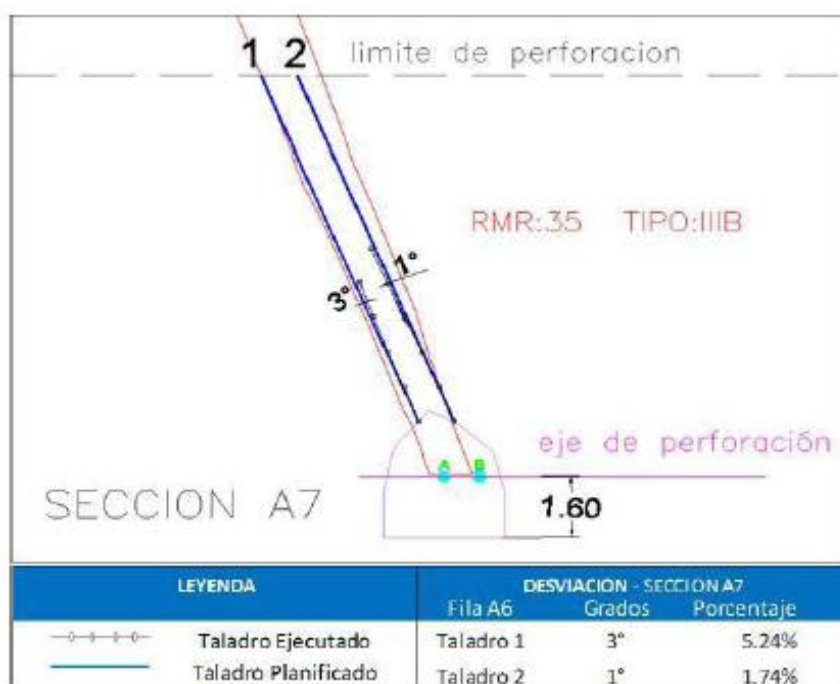
Cálculo de desviación por secciones:

Figura N° 32: Sección A6



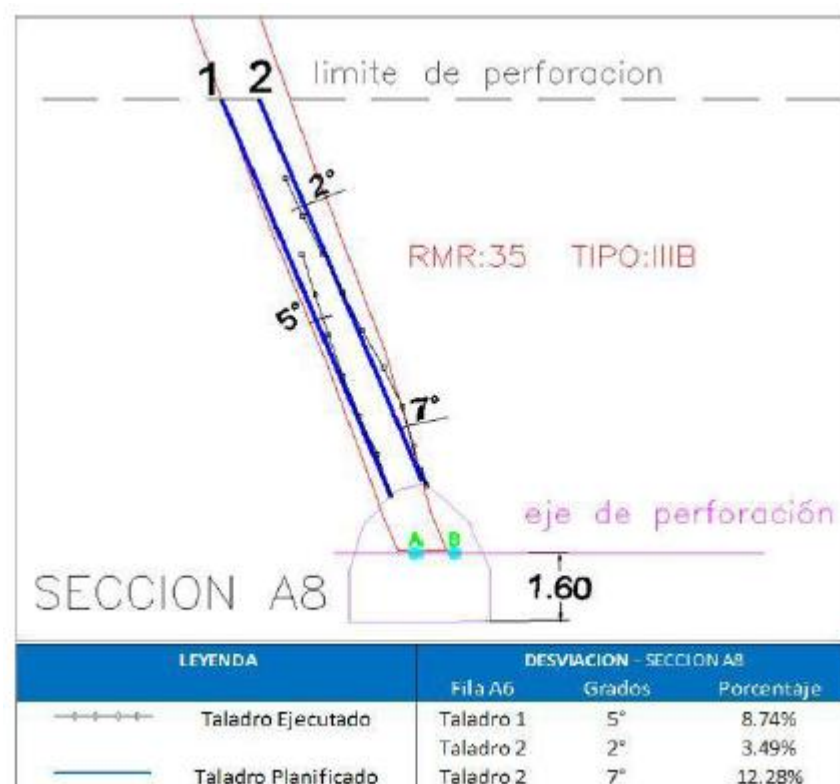
Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Figura N° 33: Sección A7



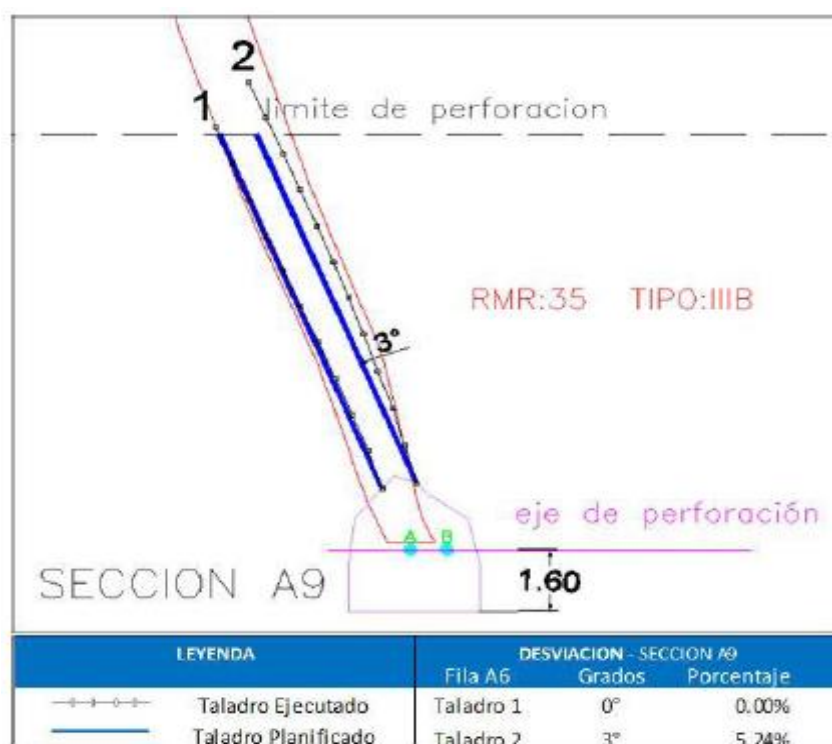
Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Figura N° 34: Sección A8



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Figura N° 35: Sección A9



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Figura N° 36: Sección A10

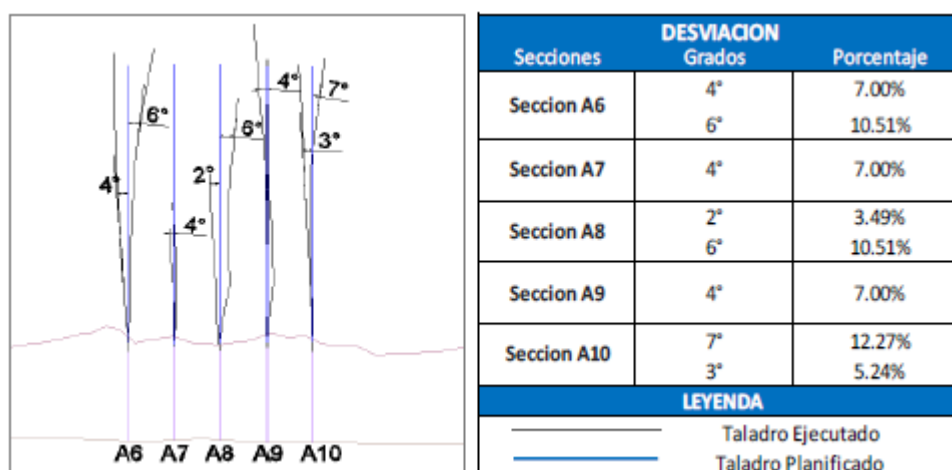


Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Sección corte longitudinal.

Desde otra vista se realizó un corte y determino los ángulos correspondientes en cada sección calculando el porcentaje respectivamente tal como se muestra en el siguiente cuadro.

Figura N° 37: Desviación por sección

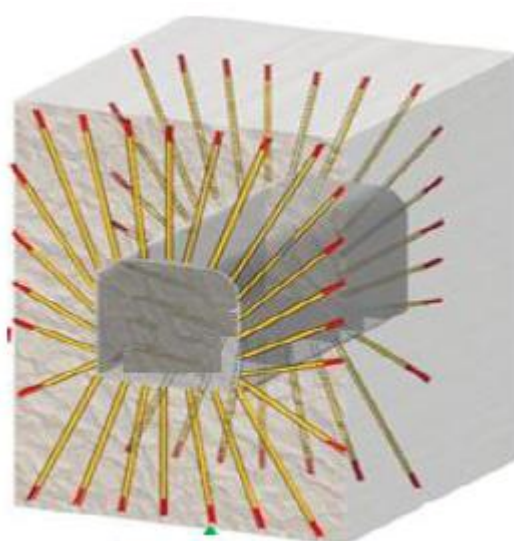


Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

4.2.1.3 Medición de desviación de taladros con Equipo Pewee – SLC.

Tajo 005 Ventana 673 Sección I:

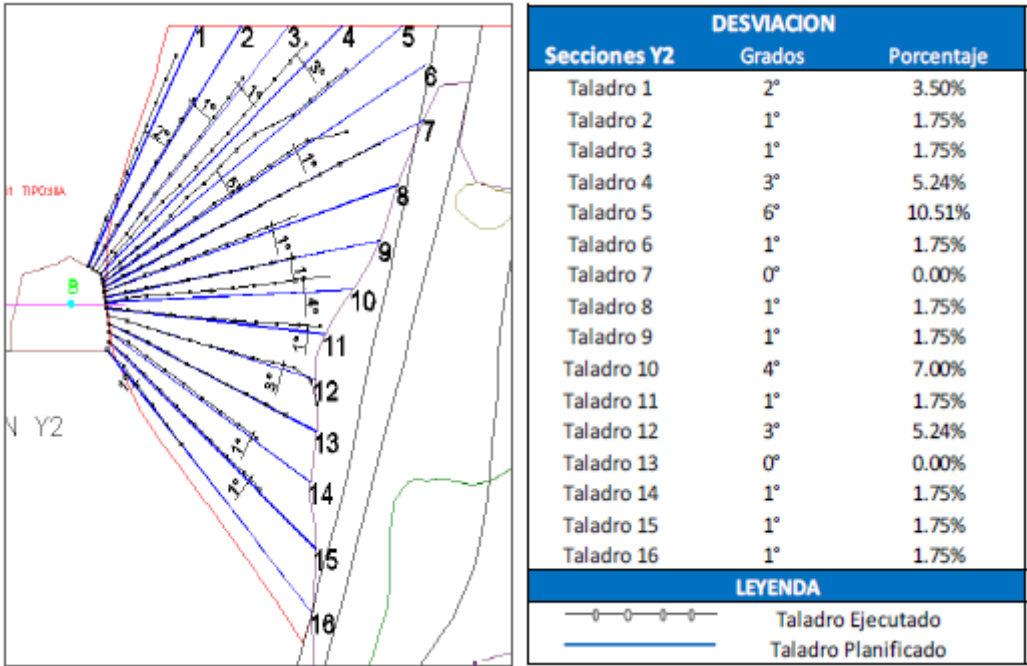
Figura N° 38: Desviación en Taladros de abanico



Se realizó las mediciones de 2 secciones en abanico pero solo la mitad de esta midiéndose taladro por taladro y hasta donde nos permitió las condiciones del mismo, ya que en algunos casos el equipo se obstruía por no ser taladros limpios y respectivamente entubados en su totalidad corriendo el riesgo de quedarse atrapado el equipp.

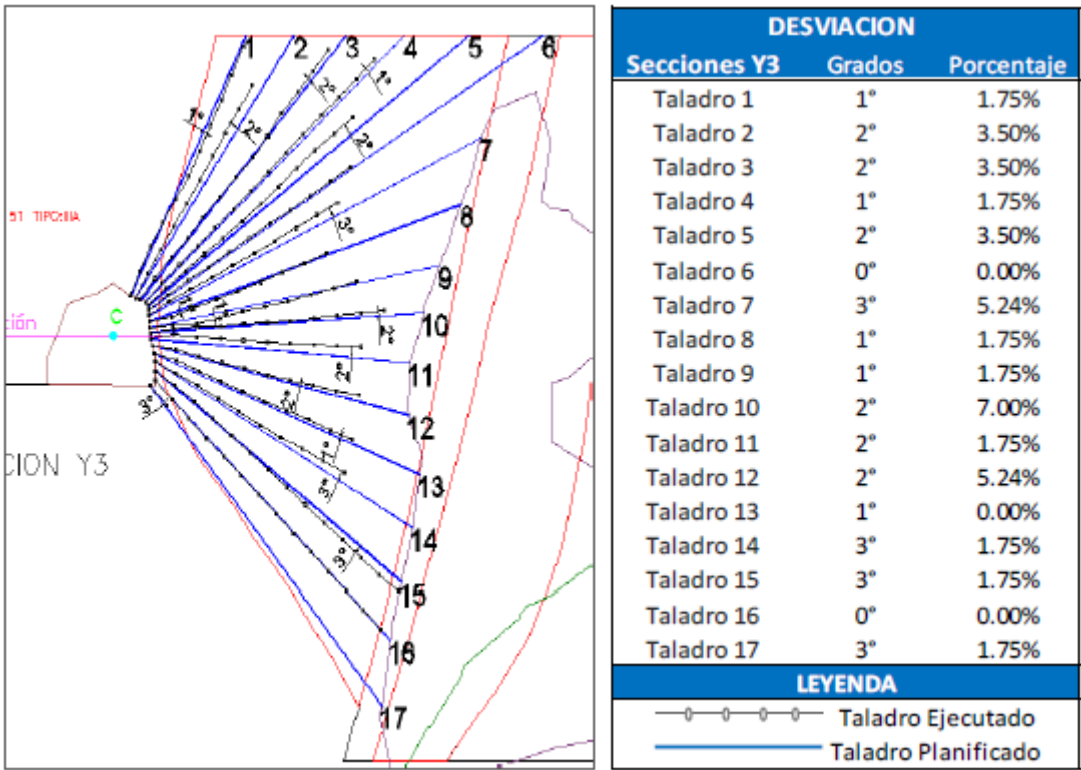
Fuente: Propia

Figura N° 39: Desviación **Sección Y2**



Fuente: Propia

Figura N° 40: Desviación **Sección Y3**



Fuente: Propia

4.2.1.4 La desviación realizada en Vetas zona Jirca tajo 263 Nv. 1200

De un total de 11 taladros medidos en 5 secciones en resumen se encontró lo siguiente:

Tabla N° 33: Desviación en Vetas zona Jirca tajo 263 Nv. 1200

<i>Vista frontal</i>		
<i>Desviación mínima</i>	<i>0°</i>	<i>0 %</i>
<i>Desviación promedio</i>	<i>2.72°</i>	<i>4.75 %</i>
<i>Desviación máxima</i>	<i>7°</i>	<i>12.28 %</i>

<i>Vista lateral</i>		
<i>Desviación mínima</i>	<i>2°</i>	<i>0 %</i>
<i>Desviación promedio</i>	<i>4.5°</i>	<i>7.87 %</i>
<i>Desviación máxima</i>	<i>7°</i>	<i>12.28 %</i>

Fuente: Propia

La desviación realizada en el tajo 005 ventana 673 de la sección I en abanico.

De un total de 33 taladros medidos en 2 secciones en resumen se encontró lo siguiente:

Tabla N° 34: Desviación en tajo 005 ventana 673 de la sección I

<i>Vista frontal</i>		
<i>Desviación mínima</i>	<i>0°</i>	<i>0 %</i>
<i>Desviación promedio</i>	<i>3.29°</i>	<i>5.74 %</i>
<i>Desviación máxima</i>	<i>6°</i>	<i>10.51 %</i>

Fuente: Propia

Es necesario controlar la desviación realizando prácticas como:

- Perforación lenta o de baja rotación, sin percusión utilizando básicamente la columna de perforación actúe por su propio peso en caso de ser negativo y en positivo un tubo guía como es el tubo tac que se ha utilizado en algunos casos.
- La finalidad de controlar la desviación es para no generar un burden mayor al planificado y obtener la menor cantidad de bancos post voladura.
A nivel de las mediciones de desviación de taladros largos con el equipo Pewee se tiene que tener la disponibilidad de:

- Apoyo de 2 personales para su maniobrabilidad por tener varias mediciones y secciones.
- En los posibles taladros que estén entubados o taladros que no estén en zonas de relleno por ser de alto riesgo para el equipo de quedar atrapado en los taladros o en tal efecto trabajar con un plano de perforación real para medir las longitudes con cuidado.
- Es importante estas recomendaciones para no incidir en el atrapamiento del equipo en el taladro tal como ocurrió en la última visita el cual fue liberado después de un tiempo con la probabilidad de pérdida total siendo de un costo representativo para nuestra representada.

4.2.2 CALCULO TEORICO DEL AREA DE INFLUENCIA PARA LA DETONACION DE UN TALADRO

Introducción.

A solicitud del Jefe del Área de Planeamiento de la Unidad Minera de Yauliyacu, Ing. John Quispe, se elaboró el siguiente paper con el objeto de cuantificar el valor teórico de la sobrerotura experimentada por las paredes de los tajos explotados en SLV.

Este paper no es documento definitivo sino que está sujeto a cambios y mejores sugerencias por lo que no debe tomarse como la mejor y última alternativa.

A manera de introducción se debe recalcar que todos los tajos que nos solicitaron analizar son del tipo III (Regular) según Bieniawski.

Tabla N° 35: Parámetros de Bieniawski en campo

Tajo	Nivel	σ_t - Resistencia Tracción (MPa)	Modulo de Young (GPa)	RMR	Q	RQD
T-673	1000	103.94	103.94	55.00	4.40	40%
T-230	1200	192.52	192.52	53.00	3.75	45%
T-660	3300	190.00	190.00	57.00	5.00	45%

TIPO DE ROCA	RMR	COLOR
MUY BUENA	80 ~ 100	Yellow
BUENA	60 ~ 80	Blue
REGULAR	40 ~ 60	Green
MALA	20 ~ 40	Orange
MUY MALA	0 ~ 20	Red

Fuente: Propia

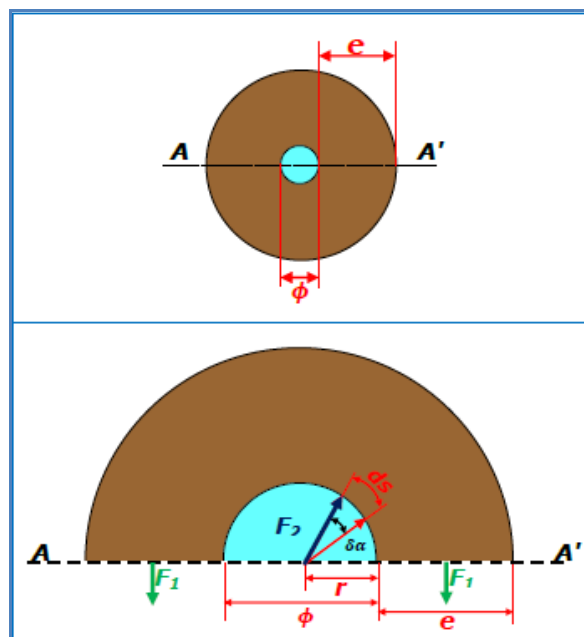
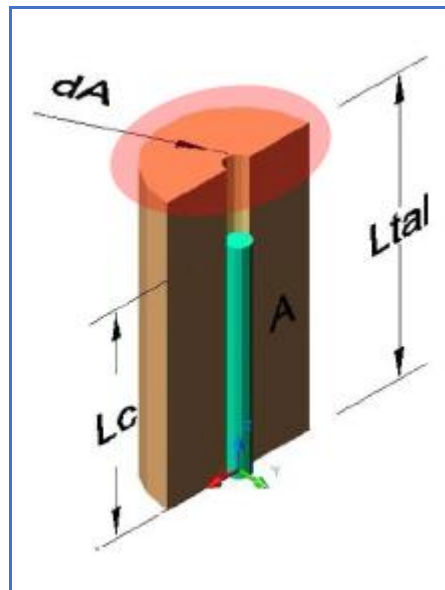
Objetivo

Calcular el radio de influencia para la detonación de taladros de contorno en explotaciones por SLV.

Cálculo Teórico

Al detonar un taladro este genera un área de influencia alrededor de roca alterada, la cual a posteriori representará una zona de posible sobre-rotura.

Figura N° 41: Área de influencia para la detonación del taladro (D.C.L)



Fuente: Propia

A continuación, se presenta el análisis teórico que sustenta el cálculo matemático del valor del área de influencia ():

$$\begin{aligned}\sum F_i &= 0 \\ -2F_1 + F_2 &= 0 \\ F_2 &= 2F_1 \dots (1)\end{aligned}$$

Determinando F2, a partir del D.C.L.

$$dF_2 = dF_2 \sin \alpha + dF_2 \cos \alpha$$

El dF depende de los siguientes parámetros:

- Presión de detonación (PoD),
- Factor de carguío (Fc) del explosivo
- Diferencial del área (dA)

$$dF_2 = P_o D \cdot F_c \cdot dA$$

Donde;

$$\begin{aligned}dA &= L_{tal} \cdot ds \\ ds &= r_s \cdot d\alpha\end{aligned}$$

Reemplazando tenemos;

$$\begin{aligned}\int dF_2 &= \int_0^\pi P_o D \cdot F_c \cdot L_{tal} \cdot r \cdot \sin \alpha \, d\alpha + \int_0^\pi P_o D \cdot F_c \cdot L_{tal} \cdot r \cdot \cos \alpha \, d\alpha \\ \therefore F_2 &= 2P_o D \cdot F_c \cdot L_{tal} \cdot r \dots (2)\end{aligned}$$

b. Determinando F1, depende de la resistencia a la compresión (), del RQD y del área de rotura (A)

$$F_1 = \sigma_c \cdot RQD \cdot A$$

Donde;

$$A = e \cdot L_{tal}$$

$$\therefore F_1 = \sigma_c \cdot RQD \cdot e \cdot L_{tal} \dots (3)$$

Reemplazando las ecuaciones (3) y (2) en (1):

$$2P_o D \cdot F_c \cdot L_{tal} \cdot r = 2\sigma_c \cdot RQD \cdot e \cdot L_{tal}$$

$$e = \frac{P_o D \cdot F_c \cdot r}{\sigma_c \cdot RQD}$$

$$e = \frac{P_o D \cdot F_c \cdot \phi}{2\sigma_c \cdot RQD} \dots (4)$$

A partir de los datos proporcionados por el área de Geomecánica se tiene lo siguiente:

Tabla N° 36: Parámetros Geomecanicos en campo

Tajo	Nivel	σ_c - Resistencia Compresión (MPa)	RQD
T-673	1000	103.94	40%
T-230	1200	192.52	45%
T-660	3300	190.00	45%

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Utilizando los parámetros requeridos (RQD) del cuadro anterior en la ecuación (4), además de ello se toma el diámetro de perforación de 2.50" (64mm) y la presión de detonación calculada a partir de lo siguiente:

$$P_o D = \frac{\rho_e \cdot (VOD)^2 \cdot 10^{-3}}{4}$$

Dónde:

- ρ_e es la densidad del explosivo, en g/cm³
- VOD es la velocidad de detonación, en m/s
- $P_o D$ es la presión de detonación, en MPa

En la explotación de SLV se utiliza Anfo, con lo cual se obtiene:

$$P_o D = \frac{0.82 \cdot (3200)^2 \cdot 10^{-3}}{4} = 2150.40 \text{ MPa}$$

Por tanto, se obtuvo:

Tabla N° 37: Presión de detonación.

Tajo	Nivel	e (cm)
T-673	1000	164.22
T-230	1200	78.81
T-660	3300	79.85

Fuente: Propia

Cálculo del Radio de Influencia para los Taladros de Contorno

Puesto que el motivo de este paper es cuantificar el grado de robre-rotura hacia las cajas, se debe contemplar que el radio de influencia se ve amortiguado una vez que se encuentra formada la cara libre, por ello se toma la siguiente relación para el cálculo de la radio de influencia hacia las cajas de tajo:

$$e' = k_a \cdot e$$

Dónde:

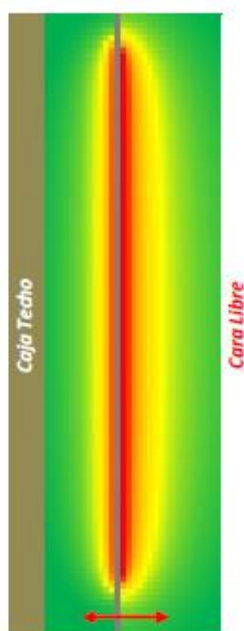
- e , es el radio de influencia hacia la cara libre
- e' , es el radio de influencia hacia las cajas (roca encajante)

Tabla N° 38: Factor de Amortiguamiento.

Diámetro (in)	Factor Amortiguamiento (Ka)
1.5"	1/4
2.5"	1/3
3.5"	1/2

Fuente: Propia

Figura N° 42: Menor radio de influencia hacia las cajas según el diámetro de carga lineal



Fuente: Propia

Tabla N° 39: Radio de influencia teórica

Tajo	Nivel	e' (cm)
T-673	1000	54.74
T-230	1200	26.27
T-660	3300	26.62

Fuente: Propia

4.2.3 EN ZONA JIRCA

4.2.3.1 MONITOREO Y ANALISIS DE VIBRACIONES DE TAJOS DE PRODUCCION EN LA ZONA JIRCA

Introducción

Se ejecutó con el propósito de realizar trabajos de monitoreo y análisis de vibraciones en tajos de producción de mineral en la zona JIRCA, con la finalidad de determinar el daño al macizo rocoso generado por las voladuras. Esto a fin de generar mejoras en sobrerotura, descaje y dilución de mineral para lograr beneficios en las operaciones de Mina.

Las coordinaciones para efectuar dichos trabajos se realizaron con el Ingeniero Luis Otárola, Asistente de Superintendente de Mina y con la

Ingeniera Lilian Gonzales, Jefe del Área de Perforación y Voladura de Mina Yauliyacu.

Trabajos Realizados.

A fin de cumplir con los objetivos trazados, se realizó las coordinaciones necesarias para contar con 2 sismógrafos Instantel – Minimate Plus III de 8 canales con el fin de tener el mayor número de registros por disparo.

A continuación presentamos el detalle de los trabajos realizados en este monitoreo:

Voladuras de T.L. en SLV en la Sección III – Zona de Jirca

Se realizaron 03 voladuras en SLV las cuales fueron monitoreadas, obteniéndose 7 registros que posteriormente serán analizados para su respectiva interpretación.

Tabla N° 40: Monitoreo de Tajos, Zona Jirca

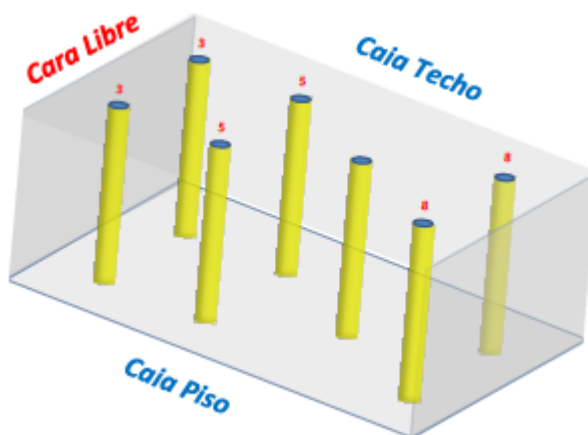
ESPECIFICACIONES	Unidad	1	2	3
Empresa		YAULYACU	YAULYACU	YAULYACU
Fecha		14-jul	20-jul	21-jul
Labor		TJ 563N	TJ 570	TJ 570
Nivel		1000/JIRCA	1000/JIRCA	1000/JIRCA
RMR				
Burden	m	1.2	1.2	1.2
Espaciamiento	m	1.2	1.2	1.2
Ancho	m	2.0	2.0	2.0
Largo	m	3.6	2.0	2.0
Longitud de taladro	m	9.00	5.00	4.00
Diametro del taladro	mm	64	64	64
N° de taladros cargados	unid	7	5	5
Densidad de roca	Ton/m ³	3.6	3.6	3.6
ACCESORIOS DE VOLADURA				
Detonador Ensamblado	Pza	2	2	2
Detonador no eléctrico.	Pza	6	12	12
Cordón detonante Primaline 5G.	m	30	15	15
EXPLOSIVOS				
Semexsa E 65 1 1/2" x 8	Unids.	15	15	15
Exsamon P	Kg.	137.5	62.5	37.5
Total de Explosivos	Kg	141.8	66.8	41.8
RESULTADOS				
Eficiencia	%	100.00	100.00	100.00
Volumen Roto	m ³	64.80	20.00	16.00
Tonelaje Roto	ton	233.28	72.00	57.60
Factor de Carga	kg/m ³	2.19	3.34	2.61
Factor de Potencia	Kg/tn	0.61	0.93	0.73

Fuente: Propia

A. Disparo N° 1 – Tj. 563N, ZONA JIRCA.

Se dispararon 7 taladros positivos de aproximadamente 9 m de longitud, utilizando un total de 141.8 Kg de explosivo (5 sacos y medio de Examón P y 15 cartuchos de Semexsa E 65 de 1 ½” x 8” mediante la siguiente distribución de retardos:

Figura N° 43: Disparo N° 1 – Tj. 563N, ZONA JIRCA



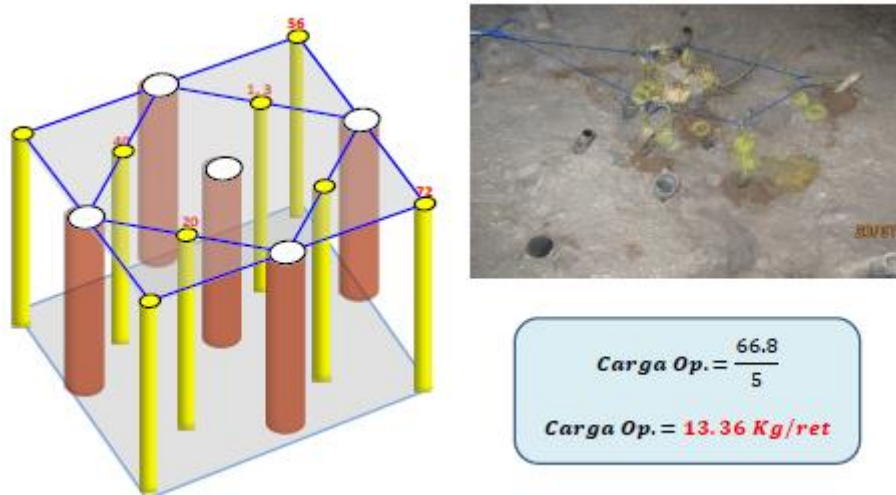
Fuente: Propia

$$\begin{aligned} \text{Carga Operante} &= \frac{141.8}{7} \times 2 \\ \text{Carga Operante} &= 40.51 \text{ Kg/ret} \end{aligned}$$

B. Disparo N° 2 – Tj. 570, ZONA JIRCA.

Se disparó una chimenea negativa compuesta por 13 taladros de 9 m de longitud la cual se realizó en dos etapas disparando en la primera etapa 5m en los que se utilizó un total de 66.8 kg de explosivo (2 sacos y medio de Examón P y 15 cartuchos de Semexsa E 65 1 ½” x 8”) según la siguiente distribución de retardos:

Figura N° 44: B. Disparo N° 2 – Tj. 570, ZONA JIRCA

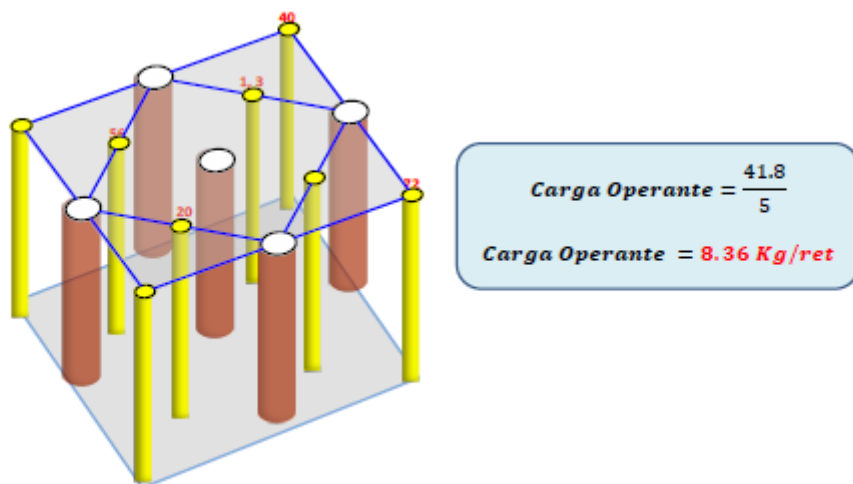


Fuente: Propia

C. Disparo N° 3 – Tj. 570, ZONA JIRCA.

En la segunda etapa se disparó la totalidad de la chimenea que comprendía un tramo de 4m de longitud en los que se utilizó un total de 41.8 kg de explosivo (1 saco y medio de Examón P y 15 cartuchos de Semexsa E 65 1 ½" x 8") según la siguiente distribución de retardos:

Figura N° 45: Disparo N° 3 – Tj. 570, ZONA JIRCA



Fuente: Propia

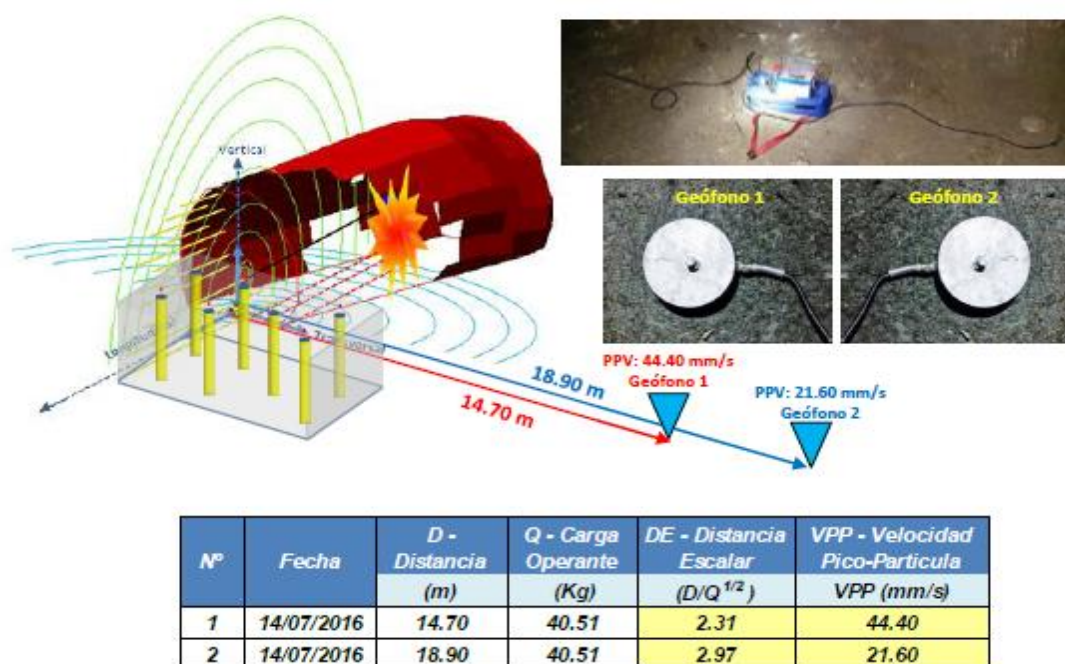
Medición, cálculo y análisis del nivel de vibraciones generadas por la Voladura de TL en SLV (Tj. 563N y Tj. 570, Nv. 1000, Zona de JIRCA)

Se ha realizado la medición del nivel de vibraciones generadas para los disparos N° 1, 2 y 3, teniendo en cuenta las 3 variables principales que determinan cualquier estudio de vibraciones, la Q (Carga operante), la D (Distancia comprendida entre el disparo y el punto de monitoreo) y la VPP (Velocidad Pico-partícula medida por el sismógrafo).

A. Disparo N° 1:

Se realizó el monitoreo de vibraciones de un disparo de 3 filas en el Tajo 563N, para ello se utilizó un sismógrafo Instantel de 8 canales, usado para medir el nivel de vibraciones generadas por la voladura, que cuenta con dos geófonos (dispositivos de medición) a los que denominaremos Geófono 1 y Geófono 2, ubicados a una distancia de 14.70 m y 18.9 m respectivamente.

Figura N° 46: Cálculo y análisis del nivel de vibraciones Disparo N° 1

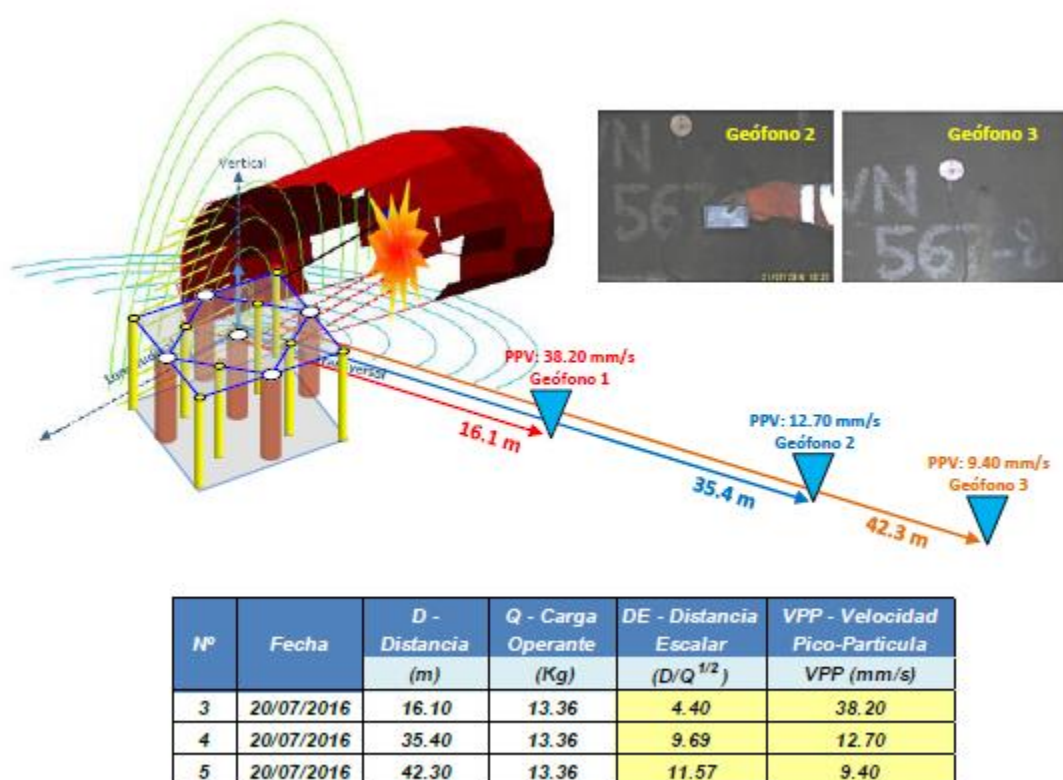


Fuente: Propia

B. Disparo N° 2:

Se ejecutó también el monitoreo de vibraciones del disparo de una chimenea en el Tajo 570, Nv. 1000 en la zona de JIRCA, para ello se dispuso de dos sismógrafos Instantel de 8 y 4 canales, ello representa la disponibilidad de tres geófonos en total (4 canales por cada uno), a los que denominaremos Geófono 1, Geófono 2 y Geófono 3, ubicados a una distancia de 16.1 m, 35.4 m y 42.3 m respectivamente.

Figura N° 47: Cálculo y análisis del nivel de vibraciones Disparo N° 2

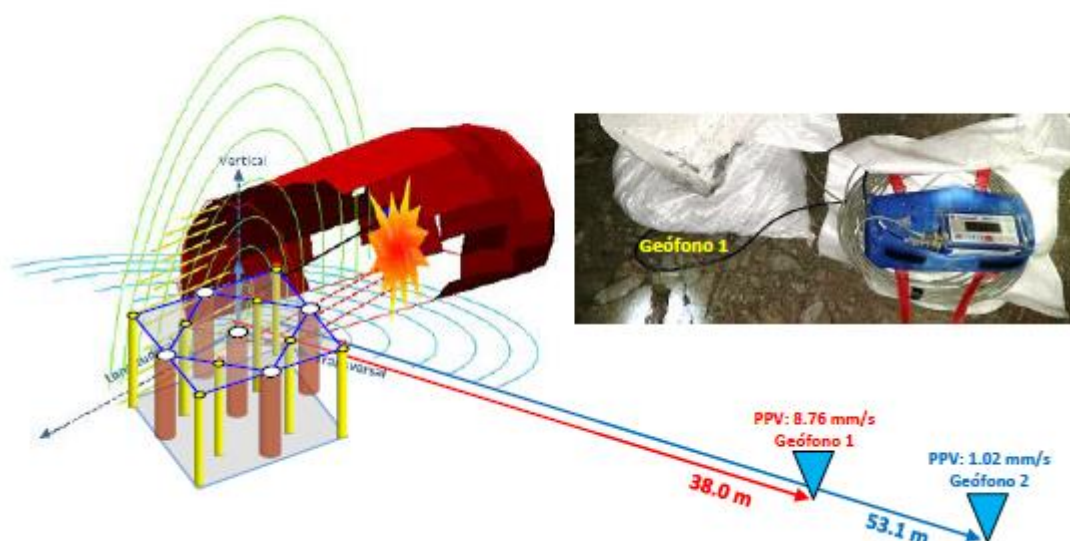


Fuente: Propia

C. Disparo N° 3:

Finalmente se hizo el monitoreo de vibraciones del segundo tramo de la chimenea en el Tajo 570, Nv. 1000 en la zona de Jirca, para lo cual se usó un sismógrafo Instantel de 8 canales que cuenta con dos geófonos a los que denominaremos Geófono 1 y Geófono 2 ubicados a una distancia de 38.0 m y 53,1 m respectivamente.

Figura N° 48: Cálculo y análisis del nivel de vibraciones Disparo N° 3



N°	Fecha	D - Distancia	Q - Carga Operante	DE - Distancia Escalar	VPP - Velocidad Pico-Partícula
		(m)	(Kg)	(D/Q ^{1/2})	VPP (mm/s)
6	21/07/2016	38.00	8.36	13.14	8.76
7	21/07/2016	53.10	8.36	18.37	1.02

Fuente: Propia

4.2.3.2 CALCULO DE LEY DE ATENUACION DEL TERRENO

Se realizará el cálculo de la predicción del nivel de velocidad pico-partícula (PPV) inducido sobre la roca circundante por medio de la estimación de la ley de atenuación del terreno basada en el modelo de Devine (1962), United States Bureau of Mines (USBM), 1980.

$$PPV = K \cdot (DE)^\alpha$$

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

Dónde:

PPV: Velocidad pico-partícula máxima (mm/s)

DE : Distancia Escalar cuadrática

D: Distancia desde el frente de voladura (m)

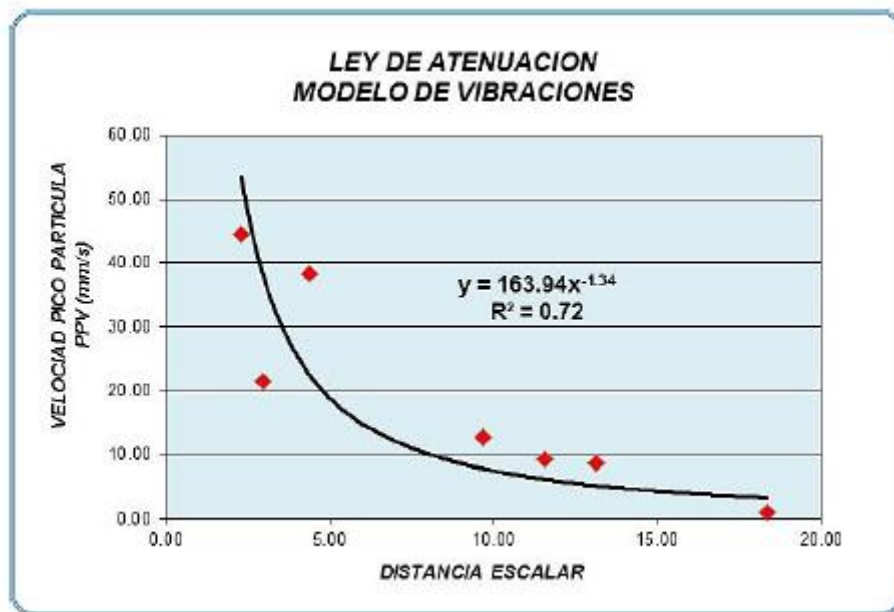
Q : Carga máxima de explosivo por retardo (kg)

K : Factor de velocidad

α : Factor de Atenuación, valor comprendido entre 0,5 y 2

Se tiene como datos de entrada del modelo el trio de valores (PPV_{max}, Q, D) obtenidos para cada uno de los 7 registros medidos. Los valores de K y α son estimados a partir de la realización de una regresión potencial para la representación gráfica de PPV respecto de DE .

Figura N° 49: Ley de atenuación y modelo de vibraciones



Fuente: Propia

Al trazar la línea de tendencia de la distribución de datos dispuestos sobre la gráfica de la velocidad pico-partícula máxima (PPVmax) respecto de la distancia escalar (DE), se obtiene la siguiente ley de atenuación:

$$PPV = 163.94 \cdot \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1.34}$$

4.2.3.3 CALCULO DE LA VELOCIDAD CRÍTICA DEL TERRENO

A fin de calcular la carga máxima operante a detonar en la zona de Jirca, en primer lugar se debe realizar el cálculo de la velocidad crítica del terreno, es decir el valor máximo de PPV donde el macizo rocoso comienza a presentar la creación de nuevas fracturas en su estructura.

Se considera para realizar este cálculo el **Criterio de Daño de Holmberg & Persson**:

$$PPV_c = \frac{0.1 \cdot \sigma_c \cdot V_P}{E_i}$$

Dónde:

PPV_c: Velocidad pico-partícula crítica (mm/s)

σ_c: Resistencia a la compresión de Masa Rocosa (MPa)

V_P: Velocidad de propagación de la onda P (m/s)

E_i: Módulo de elasticidad de la roca intacta (GPa)

Además

$$V_P = 3500 + 1000 \cdot \log(Q)$$

$$Q = \exp\left(\frac{RMR - 44}{9}\right)$$

Dónde:

Q: Índice de calidad de Bieniawski (1979)

RMR: Rock Mass Rating

Según datos geomecánicos proporcionados para la roca presente en la zona de Jirca se tiene lo siguiente:

Parámetros Geomecánicos - Zona de Jirca	
<i>RMR</i>	35
<i>σ_c</i> = Resistencia a la compresión de Masa Rocosa (MPa)	45.0
<i>E_i</i> = Módulo de elasticidad de la roca intacta (GPa)	11.0

Q – Índice de calidad de Bieniawski (1979)

$$Q = \exp\left(\frac{35 - 44}{9}\right) = 0.37$$

V_P – Velocidad de propagación de la onda P

$$V_P = 3500 + 1000 \cdot \log(0.37) = 3,068.20 \text{ m/s}$$

PPV_c – Velocidad pico-partícula crítica (mm/s)

$$PPV_c = \frac{0.1 \cdot 45 \cdot 3068.20}{11} = 1,255.17 \text{ mm/s}$$

Dentro del criterio de daño de Holmberg & Persson, se define que el macizo rocoso sometido a un pulso vibratorio equivalente a:

- Un cuarto del valor de la Velocidad Crítica ($\frac{1}{4} \cdot PPV_c$), la roca circundante al disparo experimenta la extensión y abertura de sus fracturas preexistentes.
- Al valor de la Velocidad Crítica (PPV_c), la roca contigua a la voladura experimenta la creación de nuevas fracturas en su composición interna.
- Cuatro veces el valor de la Velocidad Crítica ($4 \cdot PPV_c$), la roca adyacente al disparo experimenta un intenso fracturamiento.

En base a lo expuesto, para el caso del macizo rocoso en la zona de Jirca se tendría lo siguiente:

Criterio de Daño - Holmberg & Persson		VPP
Intenso fracturamiento	(4 x VPPc)	5,020.69
Creación de nuevas fracturas	(1 x VPPc)	1,255.17
Extender fracturas preexistentes	(1/4 x VPPc)	313.79

4.2.3.4 CALCULO DE LA CARGA MAXIMA POR RETARDO

Para calcular la carga máxima a detonar por retardo (Carga Operante Máxima), en primer lugar debemos definir la longitud que queremos dañar sobre las cajas adyacentes. Se recomienda trabajar con un metro y el valor de velocidad alcanzada sea igual al de la PPVC (1,255.17 mm/s), con estas acotaciones el cálculo es el siguiente:

$$PPV_c = 163.94 \cdot \left(\frac{1.0}{\sqrt{Q}} \right)^{-1.34}$$

$$Q = \left(\frac{PPV_c}{163.94} \right)^{\frac{2}{1.34}} = 20.87 \text{ kg/ret}$$

Por tanto, se concluye que la carga operante máxima a detonar en la zona de Jirca debería ser de **20.87 kg/retardo** para que de esta manera asegurar que las cajas no sufran daño excesivo.

Cabe resaltar que existen otros valores, tanto mayores como menores de lo recomendado, ello dependerá del grado de restricción y cuidado que se quiera tener. Para mayor detalle ver la siguiente tabla.

Tabla N° 41: Carga Operante máxima

VPP (mm/s)	D (m)	Q (kg)
1,255.17	0.25	1.30
	0.50	5.22
	0.75	11.74
	1.00	20.87
	1.50	46.95
	2.00	83.46
	2.50	130.41



Fuente: Propia

4.2.3.5 CALCULO DE LA VELOCIDAD PICO PARTICULA EN FUNCION DE LA CARGA Y DISTANCIA

A manera de ejercicio a continuación se presenta el cálculo de la velocidad pico-partícula (PPV) utilizando la ley de atenuación estimada, la cual está en función de la carga (Q) y Distancia (D)

Tabla N° 42: Cálculo de la PPV en función de la D y Q

		Velocidad Pico-Partícula (mm/s)								
Carga - Q (Kg)	1.00	1,051	415	241	164	95	65	48	38	19
	2.00	1,672	660	384	261	152	103	76	60	30
	3.00	2,193	866	503	342	199	135	100	79	40
	4.00	2,660	1,051	610	415	241	164	122	95	48
	5.00	3,089	1,220	709	482	280	190	141	111	56
	10.00	4,914	1,941	1,127	767	445	303	225	176	89
	15.00	6,448	2,547	1,479	1,006	584	397	295	231	116
	20.00	7,819	3,089	1,794	1,220	709	482	357	280	141
	25.00	9,080	3,587	2,083	1,417	823	560	415	325	164
	30.00	10,259	4,053	2,354	1,601	930	632	469	367	185
	35.00	11,376	4,494	2,610	1,775	1,031	701	520	407	205
	40.00	12,440	4,914	2,854	1,941	1,127	767	569	445	225
	45.00	13,462	5,318	3,089	2,101	1,220	830	615	482	243
	50.00	14,446	5,707	3,314	2,254	1,309	890	660	517	261
	60.00	16,323	6,448	3,745	2,547	1,479	1,006	746	584	295
	70.00	18,099	7,150	4,153	2,824	1,640	1,116	827	648	327
	80.00	19,793	7,819	4,541	3,089	1,794	1,220	905	709	357
	90.00	21,418	8,461	4,914	3,342	1,941	1,320	979	767	387
	100.00	22,985	9,080	5,274	3,587	2,083	1,417	1,051	823	415
		0.25	0.50	0.75	1.00	1.50	2.00	2.50	3.00	5.00
Distancia - D (m)										
4 PPVc	5,020.69	5,020.69	5,020.69	5,020.69	5,020.69	5,020.69	5,020.69	5,020.69	5,020.69	5,020.69
1 PPVc	1,255.17	1,255.17	1,255.17	1,255.17	1,255.17	1,255.17	1,255.17	1,255.17	1,255.17	1,255.17
1/4 PPVc	313.79	313.79	313.79	313.79	313.79	313.79	313.79	313.79	313.79	313.79

Fuente: Propia

Diagnóstico.

- Se ha podido recolectar 7 datos válidos, medidos de los 3 disparos realizados en la zona de Jirca. Se adjunta los sismogramas monitoreados en el Anexo N°1.
- En base a lo presentado en el presente informe se ha podido estimar que la ley de atenuación de terreno presente en la zona de Jirca es:

$$PPV = 163.94 \cdot \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1.34}$$

- Se concluye que la PPV crítica calculada en base al criterio de Criterio de Daño de Holmberg & Persson es de 1,255.17 mm/s. Además se debe recalcar lo siguiente:

Criterio de Daño - Holmberg & Persson		VPP
Intenso fracturamiento	(4 x VPPc)	5,020.69
Creación de nuevas fracturas	(1 x VPPc)	1,255.17
Extender fracturas preexistentes	(1/4 x VPPc)	313.79

- A 313.79 mm/s (1/4.PPVc), la roca circundante al disparo experimenta la extensión y abertura de sus fracturas preexistentes.
- A 1,255.17 mm/s (PPVc), la roca contigua a la voladura experimenta la creación de nuevas fracturas en su composición interna.
- A 5,020.69 mm/s (4.PPVc), la roca adyacente al disparo experimenta un intenso fracturamiento.
- Se concluye que la carga operante calculada es de 20.87 kg/retardo, valor recomendado por parte nuestra (A.T. Subterránea Exsa) para que para que de esta manera asegurar que las cajas no sufran daño excesivo. Pero cabe resaltar que existen otros valores, tanto mayores como menores de lo recomendado, ello dependerá del grado de restricción y cuidado que se quiera tener.

VPP (mm/s)	D (m)	Q (kg)
1,255.17	0.25	1.30
	0.50	5.22
	0.75	11.74
	1.00	20.87
	1.50	46.95
	2.00	83.46
	2.50	130.41



- Se recomienda que tenga mayores registros de monitoreos, ya que con ello se podrá ajustar la función de la curva de atenuación mejorando e incrementando el factor de correlación calculado ($R > 0.72$).

4.2.4 EN ZONA V

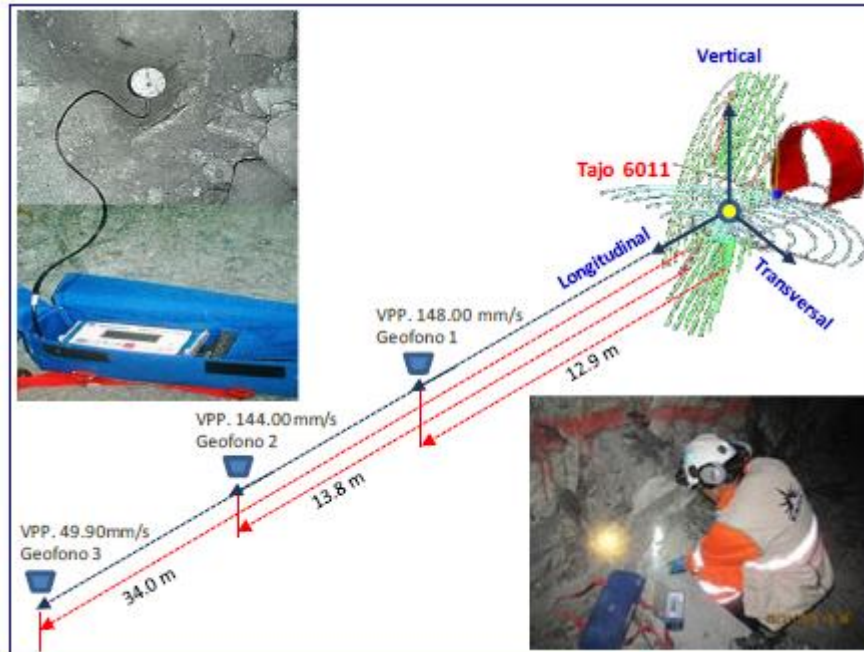
4.2.4.1 MONITOREO Y ANALISIS DE VIBRACIONES DE TAJOS DE PRODUCCION EN LA ZONA V

Tj. 6011, Nv. 3900, Sección V.

Se ha realizado la medición del nivel de vibraciones generadas para los disparos N° 1 (tj 6011 del 28/10), N° 2 (tj 6011 del 30/10) y N° 3 (tj 673 del 02/11) teniendo en cuenta las 3 variables principales que determinan

cualquier estudio de vibraciones, la Q (Carga operante), la D (Distancia comprendida entre el disparo y el punto de monitoreo) y la VPP (Velocidad Pico-partícula medida por el sismógrafo).

Figura N° 50: Monitoreo de vibraciones del Tj. 6011, Nv. 3900



Fuente: Propia

4.2.4.2 CALCULO DE LEY DE ATENUACION DEL TERRENO

Se realizará el cálculo de la predicción del nivel de velocidad pico-partícula (PPV) inducido sobre la roca circundante por medio de la estimación de la ley de atenuación del terreno basada en el modelo de Devine (1962), United States Bureau of Mines (USBM), 1980.

$$PPV = K \cdot (DE)^\alpha$$

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

Dónde:

- PPV:** Velocidad pico-partícula máxima (mm/s)
- DE:** Distancia Escalar cuadrática
- D:** Distancia desde el frente de voladura (m)
- Q:** Carga máxima de explosivo por retardo (kg)
- K:** Factor de velocidad

α : Factor de Atenuación, valor comprendido entre 0,5 y 2

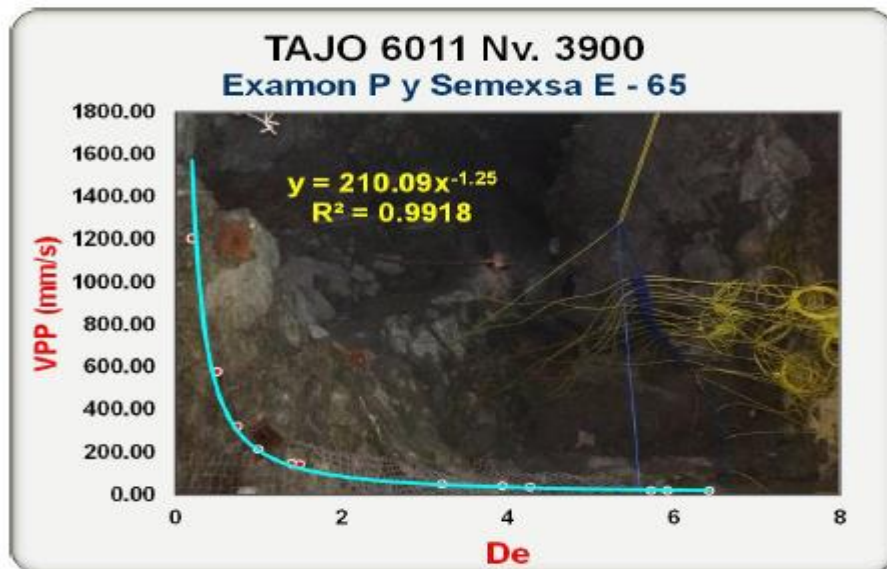
Se tiene como datos de entrada del modelo el trio de valores (**PPVMAX, Q y D**) obtenidos para cada uno de los 8 registros medidos. Los valores de **K** y α son estimados a partir de la realización de una regresión potencial para la representación gráfica de **PPV** respecto de **DE**.

Tabla N° 43: Datos de monitoreo de campo

Datos de monitoreo		Explosivos: Examon, Semexsa E 65			Eje (x)	Eje (y)	DATOS OBTENIDOS
TAJO 6011 Nv.3900		V (mm/s)	D (m)	W (Kg)	$De = DW^{(1/3)}$	VPP (mm/s)	
Disparo (Fecha)	Hora Disp.	Vel. Pico Particula	Distancia Monitoreo	(Peso max/retardo)	Distancia escalar	Vel. Pico Particula	
28-oct-16	18:00 hrs.	148.00	12.90	85.00	1.40	148.00	Medido
28-oct-16	18:00 hrs.	144.00	13.80	85.00	1.50	144.00	Medido
30-oct-16	06:00 hrs.	49.90	34.00	112.00	3.21	49.90	Medido
30-oct-16	06:00 hrs.	40.60	41.70	112.00	3.94	40.60	Medido
30-oct-16	06:00 hrs.	37.40	45.20	112.00	4.27	37.40	Medido
02-nov-16	06:00 hrs.	20.80	58.12	96.00	5.73	20.80	Medido
02-nov-16	06:00 hrs.	19.60	58.10	96.00	5.93	19.60	Medido
02-nov-16	06:00 hrs.	19.00	63.00	96.00	6.43	19.00	Medido
03-nov-16	18:00 hrs.	213.80	10.00	100.00	1.00	213.80	Proyectado
03-nov-16	18:00 hrs.	325.00	7.50	100.00	0.75	325.00	Proyectado
03-nov-16	18:00 hrs.	578.90	5.00	100.00	0.50	578.90	Proyectado
03-nov-16	18:00 hrs.	1204.70	2.00	100.00	0.20	1204.70	Proyectado

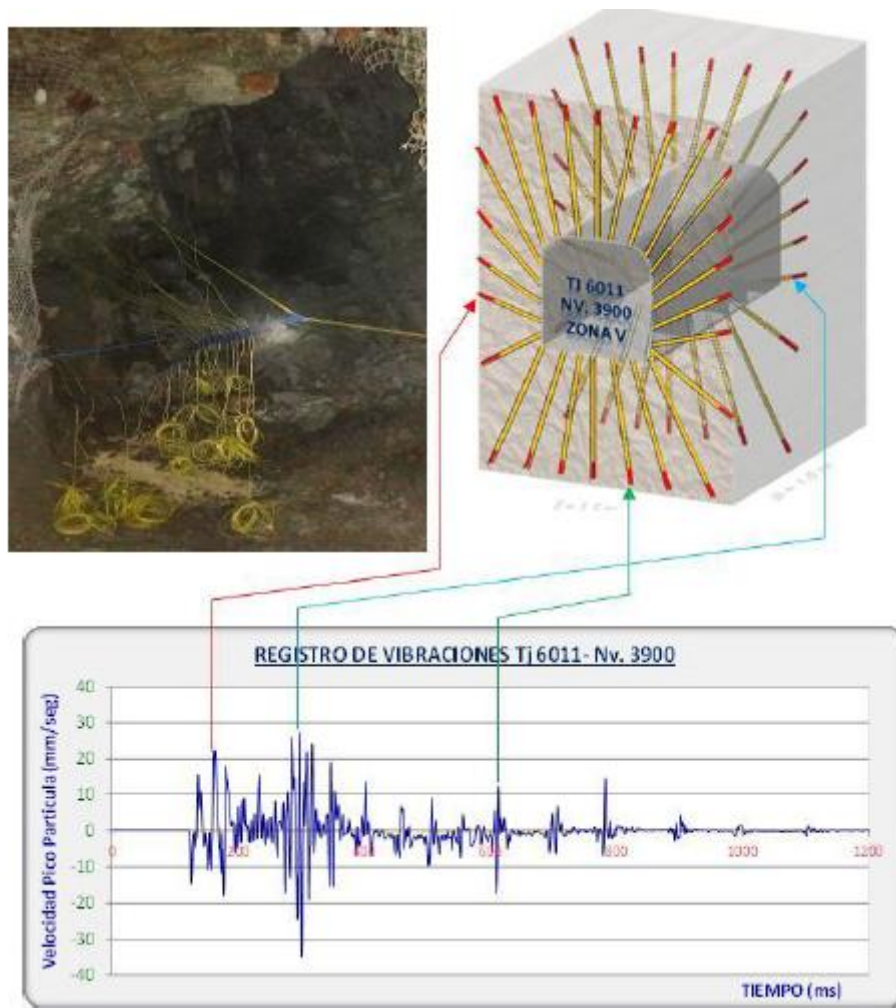
Fuente: Propia

Figura N° 51: Evaluación Tj 6011 Nv. 3900.



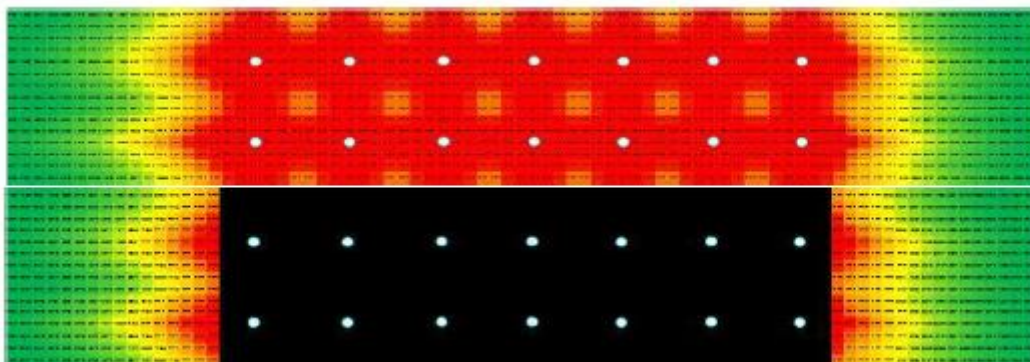
Fuente: Propia

Figura N° 52: Análisis de las ondas sísmicas por retardo



Fuente: Propia

Figura N° 53: Radio de daño Post Voladura Tajo 6011



Fuente: Propia

*) Radio de daño en Tj. 6011, Nv. 3900. Forma de Carguío actual (Teoría Holmberg & Persson).

- Creación de Nuevas Fracturas: Desde 0.00 m a 2.00 m.
- Leve propagación de fracturas preexistentes: Desde 2.00 m a 5.00 m.

Al trazar la línea de tendencia de la distribución de datos dispuestos sobre la gráfica de la velocidad pico-partícula máxima (PPVMAX) respecto de la distancia escalar (DE), se obtiene la siguiente ley de atenuación:

$$PPV = 210.09 \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1.25}$$

4.2.4.3 CALCULO DE LA VELOCIDAD CRÍTICA DEL TERRENO

A fin de calcular la carga máxima operante a detonar en la zona de profundización 3900, en primer lugar se debe realizar el cálculo de la velocidad crítica del terreno, es decir el valor máximo de PPV donde el macizo rocoso comienza a presentar la creación de nuevas fracturas en su estructura.

Se considera para realizar este cálculo el **Criterio de Daño de Holmberg & Persson**:

$$VPPc = \frac{\sigma_t \times V_p}{E_i}$$

Dónde:

VPPc: Velocidad pico-partícula crítica (mm/s)

σ_t : Resistencia a la Tracción (MPa)

V_p : Velocidad de propagación de la onda P (m/s)

E_i : Módulo de elasticidad de la roca intacta (GPa)

Además:

$$VPPc = 3500 + 1000 * \log(Q)$$

$$Q = \exp\left(\frac{RMR - 44}{9}\right)$$

Dónde:

Q : Índice de calidad de Bieniawski (1979)

RMR : Rock Mass Rating

Según datos geomecánicos proporcionados por área de geomecánica para la roca presente en el Nv. 3900 se tiene lo siguiente:

Tabla N° 44: Datos geomecanicos Nv. 3900

	IJ6011
Resist. Tracción (Mpa)	12.91
Resist. Compresión (Mpa)	200
Mod. Elasticidad (Gpa)	16
RMR	Caja: 45-50 Mineral: 41-45
Q	1.56

Fuente: Geomecanica Mina, Unidad Minera Yauliyacu (Glencore).

Q = Índice de calidad de Bieniawski (1979).

$$Q = \exp\left(\frac{45 - 44}{9}\right) = 1.12$$

*) No consideraremos el Q proporcionado, ya que al considerar el RMR menor de las cajas el valor del Q bajaría a 1.12 y con este valor trabajaríamos.

V_p = Velocidad de propagación de la onda P.

VPP_c = 3500 + 1000 * log(1.12) = 3549.22 m/seg.

VPP_c = Velocidad pico-partícula crítica (mm/s).

*) Para el cálculo de este valor trabajaremos con la Resistencia a la Tracción y no con la resistencia a la Compresión, ya que por recomendación de Geomecanica Mina dicha labor es una roca rígida y no una elástica.

$$VPP_c = \frac{12.91 \times 3549.22}{16}$$

$$VPP_c = 2,863.77 \text{ mm/seg.}$$

Dentro del criterio de daño de Holmberg & Persson, se define que el macizo rocoso sometido a un pulso vibratorio equivalente a:

CRITERIO DE DAÑO	TIPO DE DAÑO	VPP _{crítico} (mm/seg)	NIVEL DE DAÑO
Mayor 4*VPP Crítico	Intenso Fracturamiento	11455.08	ROJO
Mayor 1*VPP Crítico	Creación de Nuevas Fracturas	2863.77	AMARILLO
Mayor 1/4*VPP Crítico	Leve Propagacion de Fracturas Pre exitentes	715.9425	VERDE

En base a lo expuesto, para el caso del macizo rocoso en la sección V - Nivel 3900 se tendría la siguiente carga máxima.

4.2.4.4 CALCULO DE LA CARGA MAXIMA POR RETARDO

Para calcular la carga máxima a detonar por retardo (**Carga Operante Máxima**), en primer lugar debemos definir la longitud que queremos dañar sobre las cajas adyacentes. Se recomienda trabajar con un metro y el valor de velocidad alcanzada sea igual al de la VPPc (2,863.77 mm/seg.), con estas acotaciones el cálculo es el siguiente:

$$PPV = 210.09 \left(\frac{1.0}{\sqrt{Q}} \right)^{-1.25}$$

$$Q = \left(\frac{2,863.77}{210.09} \right)^{\frac{2}{1.25}}$$

$$Q = 65.34 \text{ kg/ret.}$$

Por tanto, se concluye que la **carga operante máxima** a detonar en el **tajo 6011** y otras que poseen características geo mecánicas similares debería ser de **65.34 kg/retardo** como máximo, de forma tal que aseguremos la estabilidad de las cajas y menor sobre rotura, de incrementar esta carga operante se incrementaría los valores anterior mencionados.

A partir del modelo obtenido, se efectuó una simulación de la propagación de las ondas sísmicas a través del macizo rocoso; tal como se puede observar el grafico; La velocidad pico partícula (VPP) es directamente proporcional a la carga operante (Q) y está en función de la distancia, cuanto más próximo a la fuente mayor será la intensidad de vibración y consecuentemente mayor será la perturbación del macizo rocoso.

En el grafico se presenta el alcance de la perturbación de la voladura efectuado día 02 noviembre con una Q = 100 kg/ret de acuerdo a los análisis se está perturbando fuertemente el macizo rocoso hasta una distancia de 5 metros desde la fuente; a partir de los 5 metros hasta los 8 metros persiste la vibración por encima de los 716 mm/seg perturbando levemente el macizo rocoso; Por lo tanto bajo este contexto la recomendación es trabajar con una

carga operante de **65.34 kilos/retardo COMO MAXIMO** es decir sincronizar la voladura a 2 taladros/retardo; normalmente para minado masivo en subterráneo trabajamos con una carga máxima de 50 kg/retardo y por otro lado teniendo en consideración un área critica de profundización y estallido de rocas.

Tabla N° 45: Radio de daño a diferentes distancias y cargas operantes

K	210	210	210	210	210	210
Alfa	-1.25	-1.25	-1.25	-1.25	-1.25	-1.25
Q (Kg)	70.0	65.0	60.0	50.0	40.0	30.0
Dist. (m)	VPP (mm/s)					
0.10	53161	50755	48278	43079	37471	31304
0.20	22351	21340	20298	18112	15755	13162
0.25	16911	16145	15358	13704	11920	9958
0.30	13464	12855	12228	10911	9491	7929
0.40	9398	8972	8534	7615	6624	5534
0.50	7110	6788	6457	5762	5012	4187
0.75	4283	4089	3890	3471	3019	2522
1.00	2989	2854	2715	2422	2107	1760
1.50	1801	1719	1635	1459	1269	1060
2.00	1257	1200	1141	1019	886	740
3.00	757	723	688	614	534	446
5.00	400	382	363	324	282	235
10.00	168	161	153	136	118	99
15.00	101	97	92	82	71	60
20.00	71	67	64	57	50	42
25.00	53	51	49	43	38	31
30.00	43	41	39	35	30	25
40.00	30	28	27	24	21	17
50.00	22	21	20	18	16	13
75.00	14	13	12	11	10	8
100.00	9	9	9	8	7	6

Fuente: Propia

4.2.5 CARGUIO EN VETAS ANGOSTAS CON EL USO DE AIR DECKS

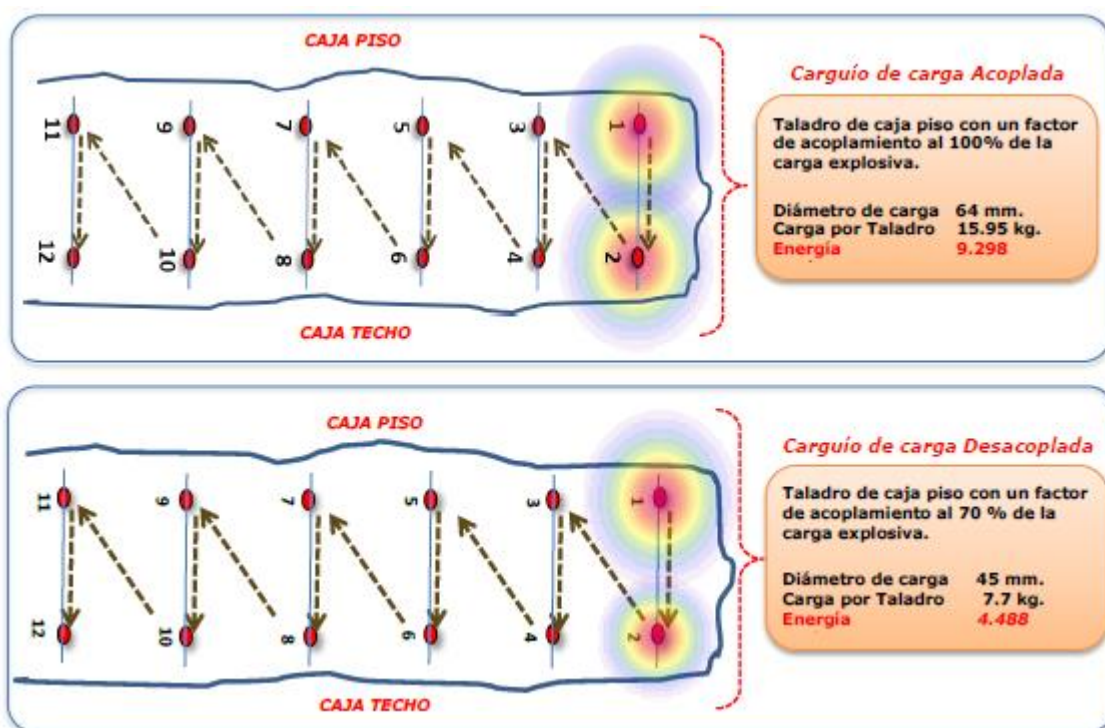
En esta voladura se disparó 6 secciones (2 taladros/secc.), en total 12 taladros detonados, la veta de explotación en el tajeo tiene un buzamiento de 63°, con un tipo de roca IV-A, además este tajo presenta una formación geológica estructural totalmente desfavorable en la caja techo y en la caja piso, el sistema de fracturamiento está orientado hacia la caja techo formado falsa cajas, este

panorama incrementa notablemente la probabilidad de tener un alto índice de dilución por descaje de las paredes.

A pesar de presentar estas condiciones desfavorables, se aplicó la técnica del smooth blasting para poder reducir y controlar la dilución del mineral disparado, esta voladura controlada afecta solamente los contactos de la veta en explotación.

Dicha técnica consiste básicamente en el desacoplamiento del diámetro de la carga explosiva (carga de columna), con respecto al diámetro del taladro perforado.

Figura N° 54: Esquema de carguío con carga de columna acoplada y desacoplada



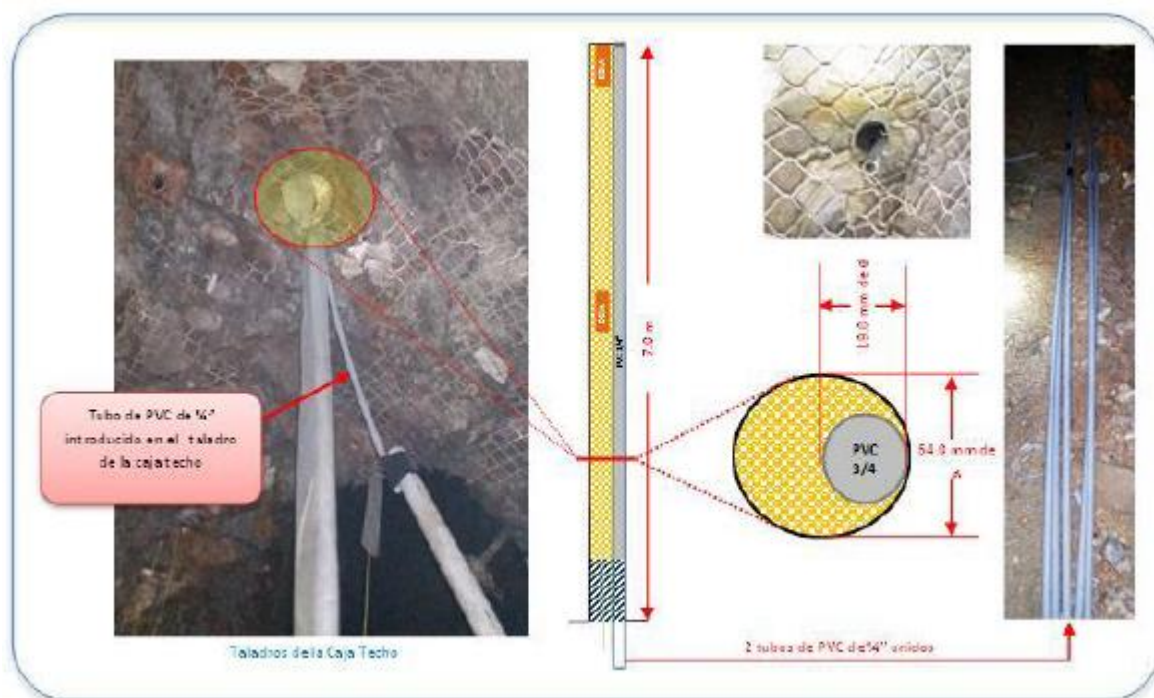
Fuente: Propia

El desacoplamiento de carga explosiva se dio únicamente en la caja techo, y está basado en encontrar la forma adecuada de bajar el diámetro de carga del explosivo (anfo) alojado en el taladro perforado; esto se da con finalidad de reducir la carga lineal explosiva de 64 mm de diámetro a 45 mm (en la caja techo).

Esto se pudo lograr introduciendo en el taladro perforado, un tubo vacío de PVC de ¾" de diámetro, para luego ser llenado con anfo el restante del

diámetro del taladro (45 mm.) ya que la energía explosiva proporcionada al macizo rocoso es directamente proporcional al nivel de vibración que ocasiona la cantidad de explosivo detonado en un mismo tiempo.

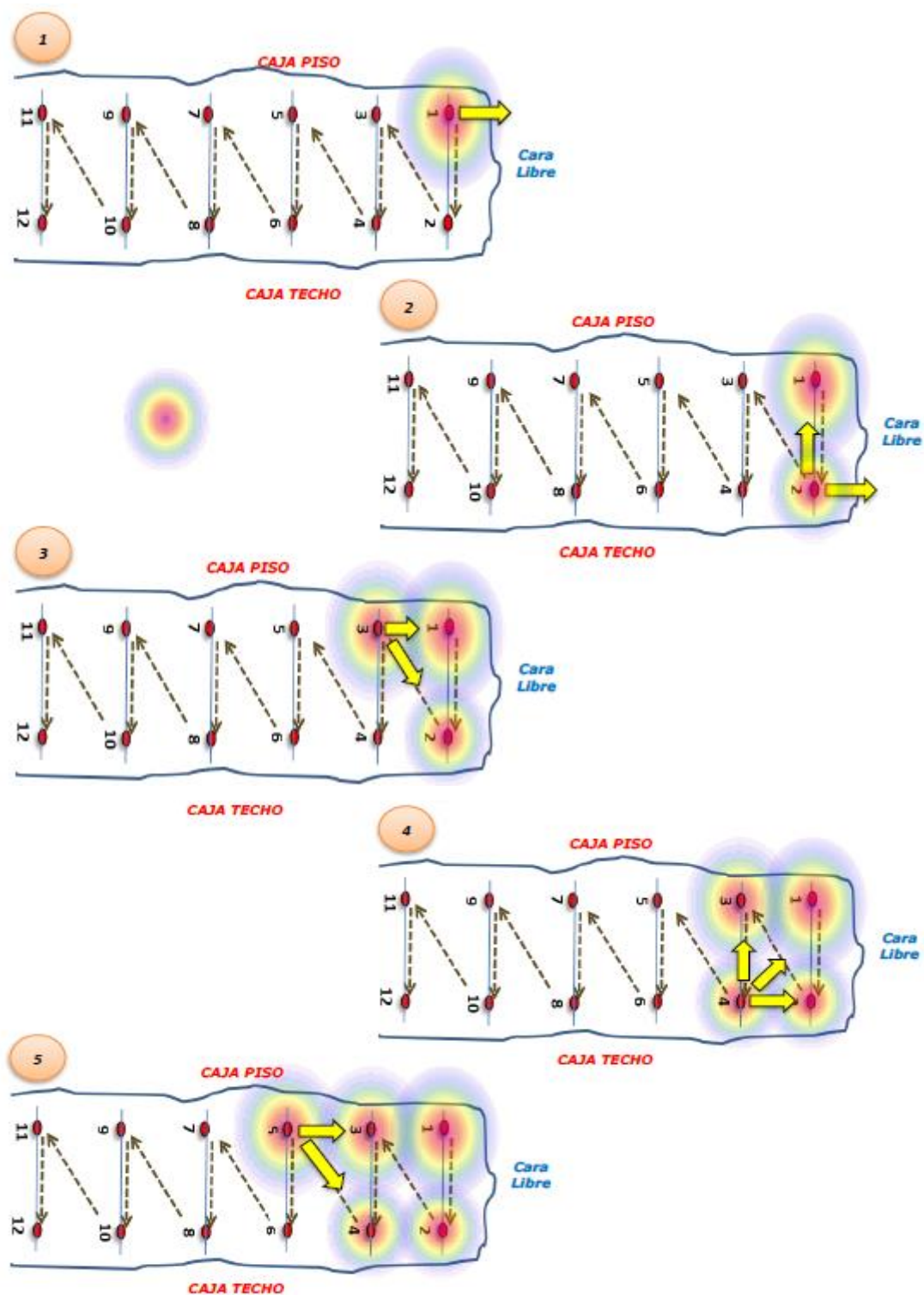
Figura N° 55: Tubo PVC $\frac{3}{4}$ " Introducido en el taladro



Fuente: Propia

Así mismo para poder controlar y no afectar a la caja techo, se trabajó en la sincronización y secuencia de salida, ya que de esta forma se lograría bajar la carga operante por retardo así mismo se disminuye el daño y perturbación del macizo rocoso, este diseño de secuenciamiento, el cual consistió en la asignación de los tiempos de salidas de retardos tipo zic zac; con la intención que el taladro de la caja piso saliera primero y después el taladro de la caja techo. Esto nos permitió generar dos caras libres para cada uno de los taladros de la caja techo, uno en el frente del tajeo y el otro hacia el lado izquierdo del taladro, tal como se muestra en la Figura 56.

Figura N° 56: Secuenciamiento de retardos para cuidar la caja techo (con taladros desacoplados)



Fuente: Propia

Después de la realización se obtuvieron los siguientes:

Tabla N° 46: Factores Alcanzados

FACTORES ALCANZADOS	
Espaciamiento	1.10 m
Burden	1.30 m
Diámetro de taladro	64.00 mm
Densidad lineal de carga Taladro Acoplado	2.80 kg/m
Densidad lineal de carga Taladro	2.50 kg/m
Longitud de taladro	6.50 m
Longitud de carga	5.50 m
Ancho minado	1.50 m
Secciones disp	6.00 secc.
Explosivo	162.50 kg
Energía (EXAMON-P)	883.00 kCal/kg
Factor de potencia	0.62 kg/tn
Factor de energía	7.89 MJ/m ³
% Dilución	20.00 %



Fuente: Propia

Se puede ver que el factor de potencia es de 0.66 kg/ton (valor aceptable según la explotación por SLV), lo interesante es lo logrado con la sobre-rotura (o % de dilución) ya que se pasó de un ancho de minado de 2.8 m a 1.8 m para las 6 secciones disparadas, tal como se muestra en la siguiente Figura 3. Esto representa pasar de un % de dilución del 80% a un 20%.

Figura N° 57: Disminución de la sobre-rotura de las cajas (reducción del % de dilución).

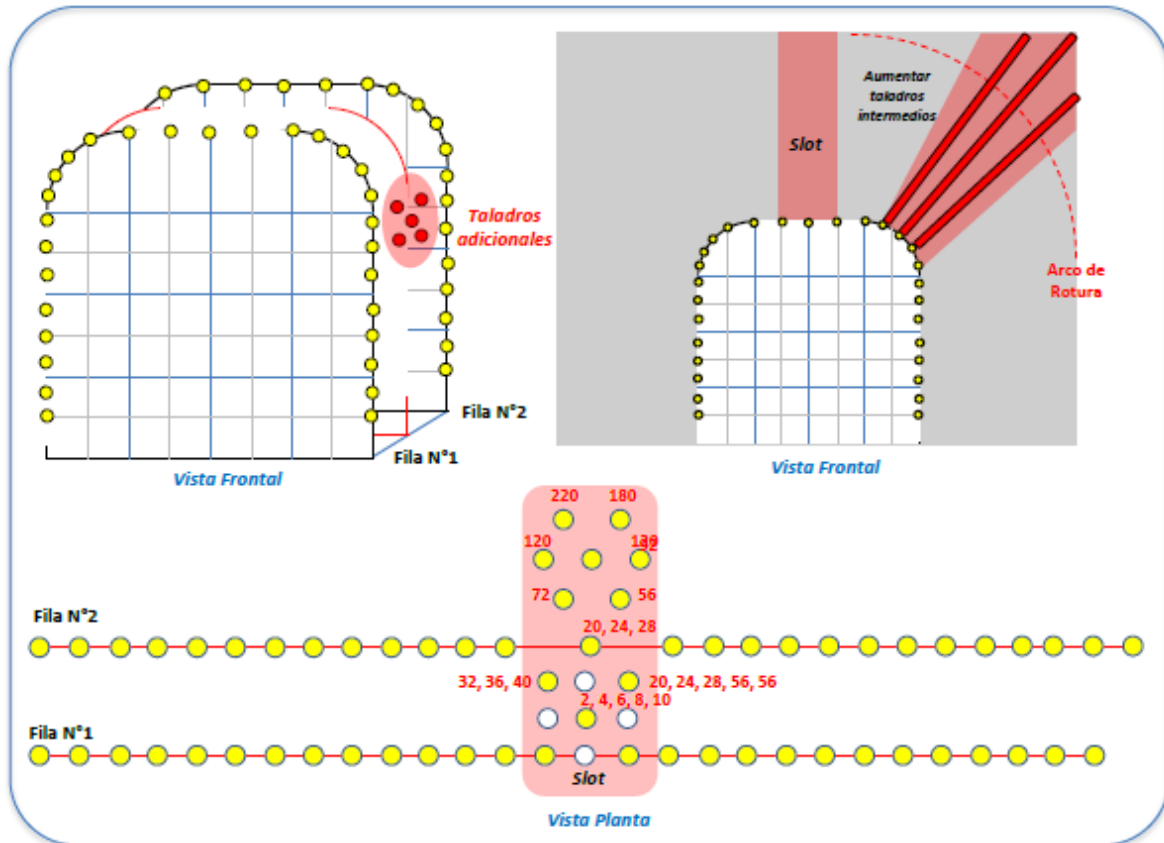


Fuente: Propia

4.2.6 CARGUIO EN SLOT CON EL USO DE AIR DECKS

Continuando con la práctica e introducción del uso de air deck (desacopladores) durante el proceso de carguío, se capacito al personal in-situ y además se masifico su uso en los taladros con longitudes mayores de carga para la parte izquierda del tajo, ya que está contaba con cara libre.

Figura N° 58: Diseño de P&V del tajo 693



Fuente: Propia

Es conveniente aumentar un arranque intermedio en zonas donde el diseño de los tajos no cuenta con cara libre, en la Figura 4 se indica la recomendación de agregar taladros intermedios en la esquina superior del tajo, ya que de no ser así se obtendría un arco de rotura según lo indicado, lo que representaría una pérdida de mineral (menor % recuperación del tajo).

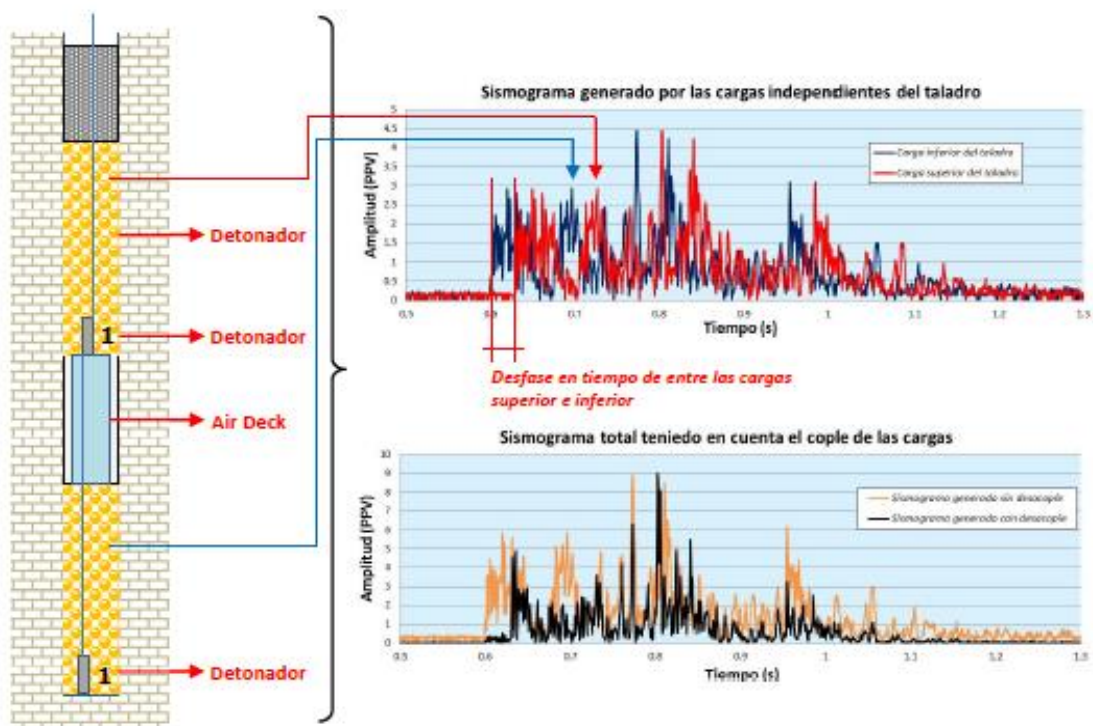
El sustento que fundamenta la aplicación del air decks (desacopladores) es el siguiente:

- El air deck (tubo de PVC de 2”) al ubicarse en la parte central la carga de columna, representa un ahorro en el uso de explosivo de aproximadamente

de 2.6_kg/desacoplador. Ello repercute en la disminución los factores de carga (ver la Figura 5).

- El air deck funciona como un desacoplador de la carga de columna, divide a esta en dos cargas independientes (una inferior y otra superior). Esto representa la reducción de la carga operante a la mitad de su valor, sustentado por el desfase de los sismogramas de las cargas superior e inferior (ver la Figura 59).

Figura N° 59: Aplicación del air deck en la columna de carga y su influencia en la generación de vibraciones



Fuente: Propia

Figura N° 60: Aplicación del air deck en el tajo 693



Fuente: Propia

Tal como se ha mencionado líneas arriba, el resultado del disparo (ver Figura 61) obtenido nos muestra la presencia de tacos de aprox. 1.0 m, los cuales se han generado por la no presencia de cara libre al lado derecho del tajo, dándose lugar a una rotura en arco.

Figura N° 61: Resultado del disparo en el Tj. 693



Fuente: Propia

Por otro lado, se puede ver que la sobre-rotura de las cajas del tajo es mínima (3.0 m como longitud del ancho de minado final), esto repercute directamente en la reducción del valor del porcentaje de dilución igual a 22%.

Diagnostico

- En base a lo presentado en el presente informe se ha podido demostrar que la aplicación de la voladura controlada en los tajos disparados se puede reducir el porcentaje de dilución. Para el Tajo 673 un 16,7% y para el Tajo 693 un 22,0%.

- La aplicación del air deck en los tajos disparados nos ha permitido también controlar la sobre-rotura desfasando la carga de columna en dos tramos, además se ha podido comprobar analizando los sismogramas monitoreados que el golpe generado por tren de vibraciones es menor cuando se utiliza cargas desacopladas.
- Se recomienda masificar en todos los tajos SLV la aplicación del smooth blasting detallado líneas arriba ya que ha generado buenos resultados.
- Por otro lado, se recomienda masificar en todos los tajos del SLC la aplicación de los air decks (desacopladores). Ya que utilizándolos se ahorra un promedio de 2.6_kg/desacoplador, es decir por cada 10 de estos se economiza al rededor saco de anfo.
- Con referencia al factor de potencia en el tajo 673 (SLV) se obtuvo 0.62kg/tn, este valor es aceptable y cabe recalcar que sí no se hubiera utilizado un reductor de diámetro (tubo de PVC de $\frac{3}{4}$ ") este factor se habría incrementado a 0.71kg/tn. Caso contrario se dio en el Tajo 693, se obtuvo 0.83 kg/tn debido a que la voladura contemplo el disparo de la chimenea central (slot) y además de ello se obtuvo la presencia de tacos en la parte del contorno del tajo.
- Se recomienda la perforación de taladros intermedios cuando se diseñan tajos enclaustrados como es el caso del 693, la ubicación de estos taladros se detalla líneas arriba. El beneficio de la aplicación de ello, se da con la obtención de mayor volumen de rotura lo que representa un mejor % de recuperación de mineral del tajo.

4.2.7 VOLADURA CONTROLADA CON EL USO DE AIR DECKS

Introducción.

Mejorar continuamente los índices de productividad en las diferentes actividades del proceso de perforación y voladura. Parte de nuestro propósito y mi persona como responsable en base a nuestra “Gestión de Soporte” nuestro trabajo está vez consistió prioritariamente a desarrollar voladuras masivas inéditas y masificar el uso de técnicas utilizadas para el control y desacople de la carga explosiva interactuante en la voladura de tajos en SLV y SLC. Es así

que en coordinación con la Superintendencia de Mina, Superintendencia de Planeamiento y Jefatura de control de Minado, de la Cía. Minera Los Quenuales S.A. – U.P. Yauliyacu.

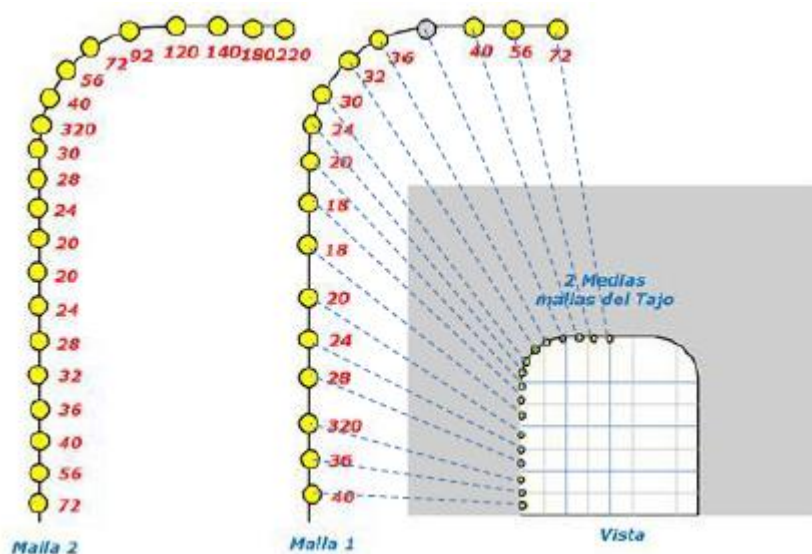
Trabajos Realizados

- Durante la estadía en esta unidad minera, las coordinaciones se realizaron, con la Superintendencia de Mina Ing. Nilton Apaza, Superintendencia de Planeamiento, Ing. Jhon Quispe y la Jefatura de Control de Minado, Ing(a) Lilian Gonzales, quien a su vez designo a los supervisores Ramiro Peralta y Teófilo Bendezu, para el seguimiento de los trabajos de soporte técnico como ya se viene haciendo las 4 cuatro últimas visitas.
- En las dos últimas visitas técnicas, el equipo de Asistencia Técnica ha realizado los siguientes trabajos:

4.2.7.1 Voladura en el Tajo 633 Nv. 1200 Sec. II.

El Tajo 633 Nv. 1200 Base Sec. II, se disparó con las siguientes personas: Alfredo Villar Villanez (Líder), Juan Cartano (2do) y Jorge Sánchez (3ero). Este disparo constaba de dos medias mallas radiales, se utilizó un total de 22 sacos de Anfo (550 kg) para cargar 37 taladros según la siguiente malla de carguío:

Figura N° 62: Diseño de carguío para el Tajo 633



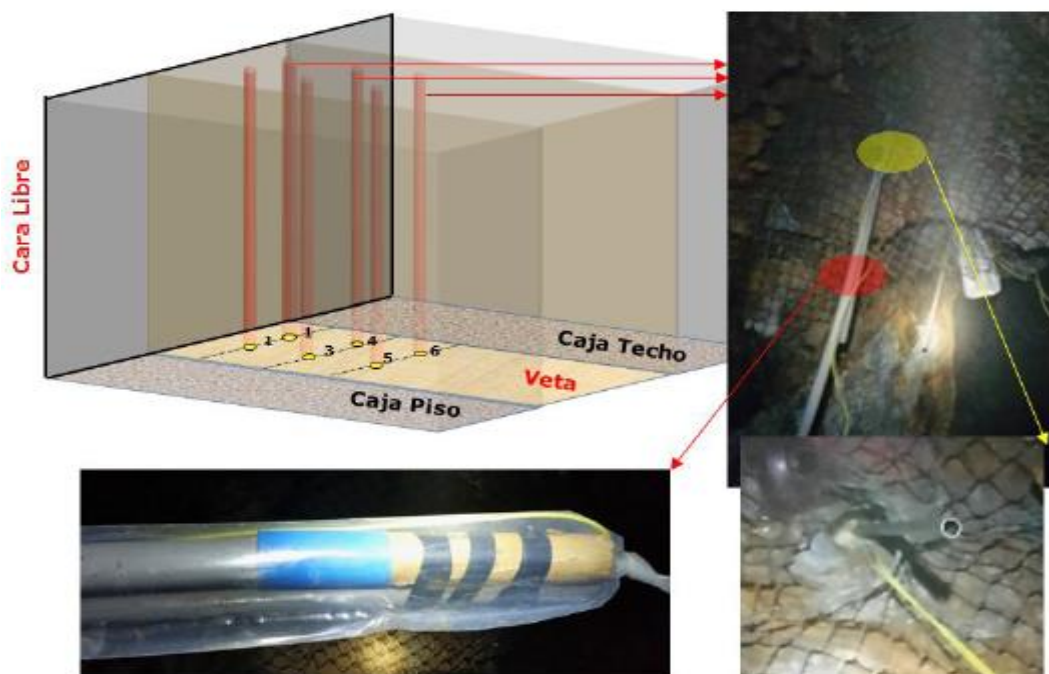
Fuente: Propia

Tal como se puede ver el 40% de los taladros son cargados con retardos periodo largo (mayores al N°36), en total 15 taladros, los cuales están preponderantemente localizados en la zona superior izquierda de la malla 2; esto es la causa primordial del banqueo generado en este tramo. Cabe resaltar que se cargó de esta manera ya que no había en el polvorín del Nv. 800 retardos menores al N°18 (16, 14, 12, 10, 8, 7, 6, 5, 4, 3, 2, 1), a pesar que en el polvorín de superficie se cuenta con la numeración completa.

4.2.7.2 Voladura en el Tajo 673 Nv. 1000 S. II Sur y Norte.

Este es un tajo tipo SLV, el cual está constituido por dos frentes de ataque (ala norte y sur). A pesar que comparten la misma veta, la roca encajante de las dos alas son muy diferentes, la del norte es del tipo IV muy deleznable especialmente la caja techo; contrario la del ala sur, que es del tipo III de mayor competencia. Esto repercute seriamente en el valor final para el grado de dilución, ya que como es sabido a pesar que se controle (con cualquier técnica de voladura controlada) la caja techo de un terreno incompetente, este por si solo tendera a sobre-escavarse sin la necesidad de tener que aplicar mucho explosivo.

Figura N° 63: Distribución de carguío de la voladura en el Tajo 673



Fuente: Propia

La voladura realizada estaba conformada por 6 taladros positivos de aprox. 8 m de longitud, el consumo fue de 100 kg de anfo (4 sacos).

Del mismo modo como se ha venido aplicando en todas estas visitas se realizó una voladura controlada (carga desacoplada) para los taladros contiguos a la caja techo (con retardos N°1, 4 y 6) tal y como se muestra en la Figura 2.

4.2.7.3 Voladura en el Tajo 563 Nv. 1000 (JIRCA).

Este disparo fue realizado en la Zona de Jirca en un SLV, el cual constaba de 3 secciones (2 taladros/secc.), dando un total de 6 taladros detonados de aprox. 19m de longitud/tal. La veta de explotación del tajeo tiene un buzamiento de 81 grados, el tipo de roca es del tipo IV y con un RMR=35, por consiguiente se puede ver que la roca encajante es incompetente y muy deleznable, este panorama incrementa notablemente la probabilidad de tener un alto índice de dilución por desplome y descaje de las cajas.

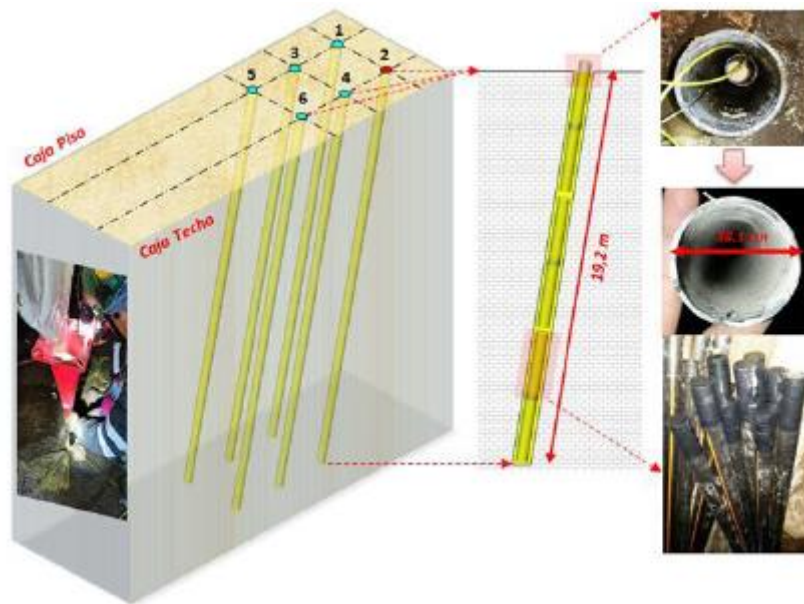
A pesar de presentarse estas condiciones desfavorables, tal como se ha venido aplicando en la Sección II, se implementó el uso de la técnica del smooth blasting con el objeto de reducir y controlar la dilución del mineral disparado.

Esta vez se utilizó las siguientes dos formas para la realización de una voladura controlada:

A. Carguío Desacoplado utilizando Tubos Tubotec de 1 ½“.

Para el carguío de los taladros ubicados hacia la Caja Techo (3 taladros) se utilizó 6 tubos Tubo-tec de 1 ½“ por taladro dispuestos según se muestra en la Figura 3, los cuales fueron llenados con anfo en su interior.

Figura N° 64: Carguío de taladros desacoplado utilizando tubos. Tubotec de 1 ½". Para el control de la caja techo.

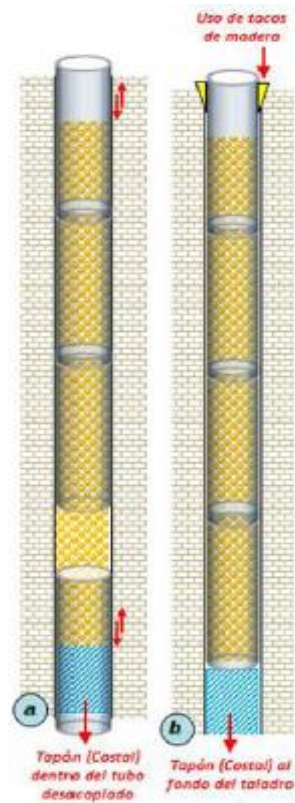


Fuente: Propia

Cabe señalar que en el proceso de proceso del carguío y disparo de este tajo, se presentaron los siguientes problemas:

- Durante el proceso de tapado de los taladros (en la parte inferior), al momento de introducir el costal con alambre dentro del taladro entubado, muchas veces se presenta que los tubos se desacoplan unos de otros, ocasionando que el costal no tapone la boca inferior del taladro y además de ello, el tubo se desliza la por pared del taladro (Ver Figura 4.a). Este mal tapado de los taladros, origina que al momento de la detonación el tubo sea expulsado (similar a comportamiento de un cañón) debido a que no existe acople entre el tubo y las paredes del taladro, y además el costal no funciona como un tapón no reteniendo toda la sarta de la tubería.
- Del mismo modo que en apéndice anterior, se debe realizar un buen tapado de la tubería en la parte superior del taladro (utilizando tacos de madera en lo posible), de tal manera que esta no sea disparada hacia arriba durante la detonación sino que se quede anclada a la boca del taladro (Ver Figura).

Figura N° 65: Observaciones en el tapado de taladros

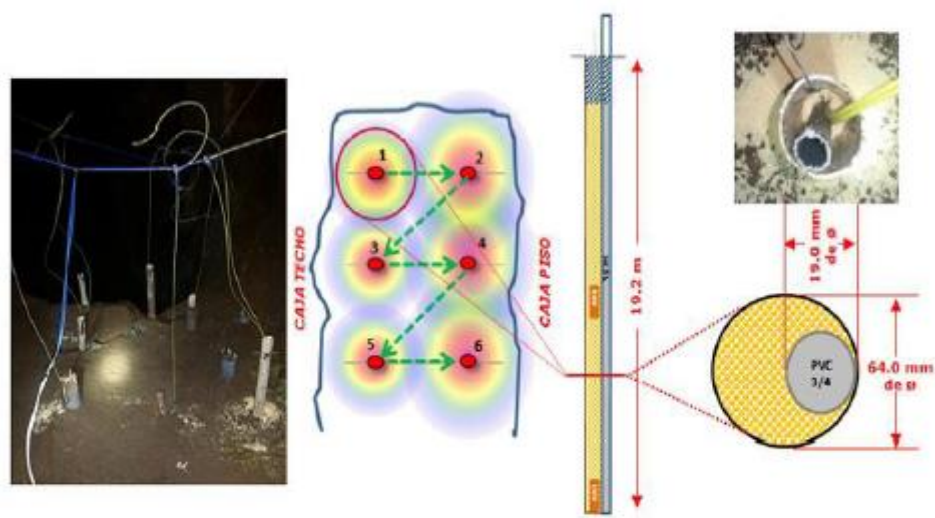


Fuente: Propia

B. Carguío utilizando Tubos PVC de $\frac{3}{4}$ ".

Esta técnica ya se viene utilizando continuamente y como ya es sabido consiste en introducir dentro del taladro un tubo de PVC de $\frac{3}{4}$ ", el cual tiene la función de reducir la carga lineal de 2.6 (para un diámetro de 64mm) a 2.2 kg/m, y además de ello este funciona como un elemento amortiguador que reduce el impacto del explosivo hacia la roca. A continuación se presenta el siguiente diagrama donde se explica su aplicación:

Figura N° 66: Carguío con reductores de diámetro tubos de 3/4".

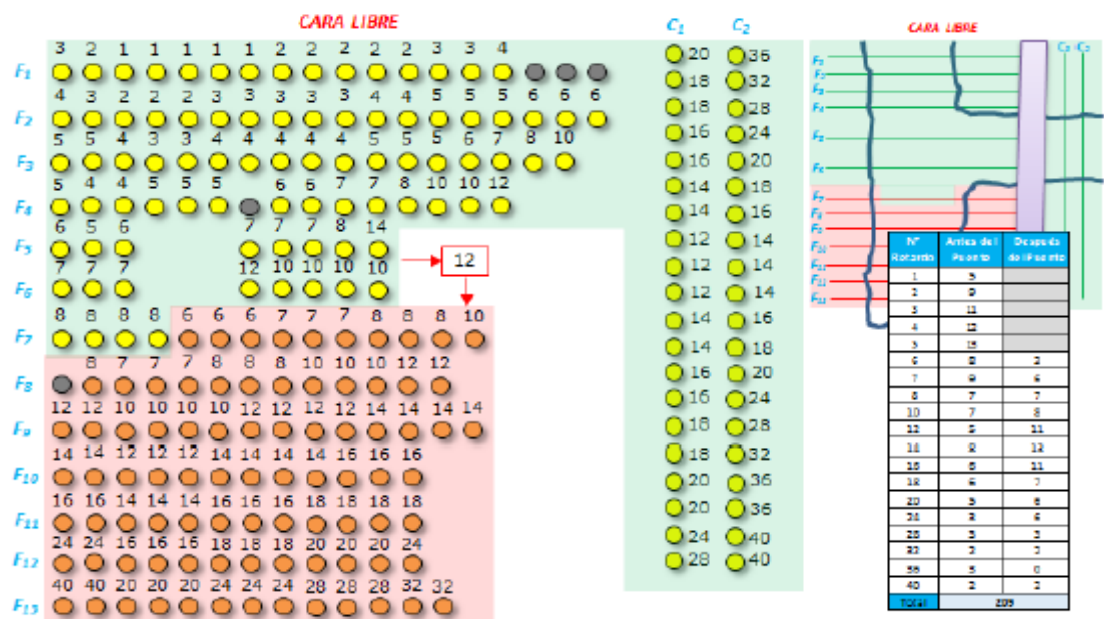


Fuente: Propia

4.2.7.4 Voladura Masiva en el Tajo 684 Nv. 21 Sección IV.

Esta voladura masiva realizada en la S-IV, estaba conformada por 13 filas de taladros con dirección transversal al tajo (F1 al F13) y por 2 filas (C1 Y C2) con dirección longitudinal al tajo (tal como se muestra en la Figura6). En total aprox. 210 taladro, lo que significó un consumo de 3200 kg (124 sacos de anfo y 4 caja de emulsión).

Figura N° 67: Distribución de retardos para el Tajo 684



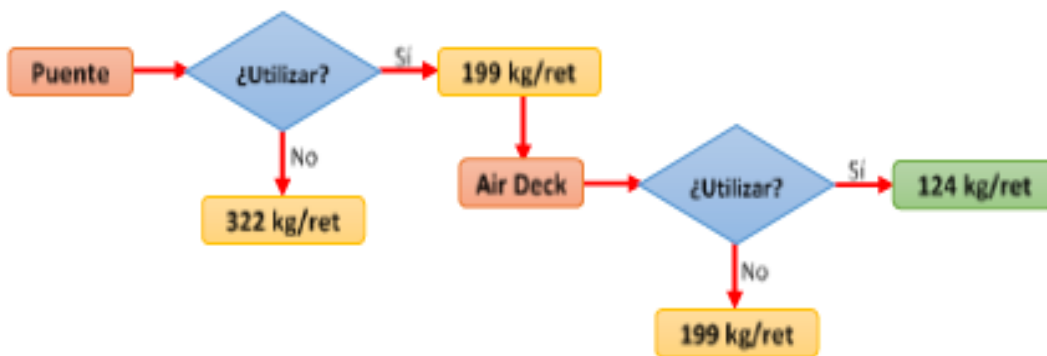
Fuente: Propia

4.2.8 Control de la Carga Operante

Debido a que en solamente existen 20 retardos de periodo corto para secuenciar muchos taladros (en este caso 209), se debe recurrir a dos prácticas de control que han sido aplicadas en este tajo:

- Uso de puentes
- Uso de Air decks.

Figura N° 68: Control de carga operante en base al uso de air decks y puentes



Fuente: Propia

En función a lo mencionado se ha reducido la carga operante de 322 a 124 kg/retardo (es decir un 60%) esto influye en la reducción del golpe de onda de choque hacia la roca encajante. A manera de detallar, se han utilizado un total de 34 air decks, esto representa el desacople de 34 taladros y el ahorro de 88.4 kg de anfo.

Figura N° 69: Uso de los air decks en el Tajo 684



Fuente: Propia

4.2.8.1 Acciones observadas durante el proceso de carguío

Durante el proceso de carguío de este tajo se han observado algunas de las siguientes acciones desarrollados por el personal de P&V:

- Orden y limpieza en la distribución de los exsaneles y bolsas de carguío.
- Uso de marcas para el carguío de 60,90 y 30% (1, 3 y 5 m de taco).

Figura N°70: Orden y limpieza en el proceso de carguío, Uso de marcas para el carguío de 60, 90 y 30%



Fuente: Propia

- Debido al uso del puente se recomendó al personal que el segundo tramo sea amarrado de tal manera que los Conectores J estén lo más pegados al contorno (de la corona, hastiales y piso) para de esta manera poder reducir la probabilidad de corte del tubo de choque y del cordón detonante (ver Figura 10).

Figura N° 71: Amarrado del segundo tramo



Fuente: Propia

El resultado de este disparo es la obtención de carga molida, tal como se muestra en la siguiente Figura.

Figura N° 72: Resultado del disparo en el tajo 684



Fuente: Propia

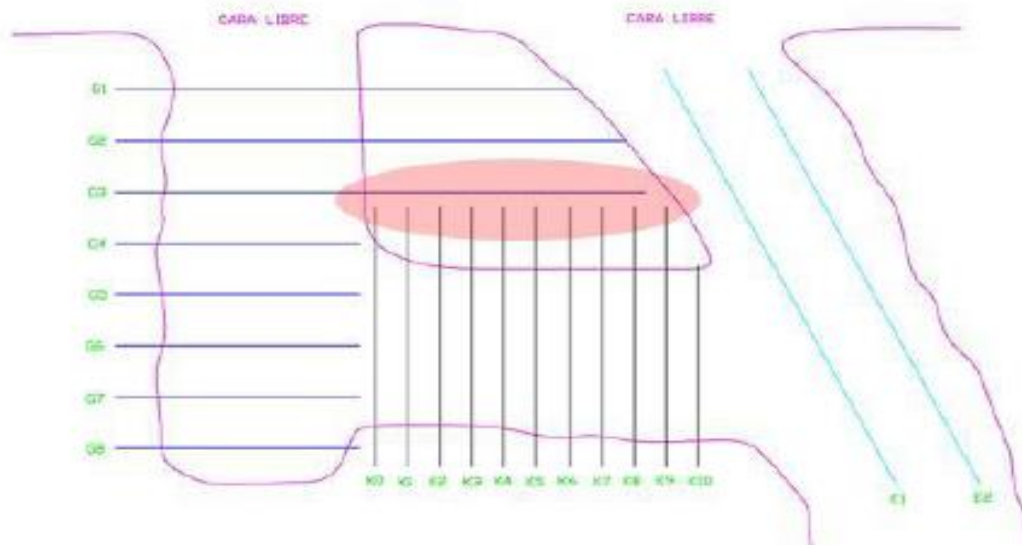
4.2.8.2 Voladura Masiva en el Tajo 640 Nv. 36 Sección V.

Esta voladura masiva realizada en la S-V es la mayor realizada en la historia de Yauliyacu, se han cargado 498 taladros en 5 guardias (2 días y medio) para los cuales se ha utilizado 9975_kg de explosivo (390 sacos de anfo y 9 cajas de emulsión). Debido a la envergadura de este disparo se requirió el compromiso y apoyo de las diferentes áreas ligadas a la P&V de taladros largos como es el caso de:

- Supervisión de la Sección V
- Supervisión de Control de Minado: Ramiro Peralta
- Personal de Carguío Sección V: Rolly Espinoza (líder)
- Personal de Carguío Sección IV: Pulido (líder)

La complejidad de esta voladura se debe a que existen diversas direcciones de orientación para sus mallas componentes, ejemplo de ello son las mallas Gs y Ks, las cuales llegan a desarrollar un punto crítico entre la malla G3 y las demás Ks (ver la zona sombreada en el Figura 2) ya que la presencia de alguna sobre-perforación (para las Ks) en los hastiales ocasionaría que se produzca el llamado “dead pressing” anulando la detonación de estos. Ante este panorama nuestro equipo de A.T.S. ha recomendado el uso de dos cebos (con igual retardo) en todos los taladros para las “Ks”, uno en el fondo del taladro con salida positiva y otro en la base (cabeza del taladro) con salida negativa, con ello se garantiza que sí se anula el cebo del fondo por el “dead pressing” se tiene el cebo de la base que entraría a tallar para la detonación.

Figura N° 73: Croquis sobre la distribución de las mallas componentes del Tajo 640



Fuente: Propia

Con respecto a la distribución de retardos, se vio la necesidad de utilizar puentes para diferenciar los paquetes de salida, por ello se utilizó un puente (con retardo N°120) con el cual se unió el grupo de las Gs con el de las Ks y Es (para más detalle ver la Figura).

Figura N° 74: Distribución de retardos para mallas G y K.



Fuente: Propia

4.3 ETAPA DE ESTANDARIZACION

Zona II

Trabajos Realizados

- Durante la estadía en vuestra unidad minera, las coordinaciones se realizaron con la Superintendencia de Mina (Ing. Nilton Apaza), Asistente de Superintendencia de Mina (Ing. Luis Otálora) y la Jefatura de Control de Minado (Ing. Lilian Gonzales), quienes a su vez plantearon un programa de trabajo para la visita enfocada en la Sección II y al finalizar del término, comprobaron in situ la reducción del remangado de la malla de sostenimiento y la conservación de la misma. Asimismo el Jefe de Sección II (Ing. Carlos Palomino) y el Jefe de Guardia de la Contrata SIMAREG (Ing. John Ninahuanca) fueron los encargados de viabilizar la ejecución de los trabajos y evaluación de resultados.
- A continuación se detallan los trabajos realizados por el equipo de Asistencia Técnica Subterránea:

Voladura en el Frente 731 2S y 2N Nv. 1200 Sec. II

A manera de resumen, se presenta la siguiente tabla donde se detalla las 5 pruebas realizadas en la galería 731:

Tabla N° 47: Parámetros de Pruebas

Pruebas - Mes Enero del 2016 - Mina Yauliyacu

PARAMETROS	Unds	Prueba 1	Prueba 2	Prueba 3	Prueba 4	Prueba 5	PROMEDIO
Fecha		08/01/2016	09/01/2016	09/01/2016	10/01/2016	11/01/2016	
Empresa Especializada		SIMAREG	SIMAREG	SIMAREG	SIMAREG	SIMAREG	
Labor		SN 731 - 2S	SN 731 - 2S	SN 731 - 2N	SN 731 - 2S	SN 731 - 2S	
Tipo de roca - RMR		50 -55	50 -55	50 -55	50 -55	50 -55	
Turno		DIA	DIA	DIA	DIA	DIA	
Nombre del Perforista		Escobar	Escobar	Escobar	Escobar	Escobar	
Tipo de perforadora		Jumbo	Jumbo	Jumbo	Jumbo	Jumbo	
Nivel		1200	1200	1200	1200	1200	
Sección del frente teórico ancho x alto		3.5x3.5	3.5x3.5	3.5x3.5	3.5x3.5	3.5x3.5	
Sección del Frente Teórico	m ²	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	
Sección del Frente Real	m ²	13.29	12.18	12.78	13.03	12.96	12.85
Nº de Taladros Perforados	Unid.	39	38	38	38	42	
Nº de Taladros Cargados	Unid.	36	35	35	35	35	35
Longitud del Barreno	Pies	12	12	12	12	12	
Longitud del Barreno	m	3.65	3.65	3.65	3.65	3.65	
Longitud Promedio del Taladro	m	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10	3.10
Porcentaje de Perforación Efectiva	%	85	85	85	85	85	
Diámetro del Taladro	mm	45	45	45	45	45	
Metros Perforados	m	120.90	117.80	117.80	117.80	130.20	
Material Disparado		Desmonte	Desmonte	Desmonte	Desmonte	Desmonte	
Densidad de Roca	ton/m ³	2.80	2.80	2.80	2.80	2.80	

Accesorios de Voladura

Cordón detonante	m	30	30	30	30	30	
Mecha Rápida	m	1	1	1	1	1	
Mecha - Fulminante - Conector	Pza.	2	2	2	2	2	
Detonador No eléctrico - EXSANEL	Pza.	36	35	35	35	35	

Explosivos

Semexsa E 65 de 1 1/2" x 8"	Pza.	36	35	35	35	35	
Peso del cartucho Semexsa E 65	kg	0.260	0.260	0.260	0.260	0.260	
Anfo Examon P	kg	100	100	100	100	100	
Kilos de explosivo por disparo	Kg	109.38	109.11	109.11	109.11	109.11	109.17

Resultados

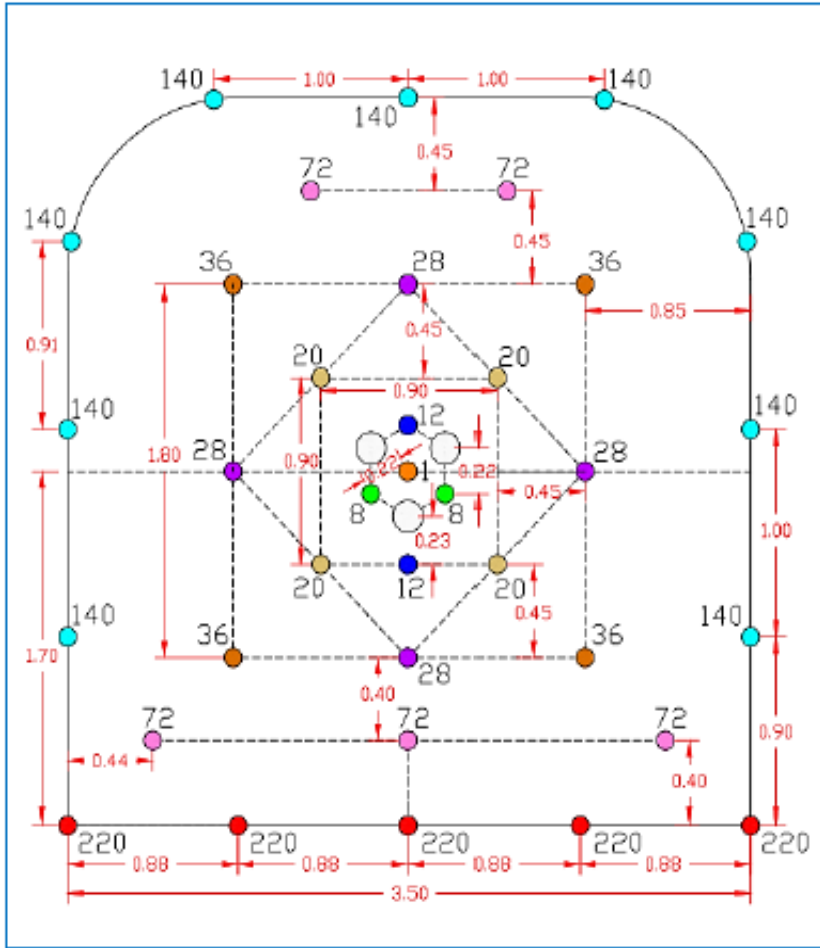
Avances por Disparo	m	2.90	2.93	2.93	2.90	2.90	2.91
Porcentaje de Avance	%	94	95	95	94	94	94
Volumen Roto	m ³	38.53	35.69	37.45	37.78	37.58	37.41
Tonelaje Roto	ton	107.88	99.92	104.85	105.79	105.24	104.74
Factor de Avance	kg/m	37.72	37.24	37.24	37.63	37.63	37.49
Factor de Toneladas Rotas	kg/ton	1.01	1.09	1.04	1.03	1.04	1.04
Sobrerotura.	%	7.79	-0.57	4.15	5.98	5.48	4.56

Fuente: Propia

La prueba N° 1 fue un seguimiento a su propio estándar de P&V (Línea Base), en función a ello se optimizó el diseño de la malla de voladura en las pruebas subsiguientes N° 2, 3, 4 y 5. Donde los factores principales que afectan el remangado de malla son: la ubicación del arranque, gradiente positiva de la perforación y distribución de retardos (reducción de la carga operante en los taladros de contorno), los cuales fueron modificados.

Se tomó como punto de partida la malla de P&V que estaba ejecutando la contrata SIMAREG, la cual se muestra en seguida:

Figura N° 75: Malla de P&V de 3.5x3.5m (Línea Base)



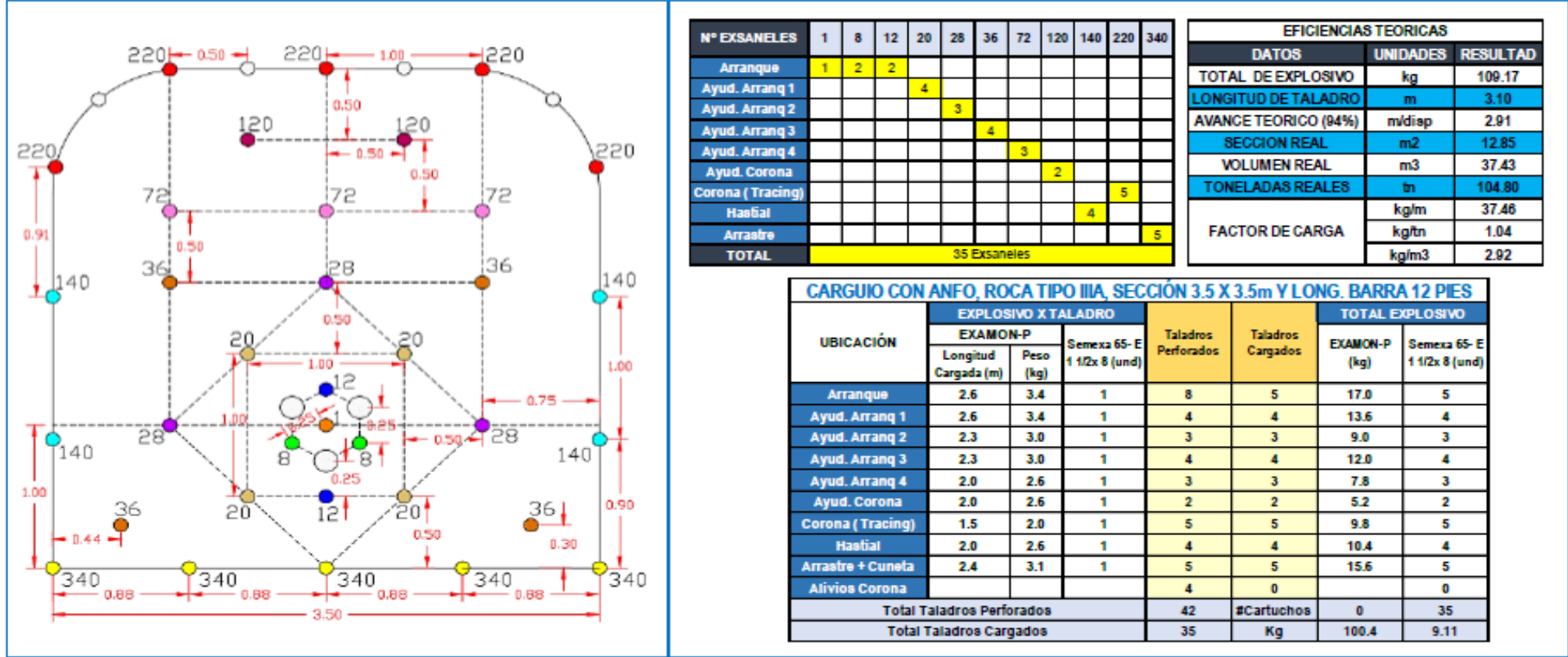
N° EXSANELES													EFICIENCIAS TEORICAS		
	1	8	12	20	28	36	72	120	140	220	340		DATOS	UNIDADES	RESULTADO
Arranque	1	2	2										TOTAL DE EXPLOSIVO	kg	109.40
Ayud. Arranq 1				4									LONGITUD DE TALADRO	m	3.10
Ayud. Arranq 2					4								AVANCE TEORICO (94%)	m/disp	2.90
Ayud. Arranq 3						4							SECCION REAL	m2	13.29
Ayud. Arrastre							3						VOLUMEN REAL	m3	38.53
Ayud. Corona							2						TONELADAS REALES	tn	107.88
Corona (Tracing)								5					FACTOR DE CARGA	kg/m	37.73
Hastial								4						kg/tn	1.01
Arrastre + Cuneta									5					kg/m3	2.84
TOTAL	36 Exsaneles														

CARGUIO CON ANFO, ROCA TIPO IIIA, SECCIÓN 3.5 X 3.5m Y LONG. BARRA 12 PIES							
UBICACIÓN	EXPLOSIVO X TALADRO			Taladros Perforados	Taladros Cargados	TOTAL EXPLOSIVO	
	EXAMON-P		Semexa 65- E 1 1/2x 8 (und)			EXAMON-P (kg)	Semexa 65- E 1 1/2x 8 (und)
	Longitud Cargada (m)	Peso (kg)					
Arranque	2.6	3.4	1	8	5	17.0	5
Ayud. Arranq 1	2.6	3.4	1	4	4	13.6	4
Ayud. Arranq 2	2.3	3.0	1	4	4	12.0	4
Ayud. Arranq 3	2.1	2.7	1	4	4	11.0	4
Ayud. Arrastre	1.8	2.3	1	3	3	7.0	3
Ayud. Corona	1.8	2.3	1	2	2	4.7	2
Corona (Tracing)	1.5	2.0	1	5	5	9.8	5
Hastial	1.8	2.3	1	4	4	9.4	4
Arrastre + Cuneta	2.4	3.1	1	5	5	15.6	5
Alivios Corona				0	0		0
Total Taladros Perforados				39	#Cartuchos	0	36
Total Taladros Cargados				36	Kg	100.0	9.38

Fuente: Propia

Como ya se ha mencionado líneas arriba una vez modificado los 3 factores que afectan directamente a la obtención del remangado de la malla de sostenimiento, **se ha recomendado el uso de la siguiente distribución**, la cual ha sido evaluada en las pruebas N°2-5:

Figura N° 76: Malla de P&V de 3.5x3.5m Optimizada



Fuente: Propia

A manera de explicación, a continuación, se especifica los cambios realizados a la malla que inicialmente aplicaba la contrata SIMAREG

Inicialmente el arranque estuvo perforado a una altura de 1.70m, la cual ha sido rebajada a un 1.00 m con la finalidad de orientar la fuerza inicial de la voladura hacia la parte baja

Parámetros optimizados

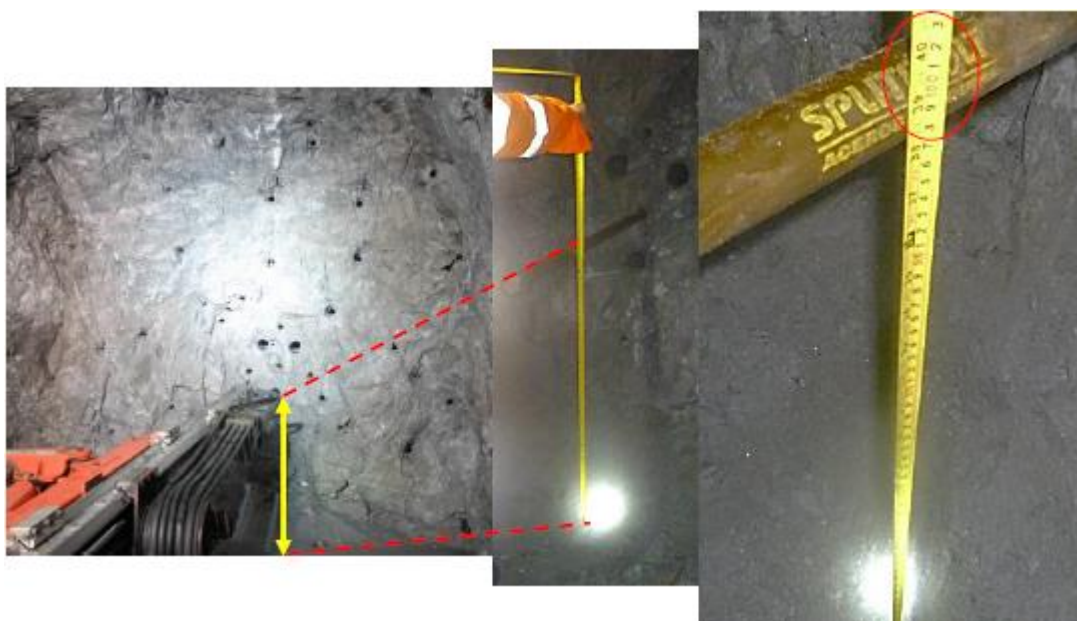
- Reubicación del Arranque

Figura N° 77: Altura del arranque de la malla inicial a 1.70 m del piso (PRUEBA N°1)



Fuente: Propia

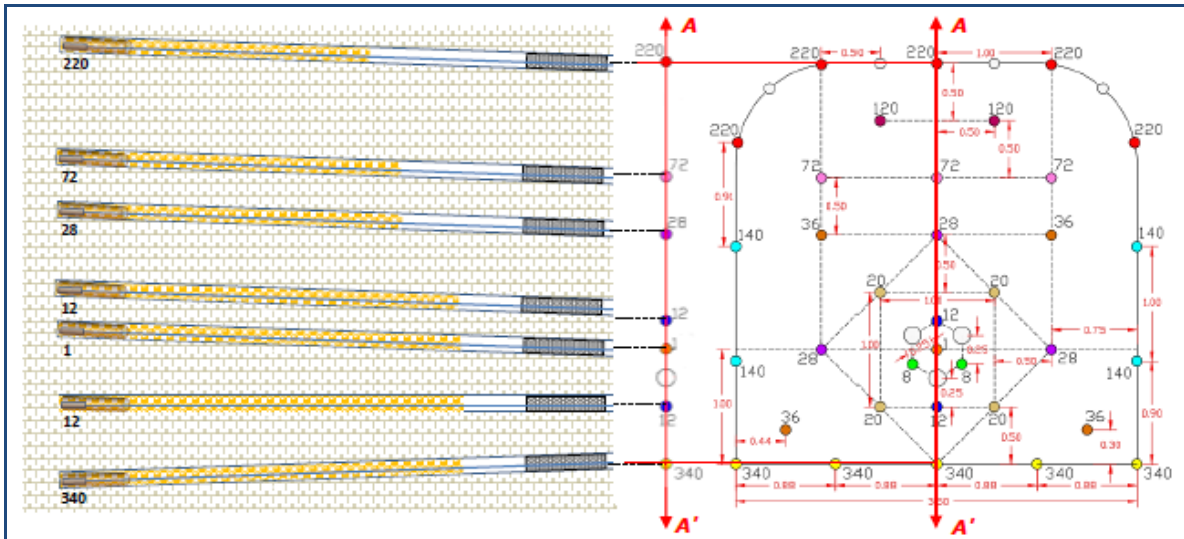
Figura N° 78: Altura del arranque de la malla modificada a 1.00 m del piso (PRUEBA N°2, 3, 4 y 5)



Incremento de la gradiente positiva de la perforación

Inicialmente la gradiente de los taladros perforados era aprox. 0° (taladros horizontales), esto ha sido rectificado para pasar a ser perforados a aprox. 2° en positivo especialmente el arranque.

Figura N° 79: Perforación de la malla modificada con 2° de gradiente positiva



Fuente: Propia

Redistribución de retardos

Inicialmente se tenía un total 9 EXSANELES con el mismo retardo (N°140) distribuidos en el contorno del frente (hastiales y corona). Ello representa una acumulación de carga operante (Qop) equivalente de 21.5 kg en la periferia del frente. A raíz de lo observado, se ha optado por redistribuir la carga partiéndola en dos retardos (N°140 y 220), el N°140 para los 4 taladros ubicados en los hastiales (Qop =10.4 kg) y el N°220 para los 5 taladros ubicados en la corona (Qop =11.1 kg).

Esta nueva distribución permite expulsar la carga en dos tiempos aminorando el golpe de energía hacia la roca.

Figura N° 80: Mejoramiento de la distribución de retardos en la periferia del frente

N° EXSANELES	1	8	12	20	28	36	72	120	140	220	340
Arranque	1	2	2								
Ayud. Arranq 1				4							
Ayud. Arranq 2					4						
Ayud. Arranq 3						4					
Ayud. Arrastre							3				
Ayud. Corona							2				
Corona (Tracing)									5		
Hastial									4		
Arrastre + Cuneta										5	
TOTAL	36 Exsaneles										

N° EXSANELES	1	8	12	20	28	36	72	120	140	220	340
Arranque	1	2	2								
Ayud. Arranq 1				4							
Ayud. Arranq 2					3						
Ayud. Arranq 3						4					
Ayud. Arranq 4							3				
Ayud. Corona								2			
Corona (Tracing)										5	
Hastial									4		
Arrastre											5
TOTAL	35 Exsaneles										

Fuente: Propia

Diagnostico

- En vista a los resultados obtenidos, se ha podido demostrar in-situ que se ha podido controlar el remangado de la malla de sostenimiento en base a la aplicación de las siguientes 3 modificaciones:
 - Reubicación del arranque, se ha pasado de una altura de 1.7m (Prueba N°1) a un 1.00 (Pruebas N°2, 3 y 4).
 - Incremento de la gradiente positiva de perforación, se ha pasado de 0° (Prueba N°1) a 2° positiva (Pruebas N°2, 3 y 4).
 - Nueva redistribución de retardos, en la línea base se constató la utilización de 9 taladros del contorno (hastiales y corona) con el mismo número de retardo#140, equivalente a una carga operante (Qop) de 21.5 kg de explosivo; a fin de reducir la carga operante se distribuyó en 2 retardos N°140 (hastiales – Qop=10.4 kg) y N°220 (coronas – Qop=11.1 kg), esto nos ha permitido secuenciar la energía de explosivo en dos partes menores.
- El nuevo estándar de P&V se ha obtenido los siguientes ratios:

Tabla N° 48: Ratios estándar

DATOS	UNIDADES	RESULTADO
TOTAL DE EXPLOSIVO	kg	109.53
LONGITUD DE TALADRO	m	3.30
AVANCE TEORICO (90%)	m/disp	3.00
SECCION	m ²	12.50
VOLUMEN	m ³	37.54
TONELADAS	tn	101.35
FACTOR DE CARGA	kg/m	36.47
	kg/tn	1.08
	kg/m ³	2.92

Fuente: Propia

- Cuyos valores son aceptables en comparación a los KPIs desarrollados por otras minas con similares características.
- Se destaca que se viene desarrollando la voladura controlada en los frentes, la cual se realiza con anfo y cordón detonante, práctica que permite desacoplar el anfo a lo largo del taladro.
- Con respecto al segundo objetivo planteado para la visita “Controlar y reducir el porcentaje de sobrerotura y dilución en tajos producción explotados por SLV ejecutados en la Sección II”, no se ha podido concretar debido a la falta de la ejecución de disparos en el tajo asignado (Tj. 673 N°1200 S.II), tanto en la guardia día como en la guardia noche.
- Por consiguiente, se recomienda para la próxima visita disponer de varios tajos, de manera tal que se pueda escoger alguno de estos para efectuar los trabajos a realizar.

ZONA IV y V

Trabajos Realizados

Durante la estadía en la unidad minera, las coordinaciones se realizaron con la Asistencia de Superintendencia de Mina (Ing. Aldo Torres), quien a su vez planteó un programa de trabajo para la visita enfocada en la zona baja (Secciones IV y V) con la ECM. Martínez (MCEISA, por lo cual se coordinó con su residente Ing. Jhony Campos para viabilizar la ejecución de los trabajos en los frentes a disparar. A continuación se detallan los trabajos realizados durante la visita por el equipo de Asistencia Técnica Subterránea - Exsa:

Voladuras en la Sección IV y V

A manera de resumen, se presenta la siguiente tabla donde se detallan los disparos supervisados, tres en la en la sección IV y tres en la sección V:

Tabla N° 49: Pruebas en tres en la en la sección IV y tres en la sección V.

PARAMETROS	Unds	Sección IV			Sección V			PROMEDIO
		Disparo 1	Disparo 2	Disparo 3	Disparo 4	Disparo 5	Disparo 6	
Fecha		15/03/2016	16/03/2016	17/03/2016	18/03/2016	19/03/2016	20/03/2016	
Empresa Especializada		MCEISA	MCEISA	MCEISA	MCEISA	MCEISA	MCEISA	
Labor		Rp(-) 519-2	Rp(-) 519-2	SN 907 S	VN(+) 008	GL 638	GL 638	
Tipo de roca - RMR		40 - 45	40 - 45	45 -50	50 -55	40 - 45	40 - 45	
Turno		DIA	DIA	DIA	DIA	DIA	DIA	
Nombre del Perforista		Ichihua	Ichihua	Ichihua	Gálvez	Gálvez	Gálvez	
Tipo de perforadora		Jum bo	Jum bo	Jum bo	Jum bo	Jum bo	Jum bo	
Nivel		1500	1500	1900	3000	3900	3900	
Sección del frente teórico (ancho x alto)		3.5x3.5	3.5x3.5	3.5x3.5	3.5x3.5	3.5x3.5	3.5x3.5	
Sección del Frente Teórico	m ²	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	12.25	
Sección del Frente Real	m ²	13.47	12.85	12.96	13.03	12.96	13.07	13.05
Nº de Taladros Perforados	Unid.	33	33	33	33	32	33	
Nº de Taladros Cargados	Unid.	30	30	29	30	30	30	35
Longitud del Barreno	Pies	12	12	12	12	12	12	
Longitud del Barreno	m	3.65	3.65	3.65	3.65	3.65	3.65	
Longitud Promedio del Taladro	m	3.10	3.10	3.10	3.10	3.00	3.00	3.10
Porcentaje de Perforación Efectiva	%	85	85	85	85	82	82	
Diámetro del Taladro	mm	45	45	45	45	45	45	
Metros Perforados	m	102.30	102.30	102.30	102.30	96.00	99.00	
Material Disparado		Desmonte	Desmonte	Desmonte	Desmonte	Desmonte	Desmonte	
Densidad de Roca	ton/m ³	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	2.70	

ACCESORIOS DE VOLADURA:

Cordón detonante	m	20	20	20	35	35	35	
Mecha Rápida	m	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	0.2	
Mecha - Fulminante - Conector	Pza.	2	2	2	2	2	2	
Detonador No eléctrico - EXSANEL	Pza.	32	32	32	30	34	34	

EXPLOSIVOS:

Semexsa E 65 de 1 1/2" x 8"	Pza.	24	0	30	30	94	94	
Semexsa E 65 de 7/8" x 7"	Pza.	28	48	0	0	0	0.000	
Anfo Examon P	kg	100	110	100	100	75	75	
Kilos de explosivo por disparo	Kg	108.60	113.80	107.98	107.98	100.00	100.00	107.67

RESULTADOS:

Avances por Disparo	m	2.60	3.00	2.80		2.40	2.60	2.70
Porcentaje de Avance	%	84	97	90		80	87	88
Volumen Roto	m ³	35.02	38.54	36.28		31.10	33.98	35.23
Tonelaje Roto	ton	94.55	104.04	97.96		83.98	91.74	95.13
Factor de Avance	kg/m	41.77	37.93	38.56		41.67	38.46	39.98
Factor de Toneladas Rotas	kg/ton	1.15	1.09	1.10		1.19	1.09	1.13
Sobrerotura.	%	9.05	4.63	5.46		5.48	6.26	6.16

Fuente: Propia

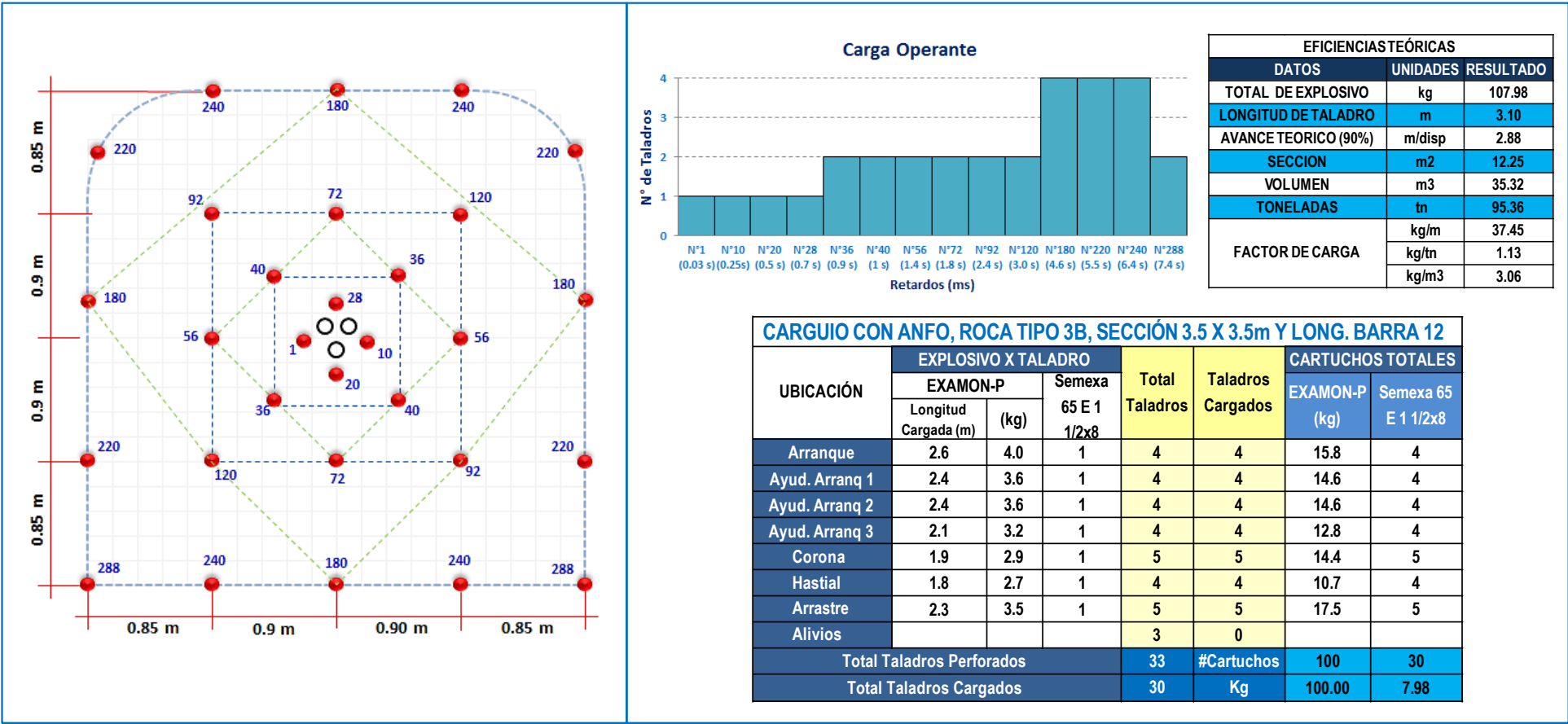
Los primeros 3 disparos fueron realizados en la Sección IV, concretamente se disparó Rp (-) 519-2 y la SN 907 S lugares donde se tiene un tipo de roca IIIA, donde el supervisor de P&V ha estandarizado una malla de carguío que tiene las siguientes características:

- Compuesta por 33 taladros perforados (30 cargados y 3 de alivio) utilizando un arranque de corte quemado.
- Según con la distribución de retardos se utilizan 14 retardos diferentes, con una carga operante máxima de 4 taladros/retad, es decir 14.4 kg/retardo.

A continuación se presenta el diagrama y los ratios que cuentan la malla implementada por la ECM MCEISA:

A. Malla de P&V de 3.5x3.5m (Estandarizada en la Sección IV)

Figura N° 81: Malla de P&V de 3.5x3.5m (Estandarizada en la Sección IV)



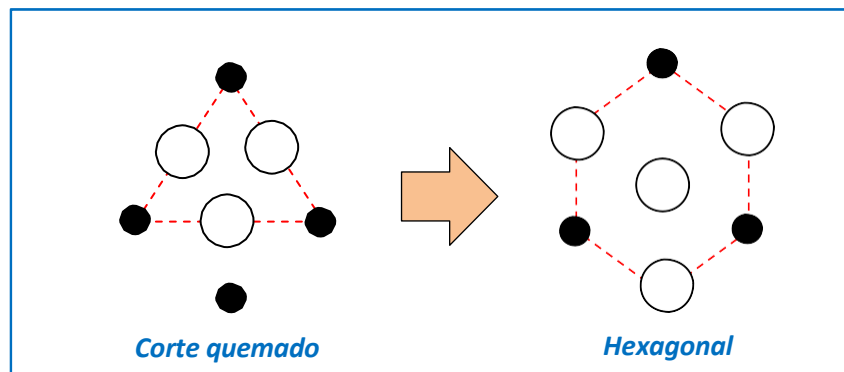
Fuente: Propia

Una vez realizado el seguimiento a la malla estandarizada IV por la contrata en la Sección, se tiene las siguientes observaciones:

Diagnóstico.

- El arranque de corte quemado, más conocido como “cacho de toro”, es un buen arranque y funciona bien; pero sí se quiere aumentar la eficiencia por disparo se recomienda pasar a utilizar un arranque hexagonal (es decir se incrementaría de 3 a 4 taladros de alivio). Cabe recalcar que por practicidad y experiencia a mayor cara libre presente en el arranque se obtendrá una mayor longitud de avance lineal (de 2.7 en promedio a 2.8 u 2.9 m).

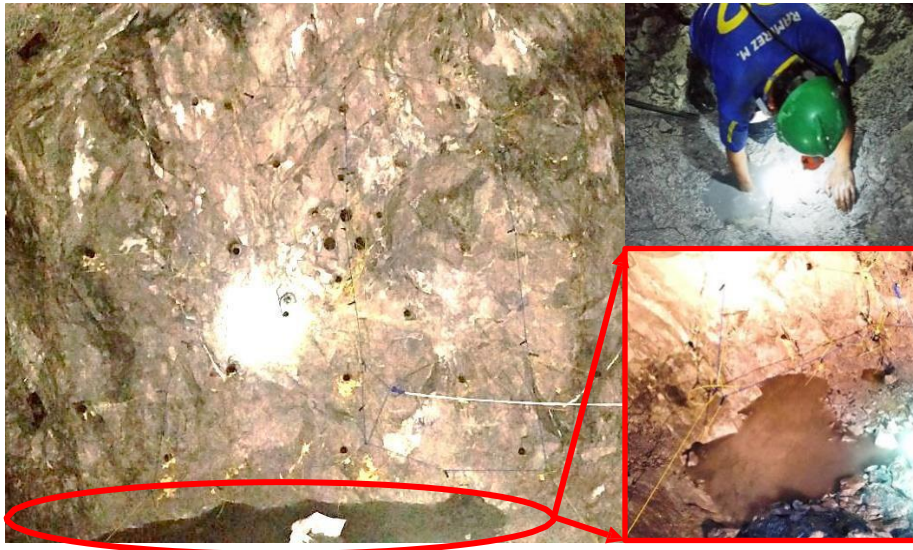
Figura N° 82: Tipos de Arranque



Fuente: Propia

- Se ha notado que en la corona queda bancos colgados en la parte delantera, debido a que se deja excesivo taco vacío y además no se utiliza tapones inertes. Por ello es necesario agregar un poco más de carga lineal o en su defecto utilizar tacos.
- Cambiar el tipo de explosivo en la zona de las arrastras, más aún si se trata de labores negativas como es el caso de la Rp (-) 519-2 se debe de utilizar emulsión encartuchada (Semexa E 1 ½" x 8"), ya que como se puede ver en la Figura 1 a pesar que existe presencia de agua remanente y sopletear bien los taladros, siempre existe agua remanente.

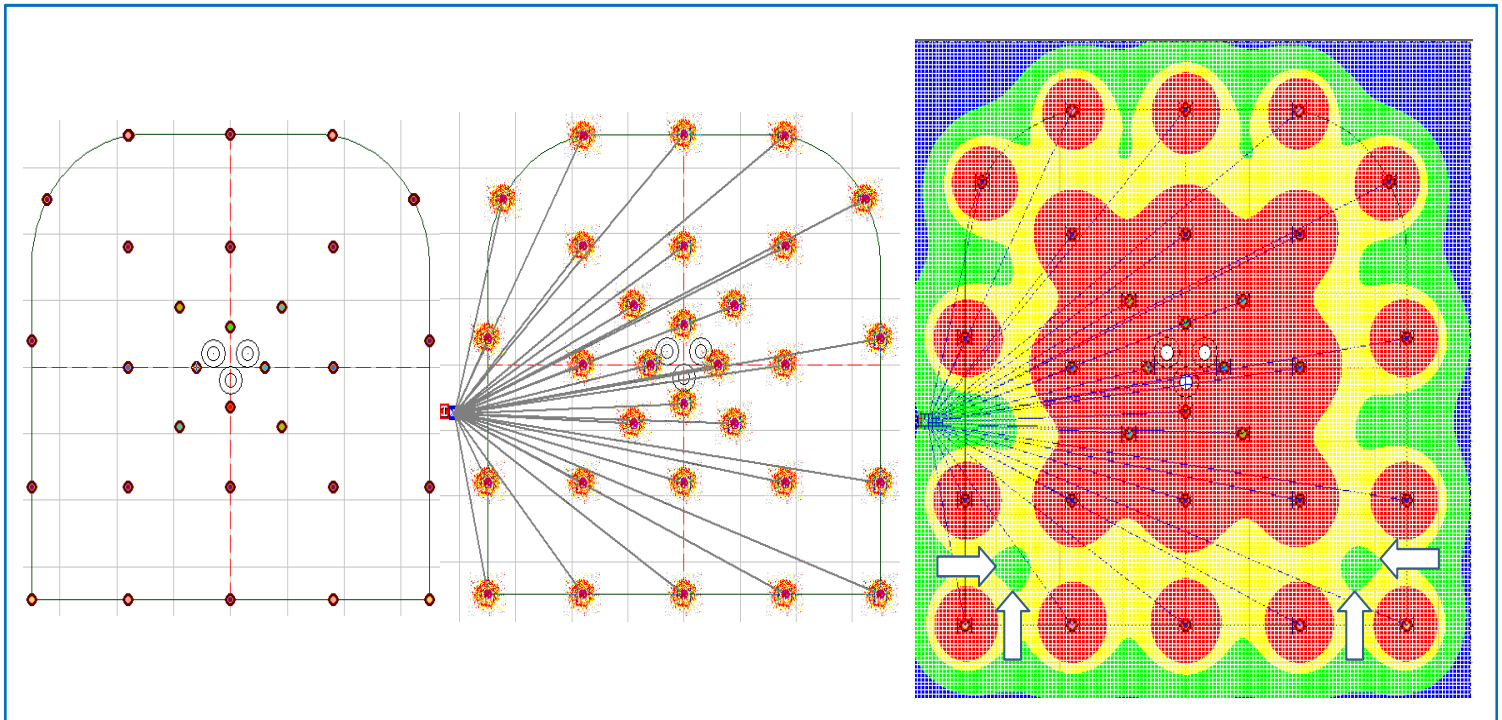
Figura N° 83: Arrastras con presencia de agua en la Rp (-) 519-2



Fuente: Propia

- Según el diseño de su malla estándar en las arrastras existen zonas donde los aros de energía no afectan (según la simulación con el JK-Simblast ver Figura 2), ello quiere decir que el explosivo no actúa en estas zonas generando la probabilidad que se quede, tal como ha ocurrido en 2 disparos supervisados.

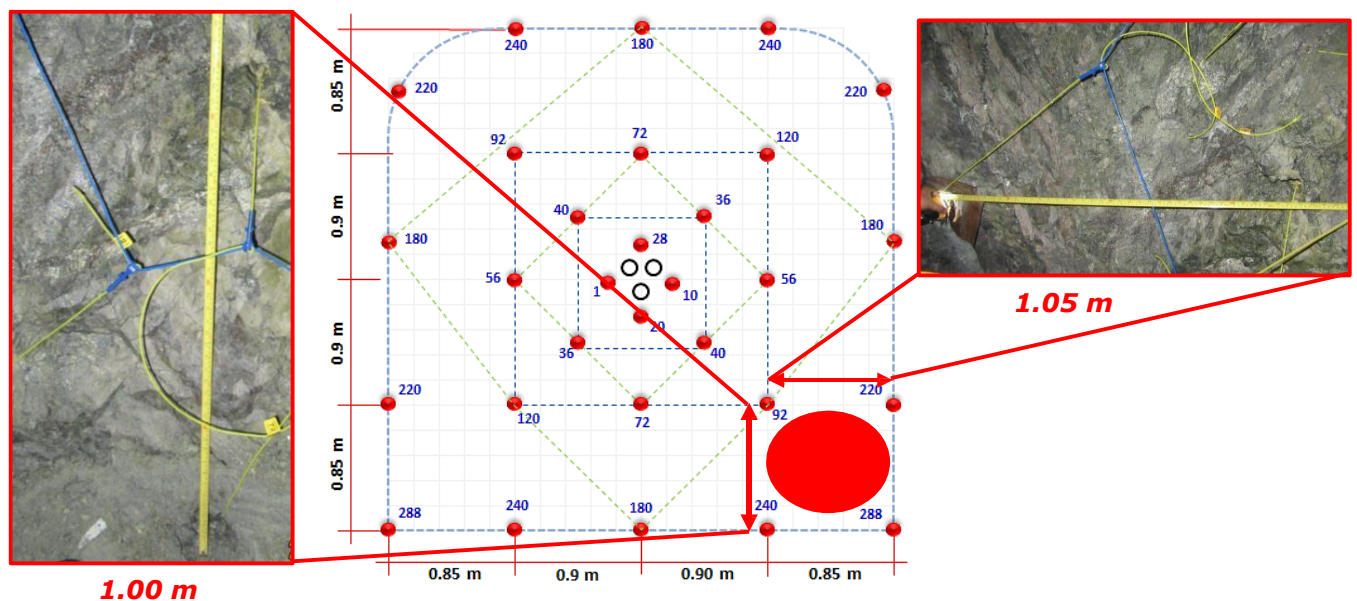
Figura N° 84: Simulación con JK.Simblast



Fuente: Propia

- Si a ello le sumamos, una mayor longitud entre taladro y taladro (de 85 cm en teoría a 105 cm perforado en la realidad) de 20 cm de más, el panorama se empeora generándose la obtención de cúmulos de roca (“pechos”) en las esquinas. Por lo expuesto se recomienda que se agregue al menos 2 taladros como ayuda de arrastras.

Figura N° 85: Medición real de la longitud entre taladros en la base del frente



Fuente: Propia

- Se debe realizar la voladura controlada (Smooth Blasting), para ello es necesario que se les proporcione 15.0 m más de cordón detonante (3.0 m para cada uno de los 5 taladros de la corona) a los cargadores, y así ellos lo distribuyan en la corona.
- La velocidad de detonación (VOD) está directamente relacionada con el tipo de cebo a utilizar, por ende no es lo mismo inicial una columna con una Semexa E de 7/8"x7" que con una Semexa E 1 1/2"x 8". Es claro que la columna iniciada con la Semexa de mayor diámetro desarrollará una mayor VOD, esto significa que el explosivo tendrá un mejor performance al desarrollar el trabajo de

fragmentar la roca. Por ello se recomienda el uso del cartucho Semexa E de 1 ½"x 8" como cebo en todos los frentes.

Figura N° 86: Uso de cartucho Semexa E para cebo de diferente diámetro



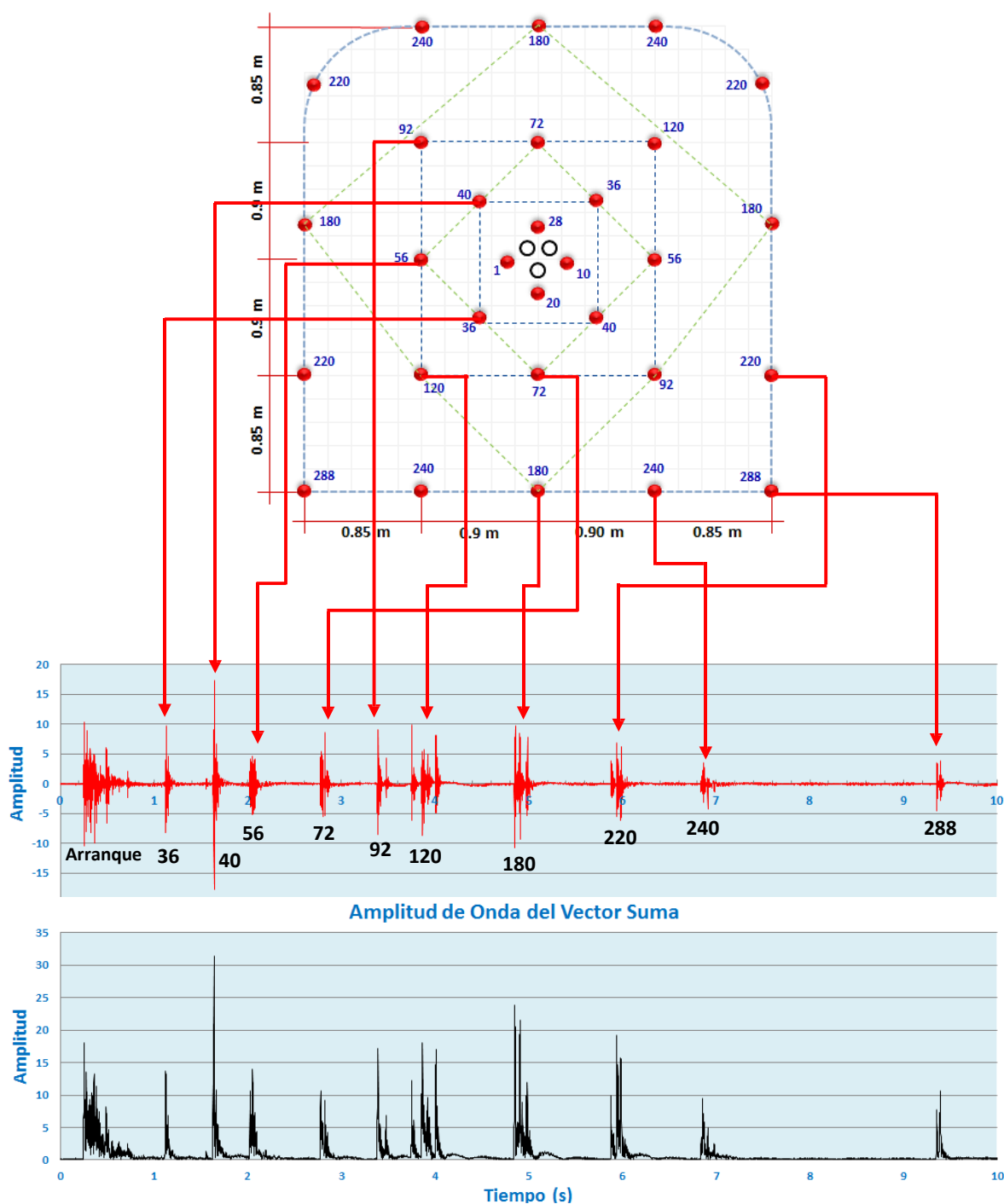
Fuente: Propia

Monitoreo del Nivel de Vibraciones.

A fin de sustentar que la secuencia adoptada por la contrata es correcta, se realizó el monitoreo del nivel de vibraciones generadas, obteniéndose lo siguiente (ver Figura 88):

- Para una carga operante máxima de 4 tal/retardo, o en otras palabras 14.4 kg/retardo se obtuvo 2 lecturas de 29.0 y 25.9 mm/s registradas por los 2 geófono, los cuales fueron colocados a unas distancias de 17.3 y 21.7 m respectivamente.

Figura N° 87: Distribución de retardos expresados en la lectura del sismograma generado



Fuente: Propia

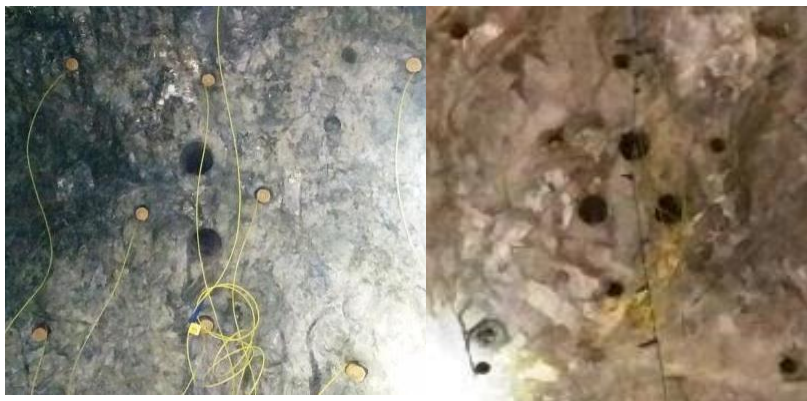
Se adjunta los registros medidos (Event Reports) en el Anexo 1.

Con respecto a la Sección V, se realizó el mismo seguimiento a los disparos realizados los días 18, 19 y 20 obteniéndose las siguientes observaciones:

La roca en la zona de la profundización (nivel 3900) es del tipo IIIB y IVA, con un RMR promedio de 40-45 y con presencia de agua. Por estas condiciones tan adversas la perforación y carguío deben de realizarse según las siguientes recomendaciones.

- El arranque a realizarse deber contar al menos con 3 taladros de alivio, se ha observado que se ejecuta en su mayoría 2 alivios, esto repercute en un menos avance a pesar que la roca sea relativamente mala y además de ello se puede anillar el arranque por la gran presencia de fallas transversales al eje de la labor.

Figura N° 88: Presencia de fallas transversales



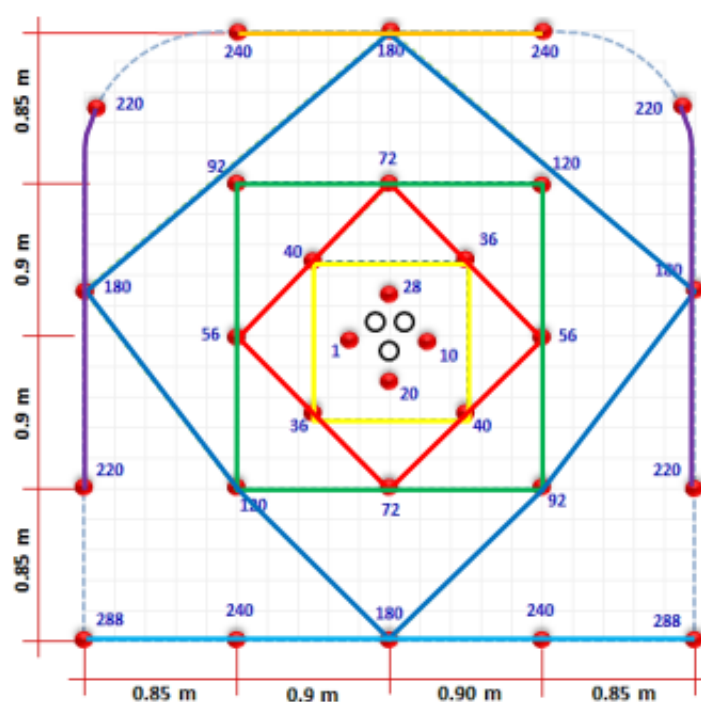
Fuente: Propia

- Por la gran presencia de fallas a lo largo de toda la longitud de los taladros, se recomienda el uso de doble cebo (2 detonadores con el mismo retardo) para los taladros componentes del arranque, con ello se garantiza que no se corte la onda de detonación a lo largo de toda su longitud. Además esto sobre-impulsa el VOD a la mitad del taladro incrementado la energía liberada por el explosivo, y de esta manera compensa la fuga de energía por las fracturas y fallas.
- La velocidad de detonación (VOD) está directamente relacionada con el tipo de cebo a utilizar, por ende no es lo mismo iniciar la columna con un cartucho Semexa E de 7/8"x7" que con un cartucho Semexa E de 1 1/2"x8", ya que con

el segundo se experimenta un mejor performance (mayor VOD) que con el primero.

- En ocasiones anteriores se ha visto la falta de retardos mayores (N°180, N°220, N°240, N°288, N°340 y N°400), esta situación se viene repitiendo constantemente lo que imposibilita a realizar una buena distribución de retardos. Por ello con el fin de prever la falta de retardos a continuación se recomienda la siguiente proyección del consumo de retardos no-eléctricos (Exsaneles) para la zona alta y baja:

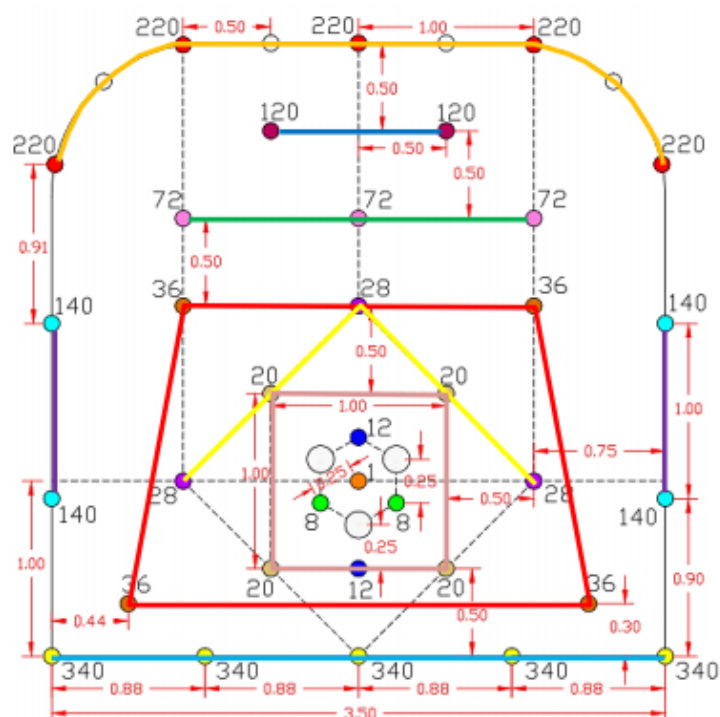
Figura N° 89: Proyección de consumo de retardos no-eléctricos (Exsaneles) – Zona Baja (Secc. IV & V)



# EXSANEL	Arranque				Arranque N°1	Arranque N°2	Arranque N°3	Arranque N°4	Hastial	Corona	Arrastre	Consumo Mensual
EXSANEL 4.2m N°1	1		1	1								960
EXSANEL 4.2m N°2		1										
EXSANEL 4.2m N°3					1							
EXSANEL 4.2m N°4												
EXSANEL 4.2m N°5												
EXSANEL 4.2m N°6												
EXSANEL 4.2m N°7			1									
EXSANEL 4.2m N°8		1		1								
EXSANEL 4.2m N°10	1				1							
EXSANEL 4.2m N°12												
EXSANEL 4.2m N°14			1									
EXSANEL 4.2m N°16				1								
EXSANEL 4.2m N°18		1			1							
EXSANEL 4.2m N°20	1		1									
EXSANEL 4.2m N°24		1		1								
EXSANEL 4.2m N°28	1											
EXSANEL 4.2m N°32			1	1								Back-up
EXSANEL 4.2m N°36					2							240
EXSANEL 4.2m N°40					2							240
EXSANEL 4.2m N°56						2						240
EXSANEL 4.2m N°72						2						240
EXSANEL 4.2m N°92							2					240
EXSANEL 4.2m N°120							2					240
EXSANEL 4.2m N°140												Back-up
EXSANEL 4.2m N°180								4				480
EXSANEL 4.2m N°220									4			480
EXSANEL 4.2m N°240										2	2	480
EXSANEL 4.2m N°288											2	240
EXSANEL 4.2m N°340												Back-up
												4080

Fuente: Propia

Figura N° 90: Proyección de consumo de retardos no-eléctricos (Exsaneles) – Zona Alta (Secc. I & II)



# EXSANEL	Arranque					Arranque N°1	Arranque N°2	Arranque N°3	Arranque N°4	Ayud. Corona	Hastial	Corona	Arrastre	Consumo Mensual
EXSANEL 4.2m N°1	1		1	1	1									900
EXSANEL 4.2m N°2		1												
EXSANEL 4.2m N°3														
EXSANEL 4.2m N°4														
EXSANEL 4.2m N°5														
EXSANEL 4.2m N°6														
EXSANEL 4.2m N°7	2		2	2										
EXSANEL 4.2m N°8		2			2									
EXSANEL 4.2m N°10														
EXSANEL 4.2m N°12					2									
EXSANEL 4.2m N°14	2													
EXSANEL 4.2m N°16		2		2										
EXSANEL 4.2m N°18			2											
EXSANEL 4.2m N°20														
EXSANEL 4.2m N°24						2								360
EXSANEL 4.2m N°28						2								360
EXSANEL 4.2m N°32														Back-up
EXSANEL 4.2m N°36							3							540
EXSANEL 4.2m N°40														Back-up
EXSANEL 4.2m N°56								4						720
EXSANEL 4.2m N°72									3					540
EXSANEL 4.2m N°92														Back-up
EXSANEL 4.2m N°120										2				360
EXSANEL 4.2m N°140											4			720
EXSANEL 4.2m N°180														Back-up
EXSANEL 4.2m N°220												5		900
EXSANEL 4.2m N°240														Back-up
EXSANEL 4.2m N°288													3	540
EXSANEL 4.2m N°340													2	360
														6300

Fuente: Propia

Resumiendo, sumando la proyección de consumo de la zona alta (Contrata Simareg) con la de la zona baja (Contrata Martínez) se tiene lo siguiente:

Tabla N° 50: consumo de explosivos en la zona alta

# EXSANEL	CONSUMO MENSUAL	
EXSANEL 4.2m N°1 al N°20	1860	9.5 Cajas
EXSANEL 4.2m N°24	360	2 Cajas
EXSANEL 4.2m N°28	360	2 Cajas
EXSANEL 4.2m N°32	Back-up	Back-up
EXSANEL 4.2m N°36	780	4 Cajas
EXSANEL 4.2m N°40	240	1.5 Cajas
EXSANEL 4.2m N°56	960	5 Cajas
EXSANEL 4.2m N°72	780	4 Cajas
EXSANEL 4.2m N°92	240	1.5 Cajas
EXSANEL 4.2m N°120	600	3 Cajas
EXSANEL 4.2m N°140	720	4 Cajas
EXSANEL 4.2m N°180	480	2.5 Cajas
EXSANEL 4.2m N°220	1380	7 Cajas
EXSANEL 4.2m N°240	480	2.5 Cajas
EXSANEL 4.2m N°288	780	4 Cajas
EXSANEL 4.2m N°340	360	2 Cajas

Fuente: Propia

* Cabe resaltar que esta proyección ha sido realizada en función de la malla estándar desarrollada por las contratas Simareg y Martínez.

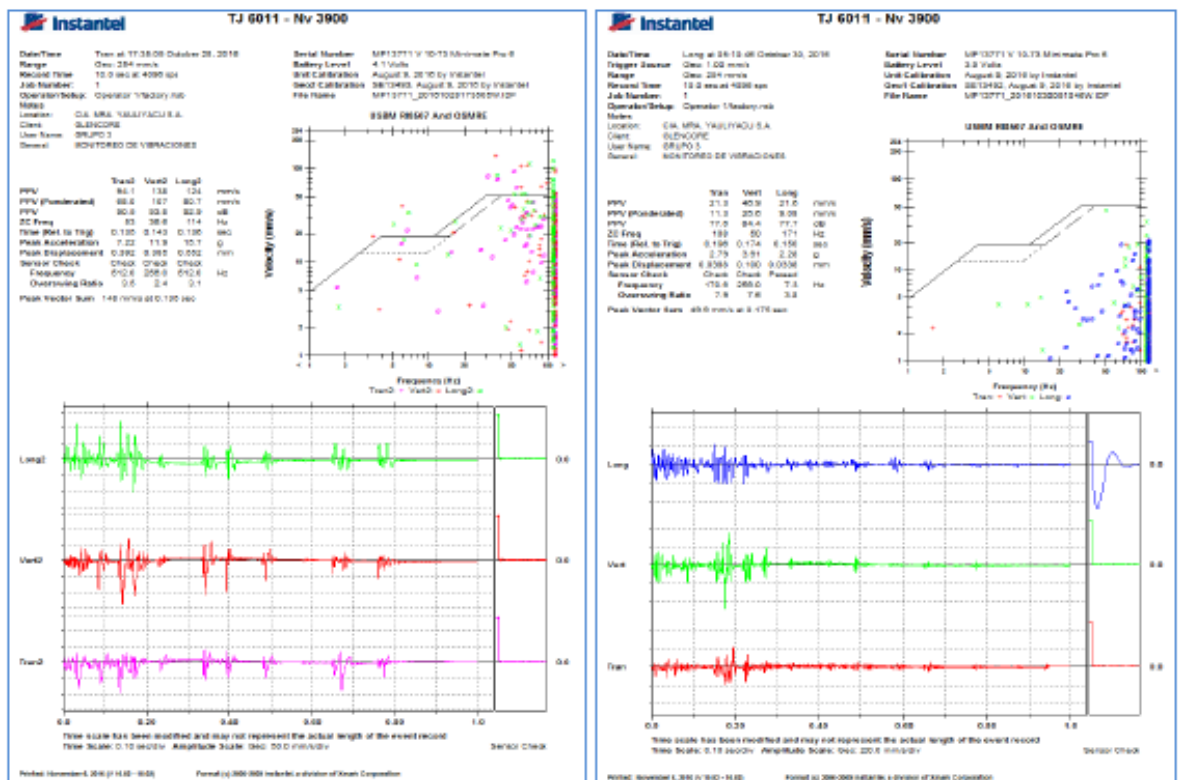
- Para finalizar el trabajo realizado se dictó 2 capacitaciones a las guardias A y B de la contrata MCEISA en la Sección V, dando un total de 17.5 horas/hombre capacitadas. Se anexa la lista de asistencia en el Anexo N°2.

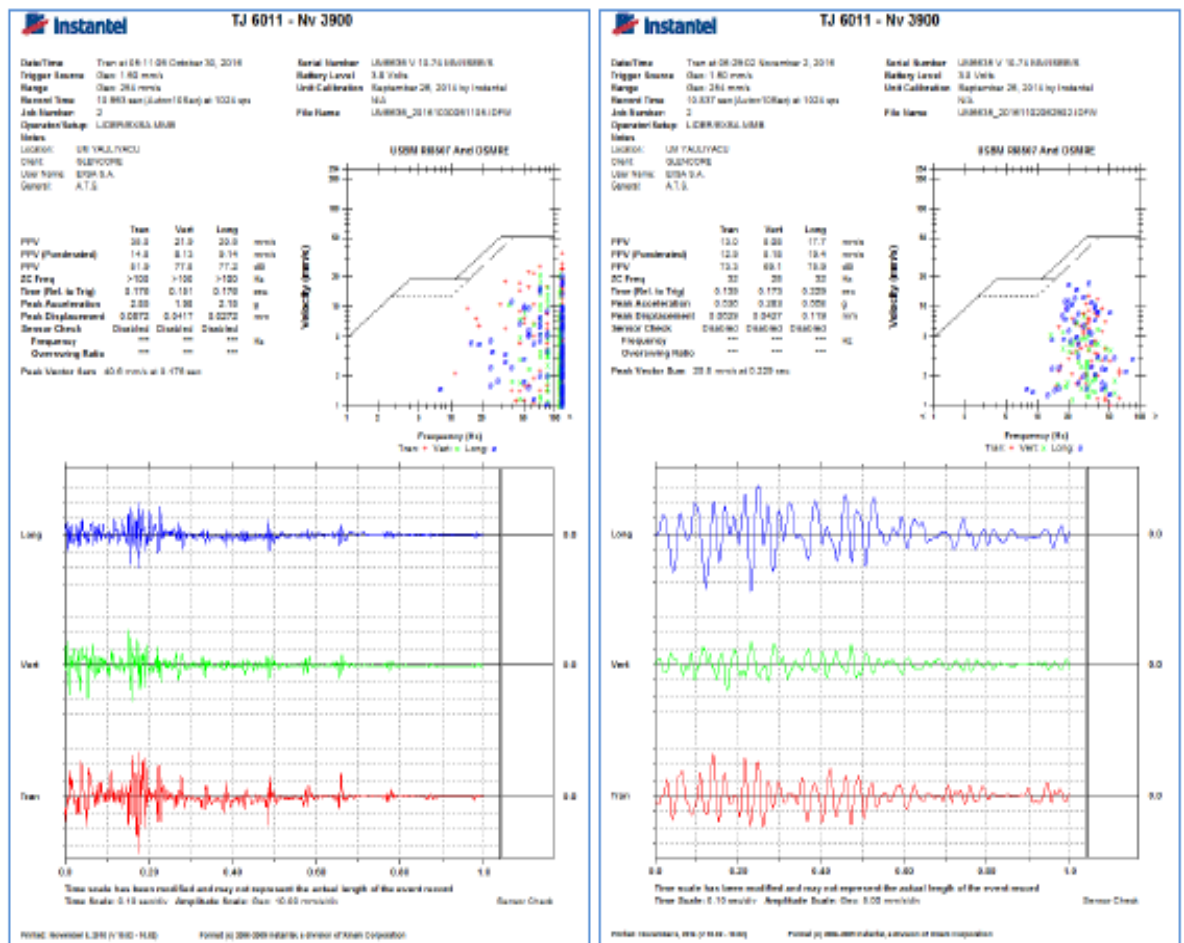
4.4 MONITOREO Y ANALISIS DE VIBRACIONES

Figura N° 91: Monitoreo y Análisis de Vibraciones Tj 6011

Anexo 1

Sismogramas medidos





Fuente: Propia

Figura N° 92: Monitoreo y Análisis de Vibraciones Rp 519

Date/Time Tran2 at 17:44:12 March 16, 2016
Trigger Source Geo: 2.00 mm/s
Range Geo: 254 mm/s
Record Time 18.25 sec (Auto=9Sec) at 1024 sps
Job Number: 1

Serial Number BE17801 V 10.72-8.17 MiniMate Plus/8
Battery Level 6.2 Volts
Unit Calibration June 18, 2015 by Geoinstruments
File Name S801GAAX.900

Notes

Location: MINA YAULIYACU
Client: MINERA LOS QUENUALES S.A.
User Name: A.T. EXSA
General:

Extended Notes

Monitoreo de Vibraciones

Microphone Linear Weighting

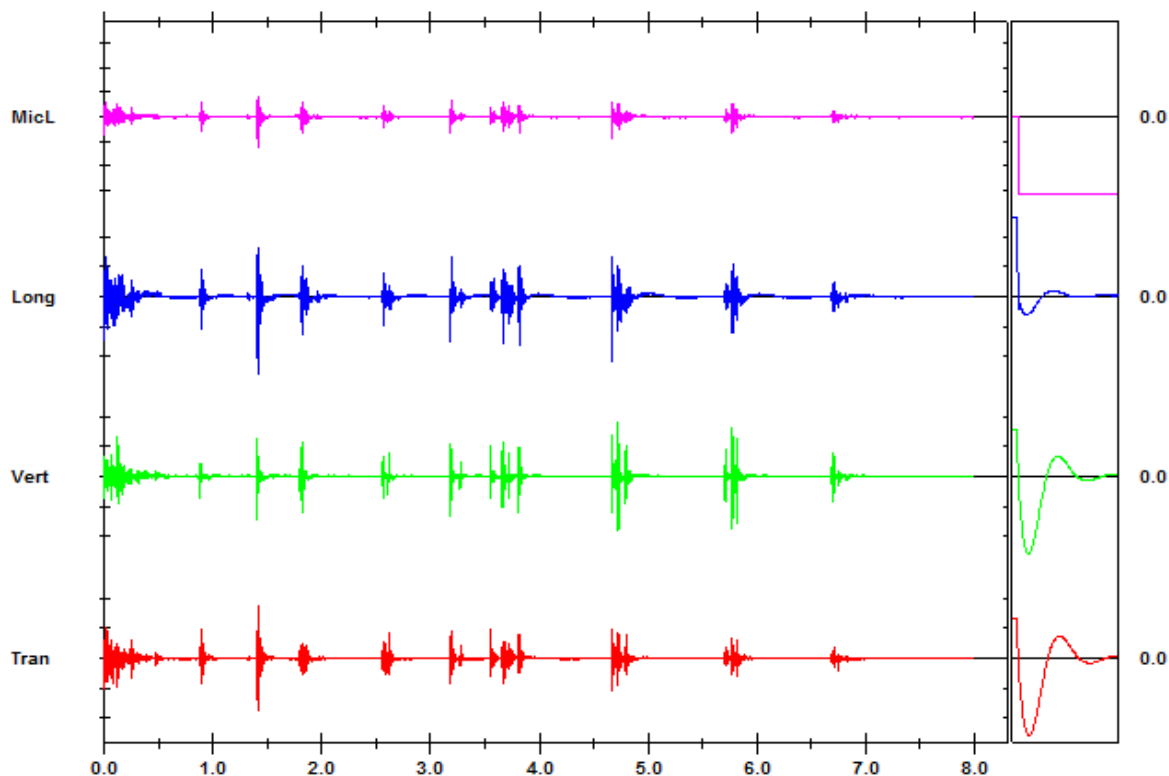
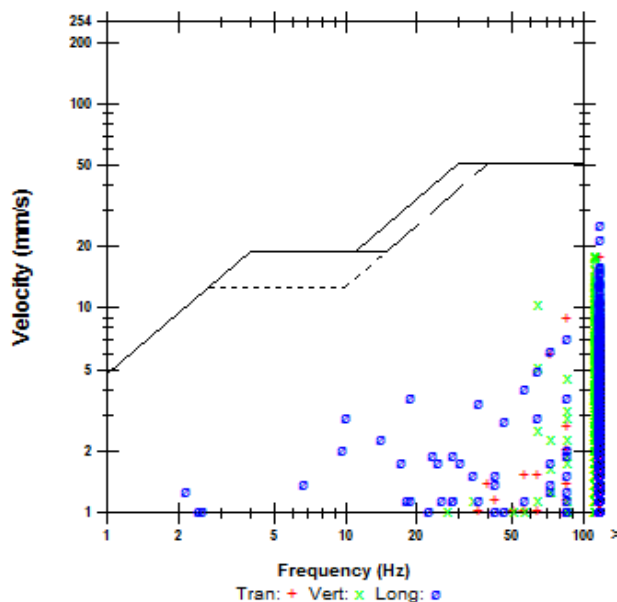
PSPL 12.3 pa.(L) at 1.413 sec

ZC Freq >100 Hz

Channel Test Check (Freq = 0.0 Hz Amp = 0 mv)

	Tran	Vert	Long	
PPV	17.7	18.2	25.9	mm/s
ZC Freq	>100	>100	>100	Hz
Time (Rel. to Trig)	1.413	4.718	1.413	sec
Peak Acceleration	1.98	2.37	2.61	g
Peak Displacement	0.0111	0.0142	0.0875	mm
Sensor Check	Passed	Passed	Check	
Frequency	7.3	7.6	8.8	Hz
Overswing Ratio	3.7	4.0	3.6	

Peak Vector Sum 31.4 mm/s at 1.413 sec

USBM RI8507 And OSMRE


Time scale has been modified and may not represent the actual length of the event record

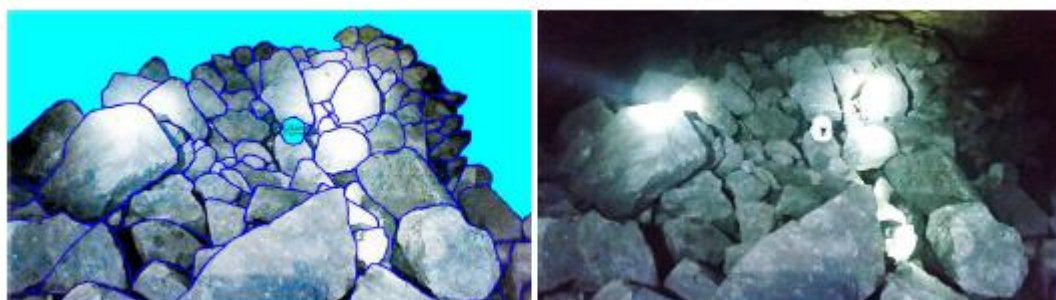
Time Scale: 0.50 sec/div Amplitude Scale: Geo: 10.00 mm/s/div Mic: 10.00 pa.(L)/div

Sensor Check

Fuente: Propia

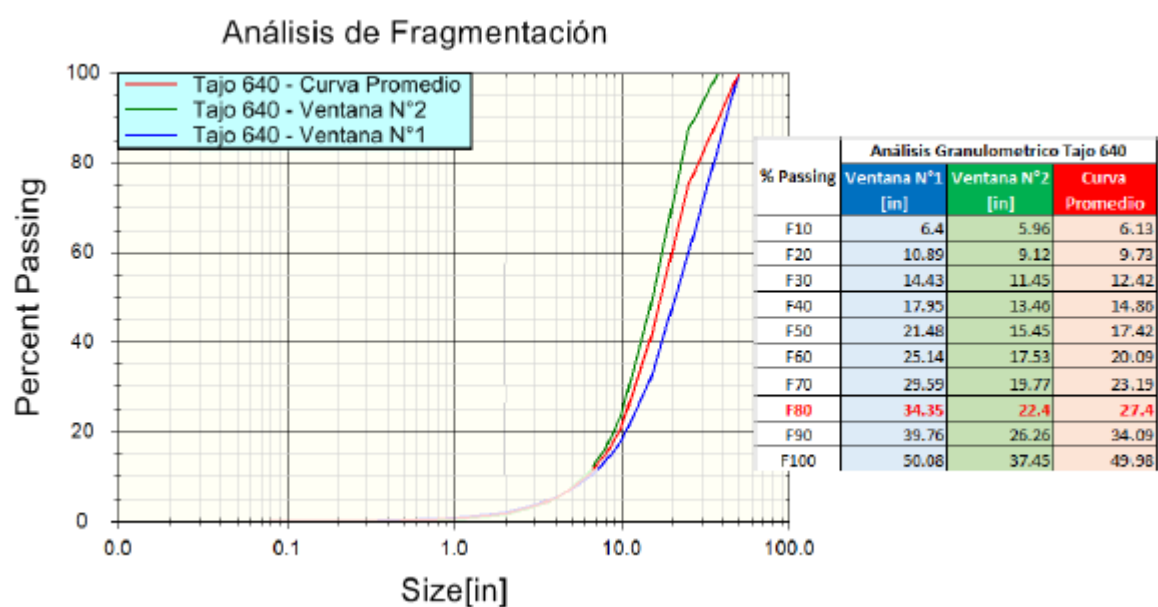
4.5 ANALISIS GRANULOMETRICO

Figura N° 93: Fragmentación Ventana N°1 Tajo 640



Fuente: Propia

Figura N° 94: Análisis Ventana N°1 Tajo 640



Fuente: Propia

Figura N° 95: Fragmentación Ventana N°2 Tajo 640



Fuente: Propia

4.6 ANALISIS DE COSTO BENEFICIO

4.6.1 Costo Operativo US\$

Tabla N° 51: Costo Operativo US\$

AREA	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	TOTAL
	2016												
MINA	2,765,755	2,822,934	2,852,505	2,917,407	2,989,378	2,926,137	2,995,298	2,993,593	2,896,662	2,901,146	2,875,641	2,896,353	34,832,810
SUMINISTROS	500,547	511,504	513,360	501,840	510,341	501,304	511,836	507,355	500,267	498,684	499,767	502,427	6,059,230
PERSONAL	511,241	504,603	527,500	511,990	530,661	511,104	528,403	527,048	509,332	508,484	499,309	508,773	6,178,448
TERCEROS	1,649,874	1,704,277	1,701,285	1,785,014	1,814,973	1,774,503	1,813,903	1,811,643	1,737,228	1,745,112	1,734,028	1,761,855	21,033,697
ENERGIA	96,376	94,545	102,398	110,683	125,392	131,359	133,181	139,592	141,995	141,190	134,852	115,578	1,467,142
OTROS	7,717	8,005	7,962	7,881	8,010	7,867	7,976	7,956	7,840	7,675	7,685	7,719	94,294
PLANTA	529,390	522,483	549,670	552,321	579,039	575,677	586,270	592,634	586,603	583,038	573,685	554,910	6,785,719
SUMINISTROS	211,410	206,905	218,134	215,893	219,441	215,519	218,507	217,947	214,772	213,411	213,690	214,621	2,580,251
PERSONAL	130,700	129,003	134,857	130,892	135,665	130,665	135,088	134,741	130,212	129,995	127,650	130,069	1,579,538
TERCEROS	30,828	30,147	31,808	31,482	31,999	31,427	31,863	31,781	31,318	31,209	31,250	31,386	376,500
ENERGIA	112,280	110,147	119,296	128,948	146,085	153,037	155,159	162,628	165,428	164,490	157,105	134,652	1,709,256
OTROS	44,170	46,280	45,575	45,107	45,848	45,029	45,653	45,536	44,873	43,932	43,990	44,181	540,174
ADMINISTRACION	343,589	336,471	323,171	313,134	319,542	319,735	319,502	318,770	312,786	310,483	319,914	319,690	3,856,789
SUMINISTROS	39,160	39,149	29,660	19,454	20,146	19,420	20,061	19,639	19,353	19,304	18,972	19,414	283,732
PERSONAL	108,348	106,941	111,793	108,506	112,463	108,319	111,985	111,698	107,943	107,763	105,819	107,825	1,309,404
TERCEROS	135,690	128,246	118,881	121,327	119,750	124,559	119,085	118,039	116,319	115,310	128,085	128,643	1,473,933
ENERGIA	17,091	16,767	18,159	19,629	22,237	23,295	23,618	24,755	25,181	25,039	23,915	20,497	260,183
OTROS	43,301	45,369	44,678	44,219	44,945	44,142	44,754	44,639	43,989	43,067	43,123	43,311	529,537
MANTENIMIENTO	1,209,252	1,169,502	1,237,149	1,224,165	1,207,633	1,263,823	1,223,868	1,250,348	1,154,751	1,207,342	1,167,633	1,238,896	14,554,362
SUMINISTROS	462,220	436,865	466,360	465,856	432,225	506,827	451,759	480,219	400,378	464,340	428,107	492,852	5,488,007
PERSONAL	231,116	228,115	238,466	231,455	239,895	231,054	238,874	238,262	230,253	229,870	225,722	230,000	2,793,084
TERCEROS	499,084	487,290	514,956	507,710	516,054	506,831	512,650	511,335	503,887	493,606	494,252	496,406	6,044,061
ENERGIA	11,041	11,569	11,392	13,231	13,448	13,208	14,599	14,562	14,350	13,768	13,786	13,846	158,798
OTROS	5,791	5,663	5,975	5,913	6,011	5,903	5,985	5,970	5,883	5,759	5,767	5,792	70,412
SERVICIOS DISTRIBUIBLES	268,079	294,524	222,722	188,556	175,618	133,024	180,935	160,095	115,550	142,987	157,485	143,246	2,182,820
SUMINISTROS	59,536	23,768	23,406	15,684	20,937	14,449	14,909	16,167	15,603	14,340	15,432	17,230	251,459
PERSONAL	24,639	24,319	25,423	24,675	25,575	24,632	25,466	25,401	24,547	24,506	24,064	24,520	297,767
TERCEROS	165,302	217,540	133,951	139,469	115,762	88,158	126,530	108,236	61,611	101,355	113,769	98,694	1,470,376
OTROS	18,602	28,897	39,943	8,728	13,344	5,784	14,030	10,292	13,790	2,786	4,220	2,802	163,218
TOTAL CASH COST US\$	5,116,064	5,145,915	5,185,217	5,195,583	5,271,210	5,218,397	5,305,873	5,315,440	5,066,353	5,144,996	5,094,359	5,153,094	62,212,500

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

4.6.2 Costo Operativo US\$/t

Tabla N° 52: Costo Operativo US\$/t

AREA	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	TOTAL
	2016												
	113,200	110,700	116,800	115,600	117,500	115,400	117,000	116,700	115,000	114,600	114,750	115,250	
MINA	24.43	25.50	24.42	25.24	25.44	25.36	25.60	25.65	25.19	25.32	25.06	25.13	25.20
SUMINISTROS	4.42	4.62	4.40	4.34	4.34	4.34	4.37	4.35	4.35	4.35	4.36	4.36	4.38
PERSONAL	4.52	4.56	4.52	4.43	4.52	4.43	4.52	4.52	4.43	4.44	4.35	4.41	4.47
TERCEROS	14.57	15.40	14.57	15.44	15.45	15.38	15.50	15.52	15.11	15.23	15.11	15.29	15.21
ENERGIA	0.85	0.85	0.88	0.96	1.07	1.14	1.14	1.20	1.23	1.23	1.18	1.00	1.06
OTROS	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07	0.07
PLANTA	4.68	4.72	4.71	4.78	4.93	4.99	5.01	5.08	5.10	5.09	5.00	4.81	4.64
SUMINISTROS	1.87	1.87	1.87	1.87	1.87	1.87	1.87	1.87	1.87	1.86	1.86	1.86	1.87
PERSONAL	1.15	1.17	1.15	1.13	1.15	1.13	1.15	1.15	1.13	1.13	1.11	1.13	1.14
TERCEROS	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27	0.27
ENERGIA	0.99	1.00	1.02	1.12	1.24	1.33	1.33	1.39	1.44	1.44	1.37	1.17	1.24
OTROS	0.39	0.42	0.39	0.39	0.39	0.39	0.39	0.39	0.39	0.38	0.38	0.38	0.39
ADMINISTRACION	3.04	3.04	2.77	2.71	2.72	2.77	2.73	2.73	2.72	2.71	2.79	2.77	2.79
SUMINISTROS	0.35	0.35	0.25	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.17	0.21
PERSONAL	0.96	0.97	0.96	0.94	0.96	0.94	0.96	0.96	0.94	0.94	0.92	0.94	0.95
TERCEROS	1.20	1.16	1.02	1.05	1.02	1.08	1.02	1.01	1.01	1.01	1.12	1.12	1.07
ENERGIA	0.15	0.15	0.16	0.17	0.19	0.20	0.20	0.21	0.22	0.22	0.21	0.18	0.19
OTROS	0.38	0.41	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38	0.38
MANTENIMIENTO	10.68	10.56	10.59	10.59	10.28	10.95	10.46	10.71	10.04	10.54	10.18	10.75	10.53
SUMINISTROS	4.08	3.95	3.99	4.03	3.68	4.39	3.86	4.11	3.48	4.05	3.73	4.28	3.97
PERSONAL	2.04	2.06	2.04	2.00	2.04	2.00	2.04	2.04	2.00	2.01	1.97	2.00	2.02
TERCEROS	4.41	4.40	4.41	4.39	4.39	4.39	4.38	4.38	4.38	4.31	4.31	4.31	4.37
ENERGIA	0.10	0.10	0.10	0.11	0.11	0.11	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.12	0.11
OTROS	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05	0.05
SERVICIOS DISTRIBUIBLES	2.37	2.66	1.91	1.63	1.49	1.15	1.55	1.37	1.00	1.25	1.37	1.24	1.58
SUMINISTROS	0.53	0.21	0.20	0.14	0.18	0.13	0.13	0.14	0.14	0.13	0.13	0.15	0.18
PERSONAL	0.22	0.22	0.22	0.21	0.22	0.21	0.22	0.22	0.21	0.21	0.21	0.21	0.22
TERCEROS	1.46	1.97	1.15	1.21	0.99	0.76	1.08	0.93	0.54	0.88	0.99	0.86	1.06
OTROS	0.16	0.26	0.34	0.08	0.11	0.05	0.12	0.09	0.12	0.02	0.04	0.02	0.12
TOTAL CASH COST US\$/t	45.19	46.49	44.39	44.94	44.86	45.22	45.35	45.55	44.06	44.90	44.40	44.71	45.00

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

4.6.3 Análisis de Ratios de la Unidad

Tabla N° 53: Análisis de ratios de la unidad:

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)

Mineral Tratado		113,200	110,700	116,800	115,600	117,500	115,400	117,000	116,700	115,000	114,600	114,750	115,250	1,382,500
		Ene-16	Feb-16	Mar-16	Abr-16	May-16	Jun-16	Jul-16	Ago-16	Set-16	Oct-16	Nov-16	Dic-16	2016 Final
ANFO														
Cantidad	kg	78,444	75,756	78,444	78,444	78,444	78,444	78,444	78,444	78,444	77,775	77,775	77,775	936,628
Precio Unitario	US\$/kg	0.770	0.770	0.770	0.770	0.770	0.770	0.770	0.770	0.770	0.770	0.770	0.770	0.77
Ratio consumo	kg/tmt	0.693	0.684	0.672	0.679	0.668	0.680	0.670	0.672	0.682	0.679	0.678	0.675	0.68
Fanel														
Cantidad	Unid	24,258	23,687	24,258	24,258	24,258	24,258	24,258	24,258	24,258	23,982	23,982	23,982	289,696
Precio Unitario	US\$/unid	1.360	1.360	1.360	1.360	1.360	1.360	1.360	1.360	1.360	1.360	1.360	1.360	1.36
Ratio consumo	unid/tmt	0.214	0.214	0.208	0.210	0.206	0.210	0.207	0.208	0.211	0.209	0.209	0.208	0.21
Broca														
Cantidad	Unid	142	135	142	142	142	142	142	142	142	141	141	141	1,696
Precio Unitario	US\$/unid	76.893	77.533	78.174	78.814	79.471	80.128	80.784	81.457	82.131	82.804	84.183	85.563	80.66
Ratio consumo	unid/tmt	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001	0.001
Barras														
Cantidad	Unid	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11	136
Precio Unitario	US\$/unid	555.157	555.157	555.157	555.157	555.157	555.157	555.157	555.157	555.157	555.157	559.458	563.758	556.23
Ratio consumo	unid/tmt	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.000
Llantas														
Cantidad	Unid	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11	11	127
Precio Unitario	US\$/unid	5,718	5,718	5,718	5,718	5,718	5,718	5,718	5,718	5,718	5,718	5,718	5,718	5,718.00
Ratio consumo	unid/tmt	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.0001	0.00
Split Set														
Cantidad	Unid	6,462	6,032	6,462	6,462	6,462	6,462	6,462	6,462	6,462	6,462	6,462	6,462	77,118
Precio Unitario	US\$/unid	4.590	4.590	4.590	4.590	4.590	4.590	4.590	4.590	4.590	4.590	4.590	4.590	4.590
Ratio consumo	unid/tmt	0.057	0.054	0.055	0.056	0.055	0.056	0.055	0.055	0.056	0.056	0.056	0.056	0.056
Perno Helicoidal														
Cantidad	Unid	8,412	8,374	8,412	8,412	8,412	8,412	8,412	8,412	8,412	8,274	8,274	8,274	100,493
Precio Unitario	US\$/unid	6.430	6.430	6.430	6.430	6.430	6.430	6.430	6.430	6.430	6.430	6.430	6.430	6.430
Ratio consumo	unid/tmt	0.074	0.076	0.072	0.073	0.072	0.073	0.072	0.072	0.073	0.072	0.072	0.072	0.073
Petróleo														
Cantidad	gl	19,371	19,371	19,371	19,371	19,371	19,371	19,371	19,371	19,371	19,032	19,032	19,032	231,438
Precio Unitario	US\$/gl	4.130	4.130	4.130	4.130	4.130	4.130	4.130	4.130	4.130	4.130	4.130	4.130	4.130
Ratio consumo	gl/tmt	0.171	0.175	0.166	0.168	0.165	0.168	0.166	0.166	0.168	0.166	0.166	0.165	0.167
Energía eléctrica														
Cantidad	KWH	3,627,431	3,407,071	3,730,265	4,087,689	4,533,306	4,822,222	4,840,134	5,075,184	5,231,885	5,212,814	4,981,887	4,281,890	53,831,778
Precio Unitario	US\$/kw	0.065	0.065	0.065	0.065	0.065	0.065	0.065	0.065	0.065	0.065	0.065	0.065	0.06
Ratio consumo	kw/tmt	32.044	30.778	31.937	35.361	38.581	41.787	41.369	43.489	45.495	45.487	43.415	37.153	38.94
Malla electrolosada														
Cantidad	Rollo	410	395	410	410	410	410	410	410	410	414	414	414	5,237
Precio Unitario	US\$/rollo	90.960	90.960	90.960	90.960	90.960	90.960	90.960	90.960	90.960	90.960	90.960	90.960	90.96
Ratio consumo	rollo/tmt	0.002	0.003	0.002	0.002	0.002	0.002	0.002	0.002	0.002	0.002	0.002	0.002	0.00
Emulsión														
Cantidad	un	8,983	8,858	8,983	8,983	8,983	8,983	8,983	8,983	8,983	8,858	8,858	8,858	107,298
Precio Unitario	US\$/kg	2.150	2.150	2.150	2.150	2.150	2.150	2.150	2.150	2.150	2.150	2.150	2.150	2.15
Ratio consumo	un/tmt	0.079	0.080	0.077	0.078	0.076	0.078	0.077	0.077	0.078	0.077	0.077	0.077	0.078
Sulfato de Cobre														
Cantidad	kg	42,000	39,200	42,000	42,000	42,000	42,000	42,000	42,000	42,000	42,750	42,750	42,750	124 503,450
Precio Unitario	US\$/kg	2.490	2.490	2.490	2.490	2.490	2.490	2.490	2.490	2.490	2.490	2.490	2.490	2.49
Ratio consumo	kg/tmt	0.250	0.250	0.250	0.250	0.250	0.250	0.250	0.250	0.250	0.250	0.250	0.250	0.25
Bolas														
Cantidad	kg	58,800	54,880	58,800	58,800	58,800	58,800	58,800	58,800	58,800	59,850	59,850	59,850	704,830
Precio Unitario	US\$/kg	0.990	0.990	0.990	0.990	0.990	0.990	0.990	0.990	0.990	0.990	0.990	0.990	0.990
Ratio consumo	kg/tmt	0.350	0.350	0.350	0.350	0.350	0.350	0.350	0.350	0.350	0.350	0.350	0.350	0.350

4.6.4 Evaluación de ratios:

Tabla N° 54: Evaluación de ratios

Escenario Tradicional		2016
ANFO		
Cantidad	kg	936,628
Precio Unitario	US\$/kg	0.77
Costo Anfo	US\$	721,204
Ratio consumo	kg/tmt	0.68
Fanel		
Cantidad	Unid	289,696
Precio Unitario	US\$/unid	1.36
Costo Fanel	US\$	393,986
Ratio consumo	unid/tmt	0.21
Emulsión		
Cantidad	un	107,298
Precio Unitario	US\$/kg	2.15
Total Emulsion	US\$	230,692
Ratio consumo	un/tmt	0.078
Total Explosivos		US\$ 1,345,882

Escenario Mejorado		2016
ANFO		
Cantidad	kg	561,977
Precio Unitario	US\$/kg	0.77
Costo Anfo	US\$	432,722
Ratio consumo	kg/tmt	0.41
Fanel		
Cantidad	Unid	260,726
Precio Unitario	US\$/unid	1.36
Costo Fanel	US\$	354,588
Ratio consumo	unid/tmt	0.19
Emulsión		
Cantidad	un	75,109
Precio Unitario	US\$/kg	2.15
Total Emulsion	US\$	161,484
Ratio consumo	un/tmt	0.054
Total Explosivos		US\$ 948,794

Diferencia	US\$	397,088
-------------------	-------------	----------------

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

4.6.5 Costo Mina Kpi

Tabla N° 55: Costo Mina Kpi

KPI - COSTO MINA							
Costo Unitario US\$/ton	Año 2023						Promedio
	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	
Tonelaje Extraído(ton)	111,712	100,900	111,479	104,062	111,498	132,253	111,984
Procesos/Recursos							
PERFORACIÓN	4.41	4.06	3.87	4.45	3.96	1.92	3.70
Mano Obra	0.63	0.66	0.71	0.77	0.71	0.53	0.66
Insumos Operación	1.29	0.88	0.85	0.99	0.74	0.00	0.76
Insumos Equipos	2.49	2.52	2.31	2.69	2.51	1.39	2.28
VOLADURA	2.82	2.91	2.62	2.88	2.43	0.39	2.27
Mano Obra	0.42	0.44	0.47	0.55	0.50	0.39	0.46
Insumos Operación	2.40	2.47	2.15	2.33	1.93	0.00	1.81
EXTRACC.CARGUÍO	7.31	6.41	6.68	7.24	6.65	4.75	6.44
Mano Obra	2.84	2.86	3.07	3.41	3.19	2.40	2.94
Insumos Operación	1.01	1.12	1.00	1.17	0.91	0.00	0.83
Insumos Equipos	3.46	2.43	2.61	2.66	2.55	2.35	2.67
SOSTENIMIENTO	1.85	1.57	1.19	2.07	1.56	0.40	1.39
Mano Obra	0.44	0.43	0.45	0.49	0.46	0.40	0.44

Insumos Operación	1.41	1.14	0.74	1.58	1.10	0.00	0.95
TRANSPORTE	1.10	0.92	1.20	0.88	1.28	0.43	0.96
Mano Obra	0.24	0.27	0.29	0.32	0.40	0.21	0.29
Insumos Operación	0.24	0.22	0.21	0.19	0.15	0.00	0.16
Insumos Equipos	0.62	0.43	0.70	0.37	0.73	0.22	0.51
SERV.AUX.	3.57	4.18	3.65	3.54	4.35	2.23	3.53
Mano Obra	0.76	0.74	0.78	0.85	0.81	0.61	0.75
Insumos Servicios	1.07	1.02	0.69	0.97	1.30	0.37	0.88
Insumos Equipos	0.36	0.73	0.57	0.58	0.84	0.20	0.53
Energía	1.38	1.69	1.61	1.14	1.40	1.05	1.37
SUPERVISIÓN(Mina ,Geología)	2.44	2.67	2.74	3.23	2.95	4.46	3.13
MANTENIMIENTO MINA	1.33	1.37	1.59	1.69	1.64	1.04	1.43
SHORT TERM	0.23	0.00	0.13	0.00	0.17	0.00	0.09
TOTAL	25.05	24.09	23.67	25.98	24.98	15.62	22.95

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

4.6.6 Costo por Proceso de Explotación

Tabla N° 56: Costo por Proceso de Explotación.

COSTO POR PROCESO DE EXPLOTACIÓN							
Costo Unitario US\$/ton	Año 2023						Promedio
	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	
Explotación(ton)	94,839	92,612	105,846	91,636	91,982	116,960	98,979
Procesos/Recursos							
PERFORACIÓN	3.55	3.02	3.30	3.38	3.41	1.53	2.97
Mano Obra	0.49	0.50	0.61	0.58	0.62	0.42	0.53
Insumos Operación	1.12	0.62	0.70	0.76	0.60	0.00	0.61
Insumos Equipos	1.94	1.90	1.99	2.04	2.19	1.11	1.83
VOLADURA	2.44	2.32	2.29	2.35	1.97	0.31	1.89
Mano Obra	0.33	0.33	0.40	0.42	0.44	0.31	0.37
Insumos Operación	2.11	1.99	1.89	1.93	1.53	0.00	1.52
EXTRACC.CARGUÍO	5.68	4.72	5.73	5.48	5.80	3.82	5.18
Mano Obra	2.21	2.11	2.63	2.58	2.78	1.93	2.37
Insumos Operación	0.78	0.82	0.86	0.89	0.80	0.00	0.67
Insumos Equipos	2.69	1.79	2.24	2.01	2.22	1.89	2.14
SOSTENIMIENTO	0.86	0.46	0.38	0.63	0.41	0.32	0.51
Mano Obra	0.34	0.32	0.38	0.37	0.40	0.32	0.36
Insumos Operación	0.52	0.14	0.00	0.26	0.01	0.00	0.15
TRANSPORTE	0.86	0.67	1.03	0.66	1.12	0.35	0.77
Mano Obra	0.19	0.20	0.25	0.24	0.35	0.17	0.23
Insumos Operación	0.19	0.16	0.18	0.14	0.13	0.00	0.13
Insumos Equipos	0.48	0.31	0.60	0.28	0.64	0.18	0.41
SERV.AUX.MINA	2.77	3.07	3.26	2.68	3.79	1.79	2.84
Mano Obra	0.59	0.54	0.67	0.65	0.71	0.49	0.61
Insumos Servicios	0.83	0.75	0.71	0.73	1.13	0.29	0.7

Insumos Equipos	0.28	0.54	0.49	0.44	0.73	0.16	0.43
Energía	1.07	1.24	1.39	0.86	1.22	0.85	1.1
SUPERVISIÓN(Mina ,Geología)	1.71	1.81	2.17	2.44	2.58	3.58	2.52
MANTENIMIENTO MINA	1.21	1.01	1.37	1.28	1.43	0.83	1.15
TOTAL	19.08	17.10	19.53	18.91	20.50	12.53	17.84

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

4.6.7 Costo Detalle por Proceso de Preparación

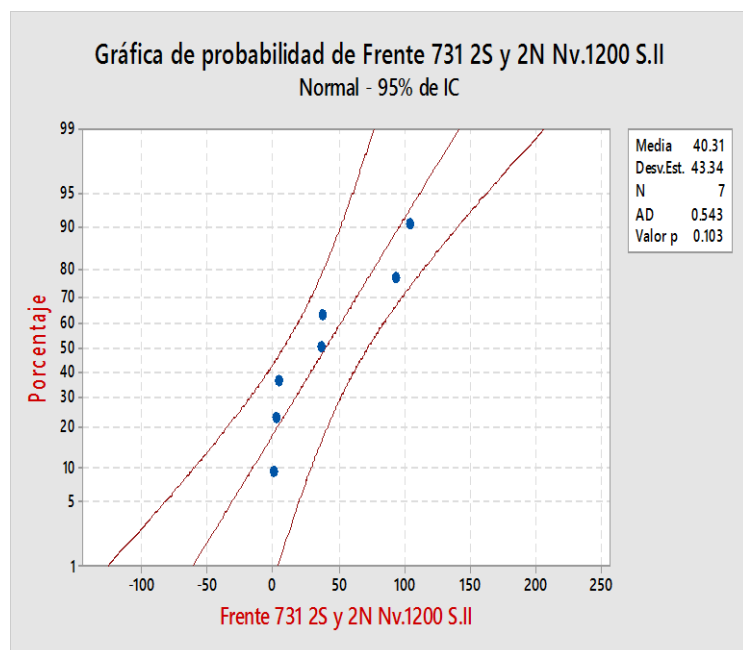
Tabla N° 57: Costo por Proceso de Preparación

COSTO DETALLE POR PROCESO DE PREPARACIÓN							
Costo Unitario US\$/ton	Año 2023						Promedio
	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	
Preparación(m)	1,018	856	500	956	825	923	846
Procesos/Recursos							
PERFORACIÓN	152.9	151.6	166.33	160.40	155.51	79.60	142.52
Mano Obra	23.39	23.93	29.40	27.92	26.85	21.92	25.22
Insumos Operación	36.52	36.35	41.56	34.76	33.61	0.00	29.54
Insumos Equipos	93.04	91.35	95.37	97.72	95.05	57.68	87.76
VOLADURA	81.88	91.78	98.75	88.52	109.45	16.28	79.01
Mano Obra	15.78	16.00	19.18	20.01	18.99	16.28	17.56
Insumos Operación	66.10	75.78	79.57	68.51	90.46	0.00	61.45
EXTRACC.CARGUÍO	272.7	195.3	275.18	263.17	251.34	197.8	247.26
Mano Obra	105.97	87.22	126.44	123.88	120.57	99.96	112.26
Insumos Operación	37.57	33.98	41.37	42.62	34.52	0.00	32.05
Insumos Equipos	129.21	74.14	107.37	96.67	96.25	97.85	102.95
SOSTENIMIENTO	122.15	113.27	182.18	164.00	164.08	16.65	125.69
Mano Obra	16.36	13.09	18.38	17.79	17.20	16.65	16.88
Insumos Operación	105.79	100.18	163.80	146.21	146.88	0.00	108.81
TRANSPORTE	58.72	42.84	87.74	31.99	48.43	18.05	35.88
Mano Obra	9.02	8.10	11.96	11.64	15.17	8.74	10.85
Insumos Operación	26.47	21.76	46.96	6.87	5.49	0.00	6.19
Insumos Equipos	23.23	12.98	28.82	13.48	27.77	9.31	18.84
SERV.AUX.MINA	132.99	127.23	156.05	128.51	164.17	92.80	134.73
Mano Obra	28.46	22.40	32.30	31.03	30.66	25.41	28.82
Insumos Servicios	39.97	31.11	33.92	35.14	49.06	15.23	34.4
Insumos Equipos	13.25	22.34	23.32	20.95	31.64	8.27	20.02
Energía	51.31	51.38	66.51	41.39	52.81	43.89	51.49
SUPERVISIÓN(Mina ,Geología)	90.95	81.38	112.75	117.18	111.62	185.83	119.62
MANTENIMIENTO MINA	58.18	41.73	65.62	61.39	61.84	43.15	54.25
TOTAL	970.5	845.1	1144.5	1015.1	1066.4	650.16	938.95

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

4.7 Prueba de Hipótesis.

Figura N° 96: Probabilidad: Frente 732 2N 2S Nv.1200 Sección II.

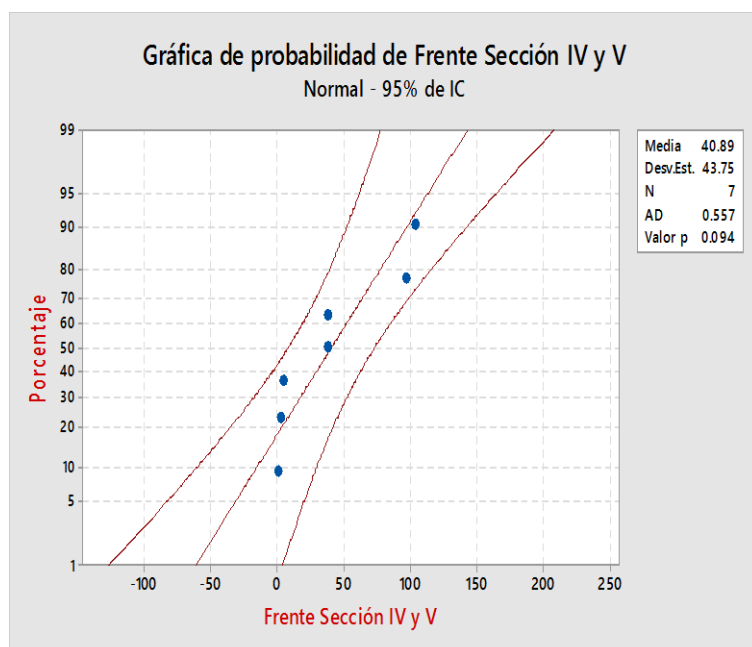


Frente 731 2S y 2N Nv.1200 S.II		
Avance/Disparo	:m	2.91
Porcent.Avance	:%	94
Volumen Roto	:m3	37.41
Tonelaje Roto	:ton	104.74
Factor Avance	:kg/m	37.49
Factor Ton.Rotas	:kg/tn	1.04
Sobrerotura	:%	4.56

Fuente:Propia.

Tabla N° 58: Frente 731
2S 2N Nv1200 Sección II.

Figura N° 97: Probabilidad: Frente Sección IV y V.



Frente Sección IV y V		
Avance/Disparo	:m	3
Porcent.Avance	:%	97
Volumen Roto	:m3	38.54
Tonelaje Roto	:ton	104.04
Factor Avance	:kg/m	37.93
Factor Ton.Rotas	:kg/tn	1.09
Sobrerotura	:%	4.63

Fuente Propia

Tabla N° 59: Sección IV y V .

Figura N° 98: Probabilidad : KPI Costo Mina.

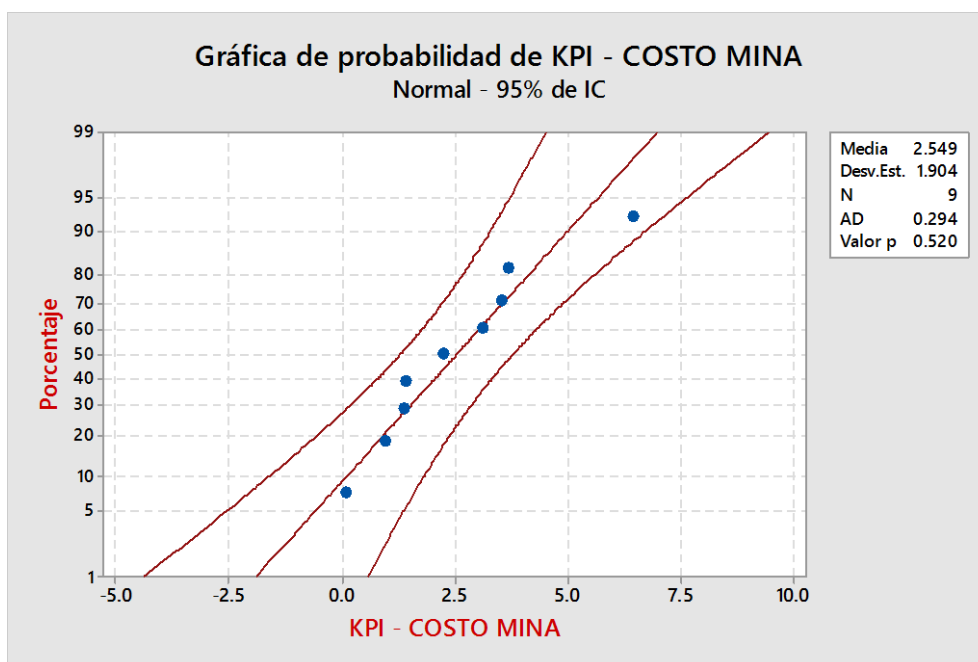


Tabla N° 60: Costo Mina.

KPI - COSTO MINA	
Perforación	3.7
Voladura	2.27
Etracc.Carguío	6.44
Sostenimiento	1.39
Transporte	0.96
Serv.Auxiliares	3.53
Supervisión	3.13
Manten.Mina	1.43
Short Term	0.09

CAPÍTULO V
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES
CONCLUSIONES

1. Controlar la carga de explosivo por taladro y no excederse para lo cual se deben marcar los tubos de carga con cintas de colores para ser identificados sin inconvenientes. La desviación de taladros muestra una media mínima en 2° (3.49%) y máxima 7° (12.27%). Cuyo impacto se nota en la ampliación del burden y mayor fragmentación P (80) en la voladura.
2. El cálculo del radio de influencia para la detonación de los taladros de contorno oscila entre 26.27 a 54.74 cm. Con factor de amortiguamiento desde $\frac{1}{2}$ ka hasta $\frac{1}{4}$ ka respectivamente.
3. En zona Jirca se ha obtenido la ley de atenuación $Y = 163,94 X^{-1 \cdot 34}$ R^2 de 0.72; en función a la distancia escalar y la velocidad pico partícula, la misma que oscila desde extender fracturaras preexistentes 313.79 mm/s hasta intenso fracturamiento 5,020.69 mm/s, con una carga máxima de 20.87 Kg/ret.
4. En Zona V se ha obtenido la ley de atenuación $Y = 210.09 X^{-1 \cdot 25}$ con R^2 de 0.9918 ; en función a la distancia escalar y la velocidad pico partícula, la misma que oscila desde extender fracturas preexistentes 715.94 mm/s hasta intenso fracturamiento 11,455.08 mm/s, con una carga máxima de 65.34 Kg/ret.
5. Lo que comprende al Air Decks los materiales que se necesitan es a cero inversiones, ya que son materiales reutilizables que se tiene normalmente en todo almacén como cajas, plásticos, tuberías en desuso.
6. En función a lo propuesto específicamente el uso de Air Decks; se ha reducido la carga operante, en cuanto al consumo del anfo en 60%, emulsión en 40%, Fanel en 10%, logrando un ahorro media anual de US\$ 397,088; y el factor de potencia de una media de 0.67 hasta 0.38 Kg/t y la dilución de 20% a 13%
7. En la Sección IV y V ha estandarizado una malla de carguío con la aplicación de JKSimBlast que tiene las siguientes características:
Compuesta por 33 taladros perforados (30 cargados y 3 de alivio) utilizando un arranque de corte quemado, según con la distribución de retardos se utilizan 14 retardos diferentes, con una carga operante máxima de 4 taladros/retad, es decir 14.4 kg/retardo. Y su Factor de Avance de 39.98 Kg/m a 37.45 Kg/m

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda continuar con la inclusión en los diseños de las mallas, la longitud de carguío o del stemming para poder controlar la carga de explosivo por taladro y no excederse para lo cual se deben marcar los tubos de carga con cintas de colores para ser identificados sin inconvenientes. Así como el seguimiento de la desviación de taladros muestra una media mínima en 2° (3.49%) y máxima 7° (12.27%). Cuyo impacto se nota en la ampliación del burden y mayor fragmentación P (80) en la voladura
2. Establecer el radio de influencia para la detonación de los taladros de contorno como parámetro entre 26.27 a 54.74 cm. y con factor de amortiguamiento desde $\frac{1}{2} k_a$ hasta $\frac{1}{4} k_a$ respectivamente .
3. En zona Jirca los parámetros obtenidos de la Carga Operante está dentro del rango permisible y se recomienda continuar en los límites de los parámetros establecidos se 8.36 kg/ret.
4. Se recomienda en la Zona V se ha obtenido la ley de atenuación ; en función a la distancia escalar y la velocidad pico partícula, la misma que oscila desde extender fracturas preexistentes, hasta intenso fracturamiento , con una carga máxima de 65.34 Kg/ret ,mantener dentro de los parámetros establecidos.
5. Continuar los trabajos con el uso del Air Decks son materiales que es a cero inversiones, reutilizables que se tiene normalmente en todo almacén como cajas, plásticos, tuberías en desuso .se recomienda utilizar como guía de control del paralelismo, en el proceso de perforación ha mejorado significativamente, por ese motivo se tiene que continuar con el cumplimiento de este estándar.
6. Se tiene que Continuar con el estándar de la aplicación del air deck (desacopladores) durante el proceso de carguío, ya se capacito al personal in-situ y además se masifico su uso y se ha logrado el control de las cajas pobres y de igual forma la granulometría de la voladura.
7. Se recomienda la aplicación de JKSimBlast le permitirá ahorrar tiempo en esta labor. Sí, porque el software da la opción de generar completos reportes de costos, cantidad de metros perforados, cantidad de accesorios de Voladura, cantidad de explosivo utilizados por día/mes/año, etc.

REFERENCIA BIBLIOGRAFICAS

- Agreda C.(1996) Operaciones Mineras Unitarias de Perforación y Voladura de rocas
Copias UNI pag.20-80
- Cruzate R. Fredy Informe de la voladura controlada de la empresa de explosivos
Famesa S.A.
- Exsa (2005) Manual Práctico de Voladura Lima –Perú, 4ta Edición 144 Capitulo 10-
12- 14.
- Ing. Tomas. I & Ing. Clemente J “Análisis de costos de operación en minería
subterránea y Evaluación de proyectos mineros”, Huancayo 2009.
- HOEK AND BROWN, Excavaciones subterráneas en rocas; Editorial McGraw Hill.
New York 1990.
- Cumins A. (1990) Manual de Ingeniería Minera de la Sociedad de Ingenieros Mineros,
SME 2da Edición, New York-Estados Unidos Society of. Mining Engineers,
Pag. 237- 252
- Lopez L. (2003); Tesis Doctoral; Evaluación de la energía de los explosivos mediante
modelos termodinámicos de detonación.
- De la Cruz A. (2014); Artículo Digital Clasificación de macizo rocos.
- International Society of Explosives Enginners (2008). Manual del especialista en
voladura.
- Ojeda R. (1998); Diseño de Mallas de Perforación y Voladura Subterránea aplicando un
Modelo Matemático de Áreas de Influencia.
- Ampuero J. (2010); Tesis UNI Planeamiento de minado a corto y mediano plazo,
empresa minera los quenuales, Unidad de producción yauliyacu.
- Beatrice A. (2019); Administración de Costos, Contabilidad y Control.

ANEXO:

➤ Entrevista al Ing. Senior de la Empresa Software JKSimBlast

APLICACIÓN DEL SOFTWARE JK SIMBLAST EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA

Entrevista : Ingeniero Senior de la Empresa Software JKSimBlast

Entrevistador : Justiniano Salazar Barrientos

Fecha : 20 de Enero de 2020.

Resumen de la entrevista:

- **¿Mediante JKSimBlast usted gastará menos tiempo en realizar el diseño de la Voladura?**

Sí, porque mediante el software, se pueden diseñar patterns de Voladura bastante rápido, mucho más rápido que con el tradicional programa AutoCAD. Ahora bien, si la persona que diseña la Voladura lleva años haciéndolo de la misma manera o necesita tomar un tiempo de adaptación al software, está la opción de importar los diseños desde AutoCAD R14, Datamine, Surpac, Vulcan y otros al JKSimBlast mediante el Design Importer.

- **¿Podrá simular la Voladura antes de que esta sea desarrollada?**

En el software usted podrá visualizar de qué modo será la detonación de la secuencia de disparo de tal modo de detectar cualquier anomalía en el diseño de esta, ya sea por tipo y/o cantidad de explosivos inadecuados, retardos incorrectos, amarres de los pozos errados, mala distribución espacial de los pozos de Voladura, etc. La simulación de la secuencia de detonación de los retardos estará basada en Simulaciones Montecarlo, además podrá generar gráficos de contornos de tiempo o líneas isotiempo, que le permitirán visualizar si la secuencia de encendido del disparo es la correcta, acompañado de un análisis de alivio del Burden para saber si las cargas que detonan previamente le están dejando suficiente espacio a las que siguen para que exploten.

- **¿Podrá obtener gráficos de la Distribución de la Energía del Explosivo?**

Mediante esta herramienta usted podrá detectar aquellas zonas del área de Voladura que están pobre o excesivamente cargadas de tal modo de

controlar por ejemplo la fragmentación, controlando la fragmentación tendremos un mejor carguío teniendo un mejor carguío tendremos mayores rendimientos operacionales y extraeremos más material lo que incurrirá en una mayor cantidad de beneficios económicos para el proyecto.

- **¿Si la Voladura está a cargo de un consultor de explosivos usted podrá controlar la labor de ellos?**

¿Se ha preguntado alguna vez si el consultor de explosivos que tiene la responsabilidad de arrancar el material de su yacimiento lo está haciendo bien? ¿Y, si se lo ha preguntado, de qué manera lo ha fiscalizado? Pues bien, JKSimBlast es una herramienta que le permitirá a la compañía minera desarrollar por completo el diseño de la Voladura y analizarla antes de que esta sea ejecutada así como también después de que esta fue realizada, permitiendo una optimización, corrección de errores, mejoras de las condiciones de seguridad y en definitiva, que la Voladura sea una actividad más rentable dentro de su Operación.

- **¿Podrá llevar un registro de sus Voladuras en forma ordenada y en el tiempo?**

Mediante el sistema de administración de Voladuras, BMS, usted podrá tener un registro de cada Voladura que realice en su operación, identificando el pattern que utilizó en ese momento, el responsable de aquella Voladura, donde se hizo, cuáles fueron los resultados, que es lo que se acordó mejorar en aquella ocasión, etc. JKSimBlast, dentro de sus opciones, también puede interactuar con nuestro software para la obtención de la fragmentación por medio de imágenes digitales, Split-Desktop®, de tal modo que además es posible llevar un registro de las curvas de distribución de tamaños. De este modo usted tendrá un feedback acerca de si las cosas se están haciendo bien o no y si las mejoras que se habían prometido se cumplieron. También tendrá grabada la experiencia de algo que ya se hizo, por si aparece algún tipo de situación similar como por ejemplo algún problema estructural, cambio de geología, uso de un tipo de explosivo alternativo por falta del que oficialmente se utiliza, etc. También debe considerar que el guardar la experiencia que la Operación va obteniendo en cuanto al desarrollo de las Voladuras, evitará pérdida de

información valiosa debido a rotación de personal, ya que es muy frecuente que quienes están a cargo de las Voladuras se lleven la experiencia ganada por no haber un registro de lo que se hace turno a turno.

- **¿Podremos tener información de vibraciones al terreno?**

Basado en el modelo de Holmberg and Persson, JKSimBlast le entregará a usted gráficamente cuáles serán las zonas dentro del área de Voladura que sufrirán una mayor cantidad de daño debido al efecto de las vibraciones.

- **¿Podremos estimar la fragmentación que tendrá el diseño creado?**

JKSimBlast posee dos modelos de estimación de la fragmentación, que son el modelo de Kuz-Ram y un nuevo modelo desarrollado por el Centro Minero Australiano JKMRC (Julius Kruttschnitt Mineral Research Center) que justamente lleva su nombre. La diferencia entre ambos modelos, es que el modelo JKMRC ha mejorado la desventaja que posee el modelo de Kuz-Ram en cuanto a la estimación de tamaños del material fino. Además, usted podrá comprobar la fragmentación post-Voladura mediante el software para la cuantificación de la fragmentación mediante la adquisición de imágenes digitales Split-Desktop®.

- **¿Puede generar reportes en forma rápida y sencilla?**

Si usted tiene que dar cuenta acerca de la Voladura constantemente, JKSimBlast le permitirá ahorrar tiempo en esta labor. Sí, porque el software da la opción de generar completos reportes de costos, cantidad de metros perforados, cantidad de accesorios de Voladura, cantidad de explosivo utilizados por día/mes/año, etc.

- **¿Puede editar la base de datos de explosivos?**

Puede trabajar con la base de datos de explosivos que registra su operación o tener acceso a la información de algunas bases de datos de las principales compañías proveedoras de explosivos (Orica, Enaex, Dyno Nobel), mediante la aplicación Stockview.

- **¿Puede editar las unidades de medida para adaptarlas a su operación?**

Mediante la utilidad Units usted puede cambiar las unidades de medida de cualquier parámetro involucrado en la Voladura para adaptarlas a su operación particular.

➤ **Menú del Software**

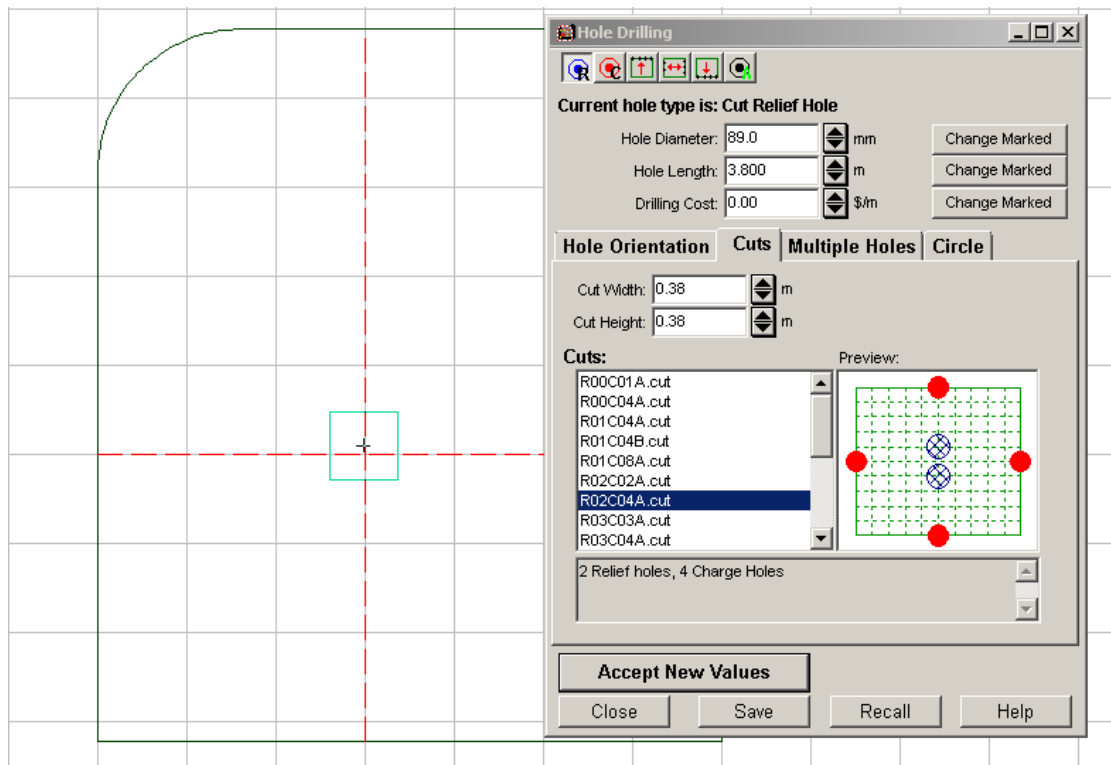
Figura N° 99: Construcción de la Labor

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

Figura N° 100: Característica de los Taladros

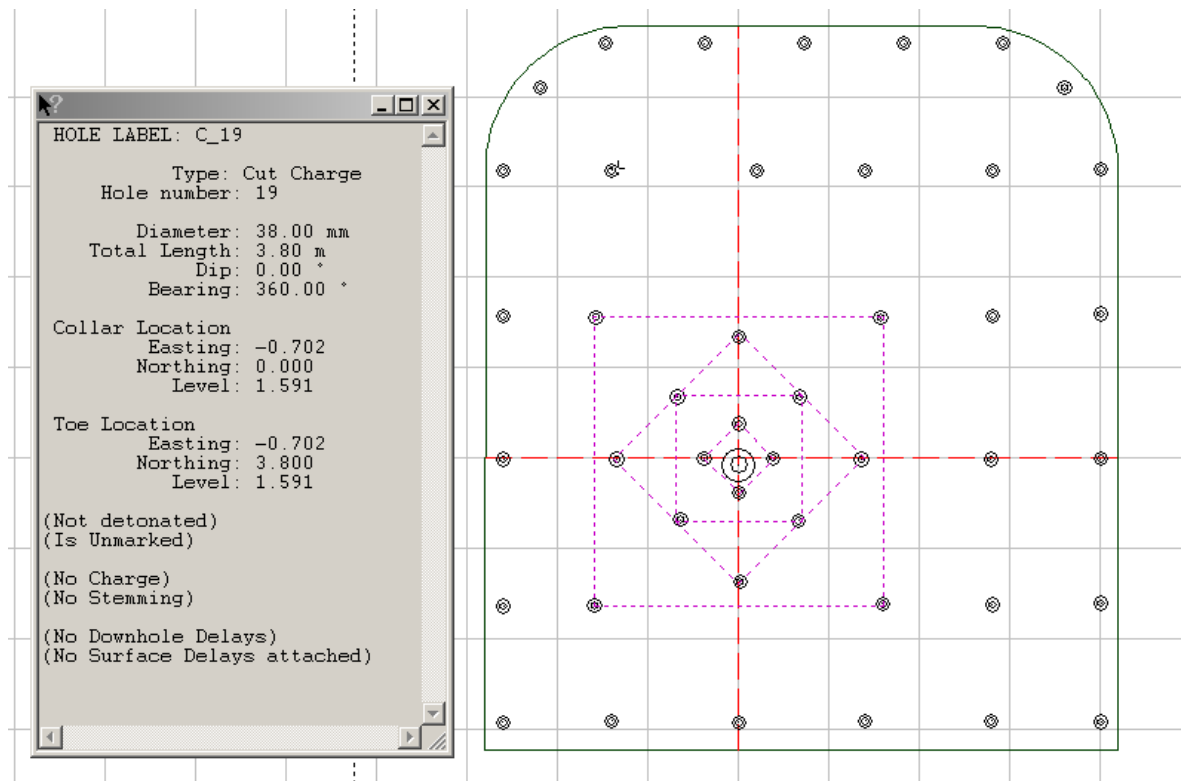
Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

Figura N° 101: Diseño de Arranque



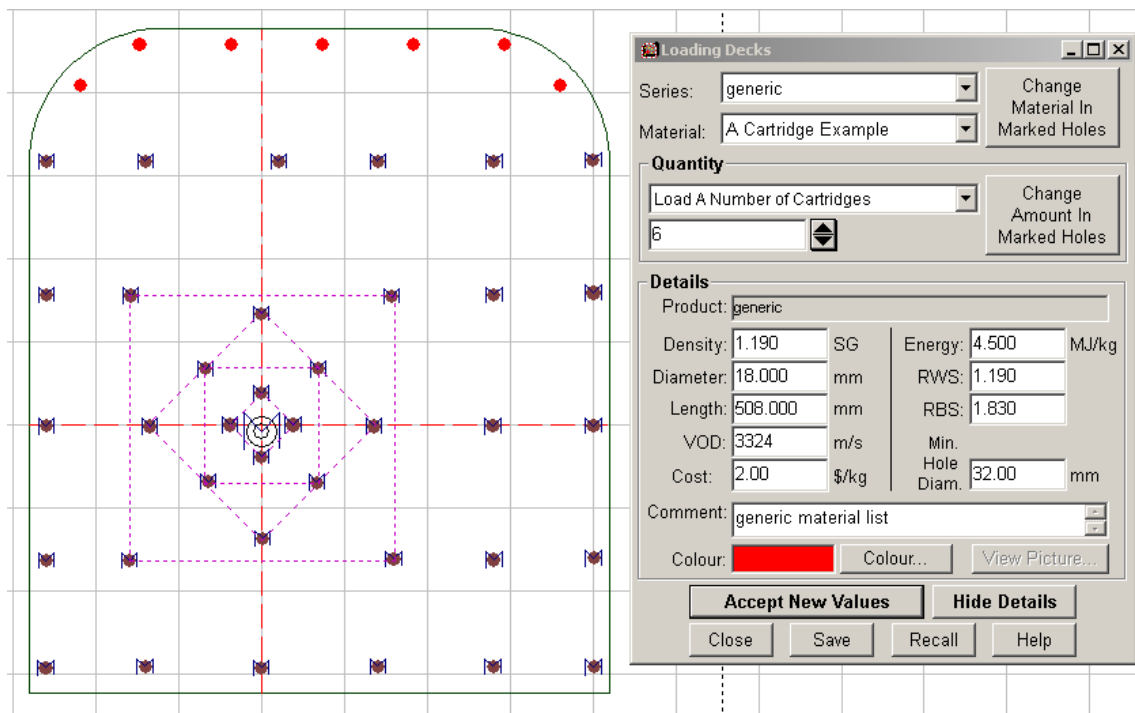
Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

Figura N° 102: Distribución de Taladros.



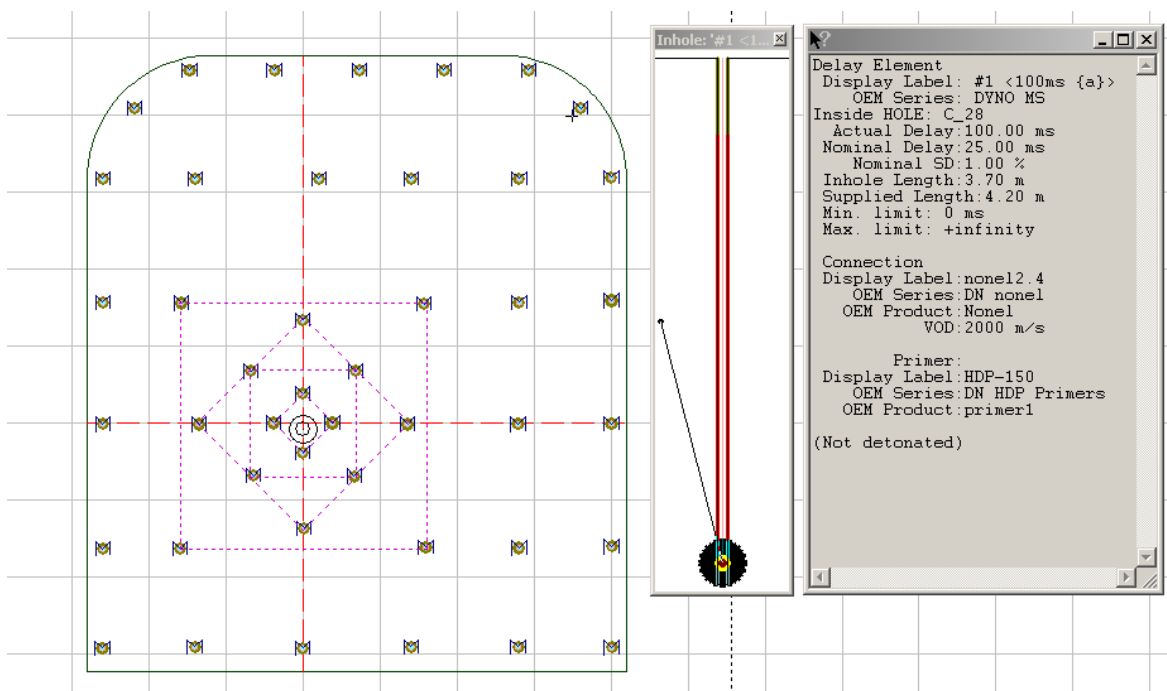
Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

Figura N° 103: Carguío de Taladros.



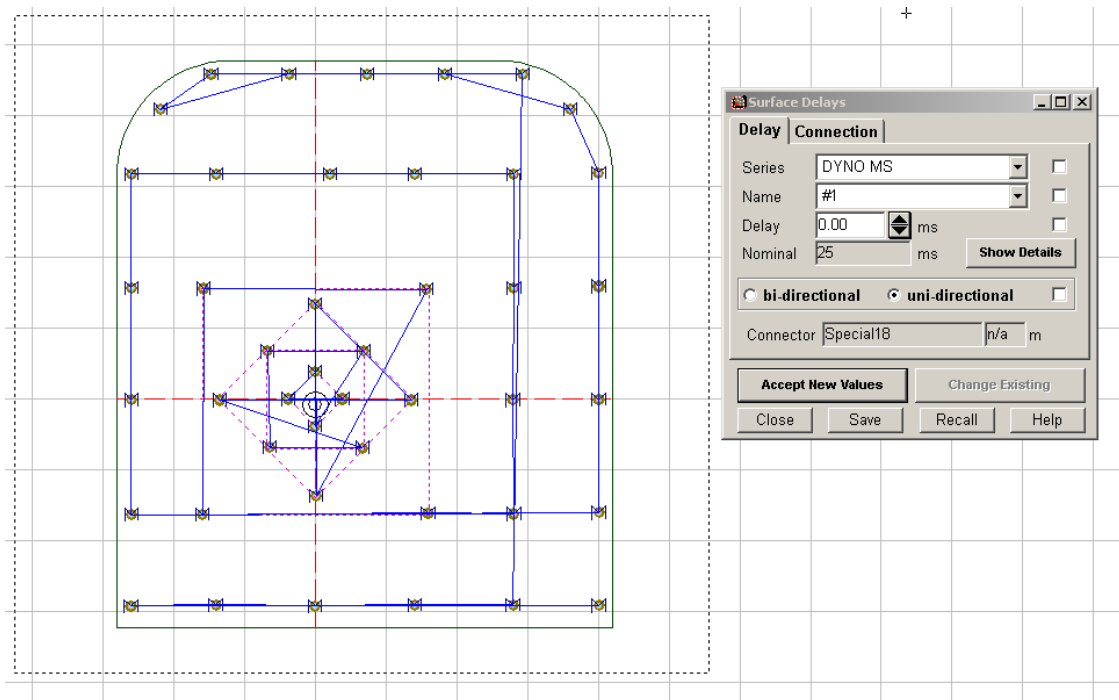
Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

Figura N° 104: Taladros Cargados.



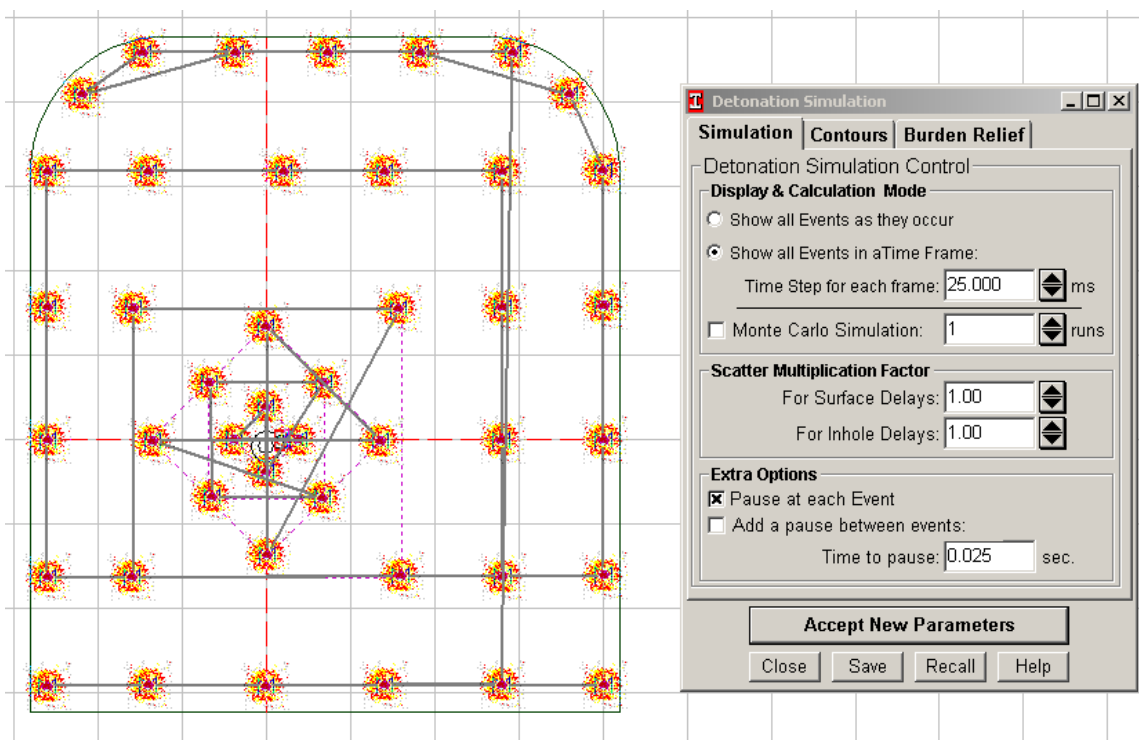
Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

Figura N° 105: Amarre con el Cordón Detonante.



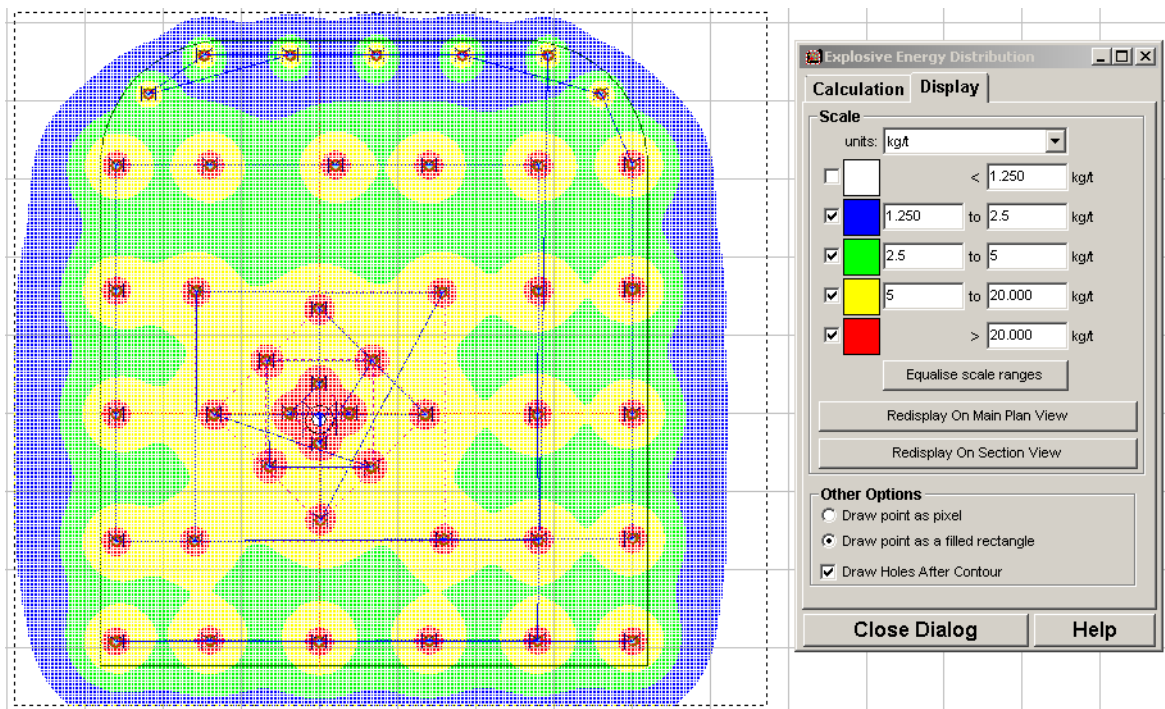
Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

Figura N° 106: Inicio de Detonación en Simulación.



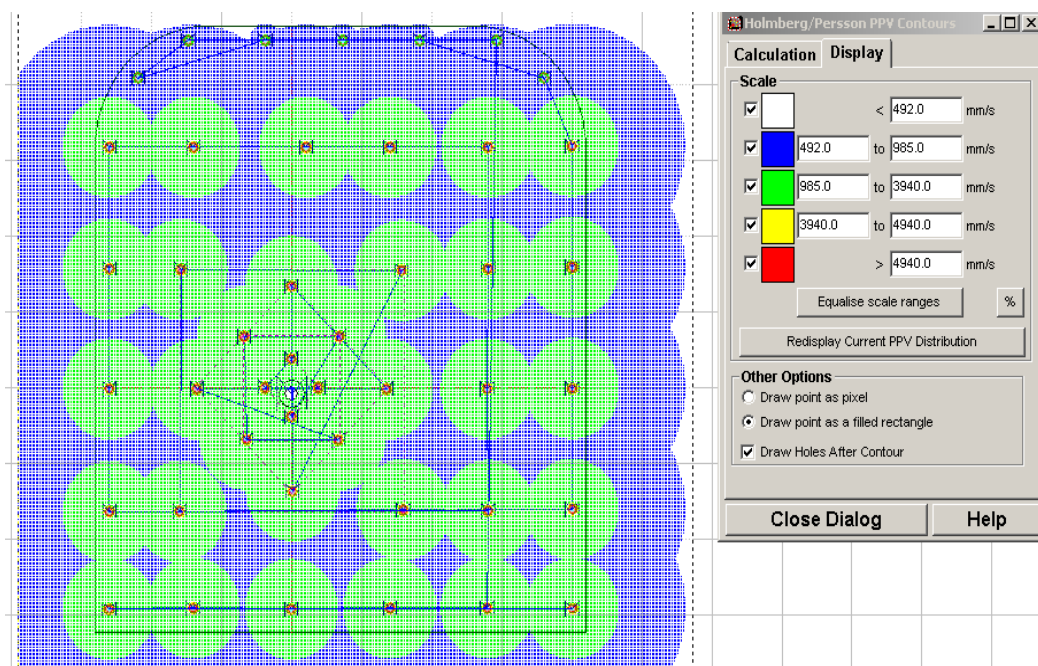
Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

Figura N° 107: Análisis de Distribución de Energía.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

Figura N° 108: Análisis de Daño Según PPV.



Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

➤ **Fotografías.**

Figura N° 109: Cuadrilla Seleccionado : Trabajos de Alto Riesgo Sección H0



Figura N° 110: Capacitación de Seguridad al personal de la Sección II



Figura N° 111: Gl 638N Perforación Vetas Angostas.



Figura N° 112: Armado de Cimbra H6 , Rp-798 (-15%).



Figura N° 113 Vn 75-S



Figura N° 114 Vn 632-11



Figura N° 115: Preparación De Carguío .Taladros Largos .Voladura Masivo.



Figura N° 116: Procedimiento de Desate :Antes , Durante y Después.



Figura N° 117: Perforación de Frentes.

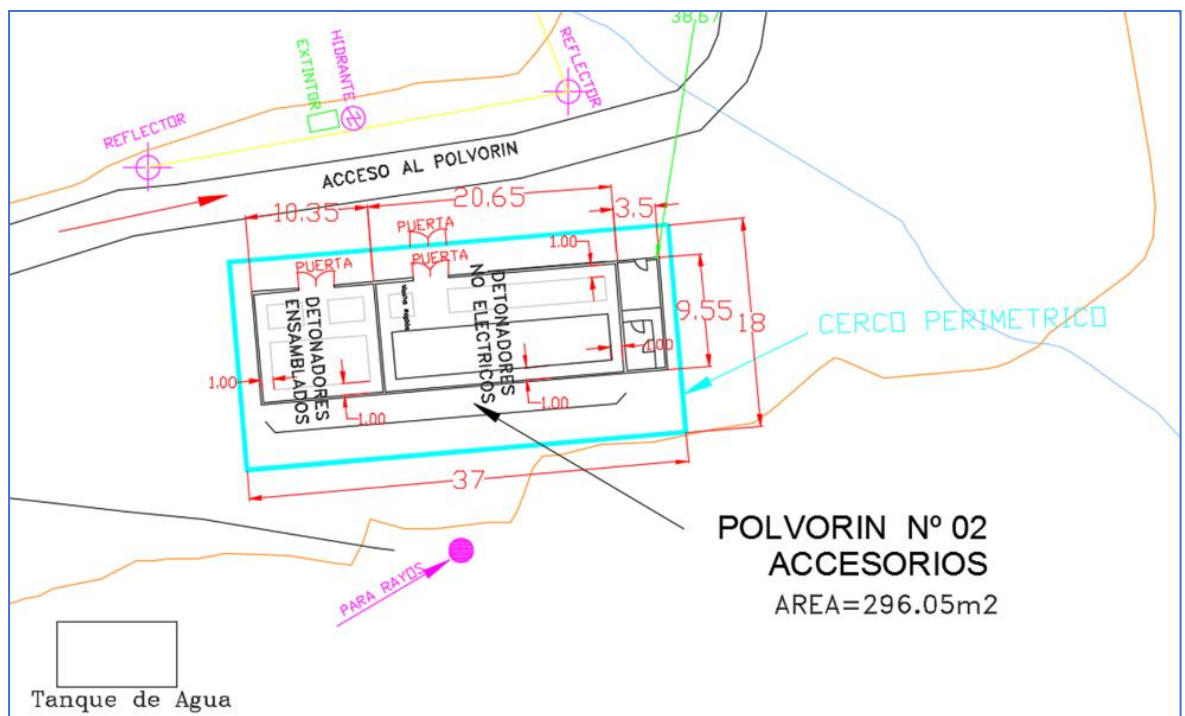


Figura N° 118: Control del Paralelismo Split Set - Tajo Minado.



[illegible]

Figura N° 120: Polvorín de Accesorios de Voladura..



146

Figura N° 121: Sosténimiento Labores Según Tabla GSI

Los Quenuales

SAFEWORK

EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.

UNIDAD YAULIYACU

SOSTENIMIENTO DE LABORES SEGUN GSI ESTANDARIZADO 2016

Labores Permanentes de 3.0 hasta 4.0 m. de abertura,
Labores Temporales de 2.5 hasta 4.0 m. de abertura,

CONDICIONES SUPERFICIALES

A

Sin sostenimiento o perno ocasional.

B

Pernos sistematicos 1.2 x 1.5 m. (malla opcional).

C

Pernos sistematicos 1.2 x 1.2 m. + malla (shotcrete 2" opcional).

D

Shotcrete de 2" reforzada con fibra, opcionalmente avanzar con split sets puntuales (cimbras ligeras opcional).

E

Cimbras CH4 o CH6 espaciadas de 0.8 a 1.5 m. Cuadros en labores temporales.

BUENA (B): Roca competente. Resistencia de 100 - 250 Mpa. Ligeramente fracturada. Rugosa. Manchas de oxidación. (Requiere varios golpes de picota para fracturarla)

REGULAR (R): Moderadamente competente. Resistencia de 50 - 100 Mpa. Ligeramente rugosa. Moderadamente fracturada. (Requiere mas de un golpe de picota para fracturarla)

POBRE (P): Poco competente. Resistencia de 25 - 50 Mpa. Usa superficial fuertemente alterada, con relleno apelmazado o relleno con fragmentos angulares. (No puede ser tallado o descomstruir por una hacha. Se rompa con un simple golpe de picota)

MUY POBRE (MP): Roca sin competencia. Resistencia 5 - 25 Mpa. Espejo de talia. Superficie fuertemente alterada con relleno suave (avolla) o sin relleno. (Se puede descomstruir con una navaja, indentación superficial con un golpe firme con la punta de la picota)

ESTRUCTURA

FRACTURADA (F)

Bien trabada y no disturbada. Formada por 3 sistemas de discontinuidades. RQD = 61 - 90%
8 a 14 fracturas por metro cuadrado (bloques cúbicos)

MUY FRACTURADA (MF)

Trabada y parcialmente disturbada. Formada por 4 o más sistemas de discontinuidades. RQD = 41 - 60%
14 a 20 fracturas por metro cuadrado (bloques angulosos).

INTENSAMENTE FRACTURADA (IF)

Plegamiento con bloques angulosos formado por intersección de diferentes discontinuidades. RQD = 21 - 40%
20 a 26 fracturas por metro cuadrado

TRITURADO (T)

Pobremente trabada, masa rocosa fuertemente rota, conformada por piezas de bloques angulosos y redondos. Sin RQD.

A

A

F/B

F/R

NA

NA

A

B

C

NA

NA

MF/B

MF/R

MF/P

NA

NA

B

C

D

E

IF/R

IF/P

IF/MP

NA

IF/R

IF/P

IF/MP

NA

NA

E

E

NA

NA

E

E

NA

NA

T/P

T/MP

NA

NA

T/P

T/MP

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

Figura N° 122: Metodología de Aplicación de la Tabla GSI.

METODOLOGIA DE APLICACION			
LABORES PERMANENTES DE 3.0 HASTA 4.0 METROS DE ABERTURA			
LABORES TEMPORALES DE 2.5 HASTA 4.0 METROS DE ABERTURA			
INDICE G.S.I.	RMR ₉₀	TIPO DE LABOR	TIPO DE SOPORTE
FRAGTURADA / BUENA (F/B)	55 - 70	Temporal	A
FRAGTURADA / REGULAR (F/R)	45 - 60	Temporal	A
MUY FRAGTURADA / BUENA (MF/B)	45 - 60	Temporal	A
MUY FRAGTURADA / REGULAR (MF/R)	35 - 50	Temporal	A
MUY FRAGTURADA / POBRE (MF/P)	25 - 40	Temporal	A
INTENSAMENTE FRAGTURADA / REGULAR (IF/R)	25 - 40	Temporal	A
INTENSAMENTE FRAGTURADA / POBRE (IF/P)	20 - 30	Temporal	A
INTENSAMENTE FRAGTURADA / MUY POBRE (IF/MF)	< 20	Temporal	A
TRITURADA / POBRE (T/P)	< 20	Temporal	A
TRITURADA / MUY POBRE (T/MF)	< 10	Temporal	A

1.- Para utilizar esta tabla se determina en campo (in-situ) lo siguiente:

a.- Parámetros de **ESTRUCTURAS**, según la cantidad de fracturas por m² definidas con el flexómetro.

b.- Parámetros de **CONDICIONES**, según la resistencia de la roca definida por la cantidad de golpes de picota, la facilidad a ser rayada o desmenuzarse con la navaja e indentación con la punta de la picota.

El área a evaluar con el GSI, debe lavarse previamente, para la fácil visualización de las fracturas, además de observar el relleno, abertura, presencia de agua y cualquier característica que debilite la roca.

2.- Cuando se presente fracturamiento vertical y paralelos a subparalelos al eje de la labor, requerirán empernado sistemático en la pared, en los tramos afectados. De igual manera, en tramos afectados por fracturas horizontales o subhorizontales, requerirá de pernos en la bóveda.

3.- En presencia de goteo o flujo de agua o cualquier factor que afecte la condición de la roca se recomienda bajar la condición superficial hacia el lado derecho Ejm.: Un macizo con calidad MF/R y presencia de agua se considerará MF/P. No se recomienda aplicar esto para condición superficial "Buena".

4.- En excavaciones realizadas sobre roca arenisca silicificada, propensa a relajamiento o estallidos por altos esfuerzos de campo o por influencia de espacios vacíos, el sostenimiento tipo B será reforzado con malla.

5.- El término Perno indica la utilización de Pernos helicoidales para labores permanentes (BP's, cruceros, rampas, oficinas, talleres), Split seta para labores temporales (tajeos, accesos a tajeos, subniveles).

6.- El uso de la tabla tiene limitaciones para macizo rocoso afectado por relajamiento, lajamiento o craqueleo producto de altos esfuerzos, espacios vacíos muy cercanos o altas temperaturas.

7.- Durante la instalación de la malla deben asegurarse con los pernos en forma sistemática, teniendo que emplear mini split set en tramos de malla colgada y en el traslape de la malla que será de 0.20 m. En caso de roca agrietada emplear las gatas camlok.

8.- La colocación de Cimbras se hará en labores permanentes y Cuadras en labores temporales (Salvo excepción por evaluación geomecánica). El espaciamiento de estos puede variar de 0.8 m. a 1.5 m. dependiendo de la condición de la roca.

9.- Para el tratamiento de Cuñas, se tendrá en cuenta las dimensiones que estas tienen versus la capacidad portante y longitud de los pernos con que se piensa sujetar las cuñas. De no ser posible controlar la cuña con pernos se procederá a utilizar sostenimiento pasivo.

10.- La Tabla GSI es una guía para las operaciones mineras pero sufrirá una modificación en los siguientes casos:

- En las intersecciones de labores. El GSI debe pasar al inmediato inferior Ejm.: Si el macizo tiene un GSI MF/R en una zona de intersección pasará a MF/P para Sostenimiento.
- En casos especiales se modificará el sostenimiento. El Geomecánico previa observación y estudio lo deberá sustentar y hacer un reporte oficial. Ejm.: Evaluación de labores antiguas: By passes, subniveles, ventanos, rampas, tajeos, etc.

11.- Es necesario entender que la optimización del sostenimiento es "COLOCAR EL SOPORTE ADECUADO EN EL MOMENTO OPORTUNO". "METRO AVANZADO, METRO SOSTENIDO".

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

Figura N° 123: Lista de Asistencia Guardia A Sección V.

MCEISA		LISTA DE ASISTENCIA		Código:	MCE-502-0000-701	
Tipo: Formas				Version:	03	
				Página:	1 de 1	
Rede Central (especificar):	☐	Unidad (especificar):	Yauliyacu	Fecha:	21/03/16	
Unidad (especificar):	☒	Código:	A	Hora Inicio:	7:15 AM	
Lugar:	SALA RETIRO DE GUARDIA SECCION V				Hora Fin:	
Localidad (especificar):	MIND/MCEISA				Tiempo Horas:	
Nombre del expositor:	NED VÁSQUEZ SÁNCHEZ				Cargo:	
Tipo de Evento (seleccionar cualquiera de los alternativos) Capacitación: ☒ Entrenamiento: ☐ Charla de inicio de Jornada: ☐ Curso: ☐ Seminario: ☐ Taller: ☐ Inducción: ☐ Sensibilización: ☐ Otros (especificar): ☐ Efecto Cascada: ☐ Retroalimentación: ☐						
TEMAS TRATADOS EN EL EVENTO						
TÉCNICAS DE CUCADAS EN VOLADORES SUBTERRÁNEOS.						
N°	APELLIDOS Y NOMBRES	CARGO	AREA	EMPRESA	IDC	FECHA (*)
1	AROSTE CARDENAS IDONE	SELOP	MINA	MEISA	41601365	OK
2	Ramos Perez	II	II	II	90284725	OK
3	Woulga curado 2	MINI	MINA	MEISA	10260705	OK
4	Capari Condori Hilario	H. Ref	MINA	MEISA	23263642	OK
5	Molina Conditi Alfredo	Prof	MINA	MEISA	10234331	OK
6	CONCHA SAEANZ CRISTIAN	DISP.	MINA	MEISA	41443002	OK
7	Chavez Bando E	Profesor	MINA	MEISA	20000000	OK
8	Bartista Juiza W	Prof	MINA	MEISA	23263642	OK
9	Molina Hito Pedro	J.	MINA	MEISA	23263642	OK
10	RIVERA ANDREANA SUAREZ	MECA	MINA	MEISA	40926400	OK
11	SATO MAIRIA YUDER	Babaz	II	MEISA	10260705	OK
12	GASPAR ENCISO FELIX	SELOP	MINA	MEISA	23263642	OK
13	Galvez Ranco Ronald	OP	MINA	MEISA	44904830	OK
14	Rojas Romero Amador	SELOP	MINA	MEISA	10260705	OK
15	RIVERA ESCOBAR FORTUATO	OP	MINA	II	23263642	OK
16	ESCORRER QUERO S.	OP	MINA	MEISA	10260705	OK
17	RIVERA YACUACHI R.	SELOP	II	II	07020670	OK
18	Huicho Huamani Fredo	Prof.	MINA	MEISA	40330105	OK
19	Quiza Bepino Tull	Prof	MINA	MEISA	20056000	OK
20	Calderon ANDREA ROBERTO	MECA	II	II	10001529	OK
21	CAPCHA CHANCA CESAR	JUNERO	II	II	20031242	OK

(*) Mediante el firma puesta en la presente lista de asistencia, certifica haber sido invitado para el tema tratado en el evento y me comprometo a dar fe del cumplimiento de las instrucciones señaladas en este evento.

VERIFICACION:	FIRMA DEL EXPOSITOR
---------------	---------------------

Fuente: Unidad Minera Yauliyacu (Glencore)/Propia

Figura N° 124: Lista de Asistencia Guardia B Sección V.

[illegible]



UNSCH

FACULTAD DE
INGENIERÍA
DE MINAS, GEOLOGÍA Y CIVIL

ACTA N° 037-2024-FIMGC: ACTA DE SUSTENTACION DE TESIS

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO DE MINAS

En la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga de la ciudad de Ayacucho, en cumplimiento a la **RESOLUCIÓN DECANAL No 436-2024-FIMGC-D**, a los dos días del mes de julio de 2024, siendo las 10:00 a.m. reunidos en el Auditorio de la Escuela Profesional de Ingeniería Minas, bajo la presidencia del MSc. Ing. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS y los miembros; MSc. Ing. Grover RUBINA SALAZAR, Dr. Andrés PORTUGAL PAZ y al MSc. Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO, actuando como secretario docente el MSc. Ing. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO, para proceder a la sustentación de tesis para optar el Título Profesional de Ingeniero de Minas, del bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas:

JUSTINIANO SALAZAR BARRIENTOS

Quien presentó la tesis denominada:

**ANÁLISIS DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA Y SU
OPTIMIZACIÓN CON APLICACIÓN DEL SOFTWARE JK SIMBLAST EN LOS FRENTES
DE DESARROLLO DE LA U.E.A YAULIYACU 2020-2023.**

Los señores miembros del jurado luego de expuesto la tesis y absueltas las preguntas, delibera y lo declaran:

APROBADO CON NOTA DIECISEIS (16)

Siendo las 12:10 p.m. del día 02 de julio de 2024, culmina el acto de sustentación de tesis, y en conformidad a lo actuado los miembros del jurado firmamos al pie del presente.

MSc. José Ernesto ESTRADA CÁRDENAS
Presidente

MSc. Ing. Grover RUBINA SALAZAR
Miembro

Dr. Andrés PORTUGAL PAZ
Miembro

MSc. Ing. Edmundo CAMPOS ARZAPALO
Miembro

MSc. Kelvis BERROCAL ARGUMEDO.
Secretario docente de la FIMGC

cc:
Archivo



UNSCH

CERTIFICADO DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACION

El que suscribe; en mi calidad de Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación y encargado de certificar la originalidad de la tesis abajo indicado y por lo tanto responsable verificador de originalidad de trabajo de tesis de pregrado en primera instancia, en cumplimiento a la Resolución de Consejo Universitario N°039-2021-UNSCH-CU, Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación UNSCH, deja constancia que:

- Apellidos y Nombres del Bach. : SALAZAR BARRIENTOS, Justiniano
- Escuela Profesional : Ingeniería de Minas
- Título de Tesis : **ANÁLISIS DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA Y SU OPTIMIZACIÓN CON APLICACIÓN DEL SOFTWARE JK SIMBLAST EN LOS FRENTES DE DESARROLLO DE LA U.E.A YAULIYACU 2020-2023.**
- Evaluación de la originalidad : 16 % de similitud

Por tanto, según los artículos 12, 13 y 17 del Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación, **es procedente el certificado de originalidad** para los fines que crea conveniente.

Ayacucho, 31 de julio de 2024

.....
MBA Ing° Leonil Fernando Quispe Aronés
Instructor de Originalidad de Trabajos de Investigación

ANÁLISIS DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA Y SU OPTIMIZACIÓN CON APLICACIÓN DEL SOFTWARE JK SIMBLAST EN LOS FRENTES DE DESARROLLO DE LA U.E.A YAULIYACU 2020-2023.

por JUSTINIANO SALAZAR BARRIENTOS

Fecha de entrega: 31-jul-2024 09:16p.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2425576006

Nombre del archivo:

ANÁLISIS_DE_LOS_PARÁMETROS_DE_PERFORACIÓN_Y_VOLADURAS_Y_SU_OPTIMIZACION_CON_APLICACION_DEL_SOFTWARE_JK_SIMBLAST_EN_LOS_FRENTES_DE_DESA
2023.pdf (11.52M)

Total de palabras: 30320

Total de caracteres: 140928

ANÁLISIS DE LOS PARÁMETROS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA Y SU OPTIMIZACIÓN CON APLICACIÓN DEL SOFTWARE JK SIMBLAST EN LOS FRENTES DE DESARROLLO DE LA U.E.A YAULIYACU 2020-2023.

INFORME DE ORIGINALIDAD

16%

INDICE DE SIMILITUD

16%

FUENTES DE INTERNET

2%

PUBLICACIONES

8%

TRABAJOS DEL
ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	1library.co	Fuente de Internet	4%
2	repositorio.uni.edu.pe	Fuente de Internet	3%
3	repositorio.uncp.edu.pe	Fuente de Internet	2%
4	repositorio.unsa.edu.pe	Fuente de Internet	1%
5	hdl.handle.net	Fuente de Internet	1%
6	es.slideshare.net	Fuente de Internet	1%
7	repositorio.continental.edu.pe	Fuente de Internet	1%
8	repositorio.unap.edu.pe	Fuente de Internet	1%

9	Submitted to Universidad Continental	1 %
	Trabajo del estudiante	
10	cybertesis.uni.edu.pe	1 %
	Fuente de Internet	
11	es.scribd.com	1 %
	Fuente de Internet	
12	repositorio.unh.edu.pe	<1 %
	Fuente de Internet	
13	Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru	<1 %
	Trabajo del estudiante	
14	repositorio.unsch.edu.pe	<1 %
	Fuente de Internet	
15	pdfcoffee.com	<1 %
	Fuente de Internet	
16	Submitted to uni	<1 %
	Trabajo del estudiante	
17	Submitted to Universidad San Francisco de Quito	<1 %
	Trabajo del estudiante	
18	repositorio.upn.edu.pe	<1 %
	Fuente de Internet	
19	www.clubensayos.com	<1 %
	Fuente de Internet	

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía

Activo