

Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa

Facultad de Geología, Geofísica y Minas

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas



**“Optimización de KPI's y reducción de costos de voladura en vetas
angostas, método Bench and Fill Unidad Minera Chipmo CIA. Minera
Buenaventura S.A.A.”**

Informe por Servicios Profesionales

Presentado por el Bachiller:

Dick De la Vega Montesinos

**Para optar el Título Profesional de Ingeniero
de Minas**

Arequipa - Perú

2020

Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa

Facultad de Geología, Geofísica y Minas

Escuela Profesional de Ingeniería de Minas



**“Optimización de KPI's y reducción de costos de voladura en vetas
angostas, método Bench and Fill Unidad Minera Chipmo CIA. Minera
Buenaventura S.A.A.”**

Informe por Servicios Profesionales

Jurados:

Presidente : MSc. Jorge Freddy Enriquez Ramos
Vocal : MSc. Manuel Ruben Figueroa Galiano
Secretario : MSc. Eberth Saire Bocangel
Asesor : MSc. Manuel Ruben Figueroa Galiano

DEDICATORIA

*Con mucho cariño a mi madre y a mi novia
Yessica, por el amor incondicional que a
diario me brindan, por su luz que me
acompaña.*

AGRADECIMIENTOS

A mi Alma Mater, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, que me brindó los conocimientos para poderlos utilizar en mi vida profesional; asimismo mi eterno reconocimiento a los docentes de la Facultad de Geología, Geofísica y Minas; a la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas y a los docentes que con su gran compromiso y talento, pusieron a disposición sus experiencias y conocimiento en mi formación profesional. Y un agradecimiento especial a mi consejero temático y metodológico quien dirigió la producción de este trabajo, el MSc. Manuel Figueroa Galiano.

También agradecer a todas las personas que creyeron en mí, a quienes colaboraron con este trabajo, a todos los que me brindaron su colaboración para que pudiera realizar el seguimiento pertinente al fin que me proponía. Asimismo, para nuestros amigos, compañeros, estudiantes, intelectuales y expertos que hicieron sus aportes con generosidad.

RESUMEN

En el presente informe de servicios profesionales denominado “Optimización de KPI's y reducción de costos de voladura en vetas angostas, método Bench and Fill Unidad Minera Chipmo Cía. Minera Buenaventura S.A.A.”, se han realizado estudios e investigaciones para demostrar que colocando “decks” en la columna de carga explosiva y ampliando el espaciamiento en la malla de perforación, se reducen KPI's de voladura y por ende también sus costos asociados.

El diseño original de perforación y voladura estima una malla de perforación cuadrada con burden y espaciamiento de 0,75 m; asimismo el diseño de carguío no contempla “decks” en la columna de carga. Por otra parte, en el nuevo diseño de perforación y voladura, la malla de perforación es rectangular con un burden de 0,75 m y un espaciamiento de 1,0 m; y en el carguío se usan decks de aire intercalados en la columna de carga.

Después de todas las voladuras de prueba que se realizaron y los análisis respectivos: simulación de halos de energía, análisis de desviación de taladros, análisis técnico vibracional y análisis de fragmentación, los resultados demostraron que con los nuevos diseños tanto de malla de perforación como de carguío se obtienen mejoras en cuanto a optimización de KPI's lo que se traduce en la reducción de costos en perforación y voladura.

Palabras clave: Optimización, KPI's, perforación, voladura.

ABSTRACT

In this professional services report called "Optimization of KPI's and reduction of blasting costs in narrow veins, Bench and Fill method, Mining Unit Chipmo, Cía. Minera Buenaventura S.A.A.", studies and investigations have been carried out to demonstrate that placing "decks" in the explosive charge column and expanding the spacing in the drill pattern, reduces blasting KPI's and therefore also their associated costs.

The original drilling and blasting design estimate a square drill pattern with burden and spacing of 0.75m; likewise, the loading design doesn't include "decks" in the load column. On the other hand, in the new design of drilling and blasting, the drill pattern is rectangular with a burden of 0.75 m and a spacing of 1.0 m; and air decks interspersed in the load column are used for loading.

After all the test blasts that were carried out and the respective analyzes: simulation of energy halos, drill deviation analysis, technical vibrational analysis and fragmentation analysis, the results showed that with the new designs of both drill pattern and loading improvements are obtained in terms of optimization of KPI's which translates into cost reduction in drilling and blasting.

Key words: Optimization, KPI's, drilling, blasting.

ÍNDICE

	Pág.
Dedicatoria.....	i
Agradecimientos.....	ii
Resumen.....	iii
Abstract.....	iv

CAPÍTULO I INTRODUCCIÓN

1.1 Ubicación.....	01
1.2 Accesibilidad.....	02
1.3 Geografía.....	04
1.4 Clima.....	04
1.5 Flora y fauna.....	04
1.6 Recursos hídricos.....	05
1.7 Recursos renovables y no renovables.....	05
1.8 Recursos de energía eléctrica.....	06
1.9 Comunidades aledañas.....	06
1.10 Historia de la empresa.....	08
1.11 Giro del negocio.....	09
1.12 Visión, misión y política.....	11
1.13 Organigrama de la empresa.....	14

CAPÍTULO II ASPECTOS GEOLÓGICOS

2.1 Introducción.....	15
2.2 Geología regional.....	16
2.2.1 Rocas sedimentarias del Mesozoico.....	16
2.2.1.1 Grupo Yura (JK-y).....	16
2.2.1.2 Formación Murco (Ki-m).....	17

2.2.1.3 Formación Arcurquina (Kms-a).....	17
2.2.2 Rocas volcánicas del Terciario.....	17
2.2.2.1 Grupo Tacaza (T-t).....	17
2.2.2.2 Tufo Umachulco (Ts-u).....	18
2.2.3 Rocas intrusivas del Terciario.....	18
2.2.4 Rocas volcánicas del Cuaternario.....	19
2.2.4.1 Vocánicos Andagua (Plioceno y Cuaternario).....	19
2.2.5 Depósitos Cuaternarios.....	19
2.3 Geología local.....	22
2.4 Geología estructural.....	22
2.5 Geología económica.....	24
2.5.1 Alteración hidrotermal.....	24
2.5.2 Mineralogía.....	27
2.5.3 Paragénesis.....	27
2.6 Reservas y recursos minerales.....	28

CAPÍTULO III

OPERACIONES MINERAS

3.1 Operaciones mina.....	29
3.2 Método de explotación.....	30
3.2.1 Corte y relleno ascendente.....	30
3.2.1.1 Características del método.....	30
3.2.1.2 Geometría del método de explotación.....	31
3.2.2 Bench and fill.....	32
3.2.2.1 Características del método.....	32
3.2.2.2 Geometría del método de explotación.....	33
3.3 Reparto de guardia.....	34
3.4 Ciclo de minado Corte y relleno ascendente.....	34
3.4.1 Perforación.....	35
3.4.1.1 Tipos de perforación.....	35
3.4.1.2 Accesorios de perforación.....	39
3.4.2 Voladura.....	42

3.4.2.1	Explosivos.....	43
3.4.2.2	Accesorios de voladura.....	44
3.4.3	Voladura controlada.....	47
3.4.4	Ventilación.....	49
3.4.5	Desatado.....	49
3.4.6	Acarreo y limpieza.....	50
3.4.7	Relleno.....	51
3.5	Ciclo de minado Bench and Fill.....	50
3.5.1	Perforación.....	53
3.5.1.1	Tipos de perforación.....	53
3.5.1.2	Equipos de perforación.....	55
3.5.2	Voladura.....	57
3.5.2.1	Explosivos.....	58
3.5.2.2	Accesorios de voladura.....	59
3.5.3	Voladura controlada.....	60
3.5.4	Ventilación.....	60
3.5.5	Acarreo y limpieza.....	60
3.5.6	Relleno.....	61

CAPÍTULO IV

DESARROLLO DEL TEMA PROPUESTO

4.1	Diseño original.....	62
4.1.1	Perforación y voladura.....	63
4.1.1.1	Parámetros básicos de perforación.....	64
4.1.1.2	Parámetros de voladura.....	65
4.1.2	Costos de perforación y voladura.....	68
4.1.2.1	Costos de perforación.....	68
4.1.2.2	Costos de voladura.....	70
4.1.3	Análisis del comportamiento del macizo rocoso.....	71
4.1.3.1	Análisis de distribución de energía.....	71
4.1.3.2	Análisis de desviación de taladros.....	73
4.1.3.3	Análisis de vibraciones.....	79

4.1.3.4	Análisis de fragmentación.....	85
4.1.3.5	Dilución.....	89
4.2	Diseño nuevo.....	89
4.2.1	Perforación y voladura.....	90
4.2.1.1	Parámetros básicos de perforación.....	90
4.2.1.2	Parámetros de voladura.....	92
4.2.2	Costos de perforación y voladura.....	94
4.2.2.1	Costos de perforación.....	94
4.2.2.2	Costos de voladura.....	95
4.2.3	Análisis del comportamiento del macizo rocoso.....	96
4.2.3.1	Análisis de distribución de energía.....	96
4.2.3.2	Análisis de desviación de taladros.....	98
4.2.3.3	Análisis de vibraciones.....	102
4.2.3.4	Análisis de fragmentación.....	107
4.2.3.5	Dilución.....	110
4.3	Cuadros comparativos.....	111
4.3.1	Comparación entre mallas de perforación.....	111
4.3.2	Comparación entre taladros perforados.....	112
4.3.3	Comparación entre la cantidad de explosivos y accesorios utilizados.....	113
4.3.4	Comparación entre los costos de aceros utilizados.....	115
4.3.5	Comparación entre los costos de mano de obra.....	116
4.3.6	Comparación entre los costos de equipo.....	117
4.3.7	Comparativo entre las áreas de influencia de la energía del explosivo.....	118
4.3.8	Comparación en desviación de taladros.....	119
4.3.9	Comparativo entre los rangos de daño.....	120
4.3.10	Comparativo entre los tamaños de fragmentos obtenidos..	121

CAPÍTULO V

RESULTADOS

5.1	Cálculo de ahorros.....	123
-----	-------------------------	-----

5.1.1 Ahorro en consumo de explosivos.....	123
5.1.2 Ahorro en consumo de aceros.....	124
5.1.3 Ahorro en costos por mano de obra.....	125
5.1.4 Ahorro en costos por equipo.....	125
5.1.5 Ahorro total.....	126
5.1.6 Rango de daño en el macizo rocoso.....	127
5.1.7 Fragmentación obtenida.....	128
Conclusiones.....	129
Recomendaciones.....	131
Referencias bibliográficas.....	132

ÍNDICE DE FIGURAS

		Pág.
Figura 1.01	División de Castilla.....	07
Figura 1.02	Organigrama de la empresa.....	14
Figura 2.01	Columna estratigráfica región Orcopampa.....	21
Figura 3.01	Método corte y relleno ascendente.....	30
Figura 3.02	Vista longitudinal y transversal del método.....	31
Figura 3.03	Método Bench and Fill.....	32
Figura 3.04	Vista longitudinal del método.....	33
Figura 3.05	Denominación de taladros.....	36
Figura 3.06	Equipo de perforación Jack Leg.....	40
Figura 3.07	Sarta de perforación Jack Leg.....	41
Figura 3.08	Deslizadera y columna de perforación Jumbo.....	42
Figura 3.09	Diseño y perforación de un slot.....	54
Figura 3.10	Simba H157.....	56
Figura 3.11	Sección típica Nautilus PSA.....	57
Figura 4.01	Polígono a disparar (2,0 m x 3,0 m x 10,0 m).....	65
Figura 4.02	Diseño de malla de perforación en Autocad.....	65
Figura 4.03	Diseño de carguío.....	67
Figura 4.04	Secuencia de salida de los taladros.....	68
Figura 4.05	Simulación de la voladura Tj 874-5E Jk Simblast-2DRing..	72
Figura 4.06	Vista en planta de la perforación.....	78
Figura 4.07	Vista en sección de la perforación.....	79
Figura 4.08	Polígono a disparar – diseño nuevo (2,0 m x 3,0 m x 10,0 m).....	91
Figura 4.09	Diseño de malla de perforación, diseño nuevo – en Autocad.....	91
Figura 4.10	Diseño de carguío – Diseño nuevo.....	93
Figura 4.11	Simulación con software JkSimblast 2Dbench, de la secuencia de salida.....	94
Figura 4.12	Simulación de la voladura Tj 874-5W Jk Simblast-2Dring – Diseño nuevo.....	97
Figura 4.13	Comparación entre taladros perforados.....	112

ÍNDICE DE FOTOS

	Pág.
Foto 3.01	Equipo de perforación Jumbo..... 41
Foto 3.02	Exsanel periodo largo (etiqueta color azul) y periodo corto (etiqueta color rojo)..... 45
Foto 3.03	Frente amarrado, listo para ser iniciado..... 46
Foto 3.04	Preparación de medias cañas..... 47
Foto 3.05	Taladros de alivio y taladros a ser cargados en la corona.... 48
Foto 3.06	Ventilador en superficie..... 49
Foto 3.07	Carro minero Granby..... 51
Foto 3.08	Perforación en secciones..... 55
Foto 3.09	Scoop operado con telemando..... 61
Foto 4.01	Replanteamiento de puntos de perforación..... 73
Foto 4.02	Equipo Peewee..... 74
Foto 4.03	Colocación del sismógrafo Vibracord..... 80
Foto 4.04	Fragmentos de la voladura..... 86
Foto 4.05	Fragmentos de la voladura..... 88
Foto 4.06	Equipo Peewee..... 99
Foto 4.07	Equipo de monitoreo Vibracord..... 102
Foto 4.08	Fragmentos producto de la voladura – Diseño nuevo..... 108
Foto 4.09	Fragmentos producto de la voladura – Diseño nuevo..... 109

ÍNDICE DE GRÁFICOS

	Pág.
Gráfico 4.01 Vista de sección.....	74
Gráfico 4.02 Vista de planta.....	75
Gráfico 4.03 Ley de atenuación.....	83
Gráfico 4.04 Análisis de fragmentación Wip Frag.....	87
Gráfico 4.05 Análisis de fragmentación Wip Frag.....	88
Gráfico 4.06 Vista de sección.....	98
Gráfico 4.07 Ley de atenuación.....	105
Gráfico 4.08 Análisis de fragmentación – Diseño nuevo.....	108
Gráfico 4.09 Análisis de fragmentación – Diseño nuevo.....	109
Gráfico 4.10 Diseño original vs diseño nuevo en burden y espaciamiento.....	111
Gráfico 4.11 Diseño original vs Diseño nuevo, taladros perforados y m ³ rotos.....	113
Gráfico 4.12 Evolución del tonelaje obtenido.....	113
Gráfico 4.13 Diseño original vs Diseño nuevo, consumo de explosivo...	114
Gráfico 4.14 Factor de potencia.....	115
Gráfico 4.15 Diseño original vs Diseño nuevo, costos de aceros.....	116
Gráfico 4.16 Diseño original vs Diseño nuevo, costo de mano de obra..	117
Gráfico 4.17 Diseño original vs Diseño nuevo, costo de equipo.....	118
Gráfico 4.18 Diseño original vs Diseño nuevo, alcance de la energía...	119
Gráfico 4.19 Evolución desviación Peewee.....	120
Gráfico 4.20 Diseño original vs Diseño nuevo, rango de daño.....	121
Gráfico 4.21 Evolución de las vibraciones.....	121
Gráfico 4.22 Diseño original vs Diseño nuevo, fragmentación.....	122
Gráfico 4.23 Evolución de la fragmentación.....	122
Gráfico 5.01 Diseño original vs Diseño nuevo, ahorro en explosivos...	124
Gráfico 5.02 Diseño original vs Diseño nuevo, ahorro en aceros de perforación.....	124
Gráfico 5.03 Diseño original vs Diseño nuevo, ahorro en mano de obra	125
Gráfico 5.04 Diseño original vs Diseño nuevo, ahorro en costos de equipo.....	126

Gráfico 5.05 Diseño original vs Diseño nuevo, ahorro total..... 126

Gráfico 5.06 Diseño original vs Diseño nuevo, fragmentación..... 128

ÍNDICE DE PLANOS

	Pág.
Plano 1.01 Ubicación y accesibilidad Unidad Minera Orcopampa.....	03
Plano 2.01 Geológico regional Orcopampa.....	20
Plano 2.02 Geología estructural en Chipmo.....	23
Plano 2.03 Alteraciones.....	26

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 3.01 Especificaciones técnicas.....	44
Tabla 3.02 Especificaciones técnicas.....	59
Tabla 4.01 Línea Base.....	63
Tabla 4.02 Parámetros de perforación.....	64
Tabla 4.03 Parámetros de voladura.....	66
Tabla 4.04 Cantidad de accesorios de voladura.....	68
Tabla 4.05 Costos de perforación.....	69
Tabla 4.06 Rendimiento del equipo de perforación.....	69
Tabla 4.07 Costo de utilización de equipo de perforación.....	69
Tabla 4.08 Costos de equipo.....	70
Tabla 4.09 Costos de mano de obra.....	70
Tabla 4.10 Costos de voladura.....	70
Tabla 4.11 Desviación en la perforación.....	76
Tabla 4.12 Desviación en la operación.....	77
Tabla 4.13 Cálculo de la Velocidad pico partícula crítica, Caja techo....	81
Tabla 4.14 Cálculo de la Velocidad pico partícula crítica, Caja piso.....	82
Tabla 4.15 Registro de vibraciones.....	83
Tabla 4.16 Rangos de daño, caja techo.....	85
Tabla 4.17 Rangos de daño, caja piso.....	85
Tabla 4.18 Histórico de la dilución.....	89
Tabla 4.19 Dilución obtenida.....	89
Tabla 4.20 Parámetros de perforación – Diseño nuevo.....	90
Tabla 4.21 Parámetros de voladura – Diseño nuevo.....	92
Tabla 4.22 Accesorios de voladura – Diseño nuevo.....	93
Tabla 4.23 Costos de aceros – Diseño nuevo.....	94
Tabla 4.24 Costo de equipo – Diseño nuevo.....	95
Tabla 4.25 Costo de mano de obra – Diseño nuevo.....	95
Tabla 4.26 Costos de explosivos y accesorios de voladura – Diseño nuevo.....	96
Tabla 4.27 Desviación en la perforación – Diseño nuevo.....	100
Tabla 4.28 Desviación en la operación – Diseño nuevo.....	101

Tabla 4.29	Cálculo de la Velocidad pico partícula crítica – Diseño nuevo, caja techo.....	103
Tabla 4.30	Cálculo de la Velocidad pico partícula crítica – Diseño nuevo, caja piso.....	104
Tabla 4.31	Registro de vibraciones – Diseño nuevo.....	105
Tabla 4.32	Rangos de daño, caja techo – Diseño nuevo.....	107
Tabla 4.33	Rangos de daño, caja piso – Diseño nuevo.....	107
Tabla 4.34	Dilución obtenida – Diseño nuevo.....	110
Tabla 4.35	Resultados obtenidos.....	110
Tabla 4.36	Comparación entre mallas de perforación.....	111
Tabla 4.37	Comparación entre parámetros de perforación.....	112
Tabla 4.38	Comparación entre cantidad de explosivo.....	114
Tabla 4.39	Comparación entre los costos de aceros.....	115
Tabla 4.40	Comparación entre los costos de mano de obra.....	116
Tabla 4.41	Comparación entre el costo de equipo.....	117
Tabla 4.42	Comparación entre el alcance de la energía.....	118
Tabla 4.43	Comparación entre la desviación de taladro.....	119
Tabla 4.44	Comparación entre los rangos de daño.....	120
Tabla 4.45	Comparación entre el tamaño de fragmentos.....	122
Tabla 5.01	Diseño original vs Diseño nuevo, ahorro total.....	127
Tabla 5.02	Rangos de daño, caja techo. Diseño original.....	127
Tabla 5.03	Rangos de daño, caja piso. Diseño original.....	127
Tabla 5.04	Rangos de daño, caja techo. Diseño nuevo.....	128
Tabla 5.05	Rangos de daño, caja piso. Diseño nuevo.....	128

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1 UBICACIÓN

La Unidad Económica Administrativa Orcopampa está ubicada en la provincia de Castilla, distrito de Chilcaymarca, departamento y región de Arequipa, en la Sierra Sur a una altura promedio de 3 800 m.s.n.m. Se encuentra ubicada a una distancia de 350 kilómetros de la ciudad de Arequipa, por carretera, de las cuales 300 Km corresponden a pista asfáltica por la ruta Orcopampa- Viraco – Tipan - Valle de Majes. Ver Plano 1.01. Y desde la ciudad Lima a 1 350 Km.

Coordenadas UTM (WGS 84), zona 18.

Norte: 8 310 050

Este: 787 050

1.2 ACCESIBILIDAD

La accesibilidad al distrito de Orcopampa se puede realizar por vía terrestre.

Por carretera se tienen las siguientes vías de accesos:

- Por la carretera, Arequipa - Aplao - Viraco - Orcopampa, o por Arequipa - Aplao - Chuquibamba – Orcopampa: 370 Km.
- Una segunda ruta, menos transitada es la que partiendo de Arequipa pasa por Sibayo - Caylloma - desvío Mina Arcata – Orcopampa: 320 Km.

Cabe mencionar que la ruta Arequipa - Aplao - Viraco - Andagua – Orcopampa, se encuentra asfaltada hasta la localidad de Andagua, faltando sólo un tramo de 50 km que sigue siendo trocha.



	UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA FACULTAD DE GEOLOGÍA, GEOFÍSICA Y MINAS ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS	PLANO
	UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD UNIDAD MINERA ORCOPAMPA	1.01

1.3 GEOGRAFÍA

La zona presenta un amplio valle en el cual discurre el río Orcopampa principal colector de las aguas de escorrentía, siendo su principal afluente el río Chilcaymarca.

Como rasgos fisiográficos interesantes se tiene:

- Una serie de terrazas fluviales, que evidencian un probable antecedente lagunar del valle.
- Una apreciable cantidad de pequeños conos volcánicos de 30 a 350 m de altura dispuestos a lo largo del valle.
- En la parte donde se localiza el pueblo de Orcopampa la topografía es planar, a medida que se va superando en altitud la superficie va presentado una topografía más agreste y pronunciada con presencia de considerables depresiones.

1.4 CLIMA

La altura del pueblo de Orcopampa es de 3 800 m.s.n.m., en las que se puede observar las características climáticas generales de la sierra sur de Perú, siendo el clima templado durante el día, ventisco y frígido durante la noche. Durante los meses de diciembre a marzo se experimenta precipitaciones pluviales, nieve y granizo cuando desciende la temperatura; en el resto del año hay escasez de lluvias.

1.5 FLORA Y FAUNA

La vegetación en las zonas aledañas al pueblo de Orcopampa es abundante, presentándose una gran variedad de plantas silvestres (Canola, Tola, Ichu, pastizales, árboles como el Eucalipto y el Sauce silvestre), así también como plantas cultivadas (Pastos mejorados, cultivos agrícolas como papa, maíz, habas, quinua, etc.).

En cuanto a la fauna esta es muy variada desde la presencia de aves como la Huashua y patos silvestres, hasta animales auquénidos como la llama y la vicuña. En cuanto a la preservación de la fauna se ha creado programas de cuidado y protección de muchas especies como por ejemplo la creación de piscigranjas para el cultivo y mejoramiento de la trucha. Así mismo se ha capacitado a los pobladores para la crianza de ganado vacuno, animales auquénidos apreciados por su lana. Actualmente se viene dando capacitación a la población con respecto a la crianza de cuy, apreciado por su carne baja en colesterol, así como otras variadas especies.

1.6 RECURSOS HÍDRICOS

El recurso hídrico es muy abundante delimitado por la cuenca del río Huancarama, que posteriormente cambia de nombre por río Orcopampa, Chilcaymarca, Misapuquio y Umachulco; que finalmente contribuye sus aguas a la cuenca del río Majes para después ser vertida al Pacífico.

El potencial hídrico de la zona es aprovechada para generar energía eléctrica en la central hidroeléctrica de Huancarama, para uso industrial minero metalúrgico, uso agrícola y doméstico por parte de la población, cabe mencionar que el río Orcopampa es el principal recurso hídrico del valle.

1.7 RECURSOS RENOVABLES Y NO RENOVABLES

El clima y la altitud imperantes determinan una escasa biodiversidad. La escasa vegetación del lugar está restringida a bofedales y quebradas, formando pequeñas áreas verdes con pastos naturales de ichu.

La hidrología del proyecto está representada por la presencia del río Orcopampa el que se incrementa de diciembre a abril, por las precipitaciones pluviales. En este río hay presencia de truchas siendo la pesca artesanal una costumbre en la localidad.

1.8 RECURSOS DE ENERGÍA ELÉCTRICA

Las Minas de Orcopampa, Shila y Paula, se encuentran actualmente alimentadas eléctricamente desde la subestación Huancarama, mediante una línea de transmisión en 66 kV, simple terna, 25 Km, conectada a la barra en 66 kV de la subestación Ares 66/21,9 kV. Esta subestación a su vez está integrada al Sistema Interconectado Nacional, mediante una línea de transmisión en 138 Kv Callalli – Ares, línea que está siendo operada por Conenhua S.A. La celda de llegada y salida en 138 kV de la subestación Callalli y la línea que alimentará a este sistema, son operadas por la empresa Red de Energía del Perú (REP); la transformación y distribución vienen siendo operados por SEAL.

Asimismo en Huancarama se tiene interconectado en 22 kV la central hidroeléctrica de Huancarama de 1,4 MW, que es una unidad de generación hidroeléctrica que refuerza el sistema eléctrico, cuyo propietario es la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

1.9 COMUNIDADES ALEDAÑAS

La Unidad, tiene influencia sobre las siguientes comunidades campesinas:

1. Andahua
2. Chachas
3. Chilcaymarca
4. Huancarama
5. Misahuanca
6. Orcopampa
7. Sarpane
8. Tintaymarca
9. Umachulco



Fuente: INGEMMET

Figura 1.01 División de Castilla

El área de relaciones comunitarias; tiene la finalidad de garantizar que la Unidad Minera desarrolle un normal proceso de producción del mineral con la aprobación de las comunidades campesinas, realizando acuerdos mutuos que generen beneficio para ambas partes; en la Unidad para que se faciliten la utilización de los terrenos para los diversos proyectos; y en el caso de las comunidades ejecutándose programas tales como:

1. Programa de comunicación e información.
2. Programa de empleo y servicios locales.
3. Programa de negociación y cumplimiento de compromisos.
4. Programa de desarrollo sostenible local.
5. Programa de monitoreo social y ambiental participativo.

1.10 HISTORIA DE LA EMPRESA

La compañía de Minas Buenaventura S.A.A fue fundada por don Alberto Benavides de la Quintana e inició sus operaciones en julio de 1953 con incorporación de la unidad minera Julcani en el distrito de Ccoachaccasa en Huancavelica, en donde comenzó la exploración y explotación de la plata.

Ingresó en 1971 a la Bolsa de Valores de Lima (BVL), y es una de las pocas compañías peruanas cuyas acciones son cotizadas en la Bolsa de Valores de Nueva York (NYSE) luego de su ingreso en el año 1996. Actualmente es una sociedad anónima abierta que opera bajo las leyes de Perú, su gestión y experiencia es reconocida a nivel mundial.

Buenaventura es la compañía pública productora de metales preciosos más grande del Perú e importante poseedor de derechos mineros. Se encuentra comprometida con la explotación, tratamiento, y exploración de oro, plata y demás metales en minas que posee al 100% así como en aquellas en las que participa en sociedad con otra empresa minera.

Caracterizada por sus operaciones minero-metalúrgicas con altos estándares ambientales y de seguridad en la industria peruana, su compromiso con el desarrollo económico nacional mediante la inversión privada, la generación de empleo y el pago de obligaciones tributarias, el compromiso con el desarrollo sostenible en las regiones en las que opera, y en particular de las comunidades de sus áreas de influencia, a través de la promoción de alianzas estratégicas y obras de inversión social. Es también una gran generación de oportunidades para el desarrollo integral del equipo humano, velando por su capacitación, educación y salud, consecuentemente, por aplicar las mejores prácticas de buen gobierno corporativo, fue premiada en tres oportunidades por la Bolsa de Valores de Lima (BVL).

1.11 GIRO DEL NEGOCIO

Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. es la compañía pública productora de metales preciosos más grande del Perú e importante poseedor de derechos mineros. Se encuentra comprometida con la explotación, tratamiento, y exploración de oro, plata y demás metales en minas que posee al 100% así como en aquellas en las que participa en sociedad con otra empresa minera. El actual presidente de la compañía es Roque Benavides, quien sucedió a su padre, Alberto Benavides de la Quintana, en el 2011.

Actualmente, opera diversas minas en el Perú:

Participación al 100%: Orcopampa, Tambomayo, Uchucchacua, Poracota, Antapite, Julcani, Recuperada, Shila - Paula y Mallay. Proyecto San Gabriel (Chucapaca).

Interés controlador: La Zanja, Tantahuatay, Colquijirca y Marcapunta (las últimas dos son operadas por El Brocal).

Buenaventura mantiene interés minoritario en:

Yanacocha (43,65%), una de las minas más importantes en latinoamérica, controlada y operada por Newmont Mining.

Cerro Verde (19,6%), una importante empresa productora de cobre, operada y controlada por Freeport-McMoran.

Buenaventura y sus inversiones:

- Unidades operadas por Buenaventura:

- Orcopampa
- Tambomayo
- Antapite
- Julcani

Recuperada
Uchucchacua
Mallay
Tantahuatay
La Zanja
Breapampa

- Empresas subsidiarias

El Brocal
Minera La Zanja
Tantahuatay
Bisa
Conenhua

- Empresas afiliadas

Yanacocha (43,65%)
Cerro Verde (19,6%)
Canteras del Hallazgo

- Proyectos en desarrollo

Central hidroeléctrica Huanza
Rio Seco
Trapiche

Proyectos y prospectos.

- Desarrollo de mina

San Gabriel (Chucapaca)
Trapiche

- Factibilidad y generación de reserva.

Hualgayoc

1.12 VISIÓN, MISIÓN Y POLÍTICA

Visión:

Buenaventura es una empresa minero-metalúrgica globalmente competitiva, líder en términos de seguridad y generación de oportunidades para el desarrollo integral de todo el equipo humano que la conforma, así como de rentabilidad y creación de valor para sus accionistas.

Se encuentra plenamente comprometida con un manejo responsable del medio ambiente y con el desarrollo sostenible de las comunidades en las que opera.

Misión:

Formar y mantener un equipo humano multidisciplinario y con excelencia empresarial.

Llevar a cabo operaciones minero metalúrgicas de manera segura y eficiente y aplicando los más altos estándares de la industria.

Promover el crecimiento y el desarrollo orgánico, principalmente a través de las exploraciones y la investigación metalúrgica.

Propiciar nuestra asociación con empresas afines de primer nivel en el mundo.

Adquirir y desarrollar activos mineros en Iberoamérica.

Diversificar nuestra producción a otros metales o minerales industriales.

Mantener el contacto y la transparencia con nuestros accionistas, autoridades y demás grupos de interés.

Aplicar las mejores prácticas del gobierno operativo.

Lograr excelencia ambiental en nuestras operaciones y exploraciones.

Desarrollar y promover alianzas estratégicas con las comunidades donde operamos, participando activamente a favor de su desarrollo sostenible.

Lograr un ambiente de trabajo que promueva el desarrollo personal y profesional en todos los ámbitos de la empresa.

Política de seguridad y salud ocupacional, medio ambiente, calidad y relaciones comunitarias.

La persona humana es el eje central de la empresa.

Nuestras actividades se rigen por la práctica de los siguientes valores: integridad, laboriosidad, laboriosidad, honestidad, lealtad, respeto y transparencia.

Nuestros actos se fundamentan en los siguientes compromisos.

Alcanzar nuestros objetivos y metas de seguridad y salud ocupacional, medio ambiente, calidad y relaciones comunitarias, en concordancia con la Visión y Misión de la empresa.

Cumplir con la legislación aplicable, requisitos y compromisos asumidos por la empresa relacionados con la seguridad y salud ocupacional, además de los aspectos de calidad, ambientales y sociales.

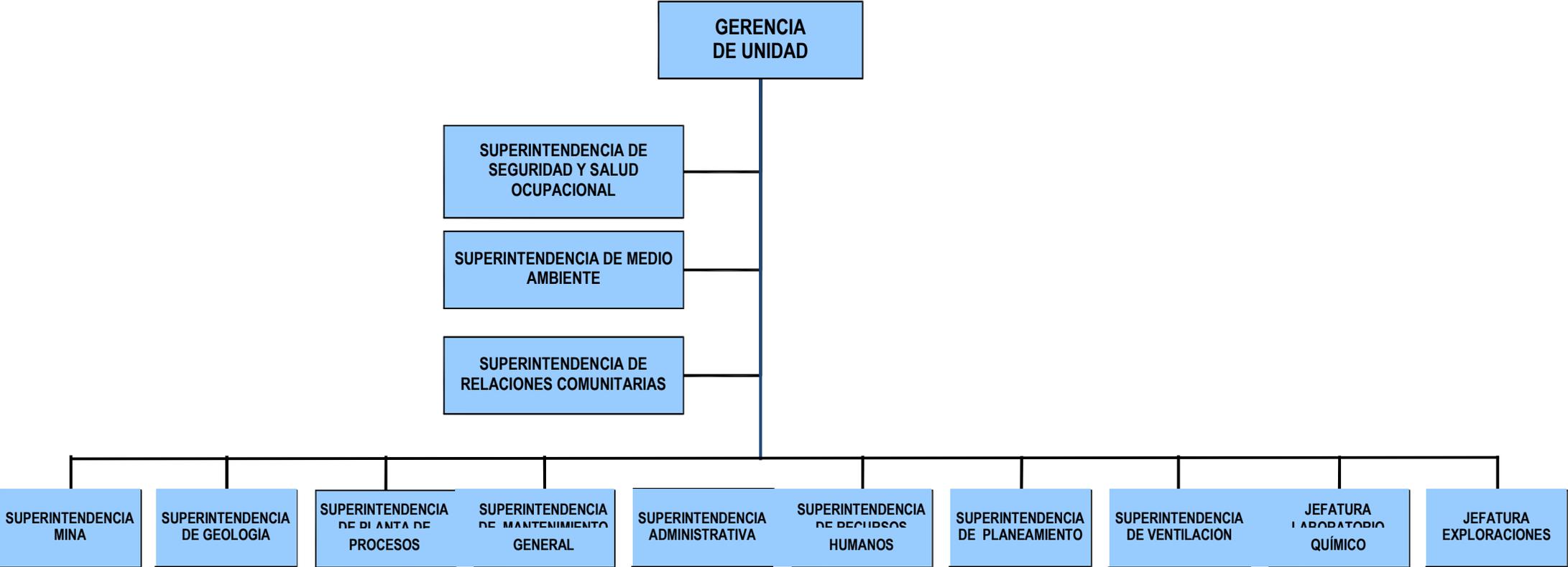
Prevenir las lesiones y enfermedades de nuestros colaboradores y visitantes, así como los impactos ambientales y sociales adversos que pudiesen ser generados por nuestras actividades y productos.

Desarrollar un proceso de mejora continua en el Sistema de Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional, Medio Ambiente, Calidad y Relaciones Comunitarias.

Trabajar respetando las costumbres locales, promoviendo la identidad y el desarrollo sostenible de nuestro entorno local.

Utilizar las mejores prácticas y tecnologías económicamente factibles para asegurar la calidad de nuestras actividades, procesos y productos.

1.13 ORGANIGRAMA DE LA EMPRESA



Fuente: Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.

Figura 1.02 Organigrama de la empresa

CAPÍTULO II

ASPECTOS GEOLÓGICOS

2.1 INTRODUCCIÓN

El depósito mineral de Orcopampa es un yacimiento epitermal de oro y plata con rumbo N45° - 60°E emplazado en volcánicos terciarios de composición andesítica, riolítica y dacítica, de edades entre 18.3 y 22 millones de años.

Las vetas de oro y plata de Orcopampa se alojan en el arco volcánico continental calco-alcalino del sur del Perú del Oligoceno superior reciente. Esta es una importante franja de mineralización epitermal de metales preciosos, que incluye las minas de plata y oro de Arcata, Shila, Caylloma, Ares, Paula, Chipmo y el prospecto de Poracota.

2.2 GEOLOGÍA REGIONAL

Se reconocen 5 unidades bien diferenciadas, las cuales son (Ver Plano 2.01 y Figura 2.01):

1. Rocas Sedimentarias del Mesozoico, representadas por las formaciones Yura, Murco y Arcurquina, (Jenks 1948).
2. Rocas Volcánicas del Terciario.
3. Rocas Intrusivas del Terciario.
4. Rocas Volcánicas del Cuaternario.
5. Depósitos Aluviales.

2.2.1 Rocas sedimentarias del Mesozoico

Se observan bien expuestas al sur de Andagua e inmediaciones de Chapacoco, subyaciendo al volcánico terciario en marcada discordancia angular; se han diferenciado las siguientes formaciones:

2.2.1.1 Grupo Yura (JK-y)

Afloramientos de este grupo se observan al sur de la zona Blanca – Aseruta y también expuestos en los alrededores de Chapacoco, en la quebrada Allhuire, al este del volcán Anchajollo, mina Santa Rosa, y en Chachas; está representado por areniscas y cuarcitas intercaladas con lutitas grises; no se conoce el contacto inferior. El contacto superior es concordante con la formación Murco y/o discordante angularmente con el volcánico terciario. Por correlaciones stratigráficas se le asigna una edad Jurásico Superior a Cretácico Inferior- (Caloviano - Neocomiano, Benavides 1962). Las cuarcitas son correlacionadas con el miembro Hualhuani.

2.2.1.2 Formación Murco (Ki-m)

Aflora al sur de Andagua, al suroeste de Chapacoco, en Chilcaymarca y Panahua cerca de la mina Santa Rosa. Está compuesto por lutitas abigarradas, areniscas rojo violáceas y lutitas púrpura. El contacto con el Grupo Yura y el suprayacente Arcurquina es concordante.

2.2.1.3 Formación Arcurquina (Kms-a)

Está bien expuesta en los alrededores de Andagua y Panahua y al sur-oeste de Chapacoco, consta de una potente secuencia de calizas color gris claro en capas delgadas y gruesas, con horizontes de chert. Se le asigna una edad Cretáceo Medio a Superior.

2.2.2 Rocas volcánicas del Terciario

Están representadas por el grupo Tacaza y el tufo Umachulco que se encuentran en discordancia angular sobre las rocas mesozoicas.

2.2.2.1 Grupo Tacaza (T-t)

Está compuesto por diferentes tufos en posición más o menos horizontal intercalados con brechas volcánicas, derrames lávicos, rocas sedimentarias - volcánicos continentales lutáceos-tufáceos y conglomerados piroclásticos; localmente en el área de trabajo se ha diferenciado las siguientes unidades: tufo Pisaca, brecha Santa Rosa, tufo Manto, y tufo La Lengua (Arenas 1969; Noble 1972a; 1973a). El Grupo Tacaza tiene un espesor que sobrepasa los 1 000 metros. Sobre los volcánicos Tacaza y en el área Manto-Calera se encuentra localmente la Dacita Manto lava que es incluida en el complejo Sarpane.

2.2.2.2 Tufo Umachulco (Ts-u)

Aflora al norte de Umachulco, y en la parte alta de Huancarama está constituido por un tufo de composición dacítica con abundantes fenocristales de andesina con hornblenda y biotita; rellenan las depresiones del Grupo Tacaza y son cubiertos por lavas del volcánico Andagua pertenecen al Mioceno Superior.

2.2.3 Rocas intrusivas del Terciario

El Complejo Sarpane (Ti-s) aflora al este de mina Manto, está compuesto de dacitas, latita cuarzosa, y andesitas, se encuentran cortando al tufo Manto.

En Chipmo aflora un complejo de domos porfíricos de naturaleza ácida a intermedia, cubierta por el tufo riódacítico Chipmo.

Son excluidos de este complejo, el intrusivo ubicado al piso de la Veta Calera, los diques y lavas del área que cortan a la brecha Santa Rosa. En el área Manto, se incluye en esta unidad la dacita Manto que es fallada y desplazada por la falla - veta Manto, por lo que se deduce como premineral. Hacia el este de mina Calera, ha podido identificarse una serie de estructuras dómales pertenecientes al complejo Sarpane.

El complejo Chachas es una serie de cuerpos intrusivos, que afloran sureste de Chachas, conformados por dioritas variando a tonalitas granodioritas.

Por una serie de consideraciones y datos disponibles para Orcopampa, la edad de las rocas intrusivas (Dacita Sarpane) se le asigna como Mioceno Temprano (18.8 Millones de años).

2.2.4 Rocas volcánicas del Cuaternario

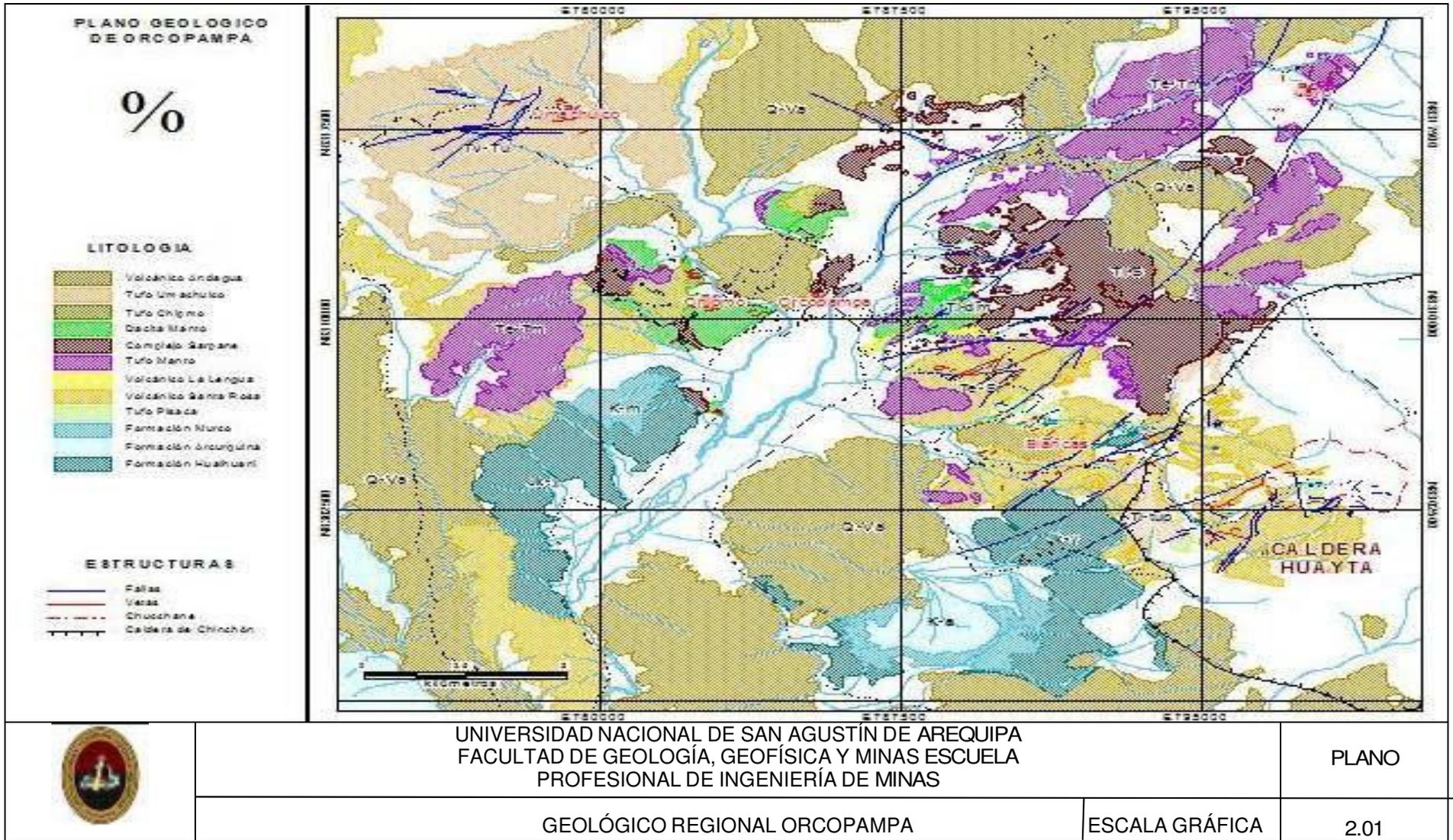
Consiste en un conjunto de lavas, cenizas y otros materiales provenientes de la emisión de los volcanes de Andagua.

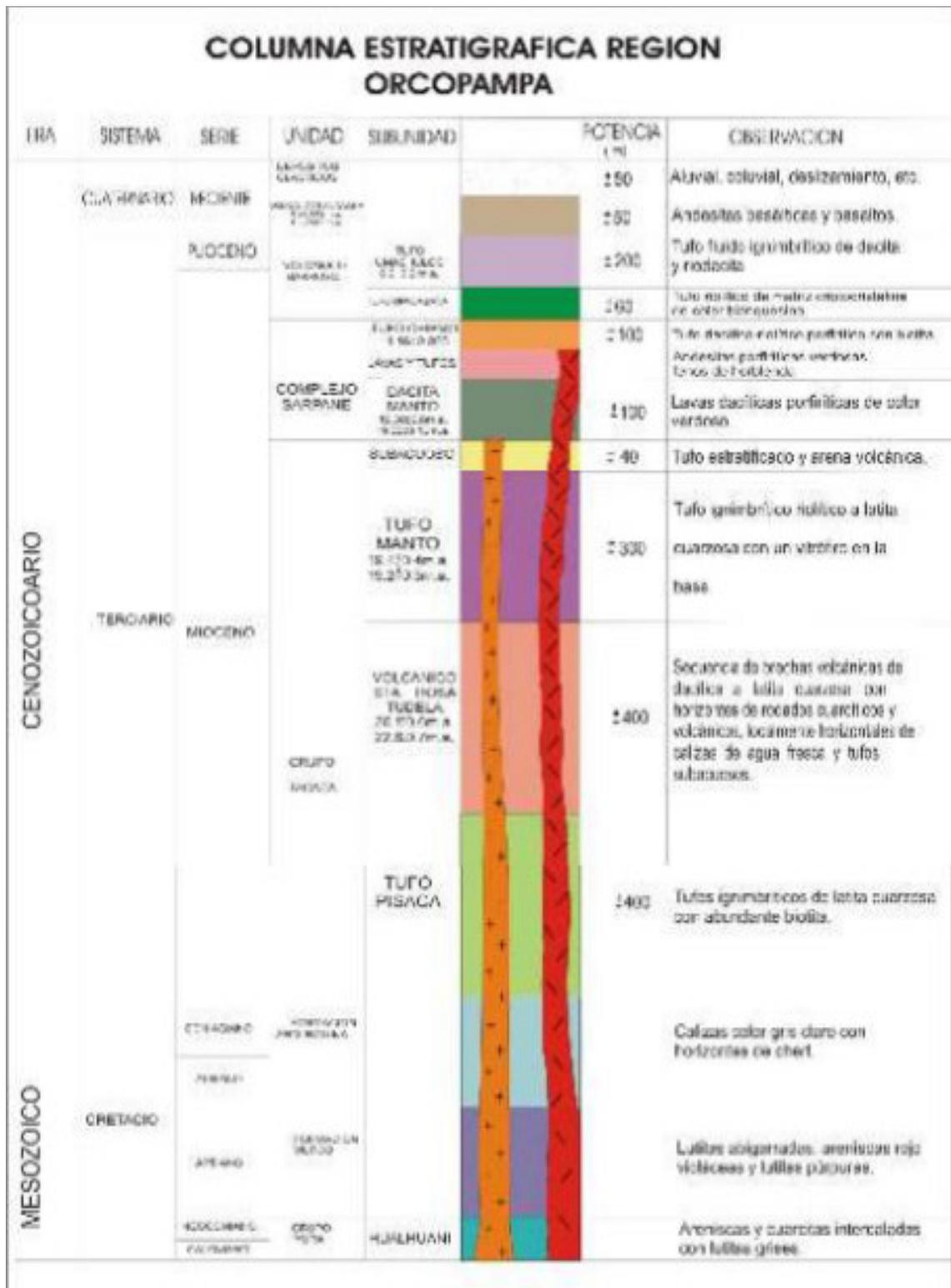
2.2.4.1 Volcánicos Andagua (Plioceno y Cuaternario)

Constituidos por andesitas basálticas (lavas más antiguas) y basálticos (recientes). Las lavas son de color gris en fractura fresca y rojizo por intemperismo, con disyunción columnar, a menudo con inclusiones de fragmentos de cuarcita. Se les observa en los alrededores de la mina Santa Rosa y Orcopampa.

2.2.5 Depósitos Cuaternarios

Tanto en la zona del valle como en las quebradas se observan rellenos de conglomerados, arenas, gravas y limos constituidos por elementos provenientes de la denudación reciente de las rocas existentes en el área, estos sedimentos cuaternarios se hallan formando terrazas fluviales, depósitos de piedemonte, etc.





Fuente: Departamento de Geología

Figura 2.01 Columna estratigráfica región Orcopampa

2.3 GEOLOGÍA LOCAL

El área aurífera de Chipmo se encuentra ubicada entre la quebrada Ocoruro y el río Chilcaymarca, a unos 5 Km al este. (Vetas Calera, Manto, Santiago, etc.). La roca hospedante de las principales vetas de oro (Nazareno, Prometida, Natividad) consisten de flujos y domos de composición dacítica, andesítica y cuarzo latita. Las fracturas radiales concéntricas y el marcado bandeamiento de flujo son diagnósticos para identificar los domos. Dataciones ($^{40}\text{Ar}/^{39}\text{Ar}$) de fenocristales de plagioclasas pertenecientes a los domos dacíticos Sarpane del área de Chipmo, indican que estos se depositaron entre 19.0 a 19.6 M.A (D. Noble).

En la veta Nazareno se han reconocido dos diques hornbléndicos preminerales relativamente paralelos a la veta, de composición andesítica, datado en 18.36 ± 0.30 M.A. ($^{40}\text{Ar} / ^{39}\text{Ar}$) su alteración principal es propilítica con fase secundaria de clorita, epidota y calcita.

En el área de Chipmo el complejo de los domos intrusivos Sarpane se encuentra parcialmente sobre puesto por los tufos riolíticos Chipmo datados en 14.16 ± 0.005 .

2.4 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Las vetas de Chipmo están emplazadas en un sistema de fallamiento NE-SW con buzamientos mayormente al sur (Mariana, Prometida, Nazareno, y Pucará sur), y al norte (San José 1, San José 2, Pucará-Andrea, Natividad, Lucy y Alejandra).

Existe otro sistema de fallamiento NW-SE con buzamientos al norte (vetas Vanesa 1, Vanesa 2, falla mal paso, veta Ventanilla y veta Huichupaqui). En el área de Umachulco el sistema de fallamiento predominante tiene un rumbo $N60^{\circ}-80^{\circ}E$ con un buzamiento de $60-75^{\circ}$ al norte (vetas "Nazareno" y "Trinidad"), y buzamiento al sur (vetas "Esperanza", "Ramal 1"). Ver Plano 2.02.

2.5 GEOLOGÍA ECONÓMICA

La mineralización de las vetas Nazareno, Prometida y Natividad de esta área consisten principalmente de oro nativo asociado a teluros, así como a cobres grises y pirita en estructuras de cuarzo lechoso, venas de dickita – alunita y bandas de baritina.

En el área de Sausa, la veta Sausa presenta mineralización económica cuando está asociado a cuarzo ligeramente lixiviado, reportando leyes hasta de 0.500 oz. Au de forma lenticular, con ancho promedio de 0.40 m. y \pm 4 m. de longitud ubicado localmente en superficie. En general el sistema Sausa se presenta como una estructura silicificada, con escaso cuarzo y sin un buen desarrollo estructural

En el área de Umachulco las vetas presentan cuarzo blanco lechoso con diseminación de pirita y óxidos de manganeso, el muestreo sistemático efectuado en cada una de las estructuras, indican leyes químicas de oro entre medio gramo y diecisiete gramos ubicados localmente en interior mina, el promedio de leyes de oro varía entre medio gramo y tres gramos, decreciendo en profundidad.

2.5.1 Alteración hidrotermal

En el área Chipmo, la alteración Argílica avanzada de superficie e interior mina fue determinada en base al mapeo geológico y al uso de un espectrómetro PIMA. Estas son las siguientes:

Silicificación masiva.

Cuarzo – alunita.

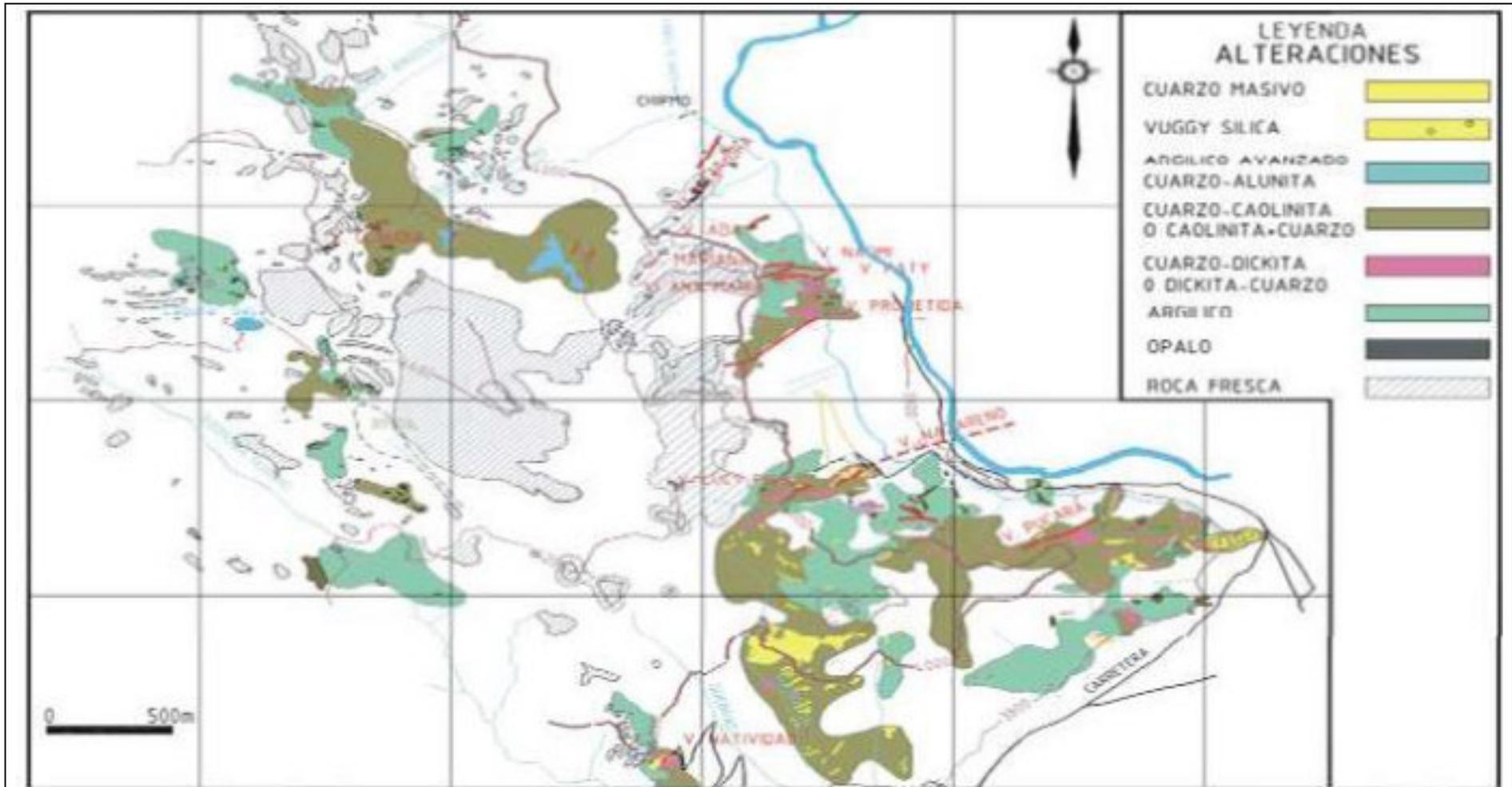
Cuarzo - caolinita o caolinita – cuarzo.

Cuarzo - dickita o dickita- cuarzo.

Argílico.

Propilítico.

En el lado NW, las alteraciones predominantes en las áreas de Ocoruro Sur, Ocoruro Centro y Ocoruro Norte son silicificación masiva, alunita-caolinita-cuarzo, los que además afloran entre las cotas 4 000 y 4 450 m. Ver Plano 2.03.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTÍN DE AREQUIPA
 FACULTAD DE GEOLOGÍA, GEOFÍSICA Y MINAS ESCUELA
 PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

PLANO

ALTERACIONES

ESCALA GRÁFICA

2.03

2.5.2 Mineralogía

Área Nazareno

- a. **Mena:** Oro nativo asociado a Teluros (Calaverita, Petzita, Hessita, Krennerita y teluro Bismutinita), muy esporádica presencia de cobre gris.
- b. **Ganga:** Ensemble Cuarzo gris y blanco – Baritina – Dickita - Caolinita, Pirita

Área Prometida

- a. **Mena:** Oro nativo asociado a teluros (Calaverita, Petzita, Nagyagita), presencia restringida de Tetraédrica y Tennantita que agregan valores de plata.
- b. **Ganga:** Cuarzo varias generaciones (Cuarzo gris, blanco granular, lechozo), Dickita, Caolinita y Alunita minoritariamente.

2.5.3 Paragénesis

Cuatro principales estadios de mineralización han sido reconocidos en el depósito de Chipmo:

Estadio I: Estadio con sitio de un periodo de intensa silificación de la roca caja, asociado con ensambles argílicos avanzados hipógenos (Dickita, Pirofilita, Diáspora).

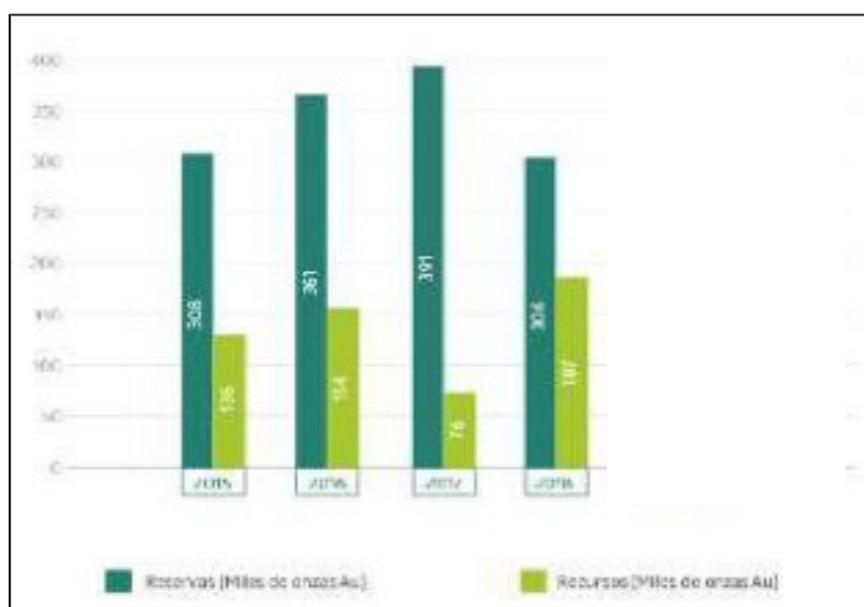
Estadio II: Este estadio está caracterizado por concentraciones de oro nativo (zonas de bonanza). Los principales minerales metálicos asociados con este estadio son: pirita, oro nativo y minoritariamente teluros de Au-Ag (Pezita, Hessita) y sulfosales de Cu (Tetraedrita-Tennantita). Cuarzo gris micro cristalino es el único mineral de ganga identificado en este estadio.

Estadío III: Representa una segunda fase de intenso fracturamiento, brechamiento y rebrechamiento de los estadíos anteriores. El principal mineral de ganga es el cuarzo lechoso. Minerales de mena son dominados por teluros, principalmente calaverita, sulfoseleniuros de bismuto y minoritariamente sulfosales de cu (Tetraedrita, Enargita y Goldfielita).

Estadío IV: Este estadío representa una tercera etapa de brechamiento, con relleno de cuarzo blanco estéril, baritina rellenando espacios abiertos y Dickita tardía. Los minerales metálicos asociados a este estadío incluye: Tetraedrita, Pirita y Estibina.

2.6 RESERVAS Y RECURSOS MINERALES

En el siguiente gráfico se muestra las reservas y recursos minerales de la Unidad de Producción Chipmo, detallados año por año mostrando su evolución. Cabe resaltar que hacia al año 2017 las reservas se incrementaron debido a una política agresiva en exploraciones y hacia el 2018 éstas disminuyeron debido a que no se continuó dándole énfasis a la política de exploraciones.



Fuente: CIA

Gráfico 2.01 Reservas y recursos minerales

CAPÍTULO III

OPERACIONES MINERAS

3.1 OPERACIONES MINA

La explotación del yacimiento de la mina Chipmo se realiza por el método de Corte y Relleno ascendente y taladros largos, Sublevel Stopping en su variante Bench and Fill conocido también como AVOCA, con el cual se abastece a la planta de beneficio que tiene una capacidad de abastecimiento de 1 560 ton/día, este requerimiento de planta debe de cumplirse en su totalidad para evitar la paralización de trabajos en planta. El área de operación en mina junto con el área de planeamiento, son áreas de suma importancia en mina Chipmo; pues de estas depende la producción y así hacer rentable las actividades que se realicen.

3.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

3.2.1 Corte y relleno ascendente

Es un método ascendente (realce). El mineral es arrancado por franjas horizontales y/o verticales empezando por la parte inferior de un tajeo y avanzando verticalmente. Cuando se ha extraído la franja completa, se rellena el volumen correspondiente con material estéril (relleno detrítico), que sirve de piso de trabajo a los obreros y al mismo tiempo permite sostener los hastiales, y en algunos casos especiales el techo.

3.2.1.1 Características del método

La explotación de corte y relleno puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características (Ver Figura 3.01):

Fuerte buzamiento, superior a los 50° de inclinación.

Características físico-mecánicas del mineral y roca de caja de regular a mala.

Potencia moderada.

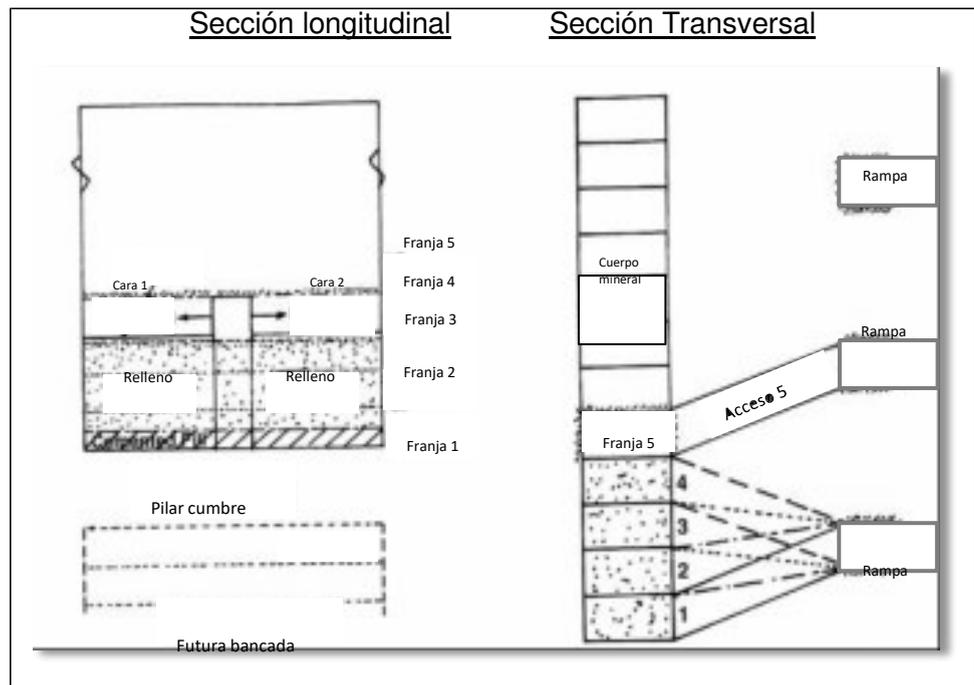
Límites regulares del yacimiento.



Fuente: Departamento de Operaciones

Figura 3.01 Método corte y relleno ascendente.

3.2.1.2 Geometría del método de explotación



Fuente: Departamento de Operaciones

Figura 3.02 Vista longitudinal y transversal del método

Ventajas:

La recuperación es cercana al 100%.

Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.

Es un método seguro.

Puede alcanzar un alto grado de mecanización.

Se adecua a yacimientos con propiedades físicas – mecánicas incompetentes.

Desventajas:

Costo de explotación elevado.

Bajo rendimiento por la paralización de la producción como consecuencia del relleno.

Consumo elevado de materiales de fortificación.

3.2.2 Bench and Fill.

Es un método por banqueo. El mineral es arrancado por subniveles de alturas promedio de 10 metros; la perforación puede realizarse positiva o negativamente dependiendo del diseño de las labores de acceso por parte del área de planeamiento. Una vez extraído el mineral y dependiendo del span máximo calculado por el área de geomecánica, se procede a rellenar el volumen correspondiente con material estéril (relleno detrítico), y así evitar que las cajas se relajen y puedan caer; una vez concluido éste se sigue disparando las filas hasta completar el banqueo de todo el subnivel.

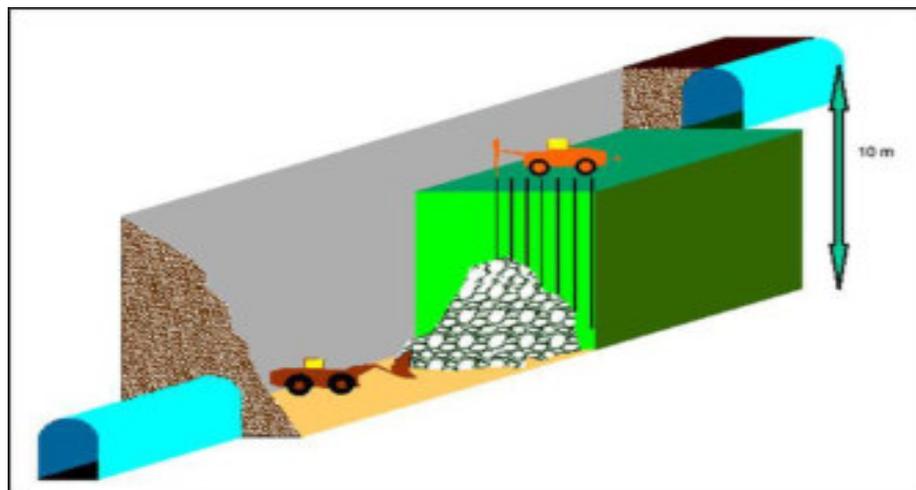
3.2.2.1 Características del método.

La explotación por hundimiento por subniveles (Bench and Fill) puede utilizarse en yacimientos que presenten las siguientes características (Ver Figura 3.03):

Fuerte buzamiento, superior a los 75° de inclinación.

Características físico-mecánicas del mineral y rocas cajas competentes.

Límites regulares del yacimiento.

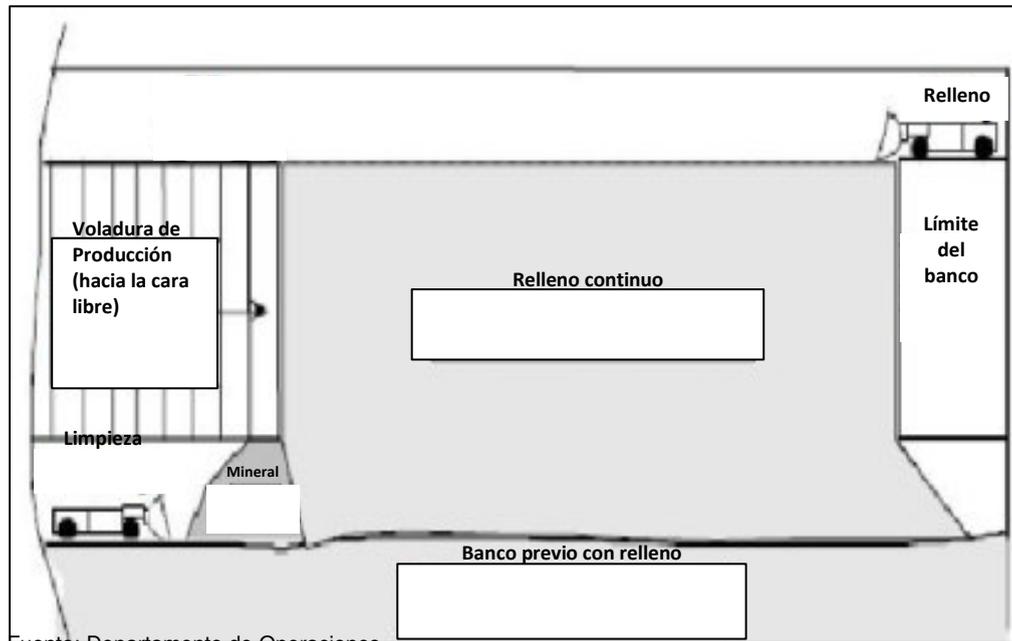


Fuente: Departamento de Operaciones

Figura 3.03 Método Bench and Fill

3.2.2.2 Geometría del método de explotación

Sección longitudinal



Fuente: Departamento de Operaciones

Figura 3.04 Vista longitudinal del método

Ventajas:

La recuperación es cercana al 90%.

Es altamente selectivo, lo que significa que se pueden trabajar secciones de alta ley y dejar aquellas zonas de baja ley sin explotar.

Es un método seguro.

Tiene un alto grado de mecanización.

No necesita sostenimiento

Desventajas:

La dilución que se puede obtener al no controlarse adecuadamente las cajas.

3.3 REPARTO DE GUARDIA

El reparto de guardia consiste en una reunión que cuenta con la presencia del superintendente de mina, jefes de mina, jefes de guardia, supervisores de cada empresa especializada, un representante de geología, de topografía, de seguridad, de ventilación, de planeamiento de mina, de servicios auxiliares y de mantenimiento mecánico; en esta reunión se revisa los avances, disparos, las leyes, el mantenimiento de equipos y servicios.

Se pide información a todos los presentes sobre lo que necesitan y problemas que puedan estar surgiendo en su labor y se va anotando digitalmente en un archivo en Power Point, que a su vez es proyectado sobre una lámina al frente de todos los presentes de tal manera que todos estén informados de lo que se propone.

Las diferentes empresas especializadas formulan pedidos a la empresa CMBSAA en donde solicitan apoyo en temas de:

- Campañas de desatado de rocas.
- Charlas de seguridad.
- Transporte de explosivos y accesorios de voladura.
- Requerimiento de relleno en los tajeos.
- Material para sostenimiento.
- Utilización de bombas.
- Mantenimiento de equipos.

3.4 CICLO DE MINADO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

El ciclo de minado está comprendido por: el regado con agua sobre la carga de mineral, ventilación, el desatado de rocas, limpieza y acarreo por scoops, sostenimiento, adición de servicios auxiliares de agua y aire comprimido, luego la perforación (breasting o realce) y por

último la voladura; el transporte y extracción de mineral con locomotora y dumpers; el izaje del mineral es por pique Nazareno y pique Prometida por medio de Skips, finalmente el relleno para los tajeos.

3.4.1 Perforación

La perforación es una de las actividades más importantes en el ciclo de minado ya que le antecede a la voladura.

Su objetivo es hacer hoyos (taladros) en los frentes con la menor desviación posible, para luego alojar los explosivos y sus accesorios iniciadores.

Se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la broca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado.

La eficiencia en perforación consiste en lograr máxima penetración al menor costo. En perforación tiene una gran importancia la resistencia al corte o dureza de la roca y la abrasividad, esta última influye en el desgaste de la broca y por ende en el diámetro final de los taladros cuando ésta sufre adelgazamiento.

3.4.1.1 Tipos de perforación

Perforación en frentes

Se realiza de manera convencional y mecanizada. Se realiza con taladros paralelos o taladros en ángulo, atacando directamente a la cara libre frontal, con un grupo de taladros de arranque que formaran una cavidad inicial, seguida del resto de taladros de rotura distribuidos alrededor del arranque, delimitándose la sección o área de frontón con taladros periféricos, ver Figura 3.05.



Fuente: Departamento de Operaciones

Figura 3.05 Denominación de taladros

Perforación de producción

Perforación en breasting

Es una perforación horizontal, se da en tajeos cuyo tipo de roca según recomendaciones de geomecánica tiene un $RMR < 45$, el espaciamiento entre taladros es de 0,8 – 0,9 m con una cara libre horizontal, este tipo de perforación permite un mayor control de estabilidad de la corona ya que se da con un número reducido de taladros (de 13 a 25), la desventaja es que cuando se dispara se deja el mineral como piso y a veces es difícil recuperarlo.

Cuando un tajeo de explotación presenta un tipo de roca mala la solución es aplicar perforación en breasting, la ventaja de este tipo de perforación es que al momento de salir la voladura no daña el macizo, la cual permite una mejor estabilidad de la labor, haciendo posible utilizar sostenimiento solo lo necesario, pero este tipo de perforación solo permite una producción limitada debido a que solo se perforan 8 a 10 pies de avance de acuerdo al tipo de terreno.

Perforación vertical

Perforación en chimeneas

Se denomina chimeneas a aquellas excavaciones con dimensiones reducidas y una inclinación superior a 45 grados. Las longitudes de estas labores que son típicas en minería, son variables y pueden llegar a superar los 200 m. Sirven para unir galerías a distinto nivel cerrando los circuitos de ventilación, para el paso de mineral o estéril.

La excavación de chimeneas en la Mina Chipmo ha constituido hasta épocas recientes una de las labores que presentaban mayores dificultades en el arranque con perforación y voladura. La perforación de las chimeneas en Chipmo que se realizaba de manera manual ahora se hace con el sistema Raise Climber a cargo de la contratista Montali y el sistema Raise Boring a cargo de la contratista Master Drilling, para una perforación de chimeneas de manera eficiente y segura en el menor tiempo posible.

Perforación de chimeneas por el sistema Raise Climber

En la Mina Chipmo actualmente no se viene perforando chimeneas por este método, lo único que está realizando la contratista Montali es recuperación de chimeneas ya terminadas por este método, con todo el procedimiento que implica.

Estos equipos están constituidos por una jaula, la plataforma de trabajo, los motores de accionamiento, el carril guía y los elementos auxiliares.

La elevación de la plataforma se realiza a través de un carril guía curvado y anclado al techo de la chimenea inclinada o a la pared de la chimenea vertical.

La fijación del carril a la roca se lleva a cabo con 02 pernos de anclaje cada 2,0 m con una capacidad de carga de 6 toneladas cada uno, tanto las tuberías de agua como de aire comprimido necesarias para la perforación, ventilación y el riego se sitúan en el interior del carril (03 conductos cilíndricos) para su protección, el tercer conducto es para que un cable de cobre conecte la cámara Raise Climber, desde donde se hace el disparo, con el frente cargado de explosivos, es decir se utiliza un detonador eléctrico para iniciar el cordón detonante que está conectado a los iniciadores no eléctricos de cada taladro. Para iniciar el detonador eléctrico se usa una batería de 24 voltios.

Durante el trabajo los perforistas se encuentran sobre una plataforma segura, disponen de una cubierta de protección.

Para su transporte se utiliza la jaula que se encuentra debajo de la plataforma.

El equipo de perforación está compuesto por dos perforistas y un ayudante, en la cámara Raise Climber se ubica el operador de las válvulas de aire comprimido y agua, para la comunicación entre ellos se utilizan radios.

En una guardia se logra un avance de 2,5 m.

Perforación de chimeneas por el sistema Raise Boring

En la Mina Chipmo actualmente se viene perforando chimeneas por este método, a saber RB 916-5 y RB 910-5, por la contratista Master Drilling.

Constituye un procedimiento constructivo para la ejecución mecanizada de pozos o chimeneas entre dos niveles dentro de una mina o en un proyecto de ingeniería civil. Los niveles pueden ser subterráneos o, el superior, estar en la superficie. Consiste básicamente en perforar un barreno piloto y luego ensanchar la perforación hacia arriba mediante una cabeza escariadora. Se trata de un equipo de perforación que se instala por encima del terreno. Se taladra una perforación piloto, con un ángulo que puede ser de hasta 45°. Se perfora hasta llegar al túnel o caverna ya existente. Posteriormente se retira la broca piloto y se fija un escariador a la sarta de perforación, que amplía la perforación hacia arriba.

Entre las ventajas de este sistema se encuentra la alta seguridad y buenas condiciones de trabajo, la productividad más elevada que con explosivos, el perfil liso de las paredes, la sobreexcavación inexistente y la posibilidad de realizar excavaciones inclinadas. En cuanto a los inconvenientes: la inversión elevada, el coste de excavación unitario elevado, la poca flexibilidad en dimensiones y cambios de dirección, las dificultades en rocas en malas condiciones y la necesidad de personal especializado.

3.4.1.2 Accesorios de perforación

La perforación en la Mina Chipmo es de la siguiente manera:

Equipos de perforación

Perforación manual

Como la propia expresión lo indica, la perforación es ejecutada con perforadoras livianas, operadas a mano por un maestro perforista, las perforadoras con que cuenta la mina son:

- **Perforadoras Jack Leg**

Se utiliza para perforaciones horizontales tales como galerías, cruceros, bypass y en los tajeos, se caracteriza por ser de alto rendimiento y eficiencia, pueden perforar teóricamente un pie por minuto hasta profundidades de tres, cinco y ocho pies con diámetros de barreno de 3/4 y 3/2 pulgadas; también se caracteriza por tener una pata neumática que facilita la perforación en diferentes direcciones, el consumo de aire puede llegar de 80 a 100 pies³/min, trabaja con una presión manométrica de 60, 70, 80 y 90 lb/pulg² y el límite económico de estas máquinas puede llegar hasta 11 000 pies por perforación, ver Figura 3.06).



Fuente: Departamento de Operaciones

Figura 3.06 Equipo de perforación Jack Leg

Perforación mecanizada

En la perforación mecanizada un operador muchas veces controla una o dos perforadoras montadas sobre avances y brazos hidráulicos denominados jumbos.

- Jumbos

Los jumbos son unidades de perforación equipadas con una o varias perforadoras cuya principal aplicación es la perforación de frentes de gran sección como rampas, galerías principales, etc. Estos jumbos pueden movilizarse, y autopropulsarse sobre neumáticos, poseen gran movilidad hasta 15 Km/h, también considerada por su resistencia a las aguas corrosivas o ácidas y por los menores desgastes sobre pisos irregulares. Ver Foto 3.01.

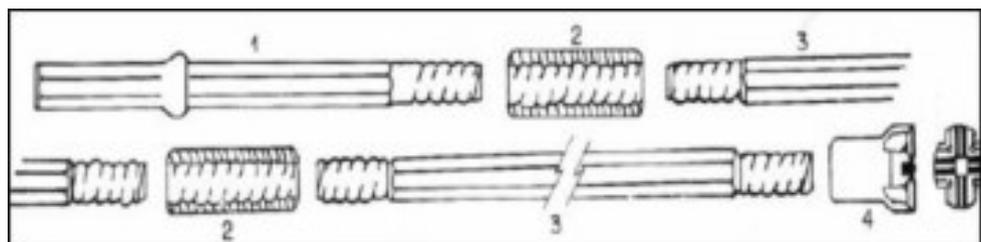


Fuente: Propia

Foto 3.01 Equipo de perforación Jumbo

Sarta de perforación

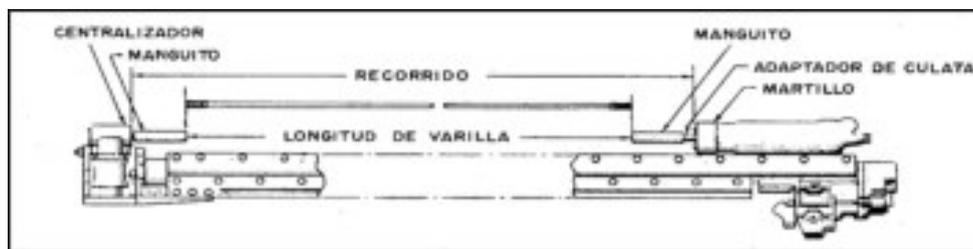
Los equipos de perforación Jack Leg presentan la siguiente sarta de perforación; siendo el número 1 adaptador de culata, número 2 coupling o manguito, número 3 varilla de extensión y número 4 broca. Ver Figura 3.07.



Fuente: Departamento de Operaciones

Figura 3.07 Sarta de perforación Jack Leg

Los equipos de perforación Jumbo presentan la siguiente sarta de perforación (Figura 3.08):



Fuente: Departamento de Operaciones

Figura 3.08 Deslizadera y columna de perforación Jumbo

3.4.2 Voladura

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

El primero se refiere al tamaño de los fragmentos producidos, a su distribución y porcentajes por tamaños, mientras que el segundo se refiere al movimiento de la masa de roca triturada. Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado y está en relación directa con el uso al que se destinará este material, lo que calificará a la "mejor" fragmentación.

Existe una serie de factores o variables que intervienen directa o indirectamente en la voladura, que son mutuamente dependientes o que están relacionados uno u otro; unos son controlables y otros no. Son controlables, por ejemplo, las variables de diseño, de perforación o del explosivo a emplear, mientras que no se puede modificar la geología o las características de la roca.

3.4.2.1 Explosivos

Son compuestos o mezclas que por medio de reacciones químicas de óxido reducción son capaces de transformarse en un tiempo muy breve, del orden de una fracción de microsegundo, en productos gaseosos cuyo volumen inicial se convierte en una masa gaseosa que llega a alcanzar muy altas temperaturas, en consecuencia muy elevadas presiones.

Los explosivos utilizados en la Mina Chipmo para voladura de frentes son: Emulnor 5000 de 1 ¼ x12, Emulnor 3000 de 1 ¼ x12 y Semexsa 65 de 1 x 7.

Estas emulsiones encartuchadas están presentadas en láminas plásticas, con valores de energía variables y empleo más versátil para ser usadas en voladura de rocas ya sean blandas, intermedias o duras.

Características:

Versatilidad al tener una alta variedad de potencias para cada calidad de roca. Además, puede ser usado en taladros/barrenos de gran profundidad con un amplio rango de temperaturas.

Excelente resistencia al agua, apropiada para ser utilizada en taladros húmedos o inundados.

Excelente calidad de gases residuales que permiten que el personal regrese a la labor en menos tiempo.

Mejor confinamiento en taladros/barrenos debido al sistema de fácil apertura de los cartuchos.

Elimina los riesgos de salud ocupacional y seguridad en el trabajo que conlleva la manipulación y almacenamiento de nitroglicerina.

Tabla 3.01 Especificaciones técnicas

Especificaciones técnicas	Unidades	Emulnor 3000	Emulnor 5000
Densidad	g/cm ³	1.14 ± 0.1	1.16 ± 0.1
Velocidad de detonación *	m/s	5700 ± 300	5500 ± 300
Velocidad de detonación **	m/s	4400 ± 300	4200 ± 300
Presión de detonación	kbar	93	88
Energía	Kcal/kg	920	1010
Volumen normal de gases	l/kg	880	870
Potencia relativa en peso ***	%	102	112
Potencia relativa en volumen ***	%	142	Excelente
Sensibilidad al fulminante		N 8	159
Resistencia al agua		Excelente	Excelente
Categoría de humos		Primera	Primera
*Velocidad de detonación en tubo de 1 1/2" de diámetro			
** Velocidad de detonación como cartucho de 1 " de diámetro			
*** Potencias relativas referidas al ANFO con potencia convencional de 100			

Fuente: Departamento de Operaciones

3.4.2.2 Accesorios de voladura

Paralelamente a la evolución de los explosivos, los accesorios de iniciación han sufrido un gran desarrollo tecnológico incrementando altamente su rendimiento y eficiencia a la hora de su utilización, con el que se ha logrado los siguientes objetivos:

Se tiene un mejor control de la iniciación para mejorar la fragmentación.

Reducción de la vibración.

Mayor seguridad del personal al momento de transportar y manipular los accesorios, es decir ya viene preparado como el caso del CARMEX, reduciendo la necesidad de encapsular el fulminante a una mecha de seguridad de forma manual, pero siempre manteniendo vigente las reglas de seguridad de la empresa en cuanto al transporte y manipulación de explosivos y sus accesorios.

La necesidad de una buena elección de los accesorios de voladura radica en que tiene una importante incidencia en la reducción de costos en comparación a una voladura convencional, los accesorios adecuados y bien utilizados reducen la posibilidad de una mala voladura (Tiros cortados, tiros soplados, anillados, etc.).

Detonador no eléctrico: (Nro 12) En esta unidad se utiliza Exsanel como detonador no eléctrico. Contiene en su interior una carga explosiva primaria y otra secundaria, además posee un retardo que permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo. Hay dos series: una de periodo corto (MS) con intervalos de retardo de 25 ms a 50 ms y otra de periodo largo (LP) con intervalos de retardo de 100 ms a 1000 ms. Los retardos son importantes porque controlan la secuencia de salida, la que va incidir en la fragmentación y vibración del macizo rocoso, ver Foto 3.02.



Fuente: Propia

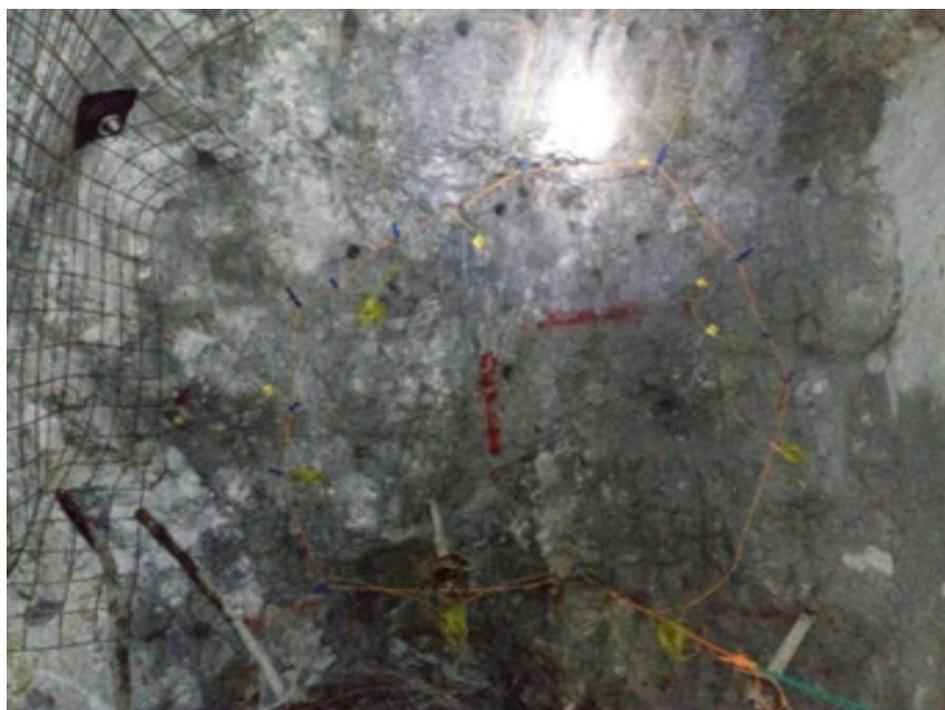
Foto 3.02 Exsanel periodo largo (etiqueta color azul) y periodo corto (etiqueta color rojo)

Cordón detonante: Se utiliza Pentacord, de la empresa Famesa. Es un accesorio para voladuras, con alta velocidad de detonación (7 000 m/s), constituido por un núcleo de pentrita (PENT) de 3 gr/m (caso Orcopampa) el cual está recubierto con fibras sintéticas y forrado con material plástico color naranja, trabaja adecuadamente para voladuras primarias conjugando su uso con

accesorios complementarios. Su función es iniciar todos los tubos de choque al mismo tiempo. Su presentación es 2 rollos en carretes de 750 m con un peso de 16,5 Kg.

Mecha de seguridad (CARMEX): Es un sistema de iniciación convencional de explosivos, consta de un fulminante común N° 8 un tramo de mecha de color verde con núcleo de pólvora (6gr/m) y un conector para la mecha rápida, la velocidad que posee es de 150 s/m, por seguridad siempre se usan dos carmex en una voladura, su objetivo es permitir la evacuación segura del personal e iniciar al cordón detonante. Su presentación en esta unidad es en longitudes de 7 y 10 pies.

Mecha rápida (Z-18): Es un accesorio de voladura formado por una masa pirotécnica, dos alambres y una cobertura exterior de material plástico. Su objetivo es producir una combustión (llama de fuego) con la suficiente temperatura para iniciar la mecha de seguridad.



Fuente: Propia

Foto 3.03 Frente amarrado, listo para ser iniciado

3.4.3 Voladura controlada

A diferencia de los taladros de voladura normal, los de voladura controlada deben espaciarse de tal modo, que las fracturas creadas se dirijan a los puntos de menor resistencia, es decir de taladro a taladro, alineándose para formar un plano de corte, con lo que se disminuye o elimina la formación de fracturas radiales. A parte de ello, se realiza la buena práctica de espaciar los taladros mediante tubos de PVC partidos por la mitad (medias cañas) y usar cartuchos de explosivo de menor diámetro, lo que hace que la energía se amortigüe por el espacio anular que hay entre el diámetro del cartucho y el del taladro. Ver Foto 3.04.



Fuente: Propia

Foto 3.04 Preparación de medias cañas

Las condiciones necesarias para la voladura controlada en excavaciones subterráneas son:

El diámetro de los taladros de contorno normalmente es igual a los de producción.

La precisión de la perforación es fundamental, debe mantenerse el alineamiento y paralelismo de los taladros de acuerdo al diseño del corte, para mantener un burden constante en toda la longitud del avance, de otro modo no se formará el plano de corte.

Un mal emboquillado o desviaciones resultarán en sobrerotura o salientes de roca, así, desviaciones mayores de 0,10 a 0,15 m al fondo pueden deformar el corte o dar lugar a tacos quedados.

El espaciamiento entre taladros debe ser menor que el de voladura convencional, la relación espacio/burden baja de $E = 1,3 B$ normal a $E = (0,5 \text{ ó } 0,8) B$. En la práctica, para voladura amortiguada, esta distancia se estima entre 15 a 16 veces el diámetro y el burden de 1,2 a 1,5 veces el espaciamiento. Así en la práctica son esenciales espaciamientos entre 0,3 y 0,6 m.

Para la voladura controlada se utilizan explosivos de bajo poder rompedor, en nuestro caso se viene utilizando dinamita Semexsa 65% de 7/8 x 7, así se evita la sobre rotura, y se obtiene un perfil más suavizado, disminuyendo la necesidad de sostenimiento y solo colocando lo necesario. Ver Foto 3.05.



Fuente: Propia

Foto 3.05 Taladros de alivio y taladros a ser cargados en la corona

3.4.4 Ventilación

La ventilación se realiza con una manga de lona de 18, 20 y 24 pulgadas de diámetro, cuya finalidad es disipar el polvo y algunos gases que se encuentren flotando por nuestra labor. La mina Chipmo cuenta con un sistema de ventilación general que consta de chimeneas, rampas principales de entrada de aire fresco y de salida de aire viciado; con ventiladores que se encuentran en superficie. Ver Foto 3.06.



Fuente: Propia

Foto 3.06 Ventilador en superficie

3.4.5 Desatado

El desatado es un procedimiento importante para la seguridad en la operación minera. Este consiste en la eliminación de roca suelta por intermedio de barretillas. La presencia de rocas sueltas en una labor minera significa un peligro y puede convertirse posteriormente en un riesgo que podría afectar al personal que la labora en la unidad operativa.

Cada labor y en cada zona estratégica de interior mina como son los niveles, galerías, cruceros, bypass, etc. deberá de haber un porta-barretillas con 4 pares de barretillas; el par consiste en una

barretilla de tipo uña y una barretilla de punta. Estos juegos de barretillas deben de estar conforme a la dimensión de cada labor donde se encuentren.

Por ejemplo en un tajeo de 3,0 metros de alto el juego de barretillas será de:

- 1 par de barretillas de 4 pies
- 1 par de barretillas de 6 pies
- 1 par de barretillas de 8 pies
- 1 par de barretillas de 10 pies

Mientras que en una rampa de 4,0 m de alto, el juego de barretillas será:

- 1 par de barretillas de 6 pies
- 1 par de barretillas de 8 pies
- 1 par de barretillas de 10 pies
- 1 par de barretillas de 12 pies

Si la labor tiene una altura mayor a los 4 m, se usará un scailer (desatador mecánico) para desatar de manera segura el macizo rocoso remanente.

3.4.6 Acarreo y limpieza

El carguío en Chipmo es de dos maneras, tanto convencional utilizando palas neumáticas de volteo (Nivel 3440,3540) como mecanizado utilizando scoops de 2.4, 4.2 y 6.0 Yd³ (Nivel 3690, 3340). El carguío convencional, se da en los frentes utilizando pala neumática de volteo, la cual vacía su carga a los carros mineros y es llevado a los bolsillos del pique para su posterior transporte.

El carguío mecanizado, se da en los tajeos de producción y labores de sección 4,5 m x 4,5 m utilizando scoops de diferentes capacidades, que pueden ser eléctricos o diésel. Estos vacían el mineral a las tolvas para su posterior transporte hacia el pique Nazareno. La capacidad de los skips es de 6 toneladas y tienen una velocidad promedio de 5 a 6 m/seg. Se cuenta con dos skips. Un skip es utilizado para mineral y el otro para transportar desmonte, pero cuando las tolvas no están cargadas con estos dos materiales distintos, los skips cargan un mismo material. En el acarreo convencional, se utiliza locomotoras a batería y a trolley, se utilizan carros mineros tipo Granby los cuales van en convoy de 8 a 9 carros, llevan el mineral desde los tajeos hacia los bolsillos del pique Nazareno para su posterior izaje (ver Foto 3.07).



Fuente: Propia

Foto 3.07 Carro minero Granby

3.4.7 Relleno

El material de relleno en la Mina Chipmo está constituido por roca estéril, procedente de las labores de preparación de la mina o material de relleno detrítico aluvial grueso procedente de superficie. La importancia de rellenar los espacios dejados en los tajeos radica en que el relleno brinda una mejor estabilidad del tajeo y así

aumenta su auto sostenimiento haciéndolo más seguro para los trabajadores.

En la Mina Chipmo no se utiliza relleno hidráulico, debido a que la gradiente de la mina es negativa y aumentaría enormemente los costos en la evacuación del agua mediante bombeo hacia la superficie, es por eso de la decisión de utilizar relleno seco.

El relleno utilizado en Chipmo es barato tanto en su obtención como en su abastecimiento, cuando este procede de las labores de desarrollo, pero cuando se abastece de relleno detrítico que es traído de superficie los costos son tomados en cuenta debido a que la distancia de acarreo de material de río es considerable y más aún de los equipos que se encargan de esta operación.

3.5 CICLO DE MINADO BENCH AND FILL

Este método se aplica en cuerpos de geometría vertical o casi vertical de dimensiones suficientes y una competencia de la roca que permitan la explotación del cuerpo por medio de banqueo. La secuencia de extracción es en retroceso y seguida por la implementación de relleno en avance.

El ciclo de minado por este método de explotación difiere en algunos aspectos respecto al método de corte y relleno. Básicamente no se realiza el sostenimiento de la labor disparada, dejando el espacio abierto mientras se va minando; hasta alcanzar el span máximo señalado por el área de planeamiento, debiéndose rellenar el tajeo en este punto para evitar el relajamiento de las cajas y posibles desprendimientos de roca.

Está comprendido por: perforación, voladura, regado con agua sobre la carga de mineral, ventilación, limpieza y acarreo mediante scoops y por último, una vez alcanzado el span, el relleno.

3.5.1 Perforación

La perforación es una de las actividades más importantes en el ciclo de minado ya que le antecede a la voladura.

Su objetivo es hacer hoyos (taladros) en los bancos con la menor desviación posible, para luego alojar los explosivos y sus accesorios iniciadores. Para controlar la desviación en la perforación de taladros largos ciegos, se utiliza un equipo llamado Peewee.

La eficiencia en perforación consiste en lograr máxima penetración al menor costo. En perforación tiene una gran importancia la resistencia al corte o dureza de la roca y la abrasividad, esta última influye en el desgaste de la broca y por ende en el diámetro final de los taladros cuando ésta sufre adelgazamiento.

3.5.1.1 Tipos de perforación

Perforación del slot

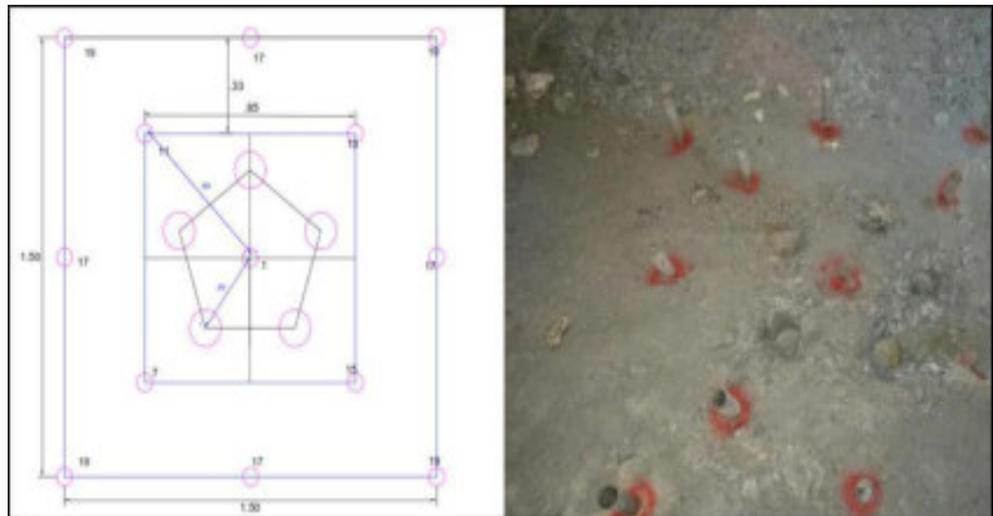
La perforación del slot, que actuará como cara libre, es crítica puesto que al estar perforados los taladros cerca, si éstos están desviados pueden comunicarse, haciendo que el disparo falle.

Las causas de la desviación pueden ser:

- Mal emboquille.
- Presencia de fallas.
- Mala operación.
- Mal posicionamiento del equipo.

Por ello se recomienda que sea el mismo maestro perforista quien perfore todos los taladros del slot, ya que a medida que va perforando sabe cómo se está comportando el macizo rocoso. El

diseño del slot en mina Chipmo consta de 18 taladros perforados, con 5 rimados y 13 cargados; estos 13 taladros constan de: 1 rompeboca, 4 arranques, 4 ayudas y 4 cuadradores para una sección de 1,5 m x 1,5 m. Ver Figura 3.09.



Fuente: Departamento de Operaciones

Figura 3.09 Diseño y perforación de un slot

Perforación de secciones

Es una perforación de taladros en forma vertical, ya sea en positivo o en negativo. La perforación negativa (del subnivel superior al inferior) es más segura, puesto que tanto el operador como el equipo no están expuestos a un posible desprendimiento de roca (ya que el macizo rocoso está siendo alterado por la vibración generada por la perforación). El número de taladros perforados por sección depende del ancho de la veta, manejándose en los primeros diseños mallas cuadradas de 0,7 m x 0,7 m en burden y espaciamiento. Ver Foto 3.08.



Fuente: Propia

Foto 3.08 Perforación en secciones

3.5.1.2 Equipos de perforación

La perforación mecanizada por el método de taladros largos se realiza con equipos distintos a los frontoneros.

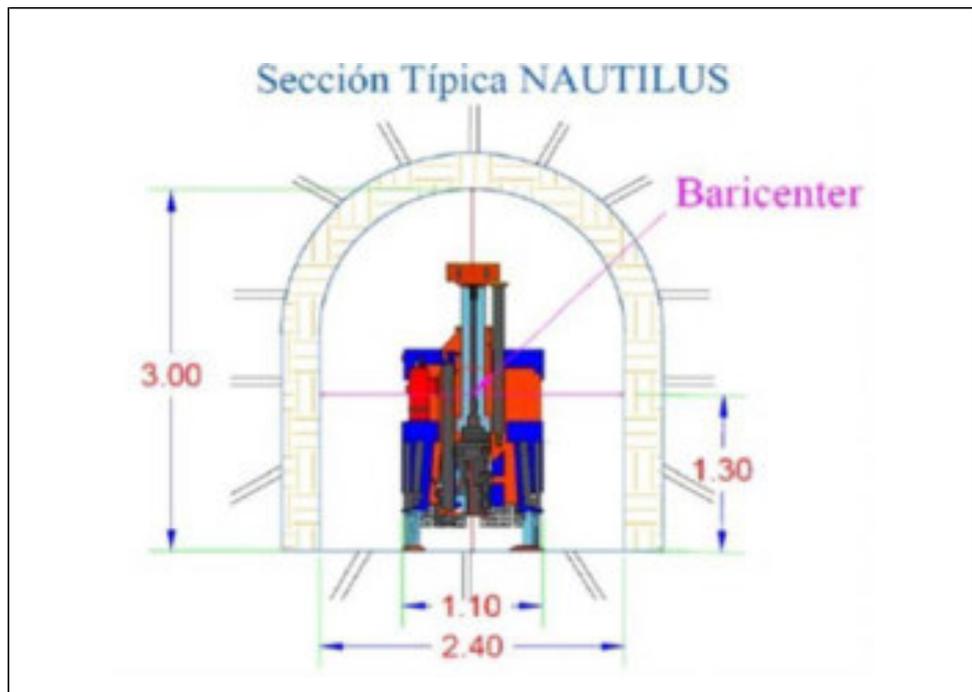
Equipos de perforación

En la perforación mecanizada de taladros largos interviene un operador y su ayudante, quién se encarga de colocar las barras en la sarta de perforación a medida que se va perforando.

En mina Chipmo se cuentan con 2 tipos de equipos de perforación: Simba H157 y el Nautilus PSA (equipo fabricado por la contratista RESEFER).

Nautilus PSA

Para el minado de Bench and Fill (en vetas angostas), cuya principal característica son las dimensiones que se ajustan a secciones menores y hasta 2,4 x 2,4 y 3,5 x 3,5, con una longitud de perforación máxima de 12 m. El nautilus PSA, es un equipo diseñado exclusivamente para labores estrechas. Ver Figura 3.11.



Fuente: Departamento de Operaciones

Figura 3.11 Sección típica Nautilus PSA

3.5.2 Voladura

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, en el cual las presiones generadas por explosivos confinados dentro de taladros perforados en la roca, originan una zona de alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos: fragmentación y desplazamiento.

3.5.2.1 Explosivos

Los explosivos utilizados en la Mina Chipmo para voladura de taladros largos son: Emulex 80% de 1 ½ x 12 y Emulex 65% de 1 ½ x 12.

Estas emulsiones encartuchadas están presentadas en láminas plásticas, con valores de energía variables y empleo más versátil para ser usadas en voladura de rocas ya sean blandas, intermedias o duras.

Características:

Versatilidad al tener una alta variedad de potencias para cada calidad de roca. Además, puede ser usado en taladros/barrenos de gran profundidad con un amplio rango de temperaturas.

Excelente resistencia al agua apropiada para ser utilizada en taladros húmedos o inundados.

Excelente calidad de gases residuales que permiten que el personal regrese a la labor en menos tiempo.

Mejor confinamiento en taladros/barrenos debido al sistema de fácil apertura de los cartuchos.

Elimina los riesgos de salud ocupacional y seguridad en el trabajo que conlleva la manipulación y almacenamiento de nitroglicerina.

Tabla 3.02 Especificaciones técnicas

Especificaciones técnicas	Unidades	Emulex 65	Emulex 80
Densidad	g/cm ³	1.12 ± 5 %	1.14 ± 5 %
Velocidad de detonación *	m/s	5700 ± 300	5600 ± 300
Velocidad de detonación **	m/s	4500 ± 300	4400 ± 300
Presión de detonación **	kbar	87	89
Energía **	KJ/kg	3385	4180
RWS **	%	90	113
RBS **	%	126	157
Resistencia al agua		Excelente	Excelente
Volumen de gases **	L/Kg	1004	940
Categoría de humos		1 era	1 era
* Confinado en tubo de acero de 1 1/2" de diámetro			
** Sin confinar en cartucho de 1 1/4" de diámetro			
** Calculado con programa TERMODET a condiciones ideales de 1 atm			

Fuente: Departamento de Operaciones

3.5.2.2 Accesorios de voladura

Paralelamente a la evolución de los explosivos los accesorios de iniciación han sufrido un gran desarrollo tecnológico incrementando altamente su rendimiento y eficiencia a la hora de su utilización, con el que se ha logrado los siguientes objetivos:

Se tiene un mejor control de la iniciación para mejorar la fragmentación.

Reducción de la vibración.

Mayor seguridad del personal al momento de transportar y manipular los accesorios, es decir ya viene preparado como el caso del Carmex, reduciendo la necesidad de encapsular de forma manual el fulminante a una mecha de seguridad, pero siempre manteniendo vigente las reglas de seguridad de la empresa en cuanto al transporte y manipulación de explosivos y sus accesorios.

Detonador no eléctrico: (Nro 12) En esta unidad se utilizan Exsaneles de 12 m y 6,5 m, por las alturas de banco que se manejan. Contiene en su interior una carga explosiva primaria y otra secundaria además posee un retardo que permite detonarlo a diferentes intervalos de tiempo.

Con respecto al cordón detonante, mecha de seguridad y mecha rápida no hay diferencias con respecto a lo enunciado en la sección del minado por corte y relleno.

3.5.3 Voladura controlada

La voladura controlada en este tipo de minado se suele aplicar como mejora en los tajeos con problemas de estabilidad de las cajas.

Así por ejemplo, se suele presentar problemas de descajamiento de la caja techo, por ello se tienen que aplicar técnicas para reducir la concentración de carga y por ende de energía en estos puntos; por lo que entre otras técnicas se aplica voladura espaciada en cañas, lo que nos deja taladros de la caja piso cargados completamente, mientras que los de la caja techo actúan como un plano de corte que brinde mayor estabilidad al macizo rocoso remanente.

3.5.4 Ventilación

La ventilación se realiza con una manga de lona de 18, 20, 24 pulgadas de diámetro, cuya finalidad es disipar el polvo y algunos gases que se encuentren flotando por nuestra labor.

3.5.5 Acarreo y limpieza

El carguío en este método es mecanizado utilizando scoops de 2.4, 4.2 y 6.0 Yd³, que pueden ser eléctricos o diésel. Estos vacían el mineral a las tolvas para su posterior transporte hacia el pique

Nazareno. Estos scoop al tener que entrar en labores abiertas de hasta 25 metros de longitud, precisan ser operados con telemando para que el operador trabaje desde una ubicación segura. Ver Foto 3.09.



Fuente: Propia

Foto 3.09 Scoop operado con telemando.

3.5.6 Relleno

El material de relleno en la Mina Chipmo está constituido por roca estéril, procedente de las labores de preparación de la mina o material de relleno detrítico aluvial grueso procedente de superficie. Se manejan span de hasta 25 metros calculados por el área de geomecánica, dependiendo del tipo de roca, presencia de fallas, buzamiento de la veta, entre otros factores.

La importancia de rellenar los espacios dejados en los tajeos radica en que el relleno evita el relajamiento de las cajas por estar mucho tiempo sin ningún tipo de sostenimiento, presentándose casos en los que bloques de rocas se desprendieron de las cajas y enterraron a los scoop operados por telemando.

CAPÍTULO IV

DESARROLLO DEL TEMA PROPUESTO

4.1 DISEÑO ORIGINAL

En compañía de minas Buenaventura S.A.A., mina Chipmo, se ha aplicado el método de explotación Sub Level Stopping en su variante Bench and Fill; por lo tanto se analizará los parámetros que intervienen en dicho método.

Establecimiento de línea base.

Los trabajos se realizaron en primer lugar, obteniendo una línea base de los indicadores actuales en perforación y voladura, los cuales se muestran en la tabla 4.01.

Tabla 4.01 Línea base.

Fecha	Zona	Labor	Tipo de roca	RMR	Ancho (m)	Longitud (m)	Alto (m)	Volumen Disparado (m3)	Tonelaje disparado (t)	Consumo de explosivos (kg)	Vibraciones (mm/seg)	Desviación (%)	Fragmentación (pu/g)	Dilución (%)	Factor de potencia (kg/t)	
20/08/2018	Nazareno	TJ 874-3E	III B	53	2.2	3.0	10.0	66.0	178.2	154.00	72.34		8.2	18	0.86	
25/08/2018	Nazareno	TJ 874-3W	III B	53	2.4	3.1	9.8	72.9	196.9	152.00			6.5	18	0.77	
28/08/2018	Nazareno	TJ 874-3E	III B	53	2.3	3.0	10.0	69.0	186.3	154.00	68.45		7.5	17	0.83	
14/09/2018	Nazareno	TJ 874-3E	III B	53	2.1	3.2	10.1	67.9	183.3	154.00	65.43	2.60	8.3	18	0.84	
19/09/2018	Nazareno	TJ 874-3W	III B	53	2.0	3.2	9.9	63.4	171.1	155.50			6.7	18	0.91	
21/09/2018	Nazareno	TJ 874-3E	III B	53	2.1	3.1	10.0	65.1	175.8	154.40			7.9	17	0.88	
27/09/2018	Nazareno	TJ 874-4E	III B	53	2.3	3.0	9.9	68.3	184.4	153.56			8.1	18	0.83	
21/10/2018	Nazareno	TJ 874-4W	III B	53	2.1	2.9	10.3	62.7	169.4	153.56			7.1	17	0.91	
24/10/2018	Nazareno	TJ 874-5E	III B	53	2.3	3.0	10.0	67.5	182.3	153.56		2.72	7.4	17	0.84	
01/11/2018	Nazareno	TJ 874-5E	III B	53	2.3	3.0	10.0	69.0	186.3	153.56	66.1		7.1	17	0.82	
05/11/2018	Nazareno	TJ 874-5E	III B	53	2.4	3.0	10.0	72.0	194.4	153.56	52.5		7.2	17	0.79	
12/11/2018	Nazareno	TJ 874-5E	III B	53	2.2	3.1	10.0	68.2	184.1	153.56	44.5		7.3	17	0.83	
									Promedio	182.7	153.77	61.55	2.66	7.4	17	0.84

Fuente: Elaboración propia

En esta sección Diseño Original se desarrolla la forma en que se vienen realizando las operaciones de perforación y voladura.

En base a los análisis de simulación de voladura, vibraciones, fragmentación y dilución, se planteó modificar la malla de perforación, modificación que se detalla en la sección del Diseño Nuevo.

4.1.1 Perforación y voladura.

Para realizar estas operaciones binomiales, primeramente se preparan las áreas a explotar. Se prepara dos subniveles, uno superior y otro inferior; abarcando bancos variables que van desde los 5 m hasta los 13 m. Para la perforación se tiene 2 equipos, a saber: Nautilus PSA y Simba H157 de la contratista RESEFER.

Desde el nivel superior es donde mayormente se inicia la perforación de taladros largos, en sentido negativo, hasta el subnivel inferior. También se aplica perforación en sentido positivo, esto es desde el nivel inferior hasta el nivel superior; aunque ésta presenta mayor riesgo y exposición a peligros, tanto al personal como al equipo.

Por el nivel superior es por donde generalmente se realiza el carguío de explosivos, por éste también se rellena el tajeo en explotación.

En el nivel inferior es por donde se recupera el mineral y ocasionalmente el carguío de taladros se realiza por este nivel.

4.1.1.1 Parámetros básicos de perforación

Aquí intervienen parámetros tales como el burden, espaciamento, número de taladros, longitud de perforación, desviación en la perforación, entre otros.

a. Malla de perforación

Los parámetros críticos a tener en cuenta aquí son burden y espaciamento. Los valores que se vienen aplicando en un bloque se muestran en la Tabla 4.02 que a continuación se presenta.

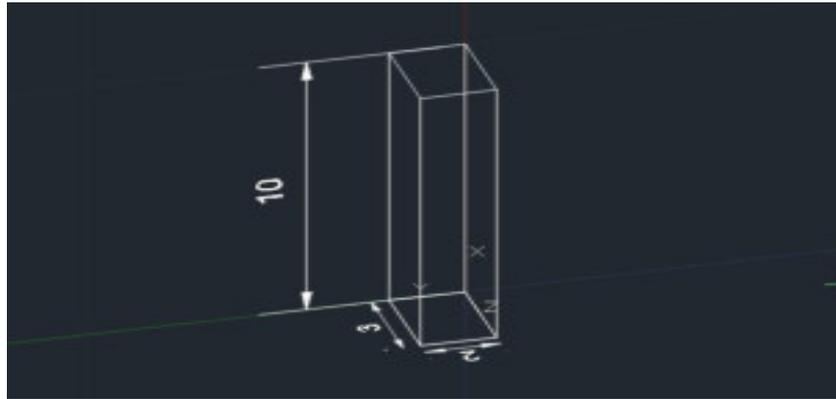
Tabla 4.02 Parámetros de perforación

LABOR	ZONA	PARÁMETROS	VALOR	UNIDADES
Tajeo 874-5E	Nazareno	Burden	0.75	m
		Espaciamento	0.75	m
		Altura de banco	10.0	m
		Ancho de minado	2.0	m
		Largo de minado	3.0	m
		Díametro de broca	63.5	mm
		Metros perforados	120.0	m
		Volumen a romper	60	m ³

Fuente: Elaboración propia

Como se aprecia en la tabla presentada se está trabajando con una malla de perforación cuadrada de 0,75 m x 0,75 m en burden y espaciamento.

La longitud del polígono a perforar es de 3 m, con una altura de banco de 10,0 m y ancho de minado de 2,0 m. Ver Figura 4.01.

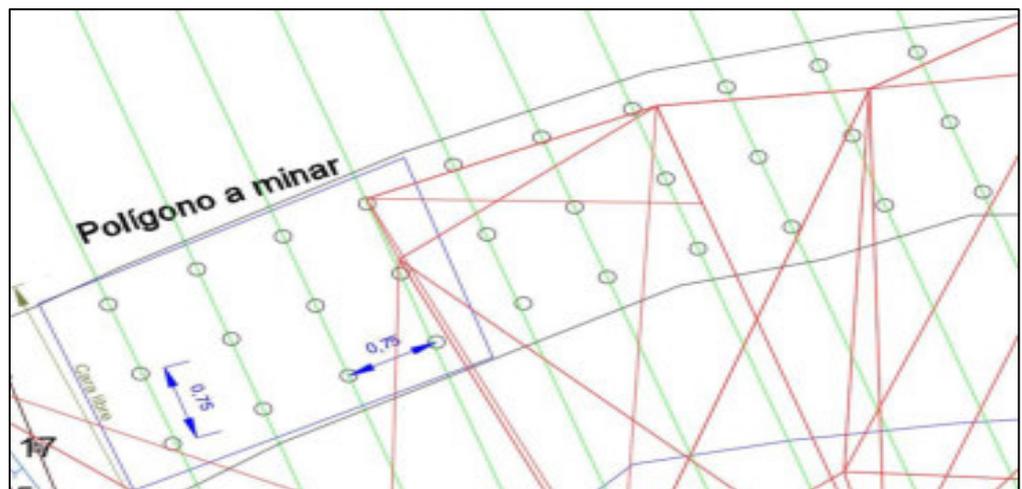


Fuente: Elaboración propia

Figura 4.01 Polígono a disparar (2,0 m x 3,0 m x 10,0 m).

b. Número de taladros

De acuerdo a las dimensiones del polígono, se perforarán en éste 12 taladros, que constituyen las secciones 1, 2, 3 y 4. Ver Figura 4.02.



Fuente: CIA

Figura 4.02 Diseño de malla de perforación en Autocad.

4.1.1.2 Parámetros de voladura

Se cargaron los 12 taladros perforados, cubriendo el polígono ya mencionado, obteniendo un factor de potencia que alcanza el valor de 0,84 kg/t. Ver Tabla 4.03.

Tabla 4.03 Parámetros de voladura

LABOR	ZONA	PARÁMETROS	VALOR	UNIDADES
Tajeo 874-5E	Nazareno	Volumen roto por disparo	67.5	m ³
		Toneladas rotas por taladro	15.19	t
		Tonelaje obtenido	182.25	t/disparo
		Taco superior	0.50	m
		Taco inferior	0.40	m
		Longitud de carga	9.1	m
		Cartuchos por taladro	32.8	unid
		Total cartuchos	393	unid
		Total kilogramos	153.56	kilogramos
		Factor de potencia	0.84	kg/t

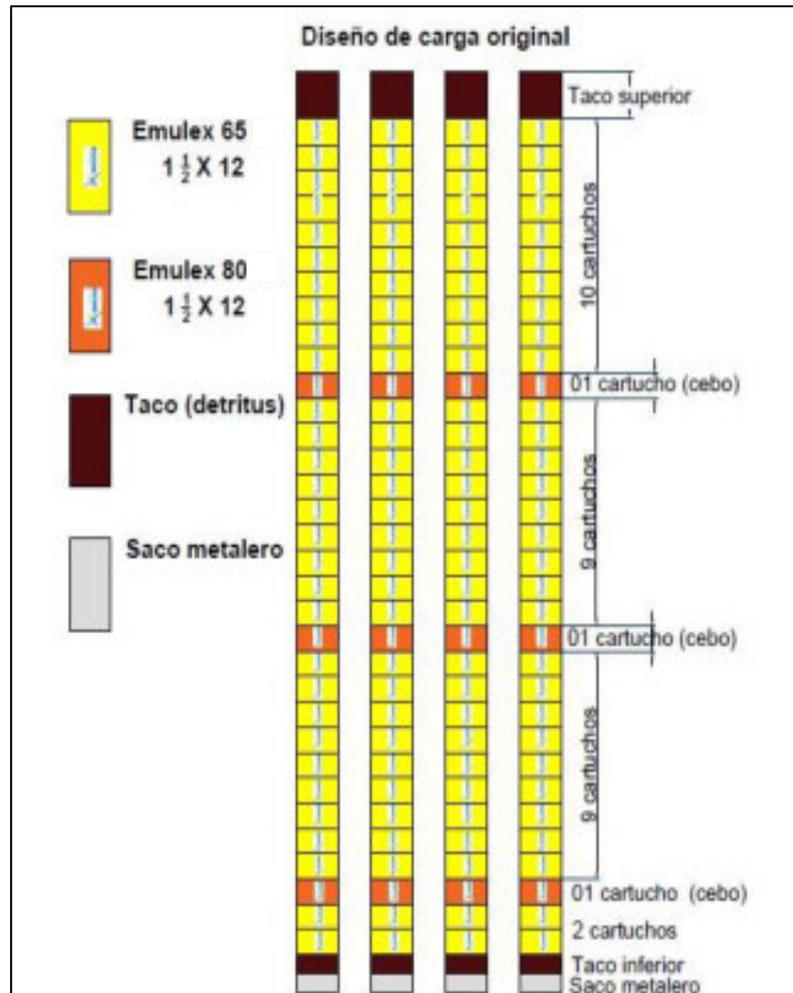
Fuente: Elaboración propia

a. Explosivos

El explosivo usado fue emulsión Emulex 80 de 1 ½ x 12 y Emulex 65 1 ½ x 12.

- Diseño de carga

El diseño de carguío de los taladros se muestra en la Figura 4.03.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.03 Diseño de carguío

b. Accesorios de voladura

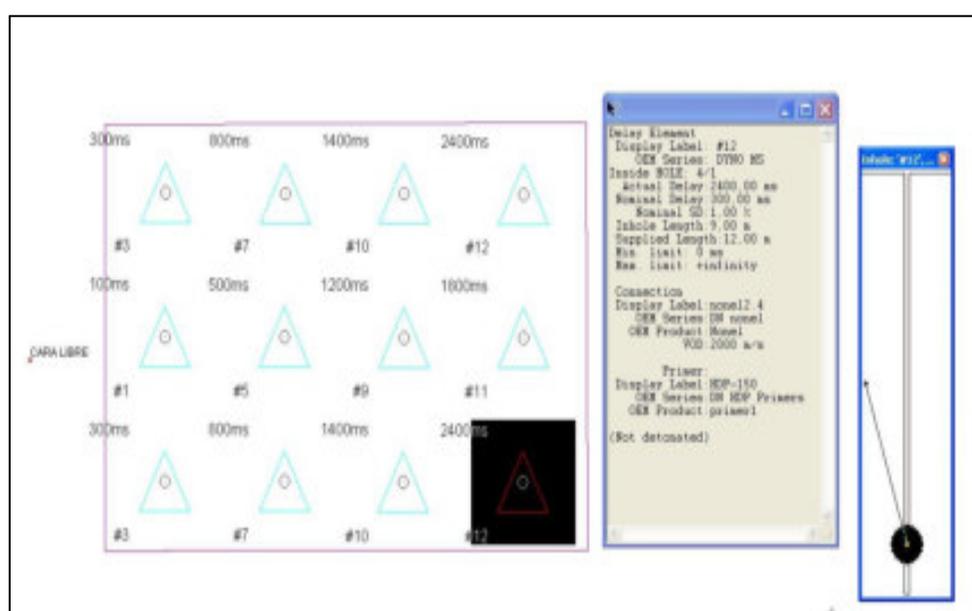
Se utilizó detonadores no eléctricos de periodo largo, estos fueron Exsanel de 6,5 m y 12 m para el cebado de la columna explosiva; cordón detonante para iniciar al Exsanel, detonador ensamblado (Carmex) para iniciar al cordón detonante y mecha rápida para iniciar al Carmex. Ver Tabla 4.04.

Tabla 4.04 Cantidad de accesorios de voladura

LABOR	ZONA	ACCESORIOS	CANTIDAD	UNIDADES
Tajeo 874-5E	Nazareno	Exsanel por taladro	3	unid
		Total exsaneles	36	unid
		Carmex	2	unid
		Mecha rápida	1	m
		Cordón detonante	10	m

Fuente: Elaboración propia

En la Figura 4.04 se observa la secuencia de salida según la distribución de los retardos en los taladros.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.04 Secuencia de salida de los taladros

4.1.2 Costos de perforación y voladura

4.1.2.1 Costos de perforación

a. Costos de aceros

Se muestra el costo de los aceros en 120 metros perforados. Ver Tabla 4.05.

Tabla 4.05 Costos de perforación

Item	Precio por unidad		Vida útil m	PU		Cantidad Unid	Long. Perf m	Costo parcial		
	S/.	US \$		S./m	US \$/m			S/.	US \$	
Barra de 3 pies	642.20	190.00	2,500.00	0.26	0.08	11	120	339.08	100.32	
Broca 63.5 mm	366.73	108.50	350.00	1.05	0.31	1	120	125.74	37.20	
Shank adapter	648.96	192.00	1,200.00	0.54	0.16	1	120	64.90	19.20	
Clinómetro	1,014.00	300.00	10,000.00	0.10	0.03	1	120	12.17	3.60	
Afilador de broca	4,056.00	1,200.00	20,000.00	0.20	0.06	1	120	24.34	7.20	
Copa de afilado	-	-	-	0.14	0.04	1	120	16.22	4.80	
<i>*tipo de cambio al 30 de noviembre del 2018 (SBS): 1 dólar = 3.38 nuevos soles</i>								Total	582.44	172.32

Fuente: Elaboración propia

b. Costos de equipo

En la tabla 4.06 se muestra el rendimiento por hora, en la tabla 4.07 el costo por hora y en la tabla 4.07, el costo de utilización del equipo de perforación por 6 horas (120 metros perforados).

Tabla 4.06 Rendimiento del equipo de perforación.

RESEFER EIRL					
Rendimiento	100.00	mt/guardia		Dias trabajados	25.00
Produccion Mes	5000.00		20 MT/Hora	Horas por día	10.50
Longitud de Perforación	10.00	mt		Equipos de Perforacion	
Longitud de barra	0.90	mt		Nautilus PSA	

Fuente: RESEFER E.I.R.L.

Tabla 4.07 Costo de utilización de equipo de perforación.

Jumbo Long Hole Nautilus			COSTOS	
		US \$		US \$/hora
Precio compra (FOB Lima)		300,000	COSTO DE PROPIEDAD	
Precio jgo llantas		4,400	Costo por depreciación	19.27
Valor a depreciar en cuatro años		295,600	Costo por intereses	7.50
Precio stock (V)		300,000	Costo por seguro	1.65
Valor de rescate (Vr)	20.0%	60,000	costo propiedad US\$/hor	28.41
Vida económica en horas (n)	3,000	12,000		
Vida económica en años (N)		4.00	COSTO DE OPERACIÓN	US \$/hora
Vida llantas (horas)		1,500	Combustible	-
	Consumo	Precio	Lubricantes (aceite grasa)	11.83
	gal/hora	US \$/gal	Costo filtros	3.55
Petróleo diesel	2.00	2.97	Costo llantas	2.93
Aceite perforación	0.25	5.50	Reparación llanta (15% costo llanta)	0.44
			Cable eléctrico	0.83
Aceite hidráulico	0.15	8.33		
Grasas lbs/hora	0.30	2.00	Costo reparaciones	12.50
			Costo de operación US\$/hor	32.08
Filtro (0,4 * costo aceite + grasa)		30.00%		
Reparaciones		50.00%	COSTO TOTAL US\$/HORA	60.49
Cable eléctrico	25.00	100.00		
Factor de inversión $K = (n+1)/2n$		0.63		
Intereses %		12.0%		
Seguros %		2.5%	S/hor sin GG y UU	60.49

Fuente: Mina Chipmo

Tabla 4.08 Costos de equipo.

Descripción	Unidad	Incidencia	Costo Unitario US\$/hora	Costo Unitario S./ Hora	Costo Parcial US\$	Costo Parcial S./
Equipos						
Jumbo Long Hole Nautilus DSB	Hora	6.00	60.49	204.47	362.96	1,226.81

Fuente: Elaboración propia

c. Costos de mano de obra

En la tabla 4.09 se muestra el costo de mano de obra en 120 metros perforados.

Tabla 4.09 Costos de mano de obra

Descripción	Unidad	Cantidad	Incidencia	Costo Unitario US\$/m	Costo Unitario S./ /m	Costo Parcial US\$	Costo Parcial S./	US\$ Perf. 120 m	S./ Perf. 120 m
Mano de Obra									
Operador Jumbo Nautilus PSA	Gdia	1.5	1	0.62	2.10	0.93	3.15	111.67	377.43
Ayudante de jumbo	Gdia	1.5	1	0.43	1.47	0.65	2.20	78.17	264.20
Mecánico	Gdia	1.5	0.5	0.55	1.86	0.41	1.40	49.56	167.52
Supervisor Operaciones	Gdia	1	0.5	0.74	2.51	0.37	1.26	44.57	150.66
<i>*tipo de cambio al 30 de noviembre del 2018 (SBS): 1 dólar = 3.38 nuevos soles</i>							TOTAL	283.97	959.82

Fuente: Elaboración propia

4.1.2.2 Costos de voladura

En este ítem se consideran los explosivos y accesorios de voladura necesarios para efectuar la detonación en el taladro y poder fragmentar la roca adecuadamente; por ejemplo mecha rápida (Z18), detonador ensamblado (Carmex), cordón detonante (Pentacord 3P) , detonador no eléctrico (Exsanel) y emulsiones (Emulex 80 1 ½ x 12 y Emulex 65 1 ½ x 12). En la Tabla 4.10 se muestra los costos de lo expuesto.

Tabla 4.10 Costos de voladura

Item	Unidades	Precio por caja		Precio Unitario		Explosivo utilizado en el disparo del TJ 874-5E		
		S/.	US \$	S/. x und.	US\$ x unid.	Unid	US \$	S/.
Mecha rápida Z-18 x 1500 metros	1,500	1,734.95	513.30	1.16	0.34	1 m	0.34	1.16
Carmex 2.7 m 250 piezas/caja	250	510.68	151.09	2.04	0.60	2 piezas	1.21	4.09
Exsanel PL 4.2 m 150 piezas/caja	150	420.98	124.55	2.81	0.83	0 piezas	-	-
Exsanel PL 6.5 m 100 piezas/caja	100	436.02	129.00	4.36	1.29	0 piezas	-	-
Exsanel PL 12 m 80 piezas/caja	80	459.68	136.00	5.75	1.70	36 piezas	61.20	206.86
Pentacord 3P x1,500 m /caja	1,500	862.07	255.05	0.57	0.17	10 m	1.70	5.75
Emulex 65 x 1 1/2 x 12 x 64 cart./caja	64	137.74	40.75	2.15	0.64	357 cartuchos	227.31	768.30
Emulex 80 x 1 1/2 x 12 x 62 cart./caja	62	140.78	41.65	2.27	0.67	36 cartuchos	24.18	81.74
<i>*tipo de cambio al 30 de noviembre del 2018 (SBS): 1 dólar = 3.38 nuevos soles</i>							315.94	1,067.89

Fuente: Elaboración propia

4.1.3 Análisis del comportamiento del macizo rocoso

4.1.3.1 Análisis de distribución de energía

a. Objetivos

Realizar mejoras constantes en los KPI's.

Evaluar las condiciones de perforación y voladura.

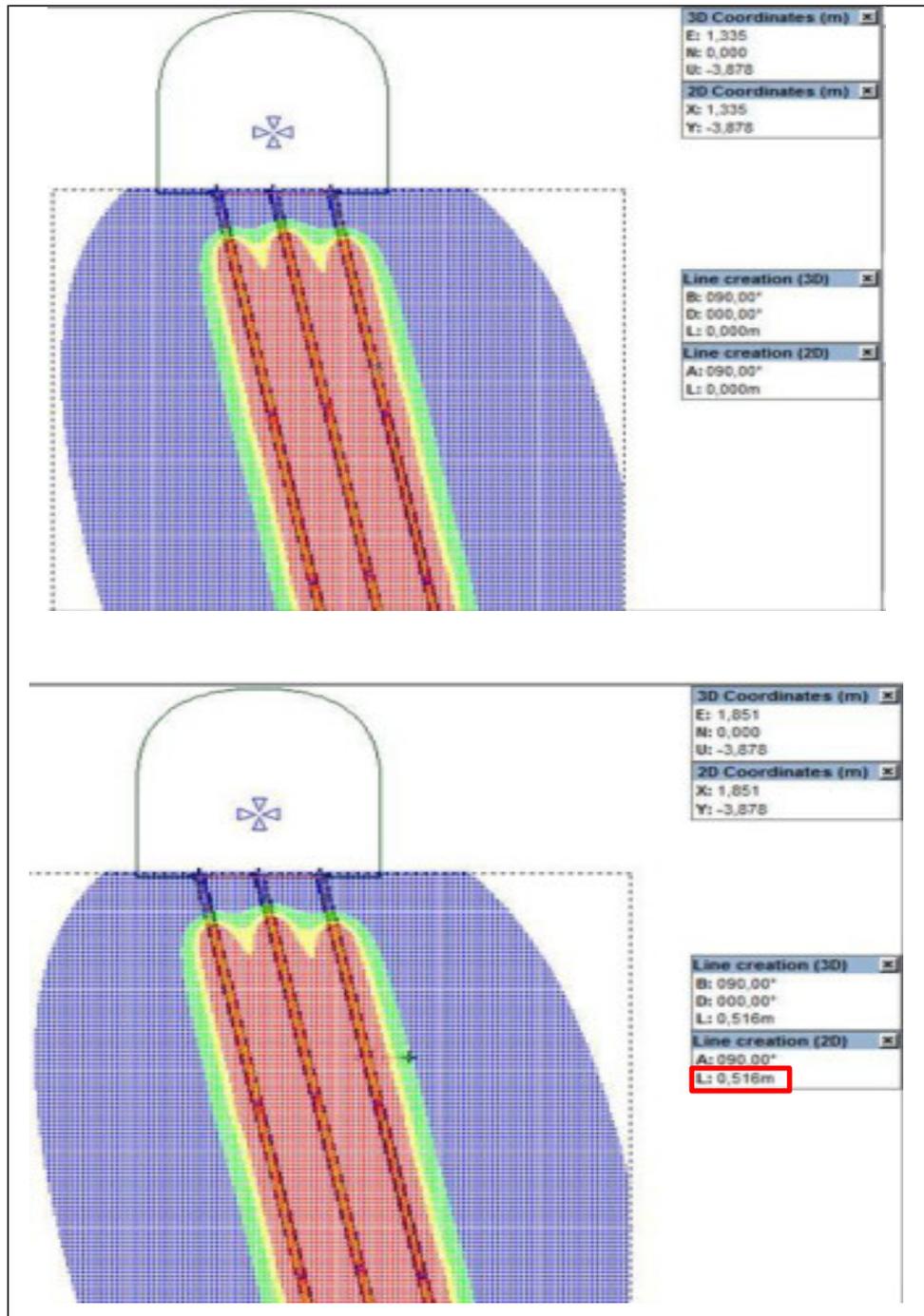
Analizar la distribución de energía.

b. Trabajos desarrollados

Se llevó a cabo un análisis a través de la herramienta de simulación de voladura JK Simblast módulo 2dRing; el cual entregó los siguientes resultados:

Simulación del disparo

Para este caso del tajeo 874-5E en roca media, con sección 3,0 x 3,0; se usará Emulsión 80 de 1 ½ x 12 y Emulsión 65 de 1 ½ x 12. El diseño está realizado en función a la Figura 4.03 diseño de carguío. Se obtendrán los resultados según el desempeño del explosivo.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.05 Simulación de la voladura Tj 874-5E Jk Simblast-2DRing.

Luego de efectuada la simulación del tajeo 874-5E, en base a la línea de medición de la imagen, se puede observar que el radio de influencia de los halos de energía alcanza los 0,516 m.

4.1.3.2 Análisis de desviación de taladros

a. Objetivos

Obtener el porcentaje de desviación diseño vs ejecutado.

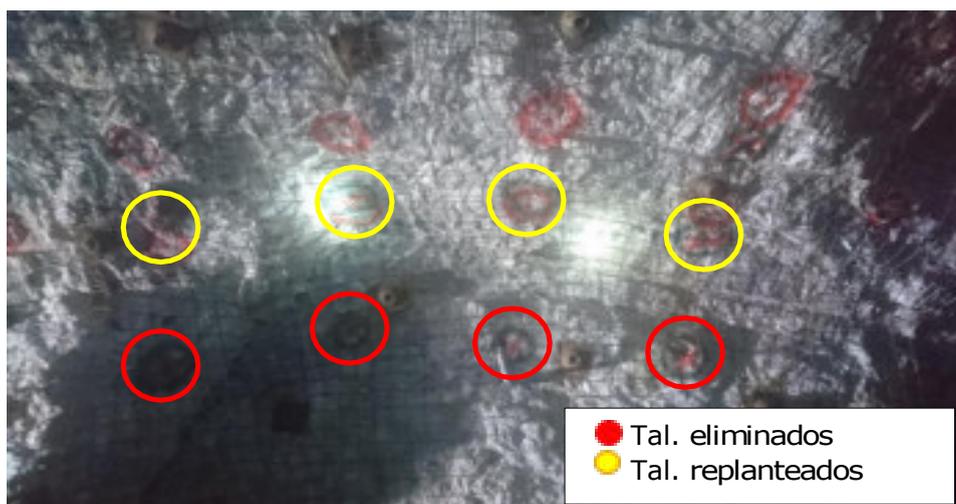
Obtener el porcentaje de desviación de perforación por equipo.

Evaluar las condiciones de perforación.

b. Trabajos desarrollados

Observaciones de campo

Se realizó un seguimiento a la perforación actual, donde se observó lo siguiente (Ver Foto 4.01):



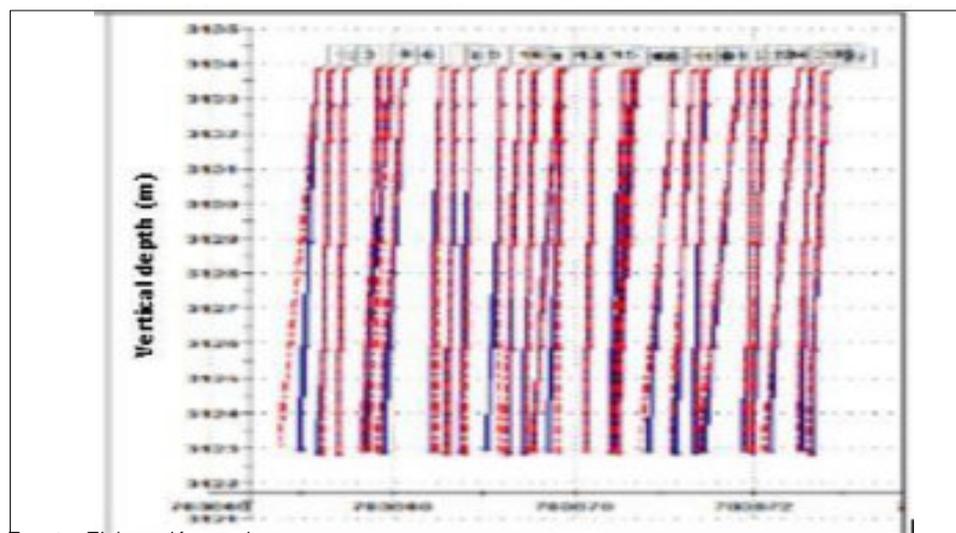
Fuente: Propia

Foto 4.01 Replanteamiento de puntos de perforación

Se puede visualizar los puntos replanteados por topografía, dado que la sección de la labor no permite el posicionamiento de la viga adecuadamente. Para evitar este tipo de errores en los puntos de perforación, el diseño de malla debe realizarse con la altura real de la sección y la altura de la viga, en caso la sección no permita el posicionamiento correcto debemos de modificar el diseño (taladros en abanico).

Equipamiento - equipo Peewee

Para el levantamiento de los taladros acumulados del Tj 874-5E, perforados por el equipo Nautilus PSA de la E.E. RESEFER, se utilizó el equipo Peewee, y el procesamiento de la data de campo se realizó con el software Devisoft 6, el cual permite obtener la desviación del taladro perforado, y realizar el comparativo del taladro ejecutado vs planeado. Ver Gráfico 4.01, 4.02 y Foto 4.02.



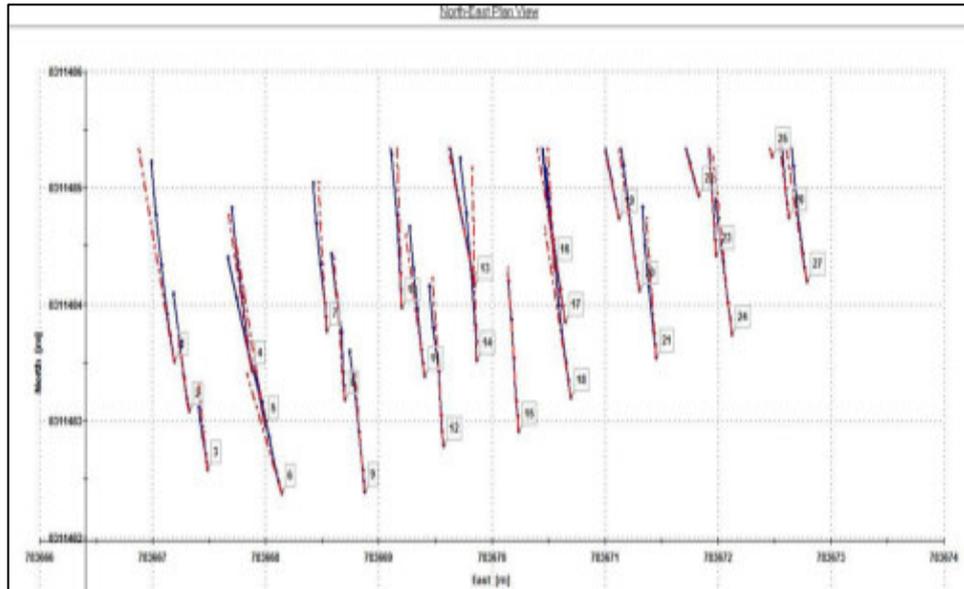
Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.01 Vista de sección



Fuente: Propia

Foto 4.02 Equipo Peewee



Fuente: Elaboración propia, Software Devisoft 6

Gráfico 4.02 Vista de planta

Este es el reporte que da el software Devisoft 6; la línea punteada de color rojo, es la proyección que genera el equipo Peewee con las 2 mediciones iniciales, la cual indica la dirección que debe de tener el taladro óptimo. La línea de color azul es el taladro perforado y se puede visualizar que no coincide con la línea proyección, esto es por la desviación de cada taladro. Este reporte se presenta en vista de planta y vista en sección.

c. Evaluación de la desviación equipo Peewee por perforación

Para el análisis de la desviación por perforación, se refiere a la desviación que se genera por el equipo (parte mecánica de la viga de perforación), esta desviación se tiene que comparar con la que brinda el fabricante del equipo, de acuerdo a la marca puede ir desde 1% hasta 3%. Para ello se realizó el levantamiento de 21 taladros con el equipo Peewee desde la fila N°1 hasta la fila N° 7. El reporte que presenta el equipo Peewee se detalla en la Tabla 4.11:

Tabla 4.11 Desviación en la perforación.

DESVIACIÓN DE PERFORACIÓN TAJEO 874-5E					
FILA	Nº TAL	LONGITUD (m)	DESV. OBTENIDA (m)	% DESV. OBTENIDA	SEMÁFORO
1	1-1	10.00	0.18	1.80%	
	1-2	10.00	0.27	2.73%	
	1-3	10.00	0.17	1.65%	
2	2-1	10.00	0.05	0.50%	
	2-2	10.00	0.16	1.60%	
	2-3	10.00	0.07	0.73%	
3	3-1	10.00	0.05	0.45%	
	3-2	10.00	0.03	0.27%	
	3-3	10.00	0.19	1.90%	
4	4-1	10.00	0.23	2.30%	
	4-2	10.00	0.05	0.50%	
	4-3	10.00	0.07	0.65%	
5	5-1	10.00	0.23	2.27%	
	5-2	10.00	0.12	1.18%	
	5-3	10.00	0.11	1.09%	
6	6-1	10.00	0.10	1.00%	
	6-2	10.00	0.09	0.91%	
	6-3	10.00	0.27	2.73%	
7	7-1	10.00	0.10	1.00%	
	7-2	10.00	0.13	1.27%	
	7-3	10.00	0.09	0.91%	
TOTAL TALADROS MEDIDOS				21	
PROMEDIO TOTAL DE DESVIACIÓN				1.31%	
TOTAL TALADROS DESVIADOS				4	19%
TOTAL TALADROS ÓPTIMOS				17	81%

Fuente: Elaboración propia

d. Evaluación de la desviación equipo Peewee ejecutado vs diseño en taladros largos.

Para el análisis de la desviación del diseño vs ejecutado en taladros largos, se refiere a la desviación por operación (posicionamiento del equipo y operación). Se realiza un cálculo de desviación al burden (vista en planta) y desviación al espaciamento (vista en sección), de los 21 taladros levantados se obtuvo como resultado una desviación de 2,72% superior al 2% que se recomienda como límite máximo. Se debe exigir a la empresa contratista que cumpla con su límite de desviación ofrecido dentro del contrato. Ver Tabla 4.12.

Tabla 4.12 Desviación en la operación.

DESVIACIÓN PEEWEE TAJEO 874-5E							
FILA	Nº TAL	LONGITUD (m)	DESV. BURDEN (m)	DESV. ESPAC. (m)	DESV. OBTENIDA (m)	%DESV. OPTENID	SEMÁFORO
1	1-1	10.00	0.26	0.34	0.43	4.28%	
	1-2	10.00	0.19	0.18	0.26	2.62%	
	1-3	10.00	0.15	0.13	0.20	1.98%	
2	2-1	10.00	0.26	0.07	0.27	2.69%	
	2-2	10.00	0.06	0.23	0.24	2.38%	
	2-3	10.00	0.05	0.01	0.05	0.51%	
3	3-1	10.00	0.15	0.13	0.20	1.98%	
	3-2	10.00	0.25	0.02	0.25	2.46%	
	3-3	10.00	0.19	0.06	0.20	1.96%	
4	4-1	10.00	0.28	0.27	0.39	3.86%	
	4-2	10.00	0.25	0.12	0.28	2.77%	
	4-3	10.00	0.28	0.12	0.30	2.98%	
5	5-1	10.00	0.23	0.10	0.25	2.49%	
	5-2	10.00	0.21	0.18	0.27	2.74%	
	5-3	10.00	0.30	0.15	0.34	3.36%	
6	6-1	10.00	0.27	0.27	0.37	3.75%	
	6-2	10.00	0.23	0.04	0.24	2.36%	
	6-3	10.00	0.18	0.38	0.42	4.20%	
7	7-1	10.00	0.15	0.08	0.17	1.73%	
	7-2	10.00	0.18	0.20	0.27	2.71%	
	7-3	10.00	0.19	0.27	0.33	3.30%	
TOTAL TALADROS MEDIDOS						21	
PROMEDIO TOTAL DE DESVIACIÓN						2.72%	
TOTAL TALADROS DESVIADOS						16	76%
TOTAL TALADROS ÓPTIMOS						5	24%

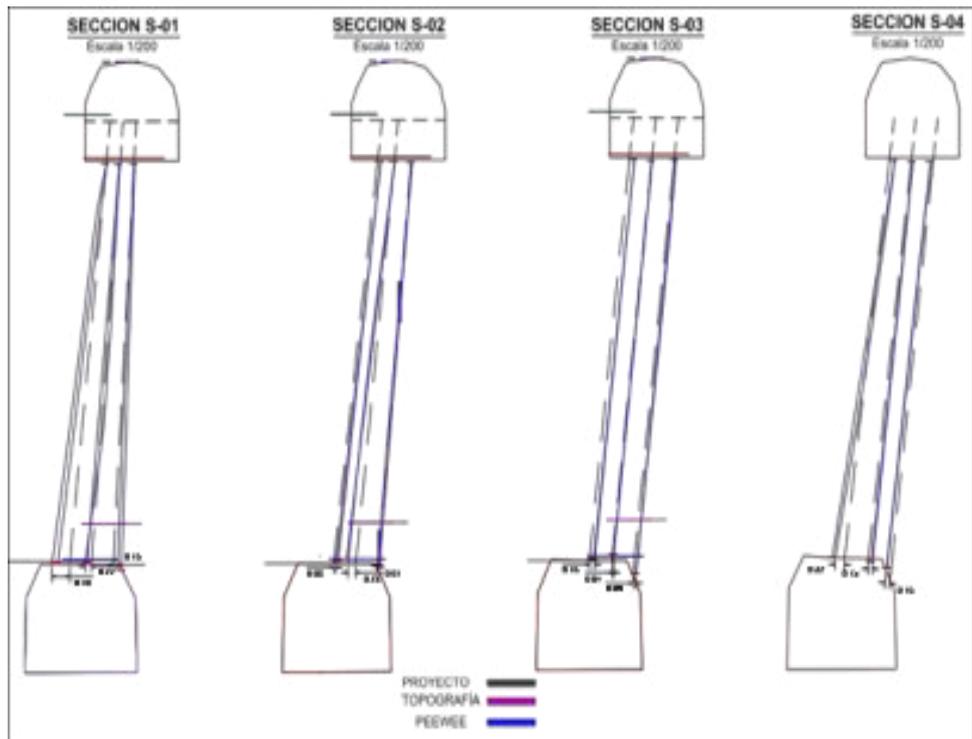
Fuente: Elaboración propia

e. Resultados obtenidos

Se tiene una desviación de los taladros en 2,72% y lo máximo aceptable es de 2%.

Se tiene una desviación por perforación (por equipo) de 1,31%.

Al tener desviación en los taladros mayor al 2% de su longitud, cuando se realiza la voladura se está dañando y generando sobre rotura a la caja techo y piso, produciendo dilución en el mineral y voladuras secundarias por la presencia de pechos y puentes (conocidos operacionalmente como zapatos y/o sombreros). Ver Figura 4.06 y 4.07.



Fuente: CIA

Figura 4.07 Vista en sección de la perforación

4.1.3.3 Análisis de vibraciones

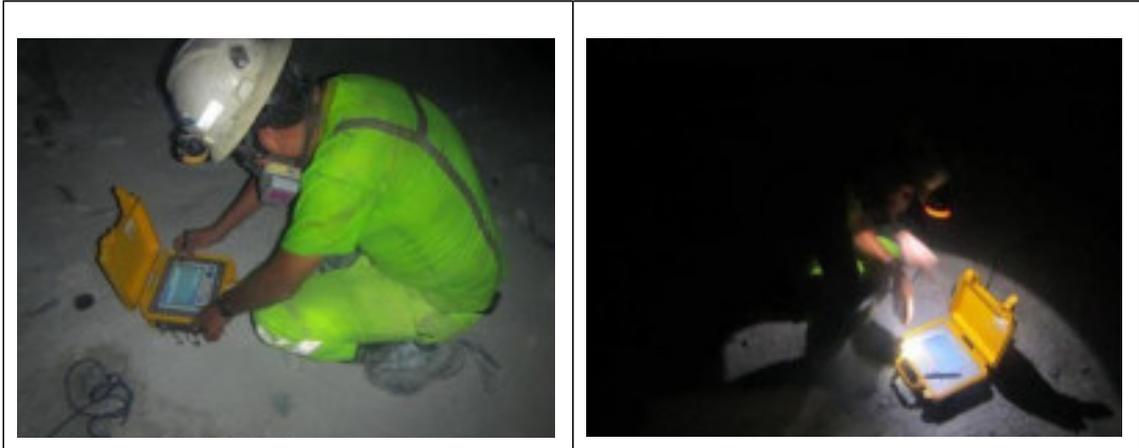
a. Objetivos

Definir el área de daño generado por la voladura.

Evaluar qué tipo de explosivo utilizar para voladura controlada.

b. Trabajos desarrollados

Se han realizado monitoreos de vibraciones a las diferentes voladuras del tajeo 874-5 E Nv 3170, estos monitoreos fueron realizados con el equipo VIBRACORD el cual registró las vibraciones utilizando el criterio de prevención de daños del informe técnico de la USBM, RI8507. Los resultados obtenidos en gabinete consistieron en hallar el modelo predictivo de Velocidad pico de partícula mediante el criterio de "Devine" y analizar el daño mediante el criterio de Cameron Mckenzie. Ver Foto 4.03.



Fuente: Propia

Foto 4.03 Colocación del sismógrafo Vibracord.

c. Determinación de la velocidad pico partícula crítico

Puesto que las vibraciones viajan con una componente sinusoidal de compresión y tensión aproximadamente iguales y la resistencia a la tensión es siempre menor a la resistencia a la compresión, el máximo esfuerzo que la roca puede resistir es el esfuerzo a la tensión, como resultado de esto se puede calcular la velocidad de partícula que causará una ruptura por tensión utilizando la siguiente ecuación:

$$c_{\text{t}} = \sigma_{\text{t}} \times \frac{V_{\text{p}}}{\sigma_{\text{t}}}$$

En el caso del tajeo 874 - 5E se ha zonificado de acuerdo a las características geomecánicas de la roca, obteniendo los siguientes VPP críticos. Ver Tabla 4.13 y 4.14.

Caja piso

Tabla 4.14 Cálculo de la Velocidad pico partícula crítica, Caja piso.

RMR : Bieniawski - 2000	46	(geomecánica)
$RMR = 9 \ln(Q) + 44$		
$Q = \exp^{((RMR - 44) / 9)}$		
$Q = \exp^{((46 - 44) / 9)}$		
$Q = 1.25$		
Q : Barton - 1979	1.25	
$V_p = 3500 + 1000 \log(Q)$		
$V_p = 3500 + 1000 \log(1.25)$		
$V_p = 3596.5 \text{ m/s}$		
Velocidad de Propagación de Onda P (Vp)	3596.5 m/s	
Resistencia de la Roca Intacta (si)	60 Mpa	(geomecánica)
<p>Usando la Ley de Hooke y Forsyth; se determina el Valor Máximo de la velocidad de partícula crítica, sobre la base de las propiedades de la roca del punto de interés:</p>		
$VPP_{critico} = \sigma_t \times V_p / E_i$		
<p>Esta ecuación se emplea para estimar la aproximación de la Velocidad de partícula crítica de la roca</p>		
<p>DONDE: σ_t = Resistencia a la Tracción</p>	$\sigma_t = \sigma_c \cdot 0.1$	
	$\sigma_t = 60 \cdot 0.1$	
	$\sigma_t = 6 \text{ Mpa}$	
V_p = Velocidad de la Onda P	3596.5 m/s	
E_i = Módulo de Young	5.0 Gpa	(geomecánica)
$VPP_{critico} = (6 \times 3596.5) / 5$		
$VPP_{critico} = 4315.8 \text{ mm/s}$		
Velocidad de Partícula Crítico (Vpp)	4315.8 mm/s	

Fuente: Elaboración propia

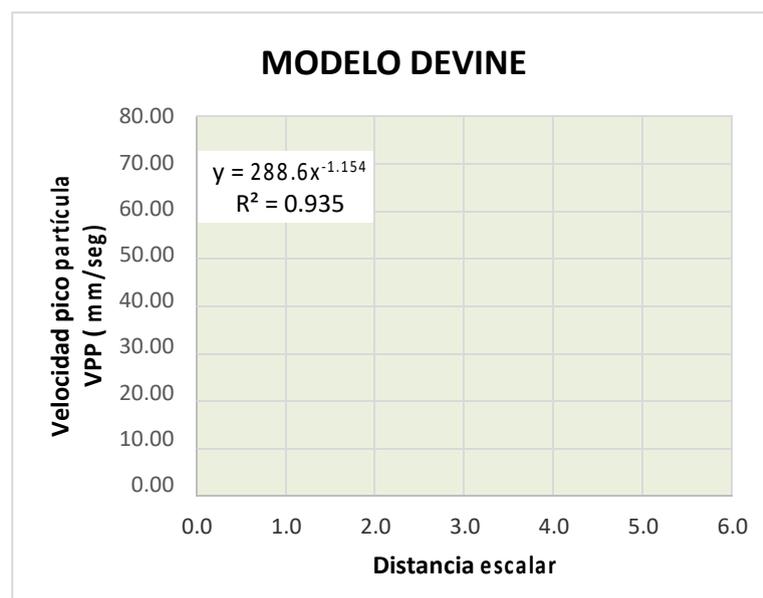
d. Modelo predictivo de la velocidad pico partícula.

Como se puede ver en la Tabla 4.15 se tabuló los datos obtenidos a través del equipo Vibracord los cuales son: Onda trasversal, vertical y longitudinal las cuales darán la ecuación de Ley de Atenuación que está basada en el modelo de Devine; esta ley está basada en dos variables: “α” que está controlado principalmente por el explosivo y la eficiencia con la cual la presión de detonación es transmitida a la roca circundante como un esfuerzo y “k” que está controlado por la geometría del frente de onda en expansión, y el coeficiente de atenuación de la roca. Ver Tabla 4.14 y Gráfico 4.03.

Tabla 4.15 Registro de vibraciones.

UNDA MINERA CHIPMO					EJE X	EJE Y
LABOR	VEL PICO PARTÍCULA	COMPONENTE DE ONDA	DISTANCIA AL PTO. MONITOREO	PESO MAX/RETARDO	DISTANCIA ESCALAR	VEL PICO PARTÍCULA
FECHA	VPP (mm/s)	ONDA	D(m)	W(Kg)	D/W ^{1/2}	VPP (mm/s)
01/11/2018	73.40	TRANS	17.0	25.6	3.4	73.40
01/11/2018	58.80	VERT	19.0	25.6	3.8	58.80
05/11/2018	57.00	TRANS	22.0	25.6	4.3	57.00
05/11/2018	48.00	HORI	23.0	25.6	4.5	48.00
12/11/2018	47.00	TRANS	25.0	25.6	4.9	47.00
12/11/2018	41.10	HORI	27.0	25.6	5.3	41.10

Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.03 Ley de atenuación.

$$D = 288.6 S^{-1.154} \text{ (Ecuación de regresión potencial)}$$

$$VPP = K \times S^\alpha \text{ (Ley de atenuación basada en el modelo de Devine)}$$

Por comparación con la ecuación de regresión potencial se tiene que:

$$K = 288.6$$

$$\alpha = -1.154$$

e. Análisis de los daños.

Hoy en día el control de los efectos adversos de vibraciones causadas en la Ingeniería Minera, se logra mediante el acatamiento de los niveles sugeridos en las normas específicas, así como mediante el diseño y manejo apropiado de los respectivos equipos y procesos causantes de las vibraciones. Para el análisis se usará el criterio de Cameron Mckenzie que establece 3 zonas de daño causadas en el macizo rocoso; a saber: en la zona 1 con 4 veces el valor de la VPPc se genera un intenso fracturamiento, en la zona 2 con 1 valor de la VPPc se generan nuevas fracturas y en la zona 3 con 1/4 del valor de la VPPc ocurre la extensión de fracturas preexistentes.

Para calcular la distancia del daño, se despeja "D" de la Ley de Atenuación basada en el modelo de Devine.

$$VPP = K \times S^\alpha$$

$$VPP = K \times \left(\frac{D}{\sqrt{2}} \right)^\alpha$$

$$D = \left(\frac{VPP \times \sqrt{2}^\alpha}{K} \right)^{\frac{1}{\alpha}}$$

$$D = \left(\frac{17199.1 \times 25.63^{\frac{-1}{1.154}}}{288.6} \right)^{\frac{1}{-1.154}}$$

$$\diamond = 0.15 m$$

Como se puede ver en las tablas de análisis de daño (Tablas 4.16 y 4.17), en los taladros próximos a las cajas la zona roja que representa el intenso fracturamiento va hasta los 0,15 m tanto en la caja techo como en el piso; la zona de color amarillo representa la creación de nuevas fracturas que tiene una incidencia hasta los 0,49 m para ambas cajas, y la zona verde representa la extensión de fracturas preexistentes que se extiende hasta los 1,62 m para la caja techo y 1,61m para la caja piso.

Tabla 4.16 Rangos de daño, caja techo.

	<i>VPP</i>	<i>d (m)</i>
<i>Intenso fracturamiento (4 x VPPc)</i>	17199.10	0.15
<i>Creación de nuevas fracturas (1 x VPPc)</i>	4299.78	0.49
<i>Extender fracturas preexistentes (1/4 x VPPc)</i>	1074.94	1.62

Tabla 4.17 Rangos de daño, caja piso.

	<i>VPP</i>	<i>d (m)</i>
<i>Intenso fracturamiento (4 x VPPc)</i>	17263.25	0.15
<i>Creación de nuevas fracturas (1 x VPPc)</i>	4315.81	0.49
<i>Extender fracturas preexistentes (1/4 x VPPc)</i>	1078.95	1.61

4.1.3.4 Análisis de fragmentación

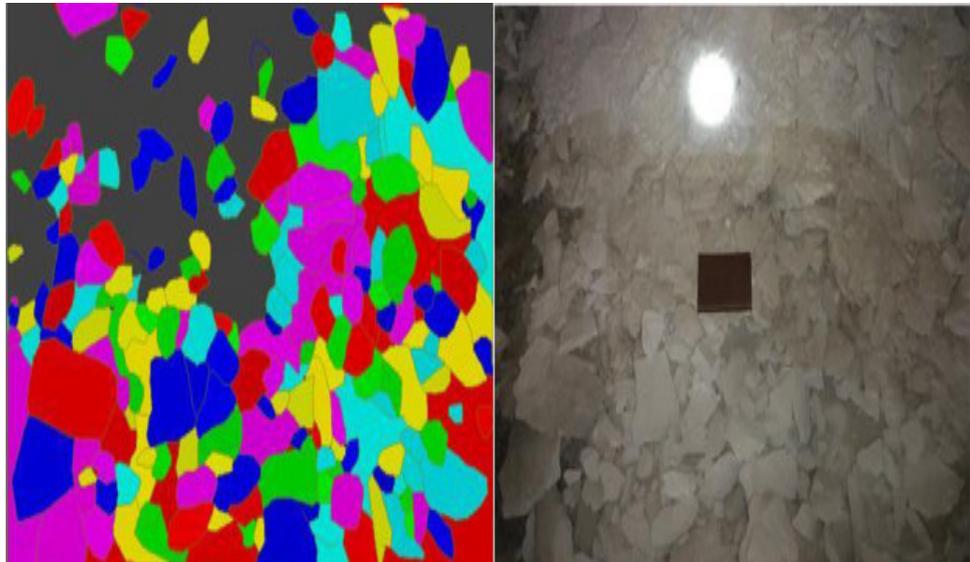
El principal propósito de la voladura es fragmentar el macizo rocoso para su posterior manejo o procesamiento. Los efectos en el ciclo minero de una buena fragmentación pueden ser notados en el carguío, manejo, chancado, molienda y los procesos secundarios de las voladuras. El beneficio mayor de una evaluación de la fragmentación es proporcionar información al ciclo minero y usar esta información para producir mejores diseños en la voladura. Para este análisis se usará el software WipFrag.

a. Objetivos

Como se indicó anteriormente el propósito principal de la voladura es fragmentar el macizo rocoso para su procesamiento en planta, en la actualidad se pide una fragmentación de 8 a 11 pulgadas de promedio en la Unidad de Producción Chipmo.

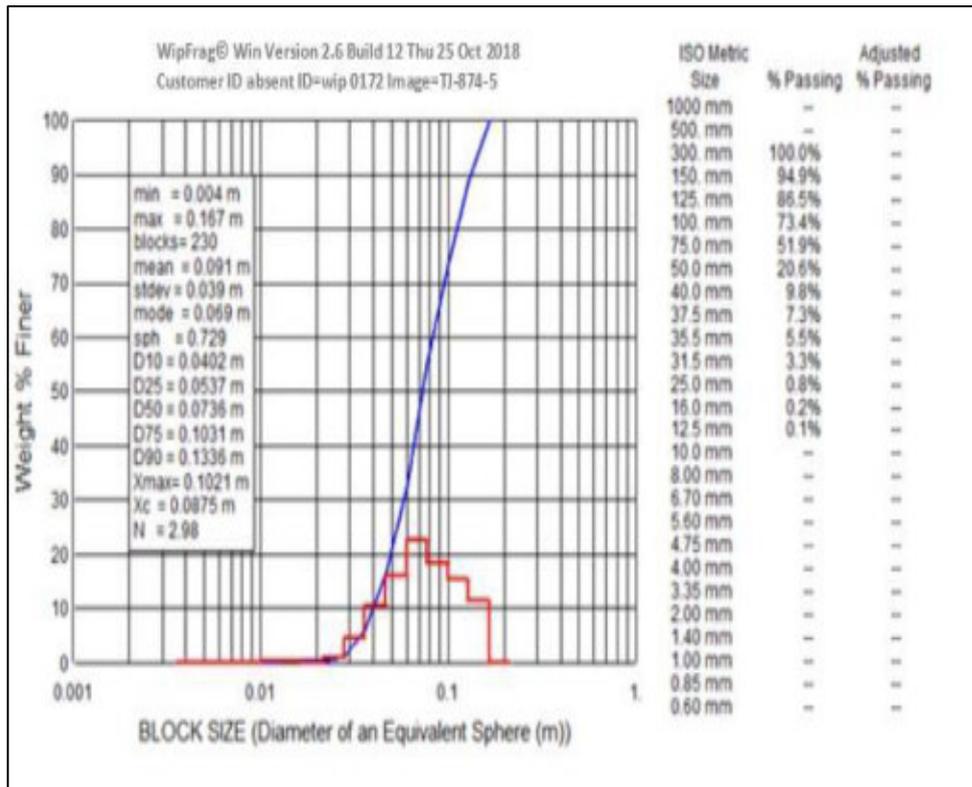
b. Trabajos desarrollados

Se tomaron dos fotografías en diferentes zonas del material fragmentado. Se muestra el proceso de análisis de la foto # 1 (Foto 4.04) a través del apoyo del Software WipFrag.



Fuente: Propia

Foto 4.04 Fragmentos de la voladura.



Fuente: Propia

Gráfico 4.04 Análisis de fragmentación WipFrag.

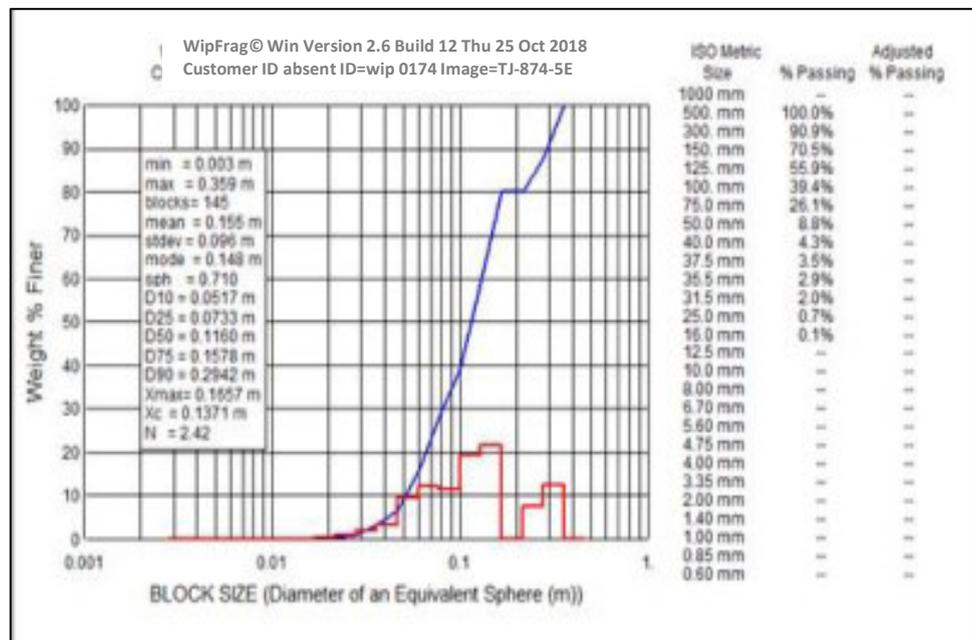
El P80 de la primera foto es de 115,6 mm que es equivalente a 4,55 pulgadas. Esto quiere decir que el 80 % de la carga está por debajo de las 4,55 pulgadas.

Se muestra el proceso de análisis de la foto # 2 (Foto 4.05) a través del apoyo del Software.



Fuente: Propia

Foto 4.05 Fragmentos de la voladura.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.05 Análisis de fragmentación WipFrag.

El P80 de la segunda foto (Foto 4.05) es de 264,0 mm que es equivalente a 10,3 pulgadas. Esto quiere decir que el 80% de la carga está por debajo de las 10,3 pulgadas.

En promedio la fragmentación del macizo rocoso en el TJ 874-5 es un equivalente de **7,4 pulgadas**.

4.1.3.5 Dilución

Se puede apreciar la dilución obtenida durante el año, considerando todos los tajeos correspondientes al método Bench and Fill. Ver Tabla 4.18.

Tabla 4.18 Histórico de la dilución.

Método	Valores	Mes												Total general
		ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	
Banqueo y Relleno (BF)	TMS	14,450	13,200	13,600	10,600	15,300	15,280	13,500	12,550	9,100	12,100	10,000		
	Au (g/t)	14.71	13.72	14.17	13.69	13.21	11.99	14.41	13.44	11.99	12.25	10.96		
	Ag (Oz/t)	1.51	1.11	1.38	1.39	1.06	0.94	0.91	1.22	0.67	0.51	0.54		
	Oz Au	6,630	5,648	6,008	4,524	6,303	5,715	6,066	5,258	3,402	4,621	3,419		
	Oz Ag	18,544	12,481	15,942	12,514	13,824	12,222	10,391	13,037	5,195	5,194	4,553		
	Dilución	19%	18%	18%	17%	18%	18%	18%	18%	18%	17%	17%		

Fuente: Compañía Chipmo

En la Tabla 4.19 se muestra la dilución obtenida, solo considerando el tajeo en estudio (Tj 874-5E), correspondiente a los disparos realizados.

Tabla 4.19 Dilución obtenida

Método	Valores	Mes												Total general
		ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	
Banqueo y Relleno (BF)	TMS	14,450	13,200	13,600	10,600	15,300	15,280	13,500	12,550	9,100	12,100	10,000	19%	
	Au (g/t)	14.71	13.72	14.17	13.69	13.21	11.99	14.41	13.44	11.99	12.25	10.96		
	Ag (Oz/t)	1.51	1.11	1.38	1.39	1.06	0.94	0.91	1.22	0.67	0.51	0.54		
	Oz Au	6,630	5,648	6,008	4,524	6,303	5,715	6,066	5,258	3,402	4,621	3,419		
	Oz Ag	18,544	12,481	15,942	12,514	13,824	12,222	10,391	13,037	5,195	5,194	4,553		
	Dilución	19%	18%	18%	17%	18%	18%	18%	18%	18%	17%	17%		

Fuente: Compañía Chipmo

4.2 DISEÑO NUEVO

De acuerdo a los diseños de perforación y voladura que se venían aplicando, se obtenían KPI's elevados (factor de potencia 0,84 kg/t). Es por este motivo que se planteó un nuevo diseño de perforación y voladura; el cual para poder aplicarse en campo, se simuló con el software JK-Simblast 2D Ring con el motivo de observar la distribución de sus halos de energía

y se evaluó la desviación de la perforación mediante el software Devisoft 6. Una vez ejecutado en campo, se evaluaron parámetros tales como: vibraciones generadas en el macizo rocoso, fragmentación obtenida y dilución generada.

En los apartados siguientes se muestra el nuevo diseño de perforación y voladura así como los análisis técnicos respectivos.

4.2.1 Perforación y voladura

4.2.1.1 Parámetros básicos de perforación

Intervienen parámetros tales como el burden, espaciamiento, número de taladros, longitud de perforación, desviación en la perforación, entre otros.

a. Malla de perforación

Los parámetros críticos a tener en cuenta aquí son burden y espaciamiento. Los valores que se aplicaron con el nuevo diseño se muestran en la Tabla 4.20 que a continuación se presenta:

Tabla 4.20 Parámetros de perforación – Diseño nuevo

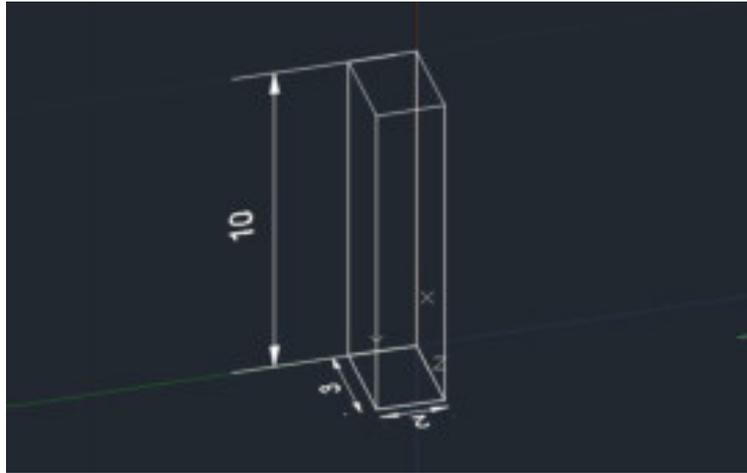
LABOR	ZONA	PARÁMETROS	VALOR	UNIDADES
Tajeo 874-5 W	Nazareno	Burden	0,75	m
		Espaciamiento	1.00	m
		Altura de banco	10.0	m
		Ancho de minado	2.0	m
		Largo de minado	3.0	m
		Díámetro de broca	63.5	mm
		Metros perf	80.0	m
		Volumen a romper	60	m ³

Fuente: Elaboración propia

Como se aprecia en la tabla presentada se está trabajando con una malla de perforación rectangular de 0,75 m x 1,0 m en burden y

espaciamiento respectivamente.

La longitud del polígono a perforar es de 3 m, con una altura de banco de 10,0 m y ancho de minado de 2,0 m. Ver Figura 4.08.

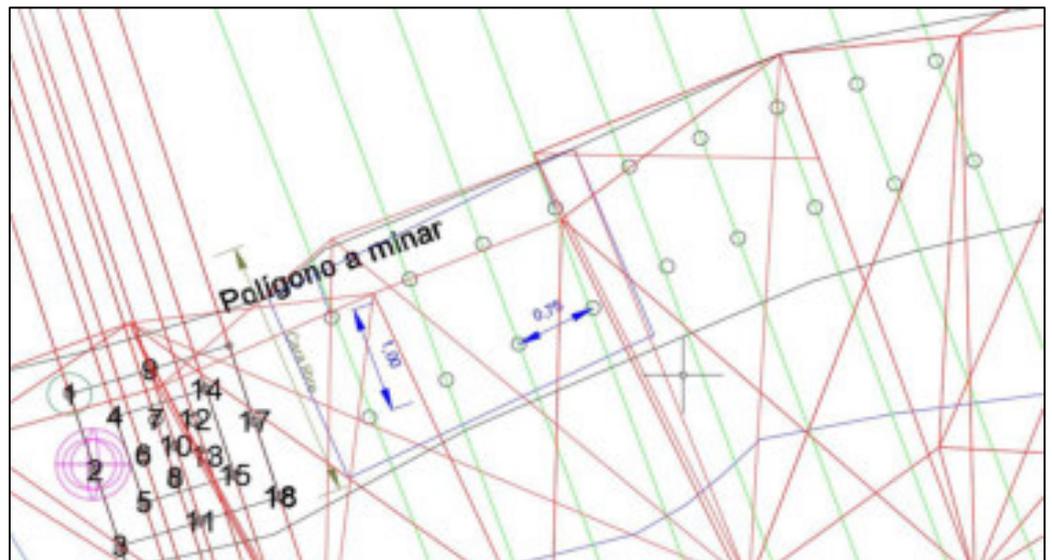


Fuente: Elaboración propia

Figura 4.08 Polígono a disparar - diseño nuevo (2,0 m x 3,0 m x 10,0 m)

b. Número de taladros.

De acuerdo a las dimensiones del polígono, se perforarán en éste 8 taladros, que constituyen las secciones 1, 2, 3 y 4. Ver Figura 4.09.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.09 Diseño de malla de perforación, diseño nuevo - en Autocad

4.2.1.2 Parámetros de voladura

Se cargaron los 8 taladros perforados, cubriendo el polígono ya mencionado, obteniendo un factor de potencia que alcanza el valor de 0.59 kg/t. Ver Tabla 4.21.

Tabla 4.21 Parámetros de voladura – Diseño nuevo.

LABOR	ZONA	PARÁMETROS	VALOR	UNIDADES
		Volumen roto por disparo	60	m3/disparo
		Toneladas rotas por taladro	20.25	t
		Tonelaje obtenido por disparo	162	t/disparo
		Taco superior	0.50	m
		Taco inferior	0.40	m
Tajeo 874- ----	Nazareno	Longitud de carga	9.1	m
		Air Deck	0.6	m
		Cartuchos por taladro	30.8	unid/tal
		Total cartuchos	246.08	unid
		Total kilogramos	96.13	kilogramos
		Factor de potencia	0.59	kg/t

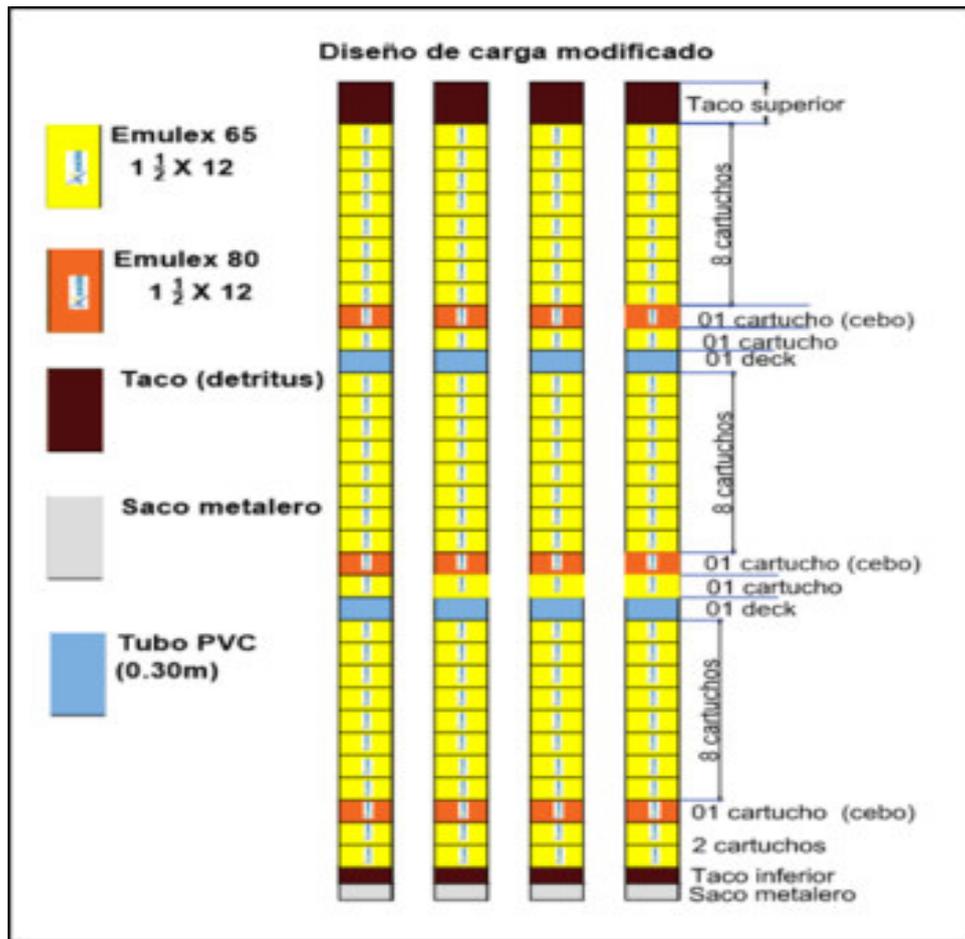
Fuente: Elaboración propia

a. Explosivos

El explosivo usado fue emulsión Emulex 80 de 1 ½ x 12 y Emulex 65 1 ½ x 12.

- Diseño de carga

El diseño de carguío de los taladros se muestra a continuación en la Figura 4.10.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.10 Diseño de carguío – Diseño nuevo

b. Accesorios de voladura

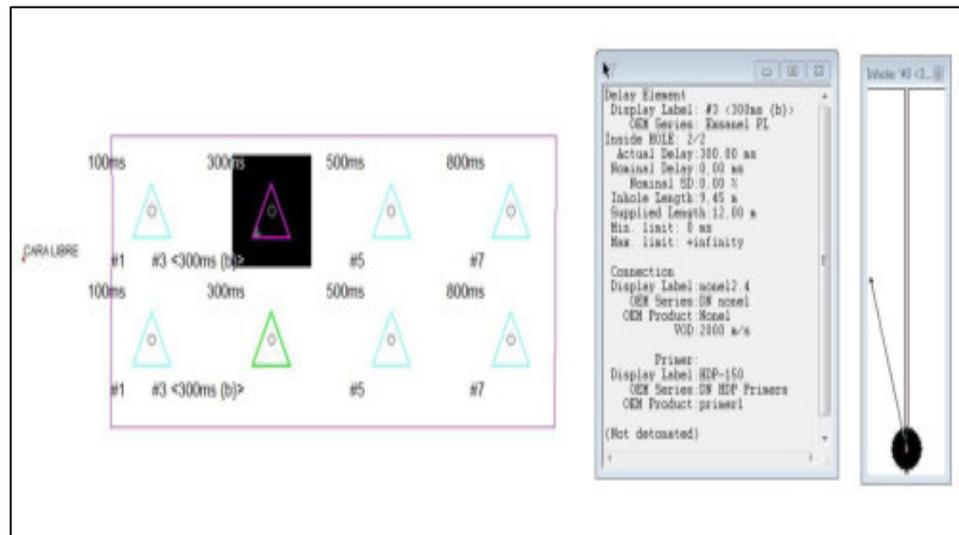
Se utilizó detonadores no eléctricos, estos fueron Exsanel de 6,5 m y 12 m para el cebado de la columna explosiva, cordón detonante para iniciar al Exsanel, Carmex para iniciar al cordón detonante y mecha rápida para iniciar al Carmex. Ver Tabla 4.22.

Tabla 4.22 Accesorios de voladura – Diseño nuevo

LABOR	ZONA	ACCESORIOS	CANTIDAD	UNIDADES
		Exsanel por taladro	3	unid
		Total exsaneles	24	unid
Tajeo 874-	Nazareno	Carmex	2	unid
		Mecha rápida	1	m
		Cordón detonante	10	m

Fuente: Elaboración propia

En la siguiente Figura 4.11, se observa la secuencia de salida según la distribución de los retardos en los taladros.



Fuente: Elaboración propia

Figura 4.11 Simulación con software JkSimblast 2DBench, de la secuencia de salida.

4.2.2 Costos de perforación y voladura

4.2.2.1 Costos de perforación

a. Costos de aceros

Se muestra el costo de aceros en 80 metros perforados. Ver Tabla 4.23.

Tabla 4.23 Costos de aceros – Diseño nuevo

Item	Precio por unidad		Vida útil m	PU		Cantidad Unid	Long. Perf m	Costo parcial		
	S/.	US \$		S./m	US \$/m			S/.	US \$	
Barra de 3 pies	642.20	190.00	2,500.00	0.26	0.08	11	80	226.05	66.88	
Broca 64 mm	366.73	108.50	350.00	1.05	0.31	1	80	83.82	24.80	
Shank adapter	648.96	192.00	1,200.00	0.54	0.16	1	80	43.26	12.80	
Clinómetro	1,014.00	300.00	10,000.00	0.10	0.03	1	80	8.11	2.40	
Afilador de broca	4,056.00	1,200.00	20,000.00	0.20	0.06	1	80	16.22	4.80	
Copa de afilado	-	-	-	0.14	0.04	1	80	10.82	3.20	
*tipo de cambio al 30 de noviembre del 2018 (SBS): 1 dólar = 3.38 nuevos soles							Total		388.29	114.88

Fuente: Elaboración propia

b. Costo de equipo

Se muestra el costo de utilización del equipo de perforación por 4 horas (80 metros perforados). Ver Tabla 4.24.

Tabla 4.24 Costo de equipo – Diseño nuevo.

Descripción	Unidad	Incidencia	Costo Unitario US\$/hora	Costo Unitario S./Hora	Costo Parcial US\$	Costo Parcial S./
Equipos						
Jumbo Long Hole Nautilus PSA	Hora	4.00	60.49	204.47	241.98	817.88

Fuente: Elaboración propia

c. Costos de mano de obra

Se muestra el costo de mano de obra en 80 metros perforados. Ver Tabla 4.25.

Tabla 4.25 Costo de mano de obra – Diseño nuevo.

Descripción	Unidad	Cantidad	Incidencia	Costo Unitario	Costo Unitario S./	Costo Parcial US\$	Costo Parcial S./	US\$ Perf. 80 m	S./ Perf. 80 m
Mano de Obra									
Operador Jumbo Nautilus DSB	Gcía	1.5	1	0.62	2.10	0.93	3.15	74.44	251.62
Ayudante de jumbo	Gcía	1.5	1	0.43	1.47	0.65	2.20	52.11	176.13
Mecánico	Gcía	1.5	0.5	0.55	1.86	0.41	1.40	33.04	111.68
Supervisor Operaciones	Gcía	1	0.5	0.74	2.51	0.37	1.26	29.72	100.44
<i>*tipo de cambio al 30 de noviembre del 2018 (SBS): 1 dólar = 3.38 nuevos soles</i>							TOTAL	189.31	639.88

Fuente: Elaboración propia

4.2.2.2 Costos de voladura

En este ítem se consideran los explosivos y accesorios de voladura necesarios para efectuar la detonación en el taladro y poder fragmentar la roca adecuadamente; tales como mecha rápida (Z18), detonador ensamblado (Carmex), cordón detonante (Pentacord 3p), detonador no eléctrico (Exsanel 4,2 m, 6,5 m, y 12,0 m) y emulsiones (Emulex 80 1 ½ x 12 y Emulex 65 1 ½ x 12). En la Tabla 4.26 se muestra los costos de lo expuesto.

Tabla 4.26 Costos de explosivos y accesorios de voladura – Diseño nuevo

Item	Unidades	Precio por caja		Precio Unitario		Explosivo utilizado en el disparo del TJ 874-5E			
		S/.	US \$	S/. x und.	US\$ x unidad.	Unid	US \$	S/.	
Mecha rápida Z-18 x 1500 metros	1,500	1,734.95	513.30	1.16	0.34	1 m	0.34	1.16	
Carmex 2.7 m 250 piezas/caja	250	510.68	151.09	2.04	0.60	2 piezas	1.21	4.09	
Exsanel PL 4.2 m 150 piezas/caja	150	420.98	124.55	2.81	0.83	8 piezas	6.64	22.45	
Exsanel PL 6.5 m 100 piezas/caja	100	436.02	129.00	4.36	1.29	8 piezas	10.32	34.88	
Exsanel PL 12.0 m 80 piezas/caja	80	459.68	136.00	5.75	1.70	8 piezas	13.60	45.97	
Pentacord 3P x 1,500 m / caja	1,500	862.07	255.05	0.57	0.17	10 m	1.70	5.75	
Emulex 65% x 1 1/2 x 12 x 64 cart./caja	64	137.74	40.75	2.15	0.64	222 cartuchos	141.35	477.77	
Emulex 80% x 1 1/2 x 12 x 62 cart./caja	62	140.78	41.65	2.27	0.67	24 cartuchos	16.12	54.49	
*tipo de cambio al 30 de noviembre del 2018 (SBS): 1 dólar = 3.38 nuevos soles								191.29	646.55

Fuente: Elaboración propia

4.2.3 Análisis del comportamiento del macizo rocoso

4.2.3.1 Análisis de distribución de energía

a. Objetivos

Realizar mejoras constantes en los KPI's.

Evaluar las condiciones de perforación y voladura.

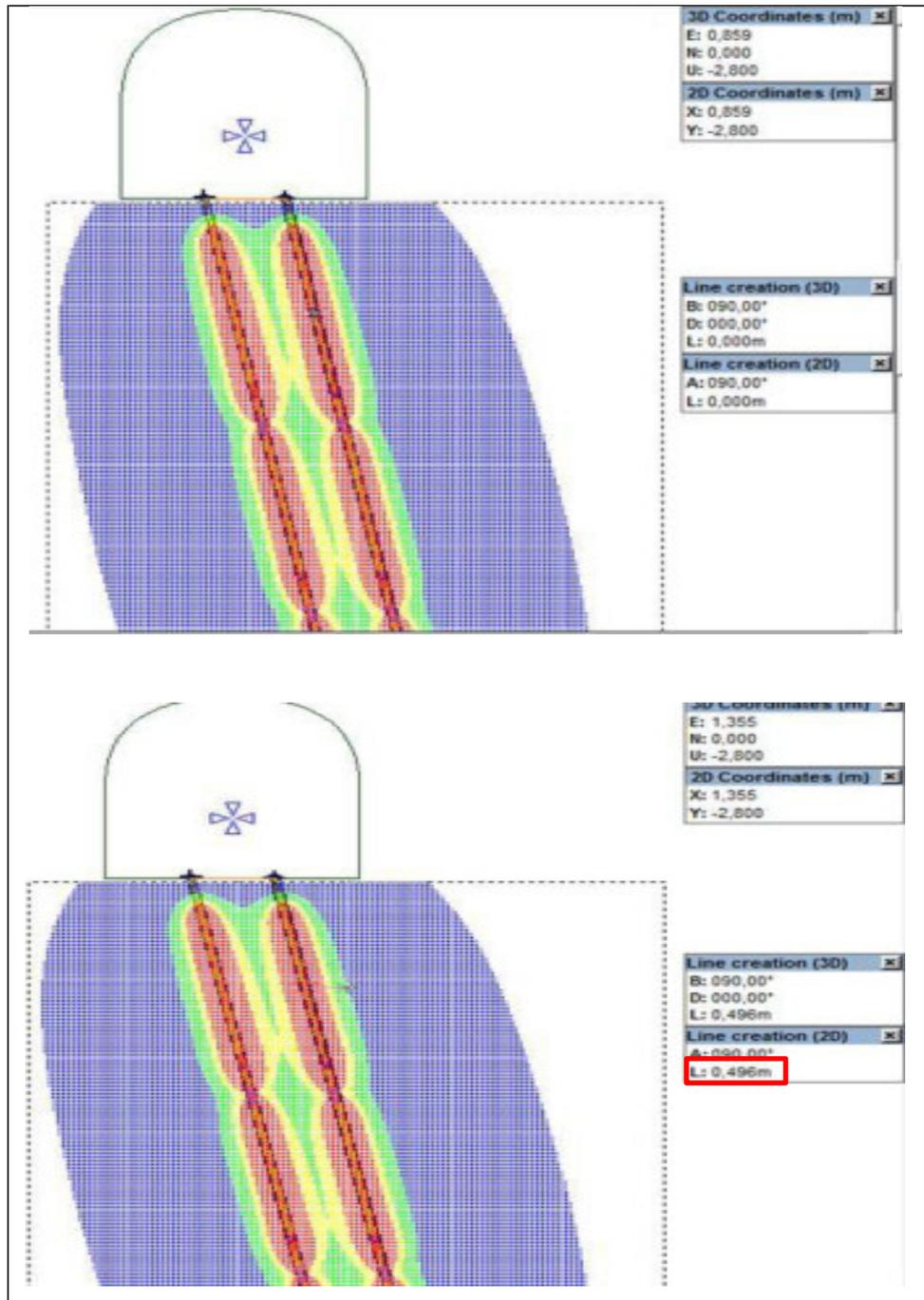
Analizar la distribución de energía.

b. Trabajos desarrollados

Se llevó a cabo un análisis a través de la herramienta de simulación de voladura JK Simblast módulo 2dRing; el cual entregó los siguientes resultados:

Simulación del disparo

Para este caso del tajeo 874-5W en roca media, con sección 3,0 x 3,0; se usó Emulsión 80 de 1 1/2 x 12 y Emulsión 65 de 1 1/2 x 12. El diseño está realizado en función de la Figura 4.10. Se obtuvieron resultados según el desempeño del explosivo.



Fuente: Propia

Figura 4.12 Simulación de la voladura Tj 874-5W Jk Simblast-2DRing - Diseño nuevo.

Luego de efectuada la simulación del tajeo 874-5W, en base a la línea de medición de la imagen, se puede observar que el radio de influencia de los halos de energía alcanza los 0,496 m.

4.2.3.2 Análisis de desviación de taladros

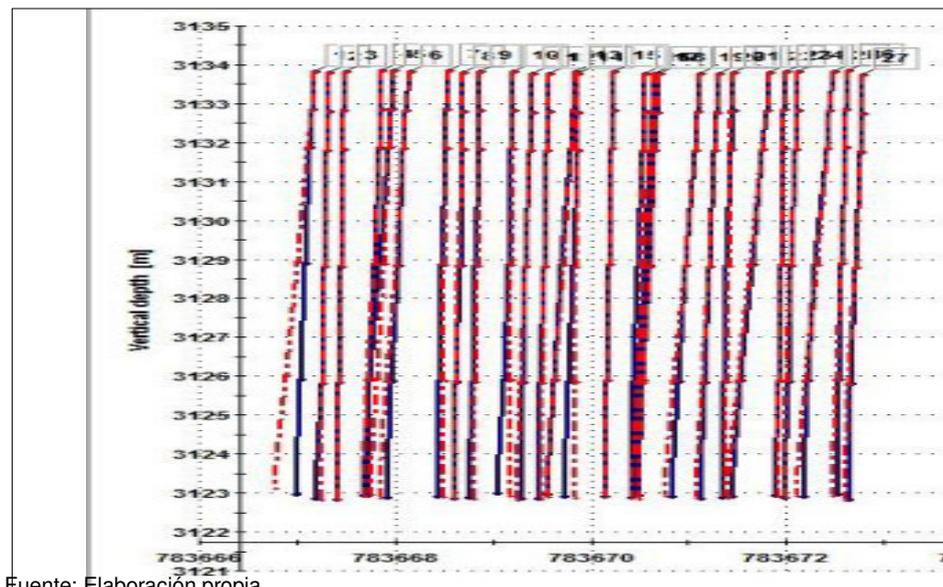
a. Objetivos

- Obtener el porcentaje de desviación diseño vs ejecutado.
- Obtener el porcentaje de desviación de perforación por equipo.
- Evaluar las condiciones de perforación.

b. Trabajos desarrollados

Equipamiento equipo Peewee

Para el levantamiento de los taladros acumulados del Tj 874 – 5W, perforados por el equipo Nautilus PSA de la E.E. RESEFER, se utilizó el equipo Peewee, y el procesamiento de la data de campo se realizó con el software Devisoft 6, el cual permite obtener la desviación del taladro perforado, y realizar el comparativo del taladro ejecutado vs planeado. Ver Gráfico 4.06 y Foto 4.06.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.06 Vista de sección.



Fuente: Propia

Foto 4.06 Equipo Peewee.

Este es el reporte que da el software Devisoft 6, la línea punteada de color rojo, es la proyección que genera el equipo Peewee con las 2 mediciones iniciales, la cual indica la dirección que debe de tener el taladro óptimo, la línea de color azul es el taladro perforado y se puede visualizar que no coincide con la línea de proyección, esto es por la desviación de cada taladro. Este reporte da en vista de planta y vista en sección.

c. Evaluación de la desviación equipo Peewee por perforación

Para el análisis de la desviación por perforación, se refiere a la desviación que se genera por el equipo (parte mecánica de la viga de perforación), esta desviación se tiene que comparar con la que brinda el fabricante del equipo, de acuerdo a la marca puede ir desde 1% hasta 3%. Para ello se realizó el levantamiento de 14 taladros con el equipo Peewee desde la fila N°1 hasta la fila N° 7. El reporte que da el equipo Peewee se detalla en la Tabla 4.27:

Tabla 4.27 Desviación en la perforación – Diseño nuevo.

DESVIACIÓN DE PERFORACIÓN TAJO 874-5W					
FILA	Nº TAL	LONGITUD (m)	DESV. OBTENIDA (m)	% DESV. OBTENIDA	SEMAFORO
1	1-1	10.00	0.16	1.60%	
	1-2	10.00	0.25	2.50%	
2	2-1	10.00	0.07	0.70%	
	2-2	10.00	0.19	1.90%	
3	3-1	10.00	0.06	0.60%	
	3-2	10.00	0.05	0.50%	
4	4-1	10.00	0.12	1.20%	
	4-2	10.00	0.07	0.70%	
5	5-1	10.00	0.18	1.80%	
	5-2	10.00	0.13	1.30%	
6	6-1	10.00	0.08	0.80%	
	6-2	10.00	0.10	1.00%	
7	7-1	10.00	0.11	1.10%	
	7-2	10.00	0.12	1.20%	
TOTAL TALADROS MEDIDOS				14	
PROMEDIO TOTAL DE DESVIACIÓN				1.21%	
TOTAL TALADROS DESVIADOS				1	7%
TOTAL TALADROS OPTIMOS				13	93%

Fuente: Elaboración propia

d. Evaluación de la desviación equipo Peewee ejecutado vs diseño en taladros largos.

Para el análisis de la desviación del diseño vs ejecutado en taladros largos, se refiere a la desviación por operación (posicionamiento del equipo y operación). Se realiza un cálculo de desviación al burden (vista en planta) y desviación al espaciamiento (vista en sección), de los 14 taladros levantados se obtuvo como resultado una desviación de 2,10% superior al 2% que se recomienda como límite máximo. Se debe exigir a la empresa contratista que cumpla con su límite de desviación ofrecido dentro del contrato. Ver Tabla 4.28.

Tabla 4.28 Desviación en la operación – Diseño nuevo.

DESVIACIÓN PEEWEE TAJO 874-5W							
FILA	Nº TAL	LONGITUD (m)	DESV. BURDEN (m)	DESV. ESPAC. (m)	DESV. OBTENIDA (m)	% DESV. OPTENIDA	SEMAFORO
1	1-1	10.00	0.27	0.33	0.43	4.26%	
	1-2	10.00	0.14	0.16	0.21	2.13%	
2	2-1	10.00	0.13	0.13	0.18	1.84%	
	2-2	10.00	0.08	0.15	0.17	1.70%	
3	3-1	10.00	0.17	0.15	0.23	2.27%	
	3-2	10.00	0.15	0.11	0.19	1.86%	
4	4-1	10.00	0.16	0.08	0.18	1.79%	
	4-2	10.00	0.21	0.08	0.22	2.25%	
5	5-1	10.00	0.19	0.07	0.20	2.02%	
	5-2	10.00	0.13	0.12	0.18	1.77%	
6	6-1	10.00	0.15	0.19	0.24	2.42%	
	6-2	10.00	0.11	0.10	0.15	1.49%	
7	7-1	10.00	0.17	0.10	0.20	1.97%	
	7-2	10.00	0.14	0.09	0.17	1.66%	
TOTAL TALADROS MEDIDOS						14	
PROMEDIO TOTAL DE DESVIACIÓN						2.10%	
TOTAL TALADROS DESVIADOS						6	43%
TOTAL TALADROS OPTIMOS						8	57%

Fuente: Elaboración propia

e. Resultados obtenidos

Se tiene una desviación de los taladros en 2,10% y lo máximo aceptable es de 2%.

Se tiene una desviación en perforación (por equipo) de 1,21%.

Al tener desviación en los taladros mayor al 2% de su longitud, cuando se realizó la voladura se está dañando y generando sobre rotura a la caja techo y piso, produciendo dilución en el mineral y voladuras secundarias por la presencia de pechos y salientes (denominados operacionalmente como zapatos y/o sombreros).

4.2.3.3 Análisis de vibraciones

a. Objetivos

Definir el área de daño generado por la voladura,
Evaluar qué tipo de explosivo utilizar para voladura controlada.

b. Trabajos desarrollados

Se han realizado monitoreos de vibraciones a las voladuras del tajeo 874-5W Nv 3170, estos monitoreos fueron realizados con el equipo VIBRACORD el cual registró las vibraciones utilizando el criterio de prevención de daños del informe técnico de la USBM RI 8507. Ver



Foto 4.07 Equipo de monitoreo Vibracord

c. Determinación de la velocidad pico partícula crítico

Puesto que las vibraciones viajan con una componente sinusoidal de compresión y tensión aproximadamente iguales y la resistencia a la tensión es siempre menor a la resistencia a la compresión, el máximo esfuerzo que la roca puede resistir es el esfuerzo a la

tensión, como resultado de esto se puede calcular la velocidad de partícula que causará una ruptura por tensión utilizando la siguiente ecuación:

$$V_{ppc} = \sigma_t \times \frac{V_p}{E_i}$$

En el caso del TJ 874 - 5W se zonificó de acuerdo a las características geomecánicas de la roca, obteniendo los siguientes VPP críticos.

Caja techo

Tabla 4.29 Cálculo de la Velocidad pico partícula crítica - Diseño nuevo, caja techo.

RMR : Bieniawski - 2000	53	(geomecánica)
RMR = 9 Ln (Q) + 44		
Q = exp ^ ((RMR - 44) / 9)		
Q = exp ^ ((53 - 44) / 9)		
Q = 2.72		
Q : Barton - 1979	2.72	
Vp = 3500 + 1000 Log (Q)		
Vp = 3500 + 1000 Log (2.72)		
Vp = 3934.3 m/s		
Velocidad de Propagación de Onda P (Vp)	3934.3 m/s	
Resistencia de la Roca Intacta (si)	80 Mpa	(geomecánica)
Usando la Ley de Hooke y Forsyth ; se determina el Valor Máximo de la velocidad de partícula crítica, sobre la base de las propiedades de la roca del punto de interés:		
VPPcritico = σt x Vp / Ei		
Esta ecuación se emplea para estimar la aproximación de la Velocidad de partícula crítica de la roca		
DONDE: σt = Resistencia a la Tracción	σt = σc*0.1	
	σt = 80*0.1	
	σt = 8 Mpa	
Vp = Velocidad de la Onda P	3934.3 m/s	
Ei = Módulo de Young	7.3 Gpa	(geomecánica)
VPPcritico = (8 x 3934.5) / 7.3		
VPPcritico = 4299.8 mm/s		
Velocidad de Partícula Crítico (Vpp)	4299.8 mm/s	

Fuente: Elaboración propia

Caja piso

Tabla 4.30 Cálculo de la Velocidad pico partícula crítica - Diseño nuevo, caja piso.

RMR : Bieniawski - 2000	46	(geomecánica)
RMR = 9 Ln (Q) + 44		
Q = exp ^ ((RMR - 44) / 9)		
Q = exp ^ ((46 - 44) / 9)		
Q = 1.25		
Q : Barton - 1979	1.25	
Vp = 3500 + 1000 Log (Q)		
Vp = 3500 + 1000 Log (1.25)		
Vp = 3596.5 m/s		
Velocidad d Propagación d Onda P (Vp)	3596.5 m/s	
Resistencia de la Roca Intacta (si) (geomecánica)	60 Mpa	
Usando la Ley de Hooke y Forsyth ; se determina el Valor Máximo de la velocidad de partícula crítica, sobre la base de las propiedades de la roca del punto de interés:		
VPPcritico = σt x Vp / Ei		
Esta ecuación se emplea para estimar la aproximación de la Velocidad de partícula crítica de la roca		
DONDE: σt = Resistencia a la Tracción	σt = σc*0.1	
	σt = 60*0.1	
	σt = 6 Mpa	
Vp = Velocidad de la Onda P	3596.5 m/s	
Ei = Módulo de Young	5.0 Gpa	(geomecánica)
VPPcritico = (6 x 3596.5) / 5		
VPPcritico = 4315.8 mm/s		
Velocidad de Partícula Crítico (Vpp)	4315.8 mm/s	

Fuente: Elaboración propia

d. Modelo predictivo de la velocidad pico partícula

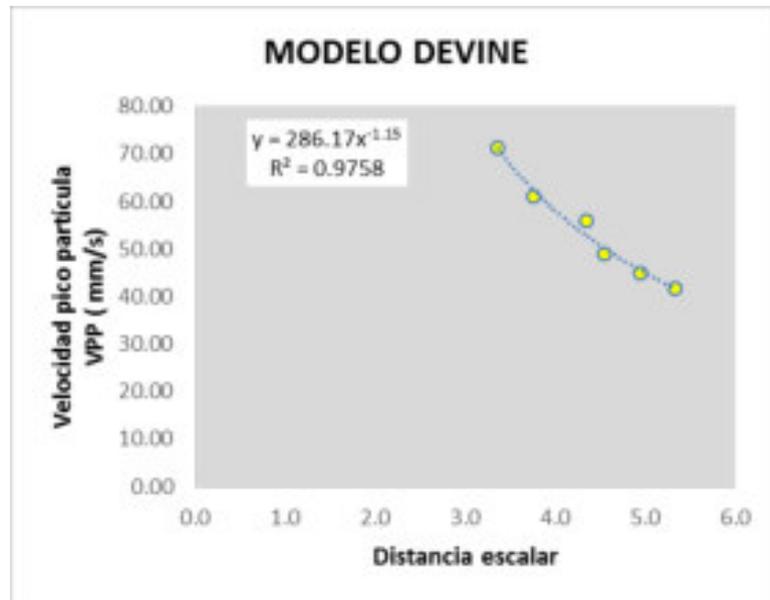
Como se puede ver en el Gráfico 4.07 se tabuló los datos obtenidos a través del equipo Vibracord los cuales son: onda transversal , vertical y longitudinal las cuales darán la ecuación de Ley de Atenuación basada en el modelo de Devine; esta ley se fundamenta en dos variables: “α” que está controlado principalmente por el explosivo y la eficiencia con la cual la presión de detonación es

transmitida a la roca circundante como un esfuerzo y “k” está controlado por la geometría del frente de onda en expansión, y el coeficiente de atenuación de la roca. Ver Tabla 4.31.

Tabla 4.31 Registro de vibraciones – Diseño nuevo

UNDA MINERA CHIPMO					EJE X	EJE Y
LABOR	VEL PICO PARTICULA	COMPONENTE DE ONDA	DISTANCIA AL PTO. MONITOREO	PESO MAX/RETARDO	DISTANCIA ESCALAR	VEL PICO PARTICULA
FECHA	VPP (mm/s)	ONDA	D(m)	W(Kg)	D/W ^{1/2}	VPP (mm/s)
18/11/2018	71.30	TRANS	17.0	25.6	3.4	71.30
18/11/2018	61.00	VERT	19.0	25.6	3.8	61.00
23/11/2018	56.00	TRANS	22.0	25.6	4.3	56.00
23/11/2018	49.00	HORI	23.0	25.6	4.5	49.00
25/11/2018	44.90	TRANS	25.0	25.6	4.9	44.90
25/11/2018	41.80	HORI	27.0	25.6	5.3	41.80

Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.07 Ley de atenuación

$$VPP = 286.17 D^{-1.15} \quad (\text{Ecuación de regresión potencial})$$

$$VPP = K \times S^\alpha \quad (\text{Ley de atenuación basada en el modelo de Devine})$$

Por comparación con la ecuación de regresión potencial se tiene que:

$$K = 2861.7$$

$$\alpha = -1.15$$

e. Análisis de los daños

Para el análisis de daños se usó el criterio de Cameron Mckenzie que establece 3 zonas de daño causados en el macizo rocoso; a saber: en la zona 1 con 4 veces el valor de la VPPc se genera un intenso fracturamiento, en la zona 2 con 1 valor de la VPPc se generan nuevas fracturas y en la zona 3 con ¼ del valor de la VPPc ocurre la extensión de fracturas preexistentes.

Para calcular la distancia del daño, despejamos "D" de la Ley de Atenuación basada en el modelo de Devine.

$$VPP = K \times S^\alpha$$

$$VPP = K \times \left(\frac{D}{\sqrt{D}} \right)^\alpha$$

$$D = \left(\frac{VPP \times \sqrt{D}}{K} \right)^{\frac{1}{\alpha}}$$

$$D = \left(\frac{17199.1 \times 24.06 \frac{286}{17}}{-1.15} \right)^{\frac{1}{286.17}}$$

$$D = 0.14 \text{ m}$$

Como se puede ver en las tablas de análisis de daño en los taladros próximos a las cajas (Tablas 4.32 y 4.33), la zona roja que representa el intenso fracturamiento va hasta los 0,14 m tanto en la caja techo como en el piso; la zona de color amarillo representa la creación de nuevas fracturas que tiene una incidencia hasta los 0,46 m para ambas cajas, y la zona verde representa la extensión de fracturas preexistentes que se extiende hasta los 1,55 m también para ambas cajas.

Tabla 4.32 Rangos de daño, caja techo – Diseño nuevo.

		VPP	d (m)
<i>Intenso fracturamiento</i>	(4 x VPPc)	17199.10	0.14
<i>Creación de nuevas fracturas</i>	(1 x VPPc)	4299.78	0.46
<i>Extender fracturas preexistentes</i>	(1/4 x VPPc)	1074.94	1.55

Tabla 4.33 Rangos de daño, caja piso – Diseño nuevo.

		VPP	d (m)
<i>Intenso fracturamiento</i>	(4 x VPPc)	17263.25	0.14
<i>Creación de nuevas fracturas</i>	(1 x VPPc)	4315.81	0.46
<i>Extender fracturas preexistentes</i>	(1/4 x VPPc)	1078.95	1.55

4.2.3.4 Análisis de fragmentación

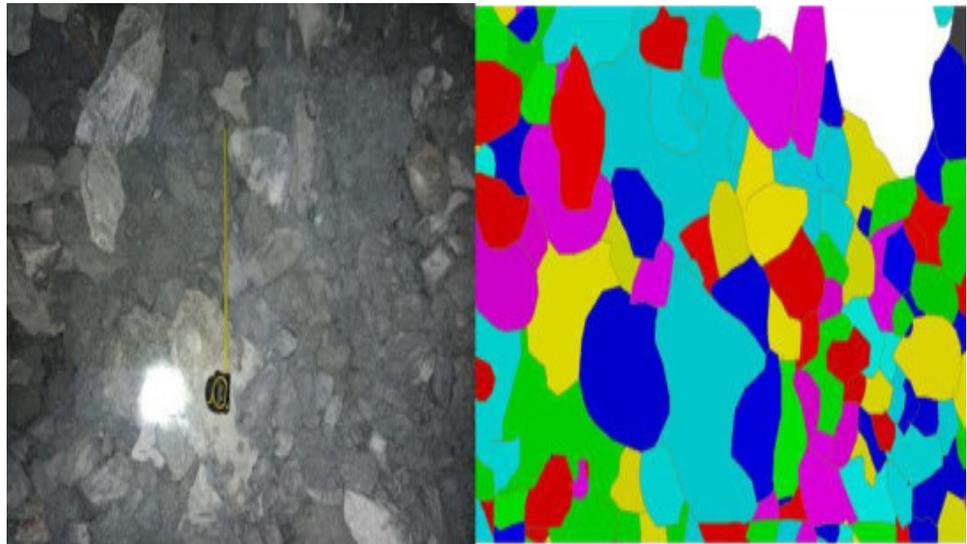
El principal propósito de la voladura es fragmentar el macizo rocoso para su posterior manejo o procesamiento. Los efectos en el ciclo minero de una buena fragmentación pueden ser notados en la carga, manejo, chancado, molienda y los procesos secundarios de las voladuras. El beneficio mayor de una evaluación de la fragmentación es proporcionar información al ciclo minero y usar esta información para producir mejores diseños en la voladura. Para este análisis se usó el software Wip Frag.

a. Objetivos

Como lo indicamos anteriormente el propósito principal de la voladura es fragmentar el macizo rocoso para su procesamiento en planta, la cual actualmente pide una fragmentación de 8 a 11 pulgadas de promedio en la Unidad de Producción Chipmo.

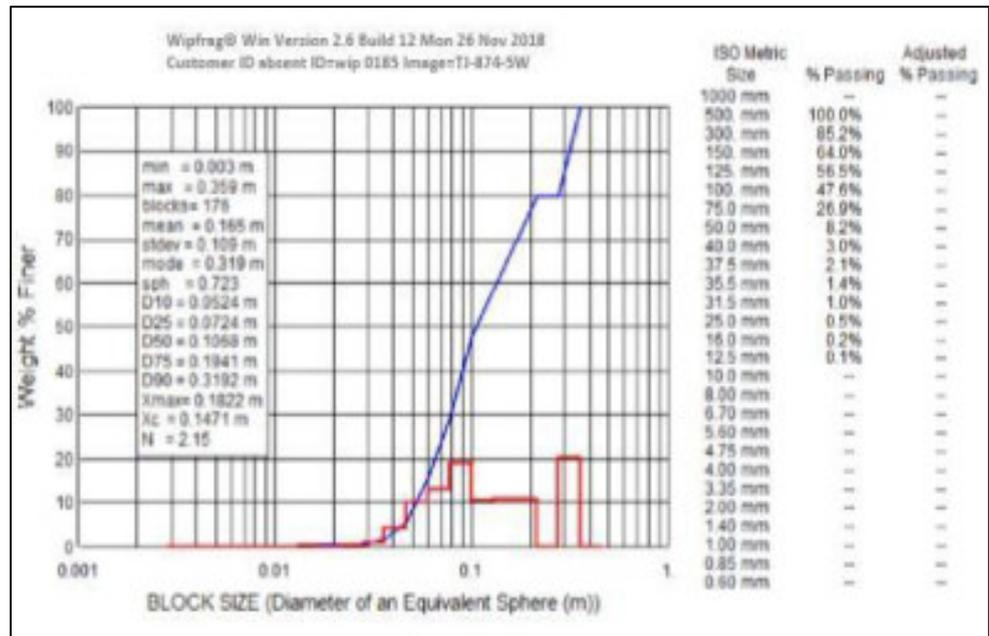
c. Trabajos desarrollados

Se tomaron dos fotografías en diferentes zonas del material fragmentado. Se muestra el proceso de análisis de la foto # 1 (ver Foto 4.08) a través del apoyo del Software.



Fuente: Propia

Foto 4.08 Fragmentos producto de la voladura - Diseño nuevo.

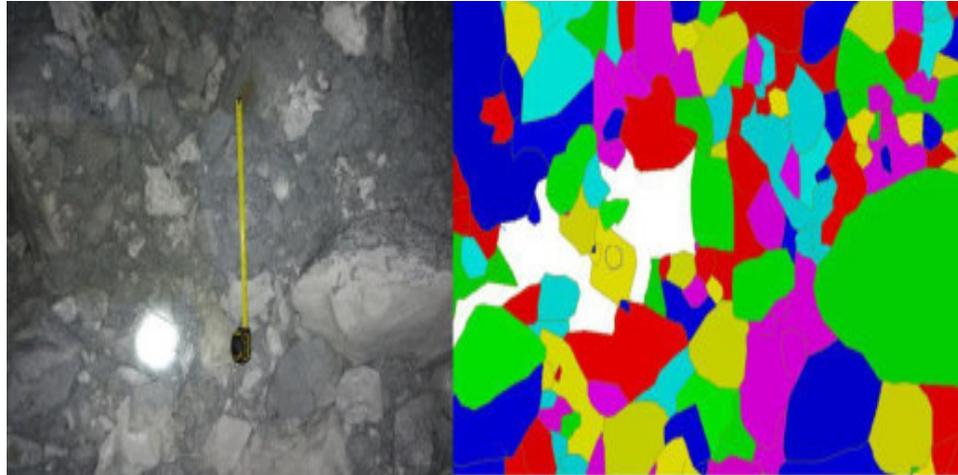


Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.08 Análisis de fragmentación – Diseño nuevo

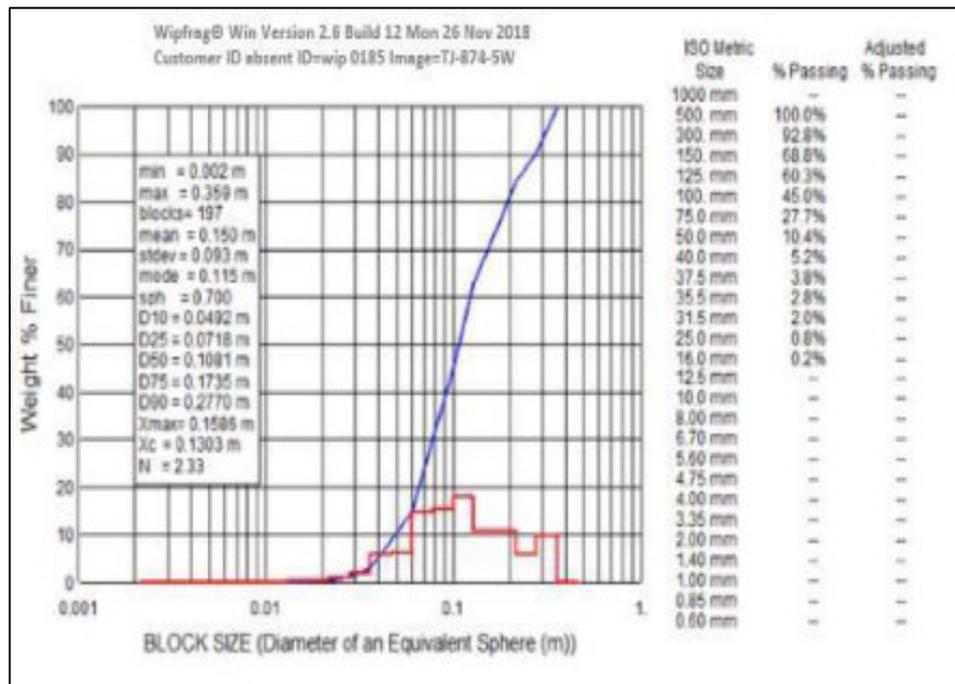
El P80 de la primera foto (Foto 4.08) es de 282,5 mm que es equivalente a 11,10 pulgadas. Esto quiere decir que el 80 % de la carga está por debajo de las 11,10 pulgadas.

Se muestra el proceso de análisis de la foto # 2 (Foto 4.09) a través del apoyo del Software.



Fuente: Propia

Foto 4.09 Fragmentos producto de la voladura - Diseño nuevo



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.09 Análisis de fragmentación – Diseño nuevo.

El P80 de la segunda foto (Foto 4.08) es de 258,62 mm que es equivalente a 10,15 pulgadas. Esto quiere decir que el 80 % de la carga está por debajo de las 10,15 pulgadas.

En promedio la fragmentación del macizo rocoso en el TJ 874-5W es un equivalente de 10,62 pulgadas.

4.2.3.5 Dilución

En la Tabla 4.34 se muestra la dilución obtenida, solo considerando el tajeo en estudio (Tj 874-5W), correspondiente a los disparos realizados.

Tabla 4.34 Dilución obtenida – Diseño nuevo.

Método	Valores	Mes												Total general
		ene-18	feb-18	mar-18	abr-18	may-18	jun-18	jul-18	ago-18	sep-18	oct-18	nov-18	dic-18	
Banqueo y Relleno (BF)	TMS	14,450	13,200	13,600	10,600	15,300	15,280	13,500	12,550	9,100	12,100	172		
	Au (g/t)	14.71	13.72	14.17	13.69	13.21	11.99	14.41	13.44	11.99	12.25	10.96		
	Ag (Oz/t)	1.51	1.11	1.38	1.39	1.06	0.94	0.91	1.22	0.67	0.51	0.54		
	Oz Au	6,630	5,648	6,008	4,524	6,303	5,715	6,066	5,258	3,402	4,621	57.09		
	Oz Ag	18,544	12,481	15,942	12,514	13,824	12,222	10,391	13,037	5,195	5,194	87.48		
	Dilución		19%	18%	18%	17%	18%	18%	18%	18%	18%	17%	8%	

Fuente: Elaboración propia

Los resultados obtenidos con la aplicación de este nuevo diseño se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 4.35 Resultados obtenidos.

Fecha	Zona	Labor	Tipo de roca	RMR	Ancho (m)	Longitud (m)	Alto (m)	Volumen Disparado (m ³)	Tonelaje disparado (t)	Consumo de explosivos (kg)	Vibraciones (mm/seg)	Desviación (%)	Fragmentación (pulg)	Dilución (%)	Factor de potencia (kg/t)	
18/11/2018	Nazareno	TJ 874-5W	III B	53	2.0	3.0	10.1	60.3	162.9	96.13	66.15	2.10	10.6	8	0.59	
23/11/2018	Nazareno	TJ 874-5W	III B	53	2.0	3.0	9.9	59.4	160.2	96.13	52.5		11.0	9	0.60	
25/11/2018	Nazareno	TJ 874-5W	III B	53	1.9	3.0	10.3	58.7	158.3	95.00	43.35		9.8	8	0.60	
30/11/2018	Nazareno	TJ 874-5W	III B	53	2.0	3.1	10.0	62.0	167.2	97.00	69.21	2.12	10.8	9	0.58	
02/12/2018	Nazareno	TJ 874-5W	III B	53	2.0	3.0	10.0	60.0	162.9	96.13	58.11		10.3	8	0.59	
									Promedio	162.3	96.08	57.86	2.11	10.5	8	0.59

Fuente: Elaboración propia

4.3 CUADROS COMPARATIVOS

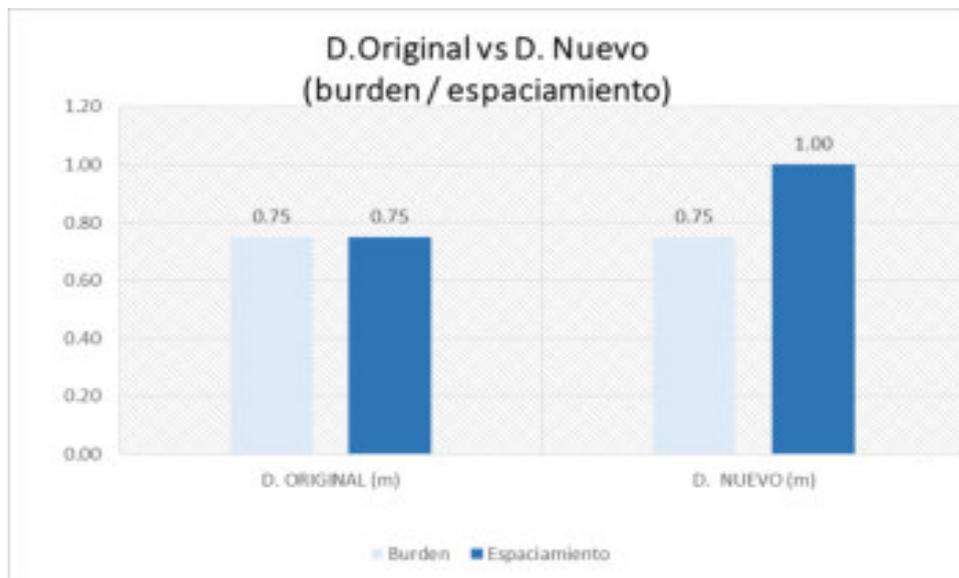
4.3.1 Comparación entre mallas de perforación

En la Tabla 4.36 se muestra los parámetros de perforación en el diseño original y en el diseño nuevo. Ver Gráfico 4.10.

Tabla 4.36 Comparación entre mallas de perforación.

ZONA	PARÁMETROS	D. ORIGINAL	Unid	D. NUEVO	Unid
Nazareno	Burden	0.75	m	0.75	m
	Espaciamiento	0.75	m	1.00	m
	Altura de banco	10.00	m	10.00	m
	Ancho de minado	2.00	m	2.00	m
	Largo de minado	3.00	m	3.00	m
	Díametro de broca	63.50	mm	63.50	mm
	Metros perf	120.00	m	80.00	m
	Volumen roto	67.50	m ³	60.00	m ³

Fuente: Elaboración propia

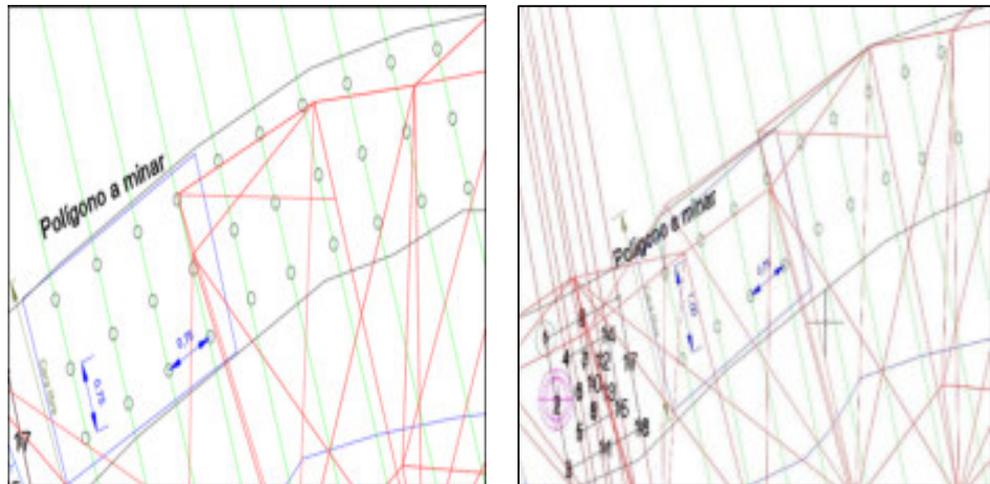


Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.10 Diseño original vs Diseño nuevo en burden y espaciamiento.

4.3.2 Comparación entre taladros perforados

En el diseño original, se perforaron 12 taladros para disparar el polígono a minar. En el diseño nuevo se perforaron 8 taladros para minar un polígono de iguales dimensiones y similares parámetros geomecánicos. Ver Figura 4.13, Tabla 4.36 y Gráfico 4.11.



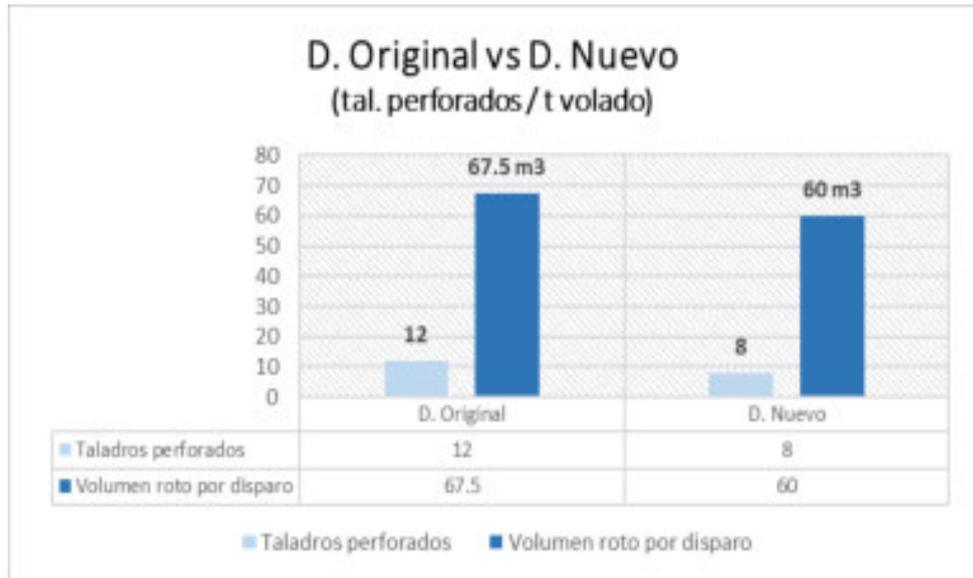
Fuente: Elaboración propia

Figura 4.13 Comparación entre taladros perforados

Tabla 4.37 Comparación entre parámetros de perforación.

PARÁMETROS	UNIDADES	D. Original	D. Nuevo
Taladros perforados	unid	12	8
Volumen roto por disparo	m ³ /disparo	67.5	60
Toneladas rotas por taladro	t	15.19	20.25
Tonelaje obtenido por disparo	t/disparo	182.25	162
Taco superior	m	0.5	0.5
Taco inferior	m	0.4	0.4
Air deck	m	0	0.6

Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.11 Diseño original vs Diseño nuevo, taladros perforados y m³ rotos.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.12 Evolución del tonelaje obtenido.

4.3.3 Comparación entre la cantidad de explosivos y accesorios utilizados.

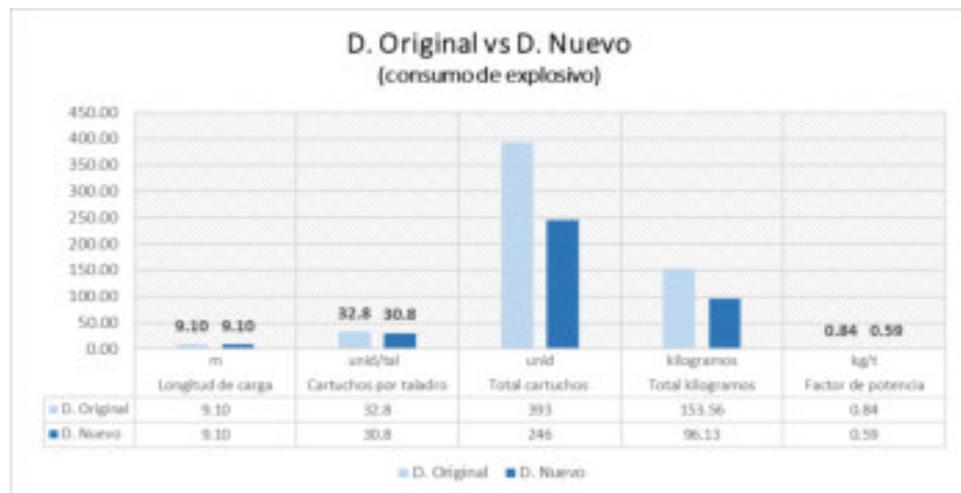
Al disparar el polígono mencionado solo con 8 taladros cargados frente a los 12 del diseño original y utilizando dos air deck (c/u 0,30 m) frente a ningún air deck del diseño original, la cantidad de

kilogramos de explosivo utilizado se reduce de 153,56 a 96,13 kg; la cantidad de detonadores no eléctricos (Exsaneles) se redujo de 36 a 24 unidades, por consiguiente se obtuvo una reducción del factor de potencia de 0,25 kg/t, llegando a un factor final de 0,59 kg/t. Ver Tabla 4.38 y Gráfico 4.13.

Tabla 4.38 Comparación entre cantidad de explosivo.

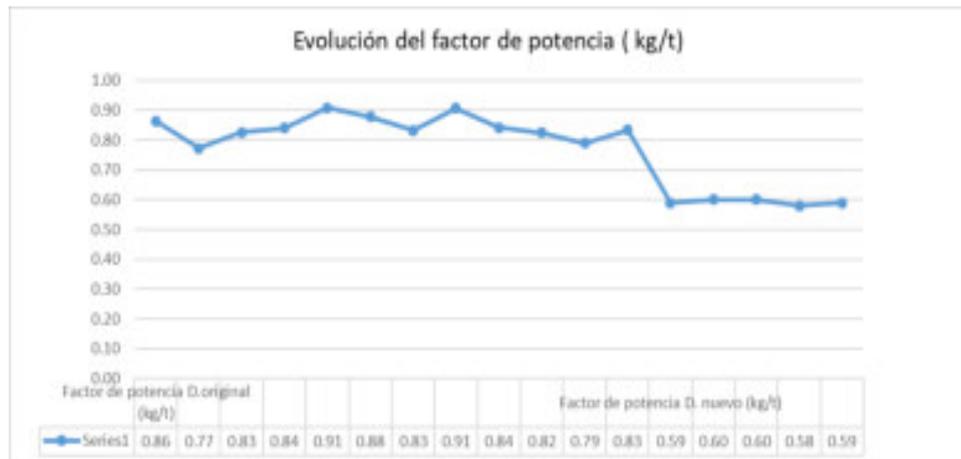
PARÁMETROS	UNIDADES	D. Original	D. Nuevo
Longitud de carga	m	9.10	9.10
Cartuchos por taladro	unid/tal	32.8	30.8
Total cartuchos	unid	393	246
Total kilogramos	kilogramos	153.56	96.13
Factor de potencia	kg/t	0.84	0.59
Exsanel por taladro	unid	3	3
Total exsaneles	unid	36	24
Carmex	unid	2	2
Mecha rápida	m	1	1
Cordón detonante	m	10	10

Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.13 Diseño original vs Diseño nuevo, consumo de explosivo.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.14 Factor de potencia.

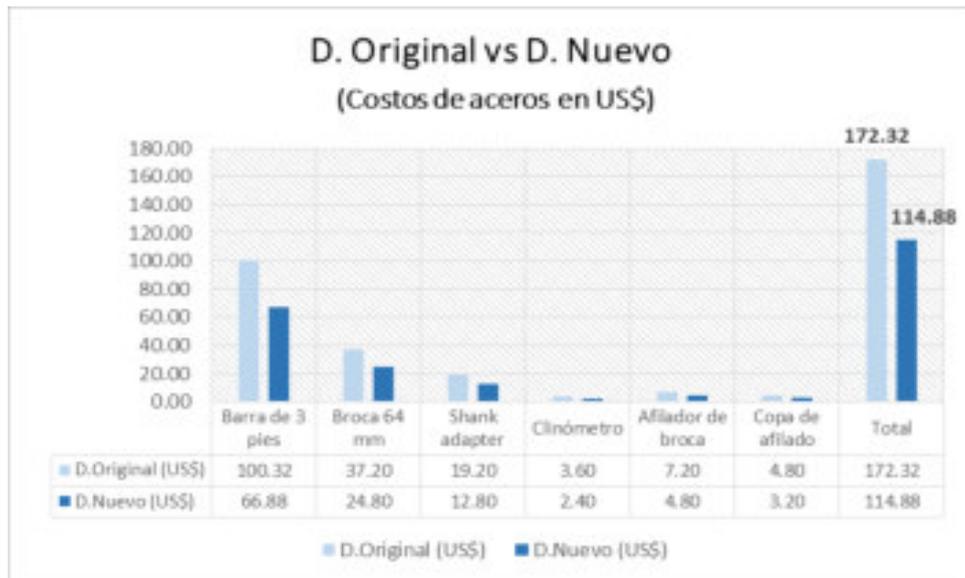
4.3.4 Comparación entre los costos de aceros utilizados

En el diseño nuevo se perforaron 8 taladros frente a 12 que se venía perforando al inicio. Esta reducción en la cantidad de taladros perforados, se tradujo en un menor desgaste de aceros y por ende en sus costos asociados, pasando de US\$ 172,32 a US\$ 114,88. Ver Tabla 4.39 y Gráfico 4.15.

Tabla 4.39 Comparación entre los costos de aceros

Item	Costo parcial	
	D.Original (US\$)	D.Nuevo (US\$)
Barra de 3 pies	100.32	66.88
Broca 64 mm	37.20	24.80
Shank adapter	19.20	12.80
Clinómetro	3.60	2.40
Afilador de broca	7.20	4.80
Copa de afilado	4.80	3.20
Total	172.32	114.88

Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.15 Diseño original vs Diseño nuevo, costos de aceros.

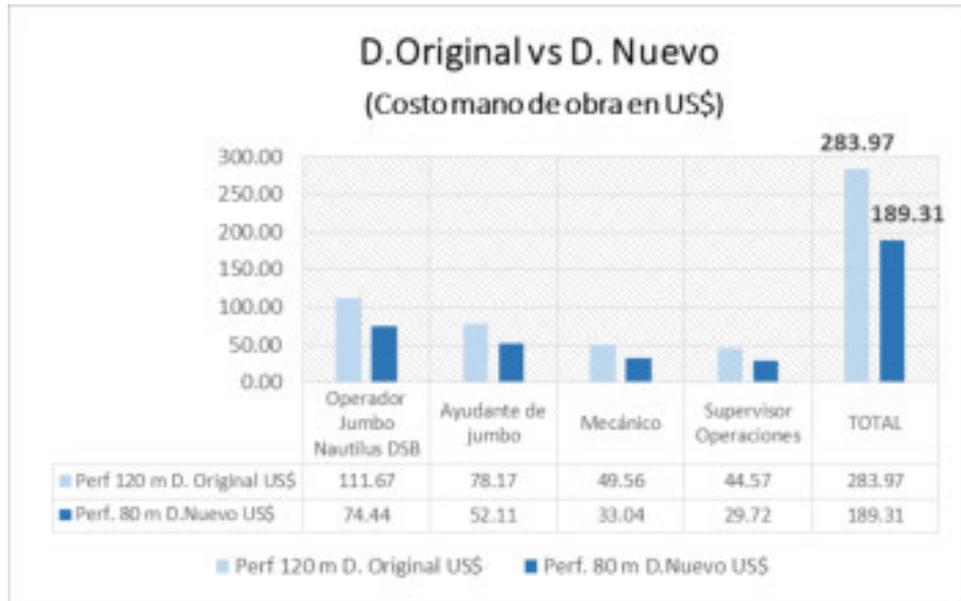
4.3.5 Comparación entre los costos de mano de obra

El personal al ejecutar la tarea de perforación en el polígono a minar, pasó inicialmente de perforar 120 a 80 m en el diseño nuevo; esta disminución del metraje perforado se tradujo en menos horas trabajadas en este polígono y por lo tanto una reducción de los costos de mano de obra. Ver Tabla 4.40 y Gráfico 4.16.

Tabla 4.40 Comparación entre los costos de mano de obra.

Descripción	Perf. 120 m D. Original	Perf. 80 m D.Nuevo
	US\$	US\$
Operador Jumbo Nautilus PSA	111.67	74.44
Ayudante de jumbo	78.17	52.11
Mecánico	49.56	33.04
Supervisor Operaciones	44.57	29.72
TOTAL	283.97	189.31

Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.16 Diseño original vs Diseño nuevo, costo de mano de obra.

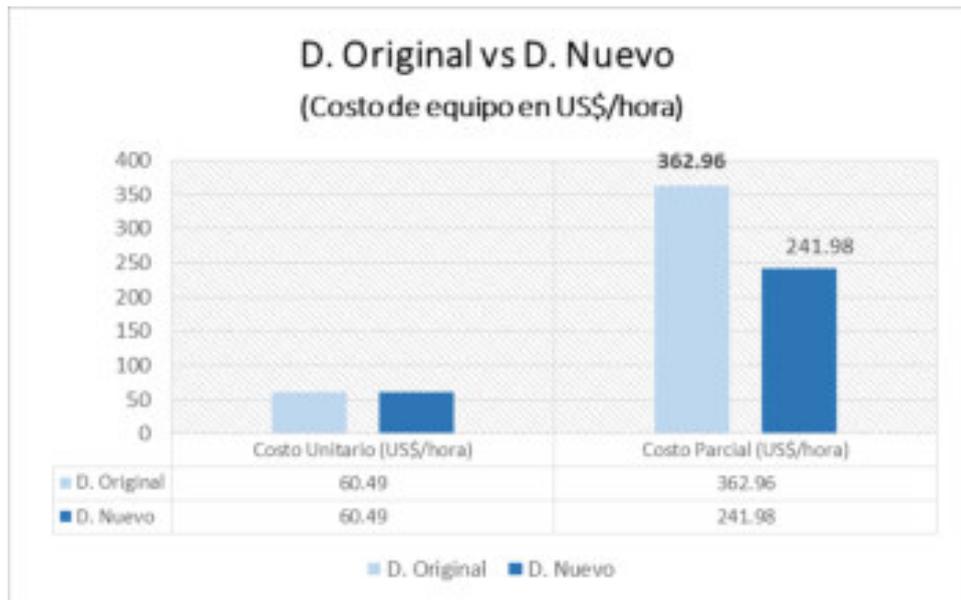
4.3.6 Comparación entre los costos de equipo

En el diseño nuevo la utilización del equipo de perforación se redujo de 6 a 4 horas de trabajo, lo que implica una reducción de su costo asociado, pasando de US\$ 362,96 a US\$ 241,98. Ver Tabla 4.41 y Gráfico 4.17.

Tabla 4.41 Comparación entre el costo de equipo.

Descripción		D. Original	D. Nuevo
Jumbo Nautilus PSA	Incidencia (horas)	6.00	4.00
	Costo Unitario (US\$/hora)	60.49	60.49
	Costo Parcial (US\$/hora)	362.96	241.98

Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.17 Diseño original vs Diseño nuevo, costo de equipo.

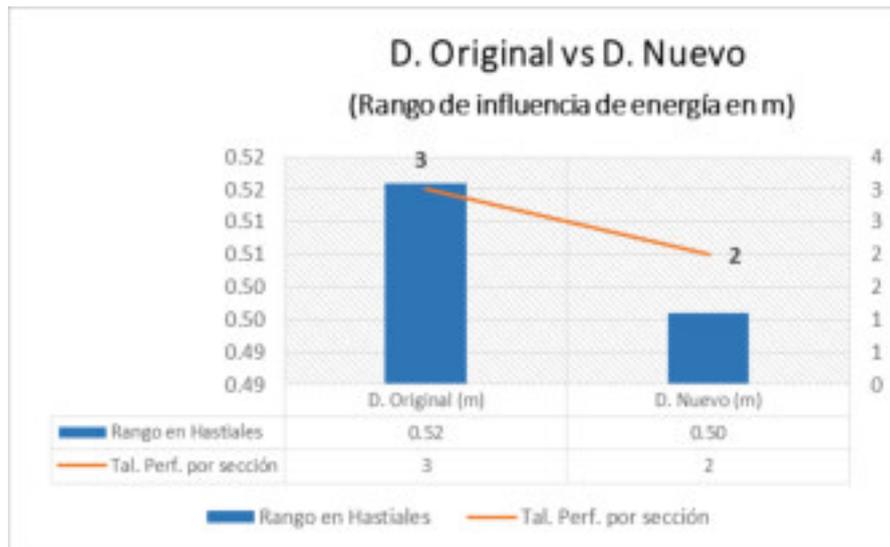
4.3.7 Comparativo entre las áreas de influencia de la energía del explosivo.

Se tomó en consideración el rango de influencia de la energía del explosivo en los hastiales, mencionando que en el diseño original se disparó 3 taladros por sección mientras que en el diseño nuevo se disparó 2 taladros por sección, lo que hizo que el rango de influencia en el segundo diseño disminuya. Ver Tabla 4.42 y Gráfico 4.18.

Tabla 4.42 Comparación entre el alcance de la energía.

Rango de influencia de la energía	D. Original (m)	D. Nuevo (m)
<i>Rango en Hastiales</i>	0.52	0.50
<i>Tal. Perf. por sección</i>	3	2

Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.18 Diseño original vs Diseño nuevo, alcance de la energía.

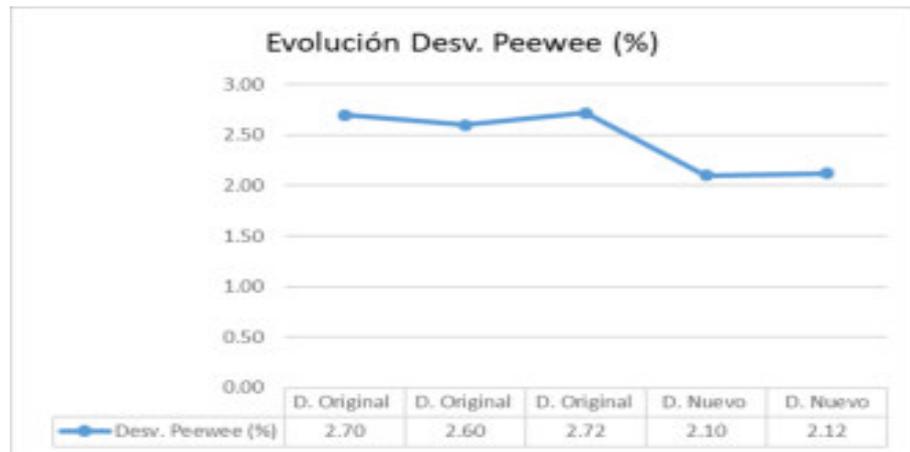
4.3.8 Comparación en desviación de taladros

La desviación máxima de taladros, permitida según contrato es 2%. La data es procesada a través del software Devisoft6 y Autocad. Ver Tabla 4.43.

Tabla 4.43 Comparación entre la desviación de taladros.

Desviación	D. Original	D. Nuevo
<i>Taladros medidos</i>	21	14
<i>Desv. Perforación (%)</i>	1.31	1.21
<i>Desv. Peewee (%)</i>	2.72	2.10

Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.19 Evolución desviación Peewee.

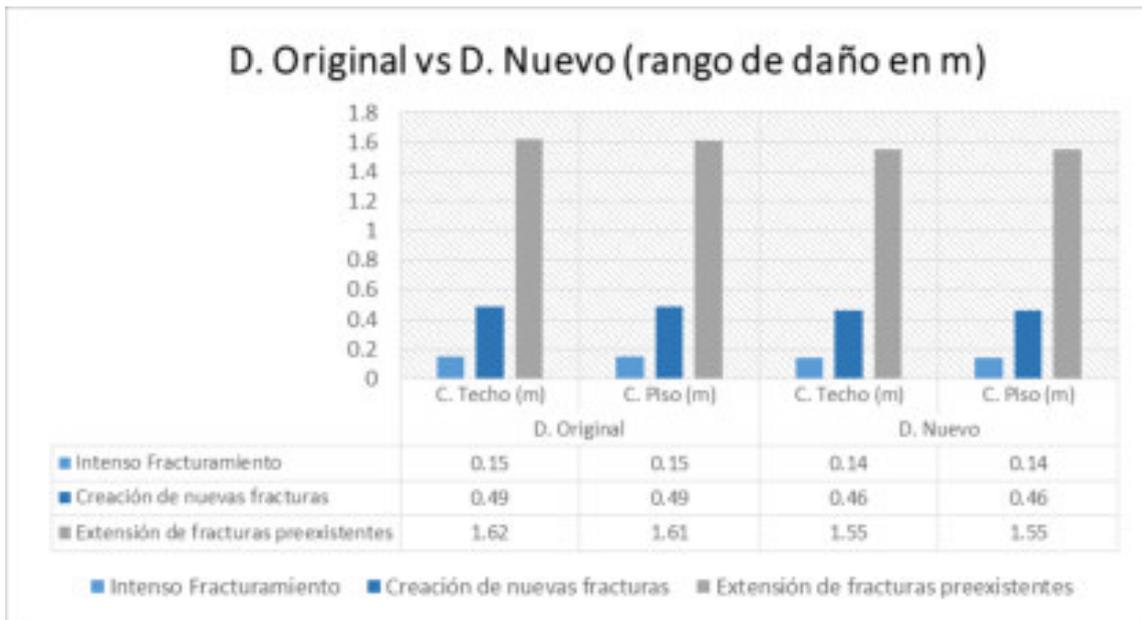
4.3.9 Comparativo entre los rangos de daño

En el diseño original, la carga operante fue obtenida de los taladros de las cajas, al ser estos secuenciados con el mismo periodo de retardo, mientras que para el taladro central se empleó un periodo independiente. En el nuevo diseño que contempla 2 taladros por sección, ambos fueron secuenciados con el mismo periodo de retardo (ver Figuras 4.04 y 4.11). Ver Tabla 4.44 y Gráfico 4.20.

Tabla 4.44 Comparación entre los rangos de daño

Descripción	D. Original		D. Nuevo	
	C. Techo (m)	C. Piso (m)	C. Techo (m)	C. Piso (m)
<i>Intenso Fracturamiento</i>	0.15	0.15	0.14	0.14
<i>Creación de nuevas fracturas</i>	0.49	0.49	0.46	0.46
<i>Extensión de fracturas preexistentes</i>	1.62	1.61	1.55	1.55

Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.20 Diseño original vs Diseño nuevo, rango de daño



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.21 Evolución de las vibraciones.

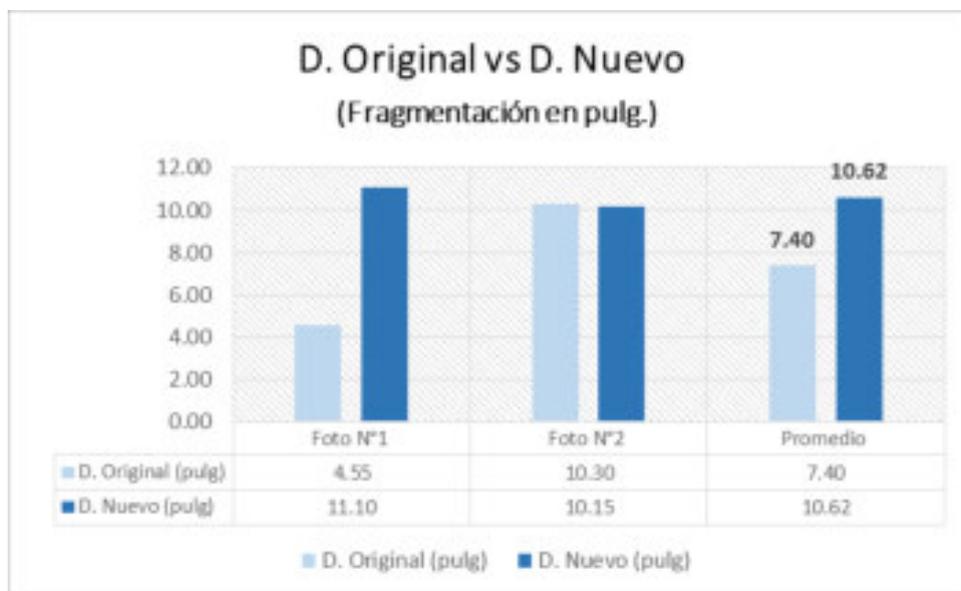
4.3.10 Comparativo entre los tamaños de fragmentos obtenidos

Se muestran los datos del análisis de fotos tomadas del resultado de las voladuras, para obtener el P80. Ver Tabla 4.45 y Gráfico 4.22.

Tabla 4.45 Comparación entre el tamaño de fragmentos.

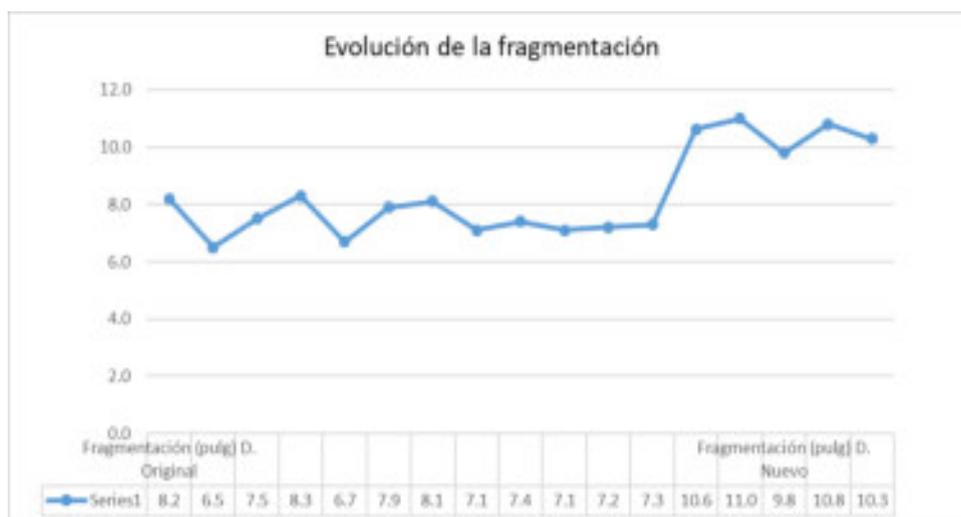
Fragmentación	D. Original (pulg)	D. Nuevo (pulg)
Foto N°1	4.55	11.10
Foto N°2	10.30	10.15
Promedio	7.40	10.62

Fuente: Elaboración propia



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.22 Diseño original vs Diseño nuevo, fragmentación.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 4.23 Evolución de la fragmentación.

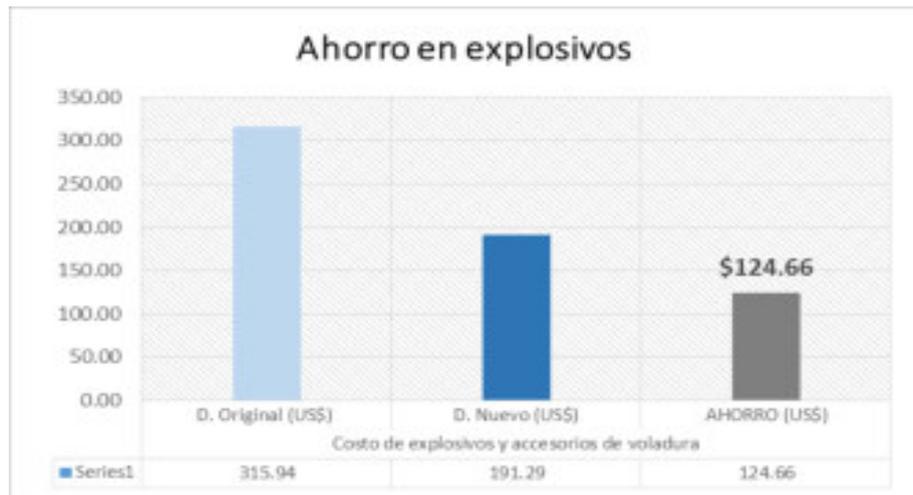
CAPÍTULO V

RESULTADOS

5.1 CÁLCULO DE AHORROS

5.1.1 Ahorro en consumo de explosivos

El nuevo diseño contempla 8 taladros cargados frente a los 12 taladros a ser cargados del diseño original, en el polígono a minar. Esto implica una disminución en la cantidad de explosivos y accesorios de voladura a ser utilizados; a su vez esta disminución se traduce en una reducción de los costos asociados, obteniendo un ahorro de US\$ 124,66 por este concepto. Ver Gráfico 5.01.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 5.01 Diseño original vs Diseño nuevo, ahorro en explosivos.

5.1.2 Ahorro en consumo de aceros

El nuevo diseño contempla 8 taladros perforados frente a los 12 taladros a ser perforados del diseño original, para minar el polígono tratado. Esto implica una disminución en la cantidad de metros a perforar, pasando de 120 a 80 m en el nuevo diseño. Esta reducción en el metraje perforado se traduce en un menor consumo de aceros de perforación a ser utilizados, y por ende se da una reducción de costos obteniendo un ahorro de US\$ 57,44. Ver Gráfico 5.02.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 5.02 Diseño original vs Diseño nuevo, ahorro en aceros de perforación.

5.1.3 Ahorro en costos por mano de obra

En el diseño propuesto se da una reducción en el metraje a perforar, pasando de 120 a 80 m perforados. Esto implica una utilización menor de cantidad de horas-hombre trabajadas, lo que se refleja en una disminución del costo de mano de obra pasando de US\$ 283,97 a US\$ 189,31, obteniendo un ahorro de US\$ 94,66. Ver Gráfico 5.03.

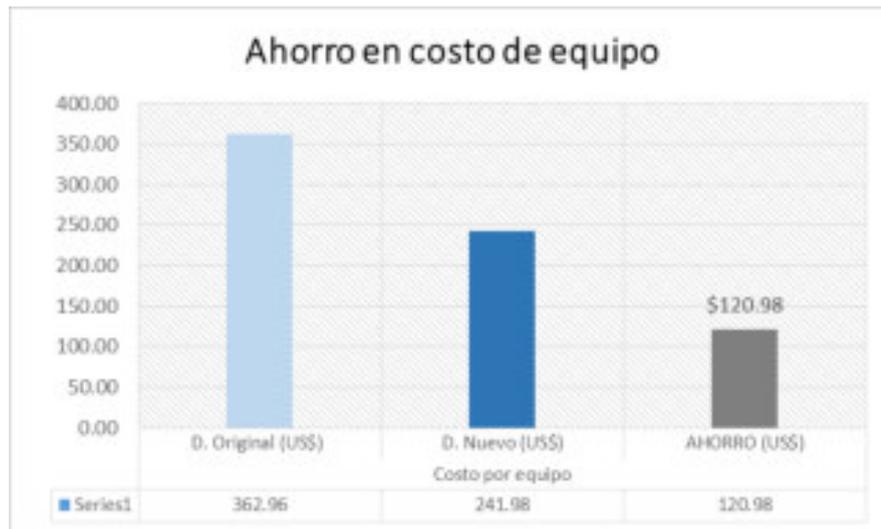


Fuente: Elaboración propia

Gráfico 5.03 Diseño original vs Diseño nuevo, ahorro en mano de obra.

5.1.4 Ahorro en costos por equipo

El equipo de perforación es un Nautilus PSA de la contratista RESEFER. Al variar el metraje a perforar, cambiando de 120 m en el diseño original a 80 m en el nuevo diseño, se requerirá menos cantidad de horas de operación de dicho equipo. El rendimiento del Nautilus PSA en perforación es 20 m/h; por lo que la perforación en el nuevo diseño demoró 4 horas, mientras que en el diseño original la perforación duró 6 horas. El costo unitario es 60,49 \$/h y teniendo en cuenta las horas de operación en ambos diseños, lleva a una reducción en el costo del equipo, pasando de US\$ 362,96 a US\$ 241,98, obteniendo un ahorro de US\$ 120,98. Ver Gráfico 5.04.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 5.04 Diseño original vs Diseño nuevo, ahorro en costos de equipo.

5.1.5 Ahorro total

Considerando todos los ítems de ahorros obtenidos expuestos en los párrafos precedentes, se calcula el ahorro total del diseño nuevo respecto al diseño original que se llevó a cabo. Ver Gráfico 5.05 y Tabla 5.01.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 5.05 Diseño original vs Diseño nuevo, ahorro total.

Tabla 5.01 Diseño original vs Diseño nuevo, ahorro total.

	D. ORIGINAL (US\$)	D. NUEVO (US\$)	AHORRO (US\$)
Explosivos y accesorios	315.94	191.29	124.66
Aceros de perforación	172.32	114.88	57.44
Costo de mano de obra	283.97	189.31	94.66
Costo de equipo	362.96	241.98	120.98
TOTALES	1135.19	737.46	397.74

Fuente: Elaboración propia

5.1.6 Rango de daño en el macizo rocoso

Del análisis de vibraciones en el diseño original se obtuvo un rango de daño en la zona de intenso fracturamiento hasta los 0,15 m tanto para la caja techo como para la caja piso. Ver Tabla 5.02 y 5.03.

Tabla 5.02 Rangos de daño, caja techo. Diseño original

	VPP	d (m)
<i>Intenso fracturamiento (4 x VPPc)</i>	17199.10	0.15
<i>Creación de nuevas fracturas (1 x VPPc)</i>	4299.78	0.49
<i>Extender fracturas preexistentes (1/4 x VPPc)</i>	1074.94	1.62

Fuente: Elaboración propia

Tabla 5.03 Rangos de daño, caja piso. Diseño original

	VPP	d (m)
<i>Intenso fracturamiento (4 x VPPc)</i>	17263.25	0.15
<i>Creación de nuevas fracturas (1 x VPPc)</i>	4315.81	0.49
<i>Extender fracturas preexistentes (1/4 x VPPc)</i>	1078.95	1.61

Fuente: Elaboración propia

Del análisis de vibraciones en el diseño nuevo se obtuvo un rango de daño en la zona de intenso fracturamiento hasta los 0,14 m tanto para la caja techo como para la caja piso. Ver Tabla 5.04 y 5.05.

Tabla 5.04 Rangos de daño, caja techo. Diseño nuevo

		VPP	d (m)
Intenso fracturamiento	(4 x VPPc)	17199.10	0.14
Creación de nuevas fracturas	(1 x VPPc)	4299.78	0.46
Extender fracturas preexistentes	(1/4 x VPPc)	1074.94	1.55

Fuente: Elaboración propia

Tabla 5.05 Rangos de daño, caja piso. Diseño nuevo

		VPP	d (m)
Intenso fracturamiento	(4 x VPPc)	17263.25	0.14
Creación de nuevas fracturas	(1 x VPPc)	4315.81	0.46
Extender fracturas preexistentes	(1/4 x VPPc)	1078.95	1.55

Fuente: Elaboración propia

5.1.7 Fragmentación obtenida

La fragmentación inicial estaba por debajo de lo solicitado por planta (8-11 pulgadas lo requerido); después de probar el nuevo diseño se obtuvo un incremento en el P80, cuyo valor resultante aún se encuentra dentro del rango permitido. Ver Gráfico 5.06.



Fuente: Elaboración propia

Gráfico 5.06 Diseño original vs Diseño nuevo, fragmentación.

CONCLUSIONES

PRIMERA:

De la simulación de la distribución de los halos de energía, se puede concluir que en ambos diseños el rango de influencia de la energía del explosivo alcanza los 0,50 m aproximadamente; no habiendo grandes diferencias debido a un taladro menos a ser cargado por sección en el diseño nuevo, ya que la potencia del explosivo es la misma.

SEGUNDA:

Del análisis de desviación de taladros largos, se puede observar que para ambos casos la desviación promedio está entre 2,10 % y 2,72 %. Esta desviación todavía permite evaluar adecuadamente los resultados de la voladura; puesto que si se tiene desviaciones mayores, se presentarán problemas de disparos fallados (denominados operacionalmente como “sombrosos”, “zapatos”, “pechos”, etc.).

TERCERA:

Del análisis de vibraciones, se puede concluir que el rango de daño al macizo rocoso no varía mucho en ambos diseños; ya que la carga operante, de la cual depende en gran medida la VPP, varía en tan solo 1,56 kg (Diseño original - CO 25,63 kg / Diseño nuevo - CO 24,06 kg).

CUARTA:

Del análisis de fragmentación del material roto como producto de la voladura, se puede concluir que con el diseño nuevo la granulometría aumentó en 3,22 pulgadas, pasando de 7,40 a 10,62 pulgadas; pero manteniéndose aún dentro del intervalo solicitado por planta (8 -11 pulgadas).

QUINTA:

Después de la aplicación del diseño nuevo, se calculó el ahorro obtenido por diferentes ítems (costo de explosivos y accesorios de voladura, costo de aceros de perforación, costo de mano de obra y costo de equipo); obteniendo un ahorro total de US\$ 397,74, ya que se pasó de US\$ 1135,19 en el diseño original a US\$ 737,46 en el diseño nuevo.

SEXTA:

Se concluye que en base a los análisis técnicos antes, (*simulación con JKSimblast 2dRing, análisis de desviación de taladros largos*) durante, (*análisis técnico vibracional*) y después (*análisis de fragmentación, evaluación de la dilución*) del proceso de perforación y voladura, que el nuevo diseño es viable en su aplicación; con el que se obtiene mejoras en los KPI's, pasando de 0,84 a 0,59 kg/t, y menor consumo de aceros, a su vez todo esto se traduce en una reducción de los costos asociados.

RECOMENDACIONES

PRIMERA:

Continuar con los análisis técnicos, para seguir probando nuevos diseños viables con el fin de seguir optimizando los KPI's de perforación y voladura.

SEGUNDA:

Llevar un histórico de la evolución del factor de potencia, que permita compararlo con otras unidades mineras.

TERCERA:

Seguir controlando la desviación en la perforación de los taladros, por ser este un aspecto fundamental para obtener resultados buenos de la voladura.

CUARTA:

Capacitar al personal sobre la importancia del uso del Air Deck como factor que incide en un menor consumo de explosivos y que a su vez no afecta el resultado de la voladura.

QUINTA:

Llevar un buen diseño en las secciones de los subniveles a ser perforados, puesto que si la sección obtenida no es acorde a la viga del equipo de perforación, se tiende a producir una variación en el ángulo de operación del equipo, lo que conlleva a una desviación en la perforación.

SEXTA:

Capacitar al personal de compañía (técnicos de perforación y voladura) sobre los análisis de desviación de taladros, análisis de vibraciones y análisis de fragmentación, con el fin de que se lleve y se recopile una mejor data día a día de los resultados de los procesos de perforación y voladura.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Agreda T, C. (1993). Curso de Modelización matemática de la voladura de rocas.
2. Clunes Almonte, Jorge. (2007). Gestión estratégica de proyectos en minería. Curso internacional Intercade, Lima.
3. Darling, P. (2011). Mining engineering handbook (Tercera edición).
4. De la Vergne, J. (2014). Hard rock miner is handbook (Quinta edición).
5. ENAEX. (2014). Manual de perforación y voladura. Puno.
6. EXSA. (2003). Manual práctico de voladura. (Tercera edición).
7. Hernández Sampieri Roberto. (2006). "Metodología de la investigación". Cuarta edición Mc Graw Hill, México.
8. López J, C. (1984). Manual de perforación y voladura de rocas. Instituto Geológico y Minero. Segunda edición. España.
9. Mckenzie Ph.D. Cameron K. (1998). Tecnología de voladura de rocas. Lima, Perú.
10. Novitzky, A. (1975). Métodos de explotación subterránea y planificación de minas.
11. Peele, R. (1976). Mining engineering handbook. (Primera edición).
12. Ponce R, F. (2014). Costos, presupuestos y valorizaciones en las operaciones mineras.
13. Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional. D.S. N° 024-2016- EM.
14. Universidad Politécnica de Madrid, Escuela Técnica Superior de Ingenieros de Minas. (2007). Diseño de explotaciones e infraestructuras mineras subterráneas.
15. William A. Hustrulid y Richard L. Bullock. (2001). Underground mining methods; Engineering fundamentals and international case studies.