

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO - PUNO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**“OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN Y DISEÑO
DE MALLA POR ALTERACIÓN EN PERFORACIÓN Y
VOLADURA DE U.E.A. VALERIA – ANABI S.A.C.”**

INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL

PRESENTADO POR:

Bach. PERCY MAMANI CHALLCO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2019



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL

“OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN Y DISEÑO DE MALLA POR ALTERACIÓN EN PERFORACIÓN Y VOLADURA DE U.E.A. VALERIA – ANABI S.A.C.”

PRESENTADO POR:

Bach. MAMANI CHALLCO, PERCY

PARA OBTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

A la dirección de la unidad de investigación de la facultad de ingeniería de minas de la UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO, como requisito para optar el título de ingeniero de minas.

APROBADO POR:

PRESIDENTE:

.....
Dr. Ing. Juan Mayhua Palomino

PRIMER MIEMBRO:

.....
M. Sc. Ing. Américo Arizaca Avalos

SEGUNO MIEMBRO:

.....
Ing. Emmanuel Hernán-Tumy Gómez

2019

DEDICATORIA

Dedico el presente informe a Dios y a mis padres don JACINTO y doña JUANA, quien, con su paciencia, comprensión, sabios consejos y su apoyo incondicional hicieron posible el logro de mi noble profesión.

A mi Pareja Liliam, mi hija Arianna quienes han sido mi principal motivación para sacar adelante este trabajo y su apoyo incondicional en cada paso de mi vida.

A mis hermanos Volver, Elizabeth y Eliza, amigos y a todas las personas que contribuyeron en mi formación.

AGRADECIMIENTOS

Con mucha gratitud, expreso mis agradecimientos a la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno, docentes y personal administrativo quienes me guiaron y contribuyeron a lo largo de mi formación profesional.

También mi reconocimiento a la empresa minera U. E. A. VALERIA - ANABI S. A. C. quienes confiaron en mi persona, incorporando a ser parte de la familia minera, a los ingenieros de la empresa que me enseñaron el liderazgo y a continuar conquistando mayores logros, desarrollándome como persona y profesionalmente.

PRESENTACIÓN

Señores miembros del jurado:

El suscrito bachiller de la Facultad de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional del Altiplano, ha laborado en diferentes empresas mineras de nuestro país; me permito presentar a vuestra consideración el presente informe de trabajo profesional, titulado: **“OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN Y DISEÑO DE MALLA POR ALTERACIÓN EN PERFORACIÓN Y VOLADURA DE U.E.A. VALERIA – ANABI S.A.C.”**, realizado en la empresa indicada, con la finalidad de optar el título profesional de Ingeniero de Minas, en cumplimiento del reglamento de grados y títulos de la Universidad Nacional del Altiplano.

El suscrito ha trabajado en la elaboración del proyecto y lógicamente en la ejecución del mismo; por lo que deseo transmitir las experiencias adquiridas en el desarrollo de dicho trabajo a mi alma mater con el presente informe.

Puno, 2019

Bachiller: Percy Mamani Chalco

INDICE GENERAL

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTOS	ii
PRESENTACIÓN	iii
INDICE GENERAL	iv
INDICE DE IMAGENES	vii
INDICE DE CUADROS	viii
INDICE DE FOTOS	ix
RESUMEN	1
PRIMERA PARTE	2
REPORTE DE ACTIVIDAD PROFESIONAL	2
SEGUNDA PARTE.....	5
DESARROLLO DEL INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL.....	5

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES	5
1.1. INTRODUCCIÓN.....	5
1.1.1. PROBLEMA GENERAL.....	5
1.1.2. PROBLEMA ESPECÍFICO.....	5
1.1.3. OBJETIVO GENERAL.....	6
1.1.4. OBJETIVO ESPECIFICO.....	6
1.2. MARCO CONCEPTUAL.....	7
1.2.1. PERFORACIÓN.....	7
1.2.2. VOLADURA.....	7
1.2.3. DIÁMETRO DE TALADRO (\emptyset).....	8
1.2.4. LONGITUD DE TALADRO (L).....	8
1.2.5. LA SOBRE-PERFORACIÓN (SP).....	9
1.2.6. LONGITUD DE TACO (T).....	9
1.2.7. ALTURA DE BANCO (H).....	10
1.2.8. BURDEN (B).....	11
1.2.9. ESPACIAMIENTO (E).....	13
1.2.10. LONGITUD DE CARGA (LC).....	13
1.2.11. CONTINÚA O SEGMENTADA.....	14
1.2.12. CARGAS SEGMENTADAS O ESPACIADAS.....	14
1.2.13. FACTOR DE POTENCIA.....	14
1.2.14. PLANTILLA DE MALLAS.....	15
1.2.15. AGENTES DE VOLADURA.....	16
1.2.16. ANFO.....	16
1.2.17. EMULSIÓN.....	16
1.2.18. ANFOS PESADOS.....	16
1.2.19. INICIADORES Y ROMPEDORES.....	17
1.2.20. BOOSTER.....	17
1.2.21. SISTEMAS DE INICIACIÓN.....	17
1.2.22. FULMINANTE.....	18
1.2.23. MECHA DE SEGURIDAD.....	18
1.2.24. SISTEMA SILENCIOSO DUAL.....	19
1.2.25. CONECTORES DE RETARDO O DE SUPERFICIE.....	20

1.2.26.	MECANISMO DE FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA POR EXPLOSIVOS.	21
1.2.27.	SECUENCIAS DE INICIACIÓN.	24
1.2.28.	IMPORTANCIA DE LA SECUENCIA DE INICIACIÓN.	24
1.2.29.	PROGRAMA DNA I-BLAST.	25
1.2.30.	ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN P80.	25
1.2.31.	PROGRAMA WIPGRAG.	26
1.2.32.	DELINEACIÓN DE FRAGMENTOS.	27
1.2.33.	DEFINICIÓN DEL ÍNDICE P80 EN FRAGMENTACIÓN.	28

CAPITULO II

AMBITO DE ESTUDIO	29	
2.1.	UBICACIÓN.	29
2.2.	ACCESO.	30
2.3.	ORGANIZACIÓN.	31
2.4.	MISIÓN.	31
2.5.	VISIÓN.	31
2.6.	POLÍTICA.	32
2.7.	CLIMA Y VEGETACIÓN.	32
2.8.	GEOMORFOLOGÍA Y FISIOGRAFÍA.	33
2.9.	HISTORIA Y ANTECEDENTES.	34
2.10.	TIPO DE YACIMIENTO Y MINERALOGIA.	34
2.10.1.	ALTERACIÓN.	34
2.10.2.	MINERALIZACIÓN.	39
2.11.	PLAN DE MINADO.	40
2.12.	DISEÑO DE TAJO.	41
2.13.	ACTIVIDADES DE OPERACIÓN MINA.	41
2.13.1.	PERFORACION.	42
2.13.2.	VOLADURA.	42
2.13.3.	CARGUIO.	43
2.13.4.	TRANSPORTE.	43
2.13.5.	SERVICIOS AUXILIARES.	44
2.13.6.	PAD DE LIXIVIACIÓN.	44
2.13.7.	PLANTA MERRILL CROW.	45

CAPITULO III

METODOS Y PROCEDIMIENTOS	46	
3.1.	CALCULO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR ALTERACIÓN.	46
3.2.	DESIGNACIÓN DE DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR ALTERACIONES.	48
3.2.1.	PLANEAMIENTO.	48
3.2.2.	GEOLOGÍA.	49
3.2.3.	DISEÑO DE INICIACION DE VOLADURA.	50
3.2.4.	ANALISIS DE FRAGMENTACIÓN (P80) EN ALTERACIONES.	50

CAPITULO IV

RESULTADOS	51
4.1. DISEÑO DE MALLA POR ALTERACIÓN EN PERFORACIÓN Y VOLADURA	51
4.1.1. DISEÑO DE MALLA PARA SÍLICE MASIVO (SM)	51
4.1.2. DISEÑO DE MALLA PARA SILICE GRANULAR (SG)	52
4.1.3. DISEÑO DE MALLA PARA SILICE ALUNITA(SA).....	53
4.1.4. MALLA PARA SILICE CLAY (SC).....	54
4.2. OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN EN PERFORACIÓN Y VOLADURA	55
4.2.1. DESIGNACIÓN DE DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR ALTERACIONES.	55
4.2.2. DISEÑO DE INICIACION DE VOLADURA.	57
4.2.3. PLANO DE AREA DE INFLUENCIA.....	58
4.2.4. ANALISIS DE FRAGMENTACIÓN (P80) EN ALTERACIONES.	58
4.3. RELACIÓN DEL DISEÑO DE MALLA POR ALTERACIÓN Y LA OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA	65
CONCLUSIONES	66
RECOMENDACIONES.....	67
REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA	68
ANEXOS	69

INDICE DE IMAGENES

Imagen 1. Plantillas de malas.	15
Imagen 2. Fulminante de seguridad.	18
Imagen 3. Mecha de seguridad.	19
Imagen 4. Sistema silencioso dual.	19
Imagen 5. Sistema de iniciación tradicional.	20
Imagen 6. Retardo de superficie CTD.	21
Imagen 7. Propagación de ondas de choque.	22
Imagen 8. Rotura radia como efecto de detonación a las paredes de un taladro.	23
Imagen 9. Detonación en un taladro con cara libre.	23
Imagen 10. Movimiento de material hacia cara libre.	24
Imagen 11. Programa de análisis de fragmentación.	27
Imagen 12. Delineación de fragmento en el programa.	27
Imagen 13. Definición de fragmentos % pasante.	28
Imagen 14. Ubicación de zona de trabajo.	29
Imagen 15. Plano de alteración.	37
Imagen 16. Plano de alteración.	38
Imagen 17. Diseño de tajo.	41
Imagen 18. Modelo de alteraciones.	46
Imagen 19. Plan de ley de modelo de largo plazo.	48
Imagen 20. Plan de alteraciones de modelo de largo plazo.	49
Imagen 21. Alteraciones del banco superior de los proyectos.	49
Imagen 22. Software DNA-Blast para simulación de voladura.	50
Imagen 23. Programa de análisis de fragmentación.	50
Imagen 24. Distribución de explosivo para sílice masivo.	51
Imagen 26. Distribución de explosivo para sílice alunita.	53
Imagen 27. Explosivo por alteración.	54
Imagen 28. Clasificación de área por alteración.	56
Imagen 29. Designación de malla y explosivo por alteración.	56
Imagen 30. Designación de malla y explosivo por alteración.	57
Imagen 31. Diseño de iniciación de voladura del banco 4624.	57
Imagen 32. Diseño de iniciación de voladura del banco 4640.	57
Imagen 33. Plano de área de influencia.	58
Imagen 34. Análisis de fragmentación de sílice masivo.	59
Imagen 35. Resultados de fragmentación de sílice masivo.	59
Imagen 36. Análisis de fragmentación de sílice granular.	60
Imagen 37. Resultados de fragmentación de sílice granular.	61
Imagen 38. Análisis de fragmentación de sílice alunita.	62
Imagen 40. Análisis de fragmentación de sílice clay.	63
Imagen 41. Resultados de fragmentación de sílice clay.	64
Imagen 42. Plano del tajo Valeria.	69

INDICE DE CUADROS

Tabla 1. Constante Kb de roca y tipo de explosivo formula de Ash.	13
Tabla 2. Propiedad de los explosivos a granel.....	17
Tabla 3. Coordenadas UTM.....	29
Tabla 4. Acceso de Lima a Mina.	30
Tabla 5. Acceso de Puno a mina.....	30
Tabla 6. Región climática – Valeria.	33
Tabla 7. Plan de minado anual 2015.....	40
Tabla 8. Plan de minado anual 2016.....	40
Tabla 9. Plan de minado anual 2017.....	40
Tabla 10. Plan de minado anual 2018.....	41
Tabla 12. Calculo de burden para alteración sílice masivo.	51
Tabla 13. Calculo de burden para alteración sílice granular.....	52
Tabla 14. Calculo de burden para alteración sílice alunita.	53
Tabla 15. Calculo de burden para alteración sílice clay(SC).....	54
Tabla 16. Diseño de malla por alteración.	55
Tabla 17. Diseño de malla por alteración.	55
Tabla 18. Optimización dela fragmentación.....	64
Tabla 19. Relación del diseño de malla por alteración y la optimización de la fragmentación.	65

INDICE DE FOTOS

Foto 1. Muestreo fotográfico para análisis de fragmentación.	26
Foto 2. Relieve topográfico de la zona en estudio U.E.A. Valeria.	34
Foto 3. Muestra de mano con sílice masiva y sílice gris en venillas.	35
Foto 4. Muestra de mano con sílice masiva y sílice vuggy.	36
Foto 5. Muestra sílice granular y oxidado.	36
Foto 6. Muestra sílice alunita.	36
Foto 7. Roca fragmentada en sílice masivo.	58
Foto 8. Roca fragmentada en sílice granular.	60
Foto 9. Roca fragmentada en sílice alunita.	61
Foto 10. Roca fragmentada en sílice clay.	63
Foto 11. Foto panorámica de tajo Valeria.	69
Foto 12. Foto en la zona de perforación.	70
Foto 13. Foto con personal de voladura.	70
Foto 14. Foto de limpieza de plataforma de perforación.	71
Foto 15. Perforación con DM45 1.	71
Foto 16. Perforación con DML.	72
Foto 17. Perforación con DA45 2.	72
Foto 18. Malla de perforación.	73
Foto 19. Plataforma antes de la voladura.	73
Foto 20. Carguío de taladros con Camión Fabrica.	74
Foto 21. Control de densidades de los explosivos.	74
Foto 22. Tapado de taladros y taconeado con madera.	75
Foto 23. Voladura.	75
Foto 24. Después de la voladura.	75
Foto 25. Antes de la voladura.	76
Foto 26. Después de la voladura SM.	76
Foto 27. Después de la voladura SG.	77
Foto 28. Después de la voladura SA.	77
Foto 29. Carguío de excavadora 390 SA.	78
Foto 30. Después de la voladura SM.	78
Foto 31. Después de la voladura SG.	79
Foto 32. Volquetes de 22 m3.	79

RESUMEN

El proyecto U.E.A. Valeria – Anabi S.A.C.” se encuentra en el Paraje Japutani, distrito Huaquirca, provincia Antabamba, departamento Apurimac, aproximadamente a 125 Km al Sur-Oeste de la ciudad del Cusco. Está a una altitud promedio entre 4,600 a 4,800 m.s.n.m, El objetivo del informe profesional es optimizar la fragmentación y diseñar la malla por alteración en perforación y voladura de U.E.A. Valeria - Anabi S.A.C., el diseño de malla por alteración es una técnica que aporta la mejora de la fragmentación obteniendo grandes beneficios en rendimiento de equipos, transporte, % de recuperación en planta y bajos costos operativos. Anteriormente se realizaba con un solo diseño de malla de perforación y voladura complicando en carguío, transporte y % de recuperación en planta por la deficiencia en la fragmentación P80. En el diseño de malla por alteración en comparación con el diseño anterior se observa variación en los parámetros como densidad de la roca 2.30 a 2.38, diámetro de taladro $7 \frac{7}{8}$ a $6 \frac{3}{4}$, burden 5.0 a 4.1, espaciamiento 5.7 a 4.7, producto de explosivo HA-37 a HA-46, explosivo portal 190 a 146, factor de potencia 0.36 a 0.38 y retardo superficial 35-45 a 25-35; en la fragmentación por diseño de malla por alteración se logra una fragmentación de 5.24” en P80 en comparación de la fragmentación del diseño anterior de 9.2” en P80; cuando se tiene mayor control en dimensión de malla y la cantidad adecuada de explosivos con lleva a una óptima fragmentación.

PRIMERA PARTE**REPORTE DE ACTIVIDAD PROFESIONAL****a. Anabí S.A.C.- U.E.A. Valeria (Apurímac).**

Cargo: Jefe de Perforación y Voladura.

Periodo: De marzo 2015 a diciembre 2018.

Mineral: Au.

Explotación: Tajo abierto.

- Supervisión de las operaciones de perforación y voladura, controlando que estas se desarrollen de acuerdo a lo programado.
- Asegurar el cumplimiento de plan de perforación y voladura.
- Diseño de mallas de perforación y voladura, áreas de influencia para la voladura.
- Capacitar al personal en manejo de equipos de perforación y manipuleo de explosivos.
- Control de stock de accesorios de perforación y voladura de acuerdo al requerimiento.
- Control de parámetros e indicadores de las actividades de perforación y voladura.
- Control de avances de perforación en coordinación con operaciones mina.
- Verificar la correcta utilización de los equipos de perforación y voladura.
- Dirigir la reunión de coordinación para la voladura en relación de evacuación de equipos de línea amarilla y personal.
- Evaluación de disparos en función a la fragmentación P80.
- Hacer cumplir con los estándares y procedimientos.
- Evaluación de costos de perforación y voladura.
- Responsable de ejecución de informes inherentes al cargo.

b. Apumayo S.A.C. (Ayacucho).

Cargo: Jefe de Perforación y Voladura.

Periodo: De junio 2013 a abril 2015

Minerales: Au y Ag.

Explotación: Tajo abierto.

- Supervisión de operaciones de perforación voladura controlando que estas se desarrollen de acuerdo a lo programado.
- Encargado de designar trabajos en cada frente de perforación y voladura.
- Participación en la elaboración, planificación y ejecución del plan.
- Diseño de mallas de perforación y voladura.
- Encargado de realizar reunión para la voladura con áreas involucradas.
- Capacitar a todo el personal sobre manipuleo de explosivos.
- Evolución de disparos en función a la fragmentación P80
- Control de los parámetros de perforación y voladura KPI.
- Seguimiento de stock de accesorios de perforación y suministros para la voladura.
- Seguimiento en hacer cumplir con los procedimientos y estándares de seguridad.
- Responsable de ejecución de informes inherentes al cargo.

c. Arasi S.A.C. (Puno).

Cargo: Asistente de Costos, Perforación y Voladura.

Periodo: De junio 2010 a abril 2013

Mineral: Au.

Explotación: Tajo abierto.

- Participación en la formulación del plan operativo y presupuesto.
- Control de costo mensual, semanal y diario de todas las operaciones.
- Control de parámetros e indicadores de todas las operaciones.
- Coordinar con otras áreas y controlar el cumplimiento de los planes de trabajo.
- Diseñar la malla de perforación y voladura.
- Seguimiento de consumo y requerimiento de los accesorios de perforación voladura.
- Otras actividades que se le asignen en el ámbito de su competencia.

SEGUNDA PARTE

DESARROLLO DEL INFORME DE TRABAJO PROFESIONAL

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1. INTRODUCCIÓN.

El presente informe profesional, “Optimización de la fragmentación y diseñar la malla por alteración en perforación y voladura de U.E.A. Valeria-Anabí S.A.C.”; tiene la finalidad de mejorar la fragmentación de la roca en voladura y demostrar que utilizando el diseño de malla por alteración se pueda lograr esto.

Según estudios realizados en todas las minas del mundo, la perforación y la voladura tienen una influencia del 70% en toda la operación minera; es decir que tan importante es la investigación y el alcance de optimizar la fragmentación; es por eso que para cumplir nuestro objetivo, como mejora continua; el de optimizar la fragmentación de la roca en zona de mineral, es que se utilice el diseño de malla por alteración, la cual consiste en diseñar mallas en: sílice masivo, sílice granular, sílice alunita, sílice clay, todo esto para mejorar la fragmentación y obtener grandes beneficios en rendimiento de equipos, transporte, % de recuperación en planta y bajos costos operativos.

1.1.1. PROBLEMA GENERAL.

- ¿Cómo optimizar la fragmentación y diseñar la malla por alteración en perforación y voladura de U.E.A. Valeria-Anabí S.A.C.?

1.1.2. PROBLEMA ESPECÍFICO.

- ¿Cómo diseñar la malla por alteración en perforación y voladura de U.E.A. Valeria-Anabí S.A.C.?
- ¿Cómo optimizar la fragmentación en perforación y voladura de U.E.A. Valeria-Anabí S.A.C.?

- ¿Cómo determinar la relación del diseño de malla por alteración y la optimización de la fragmentación en perforación y voladura de U.E.A. Valeria-Anabí S.A.C.?

1.1.3. **OBJETIVO GENERAL.**

- Optimizar la fragmentación y diseñar la malla por alteración en perforación y voladura de U.E.A. Valeria-Anabí S.A.C.

1.1.4. **OBJETIVO ESPECIFICO.**

- Determinar el diseño de malla por alteración en perforación y voladura de U.E.A. Valeria-Anabí S.A.C.
- Determinar la optimización de la fragmentación en perforación y voladura de U.E.A. Valeria-Anabí S.A.C.
- Determinar la relación del diseño de malla por alteración y la optimización de la fragmentación en perforación y voladura de U.E.A. Valeria-Anabí S.A.C.

1.2. MARCO CONCEPTUAL.

1.2.1. PERFORACIÓN.

La perforación es la primera operación en la preparación de una voladura. Su propósito es el de abrir en la roca huecos cilíndricos destinados a alojar al explosivo y sus accesorios iniciadores, denominados taladros, barrenos, hoyos o blast holes. Esta operación es necesaria para lograr el confinamiento del explosivo y aprovechar mejor las fuerzas expansivas (Díaz et al, 2012).

Basado en los principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpes y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalente al diámetro de la roca y hasta una profundidad dada por la longitud del barreno utilizado. La eficiencia en perforación consiste en lograr la máxima penetración al menor costo (Exsa explosivos, 2009).

1.2.2. VOLADURA.

Luego de realizar la perforación, se coloca en lugar apropiado y cantidad suficiente el explosivo para disponer de una energía concentrada químicamente, liberado de un modo controlado, en tiempo y espacio, pueda lograr la fragmentación del material rocoso.

También indicado la voladura es uno de los medios principales de extracción de minerales en las operaciones de minería a cielo abierto. El propósito principal de la operación de voladura es la fragmentación de la roca y para esto se requiere de una gran cantidad de explosivos. Los explosivos liberan una gran cantidad de energía durante la explosión, en donde, sólo el 20-30% es utilizada para la ruptura y el desplazamiento de las rocas, mientras que el resto de esta energía es desperdicia en forma de efectos secundarios ambientales (Díaz et al, 2012).

1.2.3. DIÁMETRO DE TALADRO (\emptyset).

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

Por otro lado, si la roca a volar presenta sistemas de fracturas muy espaciadas o que conforman bloques naturales, la fragmentación a obtener puede ser demasiado gruesa o irregular. El máximo diámetro a adoptar depende de la profundidad del taladro y, recíprocamente, la mínima profundidad a la que puede ser perforado un taladro depende del diámetro, lo que usualmente se expresa con la igualdad:

$$L = (2 \times \emptyset)$$

Donde:

L: la mínima longitud del taladro, en pies.

\emptyset : es el diámetro del taladro, en pulgadas.

1.2.4. LONGITUD DE TALADRO (L).

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

Es la suma de altura de banco más la sobre-perforación necesaria por debajo del nivel o rasante del piso para garantizar su buena rotura y evitar que queden lomos o resaltos (toes), que afectan al trabajo del equipo de limpieza y deben ser eliminados por rotura secundaria. Esta sobre- perforación debe ser por lo menos de 0,3 veces el valor del burden, por tanto:

$$L = (0,3 \times B) \text{ Donde:}$$

L: longitud de taladro.

B: burden.

1.2.5. LA SOBRE-PERFORACIÓN (SP).

Es el término que define la profundidad, a la cual el barreno se dará por debajo del nivel del piso deseado, para asegurar que el rompimiento de la pata del barreno ocurra a éste nivel.

Una práctica normal y recomendable es incrementar los taladros un poco más allá de la profundidad proyectada, de esta manera podemos ajustar los taladros a la profundidad deseada, con los recortes de la perforación. Por otro lado, si el taladro queda corto, es más complicado retornar el equipo de perforación para terminar el barreno (destapar), si no cuidamos el ajuste en la sobre-perforación más carga explosiva será utilizada en el barreno que puede dañar al banco inferior, así como generar los problemas potenciales de las voladuras (López C., 2003).

En la mayoría de los casos la sobre-perforación se calcula como máximo en formaciones duras de la siguiente manera:

También es usual la relación: $SP = 0,3 \times B$, en donde B es el burden.

1.2.6. LONGITUD DE TACO (T).

Normalmente el taladro no se llena con explosivo en su parte superior o collar, la que se rellena con material inerte que tiene la función de retener los gases generados durante la detonación, sólo durante fracciones de segundo, suficientes para evitar que estos gases fuguen como un soplo por la boca del taladro y más bien trabajen en la fragmentación y desplazamiento de la roca en toda la longitud de la columna de carga explosiva.

$$T = (L - (SP/3))$$

O igual a la longitud del burden: $T = B$

Si no hay taco los gases se escapan a la atmósfera arrastrando un alto porcentaje de energía, que debería actuar contra la roca. Si el taco es insuficiente, además de la fuga

parcial de gases se producirá proyección de fragmentos, craterización y fuerte ruido por onda aérea. Si el taco es excesivo, la energía se concentrará en fragmentos al fondo del taladro, dejando gran cantidad de bloques o bolones en la parte superior, especialmente si la fisura natural de la roca es muy espaciada, resultando una fragmentación irregular y poco esponjada y adicionalmente se generará fuerte vibración.

Normalmente como relleno se emplean los detritos de la perforación que rodean al taladro, arcillas o piedra chancada fina y angulosa.

En la práctica su longitud usual es de 1/3 del largo total del taladro.

Si se tiene en cuenta al burden y resistencia de la roca, el taco variará entre $T = 0,7 B$ para material muy competente, como granito homogéneo, o en un radio de taco o burden que puede aproximarse a 1, es decir: $T = B$ para material incompetente con fisuras y fracturas abiertas.

1.2.7. ALTURA DE BANCO (H).

Distancia vertical desde la superficie horizontal superior (cresta) a la inferior (piso).

La altura es función del equipo de excavación y carga, del diámetro de perforación, de la resistencia de la roca de la estructura geológica y estabilidad del talud, de la mineralización y de aspectos de seguridad.

Para calcular la altura más adecuada o económica en forma práctica, se estimará cuatro veces en metros el diámetro del taladro dado en pulgadas: H (en mm) = $4 \times \emptyset$, donde \emptyset es el diámetro de taladro; así, para un diámetro de 6" la altura será de 8 m.

Otra relación práctica indica que la altura de banco debe ser mayor que el diámetro de la carga explosiva, es decir:

$$(H \times \emptyset)/15$$

En donde H en m y \varnothing en mm. Así, para un diámetro de 100 mm (4") resulta una altura mínima de 6,6 m, lo que indica que la altura práctica debe ser mayor a esa cifra.

Por otro lado, el diámetro máximo de taladro sugerido (en mm) para una altura de banco conocida, debería ser igual a la altura, en metros, multiplicada por 15.

\varnothing max. = (15 x H) Donde:

\varnothing : diámetro máximo de taladro, en mm

H: altura de banco, en m.

Así, con un banco de 8 m el diámetro máximo debería ser de $8 \times 15 = 120$ mm.

1.2.8. **BURDEN (B).**

La dimensión más crítica para el diseño de una voladura es el burden. Se define como la distancia más corta de un taladro a la cara libre en el momento de la detonación de la carga explosiva de ese taladro.

Es también factible lograr un acercamiento notable a la optimización de la relación burden-espaciamiento utilizando un modelo matemático (Software), en el cual intervienen los parámetros principales de la roca, la energía liberada por los explosivos y los factores de la geometría del disparo, los cuales son comparados en función del tiempo del movimiento de la roca, a fin de obtener los efectos óptimos (cuantificados por valores numéricos) dentro de las limitaciones naturales de variación estructural de la roca en el área intermedia de la voladura.

Muchas ecuaciones han sido propuestas a través de la historia por varios investigadores para determinar las variables relevantes en las voladuras, se muestran a continuación:

– **Fórmula de Andersen.**

Considera que el burden es una función del diámetro y longitud del taladro, describiéndola así:

Donde:

$$B = \sqrt{(\emptyset \times L)}$$

B: burden.

\emptyset : diámetro del taladro, en pulgadas. L: longitud del taladro, en pies.

– **Fórmula de langefors.**

Considera además la potencia relativa del explosivo, el grado de compactación, una constante de la roca y su grado de fracturamiento, mediante la siguiente fórmula:

$$B = (db/33) \times \sqrt{\frac{(P \times S)}{c \times f \times (E/B)}}$$

Donde:

B: burden, en metros.

P: grado de compactación que puede estar entre 1,0 y 1,6 kg/dm³

S: potencia relativa del explosivo (por ejemplo, de 1,3 para una Gelatina Especial).

c: constante para la roca, generalmente entre 0,45 y 1,0.

f: grado de fractura. Para taladro vertical el valor es de 1,0.

E: espaciamiento entre taladros. E/B: radio de espaciamiento a burden.

db: diámetro de broca.

Langefors muestra una relación que determina el radio de “diámetro de broca a burden”.

– **Fórmula de ash.**

Considera un constante kb que depende de la clase de roca y tipo de explosivo empleado:

$$B = \frac{(kb \times \emptyset)}{12}$$

Donde:

B: burden.

\varnothing : diámetro de taladro.

k_b : constante, según el siguiente cuadro:

Tabla 1. Constante K_b de roca y tipo de explosivo formula de Ash.

CLASE DE ROCA	DENSIDAD (g/cm ³)	CLASE DE ROCA		
		BLANDA	MEDIA	DURA
Baja densidad y potencia	0,8 a 0,9	30	25	20
Densidad y potencia medias	1,0 a 1,2	35	30	25
Alta densidad y potencia	1,2 a 1,6	40	35	30

Fuente: Konya (1998). Manual de perforación y voladura.

1.2.9. ESPACIAMIENTO (E).

Seguido del burden, la más importante dimensión es el parámetro del espaciamiento de los taladros, la manera en la cual la zona de roca entre los taladros es quebrada depende no solamente de la iniciación particular (sistema de tiempo usado) sino también de la dimensión del espaciamiento.

El espaciamiento nunca deberá ser menor que el burden, porque si los taladros se encuentran muy cerca uno del otro, ocurrirán varios efectos no deseados, esto causará que la vibración del suelo se incremente y la fragmentación sea mala o gruesa, por el contrario, si los taladros están muy espaciados, la fragmentación será pobre y las paredes rugosas.

En la práctica, normalmente es igual al burden para malla de perforación; $E = B$ para malla cuadrada, $E = 1,3$ a $1,5 \times B$ para malla rectangular, $E = 1.15 \times B$ para malla triangular.

1.2.10. LONGITUD DE CARGA (LC).

Es la parte activa del taladro de voladura, donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro.

Es importante la distribución de explosivo a lo largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca. Usualmente comprende de $1/2$ a $2/3$ de la longitud total.

1.2.11. CONTINÚA O SEGMENTADA.

Así pueden emplearse cargas sólo al fondo, cargas hasta media columna, cargas a columna completa o cargas segmentadas (espaciadas, alternadas o Deck) según los requerimientos incluso de cada taladro de una voladura.

La columna continua normalmente empleada para rocas frágiles o poco competentes suele ser del mismo tipo de explosivo, mientras que para rocas duras, tenaces y competentes se divide en dos partes: La carga de fondo (CF) y la carga de columna (CC).

1.2.12. CARGAS SEGMENTADAS O ESPACIADAS.

Normalmente se emplean cargas continuas en taladros de pequeña o mediana longitud, pero en taladros largos o en aquellos que se requiera disminuir la energía, se emplean cargas espaciadas con tacos inertes intermedios y con un iniciador en cada una para garantizar su salida. Estas cargas pueden ser del mismo tipo de explosivo o emplearse uno de mayor densidad o potencia en la primera carga al fondo. Las salidas pueden ser simultáneas o con diferentes tiempos de salida para cada una, mediante retardos en orden ascendente o descendente, según el diseño de la voladura o los efectos que se quieran obtener.

1.2.13. FACTOR DE POTENCIA.

Es la cantidad de explosivo en kilogramos (Kg), necesaria para fragmentar una tonelada métrica (TM) de roca.

1.2.14. PLANTILLA DE MALLAS.

Las plantillas son configuraciones regulares de taladros dispuesta en planta y en sección. Las configuraciones de taladros pueden tener muchas formas, pero las más usadas son: Fila, regular y escalonada.

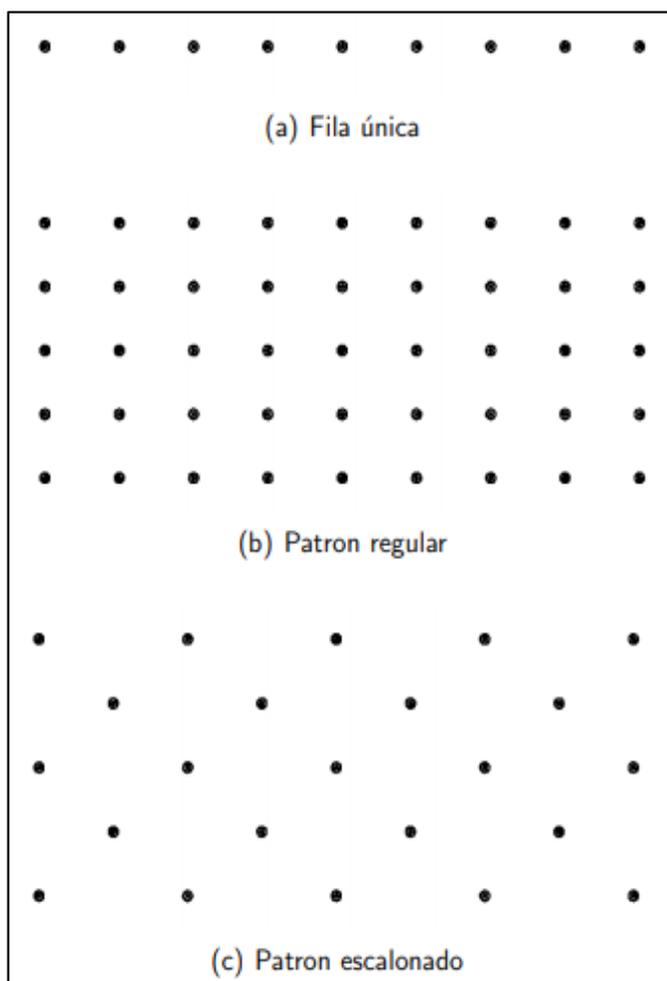


Imagen 1. Plantillas de malas.
Fuente: Enaex explosivos.

1.2.15. AGENTES DE VOLADURA.

1.2.16. ANFO.

Es un agente de voladura que se mezcla y carga in-situ mediante camiones especialmente diseñados para voladuras de superficie, se recomienda utilizarlo en perforaciones mayores a 3" de diámetro, sin presencia de agua. Se entrega en forma mecanizada, directamente en las perforaciones de mediano o gran diámetro, mediante camiones fábrica.

1.2.17. EMULSIÓN.

Sistema que contiene dos fases líquidas naturalmente inmiscibles entre sí, una de las cuales es dispersa como pequeñas gotas dentro de la otra.

Propiedades principales:

- Son altamente seguras a la fricción, impacto y fuego.
- Son muy resistentes al agua.
- Dependiendo de la consistencia pueden ser bombeadas

1.2.18. ANFOS PESADOS.

Es una mezcla de Emulsión y ANFO, que reúne las principales propiedades de ambos componentes: alta energía, buena generación de gases, alta densidad y, en algunos casos, resistencia al agua.

Son productos apropiados para voladuras de superficie, especialmente cuando es factible el uso de sistemas mecanizados de carga, en perforaciones secas o con agua.

Estos productos se suministran a granel, con equipo Camión Fabrica cuando el volumen de consumo así lo justifica.

Las densidades de los ANFOS Pesados vaciables pueden variar hasta en un 3% debido a las propiedades de los gránulos del nitrato de amonio y a la diferente compactación.

Tabla 2. Propiedad de los explosivos a granel.

PRODUCTO	DENSIDAD (g/cc)	VOD (g/cc)	PRESIÓN DE DETONACIÓN (Kbar)	ENERGIA (Kcal/kg)	RESISTENCIA AL AGUA	DIAMETRO MINIMO	VOLUMEN DE GASES DE 1 kg
ANFO	0.80	3200	32	912	nula	1 1/2"	1050
HA-19	0.90	3500	35	600	nula	4"	1060
HA-28	0.95	3700	37	620	2 horas	4"	1070
HA-37	1.00	3920	40	630	4 horas	5"	1075
HA-46	1.20	3950	47	803	4 horas	5"	1085
HA-46/55	1.30	4200	57	789	5 horas	5"	1089
HA-55	1.30	4150	56	776	8 horas	6"	1094

Fuente: Elaboración propia.

1.2.19. INICIADORES Y ROMPEDORES.

Productos a base de Pentrita (PETN) y TNT, mezcla que se denomina Pentolita.

Propiedades principales:

- Alta Velocidad de Detonación (sobre 7000 m/s).
- Mayor resistencia al fuego, impacto y fricción.
- Efecto direccional, en el caso de los rompedores.

1.2.20. BOOSTER.

Es un explosivo potente de alta densidad, velocidad y presión de detonación, por lo que la columna explosiva que será activada con éste, maximizará su desarrollo energético, lo cual redundará favorablemente en el resultado de la voladura (Famesa explosivos, 2015)

1.2.21. SISTEMAS DE INICIACIÓN.

Los sistemas de iniciación son dispositivos que permiten transferir una señal a cada taladro en un tiempo determinado para iniciar la detonación.

La selección apropiada de un sistema de iniciación es un factor muy crítico e importante para el éxito de una buena voladura, porque no solo controla la secuencia de iniciación de cada taladro, sino que también afecta:

- La cantidad de vibraciones generadas.
- La cantidad de fragmentación producida.
- El sobre-quebre y la violencia con que esto ocurre.

Además, un factor importante en el proceso de selección de un sistema de iniciación apropiado es considerar el costo que significará obtener resultados con sobreprompimientos, vibraciones del suelo o fragmentación.

1.2.22. FULMINANTE.

Es un accesorio de voladura constituido por una cápsula cilíndrica de aluminio cerrada en uno de sus extremos, en cuyo interior lleva un explosivo primario muy sensible a la chispa de la mecha de seguridad y otro secundario de alto poder explosivo. (Famesa explosivos, 2015).



Imagen 2. Fulminante de seguridad.
Fuente: Famesa explosivos.

1.2.23. MECHA DE SEGURIDAD.

Su función es transmitir la energía calórica desde un punto a otro, a través de la combustión del núcleo de pólvora en un punto determinado.

Consiste en un cordón compuesto por un núcleo de pólvora negra, con tiempo de combustión conocido de 150 a 165 s/m, cubierto por una serie de tejidos y una capa de plástico.



Imagen 3. Mecha de seguridad.
Fuente: Famesa explosivos.

1.2.24. SISTEMA SILENCIOSO DUAL.

Está formado por un tubo no eléctrico de largo variable, que tiene en un extremo un detonador y en el otro un conector de superficie.

Se recomienda su uso para minimizar el nivel de ruido y vibraciones.

Es un sistema muy flexible, que permite diseñar o modificar disparos en el mismo terreno, por medio de conexiones simples y versátiles.



Imagen 4. Sistema silencioso dual.
Fuente: Famesa explosivos.

Elimina el uso de series de detonadores, reemplazándolos por un solo elemento, el cual es introducido en todas las perforaciones por igual, lo que reduce considerablemente el número de ítems de almacenamiento.

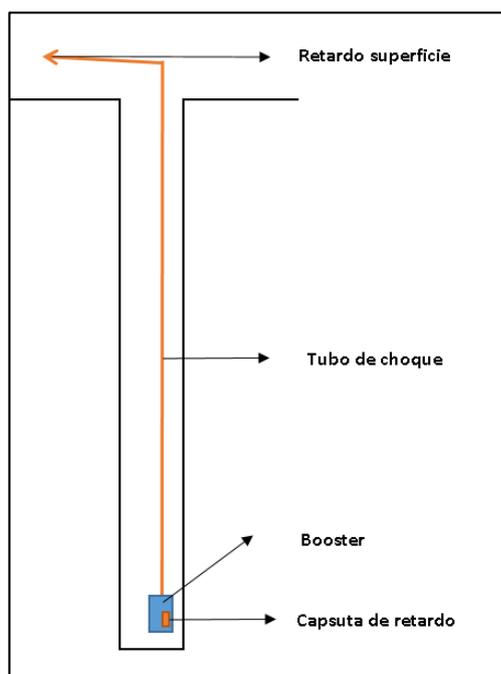


Imagen 5. Sistema de iniciación tradicional.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

Se evita repetir algunos números en disparos muy grandes, reduciendo los Kg. por retardo, logrando una voladura tiro a tiro indefinida y un óptimo control de vibraciones.

El uso de un mismo detonador en todos los tiros, permite distribuirlos y colocarlos en forma inmediata en ellos y no se requiere a un diagrama de disparo como ocurre en el caso convencional. Esto sumado a un diseño del conector que permite uniones rápidas y seguras, significa reducción de tiempo y posibilidad de errores durante el primado y amarre.

- Tiempos en el Fondo MS: 500, 600, 700, 800, 1000 y 1200.
- Tiempos en Superficie MS: 9, 17, 25, 35, 42, 50, 67, 109, 130, 150, 176 y 200.
- Los detonadores No eléctricos se fabrican en largos de 6, 8, 10, 12, 14, 16, 18, 20, 24,30, 36, 40, 50 metros.

1.2.25. CONECTORES DE RETARDO O DE SUPERFICIE.

Los conectores de superficie son accesorios que permiten dar secuencia de salida de los tiros y retardar las líneas de acuerdo al diseño planeado. Estos detonadores están

insertos dentro de configuraciones plásticas que permiten alojar y unirse a otras líneas, ya sea descendente a un taladro o conector de superficie.

La potencia de los detonadores que tienen estos accesorios, es de alrededor de 2 a 6, relativamente más baja que los detonadores empleados en interior de taladros.



Imagen 6. Retardo de superficie CTD.
Fuente: Famesa explosivos.

1.2.26. MECANISMO DE FRAGMENTACIÓN DE LA ROCA POR EXPLOSIVOS.

En el proceso de rompimiento y desplazamiento de material, que ocurre durante y después de la detonación completa de una carga confinada, existen 3 etapas que se definen a continuación como:

- **Detonación**

La detonación es la fase inicial de un proceso de fragmentación, en la cual los ingredientes básicos de un explosivo se convierten inmediatamente en gases de altas presiones y temperaturas.

Cercana a una reacción nuclear, la detonación es la reacción química más rápida que se conoce. Para explosivos comerciales, las presiones detrás del frente de detonación son del orden de 2000 MPa (20 Kbares) a 27500 MPa (275 Kbares). Esta presión, conocida como la presión de detonación depende principalmente de la densidad y VOD del explosivo.

– **Propagación de las ondas de choque y/o de esfuerzo.**

La fase que continúa a la detonación es la propagación de ondas de choque y de esfuerzo a través del macizo rocoso. Esta alteración u onda de presión, transmitida a través del macizo rocoso, es resultado, en parte, de la rápida expansión del gas y las altas presiones, lo cual produce el impacto en las paredes del taladro y la presión de detonación.

La geometría de la dispersión depende de varios factores, tales como ubicación del punto de iniciación (o puntos) VOD y velocidad de la onda de choque en la roca.

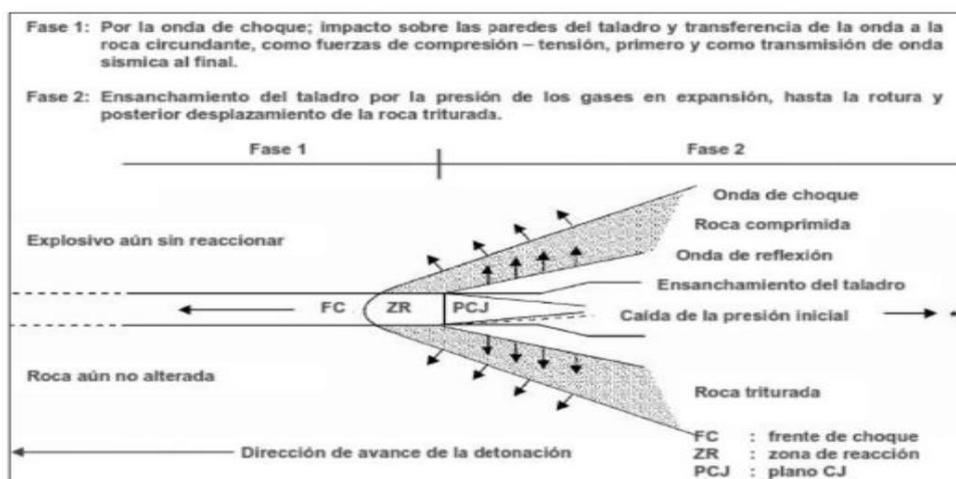


Imagen 7. Propagación de ondas de choque.

Fuente: Lopez, C. y Lopez, E. (2003).

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

Los fallamientos mayores de tensión en la roca se espera que ocurran cerca del taladro, en discontinuidades o donde hay un cambio dramático en la disparidad de la impedancia. Los componentes de compresión, tensión, cizalle y los componentes

combinados de cualquier frente de onda, siempre decaerán con la distancia a la carga. La interacción de ondas de esfuerzo en un medio complicado, discontinuo como es el macizo rocoso, es un área de intensa investigación y se considera muy importante en algunas de las nuevas teorías de voladura.

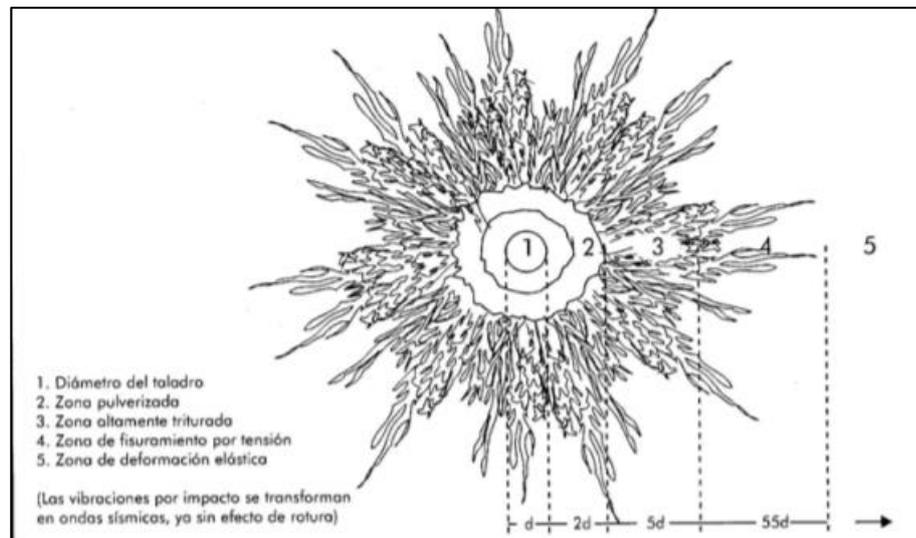


Imagen 8. Rotura radial como efecto de detonación a las paredes de un taladro.
Fuente: Lopez, C. y Lopez, E. (2003).

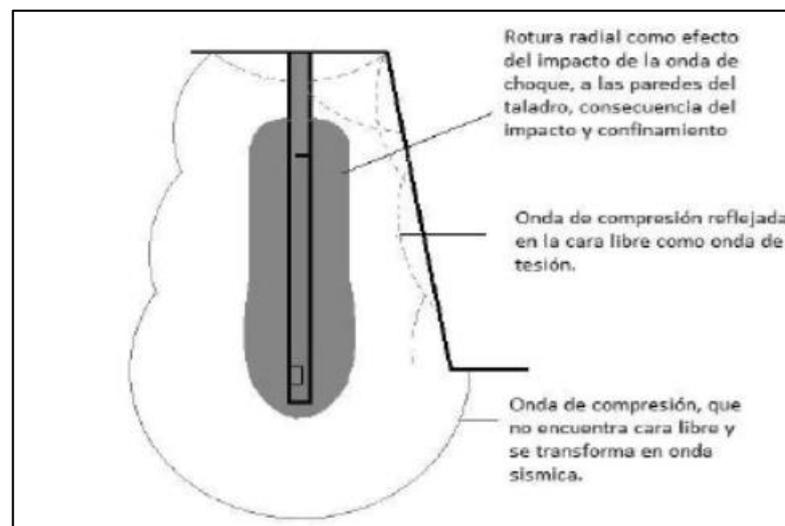


Imagen 9. Detonación en un taladro con cara libre.
Fuente: Lopez, C. y Lopez, E. (2003).

– **EXPANSIÓN DEL GAS A PRESIÓN.**

El movimiento del material es la última etapa en el proceso de voladura. La mayor parte de la fragmentación ya se ha completado a través de ondas de compresión y de tensión, de la presurización del gas o una combinación de ambos. Sin embargo, algún

grado de fragmentación ocurre a través de colisiones en el aire y cuando el material impacta al suelo.

De la misma manera, el material eyectado de las filas opuestas de un amarre en V y que colisionan en el aire, puede dar como resultado una mayor fragmentación. Este fenómeno fue documentado con el uso de la cámara de alta velocidad en voladuras en banco.

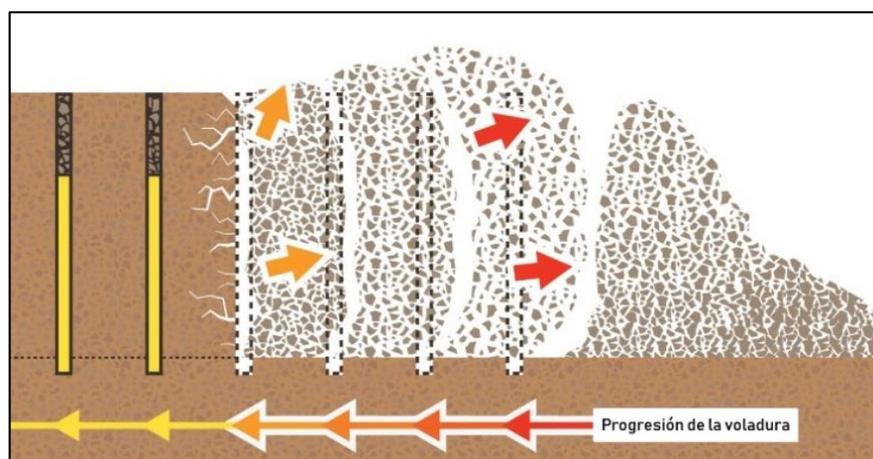


Imagen 10. Movimiento de material hacia cara libre.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

1.2.27. SECUENCIAS DE INICIACIÓN.

Una de las etapas más importantes del diseño de voladura, con el apoyo de los programas de simulación se puede obtener buenos resultados en una voladura, cuyos objetivos más destacados son:

- Fragmentar la roca en tamaños adecuados.
- Desplazar y soltar un apilado minable.
- Minimizar el daño al Talud.
- Menor dilución del mineral.

1.2.28. IMPORTANCIA DE LA SECUENCIA DE INICIACIÓN.

- Control de fragmentación.
- Control del perfil de apilamiento.

- Sobre-rompimiento y control de daño.
- Control de vibraciones y sobrepresión.

1.2.29. PROGRAMA DNA I-BLAST.

Quien ha experimentado una sola vez en su vida el diseño de una secuencia de disparo, sabe lo que eso significa como desafío. Se ponga todavía peor ahora con las normas ambientales que vienen combinarse con las limitaciones y reglas técnicas y operacionales tradicionales. En este contexto, diseñar una secuencia que permite un buen nivel de fragmentación, un control óptimo de las vibraciones, sin ocasionar ningunos daños o fly rocks, puede ser bastante difícil de lograr a primer paso. Por supuesto combinando experiencia e intuición con algunas ecuaciones, probando cada una de las opciones con ensayo y error, se puede definir, al final, una serie de tiempos adaptados.

Sin embargo, sabíamos que cambia el contexto de una voladura en forma constante. De eso resulta la obligación de ajustar, también en forma constante, los parámetros para mantener la secuencia optimizada.

La tecnología “DNA Blast” considera de manera independiente cada uno de los elementos que, juntos, constituyen el resultado de una voladura

1.2.30. ANÁLISIS DE FRAGMENTACIÓN P80.

Después del proceso de Voladura, el resultado cuantificable más importante a medir, es el tamaño de la fragmentación de la misma; ya sea empíricamente o con programas sofisticados de análisis por imágenes digitales.

Kuznetsov realizó estudios de fragmentación, en el cual hace referencia al tamaño medio de fragmentación, al factor de carga de TNT y a la estructura geológica; sin embargo, su trabajo quedó corto debido a que el tamaño medio de la fragmentación no representaba a las rocas grandes ni a los finos resultantes de la voladura. Lo que

necesitaba era una manera de determinar la distribución real de tamaños y no solo el promedio (Konya, 1998).

La fragmentación medida en P80 (Pasante 80) es la representación de la distribución de tamaños menores a X valores de los fragmentos correspondientes al 80% del material total. Este valor se obtiene por medio del procesamiento digital de imágenes con software.

Adicional al P80, existen otros parámetros como el P20 y P50 que también nos representan la distribución de tamaños; sin embargo, el P80 tiene una mejor correlación con parámetros de carguío (Contrado, 2017).

Para la obtención del P80 actualmente se usa el análisis de imágenes, en el cual debe existir un objeto de tamaño conocido para el cambio de escalas, luego esta imagen pasa por un proceso de segmentación para que se reconozca como una imagen binaria para luego ser medida e interpretado estereométricamente (López et al, 2003).

1.2.31. PROGRAMA WIPGRAG.

Debe tomarse cuidadosamente, y se debe hacer con un objeto de referencia, que debe tener una medida conocida; se utiliza comúnmente una esfera (pelota), como se muestra en la (Foto 1).



Foto 1. Muestreo fotográfico para análisis de fragmentación.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Imagen 11. Programa de análisis de fragmentación.
Fuente: Wipfrag.

1.2.32. DELINEACIÓN DE FRAGMENTOS

Luego de tener las nuestras, se descargan las mismas al programa wipfrag; el programa reconoce y analiza las imágenes, mediante algoritmos y da como resultado los fragmentos delineados, sujetos a analizar.

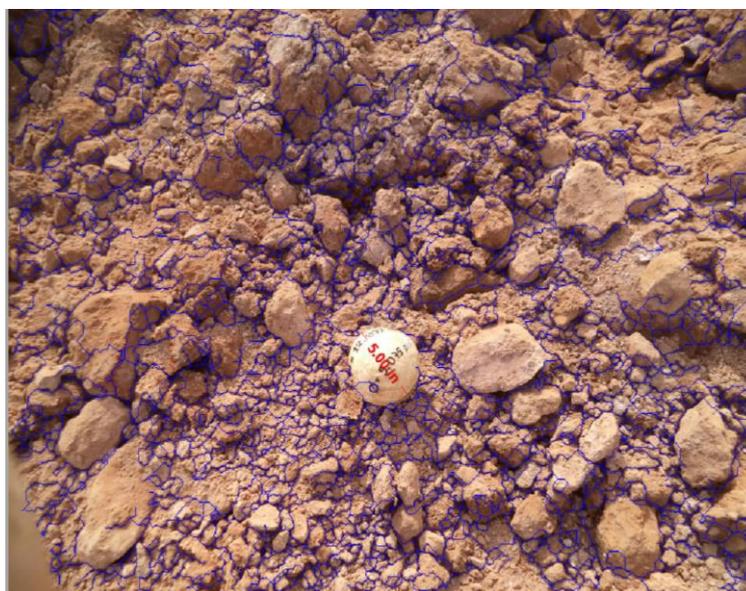


Imagen 12. Delineación de fragmento en el programa.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

1.2.33. DEFINICIÓN DEL ÍNDICE P80 EN FRAGMENTACIÓN.

Es el índice que señala el fragmento de mayor tamaño, del cual el 80 % de los demás fragmentos de la voladura se encuentran por debajo de su medida, y el 20% restante lo supera en tamaño.

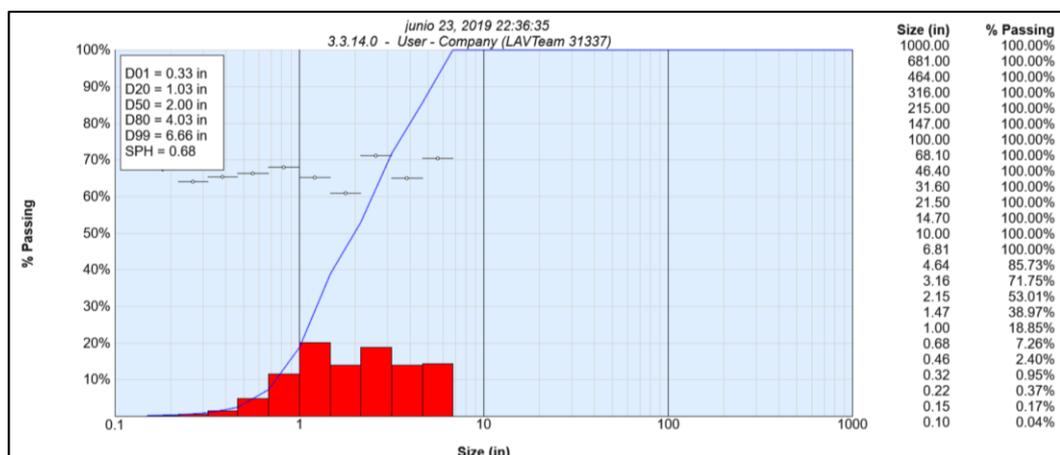


Imagen 13. Definición de fragmentos % pasante.

Fuente: Wipfrag.

CAPITULO II

AMBITO DE ESTUDIO

2.1. UBICACIÓN.

El U.E.A. VALERIA-ANABI S.A.C, está ubicado en el Paraje Japutani, distrito Huaquirca, provincia Antabamba, departamento Apurimac, aproximadamente a 125 Km al Sur-Oeste de la ciudad del Cusco. Está a una altitud promedio entre 4,600 a 4,800 m.s.n.m, se ubica en la Zona 18-S, está dentro de la hoja geológica 29-Q de Antabamba, del Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico del Perú teniendo las siguientes coordenadas como punto central de referencia de la zona de interés.

Tabla 3. Coordenadas UTM.

COORDENADAS UTM - PUNTO CENTAL "U. E. A. VALERIA"	
ESTE	742500
NORTE	8413500
ZONA	18-S
ALTTITUD PROMEDIO	4600 m.s.n.m.

Fuente: Anabi S.A.C. (2015).



Imagen 14. Ubicación de zona de trabajo.

Fuente: Anabi S.A.C. (2015).

2.2. ACCESO.

El proyecto es accesible desde la ciudad de Lima y Puno, siguiendo dos rutas:

– Acceso de Lima a mina.

La segunda vía es aérea, Lima-Cusco (Viaje una hora), se continua por carretera asfaltada, pasando por Abancay se llega a Santa Rosa, 249 Km, de este punto se desvía, por carretera de tierra 71 Km hasta Antabamba, de ahí se continua por trocha carrozable 85 KM, llegando a Valeria; tiempo total de viaje 11 horas.

Tabla 4. Acceso de Lima a Mina.

ORIGEN	DESTINO	DISTANCIA EN KM.	TIPO DE VÍA	HORAS
Lima	Cuzco	444	Aérea	1
Cuzco	Abancay	183	Pavimentada	4
Abancay	Santa Sosa	66	Pavimentada	1
Santa Rosa	Antabamba	71	Afirmada	2
Antabamba	Desvío Anama (Ichunio)	68	Semi Afirmada	2
Desvío Valeria	Valeria	17	Trocha	1
TOTAL	405	849		11

Fuente: Anabi S.A.C. (2015). Informe general geología.

– Acceso de Puno a mina

La vía es por carretera asfaltada de Puno – Cusco 386 km, se continua, pasando por Abancay se llega a Santa Rosa, 249 Km, de este punto se desvía, por carretera de tierra 71 Km hasta Antabamba, de ahí se continua por trocha carrozable 85 KM, llegando a Valeria; tiempo total de viaje 16 horas.

Tabla 5. Acceso de Puno a mina.

ORIGEN	DESTINO	DISTANCIA EN KM.	TIPO DE VÍA	HORAS
Puno	Cuzco	386	Pavimentada	6
Cuzco	Abancay	183	Pavimentada	4
Abancay	Santa Sosa	66	Pavimentada	1
Santa Rosa	Antabamba	71	Afirmada	2
Antabamba	Desvío Anama (Ichunio)	68	Semi Afirmada	2
Desvío Valeria	Valeria	17	Trocha	1
TOTAL	405	791		16

Fuente: Anabi S.A.C. (2015).

2.6. POLÍTICA.

U.E.A. VALERIA-ANABI S.A.C, es una empresa dedicada a la exploración, explotación, beneficio y comercialización de oro, con una política de gestión orientada al mejoramiento continuo de los procesos, con una clara visión de cuidado de medio ambiente, respeto y apoyo a las poblaciones del entorno en nuestra zona de influencia y búsqueda de las mejores condiciones de trabajo para nuestros colaboradores.

- Prevenir, controlar los riesgos laborales y alud en el trabajo sobre la totalidad de nuestros colaboradores y minimizar los impactos ambientales en nuestro proceso y poblaciones del entorno de nuestras operaciones.
- Promover el mejoramiento continuo, cumpliendo con la legislación peruana y otras exigencias, contempladas en nuestro manual del sistema de gestión integrado de seguridad, medio ambiente, salud en el trabajo y relaciones comunitarias.
- Garantizar la participación activa de nuestros colaboradores en todos los elementos del sistema de gestión de seguridad, medio ambiente y salud en el trabajo.
- Mantenernos en alerta permanente ante posibles emergencias, a través de la aplicación de acción que nos permitan a ofrecer respuesta inmediata y efectiva, protegiendo la integridad de nuestros colaboradores, el medio ambiente y el entorno de nuestras operaciones.

2.7. CLIMA Y VEGETACIÓN.

El clima es típico de la zona andina templada durante el día y frío durante la noche. La época de lluvias se da entre los meses de octubre y marzo; mientras que de abril a septiembre se da casi una estación seca presentando lluvias moderadas, con días soleados que alcanzan los 22°C y noches de intenso frío en las que son frecuentes las heladas y

temperaturas inferiores a los 0° C. Para delimitar las regiones climáticas se han utilizado diferentes conceptos, entre las que se destaca básicamente las regiones climáticas bien definidas de Javier Pulgar Vidal, ver Tabla 6.

Tabla 6. Región climática – Valeria.

REGIONES: SEGÚN PULGAR VIDAL	ALTITUD m.s.n.m.
Janca	+ 5 000
Puna	4000 - 5000
Suni o Jalca	3500 - 4000
Quechua	2300 - 3500

Fuente: Anabi S.A.C. (2015).

La vegetación está representada por ichu y pastos naturales, en forma diseminada especies arbustivas y arbóreas, y en las partes bajas (distritos de Antabamba, Huaquirca y alrededores) se siembra principalmente la papa, maíz para la venta y cebada, olluco y otros para consumo doméstico.

2.8. GEOMORFOLOGÍA Y FISIOGRAFÍA.

El tajo Anama se ubica en el flanco Este de la cordillera Occidental, sus elevaciones están entre 4 600 a 4 800 m.s.n.m. El principal drenaje lo conforma la quebrada Huayruruni que fluye hacia el oeste y cruza ampliamente la propiedad con numerosos afluentes y con otras quebradas forman el río Antabamba, siguiendo éste se une a otros afluentes y forma el río Chalhuanca, luego se une al río Apurimac que después de largo recorrido desemboca en el Océano Atlántico, conformando la Cuenca del Atlántico.

El relieve de la zona presenta una superficie ondulada con pendientes moderadas a abruptas (marcadas depresiones), por la cual discurren los drenajes superficiales, algunos se mantienen en épocas secas, y otros que son solamente temporales es decir que solo se manifiestan en temporada de lluvias. La Foto 2 presenta el relieve y características típicas de este piso andino.

Foto 2. Relieve topográfico de la zona en estudio U.E.A. Valeria.



Fuente: Anabi S.A.C. (2015).

2.9. HISTORIA Y ANTECEDENTES.

El U.E.A. Valeria, ha sido estudiada por diferentes empresas del medio, entre ellas: Corrientes Resources (1996-1997), Minera IRL (2005), y Chancadora Centauro (2006), quienes reportan importantes valores en Au en base a la ejecución de programas de perforación (5,034.00 m. perforados) y 2,088 muestras de superficie (canales y puntos Chips de roca).

El área de exploraciones Valeria entre los años 2011 y 2013 realiza estudios de superficie y del subsuelo con aproximadamente 500 Ha mapeadas, 2,171 muestras de superficie recolectadas y 37 taladros ejecutados con 4,186.60 metros perforados, con todos estos trabajos se cumplió el objetivo de ampliar la zona mineralizada del tajo y alrededores (sectores NE y Oeste del tajo), así como la identificación de la zona Tania (SE de concesión) con muy buenas evidencias geológicas y geoquímicas en superficie.

2.10. TIPO DE YACIMIENTO Y MINERALOGIA.

2.10.1. ALTERACIÓN.

Las alteraciones encontradas en le “mina Anama” corresponden a un sistema epitermal de alta sulfuración, con mineralización económica de oro de tipo diseminado.

En los niveles más altos de la zona de interés se encuentra el domo dacítico en contacto con algunos tufos de la misma composición, se aprecia una fuerte presencia de Sílice Granular y Sílice Clay principalmente, Sílice Vuggy en algunos sectores sin

conseguir el predominio ante las demás alteraciones, Sílice Masiva sobre todo en el sector NorEste de la concesión, y Sílice Gris en menor proporción en las zonas generalmente brechadas del tufo (estando presente en los clastos). Hay bastantes evidencias de alunita sacaroide de color cremosa-amarillenta y rosada, asociada generalmente a los niveles argilizados y la sílice granular.

En los niveles intermedios encontramos una zona de transición entre las rocas de composición dacítica (domo y tufos) y las rocas andesíticas, se caracterizan por presentar una intensa silicificación (Silice Masiva, Silice Gris en la matriz y venillas, Silice Vuggi, Silice Granular y pequeños horizontes de Silice Clay), que han obliterado la roca. En este nivel la roca presenta un alto grado de brechamiento y craquelamiento donde se pudo notar que los clastos son los más silisificados (Silice Masiva, Silice Gris), y que la matriz de la roca se encuentra con Silice Granular y un tanto argilizada, seguramente por la influencia del control estructural que existe en la zona y que provoca niveles argilizados.



Foto 3. Muestra de mano con sílice masiva y sílice gris en venillas.
Fuente: Anabi S.A.C. (2015).



Foto 4. Muestra de mano con sílice masiva y sílice vuggy.
Fuente: Anabi S.A.C. (2015).



Foto 5. Muestra sílice granular y oxido.
Fuente: Anabi S.A.C. (2015).



Foto 6. Muestra sílice alunita.
Fuente: Anabi S.A.C. (2015).

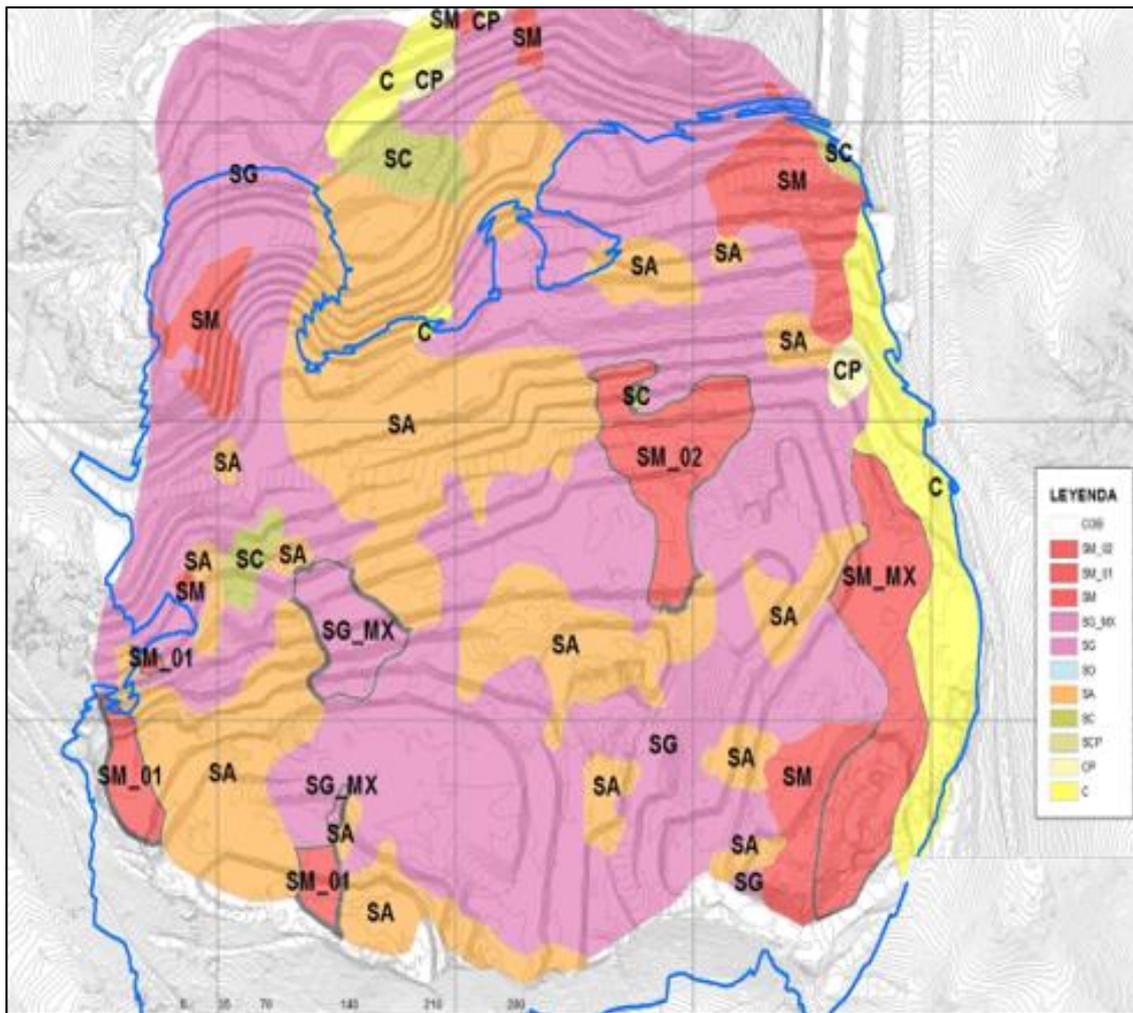


Imagen 15. Plano de alteración.
Fuente: Anabi S.A.C. (2015).

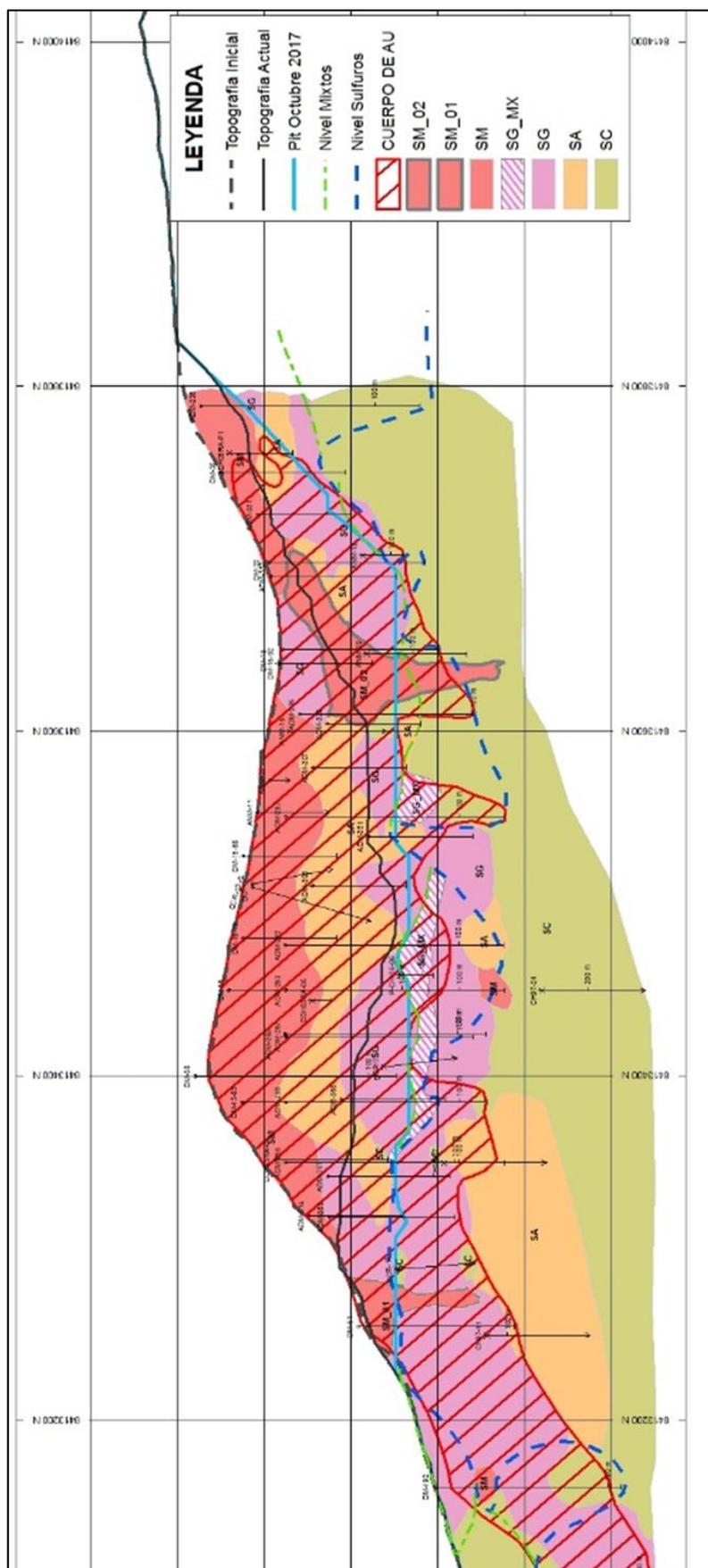


Imagen 16. Plano de alteración.
Fuente: Anabi S.A.C. (2015).

2.10.2. MINERALIZACIÓN.

En el “Proyecto Anama” el tipo de ocurrencia de la mineralización es de oro diseminado. Esto desde el nivel superior como en los subsiguientes niveles.

En el contacto entre los tufos dacíticos, andesíticos y el domo dacítico, se encuentra el nivel intermedio. Este nivel es el más importante por su potencial mineralógico, está compuesto principalmente por óxidos de hierro con (limonita, hematita, goethita) en aproximadamente un 20 a 25%, que se alojan en las fracturas y oquedades de la roca que conforman; estando los óxidos bastante relacionados con las leyes más altas de oro. Tiene una potencia en vertical aproximada de 90 a 100 m. y abarca toda la superficie de la zona del tajo.

Debajo del nivel de óxidos existe un nivel donde predomina la presencia de la roca andesita componente del domo en contacto con algunos tufos andesíticos y dacíticos, y que también presenta valores de oro asociados a la fuerte presencia de pirita diseminada, en este nivel las leyes de oro son más bajas y tienden a bajar conforme se profundiza.

Las fallas tensionales NE (N-S a N 30°E), también han servido de conductos ascendentes de fluidos mineralizantes y sus zonas de influencia se encuentran con evidente silicificación masiva, granular y vuggy, cortada por un enjambre de venillas de sílice gris. Estos fluidos tardíos con sílice gris, son los que reportan los mejores valores de Au y cortan a todos los demás eventos litológicos, de alteración y mineralógico.

En el nivel intermedio, el más importante, económicamente hablando, existe una brecha mineralizada de origen hidrotermal con clastos subangulosos y silicificados, enriquecida con óxidos de hierro (limonita, hematita y goethita) en la matriz en aproximadamente 20 a 25 %; se ubica en la zona del Tajo Anama, y se emplaza con una dirección N60°W – S60°E, con una potencia en la horizontal que oscila entre los 100 y

120 metros, y una longitud aproximada de 400 m. Esta estructura se caracteriza por contener valores sobresalientes en oro de 2,5 g/t (en promedio).

2.11. PLAN DE MINADO.

Se ha estimado un total de 5 475 000 t de mineral extraído con ley promedio de 0.48 g/t de Au y 2 737 500 t de desmonte del tajo. Los cuales se proyectan extraer en el año 2017. Ver Tablas.

Tabla 7. Plan de minado anual 2015.

		2015											
	Unidad	Ene-15	Feb-15	Mar-15	Abr-15	May-15	Jun-15	Jul-15	Ago-15	Set-15	Oct-15	Nov-15	Dic-15
	Días	25	31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	36
total													
Mineral	t	201,890	290,164	393,800	505,848	540,304	553,912	532,153	497,173	533,343	576,461	661,163	589,442
Desmonte	t	12,814	103,704	95,842	148,924	173,534	157,616	127,378	111,726	248,995	134,105	94,543	100,870
SR		0.1	0.4	0.2	0.3	0.3	0.3	0.2	0.2	0.5	0.2	0.1	0.2
Ley de Au	g/t	0.59	0.42	0.41	0.39	0.42	0.39	0.40	0.44	0.52	0.54	0.56	0.46
Au Depositado	oz	3,802	3,932	5,181	6,369	7,366	6,964	6,853	7,026	8,999	10,059	11,851	8,715
Rec Au %	%	88%	67%	68%	81%	80%	84%	82%	85%	85%	83%	84%	89%
Au Producido teorico	oz	3,352	2,643	3,531	5,160	5,891	5,830	5,593	5,969	7,638	8,362	9,985	7,732
Mineral	t/día	8,076	9,360	14,064	16,318	18,010	17,868	17,738	16,038	17,205	19,215	21,328	16,373
Desmonte	t/día	513	3,345	3,423	4,804	5,784	5,084	4,246	3,604	8,032	4,470	3,050	2,802
Au - Día Teorico	Oz	134	85	126	166	196	188	186	193	246	279	322	215
Au_Precio:		1,200											

Fuente: Departamento de planeamiento.

Tabla 8. Plan de minado anual 2016

		2016											
	Unidad	Ene-16	Feb-16	Mar-16	Abr-16	May-16	Jun-16	Jul-16	Ago-16	Set-16	Oct-16	Nov-16	Dic-16
	Días	25	31	29	31	30	31	30	31	31	30	31	36
total													
Mineral	t	317,740	542,733	557,518	520,978	397,079	570,477	512,012	550,893	602,411	556,160	264,328	599,521
Desmonte	t	94,776	119,086	74,362	81,189	143,397	90,613	163,111	194,681	155,651	282,397	99,305	103,701
SR		0.3	0.2	0.1	0.2	0.4	0.2	0.3	0.4	0.3	0.5	0.4	0.2
Ley de Au	g/t	0.49	0.48	0.55	0.49	0.50	0.49	0.49	0.51	0.48	0.49	0.50	0.46
Au Depositado	oz	4,996	8,394	9,882	8,193	6,373	9,045	8,133	9,120	9,382	8,727	4,230	8,827
Rec Au %	%	83%	84%	84%	87%	85%	82%	85%	84%	83%	83%	82%	82%
Au Producido teorico	oz	4,159	7,009	8,314	7,110	5,385	7,417	6,928	7,692	7,755	7,202	3,477	7,215
Mineral	t/día	12,710	17,508	19,225	16,806	13,236	18,402	17,067	17,771	19,433	18,539	8,527	16,653
Desmonte	t/día	3,791	3,841	2,564	2,619	4,780	2,923	5,437	6,280	5,021	9,413	3,203	2,881
Au - Día Teorico	Oz	166	226	287	229	180	239	231	248	250	240	112	200
Au_Precio:		1,200											

Fuente: Departamento de planeamiento

Tabla 9. Plan de minado anual 2017

		2017											
	Unidad	Ene-17	Feb-17	Mar-17	Abr-17	May-17	Jun-17	Jul-17	Ago-17	Set-17	Oct-17	Nov-17	Dic-17
	Días	25	31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	36
total													
Mineral	t	536,391	700,492	628,166	704,944	663,337	699,628	678,792	719,770	696,603	675,564	720,012	808,690
Desmonte	t	130,675	137,002	150,057	192,250	251,193	278,500	243,186	254,464	234,728	160,352	219,982	233,496
SR		0.2	0.2	0.2	0.3	0.4	0.4	0.4	0.4	0.3	0.2	0.3	0.3
Ley de Au	g/t	0.45	0.40	0.41	0.41	0.42	0.41	0.41	0.42	0.41	0.43	0.40	0.46
Au Depositado	oz	7,687	9,022	8,319	9,197	8,954	9,137	8,875	9,716	9,262	9,435	9,343	11,883
Rec Au %	%	83%	82%	86%	85%	82%	83%	85%	84%	82%	79%	76%	80%
Au Producido teorico	oz	6,350	7,409	7,152	7,841	7,366	7,572	7,533	8,153	7,635	7,453	7,129	9,465
Mineral	t/día	21,456	22,597	22,434	22,740	22,111	22,569	22,626	23,218	22,471	22,519	23,226	22,464
Desmonte	t/día	5,227	4,419	5,359	6,202	8,373	8,984	8,106	8,209	7,572	5,345	7,096	6,486
Au - Día Teorico	Oz	254	239	255	253	246	244	251	263	246	248	230	263
Au_Precio:		1,200											

Fuente: Departamento de planeamiento

Tabla 10. Plan de minado anual 2018

Plan de Minado Largo Plazo		2018											
Unidad	Dias	Ene-18	Feb-18	Mar-18	Abr-18	May-18	Jun-18	Jul-18	Ago-18	Set-18	Oct-18	Nov-18	Dic-18
		25	31	28	31	30	31	30	31	31	30	31	36
total													
Mineral	t	198,880	0	523,617	744,352	739,384	751,234	787,636	897,672	838,130	842,286	775,000	900,000
Desmorte	t	38,306	0	106,232	272,353	169,297	289,820	231,649	202,741	258,061	186,602	387,500	450,000
SR		0.2		0.2	0.4	0.2	0.4	0.3	0.2	0.3	0.2	0.5	0.5
Ley de Au	g/t	0.49		0.49	0.47	0.43	0.40	0.39	0.32	0.40	0.35	0.38	0.37
Au Depositado	oz	3,136	0	8,298	11,136	10,117	9,688	9,980	9,350	10,730	9,467	9,392	10,747
Rec Au %	%	83%		82%	80%	80%	84%	81%	79%	80%	78%	81%	81%
Au Producido teorico	oz	2,597	0	6,787	8,868	8,073	8,185	8,095	7,392	8,599	7,428	7,612	8,670
Mineral	t/dia	7,955	0	18,701	24,011	24,646	24,233	26,255	28,957	27,036	28,076	25,000	25,000
Desmorte	t/dia	1,532	0	3,794	8,786	5,643	9,349	7,722	6,540	8,325	6,220	12,500	12,500
Au - Dia Teorico	Oz	104	0	242	286	269	264	270	238	277	248	246	241
Au Precio:		1,200											

Fuente: Departamento de planeamiento.

2.12. DISEÑO DE TAJO.

En base al Pit óptimo se ha realizado el diseño operativo del tajo abierto considerando parámetros geotécnicos de taludes, y parámetros de operación. Para el diseño se utilizaron herramientas del software minero.

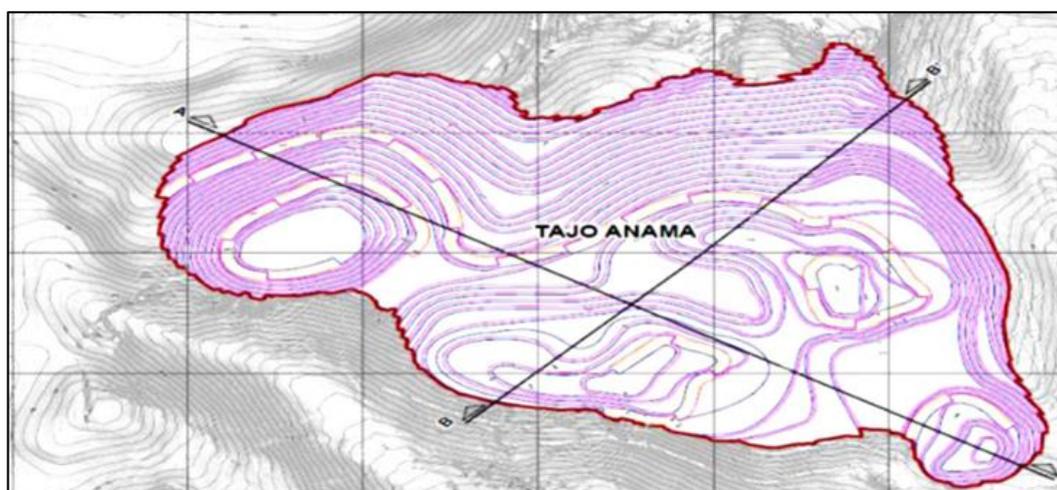


Imagen 17. Diseño de tajo.

Fuente: Departamento de planeamiento.

2.13. ACTIVIDADES DE OPERACIÓN MINA.

El proceso productivo de la unidad operativa está controlado a través de un plan de minado que contempla, tonelaje de mineral, desmorte y leyes a explotarse durante la vida de la mina. Para este proceso operacional se tiene un control en la secuencia de minado del tajo con las principales actividades mineras que se describen a continuación.

2.13.1. PERFORACION.

Para la perforación se utiliza 2 perforadoras rotativas DM45, el diámetro de perforación es de 7 7/8", con 8,50 metros de altura total de perforación, este último incluye 0,50 metros de sobre perforación para obtener un piso uniforme. La malla de perforación dependerá de la dureza de la roca y densidad del material.

El diseño de la malla de perforación es un factor sumamente importante puesto que el buen resultado de la voladura, es mérito del buen diseño de la malla y su adecuada perforación.

El monitoreo de la operación se realiza día a día a través de un sistema de control de producción y performance de equipos (velocidad de perforación, fragmentación de rocas por voladura, velocidad de carguío, ciclos de acarreo, t/hr, t/ciclo, disponibilidad y utilización de equipos, costos unitarios en cada operación unitaria) dirigido por un supervisor. La información obtenida nos permitirá calcular los rendimientos e identificar desviaciones con respecto a lo planeado y tomar acciones correctivas en el momento. Las principales variables medidas para las perforadoras serán:

Productividad, disponibilidad mecánica, utilización, factor de uso, vida útil de accesorios de perforación (brocas y aceros de perforación). Estas variables serán revisadas y medidas en forma horaria, por guardia, semanal, por acumulado mensual y acumulado anual.

2.13.2. VOLADURA.

El objetivo es fragmentar el macizo rocoso a través de agentes de voladura. Los taladros son cargados con aproximadamente 192 kg de material explosivo, haciendo uso de accesorios de voladura se garantiza la mayor seguridad posible y la mejor fragmentación del material.

En lo que respecta a este tema se realiza los siguientes controles:

Calibración de camiones mezcladores, medición de densidad de nitrato, medición de dispersiones de faneles y retardos.

En lo que respecta al sistema de control y reportes realizados estos son: Consumo de nitrato y emulsión diario, stock de material disponible en mina (diario), factor de potencia (por disparo), tiempo de demora por disparo de los principales equipos (por disparo), número de disparos a la semana y tonelaje promedio volado por taladro y totales semanal y mensual.

2.13.3. CARGUIO.

Para las operaciones de carguío se realiza mediante el empleo de equipo pesado tales como: excavadoras. Estos equipos cargan a los volquetes de 22 m³ de capacidad.

Los equipos de carguío son:

- Excavadora CAT 390 – 4.8 m³
- Excavadora CAT 365 – 4.0 m³
- Excavadora CAT 345 – 3.0 m³

2.13.4. TRANSPORTE.

Para el acarreo de mineral se utiliza volquetes de 22 m³ para transportar el mineral del tajo al Pad de lixiviación por una rampa con pendiente máxima de 10% y 12 m de ancho mínimo. Para el acarreo del desmonte se utiliza volquetes de 22 m³ manteniendo los parámetros de diseño de las vías.

Para el acarreo se cuenta con la siguiente flota:

- 14 volquetes operativos para mineral.
- 10 volquetes operativos para desmonte.
- 02 volquetes en Stand by.

2.13.5. SERVICIOS AUXILIARES.

Las vías principales de accesos hacia el tajo abierto, botadero de desmonte y Pad de lixiviación son acondicionadas y mantenidas mediante el uso de dos motoniveladoras y un camión cisterna para el regado con agua, esto permite tener las vías en buen estado y evitar el polvo originado por el paso de vehículos y maquinarias.

Son equipos encargados básicamente del apoyo en las zonas de carguío; nivelación de pisos, acumulación de material para alimentar a los equipos de carguío, limpieza de frentes, en las zonas de acceso limpieza de vías, construcción de bermas, construcción de accesos, regado de vías y en las zonas de descarga empuje de material y nivelación de pisos. Para ello se cuenta con tractores de oruga, motoniveladoras y cisternas de agua, los equipos a usar son:

- 1 Tractor oruga CAT modelo D8T.
- 1 Tractor oruga CAT modelo D6R LGP.
- 1 Motoniveladora Champions modelo 720.
- 5 Luminarias.
- 1 Cisterna de agua para operaciones.
- 1 Cisterna para regar vías (5 000 galones).
- 1 Cisterna de Combustible (3 000 galones)

2.13.6. PAD DE LIXIVIACIÓN.

Los Pads de lixiviación son trabajados por el sistema de riego por goteo el ciclo de lixiviación es de 75 días, con una tasa de producción de 20,000 tm/día y una altura de lift de 8 m. La operación del Pad se lleva a cabo a través del sistema convencional de lixiviación en pilas con carguío a través de camiones.

2.13.7. PLANTA MERRILL CROW.

La recuperación del mineral que se extrae del tajo Anama, es por medio del proceso Merrill Crowe. El principio del proceso Merrill Crowe, es la utilización del polvo de zinc para precipitar los metales valiosos de la solución rica (PLS).

Para que la precipitación de los metales contenidos en la solución rica sea eficiente, la solución tiene que cumplir las siguientes condiciones básicas: Ser limpia, el contenido de sólidos suspendidos debe ser menor a 1 NTU (Unidades Nefelométricas de Turbidez) y el nivel de contenido de oxígeno disuelto debe ser menor de 1mg/l.

CAPITULO III

METODOS Y PROCEDIMIENTOS

3.1. CALCULO DE MALLAS DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR ALTERACIÓN.

Para realizar el diseño de mallas de perforación y voladura por alteraciones, se debe calcular primero el burden utilizando los modelos matemáticos (Andersen langefors y ash), alteraciones que existe en modelo de bloques de largo plazo tienen una distribución de la siguiente manera:

Tabla 11. Porcentaje de alteraciones en tajo, densidad y dureza de roca.

ALTERACIONES	% DE ALTERACIÓN EN TAJO	DENSIDAD (t/m ³)	DUREZA DE ROCA (Mpa)
SILICE MASIVO (SM)	15%	3.2	300
SILICE GRANULAR (SG)	45%	2.3	250
SILICE ALUNITA (SA)	35%	2.2	150
SILICE CLAY (SC)	5%	2	50

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

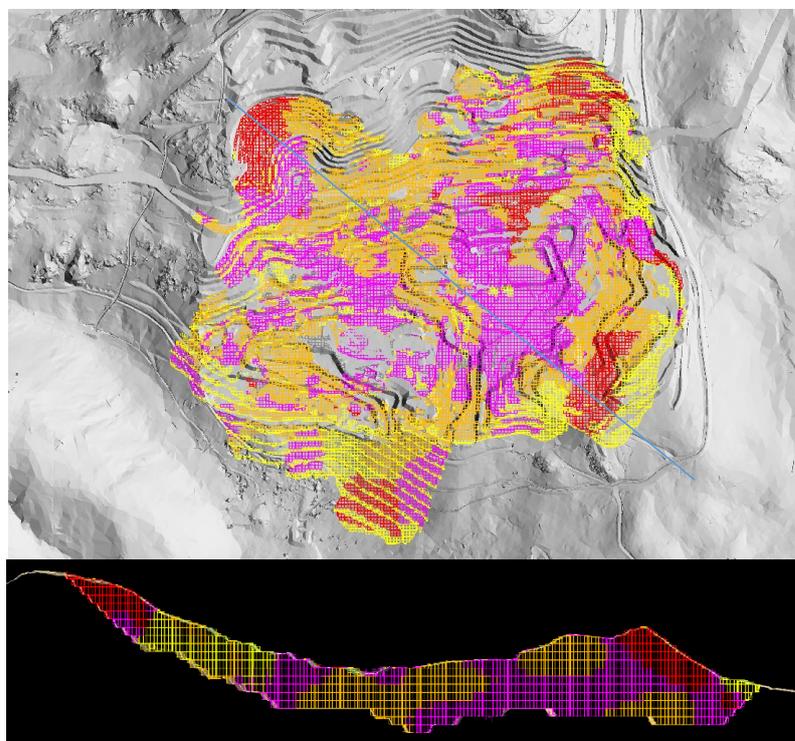


Imagen 18. Modelo de alteraciones.

Fuente: Geología mina.

Las alteraciones mencionadas tendrán su propio diseño de malla y la cantidad de explosivo.

- **Malla de perforación.** – Realizado por la formulación según modelos teóricos.

- **Sobre perforación.** - La sobre perforación calculado.

$$SP = (\phi * 0.30).$$

- **Taco.** - El material es detritos de la perforación y atacado con liston de madera para su confinación calculado.

$$T = 0.7 \times B.$$

- **Densidad de la roca.** - El dato proporcionado por el departamento de geología mina (tabla 11).

- **Tonelaje roto por taladro.** - Se calcula.

$$tr = B * E * H * dr$$

B= Burden.

E=Espaciamiento.

H=Altura de Banco.

dr=Densidad de la roca.

- **Carga lineal con producto HA-55 (1.20gr/m3).** – se calcula mediante la fórmula de Konya

$$Dc = (De\phi^2\pi) / 4000.$$

Dc= Densidad de carga lineal.

De= Densidad de explosivo.

ϕ = Diámetro de taladro.

π =3.14.

- **Carga de columna.** –

$$Cc = Dc (Ht - T)$$

Dc= Densidad de carga lineal.

Ht= Altura de taladro.

T= Taco

– **Factor de potencia. -**

$$Fp = kg/tn$$

3.2. DESIGNACIÓN DE DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR ALTERACIONES.

3.2.1. PLANEAMIENTO.

Entrega de información al encargado de voladura donde indica el lugar, proyecto, mineral, desmonte, tonelaje y ley.

En la imagen (N° 19) se utiliza la ley identificado por colores de baja ley a alta ley, con el propósito de aportar para el diseño de malla.

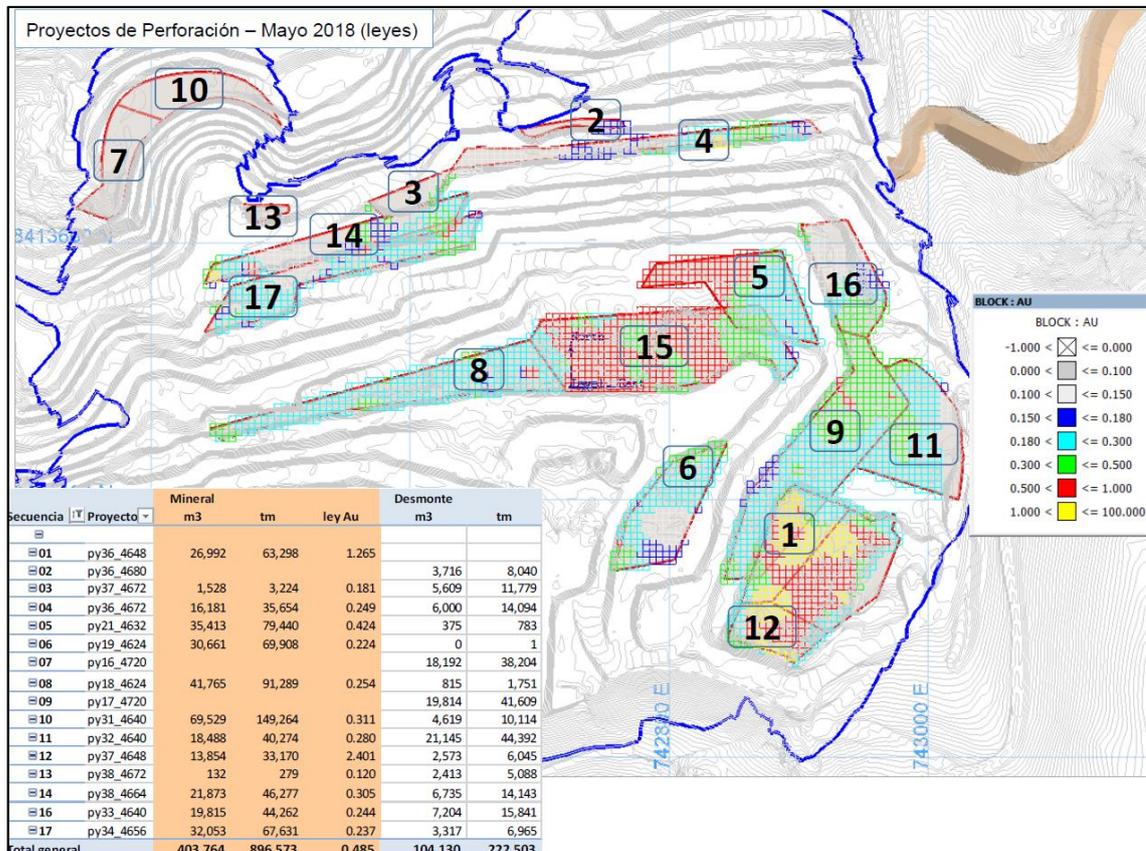


Imagen 19. Plan de ley de modelo de largo plazo.
Fuente: Planeamiento mina.

3.2.2. GEOLOGÍA.

La información que proporciona geología mina identifica el área de las alteraciones: sílice masiva, sílice granular, sílice alunita y sílice clay.

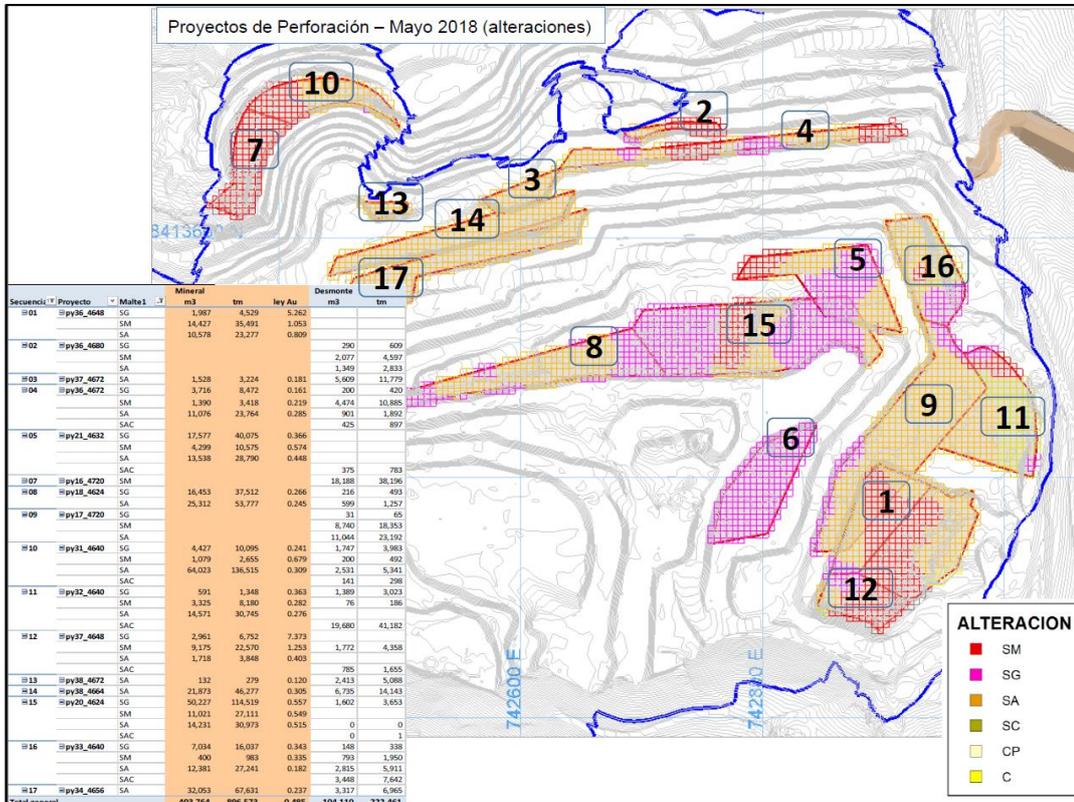


Imagen 20. Plan de alteraciones de modelo de largo plazo.
Fuente: Geología mina.

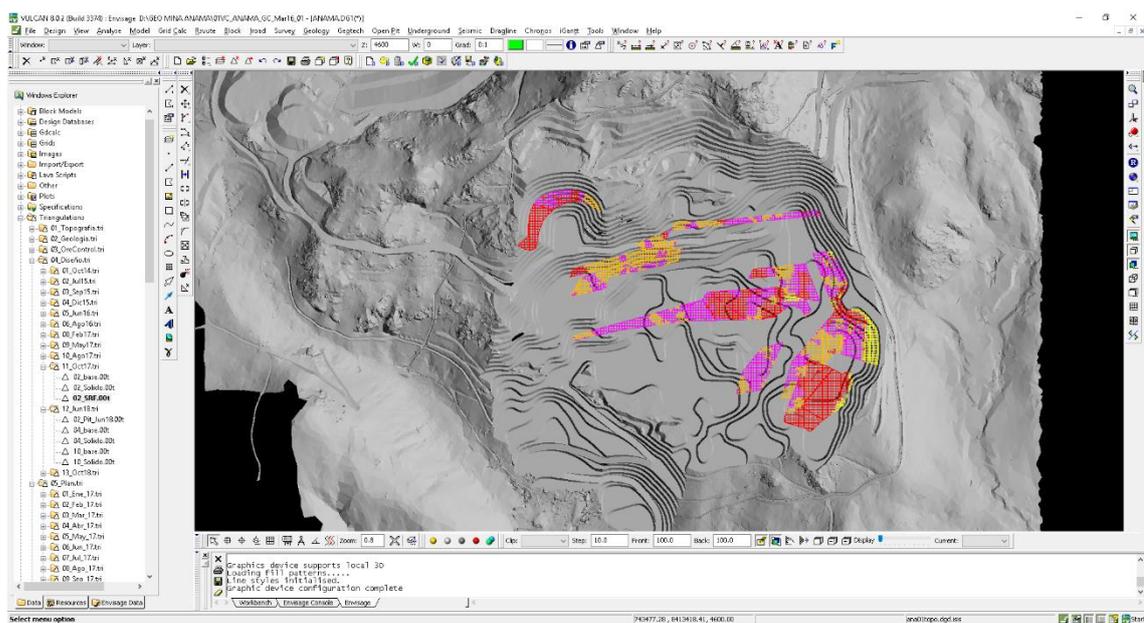


Imagen 21. Alteraciones del banco superior de los proyectos.
Fuente: Geología mina.

3.2.3. DISEÑO DE INICIACION DE VOLADURA.



Imagen 22. Software DNA-Blast para simulación de voladura.
Fuente: DNA-Blast.

3.2.4. ANALISIS DE FRAGMENTACIÓN (P80) EN ALTERACIONES.



Imagen 23. Programa de análisis de fragmentación.
Fuente: Wipfrag.

CAPITULO IV

RESULTADOS

4.1. DISEÑO DE MALLA POR ALTERACIÓN EN PERFORACIÓN Y VOLADURA.

4.1.1. DISEÑO DE MALLA PARA SÍLICE MASIVO (SM).

Tabla 12. Calculo de burden para alteración sílice masivo.

PRIMER PASO: "FORMULISMO CLÁSICO"							
Antecedentes		Burden y Espaciamento según distintos modelos teóricos					
	SM	Andersen	langefors	Ash	PROMEDIO		
Tipo de roca x alteración	2						
Tipo de malla (cuadrada o triangular)	no						
Desea representar la línea Buffer (si / no)	10						
Número de pozos por corridas	10				25		
Número de corridas	6 3/4				valoracion		
D = (diámetro del pozo)	1	B = 3.5	3.6	3.6		3.4 m	
f = (factor de fijación)	5.5	E = 4.0	4.1	4.1		3.9 m	
Cc = (carga columna)	2	Ts =					
Ecc = (explosivo carga columna)	1.10						
dc = (densidad explosivo)	3.20						
dr = (densidad roca)	0.85						
PRP=(Potencia relativa en peso del explosivo)	123.0						
PRV=(Potencia relativa en vol del explosivo)	1.00						
E/B =(Razón E/B (* ver recomendación)	1						
c = (constante de roca)	1.45						
Ks = (Razón espaciamento)	8						
H = (Altura del banco)	0.5						
SP = Sobreperforación							
SEGUNDO PASO: "AJUSTE OPERACIONAL"							
		B =	3.3 m				
		E =	3.8 m				

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

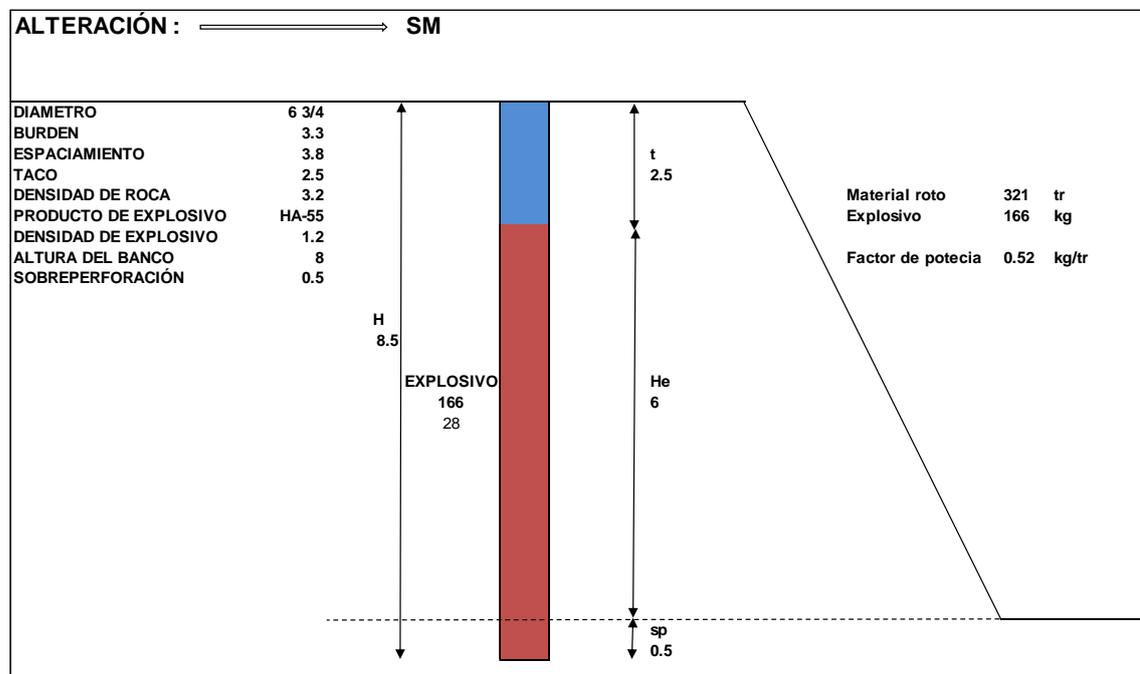


Imagen 24. Distribución de explosivo para sílice masivo.

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

4.1.2. DISEÑO DE MALLA PARA SILICE GRANULAR (SG).

Tabla 13. Calculo de burden para alteración sílice granular.

PRIMER PASO: "FORMULISMO CLÁSICO"						
Antecedentes		Burden y Espaciamiento según distintos modelos teóricos				PROMEDIO
	SG	Andersen	langefors	Ash		
Tipo de roca x alteración	SG					
Tipo de malla (cuadrada o triangular)	2					
Desea representar la línea Buffer (si / no)	no				25	
Número de pozos por corridas	10				valoracion	
Número de corridas	10					
D = (diámetro del pozo)	6 3/4	inch	B = 4.2	4.3	4.3	4.1 m
f = (factor de fijación)	1		E = 4.8	4.9	4.9	4.7 m
Cc =(carga columna)	5.5	m	Ts =			
Ecc = (explosivo carga columna)	2	HA-37				
dc = (densidad explosivo)	1.10	grs/cc				
dr = (densidad roca)	2.30					
PRP=(Potencia relativa en peso del explosivo)	0.85					
PRV =(Potencia relativa en vol del explosivo)	123.0					
E/B =(Razón E/B (* ver recomendación)	1.00					
c = (constante de roca)	1					
Ks = (Razón espaciamiento)	1.45					
H = (Altura del banco)	8	m				
SP = Sobreperforación	0.5	m				
SEGUNDO PASO: "AJUSTE OPERACIONAL"						
			B =	4.0 m		
			E =	4.6 m		

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

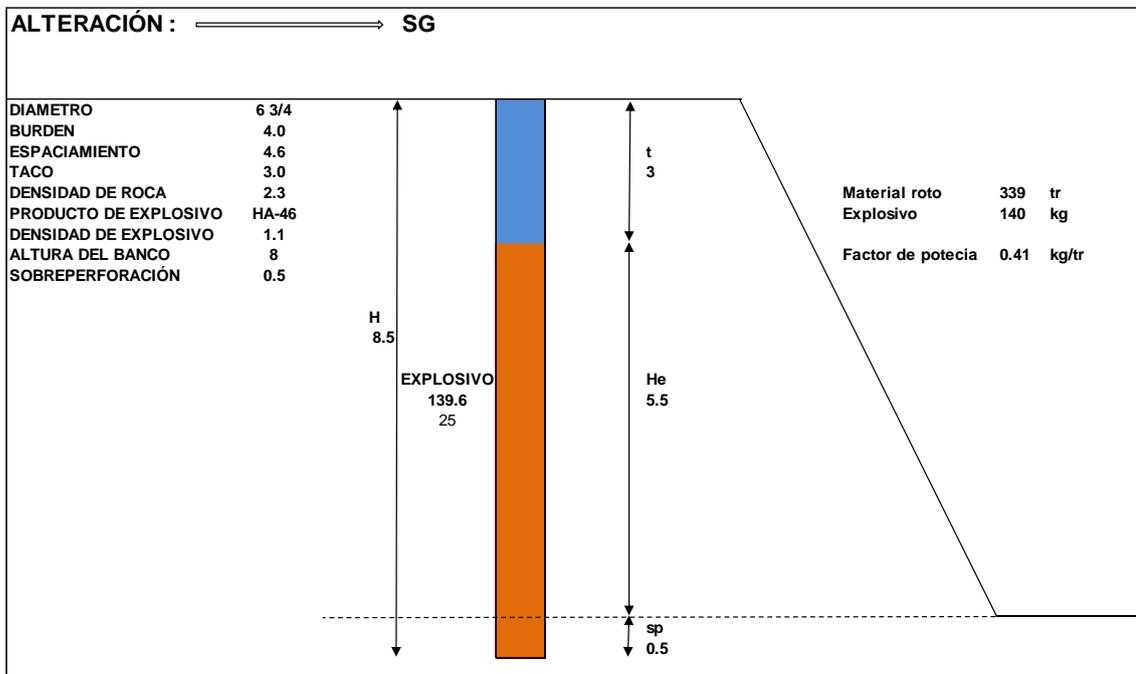


Imagen 25. Distribución de explosivo para sílice granular.

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

4.1.3. DISEÑO DE MALLA PARA SILICE ALUNITA(SA)

Tabla 14. Calculo de burden para alteración sílice alunita.

PRIMER PASO: "FORMULISMO CLÁSICO"							
Antecedentes		Burden y Espaciamento según distintos modelos teóricos					PROMEDIO
		Andersen	langefors	Ash			
Tipo de roca x alteración	SA						
Tipo de malla (cuadrada o triangular)	2						
Desea representar la línea Buffer (si/ no)	no					25	
Número de pozos por corridas	10					valoracion	
Número de corridas	10						
D = (diámetro del pozo)	6 3/4	inch	B = 4.6	4.7	4.6		4.4 m
f = (factor de fijación)	1		E = 5.3	5.4	5.3		5.1 m
Cc =(carga columna)	5.5	m	Ts =				
Ecc =(explosivo carga columna)	2	HA-37					
dc =(densidad explosivo)	1.10	grs/cc					
dr =(densidad roca)	2.20						
PRP=(Potencia relativa en peso del explosivo)	0.85						
PRV =(Potencia relativa en vol del explosivo)	123.0						
E/B =(Razón E/B (* ver recomendación)	1.00						
c =(constante de roca)	1						
Ks =(Razón espaciamento)	1.45						
H =(Altura del banco)	8	m					
SP = Sobreperforación	0.5	m					
SEGUNDO PASO: "AJUSTE OPERACIONAL"							
			B =	4.4 m			
			E =	5.0 m			

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

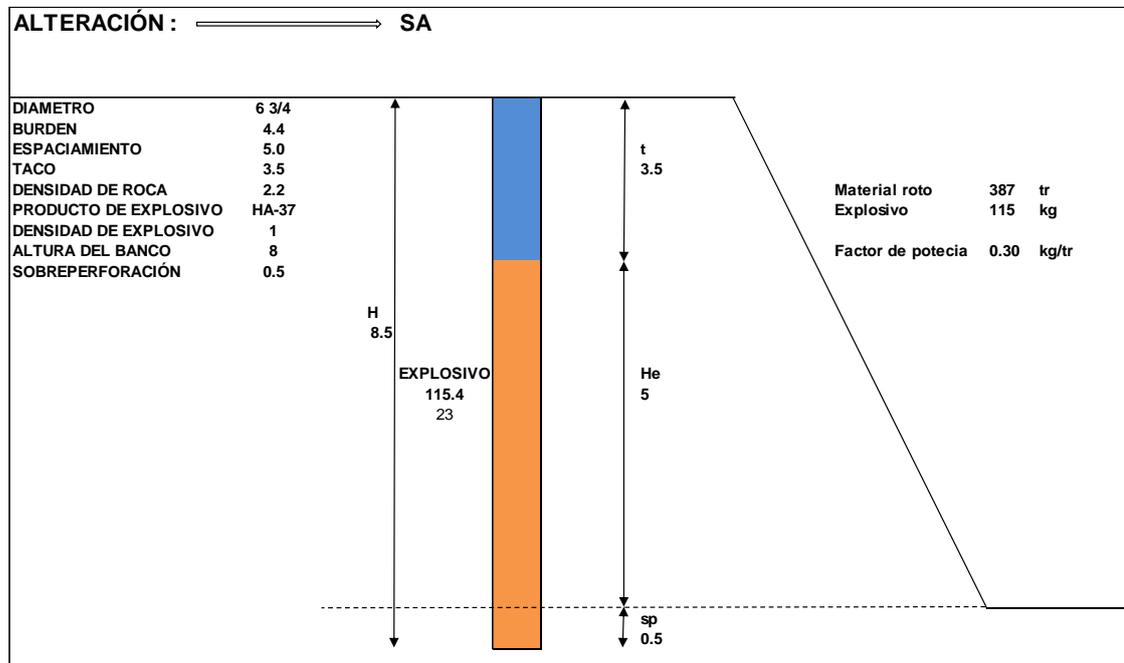


Imagen 26. Distribución de explosivo para sílice alunita.

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

4.1.4. MALLA PARA SILICE CLAY (SC).

Tabla 15. Calculo de burden para alteración sílice clay(SC).

PRIMER PASO: "FORMULISMO CLÁSICO"						
Antecedentes		Burden y Espaciamiento según distintos modelos teóricos				PROMEDIO
		Andersen	langefors	Ash		
Tipo de roca x alteración	SC					
Tipo de malla (cuadrada o triangular)	2					
Desea representar la línea Buffer (si / no)	no				25	
Número de pozos por corridas	10				valoracion	
Número de corridas	10					
D = (diámetro del pozo)	6 3/4	inch	B = 4.9	5.0	5.0	4.8 m
f = (factor de fijación)	1		E = 5.7	5.8	5.8	5.5 m
Cc =(carga columna)	5.5	m	Ts =			
Ecc = (explosivo carga columna)	1	HA-28				
dc = (densidad explosivo)	1.10	grs/cc				
dr = (densidad roca)	2.00					
PRP=(Potencia relativa en peso del explosivo)	0.80					
PRV =(Potencia relativa en vol del explosivo)	100.0					
E/B =(Razón E/B (* ver recomendación)	1.00					
c = (constante de roca)	1					
Ks = (Razón espaciamiento)	1.45					
H = (Altura del banco)	8	m				
SP = Sobreperforación	0.5	m				
SEGUNDO PASO: "AJUSTE OPERACIONAL"						
		B =	4.7 m			
		E =	5.4 m			

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

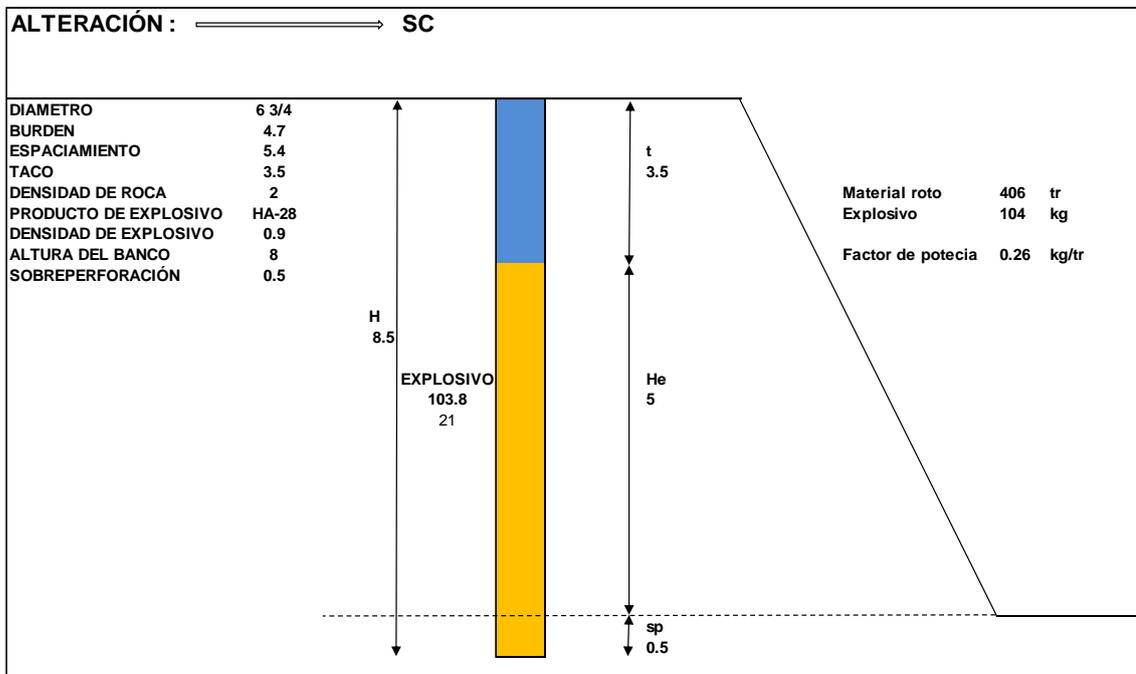


Imagen 27. Explosivo por alteración.

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

Tabla 16. Diseño de malla por alteración.

PARAMETROS	UNIDAD	DISEÑO ANTERIOR	SM 15%	SG 45%	SA 35%	SC 5%	DISEÑO POSTERIOR
Densidad de roca	t/m ³	2.30	3.2	2.3	2.2	1.8	2.38
Dureza de roca UCS.	Mpa	300-0	300-250	250-150	150-50	50- 0	300-0
Diámetro taladro	Pulg.	7 7/8	6 3/4	6 3/4	6 3/4	6 3/4	6 3/4
Burden	m.	5.0	3.3	4.0	4.5	4.7	4.1
Espaciamiento	m.	5.7	3.8	4.6	5.0	5.4	4.7
H. banco	m.	8	8	8	8	8	8
Sobreperforación	m.	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5	0.5
Taco	m.	3	2.5	3	3.5	3.5	3
Producto de explosivo		HA-37	HA-55	HA-46	HA-37	HA-28	HA-46
Explosivo por tal	Kg/tal	190	166	140	150	115	146
Factor de potencia	Kg/tn	0.36	0.52	0.41	0.29	0.26	0.38
Tiempo de columnas	ms.	17	17	17	17	17	17
Retardo superficial	ms.	35-45	25	25	35	35	25-35

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

En el cuadro (16) se muestra el diseño de malla de perforación y voladura por alteración, donde se observa variación en los parámetros de acuerdo a la alteración, obteniendo un promedio por el porcentaje de minado, en comparación con el diseño anterior se observa: variación en densidad de la roca 2.30 a 2.38, diámetro de taladro 7 7/8 a 6 3/4, burden de 5.0 a 4.1, espaciamiento 5.7 a 4.7, producto de explosivo HA-37 a HA-46, explosivo portal 190 a 146, factor de potencia 0.36 a 0.38 y retardo superficial 35-45 a 25-35.

4.2. OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN EN PERFORACIÓN Y VOLADURA.

4.2.1. DESIGNACIÓN DE DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA POR ALTERACIONES.

Tabla 17. Diseño de malla por alteración.

ALTERACIÓN	COLOR	BURDEN (m)	ESPACIAMIENTO (m)	TACO (m)	PRODUCTO	EXPLOSIVO (kg/tal)	RETARDO (ms)
SILICE MASIVO		3.3	3.8	2.5	HA-55	166	25
SILICE GRANULAR		4.0	4.6	3.0	HA-46	140	35
SILICE ALUNITA		4.5	5.0	3.5	HA-37	150	35
SILICE CLAY		4.7	5.4	3.5	HA-37	104	35

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

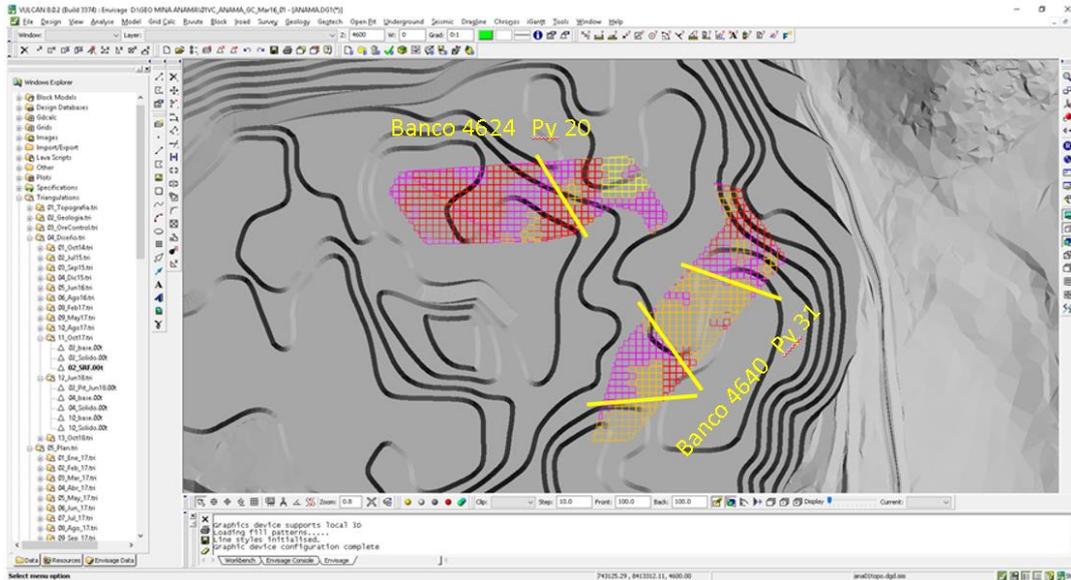


Imagen 28. Clasificación de área por alteración.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

- Ejemplo 01. En el banco 4624 pv 20, se designa la malla y explosivo.

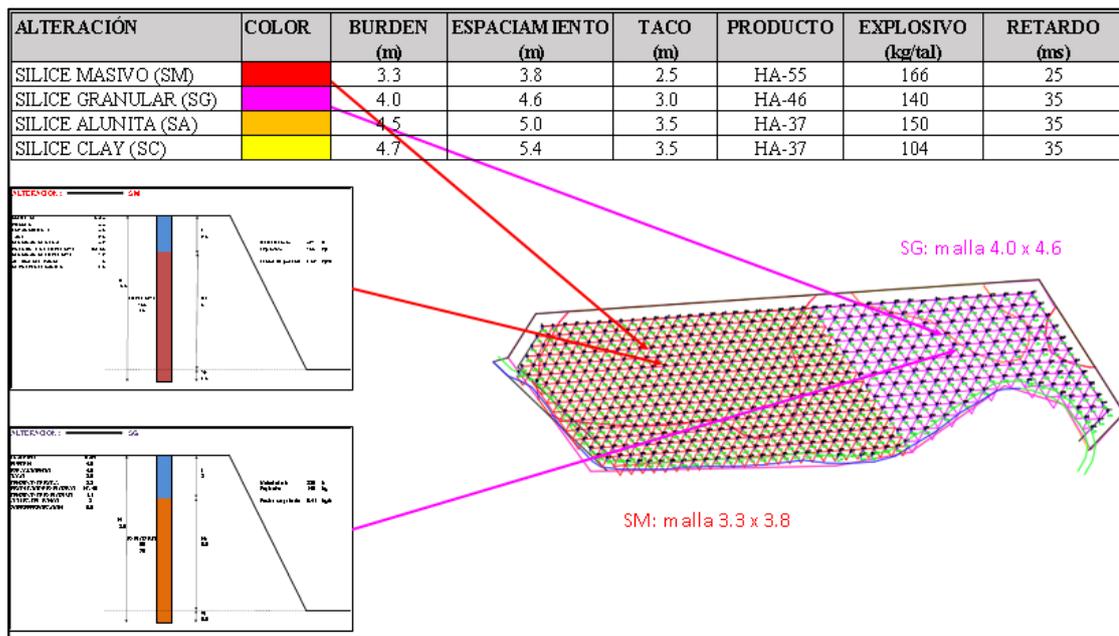


Imagen 29. Designación de malla y explosivo por alteración.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

- Ejemplo 02. En el banco 4640 pv 31, se designa la malla y explosivo.

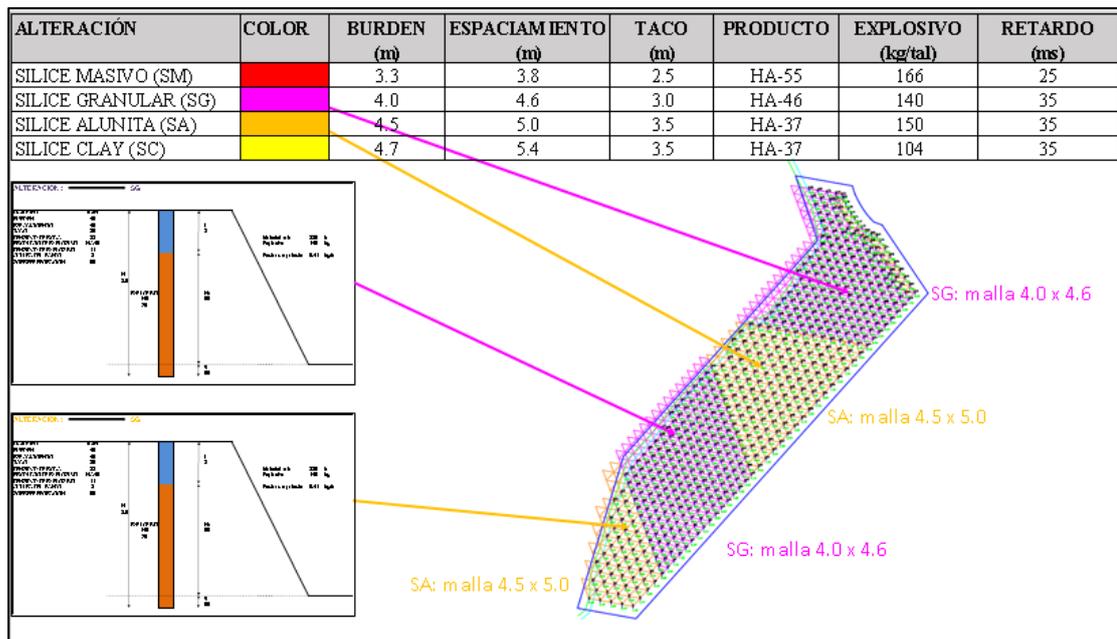


Imagen 30. Designación de malla y explosivo por alteración.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

4.2.2. DISEÑO DE INICIACION DE VOLADURA.

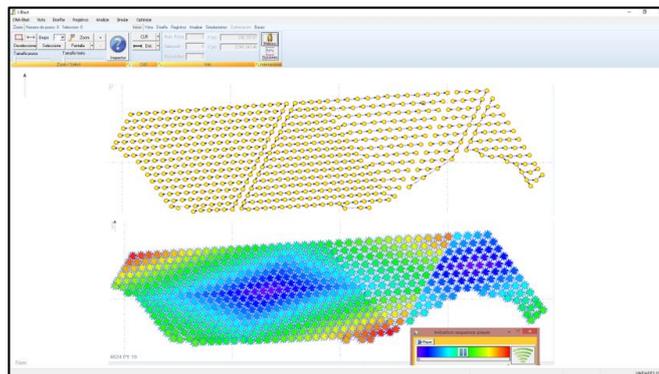


Imagen 31. Diseño de iniciación de voladura del banco 4624.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

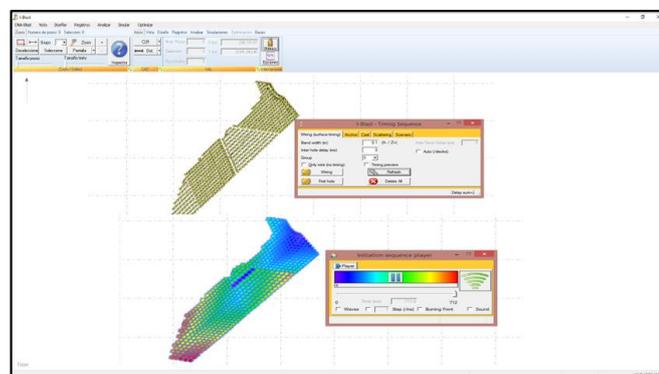


Imagen 32. Diseño de iniciación de voladura del banco 4640.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

4.2.3. PLANO DE AREA DE INFLUENCIA

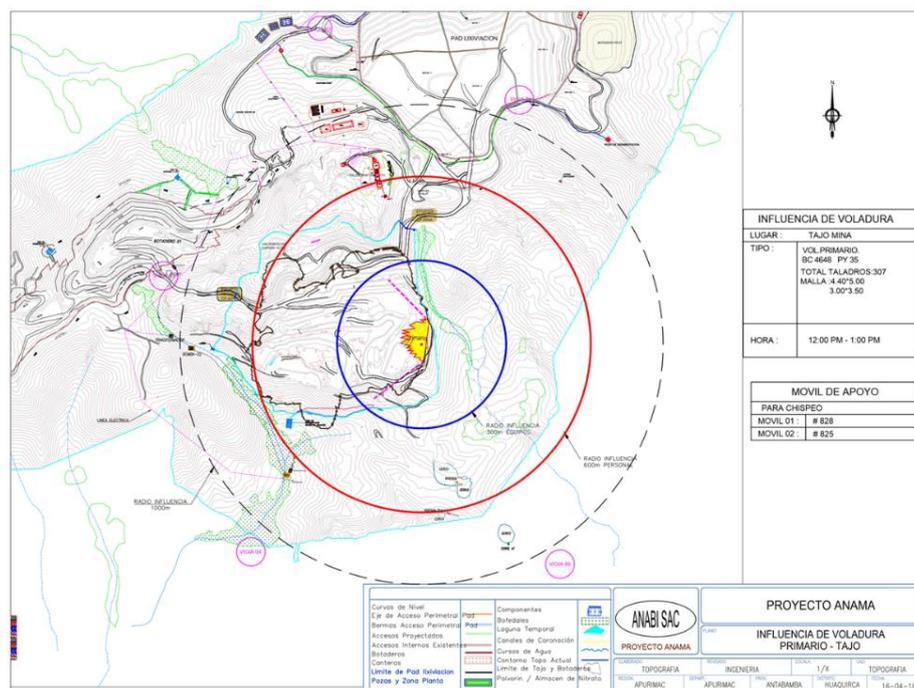


Imagen 33. Plano de área de influencia.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

4.2.4. ANALISIS DE FRAGMENTACIÓN (P80) EN ALTERACIONES.

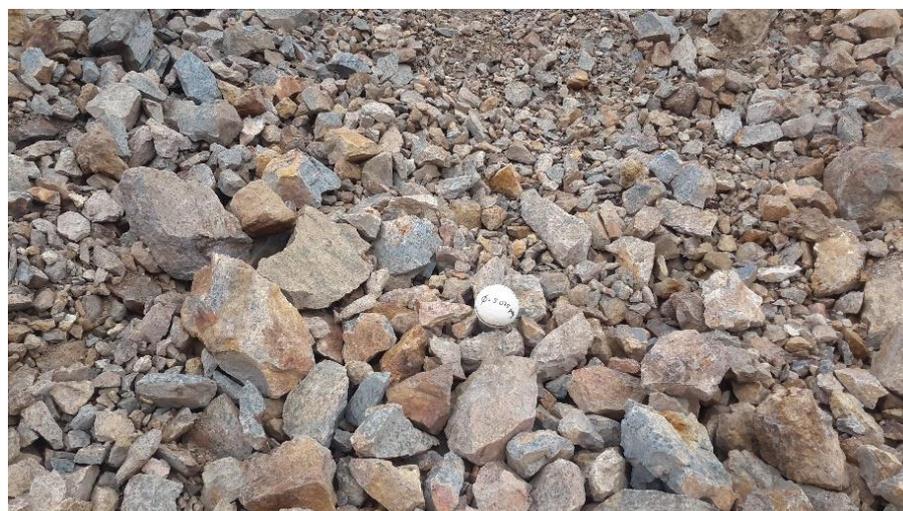


Foto 7. Roca fragmentada en sílice masivo.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

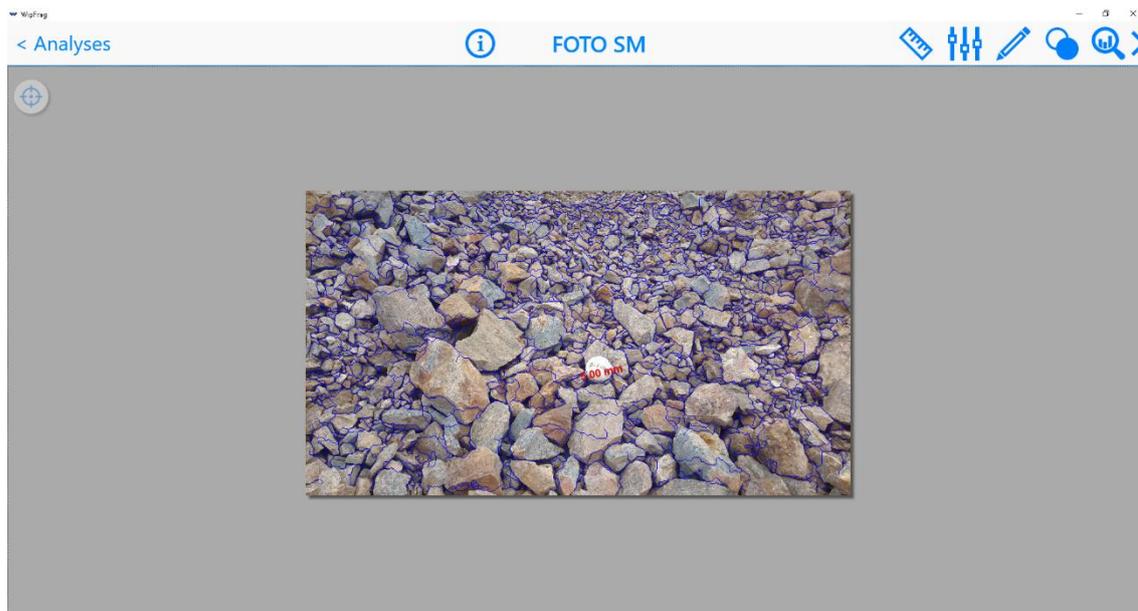


Imagen 34. Análisis de fragmentación de sílice masivo.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

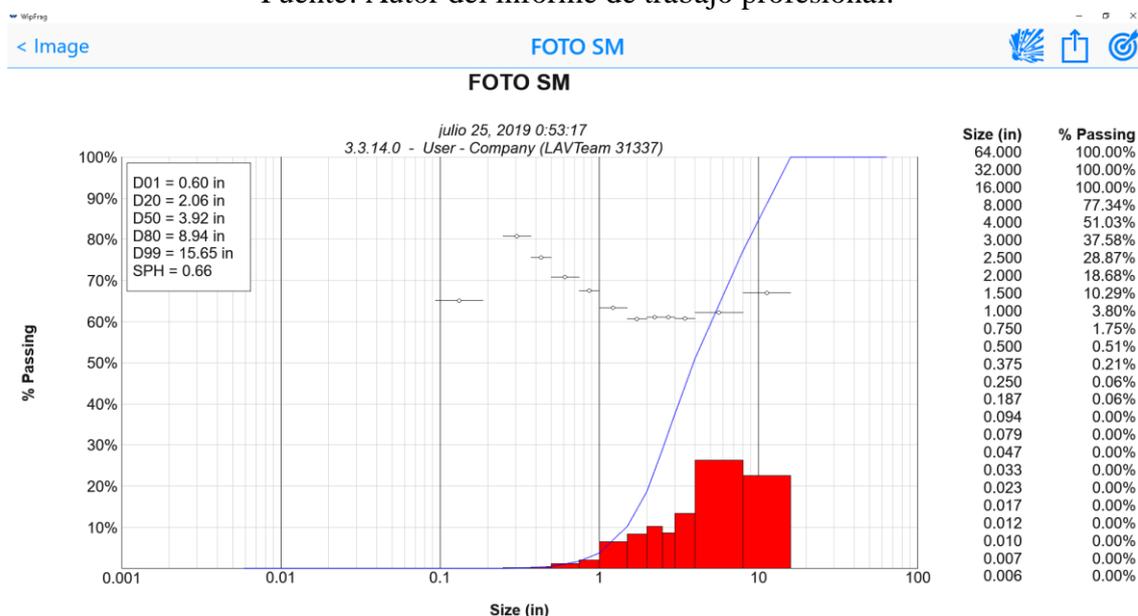


Imagen 35. Resultados de fragmentación de sílice masivo.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 8. Roca fragmentada en sílice granular.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

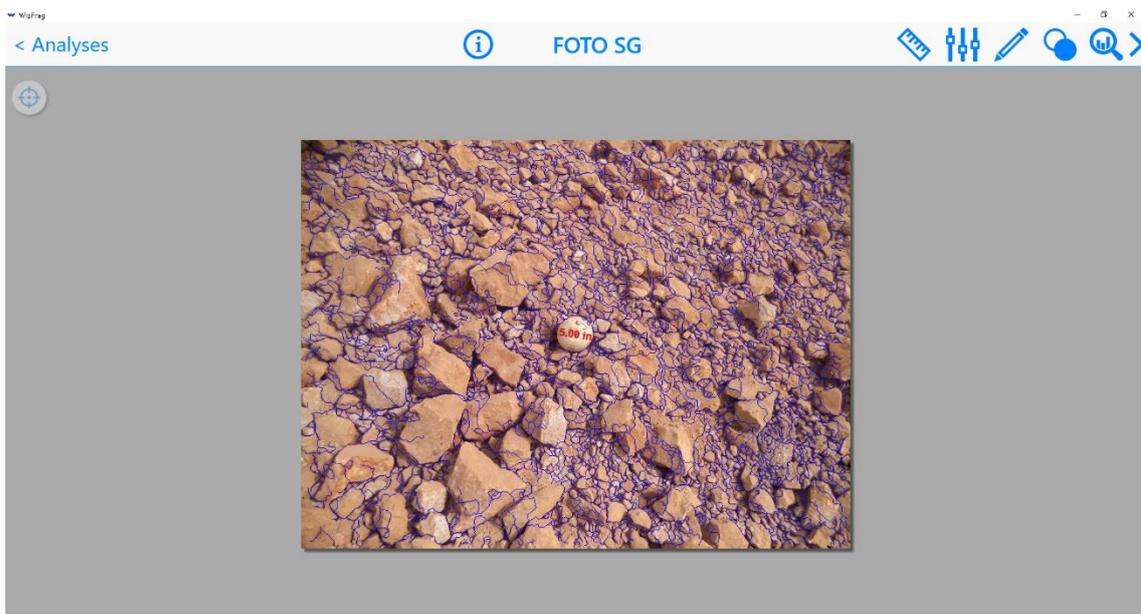


Imagen 36. Análisis de fragmentación de sílice granular.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

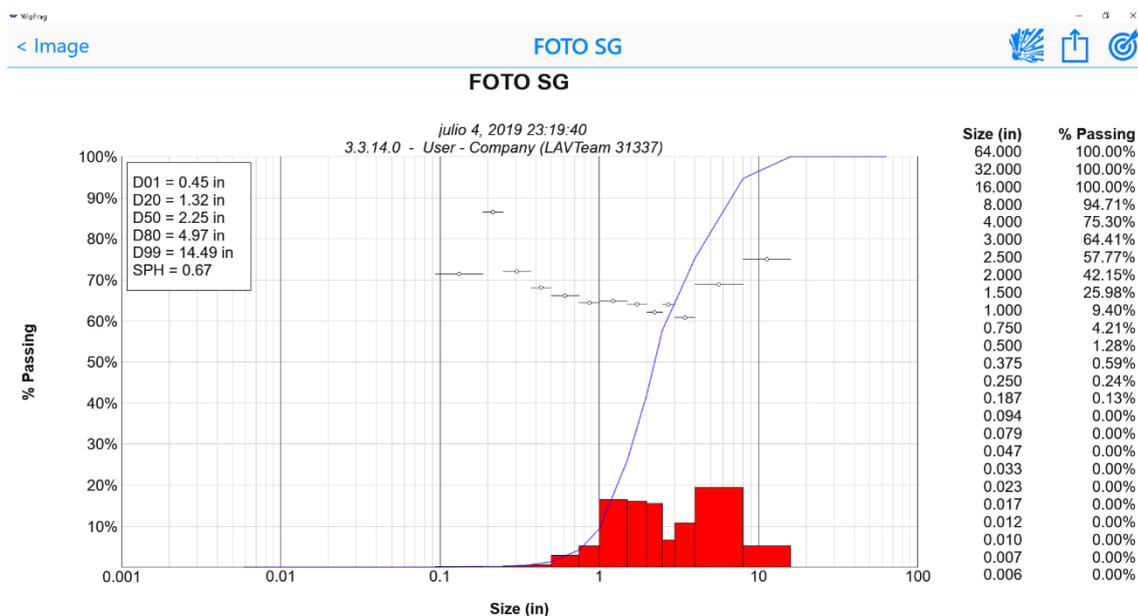


Imagen 37. Resultados de fragmentación de sílice granular.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 9. Roca fragmentada en sílice alunita.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Imagen 38. Análisis de fragmentación de sílice alunita.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

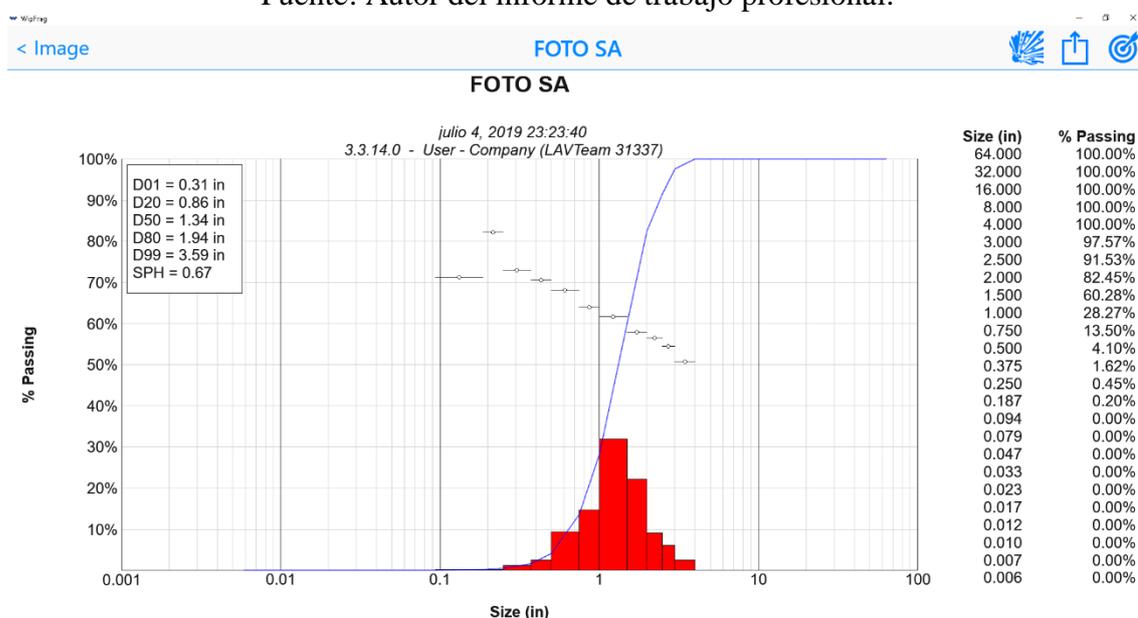


Imagen 39. Resultados de fragmentación de sílice alunita.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 10. Roca fragmentada en sílice clay.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

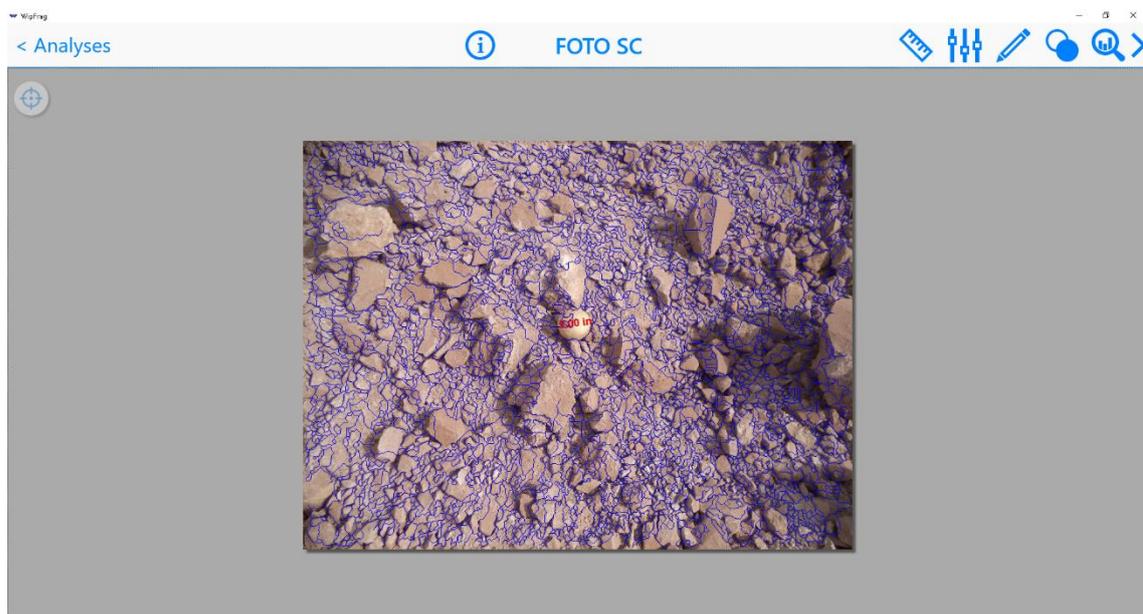


Imagen 40. Análisis de fragmentación de sílice clay.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

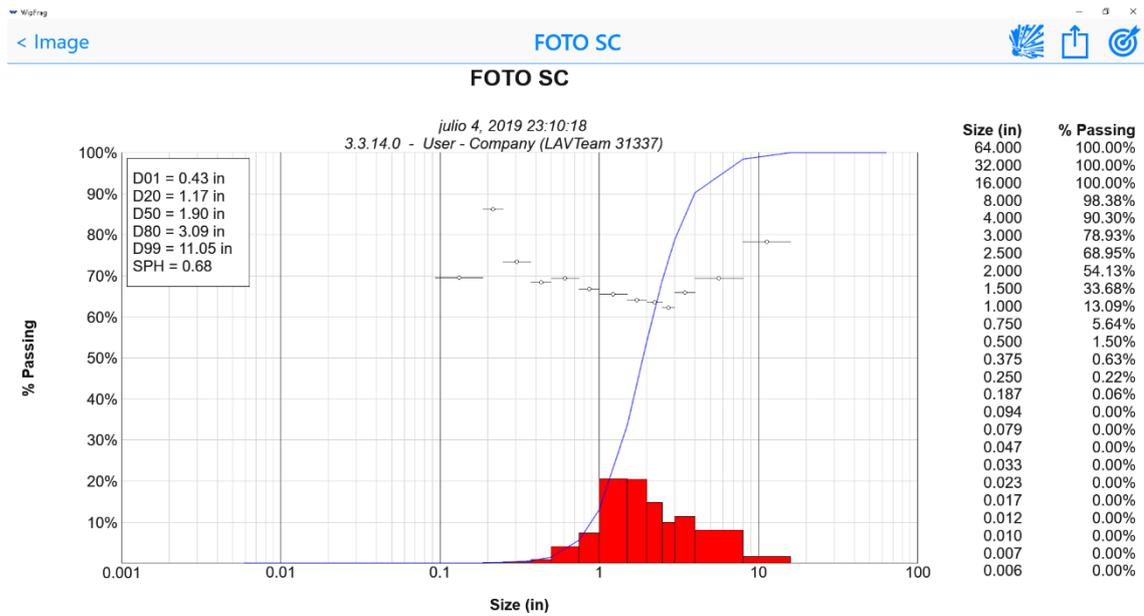


Imagen 41. Resultados de fragmentación de sílice clay.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

Tabla 18. Optimización de la fragmentación

ALTERACIÓN DEL TAJO	FRAGMENTACIÓN P80 (pulgada)
DISEÑO ANTERIOS 100% DEL TAJO	9.2
SILICE MASIVO (SM) 15%	8.94
SILICE GRANULAR (SG) 45%	4.97
SILICE ALUNITA (SA) 35%	1.94
SILICE CLAY (SC) 5%	3.09
DISEÑO ACTUAL 100% POR ALTERACIÓN	5.24

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

En el cuadro (18) Se muestra la mejora de la fragmentación por la clasificación del diseño de malla por alteraciones, logrando una fragmentación de 5.24” en P80 en comparación de la fragmentación del diseño anterior de 9.2” en P80.

4.3. RELACIÓN DEL DISEÑO DE MALLA POR ALTERACIÓN Y LA OPTIMIZACIÓN DE LA FRAGMENTACIÓN EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA.

Tabla 19. Relación del diseño de malla por alteración y la optimización de la fragmentación.

ALTERACIÓN DEL TAJO	BURDEN (m)	ESPACIAMIENTO (m)	PRODUCTO	EXPLOSIVO (kg/tal)	F.P. (kg/t)	FRAGMENTACIÓN P80 (pulgada)
DISEÑO ANTERIOS 100% DEL TAJO	5	5.7	HA-46	190	0.36	9.2
SILICE MASIVO (SM) 15%	3.3	3.8	HA-55	166	0.52	8.94
SILICE GRANULAR (SG) 45%	4.0	4.6	HA-46	140	0.41	4.97
SILICE ALUNITA (SA) 35%	4.5	5.0	HA-37	115	0.29	1.94
SILICE CLAY (SC) 5%	4.7	5.4	HA-37	104	0.26	3.09
DISEÑO ACTUAL 100% POR ALTERACIÓ	4.1	4.7	HA-46	146	0.38	5.24

Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

En el cuadro (19) demuestra la relación de diseño de malla por la alteración con la fragmentación, a mayor control en dimensiones de malla y la cantidad adecuada de explosivos por alteraciones conlleva a una óptima fragmentación.

CONCLUSIONES

- Es relevante el diseño de malla de perforación y voladura en distintas alteraciones (SM, SG, SA, SC), considerando el diseño anterior se observa variación en los parámetros como densidad de la roca 2.30 a 2.38, diámetro de taladro $7\frac{7}{8}$ a $6\frac{3}{4}$, burden 5.0 a 4.1, espaciamiento 5.7 a 4.7, producto de explosivo HA-37 a HA-46, explosivo portal 190 a 146, factor de potencia 0.36 a 0.38 y retardo superficial 35-45 a 25-35.
- Al analizar los resultados del trabajo, podemos demostrar la mejora de la fragmentación por la clasificación del diseño de malla por alteraciones, logrando una fragmentación de 5.24” en P80 en comparación de la fragmentación del diseño anterior de 9.2” en P80.
- Cuando existe mayor control en dimensiones de malla por alteración y cantidad de explosivos adecuados se obtiene una mejor fragmentación. concluyendo que si existe una buena fragmentación mejora el rendimiento de los equipos de carguío y transporte, mejora el porcentaje de recuperación del mineral y disminuye los costos operativos.

RECOMENDACIONES

- Se recomienda capacitar constantemente al personal involucrado en perforación y voladura sobre el nuevo diseño de malla de perforación por alteración.
- Se sugiere el diseño de malla por alteración en perforación y voladura en minería a tajo abierto con las características de clasificación por alteración geología.
- Realizar el diseño de malla de perforación y voladura anticipado en gabinete en coordinación con planeamiento, geología, topografía y voladura considerando el modelo de largo plazo.
- Como soporte el uso de software (vulcan, DNA I-Blast y Wipfrag).

REFERENCIA BIBLIOGRÁFICA.

- Anabi S.A.C. (2015). *Informe general de perforación y voladura*.
- Anabi S.A.C. (2015). *Informe general geología*.
- Camac, T. A. (2008). *Texto guía de voladura de rocas*. UNA.Puno.
- Contrado, R. (2017). *Efecto del parámetro de fragmentación P80 en la velocidad del excavado de las palas electrónicas en mina cuajone*. Tesis de pregrado. UNA – Puno.
- Correa, A. (2009). *La geomecánica en la perforación y voladura de rocas*. Información minera de Colombia. Colombia.
- Díaz, J., Guarín, M., Jiménez, J. (2012). *Análisis y diseño de la operación de perforación y voladuras en minería de superficie empleando el enfoque de la programación estructurada*. Boletín de ciencia de la tierra, 32, 15-22.
- Exsa explosivos. Recuperado de: <https://www.exsa.net/es>
- Enaex explosivos. Recuperado de: <https://www.enaex.com/>
- Famesa explosivos. Recuperado de:
<http://www.famesa.com.pe/productos/sistemas-de-iniciacion/>
- Instituto geológico y minero. (1994). *Manual de perforación y voladura de rocas*. Madrid.
- Konya. (1998). *Manual de perforación y voladura*.
- López, E. y García, P. (2003). *Manual de perforación y voladura de rocas*. España: Instituto Tecnológico Geominero.
- Mendoza y Zúñiga, (2010). *Perforación y Voladura – primer trimestre 2010*. Doc. Interno Minera Anabi.
- Orica explosivos. Recuperado de: <https://www.orica.com/>

ANEXOS



Foto 11. Foto panorámica de tajo Valeria.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

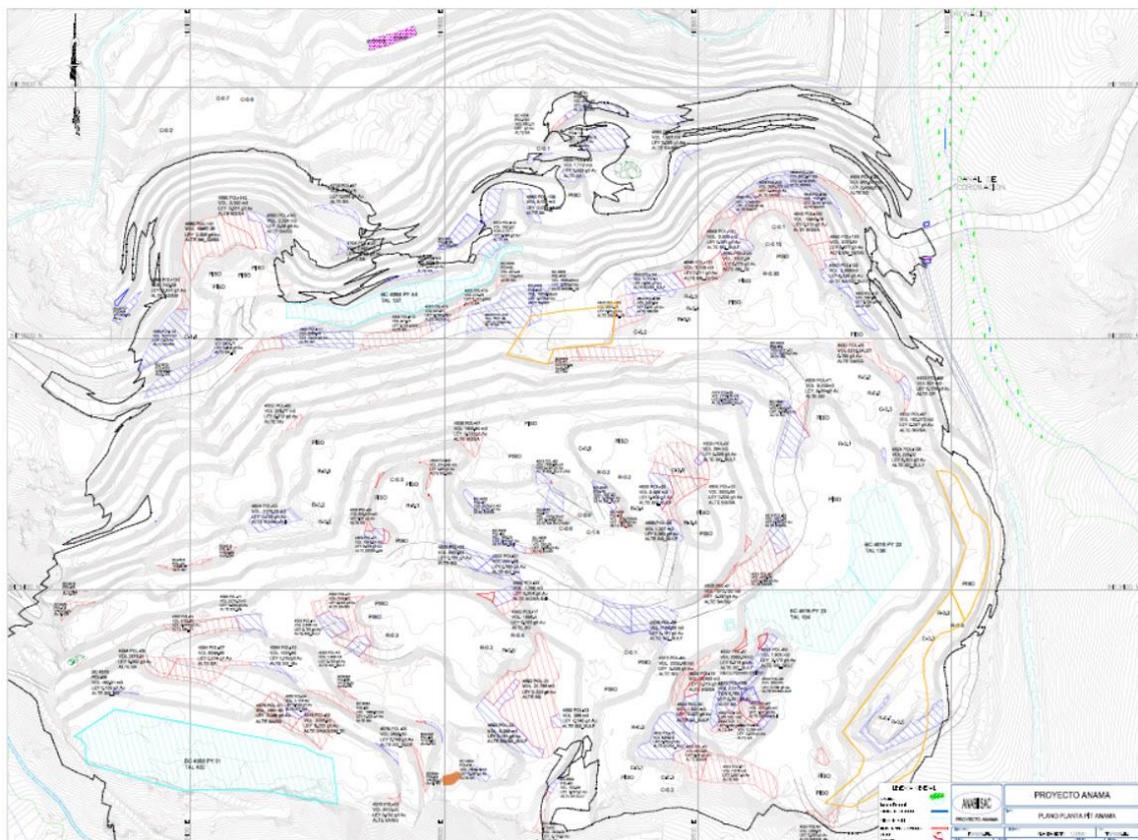


Imagen 42. Plano del tajo Valeria.
Fuente: Topografía mina.



Foto 12. Foto en la zona de perforación.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 13. Foto con personal de voladura.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 14. Foto de limpieza de plataforma de perforación.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.

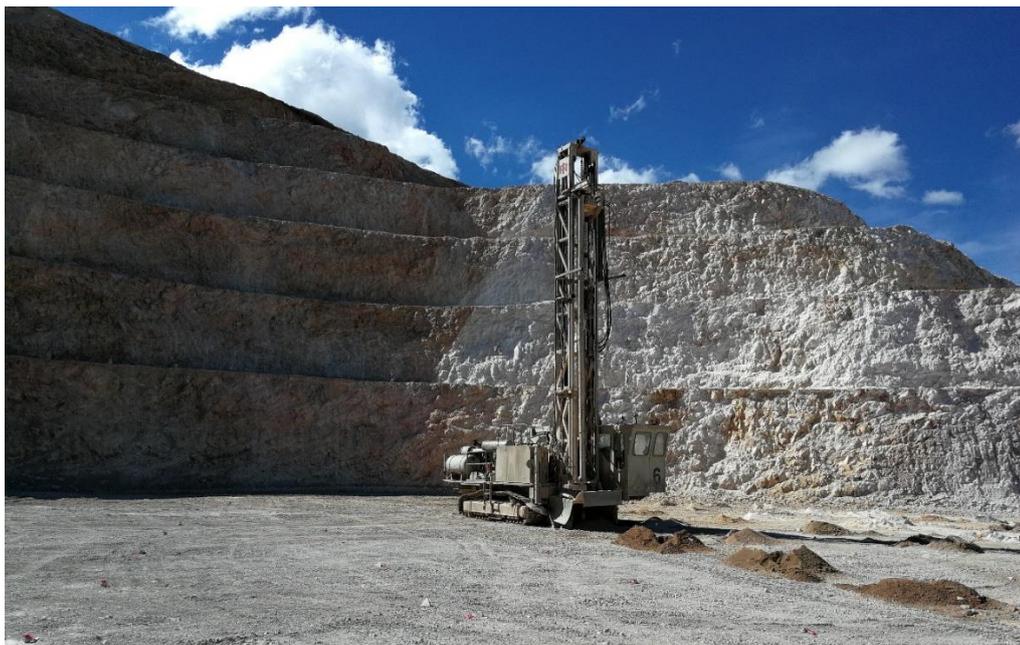


Foto 15. Perforación con DM45 1.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 16. Perforación con DML.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 17. Perforación con DA45 2.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 18. Malla de perforación.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 19. Plataforma antes de la voladura.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 20. Carguío de taladros con Camión Fabrica.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 21. Control de densidades de los explosivos.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 22. Tapado de taladros y taconeado con madera.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 23. Voladura.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 24. Después de la voladura.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 25. Antes de la voladura.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 26. Después de la voladura SM.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 27. Después de la voladura SG.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 28. Después de la voladura SA.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 29. Carguío de excavadora 390 SA.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 30. Después de la voladura SM.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 31. Después de la voladura SG.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.



Foto 32. Volquetes de 22 m³.
Fuente: Autor del informe de trabajo profesional.