

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS:

**“OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA USANDO EXPLOSIVO GASIFICADO SAN-G
APU EN LA UNIDAD MINERA UTUNSA DE LA EMPRESA MINERA ANABI S.A.C.
HAQUIRA – COTABAMBAS - APURÍMAC 2021”**

Presentado por:

Bach. Gilmer Abrigo Gonzales.

Para optar al Título Profesional de:

Ingeniero de Minas

Asesor:

Mgt. Raimundo Molina Delgado

Cusco – 2023

DEDICATORIA

A mis padres: Florentina M. Gonzales Boza y Armando Abrigo Cabrera por su apoyo incondicional y sacrificio constante para lograr mis metas.

A mis hermanos. María Eugenia, Porfirio, Yonatan, Yulma y Soledad, por su apoyo incondicional y ser mi fuente de esperanza e inspiración.

A mi esposa Ruth M. Layme Mendoza, por estar a mi lado y que me dio un incesante apoyo moral.

AGRADECIMIENTO.

A Dios todo poderoso que siempre estuvo presente, guiándome por buenos caminos y brindándome oportunidades de seguir con este gran reto de la vida.

A la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, docentes y compañeros por enseñar y compartir conocimiento para un buen desarrollo profesional y competitivo.

Agradecer al personal de la empresa minera ANABI S.A.C UNIDAD MINERA UTUNSA.

PRESENTACIÓN

Por el dispuesto en el Reglamento de Grados y Títulos de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalúrgica de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco. Pongo a consideración de los señores miembros del jurado el presente trabajo de Tesis intitulado “OPTIMIZACION DE LA VOLADURA UTILIZANDO EXPLOSIVO GASIFICADO SAN-G APU EN LA UNIDAD MINERA UTUNSA DE LA EMPRESA MINERA ANABI S.A.C HAQUIRA – APURIMAC 2019”.

El cual fue desarrollado como investigación propia, de ser observado, corregido y aprobado me permitirá optar al Título Profesional de Ingeniero de Minas.

RESUMEN

En la Unidad minera Utunsa, la deficiente fragmentación de material y consecuentemente la aplicación de voladuras secundarias son problemas permanentes que resolver. El uso de un explosivo a base de emulsión gasificable SANG APU ofrece una solución frente a esta problemática. En la Unidad minera Utunsa de la empresa minera Anabi sac, en voladuras de producción se usa el Heavy Anfo 55 se elaborará un histórico como línea base para hacer un comparativo con los resultados obtenidos de las pruebas con la aplicación de emulsión gasificable SANG APU. En la fase de prueba se tiene 13 proyectos de voladura, las mallas de disparo aumentaron y mantuvieron los mismos parámetros de perforación y voladura sobre material mineral y desmonte lo cual nos da un comparativo más adecuado entre las mezclas explosivas. En el análisis correspondiente, la emulsión gasificable SANG APU desarrolla una ampliación de la malla de perforación en mineral el burden se amplió 0.26 m y espaciamiento de 0.30 m y en material desmonte el burden se amplió en 0.43 m y espaciento en 0.50 m, la velocidad de detonación (VOD) promedio de 5458.98 m/s lo cual es un 358.98 m/s mayor respecto al promedio del Heavy Anfo 55, esto se vio reflejado en el resultado de la fragmentación de material volado, con el cual se obtuvo una disminución del P80 de 4.99 m a 3.68 m. El factor de potencia teórico se redujo en 18%. Se optimizo los costos de perforación en un 1.35%, los costos de voladura se optimizo en un 8.91% y los costos de carguío se optimizo en un 2.805%.

ABSTRACT

In the Utunsa mining unit, the deficient fragmentation of material and consequently the application of secondary blasting are permanent problems to be solved. The use of an explosive based on a gasifiable emulsion SANG APU offers a solution to this problem. In the Utunsa mining unit of the Anabi sac mining company, Heavy Anfo 55 is used in production blasting, a history will be prepared as a baseline to make a comparison with the results obtained from the tests with the application of SANG APU gasifiable emulsion. In the test phase, there are 13 blasting projects, the shot meshes increased and maintained the same drilling and blasting parameters on mineral material and waste rock, which gives us a more adequate comparison between the explosive mixtures. In the corresponding analysis, the SANG APU gasifiable emulsion develops an expansion of the perforation mesh in ore, the burden was expanded by 0.26 m and spacing of 0.30 m and in waste material the burden was expanded by 0.43 m and spacing by 0.50 m, the detonation velocity (VOD) average of 5458.98 m/s, which is 358.98 m/s higher than the average of the Heavy Anfo 55, this was reflected in the result of the fragmentation of flown material, with which a decrease in P80 of 4.99 was obtained. m to 3.68 m. The theoretical power factor was reduced by 18%. Drilling costs were optimized by 1.35%, blasting costs were optimized by 8.91% and loading costs were optimized by 2.805%.

INTRODUCCIÓN

En la unidad minera Utunsa, para el análisis de optimizaciones en su proceso, requiere de la comparación de resultados obtenidos usando diferentes mezclas explosivas para diferentes parámetros dentro de sus operaciones, siendo éstas en mallas de mineral o desmonte. Para tal efecto se requiere un análisis profundo de las variables relacionadas a la operación unitaria de voladura, siendo conscientes de que el éxito de este proceso depende del correcto manejo de los mismos. Siendo conscientes que la fragmentación de roca por voladura es un indicador que se usa para evaluar el resultado de las voladuras. En la unidad minera Utunsa se viene utilizando la mezcla explosiva Heavy Anfo 55, la deficiente fragmentación de material y consecuentemente la aplicación de voladuras secundarias son problemas permanentes que resolver. El uso de un explosivo a base de emulsión gasificable SANG APU ofrece una solución frente a esta problemática debido a su alto poder energético y versatilidad de manejo con diferentes densidades de copa según la necesidad de la operación. Para tal efecto la presente tesis se ha dividido en cinco capítulos:

En el primer capítulo es marco metodológico se hace mención del planteamiento del problema, objetivos de la investigación, justificación, hipótesis, variables e indicadores.

En el segundo capítulo se detalla el marco teórico y conceptual.

En el tercer capítulo se detalla aspectos generales de la mina.

En cuarto capítulo describe la optimización de la voladura usando explosivo gasificado SANG APU

En el quinto capítulo se describe el análisis y discusión de resultados

INDICE

1.	CAPITULO I	23
1.1.	MARCO METODOLÓGICO	23
1.1.1.	Descripción del problema	23
1.1.2.	FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	24
1.1.3.	OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.	25
1.1.4.	HIPÓTESIS Y VARIABLES DE INVESTIGACIÓN.....	25
1.1.5.	DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN	26
1.1.6.	TÉCNICA DE LA INVESTIGACIÓN	27
1.1.7.	JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN	28
2.	CAPITULO II.....	29
2.1.	MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL.....	29
2.1.1.	ANTECEDENTES	29
2.1.2.	BASES TEORÍAS	30
2.1.3.	BASES CONCEPTUALES	33
3.	CAPITULO III.....	66
3.1.	ASPECTOS GENERALES DE LA MINA	66
3.1.1.	UBICACIÓN.	66
3.1.2.	ACCESIBILIDAD.....	66
3.1.3.	GEOMORFOLOGÍA Y FISIOGRAFÍA.....	68

	14
3.1.4. ANTECEDENTES DE MINA	69
3.1.5. .GEOLOGÍA.....	69
3.1.6. GEOTECNIA.....	81
3.1.7. MINERÍA	84
4. CAPITULO IV.....	141
4.1. OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA UTILIZANDO EXPLOSIVO GASIFICADO SAN G APU.....	141
4.1.1. EVALUACIÓN TÉCNICA UTILIZANDO EXPLOSIVO GASIFICADO SAN G APU	141
4.1.2. EVALUACIÓN ECONÓMICA UTILIZANDO EXPLOSIVO SAN G APU.....	174
5. CAPITULO V.....	182
5.1. ANÁLISIS RESULTADOS.....	182
5.1.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE EVALUACIÓN TÉCNICA	182
5.1.2. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE EVALUACIÓN ECONÓMICA	190
6. CONCLUSIONES.....	195
7. RECOMENDACIONES.....	197
Bibliografía	198
8. ANEXOS	199

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 VOD de diferentes explosivos	39
Tabla 2 Densidad de mezcla explosiva	40
Tabla 3 Nivel de presión de detonación para mezclas explosivas	41
Tabla 4 Tamaño de partículas de explosivos	47
Tabla 5 Variedades de Heavy Anfo en función a la proporción de la mezcla	48
Tabla 6 Propiedades técnicas del explosivo SAN G APU	50
Tabla 7 Características principales de SAN G APU.....	52
Tabla 8 Características generales de HA 55 y SAN G APU	52
Tabla 9 Características de la solución N 30.....	53
Tabla 10 Vía de acceso al área del proyecto – Ruta 1	67
Tabla 11 Vía de acceso al área del proyecto – Ruta 2	67
Tabla 12 Vía de acceso al área del proyecto – Ruta 3	67
Tabla 13 Reservas de mineral y desmonte proyecto minero Utunsa	85
Tabla 14 Parámetros de diseño del tajo 1 UM. Utunsa.....	87
Tabla 15 Perforadoras utilizadas en la unidad minera Utunsa de la empresa minera Anabí S.A.C	91
Tabla 16 Parámetros de perforación en función al diseño del tajo y características geo mecánica	92
Tabla 17 Clasificación de Rocas.....	95
Tabla 18 Malla de perforación en mineral con diferentes alteraciones del macizo rocoso	99
Tabla 19 Malla de perforación en desmonte	100
Tabla 20 Tarifa de equipos de perforación	102

Tabla 21 Costo de aceros de perforación	102
Tabla 22 Costo Tarifa de combustible	103
Tabla 23 Costo total Unitario por toneladas métricas de mineral.....	104
Tabla 24 Costo total Unitario por toneladas métricas de desmonte.....	104
Tabla 25 Costo de perforación histórico hasta el mes de junio del año 2021	105
Tabla 26 Factor de Potencia (F.P) y Factor de Carga Lineal (F.C.L) histórico de la unidad minera UTUNSA.	116
Tabla 27 Densidad del explosivo Heavy Anfo 55	117
Tabla 28 Resultado de medición con HEAVY ANFO 55 a base de emulsión matriz. Densidad y VOD	121
Tabla 29 Calculo de P80 con malla pasantes	124
Tabla 30 Precio unitario de agentes de voladura	127
Tabla 31 Precio unitario de accesorios de voladura.....	127
Tabla 32 Cálculo de costo total de voladura por taladro para mineral	128
Tabla 33 Cálculo de costo total de voladura por taladro para desmonte	129
Tabla 34 Costos históricos de voladura hasta el mes de junio del 2020.....	130
Tabla 35 Rendimiento de equipos de carguío en la unidad minera Utunsa	132
Tabla 36 Rendimiento de equipos de carguío con material fragmentado con Heavy Anfo 55 .	133
Tabla 37 Calculo de costo unitario por ratio de consumo de combustible	134
Tabla 38 Calculo de costo unitario por horas maquina.....	134
Tabla 39 Costo histórico de carguío desde enero hasta junio	135
Tabla 40 Características de los equipos de acarreo volquetes mercedes benz.....	135
Tabla 41 Capacidades, peso y dimensiones (Mercedes Benz Actros 4144k)	136

Tabla 42 Equipos auxiliares en operaciones mina en la unidad minera Utunsa	138
Tabla 43 Clasificación de Rocas.....	143
Tabla 44 Malla de perforación en mineral con explosivo SAN G APU	147
Tabla 45 Malla de perforación en desmonte con explosivo SAN G APU.....	148
Tabla 46 Resultados de VOD con explosivo gasificado SAN G APU 70/30.....	160
Tabla 47 Factor de Potencia en taladros de producción mineral.	161
Tabla 48 Descripción de las partes principales del equipo PortaMetrics	165
Tabla 49 Fragmentación P80 con el explosivo gasificado SAN G APU.....	168
Tabla 50 Rendimiento de equipos usando explosivo gasificado SAN G APU	172
Tabla 51 Nivel de gas nitroso con el explosivo gasificado SAN G APU	173
Tabla 52 Costo de aceros de perforación.....	174
Tabla 53 Costo Tarifa de combustible	175
Tabla 54 Costo total Unitario por toneladas métricas de mineral.....	175
Tabla 55 Costo total Unitario por toneladas métricas de desmonte.....	175
Tabla 56 Costos de perforación por metros lineal con el explosivo gasificado SAN G APU 70/30	176
Tabla 57 Precio Unitario (P.U) de agentes y accesorios de voladura	177
Tabla 58 Distribución de agentes de voladura para mineral.....	177
Tabla 59b Distribución de agentes de voladura para desmonte.....	178
Tabla 60 Costo unitario de agentes y accesorios de voladura SAN G APU Mineral	178
Tabla 61 Costo unitario de agentes y accesorios de voladura SAN G APU Mineral	179
Tabla 62 Costo de voladura con explosivo gasificado SAN G APU 70/30.....	180
Tabla 63 Calculo de costo unitario por ratio de consumo de combustible	180

Tabla 64 Calculo de costo unitario por horas maquina.....	181
Tabla 65 Costo de carguío con explosivo gasificado SAN G APU.....	181
Tabla 66 Cuadro de resumen comparativo de la malla de perforación con SAN G APU 70/30 vs HA55 en mineral.....	182
Tabla 67 Cuadro de resumen comparativo de la malla de perforación con SAN G APU 70/30 vs HA55 en desmote.....	182
Tabla 68 Cuadro comparativo de VOD entre SAN G APU y la voladura actual con explosivo HA 55.....	183
Tabla 69 Comparación de factor de potencia real (SAN G APU) vs HA55.....	186
Tabla 70 Cuadro de comparación de fragmentación entre SAN G APU 70/30 y voladura actual HA 55.....	188
Tabla 71 Cuadro comparativo de rendimiento equipos de carguío SAN G APU 70/30 vs HA55.....	189
Tabla 72 Análisis de resultados de costos de perforación y voladura.	192
Tabla 73 Análisis comparativo de costos de carguío con explosivo actual HA 55 VS SAN G APU 70/30	193

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 Distribución de malla de perforación	33
Figura 2 Efectos del proceso de detonación de un explosivo confinado en un taladro de voladura en roca.....	34
Figura 3 Propagación de ondas de choque.....	35
Figura 4 Expansión de gases a presión	36
Figura 5 Movimiento de material.	37
Figura 6 Velocidad de detonación vs contenido de agua.....	44
Figura 7 Efectos del contenido de petróleo en el ANFO	44
Figura 8 Emulsión matriz	45
Figura 9 Composición básica de la Emulsión.....	46
Figura 10 Heavy Anfo 64 y 82	47
Figura 11 Estructura del Heavy Anfo (HA).....	47
Figura 12 Variación de la potencia y densidad de un ANFO pesado en base al porcentaje de Emulsión.	49
Figura 13 Solución N 30.....	53
Figura 14 Sección longitudinal de tubo de choque	55
Figura 15 Componentes del detonador o fulminante no eléctrico	56
Figura 16 Detonador no eléctrico Fanel dual 9/800ms o 9/600ms	57
Figura 17 Componentes de fanel dual 600ms/9ms 17m.....	58
Figura 18 Conexión de taladros con Fanel	59
Figura 19 Fanel CTD	60
Figura 20 Conexión con Fanel CTD.....	61

Figura 21 Fanel LSEF.....	62
Figura 22 Pistola detonador	63
Figura 23 Cargando taladros con camión fabrica	65
Figura 24 Mapa Ubicación de la Unidad Minera Utunsa, Anabí S.A.C.....	66
Figura 25 Columna Estratigráfica de Anabí	74
Figura 26 Mapa Geología Regional.....	75
Figura 27 Geología local – plano litológico y sección geológica – ANEXO 7.....	76
Figura 28 Unidades Litologicas - Anexo 8.....	77
Figura 29 Mapa de alteraciones geologia local – ANEXO 9	80
Figura 30 Mapa geología estructural – ANEXO 10	81
Figura 31 Componentes de la unidad minera Utunsa	86
Figura 32 Parámetros de diseño del Banco, tajo 1 UM. Utunsa.....	87
Figura 33 Proceso de operaciones mina	88
Figura 34 Operaciones mina Unidad Minera Utunsa, tajo 1	89
Figura 35 Plan de perforación Unidad Minera Utunsa, Tajo 1.....	90
Figura 36 Perforadoras Atlas Copco DML, DMHP, DM45, Operadores y supervisor de P&V. 92	
Figura 37 Parámetros de perforación en función al diseño del tajo y características geo mecánica	94
Figura 38 Dominio de alteración	95
Figura 39 Diseño de malla de perforación con explosivo actual burden y espaciamiento	101
Figura 40 Distribución del triángulo equilátero en la malla de perforación y los taladros de pre- corte y bufer	101
Figura 41 Plan de voladura en la Unidad Minera Utunsa.....	106

Figura 42 Diseño de banco UM. UTUNSA.....	111
Figura 43 Diseño de parámetros de voladura	115
Figura 44 Materiales necesarias para la medición de densidad y temperatura.	118
Figura 45 Medición de VOD con Microtrap	118
Figura 46 Instalación del probecable resistivo (verde) junto al booster de 1Lb y sistema de iniciación.....	120
Figura 47 Ubicación de fotografías para el análisis del P80 en el software WipFrag	122
Figura 48 Delimitación de las rocas fragmentadas	122
Figura 49 Análisis de fragmentación de P80 de la fotografía 1.....	123
Figura 50 Análisis de fragmentación de P80 de la fotografía 2.....	123
Figura 51 Mallas pasante y balanza pesando el material quedante	124
Figura 52 Malla de perforación en vista aéreo.....	125
Figura 53 Carguío de taladros con camión fabrica	125
Figura 55 Alcance de la pluma de la excavadora marca CAT.....	131
Figura 54 Dimensiones de la excavadora marca CAT	131
Figura 56 Dimensión de los equipos de acarreo	136
Figura 57 Equipos de acarreo: Mercedes Benz actros 4144k	137
Figura 58 Mantenimiento de vías y accesos	138
Figura 59 Pendiente transversal para un fácil drenado en superficies con reducida resistencia a la rodadura adecuada de 2cm/m.....	139
Figura 60 Fase de llenado de pal de lixiviación unidad minera Utunsa	140
Figura 61 Dominio de Mineral	142
Figura 62 Dominio de Mineral	142

Figura 63 Burden y Espaciamiento en la figura Triángulo equilátero para mineral con explosivo SAN G APU.....	146
Figura 64 Burden y Espaciamiento en la figura triángulo equilátero para desmonte con explosivo SAN G APU	148
Figura 65 Plano de malla de perforación banco 4600 PY 06	149
Figura 66 Diseño de banco UM. UTUNSA.....	155
Figura 67 Medición de VOD con Microtrap	158
Figura 68 Instalación del probecable resistivo (verde) junto al booster de 1Lb	159
Figura 69 Resultados de medición de VOD	160
Figura 70 Equipo PORTAMETRICS	165
Figura 71 Fotos tomados con PortaMetrics para evaluación de fragmentación	166
Figura 72 Cuadros de visor de imagines, edición de fragmentación y resultados de análisis de la fragmentación.	167
Figura 73 Evaluación de fragmentación de con PortaMetrics.....	167
Figura 74 Nivel de humos resultado de los disparos usando SAN G APU	173

CAPITULO I

1.1. MARCO METODOLÓGICO

1.1.1. Descripción del problema

La unidad minera Utunsa de la empresa minera Anabi S.A.C. es un yacimiento de tipo ácido sulfatado (alta sulfuración) con alteración sílice masiva, sílice vuggy, sílice alunita y argílico; emplazadas en rocas volcánicas extrusivas de composición dacítica y coladas lávicas de composición andesítica, con densidad promedio de 2.188gr/cc, en base a pruebas de carga puntual la resistencia de roca oscila entre 40 – 150 MPa, por lo que según la clasificación de ISRM (International Society of Rock Mechanics) es una roca resistente a muy resistente. La unidad minera Utunsa extrae mineral aurífero desde el tajo 1 para luego ser transportado hacia el Pad de Lixiviación y ser regado con cianuro de sodio (NaCN) combinado con agua formando una solución con un Ph mayor a 10 mediante goteo y aspersión liberando el oro, recuperado mediante carbón activado.

La perforación se realiza con tres equipos de perforación de Atlas Copco de diferentes modelos DM45, DMHP y DML, con un diámetro de broca 6 ¾ “, con una longitud de perforación de 9 metros. El diseño de la malla de perforación comprende de acuerdo al tipo de material mineral y desmonte con los siguientes parámetros: espaciamiento en mineral es de 4.0 metros con un burden de 3.46 metros, espaciamiento en desmonte es de 4.50 metros con un burden de 3.90 metros.

La voladura se realiza con explosivo Heavy Anfo 55 (50% de ANFO y 50% de emulsion) y la granulometría que obtenemos es de 4.5” sin embargo la granulometría requerida por el Pad Lixiviación debe ser hasta de 4” para una óptima recuperación del metal oro, si no se llega cumplir

esta fragmentación se generan problemas en la recuperación del oro. Y por mala fragmentación también se generan problemas en el rendimiento de los equipos de carguío que no llegan a su rendimiento óptimo, esto también por las presencias de boloneras. Esta fragmentación no solo genera bajos performances en la recuperación del metal oro y los rendimientos de los equipos, si no también elevados costos como, costos unitarios de perforación, costo unitario de voladura y los costos en unitarios de carguío. Por ende, los resultados de los parámetros técnicos de perforación y voladura que se ejecuta actualmente no satisfacen los requerimientos de las necesidades de las operaciones subsecuentes incluidos los de los Pad de Lixiviación en la recuperación del metal oro; asimismo los resultados no satisfactorios de la voladura redundan en la elevación de costos operativos.

1.1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.1.2.1. Problema general

¿Cuál es el nivel de influencia que ejerce el uso del explosivo gasificado SAN G APU sobre la optimización técnica y económica de la voladura del mineral aurífero, para ser tratado por lixiviación en la unidad minera Utunsa de la empresa ANABI S.A.C.?

1.1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cuáles son los parámetros técnicos y económicos de la voladura usando explosivo HA 55?

- ¿Cuáles son los parámetros técnicos y económicos de la perforación y voladura usando explosivo gasificado SAN G APU?

- ¿Cuáles son los resultados de los parámetros técnicos y económicos de la voladura optimizados con el uso del explosivo gasificado SAN G APU frente a los parámetros obtenidos con la voladura usando explosivo HA55?

1.1.3. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.

1.1.3.1. Objetivo general

Determinar los parámetros técnicos y económicos usando el explosivo gasificado SAN G APU para optimizar la voladura del mineral aurífero, y ser tratado por lixiviación en la unidad UTUNSA de la empresa ANABI S.A.C.

1.1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar los parámetros técnicos y económicos de la voladura actual con explosivo HA55.

- Optimizar los parámetros técnicos y económicos de la perforación y voladura usando el explosivo gasificado SAN G APU.

- Comparar los resultados de los parámetros técnicos y económicos optimizados con el uso del explosivo gasificado SAN G APU frente a los parámetros obtenidos en la voladura usando explosivo HA55.

1.1.4. HIPÓTESIS Y VARIABLES DE INVESTIGACIÓN

1.1.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

Si se utiliza la emulsión gasificada SAN G APU de manera apropiada, los parámetros técnicos y económicos de la voladura del mineral para ser tratado por lixiviación se verán optimizados de manera significativa, en la unidad minera UTUNSA de la empresa minera ANABI S.A.C.

1.1.4.2. VARIABLES

1.1.4.2.1. VARIABLE INDEPENDIENTE

Parámetros técnicos y económicos de la voladura

1.1.4.2.2. VARIABLE DEPENDIENTE

Optimización de la voladura

1.1.5. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

1.1.5.1. TIPO DE LA INVESTIGACIÓN

El presente trabajo de investigación es de carácter aplicativo, de enfoque cuantitativo, con elaboración de una línea base de registros y monitoreo de voladuras inscritas alrededor del tajo 1 reemplazando el Heavy Anfo con el nuevo explosivo SANG APU en la Unidad Minera Utunsa.

1.1.5.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

1.1.5.2.1. DESCRIPTIVO

Porque busca especificar las propiedades y características importantes que intervienen en un determinado suceso. En este caso, establecer los parámetros más importantes en la evaluación de una voladura.

1.1.5.2.2. EXPLICATIVO

Porque está orientada a establecer las causas que originan un determinado suceso, específicamente, dar respuesta a los resultados de voladuras que se obtendrán a partir del uso del SAN G APU en la Unidad Minera Utunsa en comparación al Heavy Anfo 55.

1.1.5.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

1.1.5.3.1. POBLACION

La población del presente estudio lo conforman el "Tajo 1" de la UNIDAD MINERA UTUNSA DE LA EMPRESA MINERA ANABÍ S.A.C HAQUIRA – APURIMAC

1.1.5.3.2. MUESTRA

La muestra del presente estudio lo conforman los 13 Proyectos de Voladura dentro del Tajo1 de la UNIDAD MINERA UTUNSA DE LA EMPRESA MINERA ANABÍ S.A.C HAQUIRA – APURIMAC

1.1.6. TÉCNICA DE LA INVESTIGACIÓN

1.1.6.1. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN

La recolección de la información se realiza a través de las diferentes fuentes y datos proporcionados de operación actual, datos históricos provenientes de reporte de producción, informes y pruebas técnicas realizados por empresa FAMESA EXPLOSIVOS S.A.C. ejecutor de la prueba del nuevo producto SAN-G APU. La muestra se tomará de proyectos de disparo con sistema de iniciación no eléctrica para taladros cargados y disparados con el explosivo SAN-G APU.

1.1.6.2. TÉCNICAS DE PROCESAMIENTO DE INFORMACIÓN

Para el procesamiento de la información se hará uso de paquetes estadísticos y software especializados que englobe la mayor información posible, a través de ello realizar eficientemente los cálculos necesarios que nuestra investigación lo requiera. Esto permitirá efectuar de mejor manera la evaluación y análisis de nuestra investigación.

1.1.6.3. INSTRUMENTOS

1.1.6.3.1. RECURSOS HUMANOS

- Investigador
- Asesor Técnico

1.1.6.3.2. RECURSOS MATERIALES

- KID de densidad

- Dron
- Computadora
- Impresora
- Porta Metric
- Micro trap

1.1.7. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA DE LA INVESTIGACIÓN

El presente estudio tiene una justificación porque contribuye a obtener una optimización técnica y económica en la voladura de rocas además de la seguridad de algunos elementos de bancos y tajo y en el aspecto ambiental.

1.1.7.1. SEGURIDAD

Porque el determinar taludes estables reduce la posibilidad de generar eventos no deseados (deslizamientos) que pueden ocasionar accidentes a las personas y equipos.

1.1.7.2. TÉCNICA Y ECONÓMICA

Con la nueva adopción del explosivo denominado emulsión gasificada SAN G APU se podrán obtener resultados que contribuyan a la obtención de parámetros de granulometría del mineral minado y otros de orden técnico que satisfagan los requerimientos esperados, así como los requerimientos de los Pad de lixiviación. Desde luego también tendrá una influencia notoria en reducir costos operativos

1.1.7.3. AMBIENTAL

En este aspecto se espera realizar voladuras que disminuyan sustancialmente la emisión de gases tóxicos, dado que el explosivo elegido para optimizar la voladura está considerado como eco amigable.

CAPITULO II

2.1. MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL

2.1.1. ANTECEDENTES

A. Paricahua Masco Eder Federico. (2019). Uso de la emulsion gasificable SAN G para reducir el costo de voladura en la Unidad Minera Andres – Jessica – Aruntani S.A.C (Tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano. Puno, Perú.

El trabajo de investigación tiene como objetivo evaluar la aplicación de la emulsión gasificable en la columna explosiva para reducir los costos de voladura en la Unidad Minera Andres – Jessica, empresa Aruntani S.A.C, además de evaluar el factor de potencia, la granulometría. Se implementó la emulsión gasificable con el mismo diseño de carga que el Heavy Anfo 4/6 con un taco de 2.50 metros, la emulsión gasificable con un esponjamiento de 0.80 metros después de media hora de carguío para tener el taco de final de 2.50 metros, luego se modifico a un taco final de 3.00 metros por la buena velocidad de detonación que se tuvo ,obteniendo los siguientes resultados de reducción de costo de voladura con el uso de la emulsión gasificable obtenida es de en 12.9 % menos que con el uso de Heavy Anfo y el factor de potencia se redujo en 9.8 %.

B. Guzmán Montalván Juan Carlos, Culqui Romero Marco Antonio. (2018). Influencia de la implementación de la tecnología Quantex en los costos de voladura en Cerro Corona, Hualgayoc, durante el año 2017 (Tesis de pregrado). Universidad Privada del Norte. Cajamarca, Perú.

La tesis tuvo por objetivo determinar la influencia de la implementación de la tecnología Quantex para reducir costos en los procesos de voladura en el proyecto minero Cerro Corona, Hualgayoc en el 2017. Se pudo determinar que las voladuras realizadas con tecnología Quantex,

nos dan resultados satisfactorios en fragmentación, velocidad de detonación y la no presencia de gases nitrosos a un menor costo. La investigación desarrollada es experimental, correlacional con diseño transversal. En nuestra hipótesis la variable independiente es la tecnología Quantex y la dependiente los costos de voladura. De acuerdo a los resultados obtenidos en los 15 proyectos de la muestra, podemos validar nuestra hipótesis y determinar que la tecnología (Solorzano Avalos, 2019) Quantex, influye positivamente en la reducción de costos de voladura, los cuales son los siguientes: el ahorro total en los 15 proyectos de muestra fue de \$ 24,473.00; el ahorro promedio en los 15 proyectos de muestra fue de \$ 19.9 por taladro. Sobre la fragmentación tenemos que el P80 promedio obtenido en los 15 proyectos fue de 115.8 mm y finalmente en la muestra se evidenció la NO presencia de gases nitrosos. Concluyendo así que la implementación de la tecnología Quantex en comparación con Heavy Anfo es más favorable al optimizar los recursos y logrando una reducción de costos en el proceso de voladura.

C. Carpio Gómez, Edson Jesús (2019). optimización del proceso de voladura mediante el uso de emulsión gasificable en unidad minera constancia. (Tesis pre grado) Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Perú

El objetivo del presente trabajo ha sido analizar la velocidad de detonación entre EL Heavy ANFO tradicional y la emulsión Gasificable, reducción de carga y el costo unitario. Obteniéndose como resultado de un promedio de 5,399 m/s de la 27 emulsión gasificable aumentándose en un 5.2% más que el HA55, además de tener un ahorro del 2.62% del costo por tonelada fragmentada.

2.1.2. BASES TEORÍAS

2.1.2.1. MODELO MATEMÁTICO PEARSE 1955

Pearse en 1955 propuso una fórmula para el cálculo de burden para minas a cielo abierto, basándose en las características geo mecánicas de la roca como es la resistencia a la tracción de

la roca y características propias del explosivo a utilizar como la presión de detonación del explosivo, teniendo en cuenta dichas características obtuvo la siguiente ecuación.

$$B = K_v \times 10^{-3} \times DX \left[\frac{PD}{RT} \right]^{\frac{1}{2}}$$

Donde:

D: diámetro del taladro en (mm)

PD: Presión de Detonación del explosivo (Kg/cm²)

RT: Resistencia a la Tracción de la roca (Kg/cm²)

KV: constante de la roca (0.7 – 1)

2.1.2.2. MODELO MATEMÁTICO DE ANDERSEN (1952)

También se tiene para el cálculo de Burden la fórmula de Andersen que se ha desarrollado en el año 1952.

Andersen considera que el burden es una función del diámetro y longitud del taladro describiendo así:

$$B = Kx\sqrt{(DxL)}$$

Donde:

K: Es una constante empírica .

D: Diámetro del taladro en Pulg.

L: Longitud del taladro en Pies.

La relación longitud de taladro – burden o altura de banco, influye sobre el grado de fragmentación.

2.1.2.3. ECUACIÓN DE PRESIÓN DE DETONACIÓN

Es la presión que se propaga a través de la onda explosiva, medida Principalmente en el Plano de Chapman-Jouguet de la onda de detonación. La presión de detonación es la primera presión en entrar en contacto con la roca, la cual genera una onda de choque que provoca el fracturamiento del macizo rocoso. Se mide en unidades de presión (principalmente en KBar).

La presión de detonación es directamente proporcional a la densidad del explosivo y al cuadrado de su VOD (Velocidad de detonación) (Brown, 1956)

$$Pd = \frac{\rho * VOD^2}{4} * 10^{-5}$$

Donde:

Pd: Presión de detonación (KBar)

ρ : Densidad del explosivo (gr/cc)

VOD: Velocidad de Detonación (m/seg)

2.1.2.4. CALCULO DE ESPACIAMIENTO

Para disparos simultáneos de taladros en la misma fila, o para disparos por fila, el espaciamiento es:

$$E = (1.8 - 2) * B$$

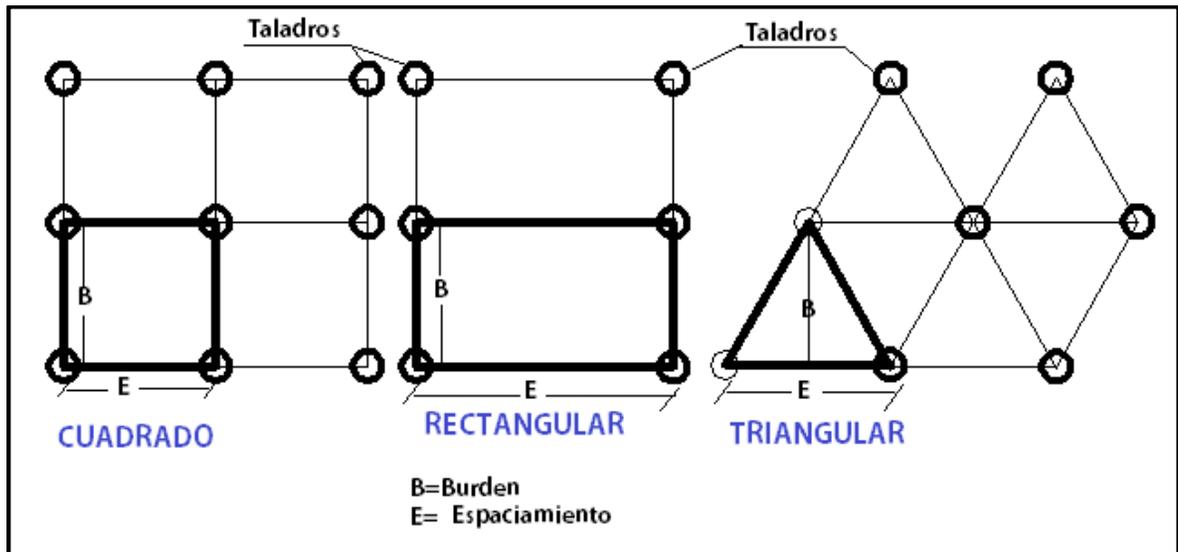
Normalmente esto sería un diseño trabado si fuera un disparo con muchas filas. La fragmentación no es tan buena como con retardos secuenciales.

El espaciamiento para la voladura con retardos secuenciales ya sea por fila y por taladro se tiene la siguiente formula.

$$E = (1.0 - 1.2) * B$$

La fragmentación de rocas es muy buena, esto debería ser para un diseño de malla cuadrada y triangular.

Figura 1 Distribución de malla de perforación



2.1.3. BASES CONCEPTUALES

2.1.3.1. MECANISMO DE ROTURA DEL MACIZO ROCOSO

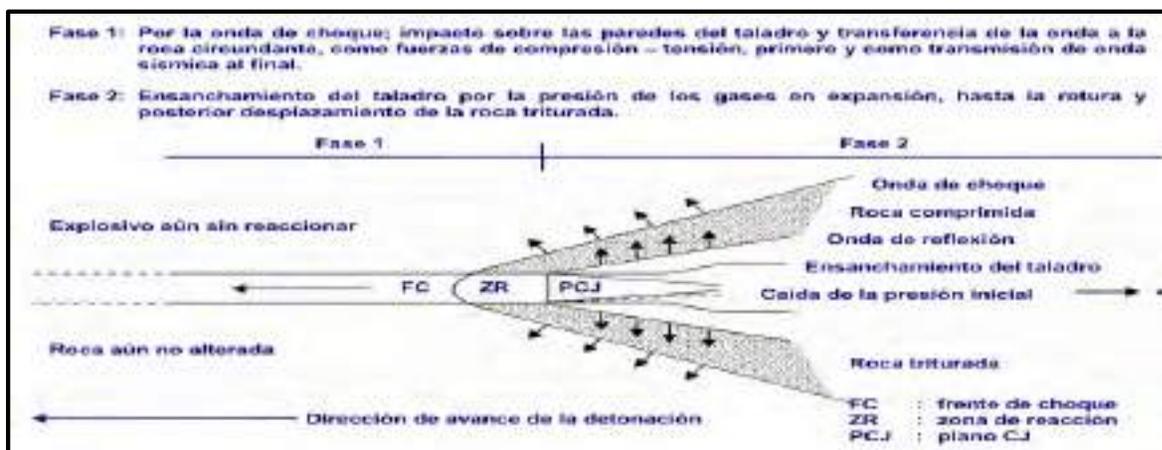
En el proceso de rompimiento y desplazamiento de material, que ocurre durante y después de la detonación completa de una carga confinada, existen 4 etapas de mecanismo de rotura del macizo rocoso, que se definen a continuación como:

- Detonación
- Propagación de ondas de choque y/o esfuerzo
- Expansión del gas a presión
- Fragmentación y movimiento del material

2.1.3.1.1. DETONACIÓN

Es la fase inicial de un proceso de fragmentación, en la cual los ingredientes básicos de un explosivo (combustible y comburente), se convierten inmediatamente en gases de altas presiones y temperaturas. Cercana a una reacción nuclear, la detonación es la reacción química más rápida que se conoce. Para explosivos comerciales, las presiones detrás del frente de detonación son del orden de 2000 MPa (20 kbar) a 27500 MPa (275 Kbar). Esta presión, conocida como la presión de detonación depende principalmente de la densidad y Velocidad de Onda de Detonación (VOD) del explosivo. El marco de tiempo necesario para completar la detonación, es de pocos microsegundos para una carga pequeña esférica y milisegundos para una carga cilíndrica larga. Otros factores que afectan el tiempo de detonación son las formas geométricas, dimensiones y la Velocidad de Onda de Detonación (VOD) de la carga (ENAEX, 2014).

Figura 2 Efectos del proceso de detonación de un explosivo confinado en un taladro de voladura en roca



Nota: Fuente, Manual de voladura Exsa.

2.1.3.1.2. PROPAGACIÓN DE ONDA DE CHOQUE

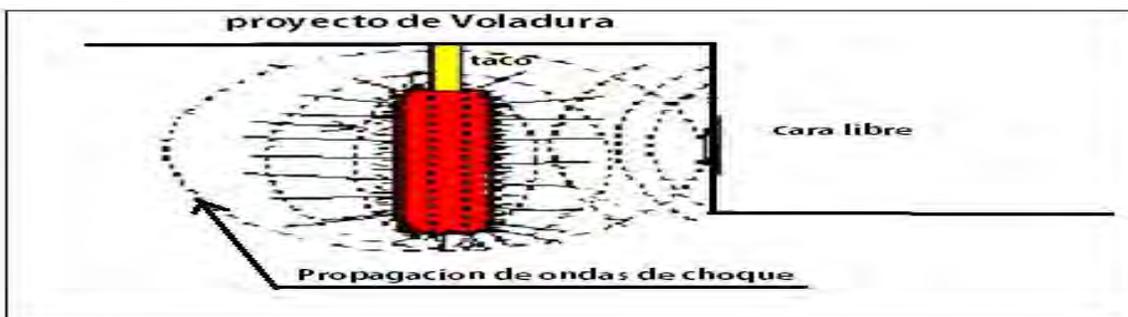
La propagación de la onda de choque y de esfuerzo a través del macizo rocoso. Esta alteración u onda de presión, transmitida a través del macizo rocoso, es resultado, en parte, de la rápida

expansión del gas y las altas presiones, lo cual produce el impacto en las paredes del pozo y la presión de detonación. La geometría de la dispersión depende de varios factores, tales como ubicación del punto de iniciación (o puntos) Velocidad de Onda de Detonación (VOD) y velocidad de la onda de choque en la roca. Por lo general, el fallamiento por compresión, tensión y cizalle ocurre como una zona de material pulverizado cerca de la carga, ya que es donde la energía de la onda es máxima.

A medida que el frente de onda viaja hacia afuera, se produce una tendencia a comprimir el material en el frente de onda. En ángulos rectos a este frente de compresión, existe otro componente que se conoce como el esfuerzo tangencial. Si este esfuerzo es de suficiente magnitud, puede causar fallamiento por tensión en ángulos rectos a la dirección de propagación. Los fallamientos mayores de tensión en la roca se espera que ocurran cerca del pozo, en discontinuidades o donde hay un cambio dramático en la disparidad de la impedancia.

Los componentes de compresión, tensión, cizalle y los componentes combinados de cualquier frente de onda, siempre decaerán con la distancia a la carga. La interacción de ondas de esfuerzo en un medio complicado, discontinuo como es el macizo rocoso, es un área de intensa investigación y se considera muy importante en algunas de las nuevas teorías de tronadura (ENAEX, 2014)

Figura 3 Propagación de ondas de choque.

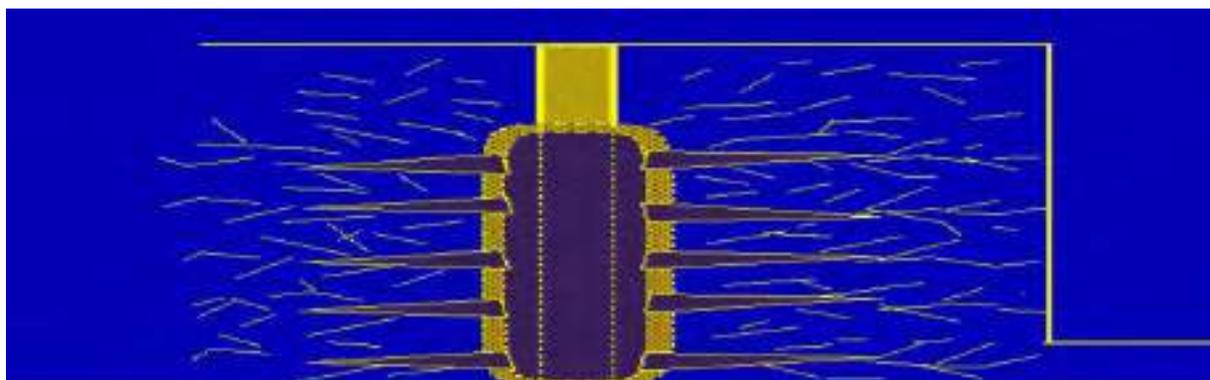


Nota: Fuente, Manual de voladura Exsa.

2.1.3.1.3. EXPANSIÓN DE GASES A PRESIÓN

Durante, y/o después de la propagación de la onda de esfuerzo, los gases a alta temperatura y presión, producen un campo de esfuerzo alrededor del pozo que puede expandir el pozo original, extendiendo grietas radiales y penetrando en cualquier discontinuidad. De esta fase existen controversias sobre el principal mecanismo de fragmentación. Algunos creen que la red de fracturas a través del macizo rocoso está completa, mientras que otros creen que el proceso principal de fracturamiento recién está comenzando. En cualquier caso, son los gases contenidos en la nueva cavidad formada alrededor del pozo, que penetran en las discontinuidades y el impulso impartido hacia el material por la detonación, principalmente responsables del desplazamiento del material quebrado (ENAEX, 2014).

Figura 4 *Expansión de gases a presión*



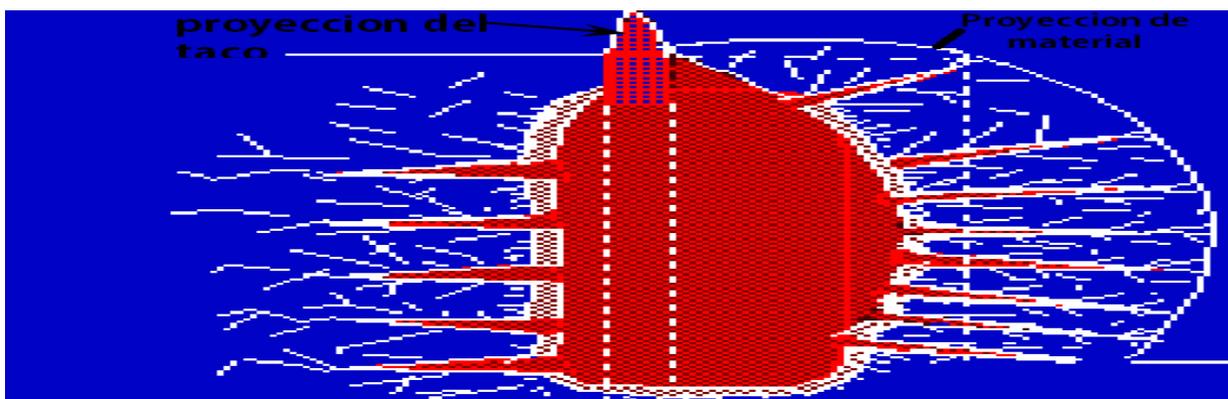
Nota: Fuente, Manual de voladura Exsa.

2.1.3.1.4. FRAGMENTACIÓN Y MOVIMIENTO DE MATERIAL.

Es la última etapa en el proceso de tronadura. La mayor parte de la fragmentación ya se ha completado a través de ondas complejionales y de tensión, de la presurización del gas o una combinación de ambos. Sin embargo, algún grado de fragmentación ocurre a través de colisiones en el aire y cuando el material impacta al suelo. Generalmente, mientras más alto es el banco mayor es la fragmentación, debido al aumento de la velocidad de impacto de los fragmentos individuales.

cuando caen al piso del banco. De la misma manera, el material eyectado de las filas opuestas de un amarre en V y que colisionan en el aire, puede dar como resultado una mayor fragmentación. Este fenómeno fue documentado con el uso de la cámara de alta velocidad en tronaduras en banco (ENAEX, 2014).

Figura 5 *Movimiento de material.*



Nota: Fuente, Manual de voladura Exsa.

2.1.3.2. ENERGÍA DE LOS EXPLOSIVOS

Cuando los explosivos reaccionan químicamente, se liberan dos tipos principales de energía. El primero se llama energía de choque y el segundo energía de gas. Ambos tipos de energía se liberan durante el proceso de detonación (Konya, 1998).

2.1.3.2.1. ENERGÍA DE CHOQUE

Durante una detonación de alto explosivo, la presión de choque viaja al frente de la reacción, a través del explosivo antes de que la energía de gas sea liberada. Esta energía de choque generalmente tiene una presión mayor a la energía de gas. Una vez que la energía de choque pasa, la energía de gas se libera. Proporcionalmente la energía de gas de un explosivo detonante (alto explosivo) es mucho mayor que la energía de gas liberada por un bajo explosivo. La presión de choque es una presión transitoria, que viaja a la velocidad de detonación del explosivo. Se estima que esta presión sólo representa del 10% al 15% de toda la energía de trabajo disponible en un

explosivo. La presión de gas equivale del 85% al 90% de la energía útil del explosivo que continúa y sigue a la energía de choque. Esta presión produce una fuerza que se mantiene constante hasta que las paredes del recipiente del barreno se fisuran (Konya, 1998).

2.1.3.2. ENERGÍA DE GASES

La energía de gas liberada durante el proceso de detonación, es la causa de la mayor parte de la fragmentación de la roca durante una voladura con cargas confinadas en los barrenos. La presión de gas, frecuentemente llamada presión de la explosión, es la presión que los gases en expansión oponen contra las paredes del barreno después que la reacción química ha terminado. La presión de la explosión resulta de la cantidad de gases liberados por unidad de peso del explosivo y de la cantidad de calor liberada durante la reacción. Entre más alta sea la temperatura producida, mayor será la presión del gas. Si se libera mayor cantidad de gas a la misma temperatura, la presión también se incrementará. Para obtener un valor rápidamente, se supone que la presión de gas es de aproximadamente la mitad de la presión de detonación (Konya, 1998).

2.1.3.3. PROPIEDADES DE LOS EXPLOSIVOS

2.1.3.3.1. VELOCIDAD DE ONDA DE DETONACIÓN (VOD)

Konya (1998), describe la velocidad de detonación como: “la velocidad a la cual la reacción se mueve a lo largo de la columna explosiva”, Lopez Jimeno (2003), define la velocidad de detonación como: “la velocidad a la que la onda de detonación se propaga a través del explosivo y, por lo tanto, es el parámetro que define el ritmo de liberación de energía”. Dicha velocidad es supersónica y puede ser tan alta como 8000 m/s o a más, y es uno de los principales métodos para determinar las prestaciones de los explosivos, y esta expresado en metros por segundo.

El trabajo útil efectuada por un explosivo cargado dentro de un taladro, esta figado a la onda de choque durante la detonación, la densidad y la velocidad de detonación, cuanto más rápido sea la

velocidad de explosivo, tanto más grande será el choque. Por este motivo se puede utilizar la velocidad de detonación para determinar la eficiencia de una reacción explosiva (Konya, 1998). Si el producto está detonando a una velocidad significativamente menor a lo especificado, significa que el desempeño del explosivo no está cumpliendo con las especificaciones técnicas y por ende su performance.

Debido a dichos postulados se considera a la velocidad de detonación como un factor crítico en el rendimiento de un explosivo, vinculado a dicho postulado afectan diversos factores como la densidad confinada, diámetro de taladro, sistema de iniciación, poder rompedor, temperatura naturaleza química del explosivo. En la siguiente tabla se muestra los rangos aproximados de VOD que va de 1524 a 7620 m/s en los productos comerciales (Konya, 1998).

Tabla 1 *VOD de diferentes explosivos*

AGENTES VOLADURA	DE	VOD (m/s) Taladros de diámetros		
		32mm	76mm	229mm
Emulsion a Granel		4000 – 4600	4300 - 4900	3700 – 5800
ANFO	Cargado	2100 – 3000	3700 - 4300	4300 - 4600
ANFO Vaciado		1800 – 2100	3000 – 3400	4300 – 4600
ANFO Encartuchado		-	3000 - 3700	4300 – 4600
ANFO Pesado		-	-	3400 - 5800
Heavy Anfo 55 (HA)		-	-	3900 – 5000
SAN G APU		-	-	4800 – 5800

Nota: fuente, Konya & Albarren (modificado)

2.1.3.3.2. DENSIDAD

La densidad es un parámetro crítico en los explosivos, debido a que de éste dependen muchas importantes características como resistencia al agua, velocidad de detonación, poder rompedor, entre otras. Además, los explosivos se compran, almacenan y utilizan en base a su peso.

Es la relación entre la masa y el volumen de un cuerpo, expresada en gr/cc. Prácticamente expresa la masa en gramos de una sustancia contenida en un volumen de 1 cm³ (Exsa, 2013).

La calidad para los agentes de voladura es un factor crítico debido a que, si la densidad es muy baja, la columna explosiva se vuelve muy sensible y puede ser iniciada por el cordón detonante, antes de que el booster inicie la detonación desde el fondo del taladro. Por otro lado, si la densidad es muy alta, el agente de voladura pierde la sensibilidad al booster y no inicia (Vilela Sangay, 2014)

Tabla 2 *Densidad de mezcla explosiva*

TIPO DE MEZCLA EXPLOSIVA	DENSIDAD (g/cc)
Emulsión a Granel	1.1 – 1.6
ANFO Cargado Neumáticamente	0.8 – 1.0
ANFO Vaciado	0.8 – 0.9
ANFO Encartuchado	1.1 – 1.2
ANFO Pesado	1.1 – 1.4
Heavy Anfo 55 (HA 55)	1.26 – 1.30
SAN G APU	1.29 – 1.35

Nota: fuente, Konya & Albarren (modificado)

2.1.3.3. PRESIÓN DE DETONACIÓN

La presión de detonación es la que se obtiene de manera casi instantánea como resultado del movimiento de la onda de choque a través del explosivo (Konya, 1998).

La presión de detonación ocurre dentro de la zona primaria de reacción, está limitada en un lado por el frente de choque y en el otro por el plano de Chapman Jouguet (C-J) Detrás del plano C-J están los productos de la reacción; y aún algunos productos todavía sufren reacción, ejercida por una presión menor, que se conoce como la presión de explosión, o presión peak de pozo (ENAEX, 2014).

Tabla 3 Nivel de presión de detonación para mezclas explosivas

TIPO DE MEZCLA EXPLOSIVA	PRESIÓN DE DETONACIÓN (Kbar)
Emulsion a Granel	20 – 100
ANFO Vaciado	7 – 45
ANFO Encartuchado	20 – 60
ANFO Pesado	20 – 90
Heavy Anfo 55 (HA 55)	80-90
SAN G APU	51 – 98

Nota: fuente, Konya & Albarren (modificado)

Cuando se inicia un explosivo con otro, la presión de choque del explosivo primario se usa para causar la iniciación del explosivo secundario. La presión de detonación puede ser relacionada con la presión de barreno, pero no es necesariamente, una relación lineal. Dos explosivos con presiones de detonación similares no tendrán necesariamente la misma presión de barreno o presión de gas. La presión de detonación se calcula matemáticamente (Konya, 1998).

2.1.3.3.4. RESISTENCIA AL AGUA

La resistencia al agua es la habilidad de un explosivo de soportar el contacto con el agua sin sufrir deterioro en su desempeño. Los productos explosivos tienen dos tipos de resistencia al agua: interna y externa. La resistencia al agua interna se define como la resistencia al agua que provee la composición misma del explosivo (Konya, 1998).

Es la habilidad para resistir una prolongada exposición al agua sin perder sus características, es decir su capacidad para rechazar la penetración del agua. La unidad de medida empleada es la de “horas” (Exsa, 2013).

2.1.3.3.5. SENSIBILIDAD

La sensibilidad es una medición de la facilidad con la que un explosivo puede ser iniciado por calor, fricción, roce, o choque. La tendencia en explosivos comerciales es hacia menor sensibilidad

en la iniciación sin desmejorar la eficiencia de la detonación. Los explosivos con una muy alta sensibilidad pueden ser iniciados por impacto mecánico y/o fricción, sobre todo en presencia de arena (Konya, 1998).

2.1.3.3.6. INSENSIBILIDAD

La mayoría de los agentes de voladuras se hacen menos sensibles a densidades más altas. Esta relación se acentúa más para aquellas composiciones que son sensibilizadas al gas o a GMB (micro esferas de vidrio). Por ejemplo, la variación de la sensibilidad con la densidad es mayor para las emulsiones explosivas y las mezclas tipo ANFO que para Pentex (ORICA, 2008).

2.1.3.4. CLASIFICACIÓN DE LOS EXPLOSIVOS

Los explosivos en general se clasifican en químicos y nucleares. Los explosivos químicos actúan por procesos de reacción química de detonación producidos por efecto de una onda de choque. Están mayormente vinculados a compuestos nitrados y son los de aplicación común en minería y construcción civil.

Para uso en obras civiles y en minería, se dividen en dos categorías:

- Altos explosivos, sensibles al fulminante (Nº 8).
- Agentes de voladura, no sensibles al fulminante (Nº 8).

2.1.3.4.1. Altos explosivos

Son aquellos detonantes sensibles al fulminante número 8, los mismos que reaccionan a una velocidad mayor que la velocidad del sonido; su velocidad de detonación es del orden de 6 000 a 10 000 m/s, y su presión de detonación alrededor de 4×10^6 PSI. Ejemplo: dinamitas, permisibles, explosivos acuosos (hidrogel, emulsiones) y explosivos especiales (Condori Castro, 2015).

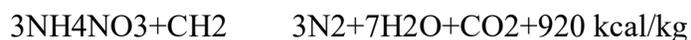
2.1.3.4.2. *Agentes de voladura*

Son mezclas explosivas que tienen como ingredientes un oxidante y un combustible, y requieren de un Booster para su iniciación. Estos agentes de voladura, no son sensibles al fulminante número 8. Ejemplo: ANFO, ANFO PESADO, SANFO, Slurries, Emulsiones, etc (Condori Castro, 2015)

a) Anfo:

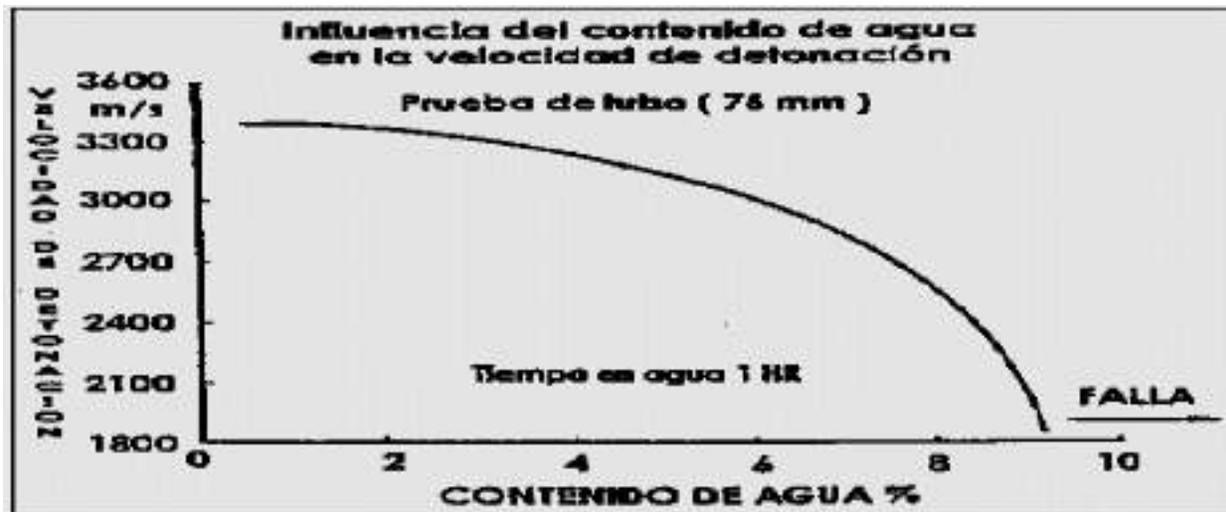
En la línea de reducir el contenido del nitroglicerina o nitroglicol del explosivo para incrementar su seguridad, surgieron los explosivos tipo ANFO (Ammonium Nitrate + Fuel Oil), explosivos compuestos por un 94% aproximadamente de nitrato de amonio que actúa como oxidante y en torno a 6% de Fuel Oil que actúa como combustible (Bernaola Alonso, Castilla Gomez, & Herrera Herbert, 2013).

El contenido de combustible juega un papel importantísimo sobre las diferentes propiedades del ANFO. La reacción de descomposición del sistema equilibrado en balance de oxígeno se puede expresar por:



Debido a su consistencia granular y la solubilidad del nitrato de amonio, no resisten al agua, por lo que su aplicación en barrenos que contengan este elemento está totalmente desacoplada. Por el contrario, esta consistencia granular hace que el explosivo ofrezca una importante ventaja, y es la de que resulta muy fácil la carga mecanizada del mismo (Bernaola Alonso, Castilla Gomez, & Herrera Herbert, 2013).

Figura 6 Velocidad de detonación vs contenido de agua



Nota: Fuente, Lopez Jimeno

La energía óptima y máxima se alcanza cuando el NA y FO están en “balance de oxígeno cero”. Si el volumen de FO se desvía del óptimo, la energía decae, la detonación también y produce una mayor cantidad de gases tóxicos

Figura 7 Efectos del contenido de petróleo en el ANFO



Nota: Fuente, Lopez Jimeno

b) Emulsión:

Las emulsiones explosivas son agentes de voladura del tipo denominado “agua en aceite” en las que la fase acuosa está compuesta por sales inorgánicas oxidantes disueltas en agua y la fase aceitosa por un combustible líquido inmiscible con el agua del tipo hidrocarbonado, comúnmente diésel (Vilela Sangay, 2014).

Figura 8 *Emulsión matriz*



Nota: Fuente, Fotografía Famesa Explosivo

La misma línea de buscar un explosivo de la máxima seguridad y potencia que pueda ser utilizado en barrenos con agua, el último desarrollo en explosivos industriales lo constituyen las conocidas como emulsiones. Consisten en una fase dispersa formada por pequeñas gotas de disolución de NH_4NO_3 o de NaNO_3 en agua, que están rodeadas de una fina película de 10-4 mm de aceite mineral (fase continua). Se trata, por tanto, de explosivos compuestos básicamente por nitrato amónico o nitrato sódico con un contenido en agua entre el 14 y el 20 %, un 4 % aproximadamente de gasoil y menores cantidades (1 – 2 %) de otros productos (Bernaola Alonso, Castilla Gomez, & Herrera Herbert, 2013).

Entre los que se encuentran:

- Agentes emulsificantes (oleato o estearato de sodio)
- Ceras para aumentar la consistencia y el tiempo de almacenamiento

Figura 9 Composición básica de la Emulsión



Nota: Fuente, Lopez Jimeno

La emulsión pura no es un agente de voladura, debido a que no es sensible ni siquiera al booster por que su densidad es muy alta. Para sensibilizarla se puede utilizar un mecanismo físico como la generación de burbujas de gas las cuales al ser comprimidas adiabáticamente se comportan como puntos calientes o hot spots, favoreciendo tanto a la iniciación como la propagación de la detonación. Estos agentes gasificantes pueden ser poliestireno expandido o microesferas de vidrio (Vilela Sangay, 2014).

El tamaño de los componentes de esta mezcla (oxidante y combustible) tiene influencia directa en la velocidad de detonación y en general en el performance del explosivo., el proceso de los explosivos ha llevado a una reducción gradual del tamaño de las partículas, pasando desde los sólidos a las soluciones salinas con sólidos y, por último, a las micro gotas de una emulsión explosiva (Lopez Jimeno, 1987)

Tabla 4 *Tamaño de partículas de explosivos*

EXPLOSIVO	TAMAÑO (mm)	ESTADO	VOD (km/s)
ANFO	2	Solido	3.2
Dinamita	0.2	Solido	4.0
Hidrogel	0.2	Solido/Liquido	3.3
Emulsión	0.001	liquido	5.0 – 6.0

Nota: Fuente, Banpfield & Morrey

c) Anfo Pesado (Heavy Anfo)

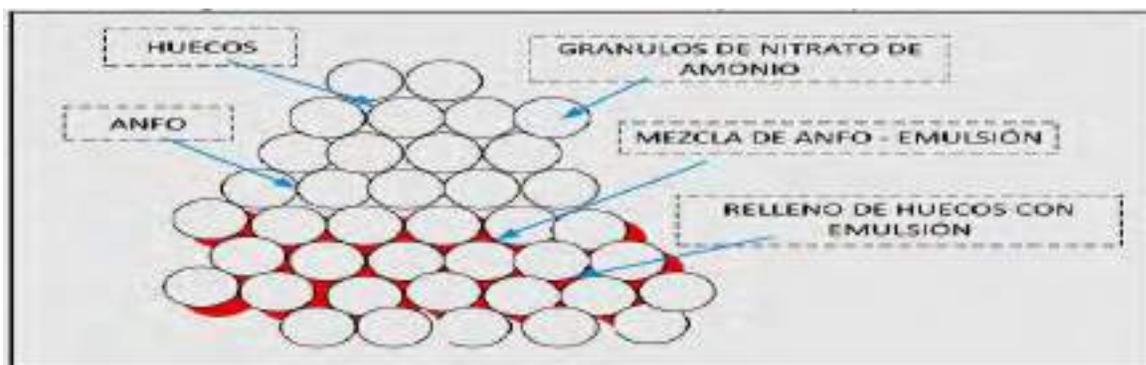
Son mezclas de emulsión y ANFO en diferentes proporciones, que permiten:

- Bajar el costo y potencia de una emulsión pura, para voladura en rocas difíciles, secas o húmedas.
- Darle resistencia al agua al ANFO, al saturar con emulsión los espacios libres entre los prills o perlas del nitrato.

Estos ANFOs pesados se pueden preparar en diferentes relaciones de acuerdo a los requerimientos de la voladura y la presencia de agua, entre 10% a 90% de emulsión y la diferencia ANFO, siendo las ratios más difundidos 30 – 70 (30% de emulsión y 70% de Anfo), 50 – 50 (50% de emulsión y 50% de Anfo), 60 – 40 (60% de emulsión y 40% de Anfo) y 80 – 20 (80% de emulsión y 20% de Anfo).

Figura 10 *Heavy Anfo 64 y 82*

Nota; Fuente, Bernaola Alonso.



Nota: Fuente, Lopez Jimeno

Existen diversas mezclas de ANFO pesado utilizados en diversas faenas mineras se describe en la siguiente tabla N° 5, incluyendo su densidad, VOD y capacidad de resistencia el agua cargado dentro del taladro.

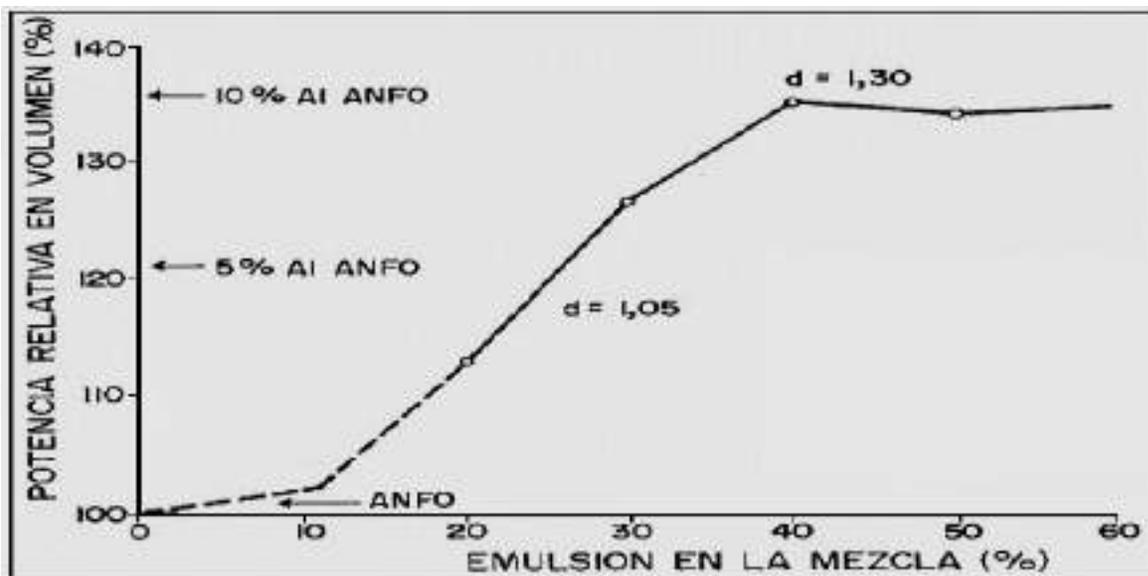
Tabla 5 *Variedades de Heavy Anfo en función a la proporción de la mezcla*

MEZCLA EXPLOSIVO	DENSIDAD (gr/cc)	VOD (m/s)	RESISTENCIA AL AGUA
HA 45/55	1.06 (+-0.01)	5100 – 5300	BAJA
HA 60/40	1.27 (+-0.01)	5200 – 5400	BUENA
HA 70/30	1.30 (+-0.01)	4400 – 4800	EXCELENTE

Nota: Fuente, Manual de Voladura Exsa

La siguiente figura se muestra el efecto que tienen, en cuanto a Potencia Relativa en Volumen (ANFO = 100), diferentes mezclas de ANFO Pesado en función al porcentaje de emulsión. Se aprecia que se llega a un nivel (40% emulsión, densidad 1.30 g/cc) en donde la potencia deja de aumentar e inclusive disminuye ligeramente. Esto ocurre debido a que, a mayor porcentaje de emulsión, mayor es la separación entre partículas de ANFO, y son estos elementos quienes actúan como puntos calientes y propagadores de la onda de choque (Lopez Jimeno, 1987).

Figura 12 Variación de la potencia y densidad de un ANFO pesado en base al porcentaje de Emulsión.



Nota: Fuent, Banpfield & Morrey

2.1.3.5. SAN G APU (SOLUCIÓN DE ACUOSA DE NITRATO GASIFICABLE)

La SAN-G APU es una emulsión gasificable formada por una solución microscópica oxidante dispersa en una fase combustible continua y estabilizada por un emulsificante.

La SAN-G APU puede ser sensibilizada en las operaciones mineras antes de su carguío en los taladros con la solución gasificante, produciendo una mezcla explosiva de menor densidad, resistente al agua, muy viscosa y de mayor velocidad de detonación en 1500 m/s aproximadamente que el ANFO, también puede ser sensibilizada con ANFO en diferentes proporciones y ser gasificada.

2.1.3.5.1. PROPIEDADES DEL EXPLOSIVO SAN G APU

La SAN G APU es una emulsión gasificable formada por una solución microscópica oxidante dispersa en una fase combustible continua y estabilizada por un emulsificante.

La SAN G APU puede ser sensibilizada en las operaciones mineras antes de su carguío en los taladros con la solución gasificante, produciendo una mezcla explosiva de menor densidad,

resistente al agua, muy viscosa y de mayor velocidad de detonación que el ANFO, también puede ser sensibilizada con ANFO en diferentes proporciones y ser gasificada.

La SAN G APU se ha diseñado especialmente para ser usado en minería superficial en macizos rocosos cuya temperatura esté comprendida entre 0 °C y 40 °C. (Famesa Explosivos)

Tabla 6 *Propiedades técnicas del explosivo SAN G APU*

Propiedades técnicas del explosivo SAN G APU	
Densidad gr/cc	0.80 – 1.20
Velocidad de Onda de Detonación (VOD) m/s	4 800 a 5 800
Presión de detonación Kbar	51 a 98
Energía Kcal/Kg	805
Resistencia al agua	Excelente
Sensible	Booster HDP-1E (450gr)
Permanencia en el taladro Días	7

Nota: Fuente, Famesa Explosivos

2.1.3.5.2. TIPOS DE USOS DE SAN G APU

La SAN-G APU se ha diseñado especialmente para ser usado en minería superficial en macizos rocosos cuya temperatura este comprendida entre 0°C a 40°C.

La SAN-G APU debe ser cargada por camiones fábrica, que a diferencia de las unidades convencionales que cargan ANFO pesado. Están provisto de un sistema de gasificación de la emulsión matriz, constituido por una de programación lógica (PLC) que permite programar la cantidad de emulsión matriz, ANFO, solución gasificante y agua a dosificar, así como controlar en tiempo real la temperatura del agente y la presión de bombeo. Posee un sistema de seguridad que detiene automáticamente el proceso de bombeo y gasificación cuando la presión de la bomba de trabajo alcanza 160 psi.

La SAN-G APU puede ser cargado mediante bombeo o por gravedad directamente desde los camiones hacia el interior de los taladros. Una vez cargados los taladros se deja transcurrir unos 20 minutos para la colocación del “taco” en el taladro

2.1.3.5.3. VENTAJAS DE USAR SAN G APU

- Puede utilizarse en terrenos secos, húmedos o inundados y con rocas de diferente dureza.
- Al cargar los taladros, las columnas explosivas se acoplan por completo, desarrollando con dicha condición toda la energía que se deposita en ellas.
- Su uso representa un trabajo seguro, toda vez que la emulsión matriz se sensibiliza al final de la unidad mecanizada; vale decir que se trata de un producto no explosivo antes de ingresar en los taladros.
- Puede ser cargado a diferentes densidades de 0.8 a 1.20 gr/cc y energías para cumplir siempre con el objetivo de producir una buena fragmentación y mejorar la productividad desde la mina hasta su molienda en la planta o su disposición en las canchas de lixiviación.
- Por su alto poder rompedor es posible ampliar las plantillas de perforación y de reducir los costos involucrados.
- Permite reducir el tiempo de carguío por su practicidad

Tabla 7 Características principales de SAN G APU

CARACTERÍSTICAS SAN G APU	
Densidad relativa de la matriz (gr/cc)	1.32±3%
Densidad relativa de la matriz sensibilizada (gr/cc)	0.80 a 1.20
Viscosidad de la matriz en condiciones normales,(cP)	Min. 12000
Velocidad de detonación de la matriz sensibilizada (m/s)	4800 a 5800
Presión de detonación (kbar)	51 a 98
Energía (kcal/kg)	805
Volumen normal de gases (L/kg)	1025
Potencia relativa en pesos (%)	90
Potencia relativa en volumen (%)	152
Resistencia al agua	Excelente
Categoría de humos	Primera
Diámetro crítico (mm)	76 (3 pulg.)
Tiempo de permanencia en el taladro (días)	7

Nota: Fuente, Famesa Explosivos

Tabla 8 Características generales de HA 55 y SAN G APU

CARACTERÍSTICAS	HA 55	SAN G APU
TÉCNICAS		
Densidad relativa (gr/cc)	1.28 ±0.02	1.32 ±3
Velocidad de detonación (m/s)	3900 a 5000	4800 a 5800
Presión de detonación (kbar)	90	51 a 98
Energía (cal/gr)	3140	805
Volumen normal de gases	1001	1025
Potencia relativa en peso	84	90
Resistencia al agua	Regular	excelente
Sensibilidad al booster hdp	1 libra	1 libra

Nota: Fuente, Famesa Explosivos

2.1.3.6. SOLUCIÓN N-30

La solución N-30 es un agente sensibilizante constituido por una solución acuosa de sales oxidantes químicamente balanceadas de naturaleza iónica, es inerte “No Detonable”; que se mezcla in situ en diferentes proporciones con la emulsión matriz SAN-G, SAN-G APU, EMULFRAG y PYROSAN-G antes de su carguío en los taladros produciendo una mezcla explosiva homogénea de menor densidad.

Figura 13 *Solución N 30*



Nota. Fuente, fotografía N 30 Famesa Explosivo

- La solución N-30 se utiliza con un agente sensibilizante de la emulsión matriz produciendo un explosivo de menor densidad.
- La solución N-30 a comparación de la solución Gasificante Estándar (solución N-20), sensibilizada la emulsión matriz en un menor tiempo alcanzando la densidad deseada de operación a los 15 minutos.
- La solución N-30 ha sido diseñada para trabajar entre un rango de temperatura de la emulsión matriz de 0°C a 35°C.

Tabla 9 *Características de la solución N 30*

ASPECTO FÍSICO	LIQUIDO ACUOSO
Color	Azul de tonalidad variable
Densidad a 20°C (gr/cc)	1.11

Ph	4.5
----	-----

Nota: Fuente, Famesa Explosivos

2.1.3.6.1. SISTEMA DE INICIACIÓN

2.1.3.6.2. SISTEMA DE INICIACIÓN NO ELÉCTRICOS

a) DETONADORES NO ELÉCTRICOS O SISTEMAS DE TUBO DE CHOQUE.

Los sistemas de iniciación con detonadores no eléctricos se basan en la onda de choque de baja velocidad de detonación (2000 m/s). La onda de choque se canaliza a través de un tubo de plástico, denominado tubo de choque, hasta la capsula del detonador. Ofrecen una variada combinación de tiempos y pueden usarse con todo tipo de explosivos (Emulnor, dinamita, booster y cordón detonante).

- Tubo de choque o manguera FANEL.

Es un tubo de plástico o manguera multicapa de aproximadamente 3.3mm de diámetro externo. En su pared interna contiene una finísima capa de una sustancia reactiva. Una vez iniciado, conduce la onda de baja energía a una velocidad cercana a los 2000 m/s.

Esta onda de detonación no influye sobre la columna del explosivo contenida en el taladro y permite la iniciación en el fondo del taladro. La cantidad de sustancia reactiva que contiene es tan pequeña que la superficie exterior del tubo queda intacta durante el paso de la onda de choque.

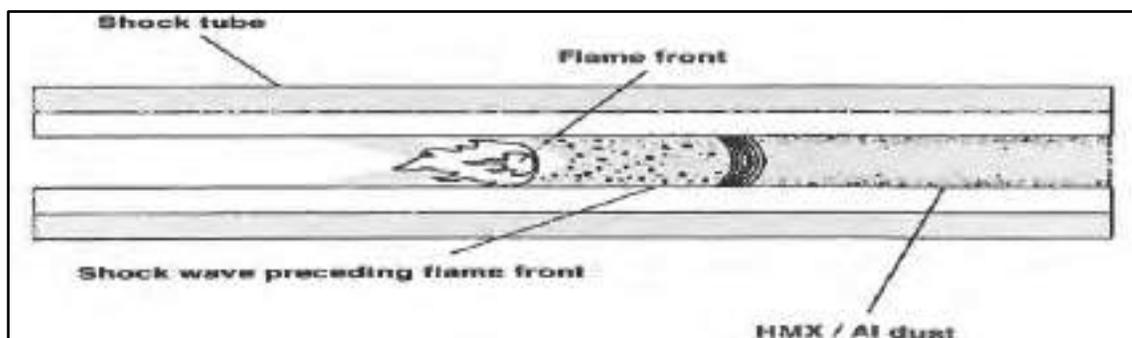
El tubo de choque es de naturaleza no eléctrica: no puede ser iniciada por ondas de radiofrecuencia, electricidad estática, corrientes erráticas o llama, tampoco por fricciones o impactos comunes en la actividad normal de carguío en las voladuras.

Las características del tubo de transmisión son las siguientes:

- o Resistencia a tracción: 18 kg.
- o Estiramiento: 300%.

- o Carga explosiva: 18 mg/m(HMX-AI)+4mg/m(HMX-AI)
- o Diámetro (exterior): 3.3 mm +0.2 mm
- o Tubo naranja o rojo: Fanel MS.
- o Tubo amarillo: Fanel LP, Fanel CTD, Fanel LSEF, Fanel NTD, Fanel UV LP.
- o Tubo verde: mininel.
- o Tubo rojo naranja: fanel dual.
- o Tubo naranja: fanel UV MS.

Figura 14 Sección longitudinal de tubo de choque



Nota: Fuente, Famesa Explosivos

- Capsula del detonador o fulminante no eléctrico

Los detonadores no eléctricos se componen de una capsula de aluminio, que contiene en su interior una carga base de pentrita, una carga primaria compuesta de mixto, un elemento cilíndrico metálico portador de la pasta de retardo (elemento de retardo), un sistema de amortiguador de onda de detonación y un tapón de goma semiconductor que sirve como elemento de engarce al tubo de choque.

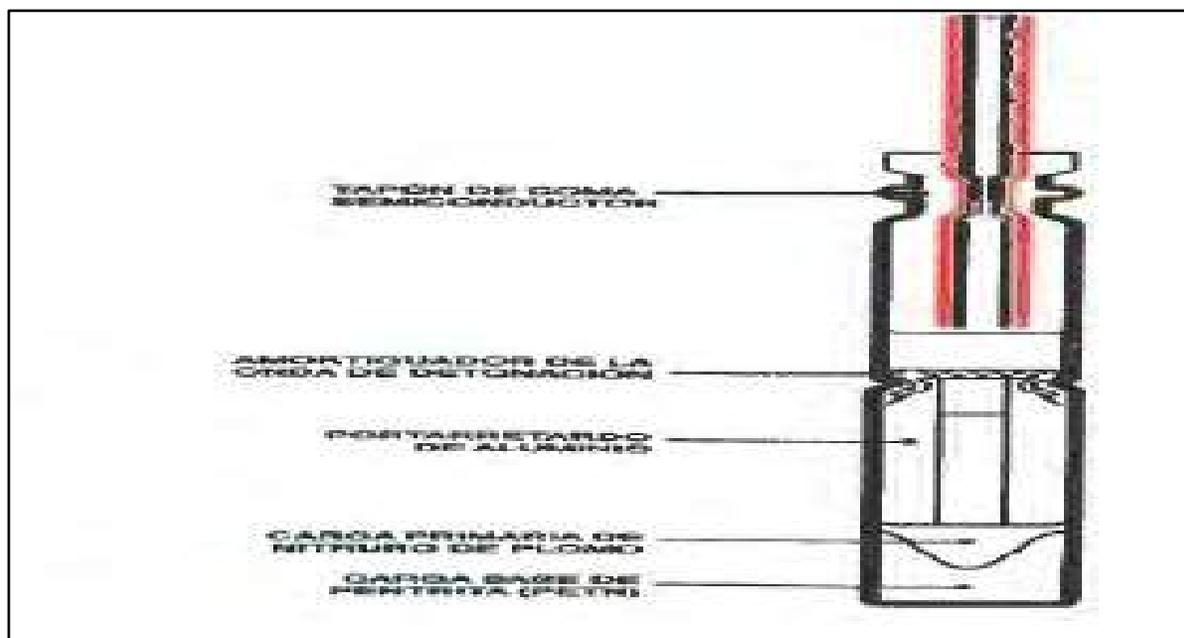
- A. La carga base tiene la función de iniciar con suficiente energía el explosivo.
- B. La carga primaria de azida de plomo recibe la energía de iniciación de la columna pirotécnica del elemento de retardo y la transfiere a la carga base de pentrita.

C. El elemento de retardo recibe la energía de iniciación desde el tubo de transmisión (o tubo de choque) a través de una composición iniciadora situada en la parte superior. Esto asegura la iniciación adecuada de la mezcla pirotécnica, que retarda al detonador.

D. El amortiguador de la onda de la detonación tiene tres funciones: (1) distribuir la energía de la onda de detonación desde el tubo de transmisión a toda la superficie de la composición iniciadora del elemento de retardo, para una combustión más estable y una mejor precisión del tiempo de retardo del detonador; (2) prevenir los fallos de aspiración dentro del elemento de retardo; y (3) prevenir la propagación inversa, es decir, la iniciación del tubo de transmisión por su propio detonador.

E. El tapón de goma semiconductor tiene dos funciones principales: (1) asegurar la hermeticidad del detonador y (2) proporcionar conductividad para la electricidad estática del tubo a las paredes del detonador (comprobada hasta 20kV).

Figura 15 Componentes del detonador o fulminante no eléctrico



Nota: Fuente, Famesa Explosivos

- Clasificación de los detonadores no eléctricos

FAMESA, dentro de la gama de detonadores no eléctricos, fabrica actualmente las siguientes series de productos Fanel: Fanel periodos cortos y periodos largos. Retardos fanel (MS conector)

Fanel dual, Fanel CTD, Fanel LSEF, Fanel NTD Y Mininel.

A continuación se describe algunos de estos productos:

o Fanel dual.

Otra familia de detonadores es la denominada Fanel Dual. Es un sistema de iniciación no eléctrico que fue desarrollado para eliminar la necesidad de mantener y almacenar varios tiempos de retardo, permitiendo al usuario reducir costos. En cada uno de los extremos del tubo de choque se encuentran ensamblados respectivamente el fulminante de superficie de potencia N°3 y el fulminante de fondo profundidad del elemento de retardo de potencia N°12.

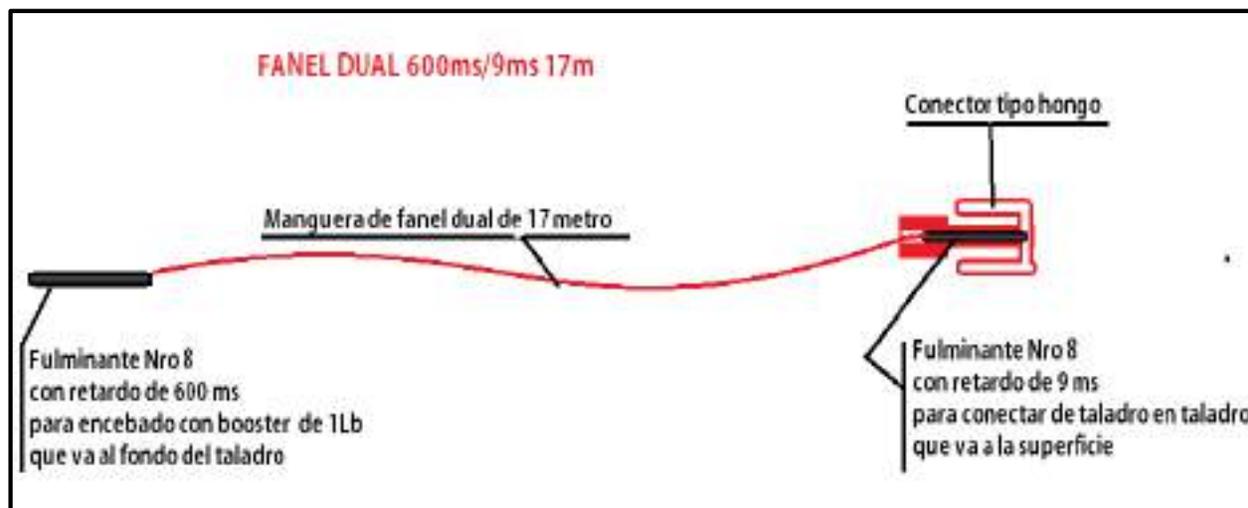
El conector de plástico es de tipo hongo y está diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto entre el tubo de choque y el fulminante de superficie permitiendo ensamblar hasta 6 tubos de choque.

Figura 16 Detonador no eléctrico Fanel dual 9/800ms o 9/600ms



Nota: Fuente, Famesa Explosivos

Figura 17 Componentes de fanel dual 600ms/9ms 17m



Nota: Fuente, Elaboración Propia

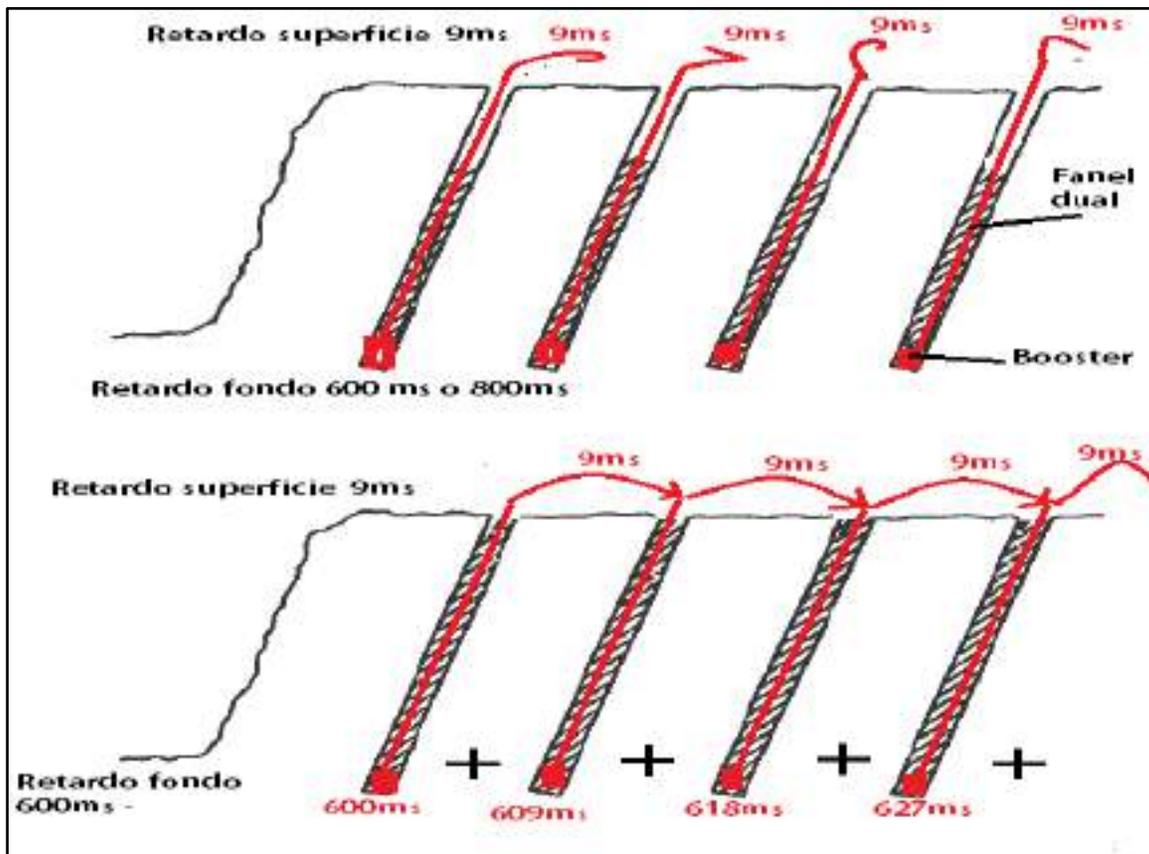
- Utilización del Fanel Dual.

Este moderno y versátil sistema de iniciación se utiliza en tajos abiertos y en minería subterránea. Se usa en combinación con Fanel CTD (conector troncal dual, un conector de superficie), con el que puede formar una diversidad de conexiones, de acuerdo a los requerimientos del diseño de voladura.

Las voladuras efectuadas con este sistema de iniciación también se conocen como “silenciosas”, debido a que la transmisión de señal del tubo se choque no produce ruido comparado con la detonación del Cordón detonante, se obtienen voladuras con detonación de taladro a taladro, con una consiguiente disminución de la carga operante y la vibración.

El fanel dual tiene retardos en cada extremo, mayor retardo en milisegundos va al fondo del taladro para inicial el booster que normalmente es de 600 ms o 800 ms, y el de menor retardo va a la superficie que es normalmente de 9 ms para conectar de taladro en taladro tal como se muestra en la Figura.

Figura 18 Conexión de taladros con Fanel



Nota: Fuente, Famesa Explosivos

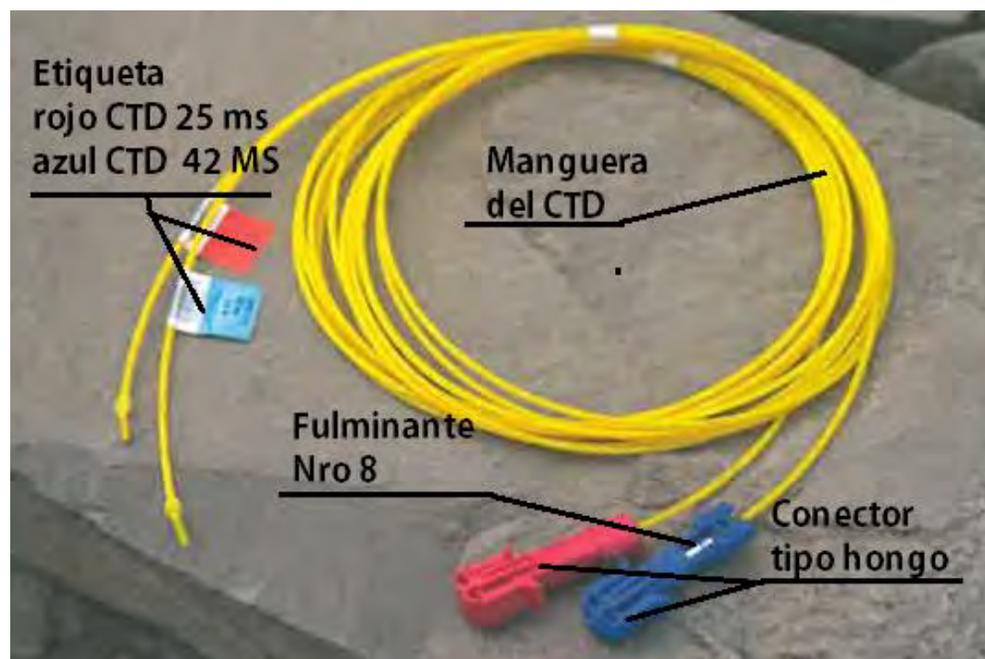
o Fanel CTD

El conector de superficie Fanel CTD está compuesta por un tubo de choque de diferentes longitudes. Posee un conector de plástico con forma de hongo provisto de un detonador de baja carga y alta precisión que minimiza el ruido. El conector puede alojar hasta seis tubos en su interior y, de acuerdo al tiempo de retardo, es identificado con un color determinado.

El fanel CTD es usado para conectar truncales por que tienen diferente retardos desde 0 ms hasta 100 ms, son conectados estratégicamente para retardar la iniciación de truncales tal como muestra la figura 19.

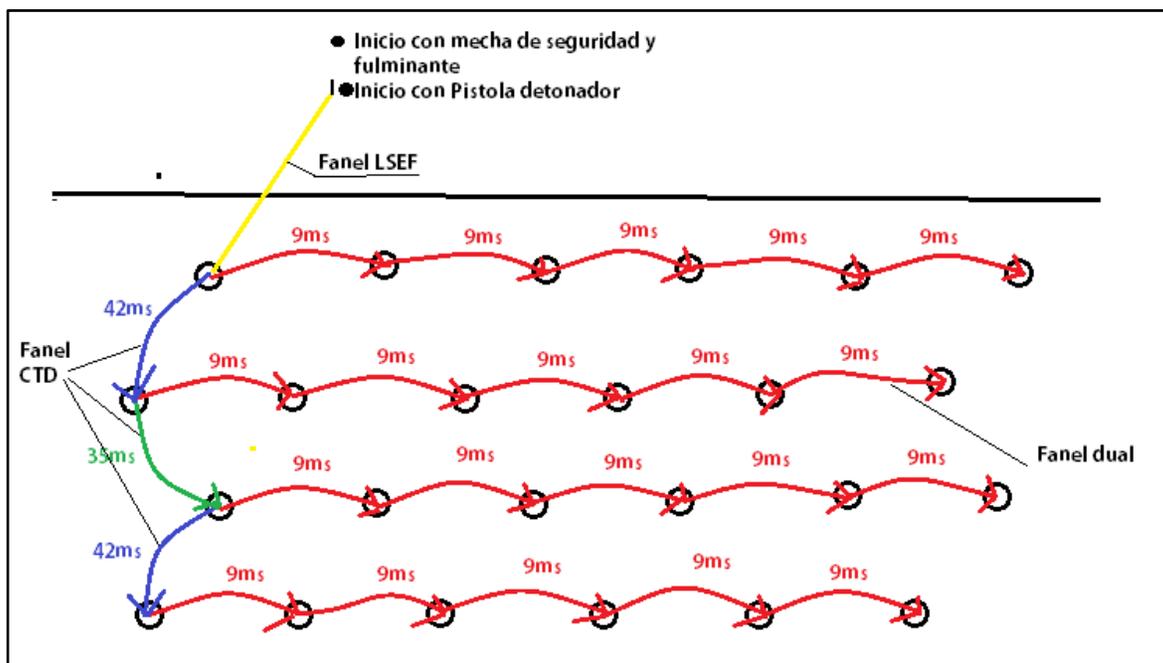


Figura 19 *Fanel CTD*



Nota: Fuente, Famesa Explosivos

Figura 20 *Conexión con Fanel CTD*



Nota: Fuente, Famesa Explosivos

o Fanel LSEF.

Es un accesorio para la iniciación a distancia. Se emplea para iniciar de forma segura y silenciosa las voladuras primarias y secundarias desde una distancia previamente establecida por el blaster u operación responsable.

Es tubo de choque es asegurado frente a corrientes eléctricas. Está diseñado para resistir altos esfuerzos a tracción y elongaciones, posee un conector de superficie de plástico que contiene un detonador de baja carga y altas precisión que minimiza el ruido.

El conector de plástico es del tipo Bunch Block, especialmente diseñado para facilitar la conexión y asegurar el contacto con hasta cuatro tubos de transmisión o una línea de cordón detonante.

Figura 21 Fanel LSEF



Nota: Fuente, Famesa Explosivos

La iniciación del tubo de choque requiere energía de onda de choque y calor a la vez. Esto puede obtenerse por varios métodos:

- A. Por cordón detonante, usando un conector J.
- B. Por un fulminante, tanto eléctrico como no eléctrico, común o electrónico.
- C. Por un iniciador de tubo de choque, ya que de descarga de electricidad de alto voltaje o de detonación de pistón.

Figura 22 Pistola detonador



Nota: Fuente, Famesa Explosivos

El dispositivo se utiliza para iniciar la voladura, el proceso de su funcionamiento es la siguiente: primero se conecta el fanel de LSEF al punto de conexión, segundo se presiona el gatillo para

disparar luego se suelta el gatillo para generar una chispa eléctrica la cual genera la iniciación de la voladura.

2.1.3.7. SISTEMA MECANIZADO DE CARGUÍO DE TALADROS

Se clasifica en dos grandes grupos, según sean los instrumentos se carga o sistema integrados de fabricación y carga.

A continuación, se describen los métodos empleados actualmente para los tipos de explosivos más importantes: gelatinoso encartuchados, ANFO y derivados (ALANFO Y ANFO pesado), y emulsiones a granel.

2.1.3.7.1. CAMIONES CON SISTEMA INFORMATIZADO DE CONTROL DE LA CARGA

La mayoría de los fabricantes comercializan vehículos cargadores totalmente controlados por ordenador. El sistema utilizado, en general, consiste en enviar señales a través de un microprocesador a las diferentes válvulas hidráulicas de las que dispone el equipo, esto para controlar individualmente la velocidad de cada motor hidráulico y conseguir así la composición del explosivo adecuado con la mezcla precisa de los diferentes ingredientes.

El sistema comprueba y registra constantemente los caudales que se mezclan de cada componente del explosivo. Así se reducen los posibles del operador y se incrementa los rendimientos de carga de los taladros.

Estas unidades permiten variar la formulación de explosivo a lo largo de la columna que se aloja en los taladros, adecuándolo a las características geo mecánicas de las rocas que se desean fragmentar. Por ello, junto a la monitorización de la perforación, los sistemas de carga

automatizada se adaptan a los parámetros geo mecánicos registrados previamente y constituyen una herramienta con un gran potencial para optimizar la fragmentación en las voladuras..

Figura 23 *Cargando taladros con camión fabrica*



Nota: Fuente archivo personal

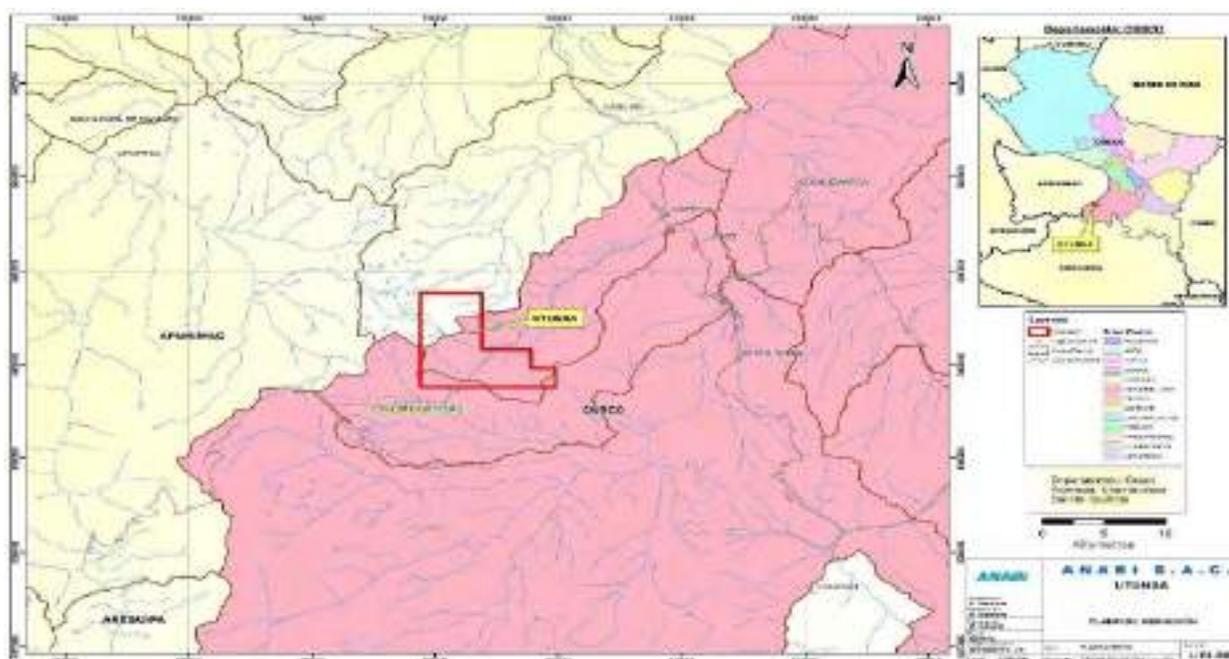
CAPITULO III

3.1. ASPECTOS GENERALES DE LA MINA

3.1.1. UBICACIÓN.

El proyecto minero “Utunsa” se encuentra entre las coordenadas 790771.0E-793771.0E y 8402135.36N – 8406235.28N UTM WGS 84 Zona 18S, ANABI geográficamente está ubicado al sur del Perú, en el departamento de Apurímac, en la provincia de Cotabambas distrito de Haqaira al oeste de localidad de Santo Tomas en la figura, se muestra el plano de ubicación del proyecto.

Figura 24 Mapa Ubicación de la Unidad Minera Utunsa, Anabi S.A.C



Nota: Fuente, ANABI SAC.

3.1.2. ACCESIBILIDAD.

Se puede acceder por vía terrestre desde Arequipa por la carretera hacia Juliaca, luego tomar el desvío que conduce hacia Yauri –Velille – Santo Tomas – desvío hacia Anabi (antes de llegar a Quiñota) Acoito-Anabi. Ver figura, el viaje dura 10.2 horas aproximadamente,

ver cuadro. También se puede acceder a Anabi mediante las vías Lima-cusco-Yauri-Snto Tomas, Lima-Cusco-Santo Tomas, y Lima-Nasca-Puquio-Iscahuaca. Ver cuadros respectivamente opcionalmente se puede utilizar la via Arequipa-Caylloma-Arcata-Huacullo-Anabi.

Tabla 10 *Vía de acceso al área del proyecto – Ruta 1*

RUTA	Km	TIPO DE VÍA	TIEMPO
Lima - Arequipa	1009	Aérea	1.15
Arequipa-Yauri	361	Carretera asfaltada – afirm.	3
Yauri-Santo Tomas	128	Carretera afirmada	4
Santo Tomas-Anabí	84	Trocha carrozable	2
TOTAL	1582	---	10.2

Tabla 11 *Vía de acceso al área del proyecto – Ruta 2*

RUTA	Km	TIPO DE VÍA	TIEMPO
Lima – Cusco	1104	Aérea	1.0
Cusco-Sicuani	139	Carretera asfaltada	2
Sicuani-Yauri	85	Carretera asfaltada	1.5
Yauri-Santo Tomas	128	Carretera afirmada	4
Santo Tomas- Anabi	84	Trocha carrozable	2
TOTAL	1540	---	10.5

Tabla 12 *Vía de acceso al área del proyecto – Ruta 3*

RUTA	Km	TIPO DE VÍA	TIEMPO
Lima – Cusco	1104	Aérea	1.0
Cusco-Santo Tomas	300	Carretera afirmada- asfaltada	6.0
Santo Tomas- Anabi	84	Trocha carrozable	2
TOTAL	1488	---	9.0

3.1.3. **GEOMORFOLOGÍA Y FISIOGRAFÍA**

Utunsa se tienen las siguientes unidades geomorfológicas:

- Montes de pendientes fuertes.
- Peniplanicies andinas.
- Altiplanicies andinas.
- Valles interandinos.

El ámbito geo-fisiográfico que comprende el proyecto Utunsa, se encuentra ubicado entre las coordenadas 790771.04E-793771.0E y 8402135.36N – 8406235.28N UTM, en la región sur de los andes, del departamento de Cusco, que se caracteriza por presentar un ambiente montañoso dominante que incluye superficies ondulados y humedales conocidos como bofedales con una variabilidad topográfica, distribuido dentro de un sistema hidrológico, proveniente de las partes altas. Se caracteriza por ser una zona, cuyos suelos no son muy desarrollados poco profundos y de formación reciente, mayormente derivado de material coluvio-aluvial, en las que se ha desarrollado una cubierta vegetal a base de pastos naturales, propios se las zonas altas del ande peruano.

El clima en Utunsa de diciembre a marzo se presenta con abundantes lluvias y de abril a noviembre presenta una estación seca. Entre los 3800 y 4600 m.s.n.m el clima es templado a frío con temperaturas oscilando entre 7-10°C. Sobre los 4600 m.s.n.m., el clima es frío que se intensifica en las noches con precipitaciones solidas (granizo).

Utunsa presenta un relieve abrupta con zonas escarpadas y paredes subverticales debido al tipo de depósito formado en la zona (epitermal de alta sulfuración). El suelo producto de la erosión de la roca alterada a sílice opalina y steam heated (alteraciones por vapor), abarca la zona

central hacia el norte y noreste. Hacia sur-suroeste, no hay mucha presencia de suelos debido al relieve escarpado.

La norte de Utunsa está cubierta por suelos de color gris claro producto de la erosión de material de origen volcánico alteradas a sílice opalina. La acción de los glaciares y las escorrentías (precipitaciones) son los principales causantes de la formación de este de suelos.

La zona noreste presenta un valle glacial (dirección de norte a sur) que depósito el material transportado aguas abajo, en el área de la laguna angascocha.

3.1.4. ANTECEDENTES DE MINA

El área que comprende los proyectos de Anabí ha sido objeto de una serie de exploraciones, iniciadas desde 1993 hasta 1996 a cargo de J.V. Southwestern Gold y Sociedad Minera Cambior; en el año 1997 fue explorada por Cominco, seguidamente, continuó reconociendo la zona Minera Barrick Misquichilca en el año 2000; en el año 2004 continuó la empresa Newmont y, finalmente, a partir de 2007, es Anabí SAC realiza exploraciones y se logra minar el yacimiento Huisamarca, además de tener con recursos probados el yacimiento Utunsa próximo a minar y en la actualidad se continua realizando exploraciones.

El presente documento toma como antecedentes técnicos y legales la Declaración Jurada del Proyecto “Minaspata”, aprobada mediante R.D. N° 126-2005-MEM-/AMM por la Dirección General de Asuntos Ambientales Mineros del Ministerio de Energía y Minas, otorgada a la Sociedad Minera CAMBIOR PERU SAC

3.1.5. .GEOLOGÍA.

El proyecto Utunsa, es un yacimiento de ácido sulfato (alta sulfuración) con alteraciones sílice masiva, sílice granular, sílice alunita y argílico emplazado en rocas volcánicas extrusivas.

3.1.5.1. GEOLOGÍA REGIONAL.

El proyecto Utunsa está emplazada en el flanco oriental de la cordillera occidental de los andes sur occidentales comprendidos entre altitudes de 3500 a 5000m.s.n.m. de altitud. La secuencia estratigráfica está constituida por rocas sedimentarias y volcánicas que se depositaron entre el Jurásico superior y el cuaternario, están intruidos por rocas plutónicas principalmente de la composición diorítica, tonalítica y granodiorítica, presentan evidencias de eventos subvolcanicos de composición andesíticos y dacíticos y brechas freatomagmáticas.

En general el volcanismo presenta fases de actividad, relacionadas con los Grupos Tacaza (Oligoceno Superior – Mioceno Inferior), y barroso (Mioceno Superior – Plioceno). Las últimas fases volcánicas produjeron erupciones ignimbríticas.

3.1.5.1.1. Grupo yura

Constituido por más de 2000 m de espesor conformada por rocas sedimentarias marinas de Jurásico superior – cretáceo inferior. Se tiene reconocido 5 miembros: Puente, Cachios, Labra, Gramadal y Hualhuani, al norte y noreste del proyecto

3.1.5.1.2. Formación Labra. (Fm. Chuquibambilla

Predominan las areniscas de grano fino a grueso (70%), color gris oscuro, gris claro y rojizo. En la parte superior de la secuencia se encuentran calizas grises intercaladas con el paquete de areniscas. Tiene una potencia hasta de 800 m cerca de la localidad de Chuquibambilla. Esta formación aflora al norte de Anabi en los cerros de Piruro y Pallapaja.

3.1.5.1.3. Formación Gramadal.

Esta secuencia sobre yace a la Fm. Labra con una potencia aproximada de 95 m., consiste de intercalaciones de caliza gris oscura de grano fino. Afloran al norte de Anabí en las quebradas de Chaupi y Oscollo.

3.1.5.1.4. Formación Hualhuani (Fm. Soraya)

Consiste de areniscas cuarzosas y cuarcitas de grano fino a medio, el color vario de gris a blanquecino a rojo blanquecino en el tope, presentaba buena estratificación en bancos de 0.30 m a más de 5 m. formando macizo bien escarpados que resaltan en la topografía de la zona. En la parte inferior de la formación, hay intercalaciones de lutitas negras y areniscas grises en paquetes delgados de 10 cm de espesor. Aflorando al norte de Anabi, cerca de la localidad de Quiñota. Se correlaciona con la Fm. Chimú de norte del Perú

3.1.5.1.5. Formación Murco (Fm. Mara)

Consiste de capas de arenisca Lutáceas y Lutitas rojo, el área de afloramiento abarca áreas extensas que es útil para correlacion estratigráfica. La parte inferior de la formación está caracterizada por areniscas; la zona intermedia está dominado por lutitas intercalado por areniscas y conglomerados con clastos de cuarcita. La parte superior de la formación de la formación, consiste de areniscas y lutita abigarradas. El color predominante de la formación es rojo a marron rojizo.

Afloran al norte de Anabi, cerca de la localidad de Quiñota al oeste de Llusco. La edad inferica es Albiano – Cenomaniano. Se correlaciona con la Fm. Huancane de lago Titicaca, la Fm. Farrat y el Gpo. Goyllarisquizga del norte del Perú.

3.1.5.1.6. Formación Arcurquina (Fm. Ferrobamba)

Conocida también como Fm. Ferrobamba (jenks, 1951) debido al afloramiento de un potente paquete de calizas (800 m) en el proyecto minero ferrobamba. Consiste de calizas negras a gris oscura. Forma paquetes compactos bastante masivos, en bancos de 0.3 m a 2 m. contiene nódulos de chert alargados, con más de 15 cm. De longitud. La Fm. Arcurquina yace concordante sobre la Fm. Mara; en algunas zonas yace concordante sobre el Grupo Yura en

aparente concordancia y el sobre el Grupo Puno en discordancia angular. Aflora en las cercanías de las localidades de Acoito y Quinsania.

Se asigna la edad del albiano-cenomaniano (basado en la presencia de los siguientes fósiles: *Exogira squamata*, *Eolisiponenses sharpe* Arnaudaster, *Colaumbinaous*, *Inoceanus*, y *Tenilla*).

3.1.5.1.7. Grupo Tacaza

En toda la secuencia se intercalan capas de derrame andesíticos, brechas y aglomeraciones tobáceos, y tobas retrabajadas de composición andesítica, dacítica, y riolítica. La base consiste de conglomerados gruesos de cuarcita y calizas subangulosas, cuyo diámetro varía de 2 a 3 m. Sobreyace a la base una secuencia de arenisca de grano medio a grueso, color gris a verde rojizo, tiene una potencia de 15 a 25 m, intercaladas a niveles de brecha con fragmentos de arenisca y caliza cuyo diámetro varía en 3 y 5 m. encima de esta secuencia hay capa de conglomerados de arenisca – cuarcita subredondeados dentro de una matriz tobácea.

Las rocas del Grupo Tacaza yacen en discordancia angular sobre las calizas de la Formación Arcurquina (Fm. Ferrobamba) e infrayace a los volcánicos de la Fm. Alpabamba y el Grupo Barroso. Se le asigna una edad de Oligoceno-Mioceno.

3.1.5.1.8. Formación Alpabamba

Consiste de lavas, brechas volcánicas, tobas, y aglomerados, con algunas intercalaciones de conglomerados lenticulares. Sobreyace en discordancia angular al Grupo Tacaza. Se le asigna la edad del Mioceno (Noble, 1962, data tobas de 13 a 10 Ma en el noreste de Andahua). Se la correlaciona con la Formación Huaylillas y Fm. Caudalosa.

3.1.5.1.9. Grupo Barroso.

Nombre designado a una secuencia de rocas volcánicas formado mayormente por piroclastos de composición andesítica a dacítica. En la zona de estudio está dividida en dos unidades.

3.1.5.1.10. Volcánico Malmanya.

Presenta la parte inferior del Grupo Barroso, consiste de derrames andesíticos, dacíticos, y riódacíticos, color gris verdoso, en capas horizontales de 1 m. a 5 m. de espesor bien estratificados. En la parte superior se intercalan bancos de brechas y conglomerados tobáceos, cuyo grado de compactación es variable. El espesor aproximado es de 1000 m.

3.1.5.1.11. Volcánico Vilcarani

El nombre proviene de las pampas de Vilcarani, 41 km al oeste de Santo Tomas. Consiste de una secuencia de piroclastos: tobas, brechas, aglomerados, cenizas, etc. De composición andesítica, Dacítica, y riódacítica, el color gradado entre blanco y rojo. La mayoría de los afloramientos son fácilmente erosionables, la parte superior de esta unidad es exclusivamente piroclastos (en pocos lugares se encuentran derrames lávicos).

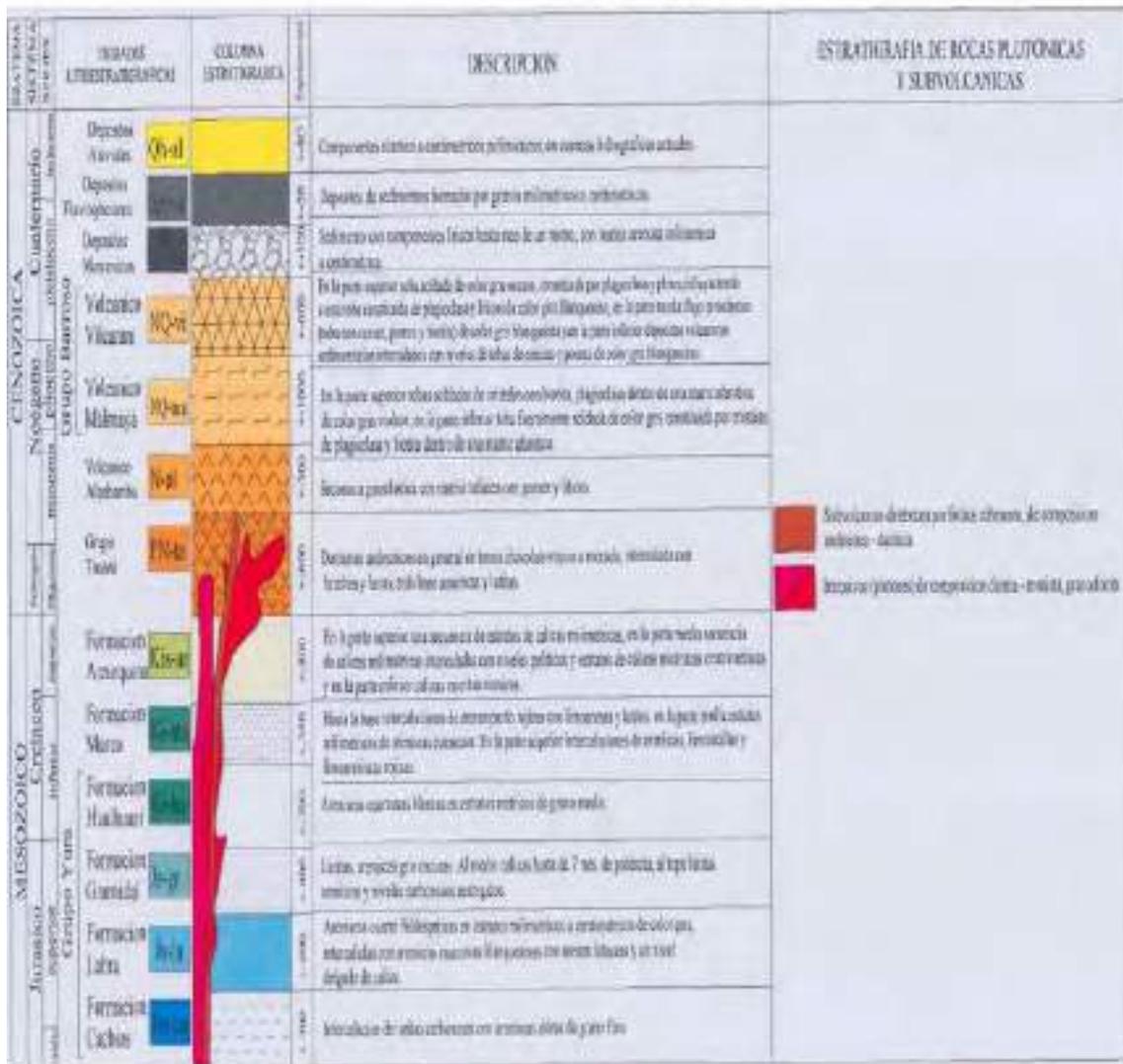
El espesor de esta unidad es de aproximadamente 600 m. se infiere una edad de fines del Mioceno hasta el Pleistoceno. Abarca gran parte de la región sur del Perú, aflorando en casi todos los conos volcánicos de la cordillera occidental.

3.1.5.1.12. Deposito Cuaternarios.

Esta presentada por morrenas glaciares, fluvio-glaciares, y material aluvial. Los depósitos morrénicos más recientes se encuentran entre 4200 a 5000 m.s.n.m. los depósitos fluvio-glaciares se emplazaron en antiguos valles glaciares, así como en extensa llanura que se encuentran sobre los 4200 m.s.n.m. tienen un espesor aproximado de 30 m. el material aluvial se encuentra en los causes recientes y en las laderas de los valles y quebradas. Algunas terrazas se hallan hasta 150 m. sobre el nivel actual de los causes de los ríos.

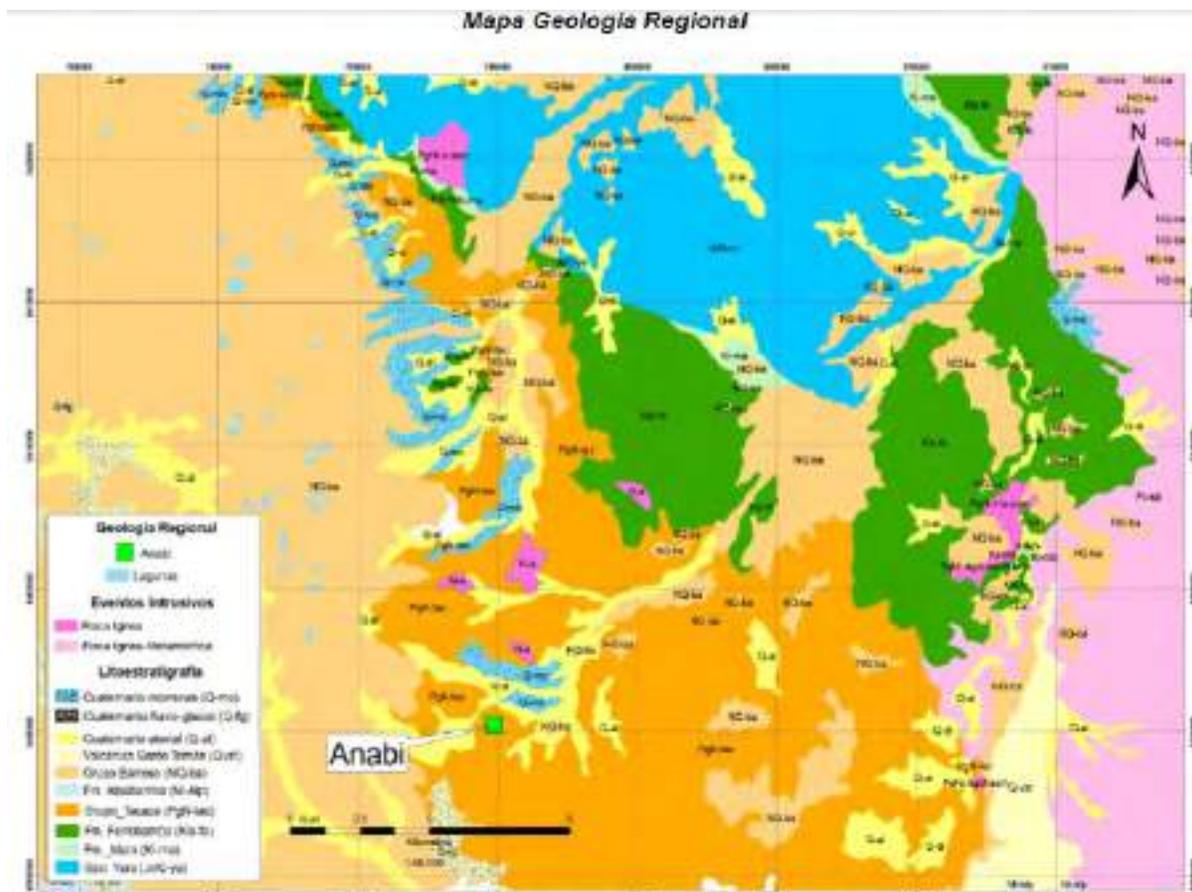
Figura 25 Columna Estratigráfica de Anabi

Columna Estratigráfica de Anabi



Nota; Fuente, Área Geología – ANABI SAC.

Figura 26 Mapa Geología Regional

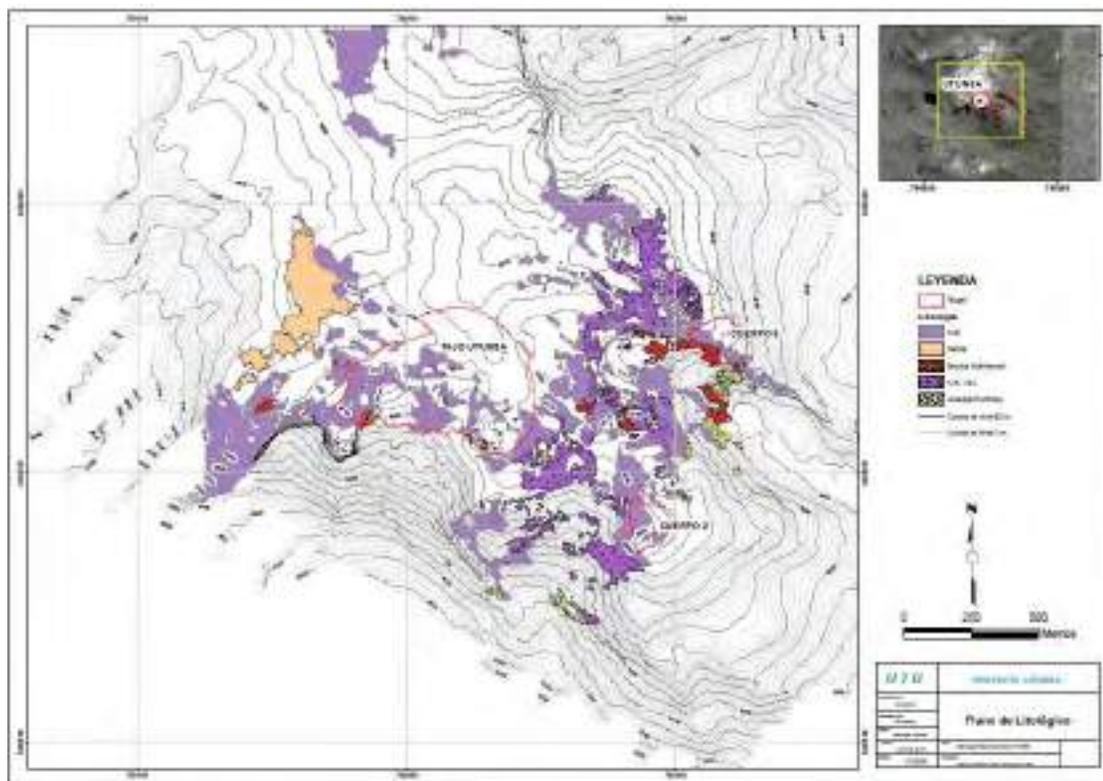


Nota; Fuente, Área Geología – ANABI SAC.

3.1.5.2. GEOLOGÍA LOCAL.

La litología de Utunsa está formada por rocas volcánicas del Grupo Tacaza. Consiste de andesita porfíricas cortada por brechas hidrotermales (brechas freáticas, brechas crackle) y brechas piroclásticas en la zona central-sur del área, que contribuyeron a mejorar la permeabilidad y facilitar la mineralización en Utunsa

Figura 27 Geología local – plano litológico y sección geológica – ANEXO 7

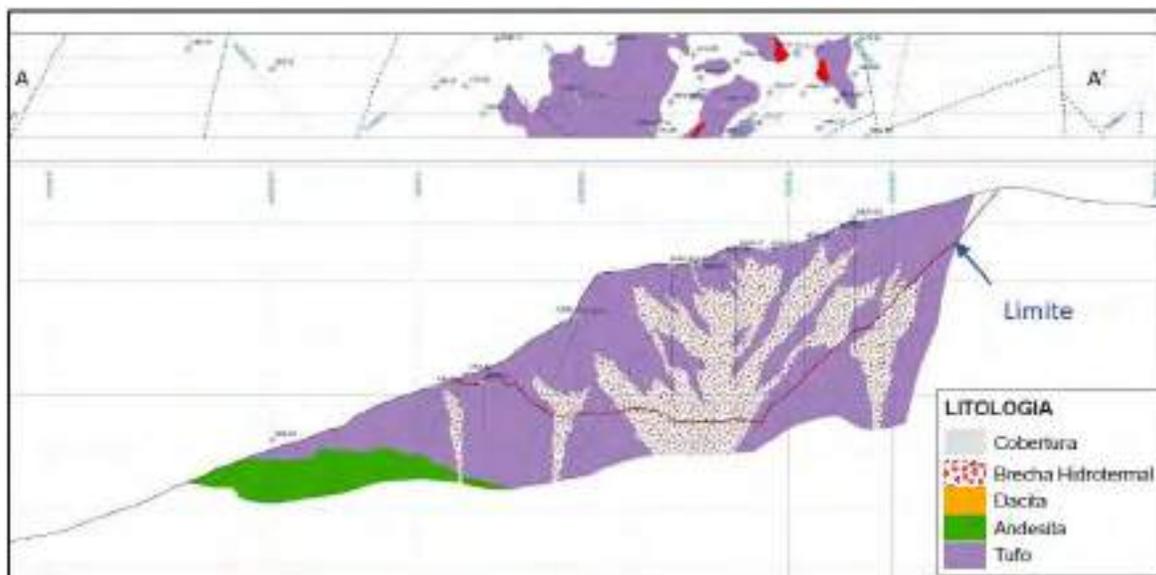


Nota; Fuente, Área Geología – ANABI SAC.

3.1.5.2.1. LITOLOGÍA.

Según los estudios realizados en la zona del proyecto, se han diferenciado, las siguientes unidades litológicas ANEXO 8.

Figura 28 Unidades Litológicas - Anexo 8



Nota; Fuente, Área Geología – ANABI SAC.

d) Andesita porfirítica.

Las andesitas tienen textura porfirítica de grano medio en las zonas donde está fresca, la relación de fenos-matriz es de 60: 40 (bordes del depósito), está compuesto principalmente por plagioclasas, hornblenda y biotita. En la zona central del depósito la textura esta obliterado.

e) Toba / Toba Lítica

Consiste de cenizas de composición dacítica, en el caso de la toba lítica, los fragmentos la constituyen fragmentos polimicticos, en las que se pueden identificar fragmentos hetero métricos de andesita alterados a sílice masiva. Esta unidad se encuentra principalmente en los bordes superiores del depósito, formando capas cuyo espesor no supera los 80 m.

f) Brechas freáticas.

Consiste de fragmentos monomicticos-polimicticos, subangulosos a subredondeados, 0.1 a 3 m. dentro de una maatrix de polvo de roca. Los fragmentos lo componen clastos alterados a sílice

opalina, andesita silicificada y con textura porosa (sílice vuggy). Es el evento que abarca mayor extensión en la zona. Los cuerpos de brechas generalmente están desarrollando en la zona central de Utunsa.

g) Brechas hidrotermales.

Consiste de fragmentos pplimicticos, subangulosas a subredondeados, 0.1 a 10 cm, protolito principal es la toba como también se han identificados fraagmentos de andesiticos cuya matriz esta silicificada y/o tiene canales de sílice, el color de la sílice es parda mayormente (sílice crema). Hay tramos que se encuentran muy craquelados (brechas crackle). Los cuerpos de brechas están emplazados en dirección este-oeste y norte-sur circundando al evento del diatrema.

3.1.5.2.2. ALTERACIÓN HIDROTERMAL.

La alteración hidrotermal de Utunsa es típica de un ambiente volcánico asociado con depósitos de alta sulfuración, presentando las alteraciones: sílice granular, sílice masiva, sílice vuggy, sílice alunita, sílice opalina y sílice clay (figura).

h) Sílice granular.

Esta alteración presenta una textura granuda cuya característica principal del yacimiento es tener una sílice granular compact, compuesta de sílice de forma terrosa compacta con óxidos de hierro (hematita, gohetita y jarosita) en matriz y en fracturas, se presenta en la parte central del sistema, presentándose en superficie solo como digitaciones y en zonas de mayor erosión. Esta alteración corresponde un 62% del total del yacimiento.

i) Sílice vuggy.

Esta alteración presenta en halo a la sílice granular en la parte central-noreste de Utunsa, de textura oquerosa-porosa con ensambles de cuarzo y óxido de hierro (limonitas, gohetita, y

hematita) se asocian principalmente como clastos dentro de la brecha hidrotermal y fragmentos en las tobas, como parte de esta alteración se presentan también la pseudo vuggy.

j) Sílice masiva.

Esta alteración se presenta en niveles superiores, asociado principalmente a las brechas hidrotermales y al borde de la brecha freática, la mineralización de oro (Au) está mejor correlacionada a esta alteración. Presenta ensambles de cuarzo y oxidos (gohetita, limonita y hematita) en fracturas principales. Esta alteración corresponde un 38% del total del yacimiento.

k) sílice alunita.

Esta alteración presenta en halos a la alteración sílice (granular, masiva y vuggy), desarrollado en el borde y a profundidad del sistema asociado a la toba de cristales y a la zona de contacto con la andesita porfirítica. Presentan ensambles de cuarzo, alunita y oxidos; la alunita se presenta diseminado y reemplazando a las plagioclasas, como también en rellenado fracturados y oquedades (alunita secundaria) los oxidos de hierro en fracturas principalmente hematita.

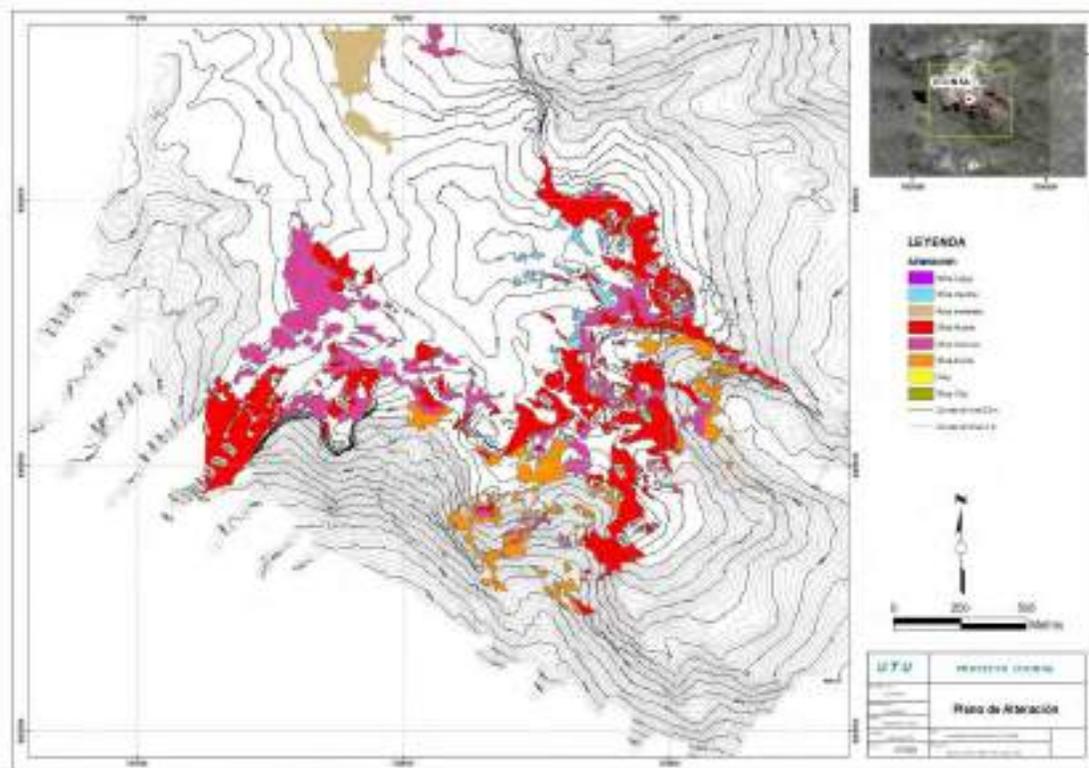
l) Sílice opalina.

Esta alteración está presente en las partes altas del sistema en el sector NE-E y en zonas puntuales en el sector NO-O de Utunsa, reemplazando a la toba y clastos dentro de la brecha hidrotermales. Presentan ensambles mineralógicas de cuarzo y oxido (hematita) trazas y en fracturas.

m) Sílice clay (argilico).

Esta alteración se encuentra a los bordes y partes del sistema, presenta ensambles mineralógicos de cuarzo, illita, pirita y oxidos (hematita en fracturas); la illita presenta reemplazando a las plagioclasas y en la matriz de la andesita porfirítica, la pirita presenta diseminados.

Figura 29 Mapa de alteraciones geología local – ANEXO 9

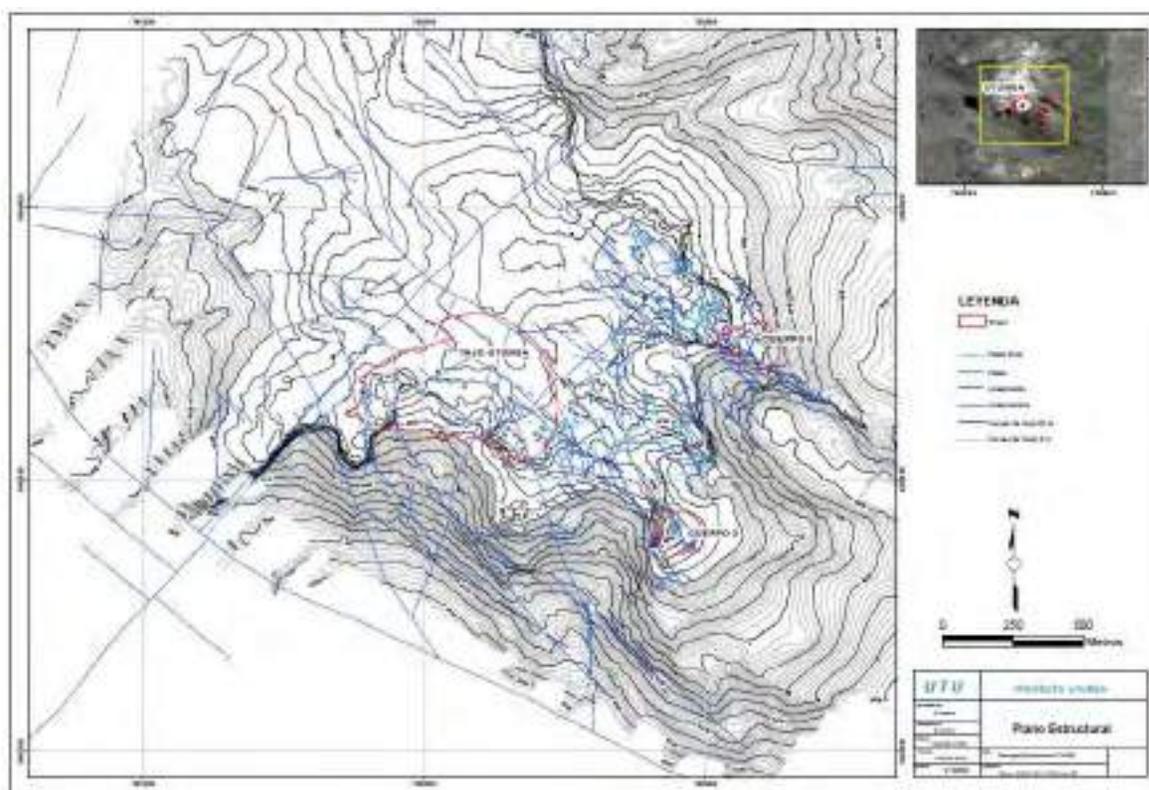


Nota; Fuente, Área Geología – ANABI SAC.

3.1.5.2.3. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL.

Se distinguen tres familias de estructuras principales en la zona de Utunsa: NO (azimut 330°) o tendencia andina tensional, EO, y las NS que son las principales las que conllevaron a la mineralización. Las estructuras EO, cuyo azimut varía entre 260° a 300° presentan paredes de falla subverticales, especialmente en la zona central de Utunsa. En el borde este de Utunsa (parte baja) se observa estructuras con tendencia NS cuyos buzamientos son menores a 40° .

Figura 30 Mapa geología estructural – ANEXO 10



Nota; Fuente, Área Geología – ANABI SAC.

3.1.6. GEOTECNIA

Para un proceso de perforación es de vital importancia conocer las propiedades físico-mecánicas del macizo rocoso, a su vez determina la geometría y el diseño de la malla de perforación, el tipo de explosivo, energía y cantidad de taladros y retardos.

3.1.6.1. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Para identificar el macizo rocoso existen sistemas de clasificación:

EL ÍNDICE DE RQD- Rock Quality Designation (índice de calidad de roca)

Según (Deere – 1964), es la estimación numérica de la calidad de roca a partir de testigos de la perforación diamantina mayores a 10 cm, número de fisuras por metro y unidad de volumen, la cual está definida por la siguiente fórmula:

$$RQD = \left(\frac{\text{Nro Testigos} > 10\text{cm}}{\text{longitud total}} \right) * 100$$

Donde:

RQD: Índice de calidad de roca (%)

Clasificación de RQD (Rock Quality Designation) – ANABÍ SAC

RQD (Rock Quality Designation) (%)	CALIDAD DE ROCA
0 – 25	Muy mala
25 – 40	Mala
40 – 60	Regular
60 – 80	Buena
80 – 100	Muy buena

Nota; Fuente, Área Geotecniaa – ANABI SAC.

EL ÍNDICE DE RMR (Rock Mass Rating)

Según Bienawski (1989), para la valoración de la roca considera aspectos como: resistencia de la roca intacta (compresión uniaxial), índice de calidad de roca (RQD), espaciamiento de discontinuidades (S), estado de las discontinuidades (JC), agua (W).

$$RMR = (\sigma + RQD + S + JC + W) - At$$

Donde:

RMR: Rock Mass Rating (calificación del macizo rocoso)

σ = Resistencia de la roca intacta (compresión uniaxial)

RQD= Índice de calidad de roca

S= Espaciamiento de discontinuidades

JC= Estado de discontinuidades

W= Contenido del agua

At= Ajuste por orientación de discontinuidades

En la unidad minera ANABÍ SAC. La clasificación del RMR está conformado de la siguiente manera:

RMR (Rock Mass Rating)	CALIDAD DE ROCA
0 – 30	Muy mala
30 – 40	Mala
40 – 60	Regular
60 – 80	Buena
80 – 100	Muy buena

Nota; Fuente, Área Geolotecniaa – ANABI SAC.

ÍNDICE DE RESISTENCIA GEOLÓGICA-GSI (Geological Strength Index) (Mpa)

Según Hoek y Marino (2002), para la valoración del macizo rocoso obedece factores como: estructura geológica y condiciones de las discontinuidades.

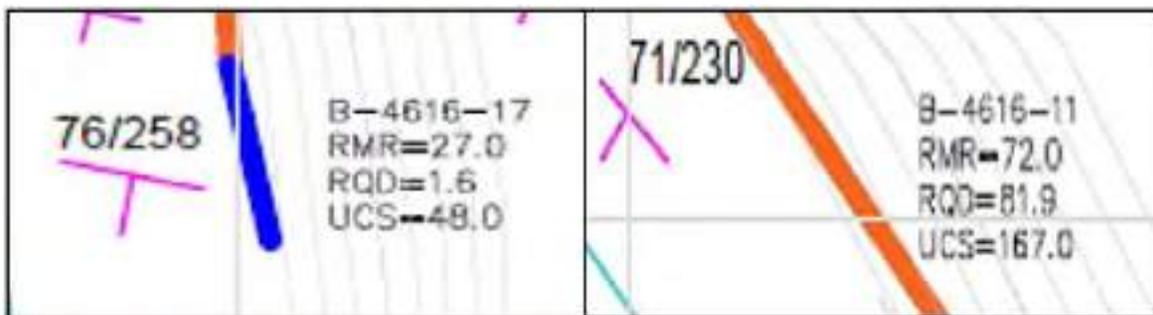
En la unidad minera ANABI SAC. Está definida como sigue:

UCS (RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN UNIAXIAL- Mpa)¹	Calidad de roca
1 – 5	Muy mala
5 – 25	Mala
25 – 50	Regular
50 – 100	Buena
100 – 250	Muy buena

Nota; Fuente, Área Geolotecniaa – ANABI SAC

Se puede observar para el banco 4616 – proyecto 10 el mapeo geo mecánico que varía entre un RMR = 27 hasta un RMR = 72.

¹ La resistencia a la compresión uniaxial (UCS) es el esfuerzo de compresión axial máximo que puede tolerar una muestra cilíndrica recta de material antes de fracturarse. Se conoce también como la resistencia a la compresión no confinada de un material porque el esfuerzo de confinamiento se fija en cero.



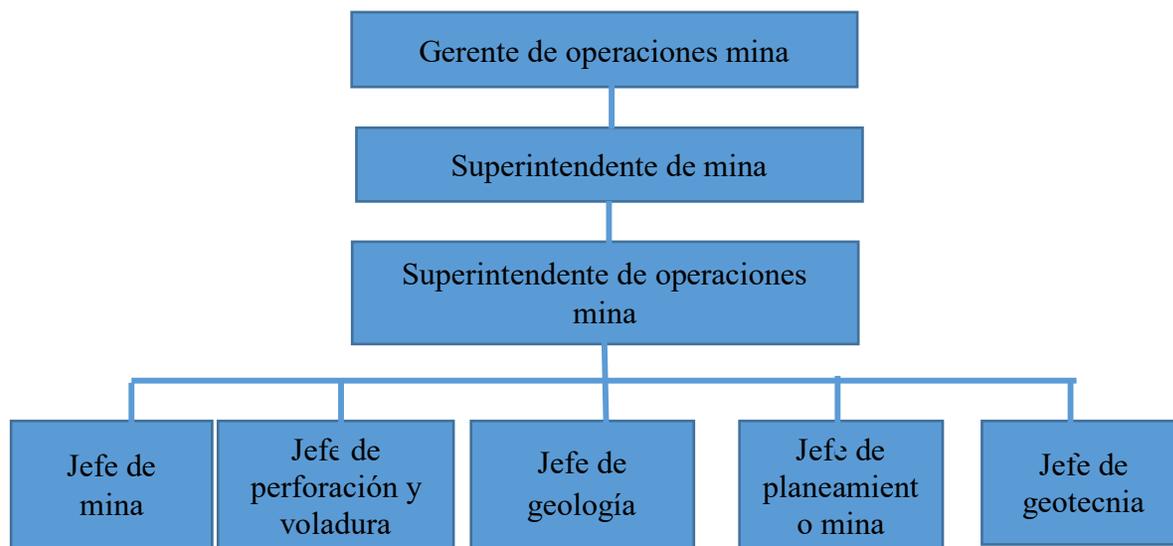
Nota; Fuente, Área Geolotecniaa – ANABI SAC

3.1.7. MINERÍA

3.1.7.1. GERENCIA DE OPERACIONES MINA

El equipo ANABÍ que genera valor a través de la formación de personal altamente calificado que tiene el compromiso de lograr las metas proyectadas de planeamiento a corto plazo, de un material adecuado a PAD LIXIVIACIÓN; trabajando con altos estándares de seguridad, preservando el medio ambiente y teniendo una relación inclusiva con las comunidades de entorno.

Diagrama de la gerencia de operaciones mina.



Nota: Fuente, Empresa ANABI S.A.C.

En base a la exploración del depósito mediante 67 taladros perforados en la zona Utunsa, asimismo el muestreo de calicatas en la zona de roca in-situ, con dicha data se ha realizado el modelamiento geológico del yacimiento.

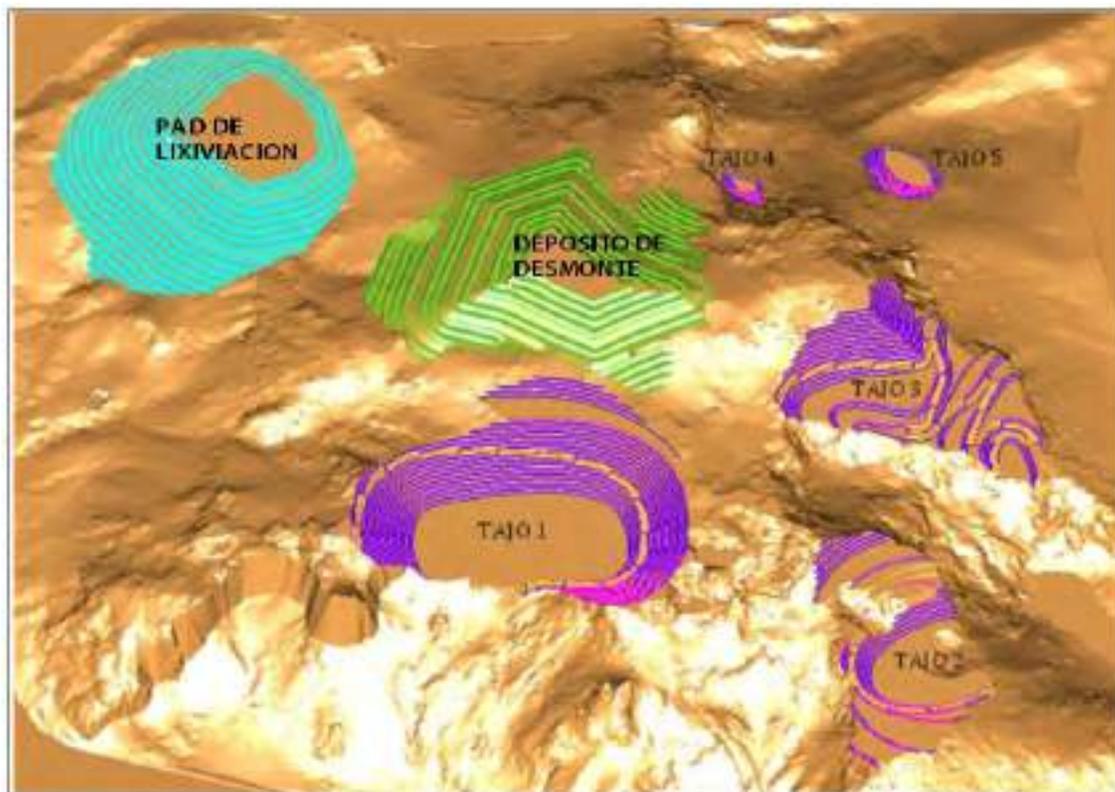
El método de cálculo de reservas está basado en la técnica de interpolación Kriging Ordinario, así como la optimización con el método Lerch Grossman, finalmente el diseño operativo del pit final a un cut-off de 0.23g/t.

En el proyecto minero Utunsa se tiene 5 tajos con una estimación de 16 808 583 toneladas de mineral extraíble con ley promedio de 0.43g/t de Au y 44 411 195 toneladas de desmonte, que serán llevados al depósito de desmonte. La relación desmonte a mineral es de 2.6.

Tabla 13 *Reservas de mineral y desmonte proyecto minero Utunsa*

Tajo	Mineral (t)	Desmonte (t)	S.R.	Au (g/t)	Au Oz
1	11 512 736	27 368 032	2.40	0.46	170 266
2	2 002 388	5 056 869	2.50	0.40	26 015
3	2 654 070	10 186 321	3.80	0.32	27 647
4	35 905	82 451	2.30	0.30	346
5	603 484	1 717 522	2.80	0.50	9 635
Total	16 808 583	44 411 195	2.60	0.43	233 909

Figura 31 Componentes de la unidad minera Utunsa



Nota: Fuente, ANABÍ S.A.C

3.1.7.2. DISEÑO DE LOS TAJOS

Para el diseño del tajo final se han determinado parámetros y características principales de la explotación, en base a una información actualizada a la fecha, para este diseño se recurrió al software de planeamiento minero usando parámetros técnicos y económicos para su evaluación con el método Lerch Grossman²; así mismo la explotación minera del tajo se realizará utilizando métodos convencionales de voladura, extracción y acarreo, cuyos parámetros de diseño se muestran en la tabla 14.

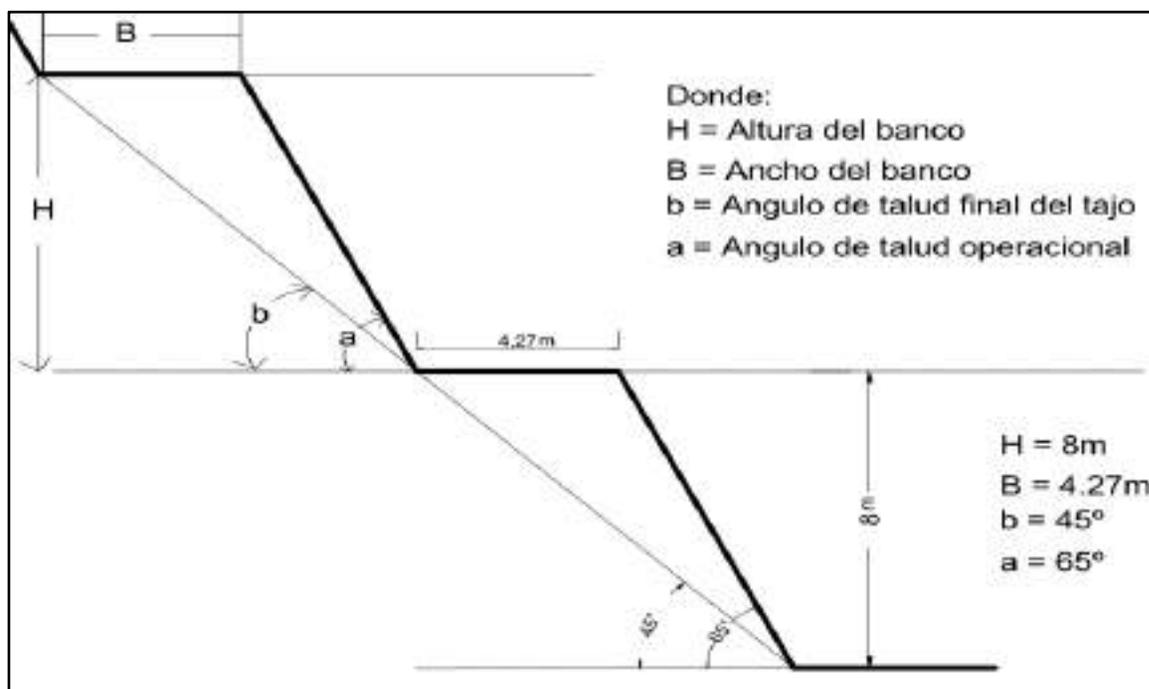
² Un algoritmo preciso para determinar la ubicación del límite final óptimo del pit, utilizando un procedimiento de programación dinámica de dos dimensiones, fue desarrollado por Lerchs y Grossman en el año 1965. Esta es una técnica precisa para definir el límite del pit en una sección transversal de dos dimensiones, por medio de la cual es posible lograr el mayor beneficio posible.

Tabla 14 Parámetros de diseño del tajo 1 UM. Utunsa

Parámetros	Valor de Diseño
Angulo de Talud Final del Tajo	45°
Angulo Talud Operacional	65°
Altura de banco	8 m
Ancho del banco	4.27 m
Ancho de la Rampa	12 m
Gradiente de la Rampa	10%
Distancia promedio de acarreo desde el tajo al pad	3 km

Nota: Fuente, ANABÍ S.A.C

Figura 32 Parámetros de diseño del Banco, tajo 1 UM. Utunsa

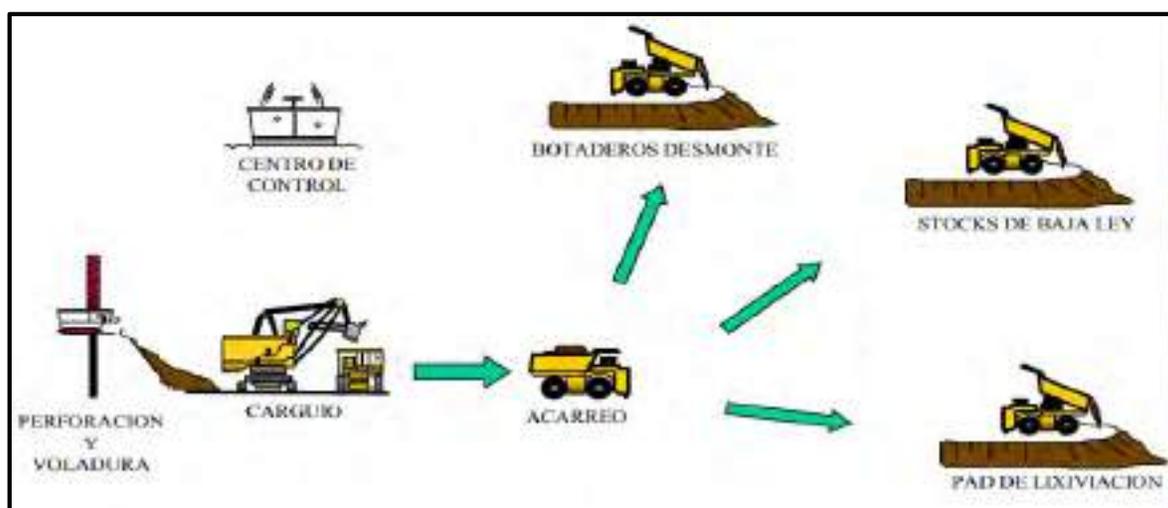


Nota: Fuente, ANABÍ S.A.C

3.1.7.3. OPERACIONES MINA.

La gerencia de operaciones de la empresa minera ANABI S.A.C., lleva el control de productivo de las diferentes actividades unitarias; perforación, voladura, carguío acarreo de mineral y desmonte

Figura 33 *Proceso de operaciones mina*



Nota: Fuente, ANABI S.A.C

En la unida minera UTUNSA de la empresa minera ANABI S.A.C. actualmente se viene explotando del tajo 1 al Oeste, a la vez se tiene un conciliado a favor de planeamiento a Corto Plazo en el modelo de bloques, dando como resultado el incremento de onzas de Au en los conciliados finales.

Teniendo como objetivo primordial el incremento de reservas económicas de Au en todo el proyecto de UTUNSA, para poder incrementar el tiempo de vida de la mina salvaguardando la seguridad y el medio ambiente.

En operaciones mina los parámetros se miden mediante los indicadores claves de desempeño (KPIs)³ donde refleja la dinámica de los diferentes parámetros.

El plan de minado realizado es corto plazo con una producción diaria de 15 000 TM de mineral y 40 500 TM de desmonte con stripping ratio (S.R.) de 2.6, ley promedio de producción es de 0.50 onzas/TM, llegando producir 239 onzas por día.

Para operación de mina se tiene dimensionado equipos de perforación como carguío como excavadoras CAT 374, 365, 345 y equipos auxiliares como tractor oruga CAT D6T y D8T, motoniveladora CAT 14k, rodillo CAT cs56B, cargador frontal CAT 966H, retro excavadora 420E. las cuales hacen que la operación mina sea eficiente y dinámico

Figura 34 Operaciones mina Unidad Minera Utunsa, tajo 1



Nota: Fuente, ANABÍ S.A.C

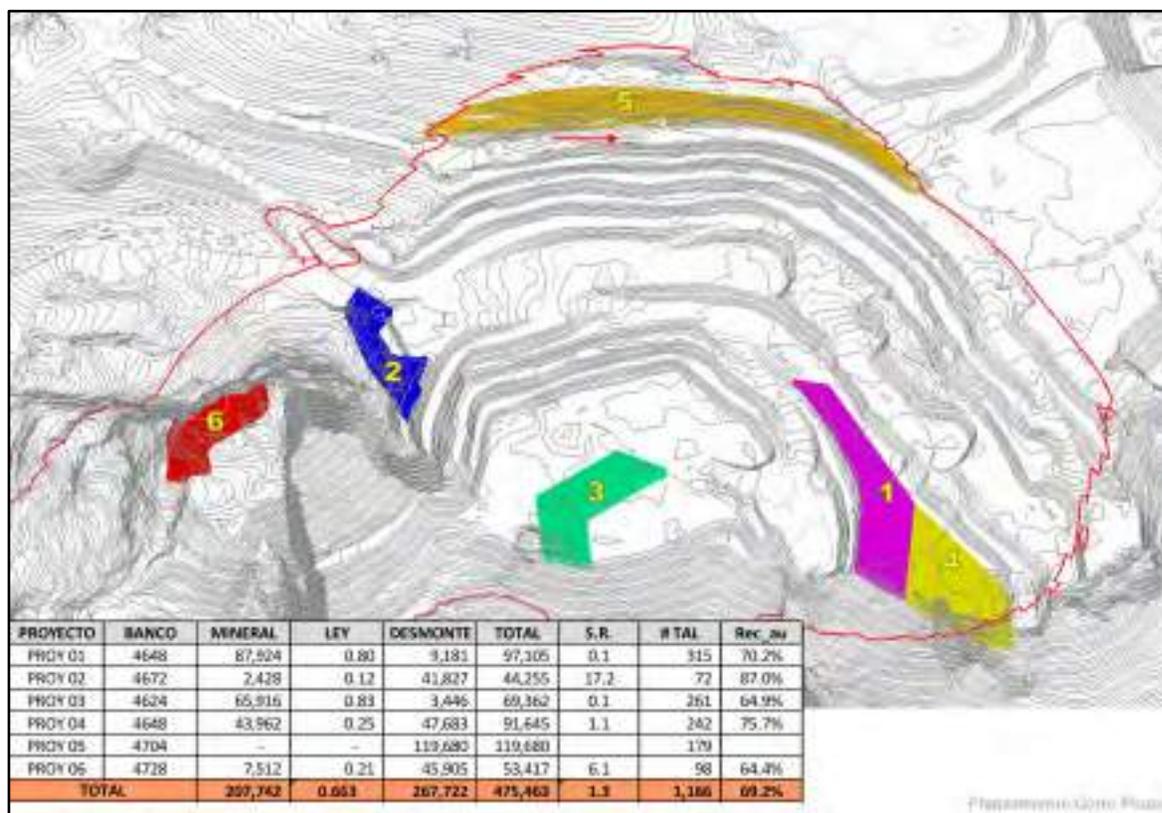
³ KPIs (Key Performance Indicators) Los KPI son un conjunto de medidas cuantificables que las compañías pueden usar para monitorear y comparar su desempeño con los objetivos estratégicos y operativos establecidos. Los KPI ayudan a establecer los puntos de referencia para medir y hacer un seguimiento continuo de las actividades de su compañía minera, de modo que pueda identificar áreas problemáticas, anticipar posibles contratiempos y responder rápidamente a ambos.

3.1.7.4. PERFORACIÓN

Primera actividad dentro del ciclo de la explotación minera que consiste en realizar taladros sobre la superficie con la finalidad de alojar los explosivos que servirán para llevar a cabo la voladura.

La perforación se realiza según al plan de corto plazo es decir según a la producción requerida se calcula la cantidad de taladros a perforar en un tiempo determinado según el rendimiento de las perforadoras.

Figura 35 Plan de perforación Unidad Minera Utunsa, Tajo 1



Nota: Fuente, Área planeamiento – ANABÍ SAC.

En la figura 35 se muestra las áreas y secuencia de perforación, el número indica la secuencia del proyecto de perforación según planeamiento a corto plazo, indicando las características de cada proyecto como banco, tipo de material, ley, número de taladros a perforar, Stripping Ratio (S.R)

y recuperación de mineral en el pad de lixiviación, todo ello para tener la disponibilidad y movimiento de equipos de perforación.

3.1.7.4.1. EQUIPOS DE PERFORACIÓN

La perforación en el proyecto minero UTUNSA, realiza con 3 perforadoras primarias de ATLAS COPCO DM45, DMHP Y DML, y una perforadora Rock drill para perforación secundaria. Las perforaciones primarias se realizan con una velocidad de 27 m/Hr con un diámetro de broca de 6 3/4 “de marca Occidental Drilling y SANDVIK.

Tabla 15 Perforadoras utilizadas en la unidad minera Utunsa de la empresa minera Anabí S.A.C

NUMERO	CÓDIGO	MARCA	MODELO	SISTEMA	Ø TALADRO
1	perforadora-01	Atlas Copco	DM45	Diésel	6 3/4
2	perforadora-03	Atlas Copco	DM45	Diésel	6 3/4
3	perforadora-06	Atlas Copco	DM HP	Diésel	6 3/4

Nota: Fuente, Área PER VOL - ANABÍ S.A.C.

Los parámetros a medir son propiamente de las perforadoras como la Disponibilidad Mecánica es de 87 %, utilización 82%, factor de uso 71%, rendimiento promedio de las perforadoras 27 m/Hr, y según el plan se tiene programado perforar 417 m/día, 47 taladros por perforadora.

Figura 36 Perforadoras Atlas Copco DML, DMHP, DM45, Operadores y supervisor de P&V



Nota: Fuente, Archivo personal

Actualmente, tipo de mallas usadas son de acuerdo al tipo de material y alteración de la roca.

3.1.7.4.2. Parámetros de perforación

En la perforación se tienen los siguientes parámetros controlables de acuerdo a las condiciones y características geo mecánicas descritas en el capítulo anterior y del explosivo a utilizar, estos parámetros son las siguientes.

Tabla 16 Parámetros de perforación en función al diseño del tajo y características geo mecánica

PERFORADORA	MARCA	MODELO	SISTEMA	Ø TALADRO (Pulg)	LONGITUD DE TALADRO (m)	SUB DRILLING (m)
perforadora-01	Atlas Copco	DM 45	Diésel	6 3/4	9.00	1.00
Perforadora-02	Atlas Copco	DM L	Diésel	6 3/4	9.00	1.00
perforadora-03	Atlas Copco	DM 45	Diésel	6 3/4	9.00	1.00
perforadora-06	Atlas Copco	DM HP	Diésel	6 3/4	9.00	1.00

Nota: Fuente, Área PER-VOL – ANABI SAC.

El espaciamiento y burden se diseña o baria de acuerdo al tipo de materia (mineral o desmonte) y alteración del material (sílice masiva, sílice granular, sílice gley y sílice alunita), de acuerdo esta condición se tiene los diferentes espaciamientos y burden.

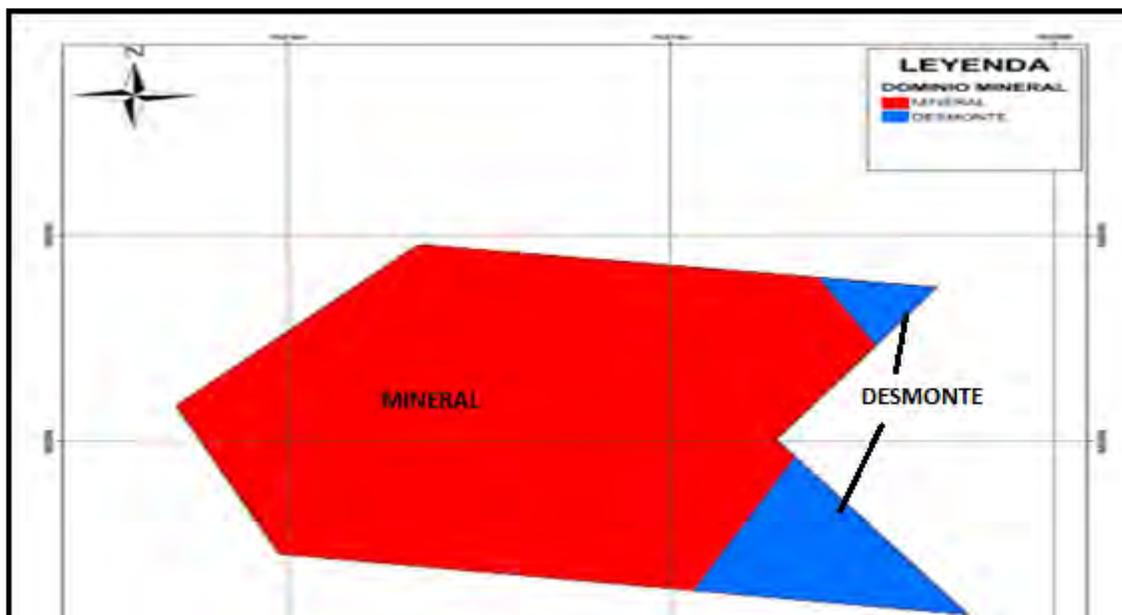
3.1.7.4.3. Malla de perforación.

Para el diseño de la malla de perforación se utilizó la fórmula de Pearse 1955 y Andersen, para el cálculo de burden y espaciamiento y para distribuir en todo el área de plataforma de perforación se utiliza la forma triángulos equiláteros que proporciona la mejor distribución de la energía del explosivo en la roca y permite obtener una mayor flexibilidad en el diseño de la secuencia de encendido y dirección de salida, en base a datos proporcionados por el área de geología como el tipo de alteración de la roca, tipo de material (mineral o desmonte), datos del área de geotecnia y la granulometría requerida en el pad de lixiviación que es en promedio una granulometría de 4 pulg.

El tipo de material (mineral o desmonte)

Para diseño de malla se tiene que tener en cuenta el tipo material por la fragmentación requerida en el pad de lixiviación en caso de mineral y por la dimensión y características de los equipos utilizado para el minado, tal como muestra en figura N° 36 donde nos muestra el dominio de material del banco 4600 proyecto 02, donde de color rojo es mineral y de color azul es desmonte.

Figura 37 Parámetros de perforación en función al diseño del tajo y características geo mecánica

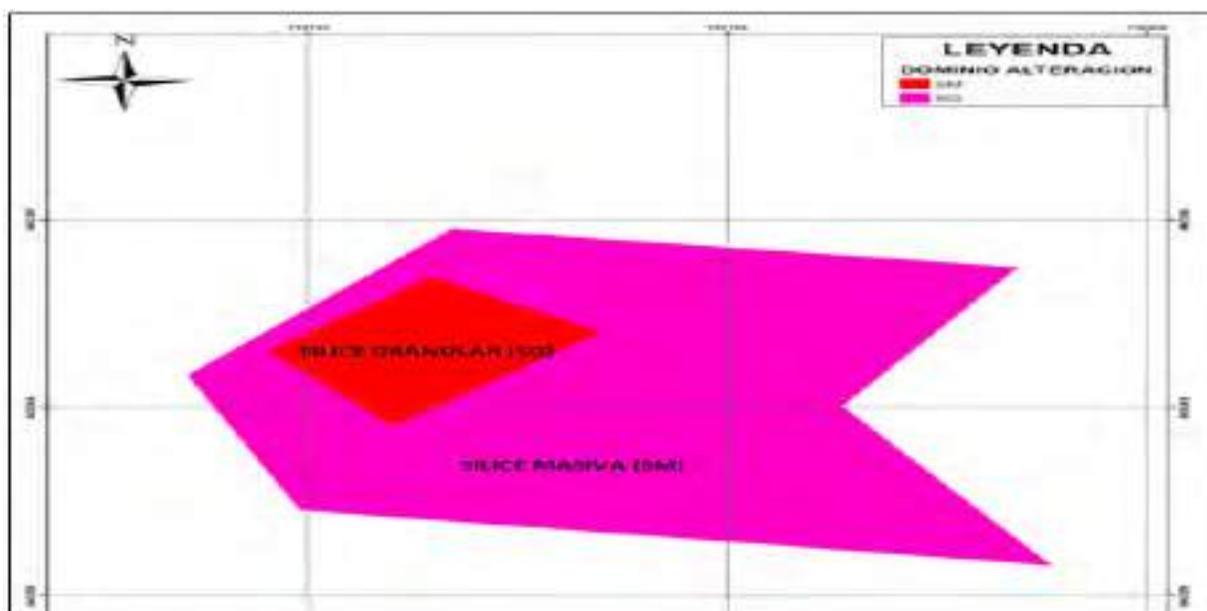


Nota: Fuente, Área Geología - ANABÍ SAC.

Tipo de alteración de la roca.

Los dominios de alteración proporcionados por el área de geología también inciden en el diseño de la malla de perforación por sus características geotécnicas de del tipo de alteración de la roca a perforar tal como muestra en la figura N° 37 donde se tiene el dominio de alteración de roca del banco 4600 proyecto 02, donde de color rojo es de alteración Sílice masiva y de color rosado es de alteración sílice granular.

Figura 38 Dominio de alteración



Nota: Fuente, Área Geología - ANABÍ SAC.

Clasificación de roca ANABÍ SAC

Tabla 17 Clasificación de Rocas

TIPO DE ROCA	DUREZA	UCS (MPa)
Sílice Granular	Muy Dura	100 – 250
Sílice Masiva	Dura	50 – 100
Sílice Alunita	Media	25 – 50
Argilico	Baja	5 – 25

Nota: Fuente, Área Geología – ANABÍ SAC.

En base a esta información se han calculado diferentes dimensiones de la malla de perforación, que se detallaran a continuación.

Para este cálculo de burden y espaciamiento se tomará en cuenta la presión de detonación del explosivo en este caso de Heavy Anfo (55) y resistencia a la tracción de la roca, los cuales serán utilizados en la fórmula de Pearse (1955).

3.1.7.4.4. *Calculo de Burden para mineral*

Utilizando la fórmula de Pearse (1955), para reemplazar las variables de la formula se consideran las características del explosivo Heavy Anfo 55 (HA55)

$$B = K_v \times 10^{-3} \times DX \left[\frac{PD}{RT} \right]^{\frac{1}{2}}$$

Donde:

D: diámetro del taladro en (mm)

PD: Presión de Detonación del explosivo (Kg/cm²)

RT: Resistencia a la Tracción de la roca (Kg/cm²)

K_v: contante de la roca (0.7 – 1)

K_v también conocido como factor de volabilidad de roca se determina de la fórmula de pearce.

Lopez, (1987) afirma “para el calcular de burden a partir del RQD (Índice de calidad de roca) corregido, por un coeficiente de alteración que tiene en cuenta la resistencia de las discontinuidades en función de su apertura de estas y el tipo de relleno”

El factor de la volabilidad de la roca está en función del RQD corregido por un factor de la corrección que depende de la dureza de la roca. El procedimiento de cálculo de este parámetro es como sigue:

Cálculo del índice de calidad de roca equivalente (E_{RQD} – Borquez 1981)

$$E_{RQD} = RQD \times JSF$$

Donde:

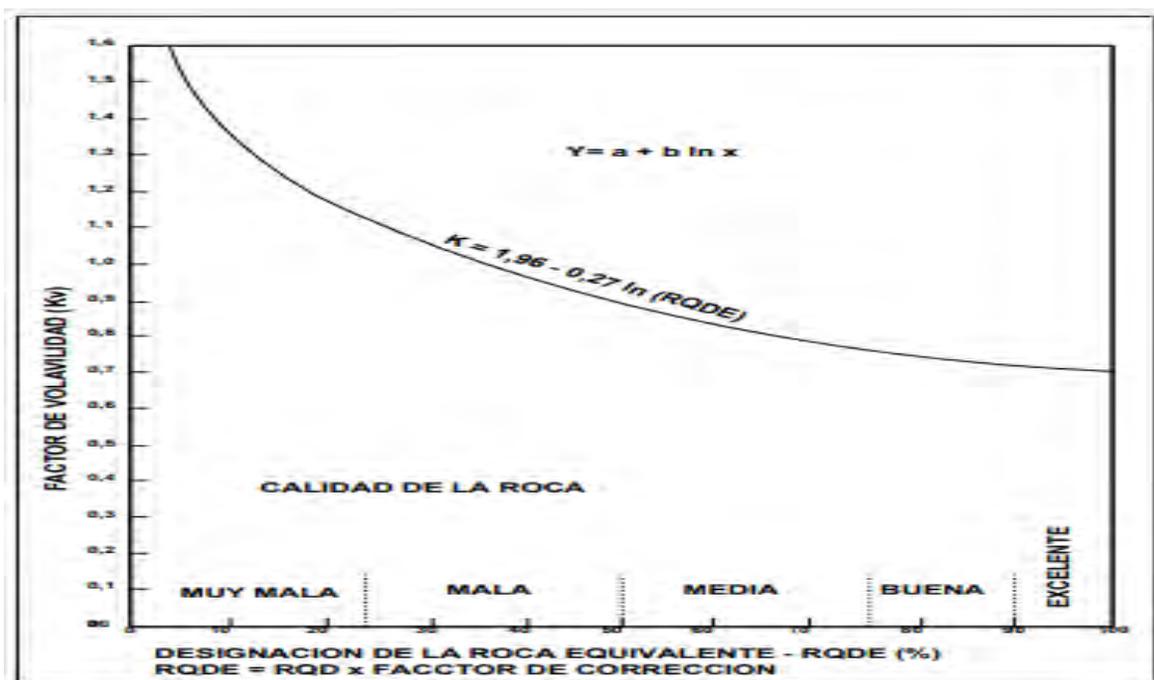
E_{RQD} = Índice de calidad de roca equivalente

RQD = Índice de calidad de roca (%)

JSF = Factor de corrección por la resistencia en los contactos

Resistencia de las discontinuidades	Factor de corrección
Alta	1.0
Media	0.9
Baja	0.8
Muy baja	0.7

Nota: Fuente, López, 2003



Nota: Fuente, López, 1987

Por la calidad de la roca se considera el factor de corrección 1.0. según que se muestra en la foto de geotecnia se tiene un RQD de 81.9% reemplazando en la fórmula:

$$E_{RQD} = RQD \times JSF$$

$$E_{RQD} = 81.9 \times 1.0$$

$$E_{RQD} = 81.9$$

Utilizando la figura según lo calculado de índice de calidad de roca equivalente se ubica en la ecuación obteniendo el factor de volabilidad.

$$K_v = 0.8$$

Calculo de presión de detonación (Pd)

$$Pd = \frac{\rho * VOD^2}{4} * 10^{-5}$$

Donde:

Pd= presión de detonación

ρ = Densidad del explosivo: 1.297 gr/cc

VOD= Velocidad de Onda de Detonación para HA55: 5100 m/seg

$$Pd = \frac{1.297 * 5100^2}{4} * 10^{-5}$$

$$Pd = 84.33 \text{KBar} = 85999.72 \text{Kg/cm}^2$$

Considerando:

D = 6.75 pulg. = 171.5 mm

PD = 84.33 Kbar = 85999.72 Kg/cm²

RT = 138.55 Kg/cm²

K_v: 0.80

Reemplazando

$$B = \frac{0.8}{1000} * 171.5 * \left[\frac{85999.72}{138.55} \right]^{\frac{1}{2}}$$

$$B = 3.42 \text{ m}$$

3.5.1.1.1. Calculo de espaciamento para mineral

$$E = B * 1.15$$

Reemplazando

$$E = 3.42 * 1.15$$

$$E = 3.933 \text{ m} \cong 4.00 \text{ m}$$

Acondicionando a un triángulo equilátero para la distribución de la malla de perforación en la plataforma se tiene la siguiente tabla:

Tabla 18 *Malla de perforación en mineral con diferentes alteraciones del macizo rocoso*

Tipo de taladro	Diámetro	E (m)	B (m)	Sub drill	Alteración
Pre- corte	6 ¾	3.00	3.50	1.00	Sílice granular, masiva
Buffer1	6 ¾	3.50	3.72	1.00	Sílice granular, masiva
Producción	6 ¾	4.00	3.46	1.00	Sílice masiva, granular

Nota: Fuente, Área PER-VOL – ANABI SAC.

3.1.7.4.5. *Calculo de Burden para desmonte*

Utilizando la fórmula de Andersen (1952)

$$B = Kx\sqrt{(DxL)}$$

Donde:

K: Es una contante empírica =0.9

D: Diámetro del taladro en Pulg.=6.75

L: Longitud del taladro en Pies.=29.53

Reemplazando

La constante se K se considera 0.9 ya que la roca se considera entre dura y muy dura y el índice de calidad de roca buena a muy buena

$$B = 0.9\sqrt{(6.75x29.53)} = 12.706 \text{ pies}$$

$$B = 3.87 \text{ m} \cong 3.90 \text{ m}$$

3.1.7.4.6. *Calculando Espaciamiento para Desmonte*

$$E = Bx1.15$$

Reemplazando

$$E = 3.90 * 1.15$$

$$E = 4.49 \text{ m} \cong 4.50 \text{ m}$$

Acondicionando a un triángulo equilátero para la distribución de la malla de perforación en la plataforma se tiene la siguiente tabla:

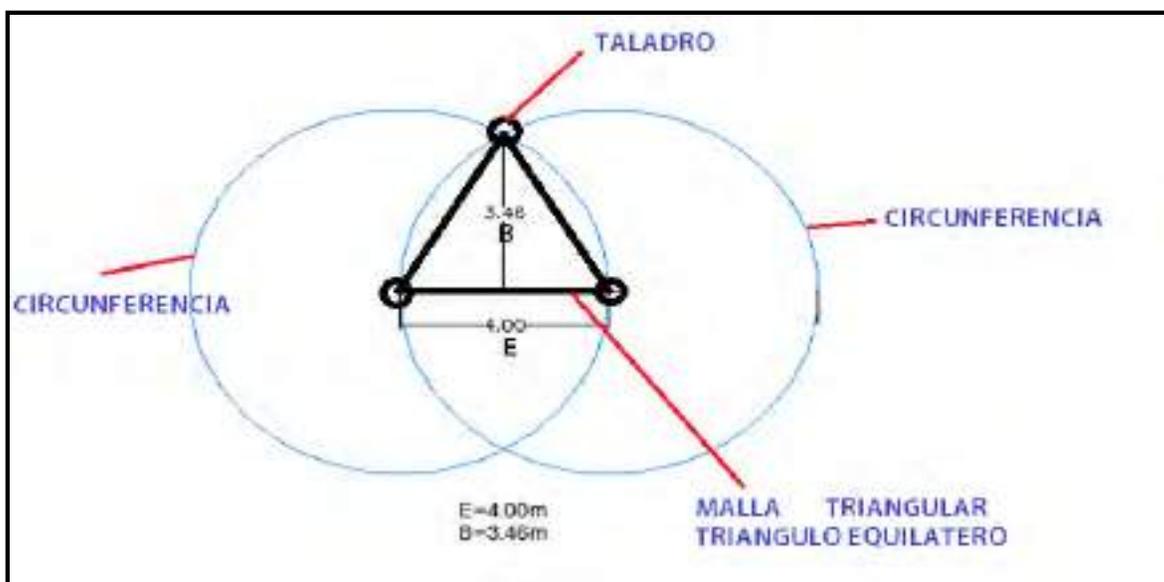
Tabla 19 *Malla de perforación en desmonte*

Tipo de taladro	Diámetro	E (m)	B (m)	Sub drill	Alteración
Pre- corte	6 ¾	3.00	3.50	1.00	Sílice masiva
Buffer	6 ¾	3.50	4.33	1.00	Sílice masiva
Producción	6 ¾	4.50	3.90	1.00	Sílice masiva

Nota: Fuente, Área de PER-VOL – ANABI SAC.

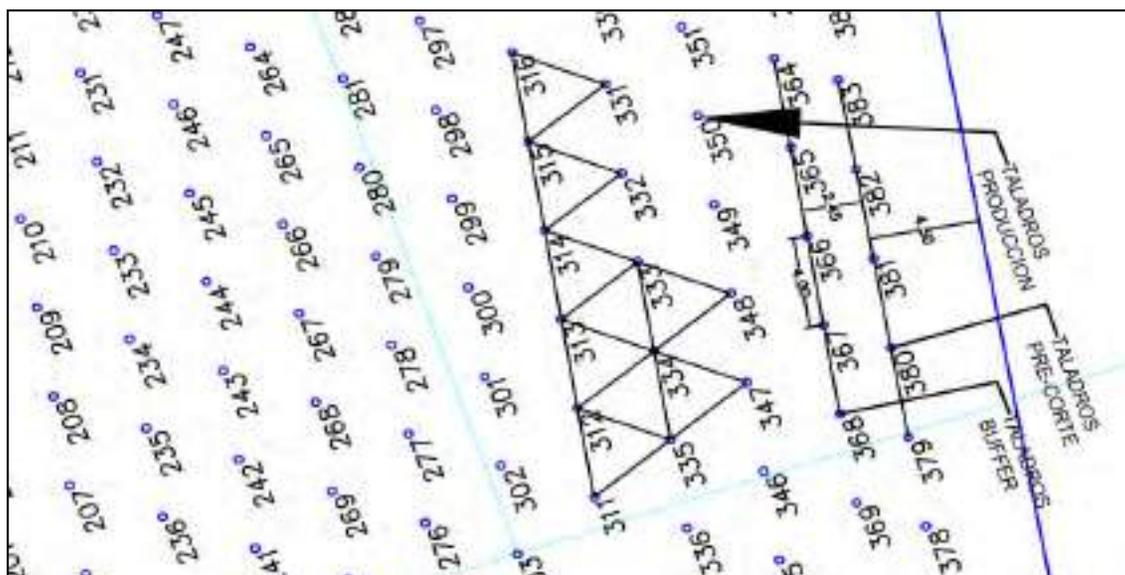
La malla de perforación empleada en la unidad minera Utunsa en la malla triangular, para la formación de un triángulo equilátero, se genera a través de 2 circunferencias en donde el radio es el base del triángulo equilátero para las 2 circunferencias izquierdo y derecho, unidos con la intersección de la circunferencia se genera el triángulo equilátero y en cada vértice del triángulo se ubican los taladros tal como se muestra en la figura Nro 38, para luego distribuir en la malla de perforación.

Figura 39 Diseño de malla de perforación con explosivo actual burden y espaciamento



Nota: Fuente, Área de PER-VOL – ANABI SAC

Figura 40 Distribución del triángulo equilátero en la malla de perforación y los taladros de pre-corte y bufer



Nota: Fuente, Área de PER-VOL – ANABI SAC

3.1.7.4.7. COSTOS DE PERFORACIÓN

La perforación se realiza con equipos de perforación de marca Atlas Copco dichos equipos son alquiler de la empresa Mur Wy con la siguiente tarifa horaria.

Tabla 20 Tarifa de equipos de perforación

EQUIPO DE PERFORACIÓN	HORAS MAQUINA (US\$/Hora)	VELOCIDAD DE PERFORACIÓN (m/Hr)	COSTO UNITARIO (US\$/m)
Perforadora DM45-03	138	28	4.93
Perforadora DM45HP-06	143	30	4.77
Perforadora DML-07	143	32	4.47
Total Promedio			4.72

Nota: Fuente, Área de PER-VOL – ANABI SAC

A parte de los costos por hora máquina de las perforadoras se tiene los costos de aceros, personal (supervisor, operadores de equipos, ayudantes y choferes de camioneta) y equipos de protección personal (EPPs) que van directamente al centro de costos de perforación, sumado todo ello se tiene un costo total de perforación.

Costo de aceros de perforación

$$\text{Costo unitario de aceros de perforacion} = \frac{\text{costo de acero (US\$)}}{\text{vida util de acero (m)}}$$

Tabla 21 Costo de aceros de perforación

ACCESORIOS DE PERFORACIÓN	VIDA ÚTIL (m)	Costo US\$	C.U. US\$/m
ADAPTER PIN BECO - PIN API SPLINDE FLAT 4.1/2" LONG. 20 CM Ø5.1/2"	15242.83	746	0.05
BARRA Ø5.1/2"XPARED=3/4"XL=30' - 3.1/2" BECO BOX-BOX	15242.83	2446.31	0.16
BOCINA CENTRALIZADORA A° F° BP 280 - Øe=245 X Øi=116 X L=170 MM	15000	630	0.04
ACOPLE PARA MARTILLO 5.88" DIAMETRO X 20 CM LONG HILO PIN BECO 3 1/2" X BOX REG 3 1/2"	5247.5	740	0.14
DTH HAMMER - MINCON 6BH HAMMER (QL60 SHANK) WITH RETRAC BUTTONS (SERIE MB601AS01B)	5247.5	4375.05	0.83
MINCON CHUCK(DRIVE SUB) - MB615CK01	6000	511.04	0.09
BROCA 6.3/4" QL60 B66QL60F12DW 171MM QL6 FF 18MM C/WEAR PAD (PROTECCION PERIFERICA)	712	649.38	0.91
COPA P/AFILAR BROCAS 19MM – PILOT	2600	84.67	0.03
COSTO TOTAL DE ACCESORIOS DE PERFORACIÓN			2.26

Nota: Fuente, Área de PER-VOL – ANABI SAC

Costo unitario de tarifa de combustible

$$\text{Costo Unitario} = \frac{\text{ratio de consumo} \left(\frac{\text{Gal}}{\text{Hr}} \right) \times \text{Precio del combustible (US\$/Gal)}}{\text{velocidad de perforacion} \left(\frac{\text{m}}{\text{Hr}} \right)}$$

Tabla 22 Costo Tarifa de combustible

EQUIPO DE PERFORACIÓN	RATIO DE CONSUMO (Gal/Hr)	P. COMBUSTIBLE (US\$/Gal)	COSTO POR HORA (US\$/Hr)	V.P (m/Hr)	COSTO UNITARIO (US\$/m)
Perforadora DM45-03	20.25	2.67	54.07	28	1.93
Perforadora DM45HP-06	20.31	2.67	54.22	30	1.81
Perforadora DML-07	22.70	2.67	60.61	32	1.89
Total Promedio					1.88

Nota: Fuente, Área de PER-VOL – ANABI SAC

Costo unitario por toneladas métricas

Para el análisis del presente trabajo en perforación se realizará los costos por unidad de toneladas métricas ya que la aplicación del nuevo explosivo incide en el volumen de un determinado proyecto por ello varia la cantidad de taladros a perforar por ende la cantidad de metros a perforar.

$$\text{Costo unitario total} = \frac{\text{costo de perforacion total} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Tal}} \right)}{\text{tonelas rotas} \left(\frac{\text{TM}}{\text{Tal}} \right)}$$

Tabla 23 Costo total Unitario por toneladas métricas de mineral

COSTO UNITARIO	COSTO UNITARIO (US\$/m)	METROS PERFORADOS POR TALADRO (m)	COSTO POR TALADRO (US\$/Tal)	MALLA DE PERFORACIÓN MINERAL (ExB)	DENSIDAD DE LA ROCA (TM/m3)	COSTO UNITARIO POR TONELADA (US\$/TM)
HORAS MAQUINA ACCESORIOS DE PERFORACIÓN COMBUSTIBLE	4.72	9	42.48	4.00x3.46	2.54	0.151
	2.26	9	20.34	4.00x3.46	2.54	0.072
	1.88	9	16.92	4.00x3.46	2.54	0.060
	Total Promedio					0.284

Nota: Fuente, Área de PER-VOL – ANABI SAC

Tabla 24 Costo total Unitario por toneladas métricas de desmonte

COSTO UNITARIO	COSTO UNITARIO (US\$/m)	METROS PERFORADOS POR TALADRO (m)	COSTO POR TALADRO (US\$/Tal)	MALLA DE PERFORACIÓN MINERAL (ExB)	DENSIDAD DE LA ROCA (TM/m3)	COSTO UNITARIO POR TONELADA (US\$/TM)
HORAS MAQUINA ACCESORIOS DE PERFORACIÓN COMBUSTIBLE	4.72	9	42.48	4.50x3.90	2.54	0.119
	2.26	9	20.34	4.50x3.90	2.54	0.057
	1.88	9	16.92	4.50x3.90	2.54	0.047
	Total Promedio					0.224

Nota: Fuente, Área de PER-VOL – ANABI SAC

En este cálculo de costos es por unidad del área de influencia del taladro ya que el análisis de los resultados será la incidencia del explosivo SAN G APU con respecto al explosivo actual HA 55 en tal sentido tiene a variar el espaciamiento y burden.

Se tiene los costos unitarios histórico por unidad de metros desde el mes de enero hasta el mes de junio utilizando explosivo actual HA 55 en este reporte de costos por la minera ANABI S.A.C. es el costo total (operadores, ayudantes, supervisores, EPPs, trabajos auxiliares entre otros)

Tabla 25 Costo de perforación histórico hasta el mes de junio del año 2021

MES	Metros perforados (m)	Gastos operativos (US\$)	Costo Unitario (US\$/m)	Costo US\$/tmt	Costo US\$/oz
ENERO	17604.5	229172.85	13.018	1.29	44.85
FEBRERO	26458	322361.49	12.184	1.2	51.04
MARZO	25729	294802.74	11.458	0.95	57.63
ABRIL	31274.4	394727.27	12.621	1.01	88.67
MAYO	32471	398169.55	12.262	0.9	84.41
JUNIO	35636.4	418022.23	11.730	0.84	80.1
	PROMEDIO		12.212	1.03	67.78

Nota: Fuente, Área de PER-VOL – ANABI SAC

3.1.7.5. VOLADURA ACTUAL.

Actividad que consiste en hacer reaccionar los explosivos contenidos en los taladros con la finalidad de fragmentar el material para que pueda ser cargado, transportados y lixiviado.

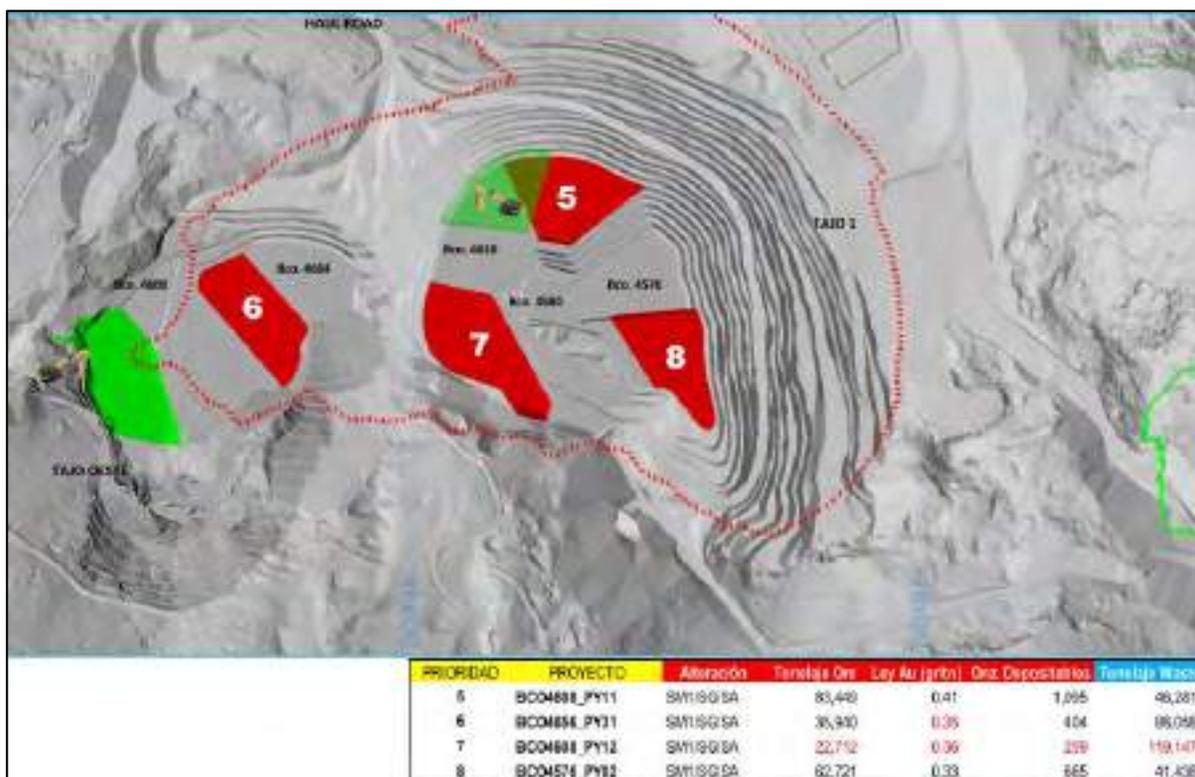
El carguío de los taladros está a cargo de la compañía minera ANABI S.A.C con los productos y asistencia técnica de la empresa FAMESA EXPLOSIVOS.

- Explosivo Utilizado: Heavy Anfo 55 (HA55)
- Anfo = Nitrato de Amonio (NH₄NO₃)+ Petróleo Diésel Nro. 2, en la proporción de 94% y 6% respectivamente.

En la unidad minera Utunsa la voladura se realiza con explosivo Heavy Anfo 55 (50% Anfo y 50 % de emulsión matriz), con un Factor de Potencia de 0.77 Kg/TM.

La planificación de voladura es garantizar el stock de mineral y desmonte para la producción.

Figura 41 Plan de voladura en la Unidad Minera Utunsa



Nota; Fuente, Área Planeamiento – ANABÍ SAC.

3.1.7.5.1. PARÁMETROS DE VOLADURA

En la voladura de los proyectos de tajo 1 de la unidad minera Utunsa se utiliza Heavy Anfo 55 (50% de Anfo y 50% de Emulsión matriz) para ello se tiene los siguientes parámetros de voladura.

3.1.7.5.2. CALCULO DE BURDEN PARA MINERAL

Utilizando la fórmula de Pearse (1955)

$$B = K_v \times 10^{-3} \times DX \left[\frac{PD}{RT} \right]^{\frac{1}{2}}$$

Donde:

D: diámetro del taladro en (mm)

PD: Presión de Detonación del explosivo (Kg/cm²)

RT: Resistencia a la Tracción de la roca (Kg/cm²)

K_v: contante de la roca (0.7 – 1)

K_v también conocido como factor de volabilidad de roca se determina de la fórmula de pearce.

Lopez, (1987) afirma “para el calcular de burden a partir del RQD (Índice de calidad de roca)

corregido, por un coeficiente de alteración que tiene en cuenta la resistencia de las

discontinuidades en función de su apertura de estas y el tipo de relleno”

El factor de la volabilidad de la roca está en función del RQD corregido por un factor de la corrección que depende de la dureza de la roca. El procedimiento de cálculo de este parámetro es como sigue:

Cálculo del índice de calidad de roca equivalente (E_{RQD} – Borquez 1981)

$$E_{RQD} = RQD \times JSF$$

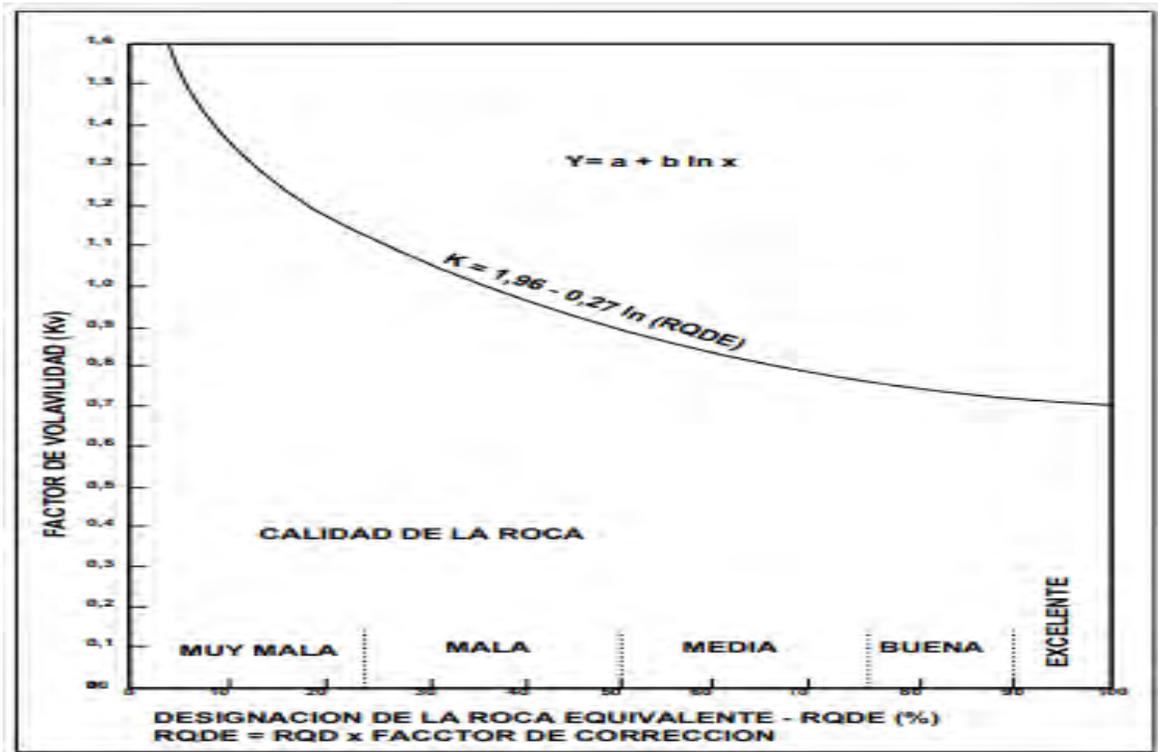
Donde:

RQD=Índice de calidad de roca (%)

JSF=Factor de corrección por la resistencia en los contactos

Resistencia de las discontinuidades	Factor de corrección
Alta	1.0
Media	0.9
Baja	0.8
Muy baja	0.7

Nota: Fuente, López, 2003



Nota: Fuente, López, 2003

Por la calidad de la roca se considera el factor de corrección 1.0. según que se muestra en la foto de geotecnia se tiene un RQD de 81.9% reemplazando en la fórmula:

$$E_{RQD} = RQD \times JSF$$

$$E_{RQD} = 81.9 \times 1.0$$

$$E_{RQD} = 81.9$$

Utilizando la figura según lo calculado de índice de calidad de roca equivalente se ubica en la ecuación obteniendo el factor de volabilidad.

$$K_v = 0.8$$

Calculo de presión de detonación (Pd)

$$Pd = \frac{\rho * VOD^2}{4} * 10^{-5}$$

Donde:

Pd= presión de detonación

ρ = Densidad del explosivo: 1.297 gr/cc

VOD= Velocidad de Onda de Detonación: 5100 m/seg

$$Pd = \frac{1.297 * 5100^2}{4} * 10^{-5}$$

$$Pd = 84.33 \text{KBar} = 85999.72 \text{ Kg/cm}^2$$

Considerando:

D = 6.75 pulg. = 171.5 mm

PD = 84.33 Kbar = 85999.72 Kg/cm²

RT = 138.55 Kg/cm²

K_V: 0.8/1000

Reemplazando

$$B = \frac{0.8}{1000} x 171.5 x \left[\frac{85999.72}{138.55} \right]^{\frac{1}{2}}$$

$$B = 3.42 \text{ m}$$

3.1.7.5.3. *Calculo de Burden para desmonte*

Utilizando la fórmula de Andersen (1952)

$$B = Kx\sqrt{(DxL)}$$

Donde:

K: Es una contante =0.9

D: Diámetro del taladro en Pulg.=6.75

L: Longitud del taladro en Pies.=29.53

Reemplazando

$$B = 0.9x\sqrt{(6.75x29.53)} = 12.706 \text{ pies}$$

$$B = 3.87 \text{ m} \cong 3.90 \text{ m}$$

3.1.7.5.4. SOBRE PERFORACIÓN (J)

$$J=K_J \times B$$

Donde:

B: Burden

K_J : Es una constante que varía de acuerdo tipo de roca

Tipo de Roca	Valor de K_J
Roca suave	0.20
Roca media	0.25
Roca dura	0.30

Reemplazando,

Mineral $J=0.30 \times 3.46$ $J=1.038$ m

Desmonte $J=0.30 \times 3.90$ $J=1.17$ m

En la unidad minera Utunsa se ajusta solo a un solo sobre perforación.

$J=1.00$ m

3.1.7.5.5. TACO (T)

Taco para mineral

$$T=0.7 \times B$$

$$T=0.7 \times 3.46 \quad T=2.42 \quad T \cong 2.5\text{m}$$

Taco para desmonte

$$T=0.7 \times B$$

$$T=0.7 \times 3.90 \quad T=2.73 \quad T \cong 3.00\text{m}$$

3.1.7.5.6. LONGITUD DEL TALADRO (L)

$$L=H+J$$

Donde:

L: Longitud de taladro

H: Altura del Banco

J: Sobre Perforación

VARIABLE DEL DISEÑO	RESISTENCIA DE LA ROCA (MPa)		
	Blanda <70	Medio-dura 70-180	Muy dura >180
ALTURA DEL BANCO –H	52D	44D	37D

Nota: fuente, lópez jimeno

Donde:

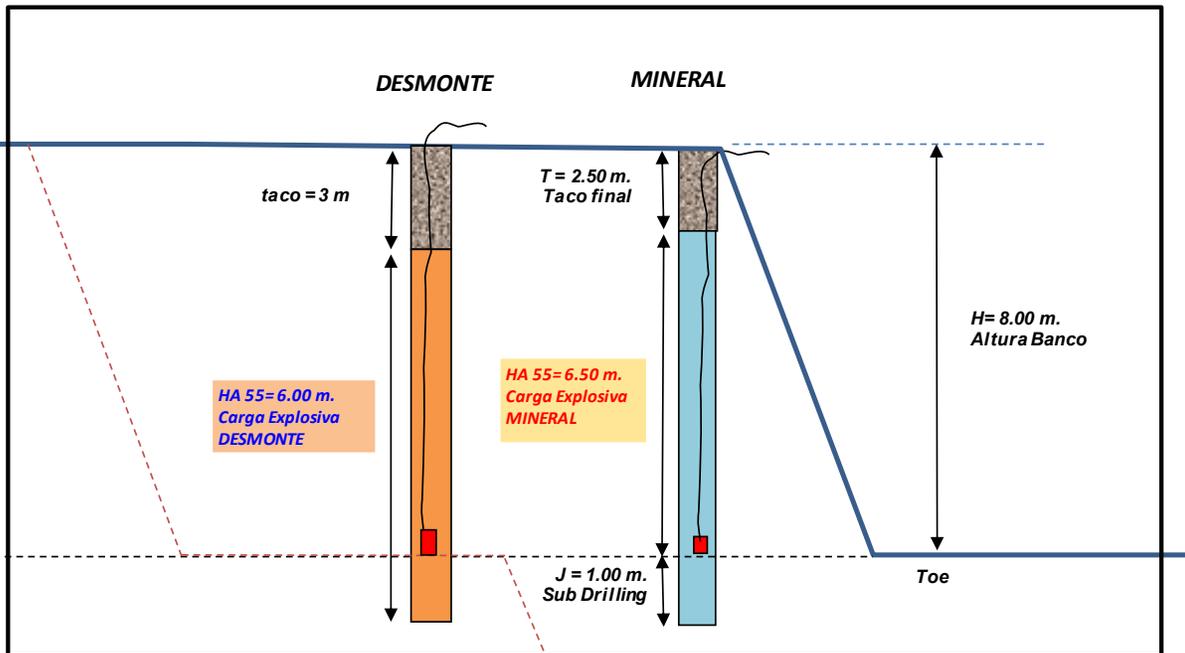
D=Diámetro de taladro en m

Entonces $H=44*0.171$ $H=7.52$ $H \cong 8$

$L=H+J$ Se utiliza esta fórmula para la longitud de perforación ya que la perforación es vertical con una inclinación de 90° con respecto a la plataforma de perforación tanto en taladros de producción, buffer 2 como en taladros de pre corte.

Entonces: $L=8+1$ $L=9$ metros

Figura 42 *Diseño de banco UM. UTUNSA*



Nota: Fuente, Area PER-VOL – ANABÍ SAC

3.1.7.5.7. DISEÑO DE CARGA

LONGITUD DE CARGA (LC)

$LC = L - T = H + J - T$
$L = H + J$

Donde:

LC: Longitud de carga

L: Longitud de taladro

T: Taco

J: Sobre perforación

Reemplazando,

$$LC = 9.0 - 2.5 \quad L = 6.5 \text{ m}$$

DENSIDAD DE CARGA LINEAL (DCL)

$$DLC = 0.507x(D_t)^2x\rho_e; Kg/m$$

Donde:

DCL= Densidad de carga lineal

D_t= Diámetro del taladro en pulg.

ρ_e= Densidad del explosivo en gr/cc

0.507: Factor de conversión de pulgadas a metros.

Si consideramos un explosivo Heavy Anfo 55 cuya densidad inicial es de 1.297gr/cc, entonces tendríamos;

$$DLC = 0.507x(6.75)^2x1.297; Kg/m$$

$$DLC = 29.96 kg/m$$

CARGA TOTAL DE EXPLOSIVO POR TALADRO (Q_t)

$$Q_t = DCLxLC; Kg/tal$$

Donde:

Q_t= Carga total del explosivo por taladro Kg/tal

DCL= Densidad de carga lineal Kg/m

LC= Longitud de carga m

Reemplazando:

$$Q_t = 29.96x6.5$$

Para mineral $Q_t = 194.74 kg/tal$

Para desmonte $Q_t = 179.76 kg/tal$

VOLUMEN ROTO (V)

$$V = BxExH; m^3$$

Donde:

V: Volumen roto

B: Burden

E: Espaciamiento

H: Altura del banco

Volumen para mineral $V = 4.0 \times 3.46 \times 8 = 110.72 \text{ m}^3/\text{tal}$

Volumen para desmonte $V = 4.5 \times 3.90 \times 8 = 140.4 \text{ m}^3/\text{tal}$

TONELAJE ROTO (TN)

$$TN = V \times \rho_r; \text{Ton}$$

TN: Toneladas rotas

V: Volumen Roto

ρ_r = densidad de roca (ρ_r) de 2.54 TM/m³

Tonelaje para mineral $TN = 110.72 \times 2.54 = 281.228 \text{ TM}/\text{tal}$

Tonelaje para desmonte $TN = 140.4 \times 2.54 = 356.616 \text{ TM}/\text{tal}$

FACTOR DE POTENCIA (F.P)

$$F.P = \frac{Q}{TN}; \text{Kg/TM}$$

Donde:

F.P. Factor de Potencia

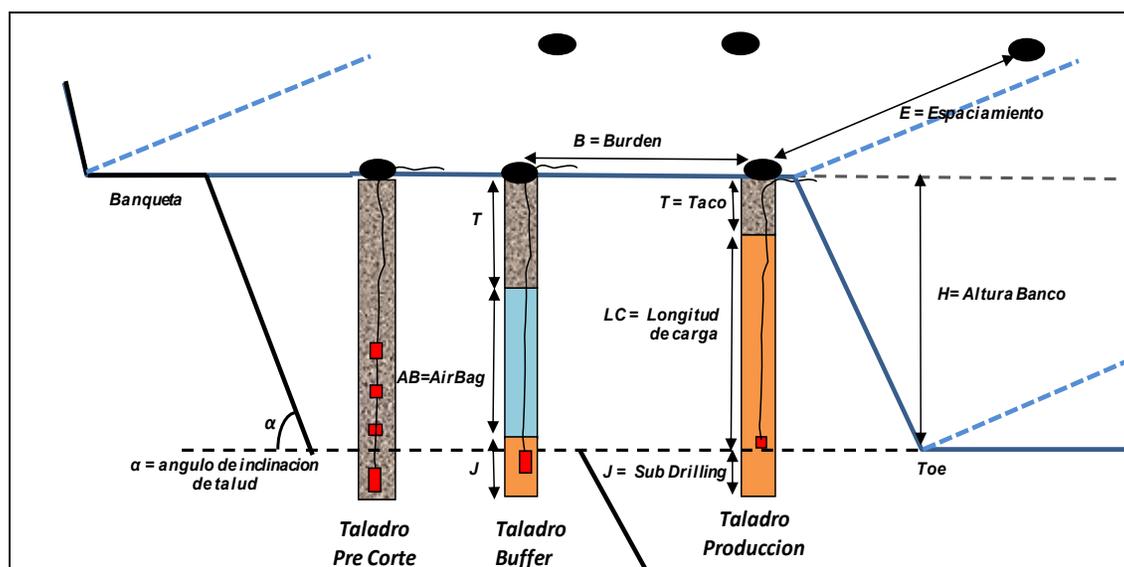
Q: Carga total del explosivo

TN: Toneladas rotas

Factor de Potencia para mineral $F.P = \frac{194.74}{281.228} = 0.69 \text{ kg/TM}$

Factor de Potencia para mineral $F.P = \frac{179.76}{356.616} = 0.50 \text{kg/TM}$

Figura 43 Diseño de parámetros de voladura



Nota: Fuente, Area PER-VOL – ANABÍ SAC

Se tiene el resumen según datos de camión fábrica, cantidad de explosivo aplicado por proyecto según detalla en el siguiente cuadro y cálculo de densidades en campo.

Tabla 26 Factor de Potencia (F.P) y Factor de Carga Lineal (F.C.L) histórico de la unidad minera UTUNSA.

BANCO	PROY	TM (t)	Explosivo (kg)	F.P (kg/t)	F.C.L (kg/m)
4584	1	115545.60	73490.85	0.64	29.87
4592	1	87929.86	67106.38	0.76	27.20
	2	93007.87	80239.36	0.86	30.74
4600	1	116640.00	98518.68	0.84	34.84
	2	113947.20	98518.68	0.86	36.18
	3	78451.20	51123.40	0.65	26.73
	2	99516.48	98927.66	0.99	38.09
4608	3	108862.08	81780.85	0.75	30.58
	4	108862.08	75902.13	0.70	36.15
	5	85280.81	71756.60	0.84	33.61
	6	63422.32	39566.38	0.62	26.13
	7	109834.18	83187.23	0.76	33.54
	6	120020.35	70979.04	0.59	32.29
	7	87838.85	83797.87	0.72	40.17
4616	8	100147.20	71240.43	0.71	38.55
	9	71088.00	70250.00	0.99	34.37
	10	112600.80	77982.98	0.69	27.36
	13	114371.14	79862.87	0.70	31.69
4632	16	71326.37	63414.89	0.89	34.11
4648	25	120020.35	102146.81	0.85	25.29
	26	120020.35	58925.53	0.72	27.20
4656	30	71326.37	41012.77	0.58	21.46
4688	34	65387.04	71508.51	1.09	45.27
Total promedio		2235446.5	1711239.9	0.77	32.24

Nota: Fuente, Area PER-VOL – ANABÍ SAC

3.1.7.5.8. DENSIDAD DEL EXPLOSIVO ACTUAL

Esta propiedad viene a ser un factor crítico, por ello se realizan controles de viscosidad, densidad, temperatura y análisis visual de la emulsión, medidos dentro de un volumen conocido, siendo en el caso del explosivo que no gasifica (HA 55) su densidad es constante y basta con tomar una muestra durante la descarga del taladro.

Tabla 27 Densidad del explosivo Heavy Anfo 55

BANCO	PROY.	EXPLOSIVO	DENSIDAD (gr/cc)
4584	1	HA 55	1.291
4592	2	HA 55	1.290
4600	2	HA 55	1.298
4608	4	HA 55	1.300
4616	9	HA 55	1.301
4632	16	HA 55	1.301
4648	25	HA 55	1.300
4656	30	HA 55	1.299
4688	34	HA 55	1.297
TOTAL PROMEDIO			1.297

Nota: Fuente, Area PER-VOL – ANABÍ SAC

A continuación, se detalla los materiales básicos para la determinación y medición de la densidad y cualidades propias en calidad, los cuales forman el kit de densidad para las pruebas necesarias.

Balanza.

Termómetro.

Espátula.

Vaso calibrado, de presencia de 1lt

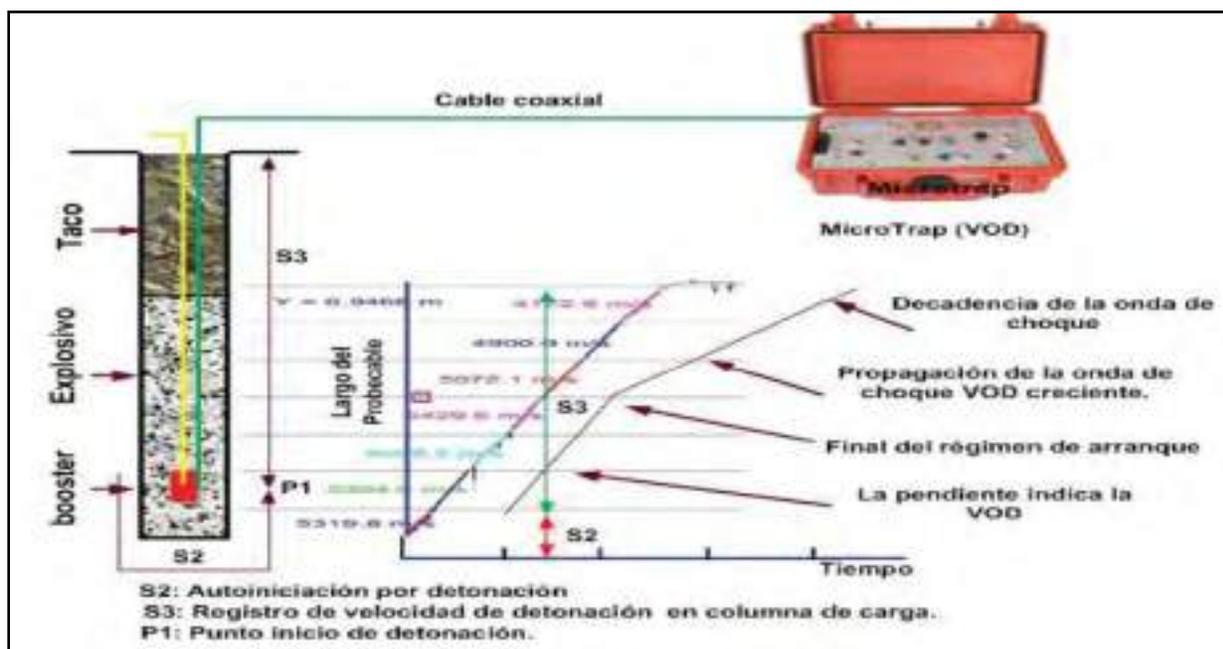
Figura 44 Materiales necesarios para la medición de densidad y temperatura.



Nota: fuente, archivo personal

3.1.7.5.9. MEDICIÓN DE LA VELOCIDAD DE ONDA DE DETONACIÓN (VOD)

La velocidad de la onda de detonación que se propaga a través de la columna explosiva, se realiza con un equipo de medición Micro Trap que permite medir la VOD (**Figura 44**) por proyecto de voladura por el método de corto circuito, siendo posible en este caso su instalación en un solo taladro debido a perturbaciones durante la medición o halos de energía compartida por taladros continuos y posibilidades de fallas en la medición o cortes.



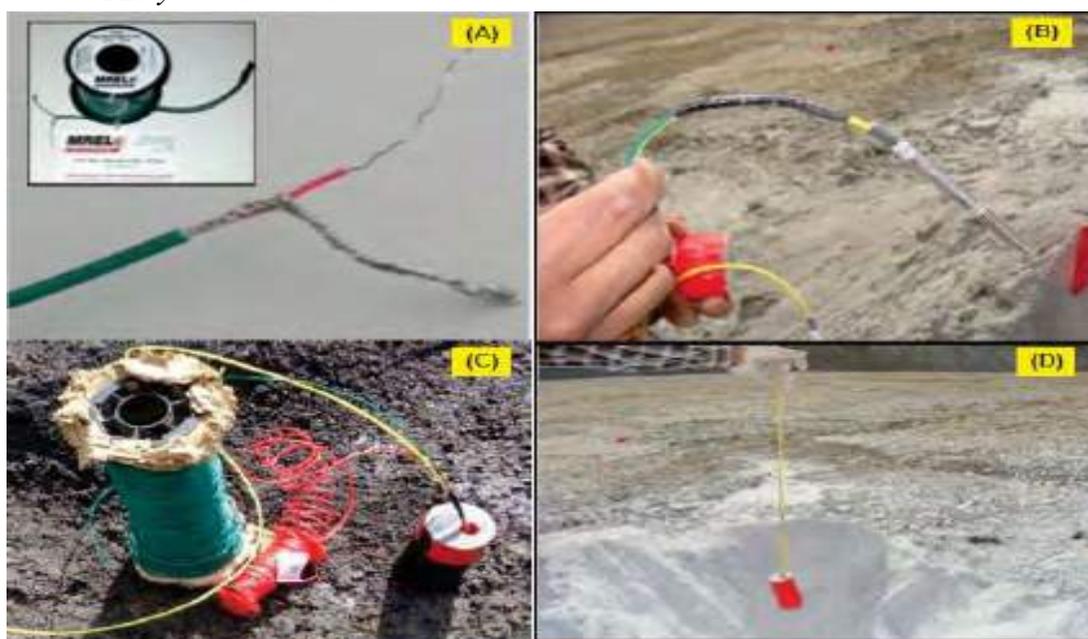
Nota: Fuente, Elaboración de la empresa FAMESA EXPLOSIVOS.

El método de medición de la VOD consiste en medir la disminución de la resistencia de un circuito eléctrico, a medida que el frente de detonación consume un cable resistivo. Esto se logra mediante la instalación de un Probecable con rango de resistencia permitido por el Micro Trap. De 50 a 3 000 ohms, y con una resistencia del probecable es de 10.8 ohms/m, se necesitara 10 metros de Probecable para poder medir la VOD en un taladro de 9.00 metros de profundidad; de esta manera se logra unir con el cable coaxial que va unida al equipo Micro Trap ubicada a una distancia segura de 80m.

El probecable al retirar la capa aislante de un extremo se hace un corto circuito conectado al cable de protección del cable conductor central (A), se une conjuntamente al detonador electrónico con cinta aislante (B), luego se enrosca junto al Booster o iniciador (C) y finalmente se introduce al taladro (D) y se extiende a lo largo de la columna explosiva Figura 45 A medida que el frente de detonación del explosivo consume el cable resistivo, la resistencia del corto circuito disminuirá en proporción a la reducción del largo del Probecable. De esta manera el

equipo MicroTrap registra la disminución resultante en voltaje en comparación con el tiempo. El software convierte los datos en un gráfico de distancia versus tiempo, como se puede apreciar en la figura 45. El desarrollo de la velocidad de detonación se registra de manera continua hasta alcanzar el material de taco, posteriormente recae el registro de medición. El resultado de la medición es una gradiente que indica la velocidad obtenida.

Figura 46 *Instalación del probecable resistivo (verde) junto al booster de 1Lb y sistema de iniciación*



Nota: Fuente, Elaboración de la empresa FAMESA EXPLOSIVOS.

Tabla 28 Resultado de medición con HEAVY ANFO 55 a base de emulsión matriz.
Densidad y VOD

BANCO	PROY.	EXPLOSIVO (HA55)	DENSIDAD (gr/cc)	VOD HA55 (m/s)
4584	1	HA 55	1.291	5100
4592	2	HA 55	1.290	5100
4600	2	HA 55	1.298	5100
4608	4	HA 55	1.300	5100
4616	9	HA 55	1.301	5100
4632	16	HA 55	1.301	5100
4648	25	HA 55	1.300	5100
4656	30	HA 55	1.299	5100
4688	34	HA 55	1.297	5100
TOTAL PROMEDIO			1.297	5100

Nota: Fuente, Elaboración de la empresa FAMESA EXPLOSIVOS.

3.1.7.5.10. FRAGMENTACIÓN CON HEAVY ANFO 55 (HA55)

Mediante el estudio, se ha podido recopilar información en cuanto a las pruebas realizadas de densidad, velocidad de detonación y análisis de fragmentación obtenidas con el explosivo línea base Heavy Anfo 55; así mismo se recabó información de los proyectos detonados en base al porcentaje pasante (P80) del material fragmentado para ello se utiliza el Software WipFrag y el método de mallas pasantes.

Para el análisis de P80 de una voladura se toma una foto representativa

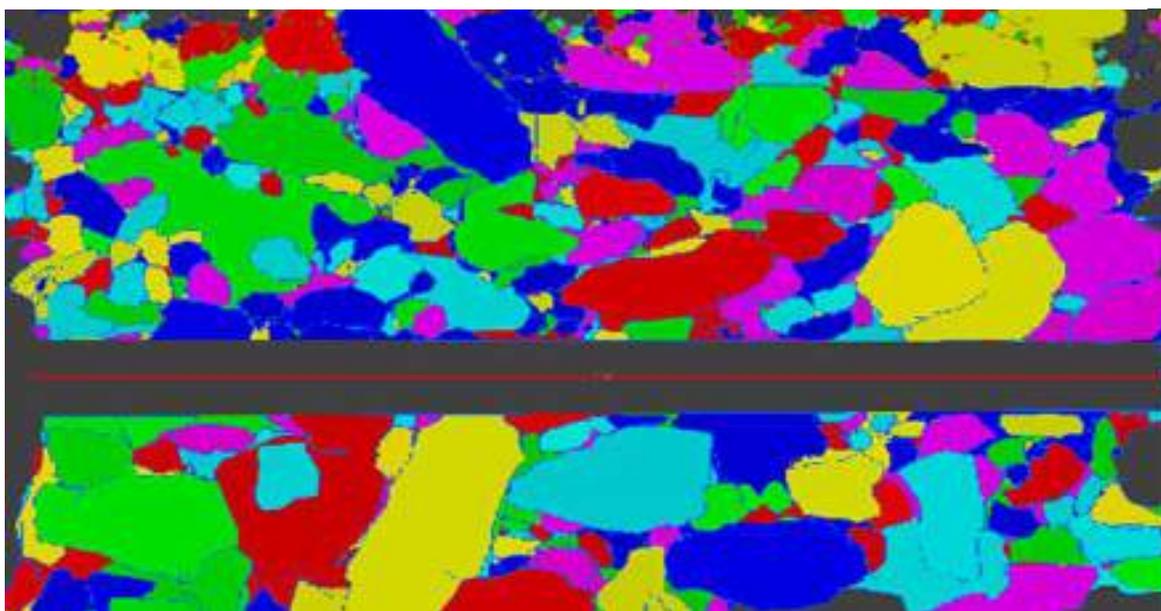
Figura 47 Ubicación de fotografías para el análisis del P80 en el software WipFrag



Nota: Fuente, Archivo personal

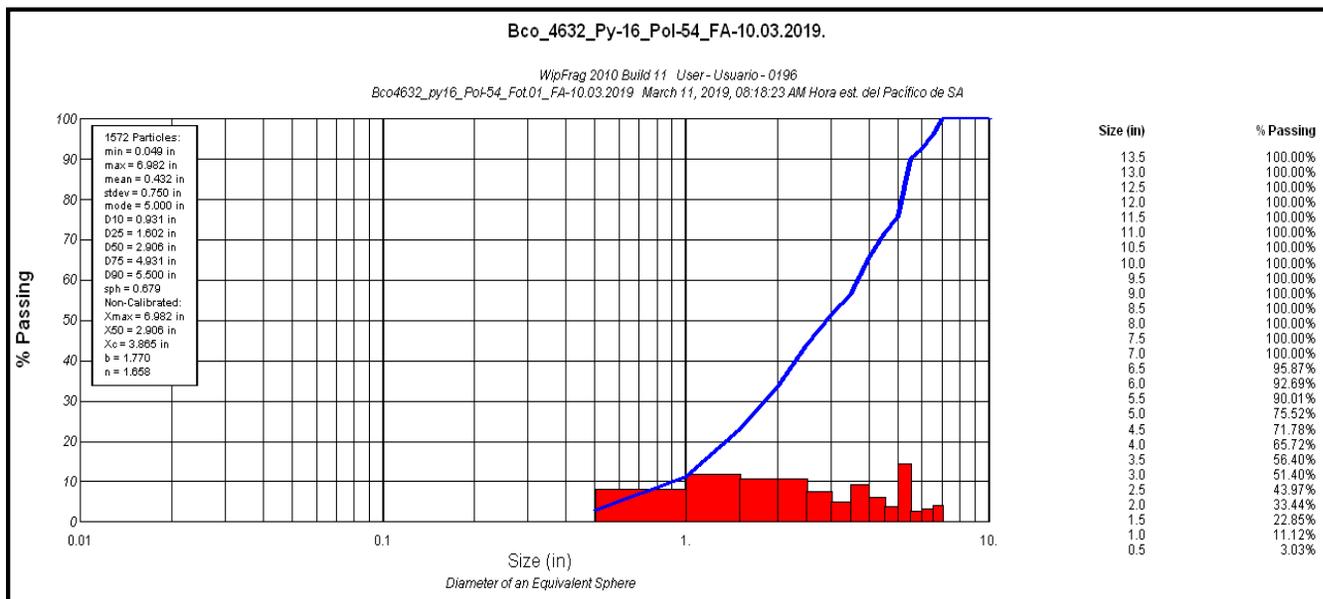
Una vez tomada la foto con una se procede a delimitar las rocas fragmentadas en el Software WipFrag para luego determinar el P80 obtenido en la voladura.

Figura 48 Delimitación de las rocas fragmentadas



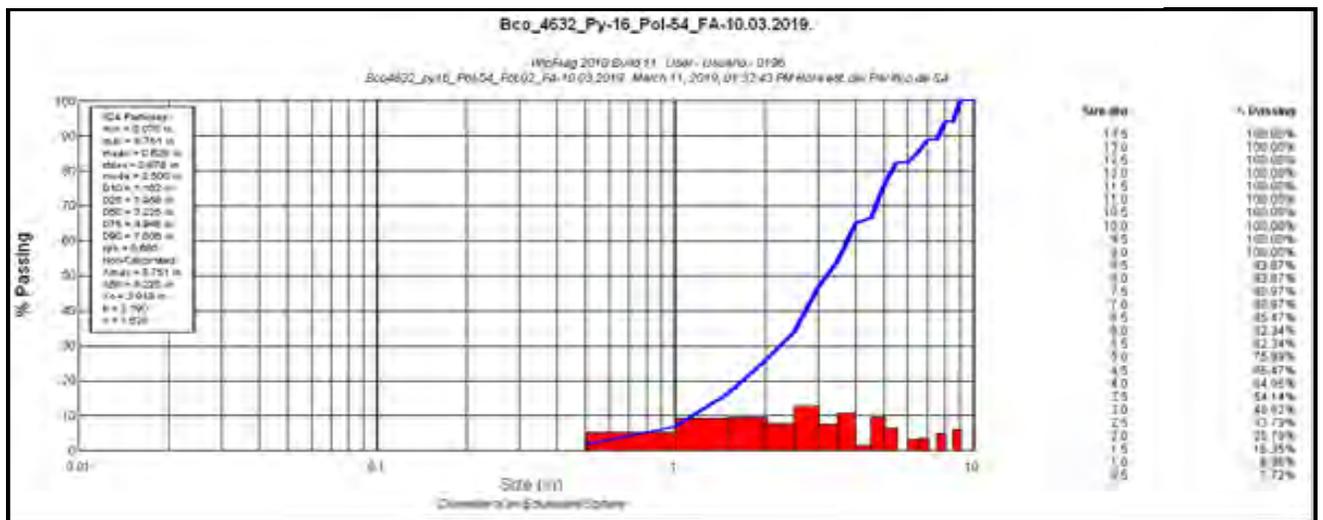
Nota: Fuente, Area PER-VOL – ANABI SAC

Figura 49 Análisis de fragmentación de P80 de la fotografía 1



Nota: Fuente, Area PER-VOL – ANABI SAC

Figura 50 Análisis de fragmentación de P80 de la fotografía 2



Nota: Fuente, Area PER-VOL – ANABI SAC

Como de observa en la figura N° 49 el resultado del análisis del P80 está entre 5.0 pulg. a 5.5 pulg. Fragmentación tabulando se tiene un P80 de 5.14 pulg.

Como se observa en la figura N° 49 el resultado del análisis del P80 está entre 5.0 pulg. A 5.5 pulg. Fragmentación tabulando se tiene un P80 de 5.32 pulg.

Otra forma de obtener el análisis de P80 es mediante método de mallas pasantes de 6", 4", 2", 1.5" y menores de 1.5".

Una vez pasada las mallas pasantes y pesadas los materiales si tiene el cálculo de P80 .

Figura 51 Mallas pasante y balanza pesando el material quedante



Tabla 29 Calculo de P80 con malla

pasantes

MALLAS PASANTES P80					
MALLA +6"	MALLA +4"	MALLA +2"	MALLA +1 1/2"	MALLA -1 1/2"	TOTAL
41	8.4	23	6.4	101	179.8
22.80%	4.67%	12.79%	3.56%	56.17%	100%
100.00%	77.20%	72.53%	59.73%	56.17%	100%

Según tabulado para el P80 de la voladura en este método de mallas pasante se tiene un valor de 4.25 pulgadas. En conclusión, se tiene en promedio un P80 de 4.903 pulgadas

Figura 52 Malla de perforación en vista aéreo



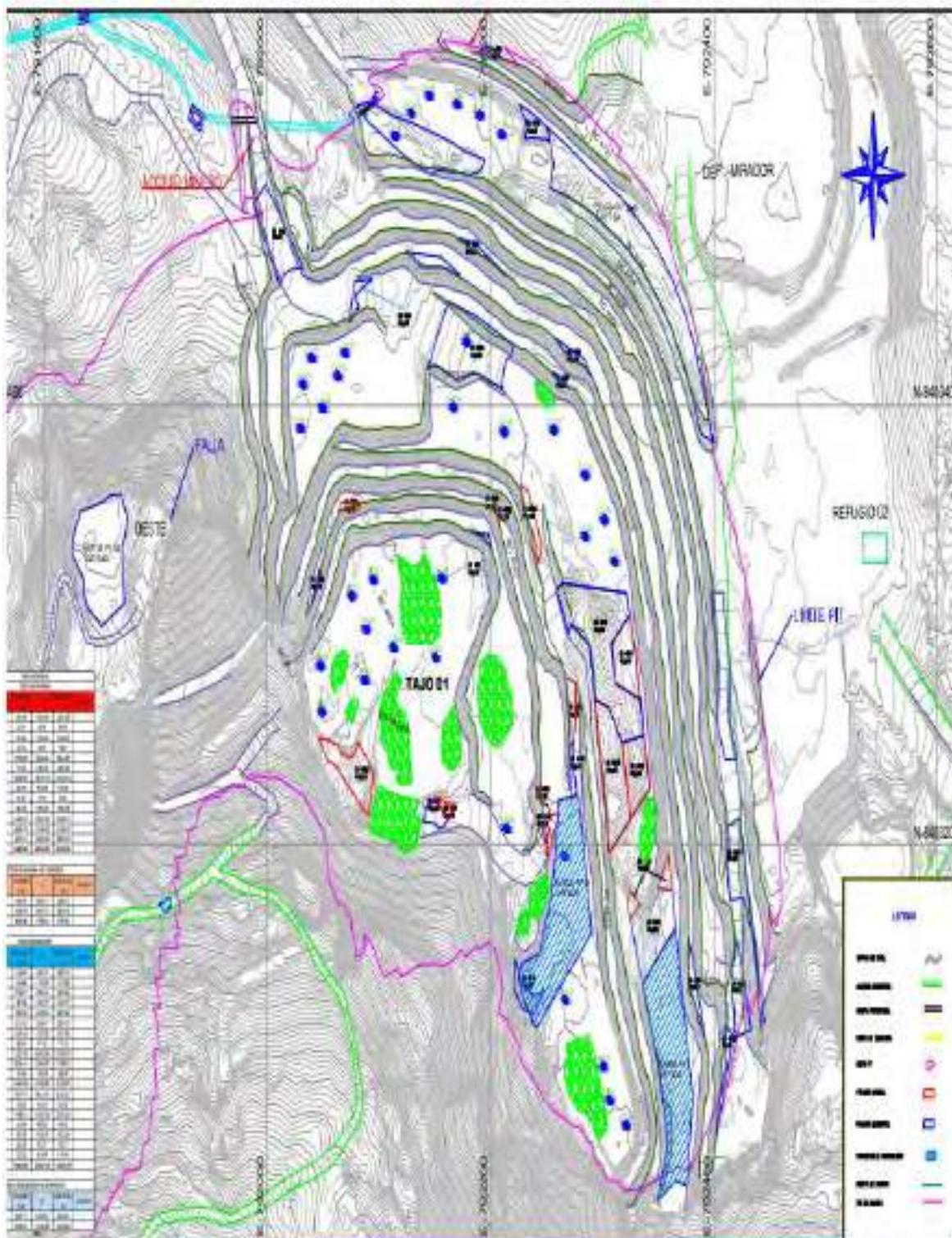
Nota: Fuente, Archivo personal

Figura 53 *Carguío de taladros con camión fábrica*



Nota: Fuente, Archivo personal

El gran problema después de la voladura también son las boloneras resultado de una voladura se detalla tal como se muestra en el plano siguiente:



ESCALA
1:3250

NO. F	CON	ESPEC	NO. DE	NO. DE	NO. DE	NO. DE
01		ALI	40	0200	00	

ANABI

ANABI S.A.C. - PROYECTO UTINSA

REGION
MUN. PUNO
PROV. PUNO
CANT. SIBANI

PLANO GENERAL
TOPOGRAFIA MINA - TAJO I

AC

PROYECTO: MINA DE COCA
DISEÑADO POR: [Nombre]
Escala: 1:3250
Fecha: [Fecha]

Como se muestra en el plano se tiene el siguiente stock de mineral, desmante y boloneria denominada no operativa tal como detalla en el cuadro:

STOCK DE MATERIAL	VOLUMEN	TONELADAS (TM)	PORCENTAJE
	(m3)		(%)
STOCK DE MINERA	30292.81	68158.83	89.84%
STOCK MINERAL BOLONES	3426.45	7709.51	10.16%
TOTAL	33719.26	75868.34	100%

Como observamos en el cuadro de resumen se tiene que del 100% del mineral volado el 10.16% es boloneria en la unidad minera Utunsa, ta

3.1.7.5.11. COSTO DE VOLADURA

La voladura efectuada en el proyecto minero Utunsa es una voladura con iniciación no eléctrica para ello se utilizan agentes de voladura y accesorios de voladura con sus precios unitarios respectivamente:

Tabla 30 Precio unitario de agentes de voladura

AGENTE	UNID	P.U. US\$	PROVEEDOR
NITRATO	KG	0.58	CACHIMAYO
EMULSIÓN	KG	0.50	FAMESA

Tabla 31 *Precio unitario de accesorios de voladura*

ACCESORIO	UNIDAD	P.U. US\$	PROVEEDOR
CTD 17 MS	PZA	1.49	FAMESA
CTD 25 MS	PZA	1.55	FAMESA
CTD 35 MS	PZA	1.59	FAMESA
CTD 42 MS	PZA	1.58	FAMESA
BOOSTER 1 Lb	MT	3.23	FAMESA
CORDON DET. 5G	MT	0.19	FAMESA
MECHA	MT	0.14	FAMESA
FANEL DUAL 800/17 MS	UND	2.77	FAMESA
FULMINANTE	UND	0.13	FAMESA

LSEF 50 M/ROLLO	UND	11.39	FAMESA
-----------------	-----	-------	--------

CALCULO DE COSTO DE VOLADURA POR TALADRO

Para el cálculo de costo de voladura se tiene el precio de los agentes y accesorios de voladura y la cantidad utilizada en un taladro para ello ya se calculó la cantidad de explosivo a utilizar en un taladro tal como detalla en el siguiente cuadro.

Para mineral $Q_t = 194.74 \text{ kg/tal}$

Para desmonte $Q_t = 179.76 \text{ kg/tal}$

Costo de agentes y accesorios de voladura por unidad de taladro

$\text{costo} = \text{Cantidad por taladro} \times \text{Precio unitario}$
--

Tabla 32 *Cálculo de costo total de voladura por taladro para mineral*

AGENTE/ACCESORIO	UNID.	CANTIDAD	P.U. US\$	PRECIO TOTAL(US\$/Tal)
EMULSIÓN	KG	97.370	0.5	48.685
NITRATO DE AMONIO	KG	91.528	0.58	53.086
DIESEL	GAL	1.814	2.67	4.844
CTD 25 MS	PZA	1	1.55	1.550
BOOSTER 1 Lb	UND	1	3.23	3.230
MECHA	MT	3	0.14	0.420
FANEL DUAL 800/17 MS	PZA	1	2.77	2.770
FULMINANTE	UND	2	0.13	0.260
TOTAL				114.845

Para el cálculo de costo unitario se tiene el cálculo de toneladas rotas por taladro tal como detalla tanto para mineral y desmonte.

Tonelaje para mineral $TN = 110.72 \times 2.54 = 281.228 \text{ Ton/tal}$

Tonelaje para desmonte $TN = 140.4 \times 2.54 = 356.616 \text{ Ton/tal}$

Costo unitario de voladura

$$\text{Costo unitario de voladura} = \frac{\text{Costo } \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Tal}}\right)}{\text{Toneladas rotas } \left(\frac{\text{TM}}{\text{Tal}}\right)}$$

MINERAL	Toneladas rotas (TM/Tal)	Costo total (US\$/Tal)	COSTO UNITARIO (US\$/TM)
	281.228	114.845	0.408

Tabla 33 *Cálculo de costo total de voladura por taladro para desmonte*

AGENTE/ACCESORIO	UNID.	CANTIDAD	P.U. US\$	PRECIO TOTAL US\$/Tal
EMULSIÓN	KG	89.880	0.5	44.940
NITRATO DE AMONIO	KG	84.487	0.58	49.003
DIESEL	GAL	1.675	2.67	4.472
CTD 25 MS	PZA	1	1.55	1.550
BOOSTER 1 Lb	UND	1	3.23	3.230
MECHA	MT	3	0.14	0.420
FANEL DUAL 800/17 MS	PZA	1	2.77	2.770
FULMINANTE	UND	2	0.13	0.260
	TOTAL			106.644

DESMONTE	Toneladas rotas (TM/Tal)	Costo total (US\$/Tal)	COSTO UNITARIO (US\$/TM)
	356.616	106.644	0.299

En el costo de voladura también está el alquiler de camión fabrica, alquilada por la empresa

MUR WY, y otros gastos generales como supervisión, operadores, personal de piso, y otros,

incluyendo todo ello se tiene un costo unitario histórico desde el mes enero hasta el mes de junio

en relación al tonelaje del material volado.

Tabla 34 Costos históricos de voladura hasta el mes de junio del 2020

MES	TONELADAS ROTAS (TM)	COSTO (US\$)	C.U. (US\$/TM)	Costo \$/tmt	Costo \$/oz
ENERO	615482.5	269485.85	0.438	1.51	52.74
FEBRERO	805855	381663.55	0.474	1.43	60.43
MARZO	750082	409853.99	0.546	1.32	80.12
ABRIL	1034720.7	446483.35	0.432	1.14	100.3
MAYO	1192754	508898.46	0.427	1.15	107.89
JUNIO	1226775.49	464682.75	0.379	0.93	89.04
	PROMEDIO		0.449	1.25	81.75

Nota: Fuente, ANABÍ S.A.C.

En el cuadro se tiene los costos de voladura histórica desde el mes enero hasta el mes de junio con un promedio de 0.45 US\$/TM.

3.1.7.6. CARGUÍO

El objetivo de carguío es cargar de forma eficiente y segura el material disparado desde el frente de carguío en camiones, con fin de generar los espacios suficientes para la perforación y voladura.

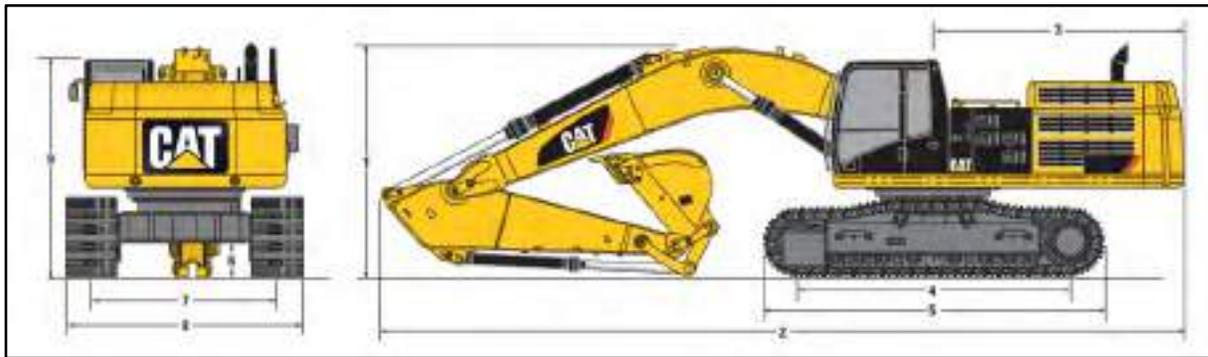
Dependiendo del diseño de las expansiones que se cargan, los requerimientos de la productividad y eficiencia y las condiciones operacionales que se presentan, las excavadoras serán dispuestas en dos modalidades de carguío: **carguío un solo carril**, en donde la pala tiene habilitado solo uno de sus lados para cargar o bien **carguío doble carril**, donde tiene habilitado ambos carriles de equipo para cargar

02 excavadoras CAT 374

01 excavadora CAT 360

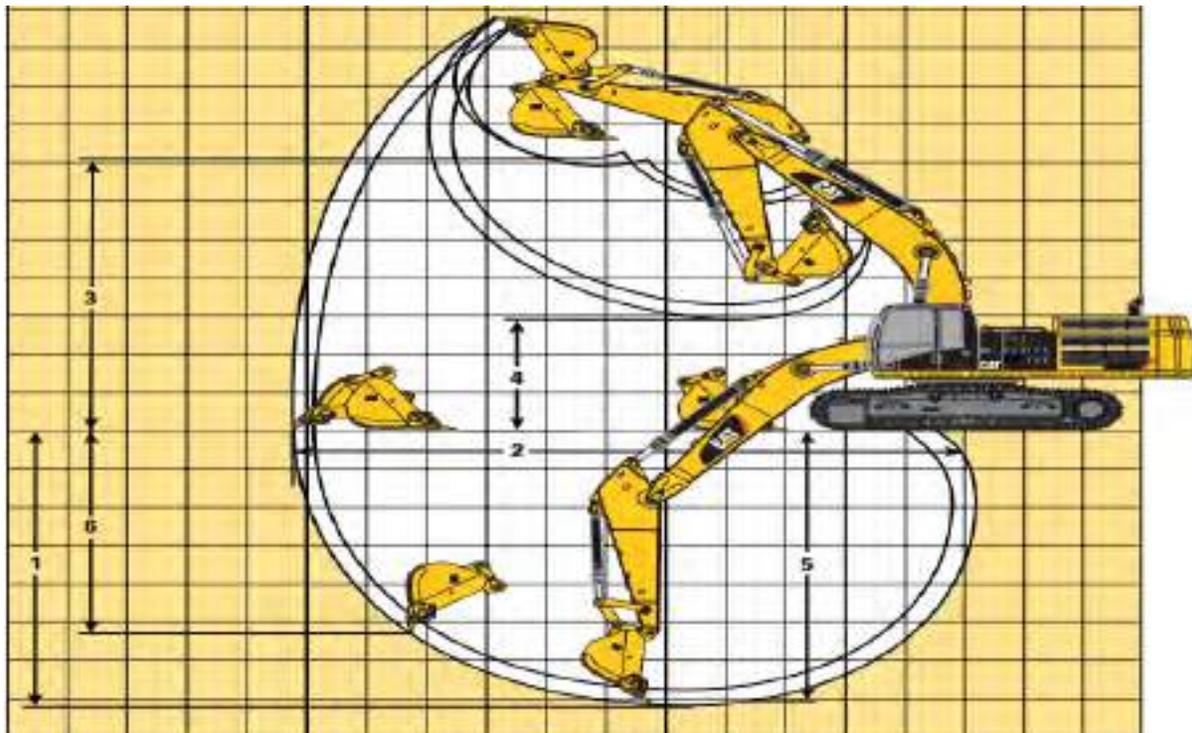
01 excavadora CAT 345

Figura 55 Dimensiones de la excavadora marca CAT



01

Figura 54 Alcance de la pluma de la excavadora marca CAT



Balancín	Pluma de alcance 7,8 m				Pluma de alta producción 7 m	
	R4,67 m GD (3,8 m³)	R4,15 m GD (3,8 m³)	R3,6 m GD (3,8 m³)	R2,84 m GD (3,8 m³)	M3,0 m SD (4,6 m³)	M2,57 m SD (4,6 m³)
1 Profundidad máxima de excavación	8660 mm	9140 mm	8990 mm	7830 mm	7650 mm	7230 mm
2 Altura máxima a nivel del suelo	14 230 mm	13 690 mm	13 170 mm	12 530 mm	11 850 mm	11 460 mm
3 Altura máxima de carga	8990 mm	8640 mm	8410 mm	8240 mm	7240 mm	7070 mm
4 Altura mínima de carga	2230 mm	2750 mm	3300 mm	4060 mm	3060 mm	3480 mm
5 Profundidad máxima de corte para excavación horizontal de 2200 mm	9550 mm	9030 mm	8460 mm	7680 mm	7510 mm	7070 mm
6 Profundidad máxima de excavación en un frente vertical	8450 mm	7750 mm	7050 mm	6380 mm	4330 mm	3960 mm
Fuerza de excavación del cucharón (SAE)*	297,5 kN	297,5 kN	296,9 kN	295,3 kN	342,1 kN	347 kN
Fuerza de excavación del cucharón (ISO)*	339,4 kN	339,4 kN	338,6 kN	336,8 kN	394 kN	399,8 kN
Fuerza de excavación del balancín (SAE)	227,1 kN	245,6 kN	269,4 kN	299,7 kN	296,5 kN	322,7 kN
Fuerza de excavación del balancín (ISO)	234 kN	233,9 kN	279,3 kN	312,1 kN	305 kN	332 kN

Balancín	Pluma de alcance 7,8 m				Pluma de alta producción 7 m	
	R4,67 m	R4,15 m	R3,6 m	R2,84 m	M3,0 m	M2,57 m
1 Altura de embarque	4950 mm	4620 mm	4410 mm	4250 mm	4700 mm	4610 mm
2 Longitud de embarque	13 230 mm	13 310 mm	13 320 mm	13 430 mm	12 630 mm	12 670 mm
3 Radio de giro de la cola	4015 mm	4015 mm	4015 mm	4015 mm	4015 mm	4015 mm
4 Distancia entre los centros de los rodillos	4705 mm	4705 mm	4705 mm	4705 mm	4705 mm	4705 mm
5 Longitud de la cadena	5870 mm	5870 mm	5870 mm	5870 mm	5870 mm	5870 mm
6 Altura libre sobre el suelo	840 mm	840 mm	840 mm	840 mm	840 mm	840 mm
7 Ancho de vía (embarque)*	2750 mm	2750 mm	2750 mm	2750 mm	2750 mm	2750 mm
8 Anchura de transporte**	3500 mm	3500 mm	3500 mm	3500 mm	3500 mm	3500 mm
9 Altura de la cabina	3540 mm	3540 mm	3540 mm	3540 mm	3540 mm	3540 mm

En el siguiente Tabla N° 21 se muestra el rendimiento de los equipos de carguío a los diferentes destinos mineral y desmonte.

Tabla 35 Rendimiento de equipos de carguío en la unidad minera Utunsa

EQUIPOS	UNIDAD	RENDIMIENTO
Excavadora 374-1	t/h	1050
Excavadora 374-2	t/h	1050
Excavadora 365-CL	t/h	900
Excavadora 345-2	t/h	650

En la figura se muestra el carguío de la excavadora CAT 374



4. Nota: Fuente, Archivo personal

3.1.7.6.1. RESULTADOS DE TASA DE EXCAVACIÓN (DIG – RATE) CON HA55

Niveles altos de tasa de excavación de los equipos de minado (CAT 374), es un indicador clave de la calidad en la fragmentación según el explosivo utilizado. Este argumento es respaldado por los estudios realizados por López Gimeno (2010), donde concluye que la tasa de excavación de los equipos de minado es un indicador clave de desempeño del performance de la voladura.

Los resultados de la tasa de excavación de los equipos de minado Excavadora CAT 374 y excavadora CAT 345 es proporcionada por el departamento de operaciones mina, estos valores se calculan en el campo mediante la siguiente fórmula:

$$TASA DE EXCAVACION \left(\frac{TM}{H} \right) = \frac{Tonelaje nominal}{Tiempo de carguio}$$

Tasa de excavación también llamado rendimiento de los equipos de excavación, en la siguiente tabla N° 31 se muestra los rendimientos de los equipos.

Tabla 36 Rendimiento de equipos de carguío con material fragmentado con Heavy Anfo 55

RENDIMIENTO DE LAS EXCAVADORAS (TM/Hr)							
TAJO	EXCAVADORA	MATERIAL	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO
TAJO 1	CAT 374	MINERAL	1009.50	822.86	815.49	1105.49	1105.00
TAJO 1	CAT 374	DESMONTE	590.00	612.25	610.64	539.25	494.13

Nota: Fuente, ANABÍ S.A.C.

3.1.7.6.2. COSTOS DE CARGUÍO

El carguío es la siguiente operación unitaria después de perforación y voladura. El proceso de carguío depende mucho del resultado de la voladura ya que los rendimientos de los equipos de carguío dependen propiamente del P80 de la voladura, una mal voladura no brinda las condiciones para un óptimo rendimiento de los equipos de carguío por ende los costos de carguío también son elevados. El carguío de mineral y de desmonte se realiza con una excavadora de

marca Caterpillar de modelo CAT 374, por ello el costo de carguío se calcula tal como detalla en los siguientes cuadros.

Costo de tarifa de combustible

$$\text{Costo por tarifa de combustible} = \frac{\text{precion total de consumo } \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Hr}}\right)}{\text{Rendimiento del equipo } \left(\frac{\text{TM}}{\text{Hr}}\right)}$$

Tabla 37 *Calculo de costo unitario por ratio de consumo de combustible*

Equipo de Carguío	Ratio Consumo gal/Hr	P. Comb. US\$/gal	P. Total de consumo US\$/Hr	Rendimiento TM/Hr	Costo Unitario US\$/TM
EXC. CAT 374	17.3	2.67	46.191	1050	0.044

Costo unitario por horas maquina

$$\text{costo unitario por horas maquina} = \frac{\text{alquiler del equipo } \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Hr}}\right)}{\text{rendimiento del equipo } \left(\frac{\text{TM}}{\text{Hr}}\right)}$$

Tabla 38 *Calculo de costo unitario por horas maquina*

Equipo de Carguío	P.U Horas Maquina US\$/Hr	Rendimiento TM/Hr	Costo Unitario US\$/TM
EXC. CAT 374	125	1050	0.119

Costo unitario por concepto:	Costo Unitario US\$/TM
Costo unitario por ratio de consumo de combustible	0.044
Costo unitario por horas maquina	0.119
Total	0.163

En este cálculo de costo unitario no se tiene incluido los costos de personal así como operadores y supervisores, costos de EPPs, entre otros, ya que representan como variables fijas tanto con

explosivo HA 55 y SAN G APU. Por ello se tiene los costos históricos con el explosivo actual desde el mes de enero hasta el mes de junio.

Tabla 39 Costo histórico de carguío desde enero hasta junio

MES	TONELADAS CARGADOS (TM)	COSTO TOTAL DE CARGUÍO	C.U. US\$/TM	Costo US\$/tmt	Costo US\$/oz
ENERO	548659.85	162652.74	0.300	0.91	31.83
FEBRERO	288616.48	87594.4	0.300	0.33	13.87
MARZO	818033.42	255310.23	0.303	0.82	49.91
ABRIL	1044123.53	260965.57	0.250	0.66	58.62
MAYO	1105476.56	306911.28	0.280	0.69	65.06
JUNIO	1242422.85	316305.82	0.250	0.64	60.61
	PROMEDIO		0.283	0.675	46.650

Nota: Fuente, Área oficina técnica - ANABÍ S.A.C.

3.1.7.7. ACARREO

El objetivo del proceso es retirar el material volado y transportarlo hacia los distintos puntos de descarga (pad lixiviación, botadero, stock) para cumplir con los requerimientos de desarrollo y producción.

El carguío de mineral y desmonte a los diferentes destinos realiza la empresa MUR WY como el alquiler de los equipos de carguío, equipos auxiliares y perforadoras, en la figura se muestra la de equipos de carguío para acarreo tanto mineral y desmonte.

Tabla 40 Características de los equipos de acarreo volquetes mercedes benz

CANTIDAD	CARACTERÍSTICAS	⁴ CARGA NOMINAL
31	Actros 4144K 8x4 (Volquete Minero)	33 Toneladas

⁴ La carga nominal también se denomina también carga indicada, es la capacidad máxima de carga de una unidad de carga o acarreo que puede llevar sin imponer esfuerzos excesivos sobre los neumáticos o sobre la propia máquina, por este motivo los fabricantes de equipos señalan una capacidad indicada en los camiones para evitar la sobrecarga especialmente cuando se trabaja con materiales de mucha densidad.

Tabla 41 Capacidades, peso y dimensiones (Mercedes Benz Actros 4144k)

Mercedes Benz Actros 4144	Estándares
Capacidad de carga	33 Ton
Peso operacional	50 ton
Ancho	2.507
Largo	7.997
Altura	3.232
Velocidad máxima	110
Consumo de combustible	7.5 gal/hr

Nota: Fuente, MUR WY

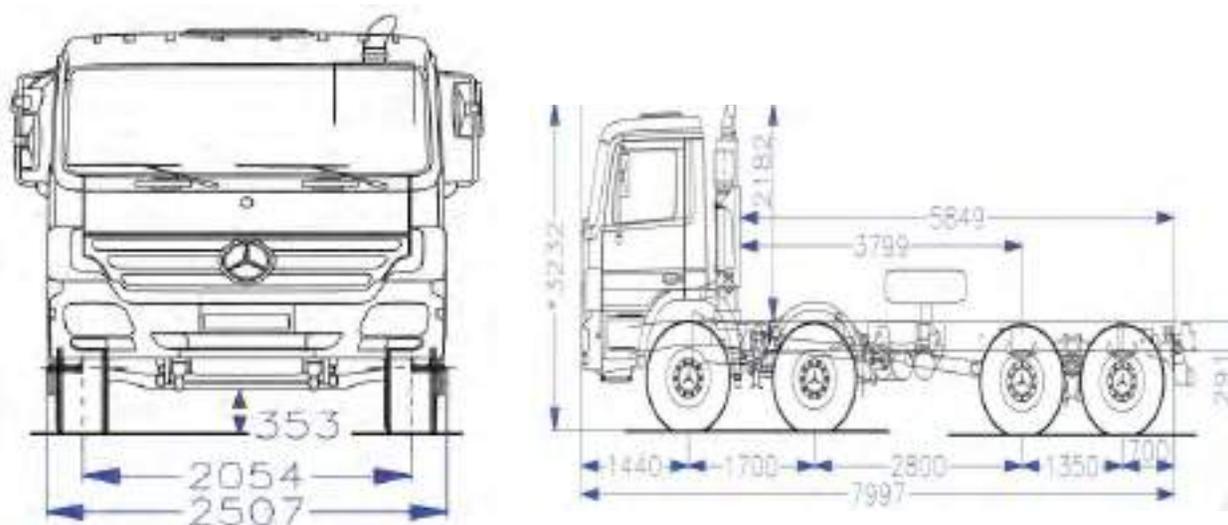
Figura 56 Dimensión de los equipos de acarreo

Figura 57 Equipos de acarreo: Mercedes Benz actros 4144k



Nota: Fuente, Archivo personal

3.1.7.8. CONSTRUCCIÓN Y DRENAJE EN PISTAS MINERAS

3.1.7.8.1. CONSTRUCCIÓN

Dentro de las actividades permanentes en una explotación minera como es de la unidad minera UTUNSA se encuentra la construcción o habilitación de accesos. Se requiere ir coordinando la ejecución de las actividades productivas diarias con la ejecución de las actividades que hacen relación con esta construcción mediante los equipos auxiliares descritos en la siguiente tabla N° 42 y la mantención de las pistas mineras.

Tabla 42 *Equipos auxiliares en operaciones mina en la unidad minera Utunsa*

CANTIDAD	CARACTERÍSTICA
01	Tractor de orugas CAT D6T
01	Tractor de orugas CAT D8T
01	Motoniveladora JHON DEERE 670 C
01	Rodillo CAT CS533E
01	Retro excavadora 420 F
01	Cisterna de agua

Nota: Fuente, ANABI S.A.C.

Las principales labores de construcción que se realizan en la unidad minera UTUNSA.

Mantenimiento de vías, accesos y limpieza de pisos de carguío.

Mantenimiento de los botaderos y conformación de cunetas.

Conformación de bermas en las vías de acceso y botaderos.

Construcción de rampas de diseño y temporales.

Regadío con cisternas de agua en todas las vías de tránsito.

Colocación y reubicación de señalización en mina.

Figura 58 *Mantenimiento de vías y accesos*



Nota: Fuente, Archivo personal

4.5.1.1. DRENAJE EN PISTAS MINERAS

La pendiente debe desplazar las precipitaciones máximas esperadas de manera adecuada, con formación mínima de charcos, pozos a entradas de agua a la sub base del camino.

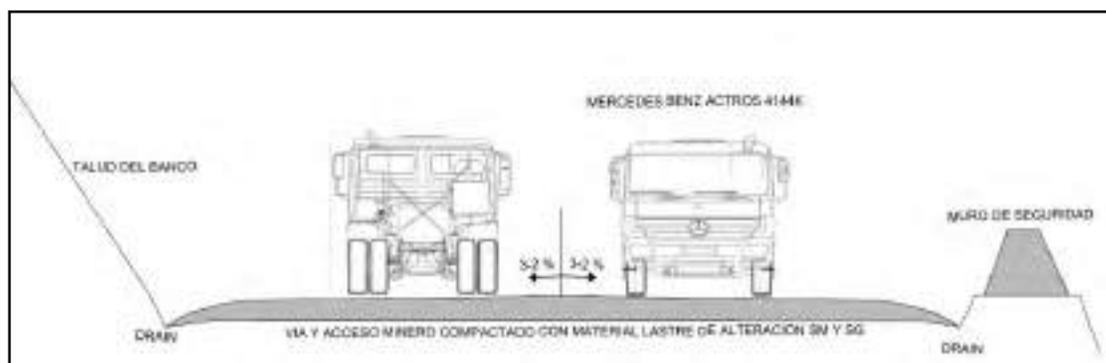
El drenaje de la mina es la gestión de las interferencias de la operación en la atmosfera. Esta gestión permite normalmente lo siguiente:

Minimizar la cantidad de agua en circulación en áreas operativas.

Reaprovechar el máximo de agua utilizada en el proceso industrial.

Eliminar aguas con ciertas características para que no afecten negativamente la calidad del cuerpo de agua receptor.

Figura 59 *Pendiente transversal para un fácil drenado en superficies con reducida resistencia a la rodadura adecuada de 2cm/m.*



Nota: Fuente, ANABI S.A.C



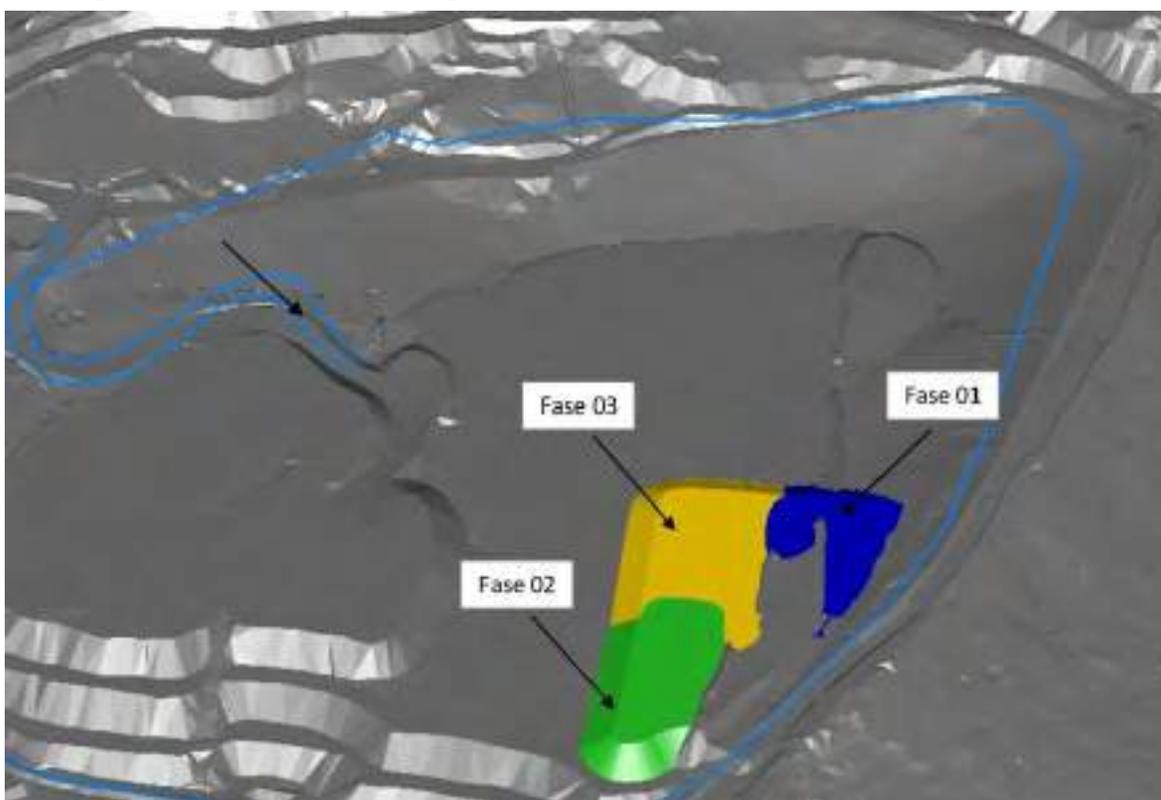
Nota: Fuente, Archivo personal

3.1.7.9. PROCESO METALÚRGICO

En la unidad minera UTUNSA de la empresa minera ANABI S.A.C. el metal principal que se extrae es el oro mediante Pad de Lixiviación en pilas en la cual se riega en mixto tanto por goteo y aspersión con cianuro de sodio (NaCN) combinado con agua con un ph mayor a 10 luego pasa por un proceso de ADR en donde la solución rica pasa por carbón activado y la solución pobre (Barren) es bombeada para luego seguir regando las pilas del Pad de Lixiviación.

El material proveniente es del tajo 1 de la unidad minera UTUNSA con P80 admisible de 4 pulgadas. La recuperación del metal oro en el proceso de lixiviación es de 68.00%.

Figura 60 Fase de llenado de pal de lixiviación unidad minera Utunsa



Fuente: Área Planeamiento mina – ANABÍ SAC.

La fase de llenado de material mineral en el Pad de Lixiviación tal como indica en la figura en la fase 1 se llenará y así de forma consecutiva para luego ser regado por goteo y aspersión.

CAPITULO IV

4.1. OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA UTILIZANDO EXPLOSIVO GASIFICADO

SAN G APU

4.1.1. *EVALUACIÓN TÉCNICA UTILIZANDO EXPLOSIVO GASIFICADO SAN G APU*

4.1.1.1. PERFORACIÓN

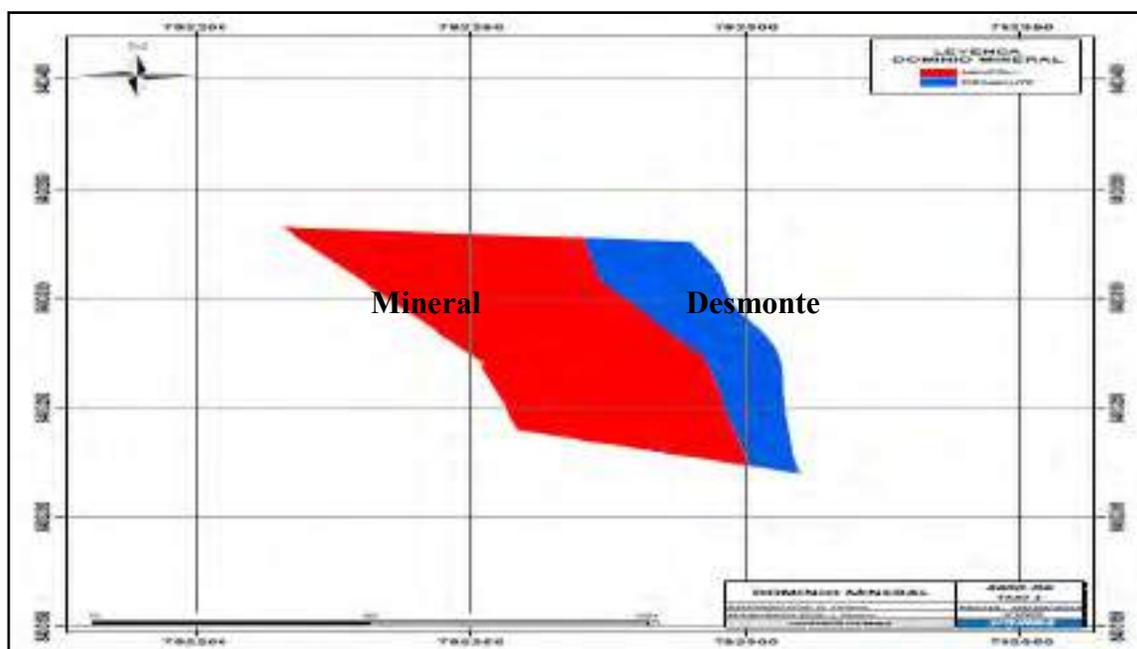
La perforación se realiza con los mismos equipos perforadoras (ATLAS COPCO DM) y los mismos accesorios de perforación, diámetros de perforación también lo mismo de 6 ¾ pulg. De diámetros, el espaciamiento y burden se tiene diferentes dimensiones de acuerdo a las características propias del explosivo gasificado SAN G APU y características geo mecánicas. Se tienen las diferentes dimensiones de la malla se perforación según las características propias de la geo mecánica de roca.

4.1.1.1.1. MALLA DE PERFORACIÓN EN MINERAL.

Para el diseño de la malla de perforación se utilizó la fórmula de Pearse (1955) una vez calculado se adecua a una figura de triángulos equiláteros que proporciona la mejor distribución de la energía del explosivo en la roca y permite obtener una mayor flexibilidad en el diseño de la secuencia de encendido y dirección de salida, en base a datos proporcionados por el área de geología como el tipo de alteración de la roca, tipo de material (mineral o desmonte), datos del área de geotecnia y la granulometría requerida en el Pad de Lixiviación que es en promedio una granulometría de 4 pulg. Por ello se tiene el cálculo de los parámetros de perforación con las propiedades técnicas del explosivo SAN G APU considerando los siguientes parámetros de geología.

El dominio del material (mineral o desmonte) tal como se muestra en la figura N° 69, donde el color rojo representa en área de mineral y de color azul represente desmonte

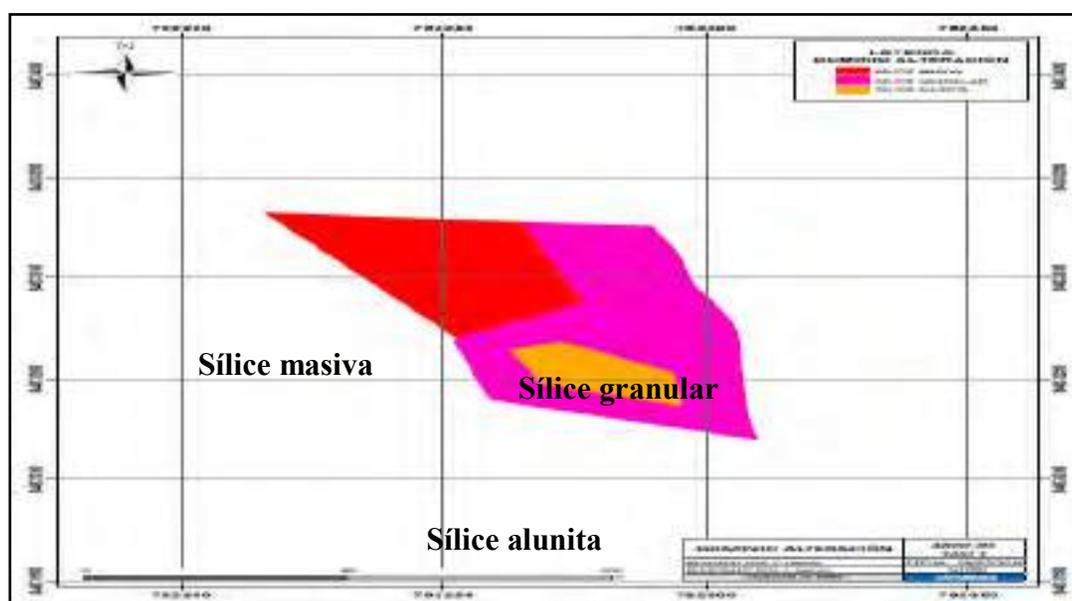
Figura 61 Dominio de Mineral



Nota: Fuente, Área Geología mina – ANABÍ SAC.

También se tiene que tener en cuenta los dominios de alteración del proyecto 06 de voladura de sílice masiva, sílice granular, y sílice alunita.

Figura 62 Dominio de Mineral



Nota: Fuente, Área Geología mina – ANABÍ SAC.

Tabla 43 Clasificación de Rocas

TIPO DE ROCA	DUREZA	UCS (Resistencia a la compresión uniaxial (MPa))
Sílice Granular	Muy Dura	100 – 250
Sílice Masiva	Dura	50 – 100
Sílice Alunita	Media	25 – 50
Argilico	Baja	5 – 25

Nota: Fuente, Área Geología mina – ANABÍ SAC.

En base a esos datos y otros se hace el diseño de la malla de perforación.

4.1.1.1.2. CALCULO DE BURDEN PARA MINERAL

Utilizando la fórmula de Pearse (1955) considerando el explosivo gasificado SAN G APU 70/30

$$B = K_v \times 10^{-3} \times D \times \left[\frac{PD}{RT} \right]^{\frac{1}{2}}$$

Donde:

D: diámetro del taladro en (mm)

PD: Presión de Detonación del explosivo (Kg/cm²)

RT: Resistencia a la Tracción de la roca (Kg/cm²)

K_v: constante de la roca (0.7 – 1)

Considerando:

D = 6.75 pulg. = 171.5 mm

PD = 48-91 Kbar = 48 946.56 – 92794.52 Kg/cm²

RT = 138.55 Kg/cm²

K_v: 0.84

K_v también conocido como factor de volabilidad de roca se determina de la fórmula de pearce.

Lopez, (1987) afirma “para el calcular de burden a partir del RQD (Índice de calidad de roca)

corregido, por un coeficiente de alteración que tiene en cuenta la resistencia de las

discontinuidades en función de su apertura de estas y el tipo de relleno”

El factor de la volabilidad de la roca está en función del RQD corregido por un factor de la corrección que depende de la dureza de la roca. El procedimiento de cálculo de este parámetro es como sigue:

Cálculo del índice de calidad de roca equivalente (E_{RQD} – Borquez 1981)

$$E_{RQD} = RQD \times JSF$$

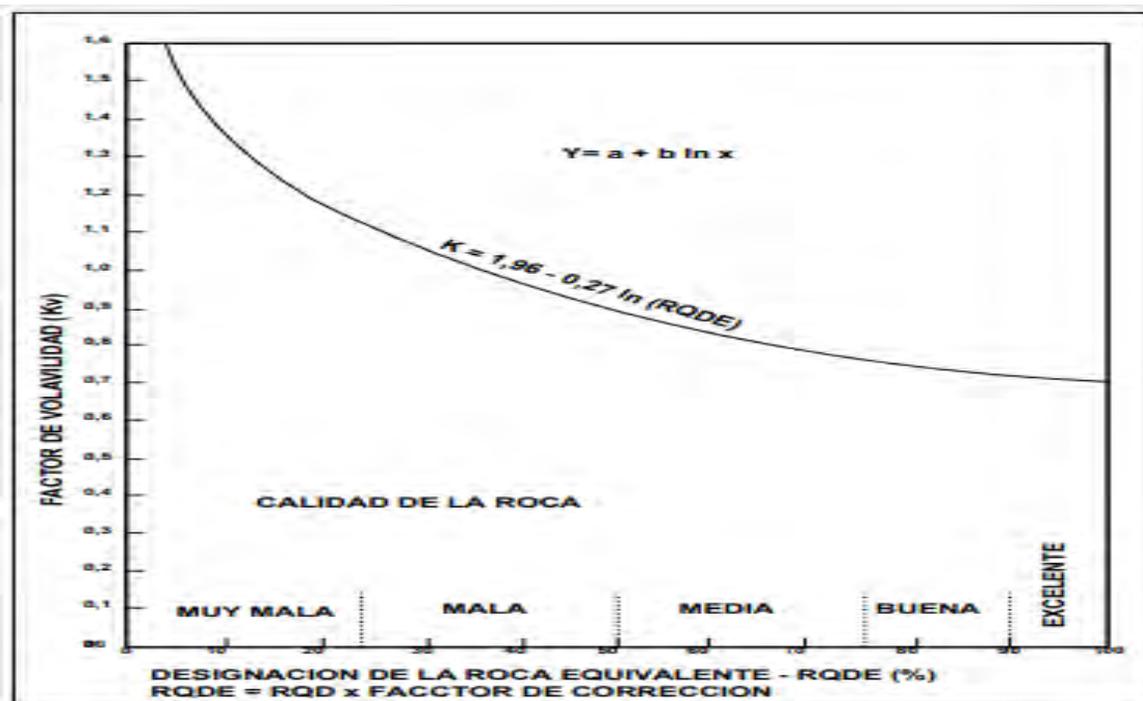
Donde:

RQD=Índice de calidad de roca (%)

JSF=Factor de corrección por la resistencia en los contactos

Resistencia de las discontinuidades	Factor de corrección
Alta	1.0
Media	0.9
Baja	0.8
Muy baja	0.7

Nota: Fuente, López, 2003



Nota: Fuente, López, 2003

Por la calidad de la roca se considera el factor de corrección 1.0. según que se muestra en la foto de geotecnia se tiene un RQD de 80.0% reemplazando en la fórmula:

$$E_{RQD} = RQD \times JSF$$

$$E_{RQD} = 80.0 \times 1.0$$

$$E_{RQD} = 80.0$$

Utilizando la figura según lo calculado de índice de calidad de roca equivalente se ubica en la ecuación obteniendo el factor de volabilidad.

$$K_v = 0.84$$

Calculo de presión de detonación (Pd)

$$Pd = \frac{\rho * VOD^2}{4} * 10^{-5}$$

Donde:

Pd= presión de detonación

ρ = Densidad del explosivo: 1.25 gr/cc

VOD= Velocidad de Onda de Detonación: 5400 m/seg

$$Pd = \frac{1.30 * 5400^2}{4} * 10^{-5}$$

$$Pd = 94 \text{ KBar} \cong 90 \text{ KBar} = 92794.52 \text{ Kg/cm}^2$$

Reemplazando considerando explosivo gasificado SAN G APU 70/30

$$B = \frac{0.84}{1000} * 171.5 * \left[\frac{92794.52}{138.55} \right]^{\frac{1}{2}}$$

$$B = 3.73 \text{ m}$$

4.1.1.1.3. CALCULO DE ESPACIAMIENTO PARA MINERAL

$$E = B * 1.15$$

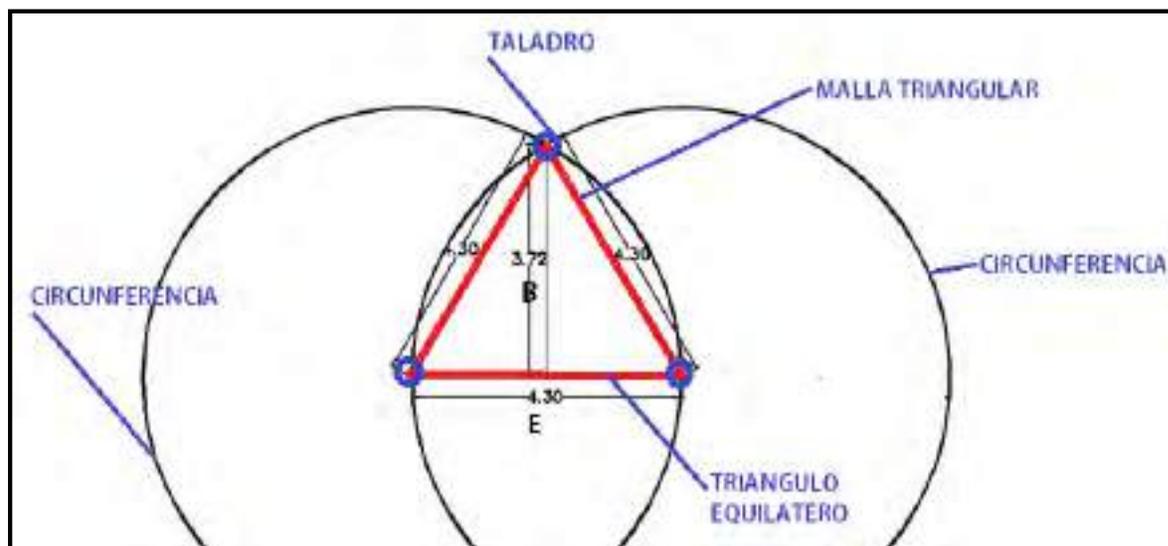
Reemplazando

$$E = 3.73 * 1.15$$

$$E = 4.30 \text{ m}$$

Acondicionando a un triángulo equilátero para la distribución de la malla de perforación en la plataforma se tiene la siguiente tabla:

Figura 63 Burden y Espaciamiento en la figura Triángulo equilátero para mineral con explosivo SAN G APU



Nota: Fuente, Área PER-VOL – ANABI SAC.

Tabla 44 Malla de perforación en mineral con explosivo SAN G APU

Tipo de taladro	Diámetro	E (m)	B (m)	Sub drill	Alteración
Pre- corte	6 ¾	3.00	3.50	1.00	Sílice granular
Buffer1	6 ¾	3.50	3.72	1.00	Sílice granular
Producción	6 ¾	4.30	3.72	1.00	Sílice masiva, granular

Nota: Fuente, Área PER-VOL – ANABI SAC.

4.1.1.1.4. CALCULO DE BURDEN PARA DESMONTE

Utilizando la fórmula de Andersen (1952)

$$B = Kx\sqrt{(\phi x L)}$$

Donde:

K: Es una contante =1

D: Diametro del taladro en Pulg.=6.75

L: Longitud del taladro en Pies.=29.53

Reemplazando

$$B = 1x\sqrt{(6.75x29.53)}$$

$$B = 4.33$$

4.1.1.1.5. CALCULANDO ESPACIAMIENTO PARA DESMONTE

$$E = Bx1.24$$

Reemplazando

$$E = 4.33 * 1.24$$

$$E = 5.37 \text{ m}$$

Acondicionando a un triángulo equilátero para la distribución de la malla de perforación en la plataforma se tiene la siguiente tabla:

Figura 64 Burden y Espaciamiento en la figura triángulo equilátero para desmonte con explosivo SAN G APU

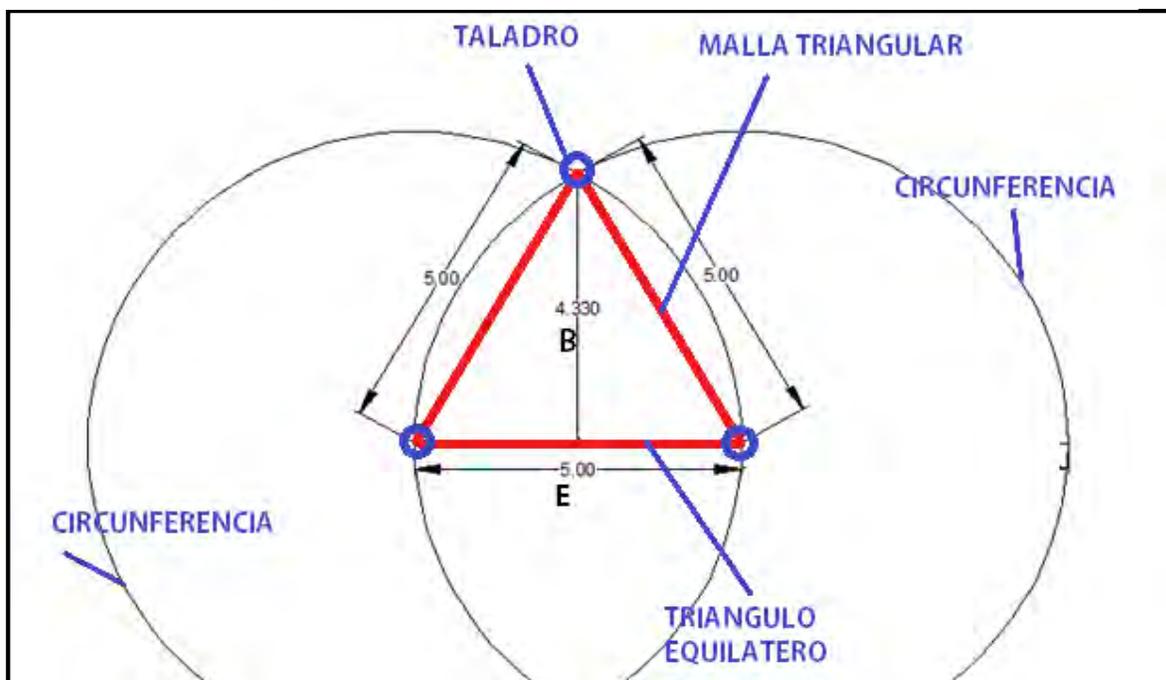


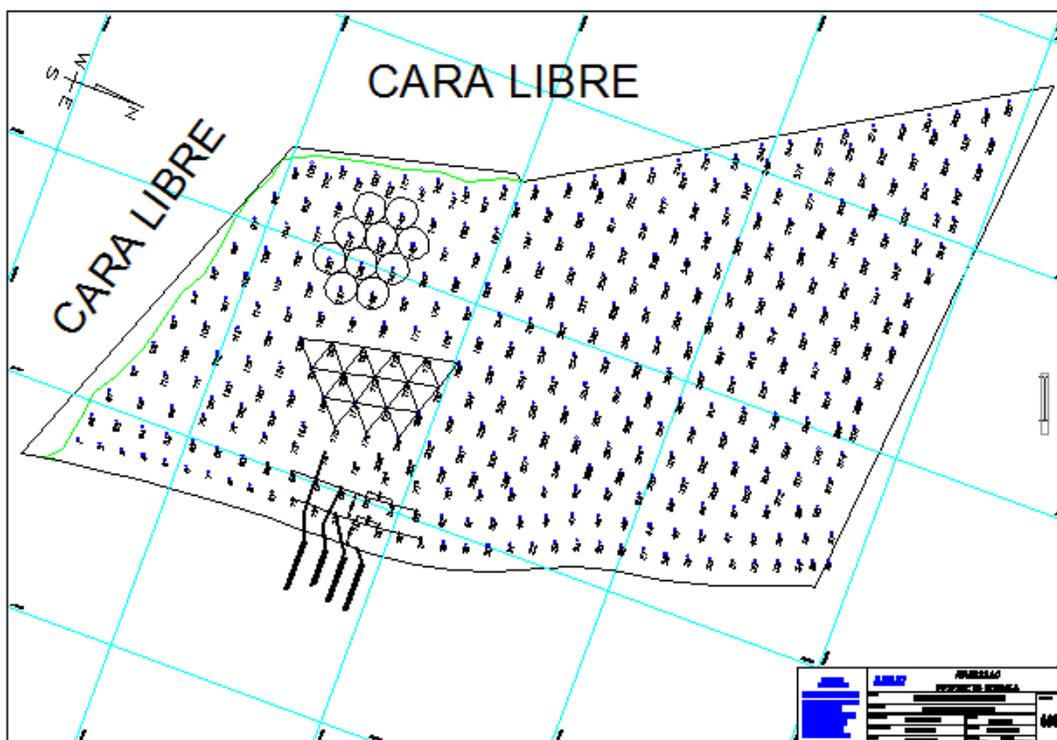
Tabla 45 Malla de perforación en desmonte con explosivo SAN G APU

Tipo de taladro	Díámetro	E (m)	B (m)	Sub drill	Alteración

Pre- corte	6 ¾	3.00	3.50	1.00	Sílice masiva
Buffer1	6 ¾	3.50	4.33	1.00	Sílice masiva
producción	6 ¾	5.00	4.33	1.00	Sílice masiva

Nota: Fuente, Área PER-VOL – ANABI SAC.

Figura 65 Plano de malla de perforación banco 4600 PY 06



Nota: Fuente, Área PER-VOL – ANABI SAC.

Plano final del diseño de la malla de perforación, banco 4600, proyecto 06. Generamos líneas rectas paralelas y perpendiculares a las caras libres para el diseño de amarres y arranque del material.

4.1.1.2. VOLADURA

4.1.1.2.1. PARÁMETROS DE VOLADURA

Los siguientes parámetros de voladura se calculan para el explosivo SAN G APU 70/30

4.1.1.2.2. CALCULO DE BURDEN PARA MINERAL

Utilizando la fórmula de Pearse (1955)

$$B = K_v \times 10^{-3} \times D \times \left[\frac{PD}{RT} \right]^{\frac{1}{2}}$$

Donde:

D: diámetro del taladro en (mm)

PD: Presión de Detonación del explosivo (Kg/cm²)

RT: Resistencia a la Tracción de la roca (Kg/cm²)

K_v: contante de la roca (0.7 – 1)

K_v también conocido como factor de volabilidad de roca se determina de la fórmula de pearce.

Lopez, (1987) afirma “para el calcular de burden a partir del RQD (Índice de calidad de roca)

corregido, por un coeficiente de alteración que tiene en cuenta la resistencia de las

discontinuidades en función de su apertura de estas y el tipo de relleno”

El factor de la volabilidad de la roca está en función del RQD corregido por un factor de la

corrección que depende de la dureza de la roca. El procedimiento de cálculo de este parámetro es

como sigue:

Cálculo del índice de calidad de roca equivalente (E_{RQD} – Borquez 1981)

$E_{RQD} = RQD \times JSF$

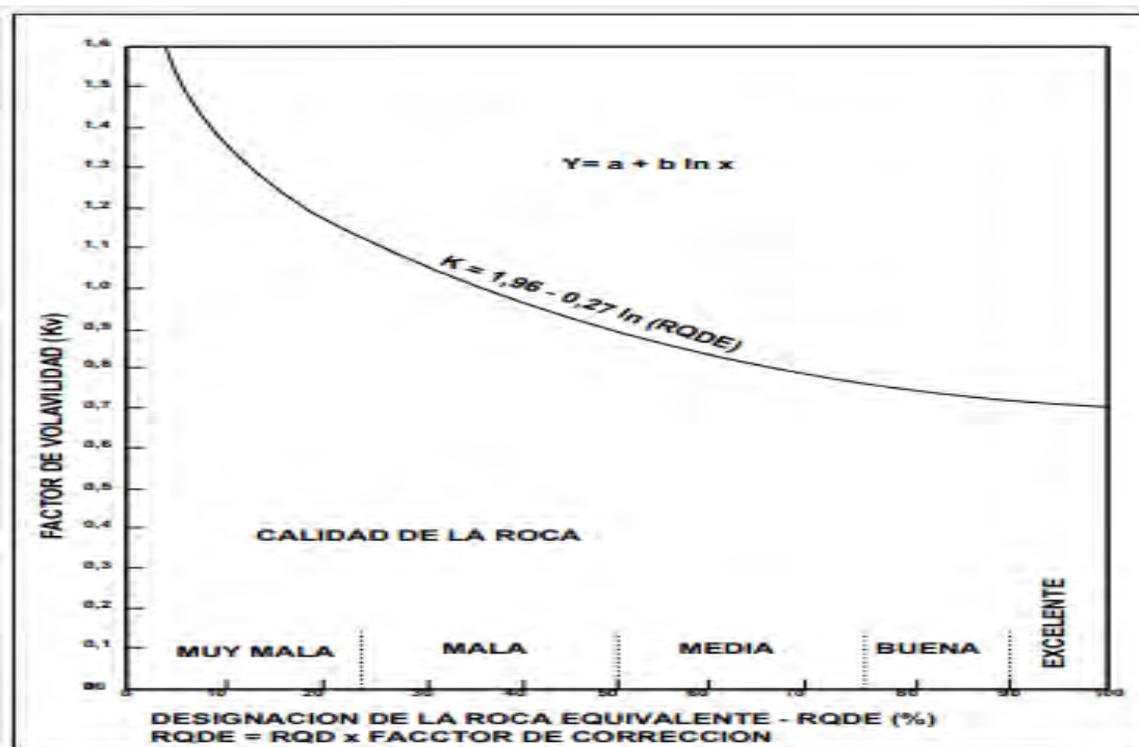
Donde:

RQD=Índice de calidad de roca (%)

JSF=Factor de corrección por la resistencia en los contactos

Resistencia de las discontinuidades	Factor de corrección
Alta	1.0
Media	0.9
Baja	0.8
Muy baja	0.7

Nota: Fuente, Lopez, 2003



Nota: Fuente, López, 1987

Por la calidad de la roca se considera el factor de corrección 1.0. según que se muestra en la foto de geotecnia se tiene un RQD de 80.0% reemplazando en la fórmula:

$$E_{RQD} = RQD \times JSF$$

$$E_{RQD} = 80.0 \times 1.0$$

$$E_{RQD} = 80.0$$

Utilizando la figura según lo calculado de índice de calidad de roca equivalente se ubica en la ecuación obteniendo el factor de volabilidad.

$$K_v = 0.84$$

Considerando pal explosivo Gasificado SAN G APU 70/30:

$$D = 6.75 \text{ pulg.} = 171.5 \text{ mm}$$

$$RT = 138.55 \text{ Kg/cm}^2$$

$$K_V: 0.84$$

Calculo de presión de detonación (Pd)

$$Pd = \frac{\rho * VOD^2}{4} * 10^{-5}$$

Donde:

Pd= presión de detonación

ρ = Densidad del explosivo: 1.25 gr/cc

VOD= Velocidad de Onda de Detonación: 5400 m/seg

$$Pd = \frac{1.30 * 5400^2}{4} * 10^{-5}$$

$$Pd = 94 \text{ KBar} \cong 90 \text{ KBar} = 92794.52 \text{ Kg/cm}^2$$

Reemplazando considerando el explosivo gasificado SAN G APU 70/30

$$B = \frac{0.84}{1000} * 171.5 * \left[\frac{92794.52}{138.55} \right]^{\frac{1}{2}}$$

$$B = 3.73 \text{ m}$$

4.1.1.2.3. CALCULO DE BURDEN PARA DESMONTE

Utilizando la fórmula de Andersen (1952)

$$B = Kx\sqrt{(\phi x L)}$$

Donde:

K: Es una contante =1

D: Diametro del taladro en Pulg.=6.75

L: Longitud del taladro en Pies.=29.53

Reemplazando

$$B = 1x\sqrt{(6.75x29.53)}$$

$$B = 4.33$$

4.1.1.2.4. SOBRE PERFORACIÓN (J)

$$J=K_JxB$$

Donde:

B: Burden

K_J : Es una constante que varía de acuerdo tipo de roca

Tipo de Roca	Valor de K_J
Roca suave	0.20
Roca media	0.25
Roca dura	0.30

Reemplazando,

Mineral $J=0.30x3.72$ $J=1.116$ m

Desmante $J=0.25x4.33$ $J=1.083$ m

En la unidad minera Utunsa se ajusta solo a un solo sobre perforación.

$J=1.00$ m

4.1.1.2.5. TACO (T)

Taco para mineral

$$T=0.7xB$$

$$T=0.7x3.72 \quad T=2.60$$

Taco para desmonte

$$T=0.7xB$$

$$T=0.7x4.33 \quad T=3.031$$

4.1.1.2.6. LONGITUD DE PERFORACIÓN (L)

$$L=H+J$$

Donde:

L: Longitud de taladro

H: Altura del Banco

J: Sobre Perforación

VARIABLE DEL DISEÑO	RESISTENCIA DE LA ROCA (MPa)		
	Blanda <70	Medio-dura 70-180	Muy dura >180
ALTURA DEL BANCO –H	52D	44D	37D

Nota: fuente, López Jimeno

Donde:

D=Diametro de taladro en m

$$\text{Entonces } H=44*0.171 \quad H=7.52 \quad H \cong 8$$

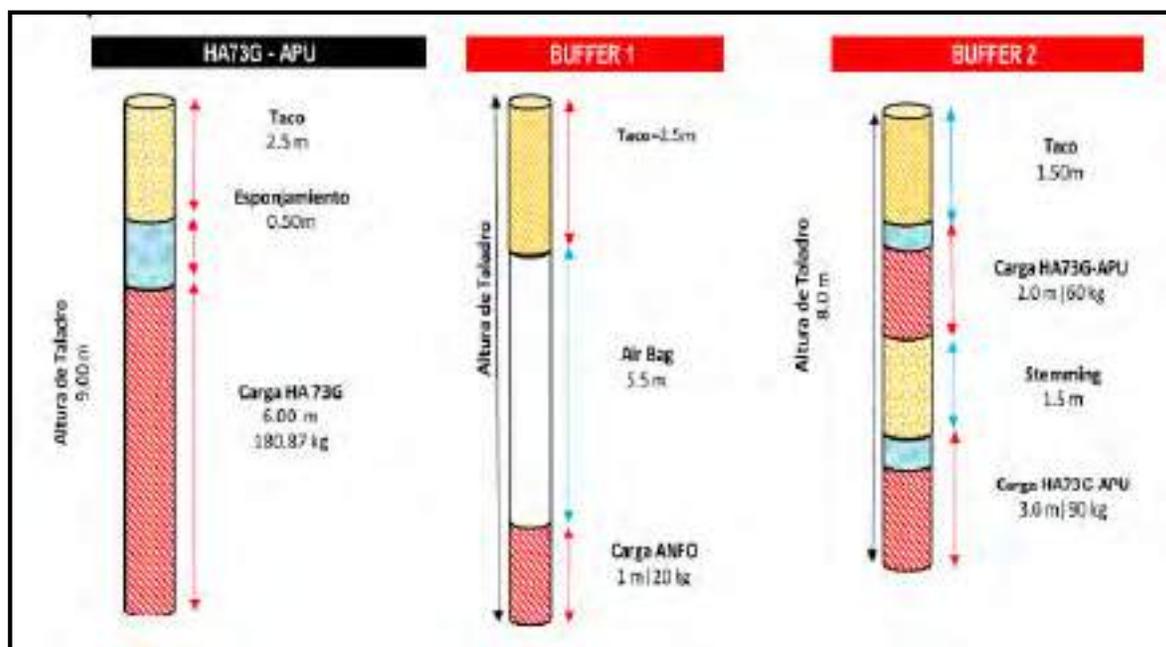
L=H+J Se utiliza esta fórmula para la longitud de perforación ya que la perforación es vertical

con una inclinación de 90° con respecto a la plataforma de perforación tanto en taladros de

producción, buffer 2 como en taladros de pre corte.

$$\text{Entonces: } L=8+1 \quad L=9 \text{ metros}$$

Figura 66 Diseño de banco UM. UTUNSA



Nota: Fuente: Area de perforación y voladura UM. Utunsa

4.1.1.2.7. DISEÑO DE CARGA

LONGITUD DE CARGA (LC)

$$LC = L - T = H + J - T$$

$$L = H + J$$

Donde:

LC: Longitud de carga

L: Longitud de taladro

T: Taco

J: Sobre perforación

Reemplazando,

$$LC = 9.0 - 2.5 \quad L = 6.5 \text{ m}$$

DENSIDAD DE CARGA LINEAL (DCL)

$$DCL = 0.507x(D_t)^2x\rho_e; Kg/m$$

Donde:

DCL= Densidad de carga lineal

D_t = Diámetro del taladro en pulg.

ρ_e = Densidad del explosivo en gr/cc

0.507: Factor de conversión.

Si consideramos un explosivo gasificado SAN G APU 70/30 cuya densidad inicial es de 1.30gr/cc, y densidad final es de 1.10gr/cc, entonces tendríamos;

$$DLC = 0.507x(6.75)^2x1.10; Kg/m$$

$$DLC = 25.41 kg/m$$

CARGA TOTAL DE EXPLOSIVO POR TALADRO (Q_t)

$$Q_t = DLCxLC; Kg/tal$$

Donde:

Q_t = Carga total del explosivo por taladro Kg/tal

DCL= Densidad de carga lineal Kg/m

LC= Longitud de carga m

$$Q_t = 25.41x6.5$$

Para mineral $Q_t = 165.165 kg/tal$

Para desmonte $Q_t = 152.46 kg/tal$

VOLUMEN ROTO (V)

$$V = B \times S \times H; m^3$$

Volumen para mineral $V = 4.30 \times 3.72 \times 8 = 127.97 m^3 / tal$

Volumen para desmonte $V = 5 \times 4.33 \times 8 = 173.20 m^3 / tal$

TONELAJE ROTO (TN)

$$TN = V \times \rho_r; Ton$$

Para densidad de roca (ρ_r) de 2.54 tn/m³

Tonelaje para mineral $TN = 127.97 \times 2.54 = 325.044 TM / tal$

Tonelaje para desmonte $TN = 173.20 \times 2.54 = 439.928 TM / tal$

FACTOR DE POTENCIA (F.P)

$$F.P = \frac{Q}{TN}; Kg/Ton$$

Donde:

Q: Cantidad de carga por taladro kg/tal

TN: Toneladas rotas por taladro Kg/Ton

Factor de Potencia para mineral $F.P = \frac{165.165}{325.044} = 0.51 kg/TM$

Factor de Potencia para desmonte $F.P = \frac{152.46}{439.928} = 0.35 kg/TM$

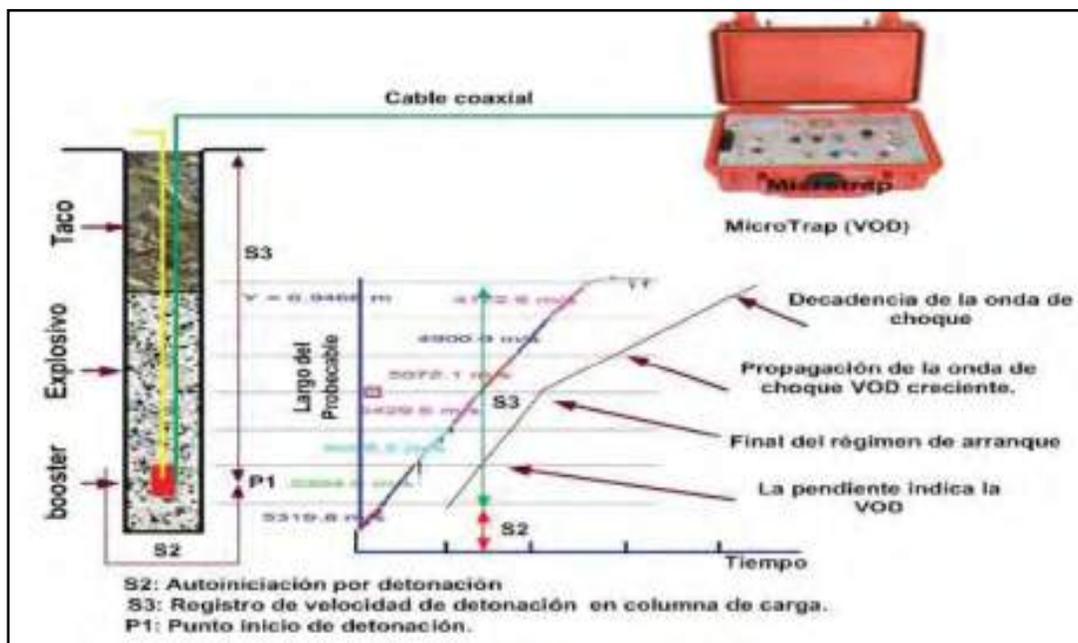
Para el desarrollo de la tesis se considera un explosivo gasificado SAN G APU 70/30 cuya densidad final es de 1.10 gr/cc

4.1.1.2.8. MEDICIÓN DE VELOCIDAD DE LA ONDA DE DETONACIÓN (VOD)

La velocidad de la onda de detonación que se propaga a través de la columna explosiva, se realiza con un equipo de medición Micro Trap que permite medir la VOD (**Figura 69**) por proyecto de voladura por el método de corto circuito, siendo posible en este caso su instalación en un solo

taladro debido a perturbaciones durante la medición o halos de energía compartida por taladros continuos y posibilidades de fallas en la medición o cortes.

Figura 67 Medición de VOD con Microtrap



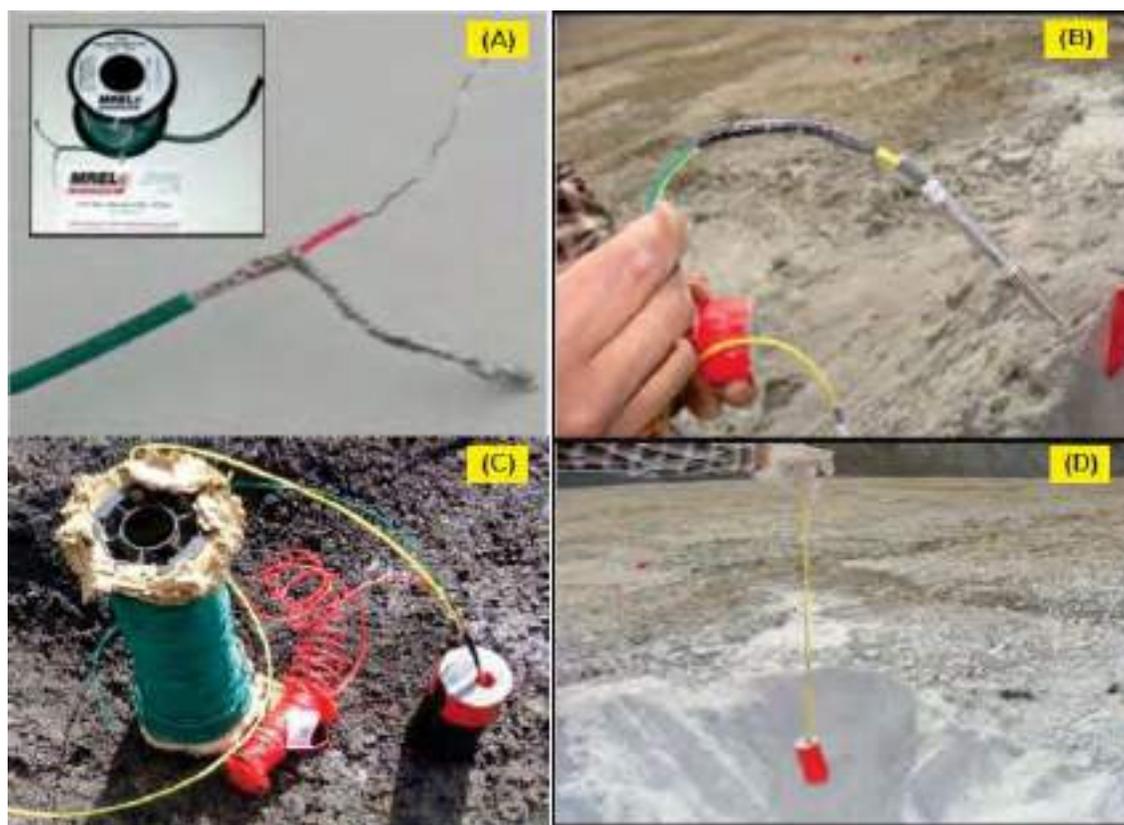
Nota: Fuente, FAMESA EXPLOSIVOS.

El método de medición de la VOD consiste en medir la disminución de la resistencia de un circuito eléctrico, a medida que el frente de detonación consume un cable resistivo. Esto se logra mediante la instalación de un Probecable con rango de resistencia permitido por el Micro Trap. De 50 a 3 000 ohms, y con una resistencia del probecable es de 10.8 ohms/m, se necesitara 10 metros de Probecable para poder medir la VOD en un taladro de 9.00 metros de profundidad; de esta manera se logra unir con el cable coaxial que va unida al equipo Micro Trap ubicada a una distancia segura de 80m.

El probecable al retirar la capa aislante de un extremo se hace un corto circuito conectado al cable de protección del cable conductor central (A), se une conjuntamente al detonador electrónico con cinta aislante (B), luego se enrosca junto al Booster o iniciador (C) y finalmente se introduce al

taladro (D) y se extiende a lo largo de la columna explosiva Figura N° 84 A medida que el frente de detonación del explosivo consume el cable resistivo, la resistencia del corto circuito disminuirá en proporción a la reducción del largo del Probecable. De esta manera el equipo MicroTrap registra la disminución resultante en voltaje en comparación con el tiempo. El software convierte los datos en un gráfico de distancia versus tiempo, como se puede apreciar en la figura N° 84. El desarrollo de a velocidad de detonación se registra de manera continua hasta alcanzar el material de taco, posteriormente recae el registro de medición. El resultado de la medición es una gradiente que

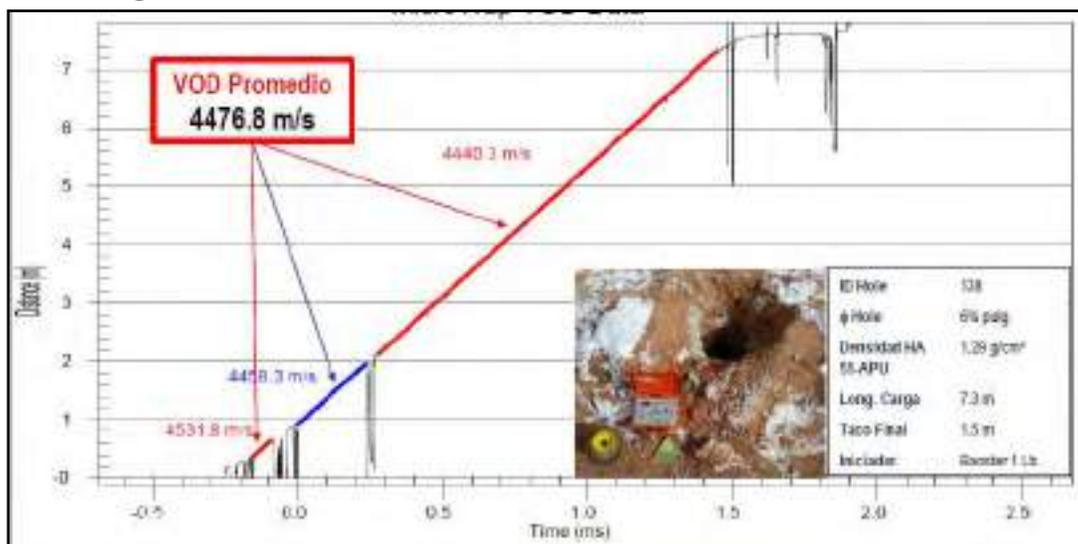
Figura 68 Instalación del probecable resistivo (verde) junto al booster de 1Lb indica la velocidad obtenida.



Nota: Fuente, FAMESA EXPLOSIVOS.

En la siguiente figura n° 69 se muestra el registro de medición, a través de las pruebas realizadas con el equipo Micro Trap.

Figura 69 Resultados de medición de VOD



Nota: Fuente, FAMESA EXPLOSIVOS.

Se tiene los resultados tomados en campo con explosivo gasificado SAN G APU 70/30

Tabla 46 Resultados de VOD con explosivo gasificado SAN G APU 70/30

MES	BANCO	PROY	VOD SAN G APU (m/s)
JULIO	4592	4	4476.80
	4600	6	5604.94
		7	5729.27
AGOSTO	4584	2	5648.00
		3	5529.00
	4592	6	5649.00
	4576	1	5361.55
		2	5486.91
SETIEMBRE	4608	11	
		12	
		13	5560.75
	4656	31	
		32	5543.57
Promedio			5458.98

Nota: Fuente, FAMESA EXPLOSIVOS.

4.1.1.2.9. FACTOR DE POTENCIA (F.P)

El resumen del factor de potencia obtenido en los proyectos de voladura disparados desde el mes de julio hasta el mes de setiembre del 2019 se muestra en la siguiente tabla.

$$F.P = \frac{Q}{TN}; Kg/Ton$$

Donde:

Q=Cantidad de explosivo

TN=Toneladas rotas

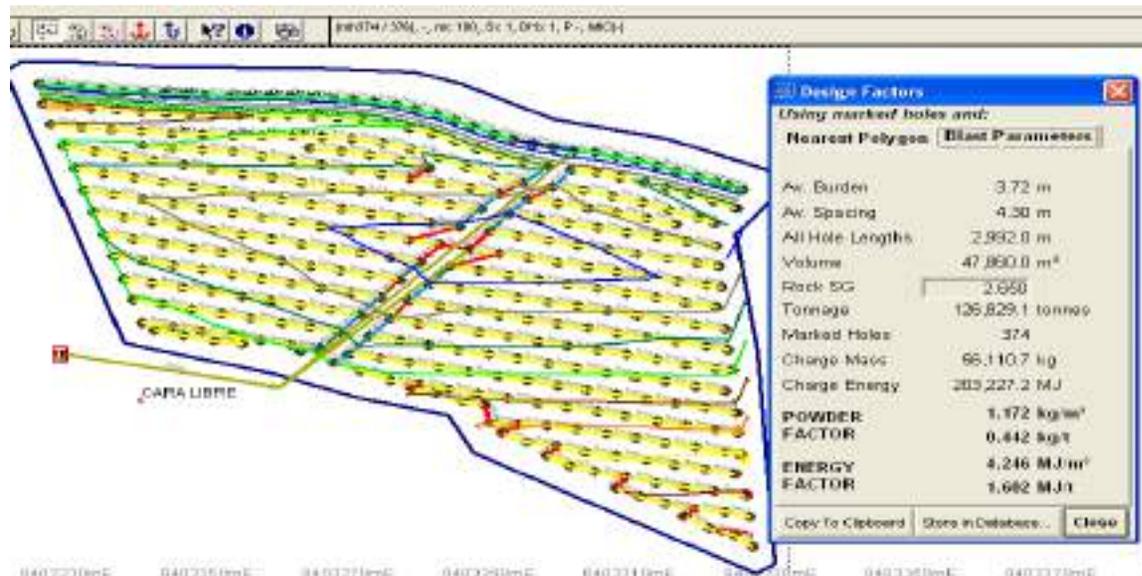
Tabla 47 Factor de Potencia en taladros de producción mineral.

MES	BANCO	PROY	TM (t)	SAN G APU (kg)	F.P (kg/t)	
	4592	4	108384.44	68400.00	0.63	
JULIO	4600	6	108252.00	68382.31	0.63	
		7	120736.80	90609.74	0.75	
AGOSTO	4584	2	120129.18	74610.00	0.62	
		3	160554.18	107830.00	0.67	
	4592	6	110973.14	85765.01	0.77	
SETIEMBRE	4576	1	137156.93	96895.00	0.71	
		2	122673.45	79526.30	0.65	
		4608	11	137060.14	73084.00	0.53
		12	147021.56	54358.00	0.37	
		13	147728.97	92750.00	0.63	
	4656	31	127008.00	73310.00	0.58	
		32	97932.66	68590.07	0.70	
					0.63	

Nota: Fuente, Elaboración propia base de datos ANABI S.A.C

4.1.1.2.10. SIMULACIÓN CON SOFTWARE JK SIMBLAS 2D BENCH

Para los análisis de los parámetros o resultados de la voladura primero se realiza la simulación en el software JK SIMBLAS 2D BENCH. Ello nos hace ver los parámetros y resultados de la voladura antes de ejecutar propiamente la voladura y para este nuevo explosivo SAN G APU se realizará primero la simulación y el análisis tal como detalla:



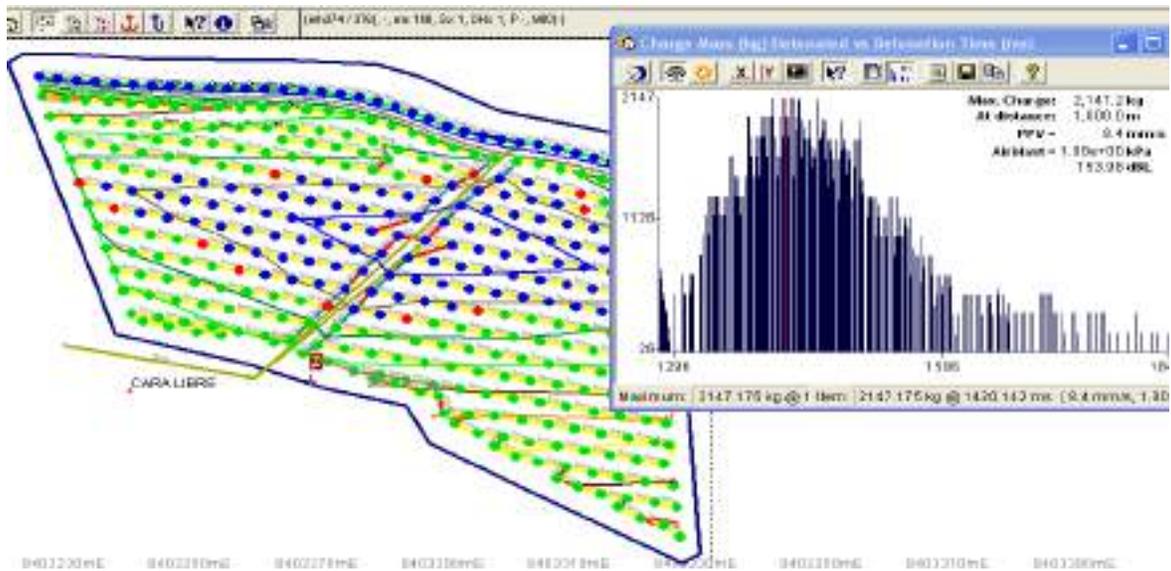
En el análisis de parámetros de voladura con software JK SIMBLAS si tiene el siguiente resultado:

Toneladas rotas: 126,829.1 toneladas

Cantidad de explosivo: 56,110.7 Kg.

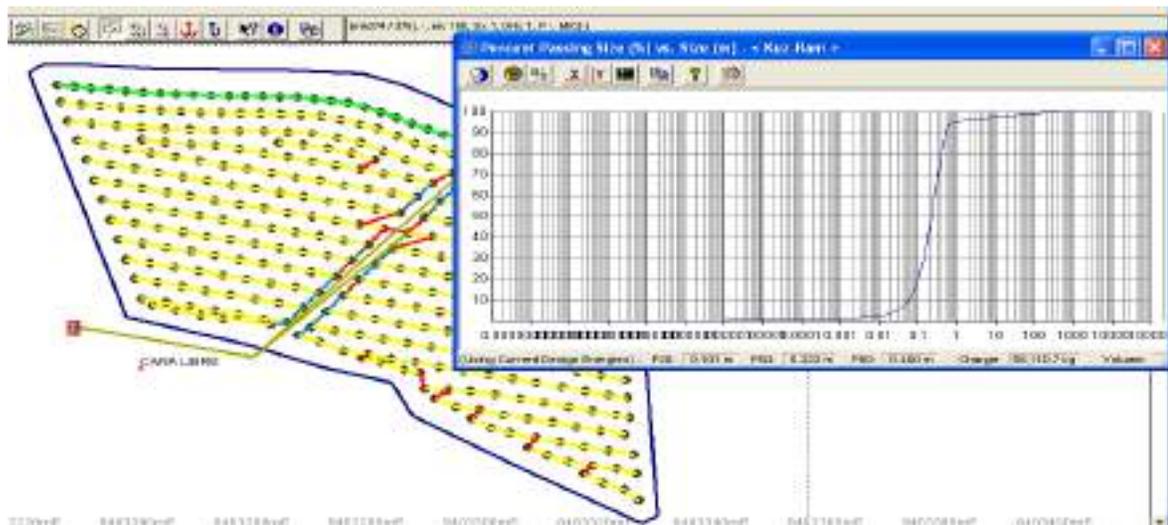
Factor de Potencia (F.P.): 0.442 Kg/TM

También tenemos el resultado de la simulación como el Factor de Carga.



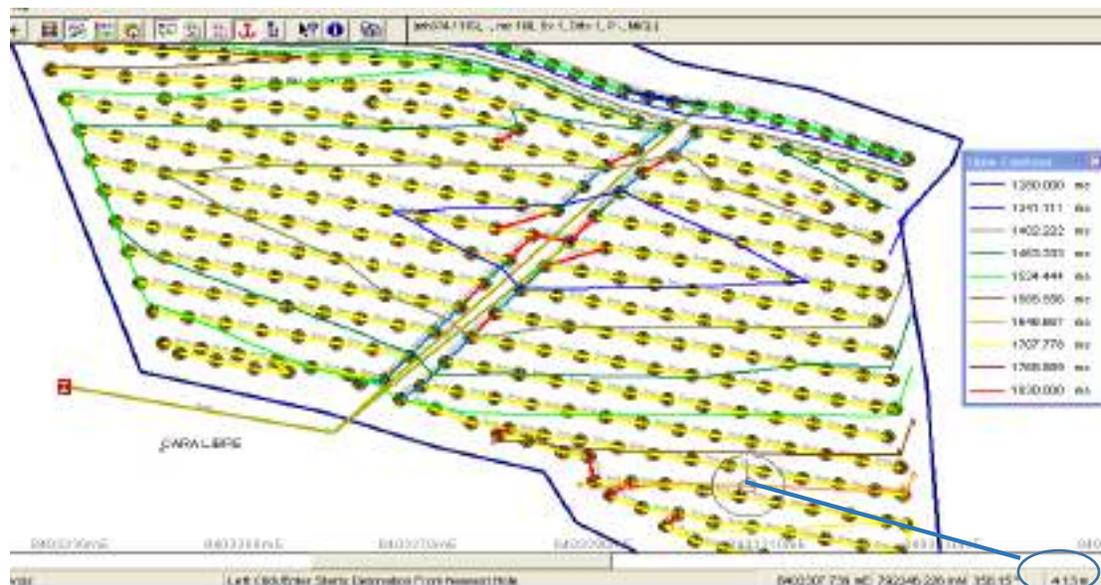
Como se observa en el software JK SIMBLAS se tiene una Carga Operante de 2,147.2 Kg es decir en un solo instante exploto la cantidad mayor de explosivo mencionado generando una velocidad pico partícula (PPV) de 8.4mm/seg la cual está por debajo de las normativas.

También se tiene el análisis de granulometría del P80 de la voladura



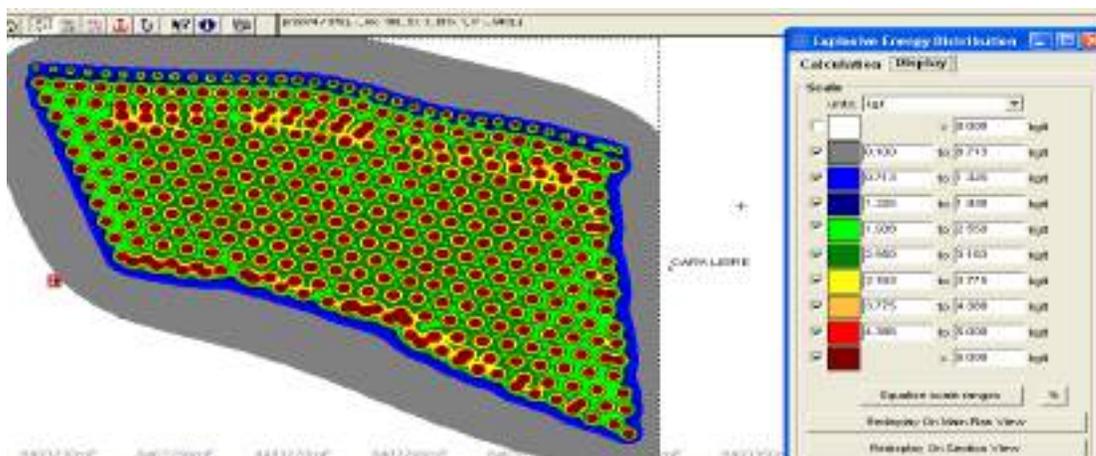
Como se observa e tiene un P80 de 0.40m este resultado es porque en el software solo se toma las características geo mecánicas y no toma en cuenta los diseños de amarre los agentes y accesorios de voladura.

También tenemos el análisis de isocargas y burden practico con el software JK SIMBLAS.



Como se observa en la figura se tienen las isocargas en dirección de salida de voladura en milisegundos, también se calculó el burden practico y es de 4.13 metros tal como muestra la figura.

También se tiene el análisis de distribución de energía tal como muestra la energía.



4.1.1.2.11. MEDICIÓN DE FRAGMENTACIÓN DEL MINERAL

Para el análisis de la fragmentación post voladura, se usa el software PortaMetrics es un Tablet portátil para apuntar y disparar, la cual provee análisis de fragmentación de la escena deseada. Cuenta con un sensor de imagen 3D es combinado con una unidad poderosa de procesamiento para proveer exactitud en la información de la fragmentación, no se realizan supuestos acerca de la forma de la escena o el ángulo de la línea de vista de la cámara y la escena. En la Figura N°69 se muestra el equipo PortaMetrics.

Figura 70 Equipo PORTAMETRICS



Nota: Fuente, página web PortaMetrics

En la tabla N° 46 hace una descripción de las partes principales del equipo, y las funciones de uso.

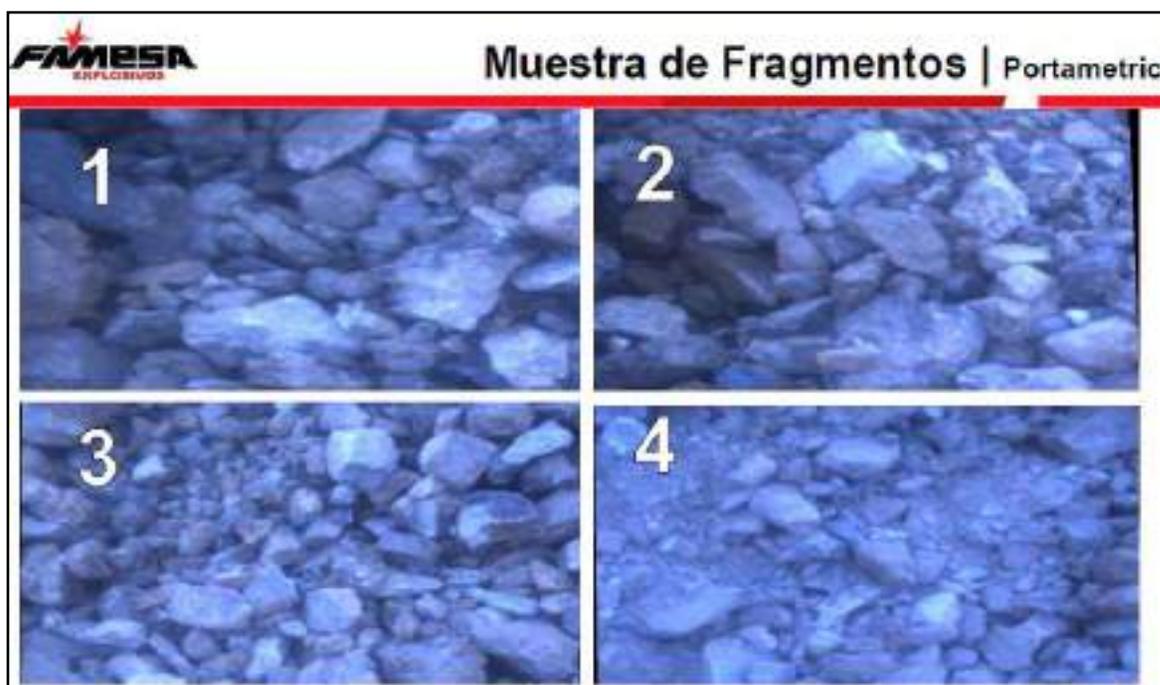
Tabla 48 Descripción de las partes principales del equipo PortaMetrics

PARTES	NOMBRE	DESCRIPCIÓN
A	PANTALLA TÁCTIL	Controlador de la edición y la selección de imágenes
B	ANTENA GPS	Brinda las informaciones de posicionamiento.
C	BOTÓN CAPTURADOR	Capturador de imágenes a analizar
D	BOTÓN ON/OFF	Encendido y apagado del equipo
E	CÁMARAS	Lentes crean la imagen a analizar en 3D
F	VENTILADOR	Enfría los componentes internos

Nota: Fuente, FAMESA EXPLOSIVOS.

Portametrics cuenta con un sensor instantáneo de pendiente, lo cual permite al operario tomar gran número de puntos 3D para estimar la pendiente de una escena deseada y mediante el procesamiento de datos, el sistema analizará las imágenes y presenta la información de un interfaz de un usuario grafico intuitivo.

Figura 71 Fotos tomados con PortaMetrics para evaluación de fragmentación

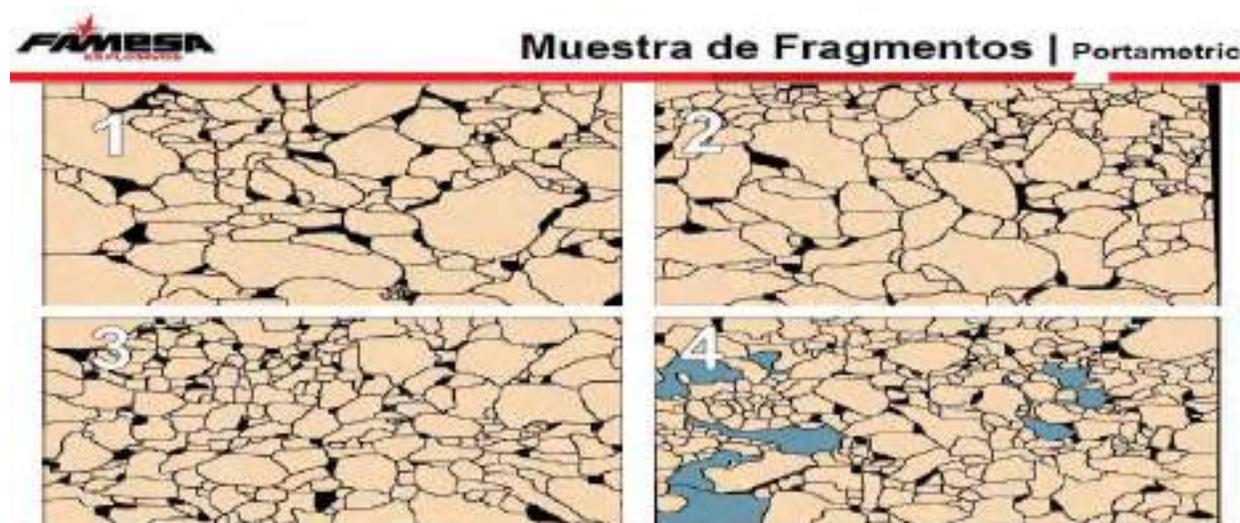


Nota: Fuente, FAMESA EXPLOSIVOS.

Es importante indicar las bondades que brinda el PortaMetrics que son: distancia de trabajo 0.5-30 m, vista de terreno a 10 m, medición de roca más pequeña 3 cm, precisión midiendo el tamaño de roca +/-1cm a 10m, precisión midiendo pendientes +/- 0.5 (deg), conexiones de red Wi-Fi y GPS y resolución de pantalla LCD 2560x2048 pixeles. Este último nos permite generar reportes de análisis de la fragmentación de manera instantánea y el rango de medición en tiempo real del pasante 80 (P80), registrando la fragmentación de manera cualitativa y dar mayor relevancia al DIG – RATE (tasa de excavación).

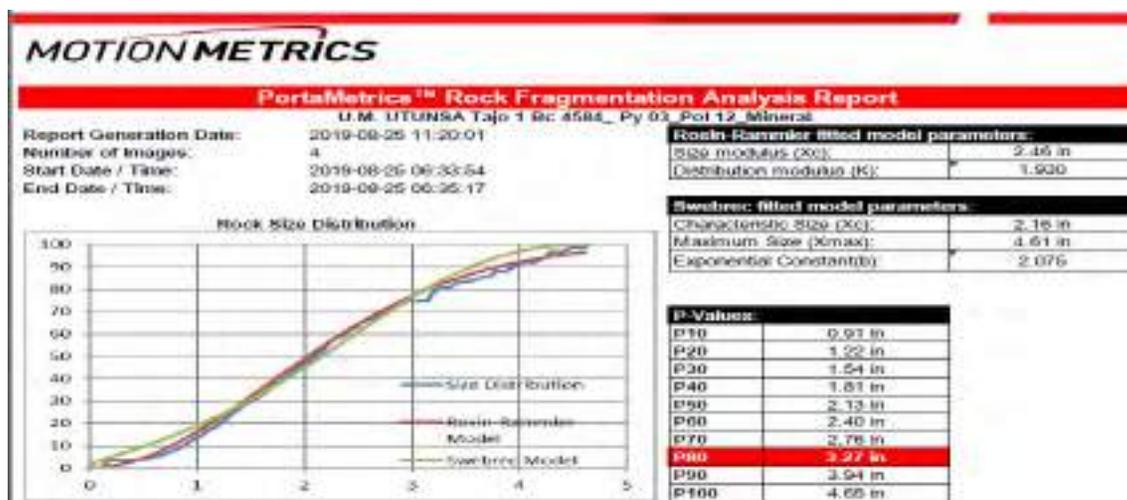
López Jimeno (2010), en su investigación sobre la calidad de la fragmentación, Menciona que un indicador representativo del performance de la voladura y la calidad de la misma, atribuye a niveles altos de DIG – RATE (tasa de excavación) de los equipos de minado, para lo cual se decidirá relacionar calidad de la Fragmentación con la tasa de excavación.

Figura 72 Cuadros de visor de imagines, edición de fragmentación y resultados de análisis de la fragmentación.



Nota: Fuente, FAMESA EXPLOSIVOS.

Figura 73 Evaluación de fragmentación de con PortaMetrics



Nota: Fuente, FAMESA EXPLOSIVOS.

Se tiene el P80 de los resultados de la voladura de cada prueba.

Tabla 49 Fragmentación P80 con el explosivo gasificado SAN G APU

MES	BANCO	PROY	FOTOS ANALIZADOS	SAN G APU P80 PortaMetric (Pulg)
JULIO	4592	4	25	3.88
	4600	6	27	3.19
		7	20	3.57
AGOSTO	4584	2	24	3.83
		3	24	3.61
	4592	6	16	3.67
	4576	1	12	2.93
		2	12	3.51
SETIEMBRE	4608	11	9	3.21
		12	8	5.20
		13	9	3.02
	4656	31	27	4.38
		32	9	3.80
	Total		222	3.68

Nota: Fuente, FAMESA EXPLOSIVOS.

También se tiene la presencia de bolones después de la voladura con el explosivo SAN G APU para ello se tiene el plano de stock de mineral tal como detalla en el siguiente plano de stock de mineral:

Como se observa en el plano de stock de mineral se tiene el siguiente cuadro de resumen:

STOCK DE MATERIAL	VOLUMEN	TONELADAS (TM)	PORCENTAJE
	(m3)		(%)
STOCK DE MINERA	78916.18	177561.41	99.76%
STOCK MINERAL NO OPERATIVO	199.18	429.37	0.24%
TOTAL	79115.36	177990.78	100%

Del 100 % de mineral volado se tiene un promedio de 0.24% de boloneria tal como detalla en el plano de stock de mineral de la unidad minera Utunsa, tajo 1

MEDICIÓN DE LA TASA DE EXCAVACIÓN (DIG – RATE)

Para evaluar el DIG-RATE (tasa de excavación) de los equipos de minado, también llamado la excavadora, se ha atribuido otros factores o elementos externos al minado, que afectan de manera directa o indirectamente al proceso productivo, como las condiciones climáticas, la calidad del material disparado, condición de las vías, medidas de seguridad en la zona de carguío, asignación de camiones.

Para el presente estudio de evaluación del DIG-RATE (tasa de excavación) de los equipos de minado, no se considera la data histórica para efectos de comparación y evaluación de la productividad de los equipos de minado, debido a la data que se maneja con los resultados obtenidos con HA (50/50); lo cual representa datos para efectos de comparación y estudio con el agente de voladura en prueba SAN G APU y resultados de tasa de excavación que se alcanza al momento de la campaña de pruebas con la nueva emulsión energética HA 50/50.

La campaña de pruebas con la emulsión energética SAN G APU 70/30 se efectuó en el tajo 1 de unidad minera UTUNSA en los proyectos de voladura disparados que corresponden desde el mes de julio hasta el mes de octubre del año 2019. Los datos recabados como resultado de las pruebas a efectos de comparación con el DIG-RATE, detonado en pruebas de polígonos continuos del

nuevo explosivo en etapa de prueba, se considera que las mallas tengan aumento en burden y espaciamiento, y disminuya la cantidad de carga y principalmente que sea el mismo material. La compañía cuenta con controladores de volquetes mineros donde se registra la hora de carguío salida y entrada determinando así el ciclo de los volquetes, así mismo cuenta con orecontrol que controla los polígonos y leyes replanteados por topografía según el material de minado.

La operación de minado, se dio en las mismas condiciones de material en prueba, tanto proyectos detonados con emulsión matriz HA 55, como aquellos detonados a base del explosivo SAN G APU 73.

La tasa de excavación de los equipos de minado es calculada de la siguiente manera:

$$TASA DE EXCAVACION \left(\frac{TM}{H} \right) = \frac{Tonelaje\ nominal}{Tiempo\ de\ carguio}$$

Para efectos de cálculo del tonelaje nominal de los volquetes mineros mercedes Benz Actros 4441, con capacidad de carga de 33 toneladas métricas y el tiempo de carguío aproximado de la excavadora CAT 374 es de 1.65 minutos, mediante los cálculos realizados se determina el rendimiento horario de la excavadora.

$$TASA DE EXCAVACION \left(\frac{TM}{H} \right) = \frac{33 * 60}{1.65} = 1200tm/h$$

Cabe señalar que la productividad de la excavadora es afectada por diversos factores intrínseco a la operación como la densidad del material de minado, frentes duros, disponibilidad del equipo, habilidad del operador, calidad de material volado, condiciones climáticas adversas (tormentas eléctricas), pisos desnivelados y medidas de seguridad en la operación que afectan la Tasa de Excavación de los equipos de minado.

Tabla 50 Rendimiento de equipos usando explosivo gasificado SAN G APU

MES	BANCO	PROY	EXCAVADORA	RENDIMIENTO (TM/hr)
	4592	4	CAT 374-4	1217
JULIO	4600	6	CAT 374-4	1238
		7	CAT 374-4	1320
AGOSTO	4584	2	CAT 374-2	1091
		3	CAT 374-4	1170
	4592	6	CAT 374-4	1277
	4576	1	CAT 374-4	1188
		2	CAT 374-2	1162
SETIEMBRE	4608	11	CAT 374-2	1114
		12	CAT 374-4	1313
		13	CAT 374-4	1244
	4656	31	CAT 374-2	1061
		32	CAT 374-2	1177
PROMEDIO				1197.85

Nota: Fuente, Área Operaciones Mina - ANABÍ S.A.C.

4.1.1.3. NIVEL DE CALIDAD DE GASES

A continuación, se mostrará los resultados medidos cualitativamente en la unidad minera UTUNSA, a través del uso de nuestra Emulsión Matriz Gasificable correctamente balanceada y de alta calidad SAN G APU 70/30, para la mezcla explosiva SAN G APU 70/30, con Camiones Fábrica con tecnología de punta que garantizaron la correcta mezcla explosiva y balance de oxígeno en la reacción de combustión.

Tabla 51 Nivel de gas nitroso con el explosivo gasificado SAN G APU

MES	BANCO	PROY	Tipo de Material	Nº Taladros disparados	Mezcla Explosiva	Nivel de Humos	Nº Taladros con Gases	Descripción	% Gases
JULIO	4592	4	MINERAL	330	SAN G APU 73	0	0	No Humos	0.00%
	4600	6	MINERAL	372	SAN G APU 73	0	0	No Humos	0.00%
		7	MINERAL	372	SAN G APU 73	0	0	No Humos	0.00%
AGOSTO	4584	2	MINERAL	403	SAN G APU 73	0	0	No Humos	0.00%
	4592	3	MINERAL	561	SAN G APU 73	0	0	No Humos	0.00%
		6	MINERAL	437	SAN G APU 73	0	0	No Humos	0.00%
		4576	1	MINERAL	449	SAN G APU 73	0	0	No Humos
	SETIEMBRE	4608	2	MINERAL	416	SAN G APU 73	0	0	No Humos
11			MINERAL	415	SAN G APU 73	0	0	No Humos	0.00%
4656		12	DESMONTE/ MINERAL	330	SAN G APU 73	0	0	No Humos	0.00%
		13	DESMONTE/ MINERAL	490	SAN G APU 73	0	0	No Humos	0.00%
4656		31	MINERAL	389	SAN G APU 73	0	0	No Humos	0.00%
		32	DESMONTE/ MINERAL	295	SAN G APU 73	0	0	No Humos	0.00%

Nota: Fuente, FAMESA EXPLOSIVOS.

Figura 74 Nivel de humos resultado de los disparos usando SAN G APU

Nota: Fuente, FAMESA EXPLOSIVOS.

4.1.2. EVALUACIÓN ECONÓMICA UTILIZANDO EXPLOSIVO SAN G APU

4.1.2.1. COSTO DE PERFORACIÓN.

El costo de perforación con el nuevo explosivo SAN G APU es muy diferente ya que según las características propias del explosivo los parámetros de perforación han sido variados por ende en cada proyecto de perforación se tiene un costo diferente en relación a metros perforados tal como detalla en el cálculo siguiente:

Costo de aceros de perforación

$$\text{Costo unitario de aceros de perforacion} = \frac{\text{costo de acero (US\$)}}{\text{vida util de acero (m)}}$$

Tabla 52 Costo de aceros de perforación

ACCESORIOS DE PERFORACIÓN	VIDA ÚTIL (m)	Costo US\$	C.U. US\$/m
ADAPTER PIN BECO - PIN API SPLINDE FLAT 4.1/2" LONG. 20 CM Ø5.1/2"	15242.83	746	0.05
BARRA Ø5.1/2"XPARED=3/4"XL=30' - 3.1/2" BECO BOX-BOX	15242.83	2446.31	0.16
BOCINA CENTRALIZADORA A° F° BP 280 - Øe=245 X Øi=116 X L=170 MM	15000	630	0.04
ACOPLE PARA MARTILLO 5.88" DIAMETRO X 20 CM LONG HILO PIN BECO 3 1/2" X BOX REG 3 1/2"	5247.5	740	0.14
DTH HAMMER - MINCON 6BH HAMMER (QL60 SHANK) WITH RETRAC BUTTONS (SERIE MB601AS01B)	5247.5	4375.05	0.83
MINCON CHUCK(DRIVE SUB) - MB615CK01	6000	511.04	0.09
BROCA 6.3/4" QL60 B66QL60F12DW 171MM QL6 FF 18MM C/WEAR PAD (PROTECCION PERIFERICA)	712	649.38	0.91
COPA P/AFILAR BROCAS 19MM - PILOT	2600	84.67	0.03
COSTO TOTAL DE ACCESORIOS DE PERFORACIÓN			2.26

Nota: Fuente, Área PER-VOL – ANABI SAC.

Costo unitario de tarifa de combustible

$$\text{Costo Unitario} = \frac{\text{ratio de consumo} \left(\frac{\text{Gal}}{\text{Hr}} \right) \times \text{Precio del combustible (US$/Gal)}}{\text{velocidad de perforacion} \left(\frac{\text{m}}{\text{Hr}} \right)}$$

Tabla 53 Costo Tarifa de combustible

EQUIPO DE PERFORACIÓN	RATIO DE CONSUMO (Gal/Hr)	P. COMBUSTIBLE (US\$/Gal)	COSTO POR HORA (US\$/Hr)	V.P (m/Hr)	COSTO UNITARIO (US\$/m)
Perforadora DM45-03	20.25	2.67	54.07	28	1.93
Perforadora DM45HP-06	20.31	2.67	54.22	30	1.81
Perforadora DML-07	22.70	2.67	60.61	32	1.89
Total Promedio					1.88

Costo unitario por toneladas métricas

Para el análisis del presente trabajo en perforación se realizará los costos por unidad de toneladas métricas ya que la aplicación del nuevo explosivo incide en el volumen de un determinado proyecto por ello varia la cantidad de taladros a perforar por ende la cantidad de metros a perforar.

$$\text{Costo unitario total} = \frac{\text{costo de perforacion total} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Tal}} \right)}{\text{tonelas rotas} \left(\frac{\text{TM}}{\text{Tal}} \right)}$$

Tabla 54 Costo total Unitario por toneladas métricas de mineral

COSTO UNITARIO	COSTO UNITARIO (US\$/m)	METROS PERFORADOS POR TALADRO (m)	COSTO POR TALADRO (US\$/Tal)	MALLA DE PERFORACIÓN MINERAL (ExB)	DENSIDAD DE LA ROCA (TM/m3)	COSTO UNITARIO POR TM (US\$/TM)
HORAS	4.72	9	42.48	4.30x3.72	2.54	0.131
MAQUINA						
ACCESORIOS DE PERFORACIÓN	2.26	9	20.34	4.30x3.72	2.54	0.063
COMBUSTIBLE	1.88	9	16.92	4.30x3.72	2.54	0.052
Total Promedio						0.245

Tabla 55 Costo total Unitario por toneladas métricas de desmorte

COSTO UNITARIO	COSTO UNITARIO (US\$/m)	METROS PERFORADOS POR TALADRO (m)	COSTO POR TALADRO (US\$/Tal)	MALLA DE PERFORACIÓN DESMONTE (ExB)	DENSIDAD DE LA ROCA (TM/m3)	COSTO UNITARIO POR TM (US\$/TM)
HORAS	4.72	9	42.48	5.00x4.33	2.54	0.097
MAQUINA ACCESORIOS DE PERFORACIÓN	2.26	9	20.34	5.00x4.33	2.54	0.046
COMBUSTIBLE	1.88	9	16.92	5.00x4.33	2.54	0.038
Total Promedio						0.181

El cálculo de costos de perforación por unidad de toneladas métricas es con el fin de hacer el análisis comparativo del uso del nuevo explosivo SAN G APU. En el proceso de prueba del explosivo se hizo un análisis de todo el costo de perforación y en resumen se tiene en el siguiente cuadro los costos de perforación desde el mes de julio hasta el mes de setiembre

Tabla 56 *Costos de perforación por metros lineal con el explosivo gasificado SAN G APU 70/30*

MES	METROS PERFORADOS POR MES (m)	COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN (US\$)	C.U. (US\$/m)	Costo (US\$/tmt)	Costo (US\$/oz)
JULIO	30634	401324.83	13.101	0.89	73.11
AGOSTO	36009	408024.05	11.331	0.78	77.76
SETIEMBRE	35472.8	415453.95	11.712	0.86	87.84
PROMEDIO			12.048	0.843	79.570

Nota: Fuente, Anabí S.A.C PER-VOL

4.1.2.2. COSTO DE VOLADURA.

El costo de perforación con el nuevo explosivo SAN G APU se mide mediante un parámetro de US\$ por tonelada rota, para ello se tiene el cálculo en los siguientes cuadros.

Tabla 57 Precio Unitario (P.U) de agentes y accesorios de voladura

AGENTE	UNID	P.U. US\$	PROVEEDOR
NITRATO	KG	0.58	CACHIMAYO
EMULSION GASIFICABLE N-30	KG	1.598	FAMESA
ACCESORIO	UNIDAD	P.U. US\$	PROVEEDOR
CTD 17 MS	PZA	1.49	FAMESA
CTD 25 MS	PZA	1.55	FAMESA
CTD 35 MS	PZA	1.59	FAMESA
CTD 42 MS	PZA	1.58	FAMESA
BOOSTER 1 Lb	MT	3.23	FAMESA
CORDON DET. 5G	MT	0.19	FAMESA
MECHA	MT	0.14	FAMESA
FANEL DUAL 800/17 MS	UND	2.77	FAMESA
FULMINANTE	UND	0.13	FAMESA
LSEF 50 M/ROLLO	UND	11.39	FAMESA

Según lo calculado se tiene la cantidad de explosivo calculado por taladro tal como detalla

$$Q_t = 165.165 \text{ kg/tal mineral}$$

$$Q_t = 152.46 \text{ kg/tal desmonte}$$

Teniendo la cantidad de explosivo por taladro se distribuye las cantidades según la proporción de cada agente del explosivo tal como detalla en el siguiente cuadro

Tabla 58 Distribución de agentes de voladura para mineral

TOTAL EXPLOSIVO (KG)	N-30	SAN G APU 70/30		NITRATO DE AMONIO (KG)	DIESEL (KG)
	1.38%	EMULSION GASIFICABLE (KG)	ANFO (KG)		
165.165	2.279	114.020	48.866	45.934	2.932

Tabla 59 Distribución de agentes de voladura para desmonte

TOTAL EXPLOSIVO (KG)	N-30	SAN G APU 70/30		NITRATO DE AMONIO (KG)	DIESEL (KG)
	1.38%	EMULSION GASIFICABLE (KG)	ANFO (KG)		
152.460	2.104	105.249	45.107	42.400	2.706

Calculo de costos unitarios por toneladas métricas de agentes y accesorios de mineral.

Costo de agentes y accesorios de voladura por unidad de taladro

$$\text{costo} = \text{Cantidad por taladro} \times \text{Precio unitario}$$

Tabla 60 Costo unitario de agentes y accesorios de voladura SAN G APU Mineral

AGENTE/ACCESORIO	UNID.	CANTIDAD	P.U. US\$	PRECIO TOTAL US\$/Tal
EMULSION	KG	114.020	0.67	76.393
NITRATO DE AMONIO	KG	45.934	0.58	26.642
N-30	KG	2.279	1.598	3.642
DIESEL	GAL	0.911	2.67	2.431
CTD 25 MS	PZA	1	1.55	1.550
BOOSTER 1 Lb	UND	1	3.23	3.230
MECHA	MT	3	0.14	0.420
FANEL DUAL 800/17 MS	PZA	1	2.77	2.770
FULMINANTE	UND	2	0.13	0.260
	TOTAL			117.338

MINERAL	Toneladas rotas (TM/Tal)	Costo total (US\$/Tal)	COSTO UNITARIO (US\$/TM)
	325.044	117.338	0.361

Tabla 61 Costo unitario de agentes y accesorios de voladura SAN G APU Mineral

AGENTE/ACCESORIO	UNID.	CANTIDAD	P.U. US\$	PRECIO TOTAL
EMULSION	KG	105.249	0.67	70.517
NITRATO DE AMONIO	KG	42.400	0.58	24.592
N-30	KG	2.104	1.598	3.362
DIESEL	GAL	0.840	2.67	2.244
CTD 25 MS	PZA	1	1.55	1.550
BOOSTER 1 Lb	UND	1	3.23	3.230
MECHA	MT	3	0.14	0.420
FANEL DUAL 800/17 MS	PZA	1	2.77	2.770
FULMINANTE	UND	2	0.13	0.260
TOTAL				108.945

Costo unitario de voladura

$$\text{Costo unitario de voladura} = \frac{\text{Costo } \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Tal}}\right)}{\text{Toneladas rotas } \left(\frac{\text{TM}}{\text{Tal}}\right)}$$

DESMONTE	Toneladas rotas (TM/Tal)	Costo total (US\$/Tal)	COSTO UNITARIO (US\$/TM)
	439.928	108.945	0.248

En este cálculo de costo unitarios no se ha considerado algunos gastos como costos de camión fábrica, costos de personal, costo de EPPs, entre otros costos que son afectados al centro de costos de voladura. Estos costos son considerados constantes para el análisis de ambos explosivos ya que no condiciona su cambio de valor en cada explosivo es por ello no varían esos costos.

Durante la etapa de prueba del explosivo gasificado SAN G APU se han tomado 13 proyectos de voladura entre el mes de julio hasta el mes de setiembre y se tiene un costo unitario total según reporte de la empresa minera ANABÍ S.A.C. tal como detalla en el siguiente cuadro

Tabla 62 Costo de voladura con explosivo gasificado SAN G APU 70/30

MES	MATERIAL ROTO POR MES (TM)	COSTO TOTAL DE VOLADURA (US\$)	C.U. (US\$/TM)	Costo (US\$/tmt)	Costo (US\$/oz)
JULIO	1012282.4	420409.58	0.415	0.93	76.58
AGOSTO	1284587.33	501777.45	0.391	0.96	95.62
SETIEMBRE	1228825.89	517069.16	0.421	1.07	109.32
	PROMEDIO		0.409	0.987	93.840

Nota: Fuentes Area PER-VOL – ANABI SAC.

4.1.2.3. COSTO DE CARGUÍO.

Es costo de carguío es uno de los indicadores más relevantes ya que es un proceso de minado después de la voladura que está relacionado directamente con el rendimiento del equipo de carguío, se tiene un costo de carguío promedio en los 13 proyectos de 0.277 US\$/TM.

Costo de tarifa de combustible

$$\text{Costo por tarifa de combustible} = \frac{\text{precio total de consumo } \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Hr}}\right)}{\text{Rendimiento del equipo } \left(\frac{\text{TM}}{\text{Hr}}\right)}$$

Tabla 63 Calculo de costo unitario por ratio de consumo de combustible

Equipo de Carguío	Ratio Consumo gal/Hr	P. Comb. US\$/gal	P. Total de consumo US\$/Hr	Rendimiento TM/Hr	Costo Unitario US\$/TM
EXC. CAT 374	17.3	2.67	46.191	1197.85	0.039

Costo unitario por horas maquina

$$\text{costo unitario por horas maquina} = \frac{\text{alquiler del equipo } \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Hr}}\right)}{\text{rendimiento del equipo } \left(\frac{\text{TM}}{\text{Hr}}\right)}$$

Tabla 64 *Calculo de costo unitario por horas maquina*

Equipo de Carguio	P.U Horas Maquina US\$/Hr	Rendimiento TM/Hr	Costo Unitario US\$/TM
EXC. CAT 374	125	1197.85	0.104
Costo unitario por concepto:			Costo Unitario US\$/TM
Costo unitario por ratio de consumo de combustible			0.039
Costo unitario por horas maquina			0.104
Total			0.143

En el cálculo de costos unitario de carguío no se ha considerado algunos gastos como costos de personal, costos de EPPs, entre otros costos asignados al centro de costos de carguío, ya que ellos se consideran como constantes en análisis comparativo entre ambos explosivos.

En la etapa de prueba del explosivo SAN G APU de los 13 proyectos se tiene un costo unitario total reportados por la empresa minera ANABÍ S.A.C. desde el mes de julio hasta el mes de setiembre tal como detalla en el cuadro siguiente

Tabla 65 *Costo de carguío con explosivo gasificado SAN G APU*

MES	MATERIAL DE CARGUÍO (TM)	COSTO TOTAL DE CARGUÍO (US\$)	C.U. (US\$/TM)	Costo (US\$/tmt)	Costo (US\$/oz)
JULIO	1182411.55	338209.74	0.286	0.75	61.61
AGOSTO	1275125.80	360314.08	0.283	0.69	68.66
SETIEMBRE	1316095.00	337508.22	0.256	0.7	71.36
PROMEDIO			0.275	0.713	67.210

Nota: Fuente, Área Operaciones Mina – ANABI SAC.

CAPITULO V

5.1. ANÁLISIS RESULTADOS

5.1.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE EVALUACIÓN TÉCNICA

5.1.1.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE PERFORACIÓN.

En el análisis de malla de perforación por el cambio de explosivo con el SAN G APU 70/30 se amplió la malla de perforación en proyectos de mineral y desmonte tal como detalla en el cuadro de análisis.

Tabla 66 Cuadro de resumen comparativo de la malla de perforación con SAN G APU 70/30 vs HA55 en mineral

Parámetros	MINERAL		DIFERENCIA
	malla de perforación SAN G APU 70/30	malla de perforación HA55	
ESPACIAMIENTO	4.3	4	0.3
BURDEN	3.72	3.48	0.26

Como se observa en la malla de perforación para proyectos de mineral con la utilización del nuevo producto SAN G APU 70/30 se amplió en 0.3 metros de espaciamento y 0.24 metros en burden

Tabla 67 Cuadro de resumen comparativo de la malla de perforación con SAN G APU 70/30 vs HA55 en desmonte

Parámetros	DESMONTE		DIFERENCIA
	malla de perforación SAN G APU 70/30	malla de perforación HA55	
ESPACIAMIENTO	5	4.5	0.5
BURDEN	4.33	3.9	0.43

Como se observa en la malla de perforación para proyectos de desmonte con la utilización del nuevo producto SAN G APU se amplió en 0.5 metros de espaciamiento y 0.46 metros en burden.

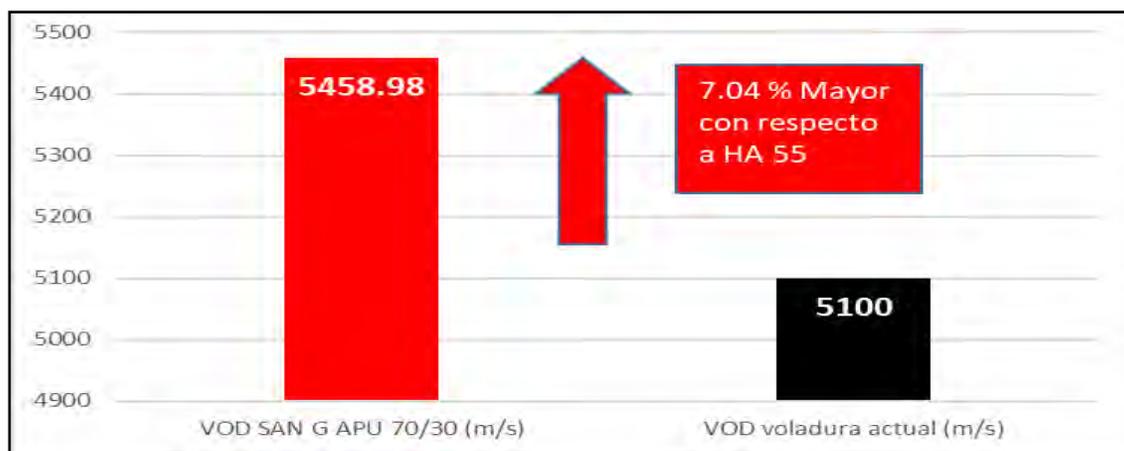
5.1.1.2. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE VOLADURA

5.1.1.2.1. ANÁLISIS RESULTADOS DE VELOCIDAD DE DETONACIÓN (VOD)

Se compara la velocidad de detonación (VOD) promedio obtenido en los disparos realizados con HA55 en proyectos de mineral con los resultados de velocidad de detonación (VOD) obtenidos en cada proyecto disparado con emulsión gasificada SAN G APU 70/30.

Tabla 68 Cuadro comparativo de VOD entre SAN G APU y la voladura actual con explosivo HA 55

MES	BANCO	PROY	VOD SAN G APU 70/30 (m/s)	VOD voladura actual (m/s)	% Variación
JULIO	4592	4	4476.8	5100	-12.22%
	4600	6	5604.94	5100	9.90%
		7	5729.27	5100	12.34%
AGOSTO	4584	2	5648	5100	10.75%
		3	5529	5100	8.41%
	4592	6	5649	5100	10.76%
	4576	1	5361.55	5100	5.13%
		2	5486.91	5100	7.59%
SETIEMBRE	4608	11		5100	
		12		5100	
		13	5560.75	5100	9.03%
	4656	31		5100	
		32	5543.57	5100	8.70%
	Promedio		5458.98	5100	7.04%
	Diferencia		358.98		



Como se puede observar hay un aumento en el VOD del 28.26% con respecto al explosivo HA 55 de la voladura actual en proyectos de mineral y desmonte.

5.1.1.2.2. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE FACTOR DE POTENCIA (F.P)

Para el análisis de Factor de Potencia (F.P) se tiene la cantidad de explosivo utilizado para determinado toneladas de roca a romper para ello se han hecho cálculos en los capítulos anteriores tanto para el explosivo HA 55 y explosivo SAN G APU 70/30 para mineral y desmonte tal como detalla en los siguientes cuadros.

MATERIAL	CANTIDAD DE EXPLOSIVO POR TALADRO (Q)		DIFERENCIA
	HA 55 (Kg/Tal)	SAN G APU 70/30 (Kg/Tal)	
MINERAL	194.74	165.165	29.575
DESMONTE	179.760	152.460	27.300

Como se observa en el cuadro se tiene una reducción de cantidad de explosivos utilizados por taladro con el nuevo explosivo SAN G APU 70/30, en tiene una reducción para mineral de 29.575 Kg/Tal y una reducción para desmonte de 27.300 Kg/Tal.

También se tiene el análisis de toneladas rotas por taladro ya que por las características propias del nuevo explosivo SAN G APU 70/30 se tiene nuevas dimensiones en Espaciamiento y Burden tal como detalla en el cuadro siguiente.

MATERIAL	TONELADAS ROTAS POR TALADRO (TM/Tal)		DIFERENCIA
	HA 55	SAN G APU 70/30	
MINERAL	281.228	325.044	43.816
DESMONTE	356.616	439.928	83.312

Ya que se tiene un aumento en las dimensiones de la malla de perforación con el nuevo explosivo SAN G APU 70/30 por ello hay un aumento en toneladas rotas por taladro con el nuevo explosivo SAN G APU 70/30 en mineral se tiene un aumento de 43.816 TM/Tal y en desmonte se tiene un aumento de 83.3212 TM/Tal

Teniendo esos datos se determina el Factor de Potencia y como análisis se tiene el factor de potencia calculado tanto para mineral como para desmonte de ambos explosivos HA 55 y SAN G APU 70/30. Tal como detalla en el cuadro siguiente.

MATERIAL	FACTOR DE POTENCIA (F.P) Kg/TM		DIFERENCIA
	HA 55	SAN G APU 70/30	
MINERAL	0.69	0.51	0.18
DESMONTE	0.50	0.35	0.15

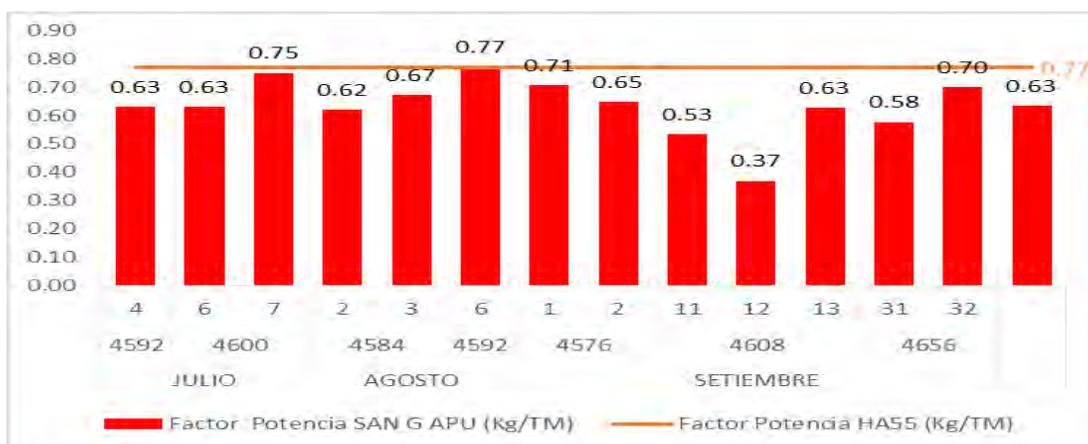
En el análisis anterior se tiene un aumento en toneladas rotas por taladros y una disminución de cantidad explosivo utilizado por taladro por ello se tiene una disminución de factor de potencia, para mineral se tiene una disminución de 0.18 Kg/TM y para desmonte se tiene una disminución de 0.15 Kg/TM.

A continuación, se detalla el análisis del indicador de Factor de Potencia obtenido de los proyectos disparados

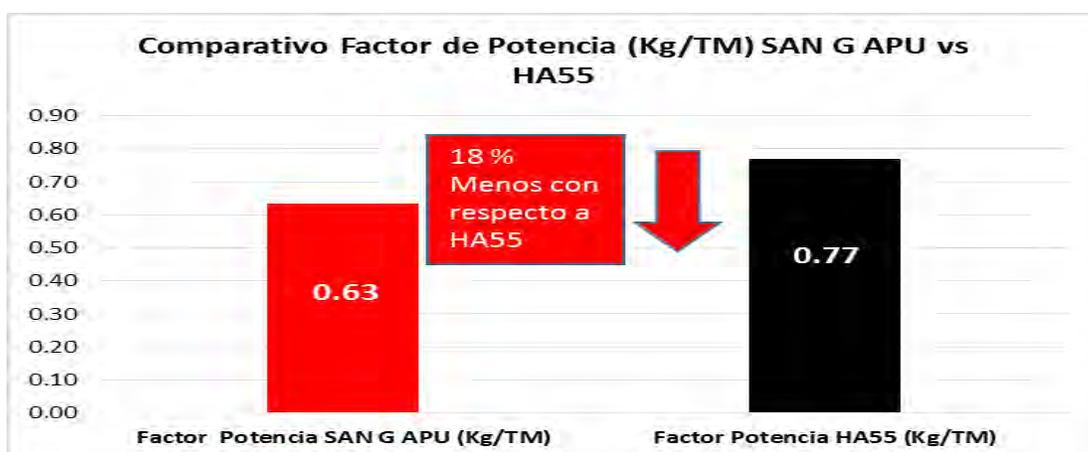
Tabla 69 Comparación de factor de potencia real (SAN G APU) vs HA55

MES	BANCO	PROY	TM ROTAS	EXPLOSIVO (Kg)	Factor Potencia SAN G APU 70/30 (Kg/TM)	Factor Potencia de la voladura actual con HA 55 (Kg/TM)
JULIO	4592	4	108384.442	68400.00	0.63	0.77
	4600	6	108252	68382.31	0.63	0.77
		7	120736.8	90609.74	0.75	0.77
AGOSTO	4584	2	120129.178	74610.00	0.62	0.77
		3	160554.182	107830.00	0.67	0.77
	4592	6	110973.139	85765.01	0.77	0.77
	4576	1	137156.928	96895.00	0.71	0.77
SETIEMBRE		2	122673.446	79526.30	0.65	0.77
	4608	11	137060.141	73084.00	0.53	0.77
		12	147021.562	54358.00	0.37	0.77
		13	147728.966	92750.00	0.63	0.77
	4656	31	127008	73310.00	0.58	0.77
		32	97932.66	68590.07	0.70	0.77
Total Promedio			1645611.44	1034110.42	0.63	0.77

Como se observa en este cuadro de análisis comparativo de factor de potencia de los proyectos. El factor de potencia es muy diferente con lo calculado ya que en el momento de carguío se tiene diferentes deficiencias como existencia de cráteres en los taladros por la misma condición de roca fracturada, mal control de taco del ayudante de voladura, entre otros deficiencias que hacen que la cantidad de explosivo varíe y se tenga un factor de potencial real tanto para explosivo HA 55 y SAN G APU 70/30.



En este diagrama se observa que la que el factor de potencia del nuevo explosivo SAN G APU 70/30 está por debajo del promedio de factor de potencia del Explosivo HA 55.

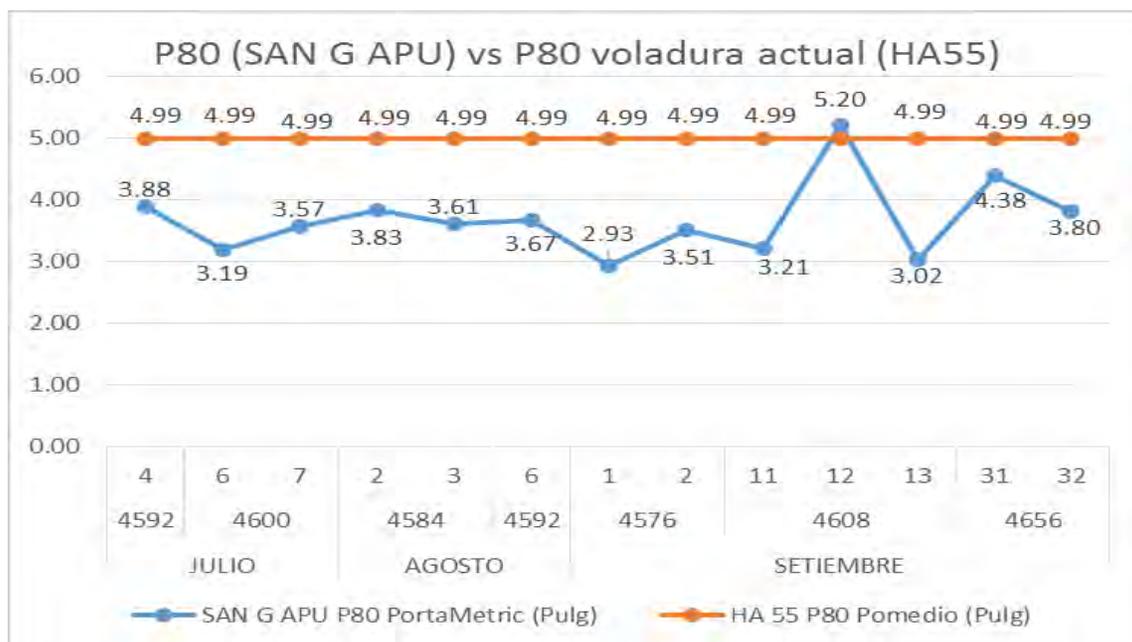


5.1.1.2.3. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE FRAGMENTACIÓN (P80)

Se compara el P80 promedio obtenido en los disparos realizados con voladura actual HA55 en proyectos de mineral vs los resultados obtenidos en cada proyecto disparado con emulsión gasificada SAN G APU 70/30

Tabla 70 Cuadro de comparación de fragmentación entre SAN G APU 70/30 y voladura actual HA 55

MES	BANCO	PROY	FOTOS ANALIZADOS	SAN G APU	HA 55	% Variacion
				P80 PortaMetric (Pulg)	P80 Pomedio (Pulg)	
JULIO	4592	4	25	3.88	4.99	22.2%
	4600	6	27	3.19	4.99	36.1%
		7	20	3.57	4.99	28.5%
AGOSTO	4584	2	24	3.83	4.99	23.2%
		3	24	3.61	4.99	27.7%
	4592	6	16	3.67	4.99	26.5%
	4576	1	12	2.93	4.99	41.3%
		2	12	3.51	4.99	29.7%
SETIEMBRE	4608	11	9	3.21	4.99	35.7%
		12	8	5.20	4.99	-4.2%
		13	9	3.02	4.99	39.5%
	4656	31	27	4.38	4.99	12.2%
		32	9	3.80	4.99	23.8%
Total			222	3.68	4.99	26.3%



Como se puede observar hay una disminución en la fragmentación del 26.3% con respecto a la voladura actual HA55 en proyectos de mineral.

5.1.1.2.4. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE RENDIMIENTO DE CARGUÍO

El carguío del material volado con el nuevo explosivo SAN G APU 70/30 es más óptimo ya que la fragmentación P80 está por debajo de la fragmentación P80 de la voladura actual en 18.3% y no hay presencia de volones, ello hace el rendimiento de los equipos de carguío es óptimo.

Tabla 71 Cuadro comparativo de rendimiento equipos de carguío SAN G APU 70/30 vs HA55

MES	BANCO	PROY	EXCAVDORA	SAN G APU RENDIMIENTO (t/hr)	HA55 RENDIMIENTO (t/hr)
JULIO	4592	4	CAT 374-4	1217	1050
	4600	6	CAT 374-4	1238	1050
		7	CAT 374-4	1320	1050
AGOSTO	4584	2	CAT 374-2	1091	1050
		3	CAT 374-4	1170	1050
	4592	6	CAT 374-4	1277	1050
	4576	1	CAT 374-4	1188	1050
		2	CAT 374-2	1162	1050
SETIEMBRE	4608	11	CAT 374-2	1114	1050
		12	CAT 374-4	1313	1050
		13	CAT 374-4	1244	1050
	4656	31	CAT 374-2	1061	1050
		32	CAT 374-2	1177	1050
	PROMEDIO			1197.85	1050.00

El rendimiento de las excavadoras en el carguío de mineral con el nuevo explosivo SAN G APU optimizo en 1197.85 TM/Hr con respecto al rendimiento de las excavadoras con el actual explosivo HA 55.

5.1.2. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE EVALUACIÓN ECONÓMICA

5.1.2.1. ANÁLISIS DE RESULTADOS COSTOS DE PERFORACIÓN Y

VOLADURA

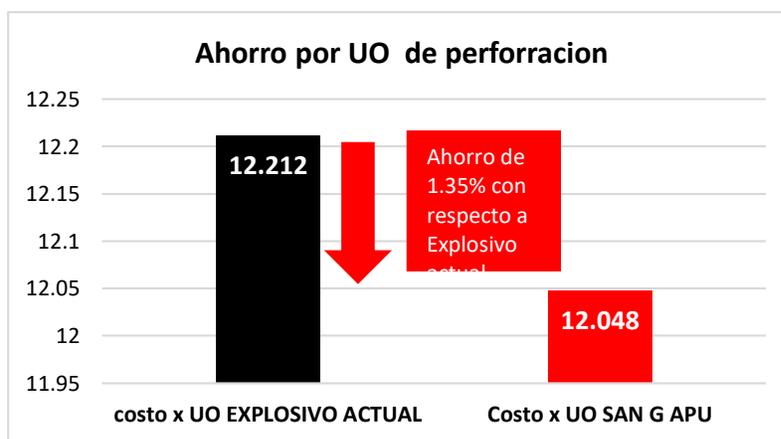
Con la ampliación de la malla de perforación se optimizó los costos de perforación tal como detalla en los cuadros de análisis.

MATERIAL	COSTO DE PERFORACIÓN US\$/TM		DIFERENCIA
	HA 55	SAN G APU 70/30	
MINERAL	0.284	0.245	0.039
DESMONTE	0.224	0.181	0.043

Como se detalla en el cuadro los costos de perforación se han optimizado con el nuevo explosivo SAN G APU 70/30 para mineral se optimizo en un 0.039 US\$/TM y para desmonte se optimizo en un 0.43 US\$/TM, según calculo en el capítulo anterior.

El costo total unitario por metros perforados según el reporte de la minera ANABÍ S.A.C también refleja la optimización con el nuevo explosivo SAN G APU 70/30 durante la etapa de prueba se observó el descenso de la línea de tendencia de costos de perforación teniendo los valores tal como detalla en el figura.

Figura: resultado comparativo de explosivo actual con SAN G APU



Como se observa en la figura se tiene un ahorro de 0.164 por unidad de obra la cual representa un 1.35% de optimización de costos en perforación con el nuevo explosivo SAN G APU

Análisis de costos de voladura

Los costos de voladura se optimizo con el nuevo explosivo SAN G APU 70/30 tal como muestra el cuadro siguiente:

MATERIAL	COSTOS DE VOLADURA (US\$/TM)		DIFERENCIA
	HA 55	SAN G APU 70/30	
MINERAL	0.408	0.361	0.047
DESMONTE	0.299	0.248	0.051

Como se observa en el cuadro se tiene la optimización del costo de voladura con el nuevo explosivo SAN G APU 70/30, para mineral se tiene una disminución en un 0.047 US\$/TM y para desmonte se tiene una disminución de 0.051 US\$/TM.

Se refleja también en costo unitario total reportado por la empresa minera ANABI S.A.C. detallando en la figura siguiente.

Figura: comparativo de resultados de evaluación económica de voladura



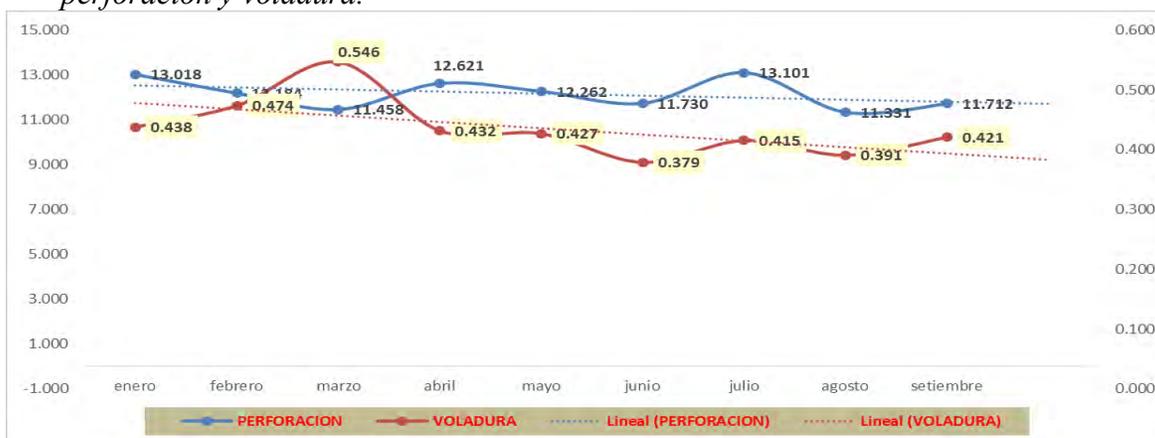
Como se observa en la figura se tiene una optimización de costos de voladura de 8.91% con el uso de explosivo SAN G APU.

Para el análisis en la etapa de prueba del explosivo SAN G APU Se tiene una línea de tendencia en descendiente tal como se muestra en la figura siguiente.

Tabla 72 Análisis de resultados de costos de perforación y voladura.

COSTO x UO										
Actividad	Explosivo HA55					Explosivo SAN G APU				VARIACION
	enero	febrero	marzo	abril	mayo	junio	Julio	Agosto	setiembre	
PERFORACION	13.018	12.184	11.458	12.621	12.262	11.730	13.101	11.331	11.712	
VOLADURA	0.438	0.474	0.546	0.432	0.427	0.379	0.415	0.391	0.421	
Promedio voladura costo x UO							0.449		0.409	0.040
Promedio perforación costo x UO							12.212		12.048	0.164

Figura: Línea de tendencia en descendiente de resultados de evaluación económica de perforación y voladura.



Se tiene una línea de tendencia descendiente de costos por unidad de obra de perforación voladura durante el proceso de prueba con el nuevo explosivo SAN G APU.

5.1.2.2. ANÁLISIS DE RESULTADOS DE COSTOS DE CARGUÍO.

Con la optimización del rendimiento de los equipos de carguío se ha optimizado por ende los costos de carguío de mineral y desmonte se optimizo tal como detalla en cuadro de análisis.

COSTO DE CARGUÍO US\$/TM	DIFERENCIA
HA 55	SAN G APU 70/30
0.163	0.143
	0.020

Como se observa en el cuadro se tiene una optimización de costos de carguío con el nuevo explosivo SAN G APU 70/30 en un 0.020 US\$/TM.

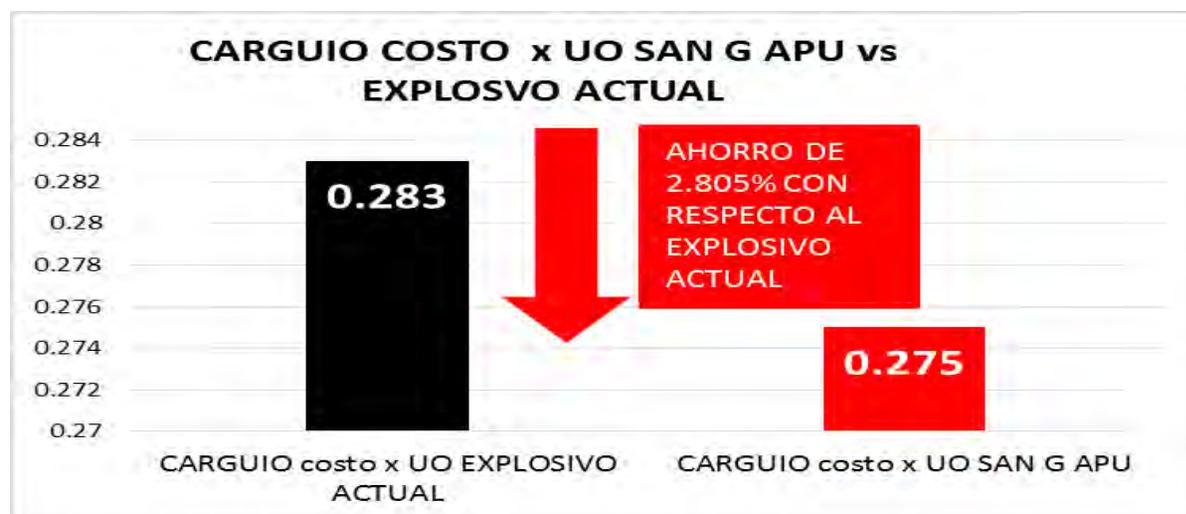
También refleja la optimización de los costos de carguío según el reporte de costos de la empresa minera ANABÍ S.A.C. tal como se detalla en el siguiente cuadro.

Tabla 73 Análisis comparativo de costos de carguío con explosivo actual HA 55 VS SAN G APU 70/30

COSTO UNITARIO (US\$/TM) DE CARGUÍO										VARIACIÓN	
EXPLOSIVO ACTUAL HA55					EXPLOSIVO SAN G APU 70/30						
	ENERO	FEBRERO	MARZO	ABRIL	MAYO	JUNIO	JULIO	AGOSTO	SEPTIEMBRE		
CARGUÍO	0.300	0.303	0.312	0.250	0.278	0.255	0.286	0.283	0.256		
	PROMEDIO					0.283					
											0.275
											0.008

Según análisis tenemos una reducción de costo en un 0.008 US\$/TM optimizados con uso del nuevo explosivo SAN G APU 70/30, la cual representa un 2.805% de ahorro tal como muestra en la siguiente figura.

Figura: representación de grafica de optimización de costos de carguío.



En resumen, se tiene los parámetros técnicos y económicos de la voladura con explosivo Heavy Anfo 55 (HA55) y explosivo gasificado SAN G APU 70/30 tal como detallas en el cuadro comparativo.

Cuadro comparativo de parámetros técnicos y económicos de la voladura actual con Heavy Anfo 55 (HA5) y voladura con explosivo gasificado SAN G APU 70/30

	PARÁMETRO	U. M	RESULTADO	RESULTADO	DIFERENCIA
		(Unidad de Medida)	HA 55	SAN G APU	
TÉCNICOS	Burden mineral	m	3.46	3.72	0.260
	Burden desmonte	m	3.9	4.33	0.430
	Espaciamiento mineral	m	4	4.3	0.300
	Espaciamiento desmonte	m	4.5	5	0.500
	Densidad	gr/cc	1.297	1.30-1.10	0.197
	VOD	m/seg	3916.1	5458.98	1542.880
	P80	Pulg.	4.99	3.68	-1.310
	F.P	Kg/TM	0.77	0.63	-0.140
	DIG-RATE	TM/Hr	1050	1197.85	147.850
	Nivel humo	% humo	0	0	0.000
ECONÓMICOS	Costo Perforación	de US\$/m	12.212	12.048	-0.164
	Costo Voladura	de US\$/TM	0.449	0.409	-0.040
	Costo Carguío	de US\$/TM	0.283	0.275	-0.008

CONCLUSIONES.

Las conclusiones de este presente trabajo de investigación de “OPTIMIZACIÓN DE LA VOLADURA USANDO EXPLOSIVO GASIFICADO SAN-G APU EN LA UNIDAD MINERA UTUNSA DE LA EMPRESA MINERA ANABI S.A.C HAQUIRA – COTABAMBAS - APURÍMAC 2021” son las siguiente:

1. Referente a la voladura actual, producto de la evaluación realizada de la voladura utilizando el explosivo Heavy Anfo 55 (HA55) con densidad 1.297 gr/cc, se llegó a determinar los siguientes valores de los parámetros técnicos: El burden en mineral equivalente a 3.46m, burden en desmonte 3.90m, espaciamiento en mineral 4.00m, espaciamiento en desmonte 4.50m, Velocidad de Onda de Detonación (VOD) 5100m/seg, granulometría P80 4.99pulg, factor de potencia 0.77Kg/TM. Respecto a los equipos de carguío el rendimiento promedio (DIG-RATE) es de 1050TM/Hr. En cuanto a la evaluación económica se obtuvieron los siguientes resultados: los de voladura utilizando explosivo Heavy Anfo 55 (HA55) es de 12.212US\$/m perforados, costos de voladura 0.449US\$/TM y costos de carguío de 0.283US\$/TM.

2. Con respecto a la optimización de la voladura usando el nuevo explosivo gasificado SAN G APU 70/30 con densidad que varía de 1.30gr/cc a 1.10gr/cc, se llegó a determinar los siguientes valores de los parámetros técnicos: El burden en mineral equivalente a 3.72m, burden en desmonte 4.33m, espaciamiento en mineral de 4.30m, espaciamiento en desmonte 5.00m, Velocidad de Onda de Detonación (VOD) 5458.98m/seg, fragmentación P80 3.68pulg, Factor de Potencia 0.63Kg/TM. Respecto a los equipos de carguío el rendimiento promedio (DIG-RATE) es de 1197.85 TM/Hr y nivel humos no se tiene presencia de gases nitrosos, En cuanto a la evaluación económica se obtuvieron los siguientes resultados: costos de voladura utilizando explosivo

gasificado SAN G APU 70/30 es de 12.048 US\$/m perforados, costos de voladura 0.409US\$/TM y costos de carguío de 0.275US\$/TM

3. Producto de la comparación de los parámetros técnicos y económicos de la voladura y rendimiento de equipos de carguío, de la voladura actual con lo optimizado se llegó a las siguientes resultados: incremento del burden en mineral en un 0.26m, aumento del burden en desmonte en un 0.43m, incremento de espaciamiento en mineral de 0.30m, incremento de espaciamiento en desmonte de 0.50m, la densidad del explosivo gasificado SAN G APU 70/30 baja de 1.30gr/cc a 1.10gr/cc en un promedio de 20min por la característica de esponjamiento del explosivo, aumento de Velocidad de Onda de Detonacion (VOD) del explosivo gasificado SAN G APU 70/30 en 1542.880m/seg, la fragmentación P80 con el nuevo explosivo gasificado SAN G APU 70/30 disminuyó de 4.99pulg a 3.68pulg, el factor de potencia con uso del nuevo explosivo gasificado SAN G APU 70/30 a disminuido en un 0.140Kg/TM, el rendimiento de los equipos carguío con el explosivo gasificado SAN G APU 70/30 incremento de 1050TM/Hr a 1197.85TM/Hr y nivel de humo esta en 0 presencia de gases nitrosos, y en los parámetros económicos, los costos de perforación con el uso del explosivo gasificado SAN G APU 70/30 se optimizo de 12.212US\$/m a 12.048US\$/m, los costos de voladura con el uso del explosivo gasificado SAN G APU 70/30 optimizo de 0.449US\$/TM a 0.409US\$/TM y los costos de carguío con el explosivo gasificado SAN G APU 70/30 optimizo de 0.283US\$/TM a 0.275US\$/TM.

RECOMENDACIONES

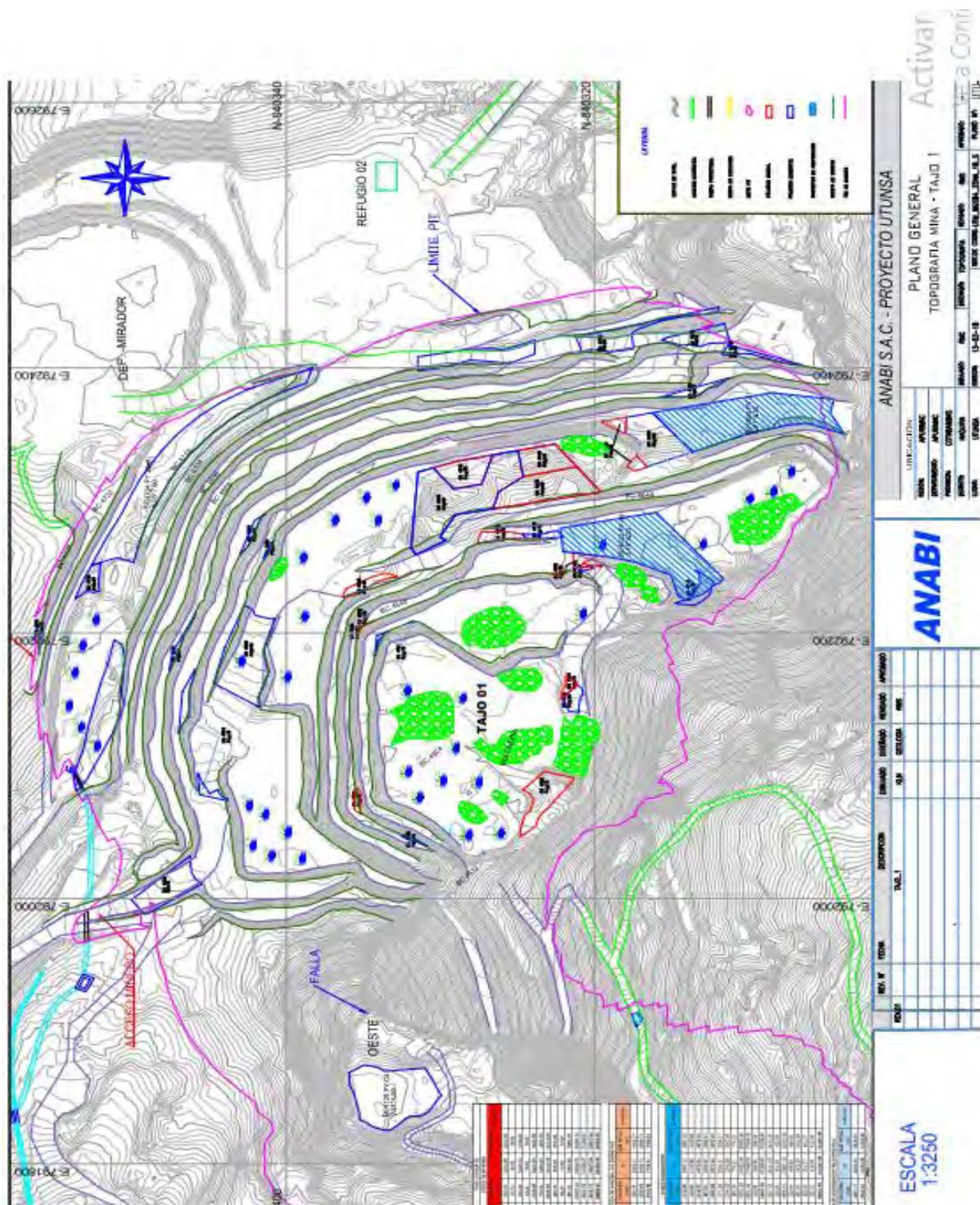
1. Se recomienda a la empresa, efectivice la capacitación a sus profesionales responsables de las operaciones de perforación, voladura, explosivos y el uso de softwares
2. Para el uso de la emulsión SAN G APU se deben realizar monitoreo constantes, como control de densidad inicial y final, control de la inyección de N30, tiempo de esponjamiento y longitud de esponjamiento.

Bibliografía

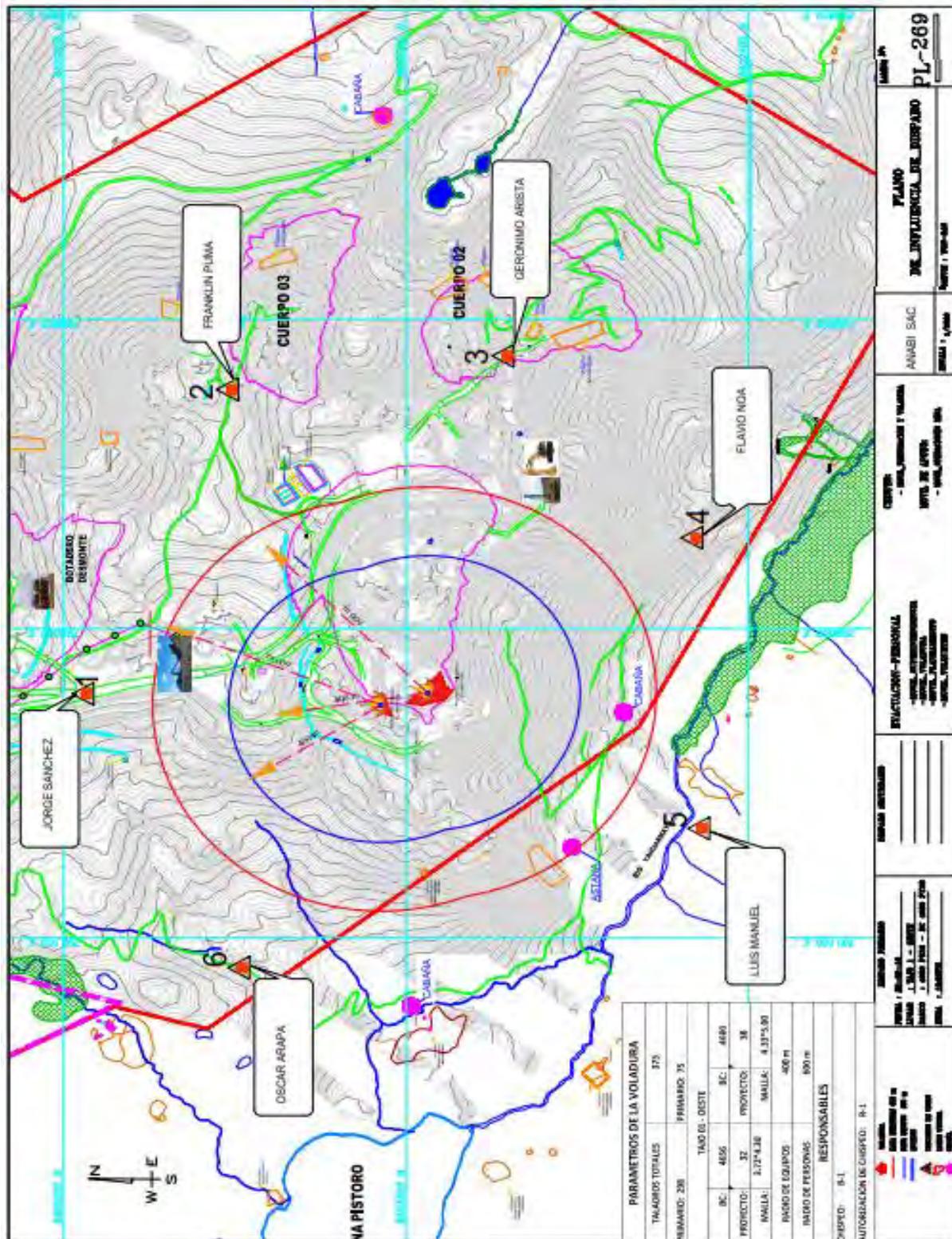
- Alcazar Valdivia, P. (s.f.). Optimización del proceso de voladura implementando emulsión gasificable en Mina de Hierro. *(Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional Jorge Basadre Grohman, Tacna.
- Bernaola Alonso, J., Castilla Gomez, J., & Herrera Herbert, J. . (2013). *Perforación y voladura de rocas en minería. Escuela técnica superior de ingenieros de minas*. Madrid.
- Condori Castro, J. (s.f.). Estandarización del explosivo ME - Quantex, reducción de costos operativos y eliminación de gases contaminantes mediante el análisis de parámetros de voladura en Mina Cuajone. *(Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, Arequipa.
- Guzman Montalvan, J., & Culqui Romero, M. (2017). Influencia de la implementación de la tecnología Quantex en los costos de voladura en cerro Corona, Hualgayoc. *(Tesis de pregrado)*. Universidad Privada del Norte, Cajamarca.
- ORICA . (2008). *Voladura eficiente y segura en canteras. Servicios Técnicos OMS*. Lima.
- Paricahua Masco, E. (s.f.). Uso de la emulsión gasificable SAN G APU para reducir el costo de voladura en la Unidad Minera Andrés - Jessica - Aruntani S.A.C. *(Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional del Altiplano, Puno.
- s. *(Tesis de pregrado)*. Universidad Nacional San Agustín de Arequipa, Arequipa.
- ENAEX. (2014). (2014). *Manual de Tronadura*. Satiago, Chile: Gerencia Técnica Enaex S.A.
- Exsa. (2013). *Manual de Voladura. CTVE*. Lima.
- Konya, C. . (1998). *Manual de Voladura (6ta ed.)*. . Madrid.
- López Jimeno, C. (1987). *Manual de Perforación y Voladura*. Madrid.

ANEXOS

ANEXO 1: PLANO TAJO 1 UNIDAD MINERA UTUNSA EMPRESA MINERA ANABÍ S.A.C.



ANEXO 2: PLANO DE INFLUENCIA DE VOLADURA UNIDAD MINERA UTUNSA EMPRESA MINERA ANABI S.A.C.



PARAMETROS DE LA VOLADURA	
TAMAÑOS TOTALES	375
MINIMO: 200	PRIMARIO: 75
TAM. TOC. - DISEÑO	
BC: 4055	BC: 4480
PROYECTO: 3E	PROYECTO: 3E
MAJILLA: 0.72*4.38	MAJILLA: 4.33*5.30
PASO DE EQUIPOS: 400 m	
PASO DE PERSONAS: 100 m	
RESPONSABLES	
GRUPO: B-1	
AUTORIZACION DE GRUPO: P-1	

REACTIVOS - PERSONAL	REACTIVOS - PERSONAL
- INGENIERO SUPERVISOR	- INGENIERO SUPERVISOR
- INGENIERO AUXILIAR	- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR	- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR	- INGENIERO AUXILIAR
REACTIVOS - PERSONAL	REACTIVOS - PERSONAL
- INGENIERO SUPERVISOR	- INGENIERO SUPERVISOR
- INGENIERO AUXILIAR	- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR	- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR	- INGENIERO AUXILIAR
REACTIVOS - PERSONAL	REACTIVOS - PERSONAL
- INGENIERO SUPERVISOR	- INGENIERO SUPERVISOR
- INGENIERO AUXILIAR	- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR	- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR	- INGENIERO AUXILIAR

PLANO DE INFLUENCIA DE VOLADURA
PL-269

ANABI SAC
DISEÑO: J. MANUEL

REACTIVOS - PERSONAL
- INGENIERO SUPERVISOR
- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR

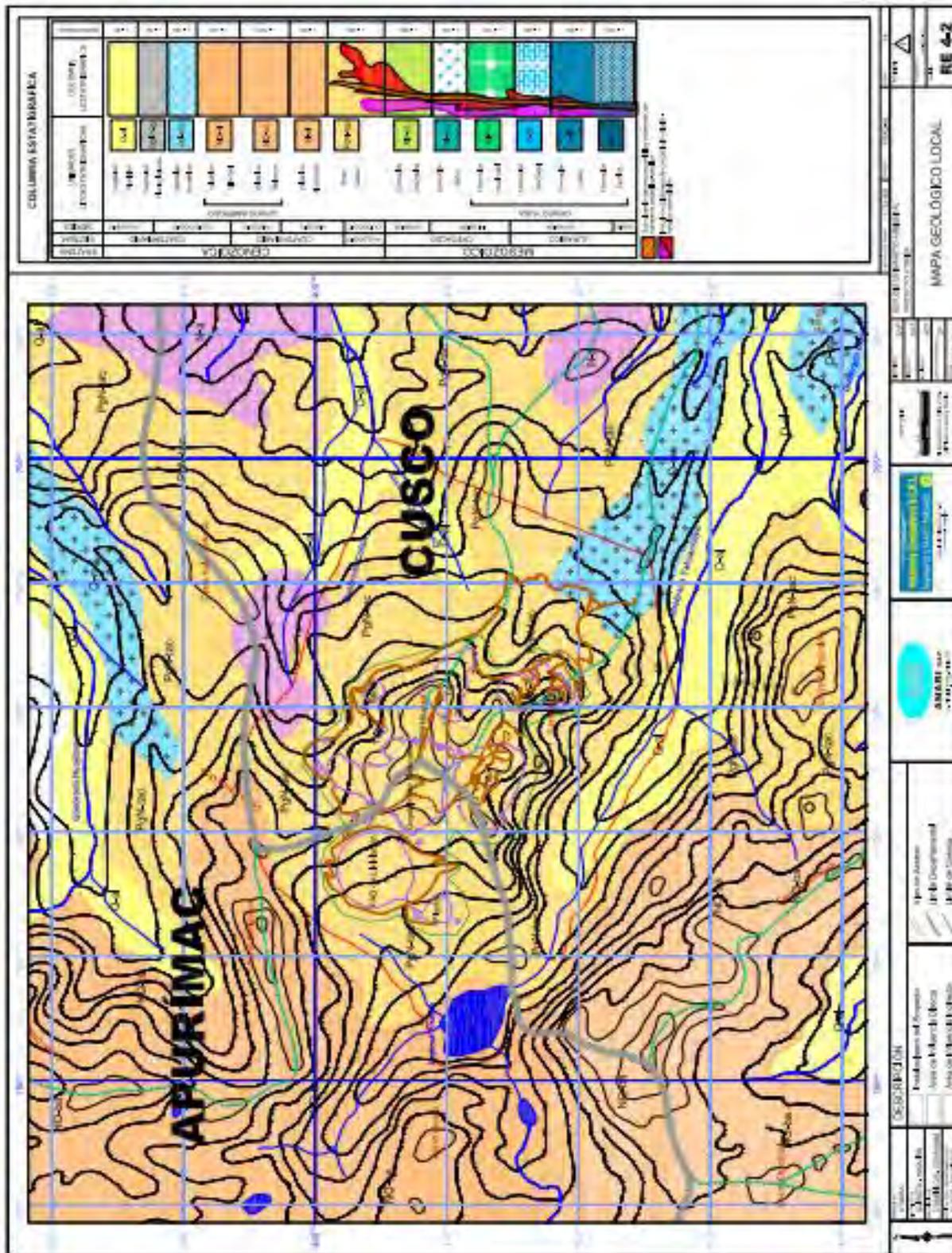
REACTIVOS - PERSONAL
- INGENIERO SUPERVISOR
- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR

REACTIVOS - PERSONAL
- INGENIERO SUPERVISOR
- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR

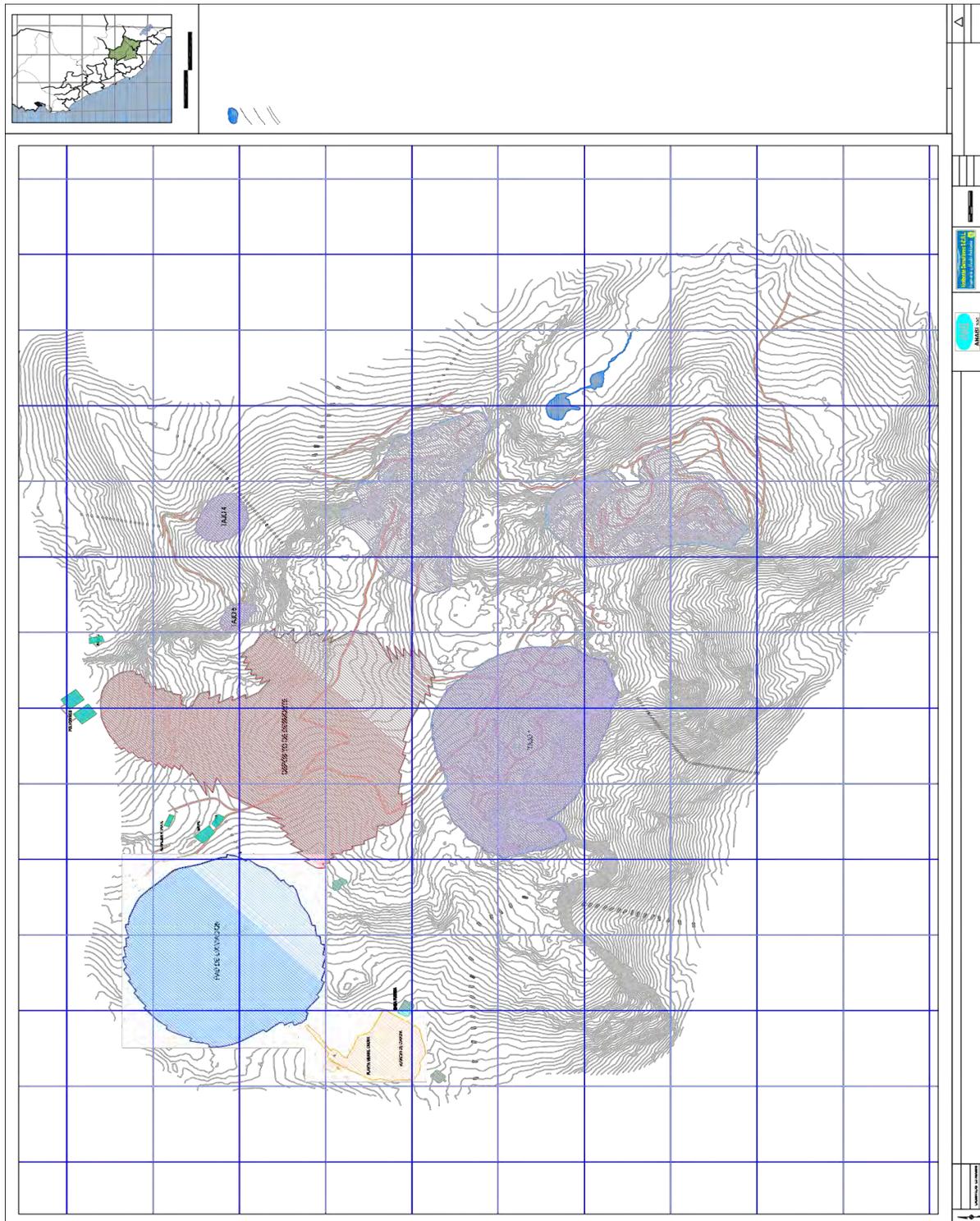
REACTIVOS - PERSONAL
- INGENIERO SUPERVISOR
- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR

REACTIVOS - PERSONAL
- INGENIERO SUPERVISOR
- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR
- INGENIERO AUXILIAR

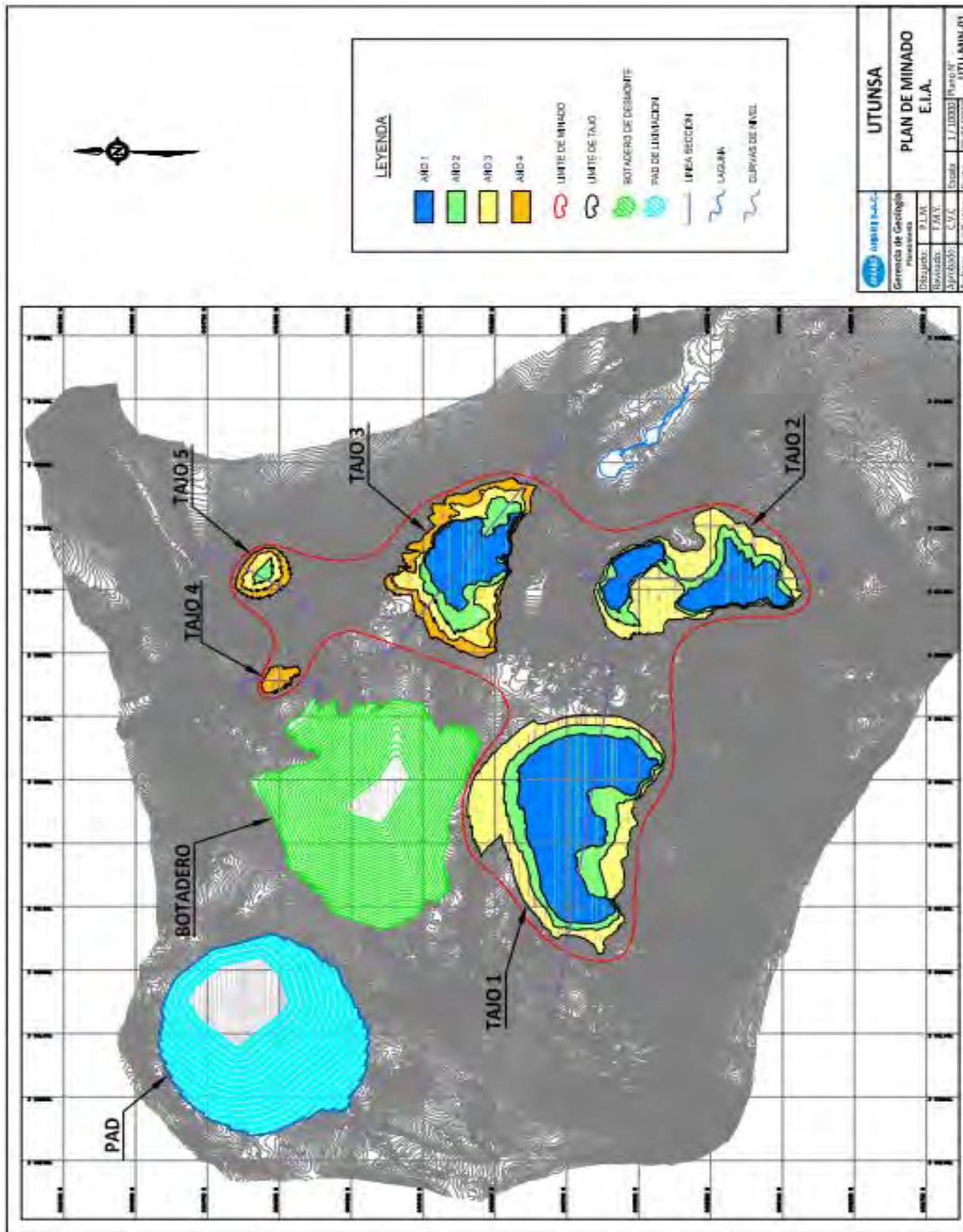
ANEXO 3: GEOLOGÍA LOCAL UNIDAD MINERA UTUNSA EMPRES ANABÍ S.A.C.



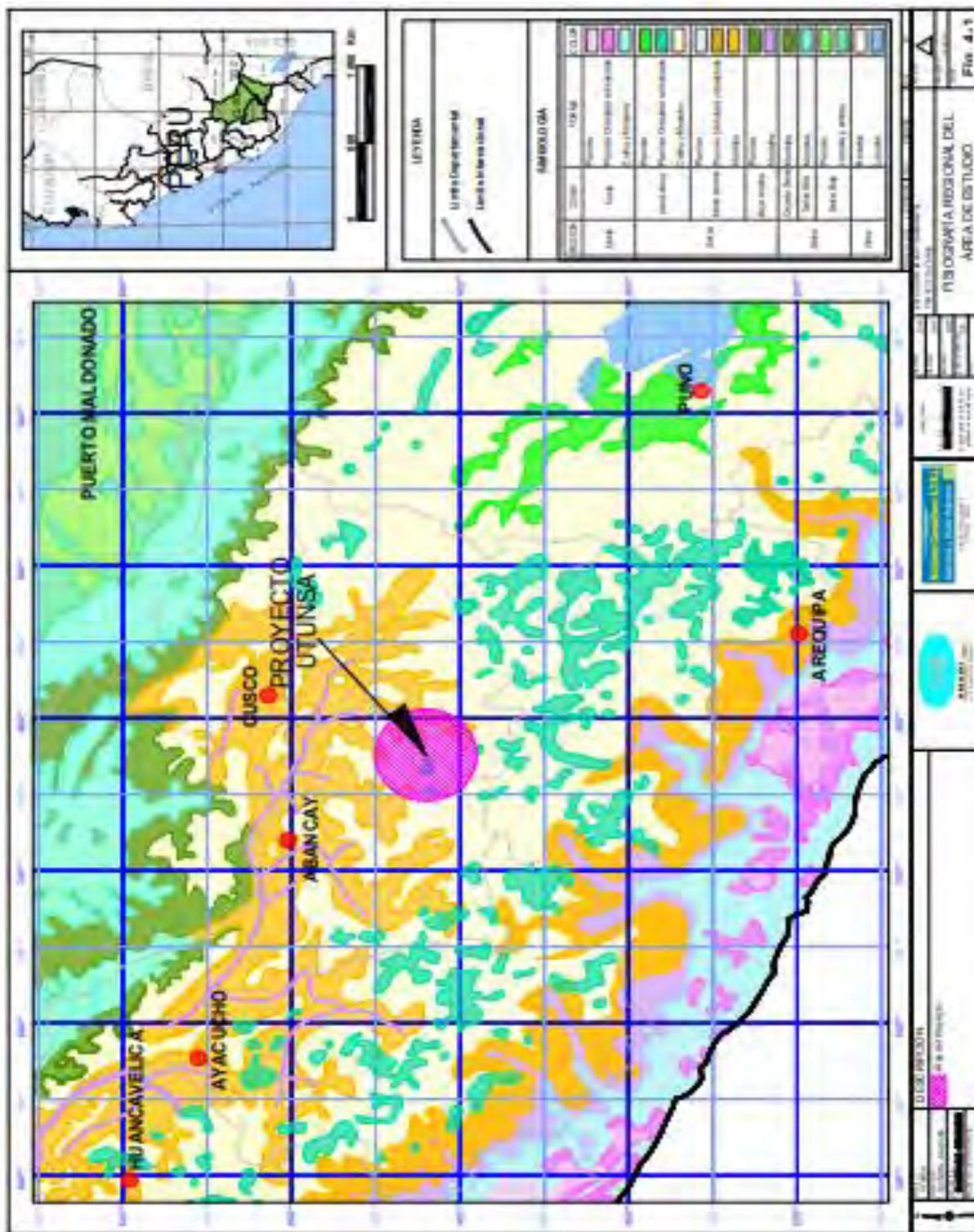
ANEXO 4: COMPONENTES DE LA UNIDAD MINERA UTUNSA EMPRESA MINERA ANABÍ S.A.C



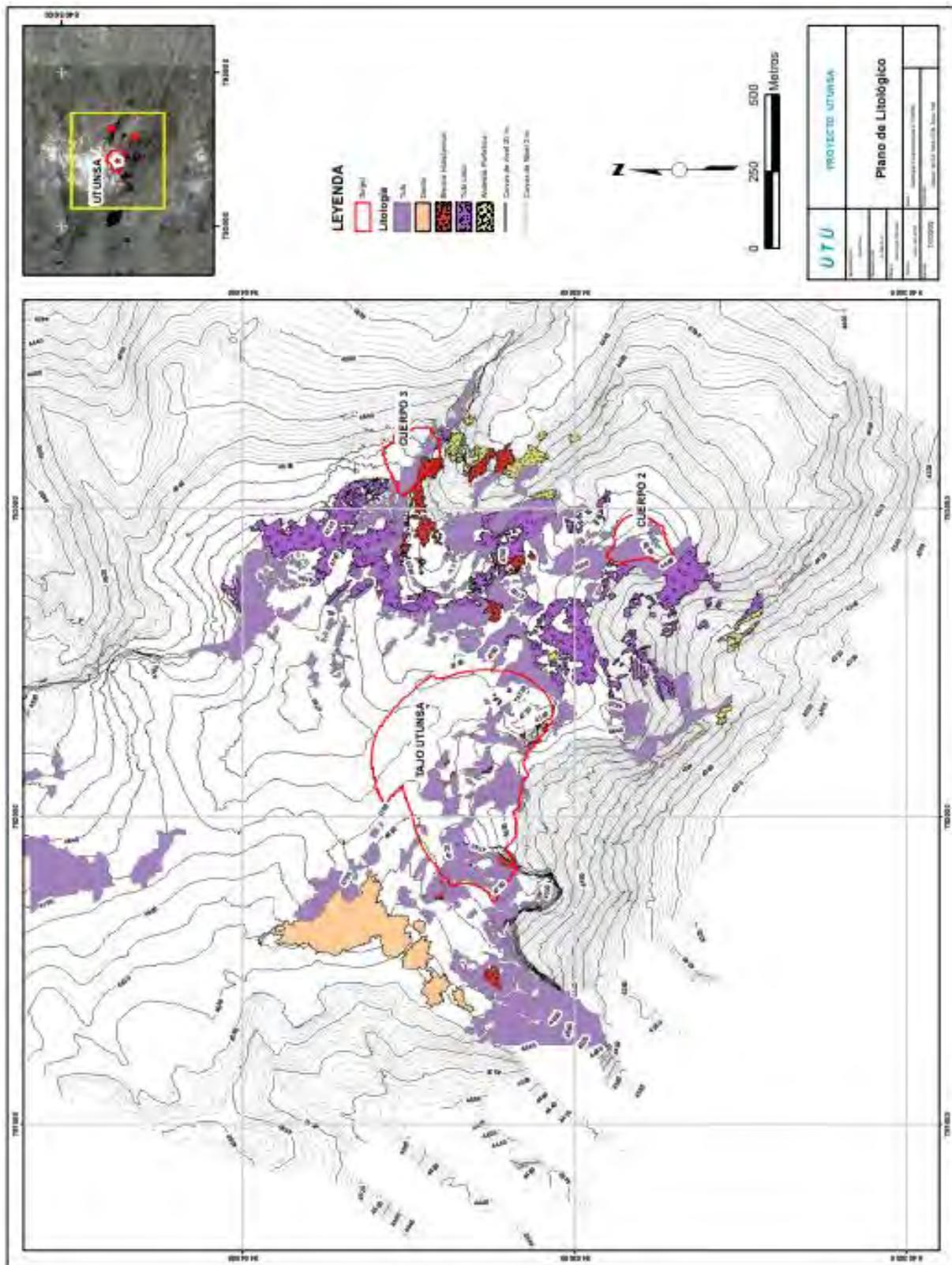
ANEXO 5: PLAN DE MINADO UNIDAD MINERA UTUNSA EMPRESA ANABÍ S.A.C.



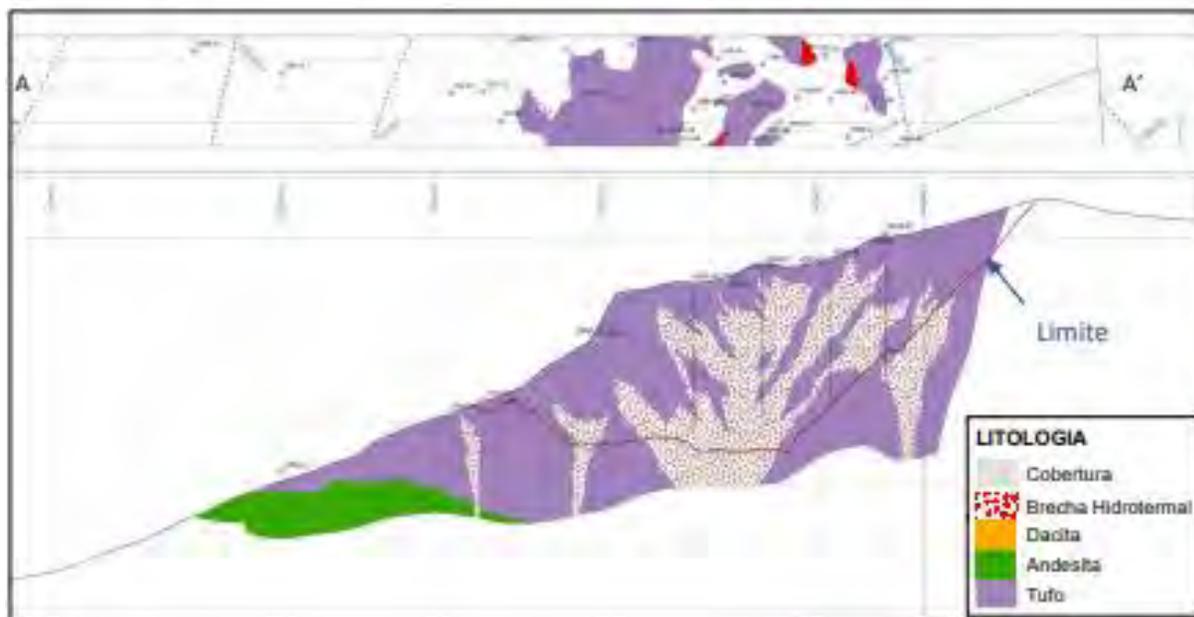
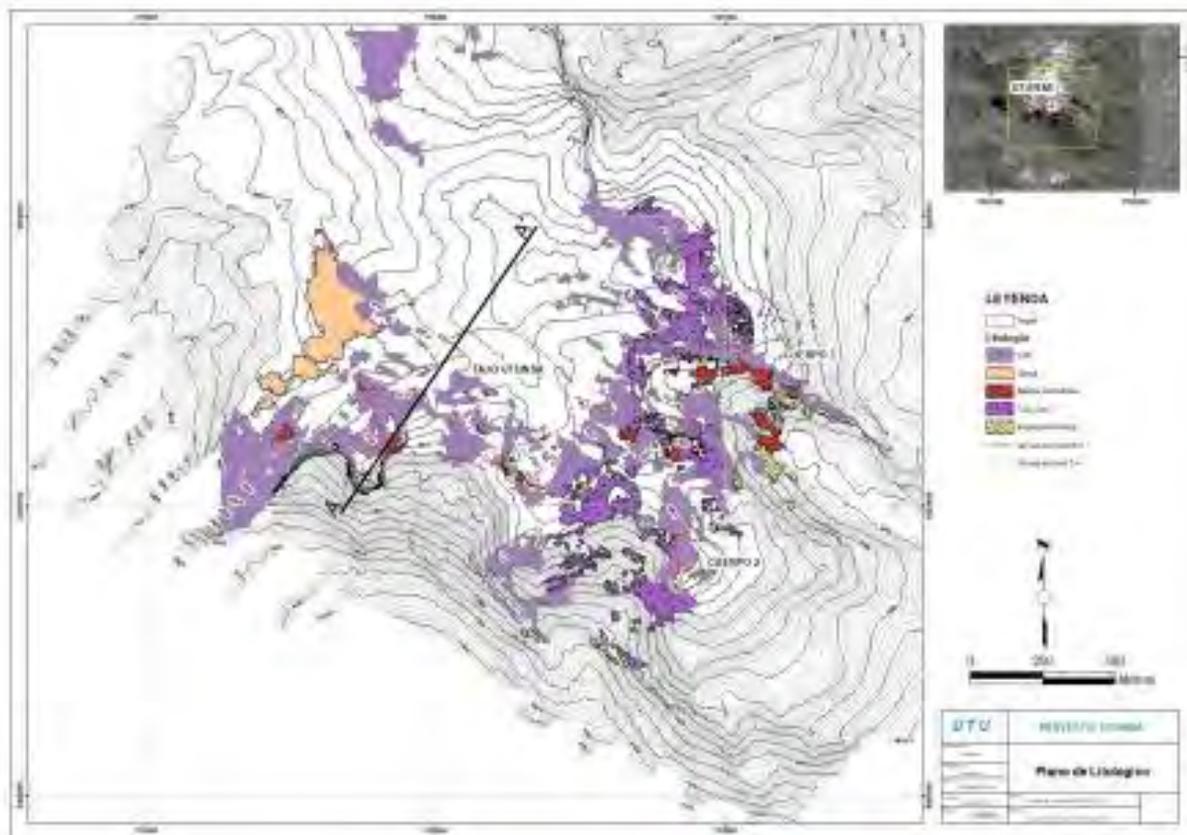
ANEXO 6: FISIOGRAFÍA REGIONAL UNIDAD MINERA UTUNSA EMPRES ANABÍ S.A.C.



ANEXO 7: PLANO DE LITOLOGÍA UNIDAD MINERA UTUNSA EMPRESA ANABÍ S.A.C.



ANEXO 8: SECCIÓN LITOLOGÍA UNIDAD MINERA UTUNSA EMPRES ANABÍ S.A.C.



ANEXO 10: PLANO GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

