

**DISEÑO DEL SISTEMA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LOS BANCOS
D, E Y F EN LA MINA DE CALIZA EL TESORO, CONTRATO DE CONCESIÓN
ILI-16111 UBICADA EN LA VEREDA LAS CALERAS DEL MUNICIPIO DE
NOBSA-BOYACÁ**

**PEDRO LUIS CORREA
ANDRÉS DAVID MARTÍNEZ DÍAZ**

**UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA TECNOLÓGICA DE COLOMBIA
FACULTAD SEDE SECCIONAL SOGAMOSO
ESCUELA DE INGENIERIA DE MINAS
2017**

**DISEÑO DEL SISTEMA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA EN LOS BANCOS
D, E Y F EN LA MINA DE CALIZA EL TESORO, CONTRATO DE CONCESIÓN
ILI-16111 UBICADA EN LA VEREDA LAS CALERAS DEL MUNICIPIO DE
NOBSA-BOYACÁ**

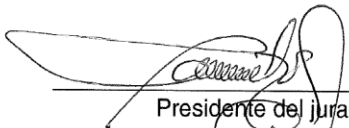
**PEDRO LUIS CORREA
ANDRÉS DAVID MARTÍNEZ DÍAZ**

**PROPUESTA DE GRADO PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIEROS DE
MINAS MODALIDAD MONOGRAFÍA.**

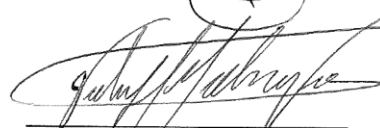
**DIRECTOR: VÍCTOR HERNANDO MEDINA
INGENIERO EN MINAS**

**UNIVERSIDAD PEDAGÓGICA TECNOLÓGICA DE COLOMBIA
FACULTAD SEDE SECCIONAL SOGAMOSO
ESCUELA DE INGENIERIA DE MINAS
2017**

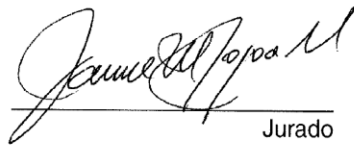
Nota de aceptación



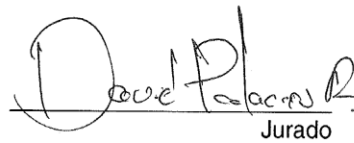
Presidente del jurado



Director del proyecto



Jurado



Jurado

Sogamoso-Boyacá 24-septiembre-2017

CONTENIDO

	Pág.
RESUMEN	13
INTRODUCCIÓN	14
OBJETIVOS	15
1. GENERALIDADES	16
1.1 UBICACIÓN GEOGRÁFICA	16
1.2 VÍAS DE ACCESO	18
1.3 RASGOS FISIOGRAFICOS	18
1.3.1 Hidrografía	18
1.3.2 Humedad relativa	18
1.3.3 Fauna	18
1.3.4 Flora	18
1.3.5 Topografía	19
1.3.6 Suelos	19
1.3.7 Climatología	19
1.3.8 Temperatura	19
1.4 GEOLOGÍA	19
1.4.1 Geología regional.	20
1.5 ESTADO ACTUAL DE LA MINA	25
1.5.1 infraestructura	25
1.5.2 maquinaria	25
1.5.3 personal	26
1.5.4 Estado actual de las labores mineras	26
1.5.5 Descripción del diseño del método de explotación actual.	28
2. CLASIFICACIÓN Y ANÁLISIS DEL MACIZO ROCOSO	30
2.1 PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DE LAS ROCAS	31
2.1.1 Ensayo de propiedades físicas	31
2.1.2 Resistencia a la compresión simple.	31
2.1.3 Frecuencia sísmica	32
2.2 ANÁLISIS DE DISCONTINUIDADES	33
2.2.1 orientación.	33
2.2.2 Espaciado.	34
2.2.3 Continuidad.	36
2.2.4 Rugosidad.	36
2.2.5 Abertura.	37

2.2.6 Relleno.	38
2.2.6 Índice de blocosidad.	38
2.3 CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO.	38
2.3.1 Índice de calidad de la roca (RQD).	38
2.3.2 clasificación RMR.	39
2.3.3 Índice geológico de resistencia (GSI).	40
2.3.4 Clasificación Geomecánica romana (SMR).	41
2.3.5 Índice de volabilidad	43
2.3.6 Propiedades mecánicas en el macizo rocoso.	44
2.4 ANALISIS ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO	45
2.4.1 Análisis cinemático.	45
2.4.2 Tipos de mecanismos de falla en taludes y su análisis cinemático.	45
3. EVALUACION DE LAS OPERACIONES DE PERFORACION Y VOLADURA ACTUALES.	49
3.1 ESQUEMA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	50
3.1.1 Perforación.	50
3.1.2 Explosivo utilizado en la mina.	51
3.2 DESCRIPCIÓN DE LA OPERACIÓN.	51
3.2.1 Cebado y cargue de barrenos.	51
3.2.2 Retacado.	51
3.2.3 Conexión.	51
3.2.4 Evacuación del lugar.	51
3.2.5 Detonación	51
3.3 RENDIMIENTO Y ANÁLISIS DE LA MALLA	52
3.3.1 Análisis de la fragmentación	53
3.3.2 Proyección de material.	53
3.3.3 Índices de consumo del explosivo.	54
3.3.4 Análisis desempeño de explosivos y accesorios.	54
3.4 COSTO PERFORACION Y VOLADURA ACTUAL	56
3.4.1 costo por perforación y voladura	57
3.4.1 Costo asociado a fragmentación secundaria	59
3.5 AFECTACIONES AMBIENTALES A CAUSA DE LA PERFORACION Y VOLADURA ACTUAL	60
3.5.1 Ruido	61
3.5.2 Vibración	62
3.5.3 Polvo y proyecciones	65
4.DISEÑO DEL SISTEMA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	66
4.1FACTORES QUE AFECTAN EL DISEÑO	66
4.1.1Características de la roca.	66

4.1.2 Condicionantes estructurales inherentes a la roca Características Geoestructurales.	68
4.1.3 Variables controlables en el diseño de voladura	71
4.2 DISEÑO DEL ESQUEMA DE PERFORACIÓN Y CARGUE DE LOS BARRENOS.	74
4.2.1 Equipo perforación propuesto	74
4.2.2 Velocidad de penetración	76
4.2.3 Diseño geométrico	78
4.2.4 Control de vibraciones	89
4.2.5 Predicción teórica de la fragmentación	91
4.5 COSTO PERFORACIÓN Y VOLADURA	93
4.5.1 Analisis costos diseño propuesto.	93
4.5.2 Costo asociado a fragmentación secundaria	96
4.6 CONDICIONES DE SEGURIDAD	98
4.6.1 Almacenamiento de explosivos.	98
4.6.2 Transporte de explosivos	99
4.6.1 Manejo de explosivos	99
5. CONCLUSIONES.	101
6. RECOMENDACIONES.	103

LISTA DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Coordenadas polígono área del proyecto.	16
Tabla 2. Cálculo de parámetros índice de volabilidad.	43
Tabla 3. Consumo específico voladura actual.	54
Tabla 4. Carga máxima del cordón detonante.	55
Tabla 5. Costo total de perforación.	58
Tabla 6. Valores límites permisibles para ruido continuo	61
Tabla 7. Valores permisibles ruido impacto.	62
Tabla 8. Velocidad de partícula, diseño actual	63

LISTA DE CUADROS

	Pág.
Cuadro 1. Datos experimentales, muestras para análisis de Propiedades físicas.	30
Cuadro 2. Densidad banco D, E, F.	31
Cuadro 3. Resultados del ensayo a compresión simple.	32
Cuadro 4. Clasificación con base en la resistencia de la roca.	32
Cuadro 5. Resultados ensayo ultrasonido.	33
Cuadro 6. Orientaciones de las familias de discontinuidades.	33
Cuadro 7. Descripción espaciado.	34
Cuadro 8. Descripción continuidad.	36
Cuadro 9. Descripción rugosidad.	36
Cuadro 10. Descripción abertura.	37
Cuadro 11. Grado de meteorización F	37
Cuadro 12. Grado de meteorización E	37
Cuadro 13. Grado de meteorización D	38
Cuadro 14. Índice Blocosidad	38
Cuadro 15. Índice de calidad de la roca RQD	39
Cuadro 16. Clasificación de la roca según el RQD.	39
Cuadro 17. Clasificación de la roca según RMR.	40
Cuadro 18. Resultados clasificación SMR	42
Cuadro 19. Factores de ponderación IB	44
Cuadro 20. Estimación cualitativa de la volabilidad de las rocas	44
Cuadro 21. Resumen características macizo rocoso	45
Cuadro 22. Resumen resultados análisis cinemático.	48
Cuadro 23. Costo de equipos asociados a perforación	57
Cuadro 24. Costo por combustible.	57
Cuadro 25. Costo mano de obra.	58
Cuadro 26. Velocidad media de perforación.	58
Cuadro 27. Costo por explosivos	58
Cuadro 28. Resumen costo por perforación y voladura	59
Cuadro 29. Costo asociado a fragmentación secundaria.	60
Cuadro 30. Resumen costos reducción secundaria.	60
Cuadro 31. Valores máximos de velocidad de partículas	63
Cuadro 32. Cuadro impedancia explosivo –impedancia roca.	67
Cuadro 33. Índice DRI orientativo para diferentes materiales.	77
Cuadro 34. Relación de rigidez	81
Cuadro 35. Retardo de tiempo entre filas.	86
Cuadro 36. Resumen variables de diseño	88
Cuadro 37. Valores para Fe, Fr,	90

Cuadro 38. Tipo de Estudio Requerido	90
Cuadro 39. Velocidad de partícula pico.	92
Cuadro 40. Ranking para el factor de roca KUZ-RAM	92
Cuadro 41. Tamaño medio de fragmento.	93
Cuadro 42. Costo operación perforadora.	93
Cuadro 43. Costo operación martillo en fondo.	94
Cuadro 44. Costo operación compresor.	94
Cuadro 45. Costos por concepto de combustible compresor.	94
Cuadro 46. Costo mano de obra perforación.	94
Cuadro 47. Costo por aceros de perforación.	95
Cuadro 48. Costo horario perforación.	95
Cuadro 49. Velocidad media de perforación	95
Cuadro 50. Costo metro perforado	96
Cuadro 51. Costo explosivo diseño propuesto	96
Cuadro 52. Resumen costo perforación y voladura	96
Cuadro 53. Costo asociado a fragmentación secundaria	97
Cuadro 54. Costo total	97
Cuadro 55. Comparación costos	98

LISTA DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Localización mina el tesoro.	17
Figura 2. Isométrico estado actual mina el tesoro, terrazas	27
Figura 3. Isométrico estado actual mina el tesoro labores desarrollo	27
Figura 4. Diseño geométrico bancos de explotación.	29
Figura 5. Bloque diagrama familias banco F.	35
Figura 6. Bloque diagrama familias banco E.	35
Figura 7. Bloque diagrama familias banco D.	35
Figura 8. Modelo representación estereográfica rotura en cuña.	46
Figura 9. Modelo representación estereográfica rotura volcamiento.	48
Figura 10. Resumen velocidades máximas indicativas	64
Figura 11. Representación estructural banco mina el tesoro.	69
Figura 12. Sistemas de discontinuidades banco F.	70
Figura 13. Sistemas de discontinuidades banco E.	70
Figura 14. Sistemas de discontinuidades banco D.	70
Figura 15. Abaco Velocidades de penetración obtenidas en diferentes Condiciones de trabajo.	77
Figura 16. Espaciamiento y burden, diseño.	80
Figura 17. Corte transversal dirección de salida de la voladura.	82
Figura 18. Correlación entre velocidad sísmica y consumo específico de explosivo.	83
Figura 19. Relación costo global consumo específico.	84
Figura 20. Espaciamiento, burden y anulo entre taladros de diseño.	85
Figura 21. secuencia de salida, esquema de perforación propuesto.	87
Figura 22. retardo entre hilera, esquema de perforación propuesto.	87
Figura 23. Secuencia de amarre y encendido.	88

LISTA DE FOTOS

		Pág.
Fotografía 1.	Perforación, Cebado, cargue de barrenos.	52
Fotografía 2.	Fragmentación en la mina el tesoro posterior a la voladura.	53
Fotografía 3.	secuencia voladura (polvo y proyección).	65

LISTA DE ANEXOS

- Anexo A.** Columna estratigráfica
- Anexo B.** Maquinaria y personal empresa
- Anexo C.** Fotografía cargue y transporte
- Anexo D.** Calculo propiedades físicas de la roca
- Anexo E.** Resultados ensayo compresión simple
- Anexo F.** Tabla de datos discontinuidades
- Anexo G.** Diagrama de contornos bancos D, E, F.
- Anexo H.** Histograma espaciado discontinuidades programa Dips.
- Anexo I.** Histograma rugosidad discontinuidades programa Dips.
- Anexo J.** Tabla RMR
- Anexo K.** Resultados clasificación Geomecanica RMR
- Anexo L.** Tabla GSI.
- Anexo M.** Factores de ajuste clasificación SMR Romana
- Anexo N.** Resultados clasificación geomecanica SMR Romana
- Anexo O.** Envoltente de Mohr, programa Roclab
- Anexo P.** Análisis cinemático programa Dips.
- Anexo Q.** Especificaciones técnicas explosivos
- Anexo R.** Base de datos e histogramas de producción
- Anexo S.** Costo mano de obra.
- Anexo T.** Catalogo equipo de perforación
- Anexo U.** Costo explosivos
- Anexo V.** Acta de quema
- Anexo W.** PETS Almacenamiento de explosivos
- Anexo X.** PETS Transporte de explosivos
- Anexo Y.** PETS Cargue en frentes

LISTA DE PLANOS

- Plano 1. Topografía regional
- Plano 2. Geología yacimiento
- Plano 3. Topografía local

RESUMEN

El presente trabajo se desarrolló en la cantera de roca caliza contrato de concesión **ILI-16111**, localizada en el sector la capilla, perteneciente al municipio de Nobsa. Como parte fundamental en el desarrollo de las diferentes actividades en el proceso de explotación de la roca, se estudiara la etapa de arranque la cual se realiza con la técnica de perforación y voladura con el fin de indicar un diseño adecuado que esté acorde a las características técnicas que definen los criterios y parámetros en voladura, por lo cual se tienen en cuenta; aspectos geológicos, estructurales, diseño de la explotación, propiedades físicas y mecánicas de los bancos D,E y F pertenecientes al conjunto intermedio de la formación belencito los cuales tienen afloramiento en el área de proyecto, así como las necesidades de la empresa para la obtención de un esquema de perforación y voladura donde se contempla una malla que garantiza , fragmentación adecuada, proyección de rocas y vibraciones dentro de los estándares que marcan las normas. Teniendo en cuenta la cercanía de la cantera con las zonas residenciales aledañas al proyecto, como lo es el sector la capilla.

Dentro del conjunto de medios que permitieron recopilar y obtener la información indispensable para el desarrollo de este proyecto, se encuentra la parte bibliográfica y estudios previos para la empresa central de triturados la cual se encuentra en cercanías al área del proyecto, así mismo la descripción geológica para la región de Duitama-Sogamoso-Paz del Rio (Departamento de Boyacá), elaborada por el geólogo Italo Reyes Chittaro la cual describe entre otros, este sector, así como información proporcionada por la empresa calizas Nobsa, la cual fue correlacionada y corroborada mediante visitas de campo donde se identifican las características geológicas, puntos de afloramiento ,labores actuales de la mina, datos estructurales por sectores y muestras referenciadas para los respectivos ensayos realizados en el laboratorio de suelos en la Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia (UPTC) sede seccional Sogamoso Boyacá.

La operación de perforación y voladura en la mina el tesoro carece de criterios técnicos que permitan maximizar dicha operación sin afectar los entornos donde se realiza las voladuras, generando un aumento considerable en el costo de desarrollo de la operación. Una vez evaluada la información obtenida se propone un esquema de perforación que encuentra un equilibrio entre las posibles afectaciones ambientales la rentabilidad en el desarrollo de la operación de perforación y voladura, que favorece el costo por metro cubico de roca extraída.

Dentro de la propuesta de diseño se encuentra un equipo de perforación acorde a las dimensiones de la operación y con características adecuadas para este tipo de proyectos, la relación geométrica de la malla de perforación acorde a las características de la roca.

INTRODUCCIÓN

La minería está catalogada como una de las actividades económicas más importantes e influyentes dentro del marco socioeconómico del país, contribuyendo así, notablemente al crecimiento del producto interno bruto colombiano. Por lo tanto, es fundamental la optimización de procesos y procedimientos para conseguir un trabajo que resguarde no solo los recursos naturales no renovables, ya que estos son los que se encuentran más expuestos en esta actividad, sino que, además llevar a cabo la estandarización de buenas prácticas en el trabajo de exploración y explotación y con esto conseguir estabilidad y equilibrio a nivel social, económico y cultural.

Una de las formas o tipos de explotación es la minería a cielo abierto, la cual está enfocada a este proyecto, donde se busca diseñar y estandarizar procesos y procedimientos técnicos que conlleven a la ejecución de prácticas que garanticen la ejecución de las diferentes operaciones de forma rentable, segura y dentro de los parámetros normativos, el arranque utilizado en el área de estudio es por perforación y voladura, esta operación se evalúa con el fin de determinar un diseño apropiado que permita a la empresa considerar una reducción en el costo de producción de la roca caliza.

Para el diseño de un esquema de perforación y voladura adecuado, es importante conocer el comportamiento de la roca el cual está ligado a las propiedades físicas y geomecánicas, litología y características estructurales otro parámetro que debe tener en cuenta un diseño racional es el entorno donde se realizara la voladura y los objetivos que se buscan con la voladura; puesto que puede conllevar a modificar los diseños en virtud a favorecer la granulometría a lograr, así como evitar la dilución del material a remover, así como otros aspectos en función de las necesidades de la empresa. Finalmente, la supervisión de la perforación y la implementación de los respectivos diseños son decisivas en los resultados de una buena voladura

En este trabajo se presenta un esquema de perforación que cumple con la normativa ambiental y reduce los costos de operación asociados a la perforación y voladura de la mina el tesoro, propiedad de la empresa Calizas Nobsa, la cual se dedica a la extracción y venta de roca caliza para el sector de la construcción. La extracción de roca caliza constituye uno de los ejes económicos y fuente de sustento principal para los habitantes del sector las caleras.

OBJETIVOS

OBJETIVO GENERAL

Diseñar el sistema de perforación y voladura, bajo parámetros técnicos y seguros que garanticen la extracción organizada y eficaz, en los bancos D, E y F de la mina de caliza el Tesoro ubicada en la vereda la Calera del municipio de Nobsa-Boyacá.

OBJETIVOS ESPECIFICOS

Verificar la información bibliográfica de geología, rasgos fisiográficos y estudios realizados en la zona de interés.

Clasificar macizo rocoso correspondiente a los bancos D, E y F, de acuerdo a sus propiedades geomecánicas.

Evaluar los resultados de las labores actuales de perforación y voladura en los bancos.

Diseñar la secuencia de trabajo para las actividades de perforación y voladura en los bancos.

Realizar un análisis de costos de las operaciones de perforación y voladura actuales frente a las del diseño propuesto.

1. GENERALIDADES

1.1 UBICACIÓN GEOGRÁFICA

La mina el Tesoro se encuentra localizada el municipio de Nobsa –Boyacá, vereda las Caleras, sector la Capilla, provincia de Sugamuxi, se encuentra ubicada al S-W

del casco urbano del municipio de Nobsa, dista 7 km de Sogamoso y 63 km de Tunja, capital del departamento. (Limita al norte con los municipios de Santa Rosa de Viterbo y Floresta, al oriente con Corrales y Tópaga, al occidente con Tibasosa y Santa Rosa de Viterbo y al sur con Sogamoso y Tibasosa. *Ver figura 1*) Su territorio está inmerso en el valle formado por la cuenca alta del río Chicamocha. El contrato de concesión se encuentra demarcado por las siguientes coordenadas; que muestra la tabla 1.

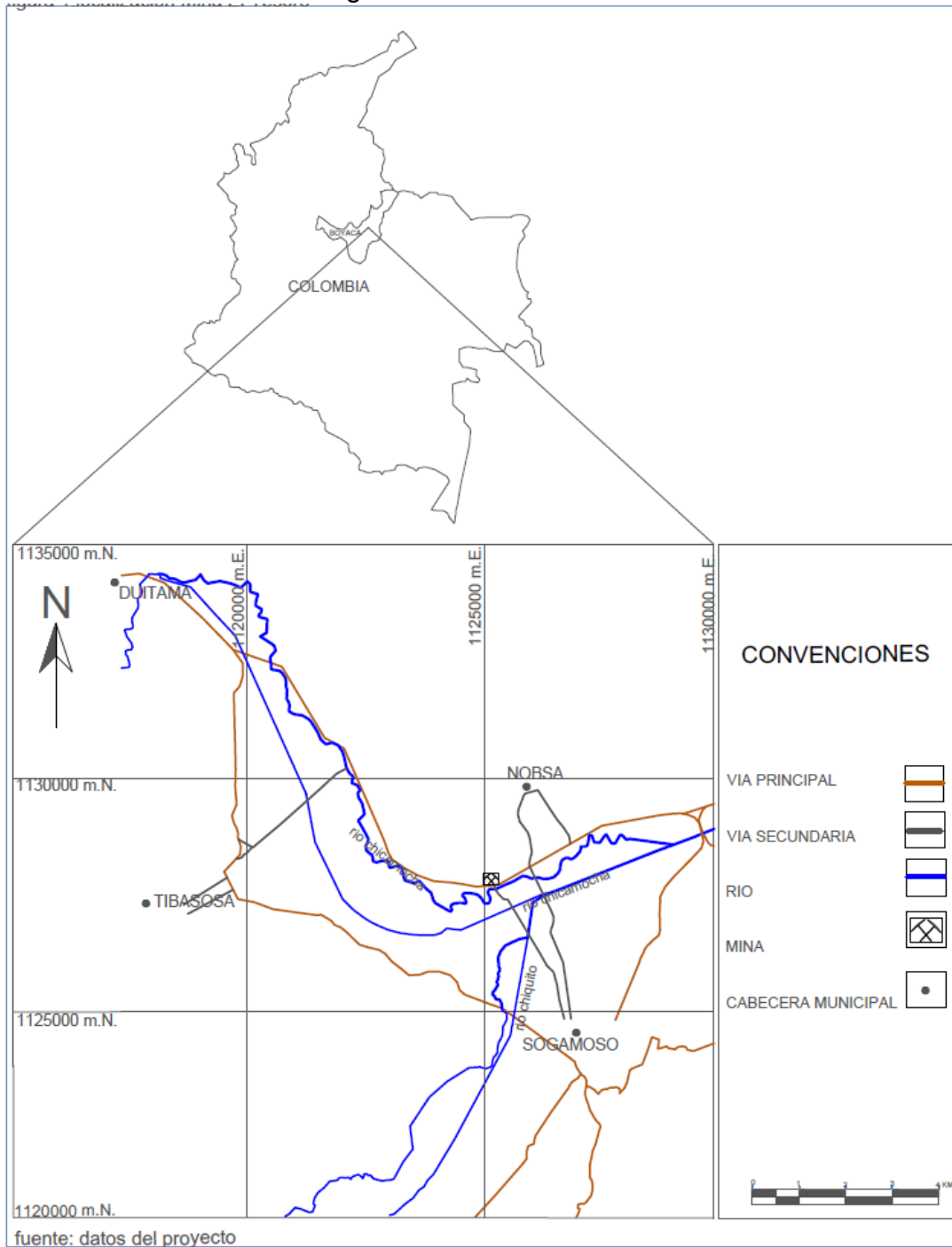
El área del contrato ILI-16111 se encuentra localizada en la plancha 172-III-C-I del I.G.A.C. El punto arcifinio se identifica por la intersección antigua vía Duitama-Nobsa con la mina María Luisa Siachoque con coordenadas; $x=1.128.791,40$ $y=1.125.995,80$. (Ver plano.1)

Tabla 1. Coordenadas polígono área del proyecto.

Punto	COORDENADA NORTE	COORDENADA ESTE
1	1 128 791,4	1 125 995,8
2	1 128 134,7	1 125 431,9
3	1 128 047,8	1 125 495,7
4	1 128 048,3	1 125 495,8
5	1 128 048,0	1 125 496,0
6	1 128 078,0	1 125 499,6
7	1 128 090,0	1 125 501,0
8	1 128 048,0	1 125 524,9
9	1 127 972,0	1 125 421,0
10	1 127 953,6	1 125 378,8
11	1 128 076,0	1 125 330,0
12	1 128 068,0	1 125 311,0
13	1 127 948,0	1 125 367,7
14	1 127 937,0	1 125 337,9
15	1 128 059,0	1 125 260,0
16	1 128 199,0	1 125 449,0

Fuente: programa de trabajo y obras.

FIGURA 1. Localización Geográfica



Fuente. Datos de estudio

1.2 VÍAS DE ACCESO

Se tiene acceso a la mina el Tesoro por la Carretera Central del Norte, vía principal del corredor industrial del departamento, en cuyo margen izquierdo entre Duitama y Sogamoso se ubica la vereda Las Caleras, que también cuenta con múltiples vías (carreteras pavimentadas, sin pavimentar y caminos veredales) debido, a la dinámica del transporte generada por la actividad económica del sector, minería y su beneficio.

1.3 RASGOS FISIOGRAFICOS

1.3.1 Hidrografía. La red hidrográfica principal está constituida por el río Chicamocha con una dirección W – E, sus afluentes se encuentran restringidos a quebradas de bajo caudal, las cuales permanecen secas en las épocas de verano. El área del municipio de Nobsa pertenece a la microcuenca de la quebrada las caleras, la cual vierte sus aguas a la mesocuenca del río Chicamocha, el cual conduce sus aguas a la subcuenta del río Sogamoso, que finalmente vierte sus aguas a la cuenca del río Magdalena. En la zona del contrato de explotación no existe una red hídrica de cauce permanentemente y definida, de manera que en caso de precipitaciones el agua de escorrentía fluye desde la zona alta de la ladera, siguiendo una trayectoria errática y variable, buscando en cada caso líneas de máxima pendiente. Produciendo fenómenos de erosión y sedimentación.

1.3.2 Humedad relativa. Los promedios suministrados por el Instituto de Hidrología, Meteorología y estudios ambientales (IDEAM), en la zona de influencia del proyecto, registran una humedad relativa promedio del 75%, directamente relacionado con los periodos climáticos¹.

1.3.3 Fauna. En el área del contrato ILI-16111, se encontraron estudios previos al PTO donde se manifiesta que en el área se ha presentado desplazamiento de algunas especies alterando su hábitat a razón de la actividad humana. Recientemente no se poseen estudios precisos que cuantifiquen la presencia de especies en áreas aledañas a la explotación.

1.3.4 Flora. En la zona de estudio se encuentran dos tipos de vegetación; herbácea y arbustiva pero debido al grado de erosión, es poco diverso y se encuentra sectorizada. El área de estudio presenta las características que lo clasifican como

¹ Instituto de Hidrología, Meteorología y estudios ambientales (IDEAM) 2017.

bosque montano bajo con un número menor de especies nativas como mortiño, tuno, jarilla, espino, zarza.

1.3.5 Topografía. En general el área de estudio presenta pendientes abruptas con presencia de taludes de gran altura e inclinaciones de hasta 87 grados, la topografía original ha sido deteriorada debido a la explotación artesanal durante aproximadamente 80 años. Se evidencian la presencia de 4 terrazas con altura de entre 20 y 25 metros.

1.3.6 Suelos. Estos se encuentran relacionados con ecosistemas de montaña y una estrecha relación con procesos de acumulación y transformación de materiales orgánicos con el drenaje, la acumulación, y transporte de materiales coluviales y coluvión aluvial. Los suelos son de clima frío seco son poco evolucionados a moderadamente superficiales y con bajos contenidos en bases intercambiables, por lo general son suelos desarrollados a bases de areniscas de grano grueso, con textura moderadamente gruesa a finas, poseen buen drenaje y fertilidad muy baja.

1.3.7 Climatología. La zona de estudio comprende alturas desde los 2510 a los 2600 msnm y pertenece al piso térmico frío², presenta características generales de lluvia de 700 a 800 mm anuales con temperatura media de 15°C, los meses en los que se presenta la mayor pluviosidad van de marzo a mayo y septiembre a noviembre con un promedio aproximado de 100 mm donde la época de menor pluviosidad van de diciembre a enero con un promedio de 30 mm

1.3.8 Temperatura. La temperatura es característica de la región y varía de entre 12 a 18°C la cual varía dependiendo de la época del año en general se presenta un clima frío con precipitaciones bajas.

1.4 GEOLOGÍA

En el área comprendida por la Plancha 172 Paz de Río que corresponde al área de estudio afloran rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias con edades que comprenden desde el Proterozoico hasta el Cenozoico. En esta área se observa un estilo estructural predominantemente compresivo, que se manifiesta en estructuras

² Instituto de Hidrología, Meteorología y estudios ambientales (IDEAM) 2017.

tales como pliegues y fallas de extensión regional, estructuras que al parecer están relacionadas entre sí³.

1.4.1 Geología regional.

1.4.1.1 Estratigrafía. En esta zona afloran rocas sedimentarias con edades desde el carbonífero (Formación Cucho) hasta el cuaternario (depósitos cuaternarios).

Formación Cucho (Cc). El nombre y rango de la unidad lito estratigráfica Formación Cucho se debe a Botero (1950), con el cual se designa a una sucesión de capas de arcillolitas de colores blanco amarillento y morado que se encuentran reposando unas veces concordantemente y otras discordantemente sobre la Formación Floresta; están cubiertas de forma discordante por la Formación Girón, y alcanzan espesores entre 300 y 400 m. Este mismo autor, basado en una columna estratigráfica generalizada, marca el contacto entre las formaciones Floresta y Cucho, en el tope de un conjunto arenoso de 200 m de espesor; sin embargo, él considera este límite como transicional y lo coloca donde se presenta un mayor predominio de arcillolitas de colores morado y blanco amarillento⁴.

Formación Girón (Jg). Este término Girón fue creado por Hettner (1892), bajo la denominación de Series del Girón, para designar a una sucesión de areniscas, Limolitas rojas y conglomerados, que se hallan expuestas al oeste de Bucaramanga, cuya edad se consideró inicialmente del Cretácico. Actualmente, la denominación original de Hettner incluye las formaciones Bocas, Jordán, Girón y Tambor.

La Formación Girón, en la Plancha 172 Paz de Río, aflora en dos franjas alargadas localizadas al oriente y al occidente del Macizo de Floresta; la oriental es de 37 km de largo por 2 a 3 km de ancho y otra occidental, de 7 km de largo por 0,5 km de ancho. La franja oriental de esta unidad lito estratigráfica presenta una morfología escarpada, que contrasta con la de colinas suaves de la Formación Concentración, en el lado oriental, y colinas onduladas de las formaciones Cucho y Floresta, en el lado occidental⁵.

Formación Tibasosa (Kit). El nombre y el rango de la unidad litoestratigráfica formación Tibasosa fueron propuestos por Renzoni (1981), para representar la sucesión litológica que aflora en la población de Tibasosa, por debajo de la Formación Une. El autor dividió la formación en cuatro miembros, los cuales fueron

³ Rodríguez Erasmo, Rodríguez Inés, Ulloa Carlos. Geología de la plancha 172 paz de río, Bogotá, DC, Ministerio de minas y energía, 2003, p.19

⁴Ibid., p.57

⁵Rodríguez Erasmo, Rodríguez Inés, Ulloa Carlos. Geología de la plancha 172 paz de río, Bogotá, DC, Ministerio de minas y energía, 2003, p.45

denominados de base a techo como: Miembro Basal (Kit4), compuesto por conglomerado, limolitas y areniscas, a veces conglomeráticas; Miembro Calcáreo Inferior (Kit3), constituido principalmente por shales, calizas arenosas y areniscas; Miembro Arenáceo Intermedio (Kimt2), compuesto por shales y areniscas, y el Miembro Calcáreo Superior (Kmt1), formado por shales, caliza lumaquética y areniscas.

Posteriormente REYES, Ítalo. (1983) eleva el Miembro Calcáreo Superior a nivel de formación (Formación Belencito), por poseer características litológicas y geomorfológicas propias para tal fin.

Formación Une (Kmu). Esta formación aflora en las partes más elevadas topográficamente del municipio en alturas superiores a los 2800 m.s.n.m. Está compuesta por tres secuencias estratigráficas bien diferenciadas; la inferior constituida principalmente por alternancias irregulares de arenisca de color blanca amarillenta de grano medio a fino, micácea muy compacta y arcillolitas limosas de color gris oscuro laminares. La parte media está compuesta de dos bloques de arenisca amarilla de grano grueso a medio con estratificación cruzada altamente fracturada, cuarcita, matriz arcillosa y bien compacta.

Hacia el techo está constituida por una extensa secuencia de arcillolitas limosas de color gris claro a negro laminares y areniscas blancas, pardas y amarillentas con presencia de óxidos ferrosos, en algunas zonas de esta secuencia se presentan areniscas blancas y pardas, lajas de grano fino y muy compactas.

La formación Une infrayace a la formación Conejo (Kscn) y suprayace sobre el miembro calcáreo superior de la formación Tibasosa (Kt1).

Formación concentración (Pgc). El nombre y rango de la unidad litoestratigráfica Formación Concentración fueron dados por Alvarado & Sarmiento (1944), para designar una sucesión de arcillolitas comúnmente yesíferas y areniscas de grano fino a grueso, con estratos de hierro oolítico, que descansa sobre la Formación Picacho. Su sección tipo está localizada a lo largo del río Soapaga, entre el caserío de Concentración y el puente del Uvo (carretera Santa Rosa - Paz de Río - Socha), donde presenta un espesor que oscila entre 1.368 y 1.554 m.

La Formación Concentración puede dividirse en varios conjuntos. Uno inferior de 350,15 m de espesor, constituido por una sucesión de capas de arcillolitas grises oscuras y negras, que por meteorización presentan coloraciones amarillentas y rojizas, estratificadas en capas muy delgadas, con varios estratos de hierro oolítico hacia la parte inferior y media de 0,30 a 2,50 m de espesor. Un conjunto medio, de 166,80 m de espesor, que consiste predominantemente de arcillolitas grises claras, que por meteorización dan tonalidades amarillentas y rojizas, con varias capas de hierro limonítico de 0,20 m de espesor. El conjunto superior de 945,50 m de espesor, consta de una sucesión de arcillolitas grises claras a oscuras, que meteorizan a

amarillentas y rojizas, estratificadas en capas delgadas, con intercalaciones de capas de hierro limonítico hacia la parte inferior de 0,20 m de espesor⁶.

Depósitos cuaternarios. En el área estudiada se diferenciaron los siguientes tipos de depósitos cuaternarios:

Glaciares (Qm). Depósitos glaciares se presentan en el extremo noroeste y constan de una serie de morrenas, formadas por bloques angulares, de arenitas y conglomerados, en una matriz areno arcillosa, sin ninguna selección.

Coluviales (Qc). Con el término coluviales se incluyen los depósitos de talud y derrubios; están constituidos por acumulaciones de materiales de composición heterogénea y de tamaño variable, predominantemente bloques angulares.

Aluviales (Qal). Depósitos aluviales se ubican hacia las márgenes de los drenajes principales y consisten de bloques redondeados a subred ondeados, principalmente de arenitas, en una matriz areno arcillosa⁷.

1.4.1.2 Geomorfología. Las características geomorfológicas del municipio de Nobsa, están directamente relacionadas con el origen y evolución de la cordillera oriental, en la cual se han presentado diferentes procesos y eventos de carácter tectónico, estratigráfico, estructural, denudacional y agradacional, caracterizado por la dureza de las rocas que conforman las formaciones Tibasosa, Belencito, Girón y cuche responsables de la configuración de las distintas geoformas que se han modelado sobre la superficie terrestre.

Los procesos geológicos que se presentan en la vereda caleras, están relacionados estrechamente a las condiciones: litológica, hidrológica y pendiente siendo los principales agentes modeladores: la meteorización, erosión, actividad humana y condiciones hídricas.

1.4.1.3 Geología estructural. Las estructuras pendientes en la zona de estudio son resultado de esfuerzos compresionales a que fue sometida la cordillera oriental durante la orogénesis andina. Estas estructuras geológicas presentan una dirección N 30° E, conformando el monoclinial conformando el monoclinial de floresta Tibasosa. A nivel regional se consideran dos provincias tectónicas el macizo de Floresta y la cobertura plegada, separadas entre sí por la falla Soapaga.

⁶Rodríguez Erasmo, Rodríguez Inés, Ulloa Carlos. Geología de la plancha 172 paz de río, Bogotá, DC, Ministerio de minas y energía, 2003, p.90

⁷Ibid., p.93

1.4.2 Geología del yacimiento.

1.4.2.1 Formación Belencito (Kib). Con este término se indica aquí un conjunto de estratos que corresponde al “miembro calcáreo superior” de la Formación Tibasosa de RENZONI G. (1981). El motivo para elevar a rango de formación este conjunto obedece a que su mejor exposición se observa entre Belencito y Chámeza, mostrando características litológicas y geomorfológicas propias. Además, en la región estudiada esta unidad tiene importancia industrial y es precisamente en Belencito donde ha sido investigada con detalle en cortes y testigos de perforación. (Ver plano 2)

1.4.2.2 Litología. La parte inferior consta de 30 m de arcillolitas negruzcas y algunos niveles arenosos, seguidos por bancadas de arenisca cuarcítica que pueden alcanzar los 80 m de espesor. Sobre estas yace una serie netamente calcárea constituida por una continua alternancia de bancos de caliza, margas, arcillolitas calcáreas y areniscas. Una zona arcillosa de unos 80 m de espesor separa la serie calcárea de en dos conjuntos, fácilmente reconocibles en la región por la topografía abrupta. Los 20 m superiores están formados por arcillolitas negras fisibles, que se tornan gris claro hacia el techo⁸.

1.4.2.3 Espesor. En la sección de Belencito la formación alcanza los 550 m, valor que se mantiene constante en todo el borde occidental del valle de Sogamoso. Sin embargo, parece que algunos niveles se adelgazan sensiblemente hacia el noroeste.

1.4.2.3 Límites estratigráficos. La base de la formación Belencito indica una edad que va del Barremiano Superior hasta el Albiano Superior. El ambiente de sedimentación es indiscutiblemente marino a juzgar por los fósiles de amonitas, gasterópodos, Lamelibranquios, Equínidos, Peces, etc. Sin embargo la parte extrema superior muestra evidencias de transición ambiental por la existencia de huellas fósiles de hojas.

1.4.2.3 Correlación. La formación Belencito corresponde a los miembros Tabú y Aguardiente de la formación Uribante en Norte de Santander y la Formación Fόμεque del oriente de la sabana de Bogotá⁹.

En la zona de estudio se encuentra la formación Belencito, caracterizada por los tres conjuntos (inferior, Intermedia y superior).

⁸ Reyes Italo, Geología de la región Duitama-Sogamoso-Paz Del Rio (departamento de Boyacá), Tunja, Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia, 1984, p.25

⁹ Reyes Italo, Geología de la región Duitama-Sogamoso-Paz Del Rio (departamento de Boyacá), Tunja, Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia, 1984, p.27

Conjunto inferior: caracterizado por arcillolitas de color gris blancuzco con intercalaciones de areniscas cuarzosas, presentan un espesor de aproximadamente 60 m, descansa concordantemente sobre la formación Une.

Conjunto intermedio: caracterizado por nueve bancos de caliza (A, B, C, D, E, F, G, H, I) intercalados con estratos arcillosos y arenosos, presenta un espesor de 394 m.
Conjunto superior: Caracterizado por bancos de areniscas cuarzosas, pirita de grano fino, moscovita con intercalaciones de arcillolitas negras con espesor de 110 m, esta concordante con la formación Tibasosa.

En el polígono de concesión encontramos los bancos D, E, F y G correspondientes al conjunto intermedio. (Ver anexo A)

Banco D. De 37 m de espesor aproximado, es el más importante de la secuencia calcárea de la formación, se trata de 18 m de caliza gris clara con vetas de caliza fosilífera, resistente y muy dura, su composición de CaO varía entre 52.6% y 48.8% de techo a base respectivamente seguida de 6 m de arcillolitas limosas blancuzcas y 13 m de caliza gris claro. Está separado del manto C por una secuencia de 45m de espesor, conformada por: Arcillolitas limosas grises amarillentos a grises oscuras, con presencia de nódulos calcáreos y lentejones concesionales, y arcillolitas limosas grises con margas verdosas.

Banco E. De 27m de espesor aproximado, separado del manto D por una serie de 4 m de arcillolita rojiza blanda dentro de capas concrecionales grises calcáreas grises oscuros, seguida de 17 m de caliza cristalina gris a gris oscura fosilífera muy dura y 6 m de arenisca amarillenta de grano fino.

El manto E está compuesto por caliza cristalina gris a gris oscura fosilífera, muy dura, presenta capas delgadas de arcillolita y de caliza arenosa arcillosa. Tiene un espesor promedio de 13 m, su contenido promedio de CaO es de 48.5%.

Banco F. De 32 m de espesor aproximado separado del banco E por un banco de caliza de 22 m de espesor de color gris amarillento caracterizado por su bajo contenido de carbonato y una serie de 10 m, de capas delgadas de arcillolita gris amarillenta de grano fino a medio.

Banco G. De 37 m de espesor aproximado. Separado del banco F por un banco de caliza lumaquelica de 9 m de color gris con restos marinos, cubierto por 28 m. de arenisca calcárea y arcillolita arenosa amarillenta.

1.5 ESTADO ACTUAL DE LA MINA

1.5.1 Infraestructura. Dentro del conjunto de medios técnicos servicios e instalaciones necesarios para el desarrollo de la actividad minera, la mina el Tesoro cuenta con una edificación de un nivel dividida en tres compartimentos, el primero funciona como oficina administrativa y los otros dos son utilizados para el almacenamiento de equipos y objetos, también cuenta con un sector de beneficio de mineral el cual se encuentra techado y sellado en gran medida para evitar la polución producto del desarrollo de la trituración y molienda, la maquinaria propia de esta operación se describe en el (*Ver Anexo B*), además, este sector conecta con dos tolvas de almacenamiento y a su vez el material que no es despachado inmediatamente a sus compradores, es depositado en un patio de almacenamiento de aproximadamente 170 m.

1.5.2 Maquinaria. Para el desarrollo de las actividades de arranque cargue y descargue, la mina cuenta con maquinaria propia para terrenos agrestes y condiciones de exigencia considerables, las características más generales como; marca y capacidad son descritas en el (Ver anexo B)

1.5.3 Personal. Para el desarrollo de las actividades mineras, la mina el Tesoro cuenta con asesoría y apoyo profesional y personal técnico. El organigrama se puede observar en (Ver anexo B)

1.5.4 Estado actual de las labores mineras. La mina el tesoro, propiedad de la empresa calizas Nobsa se empezó a explotar hace más de 46 años de forma artesanal, sin embargo, aproximadamente hace 8 años inicio un proceso de recuperación geomorfológica en el cual se definió como opción viable para su método de explotación, el de bancos múltiples descendentes. Este consistió en la adecuación de las vías de acceso existentes, así como trabajos preliminares (descapote, patio de cargue, drenaje y adecuación de botaderos) y simultaneo retiro de la capa vegetal para el posterior acceso a los bancos. (Ver plano 3).Una vez preparada el área, se procede a su explotación en franjas descendentes, teniendo en cuenta el diseño geométrico planteado y laborando del banco 1 al banco 5.

1.5.4.1 Vías de acceso. Para acceder al área, se intercepta la vía que comunica los municipios de Nobsa con Duitama, allí se desprende la vereda las caleras sector la capilla. La vía de acceso en la cota más baja se encuentra a 2.495 con coordenadas $X = 1\ 125\ 323,98$ $Y = 1\ 127.721,3524$, la cual conduce hasta la terraza superior a una cota de 2612 msnm, y **coordenadas $X = 1\ 128.103,0$ $Y = 1\ 125.242$** donde provee acceso a las terrazas existentes y es por la cual se desplazan las volquetas para la evacuación de la roca caliza. Dando acceso a

Cada frente donde se realizan actividades como extracción, cargue y transporte de roca, igualmente se proyecta para el tránsito de personal y materiales.

1.5.4.2 Labores de Desarrollo. Como labor de desarrollo se considera la vía principal que conecta desde el costado izquierdo y la cota más baja (2.510 msnm) hasta la cota más alta donde se localiza la terraza 1, esta vía tiene una longitud aproximada de 470m y 5m de ancho, y da acceso a las terrazas existentes terraza 2 en la cota 2600 msnm con con coordenada X = 1 128.079,5, Y = 1 125.290, terraza 3 en la cota 2590 y coordenadas X = 1 128.056, Y = 1 125.237 y pendientes de 20%.

1.5.4.3 Labores de preparación. Son las que dan acceso al nivel patio, la cual a su vez conecta con las vías de desarrollo principal, buscando el acceso a las terrazas donde se proyecta el avance en sentido norte.

1.5.4.4 Labores de explotación. Estas se iniciaron una vez avanzadas las labores de desarrollo y preparación; una vez adecuadas, se ingresa en la terraza , avanzando en sentido E-W al llegar al límite se avanza en sentido W-E, teniendo en cuenta la longitud de perforación máxima dada por las barrenas de 1,8m, este proceso se repite hasta alcanzar la altura deseada (ver plano 2.). Actualmente se realizan labores de explotación en la terraza número 1 localizada en la cota 2612msnm, X = 1 128.103,0 Y = 1 125.242, donde se descenderá 2 metros hasta llegar al a cota 2610msnm, en la figura nº 2 se observa trabajos iniciales de la terraza 2 definida actualmente como terraza 3 ya que se encuentra dividida en 2 terrazas de 10 metros, Según el plan de trabajos y obras, se planea descender con las dimensiones geométricas mencionadas anteriormente, hasta lo cota 2530msnm

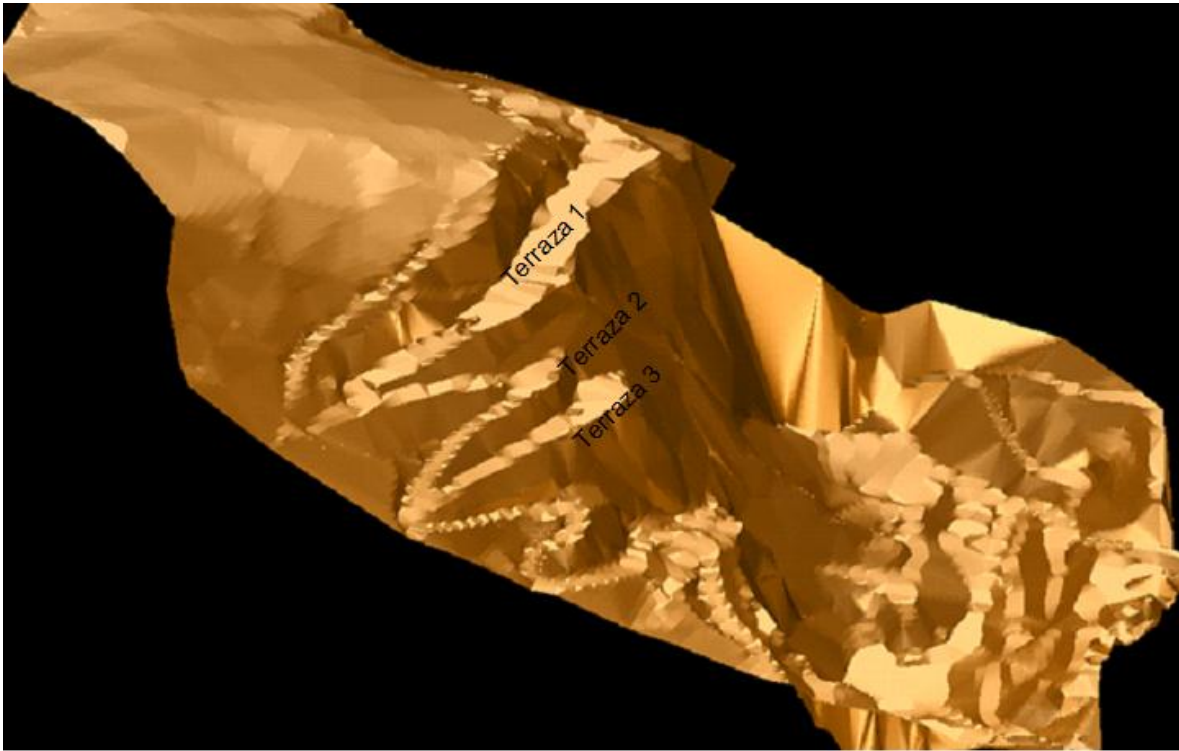
1.5.4.5 Patio de cargue. Se encuentra a una cota 2.490 msnm coordenadas X = 1 125 328.8 Y = 1 127 686. Es utilizado para el acopio de material triturado. Este espacio cuenta con un área aproximada de 200m².

1.5.4. Infraestructura de servicios

- Campamento con oficinas y cuarto de herramientas.
- 350metros lineales de cunetas perimetral a la vía de acceso.
- 850 metros lineales de red vial en recebo.
- 400m² de patio de acopio.

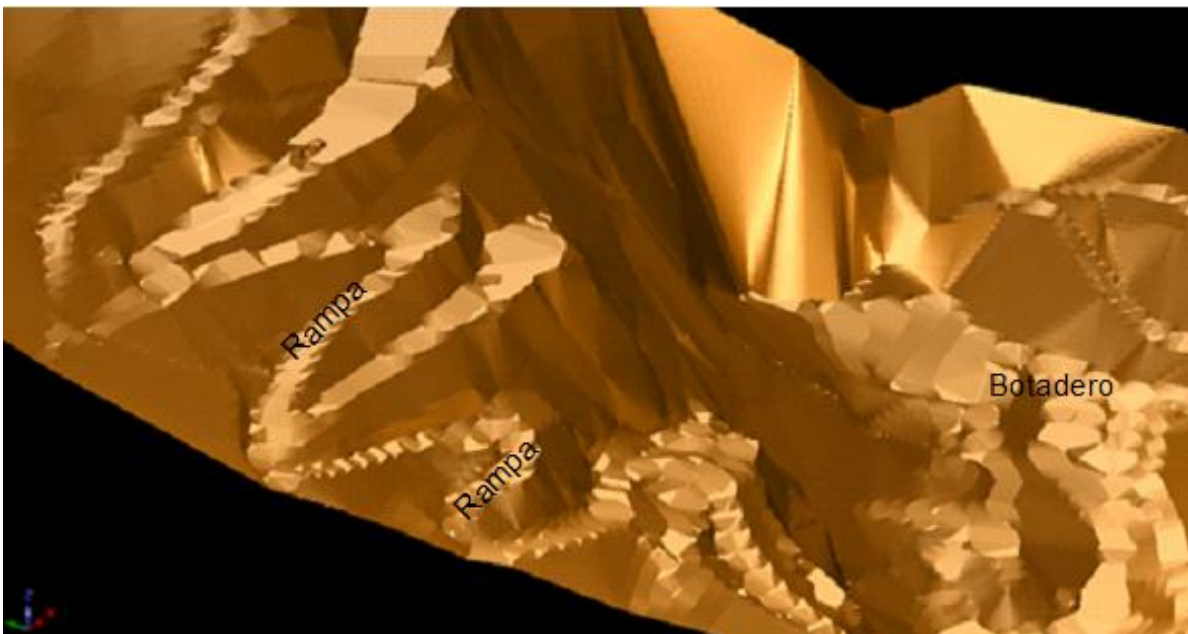
1.5.4.7 Botadero. En la cantera, el material de estéril extraído es de composición arcillolitas y areniscas. Su ubicación está en la primera terraza adyacente a la explotación, ubicado a 2510 msnm en X = 1125436.5136 Y = 1127990.9195.

Figura 2. Isométrico estado actual mina el tesoro, terrazas de explotación



Fuente. Modelado topografía actual programa surpac 6.6.2

Figura 3. Isométrico estado actual mina el tesoro labores desarrollo y preparación



Fuente. Modelado topografía actual programa surpac 6.6.2

1.5.5 Descripción del diseño del método de explotación actual. En el desarrollo de las labores de explotación iniciales se tiene en cuenta el estado morfológico del

talud a nivel general, razón por la cual, la mina el tesoro se limita recuperar morfológicamente el área de contrato, estableciendo cinco (5) bancos de veinte (20) metros de altura, de esta manera proporciona mayor seguridad y estabilidad a la zona del sector la capilla.

La elección del método de explotación dependió de la geometría del yacimiento y la topografía de contorno del mismo, con las características del yacimiento, la empresa calizas Nobsa opta por seleccionar el método de explotación a cielo abierto mediante bancos múltiples descendentes el cual es implementado actualmente, (Ver figura 2,3), se puede observar las labores actuales de explotación de la mina el tesoro¹⁰.

1.5.5.1 Parámetros de diseño en el método de explotación. Considerando aspectos como condición actual del talud (altura), geología, ubicación del depósito, topografía, mano de obra, equipos, método de explotación, producción, linderos del contrato, número de bancos, acceso y características geotécnicas de la caliza, La mina el tesoro proyecta los siguientes parámetros geométricos en su diseño de explotación.

β Angulo de talud_____	80°
H Altura de baco_____	20m
B Ancho del tajo_____	12m
Φ Angulo de inclinación del talud final____	52°
Factor de seguridad_____	1,8

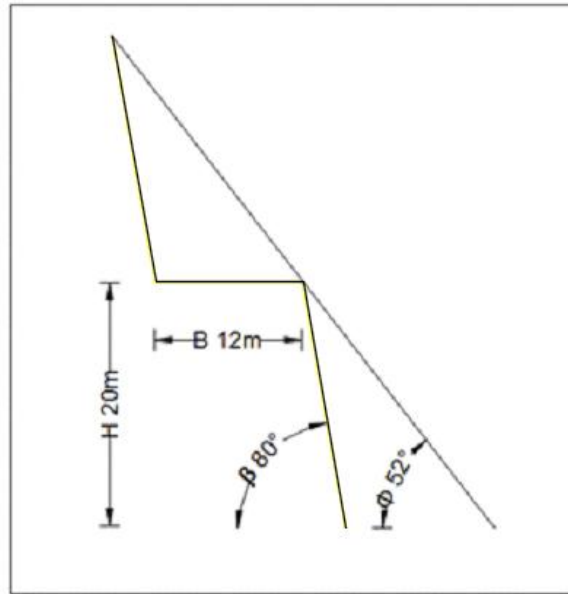
Estos valores se consideran variables ya que de acuerdo a estos aumenta o disminuye el factor de seguridad, que es el parámetro por medio del cual se mide la estabilidad final del talud¹¹

Según el plan de trabajos y obras, el diseño geométrico se enfoca en condiciones que permitan la máxima recuperación y desarrollo de las labores mineras a lo largo de la vida útil de la operación, con el fin de extraer la máxima cantidad de roca caliza. (Ver Figura 4)

Figura 4. Diseño geométrico bancos de explotación.

¹⁰ NUÑEZ MELCHISEDEC, Programa de Trabajos y Obras, Contrato De Concesión Minera N. ILI-1611, NOBSA, 2009. P. 98.

¹¹ Ibid., p.98



Fuente. Plan de trabajos y obras.

1.5.5.2 Arranque. Actualmente se ejecuta mediante perforación y voladura, utilizando un martillo tipo Jackleg con una disponibilidad máxima en la longitud de varilla de 1.8m, el aire es suministrado a este equipo por un compresor Ingersolrand, como sustancia explosiva se utiliza anfo, el cual es cebado con cordón detonante de 6g/m e iniciado con mecha lenta y un detonador full común n°8. Una vez removido el material por la voladura la retroexcavadora de orugas procede a remover los grandes tamaños, fragmentándolos, para esta operación el equipo deja caer una pesa de aproximadamente 250 Kg sobre la roca, simultáneamente el personal minero encargado de picar la roca, reduce la roca removida por el equipo a un diámetro de aproximado de 40 cm, dimensión promedio del tamaño aceptado por el equipo de trituración en planta, (trituradora de mandíbula). El 95% del material extraído es para material de construcción usado como base, subbases y filtros, el tipo de producto que la empresa comercializa no amerita que en la operación de arranque existan restricciones por características de la roca.

1.5.5.3 Cargue y transporte. El cargue en los frentes se efectúa con retroexcavadora de orugas, este equipo posee una capacidad en el balde de un metro cubico, posteriormente el material es vertido en volquetas con capacidad de 10 ton, el cual finalmente es transportado a la planta de trituración. (Ver Anexo Fotografía C)

2. CLASIFICACIÓN Y ANÁLISIS DEL MACIZO ROCOSO

2.1. PROPIEDADES FÍSICAS Y MECÁNICAS DE LAS ROCAS

Las propiedades físicas de las rocas son el resultado de su composición mineralógica, fábrica e historia geológica, deformacional y ambiental, incluyendo los procesos de alteración y meteorización. La gran variabilidad de estas propiedades se refleja en comportamientos mecánicos diferentes frente a las fuerzas que se aplican sobre las rocas, comportamientos que quedan definidos por las rocas, y que quedan establecidos por la resistencia del material y por su modelo de deformación¹².

2.1.1 Ensayo de propiedades físicas. Para determinar las propiedades físicas de la roca caliza se tomaron un total de dos muestras por banco de caliza, con las cuales se realizaron ensayos para determinar dichas propiedades, los datos directos se muestran en el (cuadro 1)

Cuadro 1. Datos experimentales de 6 muestras para análisis de propiedades físicas.
Fuente. Laboratorio de suelos y rocas, Seccional Sogamoso.

DESCRIPCIÓN	FORMA	MUESTRA	P_w	M (gr)	M_s (gr)	M_{sat} (gr)	V (cm ³)
BANCO D	Irregular	M1	1	68,8	68,6	69,4	30
BANCO D	Irregular	M2	1	64,8	64,6	65,4	22
BANCO E	Irregular	M3	1	77,8	77,2	78,5	30
BANCO E	Irregular	M4	1	51,3	50,8	51,5	20
BANCO F	Irregular	M5	1	79,3	78,4	79,7	31
BANCO F	Irregular	M6	1	51,1	51,0	51,6	20

P_w = Densidad del agua

M = Peso natural de la muestra

M_s = Peso seco de la muestra

M_{sat} = Peso saturado de la muestra

V = Volumen de la muestra

Se muestran ensayos de laboratorio y los resultados de las propiedades físicas en (Ver Anexo D), los valores determinados para las propiedades físicas se observan en (Ver Cuadro 2).

Cuadro 2. Densidad

¹² GONZALEZ DE VALLEJO LUIS, Ingeniería Geológica, Madrid, 2002, p. 26.

Banco	ρ (gr/cm ³)	Porosidad	Humedad	Saturación
F	2,55	3,55%	0,60%	41,74%
E	2,57			
D	2,61			

Fuente. Resultado de Investigación.

2.1.2 Resistencia a la compresión simple. La resistencia a la compresión simple es el máximo esfuerzo que soporta la roca sometida a compresión uniaxial, determinada sobre la probeta cilíndrica sin confinar en el laboratorio. Para este ensayo se tomaron tres bloques insitu del macizo rocoso correspondientes a los bancos D, E y F, los cuales representan en gran parte el comportamiento de cada bloque, se identificó piso y techo de la estratificación para la extracción de seis testigos.

Para la determinación de dicha resistencia, se procede a aplicar la carga a cada muestra, tomando lecturas de carga y deformación correspondiente a cada 15 segundos hasta que el espécimen falle. Se realizan los cálculos del registro y se obtiene el valor de la resistencia de la roca (ver cuadro5) con la siguiente fórmula:

$$\sigma_c = F_c/A \quad (1)$$

Dónde:

F_c : Fuerza compresiva

A: Área de aplicación

Cuadro 3.Resultados del ensayo a compresión simple por bancos

Banco	PROMEDIO σ_c (MPa)
F	36,25
E	47,81
D	32,06

Fuente: Laboratorio de suelos y rocas, Seccional Sogamoso.

Analizando los esfuerzos para cada muestra (Ver anexo E), el esfuerzo máximo promedio a la compresión simple para los tres bancos de caliza presentes en el macizo roso es de 38,70 MPa, en el (Cuadro 4) se muestra la clasificación de la roca según ISRM Geological Society of London como: roca moderadamente dura

Cuadro 4. Clasificación con base en la resistencia de la roca.

RESISTENCIA A LA COMPRESIÓN SIMPLE (MPA)	ISRM (1981)	Geological Society of London (1970)	Bieniaswki(1973)
1 – 5	Muy blanda	Blanda >1,25	Muy baja
5 – 12,5		Moderadamente blanda	
12,5 – 25	Blanda	Moderadamente dura	Baja
25 – 50	Moderadamente dura		Media
50 – 100	Dura	Muy dura	alta
100 – 200	Muy dura	Extremadamente dura	Muy alta
>200			
>250	Extremadamente dura		

Fuente: ingeniería geológica, Luis L. Gonzales de Vallejo 2004.

2.1.3 Frecuencia sísmica. Esta propiedad se determinó mediante ensayo de ultrasonido en el cual se encontró un valor medio 2.672 m/s, donde el valor más alto fue para el banco F y el más bajo para el banco D (ver cuadro 5), la velocidad con que se propagan las ondas a través de la roca, permitiendo establecer una relación con la forma en que se propagan las ondas tras la detonación del explosivo, este parámetro proporción de la resistencia de la roca; usualmente se usa este parámetro como indicador de la velocidad de detonación necesaria en el explosivo para una óptima fragmentación, teniendo en cuenta su relación con la presión de detonación o fuerza aplicada por el explosivo en las paredes del barreno.

La velocidad de onda es uno de los parámetros más importantes para la clasificación de suelos y rocas, ya que describe confiablemente las características de los materiales la realización de los ensayos para su determinación es relativamente fácil y los costos son mínimos.

Por lo tanto, con la información obtenida en los ensayos mediante la aplicación de la impedancia de la roca y el explosivo, se obtiene un indicador de la velocidad de detonación necesaria para una óptima fragmentación en los tres bancos. Al realizar una comparación con valores de ensayos realizados en otros materiales, las velocidades se ajustan al porcentaje medido en otros estudios, teniendo en cuenta que la velocidad de propagación de una arcilla de 200m/s a un basalto de origen ígneo de 5.000m/s, según los resultados obtenidos se clasifica la roca como tipo medio para los tres bancos presentes en el macizo rocoso.

Cuadro 5. Resultados ensayo ultrasonido

banco	VP (m/s)	Vs (m/s)	Promedio m/s	
			Vp	vs
F	3160	1756	3125	1682.5
	3090	1609		
E	2961	1714	2849.5	1616.5
	2738	1519		
D	2738	1380	2872.5	990
	2007	1900		

Fuente: Resultados de Investigación.

2.2. ANÁLISIS DE DISCONTINUIDADES

En la descripción de las diferentes familias de discontinuidades en un macizo rocoso se incluyen las siguientes características y parámetros geomecánicos; orientación, espaciado, continuidad o persistencia, rugosidad, abertura, relleno, filtraciones y resistencia de las paredes, Algunos de ellos como la rugosidad, abertura, relleno y resistencia de las paredes determinan el comportamiento mecánico y la resistencia de los planos de discontinuidad¹³. Mediante levantamiento en campo se toman datos de discontinuidades y sus respectivas características (Ver Anexo F)

2.2.1 orientación. Para la determinación de las familias presentes en los banco D, E, F, se ingresó la información obtenida al programa Dips, se pudieron obtener las orientaciones que definen el número de familias de discontinuidades presentes en el macizo rocoso con la proyección estereográfica de polos, contornos y planos mayores que contiene el programa. En el (cuadro 7) se muestra en resumen la orientación de las familias de discontinuidades en cada banco. La proyección estereográfica se puede observar en (Ver anexo G).

Cuadro 6. Orientación familia de discontinuidades

Zona	Familia 1 (dip/dipdirection)	Familia 2 (dip/dipdirection)
Banco F	63/199	85/75
Banco E	68/199	78/80
Banco D	72/123	77/76

Fuente: Datos de Investigación

¹³ GONZALEZ DE VALLEJO LUIS, Ingeniería Geológica, Madrid, 2002, p. 180.

2.2.2 Espaciado. Los datos tomados en campo fueron analizados en el Software Dips, mediante histogramas cualitativos en los cuales se muestra la distancia entre planos de discontinuidad correspondiente a cada banco (Ver anexo H) en el siguiente cuadro se puede observar la clasificación según la ISMR según diversos valores.

Cuadro 7. Descripción del espaciado.

Descripción	Espaciado
Extremadamente junto	< 20 mm
Muy junto	20-60 mm
Junto	60-200 mm
Moderadamente junto	200-600 mm
Separado	600-2000 mm
Muy separado	2000-6000 mm
Extremadamente separado	>6000 mm

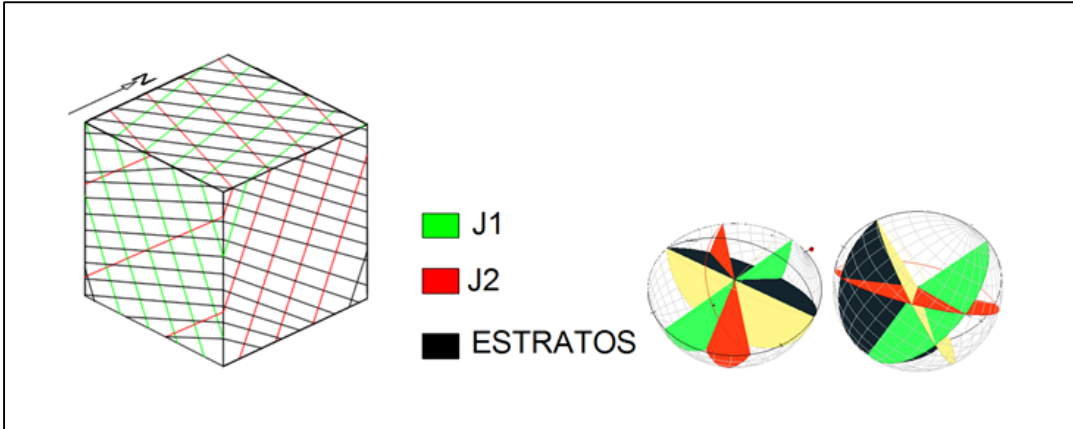
Fuente: (ISRM, 1981)

En el banco F, la mayor proporción de discontinuidades presentan una separación de 600-2.000 mm con un valor promedio de 46 discontinuidades, En el banco E al igual que en el F, la mayor proporción de discontinuidades presentan una separación de 600-2.000 mm, se observa que el valor promedio se reduce a 39 discontinuidades, esto debido a que se presentan 6 diaclasas de la muestra con espaciamientos entre 2000-6000 mm y 5 entre 200-600 mm, De igual forma en el Banco D, la mayor proporción de discontinuidades presentan una separación de 600-2000 mm con un valor promedio de 43 discontinuidades, se presentan 5 diaclasas de la muestra con espaciamientos entre 2000-6000 mm y 2 entre 200-600 mm.

La relación entre espaciado y orientación de las familias encontradas se pueden observar en los bloque diagrama, (figuras 5, 6 y 7) donde se representan sus datos estructurales y su disposición con respecto al talud.

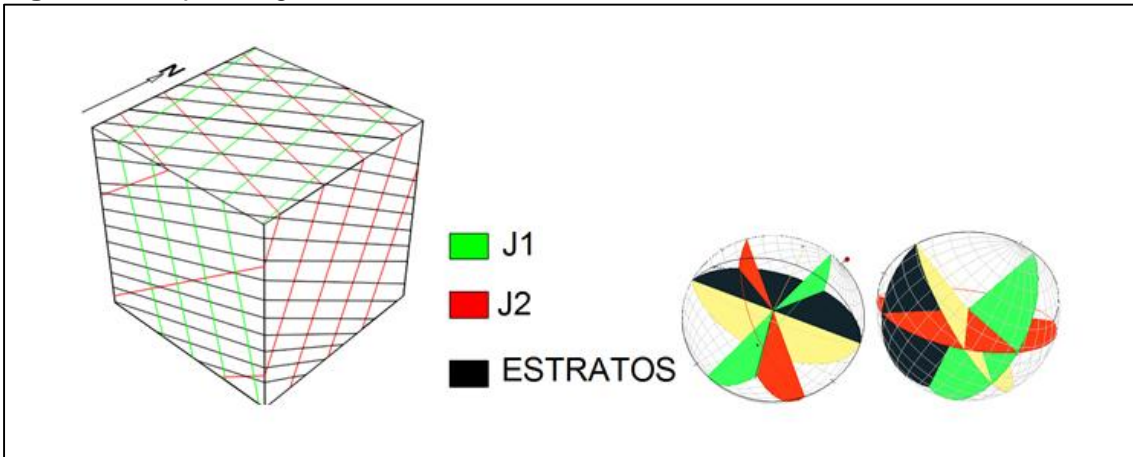
En los bloque diagramas respectivos, y su representación tridimensional se muestra la posición relativa de la cara del talud (sector amarillo) con la intersección de los planos discontinuidad los cuales por su orientación espacial generan planos irregulares en la cara del talud.

Figura 5. Bloque diagrama familias banco F.



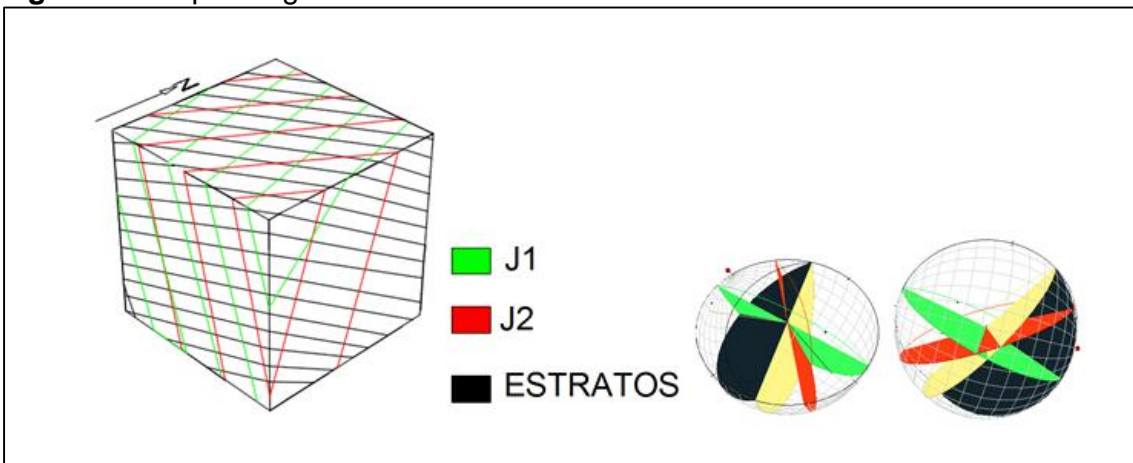
Fuente. Datos del proyecto

Figura 6. Bloque diagrama familias banco E.



Fuente. Datos del proyecto

Figura 7. Bloque diagrama familias banco D



Fuente. Datos del proyecto

2.2.3 Continuidad. La descripción de la continuidad en este estudio se describió según el (Ver Cuadro 8) Para los tres bancos se obtuvo como resultado una continuidad promedio entre 3 -10m, por consiguiente, para los tres bancos la descripción corresponde a alta continuidad.

Cuadro 8. Descripción continuidad

Continuidad	Longitud
Muy baja continuidad	<1 m
Continuidad media	1-3m
Alta continuidad	3-10m
Muy alta continuidad	>20m

Fuente: (ISRM, 1981)

2.2.4 Rugosidad. Los datos tomados en campo fueron analizados en el Software Dips, mediante histogramas cualitativos se muestra la ondulación de las discontinuidades y la rugosidad de la superficie (Ver anexo I), La rugosidad y la ondulación se describieron mediante el (cuadro 9). Para los tres bancos, los planos de estratificación presentan un perfil predominante correspondiente al Grado VII, discontinuidades planas rugosas, no obstante, en los tres bancos se observa un alto porcentaje de datos referentes a discontinuidades lisas como se observa en los histogramas de rugosidad, en los histogramas de forma también se puede observar que se presenta un porcentaje considerable de datos referentes a discontinuidades onduladas y escalonadas.

Cuadro 9. Descripción rugosidad.

Grado	Rugosidad	Ondulación
I	Rugosa	Escalonada
II	Plana	
III	Slickensided	
IV	Rugosa	Ondulada
V	Plana	
VI	Slickensided	
VII	Rugosa	Plana
VIII	Plana	
IX	Slickensided	

Fuente: Ingeniería Geológica, Luís Gonzales de Vallejo, 2002

2.2.5 Abertura. La descripción de la abertura entre discontinuidades en este estudio se hizo según el (cuadro 10). En el macizo rocoso las discontinuidades presentan una descripción abierta.

Cuadro 10. Descripción abertura.

Abertura	Descripción
<0,1 mm	muy cerrada
0.1-0.25 mm	cerrada
0.25-0.5 mm	Parcialmente abierta
0.5-2.5 mm	abierta
2.5-10 mm	moderadamente abierta
>10 mm	ancha
10-100 cm	muy ancha
100-1000 cm	Extremadamente ancha
>1000 cm	cavernosa

Fuente: (ISRM, 1981)

2.2.6 Relleno. El grado de meteorización y filtración del relleno son parámetros importantes que condicionan de forma definitiva las propiedades mecánicas del macizo, se determinaron estos parámetros para cada banco (Ver cuadro 11, 12, y13). De acuerdo con las tablas, para el banco F, se clasificaron las discontinuidades con relleno muy consolidado y seco, meteorización tipo (I) sano, de igual forma para el para el Banco D, para el banco E se clasificó las discontinuidades con relleno muy consolidado y seco, con meteorización tipo (II) algo meteorizado.

Cuadro 11. Grado de meteorización y filtraciones en las discontinuidades (banco F).

Meteorización /filtraciones	Húmeda	Seca	Total general
Sana (I)	9	25	34
algo meteorizado (II)	1	11	12
Medianamente meteorizado (III)	1	3	4
Total general	11	39	50

Fuente: Datos de Investigación

Cuadro 12. Grado de meteorización y filtraciones en las discontinuidades (banco E).

Meteorización /filtraciones	Húmeda	Seca	Total general
Sana (I)	8	17	25
algo meteorizado (II)	5	19	24
Medianamente meteorizado (III)	1		1
Total general	14	36	50

Fuente: Datos de Investigación

Cuadro 13.Grado de meteorización y filtraciones en las discontinuidades (banco D).

Meteorización /filtraciones	Húmeda	Seca	Total general
Sana (I)	4	20	24
algo meteorizado (II)	4	17	21
Medianamente meteorizado (III)	1	4	5
Total general	9	41	50

Fuente: Datos de Investigación

2.2.6 Índice de Blocosidad. El índice de tamaño de bloque I_b ., representa las dimensiones medias de los bloques medidos en el afloramiento. En rocas sedimentarias aparecen bloques más regulares, dos bloques perpendiculares entre sí, más la estratificación, constituyen una forma muy común de bloques cúbicos prismáticos, de esta manera viene definido como sigue;

$$I_b = \frac{S_1 + S_2 + S_3}{3} \quad (2)$$

Siendo S_1 , S_2 , S_3 los valores medios del espaciado de las tres familias de discontinuidades

Cuadro14. Índice blocosidad

Zona	S1 (m)	S2 (m)	S3 (m)	$I_b (m^3)$
Banco F	1,16	1,08	0,43	0,89
Banco E	1	1,17	0,7	0,9
Banco D	1,19	1,16	0.38	0,9

Fuente. Datos del proyecto.

2.3 CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO.

2.3.1 Índice de calidad de la roca (RQD). El índice de calidad de la roca se calcula por el método de scaline propuesto por Priest. y Hudson, los cuales concluyen matemáticamente que el valor teórico del RQD puede ser encontrado a partir de funciones de distribución de probabilidades de tipo exponencial negativa para los valores de espaciamiento medido entre las discontinuidades¹⁴.

¹⁴ GONZALEZ DE VALLEJO LUIS, Ingeniería Geológica, Madrid, 2002, p. 134.

$$RQD = 100 X e^{-0,1\lambda} (0,1\lambda + 1) \quad (3)$$

Dónde:

Λ Es la frecuencia. $\lambda = 1/x$

X Es el espaciado promedio

Para el caso del proyecto los resultados de cálculo del RQD se evalúan en el (Ver Cuadro 15)

Cuadro 15. Índice de calidad de la roca RQD.

Zona	S1	S2	S3	RQD
RQD Banco F	99,65	99,61	97,69	98,9
RQD Banco E	99,53	99,65	99,08	99,42
RQD Banco D	99,66	99,65	97,09	98,8

Fuente. Datos del proyecto.

Cuadro 16. Clasificación de la roca según el RQD.

MAGNITUD DEL RQD (%)	CALIDAD DE LA ROCA
< 25	Muy Mala
25 – 50	Mala
51 – 75	Regular
76 – 90	Buena
91 – 100	Excelente

Fuente: Ingeniería Geológica, Luís Gonzales de Vallejo, 2002.

2.3.2 Clasificación RMR.

Para su desarrollo se tiene en cuenta el uso de cinco parámetro (Ver anexo J), los cuales son cuantificados y finalmente valorados mediante una puntuación, el valor RMR oscila entre 0 y 100, se distinguen 5 tipos de roca que dependen del valor RMR obtenido. en la identificación y levantamiento de las discontinuidades para los bancos D, E, y F, se correlaciono información bibliográfica con datos de observación en campo, ensayos de laboratorio y datos proporcionados por la empresa, el análisis de la descripción general en afloramientos consta en el capítulo anterior donde quedo descrito los principales parámetros que serán utilizados en esta clasificación geomecanica como son la resistencia de la roca intacta, espaciado medio de las discontinuidades, condición de las discontinuidades, aguas subterráneas ,número y orientación de las familias de discontinuidades. Según Gonzales de vallejo¹⁵, 2004, para la caracterización del

¹⁵ GONZALEZ DE VALLEJO LUIS, Ingeniería Geológica, Madrid, 2002, p. 230.

macizo rocoso a partir de datos de afloramiento. Se tomaron datos en los afloramientos para los bancos D, E, y F, con la información obtenida, mediante la representación estereográfica se identificaron un total de 3 familias j1, j2 y una tercera familia j3 perteneciente a los planos de estratificación. Las familias encontradas intersectan el frente del talud con buzamientos casi subverticales entre 60° y 85°, según el análisis estadístico elaborado en el programa dips, arrojó valores predominantes para las características de las discontinuidades, las cuales fueron utilizadas para esta clasificación, las propiedades mencionadas se cuantificaron atendiendo a los parámetros para la determinación de la condición de las discontinuidades dada por la I.S.R.M. (Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas).

Los resultados obtenidos se pueden observar en (Ver anexo K) donde se evidencia características regularmente idénticas para los tres bancos, con variaciones mínimas en sus propiedades, por lo que los valores obtenidos los clasifica como **macizo tipo II, con una calidad de roca buena**, según la clasificación geomecánica de Bieniawski 1989.

Cuadro 17. Clasificación de la roca según RMR.

Banco	RMR	Clase	Tipo
F	80	II	Roca buena
E	80	II	Roca buena
D	80	II	Roca buena

Fuente: Datos de estudio

2.3.3 Índice geológico de resistencia (GSI).

Este es un sistema de clasificación para la estimación de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a partir de la observación geológica de campo. Los dos parámetros que se toman en cuenta para esta clasificación son:

- Estado de la fractura medio
- Calidad de las discontinuidades

La caracterización del macizo rocoso es simple y está basada en la impresión visual de la estructura rocosa, en término de bloques y de la condición superficial de las discontinuidades indicadas por la rugosidad y alteración de las juntas. La combinación de estos dos parámetros proporciona una base práctica para describir el macizo rocoso. Teniendo en cuenta los datos anteriores se realiza una

clasificación global para el macizo, Como el índice de calidad RMR es mayor a 23 este es correlacionable con la ecuación¹⁶.

$$\begin{aligned} \text{GSI} &= \text{RMR}_{89} - 5 & (4) \\ \text{GSI} &= 85 - 5 \\ \text{GSI} &= 80 \end{aligned}$$

Mediante la observación en campo y los índices correlacionables se identifica en el nomograma (Ver anexo L.) como se observa el macizo posee una estructura que pertenece levemente fracturada con tres a menos sistemas de discontinuidades, RQD de 75% a 90% con dos a seis fracturas por metro, en las condiciones superficiales se puede observar que la roca se fractura con varios golpes de la picota.

2.3.4 Clasificación Geomecánica romana (SMR).

El SlopeMass Rating (SMR, Romana, 1985) constituye una clasificación Geomecánica de uso muy extendido para la caracterización de taludes en roca.

En (1985), Romana propuso un sistema de clasificación geomecánica de taludes rocoso denominado slopemásss rating (SMR) este se obtiene por la adición del RMR a una serie de factores de ajuste f1, f2, f3 y f4) (Ver anexo M) dependientes de la relación geométrica existente entre las discontinuidades y el talud del tipo de rotura cinemáticamente compatible con el sistema de discontinuidad-talud, así como la suma de un factor dado por el método de excavación atendiendo; a la siguiente expresión¹⁷;

$$\text{SMR} = \text{RMR}_{\text{básico}} + (F1 * F2 * F3) + F4$$

F1 depende del paralelismo entre las direcciones de las discontinuidades (o de la línea de intersección de los planos de rotura, en el caso cuñas) y del talud .

F2 se refiere al buzamiento de la discontinuidad (β_j) en roturas planas y de la inmersión (o plunge) de la línea de intersección (β_i) en roturas por cuña. Para la rotura por vuelco, F2 toma siempre el valor 1.0.

F3 se refiere a la relación entre el buzamiento del talud y el buzamiento de la discontinuidad (rotura plana o por vuelco) o la inmersión de la línea de intersección (rotura en cuña) .

F4 es un factor de ajuste por el método de excavación empleado.

¹⁶ GONZALEZ DE VALLEJO LUIS, Ingeniería Geológica, Madrid, 2002, p. 195.

¹⁷ Ibid.,, p.469.

La representación de las familias de discontinuidades predominantes del talud al que afectan, se llevó a cabo mediante proyección estereográfica con el fin de observar la orientación e inclinación de las discontinuidades y su posición relativa respecto al plano del talud. Esta representación permite deducir cuál es el tipo de rotura cinemáticamente compatible a través, del análisis previo denominado cinemático. Además, esta técnica puede emplearse para obtener relaciones angulares necesarias para el cálculo de los factores de seguridad.

Este análisis resulta necesario para la obtención de los índices de corrección del SMR estableciendo el/los tipos de roturas cinemáticamente compatibles con el sistema. Éstas pueden tratarse de roturas planas, roturas por vuelco o roturas en cuña. Una vez identificado el tipo de rotura puede hacerse uso del cuadro (Ver anexo M) para determinar los diferentes parámetros de corrección que dependen precisamente del mecanismo de rotura compatible con el conjunto discontinuidad-talud.

Para la aplicación de esta clasificación en el presente proyecto se tiene en cuenta la variación del buzamiento para la cara del talud en terrazas, como a nivel de talud general, donde sus buzamientos por cuestiones de diseño son notoriamente diferentes, lo cual nos mostrara una diferencia en el resultado f_3 , que se refiere a la relación entre el buzamiento del talud y el buzamiento de la discontinuidad, el cual repercute en el resultado final para el cálculo del índice de estabilidad SMR. (Ver anexo N)

Cuadro18. Resultados clasificación Geomecánica (SMR, Romana, 1985).

Banco	Familia	Rotura estimada	Angulo de talud	Roca	Índice de estabilidad
F	J1-J2	cuña	80°	Normal	Parcialmente estable
			52°	Buena	Buena
E	J1-J2	cuña	80°	Mala	inestable
			52°	Buena	Buena
D	J1-J2	cuña	80°	Buena	Buena
			52°	Muy buena	Muy Buena
D, E, F	estratos	vuelco	80°	Buena	Buena
			52°	Muy buena	Muy buena

Fuente. Datos de Investigación

2.3.5 Índice de volabilidad. Lilly (1986) ha definido un índice de volabilidad (BI), (blastibility index) que se obtiene como suma de los valores representativos de 4 parámetros Geomecánicos, este índice fue probado en explotaciones donde existen rocas extremadamente blandas con un valor de BI = 20 y también rocas masivas muy resistentes con un valor BI = 100, que tienen una densidad de 4 t/m³, en la (Ver Tabla 2) se indican los valores de ponderación los cuales son relacionados a través de la siguiente ecuación;

$$BI = 0,5 (GSI + JPO + SGI + RSI) \quad (5)$$

Dónde:

GSI = Índice geológico de resistencia.

JPO = Orientación de los planos de las juntas

SGI = Influencia de la densidad de las rocas

RSI = Ratio de influencia de la resistencia

Cuadro19 .Factores de ponderación para el cálculo de índice de volabilidad.

Parámetros Geomecánicos	Calificación
Orientaciones de los planos de juntas (JPO)	
- Horizontal	10
- Buzando hacia el frente	20
- Buzando normal al frente	30
- Buzando contra el frente	40
Influencia de la densidad de las rocas (SGI)	$SGI = 25 \cdot \rho(t/m^3) - 50$
Ratio de influencia de la resistencia (RSI)	$RSI = 0,05 \cdot RCS (MPa)$

Fuente: Manual de perforación y voladura, instituto geológico y minero de España, 2003.

Los consumos de explosivos (CE), (consumo específico explosivo) o (FE=factor energía) pueden estimarse teniendo en cuenta que se ha probado la siguiente expresión para voladuras de cielo abierto.

Tabla 2. Cálculo de parámetros índice de volabilidad.

Parámetro	GSI	JPO	SGI	RSI	BI		CE	FE
Banco							Kg anfo/t	Mj/t
F	80	40	13,75	1,81	67,78	Difícil de volar	0,27	1,01
E	80	40	14,25	2,39	68,32	Difícil de volar	0,27	1,02
D	80	40	15,3	1,6	67,45	Difícil de volar	0,26	1,01

Fuente: Datos del proyecto.

$$CE \text{ (kg ANFO/t)} = 0,004 \times BI \quad (6)$$

$$FE \text{ (MJ/t)} = 0,015 \times BI \quad (7)$$

Cuadro20. Estimación cualitativa de la volabilidad de las rocas.

Índice de volabilidad	Clase
Mayor de 80	Muy difícil de volar
80 – 61	Difícil de volar
60 - 41	Medianamente voluble
40 – 20	Fácil de volar
Menor de 20	No requiere voladura

Fuente: Manual de perforación y voladura, instituto geológico y minero de España, 2003.

Para el Banco f;

$$BI = 0,5 (80 + 40 + ((25 \times 2,55) - 50) + (0,05 \times 36,25))$$

$$BI=67,78$$

$$CE = 0,004 \times 67,8 = 0,21$$

$$FE = 0,015 \times 67,78 = 1,01$$

2.3.6 Propiedades mecánicas en el macizo rocoso. Para la estimación de parámetros mecánicos en el macizo rocoso de la mina el tesoro, se usa el software roc lab, el cual trabaja con el criterio generalizado Hoek-Brown, este proporciona una implementación sencilla e intuitiva que permite una fácil estimación fiable de las propiedades, los parámetros que se utilizaron son

Los siguientes;

- **resistencia al a compresión simple**
- **valuación del índice geológico de resistencia (GSI)**
- **valuación constante mi**
- **factor de disturbancia**

Al definir los parámetros anteriores, se aplicaron el programa Roclab para la aplicación del criterio generalizado de Hoek y Brown, para obtener la envolvente de resistencia y los parámetros del macizo rocoso. (Ver anexo O)

Cuadro 21. Resumen características macizo rocoso

	BANCO F	BANCO E	BANCO D
Clasificación Hoek-Brown			
Resistencia a la compresión uniaxial (MPa)	36.5	47.8	32
Índice geológico de resistencia (GSI)	80	80	80
Mi	13	13	13
Factor de perturbación (D)	1	0,7	0,7
Criterio de Hoek-Brown			
Mb	3.115	4,332	4,332
S	0,0357	0,0551	0,0551
A	0,501	0.501	0,501
Ajuste de Mohr-Coulomb			
Cohesión (MPa)	1,139	1,668	1.189
Angulo de fricción interna (grados)	50,75	54,27	52,34
Parámetros del macizo rocoso			
Resistencia a la tensión (MPa)	0.418	0.608	-0.407
Resistencia la compresión uniaxial (MPa)	6,88	11,201	7,499
Resistencia global (MPa)	9,922	15,55	10,411
Módulo de deformación (E) MPa	16986.99	25271,128	20677.04

Fuente datos de estudio

2.4 ANALISIS ESTABILIDAD DEL MACIZO ROCOSO

2.4.1 Análisis cinemático. La estabilidad de taludes es de gran importancia en el desarrollo de cualquier explotación a cielo abierto, así mismo se encuentra relacionada directamente con las condiciones de seguridad al igual que con la rentabilidad del proyecto.

La estabilidad de un macizo rocoso depende de entre otras propiedades de la configuración geométrica y de las propiedades físicas como son densidad, Angulo de fricción y cohesión. Razón por la cual se tiene en cuenta la aplicación de teorías de rotura. La heterogeneidad del macizo rocoso la cual considera aspectos litológicos y de discontinuidades, siendo estas últimas las que determinan de gran manera la estabilidad de los taludes.

2.4.2 Tipos de mecanismos de falla. En taludes y su análisis cinemático. Se define como mecanismo de falla a los movimientos que se originan o pudiesen originarse como falla del talud dentro del macizo rocoso, el tipo de fallas más frecuentes en taludes son;

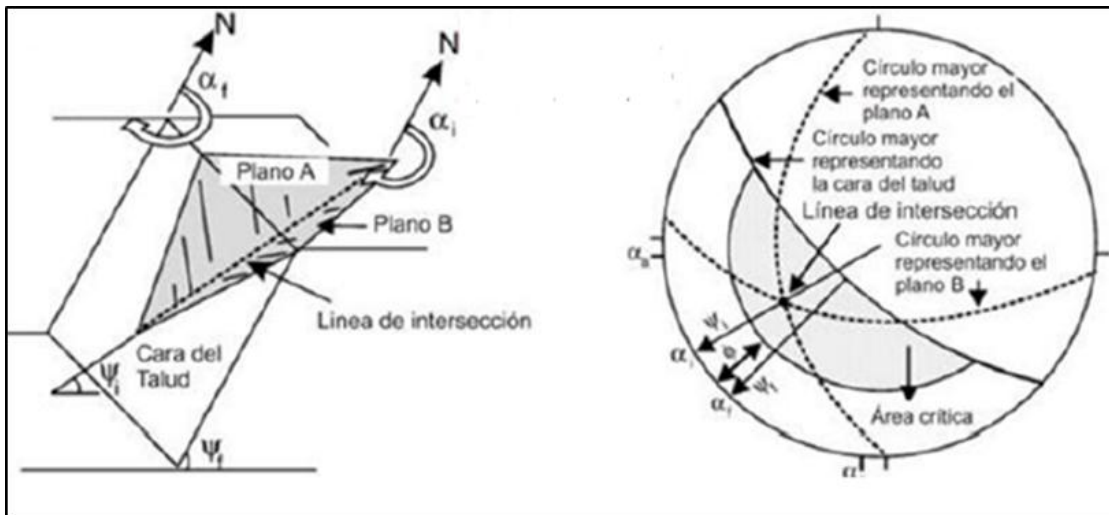
- falla en cuña
- falla planar
- falla por volcamiento de estratos

Considerando las familias encontradas y su respectiva orientación, los condicionantes para que ocurra un tipo de falla determinada, indican para este proyecto el potencial de falla por cuña y falla por volcamiento de estratos, por lo que se procederá a realizar el análisis cinemático respectivo¹⁸.

2.4.2.1 Fallamiento Tipo Cuña. El fallamiento tipo cuña se produce cuando un bloque de roca se desliza a través de la intersección de al menos dos discontinuidades, las cuales buzan hacia la cara del talud en un ángulo oblicuo hacia la cara del corte, formando un corte de forma cuña, comúnmente, estas cuñas de roca son expuestas por excavaciones que descubren la línea de intersección que corresponde al eje del deslizamiento, precipitando el movimiento del bloque en uno u otro plano de discontinuidad.

Condiciones estructurales necesarias para el fallamiento en cuña

Figura 8. Representación estereográfica de los planos de discontinuidad “rotura en cuña”



Fuente: Ingeniería Geológica, Luís Gonzales de Vallejo, 2002

¹⁸ GONZALEZ DE VALLEJO LUIS, Ingeniería Geológica, Madrid, 2002, p.440

Dónde:

α_f = dirección buzamiento del talud

α_i = Dirección de línea de intersección

ψ_f = Buzamiento del talud

α_a = Dirección buzamiento del plano A

α_b = Dirección de buzamiento del plano B

ψ_i = inmersión de la línea de intersección

Φ = ángulo de fricción interna

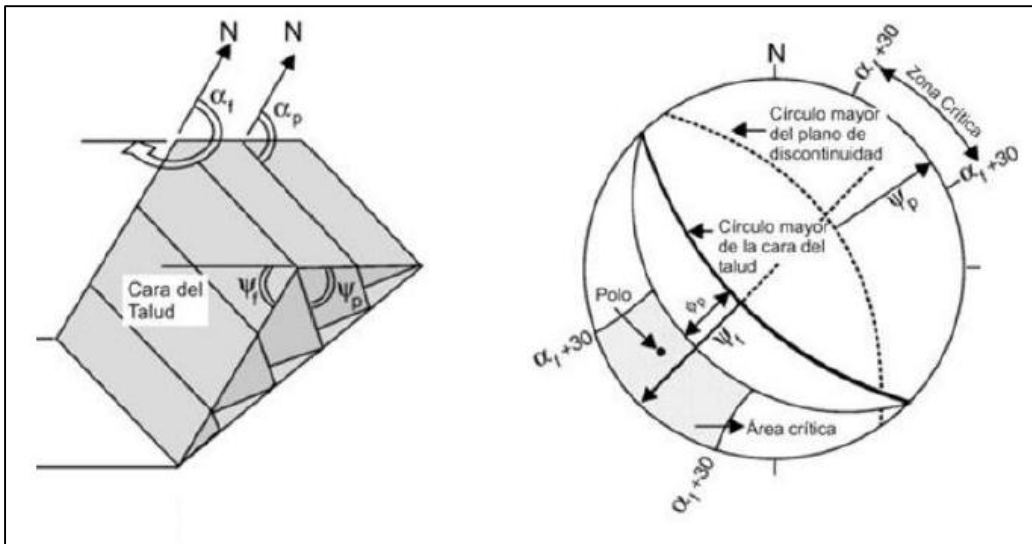
1. La intersección de las dos discontinuidades que forman la cuña se inclinan en la misma dirección que el corte o talud (con un margen de $\pm 20^\circ$). (Hoek y Bray, 1981).
2. El ángulo de inclinación (o inmersión) sea menor que el ángulo de corte (Hoek y Bray, 1981).
3. El ángulo de inclinación (o inmersión) debe ser mayor que el ángulo de fricción interna (Hoek y Bray 1981).

2.4.2.2 Falla por volcamiento. Estos movimientos implican una rotación de unidades con forma de columna o bloque sobre una base que bajo la acción de la gravedad y fuerzas ejercidas por unidades adyacentes o por inclusión de agua en las discontinuidades, puede resultar en otros tipos como desprendimientos, deslizamientos, etc., dependiendo de los aspectos geológicos del material involucrado y según la distribución de las discontinuidades, los vuelcos se pueden considerar exclusivamente de medios rocosos, condicionados por la disposición estructural de los estratos hacia el interior del talud y un sistema de discontinuidades bien desarrollados.

Condiciones estructurales necesarias para el fallamiento por volcamiento.

1. Inclinación del talud e inclinación de los estratos $> 6^\circ$
2. Estratificación tenga buzamiento contrario a la inclinación del talud, pero con rumbos paralelos o subparalelos en una tolerancia de 30° .

Figura 9. Representación estereográfica de los planos de discontinuidad “rotura por volcamiento”



Fuente: Ingeniería Geológica, Luís Gonzales de Vallejo, 2002

Dónde:

- α_f = dirección buzamiento del talud
- α_p = Dirección de línea de intersección
- ψ_f = Buzamiento del talud
- ψ_p = Buzamiento de la discontinuidad

Según los datos obtenidos mediante el análisis cinemático se evidencia el potencial de rotura para los tres bancos, el análisis se realizó teniendo en cuenta el ángulo del talud general, como el ángulo de inclinación designado según el diseño para las terrazas, el ángulo de talud general actual (52°) coincide con la inclinación del talud final como se indica en el plan de trabajo y obras, este ángulo es el recomendado para garantizar las condiciones de estabilidad en su etapa de explotación y al culminar dichas labores. En el (Cuadro 22) se resumen los resultados del análisis cinemático.

Cuadro 22. Resumen resultados análisis cinemático.

TIPO DE FALLA	BANCO F	BANCO E	BANCO D
Volcamiento	No	No	No
Planar	No	No	No
Cuña $\psi_f = 80$	SI	Si	Si
Cuña $\psi_f = 52$	No	No	No

Fuente: datos del proyecto

En la representación estereográfica (Ver anexo P), se puede observar a partir de los datos estructurales obtenidos para las tres familias de diaclasas la relación geométrica entre las mismas. Para los bancos D y E, la intersección de los planos de discontinuidades se encuentra en la zona de potencial rotura en cuña, con $\psi = 80$, igualmente debido a la inclinación de los estratos con relación a la cara del talud se descarta potencial de fallamiento por volcamiento de estratos, las condiciones presentes descartan el potencial de rotura planar

La estabilidad se encuentra favorecida por las propiedades de las rocas, el espaciamiento entre fracturas y el buzamiento de los bancos con respecto a la cara del talud. Como medida de control estructural se descarta el potencial de fallamiento tipo cuña para el banco F y D con una reducción de la inclinación de la terraza de hasta 55° y para el banco D hasta 75° u adición en la orientación de hasta 10° en el azimut, la clasificación SMR Romana indica en sus resultados en general una estabilidad buena para el macizo rocoso.

3. EVALUACION DE LAS OPERACIONES DE PERFORACION Y VOLADURA ACTUALES.

La voladura en la mina el tesoro se evaluó los resultados obtenidos en esta así como los procedimientos que se efectúan para su diseño. Para calificarla se consideraron los siguientes aspectos: volumen de material movido, avance del disparo, pisos, fragmentación, forma de acumulación de los detritos y costo total del disparo

3.1. ESQUEMA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

La malla o distribución de los taladros actuales es ejecutada teniendo en cuenta los resultados de múltiples voladuras y por la experiencia de los explosivistas a cargo. Esta consta de una distribución irregular donde se intercalan los taladros de hilera a hilera, apuntando a lo que se designa como una malla en tres bolillos, generalmente el plano a perforar para su posterior voladura consta de formas irregulares con presencia de repíes que dificultan una distribución acertada y equidistante, no se presenta esquema de perforación actual teniendo en cuenta su gran irregularidad y su variación entre voladuras.

La labor realizada por el explosivista es ubicar a criterio, el lugar donde se realizarán las perforaciones y la cantidad de barrenos por voladura, sin tener en cuenta las características de las rocas, condiciones geológicas presentes en el sector, dimensiones geometrías del banco y condiciones de la carga explosiva.

3.1.1 Perforación. En la mina el tesoro, esta operación inicia con la asignación de la área a volar, la cual generalmente es de forma irregular, sus dimensiones se proyectan teniendo en cuenta la cantidad de material que por experiencia se sabe que alcanza a remover una cantidad determinada de taladros, regularmente según las necesidades de producción se realizan una voladura por semana en la que se perforan de 20 a 40 taladros, debido a las condiciones irregulares generadas por las voladuras anteriores no se propicia las condiciones para tener frentes en condiciones adecuadas para perforar como pisos a nivel y libres de material. Para esta operación se utiliza un martillo neumático marca chicao, el cual utiliza una barrena de tipo integral, por la posición del perforista y la longitud del taladro se utilizan tres barrenas con longitudes consecutivas de 0,8-1,20 y 1,8m las cuales se disponen a medida que avanza la perforación con el fin de darle una posición adecuada al perforista, los taladros generalmente contienen inclinaciones irregulares con variaciones angulares de entre 75° a 90°, respecto a la horizontal dependiendo del perforista o el área a volar.

3.1.2 Explosivo utilizado en la mina. La empresa calizas Nobsa, actualmente realiza el arranque de material de caliza mediante explotación minera a cielo abierto con perforación y voladura en la mina el Tesoro. Para la operación de voladura en la mina, se manejan explosivos como anfo y cordón detonante, este último es utilizado como conector, carga de fondo y detonador o iniciador, a su vez como iniciador del cordón se utiliza un detonador común N°8 y mecha lenta. Los productos son suministrados por (Indumil) (Ver anexo Q).

- **Anfo (Agente de voladura):** En la mina el tesoro el anfo Se emplea como explosivo carga de columna, este viene empacado en bolsas de polipropileno de 25Kg de peso neto con bolsa interior de polietileno.
- **cordón detonante 3g/m, y 6g/m):** En la mina el tesoro el cordón detonante de 3g/m de color naranja se emplea como accesorio de voladura (conector), conectando todos los barrenos entre si y formando la malla de voladura, el cordón detonante de 6g/m de color azul se emplea como accesorio de voladura (iniciador), este es conectado con el cordón detonante de 3g/m e introducido hasta el base del barreno, la punta del cordón que va en el fondo del barreno lleva dos o tres nudos, esto para concentrar la Pentrita (PETN) y de esta forma funcione como iniciador.
- **Mecha lenta:** En la mina el tesoro, la Mecha de seguridad se emplea como medio de iniciación del detonador número 8 fijado en uno de sus extremos, este explota y sensibiliza el cordón detonante de 3g/m.

3.2 DESCRIPCIÓN DE LA OPERACIÓN.

3.2.1 Cebado y cargue de barrenos. El cordón detonante de 6g/m de color azul es cortado en tramos de 2.2 metros de longitud, en uno de sus extremos lleva dos o tres nudos con el fin de concentrar el explosivo, el cordón es introducido en el barreno, dejando el extremo con los nudos en el fondo, seguidamente se introduce el agente de voladura en los barrenos. Este procedimiento es ejecutado a criterio del explosivista sin tener en cuenta variables técnicas que determinan la cantidad de explosivo requerido por barreno. Esto se realiza para cada una de las perforaciones que conforman la malla ver (fotografía 3).

3.2.2 Retacado. Después de terminar el cebado y cargue, este consiste en cubrir el agente explosivo, cerrando completamente el barreno con detritos producto de la perforación.

3.2.3 Conexión. Es la conexión, donde el cordón detonante de 3g/m de color naranja se emplea como conector, enlazando todos los barrenos entre si y formando la malla de voladura. La Mecha de seguridad se emplea como medio de iniciación del detonador número 8, fijado en uno de sus extremos, el detonador común es a su vez conectado al cordón detonante de 3g/m.

3.2.4 Evacuación del lugar. Todo personal que no esté involucrado en la operación de la voladura que este laborando en la zona de dicha operación o cerca, son evacuados junto con los equipos. Teniendo en cuenta que no se cuenta con señalización adecuada y no están estandarizadas las distancias mínimas a las que se debe encontrar el personal y los equipos en el momento de la detonación.

3.2.5 Detonación. Cuando toda la zona de voladura es desalojada, se da inicio al procedimiento de detonación; el encendido se realiza con un detonador común N° 8, el cual va adherido al cordón detonante de 3g/m de color naranja y a la mecha lenta de dos metros de extensión, esta longitud da un rango de 5 minutos aproximadamente entre el encendido y la detonación, tiempo suficiente para que el explosivista este a una distancia adecuada en el momento de la detonación (Ver fotografía 1).secuencia perforación y voladura.

Fotografía1.Perforación, Cebado, cargue de barrenos, Retacado y conexión dela malla.



Fuente: Datos de Estudio

3.3 RENDIMIENTO Y ANÁLISIS DE LA MALLA

En la mina el tesoro, el perforista ubica el lugar donde se realizarán las perforaciones a criterio propio, teniendo en cuenta las condiciones del terreno y de acuerdo con el conocimiento empírico adquirido durante el tiempo laborado en la empresa. Por lo general las perforaciones se hacen en los ripies resultado de la voladura anterior.

Se perforan en promedio 19.5 barrenos por cada turno, por lo general se utilizan dos turnos de 8 horas para perforar la totalidad de los barrenos utilizados en la voladura, es decir que la malla final de perforación consta en promedio de 40 barrenos en su totalidad, cargados con material explosivo. Al no tener en cuenta las características de las rocas, condiciones geológicas presentes en el sector, dimensiones geometrías del banco ni condiciones de la carga explosiva se presentan errores técnicos en la operación como perforaciones entre juntas.

En el diagrama (Ver Anexo R) se muestra el comportamiento de la producción de febrero a Junio del 2017 en función del número de barrenos por voladura, como se puede observar; los picos más altos de producción están donde la malla de perforación es considerablemente grande, sin embargo en la voladura con mayor número de barrenos la producción es alta, pero no lo es significativamente con relación a las otras voladuras. De la misma manera, se puede observar que en el mes de mayo la producción por voladura es menor, esto debido a que en este mes se decidió pasar de una a dos voladuras por semana, aumentando la producción de 1.130 ton/mes en promedio a 1.470 ton/mes, se observa un aumento en un 24 % la producción, pero no se siguió con el sistema debido a que los costos de producción subieron cuantiosamente y se siguió con el modelo inicial.

3.3.1 Análisis de la fragmentación. La fragmentación que se tiene en la mina el tesoro es deficiente teniendo en cuenta que el 91% de las voladuras a las cuales se les hizo seguimiento, mostraron como resultado tamaños medios de arista por encima de 1 metro, toda roca que su medida este por encima de ese valor es considerada como sobre tamaño. Este fenómeno representa un sobre costo en la producción dado que se hace necesario realizar otra operación de conminación de la roca antes de ser transportada a la planta de beneficio, esta operación consiste en dividir la roca para obtener los tamaños adecuados que serán introducidos en la trituradora Hasemag, con la ayuda de la retroexcavadora de orugas y mediante almádenas los trabajadores dedican turnos completos para realizar esta labor haciendo lento el ciclo de producción.

Fotografía 2. Fragmentación en la mina el tesoro posterior a la voladura.



Fuente: datos del proyecto

3.3.2 Proyección de material. Según las observaciones en campo y la distribución de los taladros, los cuales por su configuración encuentran la cara libre más cercana hacia la parte superior de los taladros, se observa una proyección vertical de material de bajo tamaño y con alturas de entre 7 a 10 m con dimensiones reducidas, los cuales no representan peligro en los entornos donde se desarrollan las voladuras.

3.3.3. Índices de consumo del explosivo. Para la operación de voladura en la mina, se manejan explosivos como anfo y cordón detonante, este último utilizado como conector, carga de fondo y detonador, se utilizan accesorios de voladura como mecha lenta y detonador común número 8. En diagrama (Ver Anexo R) se muestra el comportamiento de la producción de febrero a junio del 2017, en función del consumo de explosivo. Como se aprecia los picos más altos de producción indican que el consumo de explosivo es más elevado. Por otro lado, se observa que que en el mes de mayo se presentan las producciones por voladura más bajas, esto debido a que se aumentó la frecuencia de las voladuras, pero las mallas de estas fueron más pequeñas con menos consumo de explosivo.

Tabla 3. Consumo específico de explosivo en las voladuras realizadas de enero a junio de 2017.

Mes	Nº de voladuras	consumo de Anfo en (kg)	cordón de (3 g/m) cantidad en (m)	cordón de (6 g/m) cantidad en (m)	Producción media en (m3)	Factor de Carga Kg/m3
Febrero	4	140,5	403	288	464,64	0,30
Marzo	4	153,5	416	294	476,16	0,32
Abril	3	112,5	358	241	360,96	0,31
Mayo	7	158	544	386	564,48	0,28
Junio	5	196,5	527	374	606,72	0,32
Total	23	761	2248	1583	2472,96	0,31

Fuente: datos del proyecto

3.3.4 Análisis desempeño de explosivos y accesorios. En la operación no se está utilizando de una forma adecuada la energía explosiva que puede dar el anfo, esto debido a la falta de un multiplicador y poca sensibilidad del agente de voladura, teniendo en cuenta que el cordón detonante de 6g/m de color azul se emplea como iniciador; la punta del cordón que va en el fondo del barreno lleva dos o tres nudos para concentrar la Pentrita (PETN), y de esta forma funcione como multiplicador. Es decir que en la operación no se usa una carga de fondo bien definida, en donde la energía explosiva del anfo se aprovechó de la mejor manera.

El cordón detonante tiene la ventaja de ser relativamente de bajo costo, además de ser muy seguro en su manejo, pero también presenta muchas desventajas; genera alta producción de ruido, quema gran parte del anfo de la columna antes de iniciarlo, genera mucha proyección de rocas en la voladura y las vibraciones producto de esta son bastante considerables.

3.3.4.1 Análisis uso de cordón detonante y sus efectos en la voladura. Una práctica común en minería de pequeña escala, es la de iniciar el anfo y otros explosivos sensitivos con cordón detonante. El cordón utilizado como cebo en la mina es de 6g/m pasando a través de la columna de explosivo y **posiblemente** afectándolo de muchas maneras. Si el cordón detonante tiene la suficiente energía,

los explosivos pueden detonar o quemarse. Y con esto causar una combustión, en lugar de una detonación, la cual liberaría sólo una parte de la energía disponible de los explosivos. La voladura no tendría la carga suficiente debido a la poca liberación de energía. Los niveles de vibración del terreno aumentan, mientras que los barrenos se escopetean produciendo roca en vuelo, otro aspecto a tener en cuenta es la incidencia del cordón al transmitir la onda de detonación el cual pasa a través del retaque propiciando su desplazamiento y por ende creando actividades que facilitan el escape prematuro de los gases encargados de la fracturación de la roca.

Para prevenir que la carga principal de explosivo se quemara o deflagrara, se debe estar seguro que el cordón detonante no es demasiado grande para el diámetro del barreno. Las cargas del cordón que no deben causar deflagración se encuentran en la (tabla 5).

Tabla 4. Carga máxima del cordón detonante.

Diámetro del barreno (mm)	Carga máxima del cordón (g/m)
25-127	2.1
127-204	5.3
204-381	10.7

Fuente: Manual CONYA.

Como se puede observar en (Ver Tabla 4), como máximo se debería utilizar un cordón de 3g. Cuando el cordón tiene exceso de energía tendrá el potencial de causar daño llamado presión muerta o pre-compresión, esta incrementa la densidad del explosivo y este no detona, lo cual ocurre cuando el cordón detonante tiene suficiente energía para quebrar los espacios de aire dentro del explosivo cuando este está parcialmente comprimido o dañado por la pre-compresión puede detonar o quemarse liberando sólo una parte de la energía disponible. Este efecto puede ser confuso ya que puede estar totalmente consumido y tener muy poca fragmentación de roca. Aún, un cordón del mas bajo gramaje puede causar una pérdida significativa de energía en el ANFO. Aproximadamente un 38% de la energía útil se pierde en un barreno de 50 mm, por lo que la recomendación general es no utilizar ningún cordón detonante en barrenos de diámetro pequeño cargados con explosivos no sensitivos¹⁹.

3.3.4.2 Análisis del uso anfo y sus efectos en la voladura.

Teniendo en cuenta el diámetro usado actualmente el cual es equivalente a 38mm se puede decir que

¹⁹ KONYA Calvin J, DISEÑO DE VOLADURAS. Montville, Ohio: Intercontinental Development. , (1995), p. 31.

se presenta una reducción en los beneficios energéticos proporcionados por el anfo, los cuales estarían relacionados directamente con la propiedad del diámetro crítico para el anfo.

Dentro de las especificaciones técnicas del anfo utilizado en las operaciones de arranque para la mina el tesoro, el cual es suministrado por Indumil se encuentra el diámetro crítico, el cual para este caso es de 75mm (*ver anexo*). El término diámetro crítico se usa frecuentemente en la industria de los explosivos para definir el diámetro mínimo al cual un compuesto explosivo detonara confiablemente. Teóricamente por debajo de este diámetro la onda de detonación se propaga con una velocidad de detonación más baja que la de régimen.

Por consiguiente, el diámetro del barreno propuesto para un proyecto específico, determinará el diámetro máximo de la carga de columna, y este diámetro de carga a su vez deberá ser mayor al diámetro crítico del explosivo que se usará en este barreno²⁰.

Como recomendación cuando se utilizan explosivos cuya velocidad de detonación varía fuertemente con el diámetro como es el caso del anfo, hay que tomar precauciones, con barrenos con diámetro inferior a 50mm²¹.

3.4 COSTO PERFORACION Y VOLADURA ACTUAL

Para determinar el costo de la labor de perforación y voladura actual, se analizan por separado los dos costos que la componen, el primero de ellos corresponde al costo propio a perforación y uso de explosivos, y el segundo está asociado a la reducción de tamaño de la roca en el frente de explotación.

Los equipos y máquinas que hacen parte de la operación de perforación influyen en el costo de la operación. Para el cálculo se tiene en cuenta la depreciación que es el mecanismo mediante el cual se reconoce el desgaste y pérdida de valor que sufre un bien o un activo por el uso que se haga de él.

Según la legislación tributaria colombiana, (decreto 3019-1989) la vida útil probable de los activos tangibles es de 20 años para bienes inmuebles, 10 años para bienes muebles, maquinaria y equipos, y 5 años para automotores y algunas máquinas y equipos.

²⁰ Ibid., p.31

²¹ LÓPEZ JIMENO, C. y., & GARCÍA BERMÚDEZ, P. MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS. Instituto geológico y minero de España, MADRID, (2003). P. 132.

3.4.1 costo por perforación y voladura. Para el costo del mantenimiento de los equipos se tiene en cuenta el consumo de aceites y filtros, en el caso del compresor el cual está ligado a la frecuencia del mantenimiento preventivo que realiza la empresa, este se realiza cada 250 a 300 horas de uso del equipo.

Cuadro 23.Costo de equipos asociados a perforación

Costo operación perforadora neumática		
Precio	\$ 4.100.000	
Mantenimiento 50%	\$ 2.050.000	
Costo total	\$ 6.150.000	
Vida útil	51840m	
Costo operación compresor		
Precio	\$ 17.000.000	
Mantenimiento 50%	\$ 7.500.000	
Costo total	\$ 25.500.000	
Vida útil	11.520hrs	
Costo por aceros de perforación		
elemento	Vida útil promedio	precio
Barrena integral 1,8m	10.000m	\$ 210.000
Barrena integral 1,2m	10.000m	\$ 168.000
Barrena integral 0,8m	10.000m	\$ 151.000

Fuente. Datos del proyecto.

El costo por consumo de combustible básicamente abarca el que es generado por cuenta de suministro de aire al equipo de perforación.

Cuadro 24. Costo por combustible.

Costos por concepto de combustible compresor	
consumo	Precio gal
5gal/h	\$ 7905

Fuente. Datos del proyecto.

Para la estimación del costo de mano de obra por concepto de personal se tendrá en cuenta el tiempo asociado al desarrollo de la actividad. Como base de cálculo se utilizara el salario básico mensual asignado por la empresa, y el periodo fiscal equivalente a 30 días el cual equivale a 240 horas mensuales. La empresa Calizas Nobsa, según la ley 1607 de 2012 se encuentra exonerada de pago de parafiscales. del total devengado se realiza el cálculo para prestaciones sociales (prima de servicios, vacaciones, cesantías, intereses de cesantías, así mismo del total devengado, se tiene en cuenta para el cálculo de la seguridad social en el mes la cual se divide en 4% salud, 4% pension, que le corresponde pagar al empleado y 4% salud, 12% pension, 4% caja de compensación, 6,96% ARL, que le corresponde pagar al empleador (Ver anexo S)

Cuadro 25. Costo mano de obra.

Costo mano de obra perforista	
personal	Costo horario
Perforista (1)	6.128\$/h

Fuente. Datos del proyecto.

Cuadro 26. Velocidad media de perforación

Labor	Tiempo observado
Emboquille	0,3 min
Cambio de barrenas	3,5 min
sopleteo	0,4 min
Cambio de taladro	0,4 min
Perforación barreno 1,8m	6,5 min
Tiempo total perforación	11,1 min
Velocidad media de perforacion	6,16min/m = 0,162m/min

Fuente. Datos del proyecto.

En el (Ver Cuadro 32), dividiendo la longitud del barreno (1,8m) en el tiempo total de perforación, se obtiene la velocidad media de perforación, equivalente a 0,162m/min, por tanto en una hora se perforan en promedio 9,7metros, según los datos obtenidos en campo para cada voladura, en promedio se perforan 40 barrenos, que equivalen a 72 metros perforados por voladura. En la (Ver Tabla 5), Se presenta un resumen del costo de perforación relacionado con las cantidades y tiempos utilizados para el desarrollo de la operación en la mina el tesoro.

Tabla 5. Costo total de perforación

Costo operación martillo neumático	Costo operación compresor	Costo aceros	Combustible	Mano de obra
118,63\$/m	228,20 \$/m	52,9 \$/m	4074 \$/gal m	631,75\$/m
Costo total por metro perforado			5.105,48\$/ m	

Fuente. Datos del proyecto.

Cuadro 27. Costo por explosivos.

Explosivo-accesorio	unidad	Cantidad	Costo unitario	Costo total por voladura (\$)
Anfo fexar	Kg	36	\$ 4.184	\$ 150.624
Cordón detonante 3g	M	97	\$ 556	\$ 53.932
Cordón detonante 6g	M	78	\$ 879	\$ 68.562
Full común nº 8	Und	2	\$ 649	\$ 1.698
Mecha lenta	m	2	\$ 653	\$ 1.306
Costo total				\$276.122 + 42% = 392.093,24
Costo escolta	\$ 180.000,00			Total \$ 572.093,24

Fuente. Datos del proyecto.

Resumen costo por perforación y voladura

Para el cálculo del costo total por perforación se relaciona el volumen medio de roca extraído semanalmente por voladura (195m³), con la cantidad de metros perforados para dicha voladura (72m) estas dimensiones corresponde a las necesidades de producción semanal.

Cuadro 28.Resumen costo por perforación y voladura.

Resumen costo perforación y voladura	
Cantidad de material volado	195m ³
Metros perforados	72m
Costo explosivo	\$ 456.122
Costo por perforación	\$ 367.594,56
Costo por voladura	\$ 823.716,56
Costo por metro cubico volado	\$ 4.818,911\$/m³

Fuente. Datos del proyecto.

3.4.1 Costo asociado a fragmentación secundaria. Para este caso se valoran los costos ocasionados por concepto de reducción de tamaño y movimiento de material sobredimensionado posterior a la voladura donde se incluye la retroexcavadora de oruga, además del personal que reduce los fragmentos con el uso de almádena.

Para el cálculo del costo asociado por concepto del equipo se tiene en cuenta el tiempo aproximado que se gasta cargando las volquetas, según datos proporcionados por la empresa en promedio diariamente se realizan durante seis (6) días a la semana 8 viajes diarios para los cuales se destina aproximadamente 2 horas en el proceso de carguío del material, en promedio el equipo funciona seis horas por lo tanto 4 horas son destinadas a la remoción y fragmentación del material, las dos horas restantes para completar el turno diario equivalen a la suma de tiempos improductivos o tiempos muertos en actividades como; reunión inicio de turno, merienda, tiempo de llegada, tiempo de salida del personal hasta y desde frente de trabajo , Para el costo de personal se estimara una intensidad de 8 horas dedicadas a la fragmentación de roca con almádena.

Para el cálculo del mantenimiento se tiene en cuenta aspectos como, filtros y cambio de aceite cada 200 horas de uso (8 galones), así, como mantenimiento periódico, y otros repuestos.

Cuadro29. Costo asociado a fragmentación secundaria.

Costo operación excavadora de oruga	
Precio	\$ 250.000.000
Mantenimiento	\$ 125.000.000
Costo total	\$ 375.000.000
Vida útil	\$ 23040 horas
Costo por hora	16.276,04\$/h
Costo asociado a combustible	
consumo	Precio gal
5 gal/h	\$ 7.905
Costo operador excavadora de oruga	
operario	1
Costo horario salario	7.476,85\$/h
Costo asociado reducción secundaria (picadores)	
Cantidad de picadores	4
Costo horario	6.128\$/h

Fuente. Datos de estudio.

Cuadro 30. Resumen costos reducción secundaria.

Resumen costos reducción secundaria	
Volumen roca fragmentada	195m ³
Operación retroexcavadora	\$ 390.624,96
Combustible	\$ 948.600
Operario retroexcavadora	\$ 358.888,8
picadores	\$ 1.176.576
Costo total	\$ 2.874.689,76
Costo por metro cubico volado	14.741,99\$/m³

Fuente. Datos de estudio.

Como se puede observar los costos asociados a la operación de perforación y voladura poseen valores relativamente bajos, sin embargo estos afectan de forma negativa el costo global de la operación, específicamente en la reducción secundaria se observa un costo considerable para el desarrollo de esta actividad, **el costo total de la operación es de 18.966,17\$/m³**

3.5 AFECTACIONES AMBIENTALES A CAUSA DE LA PERFORACION Y VOLADURA ACTUAL

La liberación de energía en las voladuras genera una serie de ondas de esfuerzo que se desplazan por la corteza terrestre, estas ondas se traducen en vibraciones sobre el suelo y además, una onda de choque que se trasmite en el aire que se traduce en ruido y golpe.

Así mismo, las voladuras generan una serie de productos gaseosos debido a la reacción termoquímica del explosivo, adicionalmente se genera partículas (polvo) debido a la pulverización, fragmentación y desplazamiento del material.

Dentro de las perturbaciones ambientales más comunes y que se generan constantemente en la operación de perforación y voladura se encuentran;

- Ruido
- Vibración
- Polvo
- Proyecciones

3.5.1 Ruido. Los niveles sonoros generados por la perforación y voladura los cuales son audibles por las personas, Se describen utilizando niveles máximos permisibles. La legislación colombiana establece valores límites permisibles de ruido, ya que estos dependen del tiempo de exposición para ruido continuo y del número de impulsos para ruidos de impacto. Estos valores han sido especificados por el gobierno, a través de las resoluciones; 8321 de 1983, expedida por el ministerio de salud y la 1792 de 1990 expedida por los ministerios de salud y de trabajo y seguridad social.

Para efectos del ruido ocasionado por perforación se considera las VLP (valores límites permisibles) para periodos determinados en función de los NPS ocasionados por el martillo neumático, los cuales oscilan entre 100 y 130 db.

El personal de perforación por las condiciones del equipo se encuentra expuesto a niveles sonoros que oscilan entre 90 y 120 db, sin embargo la protección auditiva adecuada y los tiempos de exposición de 2 a 3 horas durante dos días a la semana propician condiciones adecuadas para el trabajador.

Tabla 6. Valores límites permisibles para ruido continuo.

Exposición Diaria (horas)	NPS Permitido en db
8	90
07-jun	92
5 – 4	95
3	97
2	100
1	102
½	105
¼	110

Fuente: resolución 1792 de 1990.

Para efectos del ruido ocasionado por la voladura se considera a este como ruido por impacto.

Tabla 7. Valores permisibles ruido impacto.

Nivel Sonoro db	No. Impulsos o impactos permitidos por día
140	100
130	1.000
120	10.000

Fuente: resolución 1792 de 1990.

En general es difícil estimar el nivel sonoro que producirá una voladura ya que está ligado a las condiciones geológicas del terreno, sitio específico del terreno, perfil topográfico, además de aspectos concernientes al diseño y la forma en que se ejecuta la voladura. Por lo que para una evaluación precisa se hace indispensable el uso de equipos adecuados que proporcionen información acertada para ser relacionada con los posibles impactos ambientales.

3.5.2 Vibración. En minería y otros proyectos civiles para medir las vibraciones que ciertas actividades generan existen instrumentos diseñados para cumplir esta función exclusivamente un ejemplo son los geófonos, sin embargo adquirir estos equipos conlleva un gasto que muchas empresas no están dispuestas a pagar o que simplemente por la dimensión de la operación, la empresa no se encuentra en disposición de asumir este tipo de gastos.

Para el presente proyecto se evaluará la incidencia de las vibraciones de forma teórica usando el modelo de predicción propuesto por el U.S Bureau of Mines, (U.S.Bureau of mines – RI 8506 Blast Vibration Impacting a Distant Community) el cual señala que la velocidad peak de partícula depende de la cantidad de explosivo por retardo entre cargas, La intensidad de las vibraciones terrestres y onda aérea en un punto determinado pueden causar daños en las viviendas cercanas al punto de la voladura, esto varía de acuerdo a la carga del explosivo que es detonando y a la distancia desde el lugar de la voladura hasta el sitio de interés, en voladuras donde se utiliza más de un detonador es la carga máxima por retardo la que influye directamente en la intensidad de las vibraciones²².

El criterio de prevención más exigente en lo que respecta a normativas internacionales para control de vibraciones, es la Norma Alemana DIN 4150 vibración estructural en edificios, con una Velocidad máxima de la partícula de 5mm/s, para viviendas y edificios. Diversos autores indican que hay una relación

²²PERALTA HERRERA GERMAN, MOJICA VILLAMIZAR RUBÉN, características y control de las vibraciones producidas por acción de las voladuras en minas a cielo abierto, Uptc, Sogamoso-Boyacá.

directa entre la velocidad máxima de vibración y los daños de estructuras en función de altas tensiones dinámicas que pueden alcanzar, los análisis de vibración pueden ser cuantificados en función de la velocidad vibratoria a pesar de haber algunos criterios establecidos en función de la aceleración²³.

$$PPV = 1143 \left[\frac{D}{Wt^{\frac{1}{2}}} \right]^{-1,6} \quad PPV = 1143 \left[\frac{100}{50^{\frac{1}{2}}} \right]^{-1,6} = 16.48 \text{ mm/s} \quad (8)$$

PPV = velocidad de partícula peak (mm/s)

Wt = peso del explosivo que detona por retardo (Kg)

D = distancia entre la voladura y el lugar de medición (m).

Tabla 8. Velocidad de partícula, según diseño actual.

Nº de taladros	Explosivo (kg)	Distancia (m)	Velocidad de partícula mm/s
40	50	100	16,48
		300	2,84

Fuente. Datos de estudio.

La norma Din 4150. Establece ciertas velocidades de partícula límite en función de su frecuencia y el tipo de edificación.

Cuadro 31. Valores máximos de velocidad de partículas (mm/s) para evitar daños

TIPO DE ESTRUCTURA	FUNDACIONES			Pisos más altos de edificios
	FRECUENCIAS PRINCIPALES (Hz)			
	< 10	10 a 50	50 a 100	Cualquier frecuencia
Industriales	20mm/s	20-40mm/s	40-50mm/s	40mm/s
habitacionales	5mm/s	5-15mm/s	15-20mm/s	15m/s
Edificios particularmente delicados	3mm/s	3-8mm/s	8-10mm/s	8mm/s

Fuente: norma Alemana Din 4150.

Las frecuencias de las estructuras pueden calcularse analíticamente con valores proporcionados de la NSR 1998 (Normas Colombianas de Diseño y Construcción Sismo Resistente)

Ta = Periodo de vibración aproximado

Ct = Coeficiente utilizado para calcular periodo estructura

$Ct = 0,08$ para estructuras aporricadas en concreto

$Hn = 7$ m. altura en metros, de la estructura

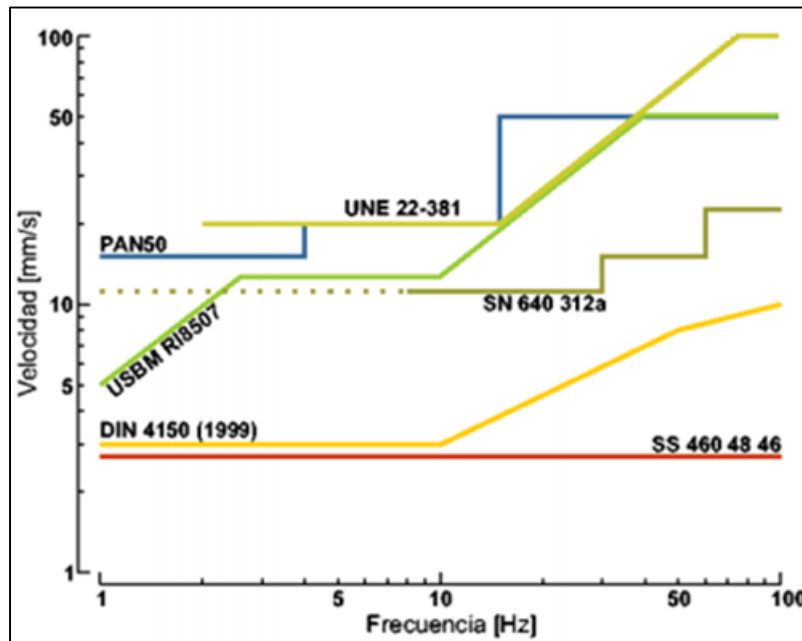
$$Ta = Ct \times (Hn)^{\frac{3}{4}} \quad (9)$$

$$Ta = 0,08 \times (7)^{\frac{3}{4}} = 0,34$$

$$F = \frac{1}{T} \quad (10)$$

$$F = \frac{1}{0,34} = 2,94 \text{ Hz}$$

Figura 10. Resumen de velocidades máximas indicativas de diferentes normas internacionales.



Fuente. Reglamento en manejo de vibraciones 2001.

Se puede observar en la (figura 28) los vlp impuestos varían entre normas siendo de todas la más rigurosa la norma DIN 4150, sin embargo la velocidad de partícula para el diseño actual indica que teóricamente se encuentran por debajo de los vlp, relacionado los valores de distancia desde el punto donde se efectuara la voladura

y el tipo de edificaciones, los vlp según las normas más rigurosas se encuentran por debajo, se aclara que este fenómeno está relacionado con las demás variables de diseño que serán decisivas en el aumento o disminución de los diferentes fenómenos,

En la ejecución de las voladuras se observa el uso de cordón detonante de 3g como línea troncal y uso de cordón de 6g como cebo, el cual atraviesa de forma axial el taladro desde la superficie hasta el fondo del taladro, en la distribución se observa el gran confinamiento de la voladura por falta de una cara libre lateral, estos son factores preponderantes que inciden en el aumento de las vibraciones.

3.5.3 Polvo y proyecciones. En relación a las condiciones de diseño actual, en lo que refiere a la distribución y carga de los taladros, esta encuentra su cara libre hacia la parte superior, por lo que el material que se proyecta es de forma vertical y en algunas ocasiones existe proyección horizontal de material cuando se perforan lomos remanentes de las voladuras anteriores. Mediante observación en campo se determinó que el material proyectado alcanza distancias entre 10 y 15 metros, Este material no representa un riesgo en los entornos donde se realizan las voladuras, considerando así la dirección de proyección del material y las distancias de ubicación de las comunidades aledañas.

En la siguiente secuencia fotográfica se puede observar la ejecución de una voladura con 35 taladros, las dimensiones del material proyectado son pequeñas, con algunos pocos fragmentos con secciones considerables, una vez que detona según la observación la nube de polvo se disuelve rápidamente entre 15 a 30 segundos. (Ver Fotografía 3)

Fotografía. 3 (polvo y proyección, mina el tesoro).



Fuente .datos de estudio

4. DISEÑO DEL SISTEMA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

4.1 FACTORES QUE AFECTAN EL DISEÑO

4.1.1 Características de la roca. Los materiales que constituyen los macizos rocosos poseen ciertas características ingenieriles en función de su origen y de los procesos geológicos posteriores a los que han podido estar sometidos, el material rocoso (caliza) presente en la mina el tesoro, es de origen sedimentario, razón por la cual se presenta una variación amplia de problemas en la voladura, para fracturar eficiente y económicamente. Es necesario conocer sus propiedades físicas, el grado de incidencia en la elección del explosivo y el diseño en general de la voladura. La roca a considerar son tres bancos de caliza para los cuales las características clasifican la roca moderadamente dura, Dentro de las ventajas se considera el bajo contenido de cuarzo de las calizas el cual favorece de gran manera los útiles de perforación.

Densidad. Se considera uniforme en los tres bancos, puesto que este parámetro quizás es de los más utilizados, ya que usualmente una roca con mayor densidad se relaciona con una roca que necesita un factor elevado de energía de choque para lograr una fragmentación óptima. Uno de los indicadores que relacionan la densidad es la impedancia, la cual se utiliza en la elección del explosivo ideal; frecuentemente se trata de equiparar la impedancia del explosivo con la de la roca.

En general, las rocas de baja densidad se deforman y rompen con facilidad, requiriendo un factor de energía relativamente bajo, en tanto que las rocas más densas demandan una mayor cantidad de energía para lograr una fragmentación satisfactoria, así como un buen desplazamiento y esponjamiento del material volado, sin embargo en rocas con alta densidad, para que el empuje impartido por los gases sea el adecuado, deben tomarse las siguientes precauciones; aumentar el diámetro de perforación para elevar de esta manera la presión del barreno, reducir el esquema y modificar la secuencia de encendido, mejorar la efectividad del retaque con la finalidad de aumentar el tiempo de actuación de los gases y obligarlos a que escapen por el frente libre y no por el mismo barreno y por ultimo utilizar explosivos con alta energía de empuje²⁴.

Impedancia. La velocidad de la onda longitudinal es la velocidad a la cual la roca transmitirá las ondas de compresión; mientras más densa y homogénea sea la roca,

²⁴ ARROYAVE ÁLVARO CORREA, INFORMACION MINERA DE COLOMBIA LA GEOMECANICA EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS, Bogotá, 2009.

se propagarán más eficientemente las ondas. La velocidad de la detonación del explosivo requerido se determina mediante las características de propagación de las ondas en la roca, estando en una relación directa. Este parámetro resulta vital en el buen manejo de una voladura, pues determina no sólo la impedancia del terreno sino también, es un parámetro que permite determinar la vibración que producirá el explosivo en el mismo.

Los datos fueron tomados de ensayos respectivos en el laboratorio de mecánica de suelos de la universidad pedagógica y tecnológica (Uptc) seccional Sogamoso.

Esta se definido como, z.

$$Z = \rho * V_p$$

Donde ρ es la densidad ya sea de la roca o del explosivo, y V_p velocidad de propagación (velocidad de la onda para la roca, velocidad de detonación para el explosivo).

Cuadro 32. Cuadro impedancia explosivo –impedancia roca.

Banco	P g/cm ³	Anfo P g/cm ³	Vod m/s	Z Explosivo m/s	Vp m/s	Z Roca m/s
F	2,55	0,9	3.300	2.970	3.125	7.968
E	2,57				2.849	7.321
D	2,61				1.872	4.885

Fuente: Datos de Investigación

Humedad. Este es un factor que también interviene en la disipación de las ondas de detonación de la voladura, generalmente no representa un problema, sin embargo cuando se presentan niveles de saturación altos se debe tener en cuenta en la elección del explosivo, por tanto los ensayos arrojan un valor promedio de 0.6% lo que indica un nivel de humedad bajo en los tres bancos.

Porosidad. La porosidad intergranular, primaria o de formación, cuya distribución en el macizo pudiera considerarse uniforme y que genera efectos como la atenuación de la energía de la onda de choque la reducción de la resistencia dinámica, la compresión y, consecuentemente, un incremento de la trituración y porcentaje de finos²⁵. Los ensayos realizados arrojan valores comprendidos entre 2.6 y 4.3% y un promedio general de 3.5% valorándola como porosidad muy baja, dadas las características de la caliza la porosidad post formación es de gran relevancia en el desarrollo del proyecto, ya que por el fenómeno de (karstificación) disolución de la roca en presencia de agua se genera cavidades irregulares al

²⁵ ARROYAVE ÁLVARO CORREA, INFORMACION MINERA DE COLOMBIA LA GEOMECANICA EN LA PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS, Bogotá, 2009.

interior de la misma, representadas por espacios vacíos mucho mayores y menos uniformes, siendo este uno de los inconvenientes frecuentes en el desempeño eficiente de las voladuras en la mina el tesoro.

Litología. El yacimiento presente en el área del proyecto muestra bancos de caliza con espesores considerables, los cuales se encuentran subdivididos por planos de contacto litológico horizontales reducidos así, Como intercalaciones arcillosas presentando zonas de cambio litológico y consecuentemente variación en las propiedades de las rocas, es frecuente encontrar estratos de lutita o arcillolita muy blandos, que se encuentran concentrados en una pequeña longitud del barreno, los cuales deben ser tratados a fin de prevenir una pérdida de energía del explosivo. Cuando se encuentren en contacto dos materiales de resistencias muy diferentes, si los barrenos atraviesan dichas formaciones, tendrá lugar una gran pérdida de energía asociada con la caída de presión y escape de los gases al producirse deformaciones rápidas de dichos materiales

4.1.2 Condicionantes estructurales inherentes a la roca Características geoestructurales. Este se refiere a la dirección relativa del frente, la cara del talud su la forma y disposición geométrica de las discontinuidades presentes en el macizo como diaclasas, fracturas, planos de contacto litológico, rumbo y buzamiento de los bancos, como factor inherente e inmodificable del macizo rocoso se deberán adecuar los diseños en busca de los resultados esperados²⁶.

En este caso particular se busca la fragmentación óptima acompañada de pisos lisos y afectación mínima en lo posible a la cara del talud que propicie la estabilidad y bancos trabajables en las voladuras consecutivas. Se determinó la presencia de dos familias en cada banco con orientaciones muy similares, las cuales presentan buzamientos subverticales que intersectan la cara del talud propiciando la formación de ángulos agudos entre la dirección del talud y las discontinuidades, (*Ver figuras 30,31y 32*) lo cual favorece la fragmentación localizando los taladros hacia estas zonas. Por la forma en que se intersectan las discontinuidades hay una tendencia a la generación de cara irregular tras la voladura, una tercera familia corresponde a los planos de estratificación, estos buzando en sentido contrario a la cara del talud favoreciendo la estabilidad los resultados previsibles atendiendo a los diferentes casos que pueden presentarse con relación a la inclinación de los planos y su orientación relativa a la dirección de salida de la voladura se pueden prever²⁷

Para las relaciones geométricas presentes en las bancos de caliza de la mina, según la dirección de salida de la voladura, con $(0^{\circ} < \alpha < 45^{\circ}$ y, $\beta = 0^{\circ} = 180^{\circ} = 360^{\circ}$)

²⁶ LÓPEZ JIMENO, C. y., & GARCÍA BERMÚDEZ, P. MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS. Instituto geológico y minero de España, MADRID, (2003). P. 135.

²⁷ LÓPEZ JIMENO, C. y., & GARCÍA BERMÚDEZ, P. MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS. Instituto geológico y minero de España, MADRID, (2003). P. 186].

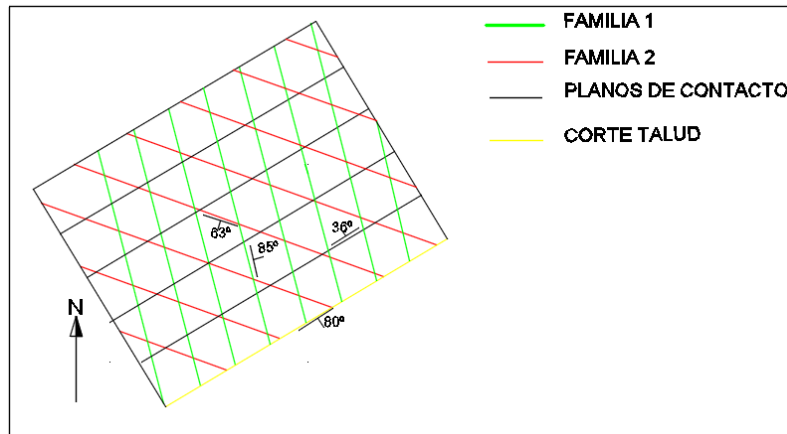
se prevé un resultado óptimo para la fragmentación, y, para ($0^\circ < \alpha < 45^\circ$, $\beta = 270^\circ$), unos resultados muy favorables, (ver figura 29.). Según las características ,presentadas se identifican bloques con caras aproximadamente equidimensionales y de forma rectangular, su volumen promedio fue estimado con el índice de blocosidad (ib) el cual representa el tamaño medio de los bloques en afloramientos, para lo cual se determinó tamaños promedio de 1 m³.

Resulta una buena práctica orientar el frente paralelo a la dirección de un sistema de discontinuidades principal, ya que en este caso la expansión de los gases producidos por la detonación del barreno trabaja contra la roca que es más propensa a fracturarse primero según las diaclasas principales y subsecuentemente según las diaclasas menores o secundarias.



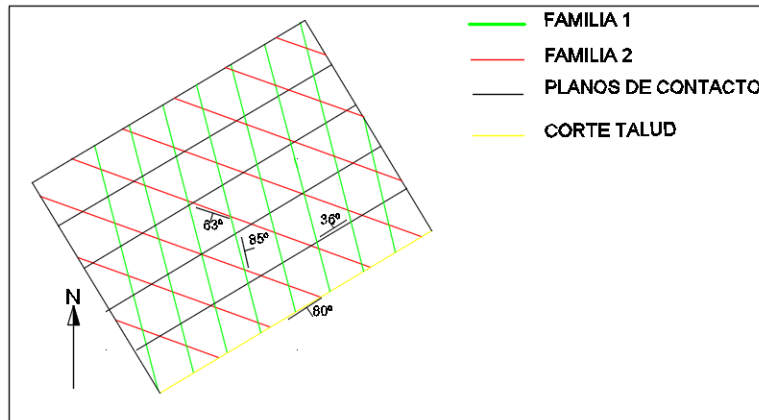
Conocer la disposición relativa de las discontinuidades en el plano de perforación es de gran importancia y da un indicio de los resultados de las voladuras, en las (Ver Figuras 12,13 y 14) se muestra una representación en planta, por bancos.

Figura 12. Sistemas de discontinuidades banco F



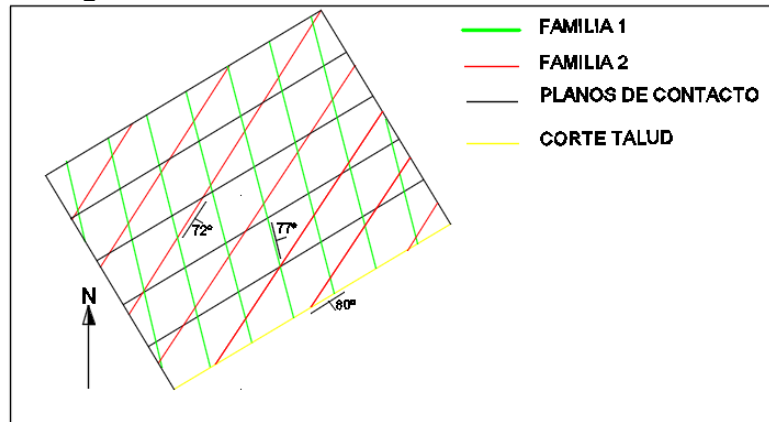
Fuente: datos del proyecto

Figura 13. Sistemas de discontinuidades banco E.



Fuente: datos del proyecto

Figura 14. Sistemas de discontinuidades banco D.



Fuente: datos del proyecto

4.1.3 Variables controlables en el diseño de voladura. El diseño de la voladura es una ciencia compleja que viene influida por una infinidad de parámetros como características de la roca, el tipo de explosivos, el diámetro de perforación, la secuencia de iniciación, esquema de perforación, ente otros.

A continuación se da una visión general de dichas variables las cuales serán de utilidad en el diseño de la voladura con el fin de conseguir un diseño adecuado que permita mejorar aspectos técnicos enfocados al mejoramiento de la fragmentación de la roca y su relación con el costo de producción.

Diseño geométrico de la voladura. Cuando se pretende diseñar una voladura se debe tener en cuenta cuales son las variables que son controlables;

- Geométricas
- Químico - físicas o del explosivo
- De tiempo

Dado el caso algunas de estas variables no serán susceptibles de cambio. A continuación se describen las variables susceptibles de cambio y que tendrán influencia en el diseño.

Diámetro de los barrenos. Con diámetros de perforación pequeños, generalmente los costos aumentan al igual que los tiempos de trabajo, siendo la única ventaja; la mejor distribución espacial del explosivo. Por el contrario si los diámetros son grandes los esquemas de perforación aumentan pudiendo llegar al punto de obtener una granulometría no deseada, caso en el que se recomendaría un espaciamiento menor entre barrenos, sin embargo el aumento del diámetro trae consigo sus ventajas; como los es la disminución del coste global o mayor rendimiento.

El diámetro utilizado actualmente es de 38mm como se mencionó anteriormente Este influye en el potencial energético que se puede obtener del Anfo (diámetro critico), por lo que se opta por un diámetro muy usado actualmente en la industria, 3 pulgadas el cual es adecuado teniendo en cuenta los espaciamientos determinados para los sistemas de discontinuidades, este considerado uno de los más pequeños dentro de la escala de diámetros pequeños utilizados en canteras.

Altura de banco. La relación existente entre la altura de banco (H) y el burden (B), determina la relación de rigidez (H/B), los valores de esta relación mayores a 3 generalmente son beneficiosos en un esquema de voladura, genera buen desplazamiento y deformación de la roca de forma fácil, sobre todo en el centro del banco. En general cuando $H/B = 1$ se obtendrá una fragmentación gruesa con problemas de sobre excavación y repies, con $H/B = 2$. Estos problemas disminuyen eliminándose por completo si la relación es mayor a tres. Si la altura de banco es pequeña, cualquier modificación mínima en el burden o el espaciamiento tiene una gran influencia de los resultados de la voladura. A mayor altura de banco, se mantiene la el burden constante.

Inclinación de barrenos. En voladuras de bancos la perforación de barrenos inclinados presenta numerosas ventajas, y así mismo una serie de desventajas relacionadas con la capacidad y pericia de perforación. Entre las ventajas e inconvenientes esta la mejor fragmentación y desplazamiento y esponjamiento, los taludes más sanos y seguros o el menor consumo específico, por el contrario entre sus desventajas es que exige un mayor tiempo de perforación una supervisión más exhaustiva o un mayor costo debido al desgaste de los útiles de perforación.

Retacado. Normalmente el material utilizado es detritus de perforación debido a su disponibilidad junto a la boca del barreno, sin embargo está comprobado que el material machacado con forma angulosa es más eficiente debido a la resistencia que ofrece a la eyección de los gases, a la vez que dado sus características se da la posibilidad de una reducción en su longitud de hasta un 41%, se sugiere un diámetro de detritus este entre 0,12 y 0,17 pulgadas con una longitud de 2 m el cual se reducirá a 1m utilizando fragmentos angulosos triturados de hasta 0,17 pulgadas²⁸.

El retacado tiene la misión de confinar y retener los gases producidos por la detonación para permitir que se desarrolle por completo el proceso de fragmentación de la roca, si el retacado es insuficiente se producirá un problema de onda aérea y aumentara el riesgo de proyecciones. De forma contraria un retacado excesivo puede dar como resultado grandes bloques y un nivel elevado de vibraciones.

Sobre perforación. Longitud del barreno por debajo del nivel de piso que se necesita para romper la roca a la altura del banco y lograr una fragmentación y desplazamiento adecuado que permita al equipo de carga alcanzar la altura prevista. Considerando la inclinación de los estratos y la posibilidad de presentarse lomos o repies.

²⁸ LÓPEZ JIMENO, C. y., & GARCÍA BERMÚDEZ, P. MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS. Instituto geológico y minero de España, MADRID, (2003). P. 207.

Burden y espaciamiento. Son propiedades que dependen fundamentalmente del diámetro de perforación de las propiedades de la roca y de los explosivos, de altura del banco y del grado de fragmentación y desplazamiento deseado. Todas las fórmulas para el cálculo del burden, dan como resultado unos valores de entre 25 y 40 D, dependiendo de las propiedades del macizo rocoso. Cuando el burden es demasiado pequeño, existirán problemas de proyecciones, mientras que si es demasiado grande, los problemas fundamentalmente serán vibraciones. En cuanto al funcionamiento, este estará en función del burden, del tiempo de retardo entre barrenos y de la secuencia de encendido, Los problemas que se dan por excesivo o insuficiente espaciamiento están principalmente relacionados con una deficiente fracturación de la roca.

Esquema de perforación. Es habitual utilizar esquemas rectangulares o cuadrados, no obstante el esquema de perforación más efectivo es el denominado tres bolillo, de manera más concreta el que forma triángulos equiláteros, ya que este esquema proporciona la mejor distribución de la energía del explosivo, además, de proporcionar mayor flexibilidad en la secuencia de encendido y de la dirección de salida de los fragmentos.

Tamaño y forma de la voladura. El tamaño de la voladura debe ser lo más grande posible, además en las voladuras con filas múltiples la fragmentación mejora respecto a las de una sola fila. Por otro lado, la forma de las voladuras debe ser tal que con un frente libre, la relación longitud del frente/anchura sea mayor a 3, y con dos frentes libres sea mayor de 2. Sin embargo las voladuras de gran tamaño repercuten con una serie de inconvenientes, como son; el aumento de la intensidad de las vibraciones o la aparición de sobre excavaciones y proyecciones en las últimas filas si no se ha disparado con la secuencia correcta.

Configuración de las cargas. Cuando se dispara con barrenos de pequeña longitud, lo más habitual es el uso de columnas continuas de explosivo, utilizando cargas espaciadas para el caso de barrenos de gran profundidad, debido a la mejor relación de coste/efectividad.

Explosivo. La elección del explosivo para una voladura, requiere una atención especial tanto de las propiedades de las rocas a fragmentar como de los explosivos disponibles en el mercado. En voladura de rocas masivas los explosivos de mayor potencia son más recomendables ya que producen una alta presión de barreno, por el contrario en rocas muy fracturadas los explosivos de baja densidad y velocidad de detonación son más eficientes, Las principales características que se tienen en cuenta para la selección del explosivo son;

- Precio del explosivo
- Diámetro de carga
- Características de la roca

- Volumen de roca a volar
- Presión de agua

Distribución de explosivo en el barreno. En voladuras de banco, la energía necesaria para romper la roca no es constante en toda la altura de este, por lo contrario, la energía necesaria al fondo del barreno suele ser de 2 a 2,5 veces superior a la necesaria en columna. Esto conlleva a la necesidad de explosivos de gran densidad y potencia en las cargas de fondo y de baja densidad en la carga de columna. En cuanto a la longitud, la carga de fondo tiene que alcanzar una altura aproximada de 0,6 veces el burden consiguiendo así que su centro de gravedad se encuentre por encima o la misma cota que el piso del banco.

Consumo específico de explosivo. El consumo específico (CE) es el término que expresa la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar 1m³ o 1t de roca. Se trata de un parámetro importante como iniciador del buen diseño de la voladura, pero no constituye la mejor y única herramienta para el diseño, el consumo específico aumenta con el diámetro de los barrenos, la resistencia de la roca y el grado de fragmentación además de una mala distribución de las cargas y en general un mal planteamiento geométrico.

Por su parte, los consumos específicos altos proporcionan una buena fragmentación, desplazamiento y esponjamiento de la roca, dando lugar a menores problemas de repíes y facilitando el alcanzar el punto óptimo de los costes de operación. En voladuras a cielo abierto, el consumo específico puede variar entre 0,1 y 1,5kg kg/m³, en función de la resistencia de la roca.

Tiempos de retardo y secuencias de encendido. Los tiempos de retardo y las secuencias de encendido son un aspecto muy importante puesto que sirven para disminuir las cargas operantes, y por tanto el nivel de vibraciones, además de conseguir una mayor efectividad en la rotura, el control del desplazamiento, la sobre excavación, los repíes y las proyecciones.

4.2 DISEÑO DEL ESQUEMA DE PERFORACIÓN Y CARGUE DE LOS BARRENOS.

4.2.1 Equipo Perforación Propuesto. La perforación es una operación unitaria en el proceso de arranque de la caliza con explosivo que influye determinantemente en los resultados esperados en el diseño del esquema de perforación y voladura, se puede afirmar que una mala perforación compromete una voladura eficaz, por tanto uno de los factores importantes será utilizar un equipo acorde a las necesidades y disposición de la operación minera. La empresa calizas Nobsa proyecta un aumento en la producción mensual sobre la actual y optimización en las operaciones de perforación y voladura actuales. Así mismo Los equipos actuales presentan gran deterioro, lo cual representa un aumento en el costo global de la

operación por conceptos de mantenimiento, rendimiento de perforación, tiempos improductivos y efectos directos relacionados con un diseño eficiente que mejore la fragmentación.

En el mercado se pueden encontrar gran variedad de gama de equipos de perforación, con diversas características Para este proyecto se propone el uso de una perforadora neumática sobre chasis de ruedas marca stenuick. (Ver anexo T)

Dentro de los aspectos tenidos en cuenta para la elección de este equipo esta su bajo costo 39.000.000 aprox con sarta de perforación, características acordes a la capacidad del compresor que posee actualmente la mina, factor de abrasividad De la caliza por lo general muy baja promedio de <1.2 lo cual la califica como poco abrasiva, favoreciendo la vida útil de la sarta de perforación el espacio anular entre el diámetro de la tubería y el diámetro del terreno de entre ½” a 1” para una correcta evacuación del detritus.

Este equipo proporcionara mayor facilidad para ejecutar las tareas de perforación con beneficios como;

- Mayor rigidez , se reduce las desviaciones y las paredes irregulares de los barrenos
- Mejor transmisión de la energía al no precisar de uso de acoplamientos
- Barrido más eficiente al mejorar la velocidad del aire en el espacio anular
- Velocidad de perforación constante
- Control de rpm
- Posibilidad de perforación con inclinaciones entre 0 - 90°
- Mayor durabilidad broca.

Desventajas

- Velocidad de perforación reducida en comparación con otros equipos
- Diámetros condicionados por dimensión del martillo de fondo
- En rocas muy abrasivas posible desgaste del martillo
- Posibilidad de atasco del martillo y su posterior perdida

La broca recomienda es de botones con Cara cóncava estándar, ideal para terrenos medianamente duros a duros y no abrasivos, con botón parabólico, los terrenos o estratos donde se puedan presentar posibles atascos debido a su características (estratos arcillosos se sugiere usar broca trialetas estas se utilizan corrientemente en formaciones muy blandas a medianamente duras es decir cuando el martillo de fondo como el broca de botones, pierden de sus eficacias. La

limpieza de la perforación es realizada por la inyección de aire. Existen dos formas de trialetas:

- La forma dicha "step" o "abeto" para terrenos blandos
- La forma dicha "chevron" o "espiga" para terrenos medianamente duros

4.2.2 Velocidad de penetración. Depende de muchos factores externos como: características geológicas, propiedades físicas de las rocas, distribución de tensiones y estructuras internas de las rocas. Y puede calcularse por distintos métodos Ensayos de laboratorio, Extrapolación datos, Formulas empíricas²⁹.

La velocidad de penetración depende no sólo de las variables y/o parámetros operativos del Sistema, sino que también, y de manera primordial, de las propiedades físico-mecánicas y geomecánicas del macizo rocoso. Se recurre básicamente a dos metodologías para aproximarse a la respuesta; Formulas empíricas, ensayos directos.

Cuando no se da la posibilidad de realizar ensayos de perforabilidad en muestras de roca, se puede recurrir a fórmulas empíricas propuestas por diversos autores. Tales fórmulas combinan algunas variables de operación del sistema con la resistencia a la compresión de la roca (Se)³⁰.

A partir de datos obtenidos en diversas investigaciones de campo se han diseñado unos ábacos donde pueden estimarse las velocidades de penetración que se obtendrían con un martillo dado perforando una roca caracterizada por su D.R.I.

Para el presente proyecto se valorara el (DRI) por los valores medios teóricos presentes en la literatura estos valores oscilan entre 60 y 80 clasificando la caliza como blanda, DRI teniendo en cuenta la variación de la dureza para una misma roca se tomaran los valores de la tabla nº como orientativos.

Cuadro 33. Índice DRI orientativo para diferentes materiales.

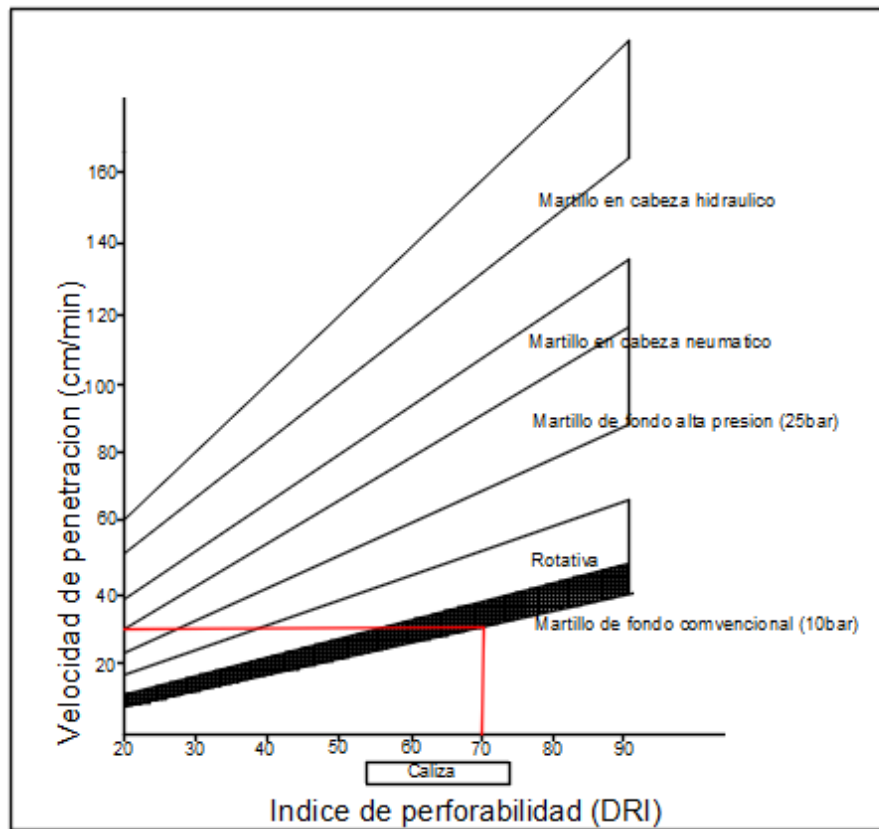
²⁹ LÓPEZ JIMENO, C. y., & GARCÍA BERMÚDEZ, P. MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS. Instituto geológico y minero de España, MADRID, (2003). p.61.

³⁰ ORTIZ Julián, Apuntes de curso de explotación de minas, Universidad de Chile, facultad de ciencias físicas y matemáticas departamento de ingeniería de minas. p 106.

Tipo de roca	RC (Mpa)	Dureza Mohs	Dureza Vickers	Coefficiente protodiakonov	Índice DRI	Clasificación
Carbón	10	< 3,7	< 200			Blanda
Pizarras	20			<3	>70	
Carbón, Limolitas	30	2,5				
Pizarras	40	4.8	100-400			
Calizas, filittas	60	4,4	400	2	80	

Fuente. Manual de perforación voladura ITGE.

Figura 15. Abaco Velocidades de penetración obtenidas en diferentes condiciones de trabajo.



Fuente. Manual de perforación y voladura ITGE.

$V_p = 0,3\text{m/min}$

El tiempo teórico aproximado de velocidad de perforación para una longitud dada sería de 0,3m/min, teniendo en cuenta el uso de martillo de fondo la velocidad de penetración se mantiene constante, la velocidad Media de penetración está dada por los tiempos muertos, y las diferentes tareas como son el emboquillare, puesta

de tubos, barrido y traslado del equipo así como la maniobrabilidad y la habilidad del operador para operar el equipo.

4.2.3 Diseño geométrico

Diámetro. Considerando los aspectos mencionados se define un diámetro de tres pulgadas, el cual duplicaría al diámetro actual utilizado el cual puede considerarse inadecuado y no recomendable, Teniendo en cuenta las condiciones de la roca se prevé el uso de anfo el cual como se menciona tiene ciertas características de fábrica una de ellas es el diámetro crítico para el cual sus propiedades energéticas asociadas con la velocidad de detonación decrecen por debajo de las tres pulgadas, se elige el método de López de Jimeno para diámetros pequeños que varían entre 65mm 165mm los cuales son usados con frecuencia en minería a cielo abierto y minería en canteras³¹.

Dimensión de la voladura con el fin de satisfacer las necesidades de producción mensual 800 m³ en planta.

$$Sw = \frac{Vs - Vb}{Vb} \times 100\% \quad (11)$$

SW = Porcentaje de esponjamiento de la roca

Vs = volumen de roca suelto

Vb = volumen de roca en banco

$$Sw = \frac{190 - 120}{120} \times 100\%$$

$$Sw = 58\%$$

Largo = L = 12m

Ancho = A = 7m

Altura = H = 6,5m

$$L \cdot A \cdot H = 12 \cdot 7 \cdot 6,5 = 546 \text{m}^3 \times 1,58 = 862 \text{m}^3 \quad (12)$$

$$mcb = 507 \text{ m}^3$$

$$mcs = 862 \text{ m}^3$$

³¹ LÓPEZ JIMENO, C. y., & GARCÍA BERMÚDEZ, P. MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS. Instituto geológico y minero de España, MADRID, (2003). p.220.

Burden (B). Si el burden es excesivo los gases encontrarán resistencia convirtiendo la energía en vibraciones, si la dimensión es reducida los gases escaparán antes de tiempo provocando ruido y proyecta la roca a gran distancia.

$$B = 0,76 \times D \times f \quad (13)$$

B = Burden (m)

D = Diámetro del barreno (pulgadas)

F = factor de corrección en función de la clase de roca y tipo de explosivo

F = Fr x Fe

$$Fr = \left(\frac{2,7 \times 3500}{\rho_r \times VC} \right)^{0,33} \quad Fr = \left(\frac{2,7 \times 3500}{2,5 \times 3125} \right)^{0,33} = 1,0648 \quad (14)$$

$$Fe = \left(\frac{\rho_e \times VD^2}{1,3 \times 3660^2} \right)^{0,33} \quad Fe = \left(\frac{0,85 \times 3000^2}{1,3 \times 3660^2} \right)^{0,33} = 0,7622 \quad (15)$$

ρ_r = Densidad de la roca en (gr /cm³)

VC = velocidad sísmica de propagación del macizo rocoso en (m/s)

ρ_e = densidad de la carga de explosivo (gr /cm³)

VD = velocidad de detonación del explosivo (m/s)

$$f = Fr \times Fe \quad (16)$$

$$f = 1,0648 \times 0,7622 = 0,815$$

$$B = 0,76 \times 3 \times 0,815 = 1,8582$$

López de Jimeno indica que para diámetros inferiores a 165 mm se aplicará un coeficiente reductor de 0,9

$$B = 1,8582 \times 0,9 = 1,6723$$

Para los tres bancos se presentan valores de burden que van desde 1,67 a 1,8 promediando se escoge un valor de 1,7m de Burden

Espaciamiento

$$S = 1,15 \times B \quad (17)$$

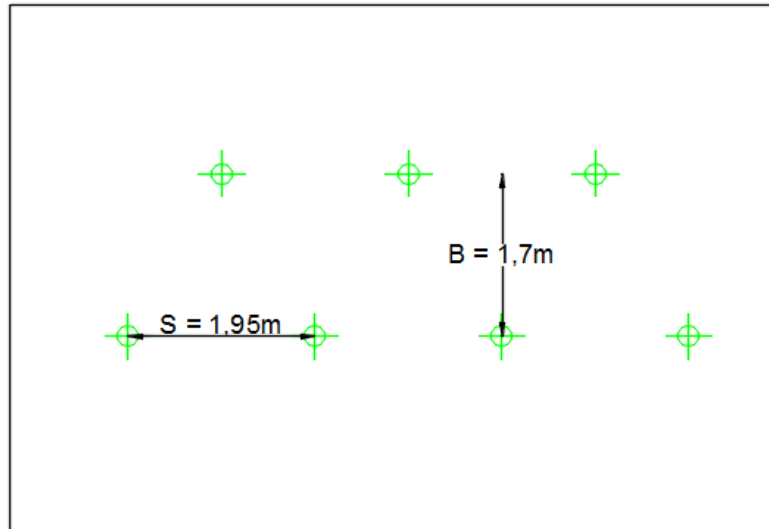
$$S = 1,15 \times 1,7$$

$$S = 1,95$$

El cual es razonable y aproximadamente un metro menor que el corte diagonal entre discontinuidades posicionando taladros por bloque lo cual posibilita la

fragmentación óptima, Donde la relación S/B es de 1,14 la cual es óptima pensando en implementar una malla en tres bolillo.

Figura 16. Espaciamiento Y burden de diseño.



Fuente: datos del proyecto

Altura de banco (H). La relación de rigidez definida como la relación existente entre la longitud de perforación y el burden para valores superiores a 3, es la ideal favoreciendo la fragmentación y un buen comportamiento de las vibraciones y roca en vuelo según la investigación de Ash y Smith (1976).

$$Rr = \frac{H}{B} \quad Rr = \frac{6.5}{1.7} = 3,82 \quad (18)$$

Rr = relación de rigidez

H= altura perforación

B= burden

Rr= 3,82

En (Ver Tabla 39) se puede determinar el potencial de los efectos indeseables que han sido discutidos previamente y determinar cuándo puede cambiar la barrenación y el cargado sobre la base de estos factores, entre más masiva sea la roca en una voladura de producción, los resultados de la tabla siguiente serán más probables.

Cuadro 34. Relación de rigidez.

Relación de rigidez	1	2	3	4
fragmentación	Pobre	Regular	Buena	Excelente
Sobrepresión de aire	Severa	Regular	Buena	Excelente
Roca en vuelo	Severa	Regular	Buena	Excelente
Vibración del terreno	Severa	Regular	Buena	Excelente
Consideraciones				
1	Rompimiento trasero severo, problemas de piso, volver a diseñar			
2	Rediseño si es posible			
3	Buen control y fragmentación			
4	No hay mayores beneficios con el aumento del factor por encima de 4			

Fuente. Manual de perforación y voladura ITGE

Taco (T). Normalmente el material utilizado es detritus de perforación debido a su disponibilidad junto a la boca del barreno, sin embargo está comprobado que el material machacado con forma angulosa es más eficiente debido a la resistencia que ofrece a la eyección de los gases, a la vez que dado sus características se da la posibilidad de una reducción en su longitud de hasta un 41%³². Se sugiere un diámetro de detritus de (1/25 D) y una longitud de retaque de (35 D) x 30%

Se toma 35 teniendo en cuenta que la roca es de cálida media.

Entre 20D a 60D

$$T = 1,8m$$

Sobre perforación (j). Esta se da con el fin de eliminar la presencia de repies después de la voladura la inclinación de los bancos de caliza crea una gran preponderancia al a formación de estos.

$$\frac{j}{B} = \frac{0,5}{1,7} = 0,29 \text{ Repies normales roca media} \quad J = 0,5m \quad (19)$$

Carga de fondo. Como carga de fondo e iniciador se dispone de Pentofex de 450g con un diámetro de 60,6 ± 0,5 mm, y longitud de 180mm teniendo en cuenta la

³² LÓPEZ JIMENO, C. y., & GARCÍA BERMÚDEZ, P. MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS. Instituto geológico y minero de España, MADRID, (2003). p.207.

calidad de la roca de tipo medio, el cual se dispondrá de tal forma que su centro de gravedad sea la rasante del piso hacia la parte superior de la sobre perforación de forma tal que la energía se concentre en este punto ayudando a la eliminación de repíes. La carga de fondo, generalmente de mayor concentración y potencia, será tanto más patente cuanto más dura y sana sea la roca. En tal caso será máxima la dificultad para arrancar el pie de banco. En cambio, con una roca blanda, con un bajo grado de fijación al terreno, la carga de fondo puede no diferenciarse sensiblemente de la de columna, pudiendo emplear incluso el mismo tipo de explosivo en ambas cargas.

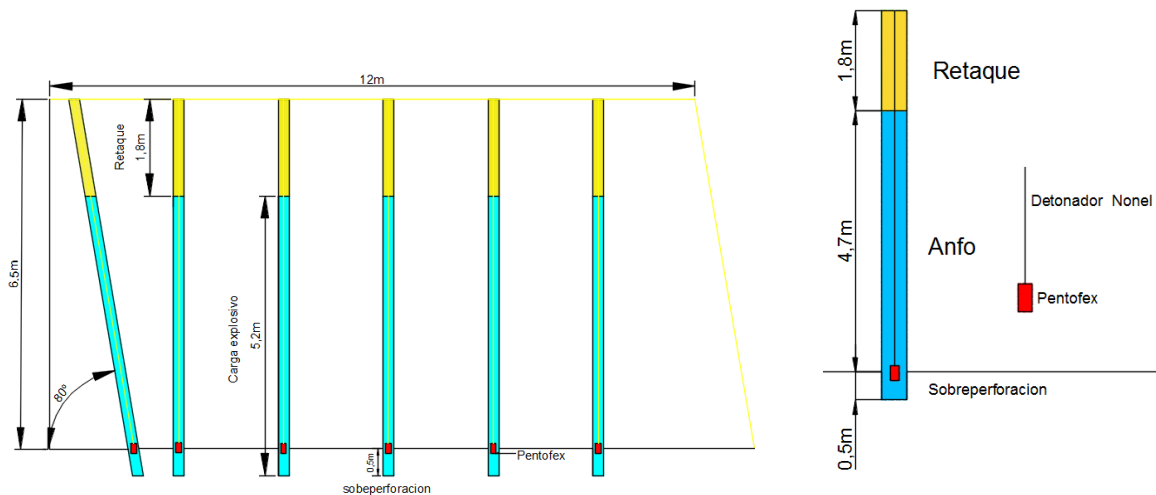
Carga de columna (c). Generalmente está comprendida entre 1/2 y 2/3 de la longitud de perforación

$$l_c = l_p - (l_t + l_j)$$

$$L_c = (7) - (1,8 + 0,18) = 5,02 \text{ m aprox } 5 \quad (20)$$

$$Q_c = \frac{\pi \times 3,8^2 \times 450 \times 0,9}{1000} = 20,40 \text{ kg} \quad (21)$$

Figura 17. Corte transversal dirección de salida de la voladura.



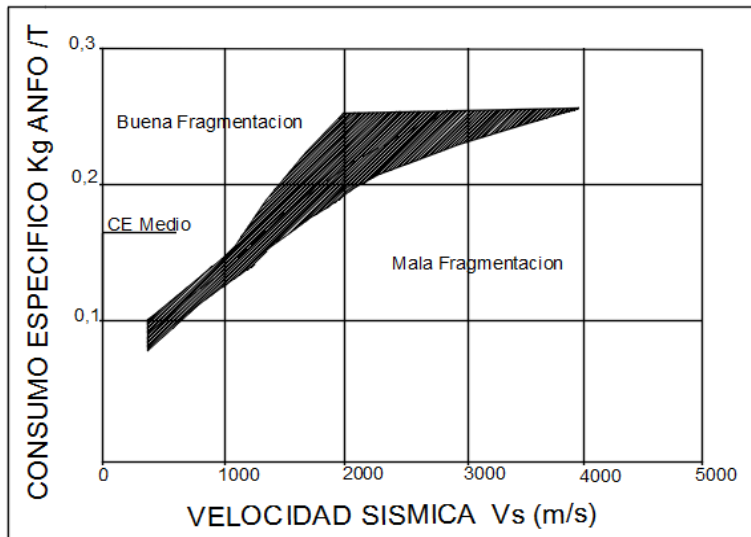
Fuente: datos del proyecto

En la (figura 37) se relaciona el consumo específico con la velocidad sísmica de la roca, la cual es en promedio de 3000 m/s para el macizo.

El consumo específico para el presente diseño prevee buena fragmentación.

$$CE = \frac{Qb}{VR} = CE = \frac{20,40}{21,54} = 0,9 \text{ kg/m}^3 \quad (22)$$

Figura 18. Correlación entre velocidad sísmica y consumo específico de explosivo



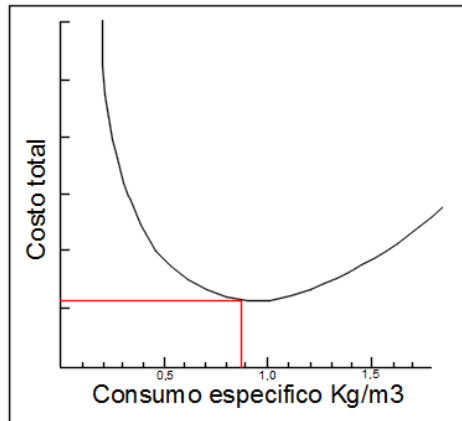
Fuente.: López de Jimeno

La (Ver figura nº 18) es una representación producto de la combinación de diversas etapas del ciclo global de perforación y voladura como lo son perforación y voladura, costo de carga, costo de transporte, costes de trituración y fragmentación secundaria donde se muestra que la tendencia general sigue estos dos aspectos como lo refleja la curva.

Los costos consumos específicos altos, además de proporcionar una buena fragmentación, desplazamiento y esponjamiento de la roca, dan lugar a menores problemas de repés y ayudan a alcanzar el punto óptimo de los costes totales de operación, es decir de perforación y voladura, carga, transporte y trituración³³.

Figura 19. Ejemplo relación costo global consumo específico

³³LÓPEZ JIMENO, C. y., & GARCÍA BERMÚDEZ, P. MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS. Instituto geológico y minero de España, MADRID, (2003). p.215.



Fuente López de Jimeno

Secuencia de iniciación y retardos. La secuencia de iniciación determina el orden en que taladros serán disparados y dentro de los factores que influyen en su elección esta

- El número de caras libres, dirección preferencial de desplazamiento de la roca
- La orientación del conjunto de diaclasas principales
- La ubicación de las estructuras sensibles a medio ambiente

El control de vibración estará influenciado por la carga operante, secuencia y tiempo de iniciación, el control de sobrepresión puede afectarse por la secuencia elegida. En general, los niveles de sobrepresión serán considerablemente altos en dirección del movimiento del burden, comparando niveles de dirección opuesta³⁴.

Si la secuencia de iniciación se altera para dirigir el movimiento lejos de espacios habitados resultado es considerablemente beneficioso en términos de impacto ambiental teniendo en cuenta la presencia de comunidades aledañas.

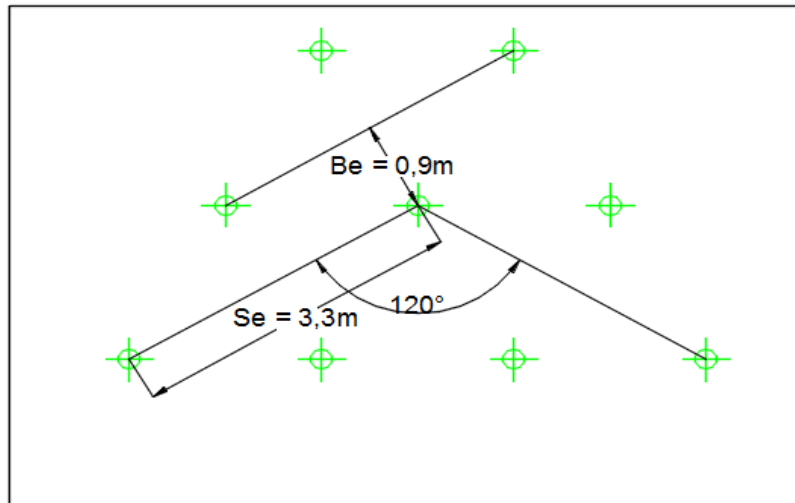
Se ha diseñado un esquema de perforación con los barrenos dispuestos al tresbolillo ya que este por su disposición representa un mejor aprovechamiento de la energía, y una secuenciación que intervalos de tiempos cortos que propicien una pila cerca de la cara del talud.

El esquema de salida se ha diseñado en v lo que favorece la fragmentación y el menor desplazamiento del material aumentando la probabilidad de que este quede mejor apilado.

³⁴ KONYA Calvin J, DISEÑO DE VOLADURAS. Montville, Ohio: Intercontinental Development. (1995).

Se aplicaron las relaciones existentes según López de Jimeno como ángulo que forman taladros con un mismo tiempo el cual está comprendido entre (120 y 140°) para este caso es de 120, para el tipo de malla propuesto el comportamiento mejora cuando la relación S_e/B_e está comprendida con valores entre 4 y 8 para este caso se tiene valores de ($S_e = 3,3\text{m}$ y $B_e = 0,9\text{m}$) para una relación de 3,6

Figura 20. Espaciamiento, burden y anulo entre taladros de diseño.



Fuente: datos del proyecto

Resulta una buena práctica orientar el frente paralelo a la dirección de un sistema de diaclasamiento principal, ya que en este caso la expansión de los gases Producidos por la detonación del barreno trabaja contra la roca que es más propensa a fracturarse primero según las diaclasas principales y subsecuentemente según las diaclasas menores o secundarias, para este caso La inclinación de las hileras es similar a la de las dos familias de diaclasas, por lo tanto se espera que este aspecto incida de forma positiva en la fragmentación.

Por la disposición de la malla en general el tiempo de retardos entre posos será más extenso que entre hileras por lo que podría haber un mejor desarrollo de las fracturas laterales propiciando una mejor fragmentación según López de Jimeno

$$\text{TRF} = 2 - 3 \text{ TRB} \quad (23)$$

Para la selección del tiempo se utiliza el criterio de conya (Manual de tronadura Enaex 2008 pág., 99)

Selección de tiempos entre pozos se puede considerar la siguiente relación.

$$t_h = TH \times S \quad (24)$$

Donde;

t_h = retardo entre pozos (ms)

TH= constante de retardo entre pozos

S = Espaciamiento (m)

TH = (calizas compactas y mármoles algunos granitos y basaltos)

Th = 5,5 x 1,95 = 10,72.

Para la selección de tiempos entre filas se considera la siguiente relacion

$tr = Tr \times B$

Donde;

tr = retardo entre filas (ms)

Tr = constante de retardo entre filas

B = burden

Considerando la clase de roca se elige:

Tr = 16,5 (altura de la pila promedio, sobrepresión y rompimiento promedio)

Tr = 16,5 x 1,7 = 28,5 ms

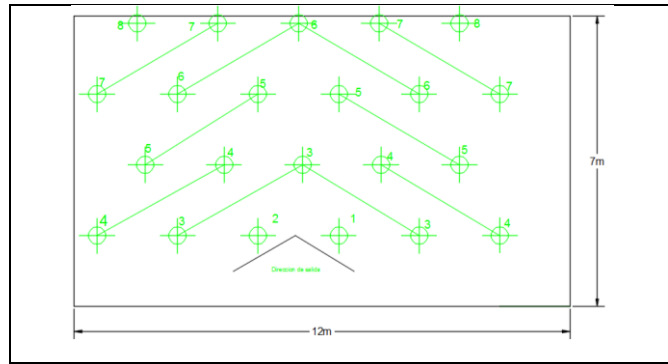
El detonador es un Exel MS el cual hace parte de la serie de detonadores no eléctricos de alta potencia con tiempo en milisegundos y serie de 23 periodos con rangos de 0 a 1400 ms (Ver Anexo J) entre las desventajas del uso de detonadores convencionales se encuentra la limitación por parte de los periodos que vienen establecidos en cada gama de detonadores por lo que los diseños se deberán a justar en relación a la gama de detonadores y tiempos disponibles de no ser así se podría optar por el uso de detonadores electrónicos los cuales representan un gasto considerable pero también enormes beneficios, para este caso se ajustara el pero entre hileras a 25 ms el cual es 5 ms superior al calculado.

Cuadro 35. Retardo de tiempo entre filas.

Constante TH (ms/m)	Resultado
6.5	Alta vibración y onda aérea, rompimiento trasero.
8	Pila de material alta cercana a la cara, sobre presión y rompimiento moderado
11.5	Altura de la pila promedio, sobrepresión y rompimiento promedio
16.5	Pila de material dispersa con rompimiento trasero mínimo

Fuente: Manual de tronadura Enaex.

Figura 21. Secuencia de salida, esquema de perforación propuesto.



Fuente: datos del proyecto

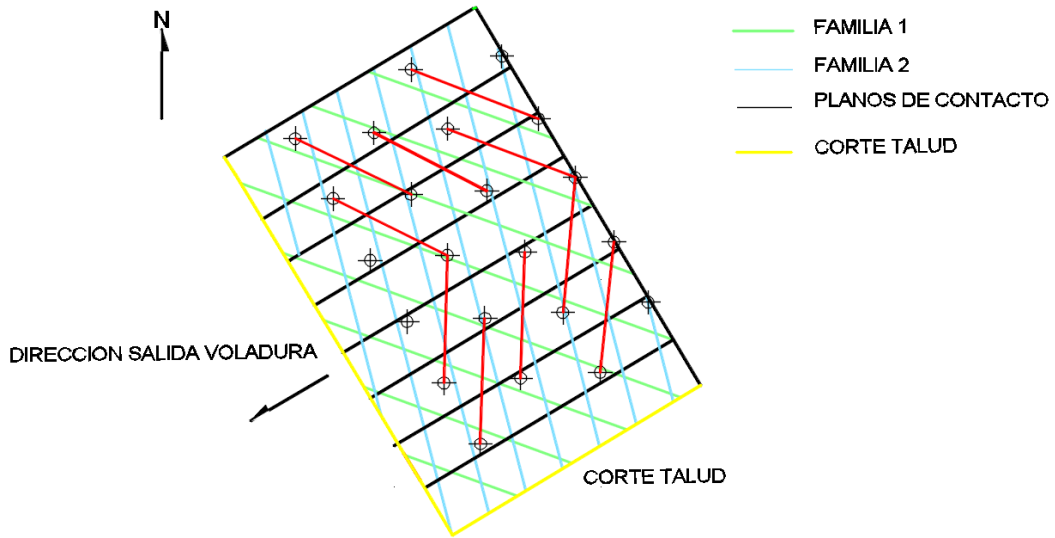
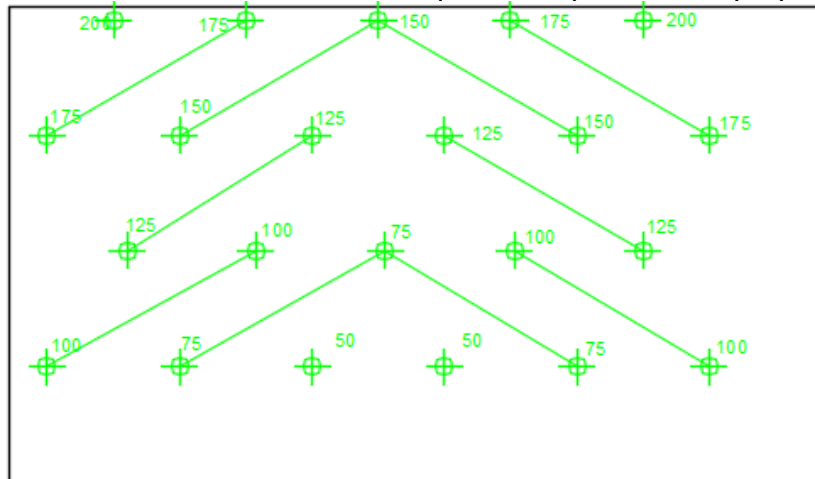
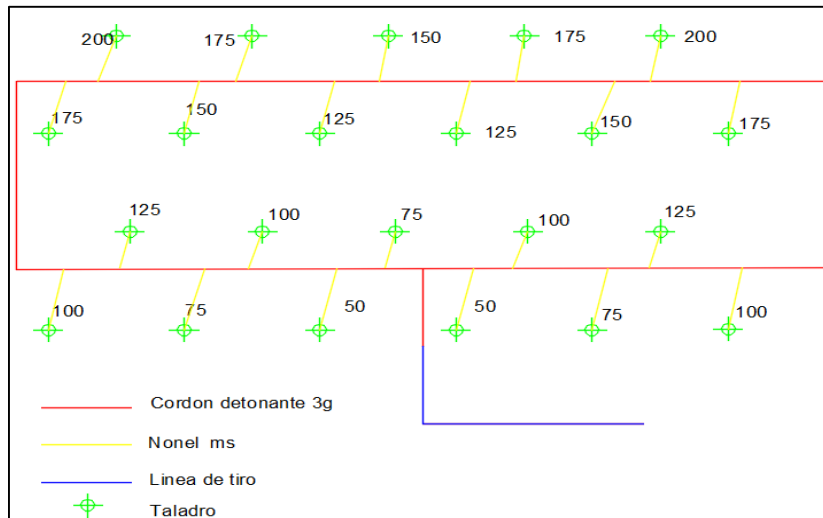


Figura 22. Retardo entre hilera, esquema de perforación propuesto.



Fuente: datos del proyecto

Figura 23. Secuencia de amarre y encendido



Fuente: datos del proyecto

Cuadro 36. Resumen variables de diseño.

VARIABLE	VALOR
Diámetro perforación (D)	3 pulgadas
Altura de banco (H)	6.5m
Burden (B)	1,7m
Espaciamiento (S)	1,95m
Burden efectivo (Be)	0,9m
Espaciamiento efectivo (Se)	3,3
Longitud voladura (LV)	12m
Ancho voladura (AV)	7m
Sobre perforación (J)	0,5m
Longitud taladro (L)	7m
Retacado (T)	1,8m
Carga de columna (Qc) (Anfo)	20,40kg
Carga de fondo (Qf) (Pentofex)	337,5g
Carga total taladro (Qt)	20,40kg
Altura carga de columna (hc)	5,02m
Altura carga de fondo (hb) (Pentofex)	0,18m
Tiempo retardo entre hileras (Tr)	25ms
Angulo de salida (Θ)	120°
N° de Barrenos	22
N° de hileras	4
N° de filas	6 al tresbolillo

Fuente: Datos del proyecto.

4.2.4 Control de vibraciones

Cuando se efectúan voladuras se generan movimientos sísmicos en el terreno y gran parte de la energía del explosivo se transfiere en ondas al macizo, las cuales se disipan con la distancia, esta energía es susceptible de afectar a estructuras cercanas al lugar de la voladura, por lo que es necesario una evaluación que contemple las posibles afectaciones.

Para esta evaluación se utilizara el criterio de prevención de daños que se encuentra contenido en la Norma UNE 22.381.93 “Control de vibraciones producidas por voladuras”, esta norma se desarrolla en función el tipo de trabajo a desarrollar, estructura a proteger, del tipo de terreno, de la distancia existente entre la voladura y la estructura, y la carga máxima del explosivo a detonar o carga operante.

En función del tipo d terreno y la estructura a considerar, queda delimitado el tipo de estudio para unas condiciones de carga secuencia y distancia determinadas. Las estructuras se clasifican en los siguientes grupos:

Grupo I: Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.

Grupo II: Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo, estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que por su fortaleza no presentan especial sensibilidad a las vibraciones.

Grupo III: estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que por su fortaleza presentan especial sensibilidad a las vibraciones.

Utilizando el Cuadro 38. Se puede conocer el tipo de estudio requerido siguiendo el siguiente proceso;

- a) Determinar el tipo de macizo rocoso sobre está cimentada la estructura de acuerdo con la velocidad sísmica. Se clasifica como macizo como formación rocosa media , para aquellas cuya velocidad sísmica se encuentra entre 2000 y 4000m/s
- b) Determinar el grupo de estructura en función de la clasificación.
- c) Determinar la distancia entre la voladura y la estructura en metros.
- d) Determinar la carga máxima instantánea en kg que se prevé detonar esa carga es la suma de todas las cargas de explosivo detonadas con el mismo tiempo, y para secuencias entre números superiores de 8mssi existen se considera la carga mayor.

En función del grupo de estructura y el tipo de macizo rocoso se corrigiera la carga instantánea multiplicándola por un factor f_e , que se considera la estructura a

preservar y un factor Fr , que se considera la frecuencia dominante que viene condicionada al tipo de macizo rocoso.

$$Q_c = Fr \times Fe \times Q \quad (25)$$

$$Q_c = 1 \times 0,26 \times 81,6 = 21,21 \text{ kg}$$

Donde;

Q_c = carga corregida en kg

Fr = factor macizo rocoso (Cuadro 42)

Fe = factor de estructura (Cuadro 42)

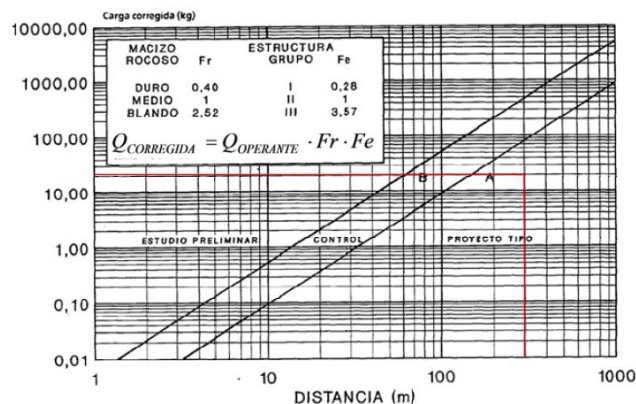
Q = carga máxima operante, en kg

Cuadro 37. Valores para Fe , Fr ,

Estructura Grupo	Fe	Macizo Rocosos	Fr
I	0,28	Duro	0,40
II	1	Medio	1
III	3,57	Blando	2,52

Fuente: Norma UNE 22.381.93

Cuadro 38. Tipo de estudio requerido.



Fuente: Norma UNE 22.381.93

Según los datos obtenidos el tipo de medida requerida es (proyecto Tipo) lo que significa que la carga instantánea de explosivo del proyecto es tan baja para la distancia calculada (300m) que es descartable cualquier incidencia de las vibraciones.

De igual manera se evaluó la incidencia de las vibraciones de forma teórica usando el modelo de predicción propuesto por el U.S Bureau of Mines, los valores obtenidos se encuentran por debajo de los VLP de las diferentes normas internacionales.

Cuadro 39. Velocidad de partícula pico

Nº de taladros	Explosivo (kg)	Distancia (m)	Velocidad de partícula mm/s
----------------	----------------	---------------	-----------------------------

6	122,4	100	33,7
		300	5,81
4	81,6	100	24,38
		300	4,2
2	40,8	100	13,98
		300	2,41
1	20,40	100	8,03
		300	1,3

Fuente: datos del proyecto

4.2.5 Predicción teórica de la fragmentación

El grado de fragmentación es un término genérico que se utiliza para definir la distribución granulométrica del material volado, que en función del proyecto que se desarrolla tiene sus propias necesidades. Para la predicción de la fragmentación se utilizara la ecuación Kusnetzov (1973).

Las ecuaciones del modelo matemático KUZ-RAM proporcionan una estimación del tamaño medio, la aplicación del modelo ha sido extensa y se ha aplicado tanto a datos publicados como experimentales, y en general, se dice que predice muy bien los tamaños gruesos pero es menos exacto para las fracciones más finas.

Ecuación Kusnetzov (1973)

$$X50 = A \left(\frac{V_o}{Q_e} \right)^{0,8} * Q_e^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{E} \right)^{0,633} \quad (26)$$

Dónde:

X50 = Tamaño medio del fragmento

A = factor de roca

V_o = Volumen de roca fragmentada por barreno (m³)

Q_e = explosivo por taladro (kg)

E = potencia en peso relativa del explosivo usado (100%-Anfo)

(A), es obtenido de la valorización del macizo rocoso, utilizando el índice de volabilidad propuesto por Cunningham (1987).

$$A = 0,004(RMD+JPS+JPA+RDI+HF)$$

RMD=descriptor masa rocosa

JPS=espaciamiento diaclasa

JPA= ángulo plano de diaclasas

RDI= influencia de la densidad

HF = factor de dureza

Cuadro 40. Ranking para el factor de roca KUZ-RAM (cunningham, 1987)

Parámetro	Valoración Banco	F	E	D
Descripción de la masa rocosa (RMD)		80	80	80
Polvoriento/Quebradizo	10			
Diaclasa do vertical	JPS+JPA			
Masiva	50			
Espaciamiento entre fracturas (JPS)		50	50	50
0,1m	10			
0.1 a sobre tamaño	20			
Sobre tamaño a tamaño de la malla	50			
Angulo plano de fractura (JPA)		30	30	30
Buza fuera de la cara	20			
Rumbo perpendicular a la cara	30			
Buza hacia la cara	50			
Influencia de la densidad (RDI)	RDI =25*SG-50	13,7	14,2	15,2
Factor de Dureza (HF)	E/3 E<50Gpa UCS/5 E>50 Gpa	5,6	8,423	6,89

Fuente: datos del proyecto.

$$A = 0,06(80 + 50 + 30 + 13,7 + 5,6) = 10,75 \quad (27)$$

$$X_{50} = 10,75 \left(\frac{21,54}{20,40} \right)^{0,8} * 20,40^{\frac{1}{6}} \left(\frac{115}{100} \right)^{0,633} = 19,80\text{cm} \quad (28)$$

Aplicando las ecuaciones se observan los siguientes resultados;

Cuadro 41. Tamaño medio de fragmento.

Banco	A	X ₅₀
F	10,75	19,80 cm
E	10,95	20,17cm
D	7,08	13,03 cm

Fuente: datos del proyecto.

4.5 COSTO PERFORACIÓN Y VOLADURA

Un aspecto relevante en el diseño de un esquema de perforación y voladura es el asociado con los costos su influencia global en la operación, por lo cual es imprescindible conocer sus cifras con el fin de tomar determinaciones que propicien el desarrollo de aspectos técnicos y de diseño que favorezcan las ganancias de la empresa.

Para llevar a cabo esto se realizó el análisis de costos para las operaciones actuales, y así mismo se analizaron por separado los dos costos que la componen. El primero de ellos corresponde al costo asociado a perforación y uso de explosivos. El segundo gasto está asociado a la reducción de tamaño secundario en el frente de explotación.

Así mismo hay que tener en cuenta que los equipos y máquinas que hacen parte de la operación de perforación, influyen en el costo de la misma. Para este cálculo se tiene en cuenta la depreciación, que es el mecanismo mediante el cual se reconoce el desgaste y pérdida de valor que sufre un bien o un activo por el uso que se haga de él. Los valores de referencia se encuentran contemplados por la legislación colombiana, (decreto 3019-1989).

4.5.1 Análisis costos diseño propuesto.

Cuadro 42. Costo operación perforadora.

Costo operación perforadora stenuik	
Precio	\$ 39.000.000
Mantenimiento 50%	\$ 19.500.000
Costo total	\$ 58.500.000
Vida útil	10.000 h

Fuente: datos del proyecto.

La vida operativa para sistemas de perforación montados se estima entre 10.000 a 15.000 horas para martillo en fondo, y la vida útil probable para el martillo es la mitad de la cifra indicada para la perforadora³⁵.

³⁵ LÓPEZ JIMENO, C. y., & GARCÍA BERMÚDEZ, P. MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS. Instituto geológico y minero de España, MADRID, (2003). P 4.

Cuadro 43. Costo operación martillo en fondo.

Costo operación martillo en fondo	
Precio	\$ 4.500.000
Mantenimiento 50%	\$ 2.250.000
Costo total	\$ 6.750.000
Vida útil	5.000h

Fuente: datos del proyecto.

Cuadro 44. Costo operación compresor

Costo operación compresor	
Precio	\$ 17.000.000
Mantenimiento 50%	\$ 8.500.000
Costo total	\$ 25.500.000
Vida útil	11.520hrs

Fuente: datos del proyecto.

El costo inicial del consumo de combustible para el compresor se obtuvo en campo según las características del equipo de perforación actual, se prevee un aumento del 30% respecto al consumo actual.

Cuadro 45. Costos por concepto de combustible compresor

Costos por concepto de combustible compresor	
Consumo	Precio gal
6.5gal/h	\$ 7905

Fuente: datos del proyecto.

Cuadro 46. Costo mano de obra perforación.

Costo horario	
Personal	Costo
Perforista	6.128\$/h
Ayudante perforista	6.128\$/h

Fuente: datos del proyecto.

Para la estimación de la vida útil de los aceros, se toman los valores orientativos (vida de accesorios en banco), dados por *Lopez de Jimeno*. para brocas de martillo en fondo. Los valores oscilan entre 1.200 a 2.500 para rocas poco abrasivas.. Teniendo en cuenta las condiciones de la roca y la baja abrasividad para la roca caliza se toma un valor de 1500m³⁶.

³⁶LÓPEZ JIMENO, C. y., & GARCÍA BERMÚDEZ, P. MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS. Instituto geológico y minero de España, MADRID, (2003). P 4

Cuadro 47. Costo por aceros de perforación

Costo por aceros de perforación		
Accesorio	Vida útil promedio	Precio unitario
Broca de 76,2mm	1500m	850.000
Tubos de perforación	1500m	530.000

Fuente: datos del proyecto.

En la tabla 53 se presenta un resumen del costo de perforación relacionado con las cantidades y tiempos utilizados para el desarrollo de la operación en la mina el tesoro.

Cuadro 48. Cuadro costo horario

Costo operación perforadora	Costo operación martillo	Costo aceros	Costo operación compresor	Combustible	Mano de obra
5850.\$/h	1350 \$/h	7.939 \$/h 4950\$/h	2.213,54\$/h	51.382.5 \$/h	12.256 \$/h
Costo total por hora			85.941,04\$/h		

Fuente: datos del proyecto.

Para estimar el costo por metro perforado se tendrá en cuenta la velocidad de perforación. En el capítulo anterior *Abaco Velocidades de penetración obtenidas en diferentes condiciones de trabajo*) 0,3m/min, este factor lo relacionaremos en la velocidad media de perforación que incluye: emboquille, adición de tubos, extracción de tubos, cambio de taladro.

La perforación con martillo de fondo mantiene constante la velocidad de penetración con la profundidad, puesto que las tuberías no constituyen el medio físico de transmisión de la energía de percusión, siendo utilizado solo para canalizar el aire y efectuar la rotación.

Cuadro 49. velocidad media de perforación

Labor	Tiempo observado
Emboquille	1min
Adición de tubos	4min
Quitada de tubo	4min
Cambio de taladro	3min
Perforación total taladro 7m	23,33min
Tiempo total	35,33min/Taladro
Velocidad media de perforación	0,19m/min

Fuente: datos del proyecto.

Analizando el cuadro anterior se determina una velocidad media de perforación de 11,88 metros por hora por lo tanto;

Cuadro 50. costo metro perforado

Costo operación perforadora	Costo operación martillo	Costo aceros	Costo compresor	Costo combustible	Mano de obra
492,42\$/m	113,63\$/m	668,26\$/m	186,32\$/m	4.325,12\$/m	1031,64\$/m
		416,66\$/m			
Costo total por metro perforado		7.234,05\$/m			

Fuente: datos del proyecto.

Cuadro 51. costo explosivo diseño propuesto (Ver anexo U)

Explosivo-accesorio	unidad	Cantidad	Costo unitario	Costo total por voladura \$
Anfo fexar	Kg	448.8	4.184	\$1.877.779,2
Pentofex 337,5g	und	22	15.306	\$336.732
Detonador exel ms	und	22	10.527	\$231.594
Cordón 3g	M	36	556	\$20.016
Full común nº 8	und	2	649	\$1298
Mecha lenta	m	4	653	\$2612
Subtotal				\$2.470.031,2
Costo escolta				\$400.000
Total				\$2.870.031,2

Fuente: datos del proyecto.

Cuadro 52. Resumen costo perforación y voladura

Resumen costo perforación y voladura	
Cantidad de material volado	860 m3
Metros perforados	154m
Costo explosivo	\$ 2.870.031,2
Costo por perforación	\$1.114.043,7
Costo por voladura	\$ 3.984.074,9 + 42% impuestos = 5.657.386,8
Costo total por metro cubico	6.578.35\$/m3

Fuente: datos del proyecto.

4.5.2 Costo asociado a fragmentación secundaria

Para lograr el punto óptimo de fragmentación, la implementación de esquemas de perforación es susceptible de análisis en campo como medida conservadora

Con el diseño propuesto, se define como medio de fragmentación secundaria para los posibles sobre tamaños, el uso de la retro excavadora de oruga con una intensidad de trabajo del 40% del tiempo actual. En relación al tiempo proyectado para fragmentar los sobre tamaños se tendría el equivalente 38,4 horas mensuales.

Cuadro 53. Costo asociado a fragmentación secundaria

Costo operación excavadora de oruga		
Precio	\$ 250.000.000	
Mantenimiento 50%	\$ 125.000.000	
Costo total	\$ 375.000.000	
Vida útil	23040 horas	
Costo asociado a combustible		
consumo	Precio gal	Costo mensual
5 gal/h	\$ 7.905	\$1.517.760
Costo operador excavadora de oruga		
Operario	1	
Costo horario	7.476,85\$/h	
Resumen costos reducción secundaria por hora		
Costo de operación excavadora	Costo combustible retroexcavadora	Operario retroexcavadora
16.276,04\$/h	\$ 39,525/h	7.476,85\$/h
Costo total por hora		63.277,89\$/h
Costo total fragmentación secundaria m3		
Material volado	860m ³	
Costo operación retro	781.249,92	
Combustible	1.517.760	
Operario	287.111,04	
Costo total	2.586.120,96	
Costo total metro cubico	3.007,11\$/m³	

Fuente: datos del proyecto.

Cuadro.54 costo total

Costo total perforación-voladura-fragmentación secundaria	
Perforación y voladura	6.578,35\$/m³
Fragmentación secundaria	3.007,11\$/m³
Costo total metro cubico	9.585,46\$/m³

Fuente: datos del proyecto.

Cuadro 55. .Comparación costos.

Costo-operación		Costo total
Costo perforación y voladura actual	4.818,911\$/m3	19.560,90\$/m3
Costo fragmentación secundaria operación actual	14.741,99\$/m3	
Costo perforación y voladura diseño propuesto	6.578,35\$/m3	9.585,46\$/m3
Costo fragmentación secundaria diseño propuesto	3.007,11\$/m3	

Fuente: datos del proyecto.

4.6 CONDICIONES DE SEGURIDAD

En toda actividad que requiera de la utilización y transporte de agentes y accesorios de voladura debe tenerse especial cuidado al realizar dicha tarea. En la normatividad colombiana se refiere a dicho tema de manera muy clara en el decreto 334 de 2002 (Normas en Materia de Explosivos) y decreto 1886 de 2015 (Reglamento de Seguridad en las Labores Mineras Subterráneas) en su Título VI referente a los explosivos³⁷, se disponen claramente los procedimientos básicos en el depósito y disposición de los explosivos en las labores mineras subterráneas para mantener la seguridad de dichas excavaciones. A continuación se muestra un resumen de esta normatividad y los aspectos más relevantes.

Por otro lado el ente rector a nivel nacional del control de armas de fuego y sus municiones, explosivos y sus accesorios, Departamento control y comerci3 de armas, municiones y explosivos (DCCA), requiere en las visitas de inspección, un esquema final de voladura y un acta de quema por cada voladura ejecutada³⁸. Los anteriores fueron diseñados en el proyecto. (Ver anexo V)

³⁷ Ministerio de Minas y Energía. Decreto 1886 “Por el Cual se Establece el Reglamento de Seguridad en las Labores Mineras Subterráneas”. Bogotá. 21 de Septiembre de 2015.

³⁸ Ministerio de protección social, Guía de adquisición de explosivos y accesorios de voladura.

4.6.1 Almacenamiento de explosivos.

- Los explosivos y accesorios de voladura deben almacenarse en construcciones independientes para cada material, con buena ventilación y a prueba de balas y explosiones. En la mina se disponen de construcciones independientes y separadas por 42 metros en el nivel 2 (Polvorín Tipo 1), una para accesorios de voladura y la otra para el almacenamiento de agentes explosivos en el interior de la mina.
- Prohibido el almacenamiento en los polvorines de materiales metálicos o que sea diferente al uso para el que fue creado.
- Debe existir la debida señalización del acceso a los polvorines y disponerse en un radio no menor de 10 metros, señales de peligro, etc.
- Es de obligatoriedad la disposición de extintores en el interior y exterior de los polvorines, adecuados al tipo de sustancia.

Queda rotundamente prohibida la preparación de cebos en el interior de los polvorines o sus cercanías, además de estar prohibido fumar al interior de estos o de la mina.

En este proyecto de diseño el (PETS) PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO ALMACENAMIENTO DE EXPLOSIVOS (Ver anexo W)

4.6.2 Transporte de explosivos

- El transporte de explosivos se realizara únicamente por personal capacitado.
- Los explosivos y accesorios de voladura deben transportarse en alojamientos que los protejan de los golpes y de la ignición.
- Deben transportarse de manera separada a una distancia no menor de 50 metros los agentes de voladura y los accesorios iniciadores.
- Debe transportarse únicamente el material necesario para la voladura, el excedente debe devolverse inmediatamente al encargado del polvorín.

La entrega y despacho de los explosivos debe hacerlo únicamente la persona encargada del polvorín.

En este proyecto de diseño el PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO TRANSPORTE DE EXPLOSIVOS (Ver anexo X)

4.6.1 Manejo de explosivos

- El manejo y uso de los explosivos debe realizarlo el personal debidamente capacitado y certificado por el SENA u otras instituciones autorizadas por la Escuela de Ingenieros Militares.
- Las conexiones de las voladuras deben ser realizadas por el operador de explosivos (perforador y su ayudante).
- Se debe utilizar un detonador por cada barreno.
- Las cargas explosivas al ser ingresadas a los barrenos no deben retirarse.
- Antes de realizar la voladura el operador de explosivos (perforador y su ayudante) debe dar aviso al personal, para que se ubique en sitios seguros. Dando avisos o colocando barreras de personas para no ingresar a dicha labor.
- Cuando se presenten fallos en las voladuras, deben revisarse cuidadosamente las conexiones, repararlas si es el caso y efectuar una nueva detonación.

Cuando una carga explosiva no detona, el perforador que lo realizo deberá hacer un barreno a una distancia de 30 cm con una dirección paralela; su cargue y detonación debe realizarla el operador de explosivos.

En este proyecto de diseño el (PETS) PROCEDIMIENTO ESCRITO DE TRABAJO SEGURO CARGUE DE FRENTE CON ANFO Y DETONADOR NONEL. (Ver anexo Y)

5. CONCLUSIONES

Se identificaron los bancos que afloran en el área de estudios (D, E, f, G), y parte de una secuencia de arcillolitas que infra yace el banco D, todos pertenecientes al conjunto intermedio de la formación belencito, no se detectaron estructuras tectónicas que afecten el área de estudio, como fallas o plegamientos.

El macizo rocoso en general posee tres familias de diaclasas con orientación espacial y características de resistencia que favorecen la estabilidad del talud, mediante ensayos de laboratorio y observación de campo se encontró que los tres bancos guardan características similares que los clasifica en un rango común, con RMR de 80 y GSI de 80, la estabilidad se cualifico como buena con la clasificación SMR. Se considera la roca difícil de volar según la estimación cualitativa de la volabilidad.

El diseño actual de la voladura no obedece parámetros técnicos que relacionen propiedades estructurales o físicas de la roca, su ejecución parte de la experiencia de los mineros y los resultados con voladuras previas.

Considerando las comunidades aledañas a la zona de operación la empresa opta por hacer voladuras periódicas (una por semana) y de menor tamaño, con el fin de evitar el posible impacto ambiental. Para la determinación de estas medidas no se tiene ningún criterio técnico que evalúe o establezca límites que permitan cuantificar los efectos de la voladura.

Según los criterios teóricos para la evaluación del impacto por vibración en las estructuras aledañas, donde se relaciona la carga operante y la distancia al punto de afectación, se considera que el diseño actual se encuentra dentro de los valores límites permisibles, sin embargo la forma en que esta se ejecuta genera una gran preponderancia al aumento de factores como ruido, vibración.

El consumo específico actual es de 0,3kg/m³ el cual según la teoría es un valor razonable, en la fragmentación más del 90% del material volado presenta una dimensión promedio a la requerida que es de ente (30 a 40 cm), por lo que en la voladura se observa una pobre fragmentación y gran parte del material removido se fragmenta siguiendo una tendencia a las dimensiones impuestas por las discontinuidades presentes en el terreno.

Los costos más representativos en el diseño de voladura actual son por parte de la fragmentación secundaria ocupando aproximadamente un 74% del costo total por metro cubico volado, Con el diseño propuesto se logra una reducción de hasta el

50,99% por metro cubico volado en las operaciones que involucran la perforación y voladura, incluyendo la reducción secundaria, por tanto es un opción rentable.

El diseño propuesto es viable teniendo en cuenta que representa una gran reducción en el costo de la extracción de la roca, guardando parámetros que respetan la normativa ambiental.

El realiza la evaluación constantes de las voladuras, le permite a la empresa seguir reducción costos asociados a la perforación y voladura así como el costo global de la operación.

6. RECOMENDACIONES

- Implementar el equipo de perforación propuesto, el cual es adecuado a la operación actual, beneficiando aspectos de rendimiento y diseño geométrico de la malla propuesta, con el fin de garantizar una fragmentación que aumente la rentabilidad de la operación.
- Al plantear el esquema de perforación se deberá tener un frente de trabajo libre de escombros, los puntos de perforación deberán guardar en lo posible la simetría relacionada con las dimensiones de la malla propuesta.
- Recolectar información en la operación de perforación ya que es una buena manera de conocer características de la roca y cambios litológicos, esta información debe ser suministrada al encargado con el fin de tomar las medidas pertinentes que garanticen una buena voladura.
- Capacitar al personal en aspectos de perforación y voladura mostrando su incidencia en los resultados finales y los beneficios de ejecutar dichas tareas de la forma más adecuada, de igual forma Socializar los procedimientos de trabajo seguro diseñados en el proyecto para que los trabajadores den adecuado manejo, uso y cargue de los explosivos, ya que en el debido proceso de realización del presente proyecto se observaron inconsistencias.
- Realizar ajustes en campo al esquema de perforación y voladura con el fin de eliminar en su totalidad o en gran medida el porcentaje de sobre tamaños, los cuales influyen el costo global de la operación, encareciendo el costo por metro cubico de roca volada.
- Concluir la adecuación del polvorín para el almacenamiento de explosivo de esta manera se tendrá disponible amplia del explosivo y accesorios, reduciendo los costos por concepto de escolta.

BIBLIOGRAFÍA

Arroyave Álvaro Correa, información minera de Colombia la Geomecanica en la perforación y voladura de rocas.

GONZALEZ DE VALLEJO LUIS, Ingeniería Geológica, Madrid, 2002.

Instituto de Hidrología, Meteorología y estudios ambientales (IDEAM) 2017

KONYA Calvin J, DISEÑO DE VOLADURAS. Montville, Ohio: Intercontinental Development. , (1995).

LÓPEZ JIMENO, C. y., & GARCÍA BERMÚDEZ, P. MANUAL DE PERFORACIÓN Y VOLADURA DE ROCAS. Instituto geológico y minero de España, MADRID, (2003).

Ministerio de Minas y Energía. Decreto 1886 “Por el Cual se Establece el Reglamento de Seguridad en las Labores Mineras Subterráneas”. Bogotá. 21 de Septiembre de 2015.

Ministerio de protección social, Guía de adquisición de explosivos y accesorios de voladura.

NUÑEZ MELCHISEDEC, Programa de Trabajos y Obras, Contrato De Concesión Minera N. ILI-1611, NOBSA, 2009.

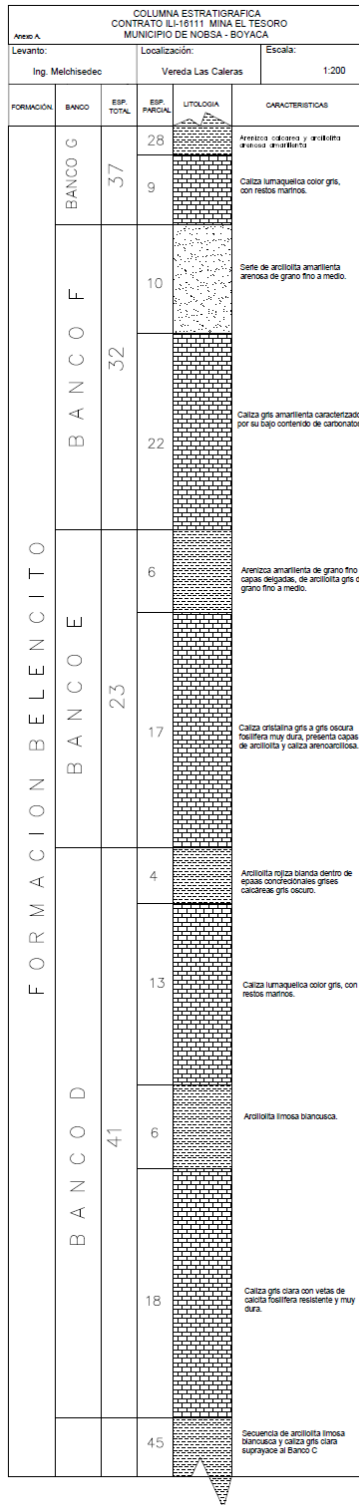
ORTIZ Julián, Apuntes de curso de explotación de minas, Universidad de Chile, facultad de ciencias físicas y matemáticas departamento de ingeniería de minas.

Reyes Italo, Geología de la región Duitama-Sogamoso-Paz Del Rio (departamento de Boyacá),Tunja, Universidad Pedagógica y Tecnológica de Colombia,1984.

Rodríguez Erasmo, Rodríguez Inés, Ulloa Carlos. Geología de la plancha 172 paz de río, Bogotá, DC, Ministerio de minas y energía, 2003.

ANEXOS

Anexo A. columna Estratigráfica



Anexo B. Maquinaria y personal de la empresa

MAQUINARIA EN PLANTA

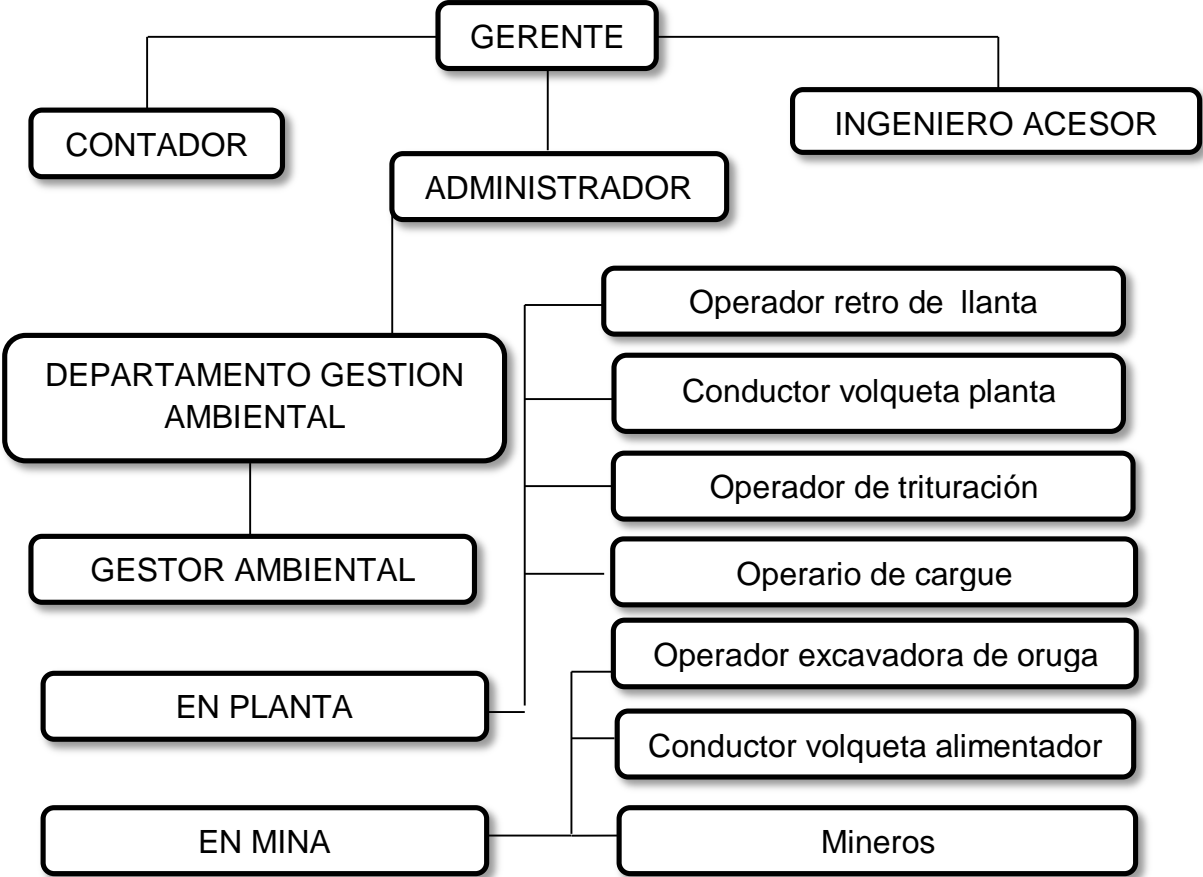
Maquinaria en planta			
TIPO	MARCA	SERIE-MODELO	capacidad
Volqueta	Ford	54	9 ton
Trituradora de mandíbula	Pionner	KNN 2996 (15x36)	24m ³ /hora.
Trituradora de mandíbula	Lokomo	50805 (12x24)	20m ³ /hora
Molino de martillos	Diseñado por la empresa	Diseñado por la empresa	30 ton/hora
Clasificador 1 Clasificador cilíndrico en malla	Diseñado por la empresa	Diseñado por la empresa	Clasificación de granulometrías: ½" y ¾"
Clasificador 2 Clasificador cilíndrico en malla	Diseñado por la empresa	Diseñado por la empresa	Clasificación de granulometrías: ½" y ¾"
Criba 1Badeja vibratoria de un solo nivel	Diseñado por la empresa	Diseñado por la empresa	
Criba 2 Bandeja vibratoria de un solo nivel	Diseñado por la empresa	Diseñado por la empresa	
Banda montada en rodillos	Diseñado por la empresa	4 lonas	

MAQUINARIA EN FRENTE

MAQUINARIA EN FRENTE			
TIPO	MARCA	SERIE-MODELO	CAPACIDAD
perforadora	Chicago	Desconocido	
compresor	Ingersolrand	2150S	185cfm 7-25 bar
Excavadora de llanta	JhonnDeere 510	510	1m3
Excavadora sobre oruga	Jhonn Deere	690 ELC	1m3
Excavadora sobre oruga	Caterpillar	320 C	1m3
Volqueta alimentadora	Ford	56	10 M3

Fuente: datos del proyecto.

Organigrama empresa



Fuente: datos del proyecto.

Anexo C. Fotografía cargue y transporte



Fuente: datos del proyecto.

Anexo D. Cálculo de las propiedades físicas de la roca

ρ (gr/cm ³)	ρ_d (gr/cm ³)	ρ_{sat} (gr/cm ³)	W %	S %	N %	e	γ (KN/m ³)	γ_d (KN/m ³)	γ_{sat} (KN/m ³)
2,29	2,28	2,31	0,42	36,25	2,66	0,009	22,64	22,54	22,80
2,94	2,93	2,97	0,30	25,00	3,63	0,009	29,04	28,95	29,31
2,59	2,57	2,61	0,77	46,15	4,33	0,020	25,57	25,37	25,80
2,56	2,54	2,57	0,78	57,14	3,50	0,020	25,24	25,04	25,38
2,55	2,52	2,57	1,14	69,23	4,19	0,030	25,22	24,93	25,34
2,55	2,55	258	0,19	16,66	3,00	0,005	25,19	25,14	25,43
PROMEDIO									
2,58	2,57	2,60	0,60	41,74	3,55	0,02	25,48	25,33	25,68

Fuente: Laboratorio de suelos y rocas, Seccional Sogamoso.

P	Densidad total de la muestra
Pd	Densidad seca de la muestra
Psat	Densidad saturada de la muestra
W	porcentaje de humedad
S%	Porcentaje de saturación

n%	Porosidad primaria
e	Relación de vacíos
γ (KN/m³)	Densidad total
γ_d (KN/m³)	Densidad seca
γ_{sat} (KN/m³)	Densidad saturada

ρ (gr/cm ³)	ρ_d (gr/cm ³)	ρ_{sat} (gr/cm ³)	W %	S %	N %	e	γ (KN/m ³)	γ_d (KN/m ³)	γ_{sat} (KN/m ³)
2,29	2,28	2,31	0,42	36,25	2,66	0,009	22,64	22,54	22,80
2,94	2,93	2,97	0,30	25,00	3,63	0,009	29,04	28,95	29,31
2,59	2,57	2,61	0,77	46,15	4,33	0,020	25,57	25,37	25,80
2,56	2,54	2,57	0,78	57,14	3,50	0,020	25,24	25,04	25,38
2,55	2,52	2,57	1,14	69,23	4,19	0,030	25,22	24,93	25,34
2,55	2,55	258	0,19	16,66	3,00	0,005	25,19	25,14	25,43
PROMEDIO									
2,58	2,57	2,60	0,60	41,74	3,55	0,02	25,48	25,33	25,68

Fuente: Laboratorio de suelos y rocas, Seccional Sogamoso.

Anexo. E Resultados del ensayo a compresión simple.

ESPECIFICACION	M1	M2	M3	M4	M5	M6
	BANCO D		BANCO E		BANCO F	
Forma de la muestra	Cilíndrica	Cilíndrica	Cilíndrica	Cilíndrica	Cilíndrica	Cilíndrica
ALTURA (H) cm	9,11	8,91	4,95	9,05	10,12	9,91
DIAMETRO (cm)	4,74	4,72	4,70	4,64	4,71	4,80
PESO MUESTRA (gr)	409,30	401,0	408,60	420,0	452,20	436,20
AREA (cm²)	17,64	17,49	17,34	16,90	17,42	18,09
VOLUMEN (cm³)	160,75	155,90	155,27	153,02	176,32	179,32
ρ (gr/cm³)	2,54	2,57	2,63	2,74	2,56	2,43
σ_c (MPa)	33,04	31,09	68,36	27,26	53,66	18,84
PROMEDIO σ_c (MPa)	38,70					

Fuente: Laboratorio de suelos y rocas, Seccional Sogamoso.



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION



Código: A-GL-E01-F03

Versión: 03

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS

FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO

LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

ENSAYO DE COMPRESION SIMPLE PARA ROCAS - (ASTM D 2166-91)

L.S.R.

DATOS DEL CLIENTE:

NOMBRE: CALIZAS NOBSA EMPRESA: CALIZAS NOBSA CONSECUTIVO: 201611213-044
 DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBSA CEDULA: 4178895 NIT: 4178895-4
 TELEFONO: 3115799577 FAX: E-MAIL: andresdavid.martinez@uptz.edu.co

PROYECTO: CONTRATO DE CONCESION ILI-116
 LOCALIZACION: VEREDA LA CAPILLA - NOBSA
 MUESTRA: M6 FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2016

DESCRIPCION: BANCO F COORDENADAS: X: 1228701.14 HORIZONTAL: 2888
 Y: 1123895.8

DESPLAZAMIENTO VERTICAL \pm (0,01 mm)	RESISTENCIA A (KN)	DEFORMACION UNITARIA (ε)	ESFUERZO (KPa)	ESFUERZO σ (MPa)
0	0	0,00000000	0,00	0,00
10	2,1	0,00100908	1160,50	1,16
20	3,8	0,00201816	2099,96	2,10
30	4,4	0,00302725	2431,53	2,43
40	6,6	0,00403633	3647,30	3,65
50	7,9	0,00504541	4365,71	4,37
60	10,9	0,00605449	6023,57	6,02
70	12,2	0,00706357	6741,98	6,74
80	16,8	0,00807265	9173,51	9,17
90	20,1	0,00908174	11107,69	11,11
100	20,5	0,01009082	11328,74	11,33
110	22,5	0,01109990	12433,96	12,43
120	23,5	0,01210898	12986,60	12,99
130	28,9	0,01311806	15970,76	15,97
140	30,9	0,01412714	17076,00	17,08
150	34,1	0,01513623	19844,39	19,84
160	33,7	0,01614531	19823,34	19,82

CONTRATO DE CONCESION ILI-116	
No. DE MUESTRA	M6
FORMA DE MUESTRA	cilíndrica
ALTURA (cm)	9,910
DIAMETRO (cm)	4,800
PESO MUESTRA (gr)	436,200
AREA (cm ²)	18,096
VOLUMEN (cm ³)	179,327
γ (gr/cm ³)	2,432
σ _u (MPa)	19,84
E (MPa)	1555,32

σ _u (MPa)	19,84
Resist (KN)	34,1



[Signature]
 Ing. Geólogo - Esp. Geotecnia Vial
 Laboratorio

[Signature]
 Director IFIME



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION



Código: A-GL-E01-F03

Versión: 03

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
 FACULTAD SECCIONAL SOGOMOSO
 LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

ENSAYO DE COMPRESION SIMPLE PARA ROCAS - (ASTM D 2166-91)

L.S.R.

DATOS DEL CLIENTE:

NOMBRE: CALIZAS NOBSA EMPRESA: CALIZAS NOBSA
 DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBSA CEDULA: 4178895 NIT: 4178895-4
 TELEFONO: 3115799577 FAX: E-MAIL: andresdavid.martinez@uptc.edu.co

CONSECUTIVO: 201611213-044

PROYECTO:
 LOCALIZACION:

CONTRATO DE CONCESION ILI-116
 VEREDA LA CAPILLA - NOBSA

MUESTRA:

M1

FECHA: 18 DE DICIEMBRE DE 2016

DESCRIPCION:

BAMCO D

COORDENADAS:

X: 1226795,14

H(msnm): 2669

Y: 1170923,8

DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm)	RESISTENCIA A (KN)	DEFORMACION UNITARIA (e)	ESFUERZO (KPa)	ESFUERZO O (MPa)
0	0	0,00000000	0,00	0,00
10	3,8	0,00109789	2153,46	2,15
20	5,2	0,00219539	2946,84	2,95
30	8,8	0,00329308	4986,96	4,99
40	9,2	0,00439078	5213,64	5,21
50	10,8	0,00548847	6120,36	6,12
60	15,5	0,00658617	8783,85	8,78
70	19,1	0,00768386	10823,98	10,82
80	19,7	0,00878156	11164,00	11,16
90	20,7	0,00987925	11730,70	11,73
100	24,7	0,01097695	13997,50	14,00
110	27,5	0,01207464	15584,26	15,58
120	32,4	0,01317234	18361,09	18,36
130	40,9	0,01427003	23178,04	23,18
140	47,7	0,01536773	27031,60	27,03
150	50,3	0,01646542	28505,02	28,51
160	58,1	0,01756312	32925,29	32,93
170	58,3	0,01866081	33038,63	33,04
180	58,2	0,01975851	32981,96	32,98

CONTRATO DE CONCESION ILI-116	
No. DE MUESTRA	M1
FORMA DE MUESTRA	cilindrica
ALTURA (cm)	9,110
DIAMETRO (cm)	4,740
PESO MUESTRA (gr)	406,300
AREA (cm ²)	17,946
VOLUMEN (cm ³)	180,755
γ (gr/cm ³)	2,546

σ_c (MPa)	33,04
B (MPa)	3567,38

σ_c (MPa)	33,04
Resist (KN)	58,3



Rafael Bernango
 RAFAEL BERNANGO NÚÑEZ ESPITIA
 Ing. Geólogo - Exp. Geotécnica Vial
 Laboratorio

Luis Ángel Lara
 LUIS ÁNGEL LARA GONZÁLEZ
 Director IRME



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION

Código: A-GL-E01-F03

Versión: 03

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
 FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
 LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

L.S.R.

ENSAYO DE COMPRESION SIMPLE PARA ROCAS - (ASTM D 2166-91)

DATOS DEL CLIENTE:

NOMBRE: CALIZAS NOBSA
 DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBSA
 TELEFONO: 3115799577
 EMPRESA: CALIZAS NOBSA
 CEDULA: 4178895
 NIT: 4178895-4
 E-MAIL: andresdavid.martinez@uptc.edu.co

CONSECUTIVO: 201611213-044

PROYECTO: M3
 LOCALIZACION: VEREDA LA CAPILLA - NOBSA
 MUESTRA: M3
 CONTRATO DE CONCESION ILI-116
 FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2016

DESCRIPCION: BAMCO E
 COORDENADAS: X: 1220791,14 Y: 1129905,8
 Hm=mm= 2568

DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm)	RESISTENCIA A (KN)	DEFORMACION UNITARIA (ε)	ESFUERZO (KPa)	ESFUERZO (MPa)
0	0	0,00000000	0,00	0,00
10	0,9	0,00111732	518,75	0,52
20	2	0,00223464	1152,77	1,15
30	2,9	0,00335196	1671,52	1,67
40	8,7	0,00446927	5014,57	5,01
50	17,7	0,00558659	10202,06	10,20
60	40,2	0,00670391	23170,77	23,17
70	59,1	0,00782123	34064,49	34,06
80	91,3	0,00893855	52624,16	52,62
90	118,6	0,01005587	68359,53	68,36
100	117,9	0,01117318	67956,08	67,96

CONTRATO DE CONCESION ILI-116	
No. DE MUESTRA	M3
FORMA DE MUESTRA	cilindrica
ALTURA (cm)	3,950
DIAMETRO (cm)	4,700
PESO MUESTRA (gr)	408,600
AREA (cm²)	17,349
VOLUMEN (cm³)	155,278
γ (gr/cm³)	2,631
σ _u (MPa)	68,36
σ (MPa)	15347,03

σ _u (MPa)	68,36
Resist (KN)	118,6



Rafael Herrando
 RAFAEL HERRANDO PEREZ ESPINOSA
 Ing. Geólogo - Exp. Geotecnia Vial
 Laboratorio

Luisangel Lara
 LUISANGEL LARA GONZALEZ
 Director IRIME



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION



Código: A-GL-E01-F03

Versión: 03

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS

FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO

LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

ENSAYO DE COMPRESION SIMPLE PARA ROCAS - (ASTM D 2166-91)

DATOS DEL CLIENTE:

NOMBRE: CALIZAS NOBSA
 DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBSA
 TELEFONO: 3115799577
 EMPRESA: CALIZAS NOBSA
 CEDULA: 4178895
 NIT: 4178895-4
 E-MAIL: andresdavid.martinez@uptc.edu.co

PROYECTO: VEREDA LA CAPILLA - NOBSA
 LOCALIZACION: VEREDA LA CAPILLA - NOBSA
 MUESTRA: M4
 CONTRATO DE CONCESION ILI-116
 FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2016

DESCRIPCION: BÄMCO E
 COORDENADAS: X: 1228791,14 Y: 1123995,8
 Numero: 2049

DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm)	RESISTENCIA A (KN)	DEFORMACION UNITARIA (ε)	ESFUERZO (KPa)	ESFUERZO σ (MPa)
0	0	0,00000000	0,00	0,00
10	2,5	0,00110497	1478,48	1,48
20	4,6	0,00220994	2720,40	2,72
30	11,9	0,00331492	7037,54	7,04
40	14,6	0,00441989	8634,30	8,63
50	17,5	0,00552486	10349,33	10,35
60	19,2	0,00662983	11354,69	11,35
70	22,5	0,00773481	13305,26	13,31
80	25,4	0,00883978	15021,31	15,02
90	30,1	0,00994475	17800,85	17,80
100	35,2	0,01104972	20815,94	20,82
110	41,7	0,01215470	24680,97	24,66
120	46,1	0,01325967	27263,09	27,26
130	45,9	0,01436464	27144,81	27,14

CONTRATO DE CONCESION ILI-116	
No. DE MUESTRA	M4
FORMA DE MUESTRA	cilindrica
ALTURA (cm)	9,050
DIAMETRO (cm)	4,640
PESO MUESTRA (gr)	420,000
AREA (cm²)	16,909
VOLUMEN (cm³)	153,029
γ (gr/cm³)	2,745

σ _y (MPa)	27,26
σ _y (KN)	2890,12

σ _y (MPa)	27,26
Resist (KN)	46,1



[Signature]
 Ingen. RAFAEL VERNANDEZ PEREZ ESPINO
 Ing. Geólogo - Exp. Soledad Vial
 Laboratorio

[Signature]
 Ingen. LUIS ANIBAL LARA BORGES
 Director IIME

Calle 4 Sur No. 15-133, Tels: 7723537716 - 7705480 - 7707721, Ext: 2634 - 2635, Email: iime@uptc.edu.co



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION



Código: A-GL-E01-F03

Versión: 03

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
 FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
 LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

L.S.R.

ENSAYO DE COMPRESION SIMPLE PARA ROCAS - (ASTM D 2166-91)

DATOS DEL CLIENTE: CONSECUTIVO: 201811213-044

NOMBRE: CALIZAS NOBSA EMPRESA: CALIZAS NOBSA

DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBSA CEDULA: 4178895 NIT: 4178895-4

TELEFONO: 3115799577 FAX: E-MAIL: andresdavid.martinez@uptc.edu.co

PROYECTO: CONTRATO DE CONCESION ILI-116

LOCALIZACION: VEREDA LA CAPILLA - NOBSA

MUESTRA: M5 FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2018

DESCRIPCION: BANCO F COORDENADAS: X: 1228791,14 H(masnm): 2569

Y: 1125995,8

DESPLAZAMIENTO VERTICAL x (0,01 mm)	RESISTENCIA A (KN)	DEFORMACION UNITARIA (d)	ESFUERZO (KPa)	ESFUERZO O (MPa)
0	0	0,00000000	0,00	0,00
10	1,9	0,00098814	1090,49	1,09
20	4,2	0,00197628	2410,56	2,41
30	6,3	0,00296443	3615,84	3,62
40	10,3	0,00395257	5911,61	5,91
50	15,2	0,00494071	8723,92	8,72
60	22,7	0,00592885	13028,49	13,03
70	23,9	0,00691700	13717,22	13,72
80	34,6	0,00790514	19858,41	19,86
90	50,9	0,00889328	29213,67	29,21
100	61,1	0,00988142	35087,88	35,07
110	70,8	0,01086957	40635,12	40,64
120	72,9	0,01185771	41840,40	41,84
130	75,2	0,01284585	43160,47	43,16
140	81,3	0,01383399	46661,52	46,66
150	86,1	0,01482213	49416,44	49,42
160	90,4	0,01581028	51884,39	51,88
170	93,5	0,01679842	53663,61	53,66
180	92,6	0,01778656	53147,07	53,15

CONTRATO DE CONCESION ILI-116

No. DE MUESTRA	M5
FORMA DE MUESTRA	cilindrica
ALTURA (cm)	10,120
DIAMETRO (cm)	4,710
PESO MUESTRA (gr)	452,200
AREA (cm ²)	17,423
VOLUMEN (cm ³)	178,324
γ (g/cm ³)	2,565

σ_c (MPa)	53,66
f_l (MPa)	6987,38

σ_c (NPa)	53,66
Resist (KN)	93,5



Rafael Bernando Pérez Esbita
 Ing. Geólogo - Esp. Geotecnia Vial
 Laboratorio

Luís Ángel Lara González
 Director IFIME



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION

Código: A-GL-E01-F03

Versión: 03

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS

FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO

LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

ENSAYO PROPIEDADES FISICAS - PARA ROCAS - (ASTM D 2166-91)

DATOS DEL CLIENTE

CONSECUTIVO: S-20161213-044

NOMBRE:	CALIZAS NOBSA	EMPRESA:	CALIZAS NOBSA
DIRECCION:	VEREDA LA CAPILLA NOBSA	CÉDULA:	4178896
TELÉFONO:	3115799577	Fax:	
		E-mail:	andresdavid.martinez@uplc.edu.co
PROYECTO:	CONTRATO DE CONCESION IJ-116 - VEREDALA CAPILLA - MUNICIPIO DE NOBSA	FECHA:	16 DE DICIEMBRE DE 2016
MUESTRA:	M2	COORDENADAS:	X: 1228791,14
DESCRIPCION:	BANCO D	H(mm):	2569
		Y:	1125995,8

Descrip	Muestra	Pw(g/cc)	M(g)	Ms(g)	Msat(g)	V(cc)	P(g/cc)	Pd(g/cc)	Psat(g/cc)	W %	S %	n %	e	y (KN/m3)	yd (KN/m3)	ysat (KN/m3)
---------	---------	----------	------	-------	---------	-------	---------	----------	------------	-----	-----	-----	---	-----------	------------	--------------

BANCO D	M2	1	64,80	64,60	65,40	22,00	2,94545	2,93636	2,97273	0,30960	25,000	3,636	0,00943	29,04218	26,95255	29,31109
---------	----	---	-------	-------	-------	-------	---------	---------	---------	---------	--------	-------	---------	----------	----------	----------

PROMEDIO																
			2,9466	2,9364	2,9727	0,3096	25,0000	3,6364	0,0094	29,0422	26,9625	29,3111				

Pw = Densidad del agua
 M = Peso natural de la muestra
 Ms = Peso seco de la muestra
 Msat = Peso saturado de la muestra
 V = Volumen de la muestra
 P = Densidad total de la muestra
 Pd = Densidad seca de la muestra
 Psat = Densidad saturada de la muestra

W % = Porcentaje de humedad
 S % = Porcentaje de saturacion
 n % = Porosidad
 e = Relacion de vacios
 y (KN/m3) = Densidad total
 yd (KN/m3) = Densidad seca
 ysat (KN/m3) = Densidad saturada



OBSERVACIONES:

Realizó: **RAFAEL HERNANDO PEREZ ESPITIA**
 Ing. Geologo - Esp. Geotecnia Vial
 Laboratorista

Revisó: **LUIS ANGEL LARA GONZALEZ**
 Director IRME



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION



Código: A-GL-E01-F03

Versión: 03

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS

FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO

LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

ENSAYO PROPIEDADES FISICAS - PARA ROCAS - (ASTM D 2166-91)

DATOS DEL CLIENTE

CONSECUTIVO: S-20161213-044

NOMBRE: CALIZAS NOBSA EMPRESA: CALIZAS NOBSA
 DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBSA CÉDULA: 4178895 NIT: 4178895-4
 TELÉFONO: 3115799577 Fax: E-mail: andresdavid.martinez@uptc.edu.co
 PROYECTO: CONTRATO DE CONCESION ILI-116 - VEREDA LA CAPILLA - MUNICIPIO DE NOBSA FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2016

MUESTRA: M3 COORDENADAS: X: 1228791,14
 DESCRIPCION: BANCO E H(msnm): 2569 Y: 1125995,8

Descrip	Muestra	Pw(g/cc)	M(g)	Ms(g)	Msat(g)	V(cc)	P(g/cc)	Pd(g/cc)	Psat(g/cc)	W %	S %	n %	e	y (KN/m ³)	yd (KN/m ³)	ysat (KN/m ³)
---------	---------	----------	------	-------	---------	-------	---------	----------	------------	-----	-----	-----	---	------------------------	-------------------------	---------------------------

BANCO E	M3	1	77,80	77,20	76,50	30,00	2,59333	2,57333	2,61667	0,77720	46,154	4,333	0,02081	25,57027	25,37307	25,80633
---------	----	---	-------	-------	-------	-------	---------	---------	---------	---------	--------	-------	---------	----------	----------	----------

PROMEDIO	2,6902	2,6732	2,6167	0,7772	46,1538	4,3333	0,0208	25,5703	25,3731	25,8060
----------	--------	--------	--------	--------	---------	--------	--------	---------	---------	---------

Pw = Densidad del agua
 M = Peso natural de la muestra
 Ms = Peso seco de la muestra
 Msat = Peso saturado de la muestra
 V = Volumen de la muestra
 P = Densidad total de la muestra
 Pd = Densidad seca de la muestra
 Psat = Densidad saturada de la muestra

W % = Porcentaje de humedad
 S % = Porcentaje de saturacion
 n % = Porosidad
 e = Relacion de vacios
 y (KN/m³) = Densidad total
 yd (KN/m³) = Densidad seca
 ysat (KN/m³) = Densidad saturada



OBSERVACIONES:

Realizó: RAFAEL HERNANDO PEREZ ESPITIA
 Ing. Geologo - Esp. Geotecnia Vial
 Laboratorista

Revisó: LUIS ANGEL LARA GONZALEZ
 Director IRME



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION



Código: A-GL-ED1-F03

Versión: 03

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
 FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
 LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

L.S.R.

ENSAYO PROPIEDADES FISICAS - PARA ROCAS - (ASTM D 2166-91)

DATOS DEL CLIENTE				CONSECUTIVO: S-20161213-044												
NOMBRE: CALIZAS NOBSA				EMPRESA: CALIZAS NOBSA												
DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBSA				CÉDULA: 4178895		NIT: 4178895-4										
TELÉFONO: 3116799577		Fax:		E-mail: andresdavid.martinez@uptc.edu.co												
PROYECTO: CONTRATO DE CONCESION ILI-118		VEREDA LA CAPILLA - MUNICIPIO DE NOBSA		FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2016												
MUESTRA: M4		COORDENADAS:		X: 1228791,14												
DESCRIPCION: BANCO E		H(msnm): 2569		Y: 1125995,8												
Descrip	Muestra	Pw(g/cc)	M(g)	Mstg	Msat(g)	V(cc)	Pt(g/cc)	Pd(g/cc)	Psat(g/cc)	W %	S %	n %	e	y (KN/m3)	yd (KN/m3)	ysat (KN/m3)

BANCO E	M4	1	51,20	50,80	51,50	20,00	2,56000	2,54000	2,57500	0,78740	57,143	3,500	0,02073	25,24160	25,04440	25,38960
PROMEDIO							2,5600	2,5400	2,5750	0,7874	57,1429	3,5000	0,0207	25,2416	25,0444	25,3896

- Pw = Densidad del agua
- M = Peso natural de la muestra
- Ma = Peso seco de la muestra
- Msat = Peso saturado de la muestra
- V = Volumen de la muestra
- P = Densidad total de la muestra
- Pd = Densidad seca de la muestra
- Psat = Densidad saturada de la muestra

- W % = Porcentaje de humedad
- S % = Porcentaje de saturación
- n % = Porosidad
- e = Relacion de vacios
- y (KN/m3) = Densidad total
- yd (KN/m3) = Densidad seca
- ysat (KN/m3) = Densidad saturada



OBSERVACIONES:
 Realizó: RAFAEL HERNANDEZ PEREZ ESPITIA
 Ing. Geologo - Esp. Geotecnia Vial
 Laboratorista

Revisó: LUIS ANGEL LARA GONZALEZ
 Director IRME



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION



Código: A-GL-E01-F03

Versión: 03

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
 FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
 LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

L.S.R.

ENSAYO PROPIEDADES FISICAS - PARA ROCAS - (ASTM D 2166-91)

DATOS DEL CLIENTE.

CONSECUTIVO: S-20161213-044

NOMBRE:	CALIZAS NOBSA	EMPRESA:	CALIZAS NOBSA
DIRECCION:	VEREDA LA CAPILLA NOBSA	CÉDULA:	4178895
TELÉFONO:	3115789577	Fax:	
PROYECTO:	CONTRATO DE CONCESION IJ-116 - VEREDA LA CAPILLA - MUNICIPIO DE NOBSA	E-mail:	andresdavid.martinez@uplc.edu.co
MUESTRA:	MS	COORDENADAS:	X: 1228791,14
DESCRIPCION:	BANCO F	H(mann):	2568
		Y:	1125995,8

Descrip	Muestra	Pw(g/cc)	M(g)	Ms(g)	Msat(g)	V(cc)	Pi(g/cc)	Pd(g/cc)	Psat(g/cc)	W %	S %	n %	e	y (KN/m3)	yd (KN/m3)	ysat (KN/m3)
---------	---------	----------	------	-------	---------	-------	----------	----------	------------	-----	-----	-----	---	-----------	------------	--------------

BANCO F	MS	1	79,30	78,40	79,70	31,00	2,55806	2,52903	2,57097	1,14796	89,231	4,194	0,03030	25,22252	24,93626	25,34874
---------	----	---	-------	-------	-------	-------	---------	---------	---------	---------	--------	-------	---------	----------	----------	----------

PROMEDIO							2,5581	2,5290	2,5710	1,1480	89,2308	4,1938	0,0303	25,2226	24,9362	25,3487
----------	--	--	--	--	--	--	--------	--------	--------	--------	---------	--------	--------	---------	---------	---------

- Pw = Densidad del agua
- M = Peso natural de la muestra
- Ms = Peso seco de la muestra
- Msat = Peso saturado de la muestra
- V = Volumen de la muestra
- P = Densidad total de la muestra
- Pd = Densidad seca de la muestra
- Psat = Densidad saturada de la muestra

- W % = Porcentaje de humedad
- S % = Porcentaje de saturacion
- n % = Porosidad
- e = Relacion de vacios
- y (KN/m3) = Densidad total
- yd (KN/m3) = Densidad seca
- ysat (KN/m3) = Densidad saturada

OBSERVACIONES

Rafael Hernández Pérez Espitia
 Realizó: RAFAEL HERNÁNDO PÉREZ ESPITIA
 Ing. Geologo - Esp. Geotecnia Vial
 Laboratorista

Luis Ángel Lara González
 Revisó: LUIS ANGEL LARA GONZALEZ
 Director IRME



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION



Código: A-GL-E01-F03

Versión: 03

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS

FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO

LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

ENSAYO PROPIEDADES FISICAS - PARA ROCAS - (ASTM D 2166-91)

DATOS DEL CLIENTE

CONSECUTIVO: S-20161213-044

NOMBRE:	CALIZAS NOBSA	EMPRESA:	CALIZAS NOBSA
DIRECCION:	VEREDA LA CAPILLA NOBSA	CÉDULA:	4178895
TELÉFONO:	311579677	NT:	4178895-4
		E-mail:	andresdevid.martinez@uptc.edu.co
PROYECTO:	CONTRATO DE CONCESION ILI-116 - VEREDA LA CAPILLA - MUNICIPIO DE NOBSA	FECHA:	16 DE DICIEMBRE DE 2016
MUESTRA:	M6	COORDENADAS:	X: 1228791,14
DESCRIPCION:	BANCO F	H(msnm):	2589
			Y: 1125995,8

Descrip	Muestra	Pw(g/cc)	M(g)	Ms(g)	Msat(g)	V(cc)	P(g/cc)	Pd(g/cc)	Psat(g/cc)	W %	S %	n %	e	y (KN/m3)	yd (KN/m3)	ysat (KN/m3)
---------	---------	----------	------	-------	---------	-------	---------	----------	------------	-----	-----	-----	---	-----------	------------	--------------

BANCO F	M6	1	51,10	51,00	51,60	20,00	2,55500	2,55000	2,58000	0,19608	16,667	3,000	0,00515	25,19230	25,14300	25,43680
---------	----	---	-------	-------	-------	-------	---------	---------	---------	---------	--------	-------	---------	----------	----------	----------

PROMEDIO							2,5550	2,5500	2,5800	0,1961	16,667	3,0000	0,0052	25,1823	25,1430	25,4368
----------	--	--	--	--	--	--	--------	--------	--------	--------	--------	--------	--------	---------	---------	---------

- Pw = Densidad del agua
- M = Peso natural de la muestra
- Ms = Peso seco de la muestra
- Msat = Peso saturado de la muestra
- V = Volumen de la muestra
- P = Densidad total de la muestra
- Pd = Densidad seca de la muestra
- Psat = Densidad saturada de la muestra

- W % = Porcentaje de humedad
- S % = Porcentaje de saturacion
- n % = Porosidad
- e = Relacion de vacios
- y (KN/m3) = Densidad total
- yd (KN/m3) = Densidad seca
- ysat (KN/m3) = Densidad saturada

OBSERVACIONES:

Realizó: **RAFAEL HERNANDO PEREZ ESPITIA**
 Ing. Geologo - Esp. Geotecnia Vial
 Laboratorista

Revisó: **LUIS ANGEL LARA GONZALEZ**
 Director IRME



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION



Código: A-GL-E01-F03 Versión: 03 Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS

FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO

LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

ENSAYO PROPIEDADES FISICAS - PARA ROCAS - (ASTM D 2166-91)*

DATOS DEL CLIENTE:

CONSECUTIVO: S-20161213-044

NOMBRE: CALIZAS NOBSA EMPRESA: CALIZAS NOBSA
 DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBSA CÉDULA: 4178895 NIT: 4178895-4
 TELÉFONO: 3115789577 Fax: E-mail: andresdavid.martinez@uptc.edu.co
 PROYECTO: CONTRATO DE CONCESION ILI-116 - VEREDA LA CAPILLA - MUNICIPIO DE NOBSA FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2016

MUESTRA: M1 COORDENADAS: X: 1228791,14
 DESCRIPCION: BANCO D H(mnm): 2569 Y: 1125995,8

Descrip	Muestra	Pw(g/cc)	M(g)	Ms(g)	Msat(g)	V(cc)	P(g/cc)	Pd(g/cc)	Psat(g/cc)	W %	S %	n %	e	y (KN/m3)	yd (KN/m3)	ysat (KN/m3)
---------	---------	----------	------	-------	---------	-------	---------	----------	------------	-----	-----	-----	---	-----------	------------	--------------

BANCO D	M1	1	68,89	68,60	69,40	30,00	2,29633	2,28667	2,31333	0,42274	36,250	2,867	0,00993	22,64185	22,54863	22,80847
---------	----	---	-------	-------	-------	-------	---------	---------	---------	---------	--------	-------	---------	----------	----------	----------

PROMEDIO							2,2863	2,2867	2,3133	0,4227	36,2500	2,8667	0,0099	22,6418	22,5486	22,8086
----------	--	--	--	--	--	--	--------	--------	--------	--------	---------	--------	--------	---------	---------	---------



Pw = Densidad del agua
 M = Peso natural de la muestra
 Ms = Peso seco de la muestra
 Msat = Peso saturado de la muestra
 V = Volumen de la muestra
 P = Densidad total de la muestra
 Pd = Densidad seca de la muestra
 Psat = Densidad saturada de la muestra

W % Porcentaje de humedad
 S % Porcentaje de saturacion
 n % Porosidad
 e Relacion de vacios
 y (KN/m3) Densidad total
 yd (KN/m3) Densidad seca
 ysat (KN/m3) Densidad saturada



OBSERVACIONES:
 Realizo: RAFAEL HERNANDO PEREZ ESPITIA
 Ing. Geologo - Esp. Geotecnia Vial
 Laboratorista

Revisó: LUIS ANGEL LARA GONZALEZ
 Director IRME


MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION


Código: A-QL-E01-F03 Versión: 03 Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS
ENSAYO DE ULTRASONIDO

DATOS DEL CLIENTE: CONSECUTIVO: 201611215-044
 NOMBRE: CALIZAS NOBSA EMPRESA: CALIZAS NOBSA
 DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBSA CEDULA: 4172895 NIT: 4178895-4
 TELEFONO: 3115729577 FAX: E-MAIL: andresdavid.martinez@uptc.edu.co

PROYECTO: CONTRATO DE CONCESION ILL-116
 LOCALIZACION: VEREDA LA CAPILLA - NOBSA
 MUESTRA: M1 FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2016

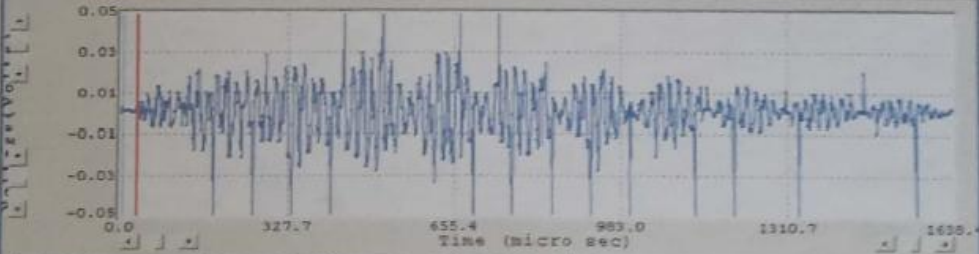
DESCRIPCION: BASICO II COORDENADAS: FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2016

ONDAS 3

Ultrasonics Setup & Manual Evaluate

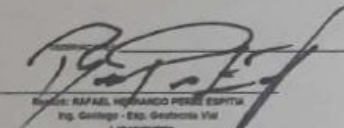
Specimen ID:	Board's Setup	Specimen	Methods Results	Final Results
Specimen ID: m1-cp-a	P Velocity: 3150 [m/s]	S Velocity: 1756 [m/s]	ν - Poisson's Ratio: 0.28	
Description: calizas pedro	Arrival Time: 35.28 [μsec]	Young's Modulus: 15609244 [kPa]	Bulk Modulus: 14636849 [kPa]	Shear [Rigidity] Modulus: 7679577 [kPa]

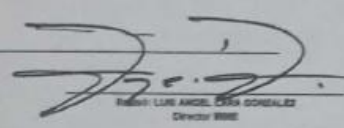
Fixed 9.05 V0 Auto Scale Zoom Filter Setup CCopy Signal Clear Total Waves: 2







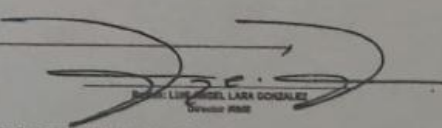
X: 81.3 micro s left: 0.04 Volts



1:100 Test: Universal Ultras Config: 1734 ULT-180 Ultrasonics Stat: Idle


 Nombre: RAFAEL HERNANDO PEREZ ESPITA
 Ing. Geólogo - Exp. Geotecnia Vial
 Laboratorio


 Nombre: LUIS ANGEL CRUZ GONZALEZ
 Director IIME

Calle 4 Sur No. 15-133, Tele: 772637116 - 7709490 - 7707721, Ext: 2634 - 2636, Email: imae@uptc.edu.co

		MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION			
Codigo: A-GL-E01-F03		Versión: 03		Página 1 de 1	
INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS					
ENSAYO DE ULTRASONIDO					
DATOS DEL CLIENTE:			CONSECUTIVO: 201611213-044		
NOMBRE: CALIZAS NOBSA		EMPRESA: CALIZAS NOBSA			
DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBSA		CEDULA: 4178895		NIT: 4178895-4	
TELEFONO: 3115799577		FAX:		E-MAIL: andresdavid.martinez@uptc.edu.co	
PROYECTO:			CONTRATO DE CONCESION ILI-116		
LOCALIZACION:			VEREDA LA CAPILLA - NOBSA		
MUESTRA: M1			FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2016		
DESCRIPCION: BAMCO D			COORDENADAS: X: 1228795.14		WGS84 UTM 22E
			Y: 1122885.9		
ONDAS P					
 <p>The screenshot shows the 'Ultrasonics Setup' software interface. It includes fields for Specimen ID (m1-cp-a), Description (calizas pedro), P Velocity (3160 m/s), and Arrival Time (35.20 μsec). Material properties like Poisson's Ratio (0.28), Young's Modulus (13609244 kPa), Bulk Modulus (14636849 kPa), and Shear Modulus (7679577 kPa) are also displayed. A waveform graph shows amplitude versus time (micro sec) with a peak at 48.5 μsec. The interface includes buttons for 'P wave', 'S wave', 'Get Wave(s)', 'Ready', 'Busy', 'Load', 'Save', 'Expert', 'Close', 'Filter', 'Setup', 'CCopy', 'Signal', and 'Clear'.</p>					
 					
Calle 4 Sur No. 15-133, Tele: 772337118 - 7705450 - 7767721, Ext: 2634 - 2635, Email: imma@uptc.edu.co					


MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION


Código: A-OL-E01-F03 Versión: 93 Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS
ENSAYO DE ULTRASONIDO

DATOS DEL CLIENTE: CONSECUTIVO: 201611213-944
 NOMBRE: CALIZAS NOBSA EMPRESA: CALIZAS NOBSA
 DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBSA CEDULA: 4178895 NIT: 4178895-4
 TELEFONO: 3115799577 FAX: E-MAIL: andresdavid.martinez@upc.edu.co
 PROYECTO: CONTRATO DE CONCESION III-116
 LOCALIZACION: VEREDA LA CAPILLA - NOBSA
 MUESTRA: M2 FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2016
 DESCRIPCION: BANCO D COORDENADAS: (Escala: 2500)

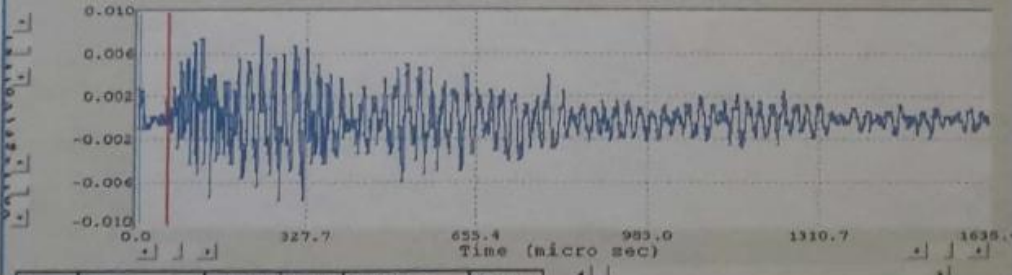
ONDAS 5

Ultrasonics Setup & Manual Execute

Specimen ID: m2-cp-a	Boards Setup	Specimen	Methods	Results	Final Results
Description: calizas pedro	P Velocity: 3090 [m/s]	S Velocity: 1609 [m/s]			
S Velocity: 1609 [m/s] ReSet to Avg.	ν - Poisson's Ratio: 0.31				
Arrival Time: 61.74 [µsec] Set to Manual	Young's Modulus: 16994236 [kPa]				
	Bulk Modulus: 15233496 [kPa]				
	Shear (Rigidity) Modulus: 6466263 [kPa]				

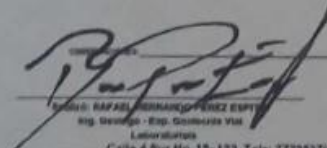
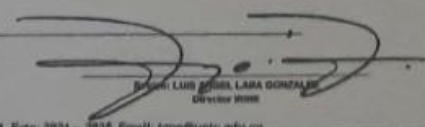
P wave S wave Ready Busy

Fbced 0.01 V Auto Scale Zoom Filter Setup CCopy Signal Clear Total Waves: 4



X: 70.4 micro Left: 0.009 Volts

Test: Universal Ultras Config: 1734 ULT-100 Ultrasonics Stat: Idle

Rafael Bermudez Espinoza Ing. Geólogo - Esp. Geotecnia y Sism.
 Laboratorio Calle 4 Sur No. 18-183, Tele: 7722537-18 - 7705450 - 7707721, Ext: 3934 - 3935, Email: bme@upc.edu.co
 Luis Gabriel Lara Gonzalez Director INRM



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION



Código: A-GL-E01-F03

Versión: 03

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
 FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
 LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

L.S.R

DATOS DEL CLIENTE:		CONSECUTIVO: 201611213-044	
NOMBRE:	CALIZAS NOBSA	EMPRESA:	CALIZAS NOBSA
DIRECCION:	VEREDA LA CAPILLA NOBSA	CEDULA:	4178895 NIT: 4178895-4
TELEFONO:	3115799577	FAX:	E-MAIL: andresdavid.martinez@uptc.edu.co
PROYECTO:	CONTRATO DE CONCESION ILL-116		
LOCALIZACION:	VEREDA LA CAPILLA - NOBSA		
MUESTRA:	M2	FECHA:	16 DE DICIEMBRE DE 2016
DESCRIPCION:	BAMCO D	COORDENADAS:	X: 1228781.14 Y: 1125958.9

ONDAS P



Rafael Hernandez
 Ing. Geofisico - Esp. Geomecánica y
 Laboratorio

Luis Ángel Lara
 Director IRIME

MACROPROCESO ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
 FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
 LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS
 ENSAYO DE ULTRASONIDO

L.S.R.

NOMBRE: CALIZAS NOBBA		EMPRESA: CALIZAS NOBBA		CONSECUTIVO: 291611213-644
DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBBA		CEDULA: 4178895		NIT: 4178895-4
TELEFONO: 3115799577		FAX:		E-MAIL: andrdevia.martinez@ugtc.edu.co
PROYECTO: LOCALIZACION:		CONTRATO DE CONCESION IL-116		
MUESTRA: NO		VEREDA LA CAPILLA - NOBBA		
INDICACION: RENDIMIENTO		FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2016		REVISOR: 2001

ORDEN 3

Specimen ID: m2-cp-a
 Description: calizas pedro

S Velocity: **1714** (m/s) ReSet to Avg.
 Arrival Time: 58.54 (µsec) Set to Manual

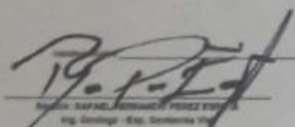
u - Poisson's Ratio: 0.25
 Young's Modulus: 18415150 (kPa)
 Bulk Modulus: 12179502 (kPa)
 Shear (Rigidity) Modulus: 7377831 (kPa)

P wave S wave Get Wave(s) Ready Busy

Fixed Auto Scale Zoom Filter Setup CCopy Signal Clear Total Waves: 2

µsec Volts

Test: Universal Ultras Config: 1734 ULT-100 Ultrasonics Stat: Idle


 Rafael Pérez Espinosa
 Ing. Geología - Esp. Sonar y Ultrasonido
 Laboratorio


 Luis Miguel Lara González
 Director INME

Calle 4 Bar No. 16-133, Tele: 772563718 - 7705460 - 7707721, Eno: 2634 - 2638, Email: inme@ugtc.edu.co



MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION



Código: A-GL-801-F03

Versión: 03

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
 FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
 LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS

L.S.R.

DATOS DEL CLIENTE:		CONSECUTIVO: 201611213-044	
NOMBRE:	CALIZAS NOBSA	EMPRESA:	CALIZAS NOBSA
DIRECCION:	VEREDA LA CAPILLA NOBSA	CEDULA:	4178095
TELEFONO:	2115798577	FAX:	
PROYECTO:	CONTRATO DE CONCESION ILI-118		
LOCALIZACION:	VEREDA LA CAPILLA - NOBSA		
MUESTRA:	M3	FECHA:	16 DE DICIEMBRE DE 2016
DESCRIPCION:	BANCO E	COORDENADAS:	X: 1229791.54 Y: 1124885.8

ONDAS P



[Handwritten Signature]

[Handwritten Signature]

MACROPROCESO ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION

Código: A-9L-801793 Versión: 03 Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
 FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
 LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS
 ENVÍO DE ULTRASONIDO

IFIME

J.S.R.

DATOS DEL CLIENTE:		CONSECUTIVO: 251611215-644	
NOMBRE:	GALIZAS NOBSSA	EMPRESA:	CALIZAS NOBSSA
DIRECCION:	VEREDA LA CAPILLA NOBSSA	CEDULA:	4178895 [NIT] 4178895-4
TELEFONO:	3115796577	FAX:	
PROYECTO:		E-MAIL:	andresdavid.martinez@ugr.edu.co
LOCALIZACION:		CONTRATO DE CONCESION IJ-116	
MUESTRA:		VEREDA LA CAPILLA - NOBSSA	
DESCRIPCION:	M4	FECHA:	15 DE DICIEMBRE DE 2015
		COORDENADAS:	7. 100211.0 17. 110000.0

ONDAS S

Ultrasonics Setup II Manual Execute

Specimen ID: m2-ep-a	Boards Setup Specimen Methods Results Final Results
Description: calizas pedro	P Velocity: 2738 [m/s]
S Velocity: 1519 [m/s] ReSet to Avg.	S Velocity: 1519 [m/s]
Arrival Time: 86.97 [µsec] Set to Manual	ν - Poisson's Ratio: 0.28
	Young's Modulus: 14898513 [dPa]
	Bulk Modulus: 11152074 [dPa]
	Shear [Rigidity] Modulus: 5838925 [dPa]

 Ready Busy

Fixed Auto Scale Zoom Filter Setup CCopy Signal Clear Total Waves: 2



Time (µsec) 327.7 655.4 983.0 1310.7 1839.7

3-100 Test: Universal Ultras Config: 1734 UL1-100 Ultrasonics Stat: Idle

Andres David Martinez
 Ing. Geologo - Exp. Geotecnia y R
 Laboratorio

J.S.R.
 Director

Calle # Sur No. 10 - 125, Tels. 773889719 - 7705460 - 7707781, E-MAIL: 2004 - 2004, Email: 2004@ugr.edu.co

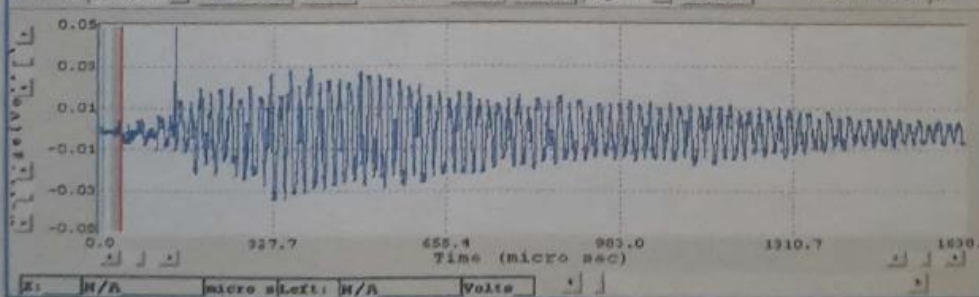
		MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION			
Código: A-GL-E01-F03		Versión: 03		Página 1 de 1	
INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS					
ENSAYO DE ULTRASONIDO					
DÁTOS DEL CLIENTE:		NOMBRE: CALIZAS NOBSA		CONSECUTIVO: 201611213-044	
DIRECCION: VEREDA LA CAPILLA NOBSA		EMPRESA: CALIZAS NOBSA		NIT: 4178895-4	
TELEFONO: 3115799577		CEDULA: 4178895		E-MAIL: andresdavid.martinez@uptc.edu.co	
PROYECTO:		CONTRATO DE CONCESION IL-116			
LOCALIZACION:		VEREDA LA CAPILLA - NOBSA			
MUESTRA:		M4		FECHA: 16 DE DICIEMBRE DE 2016	
DESCRIPCION: BAMCO E		COORDENADAS:		X: 1229794.14 Y: 1126466.8	

ONDAS P

Ultrasonics Setup It Manual Execute

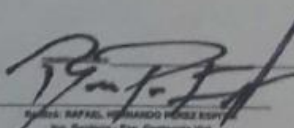
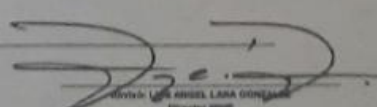
Specimen ID: m2-cp-a	Board's Setup Specimen Methods Results Final Results
Description: calizas pedro	P Velocity: 2738 (m/s)
P Velocity: 2738 (m/s) ReSet to Avg.	S Velocity: 1519 (m/s)
Arrival Time: 40.88 (µsec) Set to Manual	ν - Poisson's Ratio: 0.28
	Young's Modulus: 14898513 (kPa)
	Bulk Modulus: 11162074 (kPa)
	Shear (Rigidity) Modulus: 5838926 (kPa)

Fixed ± 0.05 VD Auto Scale Zoom Filter Setup Total Waves: 2



X: [N/A] micro [Left: [N/A] Volts [N/A]


LT 100 | Test: Universal Ultras | Config: 1734 ULT-100 | Ultrasonics | Stat: Idle





Rafael Fernando Perez Espinosa
 Ing. Geólogo - Exp. Geotecnia Vial
 Laboratorio

Luis Angel Lina Gonzalez
 Director IRME

Calle 4 Sur No. 16-133, Tels: 7725517/16 - 7705450 - 7707721, Ext: 3834 - 3835, Email: irme@uptc.edu.co


 MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
 INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION


 IRIME
 INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS

Código: A-OL-ED-1-003 Versión: 03 Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
 FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
 LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS
 ENSAYO DE ULTRASONIDO

L.S.R.

DATOS DEL CLIENTE:

NOMBRE:	CALIZAS NOBSA	EMPRESA:	CALIZAS NOBSA	CONSECUTIVO:	201611213-044
DIRECCION:	VEREDA LA CAPILLA NOBSA	CEDULA:	4178895	NIT:	4178895-4
TELEFONO:	3115789577	FAX:		E-MAIL:	andredavid.martinez@upc.edu.co
PROYECTO:	CONTRATO DE CONCESION ILI-116				
LOCALIZACION:	VEREDA LA CAPILLA - NOBSA				
MUESTRA:	M5	FECHA:	16 DE DICIEMBRE DE 2016		
SECCION:	BARRERA 7	COORDENADAS:	E: 412035.24 N: 113920.4		

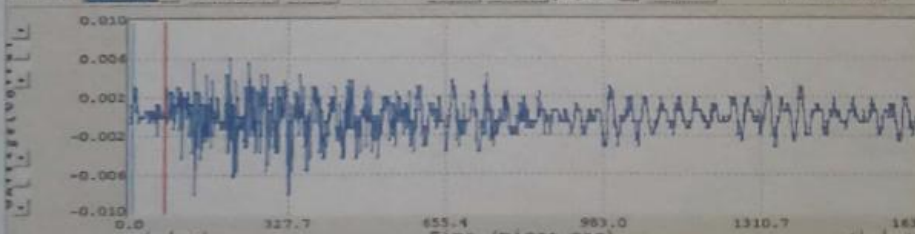
ONDAS S

Ultrasounds Setup Manual (execute)

Specimen ID: m5-cp-a	Boards Setup	Specimen	Methods	Results	Final Results
Description: calizas pedro	P Velocity: 2738	(m/s)	S Velocity: 1380	(m/s)	
S Velocity: 1380 (m/s)	u - Poisson's Ratio: 0.33 Young's Modulus: 12794910 (kPa) Bulk Modulus: 12521690 (kPa) Shear (Rigidity) Modulus: 4811214 (kPa)				
Arrival Time: 73.88 (µsec)	<input type="button" value="Load"/> <input type="button" value="Save"/> <input type="button" value="Export"/> <input type="button" value="Close"/>				

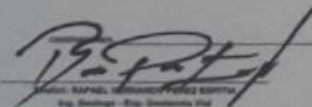
P wave S wave Ready Busy

Fixed 0.01 V Auto Scale Zoom Filter Setup CCopy Signal Clear Total Waves: 2

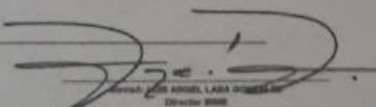


X: N/A micro Left: N/A Volts * *

100 Test: Universal Ultras Config: 1724 ULT-100 Ultrasonics Stat: Idle





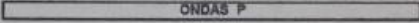
Rafael



Arnel Lara

Calle 4 Sur No. 18-100, Tele. 772282718 - 7789450 - 7707721, Ext. 2634 - 2635, Email: irime@upc.edu.co

		MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION			
Código: A-GL-E01-F03		Versión: 03		Página 1 de 1	
INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS					
ENSAYO DE ULTRASONIDO					
DATOS DEL CLIENTE:		CONSECUTIVO: 201811213-044			
NOMBRE:	CALIZAS NOBSA	EMPRESA:	CALIZAS NOBSA		
DIRECCION:	VEREDA LA CAPILLA NOBSA	CEDULA:	4178895	NIT:	4178895-4
TELEFONO:	3115799577	FAX:		E-MAIL:	andreedavid.martinez@uptc.edu.co
PROYECTO:	CONTRATO DE CONCESION ILI-116				
LOCALIZACION:	VEREDA LA CAPILLA - NOBSA				
MUESTRA:	M5	FECHA:	16 DE DICIEMBRE DE 2016		
DESCRIPCION:	BAMCO F	COORDENADAS:	E: 1228791,14	N: 412006,9	Altitud: 2588

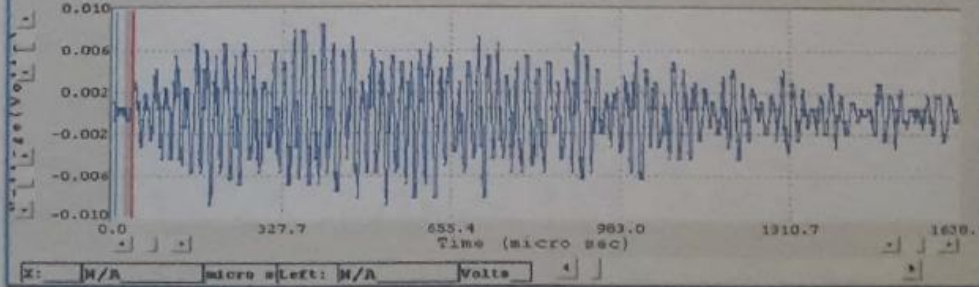


Ultrasonics Setup & Manual Execute

Specimen ID: m5-cp-a	Boards Setup	Specimen	Methods	Results	Final Results
Description: calizas pedro	P Velocity: 2738 [m/s]	S Velocity: 1380 [m/s]	u - Poisson's Ratio: 0.33		
P Velocity: 2738 [m/s] ReSet to Avg.	Young's Modulus: 12794910 [kPa]		Bulk Modulus: 12521690 [kPa]		
Arrival Time: 40.00 [µsec] Set to Manual	Shear (Rigidity) Modulus: 4811214 [kPa]				

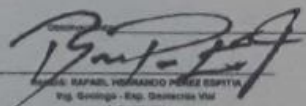
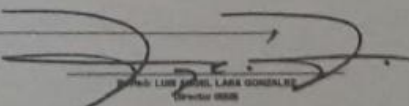
P wave S wave Ready Busy

Fixed ± 0.01 VD Auto Scale Zoom Filter Setup CCopy Signal Clear Total Waves: 2




X: [M/A] micro LeEt: [M/A] Volta 4

T-100 Test: Universal Ultras Config: 1734 ULT-100 Ultrasonics Stat: Idle

 Ing. Rafael Hernandez Perez EDITH Ing. Geologo - Exp. Geotecnia Vial Laboratorio	 Ing. Luis Gabriel Lara Gonzalez Director
---	---

Calle 4 Sur No. 15-131, Tels. 7725027/19 - 7706480 - 7707721, Ext. 2634 - 2635, Email: irme@uptc.edu.co

MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO
 PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS
INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION



Código: A-GL-001-F03 Versión: 03 Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS
FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO
LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS
ENSAYO DE ULTRASONIDO

L.S.R

DATOS DEL CLIENTE:		CONSECUTIVO: 201611213-044	
NOMBRE:	CALIZAS NOBSA	EMPRESA:	CALIZAS NOBSA
DIRECCION:	VEREDA LA CAPILLA NOBSA	CEDULA:	4178895 NIT: 4178895-4
TELEFONO:	3115798577	FAX:	
PROYECTO:		E-MAIL:	andredavid.martinez@uptc.edu.co
LOCALIZACION:		CONTRATO DE CONCESION ILL-116	
MUESTRA:		VEREDA LA CAPILLA - NOBSA	
DESCRIPCION:	M6	FECHA:	16 DE DICIEMBRE DE 2016
	RAMON F	COORDENADAS:	N: 1733771.14 W: 1112861.1

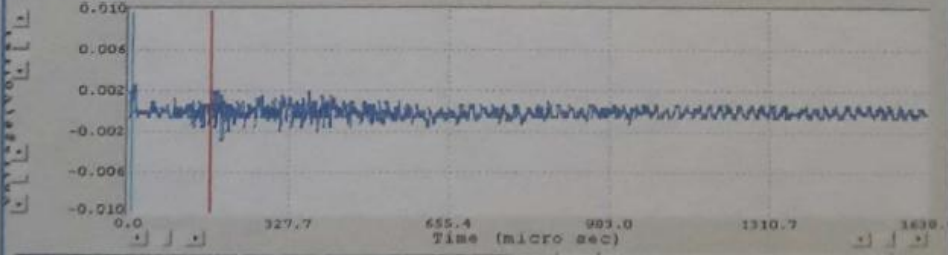
ONDAS S

Ultrasonica Setup & Manual Execute

Specimen ID: m5-cp-a	Boards Setup Specimen Methods Results Final Results
Description: callizas pedro	P Velocity: 1007 [m/s]
S Velocity: <input type="text" value="600"/> [m/s] ReSet to Avg.	S Velocity: <input type="text" value="600"/> [m/s]
Arrival Time: 169.73 [µsec] Set to Manual	u - Poisson's Ratio: 0.22
	Young's Modulus: 2171828 [kPa]
	Bulk Modulus: 1314461 [kPa]
	Shear (Rigidity) Modulus: 886732 [kPa]

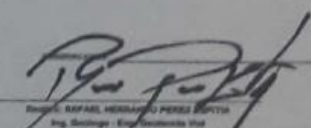
 Ready Busy

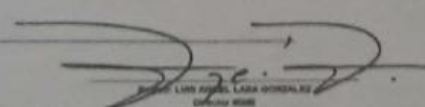
Fbced Auto Scale Zoom Filter Setup Total Waves: 4





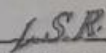
X:

F-188 Test: Universal Ultras Config: 1734 ULT-100 Ultrasonica Stat: Idle


 Ing. Rafael Hernandez Perez
 Laboratorio


 Ing. Luis Angel Lara
 Laboratorio

Cella 4 Sur No. 15-153, Tele. 772343718 - 7708460 - 7707721, Ext. 2834 - 2836, Email: irme@uptc.edu.co

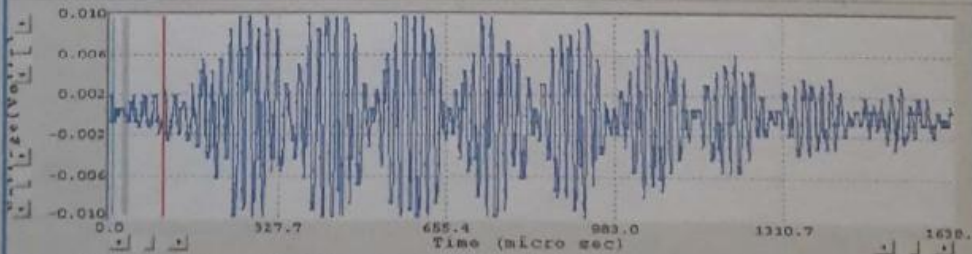
 	
MACROPROCESO: ADMINISTRATIVO PROCESO: GESTION DE LABORATORIOS PROCEDIMIENTO: EMISION DE RESULTADOS INFORME DE EMISION DE RESULTADOS SERVICIOS DE EXTENSION	
Código: A-GL-E01-F03	Página 1 de 1
INSTITUTO DE RECURSOS MINEROS Y ENERGETICOS FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS ENSAYO DE ULTRASONIDO	
	
DATOS DEL CLIENTE:	
NOMBRE:	CALIZAS NOBSA
DIRECCION:	VEREDA LA CAPILLA NOBSA
TELEFONO:	3115799577
EMPRESA:	CALIZAS NOBSA
CEDULA:	4178895
FAX:	
E-MAIL:	andresdavid.martinez@uptc.edu.co
PROYECTO:	CONTRATO DE CONCESION ILI-116
LOCALIZACION:	VEREDA LA CAPILLA - NOBSA
MUESTRA:	M6
FECHA:	16 DE DICIEMBRE DE 2016
DESCRIPCION:	SAMCO F
COORDENADAS:	X: 122791,56 Y: 1125005,8
REVISION:	7589

ONDAS P

Ultrasonics Setup II Manual Execute

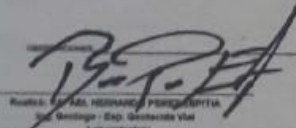
Specimen ID:	Boards Setup	Specimen	Methods	Results	Final Results
Description: calizas pedro	Sampling Rate:	<	625.0 kHz	>	
P Velocity: 1001 [m/s] ReSet to Avg.	External Manual Gain:	<	1V	>	
Arrival Time: 104.29 [µsec] Set to Manual	Input Automatic Gain (db):	<	2	>	
Manual P Velocity: 1007 [m/s]	Energy Output (µg):	<	50	>	
Manual Arrival Time: 103.73 [µsec]	Damping:	0.0		µsec	
<input type="checkbox"/> P wave <input type="checkbox"/> S wave Get Wave(s) <input type="checkbox"/> Ready <input type="checkbox"/> Busy	0.0		200.0	µsec	
	Delay:	0.0		µsec	
	-20.0		20.0	µsec	

Fixed Auto Scale Zoom Filter Setup CCopy Signal Clear Total Waves: 2

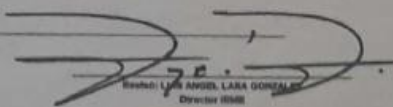


X: 902.9 micro #Left: 0.001 Volts

T-100 Test: Universal Ultras Config: 1734 ULT-100 Ultrasonics Stat: Idle



Rubén: RUBEN HERNANDEZ PEREZ ORTIZ
 Exp. Gerencia Vial
 Laboratorio
 Calle 4 Sur No. 15-123, Telf: 7723037/18 - 7706450 - 7707721, Ext: 2634 - 2635, Email: rhes@uptc.edu.co



Rubén: LUIS ANGEL LARA GONZALEZ
 Director IRISE



MACRO PROCESO: ADMINISTRATIVOS
 PROCESO: GESTIÓN DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: SOLICITUD SERVICIOS DE
 LABORATORIO
 FORMATO: LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS



Código: UPTC-GT-F-P-01

Versión: 01

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINERO ENERGÉTICOS

FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO

No. Recepción:	S-20161213-044: Mina El Tesoro Muestras 1 a Muestra 6 (*)	Fecha	Año	Mes	Día
			2016	12	13

DATOS DEL CLIENTE		
NOMBRE O RAZÓN SOCIAL:	CALIZAS NOBSA	EMPRESA: CALIZAS NOBSA
CÉDULA O NIT:	4178895-4	DIRECCION: Vereda La Capilla - Nobsa
TELÉFONO, FAX:	311 579 9577 - 313 878 1379	E - MAIL: andresdavid.martinez@uptc.edu.co
NOMBRE DE CONTACTO:	ANDRES DAVID MARTINEZ y PEDRO CORREA	PROYECTO O LICENCIA: CONTRATO DE CONCESION ILI-116

DATOS DE LA MUESTRA							
Código de la muestra	S-20161213-044: Mina El Tesoro Muestras 1 a Muestra 6 (*)	Tipo de muestra	Bolsa	Bloque	Bulto	Otro	Profundidad de la muestra
				X			
Propietario de la Mina	ALVARO JAVIER SIACHOQUE	Ubicación	X: 1228791,14	Y: 1125995,8	Z: 2569		
Vereda	LA CAPILLA	Municipio	NOBSA	Departamento	BOYACÁ		
DESCRIPCION DE LA MUESTRA	3 BLOQUES DE ROCA CALIZA (Banco D: 25 kilos, Banco E: 35 Kilos y Bando F 20 kilos aproximadamente)						

ANÁLISIS SOLICITADOS		
SUELOS	ROCAS	AGREGADOS
	COMPRESION SIMPLE (6)	
	PROPIEDADES FISICAS (6)	
	ULTRASONIDO (6)	

❖ Esta información es la suministrada por el personal que entrega la muestra.

Fecha para confirmación recepción de informe de resultados	16/12/2016	Fecha de entrega informe de resultados al cliente	16/12/2016
OBSERVACIONES	Información detallada de las muestras al respaldo		

Firma del Profesional del IRME que recibe la muestra: Nombre: Martha Bohórquez
 Firma de quien entrega la muestra: Consignación: Cheque: Factura: Valor Total: \$275,784,00
 Nombres y apellidos: Andres David Martinez Cargo: Estudiante C. Copia al cliente: SI

Vo.Bo DIRECTOR IRME

LUIS ANGEL LARA GONZÁLEZ

Detallado de Muestras entregadas para Análisis

Consecutivo	Identificación por Muestra
S-20161213-044	Muestra 1: Banco D
	Muestra 2 : Banco D
	Muestra 3. Banco E
	Muestra 4: Banco E
	Muestra 5: Banco F
	Muestra 6: Banco F



MACRO PROCESO: ADMINISTRATIVOS
 PROCESO: GESTIÓN DE LABORATORIOS
 PROCEDIMIENTO: SOLICITUD SERVICIOS DE
 LABORATORIO
 FORMATO: LABORATORIO DE SUELOS Y ROCAS



Código: UPTC-GT-F-P-01

Versión: 01

Página 1 de 1

INSTITUTO DE RECURSOS MINERO ENERGÉTICOS

FACULTAD SECCIONAL SOGAMOSO

No. Recepción:	S-20161213-044: Mina El Tesoro Muestras 1 a Muestra 6	Fecha	Año	Mes	Día
			2016	12	13

DATOS DEL CLIENTE		
NOMBRE O RAZÓN SOCIAL:	CALIZAS NOBSA	EMPRESA: MINA EL TESORO
CÉDULA O NIT:	4178895-4	DIRECCION: Vereda La Capilla - Nobsa
TELÉFONO, FAX:	311 579 9577 - 313 878 1379	E - MAIL: andresdavid.martinez@uptc.edu.co
NOMBRE DE CONTACTO:	ANDRES DAVID MARTINEZ y PEDRO CORREA	PROYECTO O LICENCIA: CONTRATO DE CONCESION ILI-116

DATOS DE LA MUESTRA							
Código de la muestra	S-20161213-044: Mina El Tesoro Muestras 1 a Muestra 6	Tipo de muestra	Bolsa	Bloque	Bulto	Otro	Profundidad de la muestra
				X			
Propietario de la Mina	ALVARO JAVIER SIACHOQUE	Ubicación	X: 1228791,14	Y: 1125995,8	Z: 2569		
Vereda	LA CAPILLA	Municipio	NOBSA	Departamento	BOYACÁ		

DESCRIPCION DE LA MUESTRA: 3 BLOQUES DE ROCA CALIZA (Banco D: 25 kilos, Banco E: 35 Kilos y Bando F 20 kilos aproximadamente)

ANÁLISIS SOLICITADOS		
SUELOS	ROCAS	AGREGADOS
	COMPRESION SIMPLE (6)	
	PROPIEDADES FISICAS (6)	
	ULTRASONIDO (6)	

❖ Esta información es la suministrada por el personal que entrega la muestra.

Fecha para confirmación recepción de informe de resultados	16/12/2016	Fecha de entrega informe de resultados al cliente	16/12/2016
--	------------	---	------------

OBSERVACIONES

Firma del Profesional del IRME que recibe la muestra: *M. Bohórquez* Nombre: Martha Bohórquez
 Firma de quien entrega la muestra: *Andrés David Martínez* Consignación: X, Cheque: Factura: Valor Total: \$275,784,00
 Nombres y apellidos: *Andrés David Martínez* Cargo: Estudiante C. Copia al cliente: SI

Vo.Bo DIRECTOR IRME
[Firma]

Anexo F. Tabla datos de discontinuidades
Banco F

ID	DIP (°)	DIP DIRECTION (°)	CONTINUIDAD (m)	ESPACIADO (m)	ABERTURA (cm)	FORMA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZACIÓN	FILTRACIÓN
26	66	175	4,00	1,10	0,50	Escalonada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
27	59	165	1,00	1,10	5,00	Ondulada	Rugosa	Calcita	I	Seca
28	60	160	1,10	0,91	5,00	Ondulada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
29	68	95	1,15	2,10	0,80	Plana	Rugosa	Calcita	I	Seca
30	89	95	2,00	1,50	0,50	Ondulada	Lisa	Arcilla	I	Húmeda
31	61	191	6,00	0,76	2,40	Plana	Rugosa	Arcilla	I	Húmeda
32	74	121	1,60	0,76	1,00	Plana	Lisa	Calcita	I	Seca
33	83	132	1,70	0,73	2,50	Plana	Rugosa	Calcita	III	Húmeda
34	79	119	4,00	1,21	0,50	Ondulada	Rugosa	Arcilla	III	Seca
35	87	225	2,00	1,65	0,20	Plana	Rugosa	Arcilla	I	Húmeda
36	78	50	2,00	1,56	0,50	Ondulada	Lisa	Arcilla	I	Húmeda
37	58	180	2,00	1,12	4,00	Plana	Rugosa	Arcilla	II	Seca
38	84	170	7,90	0,98	3,00	Ondulada	Lisa	Arcilla	II	Seca
39	72	115	1,15	0,70	0,30	Plana	Lisa	Arcilla	I	Seca
40	82	200	4,00	1,10	0,10	Ondulada	Lisa	Arcilla	I	Seca
41	65	199	10,00	1,10	0,30	Plana	Rugosa	Arcilla	I	Seca
42	48	50	7,00	0,80	0,30	Plana	Rugosa	Arcilla	I	Seca
43	57	198	10,00	1,10	0,20	Escalonada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
44	59	199	2,00	0,87	0,70	Escalonada	Lisa	Arcilla	I	Seca
45	69	91	4,00	1,10	0,50	Escalonada	Lisa	Arcilla	II	Seca
46	67	200	7,40	1,00	0,80	Escalonada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
47	56	78	4,00	1,50	0,40	Escalonada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
48	78	210	10,00	0,43	0,50	Ondulada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
49	65	203	2,00	0,69	0,60	Plana	Lisa	Arcilla	II	Seca
50	67	217	2,50	0,98	0,30	Ondulada	Rugosa	Calcita	I	Seca

ID	DIP (°)	DIP DIRECCION (°)	CONTINUIDAD (m)	ESPACIADO (m)	ABERTURA (cm)	FORMA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZACIÓN	FILTRACIÓN
1	84	65	1,20	1,40	0,25	Plana	Lisa	Arcilla	I	Seca
2	80	145	1,15	0,75	0,20	Ondulada	Rugosa	Arcilla	II	Seca
3	55	225	4,00	1,50	0,20	Plana	Lisa	Calcita	I	Húmeda
4	44	250	10,00	3,00	0,50	Ondulada	Rugosa	Calcita	I	Húmeda
5	87	210	7,00	2,10	2,50	Ondulada	Lisa	Calcita	I	Seca
6	88	71	10,00	1,20	0,80	Ondulada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
7	84	75	2,00	1,00	0,20	Ondulada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
8	58	76	4,00	2,00	2,50	Ondulada	Lisa	Arcilla	II	Seca
9	69	74	5,00	2,50	0,40	Plana	Rugosa	Calcita	II	Seca
10	54	94	5,00	1,20	0,40	Plana	Lisa	Arcilla	II	Seca
11	63	115	4,00	1,40	2,00	Escalonada	Lisa	Arcilla	III	Seca
12	78	84	10,00	1,20	4,00	Escalonada	Lisa	Calcita	III	Seca
13	87	74	2,00	1,20	1,00	Escalonada	Rugosa	Calcita	I	Seca
14	65	235	2,50	1,25	3,00	Plana	Rugosa	Arcilla	I	Seca
15	72	210	2,00	0,98	0,90	Ondulada	Rugosa	Calcita	I	Seca
16	78	150	2,00	1,10	0,70	Escalonada	Lisa	Arcilla	II	Seca
17	83	75	1,50	0,87	0,10	Plana	Lisa	Calcita	I	Húmeda
18	40	54	4,10	1,10	0,20	Escalonada	Rugosa	Arcilla	II	Húmeda
19	44	145	2,30	1,00	0,50	Escalonada	Rugosa	Calcita	I	Seca
20	54	145	3,30	1,51	5,00	Escalonada	Rugosa	Calcita	I	Seca
21	51	158	3,04	0,80	5,00	Escalonada	Lisa	Calcita	I	Húmeda
22	84	101	4,20	1,10	0,50	Plana	Rugosa	Arcilla	I	Seca
23	89	91	1,10	0,80	2,00	Plana	Rugosa	Arcilla	I	Húmeda
24	75	85	1,10	1,38	0,20	Plana	Lisa	Arcilla	II	Seca
25	89	82	6,00	0,70	0,40	Ondulada	Rugosa	Calcita	II	Seca

Fuente: datos del proyecto.

Banco F

ID	DIP (°)	DIP DIRECCION (°)	CONTINUIDAD (m)	ESPACIADO (m)	ABERTURA (cm)	FORMA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZACIÓN	FILTRACIÓN
51	83	67	2,00	1,00	0,20	Ondulada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
52	81	144	2,00	2,00	0,30	Ondulada	Lisa	Calcita	I	Seca
53	54	223	1,50	2,50	0,50	Plana	Lisa	Calcita	II	Seca
54	47	251	4,10	1,20	0,40	Plana	Lisa	Arcilla	II	Seca
55	86	211	6,00	1,40	1,40	Ondulada	Lisa	Arcilla	II	Seca
56	73	116	4,00	1,90	2,40	Escalonada	Lisa	Arcilla	II	Seca
57	83	199	1,00	1,12	3,40	Escalonada	Rugosa	Calcita	III	Húmeda
58	67	200	1,10	1,18	3,00	Plana	Rugosa	Calcita	II	Seca
59	49	52	1,15	0,56	5,00	Plana	Rugosa	Arcilla	II	Húmeda
60	56	197	2,00	0,94	4,00	Plana	Rugosa	Calcita	I	Seca
61	60	188	6,00	0,97	2,00	Plana	Rugosa	Arcilla	I	Húmeda
62	70	89	1,60	0,89	1,20	Plana	Rugosa	Calcita	I	Húmeda
63	67	201	3,20	1,79	2,40	Ondulada	Lisa	Calcita	II	Seca
64	70	67	5,70	1,58	3,40	Ondulada	Rugosa	Calcita	I	Húmeda
65	90	94	9,56	1,21	2,00	Escalonada	Lisa	Arcilla	I	Seca
66	67	190	3,45	0,97	5,00	Escalonada	Lisa	Arcilla	I	Húmeda
67	89	91	6,23	0,87	1,30	Escalonada	Lisa	Calcita	II	Húmeda
68	75	85	6,34	1,65	0,50	Plana	Rugosa	Calcita	I	Húmeda
69	89	82	2,40	0,78	2,00	Plana	Rugosa	Calcita	II	Seca
70	74	100	3,67	2,56	0,30	Plana	Rugosa	Calcita	I	Seca
71	84	133	9,45	1,78	1,00	Escalonada	Lisa	Calcita	II	Seca
72	80	120	6,34	1,65	0,30	Plana	Lisa	Arcilla	I	Seca
73	79	200	6,54	1,36	1,40	Plana	Rugosa	Calcita	I	Seca
74	78	51	7,80	1,65	1,50	Plana	Rugosa	Calcita	I	Seca
75	59	181	2,10	2,00	1,00	Ondulada	Rugosa	Calcita	II	Seca

Fuente: datos del proyecto.

ID	DIP (°)	DIP DIRECCION (°)	CONTINUIDAD (m)	ESPACIADO (m)	ABERTURA (cm)	FORMA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZACIÓN	FILTRACIÓN
76	83	171	3,20	1,00	3,00	Escalonada	Lisa	Arcilla	II	Seca
77	56	73	3,10	1,00	2,00	Ondulada	Rugosa	Arcilla	II	Seca
78	87	81	4,21	1,30	1,50	Plana	Rugosa	Arcilla	II	Seca
79	57	80	9,32	1,60	2,40	Ondulada	Lisa	Arcilla	II	Seca
80	70	74	10,32	1,54	0,60	Escalonada	Lisa	Calcita	I	Seca
81	54	95	6,70	0,64	2,00	Plana	Lisa	Calcita	I	Seca
82	62	90	3,63	0,89	0,20	Plana	Rugosa	Arcilla	II	Seca
83	78	84	2,12	0,97	0,30	Plana	Lisa	Arcilla	I	Seca
84	86	75	2,51	0,87	1,40	Ondulada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
85	66	234	4,20	2,57	1,50	Escalonada	Rugosa	Calcita	I	Seca
86	73	211	2,14	1,23	2,60	Ondulada	Rugosa	Calcita	I	Seca
87	79	140	5,00	2,64	2,00	Plana	Lisa	Arcilla	I	Seca
88	83	75	6,00	1,94	1,00	Ondulada	Rugosa	Arcilla	II	Seca
89	41	54	5,00	0,32	4,00	Ondulada	Lisa	Calcita	II	Seca
90	44	145	7,00	1,34	5,00	Plana	Lisa	Calcita	II	Húmeda
91	56	144	3,00	0,56	2,00	Plana	Lisa	Calcita	I	Húmeda
92	52	156	5,00	0,23	0,30	Plana	Rugosa	Arcilla	II	Seca
93	56	76	2,50	0,59	4,00	Escalonada	Rugosa	Arcilla	I	Húmeda
94	70	211	1,00	0,98	0,30	Plana	Rugosa	Arcilla	II	Seca
95	64	208	23,40	0,89	1,00	Plana	Lisa	Calcita	I	Húmeda
96	70	210	3,30	0,80	3,00	Plana	Lisa	Arcilla	II	Húmeda
97	75	190	2,40	0,69	4,00	Ondulada	Rugosa	Calcita	II	Húmeda
98	69	200	5,65	1,80	3,00	Escalonada	Rugosa	Arcilla	II	Seca
99	75	85	1,56	1,40	4,00	Ondulada	Rugosa	Calcita	I	Seca
100	74	196	5,32	0,89	2,00	Plana	Lisa	Arcilla	I	Seca

Fuente: datos del proyecto.

Banco D

ID	DIP (°)	DIP DIRECTION (°)	CONTINUIDAD (m)	ESPACIADO (m)	ABERTURA (cm)	FORMA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZACIÓN	FILTRACIÓN
101	55	87	7,53	1,79	1,00	Plana	Rugosa	Calcita	I	Seca
102	67	71	21,20	1,58	1,00	Ondulada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
103	87	83	4,32	1,21	2,00	Ondulada	Rugosa	Arcilla	II	Seca
104	67	91	1,23	0,97	1,30	Plana	Rugosa	Calcita	III	Seca
105	89	56	4,21	0,87	2,30	Plana	Lisa	Calcita	II	Seca
106	75	53	1,23	1,20	3,20	Escalonada	Rugosa	Arcilla	III	Seca
107	56	62	1,20	1,00	0,3	Escalonada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
108	68	72	4,00	2,00	0,20	Escalonada	Lisa	Arcilla	II	Seca
109	76	289	5,00	0,89	0,10	Escalonada	Lisa	Calcita	III	Húmeda
110	87	73	3,00	1,79	0,1	Escalonada	Lisa	Calcita	II	Seca
111	67	72	6,00	1,58	2,00	Ondulada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
112	56	82	3,20	1,21	3,00	Plana	Rugosa	Calcita	II	Seca
113	56	210	5,00	0,97	1,40	Plana	Rugosa	Arcilla	III	Seca
114	57	250	1,00	0,87	2,50	Plana	Rugosa	Calcita	I	Seca
115	58	236	2,21	1,84	1,30	Plana	Rugosa	Arcilla	I	Húmeda
116	59	121	23,20	1,98	2,00	Ondulada	Rugosa	Calcita	I	Húmeda
117	76	280	21,30	1,50	3,20	Ondulada	Lisa	Calcita	I	Seca
118	45	119	2,00	3,00	0,3	Plana	Rugosa	Calcita	II	Seca
119	49	69	3,30	2,10	2,00	Ondulada	Lisa	Arcilla	I	Seca
120	78	245	3,00	1,20	0,10	Plana	Lisa	Arcilla	I	Seca
121	79	68	4,00	0,89	1,40	Ondulada	Lisa	Arcilla	II	Seca
122	76	247	5,10	1,79	2,40	Plana	Rugosa	Arcilla	II	Seca
123	75	160	5,10	1,58	1,50	Ondulada	Rugosa	Arcilla	II	Seca
124	68	121	5,60	1,21	0,30	Plana	Rugosa	Arcilla	II	Seca

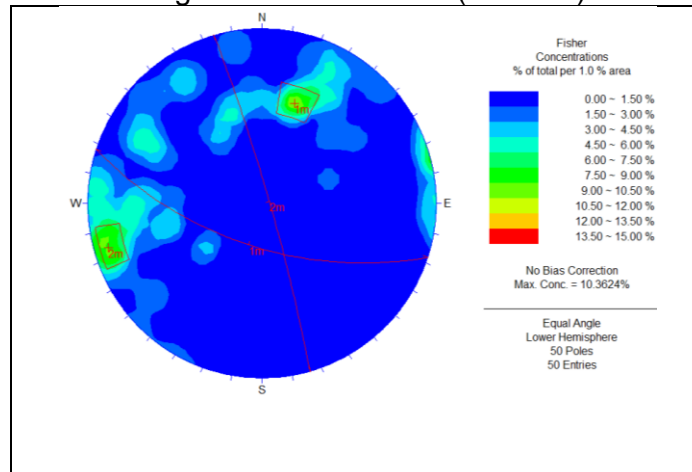
Fuente: datos del proyecto.

ID	DIP (°)	DIP DIRECCION (°)	CONTINUIDAD (m)	ESPACIADO (m)	ABERTURA (cm)	FORMA	RUGOSIDAD	RELLENO	METEORIZACIÓN	FILTRACIÓN
125	86	87	5,00	0,97	0,10	Plana	Lisa	Arcilla	I	Seca
126	89	71	6,00	1,56	0,50	Plana	Lisa	Arcilla	I	Seca
127	76	83	7,30	1,12	3,10	Ondulada	Rugosa	Calcita	I	Húmeda
128	56	91	6,30	0,98	3,00	Plana	Rugosa	Calcita	I	Seca
129	76	138	9,30	0,70	2,30	Escalonada	Rugosa	Calcita	I	Húmeda
130	87	150	6,20	1,10	3,20	Plana	Lisa	Arcilla	II	Húmeda
131	89	71	1,23	0,68	0,3	Ondulada	Rugosa	Calcita	II	Húmeda
132	76	129	2,60	0,98	4,00	Escalonada	Rugosa	Arcilla	II	Seca
133	56	65	8,34	1,34	0,10	Escalonada	Rugosa	Calcita	II	Húmeda
134	76	121	4,00	0,56	2,10	Escalonada	Rugosa	Arcilla	II	Seca
135	87	132	3,00	0,23	3,00	Escalonada	Lisa	Arcilla	II	Húmeda
136	76	119	5,60	0,59	1,00	Ondulada	Rugosa	Arcilla	III	Seca
137	56	100	7,54	0,98	1,30	Plana	Rugosa	Arcilla	II	Seca
138	76	101	8,40	2,10	5,00	Escalonada	Rugosa	Arcilla	I	Seca
139	47	78	4,03	1,20	3,20	Plana	Rugosa	Arcilla	II	Seca
140	78	86	5,08	0,89	2,00	Plana	Lisa	Calcita	II	Seca
141	67	121	4,30	1,34	0,20	Plana	Rugosa	Calcita	I	Seca
142	86	132	5,70	1,23	1,00	Ondulada	Lisa	Calcita	I	Seca
143	85	119	4,67	1,54	1,10	Ondulada	Lisa	Calcita	I	Seca
144	58	72	2,00	0,87	2,10	Escalonada	Lisa	Arcilla	I	Seca
145	68	95	4,00	1,84	0,20	Plana	Lisa	Arcilla	I	Seca
146	78	160	9,20	1,98	0,40	Plana	Rugosa	Calcita	I	Seca
147	56	120	5,00	1,50	0,20	Ondulada	Rugosa	Arcilla	II	Seca
148	78	75	5,00	3,00	1,20	Escalonada	Rugosa	Calcita	II	Seca
149	76	76	4,00	0,89	2,00	Ondulada	Lisa	Arcilla	I	Seca
150	76	127	10,00	0,97	1,20	Plana	Rugosa	Calcita	I	Seca

Fuente: datos del proyecto.

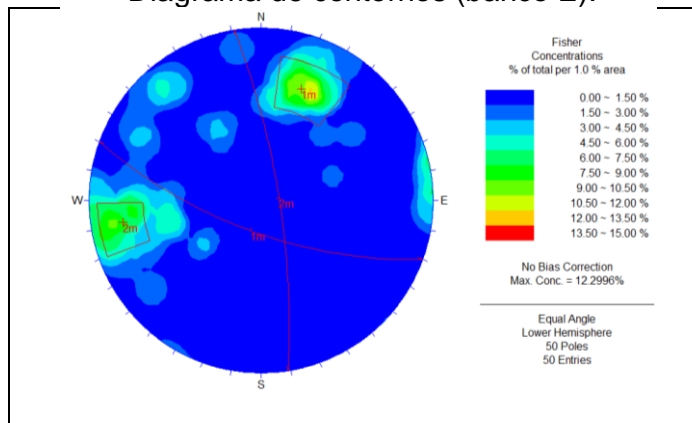
Anexo G. Diagrama de contornos

Diagrama de contornos (banco F).



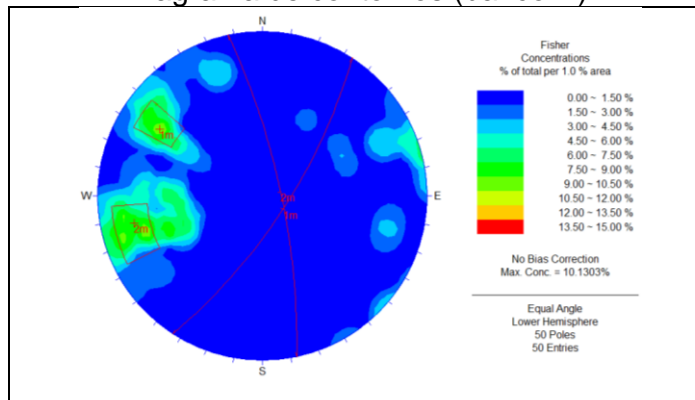
Fuente: datos del proyecto

Diagrama de contornos (banco E).



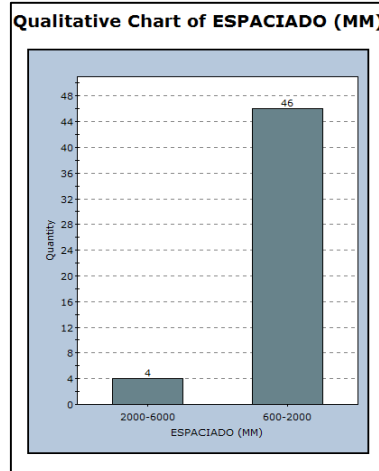
Fuente: datos del proyecto

Diagrama de contornos (banco D).



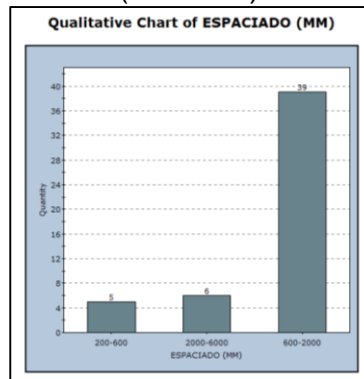
Fuente: datos del proyecto.

Anexo H. Histograma espaciado discontinuidades
(Banco F).



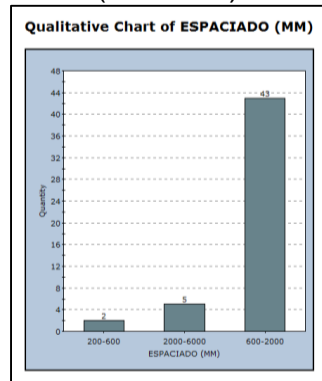
Fuente: datos del proyecto

(Banco E).



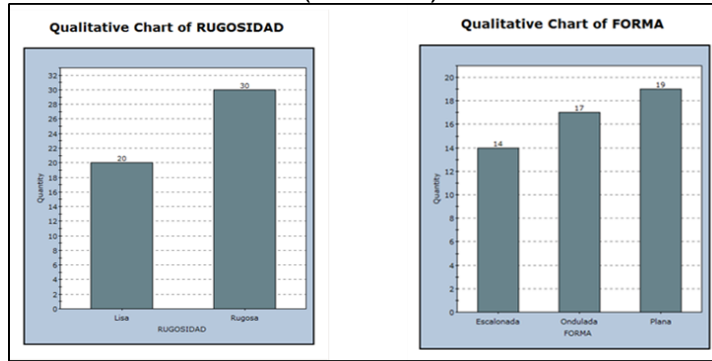
Fuente: datos del proyecto

(Banco D).



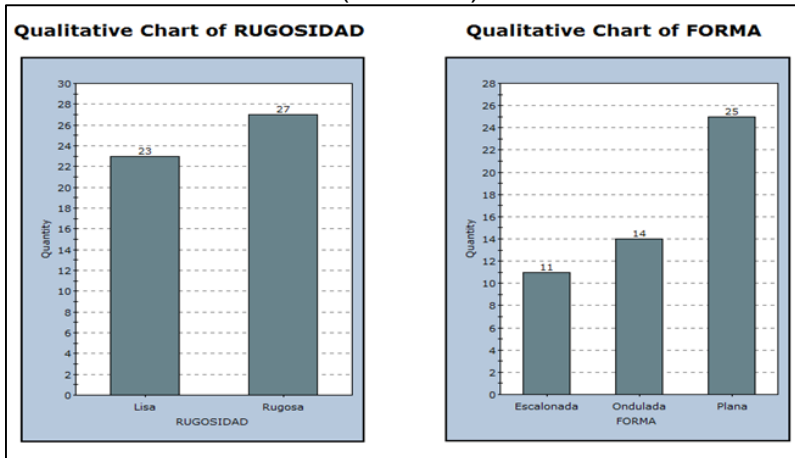
Fuente: datos del proyecto

Anexo I. Histograma rugosidad
(Banco F)



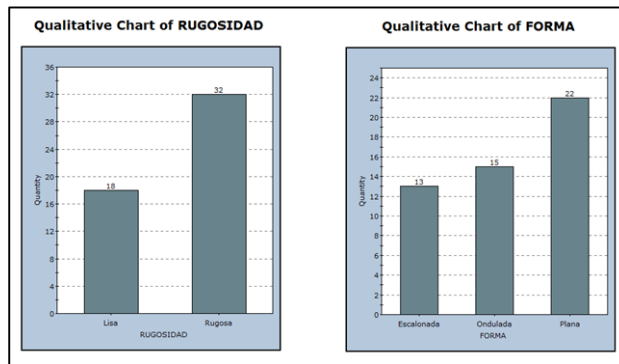
Fuente: datos del proyecto

(Banco E)



Fuente: datos del proyecto

Banco D



Fuente: datos del proyecto.

Anexo J. Tabla de clasificación geomecánica RMR.

PARAMETRO		ESTIMACION Y ESCALA DE VALORES								
1	Resistencia de la roca sana	Carga puntual MPa \Leftrightarrow	> 10	4 - 10	2 - 4	1 - 2	Únicamente Compresión Simple			
		Kg/cm ² (aprox) \Leftrightarrow	100	40 - 100	20 - 40	10 - 20				
		Compr. Simple MPa \Leftrightarrow	> 250	100 - 250	50 - 100	25 - 50	5-25	1-5	< 1	
		Kg/cm ² (aprox) \Leftrightarrow	> 2 500	1 000-2 500	500 - 1 000	250 - 500	50-250	10-50	< 10	
Valoración			15	12	7	4	2	1	0	
2	RQD %		90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25			
	Valoración		20	17	13	8	3			
3	Separación de discontinuidades		> 2 m	0,6 - 2 m	0,2 - 0,6 m	0,06 - 0,2 m	< 0,06 m			
	Valoración		20	15	10	8	5			
4	Estado de las discontinuidades (ver guía especial)	Muy rugosas. Discontinuas. Sin separaciones. Borde sano y duro	Ligeramente rugosas. Abertura < 1 mm. Bordes duros.	Ligeramente rugosas. Abertura < 1 mm. Bordes blandos	Espejo de falla o con relleno < 5 mm o aberturas 1 - 5 mm. Discontinuas continuas	Relleno blando > 5 mm o abertura > 5 mm	Discontinua Continua			
	Valoración		30	25	20	10	0			
5	Presencia de agua	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	< 10 L/min	10 - 25 L/min	25 - 125 L/min	> 125 L/min			
		Relación entre la presión de agua y la mayor del terreno σ_w / σ_1	0	0 - 0,1	0,1 - 0,2	0,2 - 0,5	> 0,5			
	Estado general	Seco	Ligeramente Húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo				
	Valoración		15	10	7	4	0			
6	Corrección por orientación de las discontinuidades (ver guía especial)									
	Dirección y Buzamiento		Muy favorable	Favorable	Medio o regular	Desfavorable	Muy desfavorable			
	Valoración para	Túneles	0	- 2	- 5	- 10	- 12			
		Cimentación	0	- 2	- 7	- 15	- 25			
Taludes		0	- 5	- 25	- 50	- 60				

Guía especial para valorar el factor 4. Valoración del estado de las discontinuidades.







Parámetro	Valoración				
Longitud de la discontinuidad (Persistencia)	< 1 m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m
	6	4	2	1	0
Abertura	Nada	< 0,1 mm	0,1 - 1,0 mm	1 - 5 mm	> 5 mm
	6	5	3	1	0
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave
	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	Relleno duro	Relleno duro	Relleno blando	Relleno blando
		< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
	6	4	2	2	0
Alteración	Inalterado	Ligeramente alterado	Moderadamente alterado	Muy alterado	Descompuesto
	6	5	3	1	0

Anexo K. Resultados clasificación geomecánica RMR.

BANCO	RESISTENCIA COMPRESION	ESPACIADO DE LAS DISCONTINUIDADES	CONDICION DE LAS DISCONTINUIDADES	PRESENCIA DE AGUA	RQD	TIPO DE ROCA
F	36.5mpa	0,6 a 2m	ligeramente alterada, ligeramente rugosa con continuidad media y relleno seco	Totalmente seco	98,9	Roca clase II De calidad buena
RMR BASICO					MUY buena	85
CALIDAD SEGUN RQD						
E	47.81mpa	0,6 a 2m	Algo meteorizada, con continuidad media, espaciado masivo y relleno duro y seco y ligeramente rugosa	Totalmente seco	99,42	Roca clase II De calidad buena
RMR BASICO					MUY buena	85
CALIDAD SEGUN RQD						
D	32.065mpa	0,6 a 2m	Algo meteorizada, con continuidad media, espaciado masivo y relleno duro y seco y ligeramente rugosa	Totalmente seco	98,8	Roca clase II De calidad buena
RMR BASICO					MUY buena	85
CALIDAD SEGUN RQD						
CORRECCION POR ORIENTACION					Favorable	80

Fuente: datos del proyecto.

Anexo L. Tabla clasificacion gemecanica GSI.

<p>GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000)</p> <p>From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced is water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.</p>		SURFACE CONDITIONS				
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY →				
		VERY GOOD Very rough, fresh unweathered surfaces	GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces	FAIR Smooth, moderately weathered and altered surfaces	POOR Slickensided, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings or angular fragments	VERY POOR Slickensided, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90			N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70			
	VERY BLOCKY- interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50		
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40	30	
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				20	
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A			10

Anexo M. Factores de ajuste clasificación SMR Romana

TIPO DE ROTURA		MUY FAVORABLE	FAVORABLE	NORMAL	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE
Plana	$ \alpha_j - \alpha_s $	>30°	30-20°	20-10°	10-5°	<5°
	A $ \alpha_j - \alpha_s - 180 $					
Vuelco	$ \alpha_j - \alpha_s $	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
	B $ \beta_j \delta \ \beta_j $					
Plana/Cuña	F_2	0.15	0.40	0.70	0.85	1.00
Plana	$\beta_r - \beta_s$	>10°	10-0°	0°	0-(-10°)	<(-10°)
	C $\beta_r - \beta_s$					
Cuña	$\beta_r - \beta_s$	<110°	110-120°	>120°	-	-
	$\beta_r - \beta_s$					
Vuelco	F_3	0	-6	-25	-50	-60
MÉTODO DE EXCAVACIÓN						
Talud natural		F_4		MÉTODO DE EXCAVACIÓN		F_4
Precorte		+15	+10	Voladura normal o excavación mecánica		0
Voladura suave		+8	Voladura deficiente		-8	

Anexo N. Resultados clasificación geomecánica (SMR, Romana, 1985).

Familia	Tipo de rotura	RMR básico	α_j α_j	α_s	β_j β_i	β_s	$\frac{ \alpha_j - \alpha_s }{ \alpha_j - \alpha_s - 180^\circ }$ $\frac{ \alpha_j - \alpha_s }{ \alpha_j - \alpha_s }$	$\frac{\beta_j - \beta_s}{\beta_i - \beta_s}$ $\frac{\beta_i - \beta_s}{\beta_i + \beta_s}$	F1	F2	F3	F4	F1. F2. F3+F4	SMR
J1-j2 Banco F	w	85	167	150	56	80	17	-24	0.	1	-60	0	-42	43
						52		4	7		-6		-4,2	80,8
J1-j2 Banco E	w	85	159	150	58	80	9	-22	0.	1	-60	0	-51	34
						52		6	85		-6		-5,1	79,9
j2 Banco D	w	85	120	150	72	80	-30	-8	0,	1	-50	0	-20	65
						52		20	4		0		0,4	85,4
Estrato	t	85	329	150	36	80	-1	111	1	1	-6	0	-6	79
						52		0	0		1		86	

- α_j dirección de buzamiento de la junta
- α_i dirección de buzamiento de plunge
- α_s dirección de buzamiento talud
- β_j buzamiento juntas
- β_s buzamiento talud
- β_i En el caso de roturas por cuña buzamiento plunge.

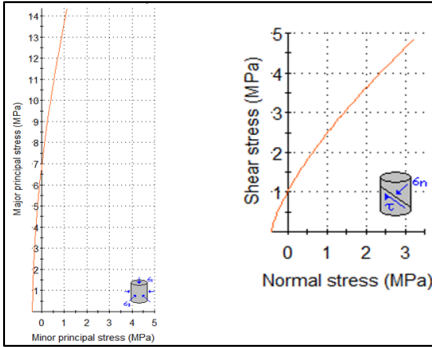
Clases de estabilidad según (SMR, Romana, 1985).

Caso	V	IV	III	II	I
SMR	0-20	21-40	41-60	61-80	81-100
Descripción	Muy mala	Mala	Normal	Buena	Muy buena
Estabilidad	Totalmente inestable	Inestable	Parcialmente estable	Buena	Muy buena
Roturas	Grandes roturas por planos continuos o por masa	Juntas grandes o cuñas	Algunas juntas o muchas cuñas	Algunos bloques	Ninguna
Tratamiento	Re excavación	Corrección	Sistemático	Ocasional	Ninguno

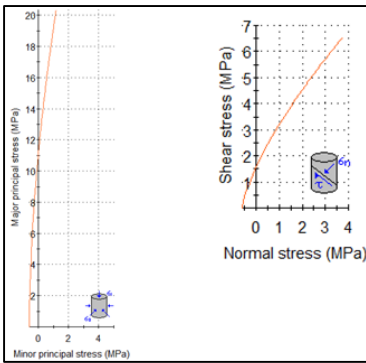
Departamento ingeniería de terreno universidad politecnica de valencia

Anexo O. Envolvente de mohr resultante programa Roclab.

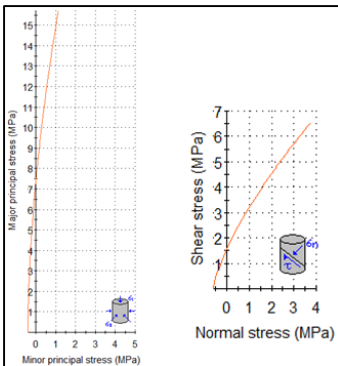
Banco F.



Banco E.



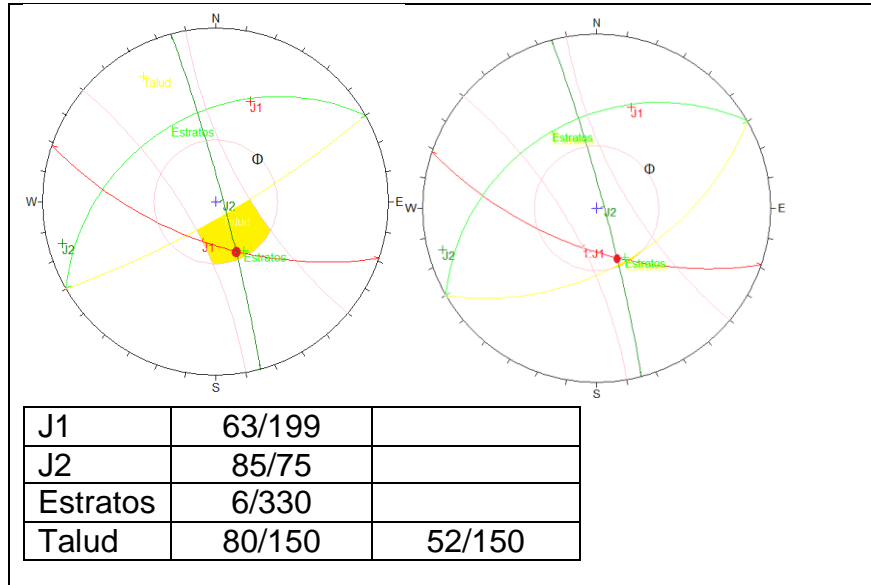
Banco D



Fuente: datos del proyecto.

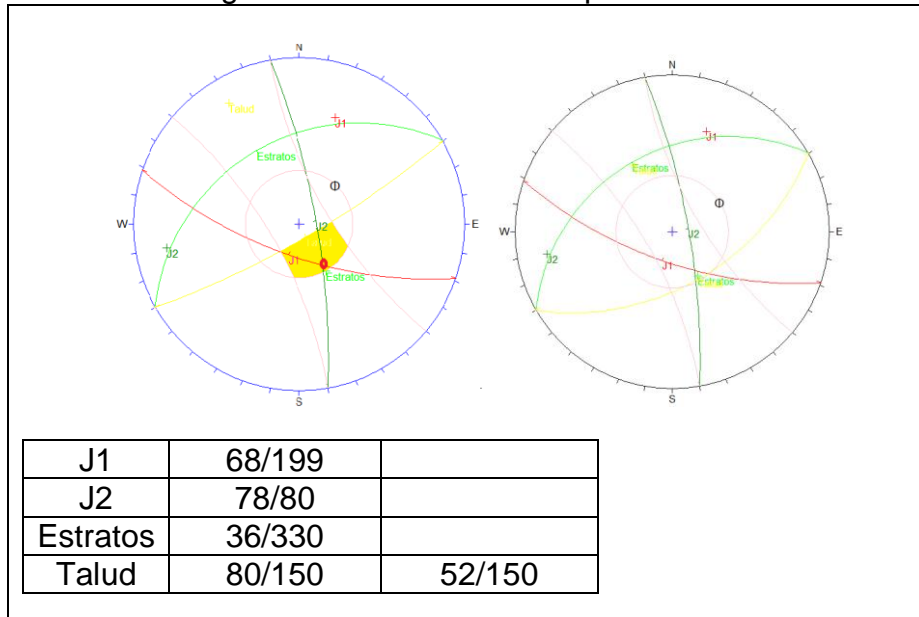
Anexo P. Análisis cinemático, programa Dips.

Representación estereográfica de rotura en cuña para el banco F.



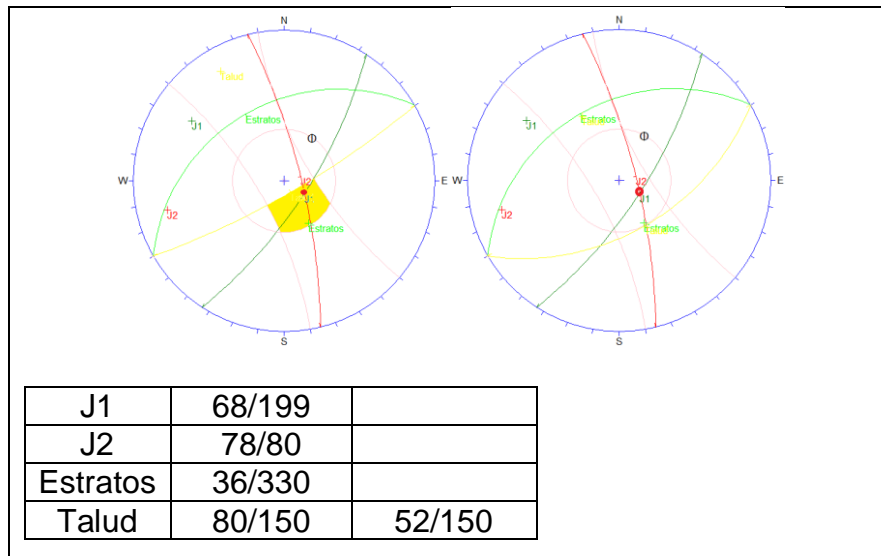
Fuente: datos del proyecto.

Representación estereográfica de rotura en cuña para el banco E.



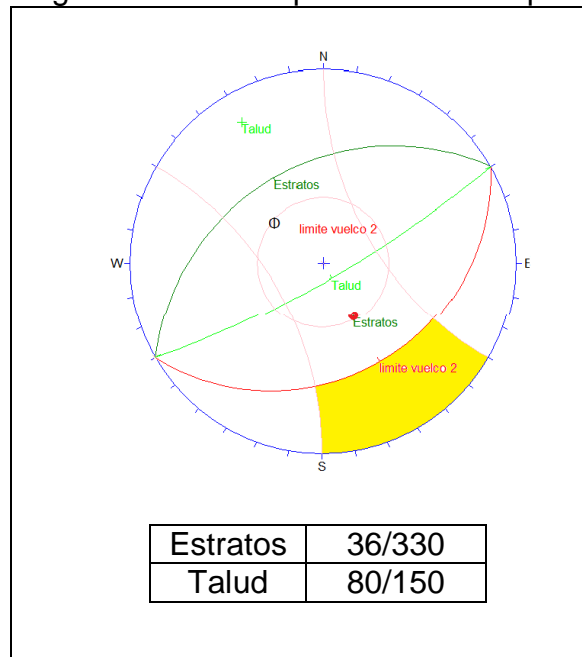
Fuente: datos del proyecto.

Representación estereográfica de rotura en cuña para el banco D.



Fuente: datos del proyecto.

Representación estereográfica de rotura por volcamiento para los bancos D, E y F.



Fuente: datos del proyecto.

Anexo Q. Especificaciones técnicas explosivos.

ANFO AGENTE DE VOLADURA

Es un explosivo tipo agente de voladura conformado por una mezcla de nitrato de amonio, biodiesel o mezclas de hidrocarburos, sensible a la iniciación por un multiplicador - Pentofex, con poca resistencia a la humedad e inadecuado para operaciones subterráneas. Es muy seguro durante su manipulación y uso. Permite ser cargado en forma manual o neumática en los barrenos.

Es empleado en voladuras a campo abierto tales como: minería o explotación de rocas blandas o semiduras en canteras y en obras civiles. Se emplea como explosivo carga de columna.



CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

Físicas	
Densidad	0,85 ± 0,05 g/cm ³
Resistencia a la humedad	Ninguna
Diámetro Crítico	75mm
Balísticas	
Velocidad de detonación(*)	3.000 ± 300 m/s
Potencia absoluta en volumen ABS (Teórico)	757 cal/cm ³
Potencia absoluta en peso AWS (Teórico)	890 cal/g
(*) Medido en tubo de PVC de 43" iniciado con multiplicador Pentofex de 337,5g	

ANFO BLASTING AGENT

ANFO is a blasting agent made up of a mixture of ammonium nitrate, biodiesel or hydrocarbon mixtures, sensitive to a booster initiation, with low moisture resistance and not suitable for underground operations. Very safe for handle and use, can be charged into the bore hole or pneumatically. It is used for openblast blasting such as: mining or soft or semi-hard rock exploding. It is used as a column charge, with a booster in the bottom.

TECHNICAL SPECIFICATIONS

Physical	
Density	0,85 ± 0.05 g/cm ³
Moisture resistance	None
Critical Diameter	75mm
Ballistics	
Velocity of detonation (*)	3.000 ± 300 m/s
Absolute Weight Strength (Theoretical)	757 cal/cm ³
Absolute Bulk Strength (Theoretical)	890 cal/g
(*) Measured in a 43" PVC tube initiated with 337,5g Pentofex multiplier	



CORDÓN DETONANTE

Explosivo que consta de un núcleo constituido por un alto explosivo: Pentrita (PETN) protegido por papel, capas de hilo y PVC para garantizar resistencia a la humedad, tracción y abrasión. Es utilizado como accesorio de voladura, iniciador e intercomunicador de barrenos entre sí para trabajos de corte y voladuras especiales. Es empleado como línea principal de transmisión, puede iniciar cualquier cantidad de líneas adicionales conectadas con nudo hasta formar una malla. Este producto está diseñado como elemento transmisor de una onda detonante desde un punto a otro o de una carga explosiva a otra. Posee excelente resistencia al agua, siempre y cuando se preserve su revestimiento plástico. El cordón detonante de 38 g/m se utiliza específicamente en explosivo precorte y recorte en tunelería.

© 116 EXPLOSIVOS / EXPLOSIVES

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

Características Técnicas	
Presentación	3, 6, 12 y 38 g/m
Físicas	
Impermeabilidad a la presión hidrostática 3kgf/cm ²	Excelente (Máximo 1% ganancia de agua)
Balísticas	
Velocidad de detonación	7.000 ± 300 m/s
Resistencia a la tensión	70 kgf (3, 6 y 12 g/m) y 90 kgf (38g/m)

DETONATING CORD

Explosive used as a blasting accessory to initiate and connect holes for cutting jobs and special blasting. Used as a main line to initiate any amount of additional connected lines with a knot to form a network. Consists of a high explosive core: Pentrite (PETN) protected by paper, layers of yarn, and PVC to guarantee resistance to moisture, traction and cord abrasion. Designed to transmit a detonating wave from one point to another or from one explosive charge to another. It is highly resistant to water as long as the plastic coating is left intact. Detonating cord of 38g/m is specifically used in precut explosives and tunnel cutting.

TECHNICAL SPECIFICATIONS

Presentation	3, 6, 12 y 38 g/m
Physical	
Impermeability to hydrostatic pressure 3kgf/cm ²	Excellent (Max 1% water gain)
Ballistics	
Velocity of detonation	7,000 ± 300 m/s
Tensile strenght	70 kgf (3.6 and 12 g/m) and 90 kgf (38 g/m)



DETONADOR EXEL TM MS

Serie de detonadores no eléctricos de alta potencia con tiempo en milisegundos y serie de 23 períodos con rangos de 0 a 1400 ms. La cápsula es de fondo (fuerza 12) que viene ensamblada al tubo de señal de color naranja. Provee una serie de tiempos aplicables tanto en voladuras de minería a cielo abierto como subterránea, dado el alto rango de tiempos que caracteriza a esta serie. Este explosivo accesorio inicia directamente tanto boosters (multiplicadores) iniciadores de agentes de voladura como explosivos encartuchados.



PROPIEDADES TÉCNICAS

Periodo	Tiempo Nominal (ms)	Color de la etiqueta	Periodo	Tiempo Nominal (ms)	Color de la etiqueta
0	0	Rosado	12	400	Azul
1	25	Rojo	13	450	Naranja
2	50	Beige	14	500	Morado
3	75	Verde	15	600	Gris
4	100	Azul	16	700	Azul
5	125	Naranja	17	800	Rojo
6	150	Morado	18	900	Beige
7	175	Gris	19	1000	Verde
8	200	Azul	20	1100	Azul
9	250	Rojo	21	1200	Naranja
10	300	Beige	22	1300	Morado
11	350	Verde	23	1400	Gris

EXEL TM MS DETONATOR

Series of non-electric high potency detonators with millisecond delays and a series of 23 periods with ranges from 0 to 1400 m. The detonator (12 force) is assembled to the orange signal tube. Exel MS detonator provides a series of delays applicable to both open-air and underground mining blasting, given the several ranges of delays that are designed for this series. This product directly initiates boosters (multipliers) as well as cartridge explosives.

TECHNICAL PROPERTIES

Period	Nominal Time (ms)	Label Color	Period	Nominal Time (ms)	Label Color
0	0	Pink	12	400	Blue
1	25	Red	13	450	Orange
2	50	Beige	14	500	Purple
3	75	Green	15	600	Grey
4	100	Blue	16	700	Blue
5	125	Orange	17	800	Red
6	150	Purple	18	900	Beige
7	175	Grey	19	1000	Green
8	200	Blue	20	1100	Blue
9	250	Red	21	1200	Orange
10	300	Beige	22	1300	Purple
11	350	Green	23	1400	Grey



MECHA DE SEGURIDAD

Es un Explosivo accesorio de voladura conformado por un núcleo de pólvora negra recubierto de papel, varias capas de hilo de algodón, asfalto y una capa de PVC para garantizar impermeabilidad, flexibilidad y resistencia a la abrasión.

Este accesorio transmite una llama o fuego, a una velocidad conocida y constante para iniciar un detonador común, que explota y se encarga de sensibilizar los explosivos que estén en contacto con él. Se emplea como medio de iniciación del detonador número 8 fijado en uno de sus extremos. La mecha de seguridad tiene un tiempo de combustión por unidad lineal requerido para protección de la persona explosivista que realiza la iniciación de la voladura. Sensible bajo ciertas condiciones al golpe, fricción, chispa o fuego.

118 EXPLOSIVOS / EXPLOSIVES

CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

Físicas	
Densidad de carga	4,5 g/m a 6,0 g/m
Resistencia a la humedad	Excelente
Longitud de bobina	250 ± 2 m
Diámetro Exterior	5,0 ± 0,2 mm
Balísticas	
Tiempo de combustión a 2565 m.s.n.m.	130 ± 13 s/m
Alcance de llama	50 mm mínimo

SAFETY FUSE

Blasting accessory with a black powder core covered with paper, several layers of cotton yarn, asphalt and PVC to guarantee impermeability, flexibility and resistance to abrasion. This accessory transmits fire at a known and constant velocity to a sensitive detonator, which explodes and initiates explosives that are in contact with it.

Used to initiate a number 8 detonator assembled to one end with a combustion time per lineal unit required to protect the person performing the detonation. It is sensitive under certain conditions to blows, friction, sparks and fire.

TECHNICAL SPECIFICATIONS

Physical	
Charge density	4,5 g/m at 6,0 g/m
Moisture resistance	Excellent
Length of reel	250 ± 2 m
Exterior diameter	5,0 ± 0,2 mm
Ballistics	
Combustion time at 2,565 meters above sea level	130 ± 13 s/m
Range of spark	50 mm minimum

119



MUPLICADOR PENTOFEX

Es un explosivo multiplicador a base de pentolita con alta densidad, velocidad y presión de detonación. Los multiplicadores Pentofex son formulados con una mezcla de TNT y pentrita (PETN) de la más alta calidad que asegura confiabilidad, consistencia y durabilidad en los ambientes de voladura. Se emplean para iniciar la detonación de los agentes de voladura (explosivos que no pueden iniciarse con un detonador). Es sensible a la iniciación con los detonadores común, eléctrico, no eléctrico y electrónico mínimo fuerza 8.



CARACTERÍSTICAS TÉCNICAS

Físicas			
Densidad	1,60 ± 0,1 g/cm ³		
Diámetro de tubo	337,5 g	450 g	80 g
	50 ± 0,5 mm	60,6 ± 0,5 mm	33 ± 0,2mm
Resistencia a presión hidrostática	Excelente (2 kgf/cm ² por 24 h)		
Balísticas			
Velocidad de detonación	6.700 ± 200 m/s		
Presión de detonación	180 kbar (mínima)		
Sensibilidad al detonador No. 8	Positiva (perforar placa de acero de ½)		

BOOSTER PENTOFEX

Pentofex is a booster explosive made of pentolite with high density, velocity and pressure of detonation. Pentofex booster has the highest quality pentrite (PETN) that guarantees reliability, consistency and durability in all blasting environments. They are used to initiate blasting agents (explosives that cannot be initiated with a detonator). It is used as an initiator for blasting agents and it is sensitive to initiation with common, electric, non-electric and electronic detonators.

TECHNICAL SPECIFICATIONS

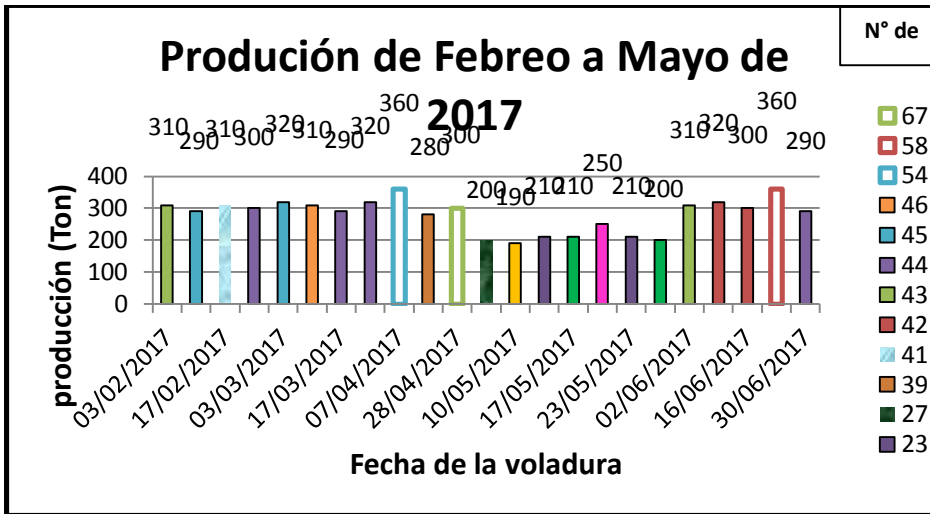
Physical			
Density	1.60 ± 0.1g/cm ³		
Tube diameter	337,5 g	450 g	80g
	50± 0.5 mm	60.6±0.5 mm	33±0.2 mm
Resistance to hydrostatic pressure	Excellent (2 kgf/cm ² time 24 h)		
Ballistics			
Velocity of detonation	6,700 ± 200 m/s		
Detonation pressure	180 kbar (minimum)		
Sensitivity to detonator No. 8	Positive (perforates ½ steelplate)		

Anexo R. Base de datos, Histogramas de producción.

Fecha de la Voladura	Encargado de la Perforación	Encargado de la Voladura	Fecha de perforación	barrenos por jornada	total barrenos	Grupo	Trazado	Geometría	ANQ cantidad en faja	ANQ control en metros	condón de 3 g/m cantidad en (m)	condón de 6 g/m cantidad en (m)	dilataciones unidades	medida de seguridad (m)	producción por Voladura (kg/m ³)	capacidad de camión (ton)	producción por Voladura (ton)	producción por Voladura (m ³)	factor de espolvoreo de roca	Fragmentación tamaño medio de los bloques en (mm)	Aplicación
3/02/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	1/02/2017	20	49	F	1	irregular	37,5	1,5	100	70	3	6	31	10	310	213	0,59	1,35	Aceptable
10/02/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	2/02/2017	23	46	F	1	irregular	33	1,32	105	80	2	4	29	10	290	200	0,59	1,25	Aceptable
17/02/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	9/02/2017	23	41	F	1	irregular	30	1,2	98	68	2	4	31	10	310	219	0,59	1,1	Aceptable
24/02/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	14/02/2017	20	44	F	1	irregular	40	1,6	100	70	3	6	30	10	300	198	0,59	1,15	Aceptable
3/03/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	22/02/2017	20	46	F	1	irregular	43	1,72	106	77	4	8	32	10	320	201	0,59	1,15	Aceptable
10/03/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	8/02/2017	15	46	F	1	irregular	37,5	1,5	104	75	3	6	31	10	310	195	0,59	1,15	Aceptable
17/03/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	9/02/2017	23	44	F	1	irregular	35	1,4	106	72	2	4	29	10	290	182	0,59	1,2	Aceptable
24/03/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	13/02/2017	23	44	F	1	irregular	35	1,4	106	72	2	4	29	10	290	182	0,59	1,2	Aceptable
31/03/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	14/02/2017	21	44	F	1	irregular	38	1,52	100	70	3	6	32	10	320	201	0,59	1,1	Aceptable
7/04/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	22/02/2017	20	54	F	1	irregular	50	2	160	100	4	8	36	10	360	236	0,59	1,2	Aceptable
14/04/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	6/04/2017	28	39	F	1	irregular	25	1	100	70	2	4	28	10	280	176	0,59	1	Aceptable
21/04/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	19/04/2017	20	67	F	1	irregular	37,5	1,5	98	71	3	6	30	10	300	189	0,59	1,35	Aceptable
28/04/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	20/04/2017	19	27	F	1	irregular	25	1	80	50	1	2	20	10	200	135	0,59	1	Aceptable
5/05/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	3/05/2017	12	27	F	1	irregular	25	1	80	50	1	2	20	10	200	135	0,59	1	Aceptable
12/05/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	4/05/2017	15	22	F	1	irregular	25	1	66	44	1	2	19	10	190	140	0,59	0,9	Aceptable
19/05/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	8/05/2017	12	23	F	1	irregular	20	0,8	61	66	2	4	21	10	210	200	0,59	1,2	Aceptable
26/05/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	9/05/2017	10	23	F	1	irregular	20	0,8	61	66	2	4	21	10	210	200	0,59	1,2	Aceptable
3/06/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	11/05/2017	10	23	F	1	irregular	20	0,8	61	66	2	4	21	10	210	200	0,59	1,2	Aceptable
10/06/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	12/05/2017	13	21	F	1	irregular	25	1	79	50	1	2	21	10	210	230	0,59	1,15	Aceptable
17/06/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	15/05/2017	9	19	F	1	irregular	21	0,84	80	66	2	4	25	10	250	157	0,59	1,2	Aceptable
24/06/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	16/05/2017	12	19	F	1	irregular	21	0,84	80	66	2	4	25	10	250	157	0,59	1,2	Aceptable
31/06/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	18/05/2017	9	23	F	1	irregular	22	0,88	79	50	1	2	21	10	210	200	0,59	1,35	Aceptable
7/07/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	19/05/2017	11	23	F	1	irregular	22	0,88	79	50	1	2	21	10	210	200	0,59	1,35	Aceptable
14/07/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	22/05/2017	12	21	F	1	irregular	20	0,8	79	60	2	4	20	10	200	210	0,59	1	Aceptable
21/07/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	26/05/2017	9	21	F	1	irregular	20	0,8	79	60	2	4	20	10	200	210	0,59	1	Aceptable
28/07/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	31/05/2017	20	43	F	1	irregular	37,5	1,5	100	70	3	6	31	10	310	196	0,59	1,35	Aceptable
4/08/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	7/06/2017	23	42	F	1	irregular	34	1,36	97	73	2	4	32	10	320	201	0,59	1,1	Aceptable
11/08/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	8/06/2017	22	42	F	1	irregular	37,5	1,5	100	71	2	4	30	10	300	189	0,59	1	Aceptable
18/08/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	14/06/2017	19	42	F	1	irregular	37,5	1,5	100	71	2	4	30	10	300	189	0,59	1	Aceptable
25/08/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	15/06/2017	23	58	F	1	irregular	50	2	130	89	4	8	36	10	360	226	0,59	0,9	Aceptable
31/08/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	21/06/2017	25	33	F	1	irregular	37,5	1,5	100	71	3	6	29	10	290	200	0,59	1,35	Aceptable
7/09/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	22/06/2017	21	44	F	1	irregular	37,5	1,5	100	71	3	6	29	10	290	200	0,59	1,35	Aceptable
14/09/2017	Baudilio Pezsa Silva	Baudilio Pezsa Silva	29/06/2017	21	44	F	1	irregular	37,5	1,5	100	71	3	6	29	10	290	200	0,59	1,35	Aceptable

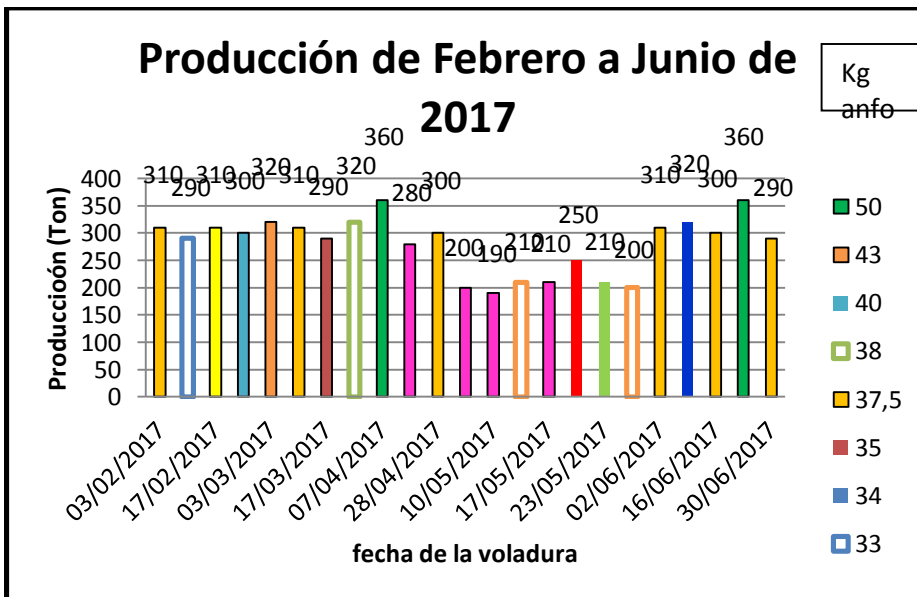
Fuente: datos del proyecto.

Histograma de producción en función del número de barrenos por voladura



Fuente: datos del proyecto.

Histograma de producción en función del consumo de explosivo



Fuente: datos del proyecto.

Anexo S. costo personal asociado a la operación perforacion y voladura

CARGO	SALARIO BASE	VALOR POR HORA	SUBSIDIO DE TRANSPORTE	DÍAS LAB	TOTAL DEVENGADO	DC TO SALUD 4%	DC TO PENSION 4%	TOTAL DEDUCIDO	NETO A PAGAR
Picapedra	900 000	3.750	83.140	30	983.140	36.000	36.000	72.000	\$ 911.140
Encargado	900 000	3.750	83.140	30	983.140	36.000	36.000	72.000	\$ 911.140
Operario maquinaria	1.100.000	4.583	83.140	30	1.183.140	44.000	44.000	88.000	\$ 1.095.140

CARGO	PRIMA DE SERVICIOS	VACACIONES	CESANTIAS	INTERESES DE CESANTIAS	TOTAL
Picapedra	81.896	37.530	81.896	819	\$ 202.140
Encargado	81.896	37.530	81.896	819	\$ 202.140
Operario maquinaria	98.556	45.870	98.556	966	\$ 243.967

CARGO	SALUD	PENSION	RIESGOS	COMPENSACION FAMILIAR	TOTAL A PAGAR
Picapedra	36.000	234.000	62.540	36.000	\$ 388.540
Encargado	36.000	234.000	62.540	36.000	\$ 388.540
Operario maquinaria	44.000	286.000	76.560	44.000	\$ 450.560

Fuente: datos del proyecto.

Anexo T. Catalogo equipos de perforación y accesorios.



BBAS STANDARD

CATEGORÍA
Máquina neumática

APLICACIONES
Cantera
Perforación de agua
Genio civil

DATOS PRINCIPALES
Fuerza: 60 o 80 kgm
Tracción: 1300 kg

TÉCNICAS DE PERFORACIÓN
Martillo de fondo
Sistema ODEX
Barrena helicoidal
Trialetas
Triconos

CAPACIDAD DE PERFORACIÓN
Profundidad: 30 metros (*)
Diámetro: 150 mm (*)

COLUMNA
Previsto para tubo de 2 metros
Longitud total: 3.63 metros
Perfil mecánico soldado

ROTACIÓN F574 (versión 60P)
Motor neumático F574FB
Fuerza de rotación: 60 kgm
Velocidad de rotación: 0 a 75 rpm
Consumo de aire: 1500 l/min a 6 bares

TRACCIÓN F575
Motor neumático F575DB
Capacidad de levantamiento: 1300 Kg
Consumo de aire: 1500 l/min a 6 bares

CADENA
Por cadena simple con paso de 25.4
Carga de rotura: 6 toneladas

GUÍA INFERIOR
Guía con juego de 1/2 conchas según el diámetro de los tubos

PUPITRE DE MANDOS
Instalado sobre la columna, reagrupa todos los mandos relativos a la perforación:
- Mando de rotación
- Mando de tracción
- Mando de regulación de empuje
- Mando de la válvula de aire
- Manómetros de control
- Freno de urgencia

LUBRIFICACIÓN
Equipado de un lubricador para la perforación con martillo de fondo
Capacidad: 8 litros

BASTIDOR
Bastidor ancho 2 ruedas
Anchura: 1600 mm
Inclinación delantera y trasera de la columna
Posición regulable en todos terrenos gracias a las ruedas independientes y que también permiten el arreglo de la inclinación lateral de la columna

PESO
550 kg

COLOR
Naranja



OPCIÓN

ROTACIÓN F694 (versión 80P)
Motor neumático F694B
Fuerza de rotación: 80 kgm
Velocidad de rotación: 0 a 45 rpm
Consumo de aire: 1500 l/min a 6 bares

GRUPO DE INYECCIÓN
Grupo de inyección neumático sobre skid
Capacidad de la cuba: 172 litros
Velocidad de rotación máxima: 250 rpm
Presión de inyección máxima: 60 bares
Despacho: 20 l / min
Peso: 340 kg

COMPRESOR



34, rue des Châteliers
BP 2803
45028 Orléans Cedex 1
Téléphone : 02 38 86 50 46
Télécopie : 02 38 86 79 91
Email : stenuick@stenuick.fr
Site : www.stenuick.fr

IMPORTANTE:
Las características técnicas pueden ser modificadas sin aviso previo

(*) Datos indicativos sin empeño

Anexo U. Costo de explosivos



Industria, innovación y talento



NIT. 899.999.044-3

Oficinas Centrales
Bogotá D.C.

No. **01.891.490**

Fecha Elaboración: **13/02/2017 11:27:00 a. m.**

ASUNTO : LISTA DE PRECIOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.

AL : Señores
CLIENTES EXPLOSIVOS COMERCIALES
Colombia

La INDUSTRIA MILITAR se permite remitir la Lista de Precios para los explosivos y accesorios, vigente a partir del 1 de febrero de 2017.

Por tal motivo, todos los productos que sean solicitados, cotizados, y fabricados mediante orden de compra, a partir de la fecha se le aplicarán los precios que se relacionan a continuación.

Código	Elemento	Und.	Precio de venta Unitario (Sin impuestos)	Unidad de Empaque	Valor Total (Sin impuestos)
6067	Anfo Fasab	Kg	\$ 4.184	Saco x 25 Kg	\$ 104.600
6071	Anfo Fexar	Kg	\$ 4.184	Saco x 25 Kg	\$ 104.600
6328	AV 800 85X500	Kg	\$ 7.347	Caja x 25 Kg	\$ 183.675
6341	Precorte	Kg	\$ 21.020	Caja por 15,7 Kg (100 Tacos)	\$ 330.014
6428	Indugel Plus AP Tipo B 26X250	Kg	\$ 10.510	Caja x 25 Kg	\$ 262.750
6429	Indugel Plus AP Tipo B 32X250	Kg	\$ 10.408	Caja x 25 Kg	\$ 260.200
6430	Indugel Plus AP Tipo B 38X250	Kg	\$ 10.306	Caja x 25 Kg	\$ 257.650
6431	Indugel Plus AP Tipo B 44X250	Kg	\$ 10.204	Caja x 25 Kg	\$ 255.100



"Pensando en fortalecer nuestra comunicación, la Industria Militar diseña e implementa el Área de Servicio al Cliente".

Visitenos en el Showroom – primer piso - servicioalcliente@indumil.gov.co

Teléfono directo: (57 1) 2207818 Pbx: (57 1) 2207800 ext. 1542 Móvil: 3174269095

Calle 44 N° 54 – 11 CAN Fax: 2224889 - 2225786. PBX: 2207800 E-mail: indumil@indumil.gov.co.

Página 1 de 4

No. 01.891.490

ASUNTO : LISTA DE PRECIOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.

Código	Elemento	Und.	Precio de venta Unitario (Sin impuestos)	Unidad de Empaque	Valor Total (Sin Impuestos)
6437	Indugel Plus Permisible 32X250	Kg	\$ 8.724	Caja x 25 Kg	\$ 218.100
6471	EMULIND - E 32 mm x 250mm	Kg	\$ 10.408	Caja x 25 Kg	\$ 260.200
6472	EMULIND - E 38 mm x 250mm	Kg	\$ 10.308	Caja x 25 Kg	\$ 257.650
6454	EMULIND - E 44 mm x 250mm	Kg	\$ 10.204	Caja x 25 Kg	\$ 255.100
6700	Mecha de Seguridad	Mt	\$ 653	Caja x 500 mt. Rollo x 250 mt	\$ 326.500
6712	Cordón Detonante 38gr	Mt	\$ 3.418	Caja x 200 mt. Rollo x 100 mt	\$ 683.600
6885	Cordón Detonante 12 Gr/Metro	Mt	\$ 1.077	Caja x 500 mt. Rollo x 250 mt	\$ 538.500
6886	Cordón Detonante 6 Gr / Metro	Mt	\$ 704	Caja x 600 mt. Rollo x 300 mt	\$ 422.400
6888	Cordón Detonante 3 Gr / Metro	Mt	\$ 556	Caja con 1.000mt. Rollo x 500mt.	\$ 556.000
6483	Detonador Común No. 8	Und	\$ 694	Caja x 100 Und	\$ 69.400
8174	Fulminante de Cacería Sheditte Cal. 28	Und	\$ 700	Unidad	\$ 700
8191	Fulminante para adaptador tubo de impacto	Und	\$ 300	Unidad	\$ 300
15025	Péntofex 337.5 gr Tipo E-1 Corriente	Und	\$ 15.306	Caja x 50 Und	\$ 765.300
15026	Péntofex 450 g tipo E Corriente	Und	\$ 17.040	Caja x 40 Und	\$ 681.600
6265	Péntofex 450g Tipo E-Plan Vallejo	Und	\$ 15.510	Caja x 40 Und	\$ 620.400
6266	Péntofex 337.5g Tipo E-1-Plan Vallejo	Und	\$ 13.796	Caja x 50 Und	\$ 714.300
6267	Péntofex 80 g (Mini Booster)	Und	\$ 5.100	Caja x 180 Und	\$ 918.000
6230	Sismigel 900 Grs. Tipo Pentrita Fexar	Und	\$ 10.815	Caja con 16 unidades	\$ 173.040

No. 01.891.490

ASUNTO : LISTA DE PRECIOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.

Código	Elemento	Und.	Precio de venta Unitario (Sin impuestos)	Unidad de Empaque	Valor Total (Sin impuestos)
14381	Detonador Permisible Eléctrico Cobre Nominal 1	Und	\$ 4.388	Caja con 200 Und	\$ 877.600
14382	Detonador Permisible Eléctrico Cobre Nominal 2	Und	\$ 4.388	Caja con 200 Und	\$ 877.600
14383	Detonador Permisible Eléctrico Cobre Nominal	Und	\$ 4.388	Caja con 200 Und	\$ 877.600
14384	Detonador Permisible Eléctrico Cobre Nominal 4	Und	\$ 4.388	Caja con 200 Und	\$ 877.600
14385	Detonador Permisible Eléctrico Cobre Nominal 5	Und	\$ 4.388	Caja con 200 Und	\$ 877.600
14386	Detonador Permisible Eléctrico Cobre Nominal 6	Und	\$ 4.388	Caja con 200 Und	\$ 877.600
14387	Detonador Permisible Eléctrico Cobre Nominal 7	Und	\$ 4.388	Caja con 200 Und	\$ 877.600
14388	Detonador Permisible Eléctrico Cobre Nominal 8	Und	\$ 4.388	Caja con 200 Und	\$ 877.600

CONSIDERACIONES COMERCIALES

1. Se debe tener presente que a todos los productos explosivos se les debe aplicar los impuestos correspondientes a los que haya lugar.

* Impuesto social: 20% del valor del producto antes de impuestos.

* I.V.A 19%

* Otros 3%

2. Es potestad de la Industria Militar efectuar ajuste de precios en cualquier momento en caso de presentarse variaciones que afecten el costo de los productos.

3. Para la compra de productos explosivos y accesorios se hace necesaria la inscripción, autorización de compra y salvoconducto de transporte por parte del DCCA, las cuales deberán estar debidamente tramitadas y vigentes antes de la aceptación de la orden de compra.

No. 01.891.490


ASUNTO : LISTA DE PRECIOS DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS.

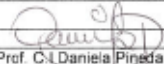
4. Otras Consideraciones: INDUMIL como Empresa Industrial y Comercial del Estado es gran contribuyente y es agente de retención, por lo cual no debe practicarse retención en el I.V.A. Ley 223/95, además, resolución DIAN No. 0547 de Enero 31 del 2000 la Industria Militar es AUTORRETENEDORA, por lo tanto, no se debe efectuar Retención en la Fuente.

Atentamente;



Coronel (r) JUAN MANUEL PADILLA CEPEDA
Gerente General de la Industria Militar

Firma:	
Aprobó:	Coronel (r) NESTOR RAUL ESPITIA RIBERO
Cargo:	Subgerente Comercial

Firma:	
Elaboró:	Prof. C.I. Daniela Pineda Molina
Cargo:	Profesional División de Mercadeo