UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERIA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS

"EVALUACIÓN DEL SOPORTE PREVENTIVO CON SHOTCRETE Y FIBRA DE ACERO APLICADO EN MACIZOS ROCOSOS INESTABLES EN LA MINA ANIMON - CIA MINERA VOLCAN S.A. CERRO DE PASCO - 2016"

TESIS

PRESENTADO POR:

AMILCAR ROLDAN MERINO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

ABANCAY - PERÚ

2018

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC

FACULTAD DE INGENIERIA

ESCUELA ACADEMICA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

Tesis

"EVALUACIÓN DEL SOPORTE PREVENTIVO CON SHOTCRETE Y FIBRA DE ACERO APLICADO EN MACIZOS ROCOSOS INESTABLES EN LA MINA ANIMON - CIA MINERA VOLCAN S.A. CERRO DE PASCO - 2016"

Presentando por: Amilcar Roldán Merino

Para optar el Titulo de:

INGENIERO DE MINAS

Sustentado y aprobado el 28 de Agosto del 2018 ante el jurado:

Presidente: Dr. Leoncio Teófilo Carnero Carnero

Primer Miembro: Ing. Darío Dante Sánchez Castillo

Segundo Miembro: Ing. Hilario Carrasco Kolque

Asesor: Ing. José Adolfo Cárdenas Catalán

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

“EVALUACIÓN DEL SOPORTE PREVENTIVO CON SHOTCRETE Y FIBRA DE ACERO APLICADO EN MACIZOS ROCOSOS INESTABLES EN LA MINA ANIMON - CIA MINERA VOLCAN S.A. CERRO DE PASCO - 2016”

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons

Reconocimiento - sin obra derivada se permite el uso comercial de la obra. Pero no la generación de obras derivadas.

AGRADECIMIENTO

A mi Alma Mater La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, forjador de profesionales con mística minera.

Mi especial agradecimiento al (Gerente General) de la Empresa Robocon Servicios SAC Ing. Alfredo Cárdenas Casallo por haberme dado la oportunidad de realizar mi trabajo de Investigación en la Unidad Económica Administrativa Chungar y así poder ampliar mis conocimientos teóricos - prácticos adquiridos en mi formación universitaria.

De igual manera mi agradecimiento al Ing. Jefe de Geomecánica Cía. Chungar Julio Alvares Borja y al Ing. Residente de la Contrata Robocon Servicios SAC Antony Ccanto Peralta, por brindarme las facilidades para desarrollar la presente investigación así mismo cabe mencionar la ayuda prestada por los supervisores: David Guadalupe, Juan Huaynate Medrano, Arturo Limache Palomino y trabajadores de todas las áreas de la Unidad Minera Chungar.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

DEDICATORIA

A mí: Madre Clotilde, MERINO TELLO, Con mucho amor y cariño por sus enseñanzas y su esfuerzo inquebrantable para formar en mí una persona de bien, a mi querida familia, esposa y mi bella hija Zaira Yamileth por su apoyo integro e inspiración de mi vida.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

ÍNDICE DE CONTENIDO

RESUMEN 1
ABSTRACT 2
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA 3
1.1. Descripción del problema 3
1.2. Enunciado del problema 4
1.2.1. Problema general 4
1.2.2. Problema específico 4
1.3. Objetivos de la investigación 4
1.3.1. Objetivo general 4
1.3.2. Objetivos específicos 5
1.4. Justificación e importancia de la investigación 5
1.5. Delimitación del área de investigación 6
CAPÍTULO II MARCO TEÓRIOCO 7
2.1. Marco referencial 7
2.1.1. Antecedentes de la investigación 7
2.1.2. Reseña histórica de la Mina Animon 7
2.1.3. Bases teóricas 8
2.1.4. Condicionantes en la estabilidad 9
2.1.4.1. Orientación de las estructuras subterráneas 9
2.1.4.2. Tamaño de las estructuras subterráneas 9
2.1.4.3. Forma de las estructuras subterráneas 10
2.1.5. Ubicación y acceso de la zona de estudio 10
2.1.6. Geomorfología 12
2.1.7. Recursos. 13
2.2. Política de la empresa 14
2.2.1. Política de Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad (SSOMAC) 14
2.3. Aspectos geológicos 15
2.3.1. Geología regional 15
2.3.2. Geología local 17
2.3.2.1. Marco geológico estructural 18
2.3.3. Geología económica 24
2.3.3.1. Mineralización 24
2.3.3.2. Tipos de mineralización 27
2.3.3.3. Alteración hidrotermal 29
2.3.3.4. Controles de mineralización 29
2.4. Recursos y reservas geológicas 30

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

2.4.2. Preparación 31
2.4.3. Desarrollo 32
2.4.4. Explotación 32
2.4.5. Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado (Cut and Fill Stoping) . 33
2.4.5.1. Control de producción 34
2.4.5.2 Ciclo de minado. 35
2.4.6. Planta de beneficio 37
2.4.7. Vida de la Mina Animon 38
2.4.8. Cierre de mina 38
2.4.9. Medio ambiente 39
2.5. Descripción Geomecánica de la Mina Animon 39
2.5.1. Aspecto Geomecánicos de Mina Animon 40
2.5.2. Aplicaciones de la geomecánica 40
2.5.3. Criterios de evaluación Geomecánica de Chungar 41
2.5.3.1. Evaluación considerando las propiedades físico mecánicas de las rocas 41
2.5.3.2. Evaluación considerando las propiedades geológicas de las rocas 42
2.5.3.3. Descripción litológica utilizada en geotecnia 42
2.5.4. Descripción del fragmento de roca 43
2.5.4.1. Índices del fragmento de roca 43
2.5.4.2. Índices que pueden ser determinados mediante pruebas 47
2.5.5. Descripción del macizo rocoso 49
2.5.5.1. Índices del macizo rocoso 50
2.6. Clasificaciones Geomecánicas de la Mina Animon 53
2.6.1. Diseño de las labores mineras y del sistema de explotación 54
2.6.3. Clasificación de Barton (NGI) – Sistema “Q” 55
2.6.5. Indice G.S.I. (Geological Strength Index) 59
2.6.5.1. Metodología de aplicación 63
2.6.5.2. Relación entre la clasificación geomecánica y el tipo de sostenimiento 64
2.7. Propiedades mecánicas 65
2.7.1. Índice de resistencia manual (MARTILLO DE SCHMIDT) 65
2.7.2. Índice de resistencia a la carga puntual (Is) 65
2.7.3. Principales rocas del yacimiento 67
2.7.3.1. Roca calcárea limo - arcillosas (margas) 67
2.7.3.2. Trabajos de geomecánica realizados 70
2.7.3.3. Caracterización Geomecánica de las rocas y minerales de las labores mineras según normas de la Internacional Society for Rock Mechanics (ISRM) 70
2.7.3.4. Evaluación geomecánica de rocas del yacimiento 71

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

2.8. Definición de termino (Marco conceptual) 79
CAPITULO III DISEÑO METODOLÓGICO 81
3.1. Definición de Variables 81
3.1.1. Variables independientes 81
3.1.2. Variable dependiente 81
3.2. Operacionalización de variables 81
3.3. Hipótesis de la investigación 82
3.3.1. Hipótesis general 82
3.3.2. Hipótesis específicas 82
3.4. Tipo y diseño de la investigación 83
3.5. Población y muestra 83
3.6. Procedimiento de la investigación 83
CAPÍTULO IV RESULTADOS 84
4.1. Concreto lanzado "shotcrete" 84
4.1.1. Método por vía húmeda 86
4.1.2. Antecedentes del shotcrete en Mina Animon 86
4.1.3. Requerimientos básicos del "shotcrete" 88
4.1.4. Materiales para el "shotcrete" 89
4.1.4.1. El Cemento 89
4.1.4.2 El Agua 91
4.1.4.3. Áridos o Agregados 92
4.1.4.4. Aditivos 94
4.1.4.5. Fibras 97
4.1.5. Procedimiento de mezclado por vía húmeda 101
4.1.6. Dosificación de mezcla del "shotcrete" 101
4.1.7. Preparación de la superficie a shotcretear 103
4.1.8. Ventajas y desventajas del método "shotcrete" vía húmeda 104
4.1.9. Propiedades mecánicas del "shotcrete" 105
4.2. Diseño del shotcrete en Mina Animon 107
4.2.1. Evaluación de mezclas de shotcrete 108
4.2.1.1. Shotcrete en estado fresco 108
4.2.1.2. El fraguado 108
4.2.1.3. "Shotcrete" en estado endurecido 108
4.2.1.4. Calor de hidratación 108
4.2.2. Fórmula para la cubicación en la labor 109
4.2.2.1. Factor de rugosidad 110
4.2.2.2. Factor de espesor 110

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

4.2.2.3. Factor de rebote 111
4.2.2.4. Factor de seguridad (sobre-espesor): 112
4.2.2.5. Factor de rendimiento 12,86 112
4.3. Evaluación del shotcrete en tiempo de fragua de 03 horas a 02 horas 112
4.3.1. Tecnología aplicada para reducción de fragua del "shotcrete" en Mina Animon 113
4.3.2. Control de calidad del shotcrete. 113
4.3.3. Equipos para la medición de resistencias a edades tempranas 115
4.3.3.1. Método de accionamiento del clavo de impacto (Hilti) 115
4.3.3.2. Método de ensayo de resistencia en máquina de compresión digital 116
4.3.4. Etapas en la reducción del tiempo de fraguado en el concreto lanzado vía húmeda 117
4.3.4.1. Primera etapa de pruebas a nivel laboratorio para obtener diseños propuestos 117
4.3.4.2. Segunda etapa de pruebas piloto en interior mina 121
4.4. Prueba de hipótesis 127
4.4.1. Hipótesis general 127
4.4.2. Hipótesis específicas 127
CAPITULO V CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES 136
CONCLUSIONES 136
RECOMENDACIONES 137
BIBLIOGRAFÍA 138
ANEXOS 139

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla N° 1.- Ubicación Coordenadas (UTM). 6
Tabla N° 2.- Accesibilidad a la Mina Animon. 12
Tabla N° 3.- Recurso y reservas geológicas. 30
Tabla N° 4.- Características del Método Corte y Relleno Ascendente Mecanizado. 34
Tabla N° 5.- Color de la roca. 43
Tabla N° 6.-Tamaño del grano. 44
Tabla N° 7.- Clasificación de Meteorización. 46
Tabla N° 8.- Resistencia de la roca. 47
Tabla N° 9.- Espaciamiento de las discontinuidades. 51
Tabla N° 10.- Separación de las superficies de discontinuidad. 52
Tabla N° 11.- Categorías de la rugosidad. 52
Tabla N° 12.- Tamaño de bloques. 53
Tabla N° 13.- Correcciones por factores influyentes. 58
Tabla N° 14.- Parámetros considerados Marga gris según el Índice Q. 74
Tabla N° 15.- Parámetros considerados Marga gris según clasificación RMR. 74
Tabla N° 16.- Parámetros considerados Marga roja según el Índice Q. 77
Tabla N° 17.- Parámetros considerados Marga roja según RMR de Bieniawski. 77
Tabla N° 18.- Parámetros considerados veta principal según el índice Q de Barton. 79
Tabla N° 19.- Parámetros considerados veta principal según RMR de Bieniawski. 79
Tabla N° 20.- Operacionalización de Variables. 82
Tabla N° 21.- Tipos de cemento. 90
Tabla N° 22.- Valores máximos disueltos en agua. 92
Tabla N° 23.- Tamaño Estándar en % que pasa Mallas ASTM %. 93
Tabla N° 24.- Tiempo vs Resistencia. 106
Tabla N° 25.- Diseño de “shotcrete” (1.0 M³). 107
Tabla N° 26.- factores para cubicación de labor. 110
Tabla N° 27.- Métodos de medición para el desarrollo de resistencia. 115
Tabla N° 28.- Diseños propuestos para reducción de fragua 02 horas en laboratorio. 118
Tabla N° 29.- Pruebas (perdida de asentamiento - fragua en el tiempo). 119
Tabla N° 30.- Pruebas resistencia a la Compresión Uniaxial - Diseño propuesto. 120
Tabla N° 31.- Comparación entre diseño para 3 horas y diseño a 2 horas de fragua. 121
Tabla N° 32.- Registro de resistencia temprana (VISCOCRETE 3330 Y SIGUNIT L30 PE). 123
Tabla N° 33.- Registro de resistencia temprana (VISCOCRETE 3330 Y SIGUNIT L30 PE). 124
Tabla N° 34.- Registro de resistencia temprana (VISCOCRETE 3330 Y SIGUNIT L30 PE). 126
Tabla N° 35.- Comparación entre diseño para 3 horas y diseño a 2 horas de fragua corregido. 127
TablaN° 36.- REDUCCION DE TIEMPO DE FRAGUA SHOTCRETE VIA HUMEDA. 129
Tabla N° 37.- REDUCCION DE TIEMPO DE FRAGUA SHOTCRETE VIA HUMEDA. 130
Tabla N° 38.- LABORATORIO CONTROL DE CALIDAD - PLANTA DE CONCRETO. 131
Tabla N° 39.- Valorización Noviembre 2016. 133
Tabla N° 40.- Valorización Diciembre 2016. 135

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura N° 1.- Orientación de la estructura: a) Desfavorable; b) Optimizada. 9
Figura N° 2.- Ubicación geográfica de la U.M Chungar..... 11
Figura N° 3.- Rasgos geomorfológicos de Chungar. 12
Figura N° 4.- Afloramientos de las capas rojas de la formación Casapalca; compuesta por estratos de margas, areniscas y conglomerado. 16
Figura N° 5.- Columna lito estratigráfica Mina Animon. 18
Figura N° 6.- Estratos de marga roja y conglomerado ligeramente plegado..... 19
Figura N° 7.- Falla geológica parte central de la figura. 22
Figura N° 8.- Buzamiento y Rumbo de estratos en marga roja..... 23
Figura N° 9.- Diaclasas en marga gris y roja. 24
Figura N° 10.- Distribución de las estructuras importantes en Mina Animon. 25
Figura N° 11.- Sección transversal cuerpo San Pedro..... 26
Figura N° 12.- Visualización de la preparación de labores. 32
Figura N° 13.- Visualización Corte y Relleno Ascendente Mecanizado. 33
Figura N° 14.- Diagrama de procesos. 38
Figura N° 15.- Labor amplia de 12 metros de ancho, 6 metros de altura y buzamiento 45º, controlados con "shotcrete" Mina Animon..... 41
Figura N° 16.- Discontinuidades en un macizo como pliegues, fallas geológicas, estratos Mina Animon..... 50
Figura N° 17.-Macizo rocoso de marga gris, Mina Animon. 73
Figura N° 18.- Macizo rocoso de marga roja, Mina Animon..... 76
Figura N° 19.-Veta Principal, mineral de Zn, Pb y Cu, masivo, Mina Animon. 78
Figura N° 20.- Comportamiento de "shotcrete" en bloques de roca. 85
Figura N° 21.- Comportamiento de shotcrete en bloques de roca..... 85
Figura N° 22.- Comportamiento de shotcrete en bloques de roca..... 86
Figura N° 23.- Proceso de lanzado de "shotcrete" vía húmeda, Mina Animon. 88
Figura N° 24.- Cemento Pórtland tipo I, Mina Animon..... 90
Figura N° 25.- El agua debe ser limpia y sin impurezas. 91
Figura N° 26.- Áridos seleccionados en planta de concreto, Mina Animon. 92
Figura N° 27.- Fibra metálica encolada 65/35, para shotcrete vía húmeda..... 98
Figura N° 28.- Anclaje de la fibra metálica, capaz de trabajar una vez roto. 99
Figura N° 29.- Formación de bolas o erizos, por el tipo de fibra inadecuada. 100
Figura N° 30.- Equipo Lanzador Robotizado (Alpha 20), Mina Animon. 104
Figura N° 31.- Medición de Slump de mezcla vía húmeda, Mina Animon. 108
Figura N° 32.-Geometría del diseño de labor. 109
Figura N° 33.- Medición de Temperatura de la mezcla para shotcrete, Mina Animon. 113
Figura N° 34.- Sistema Q de Barton. 114
Figura N° 35.- Accionamiento del clavo de impacto, Mina Animon..... 116
Figura N° 36.- Método Resistencia a la Compresión, Mina Animon. 116
Figura N° 37.- Clases de resistencias tempranas del concreto lanzado según Norma en 14487-1. 117

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo N°1.1.- Relación de la dimensión equi Relación de la dimensión equivalente máxima de una excavación subterránea sin ademe y del sistema (Q) de la calidad para túneles (NGI) según Barton, Lien y Lunde. 141
Anexo N°1.2.- Clasificación CSIR de los macizos rocosos fisurados. 146
Anexo N°1.3.- Clasificación del C.S.R.I (Modificada por Bienawski). 148
Anexo N°1.4.- Resistencia a la compresión. 151
Anexo N°1.5.- Cartilla geomecánica de tipo de sostenimiento. 153
Anexo N°1.6.- Tablas Geomecánicas para calificación del macizo rocoso. 154
Anexo N°1.7.- Túneles (LAUFFER). 157
Anexo N°1.8.- Norma Americana, Europea y Peruana para el shotcrete. 157

Anexo N°2.1.- Calculo del Peso Específico de la marga gris, roja y veta principal 165
Anexo N°2.2.- Evaluación Geomecánica de rotura de rocas del yacimiento Mina Animón 165

Anexos N°3.1.- Operaciones del Método de Corte y Relleno Ascendente. 168

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

INTRODUCCIÓN

En toda operación minera, el sostenimiento de las labores es un trabajo muy importante cuando se opera en rocas fracturados y fuertemente fracturados, lo que constituye una condición de fundamental importancia el conocimiento de la geomecánica, dentro de la planificación para la elección adecuada del tipo de sostenimiento y soporte a utilizar según la condición de rocas.

Sobre el interés de la aplicación del concreto lanzado "shotcrete", con refuerzo de fibras de acero y/o otras, en minería subterránea ha aumentado especialmente en esta última década, debido a las ventajas que se tiene en relación al concreto lanzado simple. En la Unidad de Producción Chungar S.A. y la investigación propuesta permitirá determinar cuál eficiente que resulta la técnica de aplicación en macizos rocosos inestables y comprobar el comportamiento elasto – plástico de la fibra en el cierre de grietas y fisuras en las superficies de las excavaciones ejecutadas en las rocas de baja resistencia.

En tal sentido, el proyecto se ciñe a las orientaciones metodológicas de investigación de la Dirección de Investigación de la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac que a continuación detallamos:

En el capítulo I, se hace el planeamiento de la problemática con la consiguiente formulación de los problemas, tanto general como específicos. Se da la justificativa del estudio y los objetivos propuestos.

En el capítulo II, tratamos un marco teórico referencial destacando los fenómenos envueltos y la ubicación de la zona de estudio que es la Mina Animón de la Cia Minera Volcán S.A.

En el capítulo III, se formulan las hipótesis como alternativa de solución de la problemática, se identifican las variables y el diseño metodología que se operacionaliza.

En el capítulo IV, tratamos sobre los resultados que vamos a aplicar en el estudio considerando las técnicas más adecuadas y procesamiento de datos.

En el capítulo V, se da a conocer las conclusiones y recomendaciones de la investigación en todos sus aspectos para finalmente referenciar la bibliografía de consulta, anexar aspectos importantes en el estudio de la tesis.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

RESUMEN

El presente trabajo de tesis titulado **"EVALUACÓN DEL SOPORTE PREVENTIVO CON SHOTCRETE Y FIBRA DE ACERO APLICADO EN MACIZOS ROCOSOS INESTABLES EN LA MINA ANIMON – CIA. MINERA VOLCAN S.A CERRO DE PASCO - 2016",** La roca es muy incompetente, de acuerdo a la evaluación geomecánica, se presentan rocas de muy mala calidad, donde hacen que nuestra principal preocupación sea el riesgo de caída de rocas, derrumbes y/o asentamientos de gran magnitud.

La clasificación geomecánica de las estructuras mineralizadas de la Mina Animón, se consideran como muy fracturado a regular (MF/R), muy fracturado a pobre (MF/P) y muy fracturado a muy pobre (MF/MP) que comprende estructura parcialmente disturbada, con bloque angulosos, formados por cuatro o más sistemas de discontinuidades y un RQD (índice de calidad de la roca) entre 35 % a 50 % en el que permite tener aberturas hasta 4,50 metros, aplicando un sostenimiento adecuado shotcrete.

El sostenimiento como parte de las operaciones unitarias en minería especialmente en el ciclo de minado, se ha convertido en una herramienta muy importante para el control de accidentes por desprendimiento de rocas y se hace indispensable en todas sus variantes, en tal sentido en la investigación se ha propuesto un plan de soporte preventivo con aplicación de concreto lanzado "shotcrete" y fibra de acero, para cada tipo de macizo rocoso y condición de labor en la Unidad de Producción Chungar.

Como resultado el sostenimiento en las labores mineras es mayormente con concreto lanzado "shotcrete" vía húmeda. Así también, involucra la problemática teniendo en consideración que para cada tipo de roca y condiciones se haya establecido un sostenimiento diferente, el mismo que será evaluado geomecánicamente, considerando tipo de roca, sección abierta, tiempo de exposición y nivel de alteración del terreno.

Palabras claves: Evaluación, fibra de acero, macizo rocoso, "shotcrete" y soporte preventivo.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

ABSTRACT

This thesis work entitled **"EVALUATION OF THE PREVENTIVE SUPPORT WITH SHOTCRETE AND STEEL FIBER APPLIED IN UNSTABLE ROCKY MASSES IN THE ANIMON MINE - CIA. MINERA VOLCAN SA CERRO DE PASCO - 2016 ",** The rock is very incompetent, according to the geomechanical evaluation, rocks of very poor quality are presented, where our main concern is the risk of falling rocks, landslides and / or settlements of great magnitude.

The geomechanical classification of the mineralized structures of the Animón Mine is considered as very fractured to regular (MF / R), very fractured to poor (MF / P) and very fractured to very poor (MF / MP) that includes partially disturbed structure, with angled blocks, formed by four or more discontinuity systems and an RQD (rock quality index) between 35% to 50% in which it allows openings up to 4.50 meters, applying a suitable shotcrete support.

The support as part of mining operations, especially in the mining cycle, has become a very important tool for the control of accidents by rockfall and is indispensable in all its variants, in this sense the research has proposed a plan of preventive support with concrete application launched "shotcrete" and steel fiber, for each type of rock mass and working condition in the Chungar Production Unit.

As a result, the support in the mining works is mostly with concrete shotcrete wet. Likewise, it involves the problem taking into consideration that for each type of rock and conditions a different support has been established, the same one that will be evaluated geomechanically, considering type of rock, open section, time of exposure and level of alteration of the terrain.

Keywords: Evaluation, steel fiber, rock mass, "shotcrete" and preventive support.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

Las estadísticas proporcionadas por el Ministerio de Energía y Minas y del Instituto de Seguridad Minera señalan que la mayor cantidad de accidentes mortales ocurridos en las minas a nivel nacional es por desprendimiento de rocas o caída de rocas. De igual forma se tiene el último accidente mortal ocurrido en febrero del 2016, en la Mina Islay que produjo perdida de vida humana, al proceso productivo y daños a los equipos (Robot y Mixer) de la Compañía Minera Volcán, a consecuencia de caída de rocas.

En la Mina Animon el poco conocimiento de los colaboradores (contratas) sobre el comportamiento de la estabilidad del macizo rocoso, sobre la forma correcta de colocar los diferentes tipos de sostenimiento, el tiempo oportuno, el incumplimiento de las normas de seguridad, de los procedimientos de trabajo de las operaciones, la falta de supervisión en las labores mineras, etc. Constituye fallas del sistema de gestión en seguridad, por tal razón por que se originan la ocurrencia de los lamentables hechos como son los accidentes.

En la Mina Animon por la condición geomecánica del macizo rocoso en el que se trabaja y actuar con conocimiento científico, criterioso y practico de los fenómenos que se desarrollan al interior de la roca circunvecina de las aberturas mineras ejecutadas, en los frentes de explotación, desarrollo, preparación y producción para no perjudicar económicamente a la organización, por los daños a las instalaciones, equipos y lo que es muy lamentable la vida humana.

Resulta un problema que el trabajador de la mina tenga, poco conocimiento Geomecánico del macizo rocoso en el que trabaja, para solucionar adecuadamente y oportunamente con medios de

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

sostenimiento y soporte para ayudar la estabilidad de la labor los esfuerzos de corte generados por las tensiones internas se desarrollan al abrir la excavación de las labores mineras.

El sostenimiento como parte de las operaciones unitarias en minería especialmente en el ciclo de minado, se ha convertido en una herramienta muy importante para el control de accidentes por desprendimiento de rocas así como el avance en la explotación se hace indispensable en todas sus variantes, en tal sentido se ha propuesto un plan de soporte preventivo con aplicación de concreto lanzado "shotcrete" y fibra, para cada tipo de macizo rocoso y condición de labor, también se ha querido precisar los volúmenes de concreto lanzado a utilizar y por espesores (1 y 2 pulgadas) en coordinación con el departamento de geomecánica.

La investigación propuesta involucra la problemática teniendo en consideración que para cada tipo de roca y condiciones se haya establecido un sostenimiento diferente, el mismo que será evaluado según la cartilla geomecánica, considerando tipo de roca, sección abierta, tiempo de exposición y nivel de alteración del terreno. De tal manera que a seguir planteamos la problemática siguiente en la en la Unidad de Producción de la Mina Animon.

1.2. Enunciado del problema

1.2.1. Problema general

¿En qué medida el soporte preventivo con "shotcrete" y fibra de acero aplicado en macizo rocosos inestables de la Mina Animon permitirá aumentar la resistencia al cizallamiento o corte de la roca en las proximidades de la superficie de la excavación abierta por consiguiente a la estabilidad y proporcionará un trabajo seguro para el personal y equipos en las distintas labores de la Unidad de Producción de la Mina Animon – Cía. VOLCAN S.A?

1.2.2. Problema específico

a) ¿Cuál es el comportamiento de los macizos rocosos al ejecutar una excavación mediante Rampa, By pass, Acceso, Sub nivel y Tajos en la Mina Animon?
b) ¿De qué manera influye la calidad de roca en el tiempo de auto soporte en los frentes de desarrollo y labor de explotación en la Unidad Minera?
c) ¿Cómo influye el soporte preventivo con "shotcrete" y fibra de acero vía húmeda en la resistencia al corte de las rocas, el ciclo de minado y producción de la Mina Animon?

1.3. Objetivos de la investigación

1.3.1. Objetivo general

Determinar y evaluar en qué medida el soporte preventivo con "shotcrete" y fibra de acero aplicado a macizos rocosos inestables de la Mina Animon permite aumentar la resistencia al cizallamiento de la roca en las proximidades de la superficie de las excavaciones abiertas, propiciando un trabajo seguro al personal y equipos en las distintas labores de la de la Unidad de Producción de la Mina Animon - Cia. VOLCAN S.A.?.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

1.3.2. Objetivos específicos

a) Comprobar el soporte del comportamiento de los macizos rocosos en la Mina Animon, al ejecutar excavaciones subterráneas de variada geometría como Rampas, By Pass, Accesos, Sub nivel y Tajos durante las operaciones mineras.
b) Verificar la resistencia de la calidad de roca en el tiempo de auto soporte en los frentes de desarrollo y labor de explotación en la Unidad Minera.
c) Comprobar y evaluar la influencia del soporte preventivo con "shotcrete" y fibra de acero, vía húmeda en la resistencia al corte de las rocas, sostenimiento de labores, ciclo de minado y producción de la Mina Animon.

1.4. Justificación e importancia de la investigación

Es importante el estudio por lo siguiente:

- Es de interés el estudio de la aplicación del concreto lanzado con fibra de acero en la minería moderna subterránea y tunelería, especialmente en el momento actual por las ventajas que se tiene sobre el hormigón convencional reforzado con malla metálica y otros medios de soporte por la tenacidad a la fracturación, control al agrietamiento y reducción de la permeabilidad en los macizos rocosos, mejor compactación, evita la corrosión, reducción del rebote y es más económico en la aplicación.
- Es de interés el soporte preventivo con ¨shotcrete¨ y fibra de acero aplicado en macizos rocosos inestables para evitar la pérdida de vidas humanas como ocurrió en el mes de marzo en la Mina de Islay por caída de rocas.
- Operativamente demostrar que el sistema garantiza la estabilidad del macizo rocoso con el fin de brindar una operación segura sin daños a los equipos mineros y con reducción de costos operativos.
- Fomentar mayor difusión de la aplicación en las operaciones de excavación subterránea en macizos rocosos de baja calidad resistente, con el fin de mejorar la cultura de prevención y así controlar la caída de rocas, para evitar la pérdida de vidas humanas.
- Contribuir con el estudio al conocimiento de los parámetros Geomecánicos intervinientes en el proceso de sostenimiento y sirva para profundizar otras investigaciones en el campo de la ingeniería de rocas por las nuevas generaciones en la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

1.5. Delimitación del área de investigación

La zona de estudio está enmarcada entre las siguientes coordenadas UTM. Ver tabla N°1 de coordenadas.

El total de recursos minerales estimados están ubicados en Derechos Mineros cuya titularidad esta 100% a nombre de la Empresa Administradora Chungar. La referida Unidad Económica Administrativa, políticamente pertenece al Distrito de Huayllay, Provincia de Cerro de Pasco, Departamento de Pasco, a una altitud de 4,600 m.s.n.m. Comprende concesiones de propiedad de Empresa Administradora Chungar SAC.

Tabla N° 1.- Ubicación Coordenadas (UTM).

N°	Norte (N)	Este (E)	Cota (Z)
1	8770000	340000	4600
2	8790000	340000	4700
3	8790000	350000	4600
4	8770000	350000	4700

Fuente: (Elaboración Propia).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

CAPÍTULO II
MARCO TEÓRIOCO

2.1. Marco referencial

2.1.1. Antecedentes de la investigación

Una revisión detallada sobre la tecnología del "shotcrete" y su aplicación en la industria minera e ingeniería civil diremos que fue pionero su uso en el campo de obras civiles para el sostenimiento de túneles viarios, ferroviarios, conducción de agua, y otras aplicaciones, pero en minería es reciente, especialmente en minería subterránea se vienen en aumento en esta última década. Sobre el tema de la tecnología aplicada en obras civiles podemos encontrar publicaciones de Rabcewicz, que fue el gran responsable de introducción del uso del "shotcrete" para sostenimiento de túneles en la década del 1930 y del desarrollo del Nuevo Método Austriaco de Tunelería y entre otros investigadores a Melbye (1999), Peled et. al (2000), Mora et. al (2000).

Su primera aplicación en el Perú data del año 1999 en la C, H. de Chimay, y en la Unidad Minera San Cristóbal de la Cía. Volcán en el año 2002 (sostenimiento con "shotcrete" vía húmeda con mallas); por otro lado, se ha hecho la consulta en bibliotecas de Universidades peruanas por vía internet y directamente en la biblioteca central de la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac (UNAMBA) y no ha podido encontrar una investigación igual al propuesto, por ser un tema exclusivo de la Unidad Minera Chungar, por lo que debe considerarse inédito.

2.1.2. Reseña histórica de la Mina Animon

Por el año 1913 el Sr. Mateo Galjuf observa un afloramiento oxidado potente al borde este de la laguna Naticocha que viene a ser la continuación de la veta restauradora que es propiedad de Huarón y

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

se prolonga hacia el oeste por debajo de la laguna Naticocha; al encontrarse libre esta área la denuncia y toma posesión de la concesión el mismo año, con el nombre de Montenegro. Por el año 1936 el Sr. Galjuf inicia una labor de reconocimiento de 50 metros al este sobre la cota 4,610 m.s.n.m. sobre este afloramiento al que denomina como veta principal. Desde el año 1939 a 1947 existieron problemas limítrofes hacia el este con la concesión restauradora propiedad de Cía. Minera Huarón, durante ese lapso Huarón sustrajo ilícitamente por el sistema de "glory hole" aproximadamente 50,000 T.M.S. desde el Nv. 400 hasta el Nv. 605, en un tramo de 50 metros al oeste del límite de Restauradora. Desde 1947 a 1956 existió un litigio administrativo y judicial por la sustracción indebida por parte de Huarón. A partir de 1960 se inicia la construcción del pique montenegro que profundiza hasta el nivel 420 concluye en el año 1966, a partir de este año, se inicia un desarrollo agresivo de la veta principal en los niveles 575, 540, 500 y 465 hasta el año 1970; a partir de ese año hasta el año 1982 se trabaja un 30% la zona de montenegro y un 70% áreas arrendadas de huarón y centromin en las concesiones de bellavista, demasia elena. A partir de 1983 se dio mayor impulso al desarrollo, exploración, preparación y explotación de la veta principal y otras estructuras menores: habiéndose extraído a la fecha desde el Nv. 310 a Nv. 540 aproximadamente 1'500,000 TMS de mineral.

La producción diaria de la mina antes del desastre natural del 23 de abril de 1998 fue de 400 TMS diarias. A mediados del año 1997 se compraron las concesiones de Centromín C.P.H. 18, 19, 58 y ranita; y en setiembre del 2000 se compraron concesiones de Huarón que han permitido aumentar el potencial y vida de Animon[1].

2.1.3. Bases teóricas

Los macizos rocosos posen su comportamiento gobernado por las discontinuidades, las que pueden ser caracterizadas por varias condicionantes, como es el número de familias, las orientaciones, la persistencia, el espaciamiento, la rugosidad de sus paredes, o el relleno etc. Algunas de estas condicionantes son específicas de las familias de discontinuidades que define el grado de fracturamiento del macizo; otras son específicas de las discontinuidades, que determinan su resistencia al cizallamiento.

A lo largo de los años la inestabilidad del macizo rocoso es un problema que viene siendo bastante estudiando en minería subterráneo y a cielo abierto, en túneles, en cavernas y otros de almacenamiento subterráneo. Con el intento de minimizar las consecuencias de ruptura de las estructuras rocosas, se viene realizando varios trabajos de investigación en la ingeniería de macizos rocosos.

La influencia de un proceso particular en un determinado tiempo, por ejemplo, determinar la interacción en este proceso de la influencia de las discontinuidades o de las elevadas tensiones en la roca en torno de la excavación es raramente posible de determinar teóricamente. En estos casos, el

[1] **MANUEL MARCIAL MUÑOZ BERNARDO (2006) "AMPLIACIÓN DE PRODUCCIÓN DE LA UNIDAD MINERA CHUNGAR DE 2000 TMD A 3000 TMD" Tesis. UNI. Lima**

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

proyectista debe tomar algunas decisiones de evaluación técnica y de su experiencia práctica (Hoek & Brown, 1980).

2.1.4. Condicionantes en la estabilidad

La inestabilidad de cuñas en las excavaciones subterráneas mineras y civiles es gobernada por ciertos condicionantes, entre los cuales podemos destacar: la orientación, el tamaño y la forma de las estructuras subterráneas.

2.1.4.1. Orientación de las estructuras subterráneas

La orientación de las discontinuidades estructurales es de mucho interés tener en cuenta en el proceso de excavaciones subterráneas por la formación de cuñas que se pueden generar, puede ser verificado que los bloques formados por las discontinuidades en el frente de una excavación, que existe la posibilidad cinemática de estar inestable y caer, aspecto que debe ser considerado en el cálculo del refuerzo que se necesita para proporcionar a cada cuña y bloques de roca y factor de seguridad. De la orientación y la forma favorable de una excavación subterránea respecto a la orientación de las estructuras geólogas fue presentado por Hoek & Brown (1980), mostrando en la figura N°1, la orientación desfavorable y la óptima.

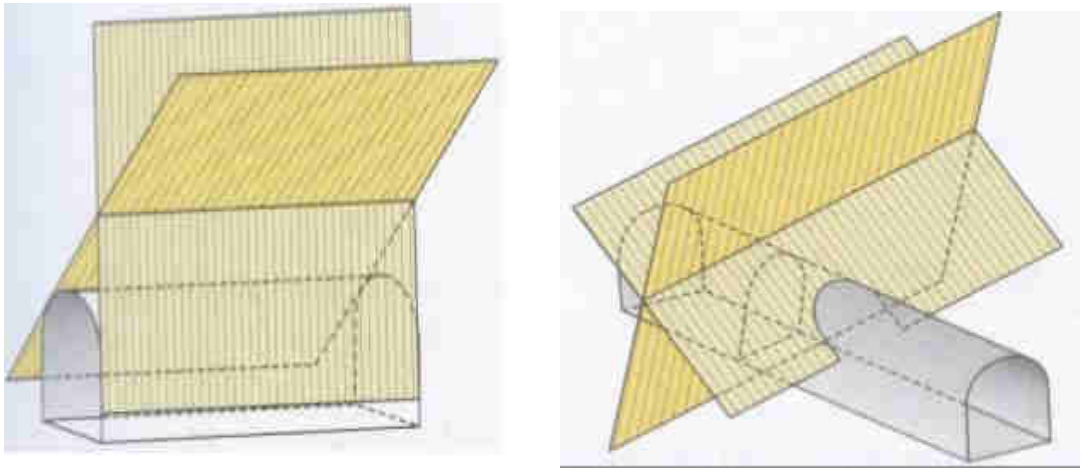


Figura N° 1.- Orientación de la estructura: a) Desfavorable; b) Optimizada.
(a) (b)
Fuente: (Hoek Brown, 1980).

2.1.4.2. Tamaño de las estructuras subterráneas

El tamaño de la excavación es otro factor condicionante de inestabilidad en un macizo rocoso en una labor subterránea minera que presenta una sección de la forma de herradura, donde el eje de la excavación avanza paralelamente a la línea de intersección de dos discontinuidades considerando que estas discontinuidades son espaciadas uniformemente. Al promover un incremento en esta sección, proporcionalmente crece la cantidad de cuñas inestables en esta estructura con mayor volumen y por consiguiente un gran peso. Según Hoek & Brown (1980) queda evidente que el costo del soporte

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

requerido es proporcional al volumen de las cuñas a ser soportadas, y que este costo puede ser aproximadamente, el cuadrado del tamaño de la excavación

En condiciones de macizos rocosos en que su resistencia a la presión se sitúa entre los valores de 0.5 a 20 Mpa (Debereiner, 1987), que comprende a rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias que han perdido su resistencia debido a procesos de alteración o procesos diageneticos y rocas resistentes muy fracturadas, son consideradas rocas blandas, por lo que resulta de importancia tener el conocimiento de las características y comportamiento de estos materiales, que para el efecto se viene desarrollando métodos de investigación en la Unidad Minera de Chungar para estabilizar los macizos en el conjunto de labores mineras y minimizar los problemas que pueden acarrear consecuencias económicas en las operaciones de minado.

2.1.4.3. Forma de las estructuras subterráneas

En un macizo rocoso las tensiones naturales son producto de la historia geológica presente en el lugar de la excavación. Con la excavación las tensiones naturales pasan por un proceso de redistribución y son conocidas como tensiones inducidas. Está redistribución está íntimamente condicionada por la forma de excavación subterránea, generalmente las tensiones se concentran en las puntas o cantos de la geometría excavada. En una galería o túnel de forma de herradura, las tensiones se concentran en la extremidad interior de su geometría, esto ha sido observado en las labores ejecutadas en la Unidad Minera Chungar.

2.1.5. Ubicación y acceso de la zona de estudio

Ubicación

La Mina Animon es propiedad de la Empresa Administradora Chungar S.A.C., y está ubicada en el flanco oriental de la cordillera occidental, a 60 Km de la ciudad de Cerro de Pasco a una altura de 4,600 m.s.n.m, pertenece a la localidad de Chungar, Distrito Huayllay, Provincia de Pasco y Región de Pasco. Sus coordenadas UTM referenciales son los siguientes:

Norte: 8 780 728;

Este: 34 4654;

ZONA: 23 FRANJA: K – Ondores.

En la figura N°2, presentamos la ubicación geográfica de la U.P. Minera Chungar.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

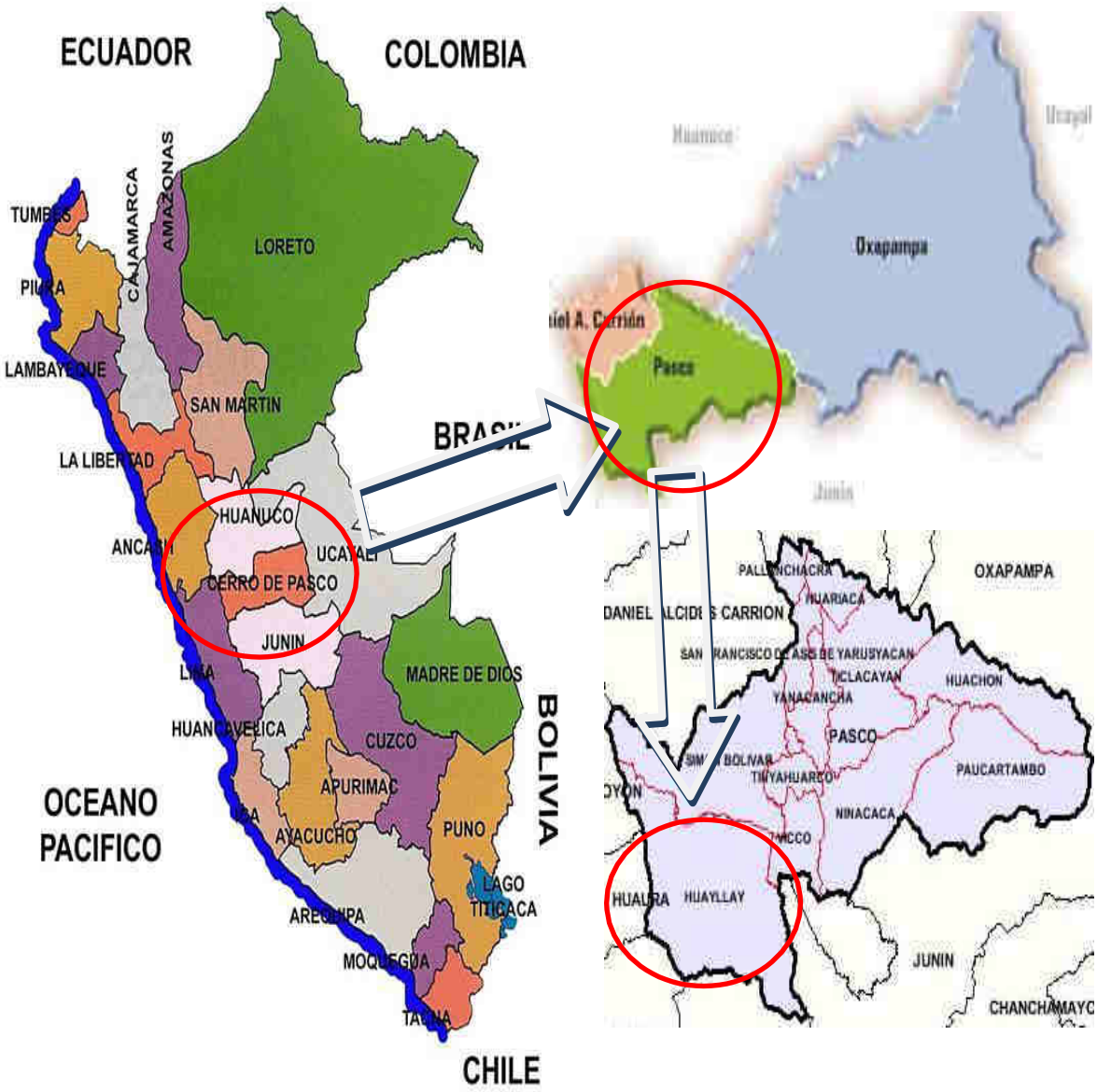


Figura N° 2.- Ubicación geográfica de la U.M Chungar.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado Mina Animón, 2013).

Accesibilidad

El acceso a la mina es a través de la vía terrestres por tres rutas.

- El acceso a la mina a través de la ruta N°1, es el principal acceso y es por la carretera central Lima - Oroya - Cruce de Villa de Pasco – Mina Animon: haciendo un total de 304 km de carretera asfaltada; ya que es la más transitada por diferentes motivos (comercio, turismo, etc.).
- El acceso a la mina a través de las rutas N° 2 y 3, tiene un 30% de vía asfaltada y 70 % en carretera afirmada, ya que recién se está haciendo los trabajos civiles por esos tramos. Ver la tabla N°2.

Tabla N° 2.- Accesibilidad a la Mina Animon.

DESDE LA CAPITAL			
RUTA	**DISTANCIA**	**TIEMPO**	**TIPO DE CARRETERA**
1.- Lima – Oroya - Pasco - Chungar	304km	08hr	Asfaltada
2.- Lima – Huaral – Chungar	225km	05hr	Asfaltada - Trocha
3.- Lima – Canta – Chungar	219km	05hr	Asfaltada - Trocha
DESDE ABANCAY			
RUTA	**DISTANCIA**	**TIEMPO**	**TIPO DE CARRETERA**
1.- Abancay-Lima-Oroya-Pasco -Chungar	1,235km	24hr	Asfaltada
2.- Abancay - Lima - Huaral - Chungar	1,132km	21hr	Asfaltada - Trocha
3.- Abancay - Lima - Canta - Chungar	1,126km	21hr	Asfaltada - Trocha

Fuente: (Elaboración propia).

2.1.6. Geomorfología

La zona donde se ubica la Mina Animon, se encuentra emplazada en la cordillera central de los andes sobre el eje del anticlinal Huarón, entre los 4,600 y los 4,800 m.s.n.m. La geomorfología regional de la zona en estudio, según Ollivier Dollfus y J. Tricart (1962), corresponde al intenso trabajo realizado por el hielo sobre los afloramientos geológicos, acción que se produjo durante la última glaciación del Pleistoceno. La geomorfología de esta región se caracteriza por la presencia de antiguos circos glaciares denominadas también paisajes o fisiografía, ver figura N°3 ubicados al pie de colinas de suaves formas topográficas.

Figura N° 3.- Rasgos geomorfológicos de Chungar.
Fuente (Estudio Geomecánico detallado Mina Animon, 2013).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

En efecto, las laderas de las colinas forman suaves pendientes, en cuya parte inferior los antiguos circos glaciares se han convertido en las cubetas de muchas lagunas, como es el caso de la laguna de Naticocha.

2.1.7. Recursos.

Clima. De acuerdo a los registros meteorológicos de esta región, controlados por el SENAMHI, (Servicio Nacional de Meteorología e Hidrología del Perú) la temperatura media anual es de 4.2°C, con un mínimo de -1.4°C, que se registra en el mes de Julio, y un máximo de 8.7°C que corresponde al mes de noviembre. El clima de la región es en general frío y seco (baja humedad relativa del aire), como corresponde a la región puna.

La humedad relativa promedio varía entre 86% (en los meses de verano) y 83% (en los meses de invierno).

La precipitación pluviométrica anual media es igual a 1,250 mm. La evapotranspiración es equivalente a 1,000 mm/año.

Los vientos registran velocidades que varían entre 1.3 m/s a 1.6 m/s, predominando la dirección NE–SO.

Flora. En área de estudio es relativamente diversa y típica de estas condiciones climáticas tan rigurosas y consta aproximadamente de 28 especies distribuidas en 12 familias. se presenta la lista taxonómica que estima la diversidad florística del lugar como las gramíneas "ichus" y arbustos espinosos como la "chuquiragua" que son pastos silvestres. Esta ha sido elaborada mediante el reconocimiento de las plantas In situ empleando el método de transectos (Sectores de Áreas Representativas), de evaluación correspondiente a cada ecosistema terrestre clasificado. Por su uso, la flora terrestre silvestre del lugar se clasifica en:

Medicinal: Aquellas que son usadas para curar ciertas dolencias de la gente y de los animales.

Forraje: Las que forman parte de la alimentación del ganado (ovinos y llamas), principalmente.

Combustible: Aquella que es usada como leña para coser alimentos.

Fauna. En las punas la fauna no es tan numerosa y variada como en la Amazonía. Habitan el venado gris de los Andes (Cdocoileus peruvianus), la vizcacha (Lagidium peruvianum), el cóndor (Vultur gryphus), la taruca (Hippocamelus antisesis), el cuy salvaje (Cavia cobaya) y otros; además viven camélidos como llamas (Lama glama) y vicuñas (Vicugna); otras especies de los altiplanos son el gato montés, el zorrino, el gallinazo y diversas aves de la familia de las perdices.

La fauna es variada y rica en lagos y lagunas. Las comúnmente frecuentadas por las aves acuáticas son las lagunas Naticocha Sur, Naticocha Centro, Huaroncocha, Yanamachay y Llacsacocha. Las aves más frecuentes son el "Pato Sutro" Anas Flavirrostris, la "Gallareta" Áulica ardesiaca, y la "Gaviota

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Serrana" Larrus Serranus. Las orillas pantanosas son frecuentadas por el "Yanavico" (Plegadyis ridwari), aves inseparables de las orillas de los cuerpos de agua.

Hidrología. La cuenca de recepción de la laguna Naticocha abarca una superficie de 4 km², con un registro promedio de lluvias de 1,250 mm/año, resultando una precipitación anual de 5,000 m³.
La evapotranspiración alcanza los 1,000 Lt/m², la cuenca pierde 4,000 m³/año, quedando un remanente de 1,000 m³/año.
El gasto en la planta y consumo de agua potable es de 23 Lt/s, ó 720,000 m³/año, quedando una reserva positiva de 280,000 m³/año, determinándose un incremento anual promedio de 0.40 metros en el tirante de agua de la laguna.
Esta reserva se drenaba en forma natural de Norte a Sur es decir desde Naticocha en dirección a la laguna Huaroncocha, ubicada al Oeste; pero por requerimiento de Huarón para el mejor funcionamiento de su hidroeléctrica y haciendo uso de sus derechos de agua, represó la laguna Huaroncocha y cambió su descarga hacia la laguna Naticocha, y de ésta, a su vez a la laguna Llacsacocha, ubicada más al Norte.

2.2. Política de la empresa

2.2.1. Política de Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad (SSOMAC)

El programa estará orientado fundamentalmente, a la implementación del Sistema de Gestión de Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad (SSOMAC); y al cumplimiento de las normas establecidas en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, Decreto Supremo 024 – 2016 - EM.

Misión. Somos un grupo minero de origen peruano que persigue la maximización de valor a sus accionistas, a través de la excelencia operativa y de los más altos estándares de seguridad y manejo ambiental, contribuyendo al desarrollo de su personal y de su entorno.

Visión. Al 2021, ser una de las principales empresas mineras diversificadas en metales base, preciosos, y líder en crecimiento y excelencia operativa, actuando con responsabilidad social y con un equipo humano comprometido y altamente calificado

Volcán Compañía Minera S.A.A. y Subsidiarias dedicadas a la exploración, explotación, tratamiento y beneficio de minerales, cumpliendo con altos estándares de calidad en todas las etapas de sus procesos, están convencida de que las enfermedades ocupacionales y accidentes e incidentes con daños a las personas, medio ambiente, equipos o instalaciones son evitables.
Bajo este principio la alta gerencia lidera todas las actividades en gestión de seguridad y salud ocupacional de manera segura y responsable, respetando a sus colaboradores, clientes, proveedores visitas, contratista y comunidades, comprometiéndose a la implementación del Sistema de Gestión de Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente y Calidad (SSOMAC); y al cumplimiento de las

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

normas establecidas en el Reglamento de Seguridad e Higiene Minera, Decreto Supremo 024 – 2016 – EM, con el compromiso de:

1.- Identificar, evaluar y controlar los peligros, aspecto ambiental y riesgos en todas las actividades que realiza la empresa desarrollando las medidas preventivas que garanticen la seguridad y salud de las personas, la integridad del patrimonio y el cuidado del Medio Ambiente.

2.- Mejorar continuamente el desempeño ambiental a través del soporte de nuestro sistema integrado de Gestión, dando prioridad a acciones encaminadas al uso racional de los recursos, la protección del medio ambiente y la prevención del a contaminación.

3.- Buscar la mejora continua de sus procesos productivos, el desempeño en Seguridad, Salud Ocupacional y Medio Ambiente, a través de mecanismo de auditoría y monitoreo de indicadores.

4.- Estar preparados para una pronta respuesta en caso de emergencia y/o para mitigar los impactos generados por ellos.

5.- Educar, capacitar y concientizar a nuestro colaboradores y personal contratista en el cumplimiento de las normas, objetivos y metas establecidas por la Empresa en relación a Gestión en Seguridad, Salud, Medio Ambiente y Calidad en el trabajo.

6.- Promover la participación y consulta de los colaboradores y sus representantes en todos los elementos del Sistema de Gestión de Seguridad y Salud Ocupacional de la organización.

7.- Difundir, promover, incentivar y sensibilizar con nuestras acciones el entendimiento de la política en los colaboradores, clientes, proveedores, visitas, contratistas y demás partes interesadas fomentado su cumplimiento.

8.- Gestión y proveer a toda la organización de los recursos requeridos para asegurar el cumplimiento de los compromisos de esta política.

9.- Cumplir o superar los requisitos de la normatividad legal relacionadas con las actividades de la compañía en relación a la prevención en Seguridad, Salud Ocupacional, Medio Ambiente, Calidad y Responsabilidad.

Esta política, leyes y reglamentos internos están a disposición de todos los colaboradores, contratista y partes interesadas, El cumplimiento de estos requisitos, es condición de empleo o mantenimiento del contrato.

2.3. Aspectos geológicos

2.3.1. Geología regional

Las Unidades lito-estratigráficas que afloran en la región minera de Animon están constituidos por rocas sedimentarias de ambiente terrestre de tipo “molasico” conocidos como “Capas Rojas”, rocas volcánicas andesíticas y dacíticas con plutones intrusivos denominados hipabisales.

En la zona de Chungar está presente las “capas rojas” pertenecientes al Grupo Casapalca que se encuentra ampliamente distribuida a lo largo de la cordillera occidental desde la divisoria continental hacia el este y está constituido por areniscas arcillitas y margas de coloración rojiza ó verde en estratos delgados con algunos lechos de conglomerados y esporádicos horizontes lenticulares de

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

calizas grises, se estima un grosor de 2,385 metros, datan al cretáceo superior y terciario inferior (Eoceno).

En forma discordante a las "Capas Rojas" y otras unidades litológicas del cretáceo se tiene una secuencia de rocas volcánicas con grosores variables constituidos por una serie de derrames lávicos y piroclastos mayormente andesíticos, dacíticos y riolíticos pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una pseudoestratificación sub horizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Pertenecientes al Grupo Calipuy que a menudo muestran una seudo estratificación sub horizontal en forma de bancos medianos a gruesos con colores variados de gris, verde y morados. Localmente tienen intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían corresponder a una interdigitación con algunos horizontes del Grupo Casapalca. Datan del cretáceo superior-terciario inferior (Mioceno) y se le ubica al Suroeste de la Mina Animon.

Regionalmente ocurre una peneplanización y depósitos de rocas volcánicas ácidas tipo "ignimbritas" tobas y aglomerados de composición riolítica que posteriormente han dado lugar a figuras "caprichosas" producto de una "meteorización diferencial" conocida como "Bosque de Rocas" datan del plioceno.

Completan el marco geológico-geomorfológico una posterior erosión glaciar en el pleistoceno que fue muy importante en la región siendo el rasgo más elocuente de la actividad glaciar la creación de grandes cantidades de lagunas. Ver figura N°4.

Figura N° 4.- Afloramientos de las capas rojas de la formación Casapalca; compuesta por estratos de margas, areniscas y conglomerado.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado Mina Animon, 2013)

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

2.3.2. Geología local

El yacimiento de la Mina Animon litológicamente está conformado por rocas sedimentarias que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación. Las "Capas Rojas" del grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación: El ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros. Cada ciclo en su parte interior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos. La gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, probablemente de la zona actualmente ocupada por la cordillera oriental de los Andes.[2]

En el distrito minero se distinguen dos formaciones bien marcadas: Formación Inferior y Formación Superior.

a. Formación inferior

Está conformado por tres unidades:

- **Unidad inferior**

Está constituida por margas y areniscas se ubica en la parte central y más profunda del anticlinal de Huarón su grosor debe sobrepasar los 800 metros.

- **Unidad media**

Aflora en el flanco este del anticlinal y es continuo por varios kilómetros con un grosor de 485 metros. Se distinguen los siguientes horizontes:

1. Horizonte base. - conformada por el conglomerado Bernabé que es un "metalotécto" importante de la región con un grosor de 40 metros y está constituido por clastos de cuarcita de 10 cm. de diámetro y matriz arenosa.

2. Horizonte central. - Constituido por areniscas y margas rojas tiene una potencia de 420 metros.

3. Horizonte techo. - "Metalotécto" calcáreo chertico de Sevilla y Córdova de color violáceo y gris claro, masivo, lacustrino con un grosor de 25 metros.

- **Unidad superior**

En la base tiene 5 niveles de conglomerados que juntos alcanzan un grosor de 80m. Sus sedimentos son detríticos provenientes de la erosión de la Unidad media; se tienen grandes bloques de chert "redepositados", sigue una secuencia de areniscas moradas y niveles calcáreos. En total esta unidad tiene un grosor de 300 metros.

b. Formación superior

Tiene un grosor de 800 metros, es la única masa rocosa presente en ambos flancos del anticlinal. En el flanco Este es poco silicificada, se inicia con conglomerados gruesos favorables para la mineralización, es otro de los "metalotectos" importantes de la región conocida como "conglomerado San Pedro" se tiene clastos grandes de cuarcita y caliza estos últimos son fácilmente reemplazados por

[2] VOLCAN. Departamento de Geología (2013) Geología de la Unidad Minera Chungar. Cerro de Pasco

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

sulfuros. El conglomerado San Pedro tiene un grosor de 20 a 50 metros, luego se tiene una alternancia de areniscas con detrítos volcánicos, conglomerados intermedios, arcosas, areniscas conglomeradicas, areniscas y niveles calcáreos chérticos de 30 metros y areniscas margosas. Esta "serie abigarrada" se encuentra mayormente en la zona de Quimacocha. Ver la columna lito estratigráfica en la figura N°5.

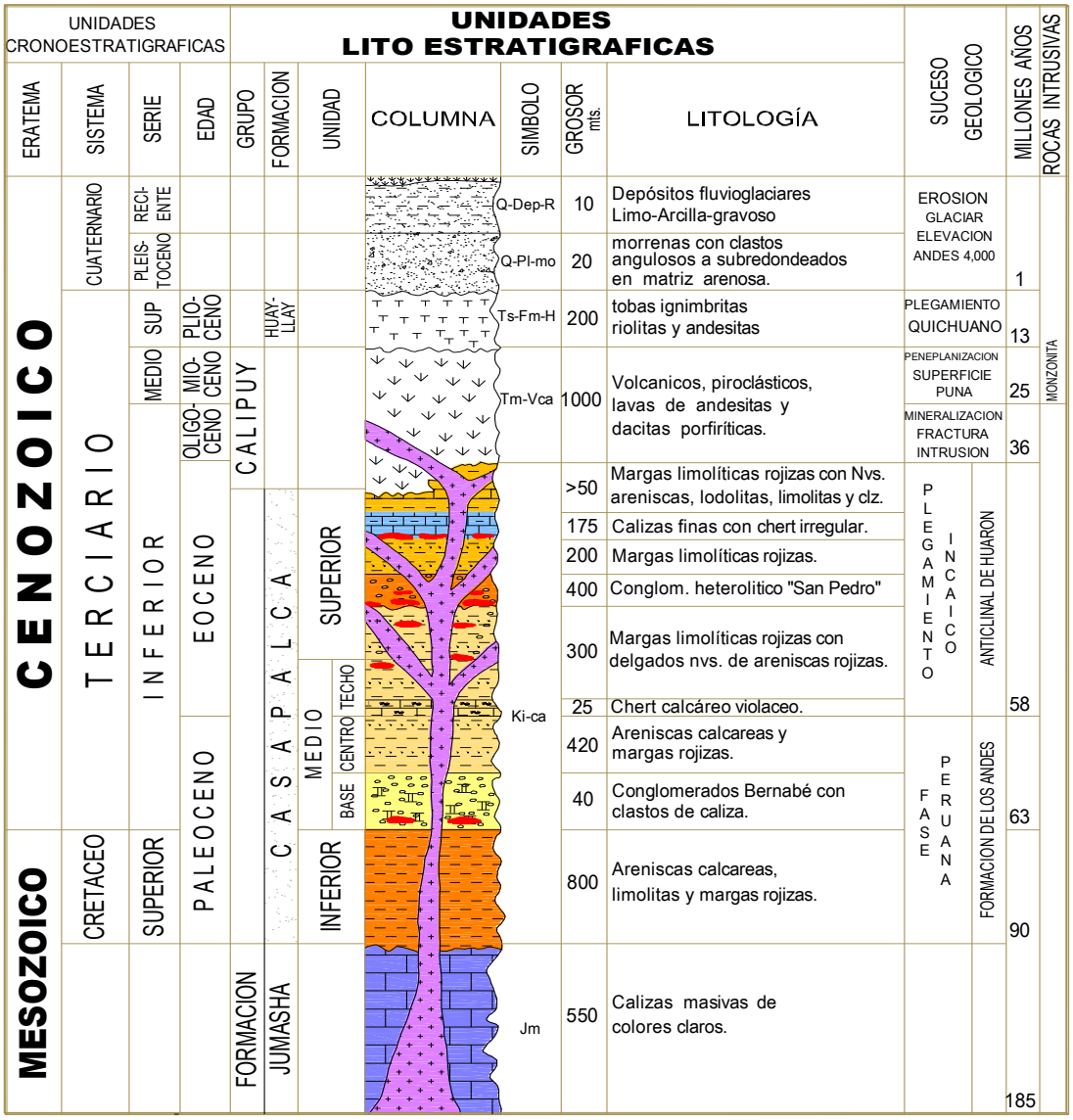


Figura N° 5.- Columna lito estratigráfica Mina Animon.
Fuente: (Departamento de Geología U.M Chungar, 2016).

2.3.2.1. Marco geológico estructural

El yacimiento de la Mina Animon está constituido por una diversidad de estructuras geológicas, las cuales varían desde estructuras de dimensiones medianas como, por ejemplo, en anticlinal de Huarón, hasta elementos pequeños como un plano de estratificación en un fragmento de roca que pueda sostenerse en la mano. Las estructuras principales están compuestas por un conjunto de otras pequeñas, las cuales han sido formadas por los procesos de sedimentación, intrusión magmática, deriva continental, así como por el ascenso y descenso del nivel de la superficie terrestre hasta el emplazamiento actual.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Mina Animon está compuesto por rocas sedimentarias en estratos de distintos tipos de roca como marga gris, marga roja, areniscas, conglomerados y un intrusivo de cuarzo monzonita en la periferia. Las rocas sedimentarias se presentan en secuencias alternas y gradacionales observadas claramente en la superficie; estas rocas después de millones de años de sedimentación y con un movimiento ascendente del techo oceánico ha elevado al macizo, dando lugar a la formación de la cordillera y las características topográficas actuales; este movimiento ha provocado que las formaciones de roca sobresalgan en pliegues y anticlinales donde se encuentra emplazado la mineralización de Animón. Para un mejor detalle mencionaremos las distintas estructuras geológicas, su ocurrencia en la superficie y el grado de riesgo que demanda cada estructura:

Pliegues. Las estructuras plegadas que formaron el anticlinal de Huarón, se debió a la compresión dentro de la corteza terrestre generada por el movimiento lateral de los continentes. Los estratos en la zona de compresión se pliegan en forma de estructuras corrugadas. Los plegamientos son provocados por esfuerzos muy fuertes.

Debido a la intensidad muy alta, las formaciones de roca se someten a esfuerzos superiores al límite elástico y se rompen. Este proceso ha generado en fallas geológicas transversales al plegamiento que han servido de vías para la mineralización de Animón. El plegamiento es una de las causas de las discontinuidades en las rocas. Un material plástico como la marga limo-arcilla puede ajustase por sí mismo a las distorsiones que se originan durante el plegamiento, se expande en las crestas de los pliegues y se adelgazará como resultado de la compresión en los flancos. Ver en la figura N°6 estratos plegados.

Figura N° 6.- Estratos de marga roja y conglomerado ligeramente plegado.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado Mina Animon, 2013).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Las rocas duras como los conglomerados, la marga roja y las areniscas tienen un comportamiento diferente, debido a que son cuerpos rígidos se fracturan, dando lugar a una gran cantidad de discontinuidades.

Los fragmentos de rocas rotas en forman natural muestran formas geométricas definidas: planas, rectangulares o romboédricas. Las estructuras de pliegues y fallas que se forman al mismo tiempo son las principales causas de las discontinuidades que estudian los ingenieros especializados en geotecnia.

El anticlinal en Chungar se presenta, con el eje de charnela en la laguna Naticocha con rumbo N–S, que coincide en el cerro cometa hacía el Norte y hacia el Sur se introduce en la laguna Huaroncocha.

La presencia de los flancos de este anticlinal es debido a rocas más competentes que han superado la erosión en la época glaciárica, en barrido de los fragmentos sueltos por la erosión glaciar ha dejado una zona estable.

Por acción de esfuerzos compresivos Este-Oeste de la orogénesis andina, los sedimentos pre-terciarios y terciarios han sido fuertemente plegados en estructuras que se orientan en forma regional al N25°W. La manifestación tectónica principal de la zona es el anticlinal de Huarón, cuyas características son las siguientes:

- ✓ Es un pliegue asimétrico, con el flanco oriental de mayor buzamiento 50°- 60° E que el occidental 35°- 42° W.
- ✓ El plano axial se orienta al N 20°- 30° W y se inclina al Oeste.
- ✓ El plano axial presenta en la parte central del distrito una suave convexidad hacia el Este.
- ✓ El eje del anticlinal presenta doble hundimiento; la parte Norte se hunde 15°- 20° al Norte y la parte 5° a 8° al Sur.

La ausencia de fracturas pre-intrusivas tensionales y de cizallamiento indican que la deformación del anticlinal se efectuó dentro de los limites elásticos específicos que caracterizan a las unidades litológicas; por lo tanto, la acumulación de una enorme energía, en estado latente dentro de la estructura fue el efecto concomitante a la acción de los esfuerzos de compresión en épocas pre-intrusivas.

Intrusiones de roca. El relajamiento de las fuerzas tectónicas compresionales pre-intrusivas y la acción del rebote elástico concentrado a lo largo de la zona axial longitudinal y de la zona axial transversal (parte convexa del anticlinal flexionado) originaron zonas de tensión ó de debilidad a lo largo de los cuales se produjeron rupturas en el anticlinal. Estas fracturas sirvieron posteriormente de canales de circulación y de precipitación de los fluidos ígneos de composición monzonítica cuarcífera y se formaron los diques axiales longitudinales y transversales. Los diques axiales longitudinales se presentan como un enjambre de 6 diques dentro de un cuerpo lenticular, cuya parte más ancha tiene 1.4 Km. y se orienta al N 25° W. Esta parte se adelgaza progresivamente en su recorrido de 3 Km. al norte y de 5 Km. hacia el Sur. Los diques axiales longitudinales muestran una duplicación en los

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

afloramientos debido a la acción de fallas normales de edad post intrusiva y pre-mineral, las cuales se originaron durante el movimiento de ascensión de la parte central del anticlinal de doble hundimiento.

El ancho de los diques longitudinales en superficie y en la parte central alcanza hasta 350 metros, en profundidad tienden a adelgazarse y a buzar 85°- 88° al oeste.

Los diques axiales transversales instruyen la parte oriental del anticlinal. En esta zona se observan 3 diques orientados en dirección E - W y N 85° W distribuidos en una zona de 300 metros de ancho. Hacia el este los diques se adelgazan y se extienden por 350 - 400 metros de longitud.

En la zona central del anticlinal los diques axiales longitudinales y los diques axiales transversales se unen, adquieren su mayor potencia y son más abundantes.

Los diques longitudinales y transversales han desplazado muy pocos metros a los horizontes litológicos y no han producido metamorfismo.

Fallas geológicas. Cuando las rocas se pliegan por compresión o cuando se estiran por tensión pueden soportar una cierta cantidad de distorsión, pero finalmente se rompen. Las grietas producto de esta rotura en las rocas son las fallas geológicas. Las principales clases de fallas van desde muy grandes o hasta muy pequeñas del orden de milímetros (en este caso recibe el nombre de micro-falla). Las fallas están en estrecho vínculo con las fracturas principales debido al cual con frecuencia son paralelas. En una falla ha tenido que haber rompimiento y desplazamiento, mientras que es una fractura o diaclasa no ha habido movimiento a través del plano de discontinuidad.

Todas las fallas causan desplazamiento de las capas y general material brechado con vacíos, que se les puede detectar con facilidad en el terreno. Por lo general, sólo las fallas menores son suaves con un plano de falla pulido y con estriaciones; la zona donde se ha producido el movimiento principal es a menudo una roca triturada que recibe el nombre de brecha de falla; dicha zona puede tener hasta muchos metros de ancho. Esta brecha de falla, fragmentada y triturada en la zona de falla, se meteoriza o altera con facilidad y contiene comúnmente muchos poros o espacios, los cuales se rellenan con agua durante la temporada de lluvias o con agua subterránea si la zona es profunda o con aguas termales. El agua en estas zonas de falla puede fluir con mucha rapidez debido a la alta permeabilidad de la roca triturada. Esto ha provocado muchos problemas en la mina cuando las labores subterráneas atraviesan estas zonas de falla. Las fallas provocan también desprendimientos o derrumbes de rocas en las labores subterráneas.

Las principales fallas observadas y mapeadas son de rumbo E-W, casi la mayoría de estas fallas han sido rellenados por soluciones mineralizantes, que conocemos como vetas y son las que se está explotando actualmente, son de distintas dimensiones en longitud y ancho. La mineralización ha permitido reforzar estas zonas de debilidad generando inclusive estructuras más competentes que la roca encajonante.

Las fallas geológicas principales se realizaron mediante dos familias pre-mineral: La familia o sistema transversal en dirección E-W y la familia o sistema longitudinal en la dirección N-S. La primera familia se caracteriza por presentar 2 sistemas de discontinuidades que tienden a

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

converger en profundidad. Al primer sistema que buza 70°- 80° al norte y se localiza en la parte media y sur del distrito, pertenecen una gran cantidad de fallas geológicas, entre las que se encuentran las fallas geológicas inversas mineralizadas como Andalucía, Principal, entre otros.

El segundo sistema que buza 80°- 90° al sur y se localiza en la parte norte pertenecen a las fallas geológicas entre los que se encuentran las discontinuidades inversas; en cambio hacia la parte suroeste (Quimacocha) se tiene mayor número de discontinuidades inversas mineralizadas que buza 55°- 65° al Sur. Ver falla geológica en la figura N°7.

Figura N° 7.- Falla geológica parte central de la figura.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado Mina Animon, 2013).

Las fallas geológicas post-minerales han sido de mucho menor magnitud que los pre-minerales y generalmente se han efectuado en forma concordante con las fallas geológicas pre-minerales.

Buzamiento y rumbo de estratos. Es una de las estructuras geológicas fundamentales para rocas sedimentarias. Se define como el ángulo que forma con la horizontal; la dirección de esta pendiente con respecto al norte conocida como rumbo de los estratos. El echado, también llamado buzamiento, se mide con un clinómetro, el cual se coloca sobre el plano de estratificación de un afloramiento de roca dura; la medición es con la brújula de geólogo. En la figura N°8 se observa la estratificación y fracturamiento de los estratos marga roja.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Figura N° 8.- Buzamiento y Rumbo de estratos en marga roja.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado Mina Animon, 2013).

Para las rocas suaves, que no tienen una superficie dura sobre la cual apoyar el clinómetro, hemos utilizado el método de la alineación visual a cierta distancia, haciendo coincidir la orilla del instrumento con los planos de estratificación. La línea que forma un ángulo recto con la máxima pendiente de la capa de roca se llama rumbo.

Parte central del yacimiento, lugar donde se encuentra la laguna Naticocha centro, el rumbo de los estratos tiene tendencia N-S y buzamiento sub horizontal.

El flanco Este del yacimiento tiene una secuencia de estratos de marga roja intercalados con marga gris y areniscas de grano fino, rumbo N25°W y buzamiento al E con ángulo variable según la secuencia de estratos.

El flanco oeste, farallón con estratos en rocas marga roja, areniscas y conglomerados en la parte superior, de rumbo N10°E y buzamiento variable hacia el W. El buzamiento de los estratos contra el talud de los farallones hace que estos sean estables.

Diaclasas. Las diaclasas son discontinuidades o planos de debilidad en las rocas duras; también se pueden encontrar en rocas suaves muy comprimidas como en las arcillas, margas y lutitas. Estos planos generan, comúnmente modelos geométricos regulares, de tal manera que cuando la roca se rompe en el frente, los fragmentos producen formas distintas que pueden ser: rectangulares, prismas con sección triangular, romboédricas y piramidales. La diferencia entre una diaclasa y una falla es que en la primera no ha habido movimiento a lo largo del plano de debilidad.

Cuando las rocas se someten a esfuerzos se generan modelos o sistemas de fracturas y, finalmente, ocurre algún movimiento a lo largo de las mismas dando origen a una falla. El proceso es similar a lo que sucede cuando los metales se someten a esfuerzos superiores al límite

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

elástico. Las diaclasas aparecen generalmente en grupos denominados sistemas o familias. Tal como se observa en la figura N°9.

Figura N° 9.- Diaclasas en marga gris y roja.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado Mina Animon, 2013).

Se pueden producir en las zonas adyacentes a la línea de charnela (línea donde se produce el cambio direccional) de los pliegues cuando los estratos son quebradizos. La persistencia del diaclasamiento principal guarda paralelismo con las fallas geológicas de rumbo E-W; se cuenta con tres sistemas principales y hasta dos aleatorias.

2.3.3. Geología económica

2.3.3.1. Mineralización

La mineralización en Animon no está claramente en relación con un intrusivo aflorante por lo que se presume que el foco mineralizante se ubicaría a profundidad dentro del arreglo clásico de sistemas hidrotermales tipo filoniano de metales base.

Hasta ahora la mineralización polimetálica más importante dela Mina Animón se encuentra alojada en un sistema de fracturas tensionales desarrolladas en el sector Este donde se ubica la veta Principal, y en segundo lugar la veta Andalucía además de otras menores que localmente forman arreglos sigmoideos mayormente con la primera. El otro ámbito de mineralización importante en la Mina Animon se ubica en el sector oeste donde destacan dos vetas de similar orientación control y envergadura, la veta María Rosa y la veta Ramal 85, entre las cuales se desarrollaron otras de evidente generación tensional como son veta Lorena, veta Elva.

La veta más importante de Mina Animon es veta Principal, de rumbo E-W y buzamiento de 65°-75° al norte, con casi 2 km de largo, 600 metros reconocidos de profundización actual y potencia que va desde 0.50 hasta 12 metros de ancho, presenta clavos subsecuentes de excelente relleno mineral que también varía en su longitud presentando en la parte central y profunda el sector más desarrollado de

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

mineral masivo de esfalerita en el sector, este dominio de mineralización tiene carbonatos con valores interesantes de Pb-Ag.

La segunda veta más importante de Mina Animon es veta Janeth, de rumbo E-W y buzamiento de 65° al sur, con casi 900 metros de largo, y 400 metros de profundización actual y potencia que va desde 0.50 metros hasta 7 metros de ancho, presenta relleno mineral de esfalerita, galena, ganga con carbonatos, pirita y algo de cuarzo. Actualmente se ha desarrollado cuatro niveles en la zona intermedia de Mina Animon. Por su posición intermedia su contribución en la producción es importante en valores de plomo y plata.

Otra veta de importancia de Mina Animon es veta María Rosa con 1.2 km de largo y 600 metros de profundidad, se ubica en el sector Oeste, tiene rumbo E-W, buzamiento de 60°-25° al sur, también presenta ensanchamientos sigmoideos en su longitud, y su variación mineralógica es normal siendo mayormente mejores sus valores de Pb-Ag en las partes altas de la mina y decrecen a medida que mejoran los valores de Zn en la parte media y baja de la mina. Adicionalmente se tiene otras vetas importantes como Ramal 85 con 600 metros de largo se ubica al norte de Veta María Rosa, Veta Lorena con 500 metros de largo, reconocida también desde superficie, forma entre ambas vetas nombradas un clásico esquema tensional. La mineralogía reconocida en estas vetas también varía en forma clásica es decir con mayores valores de Pb-Ag en la parte superior y dominio de Zn en la parte inferior. La figura N°10, muestra la distribución de las principales estructuras.

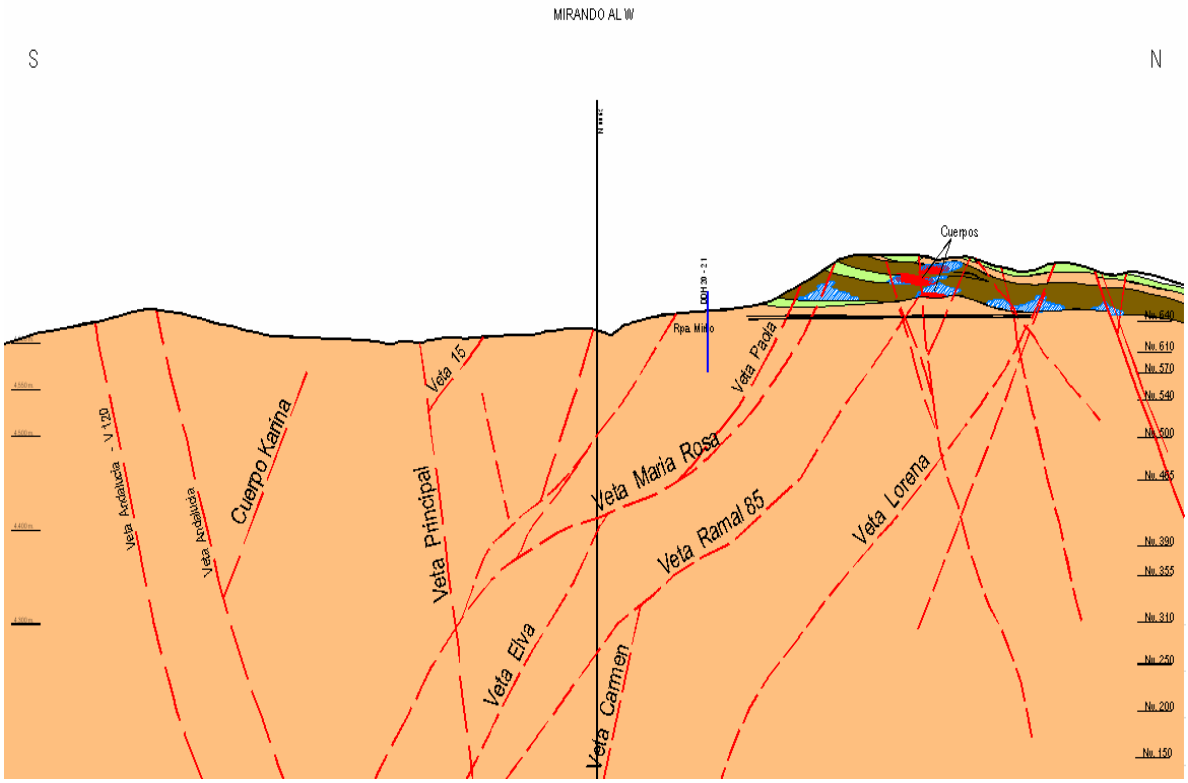


Figura N° 10.- Distribución de las estructuras importantes en Mina Animon.
Fuente: (Departamento de Geología U.M Chungar, 2016).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Una veta importante también que se está desarrollando en el sector Oeste es Carmen, a partir del Nivel 250 que en los últimos años de exploración ha sumado 800 metros de largo y 250 metros de profundización reconocida. En Mina Animon se han reconocido 53 estructuras en total que se disponen entre los 600 metros de profundización reconocida hasta la actualidad.

En el año 2013 se ha localizado tres vetas más de importancia como son Andalucía 120 con 700 metros de largo, Gisela en el sector Sur con 300 metros y veta Claudia /Araceli en el Nor oeste.

Se tiene mineralización tipo reemplazamiento metasomático y relleno interfractural estrato controladas en margas areniscosas en el sector Sur Oeste de la mina que conforman varios sectores irregulares definidos como cuerpo mineral Karina.

Esta mineralización constituye en Mina Animon una alternativa de exploración de baja ley por revisar, pues últimamente se ha reconocido nuevamente mineralización estrato controlada en un sector del conglomerado San Pedro de similar naturaleza. Tal como puede se puede ver en la figura N°11.

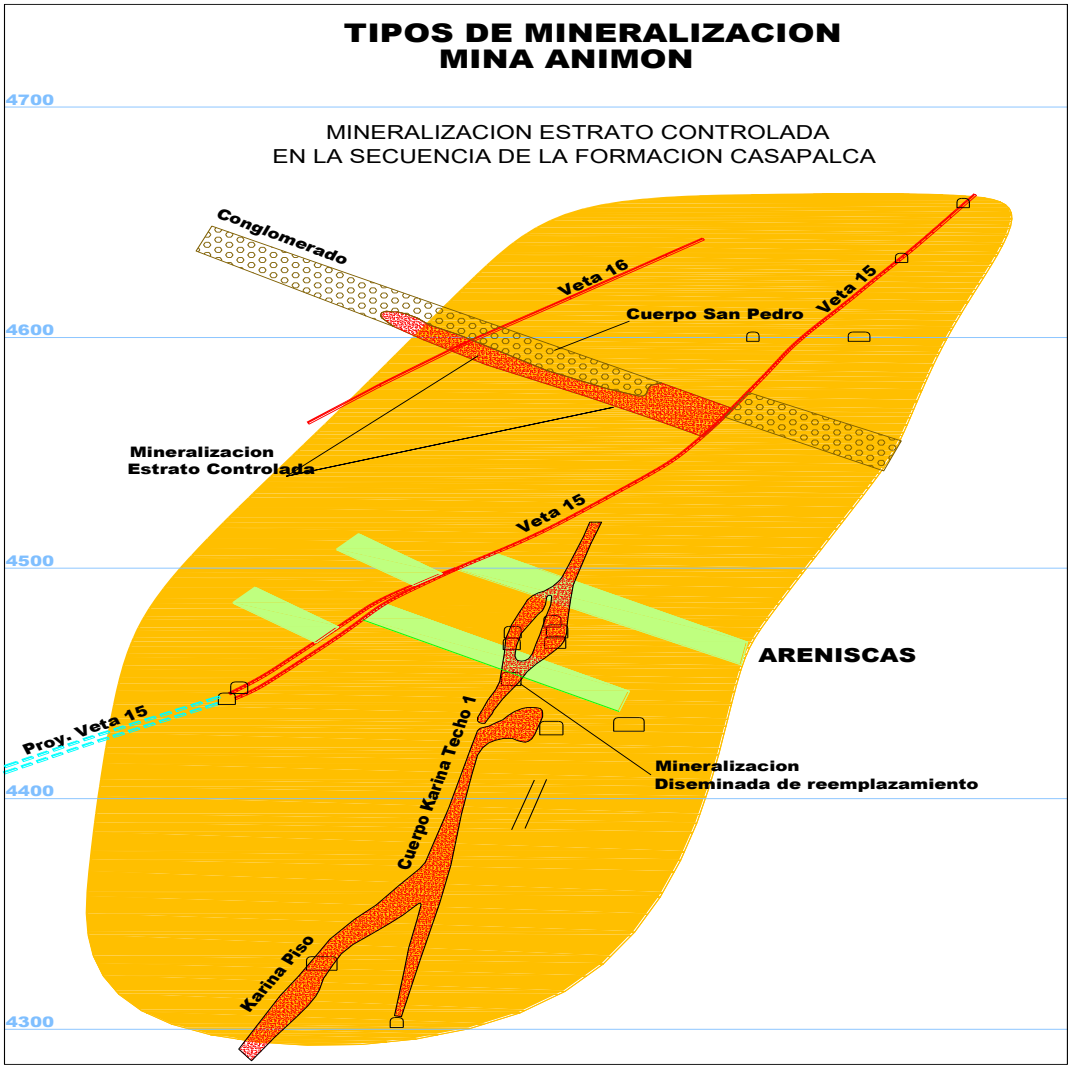


Figura N° 11.- Sección transversal cuerpo San Pedro.
Fuente: (Departamento de Geología U.M Chungar, 2016).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

La mineralogía de Mina Animon presenta sulfuros básicos como galena, esfalerita, galena argentífera, calcopirita y otros menores como mena, además de pirita carbonatos y cuarzo como ganga. La variación mineralógica presenta dominio de carbonatos en las partes altas, sulfuros básicos en las partes medias e incremento de piritas - cuarzo en las partes profundas hasta ahora reconocidas.

En general se puede concluir que en Mina Animon tiene diversos tipos de estructuras mineralizadas dentro del ámbito clásico de mineralización hidrotermal de sulfuros básicos de emplazamiento distal a la fuente.

2.3.3.2. Tipos de mineralización

Los tipos de mineralización del distrito, están constituidos por vetas, bolsonadas o cuerpos mineralizados y por vetas-manto. Con todos los trabajos de reinterpretación se ha definido la presencia de vetas E-W y en la intercepción de horizontes calcáreos, presencia de cuerpos de reemplazamiento tanto en conglomerados areniscas y calizas de las secuencias superiores de la Formación Casapalca.

a) Estructura en vetas

Las vetas son las fracturas preliminares que han sido rellenadas con minerales de Fe, Cu, Zn, Pb y Ag. Las vetas que afloran en todo el distrito son más de 50; pero los más importantes que han sido proyectados y desarrollados en Mina Animon son alrededor de 4 y en Huarón alrededor de 25. Estos depósitos contienen el mayor volumen de la mineralización económica del distrito. La amplitud de los desarrollos horizontales en cada una de las estructuras va desde unas pocas centenas de metros en las vetas de menor importancia como la Veta Nor Este y con 300 metros hasta 1,800 en las Vetas de mayor importancia como:

La Veta Principal, en general estos depósitos son parcialmente conocidos desde superficie hasta profundidad de 550 metros en Huarón y en Animon hasta 330 metros (Nv.270). La potencia de las Vetas varía desde unas decenas de centímetros hasta 8 a 10 metros. La Veta Principal en el nivel 270 tiene una potencia de 3.20 metros.

Las Vetas Este - Oeste tienen buzamientos entre 75° a 90°, las Vetas al cruzar los diques monzoniticos tienden a ramificarse y al ingresar a los conglomerados reemplazan a clastos calcáreos.

Muy pocas vetas han sido disturbadas por fallamiento post-mineral transversal o concordante, la fuerte alteración hidrotermal de las cajas caolinización y silicificación está relacionada al 1er y 2do ciclo de mineralización.

b) Vetas manto

Son estructuras mineralizadas concordantes con la estratificación en el flanco oeste del anticlinal se han desarrollado 2 Vetas mantos en la zona de Huarón: San Narciso y Fastidiosa y en la zona de Quimacocha, cerca al pique del mismo nombre, se observan estratos calcáreos de 0.30 metros de grosor con mineralización diseminada, estructuralmente para el caso de Huarón existen evidencias que se trata de fallas inversas que tienen orientación Norte-Sur y buzan 30° a 50° al Oeste. En cuanto a su

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

mineralogía es muy irregular y parece estar ligado a su cercanía ó lejanía de las Vetas Este - Oeste, la ganga es cuarzo rodocrosita y el mineral económico y las cajas están fuertemente laminados y triturados.

Zoneamiento. En el distrito minero Chungar - Huarón, los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización se han distribuido en zonas concéntricas tridimensionales asimétricas.

Los minerales de mayor temperatura, correspondientes al primer ciclo de mineralización, se ubican en la parte central y se caracterizan por estar distribuidos en dos subzonas: Una en la parte central ó núcleo compuesta esencialmente de pirita - enargita y otra que rodea a la anterior compuesta de abundante pirita - tetraedrita.

Los minerales de mediana temperatura, correspondientes al 2do ciclo de mineralización, se ubican en la zona intermedia. Estos precipitados intruyen y traslapan a los minerales del 1er ciclo y originan las asociaciones de minerales de cobre - zinc y plomo ó minerales triples. El mineral característico es la marmatita acompañada de cristales triglifos de pirita y de poca galena. En esta zona se ubican la mayor cantidad de depósitos minerales del distrito. Los minerales de baja temperatura que han sido originados durante el 3er ciclo de mineralización. Se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito. Estos precipitados conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son: esfalerita rubia clara y esfalerita rubia rojiza, galena en megacristales y ganga botroidales de siderita, baritina y rodocrosita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores.

Paragénesis. La secuencia paragenética en cada ciclo sigue el orden siguiente: en el primer ciclo se precipitan minerales de alta temperatura cuarzo lechoso, pirita, enargita, tetraetrita, tenantita; en el segundo ciclo minerales de mediana temperatura cuarzo lechoso, pirita marmatita y galena y en el tercer ciclo minerales de baja temperatura siderita, baritina, esfalerita rubia, galena, freybergita, polibasita, chalcopirita, rodocrosita, cuarzo hialino y calcita.

Los precipitados de los diferentes ciclos de mineralización presenta un Zonamiento concéntrico tridimensional asimétrico: la zona de cobre, conformada por las asociaciones minerales de alta temperatura que acompañan tanto a la enargita que se ubica en la parte central o núcleo como a la tetraedrita que se sitúa en la periferia; zona de zinc-plomo constituidos por los minerales de mediana temperatura, el mineral característico es la marmatita acompañado con cristales de pirita y poca galena, se ubica en la parte intermedia; y la zona de zinc-plomo y plata constituido por minerales de baja temperatura que se han precipitado en las fracturas más jóvenes de la periferia del distrito, estos conforman la zona exterior de mineralización, los minerales típicos son: esfalerita rubia, esfalerita rubia rojiza, mega cristales de galena y gangas botroidales de siderita, dolomita, barita, rodocrosita y calcita. Debido a las reaperturas de las fracturas, los precipitados del tercer ciclo han traslapado a las zonas ocupadas por los precipitados anteriores. La veta Principal, María Rosa y otras vetas menores pertenecen a esta zona exterior. Debido a la renovación de la de la actividad tectónica posterior al

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

segundo ciclo de mineralización, las fracturas preexistentes de las vetas Principal y María Rosa se alargan y profundizan más, en consecuencia, la profundidad de la mineralización llegará más o menos 600 metros por debajo de la superficie que se confirmará con la ejecución de sondajes diamantinos en el nivel 310.

2.3.3.3. Alteración hidrotermal

El primer ciclo de mineralización, está asociada a una alteración zonada de las rocas: Alteración sílico - potásico muy cerca de las vetas y una alteración propolítica en la periferia.

El segundo ciclo de mineralización, está asociada a una alteración argílica y silicificación con epidotización.

El tercer ciclo de mineralización, está asociada a una alteración argilica avanzada a pervasiva.

2.3.3.4. Controles de mineralización

a. Control estructural

Es el principal "Metalotécto" importante del distrito minero, cuyo fracturamiento tensional Este - Oeste sirvieron de ductos favorables para la precipitación de minerales y sus posteriores reaperturas dieron origen a nuevas estructuras tanto al piso y techo de la Veta Principal.

b. Control litológico

Es otro "Metalotécto" de gran importancia en el distrito, especialmente las siguientes unidades: En el conglomerado Bernabé y San Pedro se forman cuerpos de reemplazamientos al interceptarse con las Vetas de orientación Este - Oeste y relleno de fracturas Norte-Sur.

En el Chert de Sevilla y Córdova se tienen cuerpos diseminados y en los estratos calcáreos en la zona de Quimacocha se tienen "Mantos" diseminados.

c. Control de alteración

Existe una alteración gradacional cerca de la estructura vetiformes de Chungar, mayormente argílica tanto al piso y techo de la Veta Principal, con mayor amplitud hacia el piso, razón por la cual las exploraciones futuras deben encaminarse hacia esa dirección. Las vetas que tienen buzamiento contrario a la Veta Principal presentan una alteración silicificada a propilitica.

d. Control mineralógico

La presencia de bandas de "rodocrosita alterada" al centro de la Veta Principal es un mineral guía del tercer ciclo de precipitación de mineral y la continuidad de la estructura; también se observa franjas de "cuarzo amatista" intercalada con el mineral masivo de zinc y plomo. La presencia de cuarzo sacaroide nos indica la reapertura que ha sufrido la fractura original.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

2.4. Recursos y reservas geológicas

Al 25 – 12 – 2016, se tiene estimadas 30,761,374 TMS con 0.17% Cu, 1.71 % Pb, 6.00 % Zn y 4.70 Oz – Ag/TM. Volcán Cia. Minera S.A. En este sentido se están tomando las acciones necesarias para aumentar la confianza en los estimados mediante la definición de la metodología de cada etapa y hacerlas sustentables, tan igual que a las técnicas de verificación y validación empleadas para confirmar los resultados.

En la tabla N°3 se muestra la relación secuencial que existe entre la información de exploración, Recursos y Reservas. La clasificación de los estimados debe tomar este marco de referencia, de modo tal que reflejen los diferentes niveles de confianza geológica y los diferentes grados de evaluación técnica y económica.

Conforme aumenta el conocimiento geológico, es posible que la información de la exploración llegue a ser la suficiente como para estimar un recurso mineral. Conforme aumenta la información económica, es posible que parte del total de un recurso mineral se convierta en una Reserva Mineral. Las flechas de doble sentido entre Reservas y Recursos que se incluyen indican que los cambios en algunos factores podrían hacer que el material estimado se desplace de una categoría a otra.

La importancia relativa de los criterios sugeridos variará en cada yacimiento, dependiendo del ambiente geológico, restricciones técnicas, condiciones legales y normas existentes al momento de la evaluación.

Tabla N° 3.- Recurso y reservas geológicas.

Estructura	TMS	% Cu	% Pb	% Zn	Oz Ag
Andalucia	1´013,665	0.11	1.21	3.05	5.25
Janeth	2´513,724	0.11	1.34	4.12	4.85
María Rosa	121,393	0.04	1.00	1.11	3.05
Ramal Piso	35,972	0.10	0.24	2.12	0.00
Ramal Techo	43,224	0.15	1.87	3.43	1.65
Karina	34,717	0.12	1.15	2.40	2.44
Guísela	10,151	0.13	1.01	7.00	4.36
Elva	180,570	0.12	0.91	5.21	0.00
Ofelia	58,756	0.08	1.11	1.17	0.00
Split Piso	33,968	0.11	1.03	7.52	2.73
Split Techo	177,378	0.12	1.50	1.31	2.77
San Pedro	47,626	0.05	1.40	1.01	1.87
Principal	15´674,290	0.10	1.05	8.81	5.45
Carmen	10´789,857	0.14	1.12	7.01	5.45
Lorena	12,754	0.12	1.05	4.17	4.66
Ramal 85	13,329	0.15	0.18	1.41	2.66

Fuente: (Departamento de Geología U.M Chungar, 2016).

2.4.1 Exploración

Con los trabajos geológicos realizados, se ha definido Áreas con potencial mineral que requieren en una primera fase taladros preliminares de evidenciación para luego priorizar áreas importantes con una serie de taladros secuénciales que involucran un Programa General de Perforación y luego hacer taladros progresivos con fines de cubicación de este mineral.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Para definir las áreas y taladros a ejecutarse se han considerado factores de certeza de los recursos, infraestructura operacional, y potencial.

El Potencial de mineral se ha sectorizado por áreas.

Área 1 María Rosa + San Pedro.

Área 2 Carmen + Principal.

Área 3 Lorena + Ramal 85.

Área 4 Andalucía + Karina.

Área 5 Guisela + Janeth.

Ver tabla N°3 de Estimación de Reservas y Potencial – Mina Animon.

Para afianzamiento de las 4,200 Tn/día se ha escogido las Áreas al Oeste de la Veta Maria Rosa por estar en pleno desarrollo al oeste y el Sistema Lorena que está cerca de toda la infraestructura y fácil de evidenciar y es parte del Programa General DDH.

La veta María Rosa en su actual desarrollo hacia el Oeste sobre reservas minerales y su probable avance de confirmarse su continuidad interceptará al Sistema Lorena – Ramal 85 que por reinterpretación geológica, correlación, curvas isópacas e isovalores es muy probable que la veta María Rosa tenga continuidad, asimismo la infraestructura se está desarrollando con ésta misma orientación; éste escenario hace factible su preparación y desarrollo a mediano plazo. El programa elaborado para las 4,200 Tn/día se ejecutaría desde superficie y de interior mina con una máquina con alcance máximo de 500 metros e inclinación máxima de - 78°, 4250 metros de longitud, a un costo de $ 340,000 y se lograrían evidenciar 1,180,000 TMS. El tiempo de ejecución es de 8 meses. El programa para las 4,200 Tn/día, se ejecutará en forma secuencial de acuerdo a la información que se recoja de los taladros preliminares y será parte complementaria a lo ejecutado para las 4,200 Tn/día.

2.4.2. Preparación

Consiste en correr dos “by pass” de 450 metros (4.0 x 4.0 metros) en dos niveles paralelos a la estructura (para 06 bloques de cubicación), los cuales están ubicados al piso de la veta a 75 metros, desde allí se corren seis accesos negativos (4.0 x 4.0 metros) en forma simultáneamente hacia la veta con una gradiente de -16 %, éstos accesos permiten contar con 12 frentes de producción y se van levantándose a medida que suba la explotación hasta alcanzar los 25 metros de corte, luego se vuelve a ingresar desde el “by pass” superior, la separación entre accesos es de 75 metros. Se ejecuta una rampa central (4.5 x 4.0 metros) de 13%, que sirve para acceder al “by pass” superior desde el cual se efectúan nuevamente los accesos para terminar la explotación del block, los echaderos de mineral y desmonte (2.4 metros diámetro) se ubican en los “by pass” en forma equidistante. las chimeneas de ventilación están ubicadas en los “by pass”. Tal como se puede ver en la figura N°12.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

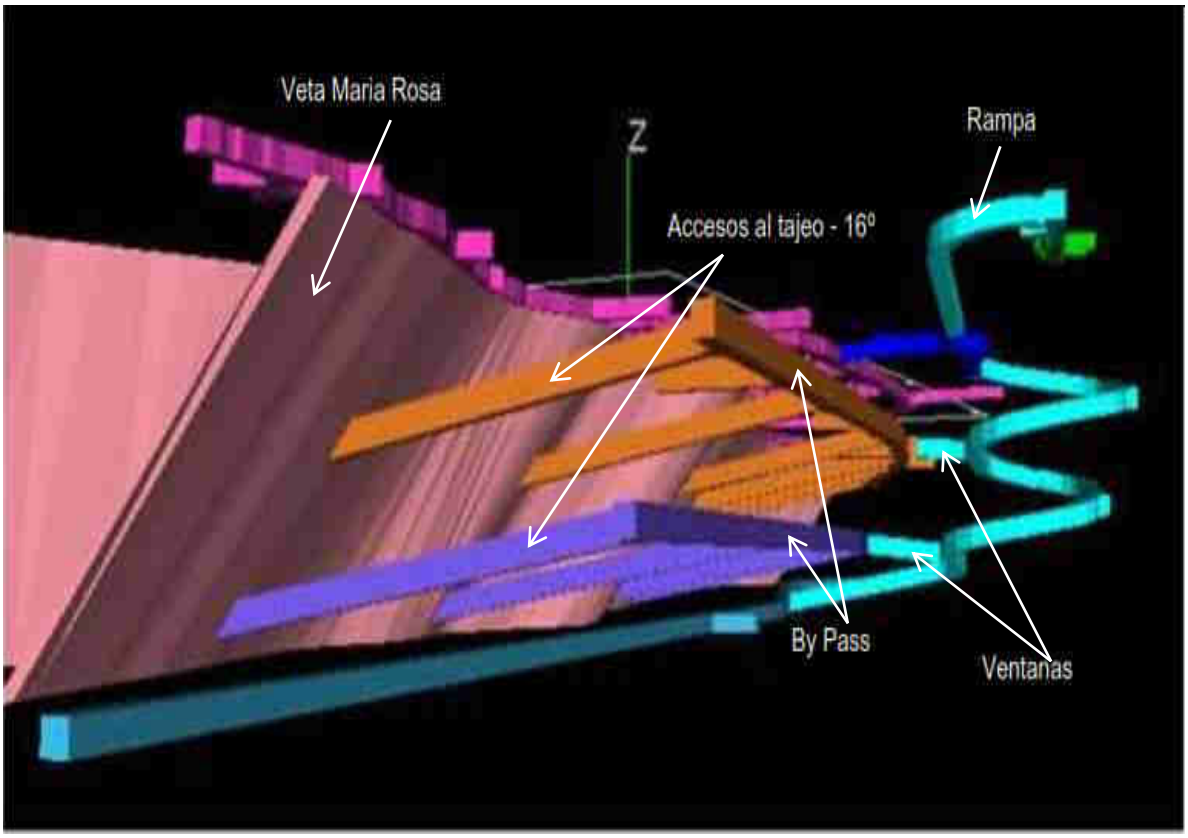


Figura N° 12.- Visualización de la preparación de labores.
Fuente: (Departamento de Ingeniería y Planeamiento U.M Chungar,2016).

2.4.3. Desarrollo

Se concibe dentro de un plan de desarrollo orientado en poner en evidencia los recursos inferidos que se tiene al oeste en blocks probado probable, para ello se ha programado 2 labores como, la Rampa Mirko W en el nivel 050 y la Rampa Mirko E en el nivel 025 las cuales nos permitirán incrementar las reservas probadas probables, y 3 chimeneas de 150 metros c/u, las cuales nos permitirán bloquear con labores verticales 150 metros.

2.4.4. Explotación

La aplicación de los criterios de la mecánica de rocas permite el modelamiento de las aberturas en los tajeos de explotación por el método corte y relleno ascendente habiéndose encontrado que la configuración de tajeos que se comporta de manera aceptable en términos de estabilidad y productividad es la que se viene realizando en Compañía Minera Chungar.

Se puede ver en el Anexo N°3, ciclo de minado de las operaciones del Método de Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.

Parámetros Técnicos:

Para la explotación de minerales, en los tajeos se tiene los siguientes parámetros técnicos para el minado con “Breasting” en el corte y relleno ascendente “C & RA Mecanizado - Chungar”.

- ✓ Dilución: 20% - 25%
- ✓ Productividad: 7.20 Tn/H-gdía

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

- ✓ Consumo de explosivos: 0.25 Kg./Tn
- ✓ Longitud de taladro: 3.30 metros (con Jumbo)
- ✓ Avance efectivo: 3.20 metros
- ✓ Labores preparatorias: 6.5 m/1000 TM extraídas
- ✓ Productividad: Labores preparatorias: 10%
- ✓ Recuperación de recursos: 90%
- ✓ Mineral roto disparado: 113 TM
- ✓ Sostenimiento temporal: Pernos (Hidrabold y Split set), malla electro soldada, "shotcrete" vía húmeda.

2.4.5. Método de Explotación Corte y Relleno Ascendente Mecanizado (Cut and Fill Stoping)

Se seleccionó el método corte y relleno ascendente por ser el más adecuado para el tipo de yacimiento poli metálico. El minado comprende accesos incluidos para la extracción de minerales, el sub nivel y los tajos se comunican mediante los accesos a un by pass que permiten el acceso y movilidad de equipos trackless de gran envergadura, de modo que estos sirvan tanto para la extracción como para el desarrollo de los tajos.

Todos los tajos de explotación de minado se rellenan con material de relleno detrítico en los espacios abiertos se emplea el desmonte de mina y luego se emplea el relleno hidráulico que proviene de la planta de superficie de mina. Como se puede ver en la figura N°13.

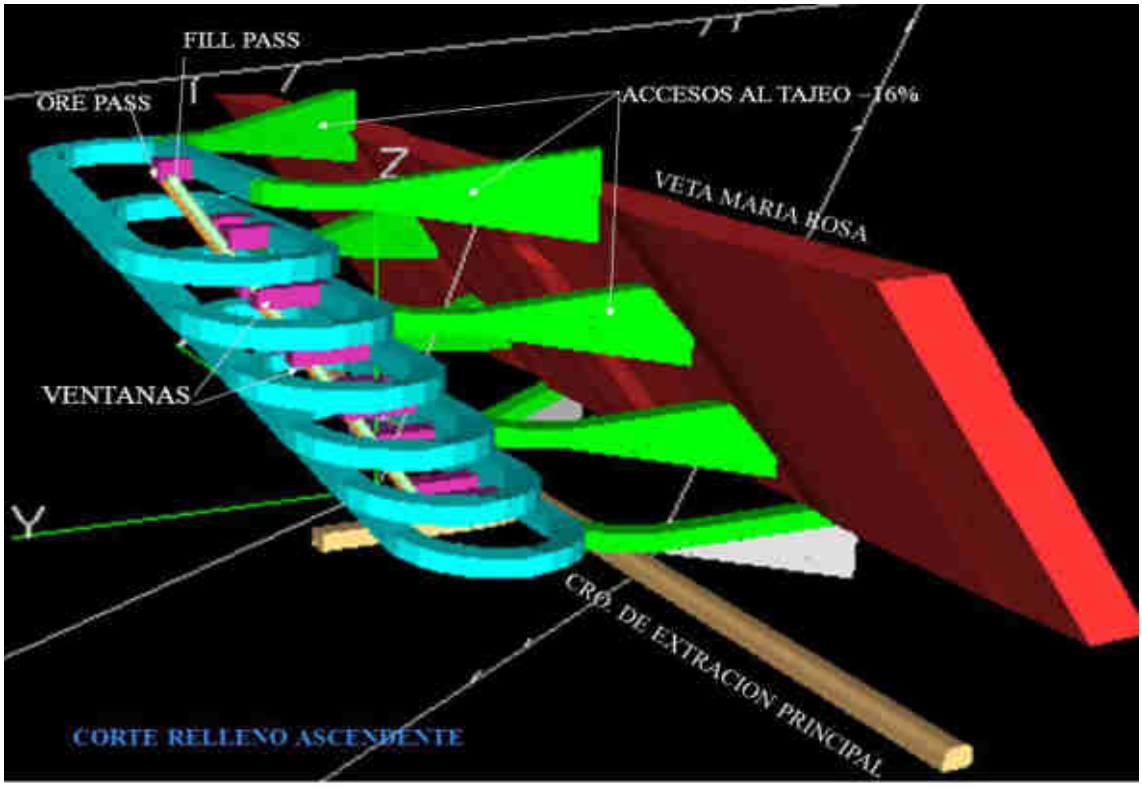


Figura N° 13.- Visualización Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.
Fuente: (Departamento de Ingeniería y Planeamiento U.M Chungar,2016).

El control de dilución es importante para mantener la ley de cabeza. Para el caso de la Mina Animon que se caracteriza por sus depósitos vetiformes. Es adecuado aplicar el método de corte y relleno que permite verificar la distribución de minerales por capas (cada 4 metros). En las operaciones de desarrollo realizadas, se han verificado que la potencia de los cuerpos mineralizados continuos oscila entre 1 y 3.5 metros. además, el método de corte y relleno permite reducir la mezcla de desmonte tanto del techo del piso verificando la potencia del yacimiento.

Consideraciones para la Selección del Método de Minado Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.

Para la selección de este método se tuvo en cuenta las siguientes consideraciones típicas.

- ✓ Maximizar la seguridad.
- ✓ Minimizar los costos.
- ✓ Minimizar el tiempo requerido para lograr la producción (optimizar la secuencia de tajeo).
- ✓ Optimizar la recuperación.
- ✓ Minimizar la dilución.
- ✓ Minimizar los ciclos de las operaciones unitarias (tiempo de perforación, voladura, limpieza, sostenimiento y relleno).
- ✓ Maximizar el sostenimiento natural.

El minado por este método es un modo parcialmente flexible de operar y se adapta a los yacimientos irregulares. El minado es dinámico y se puede abastecer minerales de tajos simultáneos en explotación. Las rebanadas ascendentes rellenadas se deben ajustar a distancias de las aberturas máximas permisibles. El mineral de baja ley es posible dejar en forma de pilares.

En la tabla N°4, se resume las principales características del método.

Tabla N° 4.- Características del Método Corte y Relleno Ascendente Mecanizado.

Aplicaciones	Ventajas	Desventajas
. Cuerpos y vetas de medio a fuerte buzamiento. . Cuerpos y vetas competentes y medianamente competentes con limites irregulares.	. Muy selectivo. .Media -Alta. productividad. . Alta Recuperación. . Dilución media. . Bajo riesgo.	. Producción cíclica. . Laboreo Intensiva. . Mecanización con equipos. . Costo adicional de relleno. . Consumo de elementos.

Fuente: (Departamento de Ingeniería y Planeamiento U.M Chungar,2016).

2.4.5.1. Control de producción

La dilución es una gran desventaja en operaciones mineras ya que no solamente origina costos directos en contra (trasporte y manejo del mineral en los circuitos del proceso). Si no también incluye costos indirectos significativos.

Por ejemplo. Cada tonelada de estéril o relleno que circula a través del circulo de la planta lleve consigo valores de mineral consigo a la cancha de relaves. Por lo que para la minimización de la dilución debería darse énfasis en la selección y aplicación de un adecuado método de minado.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Pero hay que aclarar que la dilución es mayor en estructuras mineralizadas angostas con contactos irregulares: y menor en mineralización masiva. Para nuestro tipo de yacimiento la dilución puede ser reducida con la experiencia de minado obtenida y la optimización del método de minado y una buena práctica minera, como sigue:

a) Clases de control de dilución
   - ✓ Dilución de producción
   - ✓ Contactos irregulares
   - ✓ Dilución por método de explotación

b) Control de dilución
   - ✓ Instrucción a perforistas de jumbo
   - ✓ Malla de perforación adecuada
   - ✓ Carga de explosivos adecuada
   - ✓ Control Geomecánico

c) Repercusión de la dilución
   - ✓ Perdidas de material
   - ✓ Disminución de utilidad para la empresa
   - ✓ Mayor control de tratamiento

2.4.5.2 Ciclo de minado.

Entre las operaciones mineras del ciclo de minado del método de corte y relleno ascendente en la Mina animon, se tienen las siguientes:

a. Ventilado y desate manual. Proceso en el cual se ventila la labor para eliminar los gases producto de la voladura, luego se procede a regar la carga para mitigar el polvo, verificar posibles tiros cortados en el frente y por último se procederá a realizar el desate manual de la labor sobre carga esto con motivo de eliminar bloques colgados de la corona y que pueden ocasionar algún accidente en el equipo Scooptram durante la limpieza.

b. Limpieza. Para la limpieza del mineral se utiliza Scooptram de 4.2 y 6 yd3, las cuales estas acumulan a la cámara de carguío para luego ser dispuestos y acarreados por los equipos de transporte.

c. Desate mecanizado. Para el desatado mecanizado de la corona y hastial de las diferentes labores de la unidad minera, se utiliza un desatador mecanizado (Scaler), el cual, mediante un martillo percutor, que tiene instalada en el equipo, se elimina bloques sueltos de roca.

d. Raspado. Una vez terminado el desate mecanizado de la labor, se procederá a raspar o limpiar la carga producto del percutado.

e. Sostenimiento (vía húmeda e instalación de elementos de sostenimiento). Terminado el percutado y raspado de las labores, se procederá al sostenimiento con concreto vía húmeda de 1 y 2 pulgadas de espesor con 20 kg de fibra metálica (encolada 65/35), según recomendación geomecánica a través del robot lanzador de 30m³/hr., y el Mixer de 4m³ de capacidad, luego

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

del lanzado de concreto y culminado el fraguado de esta, se procederá mediante el Jumbo Empernador a la instalación de pernos Hydrabolt y/o Split Set de 7 pies de longitud más malla electrosoldada de 0.1 metros x 0.1 metros. de cocada, esto según la condición geomecánica de la labor.

f. **Perforación.** La perforación de los tajos o labores de producción es horizontal (Breasting), con Jumbo electrohidráulico de un brazo, con barra de 12 pies de longitud, brocas para taladros de producción de 45 mm de diámetro, para una malla de perforación de 1.0 m x 1.0 metros, utilizando el método de Cased (entubado de taladros). El ancho de minado varía de 3.5 metros a 4 metros, y una altura de 4 metros. esto con motivo de controlar la sobre dilución. La perforación para las labores de avance (Rampas, By Pass, Accesos, Cámaras y Sub niveles), se realiza con Jumbo electrohidráulico de un brazo, con barra de 12 pies de longitud, brocas para taladros de producción de 45 mm. de diámetro y los taladros de alivio de 102 mm., para una malla de perforación 0.5 m x 0.5 metros para un total de 45 taladros perforados y 4 rimados, para labores de 4 m. x 4.5 metros y de 32 taladros perforados y 4 rimados para labores de 3.5 m. x 4 metros utilizando el tipo de arranque de Corte Cilíndrico del tipo Dankun, logrando así un avance efectivo de 3 metros.

   La perforación para labores de desquinche (Pívot), es horizontal, con Jumbo electrohidráulico de un brazo, con barra de 12 pies de longitud, brocas para taladros de producción de 45 mm de diámetro, para una malla de perforación de 1.0 m x 1.0 metros para labores de 4.0 m. x 4.0 metros utilizando el método de Cased (entubado de taladros).

g. **Carguío.** Una vez encebado el Exsanel (MS y LP) con el explosivo (Emulex de 80) se procederá a distribuir los cebos según su tiempo de retardo en todos los taladros perforados, y por medio del atacador de madera de longitud 3m., se introducirán estos en el fondo del taladro para luego completar la carga con las demás emulsiones (Emulex 65, 45).

h. **Voladura.** Para la voladura controlada del tipo recorte se utilizan explosivos de baja densidad (Emulsiones de la marca EXSA, tales como el Emulex de 80, Emulex de 65, Emulex de 45 y Pentacord 3P), los accesorios utilizados para la iniciación de la voladura son los detonadores no eléctricos, como el Exsanel de periodo corto (m./s.), y periodo largo (seg.), y Carmex para el inicio.

i. **Transporte.** El transporte del mineral se realizará mediante uso de Dumper, con capacidad de 15 m³. Estos serán cargados en las cámaras de acumulación para luego ser transportados a los echaderos principales con volquetes, con capacidad de 25 m³ llevan al (Pique Esperanza y Jacob Timer).

   Para el transporte de mineral, en cuyo proceso se debe ejecutar trabajos de mantenimiento, reparación de accesos y vías. Así como mantenimiento del Pique Esperanza y Jacop Timer. De acuerdo al programa de producción de mineral de deberá transportar:

   Tonelaje de Producción/día = 4200 Tmd.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

j. **Relleno detrítico e hidráulico**. Los tajos ya explotados son rellenados en toda su longitud con desmonte mediante los Scooptram, la altura de relleno detrítico es de 2.00 m. Luego del relleno detrítico del tajo se procederá a realizar un dique con desmonte al ingreso del tajo, para luego instalar las tuberías de PVC de 4 pulgadas de diámetro, luego se procede a realizar un tapón de madera cubierta con tela artillera o yute, una vez concluido todo este trabajo se procederá con el relleno hidráulico. La planta de Relleno Hidráulico produce relaves ciclonados para ser utilizados como relleno solo y su rendimiento es de 30 m3/h, con una densidad de pulpa de 1700 gr./lt. a 1900 gr./lt. y es transportado a mina con una tubería de 4" de diámetro, los tajos se rellenan hasta una altura de 3.5 metrros dejando 0.5 metros de luz como cara libre para un nuevo corte.

2.4.6. Planta de beneficio

Está conformada por dos minas subterráneas: Animón e Islay, y una planta concentradora denominada Animón con capacidad de tratamiento diario es 4,200 TPD mineral de cabeza.

Durante el 2016, el mineral tratado proveniente de la Unidad Minera Chungar fue procesado en un 96% en la planta Animon y el 4% en la planta San Expedito de la unidad Cerro de Pasco. Esta última fue alquilada de forma trimestral para procesar el mineral de la mina Islay (Animon) que excedía de la capacidad de la planta Animon con leyes de 6.00 % Zn, 1.71 % Pb, 0.17 % Cu y 4.70 Oz Ag/TM, lo que representó el 29 % del mineral tratado de Volcan consolidado. Como se puede ver el diagrama de procesos en la figura N°14.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

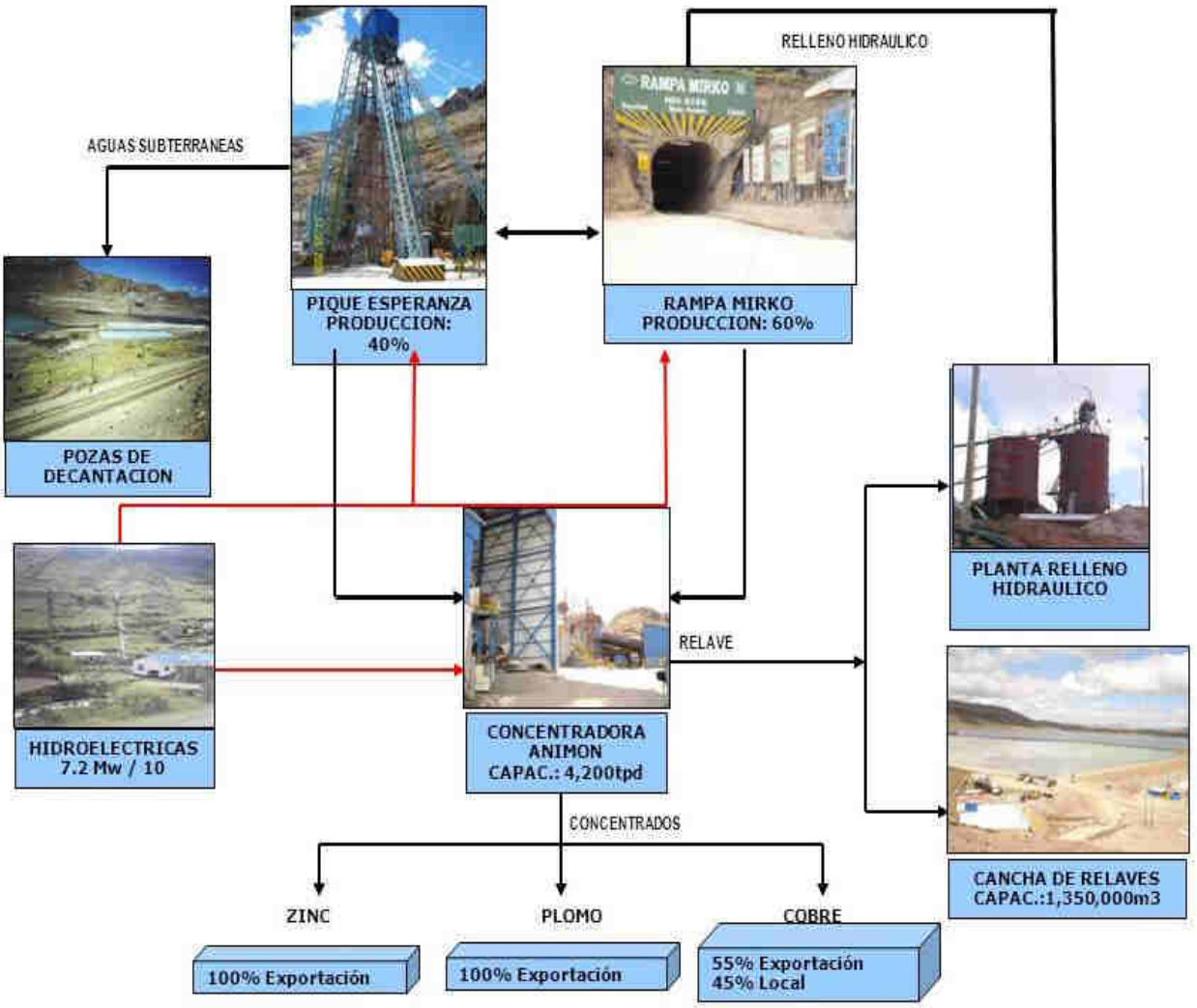


Figura N° 14.- Diagrama de procesos.

Fuente: (Estudio Geomecánico detallado de Mina Animon).

2.4.7. Vida de la Mina Animon

De acuerdo a la cubicación de reservas realizada se tiene **30,761,374 Tn** de mineral de mina entre Reservas, Recursos Indicados y Recursos Inferidos, y produciendo **4200 Tn/día**, se tendría lo siguiente:

4200 Tn/día * 30 día/mes * 12 mes/año = 1512000 Tn/año

30,761,374 Tn ÷ 1512000 Tn/año = 20 años

Por lo tanto, al ritmo de 4200 Tn /día; la vida de la mina seria de **20 años.**

2.4.8. Cierre de mina

Es un proceso importante que busca dejar la zona donde operamos en iguales o mejores condiciones a las encontradas al inicio. Por ello, año a año realizamos las actividades de nuestro plan de manera progresiva según fue aprobado por nuestras autoridades.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Además, venimos implementando programas y proyectos de desarrollo sostenible para que las comunidades que hoy nos acogen continúen desarrollándose y creciendo aun cuando nosotros ya no estemos.

Los trabajos de cierre final se han proyectado realizar en el lapso de 03 años ya que se estima que las actividades de cierre de los componentes involucrados en este escenario de cierre no requieren un periodo mayor para su ejecución. Así también; conforme al reglamento para el cierre de minas, los trabajos correspondientes a la etapa de Post Cierre se desarrollarán en cinco años, período mínimo requerido para lograr la estabilidad física, geoquímica e hidrológica del área que ocupó la operación de la U.M. Chungar. Los componentes cuyo cierre se realizará en la etapa de cierre final.

2.4.9. Medio ambiente

Empresa dedicada al beneficio de minerales de Zinc, Plata y Plomo, consciente de su misión y responsabilidad social, considera que la Salud, la Seguridad Ocupacional, el Medio Ambiente y la Calidad (SSOMAC), son elementos significativos de su existencia empresarial.

Dentro de las actividades nuestro desarrollo minero, E.A. Chungar tiene previsto incrementar la producción de mineral en su unidad Animón, para lo cual ha proyectado la ampliación de sus operaciones tanto para labores mineras como en la planta de beneficios Animón. Consecuentemente se requerirá la ampliación de los servicios generales, así como la de los servicios auxiliares, entre los cuales se comprende los depósitos de relaves N°3 en actual operación, construcción de accesos hacia las labores subterráneas, la ampliación del pique montenegro, así como la obra de derivación para el control de las aguas de escorrentía. Todas las obras proyectadas actualmente ocupan terrenos que son propiedad de E.A.Chungar. En caso de la construcción del nuevo depósito de relave N°4, se está efectuando la adquisición de 80000 m² adicionales de las comunidades aledañas, para lo cual se están realizando las coordinaciones en este sentido.

La ampliación de las operaciones de la mina involucra la ampliación de pique montenegro y la construcción de la Rampa Mirko E, igualmente comprende los arreglos en cuanto a las instalaciones en la planta beneficio y desmontaje de otros equipos, así como recrecimiento de depósitos de relaves N°3 y la construcción de depósitos de relaves N°4.

En el estudio EIA presentado, se establecen los parámetros actualizados de operación tanto de la mina como de la Planta de Beneficio, información ambiental relevante actualizada.

2.5. Descripción Geomecánica de la Mina Animon

Las rocas predominantes son sedimentarias, muy fragmentadas y alteradas por acción meteórica e hidrotermal, con las excavaciones subterráneas, que superan una profundidad de 450 metros, el sostenimiento de la labor fue un problema difícil, lento y no adecuado, hasta que se

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

empezó a utilizar "shotcrete" y pernos de compresión y fricción axial, para un sostenimiento de periodos cortos.

La Mina Animon está situada en la parte central de cordillera de los andes del Perú, donde la temperatura es muy variable desde –10°C en las noches, hasta 30°C en el día; con una temperatura ambiente medio de 8°C. Las condiciones climáticas y características de la roca, harían pensar que las condiciones de explotación sería una tarea de difícil proceder, pero el empleo de "shotcrete" y pernos de compresión y fricción axial, hace que se contienen los avances.

Con las condiciones climáticas que dificultan el trabajo, el macizo rocoso está compuesto por rocas sedimentarias muy incompetentes que aunado al agua subterránea que circulan por los poros y fisuras, estas son muy difíciles de controlar hacen que en las labores ocurran desprendimiento o caída de rocas. En labores de explotación (tajos) de hasta 12 metros de ancho, 6 metros de alto y avance (span) 3 metros, asegurar la estabilidad de las labores tiene alta prioridad.

2.5.1. Aspecto Geomecánicos de Mina Animon

"En Mina Animon la roca es muy incompetente", de acuerdo a las evaluaciones Geomecánicas, se presenta rocas de muy mala calidad, donde hacen que nuestra principal preocupación sea el riesgo de caída de rocas, derrumbes y / o asentamientos de gran magnitud.

El espaciado de las juntas es entre 0.05 metros a 0.30 metros, las familias de discontinuidades es de 5, la resistencia es menor a 15 MPa en las cajas y menor de 60 MPa en el mineral, la alteración es intensa en las cajas y moderado en el mineral, el relleno de fisuras es con arcillas, las aguas subterráneas es por goteo en las cajas y flujos en la estructura mineralizada; para el control y su estabilización usamos una capa de 2 (pulgadas) de concreto lanzado "shotcrete" como elemento preventivo de sostenimiento y como sostenimiento definitivo a los pernos compresión y fricción axial de 7 (pies) para mantener estabilizado el macizo rocoso.
Se tiene mucho cuidado de examinar y definir las aberturas máximas, los tiempos de auto-soporte, y determinar el distanciamiento entre perno y perno.

2.5.2. Aplicaciones de la geomecánica

La aplicación es en la minería y obras de Ingeniería subterránea; para el cual, se requiere de la utilización de los principios, metodologías de la mecánica de rocas, para un adecuado diseño y ejecución de obras o proyectos.

La investigación preliminar, análisis, diseño, planeamiento, control y ejecución en los trabajos de exploración, desarrollos y métodos de explotación minera; Además, la selección de equipos, maquinarias, explosivos y otros. En la figura N°15 se aprecia una labor amplia en la Mina Animon.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Figura N° 15.- Labor amplia de 12 metros de ancho, 6 metros de altura y buzamiento 45º, controlados con "shotcrete" Mina Animon.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado de Mina Animon).

2.5.3. Criterios de evaluación Geomecánica de Chungar

Para la evaluación del yacimiento consideramos los siguientes principios y metodologías:

- Evaluación considerando las propiedades Físico Mecánicas de las Rocas.
- Evaluación considerando las propiedades Geológico Ingenieriles.
- Calificación de los macizos rocosos mediante la aplicación de los sistemas de Clasificación Geomecánica.
- Determinación del diseño y tipo de Sostenimiento.

2.5.3.1. Evaluación considerando las propiedades físico mecánicas de las rocas

Sobre la base teórica definida por Hooke, y el criterio de ruptura de Mohr-Coulomb, la Geomecánica establece parámetros intrínsecos para calificar las propiedades de resistencia y deformación de las rocas, tales como:

- Módulo de Young
- Coeficiente de Poisson
- Cohesión
- Índice de Fricción
- Resistencia a la Compresión
- Resistencia a la Tracción

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

2.5.3.2. Evaluación considerando las propiedades geológicas de las rocas

Las propiedades geológicas requeridas para caracterizar el macizo rocoso, debe tener en cuenta la composición heterogénea de la roca producto de su génesis y procesos naturales que la han afectado; esta caracterización geológica consiste en definir:

- Los distintos tipos de roca presentes en el área investigada y su distribución espacial; esta evaluación es a nivel de fragmento rocoso.
- Además, la evaluación del macizo rocoso donde se contempla la magnitud y orientación de las discontinuidades, la alteración, las aguas subterráneas y los efectos Geodinámicos.
- Es muy importante el amplio conocimiento de la geología para la realización de la Geomecánica; ya que esta es la base para los estudios previos y la toma de decisiones; por lo tanto, considero que no se puede hacer Geomecánica sin el conocimiento geológico previo.

Es importante conocer el origen de las rocas por su composición, génesis, historia, así como su distribución en la corteza terrestre.

2.5.3.3. Descripción litológica utilizada en geotecnia

Para fines científicos, las rocas se pueden describir en términos de la composición, textura química y origen mineral. La clasificación de las rocas según su origen conduce a los grupos ya bien conocidos: rocas sedimentarias, ígneas y metamórficas. Esta clasificación científica es más adecuada para los fines de la geología, pero no se ha dado resultados satisfactorios cuando el principal objetivo es conocer la resistencia mecánica de la roca a partir de la clasificación y descripción. Las descripciones geológicas no consideran el estado de meteorización de las rocas; de hecho, es difícil determinar la mineralogía y la química de rocas muy meteorizadas y los geólogos tienden a concentrarse en la búsqueda de especímenes o muestras nuevas.

El primer requerimiento para fines geotécnicos es un informe sobre la resistencia y comportamiento mecánico del macizo rocoso, el verdadero nombre geológico de la roca no tiene gran importancia, pero aún se asienta en las descripciones Geotécnicas porque la composición química y mineralógica de la roca determina su comportamiento frente a la meteorización bajo diferentes condiciones climáticas. El macizo rocoso se describe en términos de índices. Algunos de éstos son puramente descriptivos, por ejemplo, el color, la textura, el estado de alteración, etc.; los demás se miden "in situ" o mediante pruebas de laboratorio, por ejemplo: la porosidad, resistencia, densidad relativa, o se basan en las características a gran escala dentro de la masa rocosa como son el fracturamiento, clivaje, planos de debilidad, así como los planos de estratificación en las rocas sedimentarias. La mecánica de rocas y Geomecánica son ciencias que intentan describir y predecir las propiedades y el comportamiento del macizo rocoso. La mecánica de suelos estudia las arcillas y el material granular, que se le conoce generalmente como suelo entre los geólogos.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Para la geotecnia, la descripción se divide en dos partes: descripción del fragmento de la roca y descripción del macizo rocoso.

2.5.4. Descripción del fragmento de roca

La roca es una mezcla de ciertas especies minerales, formada por la naturaleza. En una roca dura estos minerales están firmemente unidos; las formas y orientación (determinada o irregular), establecen la resistencia o consistencia de la roca. La roca fragmentada, no consolidada, está constituida también por distintos minerales, principalmente variedades de minerales arcillosos, hidróxidos de hierro y cantidades variables de minerales originales parcialmente fragmentados. Algunos son muy resistentes a la desintegración en determinados climas, otros se desintegran con relativa facilidad. La roca es una mezcla de minerales originales (primarios) no descompuestos y minerales secundarios producidos por los procesos químicos de descomposición o alteración.

2.5.4.1. Índices del fragmento de roca

Para la una buena evaluación geomecánica se debe evaluar los siguientes índices: color, raya, fractura, tenacidad, forma cristalina, brillo, peso específico, diafaneidad, tamaño del grano, textura, factor de textura, estructura, dureza, grado de alteración, resistencia, durabilidad, porosidad, relación de poros, permeabilidad primaria y secundaria, entre otros.

Color: Consiste de tres componentes: matiz, intensidad y valor, es lo generalmente conocido (por ejemplo, rojo); intensidad es el calificador (por ejemplo, rojizo), agregado al matiz y el valor es un parámetro muy amplio (claro u oscuro). La tabla N°5, señala los términos empleados.

Tabla N° 5.- Color de la roca.

Valor	Intensidad	Matiz
Claro Oscuro	Rosado Rojizo Amarillento Marrón Verde olivo Verdoso Azulado Grisáceo	Rosa Rojo Amarillo Café Verde olivo Verde Azul Blanco Gris Negro

Fuente: (Anon., 1977).

Dimensiones del grano: Es el mismo concepto que se utiliza en la descripción de suelos y otros materiales no consolidados. El método empleado para la clasificación de tamaños se basa en una serie de mallas o cribas estándar, pero para poder describir la roca sólida, ésta se debe cortar en secciones delgadas y transparentes para examinarlos bajo la luz de los microscopios utilizados en

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Petrología. Es muy difícil obtener las dimensiones de un grano a partir de una sección delgada, porque al cortar dicha sección se puede haber cortado una parte del cristal y, por lo tanto, éste no aparece completo en la sección. Las secciones transversales de cristales alargados no muestran su longitud real. Se utilizan métodos estadísticos para medir el tamaño del grano de rocas en secciones delgadas. Los cristales mayores de 60 µm de tamaño se pueden ver sin la ayuda del microscopio. La roca que contiene granos menores que este tamaño se clasifica de grano fino. Algunas rocas están compuestas claramente por minerales de dos tamaños diferentes de grano. Dichas rocas se denominan porfirícas. La tabla N°6 explica los tamaños de grano estándar.

Textura, factor de textura y estructura: Estos términos se utilizan de diferentes maneras en los libros de texto de geología; por lo que, es necesario definir cada uno de ellos para su uso en geotecnia. La textura se refiere a los granos individuales de minerales, su tamaño, forma y grado de cristalización. El factor de textura es la relación entre los granos, la manera como están distribuidos dentro de la roca.

Tabla N° 6.- Tamaño del grano.

Termino	Tamaño del grano	Grado equivalente de suelos
Grano muy grueso	>60 mm	Bloques y cantos rodados
Grano grueso	2 a 60 mm	Grava
Grano medio	60 µm a 2mm	Arena
Grano fino	2 a 60 µm	Limo
Grano muy fino	<2 µm	Arcilla

Fuente: (Anon., 1977).

En algunas rocas los minerales están orientados en forma irregular, pero en las metamórficas los cristales planos o alargados presentan un arreglo con orientación paralela (pizarras y esquistos). La estructura se refiere a una escala mayor de rasgos de las rocas, por ejemplo, algunas tienen la misma apariencia en toda la masa rocosa (son homogéneas), otras poseen capas de diferente composición mineral, lo que da a la roca un aspecto bandeado, lo cual se denomina exfoliación.

Textura: Cristalina, cripto - cristalina (cristalina ya cuando se ve con el microscopio, granular (como el azúcar), amorfa (no tiene forma definida) y vítrea.

Factor de textura: Minerales con orientación variable, esquistosidad orientación paralela. La orientación de los cristales o granos se puede determinar mediante la identificación y medición de las posiciones de los ejes cristalográficos con la ayuda de un microscopio petrológico. El procedimiento requiere de mucho tiempo por lo que es poco frecuente su empleo en geotecnia. No obstante, la orientación de los minerales es un factor determinante de la resistencia de la roca. Los granos de minerales con orientación irregular hacen que la roca tenga una resistencia isotópica se debe a la orientación regular de los minerales planos o alargados o exfoliación. Hay

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

varios grados de alineación en los minerales, cuya fluctuación va desde muy obvia, pudiéndose medir con transportador y brújula, hasta una alineación parcial poco notable, la cual solo se puede detectar con la ayuda de un microscopio para petrología.

Meteorización: Es el resultado de procesos mecánicos en o cerca de la superficie terrestre, cuando los minerales originales (primarios) se descomponen y se forman otros (secundarios). Los procesos de disolución pueden remover el material del cuerpo de la roca, haciendo poroso. La descomposición de las rocas que contienen hierro produce minerales secundarios de color rojo, amarillo o café, cuya presencia en una roca indica su estado de meteorización. Las rocas meteorizadas tienen menor resistencia mecánica que las nuevas. Los últimos 10 metros de roca del terreno, presentan normalmente diversos estados de meteorización, disminuyendo en intensidad hacia abajo, generalmente, pero no siempre. Puede haber nódulos de roca altamente meteorizada, circundaría por roca ligeramente meteorizada. Los macizos rocosos de granito caolinizado a menudo presentan esta estructura irregular de meteorización. La tabla N°7, define el esquema de clasificación de meteorización. Alteración es el término que se utiliza para describir cambios mineralógicos definitivos causados por la meteorización, por ejemplo: la transformación del feldespato en minerales arcillosos como la caolinita, etc. Al estudiar las rocas en secciones delgadas con ayuda del microscopio revela las primeras etapas de descomposición mineralógica que no se observa en los fragmentos. Por lo tanto, es importante relación entre la descomposición mineral y la resistencia de roca.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Tabla N° 7.- Clasificación de Meteorización.

Grado de meteorización del fragmento rocoso		Grado de meteorización del macizo rocoso		
Termino	**Descripción**	**Termino**	**Descripción**	**Grado**
Fresco	No hay signos visibles de meteorización de fragmento de roca.	**Fresca**	No hay señal visible en el material de la roca. quizá alguna decoración en las principales superficies de discontinuidad.	**I**
Decolorado	El color del material original de la roca nueva y es evidencia de meteorización. Se debe indicar el grado de cambio del color original. Se debe mencionar si el cambio de color está restringido a partículas minerales.	**Meteorización ligero**	La decoloración indica meteorización del material rocoso y las superficies de discontinuidad todo el material de roca se puede decolorar por la meteorización.	**II**
Descompuesto	La roca del material original a la condición cambia de suelo. En donde la trama del material original aún está intacta. Pero algunos o todos los granos minerales están descompuestos.	**Meteorización moderado**	Menos de la mitad del macizo rocoso está descompuesto o desintegrado formando el suelo. La roca nueva o decolorada está presente en forma retícula continua o como núcleo de roca.	**III**
Desintegrado	La roca esta meteorizada formando suelo, en el cual la trama del material original esta aun intacta. La roca se desmorona, pero los granos de mineral no están descompuestos.	**Meteorización alto**	Más de la mitad del macizo rocoso está descompuesto o desintegrado formando suelo. La roca nueva o descolorada está presente ya sea en forma de gossan discontinuo o núcleos de roca.	**IV**
La etapa de meteorización descrita arriba se puede subdividir empleando términos calificativos por ejemplo "parcialmente descolorado", "totalmente descolorado" y "ligeramente descolorado" en tanto ayude a la descripción del material que se está examinando.		**Meteorización completo**	Todo el material rocoso está descompuesto, desintegrado formando suelo o se encuentra en ambas situaciones. La estructura de la masa original esta aun intacta en su mayor parte.	**V**
		Suelo residual	Todo el material rocoso se ha convertido en suelo. La estructura de la masa y la trama del material están destruidos. Hay un gran cambio de volumen, pero no ah habidos un transporte importante del suelo.	**VI**

Fuente: (British Standards Code of Practice for Site Investigation, BS 5930: 1981).

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Resistencia: Es importante distinguir entre la resistencia de un fragmento y la del macizo rocoso, la cual está determinada principalmente por la frecuencia y orientación de las discontinuidades. La resistencia se mide mediante pruebas "insitu" y de laboratorio. Las pruebas comunes son: resistencia a la compresión no confinada, de carga de punto, Schmidt de rebote y del cono dentado. En la tabla N°8, se presenta una clasificación de la resistencia del material rocoso. Nótese que la orientación de los minerales hace que varíe la resistencia con la dirección de la medición, por lo que la roca se describe como anisotrópica. Las rocas con grano bien definido, como las vetas se pueden romper con mayor facilidad a lo largo de los granos minerales que transversalmente a los mismos. Esta propiedad se llama clivaje cuando los minerales orientados son cristales de mica y clorita de forma plana. La resistencia al cortante de las muestras se puede encontrar introduciendo éstas por medios mecánicas en una caja estándar para medir el cortante que se emplea para pruebas de suelos.

La dureza de la roca: No debe confundirse con la escala de dureza de Mohs (1 a 10) que se emplea en la descripción de minerales. En algunas rocas con dureza superficial elevada (por ejemplo, la obsidiana o vidrio natural) no se pueden hacer ranuras, hacer, pero pueden ser muy frágiles y astillarse cuando se les golpea con un martillo de geólogo debido a que su resistencia al impacto es débil.

2.5.4.2. Índices que pueden ser determinados mediante pruebas

Dureza o Resistencia: Se mide por el grado de rebote de un martillo de acero en una superficie preparada de roca. La prueba martillo Schmidt da una cifra de rebote que se puede correlacionar con la resistencia a la compresión uniaxial cuando se toma en cuenta la densidad en seco.

Tabla N° 8.- Resistencia de la roca.

Resistencia a la compresión No confinada MN m²		
Termino	**(Mpa)**	**Estimación de la dureza en el campo**
Muy resistente	> 100	Roca muy dura, requiere más de un golpe con martillo para romper el espécimen.
Resistencia	50 a 100	Roca dura, se puede romper una muestra de mano con un solo golpe del martillo.
Moderadamente resistente	12.5 a 50	Roca suave, se hacen agujeros de 5mm con el extremo afilado de un martillo.
Moderadamente débil	5.0 a 12.5	Roca demasiado dura para cortarla con la mano para lograr un espécimen triaxial.
Débil	1.25 a 5.0	Roca muy suave, el material se desmenuza bajo los golpes del martillo.
Roca muy débil	0.60 a 1.25	Frágil o tenaz. Se rompe en la mano con dificultad.
Muy compacta	0.30 a 0.60	El suelo puede marcar con la uña.
Compacta	0.15 a 0.30	No se puede moldear el suelo con los dedos.
Firme	0.08 a 0.15	El suelo se puede moldear solo mediante fuerte presión de los dedos.
Suave	0.04 a 0.08	El suelo se moldea fácilmente con los dedos.
Muy suave	< 0.04	El suelo se escurre entre los dedos cuando se presiona con la mano.

Fuente: (Anon., 1977).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

La resistencia a la compresión para los suelos mencionados arriba son el doble de la resistencia al cortante no confinada.

Durabilidad: La prueba de duración mide la resistencia de la roca al debilitamiento y desintegración cuando se sumerge en agua.

Porosidad: Esta se define como el porcentaje de espacio vacíos de una roca: (volumen de espacio/volumen total) x 100. Ecuación N°1

$$N = \frac{Vv}{Vt}\ x\ 100$$

Relación de poros: Se define como la relación (volumen de los poros /volumen de sólidos) x 100.

Ecuación N°2

$$E = \frac{Vv}{Vs}\ x\ 100$$

Densidad: La densidad del material rocoso se define como la masa por unidad de volumen, gr/cm³ o kg/m³. Depende de la densidad, también llama peso específico, de los diferentes constituyentes minerales de la roca del suelo. El material no consolidado como arena, limo, arcilla, etc., consiste principalmente de cuarzo (P.E. es 2.65 gr/cm³), arcilla (aproximadamente 2.70 gr/cm³), mica (2.80 gr/cm³ a 3.20 gr/cm³), y óxidos o hidróxidos de hierro (3.60 a 4.0 gr/cm³), así como de los poros del material, llenos con aire, agua o ambos. La consideración de estos factores conduce a cuatro diferentes especificaciones de densidad:

1) La densidad del material mineral sólido, su masa por unidad de volumen.
2) Densidad en seco. Los poros de la masa de los sólidos están ocupados sólo por aire, por unidad de volumen.
3) Densidad de saturación. La masa del material con los poros llenos de agua, por unidad de volumen.
4) Densidad volumétrica. Esta es la masa por unidad de volumen para el caso general, cuando los poros están llenos parcialmente con aire y parcialmente con agua. Para esta especificación, el contenido de humedad (agua) de la muestra también se debe medir y registrar.

Una prueba diferente se utiliza para grava y arena, material granular que puede ser compactado para obtener una densidad mayor que en su estado natural. La magnitud mínima de densidad se encuentra introduciendo una cantidad conocida de material mediante un embudo a un cilindro de medición para encontrar el volumen que ocupa en su estado más suelto. La misma muestra se introduce luego por etapas en el cilindro, cada una seguida por compactación con un martillo o ariete, de acuerdo con un procedimiento específico.

El peso específico: En seco aparente de una roca se encuentra de la siguiente manera: un espécimen se seca al horno y se pesa, se cubre con parafina, luego se sumerge en agua y se mide la

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

cantidad de ésta que es desplazada, lo cual da el volumen. El peso y la densidad de la cera utilizada se toman en cuenta para el cálculo del volumen real de la muestra. Duncan (1969) ha descrito pruebas detalladas para obtener el peso específico relativo y la densidad.

Velocidad del sonido: Esta es una medición de la velocidad del sonido en las rocas. Se puede hacer en el laboratorio mediante un general ultrasónico, acoplado al espécimen mediante conductores para transmitir el sonido hacia adentro y afuera de la roca, la cual ha sido maquinada hasta darle una forma rectangular o cilíndrica, con extremos planos para lograr un buen contacto del sonido. La velocidad de éste a través de una roca depende primordialmente del módulo de elasticidad de Young y de la porosidad. En general, mientras más sólida sea la roca mayor será la velocidad del sonido en la misma. No obstante, las discontinuidades reducen considerablemente la velocidad en la roca, tanto en los especímenes de pruebas de laboratorio como en la roca del terreno.

Las pruebas de campo de la velocidad de las ondas sísmicas en la roca se hacen con la ayuda de una carga explosiva o dejando caer un peso como fuente de energía sónica y de la técnica geofísica común que utiliza geófonos y registro electrónico de las señales.

Para medir el módulo de Young y la relación de Poisson, el espécimen se debe preparar especialmente a partir de núcleos a los que se les forman extremos planos paralelos por medios mecánicos. El espécimen se comprime en una máquina hidráulica de compresión triaxial. Las mediciones se pueden hacer sobre la muestra sin confinamiento, a la presión atmosférica normal; o de confinamiento, introduciendo el espécimen en un cilindro de acero conectado a un suministro de presión; el proceso puede ser cíclico.

Permeabilidad primaria: Esta es una medida de la cantidad y tamaño de los espacios vacíos de la roca. Las rocas porosas pueden contener poros muy pequeños; el agua no se puede mover por ellos debido a los efectos de la tensión superficial elevada, característica de los pasajes muy estrechos que se pueden dar en el cuerpo rocoso. Si los poros son más grandes la tensión superficial entre el agua y los granos minerales es menor, por lo que la roca es más permeable. No hay una relación directa entre la porosidad y la permeabilidad. La permeabilidad secundaria se refiere al total de la masa rocosa y está controlada por la cantidad de las discontinuidades.

2.5.5. Descripción del macizo rocoso

La roca está compuesta por una serie de elementos, con una estructura y textura variable y con una composición mineralógica, petrográfica o litológica diferente. Este medio en general, está afectado por deformaciones tectónicas y en función de su ocurrencia presenta aspectos ondulados, plegados, cortados por discontinuidades; y en muchos con alteración.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

2.5.5.1. Índices del macizo rocoso

Dentro de los índices principales del macizo tenemos a las discontinuidades, el grado de fracturamiento, el grado de alteración y la presencia de aguas subterráneas.

Las discontinuidades: son las fallas geológicas, diaclasas, planos de estratificación, pliegues, discordancias, contacto litológico, hiatos, oquedades y otros.
A estas discontinuidades se le debe evaluar el espaciamiento, la separación, persistencia, ondulación, rugosidad, relleno y el número de familias.

Una discontinuidad es un plano de debilidad dentro del macizo rocoso, a través del cual la roca tiene una resistencia a la tensión, o a lo largo del cual hay una baja resistencia al cortante. Algunos de estos planos pueden estar separados, como en las fracturas, pero pueden estar muy juntos (no se puede distinguir la fractura hasta que se detecta en la roca sometiéndola a pruebas). Los planos incluyen juntas, clivajes, esquistosidad, foliación, vetas, planos de estratificación, fallas o fracturas abiertas causadas por la disolución de minerales formadores de roca solubles (por ejemplo, la calcita). La figura N°16, muestra algunos tipos de discontinuidad. Las posiciones tridimensionales de estas discontinuidades se obtienen midiendo el echado y la dirección con un clinómetro y una brújula; lo resultados se trazan en una proyección estereográfica. Esto revelará algunas direcciones bien definidas de la debilidad estructural.

Se obtiene un índice de la frecuencia de las discontinuidades, contando las que intersecan una línea de longitud adecuada medida del espaciamiento medio. Las mediciones se hacen a lo largo de tres ejes perpendiculares entre sí. El espaciamiento de las discontinuidades se puede describir de acuerdo con la tabla N°9.

Figura N° 16.- Discontinuidades en un macizo como pliegues, fallas geológicas, estratos Mina Animon.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado de Mina Animón).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Tabla N° 9.- Espaciamiento de las discontinuidades.

Termino	Espaciamiento
Espaciamiento muy amplio	Mayor de 2 m
Espaciamiento amplio	600 mm a 2 m
Espaciamiento medio	200 a 600 mm
Espaciamiento estrecho	60 a 200 mm
Espaciamiento muy estrecho	20 a 60 mm
Espaciamiento extremadamente estrecho	Menos de 20 mm

Fuente: (Britsh Standars Code of Practice for Site Investigation," BS 5930: 1981).

La magnitud de la separación en las discontinuidades es un importante control de la estabilidad del macizo rocoso. Las fracturas pueden estar muy cerradas (estrechas) o puede estar abiertas. El espacio entre bloques adyacentes puede estar o no ocupado con roca descompuesta (relleno), la cual con frecuencia es arcilla o una mezcla de ésta y fragmentos de roca o minerales de veta. El relleno se debe detallar según la descripción de la roca y el suelo que se ha dado en las tablas correspondientes. La tabla N°10, define la separación de las superficies de discontinuidad. La resistencia a la compresión no confinada del relleno puede estimarse visualmente (tabla N°8) o medirse con un penetrómetro de bolsillo o un probador de veleta para suelos, o un probador de punto de carga material duro.

El área total de una discontinuidad en lo particular se conoce por su persistencia y es un factor importante de la resistencia de una masa rocosa. El difícil medir; algunas discontinuidades de gran tamaño como fallas y fracturas mayores (muestras), pueden persistir a lo largo de todo el lugar o atravesar parte del mismo. Se puede registrar la persistencia de estos planos de discontinuidad midiendo las distancias en diferentes direcciones a lo largo de sus planos. Las discontinuidades se pueden desvanecer dentro de la roca sólida o terminar frente a otras discontinuidades. La superficie de una discontinuidad es importante y puede ser descrita en términos de ondulaciones irregularidades y condición de las paredes.

La ondulación, Es una irregularidad de primer orden en el plano, son ondas en la superficie de la roca no se separaron durante el movimiento a lo largo del plano. La ondulación se mide en términos de amplitud y longitud de onda, empleado una cinta.

La rugosidad, Es un fenómeno de segundo orden causado por la textura inherente de la roca, dimensiones del grano de los minerales y la descomposición de sólo algunos minerales. Si han existido movimientos continuos a lo largo de los planos de discontinuidad (por ejemplo, fallas) durante millones de años bajo altas temperaturas (mayores de 200°C) y la presión existente a varios kilómetros de profundidad se pueden formar minerales a lo largo de los mismos.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Tabla N° 10.- Separación de las superficies de discontinuidad.

Termino	Separación (discontinuidades) Espesor (vetas, fallas)
Amplia	Más de 200 mm
Moderadamente amplia	60 a 200 mm
Moderadamente estrecha	20 a 60 mm
Estrecha	6 a 20 mm
Muy estrecha	1 a 6 mm
Extremadamente estrecha	Mayor que 0 – 2 mm
Cerrada	cero

Fuente: (Anon., 1977).

Dichos minerales forman plana (con frecuencia esteatita o minerales arcillosos) y orientación paralela al plano de la discontinuidad. Cuando la roca se rompe, estos planos se sienten suaves y se dic su superficie es un espejo de falla o que está pulida. La tabla N°11, define los grados de rugosidad. Las irregularidades superficiales presentan en ocasiones una alineación notable, donde el grado de seguridad varía con la dirección, por ejemplo, cuando las superficies son escalonadas. Este efecto se produce cuando el movimiento en una dirección es más fácil que en la opuesta. Si la rugosidad varía con la dirección, ésta se debe medir y registrar.

Tabla N° 11.- Categorías de la rugosidad.

Categoría	Grado de rugosidad
1	Pulida
2	Espejo de falla
3	Suave
4	Áspera
5	Prominencias definidas
6	Pequeños escalones
7	Muy áspera

Fuente: (Anon., 1977).

Es muy importante evaluar el contenido de agua dentro de las discontinuidades o en el relleno para determinar la estabilidad del macizo rocoso.

Forma natural en bloques; si se toman en consideración los aspectos tridimensionales del macizo rocoso, ésta presenta con frecuencia la tendencia a romperse en bloques de formas regulares dependiendo del patrón de intersección de los planos de discontinuidad. Se debe registrar el tamaño y la forma de los bloques con la ayuda de las tablas como sigue; la clasificación por tamaños se encuentra en la tabla N°12 También se deben anotar las orientaciones pequeñas o grandes. La clasificación según la forma, es la siguiente:

- ✓ En bloques aproximadamente equi-dimensional.
- ✓ Tabular una dimensión mucho más corta que las otras dos.
- ✓ Columnar una dimensión mucho más larga que las otras dos.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Todas estas mediciones y la descripción del macizo rocoso se registran en hojas especialmente impresas para procesamiento de datos. Las descripciones y magnitudes se pueden convertir en índices para simplificar los datos que se almacenan.

Tabla N° 12.- Tamaño de bloques.

Termino	Tamaño del bloque	Espaciamiento equivalente de discontinuidad en el bloque de la roca
Muy grande	Mayor de 8 m³	Extremadamente amplio
Grande	0.2 a 8 m³	Muy amplio
Mediano	0.008 a 0.2 m³	Amplio
Pequeño	0.002 a 0.008 m³	Moderadamente amplio
Muy pequeño	Menos de 0.002 m³	Menos que moderadamente amplio

Fuente: (Anon., 1977).

2.6. Clasificaciones Geomecánicas de la Mina Animon

A partir de las ideas de Terzaghi, se ha intentado sistematizar, cualificar y cuantificar las características Geomecánicas de los macizos rocosos donde se realizan las excavaciones. La mejor clasificación seria conocer las propiedades mecánicas del macizo, como combinación de las propiedades de las rocas y de las discontinuidades. Por ser esto prácticamente imposible, se han hecho clasificaciones en las que se diferencian los macizos rocosos en diversas categorías de calidad.

En décadas anteriores construir en roca era, conceptualmente, construir sobre seguro y la mayoría de los sondeos se limitaban por esto a atravesar el material de cubierta y tocar la roca, sin investigar las características de la misma en profundidad. Conjuntamente con esta idea, surgen las apreciaciones cualitativas sobre la aptitud del macizo rocoso principalmente como medio lindante de una excavación subterránea.

Estas clasificaciones que se han ido perfeccionando con el tiempo, tienden fundamentalmente a:

1. Ubicar el macizo rocoso en un tipo estructural determinado y establecer zonas geomecánicas.
2. Establecer una cuantificación geomecánica que permita dilucidar, ya en la etapa de anteproyecto las dificultades que se encontraran y lo que es aún más importante prever la metodología de tratamiento (sostenimiento, método de excavación etc.) más adecuada en base a la clasificación establecida.

Las etapas más importantes en el desarrollo de sistemas de clasificación de macizos rocosos, que tuvieron su origen en los túneles, por ser en estas obras donde parecía más necesario conocer el comportamiento mecánico del macizo son las siguientes:

1. Clasificación de Terzaghi
2. Clasificación de Rabcewicz
3. Clasificación de Protodyakonov
4. Clasificación de Stini y Lauffer
5. Clasificación de Deere
6. Clasificación (RSR) de Wickman, Tiedemann y Skinner

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

7. Clasificación de Louis
8. Clasificación de la AFTES.
9. Clasificación Bieniawski (CSIR).
10. Clasificación de Barton (NGI).
11. Clasificación de Hoek y Brown.
12. Clasificación de Laubscher.
13. Clasificación Dudek y Galcznski.
14. Clasificación del N.A.T.M. y GSI.

2.6.1. Diseño de las labores mineras y del sistema de explotación

En un inicio se realizó la evaluación de las rocas de la mina con todos los sistemas de clasificación geomecánica mencionados anteriormente; en base a esto se determinaron los sistemas de explotación y el diseño de sostenimiento que actualmente rigen en la operación.

- Una de las clasificaciones geomecánicas que reforzó la toma de decisión fue el N.A.T.M.
- Para el control y seguimiento diario se trabaja con las clasificaciones NGI, CSIR y GSI; cuyos resultados son indicados en los reportes diarios de operaciones.

2.6.2. Sistema de explotación basados en el NATM (New Austrian Tunnelling Method)

Objetivo Principal, es el empleo de la roca circundante de la labor subterránea como un miembro activo del sistema de sostenimiento (auto-soporte con la propia roca).

Principios básicos del NATM.

1. Consideramos que la parte más importante de la estructura de la labor minera es el macizo rocoso circundante.
2. Tratar de mantener la resistencia original de la roca tanto como sea posible; porque, esta es el elemento de resistencia inicial.
3. Se previene la desintegración o alteración de la roca, tanto como sea posible, porque esto, nos conduce a una considerable perdida de resistencia del macizo.
4. Se evita en lo posible la presión por esfuerzos uni-axiales o biaxiales, mediante el confinamiento del arco circundante a la excavación.
5. Se controla la relajación o deformaciones prematuras del macizo; para prevenir el realce o inestabilidad de la roca.
6. El revestimiento con shotcrete es dentro del tiempo establecido, cuya resistencia presenta una dosificación de acuerdo al diseño elaborado en la mina en base a muchos ensayos.
7. El shotcrete aplicado es capaz de adaptarse a la deformación del macizo, es decir, presenta flexibilidad.
8. El sistema de sostenimiento considerado permite ajustes en cuanto a espesores de shotcrete y distribución de pernos de anclaje. En algunos casos cuando la roca necesita se considera

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

la adición de malla electro-soldada.

9. Se considera el efecto de las etapas de construcción de la labor y el efecto del tiempo en el comportamiento de la excavación, conocido como tiempo de auto-soporte. El planeamiento de construcción es una buena herramienta para controlar el comportamiento de la roca.
10. Para prevenir concentración de esfuerzos que empujan la roca, deben evitarse los ángulos y ejecutarse las secciones de contornos redondeados.
11. La excavación y la primera etapa del soporte, conocida como soporte temporal, es considerada como parte importante del control de excavación de la labor, porque ella evita la relajación inicial y tiene una influencia significativa sobre la acción del soporte final. En realidad, el soporte temporal es el principal elemento de control de las deformaciones y permite alcanzar equilibrios definitivos.
12. La estabilidad total se logra mediante el soporte definitivo que son los anclajes. El soporte definitivo sirve para confinar el macizo rocoso formando el arco de auto-soporte. Estas técnicas de soporte son las últimas del mercado mundial que aseguran la estabilidad definitiva. En caso de presencia de flujos de agua subterránea, se considera drenajes mediante la perforación de taladros y pernos huecos.

2.6.3. Clasificación de Barton (NGI) – Sistema "Q"

Barton establece su calificación a partir de un sistema "Q", que se obtienen de 6 parámetros procedentes de la observación del macizo rocoso, para lo que establece sus correspondientes evaluaciones. El sistema "Q" viene expresado por la siguiente expresión:

Ecuación N°3

$$Q = \frac{RQD}{Jn} \times \frac{Jr}{Ja} \times \frac{Jw}{SRF}$$

Donde:

RQD = Porcentaje de núcleos que se recuperan en tamaños de 10cm. o más, del largo total del barreno.

Jn = Numero de sistemas de fisuras o discontinuidades.

Jr = Es el número de rugosidad de las fracturas.

Ja = Numero de alteración de las fisuras.

Jw = Factores de reducción por agua en las fisuras.

SRF = Factor de reducción por esfuerzos. Sin embargo, este índice puede considerarse como función de tres parámetros que son medidas aproximadas de:

$\frac{RQD}{Jn}$ = Tamaño de los bloques.

$\frac{Jr}{Ja}$ = La resistencia al esfuerzo cortante inter bloques.

$\frac{Jw}{SRF}$ = Los esfuerzos activos (estado tensional).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Analizando las tablas de esta clasificación los autores no presentan corrección por la orientación de las discontinuidades, debido a que consideran que los tres factores que mencionamos, juegan un rol general más importante que el de la orientación de las discontinuidades. Para la evaluación de los requerimientos de soporte de excavaciones, la clasificación del NGI (Norwegian Geotechnical Institute), contempla un factor adicional denominado por los autores:

Dimensión equivalente (De): este se obtiene de la relación entre la luz de la excavación (diámetro o altura) y un factor de utilización de las mismas, denominado ESR (Excavation Support Ratio).

Ecuación N°4

Así:

$$DE = \frac{Spam\ (altura\ o\ diámetro)}{ESR}$$

El factor ESR varía entre 5 para minas de abertura temporales y 0.8 para plantas nucleares subterráneas, estaciones ferroviarias subterráneas, fabricas, etc.

La relación entre Q y De determina una recta (estrictamente una familia de rectas para cada ESR) que separa excavaciones que requieren soportes de las que no lo requieren. Los actuales límites para excavaciones sin soportes (permanentes) pueden expresarse por la siguiente ecuación:

Ecuación N°5

$$Spam = 2\ ESR.\ Q^{0.4}$$

El detalle de los parámetros de esta clasificación, así como las 38 categorías de soporte recomendadas se muestra en las tablas geomecánicos diseñadas por Barton, que son referencias bibliográficas para nuestra toma de decisiones del sostenimiento de Mina Animón.

2.6.4. Clasificación de Bieniawski (CSIR) - Rock Mass Rating "RMR"

Esta clasificación del CSIR (South African Council for Scientific and Industrial Research) fue propuesta por Bieniawsky.

Considera cinco parámetros básicos para definir la clasificación:

1. **Resistencia de la roca intacta.**
   Está determinada por ensayos de Compresión simple (Rc) o en su defecto por los ensayos de cargas puntuales (Is); datos que se obtiene en el laboratorio de mecánica de rocas.
2. **RQD del testigo (ROCK QUALITY DESIGNATION).**
   Tal como fue definido por su autor (Deere, 1964) es el % de testigos de perforación diamantina recuperados en piezas intactas de 100 mm o más con respecto a la longitud total de la perforación.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

3. **Espaciamiento entre discontinuidades.**

   Discontinuidades es un término que abarca diaclasas, fallas geológicas, planos de estratificación y otras superficies de debilidad.

4. **Condiciones de discontinuidades.**

   Este parámetro toma en cuenta la abertura de las discontinuidades, su continuidad, rugosidad de su superficie, grado de alteración de sus paredes y la presencia de material de relleno.

5. **Condiciones hidrogeológicas.**

   Este parámetro considera la influencia del agua subterránea en la estabilidad de las excavaciones: la clasificación se hace a la cantidad de flujo de agua que entra en la excavación o alternativamente usando la relación entre la presión hidrostática y la tensión principal mayor, siempre que sean conocidas. El agua en las rocas masivas o levemente fracturadas, no tiene influencia significativa.

   La presencia de agua subterránea es principalmente por permeabilidad secundaria; la cantidad de agua se define por las condiciones observadas en la zona; con los parámetros:

   Húmedas (H) < 25 lt/min en 10 metros de labor. Flujos (F): Ligeras > 25 Lt/min en 10 metros de labor. Fuertes: > 125 lt/min en 10metros de labor.

   Hasta el Nivel 250, el agua de mina en todas las labores es menor de 25 Lt/min en 10 metros de labor, principalmente por goteo esto significa como zonas húmedas; mientras que en los niveles 145 el agua se incrementa hasta flujos más de 40 Lt/min en 10m de longitud, esto en la estructura mineralizada por ser más permeable, y es temporal hasta que baje la napa freática.

   Se tiene el estudio hidrológico e hidrogeológico completo de Mina Animon, realizado por la Empresa Hidroandes Consultores S.A.C, el cual tuvo como objetivo la zona de profundización, donde se realizaron perforaciones entre el nivel 150 y el nivel 125.

   - En roca fracturada o estratificada, la influencia del agua es en las fisuras y es un aspecto importante a considerar. Cuando en las fisuras hay presencia de agua, esta ejerce presión y actúa como lubricante, además puede lavar el relleno débil de las fracturas, complicando la situación de la excavación.
   - En las rocas severamente fracturadas, la presencia del agua origina que las rocas tiendan a aflojarse con más facilidad. En ambientes de altos esfuerzos el aflojamiento de la roca será más rápido.
   - La observación de cambios en la humedad en el techo y paredes de la excavación ayuda en el reconocimiento de posibles fallas de la roca, como resultado de las variaciones de los esfuerzos. Si el agua empieza a filtrarse a través de la roca dentro de un área que es normalmente seca, esto es un signo de que la roca está pasando por cambios de esfuerzos,

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

estos cambios harán que las fracturas se abran o se extiendan, empezando a manifestarse la humedad.

- Similarmente, si un área normalmente con presencia de agua empieza a secarse, esto también deberá tomarse como una indicación de que la roca está ganando esfuerzos.
- La presencia del agua en las fallas geológicas y zonas de corte influyen significativamente en la estabilidad del macizo rocoso de una excavación. La presencia del agua en la roca meteorizada y débil por estos rasgos geológicos, puede acelerar el aflojamiento y puede actuar como lubricante para producir deslizamientos. En ambientes de altos esfuerzos la situación de la estabilidad de la masa rocosa se complica.
- Finalmente, en las rocas expansivas el agua es el detonador del hinchamiento de las mismas, con la consecuente generación de altas presiones y deformaciones que pueden llevarla a la falla o dañar los sistemas de sostenimiento.
- Agua asociada al relleno hidráulico, causa los efectos que se han considerado en los párrafos anteriores debido al agua infiltrada, por lo tanto, si no se controla adecuadamente este relleno, podría debilitar las cajas, si se presentara este caso, es recomendable el relleno en pasta.

6. Correcciones por factores influyentes:

La presencia de agua, orientaciones desfavorables de las discontinuidades, ocurrencia de esfuerzos (encampane mayor a 800 metros, labores cercanas o presencia y cercanía a fallas) y demoras en la colocación de soporte que afecten a un determinado tipo de roca en una labor, originara que el soporte asignado para su condición al momento de excavación requiera ser reforzado, para lo cual deberá colocar el siguiente soporte, tanto en elementos de soporte como en tiempo de colocación, debiendo considerarse una sola corrección.

Tabla N° 13.- Correcciones por factores influyentes.

Factor de reducción por presencia de agua en las juntas	**Jw**	**Presión Agua Kg/cm²**	**observaciones**
A.- Excavaciones secas o de fluencia poco importante, menos de 5 Lt/Min. Localmente.	1	< 1	1.- Los factores de C a E, son estimaciones aproximadas aumenta Jw si se instalan drenes (piraña, lloronas).
B.- Fluencia o presión media, ocasional lavado de los rellenos de las juntas.	0.66	1 – 2.5	
C.- Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las juntas.	0.33	2.5 – 10	
D.- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas con las voladuras disminuyendo con el tiempo.	01 – 0.2	>10	2.- Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideraciones.
E.- Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas y continuas, sin disminución.	0.05 – 0.1	>10	

Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M. Chungar, 2016).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Dentro de la caracterización hidrogeológica aplicada son:

- Definir los niveles freaticos.
- Presiones intersticiales residuales (si las hay).
- Infiltraciones al tajo (cuanto?, donde?, cuando?).
- Planes de despresurizacion.
- Planes de drenaje.

La condicion hidrogeologica esta controlada por:

- Tipo de roca, grado de permiabilidad (primario o secundario), controles litologicos y estructurales.
- Cantidad y presion del agua subterranea.
- Condiciones climatologicas superficiales y area de infiltracion.
- Caracteriasticas del agua subterranea, especialmente su PH (grado de acidez).
- Se clasifican en: secas, humedas o gotera, flujos sin presion y flujo a presion.

Las condiciones de alterabilidad de los macizos y la presencia de aguas subterraneas acidas originan un rapido teterioro de la resistencia a la Compresion, lo cual debe tenerse en cuenta en la clasificacion geomecanica determinada, con el objetivo de prever su comportamiento durante la excavacion y durante el tiempo que permanezca en uso.

En el Anexo N°1 Clasificaciones Geomecánicas de Bieniawsky: La tabla A presenta la clasificación Geomecánica donde aparecen los parámetros con sus respectivos índices. Los índices son simplemente puntajes asignados a cada rango de valores para cada parámetro. El índice total se calcula sumando todos los índices parciales de cada parámetro.

Bieniawsky considera que el índice total debe ser corregido debido al efecto que tiene la orientación de las discontinuidades en las excavaciones subterráneas. La tabla B es usada para éste propósito. Las tablas C y D indica los tipos de masas rocosas de acuerdo a sus índices de igual manera presentan características representativas de cada tipo de macizo rocoso, tales como tiempo aproximado de auto soporte, cohesión y ángulo de fricción del macizo rocoso.

Bieniawsky, basado en la clasificación geomecánica del macizo rocoso, presento una serie de recomendaciones para soporte en túneles. Estas recomendaciones están dirigidas principalmente a trabajos de Ingeniería civil para túneles con luces de 10 metros y que van a ser excavados por perforación y voladura y en profundidades menores que 1000 metros.

2.6.5. Indice G.S.I. (Geological Strength Index)

El comportamiento geomecánico más resaltante en la Mina Animón, es la presencia de minerales arcillosos expansivos e inestables que proceden de un origen primario (etapa de formación de la roca) u origen secundario (minerales producto de la alteración hidrotermal) y actualmente son parte integrante de la composición de las margas grises, estas arcillas originan un rápido deterioro de la calidad de la roca, disminuyendo su grado de resistencia y aumentando las presiones de poros en las

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

paredes, debido a la absorción del agua subterránea existente, la cual está compuesta por aguas de infiltración natural y aguas del relleno hidráulico que es colocado en los tajeos que son explotados mediante el sistema de corte y relleno ascendente, percolándose esta agua a través de los sistemas de fracturas. (Ver Anexo N°1)

De acuerdo a este sistema de minado, los tajos sobre veta deberán inicialmente sostenerse en forma temporal, utilizando el tipo de sostenimiento según el G.S.I. detallado y como soporte definitivo será necesario el uso de pernos, malla electrosoldada y "shotcrete", colocadas adecuadamente (debido al deterioro del macizo rocoso por la absorción del agua), asimismo, deberá protegerse las futuras rampas, en los tramos excavados en margas grises que se encuentren bajo la influencia de agua en sus inmediaciones, sea esta de infiltración o del relleno.

El uso de medidas de control como las mediciones de convergencia con cimbra en tramos críticos, así como el uso del sistema de relleno hidráulico, deberán ser tomados en cuenta para el mejoramiento y optimización de los sistemas de minado que se utilicen en la producción de la mina. La recomendación geomecánica se realiza mediante GSI (Geological Strength Índex-Índice de Esfuerzo Geológico).

El G.S.I. es un sistema de clasificación geomecánica practico para el uso en minería, La determinación del G.S.I., es el primer paso a seguir, definir en forma empírica la resistencia y deformabilidad de la masa rocosa, basándose en las condiciones estructurales (grado de fracturamiento) y de superficie (alteración, forma de fracturas y relleno).

Las características o parámetros del GSI, más significativos en su comportamiento son las condiciones de fracturamiento, las condiciones de resistencia, tipo de labor (Temporal o permanente) y ancho de labor.

Las condiciones de fracturamiento se miden utilizando un flexómetro o una cinta métrica y se determina midiendo a lo largo de un metro, cuantas fracturas se presentan en la roca, para observarse mejor la pared rocosa de la labor debe estar limpia.

A. Clasificación según su estructura:

1. Masiva (M)

- Roca sin discontinuidades.
- RQD entre 90 a 100 %.
- Espaciamiento de fracturas > 3 m.
- Menos de 2 fracturas por metro.

2. Levemente Fracturada (LF)

- Dos sistemas de discontinuidades o menos, muy espaciadas entre sí.
- RQD 75 a 90 %.
- Espaciamiento de fracturas entre 0.6 a 2 m.
- Nº de fracturas por metro 2 a 6.

3. Moderadamente Fracturada (MF)

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

- Muy bien trabada, no disturbada, bloques cúbicos formadas por tres sistemas de discontinuidades ortogonales.
- RQD 50 a 75 %.
- Espaciamiento de fracturas entre 0.2 a 0.6 m.
- De 6 a 12 fracturas por metro.

4. Muy Fracturada (F)

- Moderadamente trabada, parcialmente disturbada, bloques angulosos, formado por cuatro a más sistemas de discontinuidades.
- RQD 25 a 50 %.
- Espaciamiento de fracturas entre 0.06 a 0.2 m.
- De 12 a 20 fracturas por metro.

5. Intensamente Fracturada (IF)

- Plegamiento y/o fallamiento con muchas discontinuidades interceptadas, formando fragmentos angulosos o irregulares.
- RQD 0 a 25 %.
- Espaciamiento de fracturas 0.06 a 0 m.
- Más de 20 fracturas por metro.

6. Triturada o Brechada (T)

- Ligeramente trabada, masa rocosa extremadamente rota con una mezcla de fragmentos fácilmente disgregables, angulosos y redondeados.
- RQD cero.

B. Clasificación según sus condiciones superficiales (Resistencia):

Las condiciones de resistencia consideran dos aspectos, la resistencia a romperse o intentarse con la picota y las condiciones de las paredes de las fracturas (abertura, rugosidad y relleno):

1. Muy Buena (MB)

- Muy Resistente, Fresca, extremadamente dura.
- Discontinuidades muy rugosas.
- Fracturas sin relleno.
- Planos inalterados.
- Las paredes están cerradas.
- Persistencia < 1 m.
- Solo se astilla con golpes de la picota.

2. Buena (B)

- Resistente, levemente alterada.
- Discontinuidades rugosas.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

- Relleno duro < 5 mm.
- Levemente alterada.
- Abertura < 0.01 mm.
- Persistencia de discontinuidades 1 a 3 m.
- Se rompe con 3 o más golpes de la picota.

3. Regular (R)

- Moderadamente resistente; leve.
- Moderadamente alterada.
- Discontinuidades ligeramente rugosas a lisa, presenta oxidación.
- Relleno duro >5 mm.
- Discontinuidad abierta 0.01 a 1 mm.
- Persistencia 3 a 10 m
- Se rompe con 1 a 2 golpes de la picota.

4. Pobre (P)

- Blanda
- Muy alterada
- Discontinuidades lisas.
- Relleno blando < 5 mm ó duro > 5 mm.
- Discontinuidad abierta 1 a 5 mm
- Persistencia 10 a 20 m.
- Se indenda superficialmente con la picota.

5. Muy Pobre (MP)

- Muy blanda.
- Extremadamente alterada.
- Superficie pulida.
- Falla o relleno blando > 5 mm.
- Roca descompuesta.
- Abertura de discontinuidad > 5 mm.
- Persistencia > 20 m.
- Se indenda más de 5 mm con la picota

Su aplicación permite obtener una clasificación geológica muy simple como por ejemplo: fracturada, regular (F/R) o muy fracturada, muy pobre (MF/MP) y mediante la tabla de Ábacos de GSI (Ver Anexo Nº2) obtener a continuación, una evaluación que se relaciona con estas características geológicas y que corresponde al promedio entre los límites de las líneas de Abaco que cruzan el

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

cuadro relacionado a esa descripción, por ejemplo a una descripción MF/MP, el valor del Índice GSI Sería equivalente ((25 + 35) / 2) = 30 ó para un F/R, el valor del Índice GSI. Sería ((55 + 65) /2) = 60.

2.6.5.1. Metodología de aplicación

1.- La tabla general de sostenimiento según la clasificación G.S.I., consta de dos grandes parámetros (estructura y condiciones superficiales) cada uno de cinco dominios características que determinan la clase de roca observada y a su vez el tipo de sostenimiento que debe aplicarse, el cual se describe en el recuadro superior. Los dominios de estructuras son LF, F, MF, IF y T, los dominios de condiciones superficiales son MB, B, R, P y MP.

2.- En la mina no se ha observado rocas muy resistentes mayores de 80 MPa. (Roca dura), salvo en algunos tramos localizados que requieren de tratamiento especial. No se observa roca levemente fracturada por lo que la tabla de aplicación del GSI para Mina Animón sólo requerirá de cuatro dominios por estructura (F, MF, IF Y T) y cuatros por condiciones superficiales (B, R, P y MP). Por lo tanto, se han identificado 13 tipos de macizos rocosos según el G.S.I. Asociado a seis tipos de soporte.

3.- Para definir los dominios del parámetro de estructuras se debe realizar varias mediciones con la wincha (flexómetro) en el frente o paredes de la labor y determinar el promedio de fracturas por metro que se presentan; por ejemplo, si se tiene entre 12 y 20 fracturas la clasificación es (MF) o muy fracturada.

4.- Para definir los dominios del parámetro de condiciones se trata primeramente de romper, disgregar la roca con la picota, luego se observa la presencia de oxidación, arcillas u óxidos en las fracturas y su forma (rugosa- ondulada; plana – lisa; rugosa; o plana pulida con estriaciones), por ejemplo, si la roca anterior, se indenda con la picota y se tiene superficie lisa con óxidos su dominio es (P) Pobre.

5.- Una vez obtenidos los dominios de estructuras y condiciones se ubican en el cuadro su clasificación definitiva, y con qué tipo de soporte debe estar asociada; por ejemplo, la roca anterior sería una MF/R y según su clasificación le corresponde un soporte tipo B consistente en pernos sistemáticos espaciados cada 1.5 metros. Con capa de “shotcrete” sin malla o fibra de refuerzo, si la adherencia del “shotcrete” sobre la roca no es buena, sólo se colocará pernos a menor espaciamiento.

6.- En presencia de agua, se debe de ejecutar drenes sistemáticos y colocar tubos para concentrar los flujos de agua a través de ellos, cuando se coloca el “shotcrete”, se deberá cubrir antes estos tubos para evitar que se obstruyan con el shotcrete. La profundidad de los drenes variará de 0.5 a 1.0 m, y su distribución de 2 o 3 drenes cada 3.9 metros.

7.- En roca que sólo requiere pernos ocasionales para evitar caída de bloques, estos deben de colocarse por lo máximo con un retraso de dos días, al igual que en los tramos que requieran el empernado sistemático con o sin malla (soporte B y C), de lo contrario se iniciará el aflojamiento del macizo rocoso en estas labores y la posibilidad de accidentes si son sostenidos posteriormente, aún con un buen desatado.

8.- Los soportes tipo D y D1 deben colocarse antes de las 24 horas, salvo desprendimiento inmediato debe colocarse en forma inmediata, conforme se avanza, en los tipos D1 y E el “shotcrete” debe ser

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

inicial como pre refuerzo inclusive antes de realizar la limpieza, previamente se debe desatar el techo, y luego las cimbras antes de las 24 horas. Si se presentan estallidos de roca o convergencias significativas inmediatas los avances deben ser máximo de 1.5 metros y el soporte colocado de inmediato.

9.- Se debe de cumplir las especificaciones técnicas para la correcta aplicación de los elementos de sostenimiento como pernos (Hydrabolt, Split Set) y el "shotcrete" (limpieza de sección, mezcla, densidad de fibra, colocación de malla, espesor, experiencia del operador, etc.) y ser estrictos en su control, ya que de nada sirve el definir el tipo de sostenimiento correctamente si se coloca el soporte defectuosamente.

10.- Existen en la mina condiciones de roca que requieren de pernos, por la presencia de fracturas o estratos sub-horizontales o fracturas sub-verticales y sub-paralelas a las labores, las primeras crean condiciones inestables en el techo y las segundas en las paredes.

11.- En las labores mineras de (3.0 m x 3.5 metros), el soporte B solo requerirá de pernos sistemáticos (1.5 x 1.5 metros), el soporte C, pernos sistemáticos (1.0 m x 1.0 metros) y malla electro-soldada o una primera capa de shotcrete de 1 pulgada; el soporte D requiere de "shotcrete" estructural de 2 pulgadas más pernos sistemáticos (1.0 m x 1.0 metros); en el soporte E requiere cimbras metálicas o cuadros de madera previa capa de "shotcrete".

2.6.5.2. Relación entre la clasificación geomecánica y el tipo de sostenimiento

En base a las condiciones del macizo rocoso en el área excavada definido por los diferentes tipos de clasificación geomecánica, se determina el tipo de soporte a colocar que costa básicamente de:

- Concreto lanzado vía húmeda ("shotcrete").
- Pernos de compresión y fricción axial (Hidrabolt).
- Pernos de compresión y fricción axial (Split set).
- Pernos de compresión y fricción axial (Spillin bar).
- Malla electro – soldada.
- Cimbras metálicas tipo H.
- "Good pad"

El tiempo de auto-soporte mínimo, así como la abertura máxima permisible sin soporte, está relacionado con el índice Q según la siguiente relación:

Ecuación N°6

$$Abertura\ máxima = 2(\mathrm{ESR})Q^{0.4}$$

Abertura máxima y tiempo de auto soporte según el RMR. (Ver Anexo Nº1).

En base a la relación de estas clasificaciones con la aplicación de los diferentes tipos de soporte y la equivalencia entre los valores del índice Q, RMR y G.S.I se realizó las tablas de aplicación de

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

sostenimiento según el G.S.I tanto para las labores permanentes y temporales como desarrollos y explotación, como para los diferentes tajos.

2.7. Propiedades mecánicas

Las pruebas para determinar las características mecánicas de la roca nos ayudan a comprender el comportamiento de estas, al medir y evaluar los efectos que se originan a ser sometidas al esfuerzo provocado.

2.7.1. Índice de resistencia manual (MARTILLO DE SCHMIDT)

Es un ensayo de campo, se efectúa con el martillo de SCHMIDT determinando el número de rebotes.

Con estos implementos se pueden determinar el rango aproximado de la resistencia a la comprensión uni-axial (σC) de la roca la identificación de campo, descripción, así como el grado de resistencia están consignados.

2.7.2. Índice de resistencia a la carga puntual (Is)

Este ensayo se ejecuta mediante de la modalidad de carga diametral o "ensayo de compresión de Franklin" este índice es una indicación razonable de la resistencia a la comprensión (σC) y se calcula mediante las siguientes relaciones:

$$Rc = \frac{P}{D^2} \quad , \quad Rc = Is * 24$$

Ecuación N°7

Donde:

Is = Índice de carga de punto.

P = Carga necesaria para romper el espécimen.

D = Diámetro del núcleo (mm).

Rc = Resistencia a la compresión.

a. Ensayo de comprensión simple o uní axial (σC).

La fuerza por unidad de área requerida para romper una muestra que está sometida a esfuerzo uní axiales (no confinado) y viene expresado en unidades de fuerza sobre el área.

El ensayo se realiza con probetas cilíndricas, sometidas las mismas a cargas comprensivas axiales cada vez mayor hasta producir la rotura. Las velocidades de carga aplicada deben de estar dentro del rango recomendable de 5 a 10 Kg/cm^2/seg. Para este caso debe usarse la relación longitud/diámetro de probeta (L / 2D).

La resistencia a la comprensión se determina mediante la siguiente expresión:

$$\sigma C = 4 \frac{P}{\pi D^2}$$

Ecuación N° 2.7

Donde:

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

σ C = Resistencia a la comprensión.

P = Carga última de ruptura (Kg.).

D = Diámetro de la probeta (cm.)

π = 3.1416

b. Ensayo de tracción (σt).

Es definida como la fuerza por unidad de área requerida para romper una muestra sometida a esfuerzos tensiónales.

Se debe utilizar el método de tracción indirecta o método Brasilero. Este ensayo consiste en someter a una probeta cilíndrica (disco de roca) a una carga lineal comprensiva actuando a lo largo de su diámetro.

El resultado de este esfuerzo comprensivo, es una tención horizontal y un esfuerzo comprensivo vertical variable. Las muestras suelen romperse en dos mitades según el eje de carga diametral.

Para este caso se debe de utilizar la relación longitud/diámetro (L/D) = 0.5.

La resistencia a la tracción (σt) obtenida por este método está dada por la relación:

Ecuación N°8

$$\sigma t = \frac{2P}{\pi DL}$$

Donde:

P = Carga de rotura.

D = Diámetro de la probeta.

L = Longitud de la probeta.

σ t = Ensayo de tracción.

π = 3.1416

c. Ensayo de comprensión triaxial (σC):

Este ensayo se debe de efectuar con testigos cilíndricos de perforación diamantina de 2.4 cm. De diámetro y 5cm. De longitud. Mediante este ensayo se determina los índices volumétricos de resistencia como son: la cohesión (C) que expresa la tensión tangencial máxima cuando la tensión normal es igual a cero, y el ángulo de fricción (Ø), que relaciona el incremento de las tenciones normales y tangenciales por la superficie de desplazamiento de la discontinuidad que obtenga la roca.

Ecuación N°9

$$\sigma C = 4\frac{P}{\pi D^2}$$

Donde:

σ C = Resistencia a la comprensión.

P = Carga última de ruptura (Kg.).

D = Diámetro de la probeta (cm.)

π = 3.1416

d. Ensayos de constantes elásticas (E, μ):

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Se debe además efectuar ensayos para conocer las propiedades elásticas a fin de determinar el módulo de elasticidad (E) y la relación de poisson (μ) que son las características fundamentales de formación en los límites de su estabilidad elástica.

El ensayo debe de realizarse en una probeta cilíndrica, sometida a una carga comprensiva axial cada vez mayor hasta producir su rotura, durante la aplicación de la citada carga, se debe de hacer medicines de la deformación longitudinal (EL) y deformación diametral (ED).

Módulos de elasticidad - Young (E):

Es la relación entre la posición uní axial (σ) y la relación de la deformación longitudinal de la muestra (ε). Ecuación N° 10 y 11

$$E = \frac{\sigma}{\varepsilon} \qquad E = \frac{\Delta l}{l}$$

Donde:

E = Módulo de elasticidad, en mecánica de rocas Modulo de Young.

ε = Deformación unitaria.

L = Longitud de la muestra.

2.7.3. Principales rocas del yacimiento

2.7.3.1. Roca calcárea limo - arcillosas (margas)

Son rocas sedimentarias de grano muy fino compuestas por carbonato cálcico, limo y arcilla. Normalmente estas rocas se clasifican como rocas detríticas. En función del porcentaje de carbonato cálcico frente al de arcillas se pueden clasificar en: marga arcillosa, marga limo arcillosa, marga y marga calcárea; también conocida como roca arcillosa compuesta por limo, arcilla y un 50 % de CO_3Ca. Componentes: (carbonatos 25 - 75 %; arcillas 25 – 75 %).

Características

- Hidrófila: tiene lacapacidad de abundamiento y contracción- deformación y ruptura.
- Formación habitual de escombros de intensa movilización potencial.
- Margas húmedas y con alta porosidad (resistencia mecánica 10-70 MPa.) Saturadas, entre 6-7 % y con porosidad de hasta 35%.
- Cuando tiene contenido orgánico conchuelas (lumaquelas) y cementante calcáreo es muy inestable, soluble, dispersable y fácilmente triturable.
- Por saturación de agua adquiere frecuentemente fluidos y tixotropía.
- Con aumento de porosidad e humedeciéndola la resistencia mecánica disminuye brusca y sustancialmente.
- Tiene dispersión fina.
- Son solubles en el agua según contenidos de carbonatos y sales.
- Muy vulnerables a la acción de los ácidos.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

- Son casi inocuos con cemento.
- Las vibraciones cuando están húmedas las deforman hasta límite líquido.
- La atmósfera la ataca cuando presenta HCO_3; CO_2 y H_2O.
- En general la roca es altamente vulnerable a la acción de las aguas, especialmente si éstas tienen algo de ácidos.

En Chungar la ocurrencia de margas es con los aspectos de marga roja y marga Gris, que se describe a continuación:

a. Marga gris

Limo arcilla de matriz calcárea, de color gris verdosa clara; su coloración se debe a la intensa alteración de la marga roja por agentes meteóricos, físicos e hidrotermales, cuyas propiedades Geomecánicas nos determinan rocas muy incompetentes; además, presentan un fracturamiento intenso y alto grado de alteración; en muchos casos estas características hacen que esta roca se comporte como suelo; principalmente está en contacto con la estructura mineralizada; gran parte de las labores se desarrollan sobre este tipo de roca. Sus características físicas son:

- Densidad (d) = 2.0 a 2.2 gr/cm³
- Resistencia a la compresión (Rc) = 00 Mpa hasta 25 Mpa
- Resistencia a la Tracción (Rt) = 00 Mpa hasta 2,3 Mpa
- Angulo de fricción (Ø) = < 32º

b. Marga roja

Limo arcilla calcárea, de color rojo grisáceo claro; de mayor consistencia que la marga gris, presenta algunas propiedades favorables de origen, como resistencia y baja alteración; está comprendida dentro la calificación Geomecánica como roca regular, mala a muy mala; el fracturamiento es intenso, el grado de alteración es menor. Sus propiedades físicas son:

- Densidad (d) = 2.70 gr/cm³
- Resistencia a la compresión (Rc) = 45 MPa hasta 80 MPa.
- Resistencia a la Tracción (Rt) = 1,5 MPa a 3,0 Mpa.
- Ángulo de fricción (Ø) = Entre 20º a 30º.

c. Rocas clásticas cementadas (Areniscas - Conglomerados - Brechas)

Componentes: Cuarzo, feldespato, micas, arcillas, fragmentos otras rocas.

Tipos: argilitas - limonitas, calcarenitas.

Enlaces estructurales de componentes cementados.

El comportamiento tiene mucha relación con el tipo y naturaleza del cementante:

Arenisca con cementante calcáreo resistencia mínima La resistencia disminuye con las impurezas de: Fragmentos meteorizados y Presencia de arcillas.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Incremento de presión con profundidad y comprensión por plegamientos. Recristalización por contacto.

Vulnerables al meteorismo si hay componentes alterables. Vulnerables al agua si hay cementante arcilloso y/o calcáreos.

d. Areniscas

Se presentan en estratos concordantes con los conglomerados y las margas, y en algunos sectores en capas delgadas dentro de las margas; son de grano fino a grueso, dentro de una matriz calcárea; presenta buena consistencia y está comprendida dentro la calificación Geomecánica como roca competente; el fracturamiento es menor y el grado de alteración es bajo. Sus características físicas son:

- Densidad (d) = 2.73 gr/cm³
- Resistencia a la compresión (Rc) = 50 MPa hasta 100 MPa
- Resistencia a la Tracción (Rt) = 2,8 Mpa a 8,3 MPa
- Ángulo de fricción (Ø) = 26º a 35º

e. Conglomerados

Conformado por fragmentos redondeados y heterométricos de caliza, cuarcita y volcánicos, dentro de una matriz areno gravosa calcárea; se presenta aisladamente en estratos paralelos a las arenisca y las margas; son mantos permeables, donde se presenta el agua fósil; la roca presenta una buena consistencia y está comprendida dentro la calificación Geomecánica como roca competente; no presenta planos definidos de fracturamiento, y el grado de alteración es insipiente. Sus características físicas son:

- Densidad (d) = 2.65 gr/cm³
- Resistencia a la compresión (Rc) = 35 MPa hasta 100 Mpa
- Resistencia a la Tracción (Rt) = 2,4 MPa a 5,8 Mpa
- Ángulo de fricción (Ø) = 26° a 32º

f. Estructuras mineralizadas (Vetas)

Las vetas se presenta como relleno de fallas, en zoneamientos variables en el contacto con las cajas principalmente se encuentran brechadas por fallas post mineralización de desplazamiento variable; en las partes centrales la estructura es masiva con bandas sub verticales; es muy fracturada con planos irregulares, presenta micro-fisuras rellenos por calcita, pirita y material inablandable; se presenta también vetas con alto contenido de carbonatos esta zona es inestable por diferencia de densidades y alto fracturamiento, con el agua pasa a ser muy inestable; el grado de alteración es regular; es permeable y la circulación de aguas en el contacto entre la veta y la marga gris que se encuentra en las cajas techo y piso. Sus características físicas variables de acuerdo a cada veta como:

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

- Densidad (d) = 2.33 a 4.35 gr/cm³
- Resistencia a la compresión (Rc) = 18 Mpa hasta 140 Mpa
- Resistencia a la Tracción (Rt) = 2,69 Mpa a 7,39 Mpa
- Ángulo de fricción (Ø) = 28.08° a 30.30°

2.7.3.2. Trabajos de geomecánica realizados

Para estudio de los aspectos geomecánicos que se desarrolla en la mina, se considera los distintos tipos de roca del yacimiento mencionados líneas arriba y las estructuras mineralizadas (vetas) más importantes donde se están desarrollando las operaciones; para el cual se menciona los siguientes puntos que a continuación describimos:

1. Evaluación geomecánica "in-situ".
2. Evaluación y análisis de las labores mineras para un conocimiento detallado de sus características geomecánicas.
3. Caracterización geomecánica de las rocas y estructuras mineralizantes de la labor según normas de la International Society for Rock Mechanics (ISRM).
4. Determinación de propiedades físicos-mecánicas de los fragmentos rocosos según normas ISRM, en cada uno de los casos.
5. Clasificación Geomecánica del macizo rocoso del yacimiento según los distintos sistemas de clasificaciones internacionales entre ellos: Bieniawsky, Barton y GSI; que son necesarios para la evaluación.
6. Aguas subterráneas.

2.7.3.3. Caracterización Geomecánica de las rocas y minerales de las labores mineras según normas de la Internacional Society for Rock Mechanics (ISRM)

Para la caracterización del yacimiento se realizó la evaluación y análisis de las rocas aflorantes para un conocimiento detallado de sus características; además, se realiza diariamente la valuación Geomecánica de todas las labores mineras; en las cuales mediante registros lineales y estaciones micro- tectónico se evalúa su comportamiento.

El sistema de explotación de los tajos es por corte y relleno ascendente con voladura en Breasting, e implementándose el minado por subniveles con taladros largos en su variante Bench and Fill (B&F) para vetas angosta de acuerdo a las evaluaciones Geomecánicas.

Los tajos tienen longitud de 100 metros a 150 metros, con accesos rebatibles centrales y a las de 50 metros a 75 metros.

Las vetas tienen distintos rumbos y buzamientos tal como se ha detallado en la descripción geológica del yacimiento; los anchos de las vetas son variables que fluctúan desde los 1.50 metros hasta más de 15 metros.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Rotura de las Rocas

El concepto de rotura no es tan fácil de definir ni de identificar como podría pensarse, un leve alejamiento del comportamiento elástico puede no influir en la estabilidad del macizo rocoso, en tanto un gran distanciamiento de este comportamiento, en el cual el mineral o roca pierde la capacidad de carga- sostenimiento puede representar la rotura y posterior colapso de grandes bloques o cuñas dentro de una excavación subterránea, principalmente en nuestros tajos amplios.

Las propiedades físicas de las rocas son el resultado de su composición mineralógica, fabrica e historia geológica, deformacional y ambiental. La gran variabilidad de estas propiedades se refleja en comportamiento mecánicos diferentes frente a las fuerzas que se aplican sobre las rocas, así como los modos de rotura de estos. Comportamientos que quedan definidos por la resistencia del material y por su modelo de deformación.

En la práctica, se observa que existen los siguientes modos de rotura de la roca y mineral como son: l a flexión, el cizallamiento, la tracción y la compresión. La pérdida de la capacidad portante de la roca es compleja y envuelve muchas veces más de un modo de rotura.

Por lo tanto, serán las propiedades físicas de las rocas las que determinen su comportamiento mecánico.

En algunos tajos se observa roturas del shotcrete longitudinal a la excavación en la zona de contacto entre el mineral y la caja techo o piso, esto es debido a que se genera una rotura de cizalla por micro reactivación de falla; dentro de los controles está el sostenimiento oportuno antes de la relajación y control de voladura.

La flexión principalmente en las labores amplias donde no se lleva adecuadamente el arco con pechos colgados, el control está en seguir el procedimiento de excavación para labores amplias.

La cuantificación de estas propiedades se lleva a cabo mediante técnicas específicas y ensayos de laboratorio; se adjunta de los ensayos de los distintos tipos de roca y minerales como de Corte Directo, ensayos de Compresión Simple, ensayos de Propiedades elásticas, ensayos de Tracción Indirecta (Brasilero), Realizados en el Laboratorio de Mecánica de Rocas de la Universidad Nacional de Ingeniería (ver Anexo Nº 2).

2.7.3.4. Evaluación geomecánica de rocas del yacimiento

La Mina Animon está emplazado principalmente en rocas sedimentarias, entre ellas tenemos a la marga roja, marga gris, conglomerados, areniscas y las estructuras mineralizadas.

a) Evaluación geomecánica roca marga gris

Análisis del fragmento rocoso de marga gris:

- **Por su génesis:** Roca Sedimentaria detrítica, denominada marga gris.
- **Color:** Gris verdoso claro.
- **Dimensiones de granos componentes de la roca:** Limo arcillas con matriz calcárea, con venillasde calcitarellenando microfisuras, esporádicamente diseminaciones de pirita.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

- **Textura:** Estratificada de grano fino, equi-granulares.
- **Meteorización:** El fragmento de la roca caja techo, presenta intensa meteorización, alta decoloración de los planos de discontinuidad producto de la alteración de la marga roja originaria.
- **Resistencia:** Roca blanda a poco resistente, se raya con la uña y se fragmenta con la mano.
- **Durabilidad:** La prueba de duración que se realizó a los especímenes nos indica que es una roca de alto debilitamiento y desintegración al ser sumergida al agua.
- **Porosidad:** Es altamente porosa, poco permeable.
- **Permeabilidad:** Primaria por poros.
- **Densidad seca:** 2.64 gr/cm³.
- **Densidad húmeda:** 2.67 gr/cm³.

Análisis del macizo rocoso de marga gris:

- **Discontinuidades:** Las cajas techo y piso están principalmente en contacto-falla con la veta y presenta discontinuidades (diaclasas) transversales a1 rumbo de la mineralización; en las vetas anchas se presenta brecha de falla (relleno de roca triturada con panizo) de hasta 0.25 metros de espesor, que no permite un contacto directo entre la caja techo y el mineral, formando una superficie de debilidad.
- **Persistencia de discontinuidad:** el contacto falla es muy alta, longitudes mayores de 20 metros, siguiendo el rumbo de la estructura mineralizada; las diaclasas presentan una persistencia muy baja menores de 0.10. metros.
- **Espaciamiento de discontinuidades:** es medio entre 0.03 metros a 0.30 metros.
- **Separación de las superficies de discontinuidades:** extremadamente estrecha a cerrada entre 5 a 0 mm.
- **Rugosidad:** suave a lisa ondulante en el contacto con la brecha de falla en las diaclasas es áspera a rugosa ondulante.
- **Relleno de discontinuidad:** Es el material que se encuentra separando las paredes de la discontinuidad, en el caso de la marga gris se tiene a la veta y a la brecha de falla como relleno; mientras que las diaclasas se tienen como relleno a la calcita, pirita, carbonatos y en algunos casos es limpia.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Figura N° 17.-Macizo rocoso de marga gris, Mina Animon.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado de Mina Animon).

- **Humedad y permeabilidad del relleno:** Los materiales de relleno están mojados, pero no existe agua libre, ni por goteo, la permeabilidad es secundaria.
- **Aguas subterráneas:** La circulación de aguas en las margas gris es esporádica a lo largo de las discontinuidades, manifestándose como goteo lento en zonas puntuales.
- **Grado de alteración de la marga gris:** La marga presenta una alteración intensa, donde la decoloración es total cuya manifestación se representa de marga roja a gris clara a gris verdosa; además, presenta debilidad en todo el fragmento rocoso.
- **Número de familias de discontinuidades:** La marga gris, presenta de cuatro a cinco sistemas de discontinuidades siendo predominante la que es paralela a las estructuras mineralizadas; estos forman bloques tridimensionales que tienen más grado de libertad para la deformación del macizo; en estos casos no se observa las discontinuidades hacia adentro de la caja techo que si presenta, esto es conocida como fallas ocultas, que están siendo movidos por empujes laterales producto de los esfuerzos del macizo rocoso.
- **Tamaño de bloques y la resistencia al cizallamiento:** La unión entre los fragmentos determinan el comportamiento mecánico del macizo rocoso bajo un nivel dado de tensiones, en este caso son rombo-hedros formados por las tres familias de discontinuidades aproximadamente ortogonales; que forman fragmentos equi-dimensionales.
- **Grado de fracturamiento:** La caja techo es Intensamente Fracturada (IF), que forman fragmentos pequeños con una densidad de más de 20 diaclasas por metro cúbico.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Ensayos Geomecánicos de Marga Gris

Ensayos de Corte Directo:

Ángulo de Fricción Residual (º)	De 30.79 a 28.53
Cohesión (MPa)	De 0.042 a 0.134

Propiedades Físicas:

Densidad Seca (gr./cm³)	De 2.08 a 2.64
Densidad Húmeda (gr./cm³)	De 2.20 a 2.67
Porosidad Aparente (%)	De 11.53 a 2.90
Absorción (%)	De 5.54 a 1.10
Peso Específico Aparente (KN/m³)	De 20.39 a 25.85

Ensayos de Compresión Simple

Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm²)	De 108.78 a 786.74
Resistencia a la Compresión Simple (MPa)	De 10.66 a 77.10

Ensayos de Propiedades Elásticas

Módulo de Young (GPa)	De 3.61 a 10.26
Poisson	De 0.33 a 0.30

Ensayos de Tracción Indirecta (Brasilero)

Resistencia a la Tracción (MPa)	De 3.61 a 10.26

Clasificación según el Índice Q, de Barton, Lien y Lunde; del Instituto Geotécnico de Noruega

Tabla N° 14.- Parámetros considerados Marga gris según el Índice Q.

RQD	Índice de calidad de roca	15 – 25%
Jn	Nº de familias de discontinuidades	12 – 9
Jr	Rugosidad planos de discontinuidades	0.5 – 1.5
Ja	Alteración de discontinuidades	8 - 4
Jw	Presencia de agua	1.0
SRF	Factor de reducción de Esfuerzos	10 - 5
Q	RQD/Jn x Jr/Ja x Jw/SRF	
Q	Entre: 0.008 a 0.208	
Tipo de Roca	Excepcionalmente Mala a Muy Mala.	

Clasificación según RMR de Bieniawski, del Consejo Sudafricano de Ciencia y Tecnología

Tabla N° 15.- Parámetros considerados Marga gris según clasificación RMR.

Resistencia a la Compresión Uniaxial:	2 – 7
Índice de la Calidad de la Roca (RQD):	3
Espaciamiento entre discontinuidades:	5 – 10
Condición de las discontinuidades:	6 – 12
Condición de Infiltración de agua:	7
Orientación de las discontinuidades:	(-)10
RMR	13 a 29
Tipo de Roca V a IV:	Muy Mala a Mala

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

b) Evaluación geomecánica roca marga roja

Análisis del fragmento rocoso de marga roja

- **Por su génesis:** Roca sedimentaria detrítica, denominada Marga roja.
- **Color:** Rojo grisáceo claro a rojo violáceo claro.
- **Dimensiones de granos componentes de la roca:** Limo-arcilla calcáreo.
- **Textura**: Grano fino a hojuelas sub horizontales.
- **Meteorización:** El fragmento de roca no presenta meteorización.
- **Resistencia:** Roca es medianamente resistente, se raya con la cuchilla.
- **Durabilidad:** La prueba de duración que se realizó a los especímenes nos indica que es una roca de bajo debilitamiento al ser sumergida al agua.
- **Porosidad:** Es porosa.
- **Permeabilidad:** Primaria, impermeable.
- **Densidad seca:** 2.70 gr/cm³.
- **Densidad húmeda:** 2.73 gr/cm³.

Análisis del macizo rocoso de marga roja:

- **Discontinuidades:** La marga roja presenta diaclasas longitudinales y transversales al rumbo de la mineralización; es intensa la ocurrencia de estas discontinuidades.
- **Persistencia de discontinuidad:** Si es que presenta falla geológica la persistencia es alta, longitudes mayores de 0.20 m, siguiendo el rumbo de la falla; las diaclasas presentan una persistencia muy baja menores de 0.30 m.
- **Espaciamiento de discontinuidades:** Es bajo entre 0.03 a 0.25 m.
- Separación de las superficies de discontinuidades: es estrecha a cerrada entre 2 a 0.0 mm.
- **Rugosidad:** Suave a lisa ondulante en las diaclasas y el contacto litológico es áspera a rugosa ondulante.
- **Relleno de discontinuidad:** Es el material que se encuentra separando las paredes de la discontinuidad, en el caso de la marga roja tenemos de calcita, pátinas de arcillas, limpia y carbonatos.
- **Humedad y permeabilidad del relleno:** Los materiales de relleno están humedecidos, en algunos casos se presenta goteos, la permeabilidad es secundaria
- **Aguas subterráneas:** La manifestación es por goteo y esporádicamente en flujos pequeños, hasta que se deprima las aguas fósiles entrampada en las fisuras.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Figura N° 18.- Macizo rocoso de marga roja, Mina Animon.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado de Mina Animon).

- **Grado de alteración:** En la marga roja la alteración es insipiente a ligera, principalmente en los planos de discontinuidad, manifestándose por una decoloración grisácea.
- **Número de familias de discontinuidades:** La marga roja presenta cuatros sistemas de discontinuidades más una aleatoria, siendo predominante la que es paralela a la estructura mineralizada cercana y los planos de estratificación, estos forman bloques tridimensionales que tienen más grado de libertad para la deformación del macizo; estas familias forman las fallas ocultas, si es que no se controla con un sostenimiento adecuado son movidos por esfuerzos del macizo hacia las labores.
- **Tamaño de bloques y la resistencia al cizallamiento**: Estas características entre los bloques determinan el comportamiento mecánico del macizo rocoso bajo un nivel dado de tensiones, en este caso tienen la forma cúbica a rombo-hedros; las cinco familias de discontinuidades, forman fragmentos hetero-dimensionales.
- **Grado de fracturamiento y tamaño de los bloques**: La marga roja en todo el yacimiento se presenta generalmente Muy Fracturado (MF) a Intensamente Fracturado (IF), en fragmentos pequeños con una densidad mayor de 20 diaclasas por metro cúbico.

Ensayos Geomecánicos de Marga Roja

Ensayos de Corte Directo:

Ángulo de Fricción Residual (º)	27.33
Cohesión (MPa)	0.117

Propiedades Físicas:

Densidad Seca (gr./cm³)	2.70

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Densidad Húmeda (gr./cm³)	2.73
Porosidad Aparente (%)	2.23
Absorción (%)	0.83
Peso Específico Aparente (KN/m³)	26.50
Ensayos de Compresión Simple	
Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm²)	813.16
Resistencia a la Compresión Simple (MPa)	79.69
Ensayos de Propiedades Elásticas	
Módulo de Young (GPa)	11.03
Poisson	0.30
Ensayos de Tracción Indirecta (Brasilero)	
Resistencia a la Tracción (MPa)	1.75

Clasificación según el Índice Q, de Barton, Lien y Lunde; del Instituto Geotécnico de Noruega

Tabla N° 16.- Parámetros considerados Marga roja según el Índice Q.

RQD	Índice de calidad de roca	15 – 45%
Jn	Nº de familias de discontinuidades	12
Jr	Rugosidad planos de discontinuidades	1
Ja	Alteración de discontinuidades	2
Jw	Presencia de agua	1
SRF	Factor de reducción de Esfuerzos	10 – 2.5
Q	RQD/Jn x Jr/Ja x Jw/SRF	
Q	Entre: 0.06 a 6	
Tipo de Roca	Extremadamente Mala a Regular.	

Clasificación según RMR de Bieniawski, del Consejo Sudafricano de Ciencia y Tecnología.

Tabla N° 17.- Parámetros considerados Marga roja según RMR de Bieniawski

Resistencia a la Compresión Uniaxial:	7
Índice de la Calidad de la Roca (RQD):	3 – 8
Espacio entre discontinuidades:	5 – 10
Condición de las discontinuidades:	12 – 20
Condición de Infiltración de agua:	7
Orientación de las discontinuidades:	(-)10 – (-)5
RMR	24 a 47
Tipo de Roca IV a III:	Mala a Regular

c) Caracterización Geomecánica de las estructuras mineralizadas del yacimiento

Evaluación Geomecánica veta principal

La Veta Principal, se explota en una longitud de 1.5 Km con anchos de minado variables que varían de 0.80 m hasta más de 8.0 metros; con sistema de explotación corte y relleno ascendente. Hacia el extremo "E" de acuerdo a la evaluación Geomecánica se tiene una longitud de 200 metros

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

que se viene implementado la explotación por subniveles con taladros largos en su variante Bench and Fill con banco de 8.50 metros.

La veta tiene un rumbo Este - Oeste, buzamiento promedio de 85º hacia el Norte. Actualmente en los niveles inferiores (Nivel 115) se tiene presencia de aguas fósiles e hidrotermales con flujos ascendentes por la veta, lo cual a ocasionando la hidratación de las rocas cajas presentándose más inestables que en niveles superiores.

Figura N° 19.- Veta Principal, mineral de Zn, Pb y Cu, masivo, Mina Animon.
Fuente: (Estudio geomecánico detallado de Mina Animon).

Ensayos Geomecánicos de Veta Principal

Ensayos de Corte Directo:	
Ángulo de Fricción Residual (º)	28.08
Cohesión (MPa)	0.142
Propiedades Físicas:	
Densidad Seca (gr/cm³)	4.35
Densidad Húmeda (gr/cm³)	4.35
Porosidad Aparente (%)	0.72
Absorción (%)	0.16
Peso Específico Aparente (KN/m³)	42.58
Ensayos de Compresión Simple:	
Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm²)	276.09
Resistencia a la Compresión Simple (MPa)	27.06
Ensayos de Propiedades Elásticas:	
Módulo de Young (GPa)	4.17

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Poisson	0.32
Ensayos de Tracción Indirecta (Brasilero):	
Resistencia a la Tracción (MPa)	3.48

Clasificación según el Índice Q, de Barton, Lien y Lunde; del Instituto Geotécnico de Noruega

Tabla N° 18.- Parámetros considerados veta principal según el índice Q de Barton.

RQD	Índice de calidad de roca	35 – 55%
Jn	Nº. de familias de discontinuidades	6 – 3
Jr	Rugosidad planos de discontinuidades	1.5 – 3
Ja	Alteración de discontinuidades	4 – 1
Jw	Presencia de agua	0.66 - 1.0
SRF	Factor de reducción de Esfuerzos	10 – 5
Q	RQD/Jn x Jr/Ja x Jw/SRF	
Q	Entre: 0.14 a 11	
Tipo de Roca	Muy Mala a Buena	

Clasificación según RMR de Bieniawski, del Consejo Sudafricano de Ciencia y Tecnología

Tabla N° 19.- Parámetros considerados veta principal según RMR de Bieniawski.

Resistencia a la Compresión Uniaxial:	4
Índice de la Calidad de la Roca (RQD):	8 – 13
Espacio entre discontinuidades:	10 – 20
Condición de las discontinuidades:	12 – 20
Condición de Infiltración de agua:	4 – 7
Orientación de las discontinuidades:	(-)10 – (-)5
RMR	28 a 59
Tipo de Roca IV a III:	Mala a Regular

2.8. Definición de termino (Marco conceptual)

"Shotcrete". Es un concreto trasportado por algún medio, vía seca o húmeda, a través de una manguera, proyectado neumáticamente a gran velocidad contra una superficie, también se denomina como hormigón proyectado neumáticamente; hormigón pulverizado o gunitado.

Estallido de rocas. Fenómeno relacionado a altos esfuerzos en roca competente y frágil. Rotura o falla descontrolada de la roca asociada con una liberación violenta de energía almacenada en la misma. La falla de la roca varía en magnitud, desde la expulsión de bloques rocosos de la superficie de la excavación, hasta el colapso súbito de extensas áreas de minado.

Sostenimiento.Término usado para describir los materiales y procedimientos utilizados para mejorar la estabilidad y mantener la capacidad portante de la roca en los bordes de una excavación subterránea.

Proceso vía seca. Proceso de producción de Shotcrete en el cual se prepara una mezcla de cemento, agregados y aditivos diferentes a acelerantes (si se requiere). Los ingredientes son dosificados por peso y mezclados en condición seca. La mezcla se alimenta a una maquinaria, en donde es

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

presurizada, y transportada neumáticamente por mangueras o tuberías hasta una boquilla, en donde se le agrega agua y se le añade un acelerante antes de ser proyectada al substrato sin interrupción.

Método por vía húmeda. Proceso de producción de Shotcrete en el cual se prepara una mezcla de cemento y agregados dosificados por peso. A la mezcla se le agregan agua y aditivos diferentes a acelerantes (si se requiere). La mezcla es bombeada por mangueras hacia una boquilla, en donde se le inyecta aire comprimido y un acelerante (si es necesario) antes de ser proyectada sin interrupción en forma continua.

Capa. Espesor de Shotcrete (fraguado) formado por varias pasadas de la boquilla.

Rebote. Material que después de proyección por la boquilla no se adhiere a la superficie de aplicación.

Aditivos. Materiales agregados al concreto base (acelerantes, plastificantes, retardadores de fraguado y aditivos para el control de la hidratación).

Cemento. Aglomerante hidráulico activo que se obtiene por pulverización de un clínquer y que cumple con los requisitos de los requisitos para los grados BS12, BS1370 o BS4027.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

CAPITULO III

DISEÑO METODOLÓGICO

3.1. Definición de Variables

3.1.1. Variables independientes

La variable independiente es:

- Soporte preventivo con “shotcrete” y fibra de acero.

3.1.2. Variable dependiente

La variable dependiente es:

- Macizos rocosos inestables.

3.2. Operacionalización de variables

En el siguiente cuadro se indica las variables independientes y dependientes con sus respectivos indicadores e índices.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Tabla N° 20.- Operacionalización de Variables.

VARIABLES	INDICADORES	ÍNDICES
V 1: Independiente Soporte preventivo con "shotcrete" y fibra de acero.	1.1 Parámetros del "shotcrete" y sostenimiento.	1.1.1 Sección 1.1.2 Humedad 1.1.3 Temperatura 1.1.4 Volumen 1.1.5 Espesor 1.1.6 Slamp 1.1.7 Fraguado 1.1.8 Tipos de "shotcrete" 1.1.9 Tipos de fibras 1.1.10 Pernos de anclaje
V 2: Dependiente Macizos rocosos inestables.	2.1 Parámetros de observación geomecánica.	2.1.1 Apertura 2.1.2 Resistencia 2.1.3 Relleno 2.1.4 Rugosidad 2.1.5 Espaciado 2.1.6 Alteración 2.1.7 Porosidad 2.1.8 Resistencia al corte

Fuente: (Elaboración propia).

3.3. Hipótesis de la investigación

3.3.1. Hipótesis general

Aplicando el soporte preventivo con "shotcrete" y fibra de acero en macizos rocosos inestables de la Mina Animón se permitirá aumentar la resistencia al cizallamiento de la roca en las proximidades de la superficie de las excavaciones abiertas, propiciando un trabajo seguro al personal y equipos en las distintas labores de la Unidad de Producción Chungar de la Cia Minera Volcan S.A.

3.3.2. Hipótesis específicas

a) Si determinamos el comportamiento de los macizos rocosos en la Mina Animon, al ejecutar excavaciones subterráneas de variada geometría como "by pass", rampas, cruceros y tajos mejora el conocimiento de los recursos humanos en las operaciones mineras en la Unidad Productiva Chungar.

b) Comprobada la influencia de la calidad de la roca en el tiempo de auto soporte en los frentes de desarrollo y labor de explotación en la Unidad Minera, se acudirá oportunamente con medios de refuerzo y soporte de labores.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

c) Aplicando un soporte preventivo con “shotcrete” y fibra de acero vía húmeda, se logrará aumentar la resistencia al corte de las rocas, sostenimiento de labores en el minado y producción de la Mina Animon.

3.4. Tipo y diseño de la investigación

Conforme a los propósitos y naturaleza del estudio, la investigación correspondiente a una investigación aplicada ya que persigue fines de aplicación directa en una realidad objetiva.

Por el grado de profundidad de la investigación que está relacionado directamente con la problemática que fue planteada, corresponde al tipo explicativo y correlacional al describir un fenómeno que se va a inferir, donde interviene la imaginación intelectual, corresponde a un nivel simple, donde se hace un diagnóstico, se compra y se explica las causas y efectos. En la presente investigación, se utilizará el Método Científico como método general: donde se aplica un conjunto de técnicas y procedimientos que permiten alcanzar el objetivo.

Según Kerlinger, F (2000), y otros, describen que el método científico comprende un conjunto de normas que regulan el proceso de cualquier investigación que merezca ser calificada como científica.

El Método Descriptivo Experimental, será aplicado por corresponder a un proceso lógico, sistemático para determinar la incógnita. Así mismo, se hará uso del método observacional, descriptivo, aplicativo, y comparativo, de acuerdo al planeamiento de minado se realizará el estudio de los parámetros de observación consistente en la caracterización geomecánica del macizo rocoso en las labores en estudio y determinación de parámetros del concreto lanzado y pernos de anclaje y finalmente el análisis del sostenimiento.

3.5. Población y muestra

La población materia de estudio es la Mina Animon como labores de preparación y desarrollo (Rampa, By Pass, acceso, crucero, sub nivel y tajo, suscribe a la Mina Animon en las zonas de IESA, MVC, CIA I y CIA II (Profundización), son labores de la Unidad Minera Chungar de la Compañía Minera Volcan S.A.A.

La muestra constituye la parte integrante de la población que representara a la población en estudio, en los distintos niveles y labores de la mina como Tj 500 Veta Janeth Nv.150, Rp 310 Veta Ofelia Nv.310 y Ac 100 Veta Guisela Nv.125.

3.6. Procedimiento de la investigación

Se realizará un análisis estadístico científico de la información obtenida, efectuando al mismo tiempo la contrastación, variable por variable, y las correspondientes pruebas estadísticas; esto nos llevará a una interpretación para la formulación de las conclusiones. Los datos cuantitativos serán procesados, analizados, clasificados y sistematizados de acuerdo a las unidades de análisis correspondientes, respecto a sus variables a través de un programa estadístico.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

CAPÍTULO IV
RESULTADOS

4.1. Concreto lanzado "shotcrete"

Comúnmente conocido por el nombre del "shotcrete", se denomina de este modo a la técnica de sostenimiento por la cual se lanza concreto a alta presión sobre el macizo rocoso, ya sea por medios mecánicos o automatizados.

La teoría del sostenimiento por "shotcrete" se basa en que todo macizo rocoso tiene esfuerzos internos estable. Esta estabilidad se ve alterada cuando, por efecto de la construcción del túnel, se efectúa una perforación en él. Si la roca está muy averiada por efectos de fallas, meteorización y/o el disparo, la fricción de las partes quebradas no será suficiente para detener el movimiento de los fragmentos, es decir, este punto de la excavación es ahora inestable y trata de desplazarse en dirección de la menor fuerza, o sea, hacia adentro del túnel. Investigaciones han demostrado que, si las rocas quebradas alrededor del túnel están ligadas entre sí y se soportan unas a otras, la estabilidad se recupera, logrando que la roca se auto-soporte.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

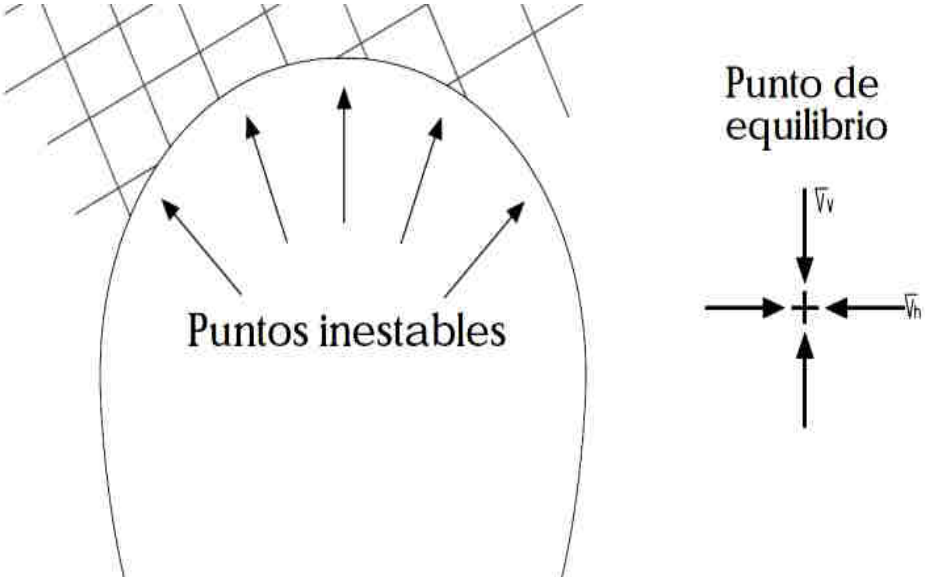


Figura N° 20.- Comportamiento de "shotcrete" en bloques de roca.
Fuente: (Manual de shotcrete Departamento de Operaciones, 2011).

La influencia del shotcrete se puede dividir en dos categorías:

- Una capa delgada de shotcrete que funciona como arco de hormigón y soporta el desmoronamiento de la roca.
- Capas delgadas de "shotcrete" ligan las rocas entre sí, evitando los movimientos de cierta intensidad.

Con esto se busca recuperar la estabilidad del macizo rocoso.

Si la colocación se hace inmediatamente después de un disparo, antes que la roca pueda desplazarse, los problemas se reducen notablemente.

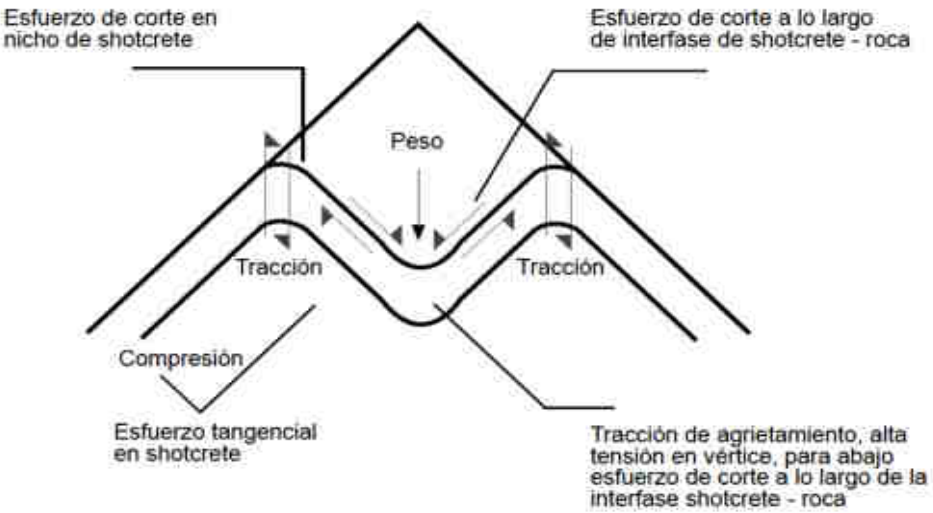


Figura N° 21.- Comportamiento de shotcrete en bloques de roca.
Fuente: (Manual de shotcrete Departamento de Operaciones, 2011).

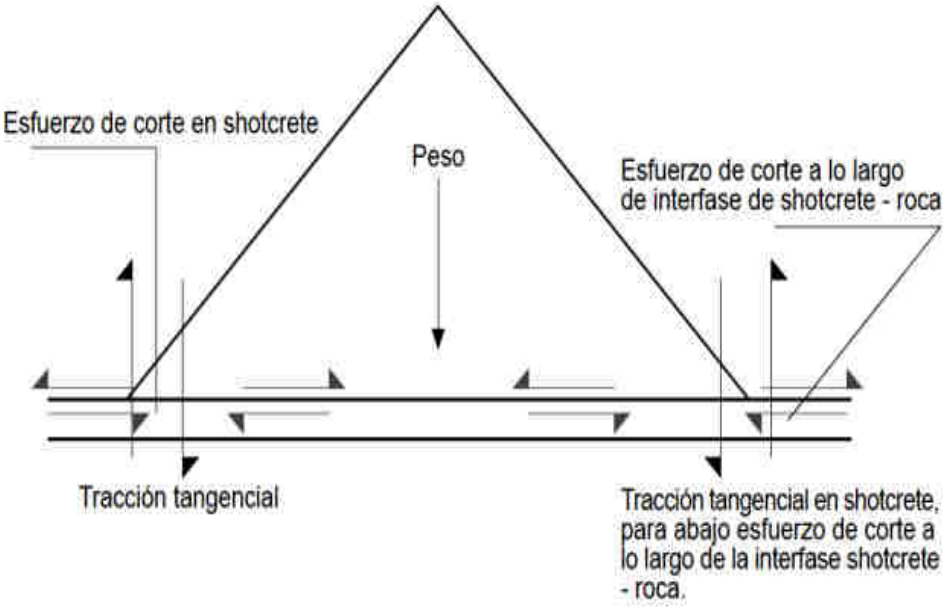


Figura N° 22.- Comportamiento de shotcrete en bloques de roca.
Fuente: (Manual de shotcrete Departamento de operaciones, 2011).

4.1.1. Método por vía húmeda

Entre 1971 y 1980 se produjo un desarrollo impresionante del método por vía húmeda en Escandinavia, con consiguiente transformación total de su mercado de "shotcrete".

Se pasó de 100 % de vía seca a 100 % de vía húmeda, y la aplicación pasó de manual a robótica.

Este cambio radical ocurrió sólo en Noruega. Desde aproximadamente 1976 - 1978 se han venido agregando cada vez más el humo de sílice y la fibra metálica al "shotcrete" fa sin duda alguna los noruegos llevan la delantera en la tecnología del "shotcrete" fabricado por vía húmeda, tanto en teoría como en práctica. La mala fama de la técnica de proyección por vía húmeda se debe a los deficientes equipo utilizados y al poco conocimiento del método, factores que han acarreado la producción de un concreto de muy baja calidad. Para que la mezcla pudiera pasar por el equipo, se utilizaban contenidos muy altos de agua, con una relación de agua/cementante hasta de 1,0. gracias a la tecnología de la industria del concreto actual, hoy en día es totalmente factible producir "shotcrete" por vía húmeda que tenga una resistencia a la compresión a los 28 días superior a 60 MPa.

4.1.2. Antecedentes del shotcrete en Mina Animon

La empresa administradora Chungar S.A.C en el año 2001, decide aplicar "shotcrete" vía seca para sostener sus accesos principales y mejorar su producción en la veta María Rosa, en los niveles 540, 500 y 465.

Entre los años 2001 y 2002, se aplicó m³, de "shotcrete" vía seca; para ello se contaba con máquinas shotcreteras de rotor de marca Aliva y estuvo centrado principalmente a labores permanentes de desarrollo, como Rampas, Crucero y "By Pass", la aplicación promedio fue de 176 m³/mes; el preparado de la mezcla se realizaba en los frentes del avance, para el cual se transportaba todo el material necesario.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Considerando las pérdidas en el transporte de materiales e incomodidades en la preparación de la mezcla en los frentes de avance, el año 2003 se decide preparar la mezcla en superficie, para el cual se construye un ambiente para la acumulación de materiales y preparado con un trompo mezclador de 9 pies³, donde la dosificación se realizaba a mano por paladas, y el cemento en bolsas; esta práctica se desarrolló hasta febrero del 2005; la aplicación fue similar a los años anteriores, para "shotcrete" vía seca.

El mes de marzo del 2004, se inicia la aplicación de "shotcrete" vía húmeda, con la E.E Unicon, principalmente en labores principales y algunos tajos amplios e importantes; para el lanzado de shotcrete vía húmeda, se contó con una planta de dosificación de concreto, un camión hormigonero Marca volvo de 8 m³ para el mezclado, dos camiones hormigoneros Marca Nissan Cóndor de 2 m³ para el transporte y 2 lanzadores robotizados; el rendimiento promedio fue de 250 m³/mes hasta diciembre del 2005.

En el mes de febrero del 2005, entra en funcionamiento la planta de concreto de la EE Inpecon, con la finalidad de preparar mezcla para shotcrete vía seca, mejorando de esta manera la homogeneidad de la mezcla y reduciendo el tiempo de mezclado; se mejoró las proporciones de insumos, principalmente el de cemento, ya que anteriormente se utilizaba las bolsas, que fue reemplazado por granel, esto permitió la optimización de costos. Considerando el bajo rendimiento de Unicon en vía húmeda, se recomienda otra EE, y en el mes de Agosto del 2005 ingresa la EE Robocon, cuyo abastecimiento con la planta de concreto de Inpecon y con el diseño del departamento de geomecánica, mejorando de esta manera la velocidad del sostenimiento.

El año 2006, se optimiza el lanzado vía húmeda principalmente con los equipos de la EE Robocon, cuyo lanzador robotizado (Alpha 20) es de gran rendimiento. En agosto del 2006, termina el contrato de la EE Unicon; quedándose para las operaciones de sostenimiento de la EE Robocon, por su puesto, con incremento de su flota, con dos Alpha 20 y tres camiones Hormigoneros de 4 m³, el abastecimiento de mezcla es en la planta de Inpecon.

A partir de Noviembre del 2006, ingresa la EE Firth, quien reemplazara a la EE Inpecon a partir de Enero del 2007, con una planta de concreto para el preparado de mezcla vía seca y húmeda.

A partir de enero del 2009 hasta la fecha, el departamento de geomecánica administra la operación de la planta de concreto, mejorando el diseño y disminuyendo notablemente los costos de operación y rendimiento.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Figura N° 23.- Proceso de lanzado de "shotcrete" vía húmeda, Mina Animon.

Fuente: (Elaboración Propia).

4.1.3. Requerimientos básicos del "shotcrete"

Requerimientos mecánicos:

- Debe poseer resistencia a temprana edad, suficiente para contrarrestar las tensiones o relajaciones particularmente en el último tramo excavado.
- Obtener resistencias suficientes para equilibrar los esfuerzos de corte o cizalla y flexo-tracción, para de esa manera soportar eficazmente a las solicitaciones del "empuje de roca".

Requerimientos físicos:

- Protección contra la meteorización, la erosión o deterioro de la superficie rocosa del macizo rocoso atravesado.
- Impedir el ingreso del aire y humedad en las aberturas de la roca.
- Impedir que la variación de temperatura circundante a la excavación adquiera alto rango.

Requerimientos hidráulicos:

- Sellado de las aguas de infiltración a la labor.
- Disminuir la rugosidad en las paredes de la labor, para mantener y controlar un régimen de pérdida de carga, cuando la excavación tiene por finalidad conducir agua.

Requerimientos químicos:

- Protección de la roca a la acción de aguas agresivas, humos, gases.
- Impedir que la roca circundante a la excavación sufra desestabilización por efectos de las aguas ácidas.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

4.1.4. Materiales para el "shotcrete"

4.1.4.1. El Cemento

Es un aglomerante que se obtiene de la transformación de una materia prima que puede estar compuesto de una mezcla de caliza, arcilla y otros minerales o simplemente caliza.

Esta materia prima finamente molida, es llevada a altas temperaturas (1400º C a 1450° C), a través de un horno (rotatorio o vertical), de donde se obtiene un producto denominado clinker, del cual, al molerse finamente con alrededor de 5% en peso de yeso, se obtiene el cemento.

Si el clinker fuera molido finamente para ser utilizado como cemento, en el momento de su mezcla con el agua fraguaría casi de inmediato, por tal razón, en el momento de la molienda se le adiciona yeso natural con el objeto de retardar el fraguado.

El cemento es una mezcla de muchos compuestos las que conforman más del 90% del peso del cemento y son 4: Silicato tricálsico ($3Ca.SiO_2$, abreviado "C_3S" de esto depende el endurecimiento), silicato dicálsico ($2Ca.SiO_2$, abreviado "C_2S", es el causante principal de la resistencia posterior de la pasta), Aluminato tricálsico ($3Ca.Al_2O_3$, abreviado "C_3A", en la elaboración del cemento favorece la combinación de cal y sílice y no ayuda en nada en la resistencia) y aluminato ferrita tricálsica ($4Ca.Al_2O_3Fe_2O_3$, abreviado "C_4AF", reacciona con el yeso y puede ayudar en la hidratación de los silicatos).

Clasificaciones de los cementos

De acuerdo a las normas nacionales ITINTEC (Instituto de Investigación Tecnológica Industrial y de Normas Técnicas) y a la Estado Unidense ASTM C -150 o ASTM C - 595 (Sociedad Americana de Pruebas de Materiales) o la Británica BS, los cementos están clasificados en dos grandes grupos: Cementos Portland comunes y cementos portland adicionados:

a) **Cemento portland comunes:** son aquellos cementos hidráulicos producidos por la pulverización del clinker y dentro de ellos tenemos:

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Tabla N° 21.- Tipos de cemento.

TIPOS DE CEMENTOS PORTLAND	
Tipo I	Es el cemento destinado a obras de concreto en general, cuando en las mismas no se especifican la utilización de otros 4 tipos de cemento; este cemento se emplea en Chungar para el shotcrete.
Tipo II	Es el cemento destinado a obras de concreto en general y obras expuestas a la acción moderada de sulfatos o donde se requiere moderado calor de hidratación.
Tipo III	Es el cemento de alta resistencia inicial, el concreto hecho con el cemento tipo III desarrolla una resistencia en tres días igual a la desarrollada en 28 días por concreto hechos con cemento tipo I o tipo II.
Tipo IV	Es el cemento del cual se requiere bajo calor de hidratación.
Tipo V	Es el cemento del cual se requiere alta resistencia a la acción de los sulfatos. Las aplicaciones comprenden las estructuras hidráulicas expuestas a aguas con alto contenido de álcalis y estructuras expuestas al agua de mar.

Fuente: (Departamento de Geomecanica U.M. Chungar).

Figura N° 24.- Cemento Pórtland tipo I, Mina Animon.
Fuente: (Elaboración Propia).

- **Cementos portland adicionados:** son aquellos cementos hidráulicos, que consisten de una mezcla íntima y uniforme producida por la molienda conjunta del clinker con los materiales de adición como escorias o puzolanas y yeso o por la mezcla separada del cemento portland con dichas adiciones.
- **Las escorias:** se forman como subproducto del proceso siderúrgico y como consecuencia de la reacción entre la mena (metal) y la ganga (estéril) del mineral. La escoria para el cemento debe ser de alta temperatura y como es más dura que el clinker su molienda es por separado.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

- **Las puzolanas:** (su nombre deriva de la ciudad Italiana de Puzzouli, al pie del Vesubio, donde afloran rocas volcánicas porosa y de peso ligero). Son materiales silicios o sílico aluminoso, los cuales en sí mismo poseen poco o ningún valor cementante, pero que en forma finamente molida y en presencia del agua reaccionan químicamente con el hidróxido de calcio a temperatura ambiente, para formar compuestos con propiedades cementantes. El contenido de la puzolana está limitado de 15 a 40 % de la masa total del material aglutinante.

Las puzolanas pueden tener orígenes muy diversos: puzolanas naturales, artificiales o subproducto.

Las puzolanas naturales son de rocas extrusivas por enfriamiento rápido de la sílice contenida en los tufos volcánicos o cenizas volcánicas, obsidiana, piro-clástico, y aglomerados volcánicos ya que son ricas en óxido de sílice.

Los cementos puzolánicos tiene una hidratación lenta y por lo tanto desarrolla un índice de calor bajo, es la razón por que no se recomienda para el shotcrete. Las puzolanas artificiales pueden dividirse en cenizas volantes y humo de sílice.

4.1.4.2 El Agua

Es un elemento fundamental en la preparación del concreto lanzado, estando relacionado con la resistencia, trabajabilidad, manchado, corrosión del refuerzo y propiedades del concreto endurecido.

El agua debe ser limpia y estar libre de cantidades perjudiciales de aceite, ácidos, álcalis, sales, material orgánico y otras sustancias que puedan ser nocivas al concreto y acero.

Figura N° 25.- El agua debe ser limpia y sin impurezas.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado de Mina Animon).

Se bebe realizar análisis químicos, donde no debe tener valores superiores a los máximos admisibles de las sustancias existentes.

El agua para el curado deber tener las mismas características que el utilizado en la preparación. Por ejemplo, el CO_2 libre que puede estar presente en aguas provenientes de deshielo disuelven el $Ca(OH)_2$ y provoca erosión de la superficie. El agua de lanzado llega a una válvula instalada en la

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

boquilla a través de una línea de alta presión y debe estar conectado directamente a la alimentación principal. Esta presión debe ser la apropiada para el equipo.

Es necesario realizar un análisis químico de las aguas a utilizar, no debe tener valores superiores a los máximos admisibles de las sustancias existentes de acuerdo a la siguiente relación:

Tabla N° 22.- Valores máximos disueltos en agua.

VALORES MAXIMOS DISUELTOS EN AGUA	
SUSTANCIAS DISUELTAS	**VALOR MAXIMO ADMISIBLE**
Cloruros	300 ppm
Sulfatos	300 ppm
Sales de magnesio	150 ppm
Sales soluble	1500 ppm
PH.	De 6 a 8
Sólidos en Suspensión	1500 ppm
Materia orgánica	10 ppm

Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M Chungar, 2016).

4.1.4.3. Áridos o Agregados

Constituyen alrededor del 75 % a 80 % del volumen de una mezcla típica de concreto. Los utilizados en la preparación del "shotcrete" se obtendrán por la selección y clasificación de materiales naturales granodioritas y conglomerados de la cantera de Cochamarca que son lavados y cribados de acuerdo a la gradación Nº2 del ASTM.

Figura N° 26.- Áridos seleccionados en planta de concreto, Mina Animon.
Fuente: (Elaboración Propia).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Los agregados para el "shotcrete", deberá cumplir con los requisitos de las especificaciones Standard ASTM C-33 u otras. Los agregados finos se consideran como tal a la arena de dimensiones reducidas y que pasan el tamiz 9. 5 mm (3/8´´) agregado grueso al material retenido en el tamiz 4.75 mm (N°4) y puede ser grava, piedra chancada.

En la tabla adjunto N°23 se muestran los límites de las curvas granulométricas para mezclas finas y gruesas dentro de las que deben caer las arenas para emplearse en la elaboración del "shotcrete".

Tabla N° 23.- Tamaño Estándar en % que pasa Mallas ASTM %.

TAMIZ Mm	**N° - 1 9 mm**	**N° - 2 12.5 mm**	**N° - 3 19 mm**
¾"	-	_	100
½"	-	100	80 – 95
3/8"	100	90 – 100	70 - 90
N°-4	95 – 100	70 – 85	50 – 70
N°-8	80 – 100	50 – 70	35 – 55
N°-16	50 – 85	35 – 55	20 - 40
N°-30	25 – 60	20 – 35	10 – 30
N°-50	10 – 30	8 – 20	5 – 17
N°-100	2 - 10	2 – 10	2 – 10

Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M Chungar, 2016).

Pueden emplearse agregados que no cumplan con la granulometría citada siempre que en los ensayos previos se obtengan buenos resultados. Se debe tener en cuenta que las arenas más finas favorecen la retracción y las más gruesas incrementan el porcentaje de rebote. Estos agregados estarán compuestos de partículas limpias, duras, resistentes y de una calidad uniforme. Su forma será redondeada o cúbica y contendrá menos del 15 % de partículas planas, delgadas o alargadas; se define como una partícula alargada aquella que tiene su máxima dimensión 4 veces mayor que la mínima.

El polvo tiende a formar una película perjudicial en las partículas de los agregados, que afecta el proceso de fraguado del concreto.

No es necesario que los agregados estén completamente secos, pero las rumas deberán estar situadas en un lugar en donde pueden drenar y no ser inundados por el agua. La arena o el agregado deberán mantenerse en su condición óptima, cubriendo con lonas, permitiendo en esta forma que el viento circule sobre el montón pero impidiendo que la lluvia la humedezca.

El contenido máximo de humedad en la arena deberá estar comprendido entre 3 % y el 6 %. Si la arena es demasiada húmeda bloqueara la manguera y formará capas de mortero dentro de la "shotcretera", pero si la arena está demasiada seca, el cemento no se adherirá a los granos de arena al mezclarse, lo cual producirá una separación excesiva en la manguera y polvo excesivo en la zona de aplicación.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

4.1.4.4. Aditivos

Tienen por finalidad lograr propiedades específicas en el "shotcrete" y en el endurecido; en el mercado se dispone de diferentes tipos de aditivos / ingredientes, a utilizarse para el shotcrete tanto para el procedimiento por vía seca como por vía húmeda y son para las siguientes necesidades:

- **Acelerantes de fraguado:**
- **Plastificantes:** Fluidificantes reductores de agua.
- **Superfluidificantes:** Para la producción de hormigón y mortero fluido o como reductor de agua.
- **Superfluidificantes:** Retardadores (para la producción de hormigón y mortero fluido y retardo).
- **Impermeabilizante:** Para hormigones y morteros impermeabilizantes.
- **Estabilizadores:** Para estabilizar hormigones y morteros hasta 40 horas.
- **Reductores de rebote.**
- **Reductores de polvo.**

a. Acelerantes de fraguado

Son aquellos elementos químicos que aceleran el endurecimiento o desarrollo de la resistencia inicial del concreto o "shotcrete" y en la vía húmeda reducen el asentamiento (consistencia) en la proyección, pasando de una consistencia líquida a una pastosa mientras que el concreto está aún en el aire, de manera que se adhiere a la superficie cuando aumenta el espesor de la capa. Además, con su uso se puede incrementar el espesor de las capas.

Los acelerantes de fragua permiten la proyección eficaz en superficies verticales y en la bóveda. El efecto de fraguado permite aplicar el shotcrete como soporte inicial antes de la relajación del macizo.

Los acelerantes son añadidos en forma líquida al tanque de agua en la proporción de diseño para vía seca; mientras que para vía húmeda a una bomba dosificadora especial que se encuentra incorporada al equipo. La dosificación del acelerante depende de la capacidad del operario o shotcretero, de la superficie y de la relación agua/cemento.

La diferencia básica entre los acelerantes de aluminatos y silicatos sódicos, es que los aluminatos participan en el proceso de hidratación y contribuyen a aumentar las resistencias iniciales en las primeras 0,5 – 2 horas.

Existen 3 tipos de acelerantes:

- **Acelerantes de aluminatos**

Se presenta en polvo y líquido, dosificación del 1 – 6 % del peso del cemento, la cantidad depende del fabricante y tipo de producto; son muy utilizados en operaciones mineras.

Al añadir acelerantes de fraguado basados en aluminato se produce un aumento repentino del contenido de aluminatos requeridos para formar mono- sulfatos. Esto permite una hidratación normal espontánea del cemento, y conducen a alta resistencia iniciales a la compresión.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Los acelerantes con aluminatos son utilizados preferiblemente en labores de rocas blandas, muy malas, con alta deformación, con agua y en aquellas rocas donde se requieren soportes de alta resistencia inicial y en tiempos de auto-soporte corto después de la excavación.

Los acelerantes de aluminato comienzan a desarrollar resistencia después de 5 a 10 minutos, después de 30 minutos la resistencia a alcanzado un valor suficiente como para soportar su propio peso 4 kg/cm², para continuar con la operación minera se recomienda un mínimo de 25 kg/cm² que se logra a las 3 horas aproximadamente a una temperatura de 10ºC.

Los acelerantes de aluminatos son también apropiados para situaciones por problemas de agua subterránea, zonas con goteos, filtraciones y chorros de agua; donde, el procedimiento es proyectar en capas muy delgadas (5-10 mm) de Shotcrete con sobredosis de acelerante de aluminato (8 al 10 % del peso de cemento), esperar unos 15 minutos, seguidamente se continúa con la proyección hasta llegar al espesor deseado (se recomienda la perforación de lloronas para minimizar el lavado).

Es importante tomar medidas de precaución, durante el manejo y uso de este tipo de acelerantes. El personal encargado del manejo y de la proyección del material debe usar siempre su equipo de protección personal (EPP) completo, debe evitarse el contacto directo del material con la piel.

- **Acelerantes de silicatos**

Líquido, dosificación del 6 a 18 % del peso del cemento o según indicación del fabricante; se ven influenciado por la humedad relativa del ambiente.

Los silicatos sódicos caracterizan por un efecto momentáneo de pérdida de asentamiento de la mezcla de Shotcrete, y no participan del proceso de hidratación tal como lo hacen los acelerantes de aluminato.

Los silicatos sódicos modificados fijan el agua en la mezcla; por tal motivo la dosificación depende de la relación agua/cemento; mientras mayor sea dicha relación, más silicato se requerirá para fijar el agua a la mezcla.

Los silicatos modificados no producen resistencias muy elevadas durante las primeras 2-4 horas. Presentan menor contenido de álcalis que los productos basados en aluminatos.

Funciona con toda clase de cemento; muy buen aglomerante; no causan daños al medio ambiente, ni son tan dañinos para la piel.

Como desventajas, no se pueden utilizar a temperaturas menores de + 5º C y los espesores de lanzado no deben ser mayores a 12 cm.

- **Acelerantes libre de álcalis**

Polvo y líquido, dosificación del 4 -10% del peso del cemento, nueva generación ecológica que modifica la tecnología de los morteros y hormigones proyectados al no tener influencia en las resistencias finales sin contar con lo más importante, no quemar ni contaminar.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Actualmente existen en el mercado productos libres de álcalis y no cáusticos de buen rendimiento, que hacen posibles aplicaciones de shotcrete de alta calidad. Debido a su compleja composición química, los acelerantes libre de álcalis son más costosos que los acelerantes tradicionales.

Los acelerantes libre de álcalis son ácidos PH de 2,5 a 3,5; corrosividad alta; son buenos con todos los tipos de cemento.

Los acelerantes libre de álcalis exhiben un excelente desarrollo de la resistencia inicial a partir de las 7 u 8 horas; no presenta perdida de resistencia final.

Como se menciona en párrafos anteriores, los acelerantes son para desarrollar un fraguado rápido y una alta resistencia a corto plazo y pueden ser en polvo o en líquido que son los más preferidos, porque no presentan riesgo de fraguado prematuro y no alteran la homogeneidad del hormigón. Es de exigencia que los aditivos no tengan efectos corrosivos sobre el acero, ni propicien rajaduras o desprendimiento de concreto.

b. Plastificantes – Super plastificantes (reductores de agua)

Los reductores de agua tienen la función de mejorar la trabajabilidad del concreto y su capacidad de cohesión en el estado plástico; pueden provocar un aumento significativo del asentamiento con la misma relación agua/cemento, o bien dicha relación puede reducirse para alcanzar el mismo asentamiento que se obtendría para una mezcla carente de reductor de agua. La relación agua cemento está asociada con un aumento en la resistencia; el aumento del asentamiento, con una mejor facilidad de bombeo.

Los super-plastificantes / plastificantes tienen un efecto excelente en la dispersión de “finos”, y por tanto son aditivos ideales para el shotcrete. El mayor asentamiento logrado por los super-plastificante convencionales depende de las condiciones de tiempo y temperatura. Sin embargo, la facilidad de bombeo puede mantenerse sólo por tiempo limitado (90 – 240 minutos) después de preparado la mezcla, y una dosis excesiva de aditivos puede conducir a segregación y a una pérdida total de la cohesión. Normalmente la dosificación oscila entre de acuerdo al tipo de Plastificante, que van desde 2 litros/m³ hasta 10 litros/m³ según los requisitos de calidad, relación agua/cemento, consistencia requerida, así como también el tipo de agregado y de cemento.

Estos se utilizan con tres propósitos y principalmente en el proceso por vía húmeda:

- ✓ Para lograr una mayor resistencia al disminuir la relación agua/cemento.
- ✓ Para facilitar la bombeabilidad durante los trabajos.
- ✓ Para que el calor de hidratación disminuya y por lo tanto aumento en la resistencia en edades tempranas y distribución uniforme del cemento en el concreto.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

c. Retardadores

Su uso es muy limitado y en zonas de climas calurosos su empleo puede evitar la presencia de juntas frías en capas sucesivas, obteniéndose así propiedades impermeables. Generalmente ocurre un retraso en el endurecimiento.

d. Super fluidificantes

Estos son más recientes y efectivos de ingredientes reductores de agua de alto rango. También existen los de retardador de fraguado de alto alcance. Los niveles de dosis generalmente son más altos que los reductores o retardadores convencionales.

e. Incorporadores de aire

Su uso es imprescindible en concretos expuestos a ciclos de hielo y deshielo. Estos facilitan la incorporación y fraccionamiento del aire incorporado durante los procesos de mezcla y lanzado. Estabilizan la distancia media entre las burbujas y pueden mejorar la bombeabilidad. Una muy significativa cantidad de aire incorporado en "shotcrete" vía húmeda es perdida durante el bombeo, por lo que una incorporación de aire del orden del 10 - 12 % del bombeo producirá de un 3 – 6 % de aire incorporado en el concreto ya lanzado. Personalmente no recomiendo la incorporación de aire para el "shotcrete".

f. Ingredientes para la adherencia

Son emulsiones polímeras (látex) que mejoran la adherencia del concreto fresco con concreto endurecido. También disminuye la permeabilidad, incrementa el aire incorporado. Es muy costosa.

4.1.4.5. Fibras

El "shotcrete" reforzado con fibras ha avanzado significativamente en los últimos años, contando ahora con la aprobación de profesionales para el soporte de rocas; el "shotcrete" es un material frágil, se agrietan por razones estructurales principalmente por la poca resistencia a la tracción del material. El agrietamiento se produce como resultado de la combinación de los esfuerzos de contracción y las restricciones. Para evitar este problema es necesario reforzarlo con fibras.

Las fibras metálicas tienen ventajas obvias sobre la malla electro-soldada, siendo más importante el hecho de que son pequeñas y que pueden distribuirse uniformemente en toda la capa de shotcrete.

La adición de fibras a los morteros y hormigones mejora sus características notablemente. Aunque hay fibras de distintas naturalezas (nylon, fibras de vidrio, polipropileno, polietileno, metálicas, etc.). Las más divulgadas y conocidas son las metálicas.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Figura N° 27.- Fibra metálica encolada 65/35, para shotcrete vía húmeda.
Fuente: (Elaboración propia).

Además de la ventaja del acero de tener un módulo de elasticidad 10 veces superior al hormigón, presentan cualidades de una buena adherencia de éstas a la mezcla, un alto alargamiento de rotura y una gran facilidad de mezclado. La presencia de fibras metálicas en los morteros y hormigones proyectados hace que mejoren sus propiedades mecánicas haciendo que disminuya su fragilidad y aumente su ductilidad después de la fisura, aumenta la resistencia a la rotura y la capacidad de absorción de energía, disminuye la tendencia a las roturas por retracción, evita la aparición de micro-fisuras y propagación de grietas, aumenta la resistencia a la tracción, al impacto y a la cizalladura, mejora el comportamiento a flexo-tracción y aumenta la durabilidad.

Al iniciarse la rotura, las fibras metálicas ancladas a ambos lados de la fisura actúan de tirantes, oponiéndose a la propagación y aumento de ésta, así continúan hasta que se rompa a tracción o se deslicen al perder la adherencia. Las formas más frecuentes de las fibras son:

- ✓ Sección circular, rectas.
- ✓ Sección rectangular y ganchos en sus extremos.
- ✓ Sección redonda y dobles ganchos en sus extremos.
- ✓ Sección redonda y extremos aplastados.
- ✓ Sección rectangular y extremos ovalados y girados.

La utilización más común es de fibras de 30 a 40 mm de longitud y 0.50 mm de diámetro.

Los parámetros principales de las fibras de acero a tener en cuenta son:

Longitud y diámetro

Las fibras largas son en principio más efectivas que las cortas. El empleo de fibras con diámetros más pequeños supone mayor número de fibras por kilogramo y menor docilidad. Para comparar las fibras, se emplea un parámetro, denominado esbeltez. La esbeltez de una fibra es

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

la relación entre la longitud y su diámetro equivalente (diámetro del círculo cuya sección es equivalente a la superficie de la sección de la fibra), y suele oscilar entre 30 y 150. Este parámetro tiene importancia ya que influye en la resistencia y docilidad de la masa de hormigón o mortero.

Proporción

Una vez superada cierta dosificación, la trabajabilidad de la mezcla disminuye. Generalmente la proporción empleada oscila entre 20 kg/m³ hasta 90 kg/m³, en función al requerimiento y el nivel de tensión previsto. Para que las fibras actúen con efectividad, deben estar cada una de ellas completamente embebidas en la mezcla y tener una distribución espacial uniforme en la misma.

Anclaje de la fibra

Es el vínculo de unión que se establece entre la fibra y el mortero u hormigón, así como el esfuerzo que es capaz de soportar esa fibra una vez roto el mortero u hormigón. La forma de fibra seleccionada tiene aquí capital importancia para aumentar este efecto, ya que incrementa la resistencia al deslizamiento de la fibra durante la fase de rotura.

Esfuerzo a tracción o ductilidad: es el esfuerzo que aguanta la fibra a su rotura por el estiramiento de ésta. Las fibras se comportan mejor en este caso cuanto mayor es su ductilidad.

Figura N° 28.- Anclaje de la fibra metálica, capaz de trabajar una vez roto.
Fuente: (Elaboración propia).

La formación de bolas o erizos depende de la esbeltez de las fibras, del porcentaje, del tamaño máximo de los áridos, de la granulometría, de la relación agua/cemento y del sistema empleado para el mezclado.

Los ensayos habituales que se suelen realizar son: compresión simple, tracción, flexión y energía de rotura (energía necesaria para formar una nueva grieta en el mortero u hormigón.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Dependiendo del procedimiento de proyección utilizado las fibras de acero se mezclan en:

Figura N° 29.- Formación de bolas o erizos, por el tipo de fibra inadecuada.
Fuente: (Elaboración propia).

Vía húmeda: en una planta de concreto, en una mezcladora, con dosificador especial, en un camión hormigonera (Mixer) y durante el transporte.

De lo anterior, el uso de las fibras se justifica porque aumentan la resistencia a la tracción, impiden el desarrollo de las grietas y fisuras producidas por contracción plástica, remplazan con ventaja a las mallas electro-soldadas, disminuye el rebote, mejoran la dureza y resistencia al impacto.

En el caso del uso de mallas estas pueden ser electro-soldadas en dimensiones de: 50 x 50 mm o 75 x 75 mm suministrada en rollo, hasta 100 x 100 mm suministrados en rollos. No es recomendable las mallas de eslabones (de gallinero) o varillas torcidas,

En el caso del uso de las fibras de acero el rendimiento depende de la dosificación (kg/m³) y de los parámetros de fibras (resistencia a la tensión, longitud, diámetro, anclaje). El factor clave para la calidad del hormigón con fibras es la relación entre la longitud y el diámetro de las fibras, cuanto más alta sea la relación l/d, mejor será el rendimiento.

En el caso de fibras de acero, que se recomienda su utilización en la mina en el mercado existe de diferentes longitudes (20, 25, 30, 35, 40, 45, 50, 60 mm) y en diferentes clases de l/d (45, 65,80).

Para una operación minera se recomendó utilizar fibras de acero 45/35 para vía seca que tiene una longitud de 35 mm y 0.77 mm de diámetro que da una relación de l/d = 45; para vía húmeda las encoladas 65/35 la longitud es de 35 mm y el diámetro 0.53 mm. La dosificación mínima que recomendamos emplear es de 20 kg/m³.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

4.1.5. Procedimiento de mezclado por vía húmeda

Una vez que ya tiene la orden o pedido y verificada la cantidad a despachar se procede a la dosificación en la planta de concreto:

La tolva de agregados debe estar llena, donde se realiza el pasaje de la arena, este mediante una faja transportadora es transportado a la mezcladora. El mezclado es como de un minuto por m³, y luego es vaciado al Mixer.

- Los silos de cemento deben estar con este elemento y debe controlar diariamente el volumen, reportando a logística y geomecánica; se sigue la siguiente secuencia:
- Se abastecerá la mezcladora en el siguiente orden:
- Abastecimiento de agua al 90% del requerimiento.
- Acelerar la velocidad de giro de la mezcladora o de la cuba del Mixer a 18 vueltas por minuto como mínimo.
- Abastecer la fibra metálica en su totalidad.
- Agregar el aditivo plastificante en su totalidad.
- Previo pesaje, agregar el cemento conjuntamente con la arena lentamente, para para que no se genere atoros en su entrada de la cuba del Mixer.
- Se imprimirán los pesajes de los insumos utilizados.
- Completar con el resto dela gua.
- Verificar visualmente el comportamiento de la mezcla.
- Mezclado durante un minuto por m³.
- Terminado el mezclado se verifica el asentamiento de la mezcla por medio del ensayo de Slump Testing (el asentamiento requerido es de 6” a 7” (pulgadas) al salir de planta y de 4” a 5” (pulgadas) para ser lanzado) Norma ASTM C 143, esto para facilitar el bombeo en el robot al momento de ser lanzado.
- Dar conformidad de la mezcla preparada entre el que dosifica y el que recibe el producto, mediante un reporte.
- Se transportará la mezcla a la labor, teniendo como tiempo de vida útil como máximo 3 horas, pasado el tiempo de mezcla se desecha.

4.1.6. Dosificación de mezcla del “shotcrete”

Para preparar la dosificación de la mezcla se realiza una serie de pruebas en base a la proporción aproximada del cemento con relación a los agregados está en la relación de 1:4 a 1:5 sobre la base de pesos secos, para agregados que cuentan con gravedad especifica de 2.5 +/- 0.05.

La proporción de aditivos se halla en función a las pruebas realizadas durante la elaboración del diseño óptimo para la operación; para esto se toma en cuenta la variedad de proveedores y sus distintos aditivos, según el programa: Realizar una evaluación del diseño de mezclas de “shotcrete” para el uso en la minería donde se debe determinar sus características físicas en estado

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

fresco y en estado endurecido, así como también la geología del concreto; en base a estos análisis se debe presentar el diseño de mezclas de “shotcrete”.

Proceso de aplicación sistema de “shotcrete” vía húmeda

Tiene el mismo principio de vía seca, solo que en este caso la mezcla de hormigón es preparada en la planta de concreto y es transportada con Mixer a interior mina.

Para la preparación y lanzado de “shotcrete” vía húmeda, se requiere de equipos Mixer, equipo lanzador de concreto con brazo robotizado y una planta de concreto para la preparación de la mezcla; el lanzado del concreto es de buen rendimiento, y con bajo rebote, cubriendo de este modo ampliamente los requerimientos de la mina, y pasando a un segundo plano las aplicaciones del “shotcrete” vía seca. Estos equipos se limitan a un bombeo de alta velocidad a través de conductos hasta la boquilla donde es impulsada por aire comprimido, con lo que se obtiene una superficie de hormigón adecuadamente compactado.

El sistema de mezcla húmeda costa de una serie de fases y requiere de planta de concreto y equipos adecuados. La mezcla de áridos, cemento y el agua se realizan en la planta de concreto; es abastecida mediante pesaje con una balanza electrónica, donde es girada hasta conseguir una perfecta homogeneidad de acuerdo a los requerimientos del diseño. Para facilitar la plasticidad se suele adicionar aditivos.

Previo al envió se mide el slump y el tiempo que dura el transporte hasta el momento de la alimentación el equipo lanzador (Alpha 20) que es impulsada por una bomba de concreto.

Previo al lanzado, se determina la labor a sostener, que debe estar limpia, desatada y ventilada; se solicita a planta el volumen de mezcla calculada con la siguiente formula:

Ecuacion: N°12

$$\mathbf{V = L \times P \times E \times R \times Re}$$

Dónde: V = Volumen, L = Longitud, P = Perímetro, E = Espesor del “shotcrete”, R = Rugosidad y Re = Rebote.

La mezcla es transportada en equipos Mixer, hasta el frente de aplicación, donde el equipo lanzador ya debe estar instalado para el lanzado.

La mezcla húmeda de cemento, áridos, plastificante y fibra se abastece al alimentador de la bomba shotcretera (Alpha 20). La mezcla es impulsada a la manguera y al brazo robotizado mediante un distribuidor. y en la salida se adiciona el acelerante de fragua, para conseguir resistencias iniciales altas y favorecer la disminución de rebote. La mezcla es lanzada mediante aire comprimido. Esta boquilla va equipada con un distribuidor de aire, para ayudar a la proyección.

La mezcla se proyecta desde la boquilla mediante un brazo robotizado, sobre la superficie del terreno a soportar, este lanzado es operado a control remoto.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

- Verificar la istalacion de calibradores, estos deben estar istaladas en todas las secciones de la labor de acuerdo al estandar elaborado por geomecanica de 01calibrador por m².
- La alimentacion de la mezcla a la tolva (tina) del equipo lanzador debe ser continua, hasta concluir con el lanzado.
- Asegurarse que el chorro de mezcla sea de flujo regular, verificar la presion en el manometro debe fluctuar entre 3.5 a 5 Bar.
- Dirigir la boquilla en forma transversal a la superficie, el lanzado es en forma eliptica a circualr.
- La aplicación se iniciara de la parte inferior de las paredes de la labor, debe ser ah espesor completo según la recomendación hasta una altura de 1.50 m, para evitar concentraciones de material de rebote.
- La parte superior de las paredes y la boveda, se lanzara en capas de ½", para evitar desprendimientos del "shotcrete".
- No se retirara el equipo lanzador hasta que haya concluido con el lanzado en toda la zona a sostener, por ningun motivo se dejara incompleto los trabajos de sostenimiento.
- La mezcla debe ser lanzada como maximo a las 3:00 horas de preparado en planta, pasado este tiempo se debe desechar.
- El tiempo minimo de fraguado del shotcrete es de 3:00 horas no se debe realizar ningun otro trabajo en este lapso.

4.1.7. Preparación de la superficie a shotcretear

Antes de aplicar el "shotcrete", la superficie debe estar completamente desatada, limpia de todos los materiales sueltos, del lodo y residuos sólidos, empleando un chorro de agua o aire a presión; la misma preparación será hecha cuando la aplicación sea efectuada sobre Shotcrete anteriormente rociado.

Para superficies nuevas se debe realizarse un minucioso desate, el mismo que se repetirá inmediatamente después del lavado; el no realizar esta operación puede crear condiciones inestables y desprendimiento de rocas sueltas que fueron aflojados con el lavado, el lanzado debe ser lo ms inmediato posible.

- En el caso de vía húmeda, los parámetros empleados en el de vía seca son similares, sin embargo, al llegar la mezcla en los Mixer de 4 m³, no se requiere regular el agua.
- Las instalaciones de aire se realizan de acuerdo al Pets de lanzado de shotcrete vía húmeda y se toma todas las medidas de seguridad.
- Se verifica la presión de aire que no debe ser menor de 3.5 bares para una correcta colocación y evitar que queden vacíos internos durante la proyección.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Figura N° 30.- Equipo Lanzador Robotizado (Alpha 20), Mina Animon.

Fuente: (Elaboración Propia).

4.1.8. Ventajas y desventajas del método "shotcrete" vía húmeda

a) Ventajas

A continuación, se expone un resumen de las ventajas del método de vía húmeda en comparación con el de vía seca:

- Rebote mucho menor de la mezcla, se obtienen pérdidas que oscilan entre 5 y máximo de10 %, incluso para el caso de proyección de concreto reforzado con fibras.
- Mejor ambiente de trabajo debido a la reducción del polvo.
- Capas más gruesas gracias al uso eficiente de los materiales de mezcla.
- Mejor adherencia.
- Mayor resistencia a la compresión, y uniformidad de resultados.
- Producción muy superior, y por tanto más economía.
- Uso de fibras metálicas y nuevos aditivos.
- Los equipos son modernos de gran rendimiento y apropiados para secciones de 3,5 x 4,0 metros. Adecuado para labores permanentes y tajos amplios.
- El equipo lanzador está dotado de brazo robotizado y accionado a control remoto.
- Mejor control de la dosificación principalmente la relación agua / cemento.
- La aplicación es rápida y segura; se requiere solamente de dos personas.
- Se optimiza los tiempos de aplicación.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

- Existe una oferta amplia de equipos en el mercado.
- Velocidad de proyección alta 60 – 70 m/s.

b) Desventajas

- Se requiere de una planta de concreto para el preparado de mezcla con las dosificaciones de diseño.
- Se requiere de camiones hormigoneros (Mixer) para el traslado de mezcla. Mejor control de la relación de agua y cemento.
- Para el manejo de los equipos se requiere de mano de obra calificada.
- El mantenimiento de los equipos es más costoso.
- No se puede aplicar en secciones menores a 3,5 x 4,0 metros por las dimensiones de los equipos.
- Mayores demandas en la calidad del agregado.
- Los costos son relativamente más altos que el de vía seca.

Con la proyección robotizada de superficies suficientemente grandes por vía húmeda, es posible lograr (con un operario) una producción promedio de 60 - 100 m³ con rebote inferior al 10 %, en un turno de trabajo de 12 horas.

Al comparar los métodos seco y húmedo, puede concluirse que el primero debe ser utilizado para aplicaciones de volúmenes pequeños (reparaciones) y en condiciones muy especiales (distancias largas, interrupciones repetidas, etc.), mientras que el método por vía húmeda debe utilizarse en todo trabajo de soporte de rocas.

4.1.9. Propiedades mecánicas del "shotcrete"

Las propiedades se definen con los siguientes parámetros:

Aspecto. La superficie natural del hormigón proyectado es rugosa. Esta rugosidad depende sobre todo del tamaño del árido grueso utilizado y de la técnica de proyección, o sea del operador.

Color: Depende de muchos factores del cemento, agua, aditivos y sobre todo cuando se ejecuta el tratamiento en varias fases.

Adherencia. La adherencia está en función a condiciones en que la roca sea sólida, limpia y exenta de partes sueltas. La mezcla choca a la superficie del terreno a una velocidad elevada, y sella las irregularidades, las fisuras y los poros con la ayuda de las partículas más finas. A la vez, sobre el soporte se forma una fina capa de pasta de cemento, a la cual se incrustan los granos de áridos gruesos, efectuándose un puente o arco de adherencia. Su resistencia al desprendimiento viene dada por la variación de la naturaleza de la superficie de aplicación. Se admite que la adherencia del shotcrete con la roca permite la absorción de los esfuerzos de flexión el cual se mejora con la adición de fibras. La

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

unión del shotcrete con la roca debe ser lo más fuerte para evitar el proceso de aflojamiento y descompresión o relajación del macizo rocoso.

Porosidad. El hormigón proyectado generalmente contiene más cantidad de áridos finos y más cantidad de cemento que el hormigón tradicional; por lo que, la porosidad es menor; además, la relación agua/cemento es menor y la compacidad alta, se crean poros bajo forma de inclusiones de aire que no se comunican entre sí. La porosidad es creada por el aire encerrado durante el proceso de la operación.

Densidad aparente. Varían entre 2.0 a 2.5 kg/dm³ que dependen del contenido del cemento y la porosidad. La experiencia demuestra que densidades menores a 2.2 kg/dm³, conducen a la obtención de resistencias menores a 250 kg/cm², mientras que densidades superiores a 2.25 kg/dm³ permiten obtener resistencias superiores a 250 kg/cm².

Resistencia a la compresión. Está en función al diseño, según el requerimiento la de operación minera. El requerimiento mínimo para un shotcrete 210 Kg/cm² es de 35 Kg/cm² a las 3 horas, a las 24 horas debe estar por encima de 100 Kg/cm², a los 7 días debe sobrepasar los 210 Kg/cm², mientras que a los 28 días está por muy encima de los 350 Kg/cm²; con esto se logra optimizar y reducir tiempos en una operación minera. Sin embargo, una característica fundamental del shotcrete es el incremento de resistencia con el tiempo a causa del contenido elevado del cemento, mínimo 500 kg/cm² a los 12 meses y 600 kg/cm² a los 4 años. Algunas veces se ha reportado hasta 700 kg/cm².

Por el uso de acelerantes de fragua se puede conseguir altos valores de resistencia inicial. Así, se puede tener la progresión de resistencias en base a mezcla de concreto prevista para obtener a la compresión de 28 días. Se encuentra en los siguientes valores.

Tabla N° 24.- Tiempo vs Resistencia.

TIEMPO TRANSCURRIDO	RESISTENCIA
2 Horas	25 a 35 Kg/cm²
24 Horas	> 100 Kg/cm²
3 Días	> 180 Kg/cm²
7 Días	> 210 Kg/cm²
28 Días	> 350 Kg/cm²

Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M Chungar, 2016).

Resistencia a tracción - flexión. Varía entre 20 - 30 kg/cm² a los 28 días y 30 - 55 kg/cm² a los 3 años. Esta resistencia mejora con la utilización de la fibra.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Permeabilidad. En el caso del hormigón proyectado alcanza valores entre 10 – 25 x 10^{-10} m/s que es inferior al de un hormigón normal que es de 50x10^{-10} m/s.

La relación agua/cemento para el concreto lanzado está comprendida entre 0.35 a 0.5 por peso, que es más baja que la mayoría de los valores para las mezclas convencionales.

La contracción por secado depende de las proporciones de mezclas empleadas, pero se encuentran entre 0.06 - 0.10 %.

4.2. Diseño del shotcrete en Mina Animon

El diseño actual, está en proceso de mejora, debido a las últimas pruebas del mes de octubre; por el momento el diseño que se maneja es el siguiente.

Tabla N° 25.- Diseño de "shotcrete" (1.0 M³).

DESCRIPCIÓN	210 Kg/Cm²	UNIDAD	OBSERVACIONES
Cemento Portland	400	Kg	Andino Tipo I
Relación a/c	0.44	Lt/Kg	Agua/Cemento
Agua de diseño	176	Lt	Aproximado
Agregados G#2	1595	Kg	Peso Seco
Viscocrete 3330	2.80	Lt	Súper plastificante reductor agua
Fibra Dramix	20.0	Kg	Fibra metálica 65/35
Aditivo Sigunit L30	3.0	Gal	Acelerante: 2.5 - 4.5%; Alcalino

Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M. Chungar, 2016).

La dosificación de acelerante podrá incrementarse en función de las características de estabilidad de la superficie del macizo rocoso y necesidades tempranas de fragua. Se utilizará mayor dosificación en casos de roca deleznable, superficies cercanas a los frentes de disparo o superficies con filtraciones de agua. No siempre a mayor volumen de acelerante de fragua es más rápida; además cuan mayor sea el aditivo acelerante se genera resistencia con el tiempo. Se tiene en condiciones.

- ✓ La cantidad de agua para 1.0 m³ de shotcrete es de 177 Lt, esto se corrige mediante el factor de humedad de la arena.
- ✓ La resistencia a la compresión del shotcrete a los 28 días es de **30 Mpa.**

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

4.2.1. Evaluación de mezclas de shotcrete

4.2.1.1. Shotcrete en estado fresco

Se deben realizar los siguientes ensayos: Pruebas de Slump / Porcentaje de aire retenido / Peso Unitario / Temperatura / Perdida de asentamiento.

Figura N° 31.- Medición de Slump de mezcla vía húmeda, Mina Animon.
Fuente: (Elaboración propia).

4.2.1.2. El fraguado. Es la perdida de plasticidad que sufre la pasta de cemento. Hay dos etapas de fraguado.

a) **Fraguado Inicial,** Cuando la masa empieza a perder plasticidad; esto se acelera para el Shotcrete con aditivos de acuerdo a la necesidad de operación.
b) **Fraguado final,** Cuando la masa de cemento deja de ser "deformable" y se convierte en un bloque relativamente rígido o endurecido.

4.2.1.3. "Shotcrete" en estado endurecido

Se deben realizar los siguientes ensayos de resistencia a la compresión axial a las 3 horas, 24 horas, 3 días, 7 días, 14 días y como referencia a los 28 días.

Se deben analizar los datos obtenidos para determinar el comportamiento de la mezcla de "shotcrete" en sus diferentes etapas.

4.2.1.4. Calor de hidratación

Es la reacción que genera calor en el proceso del endurecimiento. La temperatura que genera la hidratación llega hasta los 50°C. Como la temperatura ambiente es menor se producen descensos

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

bruscos de esta ocasionando contracciones y en consecuencia rajaduras, esto se evita con la utilización de fibras metálicas o sintéticas.

El "shotcrete" se endurece al mezclarse con la cantidad suficiente de agua, mediante un desarrollo lento de estructuras cristalinas cementantes que se adhieren a las partículas entremezcladas de los áridos (arena y grava). Esto une la masa, al mismo tiempo. Que desarrolla resistencia y adquiere gran dureza. Mientras haya humedad en el ambiente la reacción continua, esta es una ventaja dentro de la mina por la humedad del medio, mientras que en superficie se recomienda su curado con agua de aspersión.

4.2.2. Fórmula para la cubicación en la labor

El cálculo de la cantidad de "shotcrete" que se requiere para una determinada labor, ya sea una labor de explotación, preparación o desarrollo se determina de la siguiente manera.

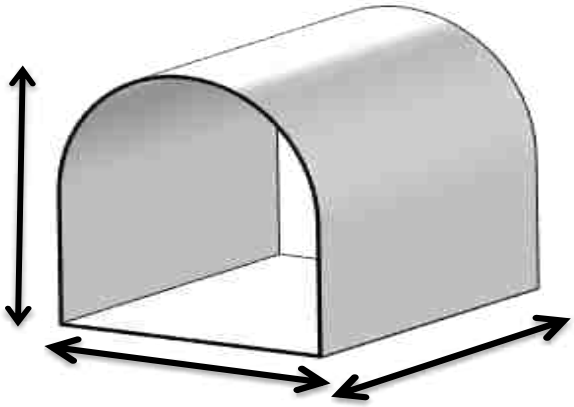


Figura N° 32.-Geometría del diseño de labor.
Fuente: (Elaboración propia).

Ecuación: N°13

Volumen en m³ = ((2H+A) * 0,86 * L) / 12,86

Datos:

H : Altura promedio en mts.

A : Ancho promedio en mts.

L : Longitud promedio en mts.

F1- 0,86: Factor para el cálculo de perímetro.

F2- 12,86: Factor para el cálculo de volumen por metro cuadrado de la labor.

Los factores F1 y F2, que se tienen para el cálculo son los siguientes:

Para un espesor de dos pulgadas con una rugosidad del 20%, rebote del 08% y un factor de seguridad del 20% se tiene F1: 12,86 m²/m³.

En la tabla N°26, se presenta factores para la cubicación de la labor.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Tabla N° 26.- factores para cubicación de labor.

FACTORES	DATOS	MEDIDAS
Volumen	1,00	m³
Espesor 2"	0,050	m
Rugosidad 20%	1,20	
Rebote 08%	1,08	
F. Seguridad 20%	1,20	
Factor para 2"	12,86	m/m³

Fuente: (Departamento de Operaciones U.M Chungar, 2011).

4.2.2.1. Factor de rugosidad

Este factor resulta de los ondulamientos, aspereza y grietas que tiene el macizo rocoso. Para la obtención del factor de rugosidad se sigue los siguientes procedimientos:

Manual "Insitu"

a. Mediante la utilización de un distanciomentro - flexometro se calcula la distancia recta del macizo rocoso

b. Se coloca en el contorno del macizo rocoso un cordel de nilón, el cual se contornea por toda la superficie teniendo así la medida real.

c. Las dos medidas se comparan y se obtiene el porcentaje de rugosidad.

Utilización de estación total - Autocad

a. Mediante la utilización de una estación total Modelo Topcon se procede a la medición cada 20 cm. De la superficie del macizo rocoso.

b. Todos estos puntos y distancias se descargan al programa Autocad, se utiliza el comando (LI) y (Aligned), para hallar la medida real de la superficie.

c. Las dos medidas se comparan y se obtiene el porcentaje de rugosidad.

4.2.2.2. Factor de espesor

Este factor viene a ser el espesor dado en pulgadas del shotcrete proyectado en el terreno. Esto varía según el tipo de roca teniéndose espesores de 2" y 1" (pulgadas).

Para 2" = 0,05 metros y para 1" = 0,01metros.

FACTOR DE 0,86 (Para hallado el perímetro).

Cia. Volcan obtuvo el factor de 0,86 con los siguientes datos:

Sección: TIPO BOVEDA (en esta sección la corona de la labor se iguala a una circunferencia).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Calculo de Factor:

Datos para hallar el perímetro de la labor:

Altura Promedio H: 4,29 metros.

Ancho Promedio A: 4,62metros.

Formula: Ecuación N°14

Perímetro de la labor: H-(A/2)+π(A/2)+H-(A/2).

2H-A+π(A/2)…… ……..(1)

Perímetro de la sección cuadrada: H+H+A

2H+A……(2)

Factor:

2H+A……....100%

2H-A+ π (A/2)……..X%

X= (2H-A+ π (A/2))/ (2H+A)

Reemplazando valores:

X= (((2*4,29)-4,62) + (π*(4,62/2)))/ ((2*4,29)+4,62)

X= 0,85

Cía. Volcán asume el dato de 0,86.

4.2.2.3. Factor de rebote

Los materiales de rebote son agregados que no se adhieren a la superficie donde se lanza, al refuerzo o a la capa de concreto lanzado en sí y que caen fuera del área de aplicación en forma suelta. La primera capa de la mezcla lanzada tiene un rebote alto, disminuyendo progresivamente según se va incrementando el espesor.

Los porcentajes de rebote en cualquier circunstancia depende de:

La eficiencia de la hidratación:	Presión de agua. Diseño de la boquilla. Caudal aire comprimido (Ambas vías). Operador Shotcretero
La relación agua/cemento:	Diseño de la mezcla. Cantidad de cemento.
Granulometría del agregado:	Áridos más gruesos, mayor rebote.
La velocidad de la boquilla:	Presión de aire. Tamaño de la boquilla. Frecuencia en el giro de la boquilla
Ángulo y la distancia del impacto:	Ángulo de proyección. Radio de abertura en proyección de boquilla.
El espesor de la aplicación:	Especificaciones del trabajo. Lanzador.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Distancia a la pared vía húmeda.

La presión de aire debe comprender entre 3 a 4.5 bar para asegurar una buena compactación e hidratación adecuada del material.

El material de rebote no deberá usarse nuevamente en la shotcretera.

En teoría, ninguna boquilla deberá estar a más de 1.20 metros ni menos de 0.80 metros del punto de impacto.

A título de referencia a continuación se indica la cantidad de rebote en vía seca que se tiene en: Proyección vertical hacia arriba las perdidas fluctúan entre 25 a 40 % y en superficie de aplicación vertical las perdidas alcanzan entre 15 a 3 0 %. Mientras que el rebote para vía húmeda fluctúa entre 5 al 10% máximo.

Actualmente Robocon Servicios S.A.C trabaja con un rebote del 08 %.

En el rebote influyen muchos factores (pericia del operador, condiciones de la labor, macizo rocoso, presión de aire, etc.)

En la unidad Chungar se tiene baja presión de aire el cual influye directamente en el rebote. Y esto hace que el rebote sea mayor.

Factor de Rebote: 0,8 %.

4.2.2.4. Factor de seguridad (sobre-espesor):

Cía. Volcán exige tener un espesor mínimo de 2 pulgadas para controlar las fuerzas tensionales y compresionales a la cual está sujeta la roca.

Por los siguientes requerimientos.

Simulación en 2D de las cargas tensionales y compresionales.

La resistencia a la compresión a los 28 días del "shotcrete" con las dosificaciones actuales, proveídas por Unicon es superior 30 MPa. (300 Kg/cm²) y la resistencia a la tracción varía entre 20-30 Kg/cm².

Para lograr tener como mínimo un espesor de 2" en las partes más pronunciadas de la labor se tiene el Factor de Seguridad del 20%.

Factor de seguridad = 20%.

4.2.2.5. Factor de rendimiento 12,86

Quiere decir que 1.0 m³ debe rendir a un espesor de 2 pulgadas, los 12,86 m² dentro de la labor (Sección).

4.3. Evaluación del shotcrete en tiempo de fragua de 03 horas a 02 horas

La determinación de las propiedades del shotcrete, son más complicadas que para el concreto normal. Los resultados más confiables se obtienen por el examen de testigos cilíndricos de más o

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

menos 50 mm de diámetro, también se deben conseguir probetas cúbicas de 10 x 10 x 10 cm. Normalmente para la toma de muestra directa en la obra se confeccionan cajones de 50 x 50 x 12 cm provistos de un fondo el cual puede ser fijados en la superficie de aplicación. Donde se debe aplicar exactamente de la misma manera que la superficie. Posterior al desencofrado, se podrá obtener la cantidad y tipos de muestras (vigas, testigos o cubos) requeridos.

Durante el control, se examinará su resistencia, su permeabilidad, adherencia con la superficie de aplicación, tensión, flexión, cizallamiento, etc.

Figura N° 33.- Medición de Temperatura de la mezcla para shotcrete, Mina Animon.
Fuente: (Elaboración Propia).

4.3.1. Tecnología aplicada para reducción de fragua del "shotcrete" en Mina Animon

Dentro de la minería, el factor tiempo es uno de los componentes más relevantes, por lo cual, venimos desarrollando diseños alternativos para la reducción del tiempo de fraguado del concreto lanzado, siendo nuestros principales objetivos mantener la seguridad, mejorar el ciclo de minado, optimizar los costos de producción y controlar la estabilidad de nuestras excavaciones.

Gracias al avance de la tecnología, ahora se dispone de equipos adecuados para la determinación de resistencia a edades tempranas, logrando obtener la curva de evolución de la resistencia desde minutos hasta horas y días con mayor exactitud.

4.3.2. Control de calidad del shotcrete.

Utilizando herramientas y equipos que nos brinden criterios de evaluación con estándares de seguridad y calidad.

1. Tener una Planta de Concreto automatizada: Calibración periódica (Norma ASTM C-94). Contar con registros de calidad de insumos para la elaboración de concreto.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

2. Elaborar diseños no solo basándonos en la resistencia del concreto (f´c), debemos basarnos en la resistencia del concreto requerida (f´cr), la cual indica que debemos de obtener el 95% de confiabilidad de que mis valores sean iguales o por encima del objetivo (Norma: ACI 214R – 12 Evaluación de resultados en pruebas de resistencia) (utilizar como herramienta de calidad Minitab 16).

Evaluar valores de energía de absorción según la calidad del macizo rocoso, sistema Q**:**

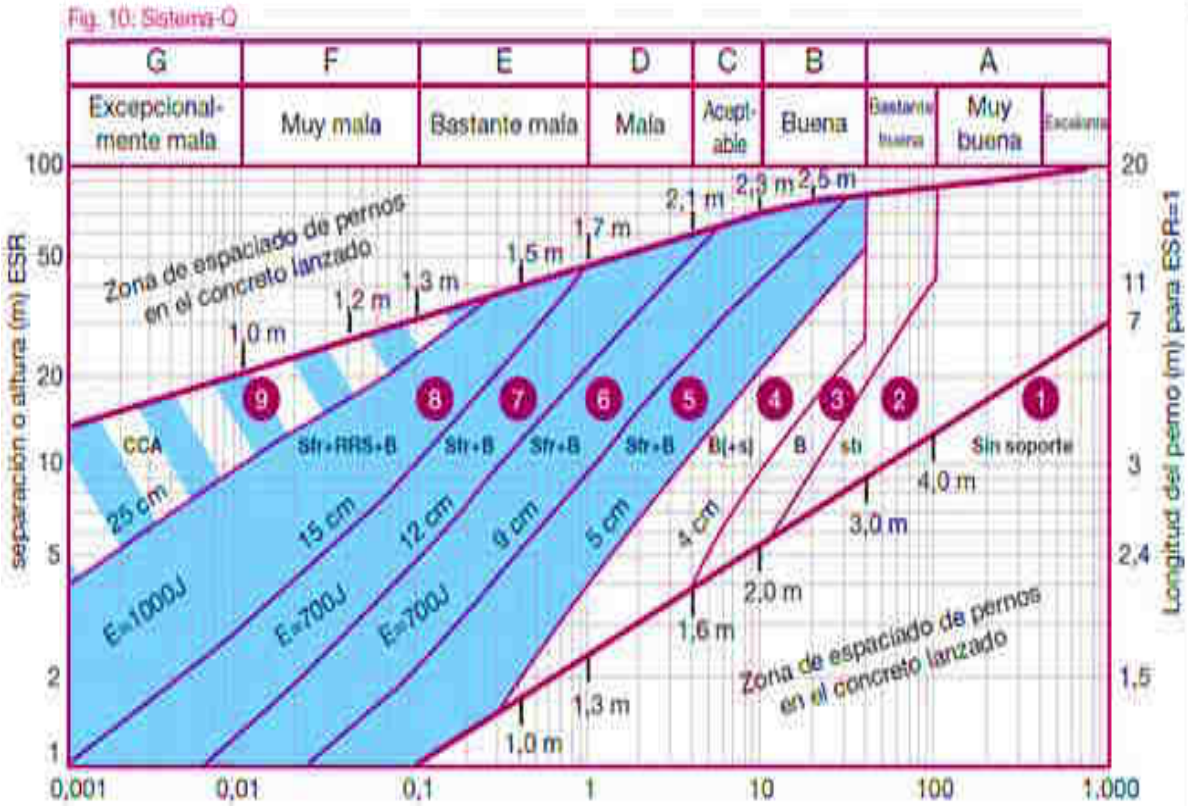


Figura N° 34.- Sistema Q de Barton.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado de Mina Animon).

3. El gráfico muestra en base a la calidad del macizo rocoso que valor de energía de absorción se requiere para diseñar la mezcla de concreto, adicionalmente al valor de resistencia requerida (f´cr), también se debe obtener un concreto dúctil y que no se vuelva rígido, esto podría originar que el concreto se vuelva más frágil y su durabilidad se vea afectada.

4. Realizar la evaluación de la resistencia a compresión del concreto lanzado en minutos, horas y días. Esto se realiza utilizando el método de la Norma EN 14488-2 – en su parte 2: "Resistencia a la compresión del concreto joven lanzado".

Tabla N° 27.- Métodos de medición para el desarrollo de resistencia.

Desarrollo de	Método	Instrumento	Resistencia	Tiempo
Resistencia inicial	Aguja de penetración	Penetrometro digital	Hasta 1.5 Mpa	0 a 3 h
Resistencia temprana	Clavos de impacto	Hilti DX 450-SCT	3 a 20 Mpa	3 a 24 h
Resistencia final	Extracción de muestras	Maquina ensayo de compresión	5 a 100 Mpa	1 a 28 días

Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M Chungar).

4.3.3. Equipos para la medición de resistencias a edades tempranas

Los resultados de este método se calculan a partir de la fuerza que se requiere para penetrar 15 mm de la superficie de la muestra usando una aguja de 3 mm de diámetro. La punta de la aguja tiene un ángulo de 60°. Usando este método se puede determinar la resistencia hasta aprox. 1.5 MPa. Con la finalidad de obtener datos más veraces se utiliza el penetrómetro digital Mecmesin AFG 1000. El instrumento se utiliza en el modo de N (Newton).

4.3.3.1. Método de accionamiento del clavo de impacto (Hilti)

Resistencias a la compresión entre 3 y 20 MPa se determinan por los clavos prisioneros roscados, que son accionados en la superficie del concreto lanzado. La profundidad de penetración (hnom) resultados en la resistencia a la compresión de acuerdo con la curva de calibración se ingresan en los formatos de prueba para luego ser calculados en el gráfico. Cinco lecturas mínimas por medición son necesarias.

La herramienta de medición para este método es el Hilti DX 450-SCT con cartuchos verdes. Inicialmente clavos más largos son utilizados de 100 mm, hasta que la profundidad de penetración es inferior a 20 mm y, posteriormente, clavos más cortos se utilizan de 60 mm. La fuerza motriz de la pistola Hilti tiene que ser ajustado a 1. En la figura N°35 presentamos la prueba de clavo de impacto.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Figura N° 35.- Accionamiento del clavo de impacto, Mina Animon.
Fuente: (Elaboración Propia).

4.3.3.2. Método de ensayo de resistencia en máquina de compresión digital

La Norma ASTM C-39 establece todos los lineamientos para realizar un ensayo estandarizado este ensayo se realiza para obtener la resistencia del concreto en probetas cilíndricas normalizadas, expresada en Kg/cm². El resultado que se obtiene es el más usado mundialmente para la aceptación del concreto. En el Perú es el único ensayo con el cual se obtiene un resultado con él se acepta o no al concreto. Resistencias a la Compresión pasado las 24 horas, determinación de los valores pasados las 24 horas y en edades normalizadas (1, 3, 7, 14 y 28 días), dependiendo de la importancia que le dé, el departamento de control de calidad. En la fotografía presentamos equipos de arranque a compresión y en la figura N°36 las pruebas de ensayo, según el tiempo transcurrido.

Figura N° 36.- Método Resistencia a la Compresión, Mina Animon.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado de Mina Animon).

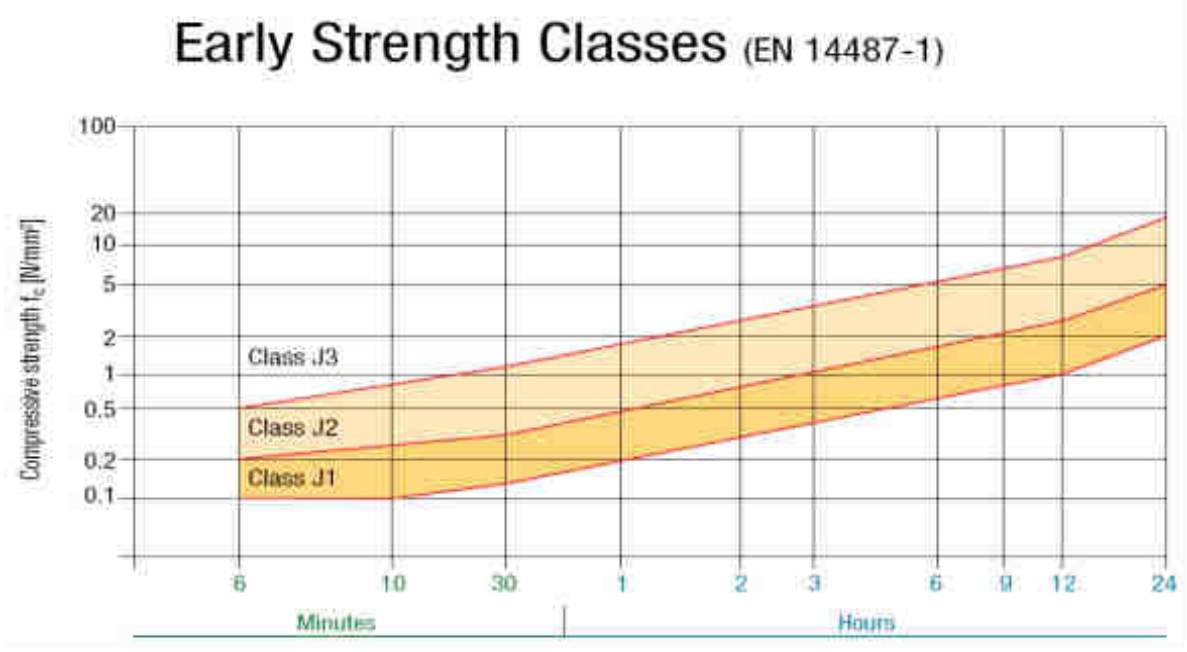


Figura N° 37.- Clases de resistencias tempranas del concreto lanzado según Norma en 14487-1.
Fuente: (Estudio Geomecánico detallado de Mina Animón).

Clase J1.- Concreto lanzado apropiado para aplicaciones en donde las capas o substrato es seco. No hay requerimientos estructurales que impliquen criticidad.

Clase J2.- Usado en aplicaciones donde se requiere mayor espesor en un tiempo corto. Este tipo de concreto lanzado se puede aplicar sobre cabeza y es adecuado en circunstancias difíciles, por ejemplo, en caso de flujos de agua y donde el trabajo inmediato posterior debe iniciarse lo más pronto posible como la perforación y voladura.

Clase J3.- Se utiliza en caso de rocas con alta fragilidad o fuerte flujo de agua. Debido a que su fraguado es muy rápido, se genera más polvo y rebote, generado durante la aplicación y, por lo tanto, la clase J3 sólo se utiliza en casos muy especiales.

4.3.4. Etapas en la reducción del tiempo de fraguado en el concreto lanzado vía húmeda

4.3.4.1. Primera etapa de pruebas a nivel laboratorio para obtener diseños propuestos

En esta primera etapa se realizaron variaciones en la relación agua/cemento y porcentaje de dosificación de aditivo se varió, así como también una ligera variación en la cantidad de arena por metro cúbico, pero tratando de mantener trabajabilidad, manejabilidad, contrarrestar que la hidratación del cemento se realice en menor tiempo y elevar la resistencia inicial. En la tabla N°28 presentamos diseños propuestos de laboratorio y en la tabla N°29 pruebas de perdida de asentamiento a la compresiónuniaxial.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Tabla N° 28.- Diseños propuestos para reducción de fragua 02 horas en laboratorio.

PRUEBAS EN LABORATORIO - ROTURA A COMPRESION UNIAXIAL EN PROBETAS CILINDRICAS ESTANDAR Aditivos: Super Plastifcante y un Super Plastificante con algo de retardo - Reducción de Fragua a 2 Horas 2016						
TIPO DE DISEÑO	D PATRON Relación: 0.44	DI 3330 Relación: 0.43	DII 3330 Relación: 0.43	DIII SC Relación: 0.43	DIV SC Relación: 0.43	DV SC Relación: 0.43
DOSIFICACION DE PLANTA						
CANTIDAD DE CEMENTO TIPO I	400 Kg.	400 Kg.	400 Kg.	400 Kg.	400 Kg.	400 Kg.
AGREGADO SECO - GRAD. 2	1595 Kg.	1605 Kg.	1605 Kg.	1607 Kg.	1608 Kg.	1608 Kg.
FIBRA METALICA ENCOLADA	20.0 Kg.	20.0 Kg.	20.0 Kg.	20.0 Kg.	20.0 Kg.	20.0 Kg.
AGUA DE DISEÑO	176 Lt.	172 Lt.	172 Lt.	172 Lt.	172 Lt.	172 Lt.
RELACION AGUA/CEMENTO	0.44	0.43	0.43	0.43	0.43	0.43
SUPER PLASTIFICANTE	3.00 Lt.	3.21 Lt.	3.50 Lt.	-	-	-
SUPER PLASTIFICANTE C/RETARDO	-	-	-	2.40 Lt.	2.20 Lt.	2.30 Lt.
PARAMETROS ESTADO FRESCO DE LA MEZCLA						
ASENTAMIENTO O SLUMP (PULG)	8 3/4" Pulg.	8 3/4" Pulg.	9 3/4 Pulg.	10 3/4 Pulg.	10 Pulg.	10 1/2 Pulg.
TEMPERATURA DEL CONCRETO (°C)	13.8	14.5	14	13.2	13.5	13
PARAMETRO ESTADO ENDURECIDO DE LA MEZCLA						
RESISTENCIA A 24 HORAS (Kg/cm²)	98 (Kg/cm²)	104 Kg/cm²	70 Kg/cm²	79 Kg/cm²	128 Kg/cm²	100 Kg/cm²
RESISTENCIA A 3 DIAS (Kg/cm²)	288 Kg/cm²	241 Kg/cm²	254 Kg/cm²	174 Kg/cm²	256 Kg/cm²	250 Kg/cm²
RESISTENCIA A 7 DIAS (Kg/cm²)	360 Kg/cm²	337 Kg/cm²	372 Kg/cm²	279 Kg/cm²	346 Kg/cm²	340 Kg/cm²
RESISTENCIA A 28 DIAS (Kg/cm²)	420 Kg/cm²	412 Kg/cm²	401 Kg/cm²	423 Kg/cm²	422 Kg/cm²	389 Kg/cm²

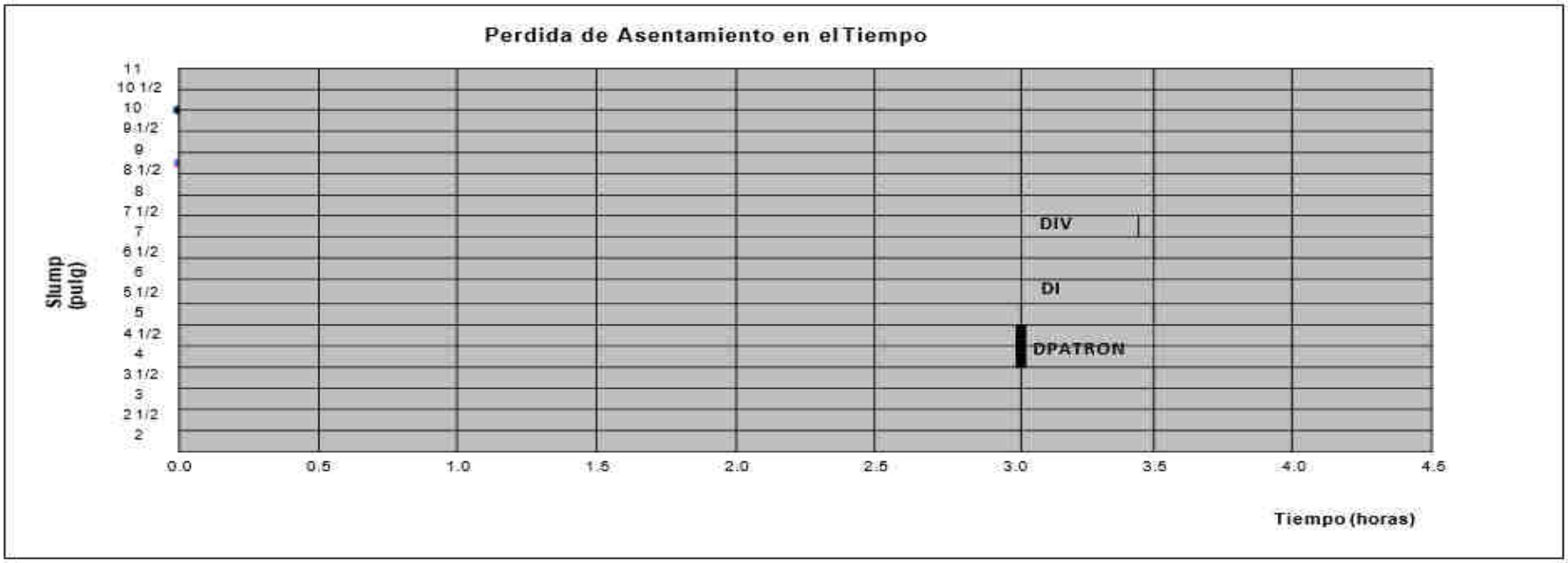
Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M Chungar, 2016).

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Tabla N° 29.- Pruebas (perdida de asentamiento - fragua en el tiempo).

Tiempo (horas)	DPATRON	DI	DII	DIII	DIV	DV
0.0	8 3/4	8 3/4	9 ¾	10 3/4	10	10 1/2
0.5	7 1/2	8 1/2	9 ½	9 1/2	9 1/2	9
1.0	7	8	9	8 1/2	9	8 3/4
1.5	6 1/2	7 3/4	8	8	8 1/2	8 1/2
2.0	6	7	6	7 1/2	8 1/4	8
2.5	5 1/2	6 1/2	5	6 1/2	8	7 1/2
3.0	**5**	**5 3/4**	4 ½	6	**7**	6 3/4
3.5	4	4 1/2	3 ¾	5 1/2	6 1/2	6
4.0	3 1/2	3 3/4	2 ¾	4	5 3/4	5 1/2

Características de los Diseños					
DPATRON	R A/C	0.44	**DIII**	R A/C	0.43
	Aditivo	X (2.80 Lts.)		Aditivo	XA (2.19 Lts.)
DI	R A/C	0.43	**DIV**	R A/C	0.43
	Aditivo	X (3.00 Lts.)		Aditivo	XA (2.01 Lts.)
DII	R A/C	0.43	**DV**	R A/C	0.43
	Aditivo	X (3.27 Lts.)		Aditivo	XA (2.10 Lts.)

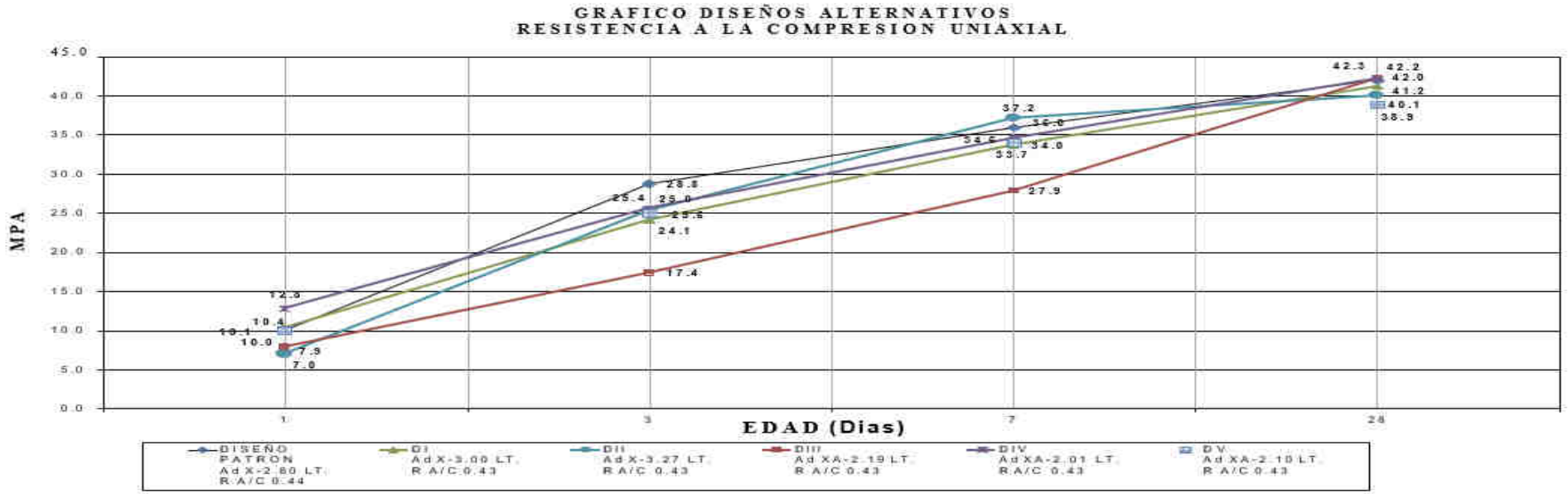


Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M Chungar, 2016).

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Tabla N° 30.- Pruebas resistencia a la Compresión Uniaxial - Diseño propuesto.

RESULTADOS REDUCCION DE FRAGUA DISEÑOS PROPUESTOS FRAGUA A 2 HORAS VS DISEÑO PATRON						
Resistencia a la Compresión Uniaxial MPA						
EDAD Días	DISEÑO PATRON Ad X-2.80 LT. R A/C 0.44	DI Ad X-3.00 LT. R A/C 0.43	DII Ad X-3.27 LT. R A/C 0.43	DIII Ad XA-2.19 LT. R A/C 0.43	DIV Ad XA-2.01 LT. R A/C 0.43	DV Ad XA-2.10 LT. R A/C 0.43
1	10.1	10.4	7.0	7.9	12.8	10.0
3	28.8	24.1	25.4	17.4	25.6	25.0
7	36.0	33.7	37.2	27.9	34.6	34.0
28	42.0	41.2	40.1	42.3	42.2	38.9



Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M Chungar, 2016).

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Análisis de los resultados obtenidos en laboratorio

- En las pruebas a nivel laboratorio se pudo identificar dos diseños que dieron resultados aceptables (DI y DIV) y que comparándolos con el patrón eran los más adecuados para realizar los ensayos en mina y ver su performance ya en la operación.
- De las pruebas preliminares en mina se observó que el DIV con un súper plastificante que tenía algo de retardo (propuesto por proveedor), nos daba valores de mantención muy buenos sin embargo una vez colocado el concreto su fraguado y valores de resistencia iniciales eran por debajo que cuando se utilizaba el diseño propuesto DI con el súper plastificante utilizado actualmente, pero con relación al diseño patrón para 3 horas en donde se utiliza una dosificación de 2.80 litros, para el diseño propuesto para 2 horas, se utilizó 3.0 litros, esto significa una adición de 0.20 litros más al metro cubico de mezcla.

Tabla N° 31.- Comparación entre diseño para 3 horas y diseño a 2 horas de fragua.

Diseños para 1.0 m³	**Para 3 horas de fragua**	**Para 2 horas de fragua**
Cemento Tipo I (Kg)	400	400
Agua de diseño (Lt)	176	172
Agregado Grad. N°2 (Kg)	1595	1608
Súper Plastificante (Lt) Viscocrete 3330	2.80	3.00
Fibra metálica 65/35 (Kg)	20	20
Acelerante alcalino (Gal.) Sigunit L30 PE	3.0	3.0
Relación Agua/Cemento	0.443	0.430

Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M Chungar, 2016).

4.3.4.2. Segunda etapa de pruebas piloto en interior mina

Primera Fase:

Estas pruebas se llevaron a cabo en zonas identificadas por geomecánica, las cuales paso a mencionar:

- Nivel 270, Tajo 700 y Tajo 600 Veta Janeth de Compañía.
- Nivel 150, Rampa 125 Veta Carmen de Miro Vidal.
- Nivel 175, Tajo 600 W Veta Janeth de Miro Vidal.
- Nivel 150, Sub Nivel 700 y 600 Veta Karina I de Miro Vidal.
- Nivel 145, Tajo 300 Split 225 Veta Principal de Miro Vidal.
- Nivel 125, Acc 100 Veta Guisela de Iesa. Ver anexos planos.
- Nivel 175, Tajo 400 Veta Split Ofelia Piso de Compañía. Ver anexos planos.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Análisis de los resultados obtenidos en 1ra fase de ensayos en mina

- La resistencia que se obtiene a las 2 horas es de 1.0 a 1.3 Mpa, valores que por la calidad del macizo rocoso en estas zonas no representa problemas en la colocación del concreto.
- Si bien es cierto nos encontramos con valores que están por encima de la curva J2, se encuentran alejados de la curva J3.

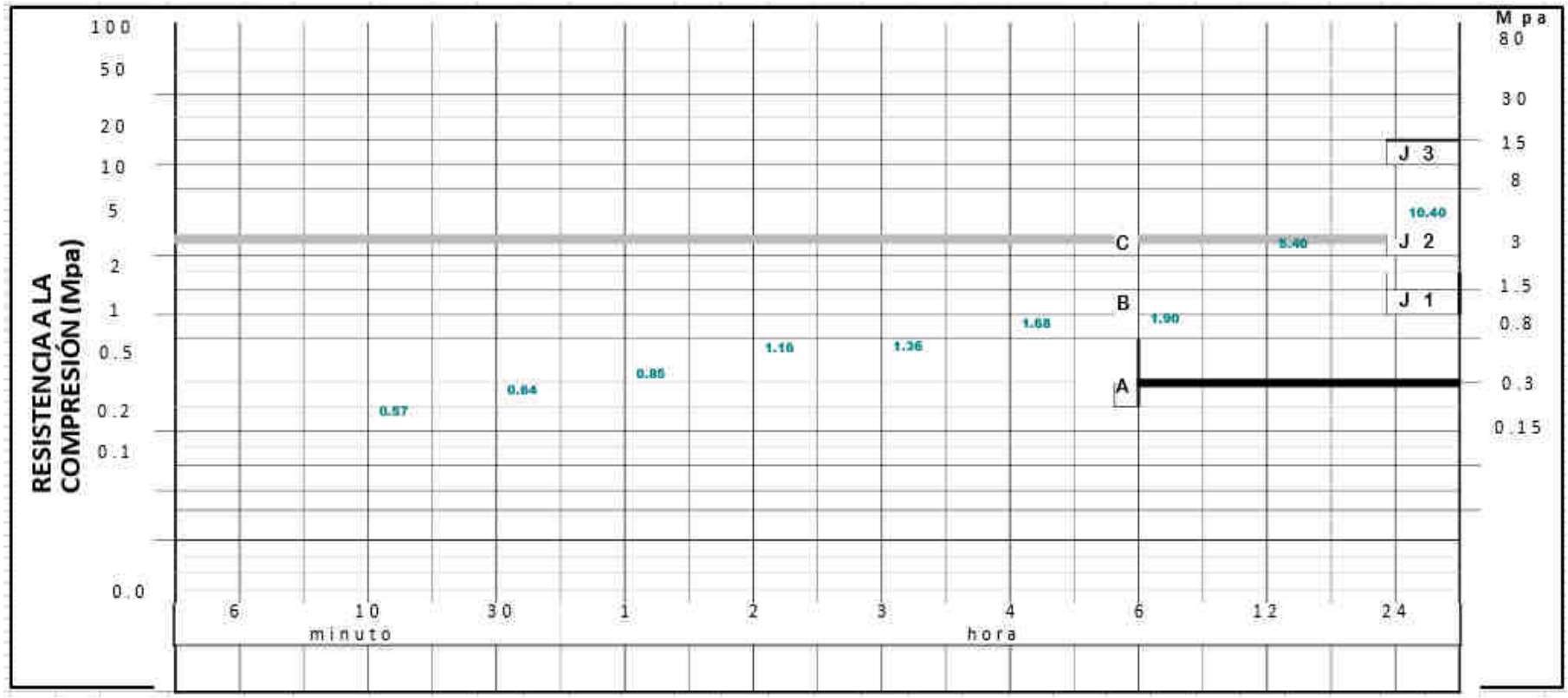
Consideraciones:

- "En J2" se aplica en caso donde el shotcrete debe ser proyectado en capas más gruesas o de cabeza, se requiere un "shotcrete" clase "J2" capas más gruesas se requieren frente a infiltraciones o a operaciones que impliquen cargas inmediatas como, por ejemplo, la perforación e inyección de anclajes o vibraciones debido a las voladuras. (se requiere también aplicaciones sobre cabeza en grandes espesores).
- El "shotcrete" clase "J2" aplica también para el caso de cargas rápidas debido a presiones de terreno (según guía austriaca de shotcrete "OVBB").
- Presentamos en la tabla N°32, donde se tiene los registros de resistencia temprana y en la tabla N°33, registro de resistencias y los gráficos de resistencias de tiempos, relacionados a la primera fase.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Tabla N° 32.- Registro de resistencia temprana (VISCOCRETE 3330 Y SIGUNIT L30 PE).

NUMERO DE LECTURA	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	ENTRE A y B ES UN J1
HORA DE LECTURA (HRS)	6 Min	10 Min	30 Min	1 Hora	2 Hora	3 Hora	4 Hora	6 Hora	12 Hora	24 Hora						ENTRE B y C ES UN J2
RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)		0.57	0.64	0.85	1.16	1.36	1.68	1.9	5.4	10.4						POR ENCIMA DE C ES UN J3

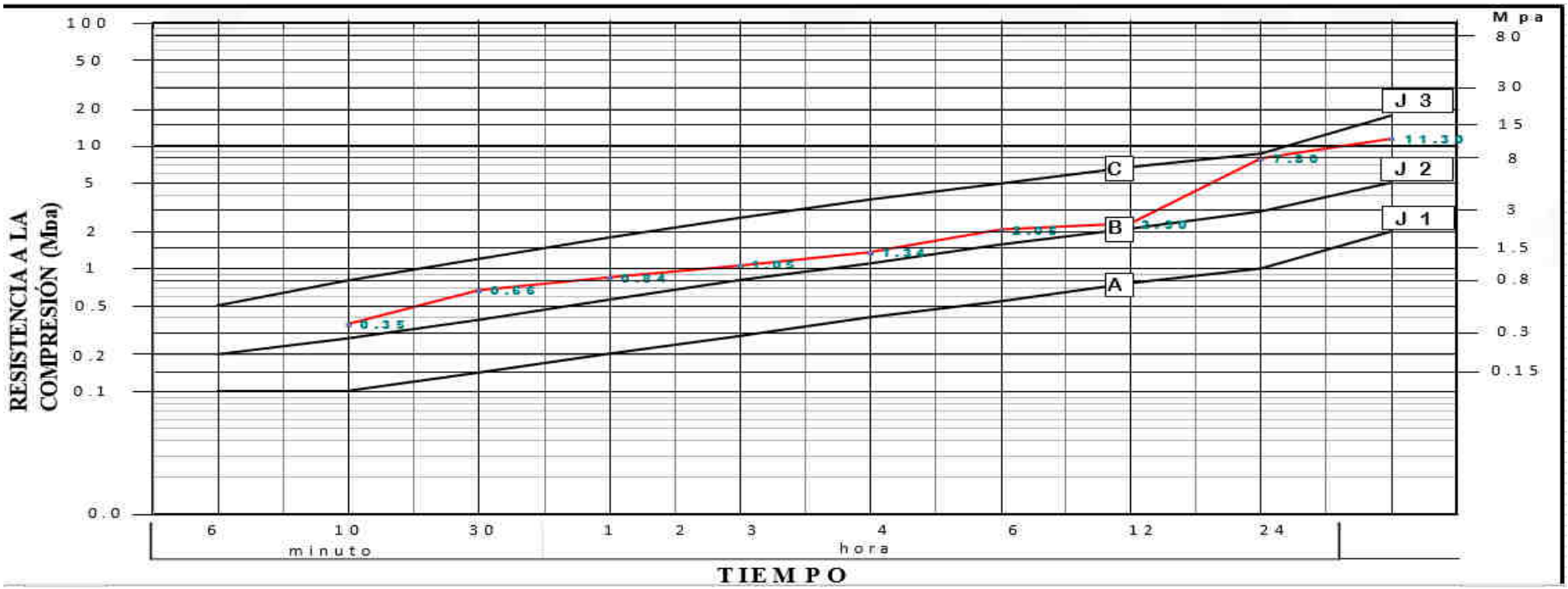


Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M Chungar, 2016).

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Tabla N° 33.- Registro de resistencia temprana (VISCOCRETE 3330 Y SIGUNIT L30 PE).

NUMERO DE LECTURA	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	ENTRE A y B ES UN J1
HORA DE LECTURA (HRS)	6 Min	10 Min	30 Min	1 Hora	2 Hora	3 Hora	4 Hora	6 Hora	12 Hora	24 Hora						ENTRE B y C ES UN J2
RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)		0.35	0.66	0.84	1.05	1.34	2.05	2.30	7.80	11.30						POR ENCIMA DE C ES UN J3



Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M Chungar, 2016).

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Segunda Fase:

Estas pruebas se llevaron a cabo en zonas identificadas por geomecánica, las cuales paso a mencionar:

- Nivel 100, Sub Nivel 100 Veta Principal de Compañía.
- Nivel 115, Sub Nivel 400 Veta Ofelia de Compañía.
- Nivel 075, Acceso 100 Veta Principal de Compañía (profundización).
- Nivel 115, Tajo 000 y Tajo 100 Veta Principal de Compañía.
- Nivel 100, Sub Nivel 400 Veta Principal de Compañía.
- Nivel 125, Tajo 200 Veta María Rosa de Miro Vidal.

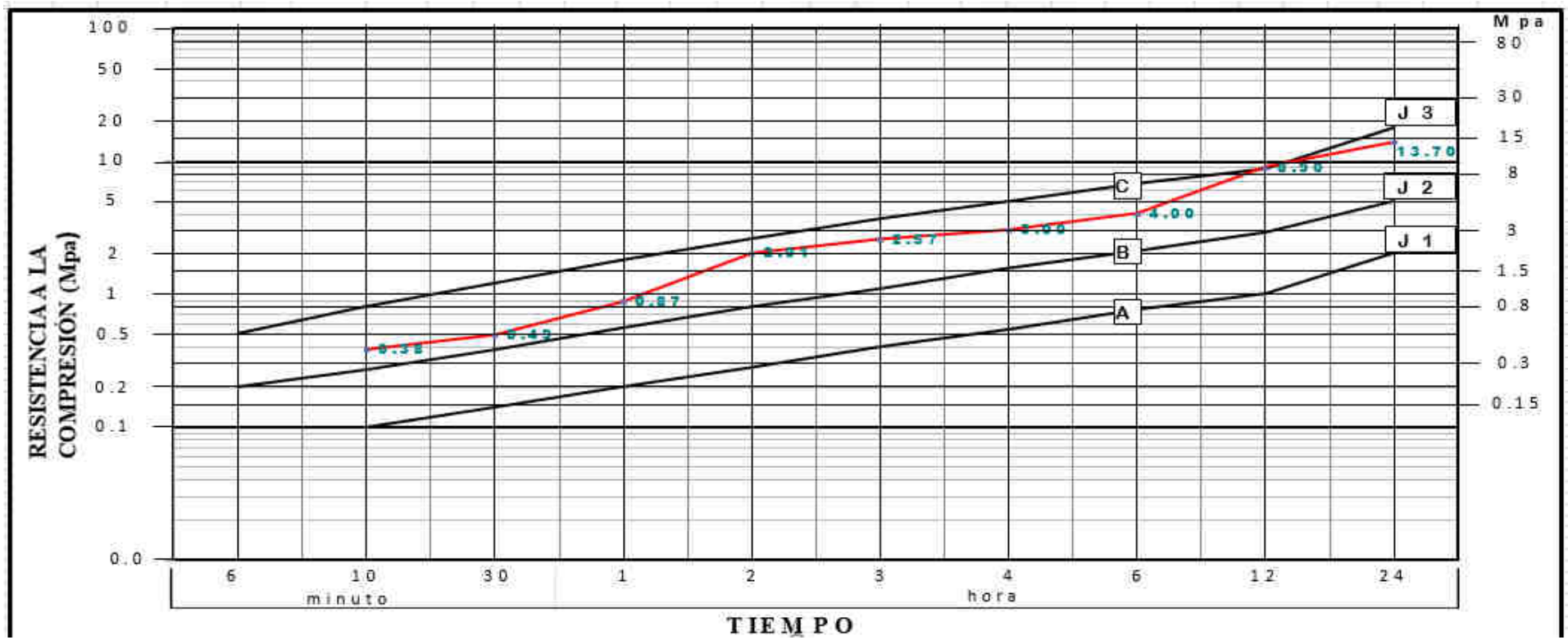
Análisis de los resultados obtenidos en 2da Fase de ensayos en mina

- Con respecto a la relación agua/cemento de 0.43, la resistencia obtenida a las 2 horas es de 1.16 Mpa, valor que nos significó realizar un análisis más detallado, debido a que el tipo de macizo rocoso que se encuentra en esta zona (Nivel 100 Principal) está caracterizado por ser desde muy fracturado a intensamente fracturado / muy pobre con un RMR de 10 a 30.
- Debido a lo expuesto líneas arriba se recomendó elaborar un diseño que satisfaga los requerimientos, elevando el valor de resistencia a 2.0 Mpa,
- Se realizó cambios en el diseño reduciendo la relación agua/cemento de 0.43 a 0.41, obteniendo a las 2 horas un valor de 2.01 Mpa de resistencia a la Compresión Uniaxial, con este valor se garantiza la seguridad del personal y la calidad del sostenimiento con "shotcrete".
- Con este valor a 2 horas nos encontramos por encima de la curva J2 y más cerca a la curva J3.
- En la tabla N°35, presentamos los valores y curvas resistencia/tiempo de la segunda fase.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Tabla N° 34.- Registro de resistencia temprana (VISCOCRETE 3330 Y SIGUNIT L30 PE).

NUMERO DE LECTURA	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	ENTRE A y B ES UN J1
HORA DE LECTURA (HRS)	6 Min	10 Min	30 Min	1 Hora	2 Hora	3 Hora	4 Hora	6 Hora	12 Hora	24 Hora						ENTRE B y C ES UN J2
RESISTENCIA A LA COMPRESION (Mpa)		0.38	0.49	0.87	2.01	2.57	3.00	4.00	8.90	13.70						POR ENCIMA DE C ES UN J3



Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M Chungar, 2016).

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Tabla N° 35.- Comparación entre diseño para 3 horas y diseño a 2 horas de fragua corregido.

Diseños para 1.0 m³	Para 3 horas de fragua	Para 2 horas de fragua
Cemento Tipo I	400 Kg/m³	410 Kg/m³
Agua de diseño	176 Lts/m³	168 Lts/m
Arena Grad. N°2	1595 Kg/m³	1594 Kg/m³
Súper plastificante (Viscocrete 3330)	2.8 Lts/m³	3.4 Lts/m
Fibra metálica 65/35	20 Kg/m³	20 Kg/m³
Acelerante alcalino (Sigunit L30 PE)	3.0 Gl/m³	3.0 Gl/m³
Relación agua/cemento	0.44	0.41
Relación arena/cemento	3.99	3.89

Fuente: (Departamento de Geomecánica U.M Chungar, 2016).

- Se puede apreciar que se tiene el diseño propuesto y que dio resultados satisfactorios logrando obtener a las 2 horas 2.01 Mpa de resistencia a la compresión Uniaxial.
- Se aprecia que se realiza un aumento en la cantidad de cemento a 10 Kilos/m³.
- El aditivo súper plastificante sufre un aumento de 0.60 litros/m3.
- Presentamos la tabla N°36, sobre reducción de tiempo de fraguado de la primera fase y en la tabla N°37, de la segunda fase y en la tabla siguiente N°38, resultados de laboratorio y análisis costo/beneficio; así mismo, las valorizaciones para los meses de noviembre de 2016 y diciembre del mismo año.

4.4. Prueba de hipótesis

4.4.1. Hipótesis general

Aplicando el soporte preventivo con “shotcrete” y fibra de acero permitirá aumentar la resistencia al cizallamiento de la roca y minimizará los costos operativos en sostenimiento, considerando la gestión de la seguridad y del medio ambiente en la Unidad de Producción Chungar 2016. Se considera el costo total del lanzado de shotcrete versus el costo mensual de preparado del shotcrete la inversión se recuperar en 2 años y 4 meses después de culminar.

4.4.2. Hipótesis específicas

a) La adherencia del concreto y el fraguado hacen que la colocación de los pernos se realice sin inconvenientes a las 2 horas de fragua, agilizando este proceso de empernado y teniendo más labores sostenidas durante la guardia, generando mayor utilización de los equipos durante el ciclo de minado en las operaciones mineras en la Unidad Productiva Chungar.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

b) El monitoreo permanente de los parámetros del desarrollo de la resistencia y energía de absorción, además de contar con un Laboratorio de Control de calidad adecuadamente equipado con equipos modernos y calibrados, nos conlleva a dar seguridad y garantizar la calidad en el sostenimiento.

c) El éxito del sostenimiento con concreto lanzado no depende únicamente del diseño realizado en la planta de concreto. Las condiciones en interior mina: estado de la labor, iluminación, presión neumática, así como la correcta técnica de lanzado (preparación de la superficie, ángulo, distancia y secuencia de lanzado) son iguales de relevantes; así como no agregar agua adicional a la mezcla y respetar el tiempo de mantención de la mezcla que es de 3 horas. El no observar estos subprocesos definitivamente influirá en la resistencia temprana y su durabilidad en el tiempo del concreto ya colocado.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

TablaN° 36.- REDUCCION DE TIEMPO DE FRAGUA SHOTCRETE VIA HUMEDA.

CUADRO DE COSTOS - DISEÑO 03 HORAS VS DISEÑO 02 HORAS
PRIMERA FASE

DATOS GENERALES
OBRA **MINA ANIMON**
CLIENTE **MINA**
TIPO DE CAMBIO **US$ 3.281**

INSUMOS	UNIT	COSTO UNITARIO ($)	SHOTCRETE 03 HORAS	US$/M³	SHOTCRETE 02 HORAS	US$/M³
Cemento Tipo 1	KG	0.10000	400	40.00	400	40.00
Arena gradacion N°2	KG	0.01090	1595	17.39	1608	17.53
Viscocrete 3330	LT	4.48170	2.8	12.55	3.0	13.45
Sigunit L30 PE	LT	2.72560	3.0	8.18	3.0	8.18
Fibra metalica 65/35	KG	1.67000	20	33.40	20	33.40
Agua de diseño	LT	0.00000	176	0.00	172	0.00

COSTO TOTAL	**111.51**	**112.55**
VOLUMEN PROMEDIO SVH	**5000**	**5000**
COSTO MENSUAL	**557555.3**	**562750**
COSTO ADICIONAL X MES		**5194.7**
COSTO ADICIONAL X AÑO		**62336.4**

ANALISIS COSTO: PARA 5000 M³ EN EL DISEÑO DE LA PRIMERA ETAPA ES US$ 62,336.4

LEYENDA
D. PROPUESTO = CON 3.40 LITROS ADITIVO VISCOCRETE 3330
***COSTO ADICIONAL X M³ = 3.02 US$**
Fuente: Elaboración Propia

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Tabla N° 37.- REDUCCION DE TIEMPO DE FRAGUA SHOTCRETE VIA HUMEDA.

CUADRO DE COSTOS - DISEÑO 03 HORAS VS DISEÑO 02 HORAS
SEGUNDA FASE

DATOS GENERALES
OBRA **MINA ANIMON**
CLIENTE **MINA**
TIPO DE CAMBIO **US$ 3.281**

INSUMOS	UNIT	COSTO UNITARIO ($)	SHOTCRETE 03 HORAS	US$/M³	SHOTCRETE 02 HORAS	US$/M³
Cemento Tipo 1	KG	0.10000	400	40.00	410	41.00
Arena gradacion N°2	KG	0.01090	1595	17.39	1594	17.37
Viscocrete 3330	LT	4.48170	2.8	12.55	3.4	15.24
Sigunit L30 PE	LT	2.72560	3.0	8.18	3.0	8.18
Fibra metalica 65/35	KG	1.67000	20	33.40	20	33.40
Agua de diseño	LT	0.00000	176	0.00	168	0.00

COSTO TOTAL	**111.51**	**115.19**
VOLUMEN PROMEDIO SVH	**5000**	**5000**
COSTO MENSUAL	**557555**	**575945.9**
COSTO ADICIONAL X MES		**18390.6**
COSTO ADICIONAL X AÑO		**220687.2**

ANALISIS COSTO: PARA 5000 M³ EN EL DISEÑO DE LA SEGUNDA ETAPA ES US$ 220,687.2

LEYENDA
D. PROPUESTO = CON 3.40 LITROS ADITIVO VISCOCRETE 3330
***COSTO ADICIONAL X M³ = 3.02 US$**
Fuente: Elaboración propia

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Tabla N° 38.- LABORATORIO CONTROL DE CALIDAD - PLANTA DE CONCRETO.

ANALISIS COSTO / BENEFICIO

REDUCCION DE TIEMPO DE FRAGUADO A 2 HORAS DEL CONCRETO LANZADO VIA HUMEDA

1. COSTO

1.1 EQUIPOS E IMPLEMENTACION:	**UNIDAD**	**COSTO**	**MES**	**AÑO**
PISTOLA HILTI DX 450	US$	5,032.00	10,832	10,832
PENETROMETRO AFG 1000 MECMESIM	US$	4,000.00		
PENETROMETRO DE BOLSILLO PARA FRAGUA INICIAL	US$	1,800.00		
1.2 ADITIVOS:				
SUPER PLASTIFICANTE (CONSUMO ADICIONAL POR M³ DE SHOTCRETE)* 0.6955 Kg. X M³ PARA 5000 M³ DE SHOTCRETE VIA HUMEDA			287,975	3,455,700
1.3 CEMENTO:				
CEMENTO TIPO 1 (CONSUMO ADICIONAL X M³ DE SHOTCRETE)* 10 KILOS POR M³ PARA 5000 M³ DE SHOTCRETE VIA HUMEDA			287,975	3,455,700
				6,922,232

2. BENEFICIO

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

2.1 MENOR TIEMPO DE FRAGUA = MAYOR CANTIDAD DE LABORES PARA EMPERNAR POR DIA = MAYOR TIEMPO DE EXPLOTACION (MAYOR TONELAJE)

ESCENARIO ACTUAL

ESTANDAR 3 HORAS DE FRAGUADO

ESCENARIO PROPUESTO
PROMEDIO DE 3 A 2 HORAS POR FRAGUADO = 1 LABOR ADICIONAL DE EXPLOTACION

VALOR DEL MINERAL (-)	US$/Tn	114.00		
COSTO OPERATIVO	US$/Tn	48.60		
GASTO VENTA	US$/Tn	4.68		
INVERSIONES OPERATIVAS	US$/Tn	0.00		
UTILIDAD OPERATIVA / Tn		60.72		
01 LABOR DE 3.5" X 4.0" CON SPAN DE 3.0 METROS X 3.3 (Pe)	Tn/Dia	138.60		
BENEFICIO POR DIA-MES-AÑO		8,415.792	252,473.76	**3,029,685.12**

3. ANALISIS COSTO - BENEFICIO

COSTO	**6,922,232**	
BENEFICIO	**3,029,685.12**	**2.28**

* SI SE ASUME UNA LABOR POR TURNO COMO BENEFICIO, MULTIPLICAR POR 2

SECCION*ANCHO*Pe
*EN 2.28 DE AÑO SE HABRA RECUPERADO LA INVERSION POR LOS BENEFICIOS OBTENIDOS.
* EN APROXIMADAMENTE 28 MESES SE RECUPERARA LA INVERSION.

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Tabla N° 39.- Valorización Noviembre 2016.

I.

NOVIEMBRE DEL 2016
RESUMEN GENERAL - CHUNGAR - ISLAY

SALIDA DE PLANTA			LANZADO +TRANSPORTE	TRASLADO+DESECHO DE SHOTCRETING	CALIBRADORES
ROBOCON	PROYECTOS	ISLAY			
4963.50	0.00	160.00	4939.70	23.80	21280
	5123.50				

II. RESUMEN DE LANZADO CHUNGAR - ALPHA 20

TITULARES	EQUIPOS	LANZADO
ROBOCON	ALPHA 08	389.10
CIA	ALPHA 12	782.50
ROBOCON	ALPHA 13	418.90
CIA	ALPHA 14	847.90
ROBOCON	ALPHA 15	948.80
ROBOCON	ALPHA 16	978.00
ROBOCON	ALPHA 17	574.50
TOTAL		4939.70

EQUIPOS	LANZADO
ROBOCON	2331.30
CIA	2608.40
TOTAL	4939.70

III. RESUMEN DE TRANSPORTE CHUNGAR - MIXER

TITULARES	EQUIPOS	TRANSPORTADO	
CIA	MIXER 26	357.60	
ROBOCON	MIXER 28	281.90	
CIA	MIXER 29	199.90	9.20
CIA	MIXER 30	497.50	2.50
CIA	MIXER 31	463.60	
ROBOCON	MIXER 32	392.60	
ROBOCON	MIXER 33	478.70	
ROBOCON	MIXER 34	349.30	
ROBOCON	MIXER 35	460.40	5.00
CIA	MIXER 36	357.00	4.10
CIA	MIXER 37	385.20	
ROBOCON	MIXER 38	241.50	
ROBOCON	MIXER 39	474.50	3.00
TOTAL		4939.70	

EQUIPOS	TRANSPORTADO
ROBOCON	2678.90
CIA	2260.80
TOTAL	4939.70

DESECHADOS M3	23.80
TOTAL PLANTA	4963.50

IV. RESUMEN DE CALIBRADORES CHUNGAR

	INSPECCIONES			CALIBRADOR INSTALADOS	SALDO DES. X EXCESO	PORCENTAJE DESCUENTO	TOTAL A COBRAR
	FECHA	TURNO	% DESCUENTO				
1	13/11/2016	DÍA	3.77 %	24446	23889	10.92 %	21280
2	24/11/2016	DÍA	18.07%				
		PROMEDIO	10.92 %				

V. VALORIZACION LANZADO Y TRANSPORTE

	DESCRIPCIÓN		CANTIDAD M3	OBSERVACIONES
1	TRANSPORTE Y LANZADO X EQUIPO ROBOCON	(C1)	2331.30	COBRAMOS TODO
2	TRANSPORTE Y LANZADO X EQUIPO CIA	(C4)	2260.80	SE COBRARA SOLO MANO DE OBRA
3	TRANSPORTE X ROBOCON Y LANZADO X CIA	(C3)	347.60	SE COBRARA SOLO LANZADO
	TOTAL		4939.70	

VI. RESUMEN DE DESCUENTOS POR MAL LANZADO / TRASLADO POR LOS OPERADORES - ROBOT

	FECHA	TURNO	DESCRIPCIÓN	EQUIPO	CANTIDAD M3	DESCARGO	VALORIZACION
1	4/11/2016	NOCHE	OBSERVACION POR GEOMECANICA POR LANZAR DEFICIENTE CON ESPESORES IRREGULARES , 2.50 M3, EN LA ZONA CIA, - (R-16)	MIXER 30	2.50	-------	Descuento
2	4/11/2016	DIA	OBSERVACION POR GEOMECANICA POR LANZAR DEFICIENTE CON ESPESORES IRREGULARES, 2.70 M3, EN LA ZONA SMG, - (R-15)	MIXER 29	2.70	Informe Nº 054	Descuento
3	3/11/2016	NOCHE	OBSERVACION POR GEOMECANICA POR LANZAR DEFICIENTE CON ESPESORES IRREGULARES, 3.00 M3, EN LA ZONA SMG, - (R-15)	MIXER 29	3.00	Informe Nº 054	Descuento
4	9/11/2016	DIA	OBSERVACION POR GEOMECANICA POR LANZAR CON ESPESORES DEFICIENTES, 3.00 M3, EN LA ZONA MVC, - (R-17)	MIXER 39	3.00	Informe Nº 055	Descuento
5	9/11/2016	DIA	OBSERVACION POR GEOMECANICA POR LANZAR CON ESPESORES DEFICIENTES, 3.00 M3, EN LA ZONA MVC, - (R-12)	MIXER 35	3.00	Informe Nº 055	Descuento
7	10/11/2016	NOCHE	OBSERVACION POR GEOMECANICA POR LANZAR SHOTCRETE, DEFICIENTE CON ESPESORES IRREGULARES, 2.00 M3, EN LA ZONA MVC, - (R-13)	MIXER 35	2.00	-------	Descuento
8	12/11/2016	DIA	OBSERVACION POR GEOMECANICA POR LANZAR SHOTCRETE, DEFICIENTE CON ESPESORES IRREGULARES, 4.10 M3, EN LA ZONA MVC, - (R-12)	MIXER 36	4.10	-------	Descuento
			TOTAL DESCUENTOS - ROBOCON		20.30		

VII. RESUMEN DE DESCUENTOS POR FALLAS DE EQUIPOS - ROBOCON

	FECHA	TURNO	DESCRIPCIÓN	EQUIPO	CANTIDAD M3	DESCARGO	VALORIZACION
1	8/11/2016	NOCHE	SE TUVO UN ACCIDENTE DE EQUIPO MIXER 29, DURANTE LA OPERACIÓN, SE CONCRETO EN LA CUBA DEL MIXER LO QUE SE PUEDO DE DESECHO LA MEZCLA.	MIXER 29	3.50	-------	Descuento
2							
			TOTAL DESCUENTOS - ROBOCON		3.50		

VIII. NO SE VALORIZA POR TENER PROBLEMAS COMPARTIDOS ROBOCON - CIA - MVC - SEMIGLO

	FECHA	TURNO	DESCRIPCIÓN	EQUIPO	CANTIDAD M3	DESCARGO	VALORIZACION
1							
2							
			TOTAL COBRAR		0.00		

IX. SE VALORIZA POR TRANSPORTE DE DESECHADO DE SHOTCRETE

	FECHA	TURNO	DESCRIPCIÓN	EQUIPO	CANTIDAD M3	DESCARGO	VALORIZACION
1							
2							
			TOTAL COBRAR POR TRASLADO		0.00		

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

X. **SE VALORIZA POR TRANSPORTE - LANZADO PARA = PROYECTOS // MINA CHUNGAR // GEOMECANICA**

	FECHA	TURNO	DESCRIPCIÓN	EQUIPO	CANTIDAD M3	DESCARGO	VALORIZACION
1							
3							
			TOTAL COBRAR - PROYECTOS		0.00		

XI. **COBRO POR TRANSPORTE + LANZADO EN LA ZONA ISLAY**

	FECHA	TURNO	DESCRIPCIÓN	EQUIPO	CANTIDAD M3	DESCARGO	VALORIZACION
1	Noviembre 2016	DIA	SE TRANSPORTO Y SE LANZO EN LA UNIDAD ISLAY ROBOT-13 AC_400 1W NV. 300 V. LIZETH	MIXER 38	16.0	Memorandum Compania	Facturar Lanzado, Transporte
2	Noviembre 2016	DIA	SE TRANSPORTO Y SE LANZO EN LA UNIDAD ISLAY ROBOT-13 CA_01 (-)SN 200 E NV. 280 V. SUR	MIXER 38	16.0	Memorandum Compania	Facturar Lanzado, Transporte
3	Noviembre 2016	DIA	SE TRANSPORTO Y SE LANZO EN LA UNIDAD ISLAY ROBOT-08 TJ_(-)400 E NV. 280 V. V. ISLAY PISO	MIXER 38	36.0	Memorandum Compania	Facturar Lanzado, Transporte
4	Noviembre 2016	DIA	SE TRANSPORTO Y SE LANZO EN LA UNIDAD ISLAY ROBOT-13 Y ROBOT-08 CA_4 NV. 360 M. ANITA	MIXER 38	32.0	Memorandum Compania	Facturar Lanzado, Transporte
5	Noviembre 2016	DIA	SE TRANSPORTO Y SE LANZO EN LA UNIDAD ISLAY ROBOT-13 TJ_100 E NV. 465 V. ISLAY	MIXER 38	8.0	Memorandum Compania	Facturar Lanzado, Transporte
6	Noviembre 2016	DIA	SE TRANSPORTO Y SE LANZO EN LA UNIDAD ISLAY ROBOT-13 Y ROBOT-08 CA_4 NV. 525 V. ISLAY	MIXER 38	20.0	Memorandum Compania	Facturar Lanzado, Transporte
7	Noviembre 2016	DIA	SE TRANSPORTO Y SE LANZO EN LA UNIDAD ISLAY ROBOT-08 SN_300 E NV. 350 M. ANITA	MIXER 38	32.0	Memorandum Compania	Facturar Lanzado, Transporte
			TOTAL COBRAR POR TRANSPORTE Y LANZADO		160.00		

XII. **DEMOSTRATIVO ROBOCON VS PLANTA**

ROBOCON			PLANTA SHOTCRETE	
4939.7	M3 Transportados + Lanzado (Item V)			
20.3	No se valoriza y se descuenta por falla en la operación (Item VI)			
3.5	No se Valoriza y se descuenta por por falla de equipos (item VII)			
0.0	No se Valoriza y no se descuenta por falla compartido en la operación (Item VIII)			
0.0	Se factura Transporte de shotcreting - se desecho por falla externas al servicio. (Item IX)			
0.0	Se factura transporte y lanzado (bombeo) de concreto/mortero (Item X).			
160.0	Se factura transporte y lanzado en la Zona Islay (Item XI).			
5123.50	TOTAL ROBOCON	=	5123.50	TOTAL SALIDA PLANTA

XIII **VALORIZACION FINAL + DESCUENTOS SEGÚN FACTURA**

	CHUNGAR	M3	Tarifa del Contrato	TOTAL	Tarifa actual $	TOTAL	
1	Robocon (Transp + Lanzado) (C1)	2331.3	128.00	298,406.40	125.18	291,832.13	
2	Cía (Transporte + Lanzado) (C4)	2260.8	99.83	225,695.66	97.63	220,721.90	
3	Robot Robocon + Mixer Cia (C2)	0.0	121.35	0.00	118.68	0.00	
4	Robot Cía + Mixer Robocon (C3)	347.6	109.96	38,222.10	107.54	37,380.90	
5	Instalación de Calibradores (Chunga	21280	1.09	23,195.20	1.07	22,769.60	572,704.54
6	Transporte por equipo Robocon	0.0	64.23	0.00	62.82	0.00	
7	Transporte por equipo Cia	0.0	54.89	0.00	53.68	0.00	0.00
8	Robocon (Transp + Lanzado) (C1) (Is	160.0	128.00	20,480.00	125.18	20,028.80	
9	Instalación de Calibradores (Islay)	170	1.09	185.30	1.07	181.90	
10	Transporte por equipo Robocon (Isl	0.0	64.23	0.00	62.82	0.00	20,210.70
	Precios No Incluye IGV.	5099.7		606,184.66		592,915.24	

VALORIZACION DE SERVICIO DE ALQUILER DE MIXER 8.0 M3.

	CHUNGAR	MES	TARIFA FIJA	DIAS	VALORIZAR	DOCUMENTO
1	Servicio de alquiler (Zona Islay)	OCTUBRE	729.61	2	1459.22	Memorandum 024
2	Servicio de alquiler (Zona Islay)	NOVIEMBRE	729.61	10	7296.10	Memorandum 025
	Precios No Incluye IGV.				8,755.32	

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Tabla N° 40.- Valorización Diciembre 2016.

RESUMEN DE TRANSPORTE, LANZADO, CALIBRADORES Y DESCUENTOS

DICIEMBRE DEL 2016

RESUMEN GENERAL - CHUNGAR - ISLAY

IX. I.

SALIDA DE PLANTA			LANZADO +TRANSPORTE	TRASLADO+DESECHO DE SHOTCRETING	CALIBRADORES
ROBOCON	PROYECTOS	ISLAY			
4639.60	0.00	152.00	4627.50	12.10	21129
TOTAL COBRAR POR TRASLADO					
4791.60					

X. II. RESUMEN DE LANZADO CHUNGAR - ALPHA 20

TITULARES	EQUIPOS	LANZADO
ROBOCON	ALPHA 08	316.80
CIA	ALPHA 12	811.70
ROBOCON	ALPHA 13	386.00
CIA	ALPHA 14	741.30
ROBOCON	ALPHA 15	911.80
ROBOCON	ALPHA 16	922.50
ROBOCON	ALPHA 17	537.40
TOTAL		4627.50

EQUIPOS	LANZADO
ROBOCON	2152.00
CIA	2475.50
TOTAL	4627.50

XI. III. RESUMEN DE TRANSPORTE CHUNGAR - MIXER

TITULARES	EQUIPOS	TRANSPORTADO	
CIA	MIXER 26	439.50	
ROBOCON	MIXER 28	259.80	3.40
CIA	MIXER 29	0.00	
CIA	MIXER 30	411.70	3.00
CIA	MIXER 31	403.40	
ROBOCON	MIXER 32	359.60	
ROBOCON	MIXER 33	460.70	
ROBOCON	MIXER 34	426.90	5.30
ROBOCON	MIXER 35	412.40	0.40
CIA	MIXER 36	440.50	
CIA	MIXER 37	379.00	
ROBOCON	MIXER 38	270.10	
ROBOCON	MIXER 39	363.90	
TOTAL		4627.50	

EQUIPOS	TRANSPORTADO
ROBOCON	2553.40
CIA	2074.10
TOTAL	4627.50

DESECHADOS M3	12.10
TOTAL PLANTA	4639.60

XII. IV. RESUMEN DE CALIBRADORES CHUNGAR

	INSPECCIONES			CALIBRADOR	SALDO DES.	PORCENTAJE	TOTAL A
	FECHA	TURNO	% DESCUENTO	INSTALADOS	X EXCESO	DESCUENTO	COBRAR
1	14/12/2016	DIA	3.41 %	224188	218875	3.41 %	21129
2							
		PROMEDIO	3.41 %				

XIII V. VALORIZACION LANZADO Y TRANSPORTE

	DESCRIPCIÓN		CANTIDAD M3	OBSERVACIONES
1	TRANSPORTE Y LANZADO X EQUIPO ROBOCON	(C1)	2152.00	COBRAMOS TODO
2	TRANSPORTE Y LANZADO X EQUIPO CIA	(C4)	2074.10	SE COBRARA SOLO MANO DE OBRA
3	TRANSPORTE X ROBOCON Y LANZADO X CIA	(C3)	401.40	SE COBRARA SOLO LANZADO
	TOTAL		4627.50	

VI. RESUMEN DE DESCUENTOS POR MAL LANZADO / TRASLADO POR LOS OPERADORES - ROBOT

	FECHA	TURNO	DESCRIPCIÓN			EQUIPO	CANTIDAD M3		DESCARGO		VALORIZACION
1	4/12/2016	DIA	OBSERVACION POR GEOMECANICA POR DESECHAR TENIENDO LABORES PARA SOSTENER SEGUN JEFE DE GUARDIA DE SEMIGLO. 1.50 M3, EN LA ZONA SEMIGO, - (R-15)	39.83		207,057.40	97.63		202,494.38		Descuento
2	13/12/2016	DIA	OBSERVACION POR GEOMECANICA POR LANZAR DEFICIENTE CON ACCESORIOS IRREGULARES 0.40 M3, EN LA ZONA SMG, - (R-08)	100.96		44,115.84	107.54	3.40	43,166.96		Descuento
3	17/12/2016	DIA	OBSERVACION POR GEOMECANICA POR DESECHAR SHOTCRETE SIN LANZAR EN OTRO LABOR, 0.40 M3, EN LA ZONA MVC, - (R-	64.23		23,030.61	1.07		22,608.03		Descuento
			TOTAL DESCUENTOS - ROBOCON				5.30				

Cia (Transporte + Lanzado) (C4)
Robot Robocon + Mixer Cia (C2)
Robot Cia + Mixer Robocon (C3)
Instalación de Calibradores (Chungar)
Transporte por equipo Robocon

VII. RESUMEN DE DESCUENTOS POR FALLAS DE EQUIPOS - ROBOCON

	FECHA	TURNO	DESCRIPCIÓN			EQUIPO	CANTIDAD M3		DESCARGO		VALORIZACION
1	19/12/2016	DIA	SE TUVO UNA FALLA DE EQUIPO MIXER 30, 2.0 M3, SE CONCRETO EL MIXER, GEOMECANICA INDICA QUE 1.0 M3, SE LANZO SIN ADITIVO Y SE TENIA QUE REFORZAR.	64.23		MIXER 30	62.82	3.00	Informe Nº065		Descuento
2			4779.5			569,137.96			556,683.69		
			TOTAL DESCUENTOS - ROBOCON				3.00				

VIII. NO SE VALORIZA POR TENER PROBLEMAS COMPARTIDOS ROBOCON - CIA - MVC - SEMIGLO

	FECHA	TURNO	DESCRIPCIÓN			EQUIPO	CANTIDAD M3		DESCARGO		VALORIZACION
1	24/12/2016	DIA	SE DESECHO 0.80 M3 DE SHOTCRETE POR MAL DISEÑO DE LA PLANTA DE CONCRETO, EL SHOTCRETE PREPARADO NO TENIA LAS CONDICIONES PARA EL SOSTENIMIENTO, ZONA CIA - (R-14)			MIXER 34	0.00	3.80	Pendiente	Informe Nº067	Q/Nada
2	Precios No Incluye IGV						0.00				
			TOTAL COBRAR				3.80				

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

CAPITULO V
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

CONCLUSIONES

1. El comportamiento de la roca, según los resultados de las mediciones de convergencia, indican que el tipo de sostenimiento aplicado según el sistema "Q" durante la excavación fue apropiado, lo cual no originó deformaciones mayores alcanzando en un inicio en 10 minutos de fragua la Resistencia a la Compresión es 0,38 Mpa.

2. Además de los diferentes análisis realizados, el tiempo es un factor importante que influye en el comportamiento de la roca circundante a las excavaciones. Si bien es cierto que no ha colapsado, sin embargo, en esta cavidad y posiblemente en otras cavidades grandes se están produciendo inestabilidades locales importantes; conforme pase el tiempo, la intemperización natural de la roca, el efecto de las vibraciones producidas por las voladuras y el efecto del agua, podrían acentuar progresivamente estas inestabilidades locales llegando a constituirse en un problema significativo.

3. De una resistencia a la Compresión Uniaxial a las 24 horas de fragua de 11,30 Mpa que se obtiene con el diseño actual, se aumentó con el diseño propuesto a 13,7 Mpa como valor mínimo, sobrepasando los 10,10 Mpa que se trazó como objetivo. El costo de sostenimiento con shotcrete de 03 horas de fragua por M^3 del mes es US$ 557,555.3 mientras que utilizando 02 horas de fragua es de US$ 575,945.9 aumenta en 3.3 %.

4. Las ventajas que se obtiene aplicando el sostenimiento con shotcrete y fibra de acero como sostenimiento preventivo, son los siguientes: es mas economico aumentara mayor produccion de 4,200 TM a 4,600 TM, por que reducira el tiempo de fraguado a 02 horas y dara tambien mayor confianza al colaborador minero desde el punto de vista de seguridad y disminucion de riesgos por caida de rocas.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

RECOMENDACIONES

1. El diseño propuesto, con la relación agua/cemento se reduce a 0.41, y la dosificación de Super Plastificante (Viscocrete 3330) es de 3,40 Lts., con un costo mayor al actual, pero con resistencias por encima del diseño actual de 34 %, este diseño tendría que tener un tratamiento especial, esto significa tratar en lo posible que las labores estén listas, la demora por encima de las 2 horas ocasionaría serios problemas en la trabajabilidad de la mezcla.

2. Es necesario mencionar que el control de calidad durante la construcción es un factor importante para que el túnel no sufra mayores deformaciones.

3. Para hacer un diseño de túnel en roca blanda es recomendable hacer un estudio cuidadoso debido a que sus errores podrían generar grandes pérdidas.

4. Es importante la capacitación del personal para realizar mediciones de convergencia para obtener lecturas de mucha precisión.

5. Los métodos de minado que actualmente se vienen utilizando, se aparejan adecuadamente a las condiciones naturales del yacimiento, por tanto, adoptando las medidas de control de estabilidad que más adelante se indican, se pueden seguir utilizando estos métodos de minado.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

BIBLIOGRAFÍA

- ALDEA, C.M; PELED, A.; SHAH, S.P. (2000) "Permeability of Cracked High Performance Fiber Reinforced Cement-Based Composites". RILEM Proceedings on Fibre - Reinforced Concretes 2000: 681.
- BIENIAWSKI, Z. T. (1976) "Engineering Classification of Jointed Rock Masses". Transactions of the South African Institution of Civil Engineering 1976. pp. 356.
- BIENIAWSKI, Z. T. (1989) "Engineering Rock Masses Classifications". USA, A Wiley Interscience.
- BARTON, N., LIEN, R.., and LUNDE, J. (1988) "Engineering Classification of Rock Masses for the design of Tunnel Support". London, Rock Mechanics, Anon., 1977.
- COSSIO, M. F. (2010) Ventajas Técnico – Económicas de la aplicación de "shotcrete" vía húmeda en las minas del Perú. Lima Ponencia Unicon "shotcrete".
- DOBEREINER, I (1987) "Geotécnica de Arenitos Brandos". Sintese de Tese 8. Sao Paulo, ABG.
- HOEK, E., BROWN, E. T. (195) Excavaciones subterráneas en rocas. Méjico. McGraw -Hill de México, S.A. Traducción. Primera edición en español.
- ICHILLUMPA,F.,C. (2014) " Use of Underground Observations and Numerical Model to Establish Ground Failure and Support Design Criteria", Lima .1er Congreso Internacional de Diseño de Minas por Métodos Empíricos. Lima Grupos SPS del Perú.
- DEPARTAMENTOS DE GEOLOGÍA y GEOMECANICA (2013) Geología de la Unidad Minera Animón. Cerro de Pasco.
- KRISTULOVIC, G.; DE LA SOTA, G. (2014) Estimación Analítica de Sísmica y Sobre Excavación en Infraestructura de Proyectos Mineros Subterráneos de Alto confinamiento. Lima, 1er Congreso Internacional de Diseño de Minas por Métodos Empíricos. Lima, Grupo SPS del Perú.
- MORA, J; GETTU, R,; OLAZABAL, C,; MARTIN, M. A.; AGUADO, A. (2000) "Effect of the incorporation of fibers on the plastic shirinkage of concrete". RILM Proceedings on Fibre - Reinforced Concretes, BEFIB, 2000: 705.
- OSEDA, D. (2008) Metodología de la Investigación. Perú: Ed. Pirámide. pp.121.
- PELED, A.; CYR, M; SHAH, S.P. (2000 "Hybrid fibers in high performance extruded cement composites". RLM Proceedings on Fibre - Reinforced Concretes, BEFIB, 2000: 139.
- RABCEWICZ, L.V. (1973) "Principles of dimensioning the supporting for the New Australian Tunnelling Menthod". Water Power, Marc, 1973.
- RICSE, E. (2009) - Tecnología del "shotecrete". MTB Unicon S.A.
- VALENCIA, Ch, E. (2010) Resistencia DEL "shotcrete" en el diseño de sostenimiento.
- VENDERWLLW, M. (1999) "The use of steel fiber reinforced shotcrete for the support of mine openings" Norway,b Third International Sympposium on sprayed Concrete. Gol, September; 507.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

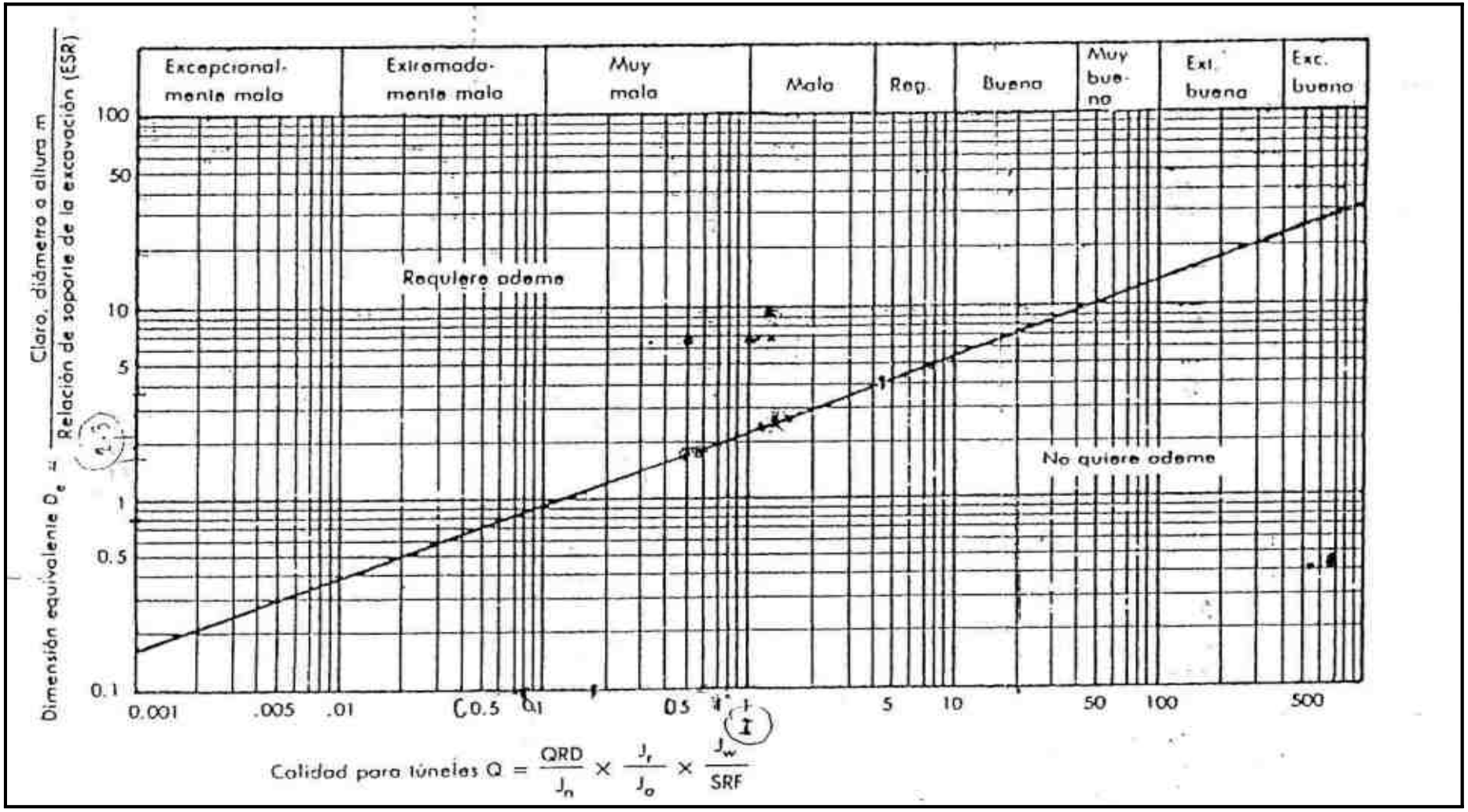
ANEXOS

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

ANEXO Nº 1

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Anexo N°1. 1.- Relación de la dimensión equi Relación de la dimensión equivalente máxima de una excavación subterránea sin ademe y del sistema (Q) de la calidad para túneles (NGI) según Barton, Lien y Lunde.



www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Valor por RQD.

Descripción	RQD	Notas
A. Muy mala	0 – 25	1. Donde RQD < 10 (incluso cero) asignar el valor 10.
B. Mala	25 – 50	
C. Regular	50 – 75	2. Los valores de RQD son suficientes en intervalos de 5. Ejm.: 100, 95, 90. Son suficientemente precisos
D. Buena	75 – 90	
E. Muy buena	90 – 100	

Valor por sistema de discontinuidades (Jn).

Número de sistemas de fisuras	Jn	Notas
A. Masivo, sin o con pocas fisuras	0.5 - 1.0	
B. Un sistema de fisuras.	2	
C. Un sistema de fisuras más una aislada	3	1. Para cruces en túneles (3.0* Jn)
D. Dos sistemas de fisuras.	4	
E. Dos sistemas de fisuras más una aislada	6	
F. Tres sistemas de fisuras.	9	2. Para portales utilizar (2.0* Jn)
G. Tres sistemas de fisuras más una aislada.	12	
H. Cuatro o más sistemas de fisuras, fisuración,	15	
I. Roca triturada, suelos.	20	

Valor de rugosidad de las fracturas (Jr).

Descripción	Jr	Notas
a) Contacto en las paredes y b) Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10cm.		I. Las descripciones están referidas a caracteres en órdenes de pequeña a mediana escala.
A. Fisuras sin continuidad.	4	
B. Rugosas o irregulares, corrugadas.	3	
C. Suaves, corrugación suave.	2	II. Añade 1.0 si espaciamiento promedio de la familia principal es > de 3 m.
D. Reliz de falla, o superficie de fricción ondulación*	1.5	
E. Rugosas o irregulares pero planas.	1.5	
F. Lisas y planas.	1.0	
G. Reliz de falla o superficie de fricción* plano.	0.5	III. Jr = 0.5 para juntas lisas y planos con alineaciones orientadas según la dirección del esfuerzo.
c) Sin contacto de roca después de un cizalleo de 10 cm.		
H. Zona que contiene numerales arcillosos de espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	
I. Zona arenosa, de grava o roca triturada espesor suficiente para impedir el contacto de paredes.	1.0	

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Valor de alteración de las juntas (Ja).

Descripción	Ja	Notas
a) Contacto en las paredes de roca.		
A. Relleno soldado, duro, inablandable,impermeable.	0.75	I. Los valores de Q El ángulo de fricción residual, se indica como guía aproximada de las propiedades mineralógicas de los productos de alteración si es que están presentes.
B. Paredes inalteradas, sólo con manchas de superficie.	1.0 (25 -35°)	
C. Paredes ligeramente alteradas con recubrimiento de minerales inablandables, partículas arenosas, roca triturada sin arcilla	2.0 (25 - 30°)	
D. Recubrimiento limosos o arenosos arcillosos pequeñas partículas de arcilla (inablandable)	3.0 (20º-25°)	
E. Recubrimiento ablandables o con arcilla de baja fricción o sea kaolinita o mica. También clorita, talco, yeso y grafito, etc. y pequeñas cantidades de arcillas expansivas (recubrimientos sin continuidad de 1-2 mm de espesor o menos).	4.0 (8º-16°)	
b) Contacto en las paredes antes de un cizalleo de 10 cm.		
F. Partículas arenosas, roca desintegrada sin arcilla, etc.	5.0(25º - 30°)	
G. Rellenos de minerales arcillosos muy consolidados e inablandables (continuos < 5mm de espesor)	6.0(16º - 25°)	
H. Rellenos de minerales arcillosos de consolidación media o baja (continuos < 5mm de espesor)	7.0 (8º - 16°)	
J. Rellenos de arcillas expansivas, o sea montomorillonita. (Continuos < 5mm de espesor). El valor J. depende del porcentaje de partículas expansivas y del acceso al agua.	8.0 - 12 (6º - 12º)	
c) Sin contacto de las paredes después del cizalleo.		
K. Zonas o capas de roca y arcilla desintegrada.	6.0 – 8.0	
L. o triturada (véase G. H y J para la	0.8 – 12.0	
M. descripción condiciones de arcilla)	(6° - 24°)	
N. Zonas o capas de arcilla limosa o arenosa. pequeñas fracciones de arcilla (inablandable)	5.0	
Q. Zonas o capas gruesas y condiciones	10 - 13	
P. de arcilla (véase G. H. y J. Para	13 - 20	
R. las condiciones de la arcilla	(6° - 24°)	

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Factor de reducción por agua de las fisuras (Jw).

Descripción	Jw	Presión H2O	Notas
A. Excavación seca o poca infiltración o sea < 5 Lt/min. localmente	1.0	<1.0	I. Los factores C a F son estimaciones aproximadas.
B. Infiltración o presión medianas con lavado ocasional de los rellenos.	0.66	1.0-2.5	Aumenta Jw si se instalan drenes.
C. Gran infiltración o presión alta en roca competente con juntas sin relleno.	0.50	2.5-10.	
D. Gran infiltración a presión alta. lavado importante de los rellenos.	0.33	2.5-10	II. Los problemas especiales causados por la presencia de hielo no se toman en consideración.
E. Infiltración o presión excepcionalmente altas con las voladuras. disminuyendo con el tiempo	0.2-0.1	>10	
F. Infiltración o presión excepcionalmente altas en todo momento.	0.1-0.05	>10	

Factor de reducción por esfuerzos (SRF).

Descripción	Valor SRF
a) Intersección de zonas de debilidad con la excavación, los cuales podrían causar la caída de bloques de roca durante la excavación.	
A) Presencia de múltiples zonas de debilidad con arcillas o roca descompuesta; roca circundante bastante suelta (cualquier profundidad).	10
B) Zonas de debilidad aisladas con arcilla o roca descompuesta químicamente (profunda de excavación <50 m).	5
C) Zona de debilidad aisladas con arcilla o roca descompuesta químicamente (profundidad de excavación > 50).	2.5
D) Múltiples zonas de cizalla en roca competente sin arcilla, roca suelta circundante (cualquier profundidad).	7.5
E) Zona de cizalla aisladas de rocas competente, sin arcilla (profundidad de excavación < 50).	5.0
F) Zona de cizalla aisladas en roca competente, sin arcilla (prof, de excavación > 50).	2.5
G) Juntas abiertas sueltas, densamente fracturada (cualquier profundidad)	5.0

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Factor de reducción por esfuerzos (RSF).

Descripción	Valor SRF	σc/ σ	σt / σ1
b) Roca competente: roca con problemas de esfuerzos.			
H) Esfuerzos bajo; cerca de la superficie.	2.5	> 200	> 13
J) Esfuerzo moderado.	1	200 -10	13 – 0.6
K) Esfuerzo elevado, estructura bastante apretadas; por la general favorable para la estabilidad, podría ser desfavorable para la estabilidad de la pared.	0.5 -2	10 – 5	0.66 -0.33
L) Suave estallido de roca (para masiva).	5 – 10	5 – 2.5	0.33 -0.16
M) Fuerte estallido de roca (roca masiva).	10 – 20	<2.5	0.16

Factor de reducción por esfuerzos (SRF).

Descripción	Valor SRF
c) Roca deformable: flujo plástico en roca incompetente bajo elevadas presiones del macizo.	
N) Suave presión de deformación.	5 – 10
O) Fuerte presión de deformación.	10 – 20
d) Roca expansiva: expansión química dependiendo de deformación.	
P) Baja presión de expansión.	5 –10
R) Elevada presión de expansión.	10 – 20

Notas acerca de (SRF).

Notas acerca de SRF
I. Reducción de valores de SRF de 25 – 50 % si las zonas de fracturas importantes ejercen influencia pero no cruzan la excavación.
II. Para un campo de esfuerzos virgen, fuertemente anisotrópicos (si es medido): Cuando: 5 < = **σ**1/ **σ**2 < = 10, reduce **σ**c a 0.8 **σ**c y **σ**t a 0.8 **σ**r Cuando: Donde **σ**c = Esfuerzo de no confinada.
III. Hay pocos casos registrados donde la profundidad del techo sea menor que el ancho del claro. Se sugiere el incremento del SRF de 2.5 a 5 para tales casos (ver H)

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Notas complementarias, cuando se realice el estimado del sistema Q siga las instrucciones que complementan a las notas en las tablas:

1.- en caso de no tener testigos de perforación, estimar el RQD en función de la cantidad de juntas o fisuras por unidad de volumen, en la que el número de fisuras o juntas por metro de cada sistema se suman. Una simple relación podrá utilizarse para convertir esta cantidad en RQD para una roca sin arcillas:

RQD = 115 – 3.3 Jv (aprox.)

Dónde: Jv = cantidad total de fisuras por M^3 (RQD = 100 para Jv < 4.5)

2.- El parámetro Jn muchas veces estará afectado por filiación, esquistosidad, pizarrocidad o estratificación. Cuando sean conspicuos, deberán considerarse como familia de juntas, en caso contrario tomarla como juntas aisladas.

3.- Los parámetros Jr y Ja (que representan los esfuerzos de corte) estarán referidos al sistema de juntas más importante o alas discontinuidades con relleno arcilloso. Sin embargo, si la familia de juntas o discontinuidades, con valor mínimo se Jr/Ja. Tiene orientación favorable. Entonces una segunda familia. Con orientación menos favorable resultará tener mayor significado, en cuyo caso se usará su valor más alto de Jr/Ja para el cálculo de Q.

4.- Cuando el macizo rocoso contiene arcilla. Deberá evaluar el factor SRF apropiada para cargas de afloramiento. En tales casos la resistencia de la roca intacta es de poco interés. Sin embargo, cuando la fracturación es mínima y no existe arcilla, resistencia de la roca intacta podría ser el vínculo más débil y la estabilidad dependerá entonces de la relación: esfuerzo/resistencia, de la roca. Un campo de esfuerzos fuertemente anisotrópica es desfavorable para la estabilidad lo cual se toma en cuenta de manera aproximada en la nota II de la tabla de evaluación el factor de reducción del SRF.

5.- Las resistencias a la compresión y tensión (O y O) de la roca intacta deberá evaluarse en condiciones de saturación si esta será la condición in-situ futura. Un estimado bastante conservador de la resistencia se hará para aquellas rocas susceptibles de deteriorarse en ambientes de humedad o condiciones de saturación.

Anexo N°1. 2.- Clasificación CSIR de los macizos rocosos fisurados.

La relación de soporte de la excavación ESR tiene que ver con el uso que se pretende dar a la excavación y hasta donde se le puede permitir cierto grado de inestabilidad. Barton de los siguientes valores propuestos para ESR:

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Tipo de excavación.

Tipo de excavación	ESR
A. Excavación minera provisional.	3 - 5
B. Excavación minera permanente, túneles de conducción de agua para obras hidroeléctricas (con la excepción de las cámaras de alta presión para compuerta), túneles piloto (exploración), excavaciones parciales para cámaras subterráneas grandes.	1.6
C. Cámaras de almacenamiento, plantas subterráneas para el tratamiento de aguas, túneles, carreteras y ferrocarriles pequeños. Cámaras de alta presión, túneles auxiliares.	1.3
D. Casas de máquinas, túneles, carreteras y ferrocarriles mayores, refugios de defensa civil, portales y cruces de túnel.	1.0
E. Estaciones núcleo-eléctricas subterráneas, estaciones de ferrocarril, instalaciones para deportes, reuniones y fábricas.	0.8
La ESR es más o menos análoga al inverso del "factor de seguridad" empleado en el diseño de talud. La relación entre el índice de calidad para túneles Q y la dimensión equivalente de de una excavación que se sostendrá sin ademe se ilustra en la fig. adjunta. Barton, Lien, y Lunde y Barton, presentaron unas graficas mucho más complicadas a partir de las cuales se pueden estimar las necesidades del sistema ademe; mediante estas graficas mostradas a continuación.	

Calidad de roca definida por la clasificación NGI.

CALIDAD DE ROCA	VALOR DE Q
Macizo de calidad excepcionalmente mala	0.01 – 0.01
Macizo de calidad extremadamente mala	0.01 – 0.1
Macizo de calidad muy mala	0.1 – 1.0
Macizo de calidad mala	1.0 – 4.0
Macizo de calidad regular	4.0 – 10.0
Macizo de la calidad buena	10.0 – 40.0
Macizo de calidad muy buena	40.0 – 100.0
Macizo de calidad extremadamente buena	100.0 – 400.0
Macizo de calidad excepcionalmente buena	400.0 – 1000.0

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Anexo N°1. 3.- Clasificación del C.S.R.I (Modificada por Bienawski).

PARÁMETROS			ESCALA DE VALORES						
1	RESISTENCIA DE LA ROCA INALTERADA	ENSAYO DE LA CARGA DE PUNTA	> 8 Mpa	4 – 8 Mpa	2 – 4 Mpa	1 – 2 Mpa	PARA ESTA ESCALA TAN BAJA SE PREFIERE LA PRUEBA DE LA RESISTENCIA A LA COMPRENSIÓN UNIAXIAL.		
		RESISTENCIA A COMPRENSIÓN SIMPLE	> 200 MPa.	100 – 200 MPa	50 – 100 MPa.	25 – 50 MPa.	5 – 25 MPa.	3 – 10 MPa	1 - 3 MPa
	VALUACION		15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90 - 100 %	75 – 90 %	50 – 75 %	25 – 50 %	< 25 %		
	VALUACIÓN		20	17	13	8	3		
3	ESPACIAMIENTO DE FRACTURAS		> 3 m.	1 – 3 m.	0.3 – 1 m.	50 – 300 mm.	< 50 mm.		
	VALUACIÓN		30	25	20	10	5		
4	ESTADO DE LAS FRACTURAS		Superficie muy rugosa, sin continuidad, sin separación, paredes de roca dura.	Superficies algo rugosas, separación < 1 mm. paredes de roca dura.	Superficie algo rugosa, separación < 1 mm. paredes de roca suave.	Superficie pulida o relleno < 5 mm. espesor o fisuras abiertas 1 – 5 mm. fisuras continuas	Relleno blando < 5 mm. o fisuras, abiertas < 5 mm. fisuras continuas.		
	VALUACIÓN		25	20	12	6	0		
5	AGUAS SUB TERRANEAS	CANTIDAD DE INFILTRACIÓN LONG. 10 m. DEL TÚNEL (Lts/Min)	NINGUNA		< 25 Lts/min	25 – 125 Lts/min	> 125 Lts/min.		
		PRECIÓN DE AGUA EN LA FRACTURA RELACION ESFUERZO PRINCIPAL MAYOR	CERO		0.0 – 0.2	0.2 – 0.5	> 0.5		
		SITUACIÓN GENERAL	COMPLETAMENTE SECO		HÚMEDO	LIGERA PRESIÓN DE AGUA	SERIOS PROBLEMAS DE AGUA		
	EVALUACIÓN		10		7	4	0		

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Tabla A. Ajustes en la evaluación por orientación de fracturas.

ORIENTACIÓN DEL RUMBO Y ECHADO DE LA FRACTURA		MUY FAVORABLE	FAVORABLE	REGULAR	DESFAVORABLE	MUY DESFAVORABLE
VALUACIÓN	TÚNELES	0	-2	-5	-10	-12
	CIMENTACIONES	0	-2	-7	-15	-25
	TALUDES	0	-5	-25	-50	- 60

Tabla B. Clases de macizos rocoso en función a la evaluación total.

CLASE N°	I	II	III	IV	V
VALUACION	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	< 20
DESCRIPCION	ROCA MUY BUENA	ROCA BUENA	ROCA REGULAR	ROCA MALA	ROCA MUY MALA

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Tabla C. Significado de la clasificación del macizo rocoso.

CLASE N°	I	II	III	IV	V
TIEMPO MEDIO DE SOSTENIMIENTO	10 AÑOS PARA 5 m. DE LUZ	6 MESES PARA 8 m. DE LUZ	1 SEMANA PARA 3m. DE LUZ	5 HORAS PARA 1.5m. DE LUZ	10 MINUTOS PARA 0.5m. DE LUZ
COHESIÓN DE LA ROCA, ÁNGULO DE FRICCIÓN DE LA ROCA	> 300 KPa. > 45°	200 – 300 KPa. 35° – 40° - 45°	150 – 200 KPa. 35° – 40°	100 – 150 KPa. 30° – 35°	< 100 KPa. < 30°

Tabla D. Resumen del sistema de clasificación del C.S.I.R.

ITEM	CLASE DESCRIPCION	1 MUY COMPETENTE	2 COMPETENTE	3 MEDIANAMENTE COMPETENTE	4 INCOMPETENTE	5 MUY INCOMPETENTE
1	RQD	90 - 100	75 - 90	50 - 75	25 - 50	< 25
2	Alteración	Sin alteración	Alteración leve	Moderada Alteración	Fuerte alteración	Completamente alterada
3	R.C.S (Mpa)	>200	100 - 200	50 - 100	25 - 50	< 25
4	Espaciamiento De fracturas	>3m	1m – 3m	0.3 – 1m	50mm – 300mm	< 50mm
5	Separación de Fracturas	< 0.1mm	< 0.1mm	0.1mm – 1.0mm	1mm – 5mm	>5mm
6	Continuidad de fracturas	Discontinuas	Discontinuas	Continuas sin estrías	Continuas con estrías	Continuas con estrías
7	Flujo de agua x 10m	Nulo	Nulo	Escaso 25 Lts/min	Moderado 25 – 125 Lts/min	Fuerte 125 Lts/min
8	Orientación de fracturas	Muy favorable	Favorable	Regular	Desfavorable	Muy Desfavorable

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Anexo N°1. 4.- Resistencia a la compresión.

Tipo de roca	RMR	Resistencia a la compresión	Características	Resistencia de la roca
Muy buena B	81-90	> 20 Mpa.	Roca dura con muy pocas fracturas. Muy leve alteración en algunos casos. Terreno seco.	Solo se puede romper esquirlas de la muestra con el martillo de geólogo.
Buena A	71-80	175-200 Mpa.	Roca dura con pocas fracturas. Leve alteración. Terreno seco con cierta humedad.	Con varios golpes solo se puede romper pequeños fragmentos de la muestra.
Buena B	61-70	100-175 Mpa.	Roca dura con regular cantidad de fracturas. Leve alteración. Humedad en algunos casos.	Con varios golpes se puede romper la muestra.
Regular A	51-60	75-100 Mpa.	Roca de regular dureza, con regular a mayor cantidad de fracturas. Ligeramente a moderadamente alterada. Pequeñas fallas con panizo. Terreno con ligero humedecimiento	Con tres golpes firmes se puede romper la muestra.
Regular B	41-50	50-75 Mpa.	Roco poco blanda con regular a mayor cantidad de fracturas. Pequeñas fallas con panizo. Terreno con goteo ocasional.	Con dos golpes se puede fracturar la muestra.
Mala A	31-40	38-50 Mpa.	Roca blanda que presenta muchas fracturas. Roca alterada. Goteo de agua.	Con dos golpes se rompe la muestra.
Mala B	21-30	25-38 Mpa.	Roca blanda que presenta muchas fracturas. Roca muy alterada. Fallas significativas con panizo. Goteo o flujo constante de agua.	La muestra se puede romper con un golpe.
Muy mala A	0-20	< 25 Mpa.	Roca muy blanda, intensamente deleznable con muchas fracturas. Roca intensamente fracturada. flujo contante de agua en las fracturas.	Se puede hacer marcas poco profundas golpeando con el martillo de geólogo.

RMR (Clasificación del macizo rocosos)

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Evaluación asociados a cada ITEM.

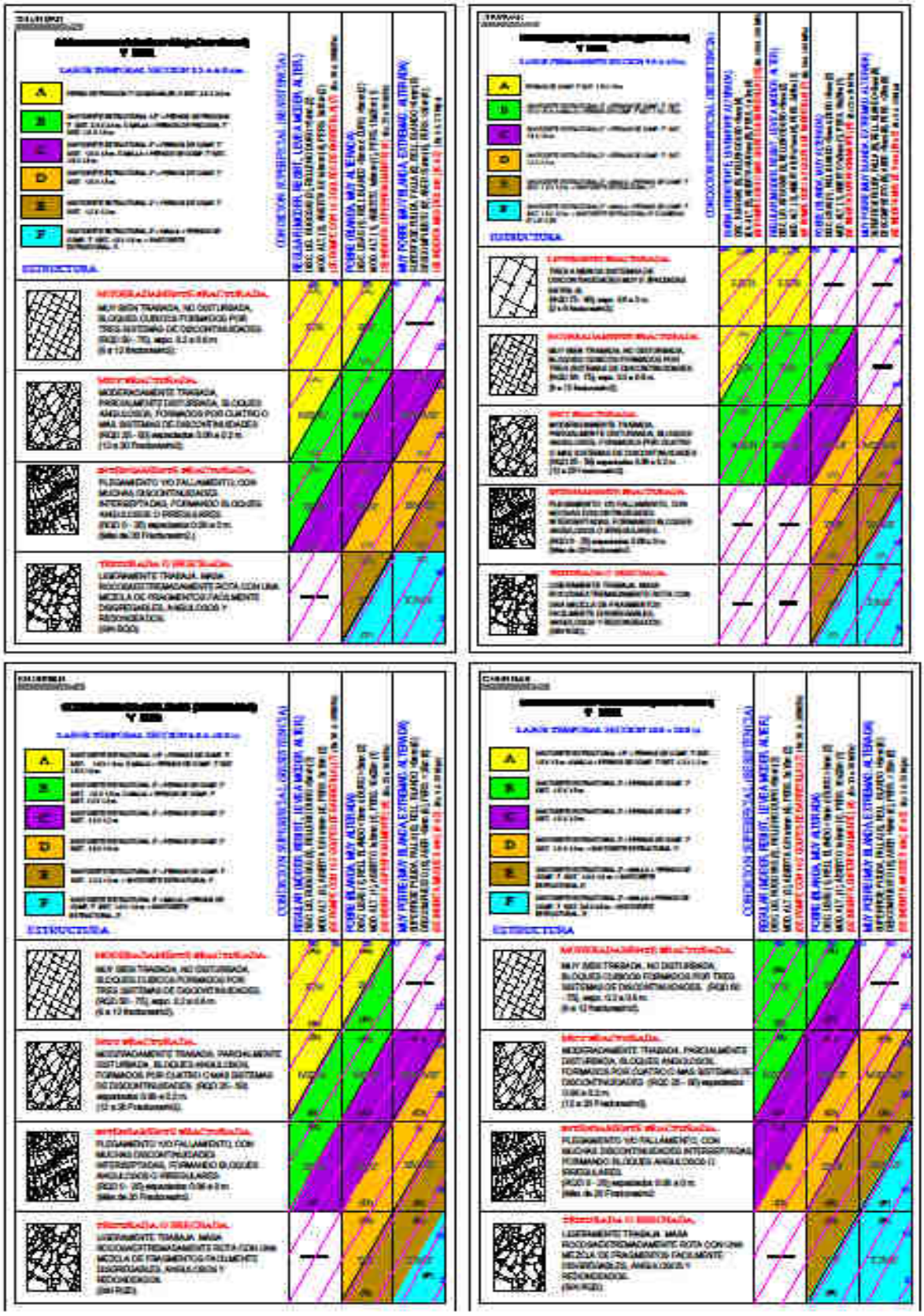
ITEM	PARAMETRO	CLASE				
		1	2	3	4	5
1	RQD	16	14	12	7	3
2	Alteración	9	7	5	3	1
3	Resistencia a la compresión simple	10	5	2	1	0
4	Espaciamiento de fracturas	30	25	20	10	5
5	Separación de fracturas	5	5	4	3	1
6	Continuidad de fracturas	5	5	3	0	0
7	Aguas subterráneas	10	10	8	5	2
8	Orientación de fracturas	15	|13	10	5	3

Evaluación final.

NUMERO DE CLASE	1	2	3	4	5
Descripción de la clase	Muy Competente	Competente	Medianamente Competente	Incompetente	Muy Incompetente
Descripción Total	100 - 90	90 - 70	70 - 50	50 - 25	< 25

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Anexo N°1.5.- Cartilla geomecánica de tipo de sostenimiento.



Fuente. (Departamento de Geomecánica U.M Chungar 2016).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Anexo N°1.6.- Tablas Geomecánicas para calificación del macizo rocoso.

Tabla N°1 - Grado de alteracion.

Roca	Simbolo	Caracteristicas
Muy poco Alterado	**A_1**	. Microscopicamente no existe indicios de alteracion fisica y quimica de los minerales. . Los minerales presentan brillo. . Alteracion incipiente con decoloracion original de la roca. . Se rompe dificilmente al golpe del martillo. . Los fracmentos poseen bordes cortantes que resisten a ser cortados por una lamina de acero.
Medianamente Alterada	**A_2**	. Minerales medianamente alterados . . Los minerales generalmente no presentan brillo. . Materiales de alteracion ocultan el color original de la roca. . Se rompe con relativa facilidad al golpe del martillo. . Los fracmentos poseen bordes cortantes que pueden ser cortados por una lamina de acero.
Muy Alterada	**A_3**	. Los minerales se presentan pulverulentos yu totalmente sin brillo. . Se rompe facilmente al golpe del martillo. . Los bordes de los fracmentos pueden ser quebrados por la presion de los dedos. . Una lamina de acero hace un surco acentuado en la superficie del fracmento.
Extremadamente Alterada	**A_4**	. Suelo como producto de la alteracion de la roca. . La estructura de la roca madre es preservada.

Fuente: Associacao Brasileira de Geologia de Engenharia (1972) 4ª : Semana Paulista de Geologia Aplicada.

Tabla N°2 - Grado de coherencia.

Roca	Simbolo	Caracteristicas
Muy coherente	**C_1**	. Se quiebra con dificultad a los golpes del martillo. . El fracmento posee bordes cortantes que resisten al corte de una lamina de acero. .Superficie dificilmente rayable por una lamina de acero.
Coherente	**C_2**	. Se quiebra con relativa facilidad a los golpes del martillo. . El fracmento posee bordes cortantes que pueden ser cortados por una lamina de acero. . Superficie dificilmente rayable por una lamina de acero.
Poco Coherente	**C_3**	. Se quiebra facilmente a los golpes del martillo. . Los bordes del fracmento pueden ser quebrados por la presion de los dedos. . Una lamina de acero produce un surco acentuado en la superficie del fracmento.
Quebradiza	**C_4**	. Se pulveriza al golpe del martillo. . Se deshace con la presion de los dedos.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Tabla N°3 - Grado de resistencia.

Roca	Símbolo	Resistencia (Kg/Cm²)
Muy Resistente	R_1	> 1200
Resistente	R_2	1200 – 600
Poco Resistente	R_3	600 – 300
Blanda	R_4	300 – 100
Muy Blanda	R_5	< 100

Fuente: Ídem Tabla N°5

Tabla N°4 - Grado de fracturación.

Símbolo	Espaciamiento entre Fracturas
F_1 (maciza)	> 3m
F_2 (poco fracturada)	1 – 3m
F_3 (medianamente fracturada)	0.30 – 1m
F_4 (muy Fracturada)	0.05 – 0.30m
F_5 (fracturada)	< 0.05

Fuente: Engineering Classification of in situ Rock – Beere D.U – 1969

Tabla N°5 - Grado de persistencia.

SIMBOLO	DESCRIPCION	PERSISTENCIA (CONTINUIDAD DE LA DESCONTINUIDAD)
P_1	Muy Baja	< 1 m.
P_2	Baja	1– 3m.
P_3	Mediana	3 – 10m.
P_4	Alta	10 – 20m.
P_5	Muy alta	> 20m.

Fuente: International Society for Rock Mechanics – Comittee on Field Tests – Document N° 4, 1977.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Tabla N°6 - Apertura de discontinuidades.

A) CERRADA	
B) ABIERTA	
C) RELLENA	

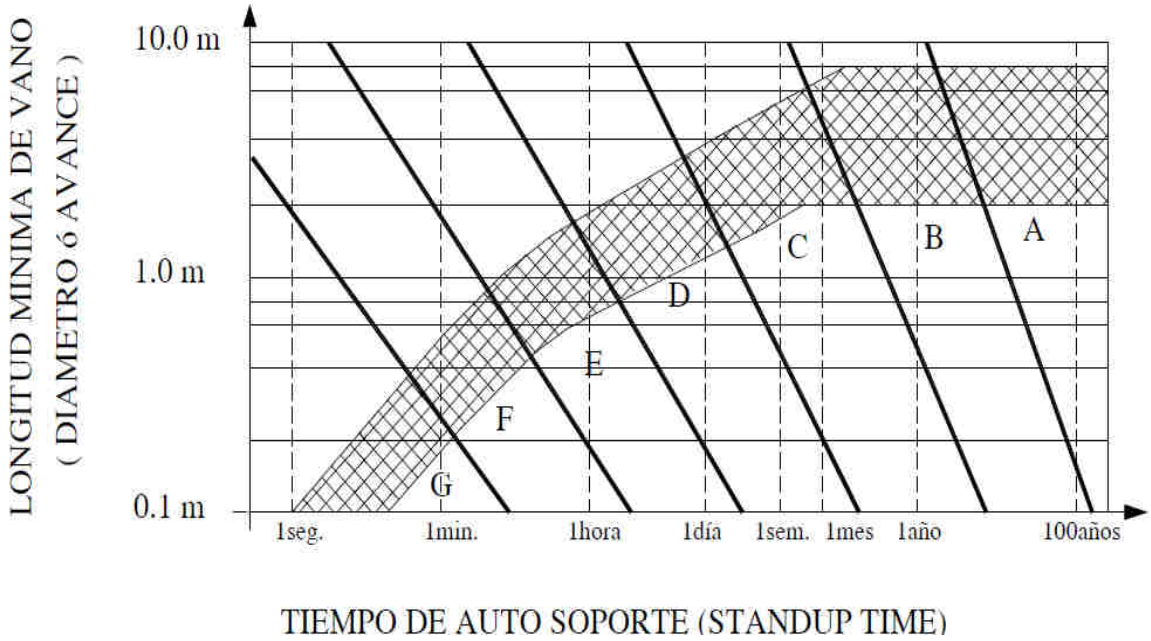
Fuente: International Society for Rock Mechanics – Comittee on Field Tests – Document N° 4, 1977

Tabla N°7 - Índice de calidad de rocas (RQD).

Indice de calidad (RQD) %	Calidad del macizo rocoso
0 – 25	Muy malo
25 – 50	Malo
50 – 75	Regular
75 – 90	Bueno
90 - 100	Exelente

Fuente: Idem tabla N° 4

Tabla N°8 - Clasificación de macizo rocosos.



Anexo N°1.7 Túneles (LAUFFER).

Tipo de rocas	Calidad de Roca	Resistencia a la compresión simple (Kg/cm²)	Índice de Calidad de Roca	Probable tiempo de auto soporte	Soporte provisionales requeridos
A	Compacta, alta resistencia, discontinuidades muy espaciadas	1,120 – 2,240	> 90%	Decenas de años	Ninguno
B	Maciza, resistencia mediana	560 – 1,120	> 75%	Meses a años	Ninguno a muy ligero
C	Foliada o estratificada alta resistencia, moderadamente	1,120 – 2,240	>60%	Semanas a meses	ligero
D	En bloques, resistencia mediana, muy fracturada	560 – 1,120	>50%	Días a semanas	Ligero a moderado
E	En bloques y agrietada, resistencia baja, muy estratificada y fracturada	280 - 560	>40%	Horas a días	Pesado
F	Muchos bloques y agrieta, baja resistencia	280 - 560	>25%	Minutos y horas	Pesado
G	Expansiva y compresible muy baja, resistencia, extremadamente fracturada y cizallada	< 280	< 25 %	Segundos a minutos	Muy pesado, con blindaje

Anexo N°1. 8.- Norma Americana, Europea y Peruana para el shotcrete

Ensayos para determinar la calidad de fibra en el shotcrete:

1. Determinación de la tenacidad por flexión del concreto reforzado con fibra usando vigas prismáticas pequeñas cortadas y cargadas en el tercio central, norma ASTM C 1018-04. Se realiza en vigas.
2. Determinación de la tenacidad; Energía absorbida; a la flexión de concreto reforzado con fibra usando panel cuadrado cargado centralmente – Norma EFNARC (europea). Panel con dimensiones de 60 cm. De ancho x 10 cm, de espesor.
3. Determinación de la tenacidad: Energía absorbida por flexión del concreto reforzado con fibra aplicando una carga central en paneles redondos. Norma ASTM C – 1550-08. Este ensayo consiste en cargar un espécimen circular de 800 mm. De diámetro y 75 mm. De espesor el cual es apoyado sobre 3 apoyos de cuña ubicados simétricamente.

Ensayos para shotcrete – Normas ACI – Instituto del concreto AMERICANO:

1. ACI 506.3R-91; Guía para la certificación o aprobación del “shotcrete” – Aspectos generales.
2. ACI 506.4R-94; Guía para la evaluación del “shotcrete” – ensayos.
3. ACI 544.1R-96; Estudio del concreto reforzado con fibras.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

4. ACI 201.2R-98; Guía para la durabilidad del concreto.
5. ACI 506R-90; Guía del “shotcrete”.
6. ACI 506.1R-98; El “shotcrete” reforzado con fibras.
7. ACI 506.2-95; Especificaciones para el “shotcrete”.

Ensayos para shotcrete – Norma EFNARC – EUROPEA:

1. Especificaciones europeas para el concreto proyectado.
2. Documentación para especificaciones y contratos.
3. Ejecución del lanzado o proyectado.
4. Lineamientos para el concreto proyectado.

Ensayos de calidad en agregados – Normas ASTM:

1. ASTM C136: Análisis granulométrico por tamizado.
2. ASTM C128: Peso específico y absorción.
3. ASTM C29: Peso unitario seco y compactado.
4. ASTM C566: Contenido de humedad.
5. ASTM C117: Material pasante la malla 200 (74 um).
6. ASTM C702: Cuarteo de agregados.
7. ASTM D75: Muestreo de agregados.

Ensayos de calidad en el concreto – Normas ASTM:

1. ACI 211: Diseño de mezcla.
2. ASTM C138: Peso por metro cubico, rendimiento y contenido de aire.
3. ASTM C231: Contenido de aire de la mezcla de concreto (método Washington).
4. ASTM C192: Elaboración y curado del concreto en laboratorio.
5. ASTM C39/42: Compresión o rotura de probetas y testigos diamantinos.
6. ASTM C1064: Temperatura del concreto fresco.
7. ASTM C143: Asentamiento del concreto fresco (Slamp).
8. ASTM C172: Toma de muestras del concreto fresco.
9. ASTM C42: Extracción, tallado y ensayo de testigos diamantinos.

Ensayos de calidad al agua – Ensayos Químicos – Normas ASTM:

1. ASTM D516: Contenido de sulfatos.
2. ASTM D512: Contenido de cloruros.

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

ANEXO N°2

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

ENSAYO DE CORTE DIRECTO

Los ensayos se realizaron sobre discontinuidad con caras paralelas a la dirección de corte, según norma ASTM D 5607-95

Se obtuvieron los siguientes resultados:

Muestra	***Tipo de Discontinuidad***	***Área (cm^2)***	***Ángulo de Fricción Residual (°)***	***Cohesión (MPa)***
V.KARINA	*Simulado*	*22.48*	*28.56*	*0.120*
V.PRINCIPAL	*Simulado*	*22.65*	*28.08*	*0.142*
V.LORENA	*Simulado*	*22.56*	*28.57*	*0.151*
V.ELVA	*Simulado*	*22.56*	*28.57*	*0.107*
V.CARMEN	*Simulado*	*22.65*	*29.25*	*0.146*
V.RAMAL	*Simulado*	*22.56*	*28.88*	*0.141*
V.ROSA	*Simulado*	*23.07*	*30.30*	*0.128*
MARGA ROJA	*Simulado*	*31.37*	*27.33*	*0.117*
MARGA GRIS-A	*Simulado*	*31.37*	*28.53*	*0.134*
MARGA GRIS-B	*Simulado*	*27.18*	*30.79*	*0.042*
ARENISCA	*Simulado*	*32.78*	*26.57*	*0.114*
CONGLOMERADO	*Simulado*	*10.35*	*26.34*	*0.145*

Av. Túpac Amaru N° 210, - Lima 25, Apartado 1301 - Perú
Telefax: (511) 382 4557, e-mail: lmrfigmm@uni.edu.pe

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

ENSAYOS DE PROPIEDADES FISICAS.

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2216-98

Los resultados son los siguientes:

Muestra	*Diámetro (cm.)*	*Altura (cm.)*	*Densidad Seca (gr./cm³)*	*Densidad Húmeda (gr./cm³)*	*Porosidad Aparente (%)*	*Absorción (%)*	*Peso Especifico Aparente (KN/m³)*
V.KARINA	*3.77*	*2.52*	*2.91*	*2.94*	*2.45*	*0.84*	*28.56*
V.PRINCIPAL	*5.37*	*2.16*	*4.35*	*4.35*	*0.72*	*0.16*	*42.58*
V.LORENA	*5.36*	*2.07*	*3.44*	*3.45*	*0.94*	*0.27*	*33.71*
V.ELVA	*3.79*	*2.63*	*3.40*	*3.42*	*1.79*	*0.53*	*33.34*
V.CARMEN	*3.78*	*2.54*	*2.28*	*2.33*	*4.60*	*2.01*	*22.39*
V.RAMAL	*5.36*	*2.00*	*2.81*	*2.82*	*0.97*	*0.35*	*27.50*
V.ROSA	*3.78*	*2.39*	*2.31*	*2.34*	*3.50*	*1.52*	*22.60*
MARGA ROJA	*6.32*	*2.04*	*2.70*	*2.73*	*2.23*	*0.83*	*26.50*
MARGA GRIS-A	*6.32*	*2.18*	*2.64*	*2.67*	*2.90*	*1.10*	*25.85*
MARGA GRIS-B	*6.33*	*1.91*	*2.08*	*2.20*	*11.53*	*5.54*	*20.39*
ARENISCA	*6.45*	*2.01*	*2.73*	*2.74*	*1.36*	*0.50*	*26.71*
CONGLOMERADO	*3.63*	*2.72*	*2.65*	*2.67*	*2.34*	*0.89*	*25.93*

Av. Túpac Amaru N° 210, - Lima 25, Apartado 1301 - Perú
Telefax: (511) 382 4557, e-mail: lmrfigmm@uni.edu.pe

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

ENSAYOS DE COMPRESIÓN SIMPLE

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D2938

Los resultados son los siguientes:

Muestra	*Diámetro (cm.)*	*Altura (cm.)*	*Carga (KN.)*	*Resistencia a la Compresión Simple (Kg./cm²)*	*Resistencia a la Compresión Simple (MPa)*
V.KARINA	*3.76*	*7.55*	*54.90*	*505.69*	*49.56*
V.PRINCIPAL	*3.81*	*7.41*	*30.90*	*276.09*	*27.06*
V.LORENA	*5.36*	*10.38*	*128.70*	*580.70*	*56.91*
V.ELVA	*5.37*	*10.49*	*45.70*	*205.66*	*20.15*
V.CARMEN	*3.77*	*7.62*	*60.10*	*551.11*	*54.01*
V.RAMAL	*3.78*	*7.44*	*155.40*	*1412.76*	*138.45*
V.ROSA	*3.79*	*7.49*	*20.60*	*186.39*	*18.27*
MARGA ROJA	*6.33*	*12.55*	*250.60*	*813.16*	*79.69*
MARGA GRIS-A	*6.32*	*12.61*	*241.50*	*786.74*	*77.10*
MARGA GRIS-B	*6.33*	*12.62*	*33.50*	*108.78*	*10.66*
ARENISCA	*6.46*	*12.97*	*300.20*	*936.77*	*91.80*
CONGLOMERADO	*3.64*	*7.17*	*45.60*	*447.10*	*43.82*

Observación: Estandarizado según Protodyakonov ($^{L}/_{D} = 2$)

Av. Túpac Amaru N° 210, - Lima 25, Apartado 1301 - Perú
Telefax: (511) 382 4557, e-mail: lmrfigmm@uni.edu.pe

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

ENSAYOS DE PROPIEDADES ELÀSTICAS

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D3148

Los resultados son los siguientes:

Muestra	***Diámetro (cm.)***	***Altura (cm.)***	***Modulo Young (GPa)***	***Poisson***
V.KARINA	*3.76*	*7.58*	*7.40*	*0.32*
V.PRINCIPAL	*3.81*	*7.43*	*4.17*	*0.32*
V.LORENA	*5.36*	*10.40*	*6.50*	*0.32*
V.ELVA	*5.37*	*10.52*	*7.40*	*0.31*
V.CARMEN	*3.77*	*7.60*	*10.10*	*0.30*
V.RAMAL	*3.78*	*7.41*	*9.71*	*0.30*
V.ROSA	*3.79*	*7.52*	*4.17*	*0.33*
MARGA ROJA	*6.33*	*12.51*	*11.03*	*0.30*
MARGA GRIS-A	*6.32*	*12.60*	*10.26*	*0.30*
MARGA GRIS-B	*6.33*	*12.58*	*3.61*	*0.33*
ARENISCA	*6.46*	*12.91*	*9.59*	*0.31*
CONGLOMERADO	*3.64*	*7.19*	*5.70*	*0.33*

Av. Túpac Amaru N° 210, - Lima 25, Apartado 1301 - Perú
Telefax: (511) 382 4557, e-mail: lmrfigmm@uni.edu.pe

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica
Laboratorio de Mecánica de Rocas

ENSAYOS DE TRACCION INDIRECTA (Brasilero)

Los ensayos se realizaron según la norma ASTM D3967

Los resultados son los siguientes:

Muestra	*Diámetro (cm.)*	*Altura (cm.)*	*Carga (KN)*	*Resistencia a la Tracción (MPa)*
V.KARINA	*3.77*	*1.74*	*7.60*	*7.39*
V.PRINCIPAL	*5.37*	*2.42*	*7.10*	*3.48*
V.LORENA	*5.37*	*2.47*	*5.60*	*2.69*
V.ELVA	*3.78*	*1.85*	*3.20*	*2.92*
V.CARMEN	*5.37*	*2.73*	*8.00*	*3.48*
V.RAMAL	*5.37*	*2.68*	*16.10*	*7.13*
V.ROSA	*5.40*	*2.6*	*7.30*	*3.32*
MARGA ROJA	*6.33*	*3.34*	*5.80*	*1.75*
MARGA GRIS-A	*6.33*	*3.17*	*16.90*	*5.37*
MARGA GRIS-B	*6.33*	*3.29*	*1.00*	*0.31*
ARENISCA	*6.46*	*3.27*	*16.80*	*5.07*
CONGLOMERADO	*3.63*	*1.76*	*2.40*	*2.40*

Nota:
- La empresa solicitante es responsable de la toma de muestra en campo.
- La información correspondiente a las muestras fue proporcionada por el cliente.

Ing. Julio Uza Teraya
Jefe del Laboratorio de Mecánica de Rocas
Universidad Nacional de Ingeniería

Av. Túpac Amaru N° 210, - Lima 25, Apartado 1301 - Perú
Telefax: (511) 382 4557, e-mail: lmrfigmm@uni.edu.pe

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Anexo N°2. 1.- Calculo del Peso Específico de la marga gris, roja y veta principal

1.- Peso Específico del Mineral = (Gr/cm³) = (Ton/m³)

Peso Específico de Marga Gris = 220 gr/100 cm³

Pe Marga Gris = 2.20 gr/cm³.

2.- Peso Específico del Mineral = (Gr/cm³) = (Ton/m³)

Peso Específico de Marga Roja= 270 gr/100 cm³

P.e Marga Roja = 2.70 gr/cm³.

3.- Peso Específico del Mineral = (Gr/cm³) = (Ton/m³)

Peso Específico de veta principal = 435 gr/100 cm³

P.e Veta Principal = 4.35 gr/cm³.

Anexo N°2. 2.- Evaluación Geomecánica de rotura de rocas del yacimiento Mina Animón

1.- Resistencia a la Compresión Marga Gris

$$Rc = P/A$$

Donde:

P = Carga máxima aplicada en Kg.

A = Área de la sección Transversal en Cm².

Rc = Resistencia a la Compresión en Kg/Cm², con aproximación a 1Kg /Cm².

10 Kg /cm² ≈ 1 Mpa N = Kg * m / s²

Peso = 241,50 KN de K = 10³

P = 241,50 x 1000 N

P = 241500 N a Kg Gravedad (g) = 9,8 m/s²

P = 241500 N/9.8 m/s² = 24,642.857 Kg.

Área o = Ao = л (r)² Ao = л (3,16 cm) ²

Resistencia a la compresión = N/m² = Pascales = Kg/cm²

Rc = 24,642.857 Kg/ (3,16 cm) ² * л

Rc = 24,642.857 Kg/ (3,16 cm) ² * л

Rc = 786.39 Kg/cm²

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

2.- Resistencia a la Compresión Marga Roja

$$Rc = P/A$$

Donde:

P = Carga máxima aplicada en Kg.

A = Área de la sección Transversal en Cm².

Rc = Resistencia a la Compresión en Kg/Cm², con aproximación a 1Kg /Cm².

10 Kg /cm² ≈ 1 Mpa N = Kg * m / s²

Peso = 250,60 KN de K = 10^3

P = 250,60 x 1000 N

P = 250600 N a Kg Gravedad (g) = 9,8 m/s²

P = 250600 N/9.8 m/s² = 25,571.428 Kg.

Área o = Ao = л (r)² Ao = л (3,165 cm) ²

Resistencia a la compresión = N/m² = Pascales = Kg/cm²

Rc = 25,571.428 Kg/ (3,165 cm) ² * л

Rc = 25,571.428 Kg/ (3,165 cm) ² * л Rc = 813.16 Kg/cm².

3.- Resistencia a la Compresión Veta Principal

$$Rc = P/A$$

Donde:

P = Carga máxima aplicada en Kg.

A = Área de la sección Transversal en Cm².

Rc = Resistencia a la Compresión en Kg/Cm², con aproximación a 1Kg /Cm².

10 Kg /Cm² ≈ 1 Mpa N = Kg * m / s²

Peso = 30,90 KN de K = 10^3

P = 30,90 x 1000 N

P = 30900 N a Kg Gravedad (g) = 9,8 m/s²

P = 30900 N/9.8 m/s² = 3153,061 Kg.

Área o = Ao = л (r)² Ao = л (1,905 cm) ²

Resistencia a la compresión = N/m² = Pascales = Kg/cm²

Rc = 3153,061 Kg/ (1,905 cm) ² * л

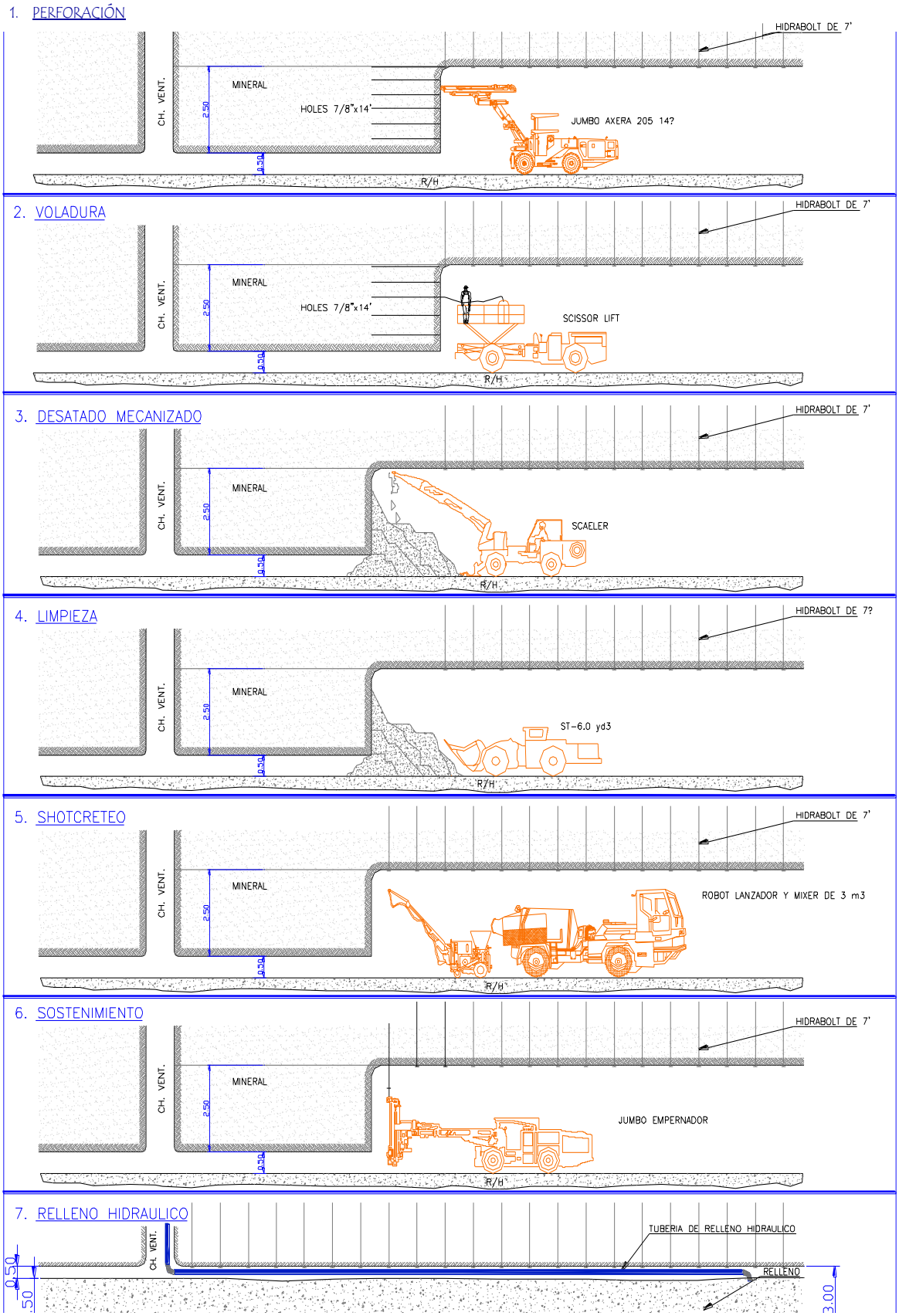
Rc = 3153,061/ (1,905) ² * л Rc = 276,09 Kg/cm².

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

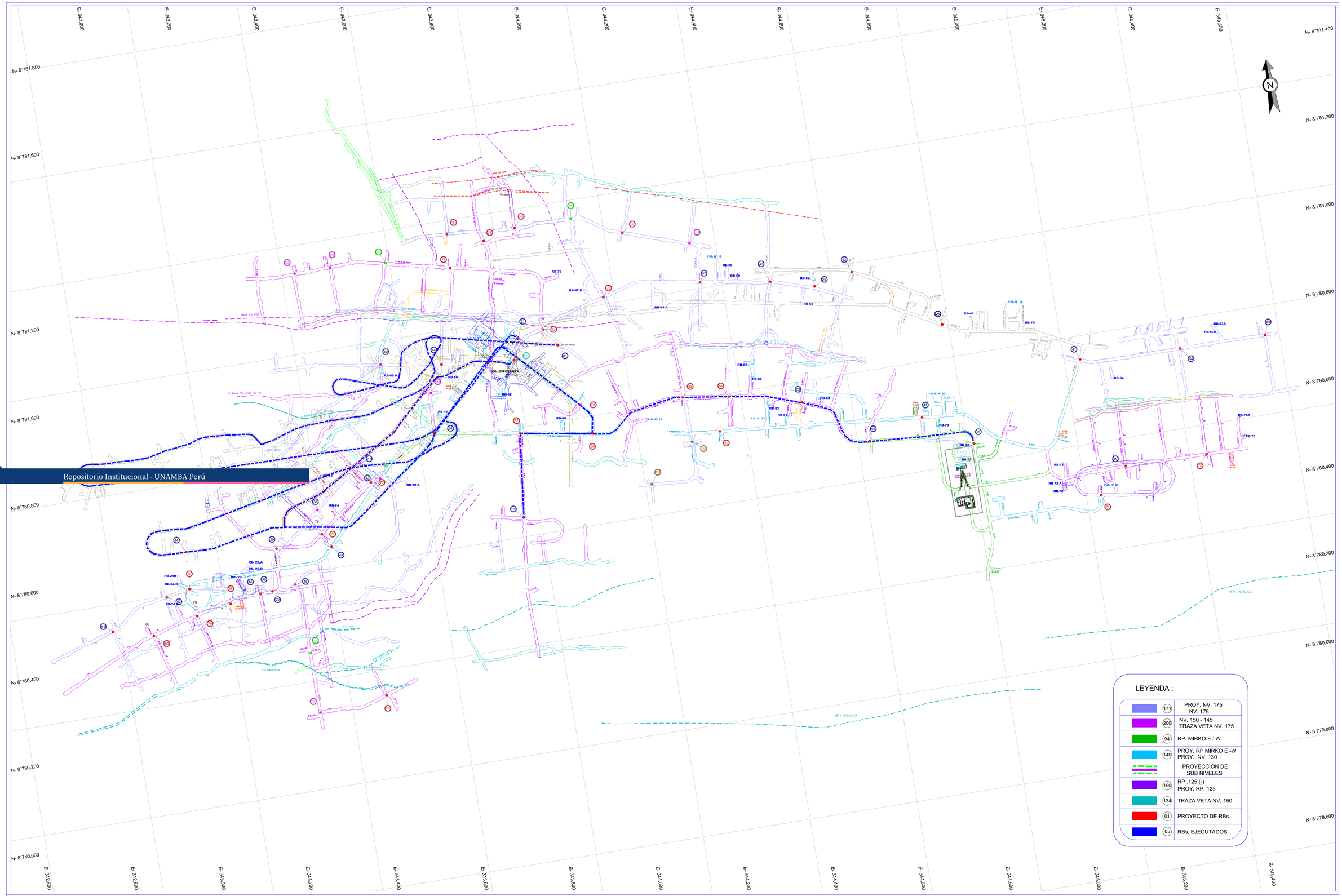
ANEXO N°3

www.nitropdf.com
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ

Anexos N°3. 1.- Operaciones del Método de Corte y Relleno Ascendente.



Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

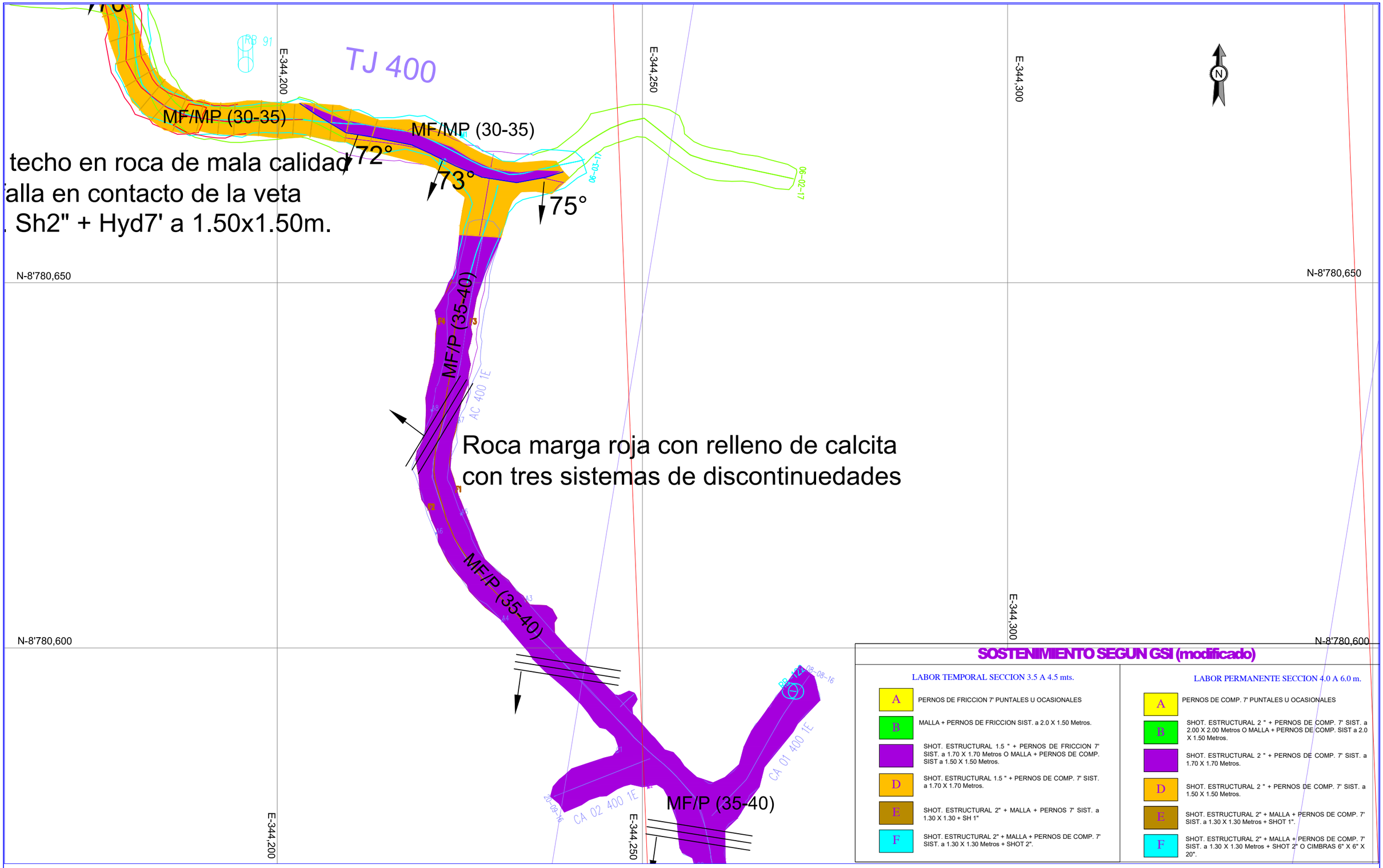


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS	ELABORACIÓN: AMILCAR ROLDAN MERINO	PLANO: COMPOSITO DE MINA ANIMON MINA: UNIDAD MINERA CHUNGAR	ESCALA: 1/1000 COORD: UTM	N° PLANO: 01 NIVEL : 100, 125, 150, 175 Y 200 VETA : María Rosa, Carmen, Janeth, Elva Principa, Karina, Gisela Andalucia y Lorena	FECHA: 20/06/16	UBICACIÓN: DEPARTAMENTO : PASCO PROVINCIA: CERRO DE PASCO DISTRITO : HUAYLLAY

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú
Repositorio Institucional – UNAMBA - PERÚ
www.nitropdf.com

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS	ELABORACIÓN: AMILCAR ROLDAN MERINO	PLANO: LABOR DE PRODUCCIÓN MINA: UNIDAD MINERA ANIMÓN	ESCALA: 1/27 COORD: UTM	Nº PLANO: 02	FECHA: 20/06/16 NIVEL : 125 LABOR : ACC 100 Veta: Gisela	UBICACIÓN: DEPARTAMENTO : PASCO PROVINCIA: CERRO DE PASCO DISTRITO : HUAYLLAY

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú
ppdf.com



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURIMAC FACULTAD DE INGENIERÍA ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS	ELABORACIÓN: AMILCAR ROLDAN MERINO	PLANO: LABOR DE PRODUCCIÓN MINA: UNIDAD MINERA ANIMÓN	ESCALA: 1/27 COORD: UTM	Nº PLANO: 03 NIVEL : 175 LABOR : TJ 400 Veta: Split Ofelia Piso	FECHA: 20/06/16	UBICACIÓN: DEPARTAMENTO : PASCO PROVINCIA: CERRO DE PASCO DISTRITO : HUAYLLAY

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú
ppdf.com