

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS**



“MINADO EN LA COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA SA”

**INFORME DE COMPETENCIA PROFESIONAL
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO DE MINAS**

**PRESENTADO POR:
ANDY NIKOLA VALVERDE GUILLEN**

Lima - Perú

2012

DEDICATORIA

Quiero dedicar el presente trabajo a mis padres, que siempre me apoyaron a lo largo de mi vida universitaria.

A mi alma Mater “Universidad Nacional de Ingeniería”, pilar de mi desarrollo profesional y presente día a día con sus conocimientos.

PRÓLOGO

Las primeras investigaciones geológicas fueron realizadas por MITSUI MINING & SMELTING CO Ltda. Japonés en 1961. En el año 1964 se forma Compañía Minera Santa Luisa S.A. que prosiguió las exploraciones en forma sistemática, iniciando posteriormente la explotación en el año 1968.

INDICE

DEDICATORIA	ii
PRÓLOGO	iii
ÍNDICE	iv
CAPÍTULO I: GENERALIDADES.....	7
1.1 RESEÑA HISTÓRICA.....	7
1.2 UBICACIÓN	8
1.3 ACCESO	9
1.4 CLIMA, VEGETACIÓN Y FAUNA.....	10
1.4.1 Clima y Metereología.....	10
1.4.2 Vegetación.....	10
1.5 FISIOGRAFÍA.....	11
1.5.1 Geomorfología.....	11
1.5.2 Topografía.....	12
1.5.3 Petrología	12
1.6 RECURSOS REGIONALES.....	12
1.6.1 Recursos Naturales.....	12
1.6.3 Recursos Energéticos	13
CAPÍTULO II: GEOLOGÍA.....	16
2.1 GEOLOGÍA REGIONAL.....	16
2.1.1 Estratigrafía.....	17

2.1.2	Rocas Ígneas	19
2.1.2.1	Rocas Ígneas Plutónicas.....	19
2.1.2.2	Rocas Ígneas Volcánicas.....	20
2.1.3	Rocas Metamórficas	20
2.2	GEOLOGÍA LOCAL	20
2.3	GEOLOGÍA ESTRUCTURAL	23
2.4	GEOLOGÍA ECONÓMICA	24
2.5	GEOLOGÍA DE MINAS.....	28
2.6	MINERALES ECONÓMICOS.....	32
2.7	RESERVAS DE MINERAL.....	34
CAPÍTULO III: OPERACIONES MINERO METALÚRGICAS		16
3.1	MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	36
3.2	DESCRIPCIÓN DE LA MINA	37
3.3	PLANEAMIENTO DE MINADO	38
3.4	OPERACIONES MINERAS UNITARIAS.....	39
3.4.1	Perforación	39
3.4.2	Voladura.....	41
3.4.3	Limpieza.....	42
3.4.3.1	Transporte con locomotora de TROLEY	43
3.4.3.2	Transporte de mineral con volquete.....	44
3.4.4	Sostenimiento	44
3.4.4.1	Pernos cementados	44
3.4.4.2	Shotcrete.....	51
3.4.4.3	Malla de refuerzo.....	53
3.4.5	Relleno.....	54
3.4.6	Ventilación	55
3.5	PLANTA CONCENTRADORA	56
3.5.1	Método de tratamiento	56

CAPÍTULO IV: OPERACIONES MINERAS Y COSTOS UNITARIOS	58
4.1 RESEÑA DE LAS OPERACIONES MINERAS	58
4.2 PLANEAMIENTO	59
4.3 CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA DEL MACIZO ROCOSO	60
4.4 PERFORACIÓN	64
4.4.1 Condiciones de perforación.....	66
4.4.2 Perforación con jumbo	67
4.5 VOLADURA	76
4.5.1 Voladura en avance	77
4.5.2 Voladura en breasting.....	80
4.6 LIMPIEZA	83
CAPÍTULO V: RECUPERACIÓN DE PUENTES Y PILARES EN MINA HUANZALA ..	85
5.1 RECUPERACIÓN DE PUENTES	85
5.2 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD	87
5.3 CICLO OPERATIVO EN RECUPERACIÓN DE PUENTES	90
5.3.1 Sostenimiento	91
5.3.2 Perforación	94
5.3.3 Relleno	95
5.3.4 Voladura.....	95
5.3.5 Limpieza.....	97
5.4 DETERMINACIÓN DE LOS PILARES	98
5.5 RECUPERACIÓN DE LOS PILARES	107
CONCLUSIONES	109
RECOMENDACIONES.....	112
BIBLIOGRAFIA	114
ANEXOS	115

CAPÍTULO I: GENERALIDADES

1.1 RESEÑA HISTÓRICA

El yacimiento de Huanzala es conocido desde el año 1925, realizándose pequeños trabajos de explotación, es en el año de 1961 que MITSUI MINING & SMELTING CO empieza sus exploraciones; en mayo de 1964 se crea Compañía Minera Santa Luisa SA (subsidiaria de la corporación japonesa); siendo su principal objetivo realizar estudios geológicos en el yacimiento, consistentes en mapeos geológicos, perforaciones diamantinas y construcción de labores de exploración.

En junio de 1968 inicio sus operaciones Mina Huanzala con una producción de 500 TN/DIA, empleando perforadoras manuales neumáticas tipo Jackleg y Stoper, la limpieza del mineral de los tajeos era realizada por medio de winches y palas neumáticas sobre llantas, siendo el método de explotación “Corte y relleno ascendente convencional”.

La aplicación de la minería sin rieles empieza en 1973 con la introducción de scoop diesel de 1 yd³ de capacidad de cuchara, en 1978 se compra scoop de 2 yd³ de capacidad de cuchara, ese mismo año se adquieren scoop de 3.5 yd³ de capacidad de cuchara. La mecanización de la perforación se inicia en el año 1964, utilizando un jumbo neumático denominado “jumbo Huanzala”. En la actualidad el método de explotación es altamente mecanizado utilizando una flota de jumbos (Atlas Copco y Tamrock) con viga telescópica, Simba, sostenimiento de pernos realizado con Robolt, sostenimiento Shotcrete realizado con lanzador mecánico SPRAYMEC y traslado de mezcla con MIXER, chimeneas de ventilación y ore pass realizados con equipo raise borer RHYNO, scoop de 6 yd³ (CAT y Atlas Copco).

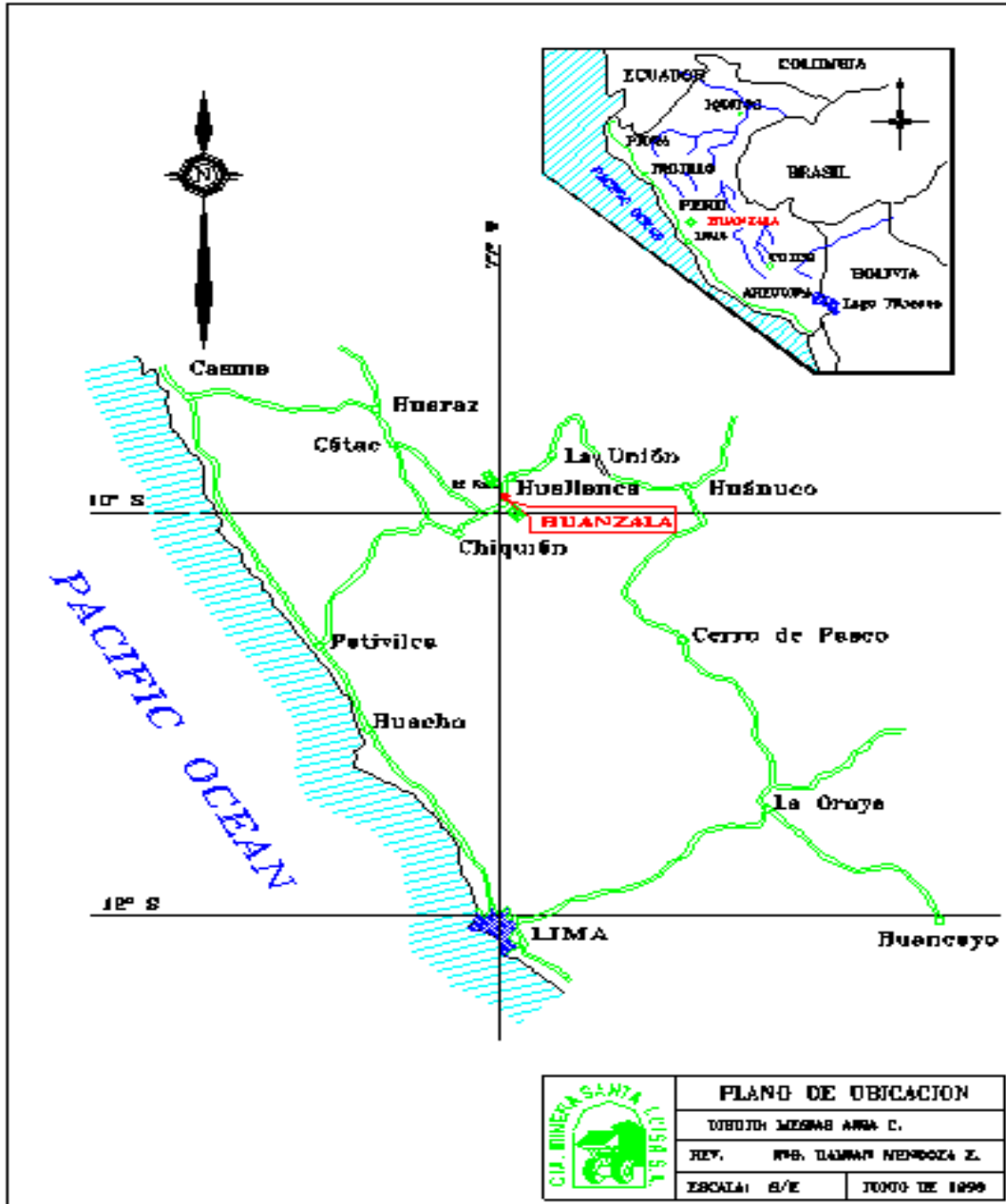
1.2 UBICACIÓN

Mina Huanzala, propiedad de Compañía Minera Santa Luisa S.A., se encuentra ubicada a 9 kilómetros de distancia al NW del distrito de Huallanca, en la provincia de Bolognesi, departamento de Ancash, a 420 kilómetros de la ciudad de Lima por una carretera asfaltada (Figura 1).

Su posición geográfica es:

Longitud Oeste	:	76°59'50"
Longitud Sur	:	09°52'04"
Altitud	:	3800 – 4300 msnm

FIGURA 1: UBICACIÓN MINA HUANZALA



Fuente: Archivo CMSL SA

1.3 ACCESO

La mina Huanzala es accesible partiendo desde Lima de la siguiente manera:

ACCESO	ITINERARIO		DISTANCIA Km.
	Carretera Asfaltada	Carretera Afirmada	
1	Lima – Pativilca – Conococha	Chiquián – Pachapaqui – Huanzalá	510
2	Lima – Pativilca – Conococha – Huanzalá		420
3	Lima – Cerro de Pasco – Huanuco –	La Unión – Huallanca – Huanzalá	590 Aprox.

1.4 CLIMA, VEGETACIÓN Y FAUNA

1.4.1 Clima y Meteorología

Se pueden diferenciar dos tipos de clima: el primero, se encuentra con mayor predominancia en el distrito de Huallanca (localizado entre los pisos altitudinales de 3500 y 4000 m.s.n.m.), variando de subhúmedo a húmedo frío. La precipitación varía entre los 500 mm., para el extremo occidental andino y 700 mm., para las áreas del centro y oriente de la región. El área es fría, con temperaturas medias mensuales que varían entre 5.8°C y 8.8°C. En cuanto a las temperaturas medias máximas, éstas varían entre 12.8°C y 23.3°C. y las medias mínimas entre 2.3°C y -2.7°C.

1.4.2 Vegetación

La vegetación de la zona es escasa, solamente se aprecia la presencia de pastos naturales, como el ichu y cultivos de algunos tubérculos, como papa, olluco, además se ha logrado plantar pinos en la parte baja de la cuenca, la cual da un aspecto de un clima templado.

1.4.3 Fauna

Las especies más representativas de los mamíferos son: zorro andino (*Pseudalopex culpaeus*), y pequeños roedores como ratón (*Akodon mollis*). Destacan entre las aves: puco-puco (*Thinocorus orbignyianus*), búho americano (*Bubo virginianus*), cóndor andino (*Vultur gryphus*), etc.

1.5 FISIOGRAFIA

En el área estudiada se identificó los Grandes Paisajes de Llanura Fluvial, Llanura Fluvio Glaciar y Montaña Compleja. La fisiografía del área en estudio está caracterizada por la presencia de los Grandes Paisajes de Llanura Aluvial, Llanura Fluvio Glaciar y Montañoso. Fisiográficamente se encuentra entre la prolongación de la cordillera Blanca y la cordillera Huayhuash al NE de un valle glaciar por donde discurre el río Torres a una altitud promedio que comprende entre los 3800 a 4300 m.s.n.m.

1.5.1 Geomorfología

Dentro del ámbito del proyecto se han identificado las siguientes geoformas (gran paisaje) Planicies y Geoformas (gran paisaje) Montañas. Se han reconocido algunas geoformas menores como parte de las grandes unidades geomorfológicas estudiados. Las más destacadas son: Cárcavas activas menores en laderas, erosión laminar, línea de cresta empinada, línea de cresta redondeada, áreas hidromórficas (áreas utilizadas para el pastoreo de ganado). La geomorfología que presenta la zona de Huanzala y alrededores se evidencia agentes de erosión glacial que actúan

de manera intensa, esto se aprecia en las fotografías aéreas, en las cuales se pueden los glaciares y los sinclinales que han sido totalmente erosionados quedando solamente en la actualidad flancos de crestas abruptas.

1.5.2 Topografía

La mina Huanzala esta ubicado sobre quebrada formado por el río torre, siendo esta zona accidentada por la cual es muy difícil terrenos planos en gran extensión: los cerros que lo rodean tienen una pendiente muy elevada. Debido a la topografía accidentada es que los accesos de las diferentes labores mineras, son en su mayoría carreteras en zig – zag.

1.5.3 Petrología

En la zona se puede distinguir las diferentes tipos de rocas; los más representantes son:

Sedimentarias	:	Lutitas, Calizas, Areniscas
Metamórficas	:	Cuarcitas
Ígneas	:	Granodiorita, Pórfido cuarcífero.

1.6 RECURSOS REGIONALES

1.6.1 Recursos Naturales

Alrededor de la mina hay muchos yacimientos metálicos y no metálicos, la que constituye parte de su recurso regional, la abundancia de agua, pastos naturales, madera y carbón permite el desarrollo de los pueblos aledaños y su entorno.

1.6.2 Recursos Humanos

El desarrollo de los pueblos desde inicios ha sido por la agricultura y la ganadería, sin embargo en las ciudad más cercana se cuenta con personal calificado para la explotación del yacimiento.

1.6.3 Recursos Energéticos

En la región el recurso energético más significativo son las centrales hidroeléctricas, siendo el más importante, la central del Cañón de Pato, que abastece de energía a gran parte de la región, y el sistema interconectado centro norte (SICN) de Aguaytia que abastece energía a Antamina, próximo a integrarse Huanzala.

1.7 RECURSOS LOCALES

1.7.1 Recursos Naturales

El recurso principal es el yacimiento mineralógico, el agua que abastece a toda la mina, la planta concentradora, la hidroeléctrica y el campamento minero. La arcilla utilizado para tacos y piedra caliza para la fabricación de cal.

1.7.2 Recursos Humanos

La compañía minera Santa Luisa cuenta para sus operaciones con un personal altamente calificado, de los cuales 28 personas trabajan en planilla Mina, 120 en contrataciones y servicios mina, con un total de 148 trabajadores para las operaciones en mina, además cuentan a su servicio un hospital, y asistencia social.

1.7.3 Recursos Energéticos

La mina Huanzala cuenta con una central hidroeléctrica “Nueva Huallanca” de 4.5 MW de potencia, ubicado en la el distrito de Huallanca que abastece de energía eléctrica a Huallanca y a la mina, con sus toda sus instalaciones.

También cuenta con una central térmica con 9 grupos electrógenos de una capacidad de 1300 Kw.

1.8 ECOLOGÍA

Se identificaron y delimitaron tres unidades llamadas zonas de vida que se distribuyen en el ámbito del área en estudio.

1.8.1 Estepa Montano (e – M)

La vegetación natural está representada por especies exóticas como el eucalipto, aliso, especies nativas como el mutuy, tayanca, pastos naturales como los del género Festuca, Stipa y Calamagrostis.

1.8.2 Bosque muy húmedo – Sub Alpino (bmh – SA)

La vegetación natural está representada por comunidades arbustivas que crecen sobre un estrato herbáceo perenne, mayormente de tipo graminal, Entre las especies arbustivas más comunes sobresalen las siguientes: “suro”, Chusquea sp, “Chilca” Baccharis polyantha, “chinchango” Hypericum sp, entre otras, tundra pluvial – Alpino Fisonómicamente presentan áreas vegetativas muy despobladas a

excepción de las mencionadas anteriormente, con predominancia de afloramientos rocosos.

1.8.3 Y el nival (n)

En cuyos pisos inferiores se localizan en menor proporción la presencia de líquenes rodeados generalmente por los afloramientos rocosos los cuales actúan como protectores de estas especies vegetales.

1.9 HIDROLOGÍA

En el área del proyecto se halla la presencia de los ríos Llamac y San Juan, perteneciente a las cuencas del Pacífico y Atlántico respectivamente:

El río San Juan se encuentra localizado entre los 3200 y 3800 m.s.n.m. de la región Ancash, es alimentado por las aguas de las quebradas Chiuroco, Chuspi, Azul Mina, entre otras.

El río Llamac, corta a la carretera en la progresiva 37+550, su cuenca se encuentra localizada en la región alto andina de la región.

1.10 PROPIEDAD

La propiedad superficial de Compañía Minera Santa Luisa (Huanzala) es de 200 Hectáreas de terreno, dentro de ello se encuentra: Tanash, Matash, Torres, Contaycocha y Santa Anita.

CAPÍTULO II: GEOLOGÍA

2.1 GEOLOGÍA REGIONAL

En la zona de Huanzala y alrededores se encuentra ampliamente distribuidas rocas sedimentarias del cretácico, estas han sido correlacionadas con el grupo Gollarisquisga muy notables cerca de Cerro de Pasco y corresponden a la formación: Chimú (cuarcitas), Santa (calizas, lutitas, calcáreas), Carhuaz (lutitas, areniscas), farrat (arenisca) del cretácico inferior.

Estas rocas sedimentarias han sido fuertemente plegadas por la orogénesis andina formando anticlinales y sinclinales de dos a tres kilómetros entre sus respectivos flancos generalmente cíclicos presentan fallas de empuje y fallas de desplazamiento de rumbo.

También se presentan rocas ígneas como pórfidos cuarcíferos, granodiorita, etc., que instruyen en las rocas sedimentarias. La edad de estos intrusivos data del plioceno.

2.1.1 Estratigrafía

El yacimiento de la mina Huanzala se encuentra localizado en el flanco derecho de un sinclinal volcado, por lo tanto las rocas más recientes se encuentran en el núcleo y las más antiguas afloran hacia superficie.

2.1.1.1 Formación Chimú

Presenta estratos que se encuentran ubicados al NE del cerro de Huanzala, con un rumbo promedio de N35°-40°W, el tipo de roca que se presenta son las cuarcitas con una potencia que está por encima de los 100 m intercalados con lutitas de 1-5 m de potencia, la misma aflora en las partes elevadas e infrayacen a la formación santa.

2.1.1.2 Formación Santa

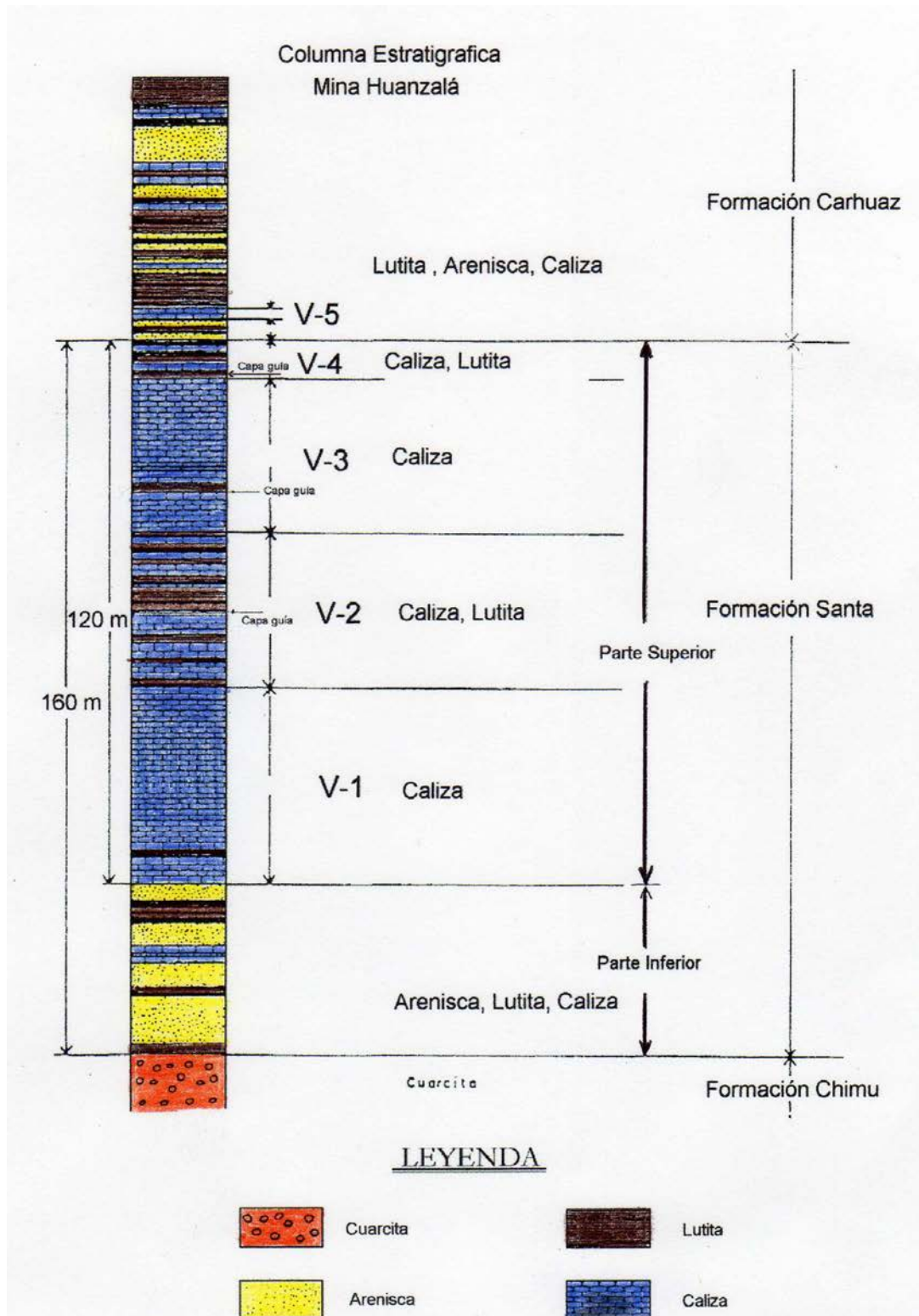
En esta formación se distinguen dos zonas diferenciadas; un superior constituida de calizas con intercalaciones de lutitas con una potencia de 80 – 120 m y la otra inferior de areniscas, lutitas y capas delgadas de caliza con una potencia de 40 m.

Es necesario aclarar que en las calizas, se han producido el reemplazamiento metasomático, las capas poseen un rumbo N42°W y buzamiento 60° - 70° NE.

2.1.1.3 Formación Carhuaz

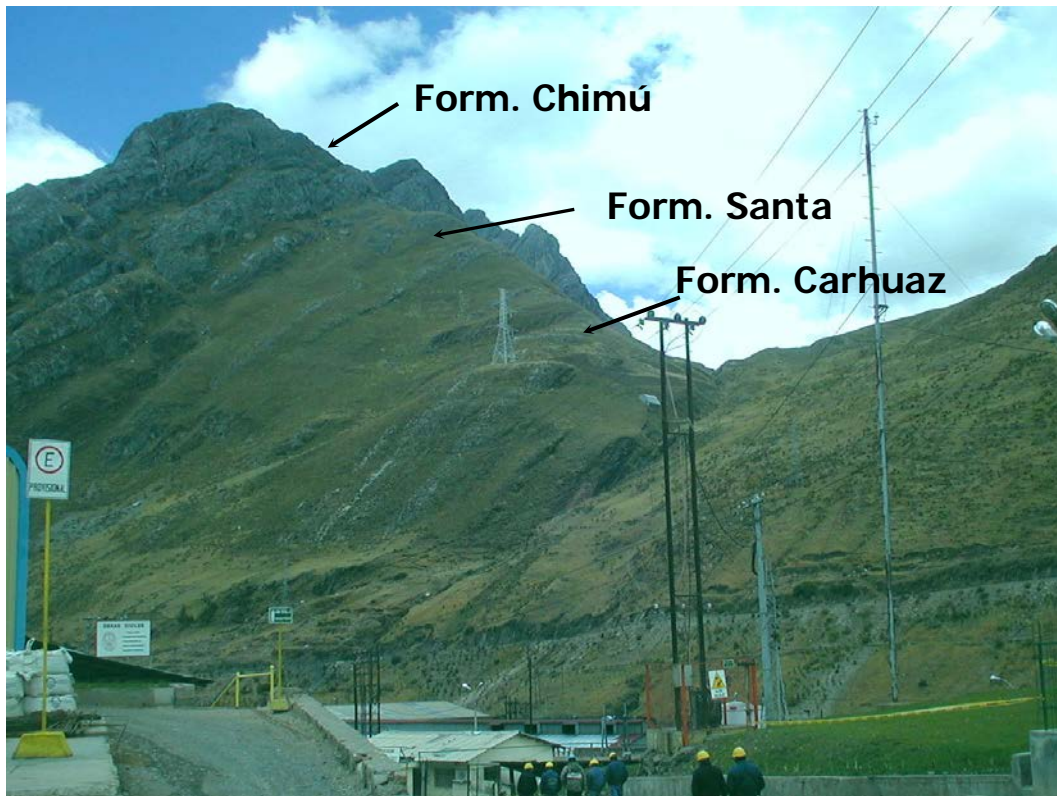
La formación Carhuaz se presenta al oeste del cerro Huanzala con un rumbo promedio de N 42° W y buzamiento de 60°-70° NE constituidas por areniscas y lutitas grises.

FIGURA 2: COLUMNA ESTRATIGRÁFICA MINA HUANZALA



Fuente: Archivo CMSL SA

FIGURA 3: VISTA FOTOGRÁFICA DE LA ESTRATIGRAFÍA MINA HUANZALA



Fuente: Archivo fotográfico CMSL SA

2.1.2 Rocas Ígneas

La secuencia sedimentaria está instruida hacia el techo por “Stock”, diques y “sills” de composición ácida a intermedia; granítica, granodiorítica y pórfido cuarcífero, con una dirección igual al de los estratos.

2.1.2.1 Rocas Ígneas Plutónicas

Las rocas ígneas Plutónicas más resaltantes son:

- Granitos, constituido por mica, cuarzo, piroxeno.
- Granodiorita, compuesta por plagioclasas y feldespato.
- Tonalitas, construida por plagioclasas, ortosa, cuarzo, etc.

2.1.2.2 Rocas Ígneas Volcánicas

Las rocas volcánicas que afloran en la zona son dacitas, andesitas y riocitas que se localizan al oeste del cerro Huanzalá con una potencia promedio de 10 a 20m. y se encuentran cubriendo a la secuencia sedimentaria en algunas áreas.

2.1.3 Rocas Metamórficas

Las rocas metamórficas que se encuentran en el área, en los contactos entre los intrusivos y las capas sedimentarias. Están constituidos por Gneis, cuya composición es cuarzo, plagioclasas, biotita, etc. las Cuarcitas, roca originaria de las areniscas, con granos de cuarzo, la pizarra, roca metamórfica de alto grado.

2.2 GEOLOGÍA LOCAL

En la mina Huanzalá sobreyacen concordantemente la formación Chimú, Santa, y Carhuaz del cretácico inferior. Estas formaciones se presentan en el flanco invertido de un sinclinal volcánico de tal forma que dichas formaciones se sobrepone de la más reciente a la más antigua.

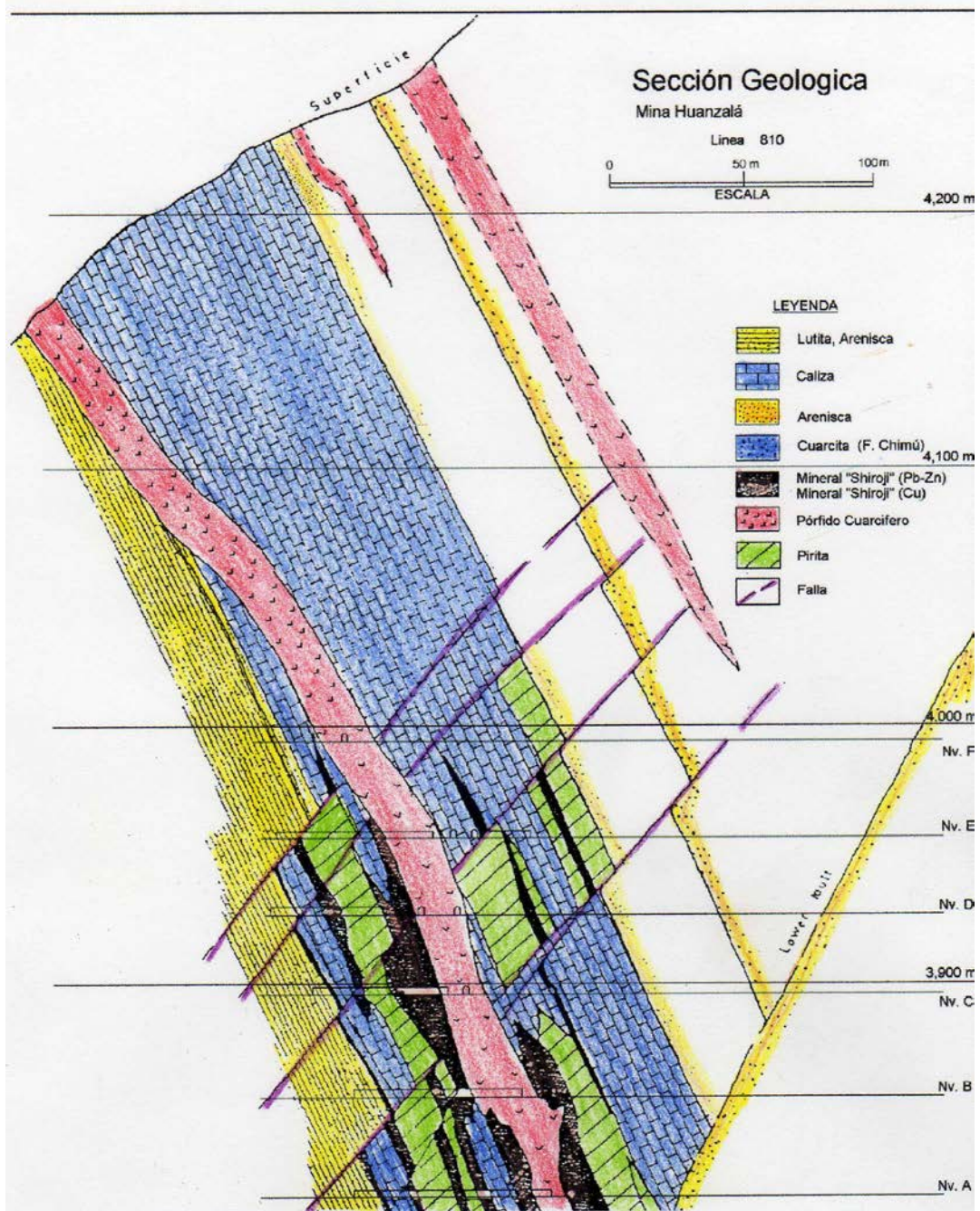
En la formación Santa se distinguen dos partes: superior constituida de caliza con intercalaciones de lutitas con una potencia de 120m. y otra inferior de areniscas, lutitas y capas delgadas de caliza con una potencia de 40m. Los rumbos de estratificación oscilan entre N 30°- 50° W y un buzamiento de 50° a 70° NE.

Algunas lutitas de la parte superior son utilizadas como capas guía para diferenciar cuatro horizontes principales de mineralización y se le denomina zonas de veta de la 1 a la 4. Las rocas matrices de las zonas de veta 1 y 3 son calizas cuyos anchos varían entre 30 y 40m., las rocas de las vetas 2 y 4 están constituidas de una intercalación de caliza y lutitas de anchos entre 10 y 30m.

En la formación Carhuaz se localiza la zona de la veta 5 en una matriz de 2m. a 3m. de ancho encajadas en lutitas de dicha formación.

En la formación Chimú contiguo a la mina aflora un stock de pórfido cuarcífero y en la formación Santa existen diques similares que instruyen aproximadamente en forma paralela a la estratificación. El stock pórfirítico es de formas elipsoidal y mide 1.7 Km. de longitud con 200m., de ancho. Los diques tienen anchos variables entre 2m., a 50m., y de una longitud de 5.6 Km., estos diques se desarrollan principalmente en Huanzala hasta 50m. de ancho para disminuir en Recuerdo y en Huanzala sur a unos 4m. el pórfido cuarcífero es posterior al fallamiento principal habiendo cortado o instruido sobre las fallas.

FIGURA 4: SECCIÓN GEOLÓGICA MINA HUANZALÁ



Fuente: Archivo CMSL SA

2.3 GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

Estructuralmente la zona de Huanzala está delimitada por dos fallas paralelas regionales y por plegamientos.

Existen dos sistemas de fallas de desplazamiento de rumbo una que tiene un rumbo N 10° a 20° E y otro N 70° a 80° E. Una falla de empuje conocida como “Lower Fault” que tiene un desplazamiento vertical de 200m. En Huanzala hacia la zona de recuerdo. También hay otras fallas paralelas a la “Lower Fault” de gran influencia en las estructuras matrices de la mineralización.

2.3.1 Fallas

2.3.1.1 Falla Casacancha

Localizada al Sur de la mina con el mismo rumbo y es de tipo inverso, buza 40° a 45° al Sur, la distancia que las separa está entre 20-24 Km.

Localmente se tiene un sistema de fallas semi-paralelas denominadas "Lower Fault " 1, 2 y 3, la primera es de mayor interés, corta a la formación Santa más o menos por la línea 3600 y además sirve como control estructural de la mineralización.

2.3.1.2 Falla Yanashallash

La falla Yanashallash está localizado al NE de la mina Huanzalá con un rumbo de N42°W, y con un buzamiento hacia el Sur es de tipo inversa.

2.3.2 Plegamiento

Las rocas sedimentarias están fuertemente plegadas observándose sinclinales y anticlinales de 2-3 Km. entre sus flancos, debido a las dos fallas se origino un sistema de plegamientos afectando capas de calizas y lutitas.

2.4 GEOLOGÍA ECONÓMICA

Los minerales de Plomo, Zinc y Plata que conforman principalmente el yacimiento de la mina Huanzala, están constituidos por esfalerita (rubia y negra), galena, argentita, bornita, tenantita, pirargirita, estefanita; acompañados de pequeñas cantidades de minerales de cobre, como chalcopirita, pirita, pirrotita y otros; beneficiando con leyes de cabeza promedios Zn: 11%, Pb = 6%, Ag. = 5.0 OZ/TC y Cu = 1%.

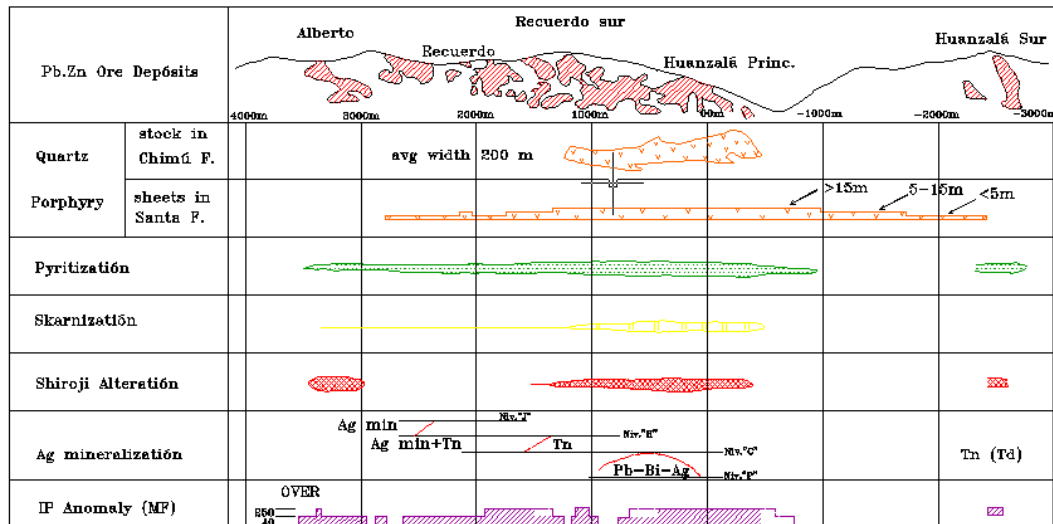
2.4.1 Origen y Tipo de Yacimiento

El yacimiento de la mina Huanzala es de origen magmático Hidrotermal de reemplazamiento metasomático asociado a vetas en los horizontes de las rocas que son favorables a la mineralización.

La roca intrusita responsable de la mineralización, se presenta en forma de “sills”; diques originando fracturamientos y deformación de estratos; generándose el metamorfismo.

Posteriormente se inyectaron las soluciones hidrotermales dando lugar así al reemplazamiento de la mineralización en forma de vetas y cuerpos económicos irregulares con leyes de Cu, Pb, Zn, Ag y otros de interés.

FIGURA 5: ORIGEN Y TIPO DE YACIMIENTO MINA HUANZALA



Fuente: Archivo CMSL SA

En la mina Huanzala, se ha reconocido tres tipos de ensambles mineralógicos; cuyas características son:

2.4.1.1 Tipo Pirítico

En el yacimiento de Huanzala existen como una característica notable cuerpos predominantes de pirita, especialmente en la zona de las vetas 1 y 3 presentándose en determinados lugares como matriz del mineral Pb - Zn.

Se pueden diferenciar dos tipos de pirita, cuerpos de pirita masiva de grano fino y compacto, y cuerpos de pirita porosa de grano grueso con mineral blanco

argiláceo. El primer tipo es predominante en la zona de Recuerdo y el segundo en Huanzala, especialmente en la veta 3.

2.4.1.2 Tipo Skarn

El skarn se presenta con una textura fina de color blanco a verde claro constituido de diopsido, epidota, gránate, vesubianita, etc. Se encuentra principalmente al sur.

Es característico por la presencia de la esfalerita roja galena, calcopirita y como ganga se presenta la pirita, asociadas a las capas calcáreas favorables a la mineralización.

2.4.1.3 Tipo Shiroji

El tipo Shiroji constituye una matriz que contiene Sericita, carbonatos, talco, etc., de color blanco originado por las alteraciones hidrotermales. Mayormente se encuentra al sur de la línea 1000m.

2.4.2 Minerales de Mena y Ganga

Entre los minerales de mena tenemos: Esfalerita, galena, calcopirita, tennantita, estefanita, argentita, tetraedrita, pirargirita.

Entre los minerales de ganga se tiene:

La pirita, pirrotita, fluorita, minerales de calcosilicatos calcita, rodocrosita y rodonita.

2.4.3 Alteración Hidrotermal

Las alteraciones hidrotermales que presenta el yacimiento son:

2.4.3.1 Piritización

Es la más representativa en la mina, puesto que las calizas Santa fueron reemplazadas y alteradas con fluidos de azufre y hierro en solución.

2.4.3.2 Skarnización

La skarnización se da generalmente en rocas metamórficas de contacto por inyección de sílice compuesta enteramente de silicatos calcáreos, que se ha dado a expensas de lutitas y areniscas de grano fino; con formación de roca tipo Skarn.

2.4.3.3 Caolinización

La caolinización ocurre por alteración de los feldespatos y otros minerales para formar el caolín, por medio de las soluciones de origen hidrotermal llamado argilización, pero pueden formarse también por aguas superficiales de origen no hidrotermal; consecuencia de ésta alteración la roca se torna inconsistente o de baja resistencia, como resultado de la acción hidrotermal y por la acción de los fenómenos meteóricos externos (lixiviación o lavado); presentes en el ensamble mineral de tipo shiroji.

2.4.4 Formas y Ocurrencias de la Mineralización

La mineralización ocurre en forma de cuerpos lenticulares masivos e irregulares y en vetas con minerales de Pb, Zn, Cu, y Ag.

Las vetas tienen un rumbo de $N30^{\circ}-50^{\circ}W$ que buza entre los $50^{\circ}-70^{\circ}NE$. La potencia de los cuerpos es variable y generalmente oscila entre 2.0m y cerca a 20.0m con un máximo de 300.0m de longitud; presumiéndose su formación a la inyección de un intrusivo porfirítico en las calizas, formando un dique concordante en la estructura.

El zonamiento es concéntrico con mineral de Fe-Cu al centro, luego Pb-Zn que terminan en zonas externas conformadas por cuerpos de pirita y/o bancos de calizas oolíticas.

2.5 GEOLOGÍA DE MINAS

2.5.1 Geología Superficial y Longitud de los Afloramientos

En la zona Huanzala y alrededores afloran ampliamente distribuidas rocas metamórficas y sedimentarias; estos afloramientos se presentan en conjunto con una potencia de 160m. y con una longitud de 64 Km. promedio.

En la superficie se nota claramente quebradas accidentadas poco profundas en formas de “U”, flancos de suave pendiente con una topografía montañosa que evidencia rasgos de la acción glaciár ocurrida en el pleistoceno, con presencia de morrenas en la zona alta. Al oeste del yacimiento se observan nevados de la cordillera blanca. Los afloramientos de las capas sedimentarias alcanzan longitudes desde 90m. a 300m. con una potencia que varía desde 1m a 10m.

Los afloramientos de las rocas presentes están afectados por fallamientos y plegamientos que se extiende en ambos flancos de la mina Huanzala.

2.5.2 Descripción de las Vetas

Los diferentes estudios realizados, han determinado la existencia de cinco vetas en la mina Huanzala, distribuidos de la siguiente manera:

2.5.2.1 Veta 1

La veta 1 se halla cerca del contacto con las areniscas calcáreas de la formación Santa y las cuarcitas de la formación Chimú, los cuerpos tienen una longitud de 90m a 100m. con potencia variable de 5m a 10m, algunas veces presentándose con intercalaciones de caliza salificada y ocasionalmente con bandas de piritita notándose algunos caballos de caliza por lo que se ha dividido en veta 1 piso y veta 1 techo (V 1P y V 1T).

2.5.2.2 Veta 2

La veta 2 está ubicada a continuación de la veta 1 cerca de una capa de lutitas, que resulta ser una capa guía con potencia de 1.0m. la misma que está dividida en veta 2 piso; que se ubica al piso de la capa guía y en veta 2 techo si se encuentra en el techo de las misma capa (V 2P y V 2T).

2.5.2.3 Veta 3

La veta 3 está localizada debajo de una capa de brecha, se presenta como un área mineralizada extensa, con las mejores leyes del yacimiento en Pb, Zn y Cu

que sobrepasan el 20% de la ley total; su ancho promedio es de 8.0m. a 15.0m con longitudes que alcanzan los 300m.

Se distinguen porque se encuentra ubicada cerca de una capa de lutitas que representa su capa guía con una potencia aproximada de 1m.

2.5.2.4 Veta 4

La veta 4 se encuentra situada a 10m. de la veta 3 intercalada con capas de lutitas delgadas y con algunos reemplazamientos de pirita o calizas salificadas que hacen que su ley baje considerablemente por la dilución que presenta; sus dos capas guías es de lutitas paralelas de 0.50m. de potencia cada una.

2.5.2.5 Veta 5

La veta 5 es la única veta que se encuentra dentro de la formación Carhuaz a 8.0m. del contacto de la formación Santa. Su capa guía constituye una caliza de 2.0 m. de potencia con un rumbo promedio entre N30°-40°W y su buzamiento es de 50° a 70° NE.

2.5.3 Rocas Encajonantes

Las rocas encajonantes presentes en cada veta por ejemplo en la veta N° 1 presenta como roca encajonante a las calizas silicificadas y ocasionalmente con bandas de pirita.

En la veta N° 2 se presenta como roca encajonante las capas de lutitas, y en veta N° 3 y N° 4 se presenta en rocas encajonantes lutitas delgadas y con algunos reemplazamientos de piritas o calizas salificadas que hacen que la ley baje.

Mientras en la veta N° 5 presenta en sus rocas encajonantes a caliza de 2m de potencia de la formación Santa y Carhuaz con un rumbo promedio entre N 30° - 40° W y su buzamiento es de 50° a 70° NE.

En general las rocas encajonantes del depósito son rocas sedimentarias como calizas y lutitas.

2.5.4 Profundización de la Mineralización

La mineralización de las vetas N° 4 y N° 5 (estructuras discontinuas) alcanzan una profundidad de 150 y 100m, respectivamente, mientras que las vetas N° 3, N° 2 y N° 1 son continuas; las vetas N° 2 y N° 1 con 85 m de profundidad, la veta N° 3 con 50m. todos referidos en el último nivel P; debido a la presencia de calizas es sumamente favorable al reemplazamiento en profundidad y que en superficie en algunos casos la mineralización es más valioso cerca al pórfido cuarcífero.

2.5.5 Muestreos

El muestreo para la determinación de las leyes de mineral se realiza por el método de Canales y Lamas:

2.5.5.1 Muestreo por Canales

El muestreo por canales es sistemático cada 2.0m en labores de preparación y, en tajeos de explotación es cada 1.0m desde la caja piso hacia la caja techo con una profundidad de 0.20m; luego es cuarteada y embolsada para los análisis respectivos.

2.5.5.2 Muestreo por Lamas

El muestreo por lamas consiste en tomar lamas de la perforación de los taladros en tajeos de explotación, los cuales se recepciona en tinas, del “Breasting o Avance”, según como se avanza la perforación, luego secuencialmente es cuarteado y embolsado para los análisis respectivos.

El objetivo es tener una información permanente de las leyes de corte.

2.6 MINERALES ECONÓMICOS

2.6.1 Minerales piritosos de Pb- Zn

Los minerales de Pb - Zn contenidos en pirita están compuestos de esfalerita roja de grano fino que se caracteriza por su contenido de Fe entre 5 a 10% galena de grano medio y pequeñas cantidades de calcopirita. Estos minerales algunas veces se presentan en forma bandeada.

2.6.2 Minerales en Skarn de Pb – Zn

Los minerales de Pb - Zn asociados al skarn están constituidos por esfalerita roja - marrón de grano medio que tienen un contenido de Fe entre 3 y 5% galena de grano medio y pequeñas cantidades de calcopirita.

Este tipo de minerales encontramos en algunas partes de las vetas 2, 4, 5 y en las partes periféricas de los cuerpos de pirita que están en contacto con la caliza no mineralizada. También se puede observar alteración de tipo Shiroji en estos minerales.

2.6.3 Mineral tipo Shiroji de Pb – Zn.-

Estos minerales de matriz argillaceo de color blanco contienen una esfalerita de color negro con Fe al 0.5%. a simple vista o al microscopio se puede observar en tres diferentes formas : alterna con skarn, bordeando la periferia de la esfalerita roja y asociado al mineral piritoso alterado. Además presenta numerosas y pequeñas inclusiones de calcopirita.

La mineralización de este tipo predomina en Huanzala siendo muy débil su presencia en zona de recuerdo.

2.6.4 Minerales Piritosos de Cu

Los minerales de Cu de este tipo están compuestos de calcopirita, tenantita asociados todos con pirita. En Recuerdo se encuentran impregnadas en pirita masiva como vetas independientes de la presencia de Pb – Zn.

2.6.5 Minerales tipo Shiroji de Cu

Se componen de calcopirita, bornita, calcocita, tennantita, etc. asociados a al pirita o impregnados en arcilla blanca. En Huanzalá se presentan con minerales de Pb – Zn en Shiroji o en cuerpos de pirita porosa.

2.6.6 Minerales que contienen Ag

La galena es el mineral que incluye en solución sólida el mayor porcentaje (60 aprox.), del total de Ag. existente en el yacimiento. Los otros minerales en orden a su aporte de Ag. son: tennantita, minerales de Pb – Bi que contienen Ag. , minerales de Ag. apropiadamente como canfieldita, argentífera, pirargirita, estefanita, polibasita, electrum, etc.

2.7 RESERVAS DE MINERAL

Para la estimación de reservas de mineral de la mina Huanzalá se emplea la técnica del muestreo por lados o la del cubo.

Las reservas de mineral estimada hasta el 31 de Diciembre de 2010 es según su certeza, y se resume en el siguiente cuadro N° 01:

MINERAL	TM	Cu%	Pb%	Zn%	Ag OZ/TC
PROBADO	1'737,110	0.64	5.30	12.11	4.44
PROBABLE	3'911,810	0.32	4.90	10.05	3.45
POSIBLE	1'949,330	0.46	4.57	10.13	3.86
TOTAL	7'598,250	0.43	4.9	10.5	3.78

Cuadro N° 01

Al 31 de diciembre del 2010 las reservas se han estimado 6'000000 de toneladas, como geológicas y minables, esbozándose para los próximos años un programa de sondajes, diamantinos y una productividad promedio de 50 toneladas de reserva encontrada por metro perforado (Radio de cubicación) con lo que se tiende a mantener la vida probable de la mina en un periodo de 10 años.

Considerando la reserva del mineral y el hallazgo anual relativamente constante, tendiente a compensar el ritmo anual de explotación de 525,000 ton./año.

Podríamos decir que la vida de la mina esta asegurada hasta el año 2,018.

CAPITULO III: OPERACIONES MINERO METALÚRGICAS

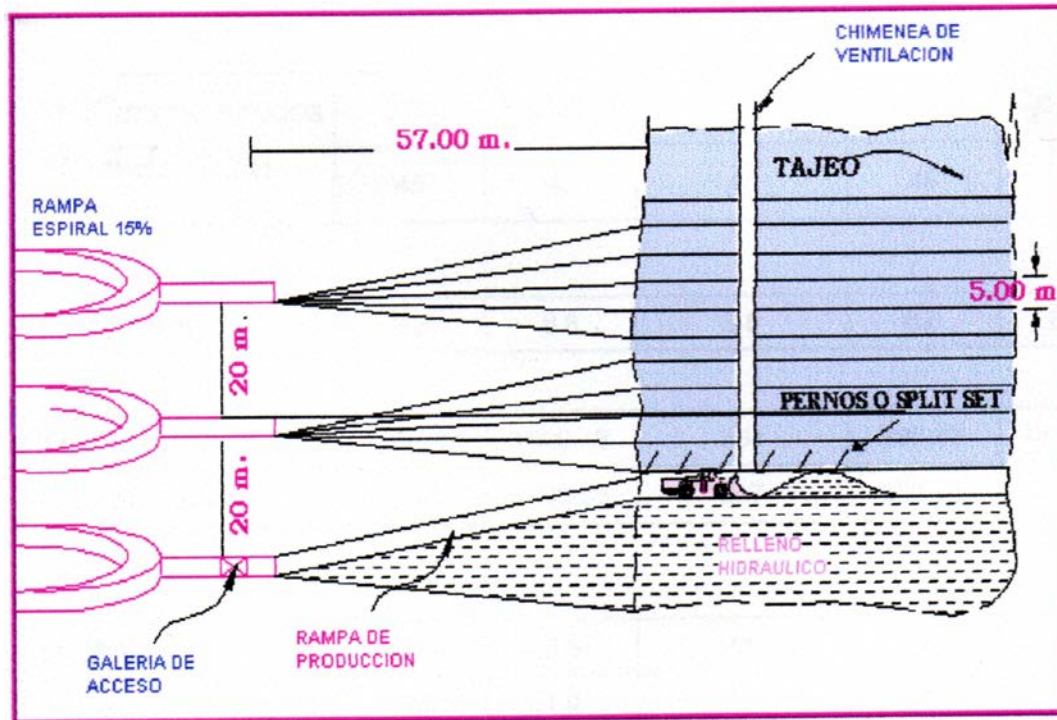
3.1 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

El método de minado que se viene usando para la explotación de los blocks comprendidos tanto en la zona de Recuerdo, Huanzala Principal y Huanzala Sur es el **“Corte y Relleno (detrítico) Ascendente con perforación en Breasting”**

A partir de los accesos a los subniveles construidos cada 20 metros se desarrollan rampas de acceso al cuerpo mineralizado con 15% de gradiente negativa, conforme se realiza un nuevo corte en el tajo, el acceso se realiza hasta llegar a una gradiente de 15% positivo.

Los bancos de rotura con Breasting tienen una altura de 3.5 metros, para la voladura se tiene un espacio de 0.5 metros de altura entre la cara libre y el piso a lo largo del tajo, siendo por lo tanto la altura total del tajo 4.0 metros.

FIGURA 6: MÉTODO DE EXPLOTACIÓN “CORTE Y RELLENO ASCENDENTE”



Fuente: Archivo CMSL SA

3.2 DESCRIPCIÓN DE LA MINA

La mina Huanzalá, se desarrolla en 13 niveles, siendo el nivel S el más bajo y el nivel J el más alto a 4400 m.s.n.m. También cuenta con el nivel K donde se prepara el material detrítico para relleno de los tajos.

Se extiende horizontalmente en una longitud de más de 3500 m en las 4 zonas:

- ◆ HUANZALÁ PRINCIPAL : de la línea 0.00 a 1600
- ◆ RECUERDO : de la línea 1600 a 3000
- ◆ CARLOS ALBERTO : de la línea 3000 a 3800

- ◆ HUANZALÁ SUR : de al línea 0.00 a -2500 actualmente en operación y explotación.

La zona mas antigua es Recuerdo donde se esta realizando la recuperación de mineral en todos sus niveles.

3.3 PLANEAMIENTO DE MINADO

Los trabajos que se realiza cada día, requiere de un planeamiento adecuado, y debe tener en cuenta muchos parámetros, como: características del yacimiento, accesibilidad, objetivos y metas, logística y disponibilidad de equipos, condiciones del terreno entre otros.

La explotación se realiza mediante el sistema trackles, el minado es de corte y relleno ascendente “Breasting mecanizado”, a un ritmo de 1600 TMH/Día.

Este yacimiento se explota en 3 grupos denominados:

- Grupo A = Carlos Alberto.
- Grupo B = Recuerdo y Huanzala Superior.
- Grupo C = Huanzala principal y Huanzala Sur.

De los tres grupos, Huanzala Sur aporta minerales de Zn y Pb, Recuerdo y Huanzala Superior minerales de Cu, Zn y Pb y Carlos Alberto actualmente paralizado.

3.4 OPERACIONES MINERAS UNITARIAS

Las operaciones unitarias en la explotación son como se detalla:

3.4.1 Perforación

Es la primera fase del ciclo operacional, cuyo propósito es realizar huecos (Taladros) en la roca, en caso de la voladura esta destinado a alojar al explosivo y sus accesorios, para la fragmentación de la roca y en el caso de sostenimiento esta destinado a alojar la lechada de cemento y la barra helicoidal, en algunos casos puede alojar cables acerados de sostenimiento.

La perforación se basa en principios mecánicos de percusión y rotación, cuyos efectos de golpe y fricción producen el astillamiento y trituración de la roca en un área equivalentemente al diámetro de la broca y hasta una profundidad según la longitud del barreno utilizado, La eficiencia consiste en lograr la máxima penetración al menor costo.

En Huanzala se utiliza equipos Tamrock (monomatic), Atlas Copco (Rocket Boomer 281 y Simba); para taladros de producción y Sandvik (Robolt); para taladros de sostenimiento.

FIGURA 7: JUMBO ATLAS COPCO “ROCKET BOOMER S1”



Fuente: Archivo CMSL SA

FIGURA 8: JUMBO TAMROCK “MONOMATIC”



Fuente: Archivo CMSL SA

FIGURA 9: ROBOLT DS 310 - SANDVIK

Fuente: Archivo CMSL SA

3.4.2 Voladura

De acuerdo a los criterios de la mecánica de rotura, la voladura es un proceso tridimensional, donde las presiones generadas por los explosivos dentro de los taladros, originan una alta concentración de energía que produce dos efectos dinámicos:

- a) fragmentación y
- b) desplazamiento.

El primero se refiere al tamaño de la roca producido en la voladura, y el segundo al movimiento de la masa de roca triturada.

Una adecuada fragmentación es importante para facilitar la remoción y transporte del material volado, y esta en relación directa con el uso al que se destinara este material, lo que calificara a la mejor fragmentación. Así en la explotación de minerales se busca preferentemente fragmentación menuda, que facilita los procesos posteriores de conminución en las plantas metalúrgicas.

En Huanzala el carguío de taladros se realiza con equipos anfoloader NORMET CHARMEC.

FIGURA 10: ANFOLOADER NORMET - CHARMEC



Fuente: Archivo CMSL SA

3.4.3 Limpieza

En la limpieza de mineral de los tajeos se utilizan SCOOPTRAM CAT R1600 G y ATLAS COPCO ST-1000 de 6.5 yd³ (10tn), que realizan la limpieza de los

tajos hacia los ORE PASS, realizándose posteriormente su transporte hacia la planta concentradora por medio de volquetes y locomotoras de TROLEY.

FIGURA 11: SCOOPTRAM CAT R1600 G



Fuente: Archivo CMSL SA

3.4.3.1 Transporte con locomotora de TROLEY

Ubicado en el nivel 3,810 de Huanzala, donde se encuentra la planta concentradora.

La distancia de recorrido por los carros mineros es de 3.5 km a una velocidad de 10 km/Hr. Transporta el mineral desde los ORE PASS en Carlos Alberto, Recuerdo y Huanzala Superior hasta el nivel 3810. El ciclo por viaje es de 50

minutos, con 11 carros por viaje, su capacidad varía de 5.5 a 7.0 tn, de acuerdo al llenado que realiza el operador, transportando de 57 a 74 toneladas por viaje.

3.4.3.2 Transporte de Mineral con Volquete

El transporte de mineral con volquetes se realiza desde la cámara de carguío en Huanzala Sur o las tolvas en el Nv R en Huanzala Principal, hacia la planta concentradora ubicado en el nivel 3810.

Los volquetes, transportan en promedio 22.5 tn, con un ciclo promedio de 55 minutos por viaje.

3.4.4 Sostenimiento

Es el conjunto de elementos que se coloca en las labores mineras para mantenerlos abierto durante el tiempo que dura la explotación coadyuvando al macizo rocoso a autosostenerse.

El sostenimiento y el desate como medidas de refuerzo han sido desde hace mucho tiempo las operaciones más peligrosas, que requieren de un trabajo especializado en la minería y en las excavaciones subterráneas de obras civiles, con la finalidad de lograr mayor seguridad en las operaciones unitarias.

3.4.4.1 Pernos Cementados

Son varillas de fierro (Barra Helicoidal), asegurados a la roca con inyección de cemento en zonas de poca humedad, o Resina en zonas con filtración de agua; son

muy dependientes de la forma del taladro y deben estar completamente llenos para que se comporten adecuadamente. Su finalidad es:

- Dar a la roca circundante una presión de confinamiento radial para aumentar su resistencia mecánica, neutralizando los estados de presión uní axial, lográndose el auto sostenimiento.
- Evita la descompresión o dislocamiento del macizo rocoso circundante a la excavación.
- Asocia las discontinuidades incompetentes entres si, formando una viga monolítica.

El empleo de los pernos tiene por finalidad asegurar individualmente bloques definidos en las labores con roca de baja inestabilidad, o sistemáticamente espaciales en rocas de alta inestabilidad o baja resistencia, en donde los pernos trabajan en forma colectiva, para generar el “efecto arco” al techo.

Los pernos deben ser colocados perpendiculares y subperpendiculares a la superficie a empernar, salvo casos de amarre de bloques específicos.

➤ **Parámetros de Instalación**

- **Longitud del Perno :** Se debe tener en cuenta únicamente la necesidad de anclar el perno en una zona sana, se deduce la longitud mediante la relación:

Para Techos

$$L = 2 + \frac{0.15 B}{E S R}$$

Para Pared

$$L = 2 + \frac{0.15 H}{E S R}$$

Donde:

- L = Longitud del perno
 B = Ancho de la excavación
 H = Altura de la excavación
 ESR = Support Relation Excavation.

- **Espaciamiento entre los Pernos :** El espaciamiento teórico esta fijado mediante la relación:

$$E^2 = \frac{Q}{LY}$$

Donde:

- L = Longitud del perno
 Q = Capacidad del perno
 E = Espaciamiento promedio
 Y = Densidad de la roca

En la práctica, el espaciamiento entre pernos es la mitad del largo del perno.

- **Número de Pernos:** Se determina mediante la relación:

$$N = (Y) (L) (F) (B/R)$$

Donde:

N	=	Número de pernos por metro de galería
Y	=	Densidad de la roca
L	=	Longitud del perno
F	=	Factor de seguridad
B	=	Ancho de la labor
R	=	Límite de fluencia del perno

El número de pernos a emplearse puede variar teniendo en cuenta el grado de fracturamiento, fallas, planos de estratificación, diaclasas, etc. que presentan las rocas circundantes a la labor.

- **Condición Estructural de la Roca**

Las cuñas formadas por la intersección de planos estructurales, (planos de estratificación y por sistemas de discontinuidades), los cuales separan a la masa rocosa en piezas. Se calcula con los parámetros geométricos de un bloque suspendido, efectuado por:

Método de Suspensión de Estratos:

Para soporte de una zona potencialmente inestable en terreno estratificado laminar, el anclaje deberá colocarse por encima de la zona inestable. Si se asume que el peso de la roca de la zona inestable (estrato suspendido) es soportado completamente por la fuerza desarrollada por los pernos, entonces.

$$T = \delta * h * S^2$$

Donde:

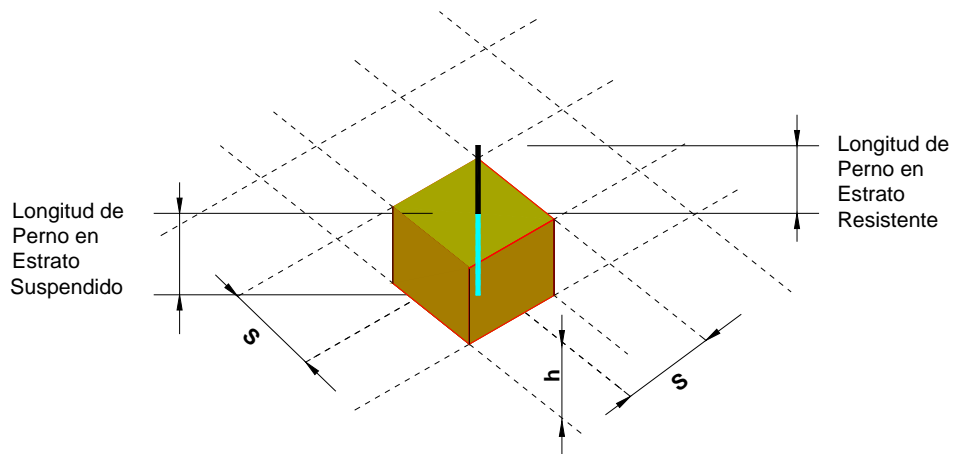
T = Peso del block muerto

δ = Peso unitario de la roca (3.7 tn/m³)

h = Potencia de la zona inestable (1.5 m)

S = Espaciamiento entre pernos de dirección longitudinal y transversal
(1.5mx1.5m)

FIGURA 12: ESTRATO SUSPENDIDO DE ALTURA “h” SIENDO SOSTENIDO POR UN PERNO ESPACIADO A UNA MALLA “SXS”



Fuente: Archivo CMSL SA

El factor de seguridad FS se calcula así:

$$FS = P/T$$

Donde,

P = Capacidad de apoyo del perno

T = Peso del block muerto

FS = Factor de seguridad

Entonces para: **Barra Helicoidal de 2.25 m**

$$T = 3.7 \text{ tn/m}^3 \times 1.5 \text{ m} \times 1.5 \text{ m} \times 1.5 \text{ m} = 12.5 \text{ tn}$$

Peso del block muerto, **T = 12.5 tn**

$$FS = 19.9 \text{ tn}/12.5 \text{ tn} = 1.59$$

Factor de seguridad, FS = 1.6

El factor de seguridad de 1.6 de las Barras Helicoidales de 2.25 m. de longitud de 19 mm. de diámetro de Aceros Arequipa S.A, indica que está de acuerdo con los requisitos mínimos de seguridad para labores subterráneas.

El sostenimiento de labores con pernos, se realizan con equipos empernadores SANDVIK ROBOLT, la mina tiene dos robolt que instalan pernos con lechada de cemento y un robolt que inyecta cartuchos de cemento y resinas.

FIGURA 13: EQUIPO DE SOSTENIMIENTO SANDVIK ROBOLT



Fuente: Archivo CMSL SA

FIGURA 14: COLOCADO DE PERNOS EN LA CASETERA DEL EQUIPO



Fuente: Archivo CMSL SA

3.4.4.2 Shotcrete (Concreto Lanzado)

El principio del Shotcrete, al igual que el del empernado, es impedir las deformaciones del terreno para conservar su resistencia y evitar su desintegración. De allí que el Shotcrete no es un elemento estructural soportante, sino una técnica de confinamiento de la roca para evitar su desintegración; por lo tanto, debe ser colocado en el momento oportuno y con la rigidez adecuada.

Tiene como mecanismo principal la adherencia al terreno desarrollando mayor resistencia al corte y a la tracción, penetración, sellado de grietas y discontinuidades abiertas mejorando su resistencia, reduciendo la deformación plástica de la roca durante su proceso de fraguado.

▪ Cálculo del Espesor del Shotcrete

Se determinará mediante la siguiente fórmula empírica:

$$T_C = \frac{D}{150} (65 - R S R)$$

Donde

T_C : Espesor del shotcrete en pulgadas

D : Diámetro de la excavación en pies.

RSR : $13.3 \text{ Log}(Q) + 46.5$

El sostenimiento de labores con shotcrete se realiza con equipo NORMET SPRAYMEC y el traslado de la mezcla desde planta hacia las labores con mixer NORMET VARIOMECC.

FIGURA 15: ROBOT LANZADOR DE SHOTCRETE NORMET SPRAYMEC



Fuente: Archivo CMSL SA

FIGURA 16: MIXER NORMET VARIOMECC



Fuente: Archivo CMSL SA

3.4.4.3 Malla de Refuerzo

Se utiliza para evitar la caída de fragmentos de roca en el área de influencia de los pernos; puede ser de acero galvanizado fácilmente moldeable a la forma de la excavación, de fierro electrosoldado que presenta mayor rigidez, o de fierro corrugado de ¼". La abertura de la malla corresponde al tamaño de los fragmentos que se requiera confinar.

▪ Ventajas

- Suministra un sostenimiento seguro y económico en una gran variedad de terrenos.
- Desarrolla apreciable resistencia a la compresión, tensión y flexión.
- Se adhiere en forma casi integral a la roca, formando excelentes cualidades de sostenimiento.

Para el sostenimiento con malla electrosoldada se realiza con el apoyo de la canastilla del equipo ANFOTRUCK.

FIGURA 17: INSTALACIÓN DE MALLA ELECTROSOLDADA

Fuente: Archivo CMSL SA

3.4.5 Relleno

En la mina Huanzala se emplea el relleno detrítico en su totalidad tratando en lo posible que el relleno sea en un 100% seco y con una buena fragmentación esta operación unitaria se realiza después de haber culminado la explotación a lo largo de toda la longitud del Block, es decir en el momento en que se termina de realizar la limpieza de tajo se procede al respectivo relleno utilizando para ello los scooptram.

FIGURA 18: PREPARACIÓN DE RELLENO



Fuente: Archivo CMSL SA

El relleno es de tipo mecánico proveniente de las labores de desarrollo y principalmente de las canteras de superficie, donde se encuentra una perforadora TRACK DRILL, que perfora con barras acoplables de 1.5m. y brocas de 51mm. de diámetro sobre caliza, que es volado con ANFO y acumulado en la cantera.

Posteriormente con apoyo de un cargador frontal y volquetes es echado a las chimeneas de relleno en interior mina.

3.4.6 Ventilación

La ventilación en gran mayoría es natural, pero para agilizar las operaciones unitarias se utiliza ventilación forzada, con ventiladores de 30 000 CFM en las labores de explotación y 54 000 CFM, en las galerías principales.

3.5 PLANTA CONCENTRADORA

La planta concentradora de la mina Huanzalá está diseñada para una capacidad de tratamiento de 1 600 Tn/Día, para obtener los concentrados de cobre, plomo y zinc con una recuperación del 88%.

3.5.1 Método de Tratamiento

El procesamiento de minerales se efectúa por el método de "TENSION SUPERFICIAL" (flotación), dividida en tres (03) operaciones unitarias que son:

3.5.1.1 Reducción de Tamaño

Para la reducción de tamaño del mineral de cabeza, se realiza por medio de una chancadora de mandíbula 40" x 48", pasando por una zaranda vibradora 6' x 12', luego por una chancadora cónica kurimoto, para seguir la reducción pasa por otra zaranda vibradora 6' x 12' y otras dos chancadoras cónica Omnicone 1650 y chancadora cónica Kobe 760 respectivamente, la molienda, sigue por dos (02) molinos cónicos 8' x 3' y un molino FULLER 9'6'' x 14' alimentados por un clasificador espiral; y por último por el molino MARCY 8' x 11' que es ingresado por medio de bombas centrífugas 8'' x 6' SRL. DENVER.

3.5.1.2 Selección (Flotación)

La selección se realiza con ciclones primarios, acondicionadores 7'x 7' de plomo, celdas Rougher y Scavenger de plomo, celdas Wenco 500 pies³ Rougher y Scavenger de Zinc, celdas COMESA limpieza de Zinc.

3.5.1.3 Desaguado o Deshidratación

El desagüe se realiza con bombas centrífugas de 6'' x 4'' y 10'' x 8'.

Los espesadores son de concentrado de Zinc de 70'' y para el concentrado de plomo es de 50'.

Para el secado de los concentrados se está utilizando el filtro Cerámico CC – 30 de Zinc y otro filtro Cerámico CC – 6 de plomo.

3.5.1.4 Relaves

Para el bombeo de relave se utiliza un espesador 70'' y las famosas bombas Mars L – 80 que son por intermedio de ellas enviadas al depósito de relave “Chuspic” de 3200000 m³ de capacidad.

CAPÍTULO IV: OPERACIONES MINERAS Y COSTOS UNITARIOS

4.1 RESEÑA DE LAS OPERACIONES DE MINA

El inicio de cada uno de los trabajos se realiza en gabinete teniendo como punto de partida los datos de estudios geológicos y topográficos.

El yacimiento es estratiforme, lenticular y masivo en las 5 vetas, el rumbo de los estratos de las vetas oscila entre N 30° - N 50° y un buzamiento de 50° – 70° en potencias variables entre 0.5m. y 14m.

Los blocks de explotación tienen una longitud entre 200m. – 400m., con una separación vertical de 40m a 60m. entre nivel y nivel.

La comunicación entre niveles en interior mina es con rampas y en superficie con carreteras, las coordinaciones de operación en mina o superficie es por radio de comunicación interna “Motorola”

4.2 PLANEAMIENTO

El planeamiento de los trabajos se realiza teniendo en cuenta el cumplimiento de objetivos diario, mensual y algunos parámetros como:

- Seguridad
- Geomecánica del terreno
- Método de Explotación
- Leyes de Mineral
- Producción y Avances
- Disponibilidad de equipos
- Antecedentes

El método de explotación de la mina es “Cut and Fill” (corte y relleno ascendente “Breasting), combinándose con el método “Room and Pilar” (Cámaras y pilares) mecanizado, en la Zona de Huanzalá Sur.

La seguridad esta inmerso dentro de las actividades unitarias, brindándose las condiciones necesarias para la realización de los trabajos con total normalidad y evitar accidente de personas equipos y medio ambiente

La producción es 1600 TM/Día, obteniéndose concentrados de Cu, Pb y Zn, que están en función a las leyes del mineral, con lo que debe obtenerse concentrados de:

- Cu 15 Ton
- Pb 85 Ton
- Zinc 250 Ton

Haciendo un total de 350 Ton/día.

4.3 CLASIFICACIONES GEOMECÁNICAS DEL MACIZO ROCOSO

4.3.1 Clasificación Geomecánica de Bieniawski (*CSIR*): *SOUTH AFRICAN COUNCIL FOR SCIENTIFIC AND INDUSTRIAL RESERCH, (CONSEJO DE AFRICA DEL SUR PARA LA INVESTIGACIÓN CIENTÍFICA E INDUSTRIAL)*.

Es una clasificación adaptada para macizos rocosos fracturados basado en el índice de calidad del *ROCK MASS RATING (RMR)*, que da una estimación de la calidad del macizo rocoso y se basa en los siguientes parámetros.

- Resistencia compresiva de la roca intacta. (σ_c)
- Espaciamiento de juntas.
- Condición de Juntas.
- Agua Subterránea.
- Corrección por orientación
- EL RQD, (ROCK QUALITY DESIGNATION) (INDICE DE CALIDAD DE ROCA)

$$RQD = 115 - 3.3 J_v$$

J_v : Número de fisuras, por metro cúbico.

En túneles:

$$RQD = 100e^{-0.1\lambda} (0.1\lambda + 1)$$

$$\lambda = \frac{\text{número de fisuras}}{SPAN} \quad RQD (\%) = \frac{\text{Longitudes mayores de 10 cm}}{\text{Longitud}}$$

Para el cálculo de los parámetros se adjunta la tabla N° 2 (Ver anexo N° 01).

4.3.2 Modificación de las Recomendaciones del CSIR (Laubscher And Taylor) (ROCK MASS RATING MODIFICADO)

El tamaño del bloque rocoso generalmente definirá la primera zona de estabilidad, un ajuste combinado será necesario para determinar el tipo de sostenimiento, es decir se realiza todas las correcciones de acuerdo a lo siguiente:

4.3.2.1 Meteorización

- **RQD.-** Puede ser disminuido por un incremento en las fracturas conforme la roca intemperizada y el volumen se incrementa, es posible un ajuste del 95%.
- **Resistencia Compresiva.-** Disminuirá ligeramente si el intemperismo tiene lugar a lo largo de las microestructuras, es posible un ajuste de hasta el 96%.
- **Condición de Juntas.-** Por alteración de la junta de la roca de la pared y/o el relleno de junta, es posible hasta un ajuste de 82%, y hasta un total de 75%; para ciertos tipos de rocas este valor podría ser aún más bajo.

4.3.2.2 Esfuerzos Insitu

Pueden influir sobre las fisuras, pudiendo aflojarlas o comprimir las, tratando de crear zonas de inestabilidad; afecta directamente:

- **Condición de Juntas.-** Si las fuerzas se comprimen más se aumenta hasta 120%, si hay riesgo de callamiento queda con 90%, y si las fracturas se abren queda con 76%.

4.3.2.3 Cambios de Esfuerzos

Se refiere al cambio de esfuerzo alrededor de la abertura como consecuencia de las operaciones mineras o labores vecinas, las mismas que afectan a:

- **Condición de Juntas.-** Cuando aumenta la compresión en las fisuras se aumenta su evaluación hasta 120% y cuando las fisuras se abren o fallan por corte hay riesgo de que eso ocurra en 80%.

4.3.2.4 Orientación de las Discontinuidades (Rumbo y Buzamiento)

Esta en función al número de discontinuidades que definen posibles bloques de roca y el número de caras libres inclinados que tiene la excavación. Si la orientación y el tamaño de la excavación que los bloques de roca van a ser expuestas afectarán al número de discontinuidades que definen el block.

4.3.2.5 Efectos de Voladura

La voladura crea y provoca nuevas fisuras y movimientos en las fracturas existentes; se proponen las siguientes reducciones para las evaluaciones del RQD y condición de Juntas.

Técnica	Ajuste %
Perforación	100
Voladuras suaves de paredes.	97
Voladura convencional buena.	94
Voladura convencional mala	80

Para seleccionar los tipos de refuerzos se adjunta la tabla N° 3 (Ver Anexo N° 02)

4.3.3 Clasificación Geomecánica de Barton (NGI) (INSTITUTO DE GEOTECNICO DE NORUEGA)

Se basa en el índice de calidad tunelera “Q”, se obtiene a partir de seis parámetros que se caracterizan y está dada la siguiente ecuación:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Donde:

RQD: Rock quality designation (Índice de calidad de la roca intacta)

Jn: Joint set number (Índice de diaclasado o número de sistemas de fisuras).

Jr: Joint roughness number. (Índice de rugosidad de las fisuras).

Ja: Joint alteration number. (Índice de alteración de las fisuras).

Jw: Joint water reduction factor. (Coeficiente reductor con presencia de agua).

SRF: Stress reduction factor. (Factor de reducción por esfuerzo del macizo rocoso).

Para el cálculo de los parámetros se adjunta la tabla N° 4 (ver Anexo N° 03).

4.4 PERFORACIÓN

Para la perforación de taladros de avance y tajeos (Breasting), se emplean jumbos electro hidráulicos marca Tamrock (Monomatic) y Atlas Copco (Rocket Boomer 281 y S1) de un brazo, con motor diesel para su desplazamiento, el jumbo Tamrock Monomatic emplea barra de 12' y broca de 45mm Φ , el jumbo Atlas Copco Rocket boomer emplea barra de 14' y broca de 51mm Φ .

FIGURA 19: PERFORACION DE AVANCE (Izq: Rocket boomer S1, Der: Monomatic)

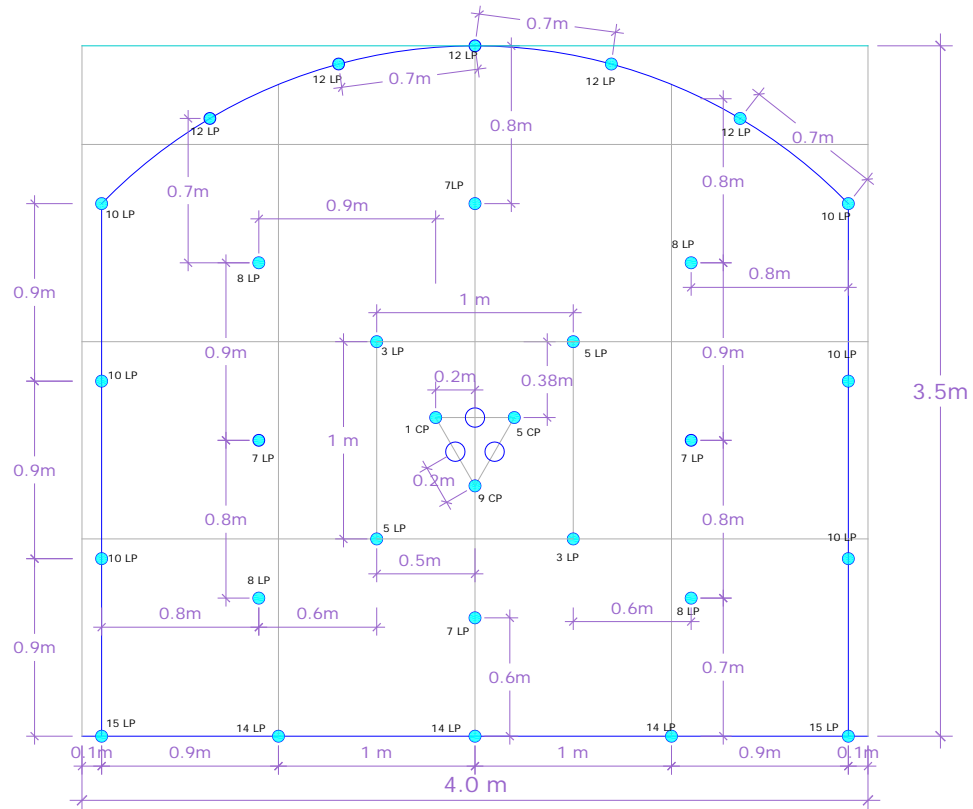


Fuente: Archivo CMSL SA

Para la perforación se utiliza mallas estandarizadas por el departamento de ingeniería, en tajos la malla es 1.0m. por 1.0m. y un burden de recorte de 0.6m.,

los frentes (avances) existen mallas de perforación estandarizados que se les proporciona a cada operador (Ver anexo N° 4).

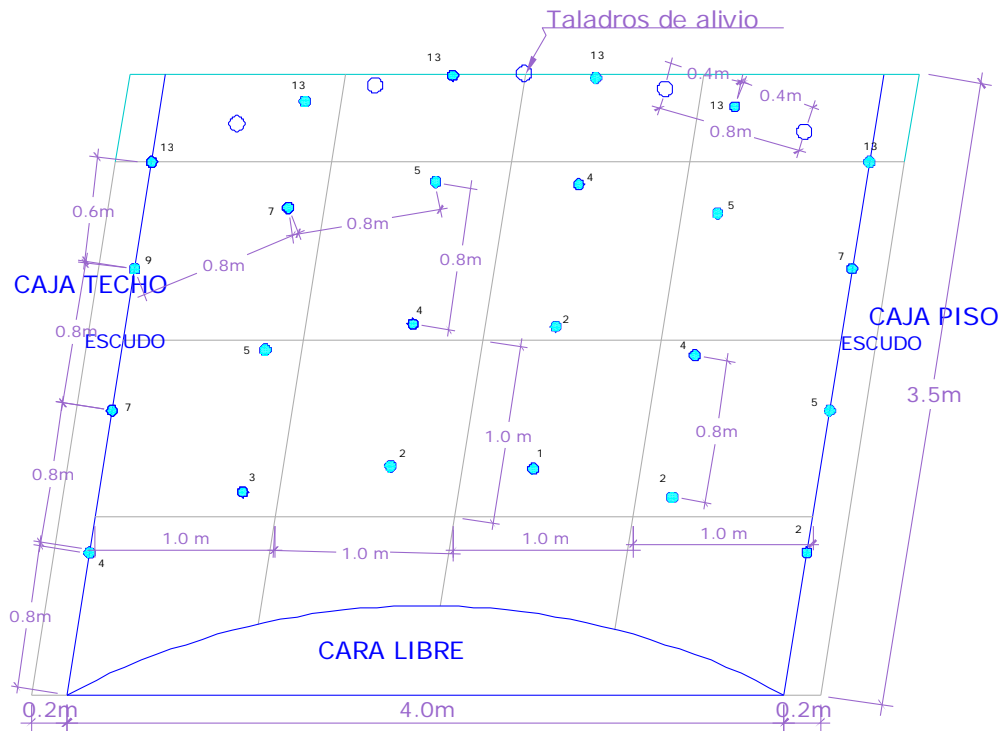
FIGURA 20: MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA AVANCE



**MALLA DE PERFORACION Y
VOLADURA PARA AVANCE
ROCA SEMIDURA (SECCION 4 x 3.5)**

Fuente: Archivo CMSL SA

FIGURA 21: MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA BREASTING



**MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA PARA BREASTING
ROCA SEMIDURA (SECCION 4 x 3.5)**

Fuente: Archivo CMSL SA

A final de guardia cada operador entrega su reporte, juntamente con las mallas de perforación realizada, la cual será utilizada en la voladura del turno siguiente.

4.4.1 Condiciones de Perforación

Para conseguir una voladura eficiente, la perforación debe realizarse con buen criterio y cuidado, buscando un trabajo de calidad, los parámetros que debe cuidarse en la perforación, son el paralelismo, espaciamiento adecuado entre

taladros, longitud uniforme en los taladros, en perforación horizontal y el ángulo adecuado en la perforación vertical.

4.4.2 Perforación con Jumbo

4.4.2.1 Perforación en Avance

La perforación en avance se realiza para acceder a las zonas mineralizadas o para delimitar el cuerpo mineralizado, en los siguientes cortes la perforación es en breasting.

En la perforación en Avance se incluye 3 rimados que van a servir de cara libre.

Parámetros de perforación – avance.

- Calidad de terreno : Semiduro
- Presencia de agua : Ninguna
- Sección : 4.0m x 3.5m
- Avance : 12 pies= aprox. 3m
- Volumen : $4m \times 3m \times 3,5m = 42m^3$
- Peso esp. desmonte : $3.1 \text{ Tn}/m^3$
- Tonelaje : $42m^3 \times 3.1 \text{ tn}/m^3 = 130,20\text{tn.}$
- N° Taladros : 31
- Φ de taladros : 45mm
- N° taladros alivio : 3
- Φ escariador : 89mm.
- Tiempo de perforación : 1h 20 min. (1,3 horas)

- Profundidad de taladros : 12 pies= aprox. 3m
- Total metros perforados : 34 x 3m = 102m.

FIGURA 22: PERFORACIÓN EN AVANCE



Fuente: Archivo CMSL SA

Mano de obra:

PERSONAL	S/. DIA	\$ DIA	APORTE X TAREA	\$ / tarea
JUMBERO	43.28	13.20	0.5	6.60
CHOFER	35.71	10.89	0.06	0.65
SUPERVISOR	90.18	27.49	0.06	1.65
T O T A L				8.9

$$\text{COSTO TOTAL DE MANO DE OBRA : } \$ \frac{8.9}{120} = \mathbf{0.074 \$/m.}$$

Accesorios de perforación:

DESCRIPCIÓN	VIDA UTIL	COSTO \$	\$ / m
SHANK	4,500 m.	207	0.046
BARRA	3,000 m.	304	0.100
BROCA	800 m.	52	0.065
T O T A L			0.21

$$\text{COSTO TOTAL ACCESORIOS} = \mathbf{0.21 \$/m.}$$

DEPRECIACIÓN DEL EQUIPO:

- Precio + IGV = \$ 400,000
- Vida útil = 5 años
- Días del año = 365 días
- Depreciación diaria = \$ $\frac{400000}{5 \times 365} = \mathbf{219.8 \$/d}$
- Operación promedio del equipo por día: 18 horas.
- Depreciación Hora = \$ $\frac{219.18}{18.00} = \mathbf{12.17 \$/Hora.}$
- 12.17 \$/hora x 1.3 horas perforación = 15.82 \$.
- Costo depreciación \$/ hora = \$ $\frac{15,82}{120}$

$$\text{COSTO DEPRECIACIÓN} = \mathbf{0.13 \$/m.}$$

ENERGIA ELÉCTRICA:

- Horas efectivas de perforación = 1.3 h.
- Consumo de energía = 223, 560
- Costo de energía = 12.53 Kwatts / tn.
- Costo de energía = 0.035 \$ / Kwatts.
- Consumo de energía de perforación:

$$\begin{aligned} \text{TAMROCK} &= 4.40 \text{ Kwatt} \\ &= 0.035\$ / \text{Kwatts} \times 4.40 \text{ Kwatt} \times 1.3\text{h.} \\ &= 0.2 \$ \end{aligned}$$

$$\text{COSTO TOTAL DE ENERGÍA} = \frac{0.2}{120} \$ = \mathbf{0.002 \$/m.}$$

Gastos de perforación (tamrock):

Descripción	Costo anual \$	\$ Hora	Horas	Costo \$
Repuesto	31911.00	15,46	1.3	7,10
Neumáticos	715,.28	0,12	1.3	0,16
Combustible	1991,.25	10,34	1.3	0,44
Lubricante	351,.71	0,06	1.3	0,08
T O T A L				7,78

Horas trabajadas al año = 5840.

$$\text{Costo total de equipo} = \frac{7,78}{120} = \mathbf{0,065 \$/m}$$

$$\text{Costo de perforación} = 0,074 + 0,21 + 0,13 + 0,002 + 0,065$$

COSTO DE PERFORACIÓN AVANCE = 0.48 \$/m.

GASTOS GENERALES: 10% \rightarrow 0,48 \$ / Tm. X 0.10 = 0,048 \$/m.

COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN: 0,53 \$/m.

4.4.2.2 Perforación de un Breasting

Es una variante del corte y relleno ascendente, donde el número de taladros a perforar es variable, según la altura de banco de la mineralización, igualmente ocurre con la cara libre, esto se suscita por una mala perforación o mal relleno en los cortes anteriores.

De acuerdo a esto el operador de Jumbo distribuye la cantidad de taladros a perforar manteniendo el estándar y malla de perforación designado (Ver malla N° 02 y Foto N° 02).

Parámetros de perforación – Breasting

- Calidad del terreno : Semiduro
- Presencia de agua : ninguno
- Sección : 4m. x 3.5m. (promedio)
- Volumen (M³) : 4m. x 3.5m. x 3m.
: 42m³
- Peso específico mineral : 3.7 tn/m³.

- Tonelaje (promedio) : $42\text{m}^3 \times 3.7 \text{ Tn/m}^3$:
: 155.4 Tn.
- N° Taladros : 23
- Φ de taladros : 45 mm.
- Tiempo de perforación : 0.83 horas (50 min.)
- Profundidad de taladros : 3m.
- Total metros perforados : 69m.

FIGURA 23: PERFORACIÓN EN BREASTING



Fuente: Archivo CMSL SA

Mano de obra

PERSONAL	S / DIA	\$ DIA	APORTE X TAREA	\$/tarea
JUMBERO	43.28	13.20	0.5	6.60
CHOFER	35.71	10.89	0.06	0.65
SUPERVISOR	90.18	27.49	0.06	1.65
T O T A L				8.9

Incluye beneficios.

$$\text{COSTO DE MANO DE OBRA: } \$ \frac{8.9}{69m} = 0.12 \$/m$$

Accesorios de perforación:

DESCRIPCIÓN	VIDA ÚTIL	COSTO \$	\$/ m
SHANK	4,500 M.	207	0.046
BARRA	3,000 M.	304	0.100
BROCA	800 M.	52	0.065
T O T A L			0.21

$$\text{COSTO DE ACCESORIOS} = 0.21 \$/m$$

DEPRECIACIÓN DEL EQUIPO – TAMROCK

- Precio + IGV = \$ 400.00
- Vida útil = 5 años
- Días del año = 365 días
- Depreciación diaria = $\$ \frac{400000}{5 \times 365} = 219.8 \$/d$
- Horas de operación promedio por día 15 horas.
- Depreciación Hora = $\$ \frac{219.18}{15.00} = 14.61 \$/\text{Hora.}$
- 14.61 \$/hora x horas perforación = 12.18 \$

$$\text{Costo depreciación } \$/\text{ hora} = \$ \frac{12.18}{69m}$$

$$\text{COSTO DEPRECIACIÓN} = 0.18 \$/m.$$

ENERGÍA ELÉCTRICA:

- Horas efectivos de perforación = 0.83 horas
- Consumo de energía = 198.91
- Costo energía = 12.53 Kwatts /tn.
- Costo energía = 0.035 \$ / Kwatts
- Consumo de energía de perforadora

$$\text{TAMROCK} = 4.4 \text{ Kwatts.}$$

$$= 0.035 \$/\text{Kwatts} \times 4.40 \text{ Kwatts} \times 0.83 \text{ horas} = 0.127$$

$$\text{COSTO TOTAL ENERGÍA} = \frac{0.127}{69m} \$ = 0.002 \$/m$$

Gastos de perforadora (tamrock):

Descripción	Costo anual \$	\$ Hora	Horas	Costo \$
Repuesto	31911,00	5,50	1,06	5,83
Neumáticos	715,28	0,12	1,06	0,12
Combustible	1996,25	0,34	1,06	0,36
Lubricantes	351,71	0,06	1,06	0,06
T O T A L				6,37

Horas trabajadas al año = 5840

$$\text{Costo total de equipo} = \frac{6,37}{69m} = \mathbf{0,09} \text{ \$/m}$$

Costo de perforación Breasting = 0,12 +0,21 +0,18 + 0,002 +0,09

COSTO DE PERFORACIÓN BREASTING = 0.602 \\$/m

GASTOS GENERALES: 10% → 0,60 \\$/Tn.X 0,10 = 0,06 \\$/m

COSTO TOTAL DE PERFORACIÓN: 0,66 \\$/m.
--

4.4.2.3 Perforación con SIMBA para taladro largo

Empleado para trabajos puntuales como sondaje y recuperación de puentes de mineral, sostenimiento con cable bolting, perforación de chimeneas de poca longitud.

La longitud de cada barra de perforación es de 1,2m. Se usan brocas R-32 (51mm). Se perfora taladros de hasta 12m. de longitud para sostener grandes bloques de rocas que puedan caer y provocar accidentes.

FIGURA 24: PERFORACIÓN RECUPERACIÓN DE PUENTE CON EQUIPO SIMBA



Fuente: Archivo CMSL SA

4.5 VOLADURA

En la voladura intervienen una serie de factores o variables que están relacionados entre sí; unos son controlables y otros no.

Las variables de diseño, de perforación y de voladura, son controlables, mientras que no se puede modificar la geología o las características de la roca.

Los Parámetros del macizo rocoso son determinantes, debiendo los explosivos y sus métodos de aplicación adecuarse a las condiciones de la roca.

Para la realización de los disparos en interior mina se hace necesario la utilización de un equipo de carguío llamado anfoloader.

FIGURA 25: ANFOLOADER NORMET - CHARMEC



Fuente: Archivo CMSL SA

4.5.1 Voladura en Avance

En labores de avance en terreno seco utilizamos como material explosivo para voladura el ANFO (86 Kg.), en aquellos terrenos donde hay presencia de agua y humedad se utiliza las emulsiones, aproximadamente 527 und, empleándose en cada uno de ellos los siguientes accesorios:

- N° Taladros del frente (4m x 3.5) = 34
- N° Taladros a cargar = 31
- Faneles = 31
- Emulsiones = 31
- Cordón detonante = 10 m.
- Guía de seguridad = 12 pies
- Fulminante # 6 = 01

Cuando se emplea ANFO para la voladura, el carguío del frente es a través de un cargador de ANFO (anfoloaders).

Cuando se emplea emulsiones, el carguío es manual, incrementándose el tiempo de carguío en comparación con el anterior.

COSTO DE VOLADURA – AVANCE:

- Calidad de terreno : Semiduro
- Presencia de agua : ninguno
- Sección : 4m. x 3.5m.
- Avance : 3m.
- Volumen m³ : 4m. x 3m. x 3,5m. = 42m³
- Peso Específico : 3.1 tn/m³.
- Tonelaje : 42m³ x 3.1 ton/m³ =
- : 130,20 ton.
- Factor de carga : 1.82 kg/m³

Mano de Obra

PERSONAL	S/. DIA	\$ DIA	APORTAN X TAREA	COSTO \$
SUPERVISOR	90.18	27.49	0.06	2.85
DISPARADOR	43.28	13.20	0.5	6.60
AYUDANTE	37.87	11.55	0.5	5.75
CHOFER	35.71	10.89	0.06	0.65
T O T A L				15.85

Incluye beneficios

$$\text{COSTO MANO DE OBRA:} = \frac{15,85}{130,20} = 0.12 \text{ \$/Tn.}$$

Materiales

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	\$ / UNIDAD	\$ COSTO
ANFO (Kg).	86	0.40	34.40
FANEL (Pza.)	28	0.95	29.45
GUIA DE SEG. (m)	1	0.077	0.69
EMULSIÓN (Pza)	31	0.15	4.65
PENTACOR (m)	10	0.105	1.05
FULMINANTE (Pza)	1	0.077	0.08
TACOS DE ARCILLA (Pza)	20	0.040	0.80
T O T A L			71.12

$$\text{COSTO TOTAL MATERIALES:} = \frac{71.12}{130.20} = 0.546 \text{ \$/tn}$$

Equipo Anfoloader

Descripción	Costo anual \$	\$ / Hora	Horas	Costo \$
REPUESTOS	13999,08	2,91	1.0	2,91
NEUMÁTICOS	826,71	0,17	1.0	0,17
COMBUSTIBLE	270,00	0,06	1.0	0,06
LUBRICACION	570,00	0, 11	1.0	0, 11
T O T A L				3,25

$$\text{COSTO DEL EQUIPO} = \frac{3,25}{130.20} = \mathbf{0,025 \$/Tn}$$

$$\text{COSTO DE VOLADURA} = 0,12\$/Tn + 0,546 \$/Tn + 0,025 \$/Tn$$

$$\text{COSTO DE VOLADURA} = \mathbf{0,691 \$/Tn.}$$

$$\text{GASTOS GENERALES: } 10\% \rightarrow 0,68 \$/Tn. \times 0,10 = 0,07 \$/m$$

COSTO TOTAL DE VOLADURA: 0,76 \\$/Tn.
--

4.5.2 Voladura en Breasting

Al igual que las labores en Avance se puede usar como agente de voladura el anfo o emulsión, esto es de acuerdo al comportamiento del terreno y las filtraciones de agua, etc.

La intervención de los agentes de voladura son de acuerdo al número de taladros que pueda presentar el frente, esto es variable de acuerdo a las dimensiones del tajeo y banco.

COSTO VOLADURA – BREASTING:

- Calidad de terreno : semiduro
- Presencia de agua : ninguno
- Sección : 4m. x 3.5m.
- Avance : 3m.
- Volumen (m³) : 4m. x 3.5m. x 3m. = 42m³.
- Peso específico mineral : 3.7 tn/m³.
- Tonelaje : 42m³ x 3.1 tn/m³.
- Tonelaje : 155.4 tn.
- Taladros : 23
- Taladros x m² : 1.64 Taladros x m²
- Tiempo carguío : 40 min (0.66Hr.)
- Factor de carga : 0.85 kg/m³

Mano de Obra

PERSONAL	\$/DIA	\$ DIA	APORTAN X TAREA	COSTO \$
DISPARADOR	43.28	13.20	0.25	3,30
AYUDANTE	37.87	11.55	0.25	2,87
CHOFER	35.71	10.89	0.06	0,65
SUPERVISOR	90.18	27.49	0.06	1.65
TOTAL				8.47

$$\text{COSTO MANO DE OBRA:} = \frac{8,47}{155,40} = 0.054 \text{ \$/Tn.}$$

Materiales (Para 23 taladros)

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD	\$ UNIDAD	COSTO
ANFO (Kg)	36,80	0.40	14,72
FANEL (Pza.)	23	0.95	21,85
MECHA SEG. (Pies.)	9	0.077	0.69
PENTACORD (m.)	18	0.105	1.89
FULMINANTE (Pza.)	1	0.077	0.07
TACOS ARCILLA (Pza.)	18	0.040	0.72
T O T A L			39,94

$$\text{COSTO DE MATERIALES} = \frac{39,94}{155.40} = 0.257 \text{ \$/Tn.}$$

Equipo Anfoloader

Descripción	Costo anual \$	\$ / Hora	Horas	Costo \$
REPUESTOS	13999,08	3,33	0,66	2,20
NEUMÁTICOS	826,71	0,19	0,66	0,13
COMBUSTIBLES	270,00	0,06	0,66	0,04
LUBRICANTES	570,00	0,14	0,66	0,09
T O T A L				2,46

$$\text{COSTO DEL EQUIPO} = \frac{2,46}{155.4} \text{ \$/tn.} = 0.016 \text{ \$/tn.}$$

$$\text{COSTO DE VOLADURA} = 0,054 \text{ \$/tn.} + 0,257 \text{ \$/tn.} + 0,016 \text{ \$/tn.}$$

$$\text{COSTO DE VOLADURA} = 0,327 \text{ \$/tn.}$$

$$\text{GASTOS GENERALES: } 10\% \rightarrow 0,327 \text{ \$/Tn.} \times 0,10 = 0,33 \text{ \$/m.}$$

COSTO TOTAL DE VOLADURA = 0,36 \\$/Tn.

4.6 LIMPIEZA

La limpieza del mineral de los tajeos y del material estéril de los frentes de avance se realiza con scoop CATERPILLAR R1600 G y ATLAS COPCO ST1000 de 6.5 yd³ (10tn).

El mineral es llevado desde los tajos hacia el ORE PASS, (echaderos de mineral), luego es llevado por los volquetes hacia la planta concentradora.

El material estéril se acumula en cámaras o se lleva directamente a los tajeos para relleno (corte o retirada).

4.6.1 Transporte de Mineral con Volquete

El mineral de la zona de Huanzalá Sur, es cargado a los volquetes con scoop, desde la cámara de carguío y trasladado hacia la planta concentradora, el mineral acumulado procede de los niveles superiores (Nv C, Nv D, y Nv E).

De la zona de Huanzalá Principal, el mineral también es transportado con volquetes hacia la planta concentradora, principalmente del Nv R y Nv P, desde las tolvas de acumulación de mineral (Tv R-100 y Tv R-500).

Los volquetes transportan un promedio de 22.5 ton de mineral por viaje, con un ciclo de 55 minutos, haciendo de 9 a 10 viajes en la jornada diaria de trabajo.

FIGURA 26: TOLVA DE CARGUÍO N° R-100



Fuente: Archivo CMSL SA

CAPÍTULO V: RECUPERACIÓN DE PUENTES Y PILARES EN LA MINA HUANZALA

5.1 RECUPERACIÓN DE PUENTES

La recopilación de datos, como parte inicial, es importante por que permite visualizar en forma macro la realización del trabajo.

Se inicia realizando la toma de datos de la información lito–estructural, que se efectuó mediante observaciones puntuales de campo.

Los parámetros de observación que se utilizaron fueron: litología, meteorización, alteración, resistencias, presencia de agua, tipo de discontinuidad, ondulación, rugosidad, relleno espaciado, continuidad, frecuencia de diaclasas, etc. (ver detalle cuadro N° 02). El método utilizado para la descripción cuantitativa de las discontinuidades estructurales, es el método sugerido por la SOCIETY INTERNATIONAL FOR ROCK MECHANICS (ISRM) – 1980.

Cuadro N° 02

DATOS ESTRUCTURALES DE CAMPO								
PLANOS ESTRUCTURALES			PLANOS ESTRUCTURALES			POLOS DE LOS PLANOS EST.		
No	AZIMUT	BUZ.	No	DIR. BUZ.	BUZ.	No	DIR. POLO	BUZ. POLO
1	118	85 SW	6	208	85	6	28	5
2	26	63 SE	7	116	63	7	296	27
3	25	62 SE	8	115	62	8	295	28
4	30	50 SE	9	120	50	9	300	40
5	19	77 SE	10	109	77	10	289	13
6	37	39 SE	11	127	39	11	307	51
7	33	46 SE	12	123	46	12	303	44
8	22	42 SE	13	112	42	13	292	48
9	27	52 SE	14	117	52	14	297	38
10	135	84 NE	15	45	84	15	225	6
11	123	90 NE	16	33	90	16	213	0
12	137	74 SW	17	227	74	17	47	16
13	27	69 NW	18	297	69	18	117	21
14	15	77 NW	19	285	77	19	105	13
15	42	32 SE	20	132	32	20	312	58
16	174	90 NE	21	84	90	21	264	0
17	3	65 NW	22	273	65	22	93	25
18	110	36 NE	23	20	36	23	200	54
19	180	90 E	24	90	90	24	270	0
20	111	64 SW	25	201	64	25	21	26
21	38	73 NW	26	308	73	26	128	17
22	98	90 NE	27	8	90	27	188	0
23	36	42 SE	28	126	42	28	306	48
24	19	46 SE	29	109	46	29	289	44
25	20	63 SE	30	110	63	30	290	27
26	100	46 NE	31	10	46	31	190	44
27	147	90 SW	32	237	90	32	57	0
28	55	59 SE	33	145	59	33	325	31
29	178	36 NE	34	88	36	34	268	54
30	46	90 NW	35	316	90	35	136	0
31	66	76 SE	36	156	76	36	336	14
32	16	87 SE	37	106	87	37	286	3
33	85	73 NW	38	355	73	38	175	17
34	44	71 NW	39	314	71	39	134	19
35	27	80 SE	40	117	80	40	297	10
36	55	82 NW	41	325	82	41	37	8
37	59	76 NW	42	329	76	42	149	14
38	180	58 W	43	270	58	43	90	32
39	170	64 SW	44	260	64	44	80	26
40	168	49 SW	45	258	49	45	78	41
41	16	76 NW	46	286	76	46	106	14
42	19	26 SE	47	109	26	47	289	64
43	56	55 NW	48	326	55	48	146	35
44	35	51 SE	49	125	51	49	305	39

5.2 ANÁLISIS DE ESTABILIDAD

El análisis de estabilidad se evaluó teniendo en consideración la geometría de las excavaciones y las discontinuidades estructurales. La cual consiste en realizar un análisis cinemática y de estabilidad, referido al block donde se realizara el trabajo.

CÁLCULOS PARA HALLAR EL TIPO DE SOSTENIMIENTO DE UNA LABOR – E 2450 1T 02Na (ZONA MINERAL)

1 **Número de Discontinuidades en 5 mts. = 30**

$$\lambda = 30 / 5 = 6 \text{ disc./mt}$$

2 **Rebote de Martillo Schmidt de dureza a 0 = 38**

$$\text{Rebote corregido} = 26.9$$

3 **RQD = 100 x e^{-0.1×λ(0.1λ+1)} = e^{-0.1×(6)(0.1(6)+1)} = 38,28**

4 **Resistencia a la compresión uniaxial: < 60 – 70 > = 75 Mpa**

$$\rho (\text{ mineral}) = 3.2$$

5 **RMR según Bieniawski**

$$\text{RMR} = 48 \text{ (RIII - B REGULAR)}$$

$$6 \quad Q = e^{(RMR-44)/9} = e^{(48-44)/9} = 1.55$$

$$7 \quad \text{Abertura Máxima} = 2 \times \text{ESR} \times Q^{0.4} = 2 \times (4) \times (1.55)^{0.4} = 9.53 \text{ m.}$$

$$\text{ESR} = 4 \text{ (temporal)}$$

8 Sostenimiento :

$$D.E = \frac{\text{SPAN}}{\text{ESR}} = \frac{4.5}{4} = 1.125$$

ESR es la Relación de Sostenimiento de la Excavación

$$\frac{RQD}{J_n} = \frac{38}{9} = 4.22 \quad \frac{J_r}{J_a} = \frac{3}{2} = 1.5$$

9 Requerimiento:

Pernos espaciados a 1m de 2.25 m. de longitud

**CÁLCULOS PARA HALLAR EL TIPO DE SOSTENIMIENTO DE UNA
LABOR – E 2450 1T 20Ro (ZONA MINERAL)**

$$1 \quad \text{Número de discontinuidades 5 m.} = 42$$

$$\lambda = 42 / 5 = 8.4 \text{ disc. /m.}$$

$$2 \quad \text{Rebote con martillo Schmidt de Dureza a } 45^\circ = 22$$

$$\text{Rebote corregido} = 15.1$$

$$3 \quad RQD = 100 * e^{-0.1 \times \lambda (0.1 \lambda + 1)} = e^{-0.1 \times (8.4)(0.1(8.4)+1)} = 21.32$$

4 Resistencia a la Compresión Uniaxial: < 30 – 40 > = 35 Mpa

$$\rho (\text{ mineral}) = 3.2$$

5 RMR según Bieniawski:

$$\text{RMR} = 51 (\text{RIIB REGULAR})$$

$$6 \quad Q = e^{(\text{RMR}-44)/9} = e^{(51-44)/9} = 2.2$$

$$7 \quad \text{Abertura Máxima} = 2 \times \text{ESR} \times Q^{0.4} = 2 \times (4) \times (2.2)^{0.4} = 10.9 \text{ m.}$$

$$\text{ESR} = 4 (\text{temporal})$$

8 Sostenimiento:

$$\text{D.E} = \frac{\text{SPAN}}{\text{ESR}} = \frac{5}{4} = 1.25$$

$$\text{ESR} = 4 (\text{temporal})$$

ESR es la Relación de Sostenimiento de la Excavación

$$\frac{\text{RQD}}{\text{Jn}} = \frac{21,32}{9} = 2,37$$

$$\frac{\text{Jr}}{\text{Ja}} = \frac{4}{1} = 4$$

9. Requerimiento:

Pernos cementados espaciados a 1m. de 2.5m. de longitud

5.3 CICLO OPERATIVO EN RECUPERACIÓN DE PUENTES

Con los datos obtenidos, podemos iniciar los trabajos, para la recuperación de puente del Block E 2450 1T 2Na en la zona de Huanzalá Sur, teniendo en cuenta los siguientes antecedentes:

- Labor paralizada por presentar un puente de 4m. con el corte superior, sobre este puente hay material estéril (relleno detrítico).
- Se hace necesaria la evaluación geomecánica, para determinar la estabilidad de la labor, la cual se mostró anteriormente.
- Tipo de Roca III-B Regular según la clasificación de **Bieniawski**
- Necesidad de reforzamiento del sostenimiento con pernos helicoidales y lechada de cemento.
- Determinar la altura mínima de la labor para perforación (Altura del brazo de jumbo), perforación Vertical.
- Determinar la altura mínima de la labor para desate y limpieza (Altura de scoop).

5.3.1 Sostenimiento

El block ha recuperar se encuentra en rocas que están instruidas por cuerpos de pórfidos cuarcíferos en forma de “sills” emplazado en las calizas haciendo así a la zona un tanto inestable y con necesidad de realizar sostenimiento.

Para desarrollar normalmente el ciclo de minado, se debe reforzar con pernos helicoidales las áreas inestables, con la finalidad de dar seguridad al personal y los equipos.

La mina cuenta con equipos mecanizados para el sostenimiento, que son utilizadas en labores de desarrollo y explotación con alturas mayores de 4m.

5.3.1.1 Empernado con equipo Robolt

El Robolt es un equipo mecanizado de sostenimiento, cumple doble función al mismo tiempo perfora taladros de 2.3m. y aplica pernos helicoidales de 2.25m.para sostenimiento de las labores.

FIGURA 27: EQUIPO TAMROCK – ROBOLT (INYECTOR DE LECHADA DE CEMENTO)



Fuente: Archivo CMSL SA

FIGURA 28: EQUIPO TAMROCK – ROBOLT (RULETA PARA 10 PERNOS)



Fuente: Archivo CMSL SA

5.3.1.2 Capacidad de Soporte del Perno Helicoidal

La resistencia a la tracción mínima de las Barras Helicoidales de Aceros Arequipa S.A. está fabricada bajo la norma ASTM A615 Grado 75.

La capacidad de soporte de un acero se determina por la siguiente ecuación.

$$P = R_c \times S \qquad S = \pi \times d^2/4$$

Donde:

P	=	Capacidad de apoyo del perno (Kg.)
R _c	=	Resistencia a la tracción mínima del perno
	=	7030 Kg/cm ² .
S	=	Área del perno (cm ²)
d	=	Diámetro del perno (cm.)
Φ	=	3/4" (d=1.9cm, r= 0.95 cm.)
S	=	$\pi \times r^2 = 3.1415 (0.95 \text{ cm}^2)^2$
	=	2.83 cm ²
P	=	R _c x S = (7030 kg/cm ²) (2.83 cm ²)
	=	19895 kg = 19.9 tn.

Capacidad de apoyo del perno **P = 19.9 tn.**

Según las pruebas realizados en campo, el perno supera las 20 tn.

5.3.1.3 Parámetros de Empernado con Equipo Robot

- Calidad del terreno : R III B
- Presencia de agua : ninguno
- Sección : 4m. x 3.5m.
- Longitud de la labor : 3m.
- Φ de taladros : 28mm.
- Longitud del taladro : 2.3m.
- Mortero : Cemento
- Agua : 11.5 lt./bolsa

5.3.2 Perforación

Teniendo en cuenta las características litológicas, geomecánicas y topográficas de la labor donde se realizara los trabajos, de recuperación de puente, se diseña la malla de perforación vertical.

Datos de Perforación:

- Tipo de Roca : III – B Regular
- Altura de Labor : 4. 0m.
- Perforadora : ATLAS COPCO - SIMBA
- Longitud de barra : 4 pies/barra
- Diámetro de Taladro : 52mm.
- Longitud de perforación : 4m.
- Angulo de perforación : 80°

- Burden : 0.8m.
- Espaciamiento : 1.0m.
- Presión de rotación : 50 – 60 bar
- Presión de percusión : 90 – 150 bar
- Presión de avance : 50 – 70 bar

Para formar la cara libre se puede perforar taladros de alivio, sin embargo la zona donde se va realizar la recuperación del puente cuenta con cara libre.

5.3.3 Relleno

Con la realización del nuevo corte, la altura del tajeo aumentaría a 8m. haciéndose una labor peligrosa y no pudiéndose realizar el desatado de las rocas sueltas, por lo que debe iniciarse el relleno de corte de todo el área perforada, reduciendo la altura de la labor a 2.5m. (altura de scoop = 2.35m.), obteniendo un altura final después del disparo de 5.5m.

5.3.4 Voladura

La voladura de los taladros, se realizo secuencialmente, por partes, con la finalidad de controlar el comportamiento del macizo rocoso y dar mayor seguridad al personal que va realizar la limpieza del mineral.

Según Malla de perforación se ha utilizado la siguiente cantidad de explosivos:

- Calidad de terreno : R – III B
- Presencia de agua : ninguno
- Sección : 4m x 3.5m.
- Avance : 4m.
- Altura de banco : 4 x Sen 80 °
- Volumen (m³) : 4m. x 3m. x 4.8m. = 57,6m³.
- Peso específico mineral : 3.7 tn/m³.
- Tonelaje : 57,6m³ x 3.7 tn/m³ = 213tn.
- Taladros : 24
- Taladros x m² : 1.25 Taladros x m²
- Tiempo carguío : 40 min (0.66Hr.)
- Tipo de corte : En “V”
- Faneles Utilizados : Período Corto (Ms)

Ms # 01 = 01

Ms # 02 = 03

Ms # 03 = 04

Ms # 05 = 05

Ms # 07 = 04

Ms # 09 = 02

Ms # 11 = 05

Total = 24

Materiales (Para 24 taladros)

DESCRIPCIÓN	CANTIDAD
ANFO (Kg)	38,40
FANEL (Pza.)	24
MECHA SEG. (Pies.)	9
PENTACORD (m.)	18
FULMINANTE (Pza.)	24
TACOS ARCILLA (Pza.)	18

5.3.5 Limpieza

La limpieza del material disparado se realizo con scoop CAT R1600 G con TELEMANDO (control remoto) de 6.5 yd de capacidad.

Previo a la limpieza de la carga se realizo el desatado correspondiente al acceso del tajeo, el mineral disparado se lleva hacia el Ore Pass 2350, siendo el ciclo promedio de acarreo 7 minutos.

Cálculo de Limpieza de carga

- Mineral Disparado = 213tn.
- Capacidad de carga CAT R1600G = 10tn.
- Ciclo de acarreo = 7 min
- N° de Cucharas = 213tn. /10tn.
= 22 cuch.
- Tiempo Total de limpieza = 22 cuch. x 7 min

Tiempo Total = 154 min = 2 hrs 34 min
--

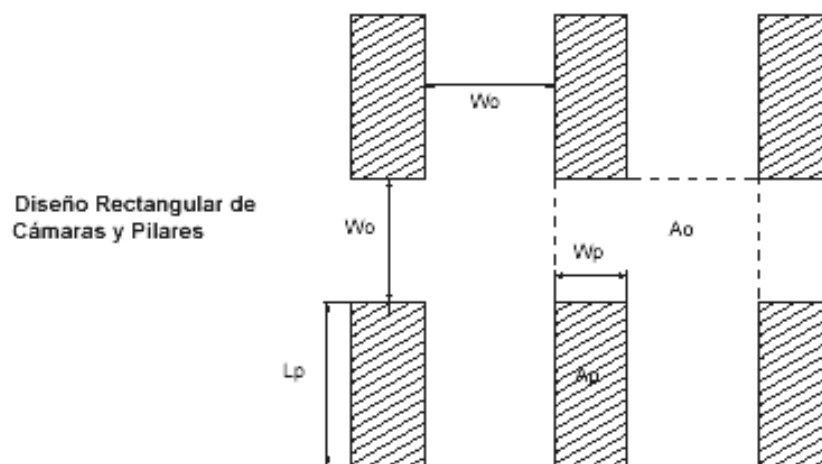
5.4 DETERMINACIÓN DE LOS PILARES

El trabajo realizado en el tajeo E – 2450 1T 20Ro, se aplica una de las teorías del diseño de pilares (**Teoría del área Atribuida**), cuando se quiere dimensionar los pilares, el problema es encontrar una solución de equilibrio, por una parte la seguridad y la estabilidad de la excavación nos obliga a sobredimensionar los pilares y en otra parte la rentabilidad de la explotación y la relación de extracción nos obliga a extraer el máximo tonelaje de mineral del yacimiento.

5.4.1 Cálculo de Pilares - Teoría del Área Atribuida

Obert-Duvall (1976) proponen la Teoría Tributaria para el diseño de soporte de un pilar en el método de minado de cámaras y pilares. La teoría asume que los pilares sostienen toda la carga de roca por encima. Para un diseño de cámaras y pilares de geometría rectangular se tiene.

FIGURA 29: DISEÑO RECTANGULAR DE CÁMARAS Y PILARES



Fuente: Archivo CMSL SA

Las ecuaciones básicas que relacionan el área del pilar y las tensiones verticales son.

$$S_v = \gamma \times Z$$

$$S_p = S_v \times ((W_o + W_p)(W_o' + L_p)) / (w_p \times L_p)$$

$$R_a = 1 - ((w_p \times L_p) / ((W_o + W_p)(W_o' + L_p)))$$

$$C_p = C_1(0.778 + 0.222(W_p/H_p))$$

$$FS = C_p(1 - R_a)/S_v$$

Donde:

S_p = Promedio de la resistencia del pilar (tn/m²).

S_v = Esfuerzos verticales aplicados antes del minado (tn/m²).

Z = Altura de sobrecarga.

γ = Peso específico aparente de la sobrecarga (tn/m³).

A_p = Area del pilar (m²).

W_p = Ancho o diámetro del pilar (m).

L_p = Longitud del pilar (m).

A_o = Area de la abertura (m²).

W_o = Ancho de la abertura (m).

A_t = Area total (m²).

R_a = Razón del área de extracción.

C_p = Resistencia compresiva del pilar (tn/m²).

C_1 = Resistencia compresiva del espécimen con $w_p/h_p = 1$, (tn/m²).

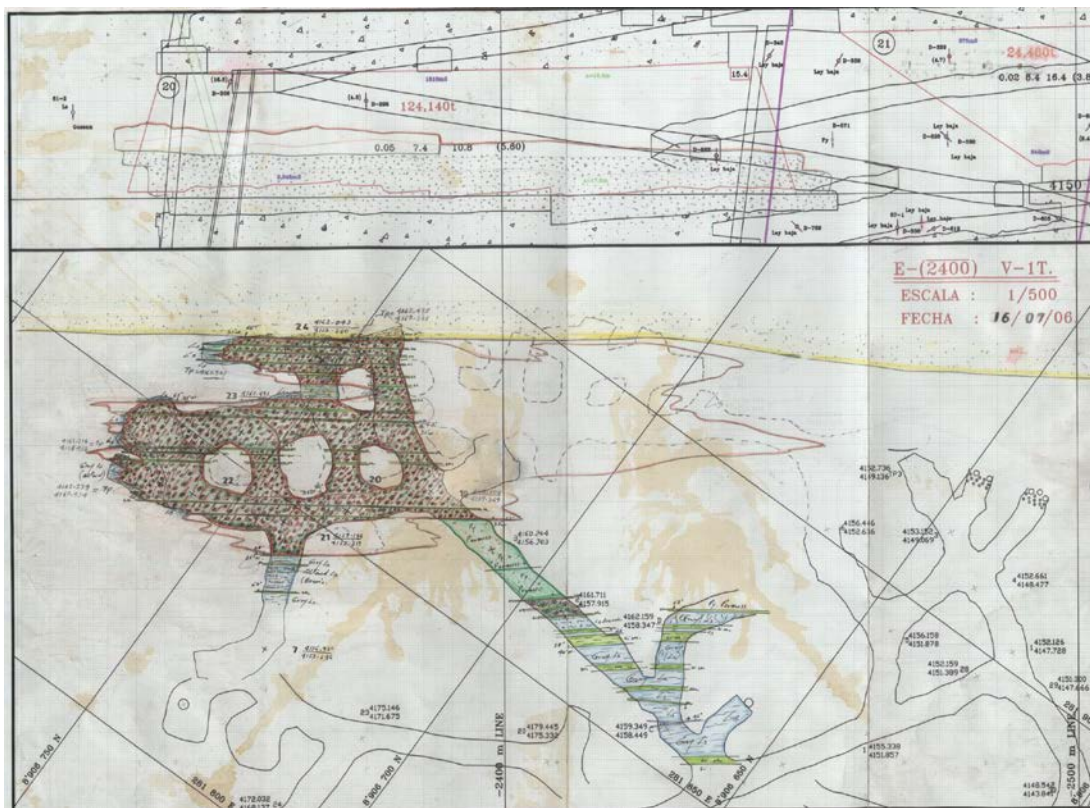
W_p = Ancho o diámetro del pilar (m).

H_p = Altura del pilar $0.5 < W_p/H_p < 4$ (m)

5.4.1.1 Caso de Aplicación labor E -2400 VIT 20 Ro

En la zona del lado sur del este tajeo, queda aún mineral por minar (ver figura 30) con un ancho que varía entre 15 a 22m., El método de minado que se está utilizando es corte y relleno ascendente en combinación con el método de cámaras y pilares.

FIGURA 30: VISTA TRANSVERSAL Y PERFIL E 2450 1T 20 RO



Fuente: Archivo CMSL SA

Se tiene como objetivo realizar una optimización de la distribución de pilares para obtener la mayor posible recuperación de mineral. El tipo de roca de esta labor es III-B (de Calidad Regular a Mala), moderadamente alterada y fracturada, el terreno presenta bloques y cuñas de roca de tamaño pequeño y

grande. La capacidad resistente de la roca es de media a baja. El entorno hidrogeológico es mojado con goteo esporádico de agua. Las características son:

- Forma y Tamaño de veta : Tabular de 15 a 22m. (Lado S).
- Tipo de Roca (RMR) : Ill-B (Regular a Mala).
- Densidad de roca estéril : 2.7 (tn/m³).
- Altura litostática aproximada : 313m.
- Resistencia compresiva uniaxial : 54 Mpa (5500 tn/m²).

Labor: E-2450 1T 20Ro

Carga del pilar	Nominación	Valor	Unidad
Ancho de la abertura (eje x)	Wo	5,2	m
Ancho de la abertura (eje y)	Wo'	5,2	m
Ancho del pilar	wp	5	m
Longitud del pilar	Lp	5	m
Altura del pilar	hp	3,8	m
Area del pilar	Ap	25	m ²
Area total	At	104,04	m ²
Peso esp. Aparente de la roca	γ	2,7	tn/m ³
Altura de sobrecarga	Z	313	M
Esfuerzos vert. Antes del minado	Sv	845,1	tn/m ²
Razón del área de extracción	Ra	0,760	%
Resistencia del pilar			
Resistencia compresiva del espécimen	σs	5500,00	tn/m ²
Resistencia compresiva del pilar	σp	5885,6	tn/m ²
Factor de seguridad	Fs	1,67	

$$\sigma_p = \sigma_s \left[0.778 + 0.222 \frac{w_p}{h_p} \right]$$

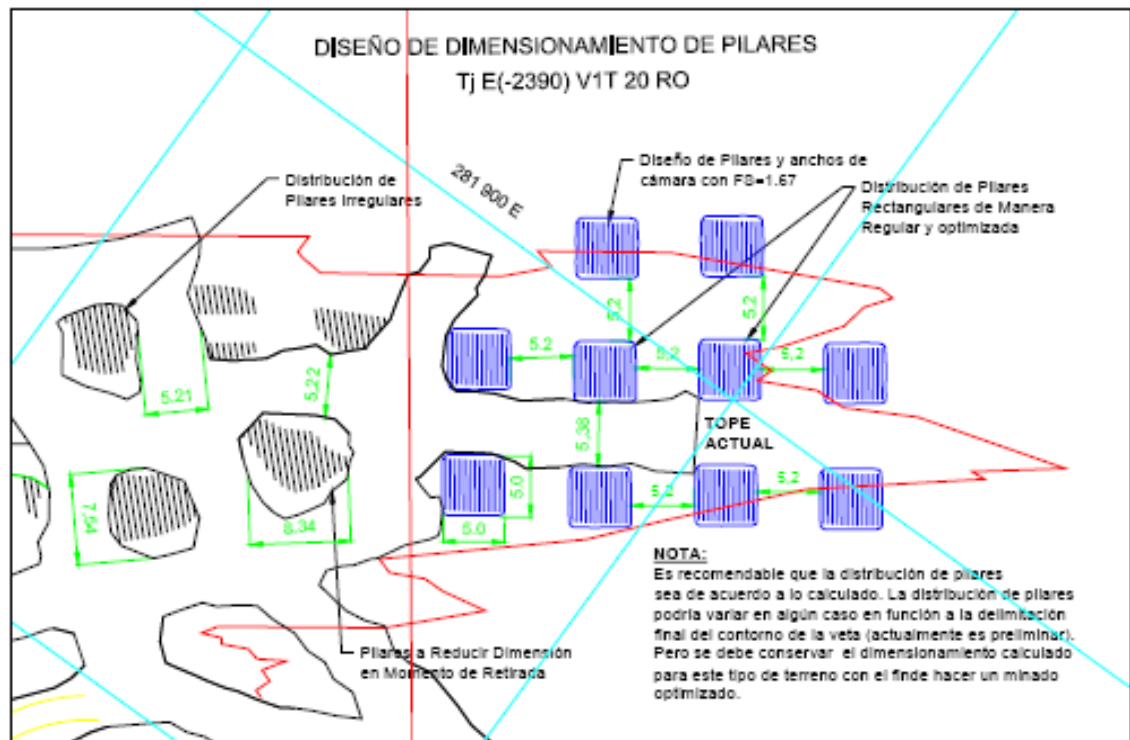
Resultados geométricas del minado por Cámaras y Pilares

- Ancho de cámara (m) : 5.2 m.
- Ancho del pilar (m) : 5.0 m.
- Largo del pilar (m) : 5.0 m.
- Altura del pilar (m) : 3.8 m.

El cálculo del factor de seguridad para las condiciones y características del tipo de roca y forma del yacimiento del mineral por minar da un resultado de $FS=1.67$ (superior al mínimo requerido que es $FS=1.6$). Con ello se demuestra que será posible minar en condiciones adecuadas de estabilidad. Pero se recomienda realizar el minado de manera continua y lo más veloz posible (que es usual para un factor de seguridad ajustado al mínimo). Para garantizar la estabilidad a largo plazo y para permitir el siguiente corte será necesario la aplicación de relleno bien topeado de manera oportuna.

Es recomendable realizar el minado de acuerdo al dimensionamiento calculado de los pilares y cámaras (ver figura 31). La distribución de pilares podría variar en algún caso debido a la delimitación final del contorno de la veta pero sin variar las dimensiones de los pilares que es lo más adecuado y optimizado para las características de este terreno.

FIGURA 31: VISTA TRANSVERSAL Y PERFIL E 2450 1T 20 RO

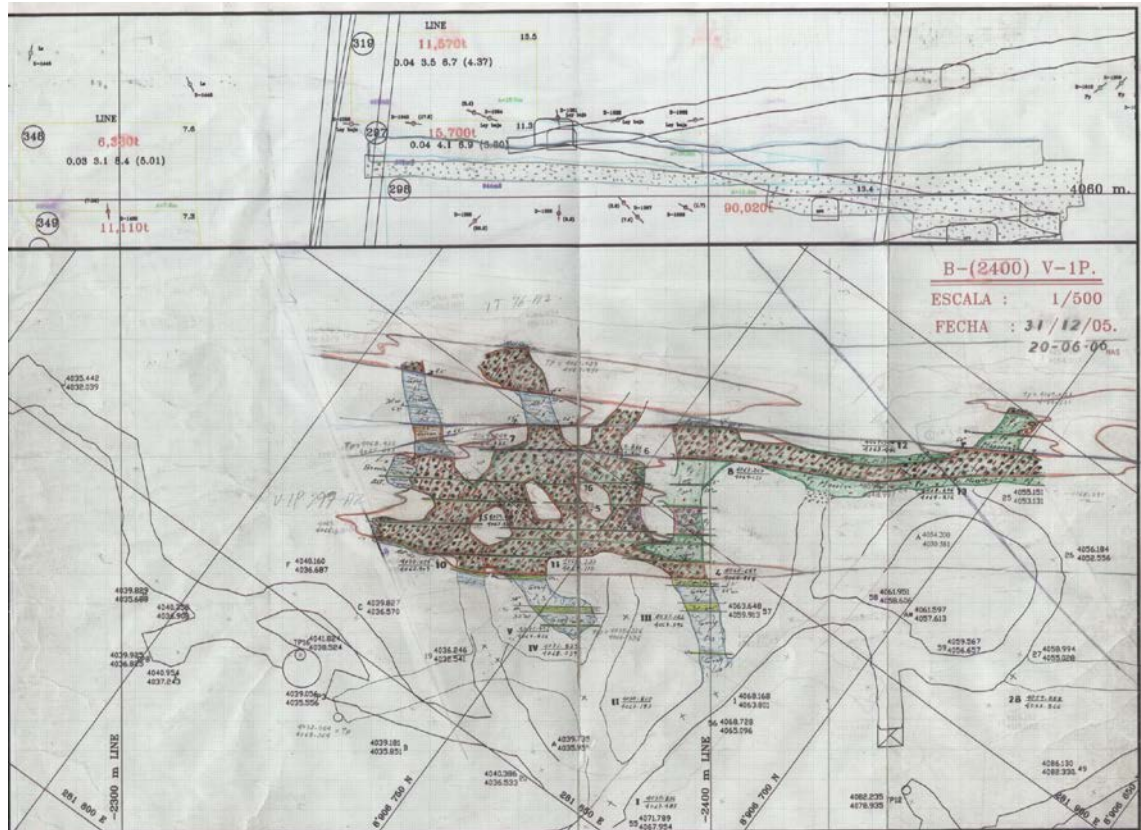


Fuente: Archivo CMSL SA

5.4.1.2 Caso de Aplicación labor B -2400 VIP 297 AZ

El cuerpo mineralizado es ancho, por lo que es necesario, dejar pilares a fin de dar una estabilidad a la labor y asegurar la extracción del mineral (ver figura 32), la calificación geomecánica del tipo de roca de esta labor es III-B (de Calidad Regular a Mala), la roca se encuentra disturbada por una alteración moderada a alterada, y el grado de fracturamiento ha dado origen a la formación de bloques y cuñas de roca de tamaño pequeños y grandes. Entre las fracturas de la roca se presenta material suave, que crea condiciones de inestabilidad por caída de cuñas y bloques de roca. La resistencia de la roca es de media a baja. El medio hidrogeológico es mojado con goteo de agua de manera ocasional.

FIGURA 32: VISTA TRANSVERSAL Y PERFIL B 2450 1P 297 AZ



Fuente: Archivo CMSL SA

Las principales características de la labor son:

- Forma y Tamaño de veta : Tabular de 6m (Lado Este).
- Tipo de Roca (RMR) : III-B (Regular a Mala).
- Densidad de roca estéril, γ . : 2.7 (tn/m³).
- Altura litostática aproximada : 400 m.
- Resistencia compresiva uniaxial : 66 Mpa (6750 tn/m²)

Labor: B -2400 VIP 297 AZ

Carga del pilar	Nominación	Valor	Unidad
Ancho de la abertura (eje x)	W _o	5,3	m
Ancho de la abertura (eje y)	W _{o'}	5,3	m
Ancho del pilar	w _p	5	m
Longitud del pilar	L _p	5	m
Altura del pilar	h _p	3,5	m
Area del pilar	A _p	25	m ²
Area total	A _t	106,9	m ²
Peso esp. Aparente de la roca	γ	2,7	tn/m ³
Altura de sobrecarga	Z	400	M
Esfuerzos vert. Antes del minado	S _v	1080	tn/m ²
Razón del área de extracción	R _a	0,764	%
Resistencia del pilar			
Resistencia compresiva del espécimen	σ _s	6750,00	tn/m ²
Resistencia compresiva del pilar	σ _p	7392,2	tn/m ²
Factor de seguridad	F_s	1,67	

Resultados geométricas del minado por Cámaras y Pilares

- Ancho de cámara (m) : 5.3m.
- Ancho del pilar (m) : 5.0m.
- Largo del pilar (m) : 5.0m.
- Altura del pilar (m) : 3.5m.

Al realizar el cálculo del factor de seguridad para las condiciones y características del tipo de roca y forma del yacimiento del mineral que resta por minar Tj B -2400 V1P 297 AZ nos da un resultado de $FS=1.61$ (superior al mínimo requerido que es $FS=1.6$). Con las indicadas dimensiones de pilares y cámaras será posible realizar el minado del mineral que queda por extraer en condiciones de estabilidad adecuada (ver figura 33). Es recomendable realizar el minado de manera continua y lo más veloz posible (que es usual para un factor de seguridad ajustado al mínimo). Luego finalizado la extracción, para brindar estabilidad a largo plazo y para el siguiente corte será necesario la aplicación de relleno bien topeado de manera oportuna.

FIGURA 33: DETERMINACIÓN DE LOS PILARES B 2450 1P 297 AZ



Fuente: Archivo CMSL SA

La distribución de los pilares conservando las dimensiones calculadas para el resto de mineral a extraer debe ser de acuerdo a las necesidades operacionales de mina y a las indicaciones geológicas de delimitación del yacimiento. Se debe tener en cuenta que en este corte el tajeo ya ha sido minado en aproximadamente en un 65% restando mineral solo en el extremo del lado Este y en algunos extremos.

Como es de conocimiento que diseño de las cámaras y pilares no contempla la estabilidad de las cuñas de roca, bloques de roca y falsas cajas que se originan en el techo y hastiales de las cámaras (ventanas), por lo tanto será necesario utilizar pernos de anclaje cementados de 2.25m. de longitud espaciados $e=1.0$ a 1.1 m, más malla metálica de 2" x 2" para la contención de los fragmentos pequeños de roca (para un minado veloz). En zonas de presencia de fallas geológicas contactos y roca suave será necesario utilizar una capa de shotcrete con fibra de acero de espesor $e=2$ ".

5.5 RECUPERACIÓN DE LOS PILARES

Con los datos hallados se determina la forma y dimensionamiento de los pilares, la cual corresponde a un pilar cuadrado.

Sobre la mineralización se proyecta y diseña los nuevos pilares.

En los cortes anteriores, se ha diseñado pilares irregulares, lo que ha ocasionado colapso y pérdida de los mismos, debido al buzamiento de la mineralización y la falta de control.

Actualmente se esta adecuando el nuevo diseño de los pilares sobre la mineralización, la misma que se va adecuar paulatinamente, dado que en algunos casos parte del pilar va quedar en voladizo y otro sobredimensionado. En este caso se dejara los pilares sobredimensionados hasta finalizar el corte, y al final a medida que se vaya rellenado el tajeo se ira recuperando parte de mineral de los pilares.

CONCLUSIONES

- La operación mina actualmente esta basada en producción con seguridad buscando el cuidado de la salud del trabajador, previniendo la contaminación del medio ambiente y todo ello con calidad.
- El sostenimiento mecanizado es operacionalmente mucho mas seguro y busca la no exposición del personal a la caída de rocas.
- Se debe de mantener el estándar establecido de la sección de labores, buscando la perforación el arco natural para disipar esfuerzos inducidos.
- La perforación es la primera operación unitaria, en ella se debe tener en cuenta ciertas observaciones hechas durante el trabajo, esto con la finalidad de lograr una buena fragmentación y diseño de la labor, estas observaciones son:

- Antes de iniciar cualquier perforación, el operador deberá pintar su malla, para evitar sobre dimensionamiento entre un taladro y otro, esto evitara los banqueos.
 - Mantener el paralelismo de los taladros perforados, va facilitar una mejor fragmentación del macizo rocoso.
 - Mantener la horizontalidad en el techo permitirá llevar una adecuada sección de la labor, es por ello importante implementar el uso del clinómetro y evitar sobre rotura innecesarias.
 - Utilizar tubos de polietileno en los arrastres cuando se perfora en avance, esto va permitir que la limpieza del taladro se efectúe rápido, facilitando el carguío de los mismos.
- En el carguío el control de explosivo debe hacerse de manera que el macizo rocoso no se vea perjudicado, es por ello que los operadores deberán marcar el tubo de carguío, para distribuir de manera adecuada la carga explosiva a todos los taladros, algunas de las recomendaciones ha tener en cuenta son:
- El uso de tacos de arcilla para aprovechar al máximo los gases en la explosión del taladro y tener un mayor poder de rompimiento.
 - El control de las cajas y techos de la labor, para ello utilizar famecorte o emplear cañas de polietileno espaciados con emulsiones.

- Dado que el método de minado es corte y relleno ascendente, cuando se realice la limpieza de un breasting, el operador deberá descubrir la cara libre en su totalidad, para facilitar la perforación del frente, si es avance se deberá raspar hasta encontrar material solido.

- Se cuenta con la clasificación geomecánica de todo la mina, esto facilita los trabajos a realizar y se aplique una malla de sostenimiento para cada labor.

- El sostenimiento es colocado oportunamente, cuanto mas rápido se instale el sostenimiento, la masa rocosa presentara un mejor comportamiento.

- La perforación del puente se ha realizado teniendo en cuenta las observaciones antes mencionadas bajo un techo seguro, realizándose una simulación del comportamiento geomecánico de la labor antes y después de la extracción de mineral ha recuperar.

- Antes de iniciar este tipo de trabajos en recuperación de puentes se debe realizar un modelamiento geomecánico y brindar siempre la seguridad al personal que va realizar el trabajo.

RECOMENDACIONES

- En sostenimiento se debe de realizar continuamente las pruebas de tensión de los pernos helicoidales, así como de controlar la instalación correcta de los elementos de sostenimiento.

- En terrenos shangroso se debe realizar una buena limpieza de los taladros o en su defecto perforar taladros cortos para evitar perdidas de tiempo en el carguío y perforación.

- Siempre debe tenerse proyectos bien definidos y no realizar aberturas innecesarias, por que se debilita la estructura del macizo rocoso.

- No es recomendable colocar pernos helicoidales paralelo a la estratificación o muy inclinados respecto al techo de la excavación, puesto que el rendimiento del sostenimiento es menor del 100% de rendimiento que puede alcanzar, si es que se utilizan practicas adecuadas.

- En lugares con presencia de agua, no es recomendable instalar pernos helicoidales con cemento, debe hacerse con resina, que es lo más adecuado.

- En cuanto al relleno, se debe topear las cajas, principalmente a la caja techo, a fin de evitar los problemas de inestabilidad de las cajas y así mejorar las condiciones de seguridad en los tajeos.

BIBLIOGRAFÍA

- **CÓRDOVA ROJAS D.** *Mecánica de rocas para minería y obras civiles.* Lima, 18-20 abril 2001.
- **INSTITUTO DE INGENIEROS DE MINAS DEL PERU.** *Explotación subterránea métodos y casos prácticos.* 1ra. ed. Puno, 1999.
- **MEIER, A.** *Manual práctico de voladura.* 4ta. ed. Lima, Ediciones EXSA, 2008.
- **HOEK E. & BROWN E.T.** *Excavaciones subterráneas en roca.* 1ra. ed. México DF, Litográfica Ingramex SA, 1985.
- **CANALES J.** *Aspectos geológicos de la mina Huanzala.* Huaraz, publicación de División Geología Huanzala, 2007.

ANEXOS

ANEXO 1 – Sistema de valoración de la masa rocosa – RMR

Tabla 2.- Sistema de Valoración de la Masa Rocosa – RMR (Según Bieniawski, 1989).									
A. PARÁMETROS DE CLASIFICACION Y SUS VALORACIONES									
Parámetro		Rango de valores							
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	> 10 MPa	4 - 10 MPa	2 - 4 MPa	1 - 2 MPa	Para este rango bajo, es preferible el ensayo de compresión uniaxial		
		Resistencia compresiva uniaxial	>250 MPa	100 - 250 MPa	50 - 100 MPa	25 - 50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	< 1 MPa
	Valoración	15	12	7	4	2	1	0	
2	Calidad testigo de perforación <i>RQD</i>	90% - 100%	75% - 90%	50% - 75%	25% - 50%	<25%			
	Valoración	20	17	13	8	3			
3	Espaciamiento de discontinuidades	> 2 m	0.6 - 2 m	0.2 - 0.6 m	60 - 200 mm	< 60 mm			
	Valoración	20	15	10	8	5			
4	Condición de las discontinuidades	Superficies muy rugosas No continuas Cerradas- sin apertura Paredes rocosas sanas	Superficies ligeram. rugosas Apertura < 1mm Paredes ligeramente intemperizadas	Superficies ligeram. rugosas Apertura < 1mm Paredes altamente intemperizadas	Espejo de falla o Panizo <5 mm de espesor o Apertura de 1-5mm Juntas continuas	Panizo suave > 5mm de espesor o Apertura > 5mm Juntas continuas			
		Valoración	30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Flujo por 10 m de longitud de túnel (l/m)	Ninguno	< 10	10 - 25	25 - 125	> 125		
		Presión de agua / σ principal máximo	0	< 0.1	0.1 - 0.2	0.2 - 0.5	> 0.5		
		Condición general	Completamente seco	Húmedo	Mojado	Goteo	Flujo		
		Valoración	15	10	7	4	0		
B AJUSTE DE LA VALORACIÓN POR ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES (Ver F)									
Orientaciones rumbo y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Rgular	Desfavorable	Muy desfavorable			
Valoraciones	Túneles & minas	0	-2	-5	-10	-12			
	Cimentaciones	0	-2	-7	-15	-25			
	Taludes	0	-5	-25	-50				
C. CLASES DE MASA ROCOSA DETERMINADAS POR LAS VALORACIONES TOTALES									
Valoración	100 - 81	80 - 61	60 - 41	40 - 21	<21				
Número de clase	I	II	III	IV	V				
Descripción	Roca muy buena	Roca buena	Roca Regular	Roca mala	Roca muy mala				
D. SIGNIFICADO DE LAS CLASES DE ROCAS									
Número de clase	I	II	III	IV	V				
Tiempo de auto sostenimiento	20 años span 15m	1 año span 10m	1 semana span 5m	10 hrs span 2.5m	30 minutos span 1m				
Cohesión de la masa rocosa KPa	> 400	300 - 400	200 - 300	100 - 200	< 100				
Angulo de fricción de masa rocosa	> 45°	35° - 45°	25° - 35°	15° - 25°	< 15°				
E. PAUTAS PARA LA CLASIFICACION DE LAS CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES									
Longitud de discontinuidades-Persistencia	< 1m	1 - 3 m	3 - 10 m	10 - 20 m	> 20 m				
Valoración	6	4	2	1	0				
Separación (apertura)	Cerrada	< 0.1 mm	0.1 - 1 mm	1 - 5mm	> 5mm				
Valoración	6	5	4	1	0				
Rugosidad	Muy rugosa	Rugosa	Ligeramente rugosa	Lisa	Espejo de falla				
Valoración	6	5	3	1	0				
Relleno (panizo)	Ninguno	Relleno duro<5mm	Relleno duro>5mm	Relleno suave<5mm	Relleno suave > 5mm				
Valoración	6	4	2	1	0				
Intemperización	Sana	Ligera	Moderada	Muy intemperizada	Descompuesta				
Valoración	6	5	3	1	0				
F. EFECTO DE LA ORIENTACION RUMBO Y BUZAMIENTO DE LAS DISCONTINUIDADES EN TUNELERIA**									
Rumbo perpendicular al eje del túnel				Rumbo paralelo al eje del túnel					
Avance con el buzam. Buzam. 45-90°		Avance con el buzam. Buzam. 20-45°		Buzamiento 45-90°		Buzamiento 20-45°			
Muy favorable		Favorable		Muy favorable		Moderado			
Avance contra el buzam. Buzam. 45-90°		Avance contra el buzam. Buzam. 20-45°		Buzamiento 0 - 20°, Independiente del rumbo					
Moderado		Desfavorable		Moderado					

* Algunas condiciones son mutuamente excluyentes. Por ejemplo, si el relleno esta presente, la rugosidad de la superficie será dominada por la influencia del panizo. En tales casos usar A.4 directamente.

** Modificado por Wickham et. al. (1972).

ANEXO 2 – Clasificación geomecánica modificada para los ademes.

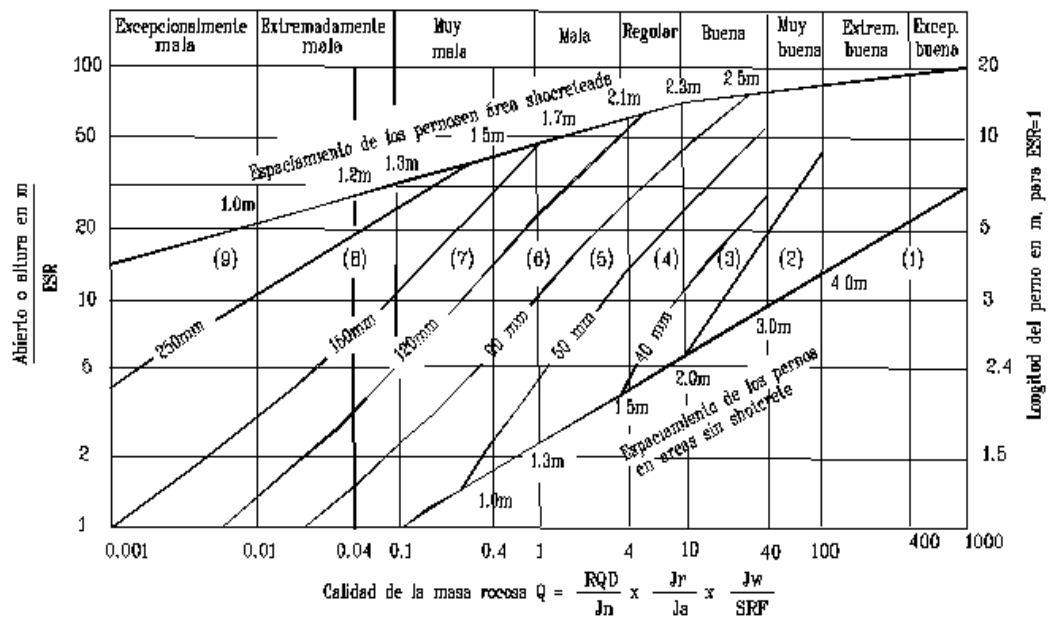
Tabla N.º 03

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA MODIFICADA PARA LOS ADEMES EN EXCAVACIONES MINERAS										
Evaluaciones Ajustadas	Evaluaciones Geomecánicas Originales									
	90-100	80-90	70-80	60-70	50-60	40-50	30-40	20-30	10-20	0-10
70-100										
50-60		a	a	a	A					
40-50			b	b	b	B				
30-40				c, d	c, d	c, d, e	d, e			
20-30					e	f, g	f, g, j	f, h, j	f, h, j	
10-20						i	i	h, i, j	h, j	
0-10							k	k	l	l

- a) Generalmente no hay ademe, pero algunas intersecciones de fisuras pueden necesitar anclas
- b) Cuadrícula de anclas cementadas con espaciamiento de 1m
- c) Cuadrícula de anclas cementadas con espaciamiento de 0,75 m.
- d) Cuadrícula de anclas cementadas con espaciamiento de 1m y 100 mm de concreto lanzado
- e) Cuadrícula de anclas cementadas con espaciamiento de 1m y concreto lazado de 300 mm y que sólo se usará si los cambios de los esfuerzos no son excesivos.
- f) Cuadrícula de anclas cementadas con espaciamiento de 0,75 m y 100 mm de concreto lanzado.
- g) Cuadrícula de anclas cementadas con espaciamiento de 0,75 m con 100 mm de concreto lanzado y malla.
- h) Concreto colado de 450 mm de espesor con una cuadrícula de anclas cementadas de 1 m si los cambios de los esfuerzos no son excesivos.
- i) Anclas cementadas con espaciamiento de 0,75 m si hay un refuerzo potencial a la mano y 100 mm de concreto lanzado, luego marcos de acero elástico a manera de técnica de reparación si los cambios en los esfuerzos son excesivos.
- j) Estabilizar con refuerzo de cable protector y concreto colocado de 450 mm de espesor si los cambios en los esfuerzos no son excesivos.
- k) Estabilizar con refuerzo de cable protector seguido de concreto lanzado hasta e incluyendo el frente si es necesario y luego marcos de acero elástico poco separados, como técnica de reparación donde los cambios en los esfuerzos son excesivos.
- l) No trabajar en este terreno, o usar las técnicas j o k.







Notas adicionales

1. Al evaluar los requerimientos de los refuerzos hay que tomar en cuenta la clasificación geomecánica original así como las evaluaciones ajustadas.
2. las anclas son de poca utilidad en un terreno intensamente figurado y no deberán usarse como único refuerzo cuando la evaluación del espaciamiento de las fisuras sea menor de 6.
3. las recomendaciones de la tabla son aplicables a las operaciones mineras con niveles de esfuerzos menores.
4. galerías grandes sólo se excavarán en roca con una evaluación de clasificación totalmente ajustada con valores de 50 a más.



CATEGORIAS DE REFORZAMIENTO	
1) Sin sostenimiento	5) Shotcrete reforzado con fibras, 50-90 mm y pernos
2) Pernos esporádicos	6) Shotcrete reforzado con fibras, 90-120 mm y pernos
3) Pernos sistemáticos	7) Shotcrete reforzado con fibras, 120-150 mm y pernos
4) Pernos sistemáticos con shotcrete sin refuerzo, de 40-100 de espesor	8) Shotcrete reforzado con fibras, > 150 mm, con arcos de acero (cerchas) reforzados con shotcrete y pernos
	9) Revestimiento de concreto armado

CÓDIGO DE COLORES ESTABLECIDO PARA CIA. MINERA SANTA LUISA S.A.

SISTEMA RMR				SISTEMA Q	
RMR	TIPO	DESCRIPCIÓN	COLOR	Q	CALIDAD
>60	R II	BUENA	Amarillo 	> 6	Buena
51 - 60	R IIIA	REGULAR A	Naranja 	2 - 6	Regular A
41 - 50	R IIIB	REGULAR B	Verde 	0.7 - 2	Regular B
31 - 40	R IVA	MALA A	Rojo 	0.22 - 0.7	Mala A
21 - 30	R IVB	MALA B	Magenta 	0.08 - 0.22	Mala B
<21	R V	MUY MALA	Azul 	< 0.08	Muy mala

Simbología:

Cz = caliza
 Py = pirita
 Qp = pórfido
 Sh = lutita
 Sk = skarn
 Qzta = cuarcita

CRITERIO PARA LA CLASIFICACIÓN DE LA MASA ROCOSA

MINA HUANZALÁ

Tipo de Roca	Rango de RMR	Descripción de la roca
RII	> 60	Buena
RIIIA	51 – 60	Regular A
RIIIB	41 – 50	Regular B
RIVA	31 – 40	Mala A
RIVB	21 – 30	Mala B
RV	< 21	Muy Mala

ANEXO 3 – Clasificación de parámetros individuales usados en el índice de calidad tunelera Q.

Tabla 4.: Clasificación de parámetros individuales usados en el Índice de Calidad Tunelera Q (Según Barton et.al., 1974).			
DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS	
1. DESIGNACIÓN DE LA CALIDAD DE LA ROCA	RQD		
A. Muy mala	0-25	1. Cuando se reporta o mide un RQD ≤ 10 (incluyendo 0) se usa un valor nominal de 10 para evaluar Q. 2. Intervalos de RQD de 5, es decir 100, 95, 90, etc. son suficientemente precisos.	
B. Mala	25-50		
C. Regular	50-75		
D. Buena	75-90		
E. Excelente	90-100		
2. NUMERO DE FAMILIAS DE JUNTAS	Jn		
A. Masivo, con ninguna o pocas juntas	0.5-1.0	1. Para intersecciones usar $(3.0 \times Jn)$ 2. Para portales usar $(2.0 \times Jn)$	
B. Un sistema de juntas	2		
C. Un sistema de juntas mas juntas aleatorias	3		
D. Dos sistemas de juntas	4		
E. Dos sistemas de juntas mas juntas aleatorias	6		
F. Tres sistemas de juntas	9		
G. Tres sistemas de juntas mas juntas aleatorias	12		
H. Cuatro o mas sistemas de juntas, juntas aleatorias, fracturamiento severo tipo "cubos de azucar", etc.	15		
I. Rocas trituradas, material terroso	20		
3. NUMERO DE RUGOSIDAD DE LAS JUNTAS	Jr		
<i>a. Paredes rocosas en contacto</i>			
<i>b. Paredes rocosas en contacto antes de 10 cm de corte</i>			
A Juntas discontinuas	4	1. Adicionar 1.0 si el espaciamiento medio del sistema de juntas relevantes es mayor que 3 m. 2. $Jr = 0.5$ puede ser usado para juntas con espejos de falla que tienen alineaciones planares; se estipula que las alineaciones son orientadas para una resistencia mínima.	
B. Rugoso e irregular, ondulado	3		
C. Liso ondulado	2		
D. Espejos de falla ondulado	1.5		
E. Rugoso o irregular planar	1.5		
F. Liso, planar	1.0		
G. Espejo de falla, planar	0.5		
<i>c. Paredes rocosas sin contacto cuando se ha producido el corte.</i>			
H. Zona conteniendo minerales arcillosos, de espesor suficiente para prevenir el contacto de las paredes rocosas	1.0 (nominal)		
I. Zona arenosa, gravosa o triturada, de espesor suficiente para prevenir el contacto de las paredes rocosas	1.0 (nominal)		
4. NUMERO DE ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS	Ja	f_r aproximado	
<i>a. Paredes rocosas en contacto</i>			
A. Escaso recubrimiento, duro, relleno endurecido e impermeable.	0.75	-	
B. Juntas con paredes no alteradas, solo con coloración superficial.	1.0	$(25^\circ - 35^\circ)$	
C. Juntas con paredes ligeramente alteradas, capas de mineral no blandas, partículas arenosas, roca desintegrada libre de arcilla.	2.0	$(25^\circ - 30^\circ)$	
D. Capas de limo o arcillas arenosas, pequeñas fracciones de arcilla (no blandos)	3.0	$(20^\circ - 25^\circ)$	
E. Capas de materiales arcillosos blandos o de baja fricción, es decir caolinita, mica. También clorita, talco, yeso, grafito, etc. y pequeñas cantidades de arcillas turgentes (capas discontinuas, 1-2 mm o menos de espesor.	4.0	$(8^\circ - 16^\circ)$	
1. Los valores de f_r , o ángulo de fricción residual, constituyen una guía aproximada a las propiedades mineralógicas de los productos de alteración si es que estuvieran presentes.			

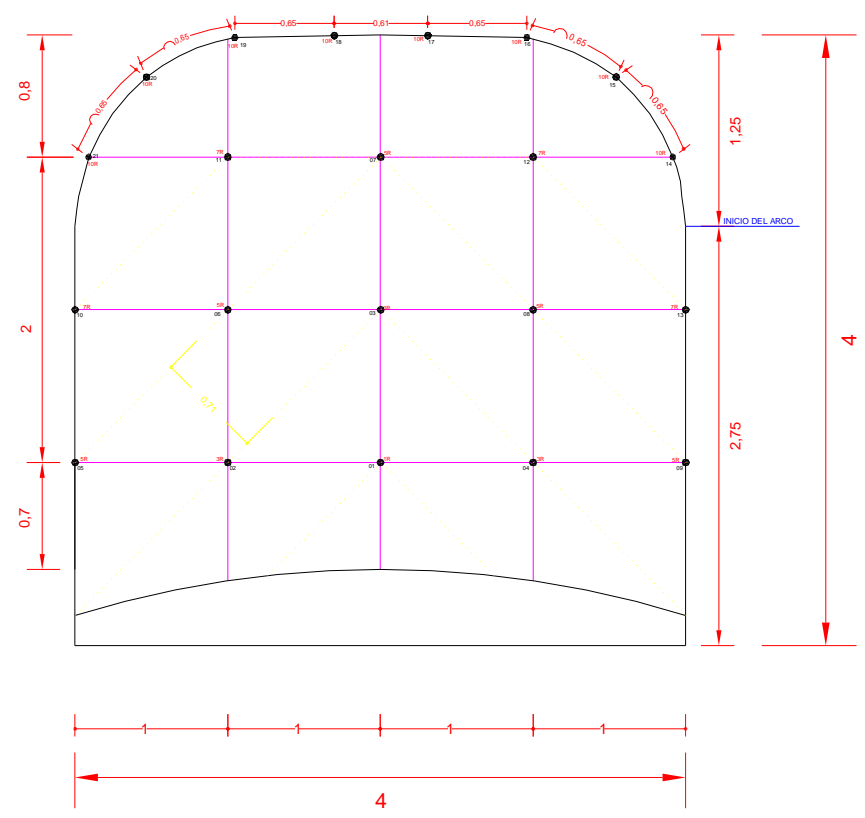
TABLA 4. (continuación)		
DESCRIPCIÓN	VALOR	NOTAS
4. NUMERO DE ALTERACIÓN DE LAS JUNTAS	J_a	f_r , aproximado
<i>b. Paredes rocosas en contacto antes de 10 cm de corte</i>		
F. Partículas arenosas, libre de arcilla, roca desintegrada, etc.	4.0	(25° - 30°)
G. Relleno de mineral de arcilla fuertemente sobreconsolidado, no blando (continuo, < 5 mm de espesor)	6.0	(16° - 24°)
H. Relleno de mineral arcilloso de media a baja sobreconsolidación, blando (continuo < 5 mm de espesor)	8.0	(12° - 16°)
J. Relleno de arcillas turgentes, es decir montmorillonita (continuo, < 5 mm). Los valores de J_a dependen del porcentaje del tamaño de las partículas de la arcilla turgente y del acceso al agua	8.0 - 12.0	(6° - 24°)
<i>c. Paredes rocosas sin contacto cuando se ha producido el corte.</i>		
K. Zonas o bandas de roca desintegrada	6.0	
L. o triturada y arcillas (Ver G, H e I)	8.0	
M. para condiciones arcillosas	8.0 - 12.0	
N. Zonas o bandas de limo o arcilla arenosa, fracciones pequeñas de arcilla, (no blandas).	5.0	
O. Zonas o bandas continuas de arcilla,	10.0 - 13.0	
P. y R. (Ver G, H e I para condiciones arcillosas)	6.0 - 24.0	
5. REDUCCIÓN DE AGUA EN LAS JUNTAS	J_w	Presión aprox. del
agua (Kg/cm ²)		
A. Excavaciones secas o flujo pequeño, es decir < 5 lt/min, localmente	1.0	< 1.0
B. Flujo o presión media, lavado ocasional del relleno de las juntas	0.66	1.0 - 2.5
C. Grandes flujos o presión alta en roca competente con juntas sin relleno	0.5	2.5 - 10.0
D. Grandes flujos o altas presiones	0.33	2.5 - 10.0
E. Flujo excepcionalmente alto o presiones en la Voladura, decayendo con el tiempo	0.2-0.1	> 10
F. Flujo excepcionalmente alto o presión continua sin disminución	0.1-0.05	> 10
1. Los factores del C al F son estimados crudos. El J_w se incrementa sin son instaladas medidas de drenaje.		
2. Los problemas especiales causados por la formación de hielo no son considerados.		
6. FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS	SRF	
<i>a. Zonas de debilidad que intersectan la excavación las cuales pueden causar el aflojamiento del macizo rocoso cuando se excava el túnel</i>		
A. Ocurrencias múltiples de zonas de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada, muy aflojada en los alrededores (a cualquier profundidad).	10.0	1. Reducir estos valores de SRF en 25 - 50% si solo son influenciados por zonas de corte relevantes, pero no intersectan la excavación.
B. Zonas simples de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada (profundidad de la excavación < 50 m).	5.0	
C. Zonas simples de debilidad conteniendo arcillas o roca químicamente desintegrada (profundidad de la excavación > 50 m).	2.5	
D. Zonas múltiples de corte en roca competente (libre de arcilla), aflojamiento de la roca en los alrededores (a cualquier profundidad).	7.5	
E. Zonas simples de corte en roca competente (libre de arcillas), (profundidad de la excavación < 50 m)	5.0	
F. Zonas simples de corte en roca competente (libre de arcillas), (profundidad de la excavación > 50 m)	2.5	
G. Juntas abiertas y sueltas, roca severamente diaclasada o 'cubos de azúcar' (a cualquier profundidad)	5.0	

TABLA 4. (continuación)				
DESCRIPCIÓN	VALOR			NOTAS
6. FACTOR DE REDUCCIÓN DE ESFUERZOS	SRF			
<i>b. Roca competente, problemas de esfuerzos en roca</i>				
	s_2/s_1	s_3/s_1		
H. Esfuerzos bajos, cerca de la superficie	> 200	> 13	2.5	2. Para campos de esfuerzos vírgenes fuertemente anisotrópicos (si fueran medidos): cuando $5 \leq s_1/s_3 \leq 10$, reducir s_c a $0.8s_c$ y s_t a $0.8s_t$. Cuando $s_1/s_3 > 10$, reducir s_c a $0.6s_c$ y s_t a $0.6s_t$, donde: s_c = resistencia compresiva uniaxial s_t = resistencia a la tracción (carga puntual) s_1, s_3 esfuerzos principales máximo y mínimo
J. Esfuerzos medianos	200–10	13–0.66	1.0	
K. Esfuerzos altos, estructuras muy rígidas (usualmente favorables para la estabilidad, pueden ser desfavorables para la estabilidad de las paredes).	10–5	0.66–0.33	0.5–2.0	
L. Estallidos moderados (roca masiva)	5–2.5	0.33–0.16	5–10	3. Se disponen de pocos casos registrados, donde la profundidad de la corona, debajo de la superficie es menor que el ancho (span). Se sugiere para tales casos incrementar <i>SRF</i> de 2.5 a 5.
M. Estallidos severos (roca masiva)	< 2.5	< 0.16	10–20	
<i>c. Roca muy deformable, flujo plástico en roca incompetente bajo la influencia de altas presiones rocosas</i>				
N. Presiones rocosas moderadas			5-10	
O. Presiones rocosas severas			10-20	
<i>d. Rocas expansivas, actividad de expansión química dependiente de la presencia de agua</i>				
P. Presiones rocosas de expansión, moderadas			5 – 10	
R. Presiones rocosas de expansión, severas			10 – 20	
NOTAS ADICIONALES SOBRE EL USO DE ESTAS TABLAS:				
Cuando se estime la calidad de la masa rocosa (<i>Q</i>), se deberán seguir las siguientes pautas en adición a las notas listadas en las tablas:				
1. Cuando no se dispongan testigos procedentes de taladros, el <i>RQD</i> puede ser estimado a partir del número de juntas por unidad de volumen, al cual se le adiciona el número de juntas por metro para cada familia de juntas. Una simple relación puede ser usada para convertir este número a <i>RQD</i> para el caso de macizos rocosos libres de arcilla: $RQD = 115 - 3.3 J_v$ (aprox.) donde J_v = número total de juntas por m^3 ($RQD = 100$ para $J_v < 4.5$).				
2. El parámetro <i>Jn</i> que representa el número de familias de juntas, frecuentemente será afectado por la foliación, esquistocidad, estratificación, etc. Si estas “juntas” fueran muy pronunciadas, obviamente deberían ser consideradas como un sistema (set). Sin embargo, si hubieran pocas juntas visibles o solo roturas ocasionales en los testigos debido a estos rasgos, será mas apropiado considerar a ellas como “juntas aleatorias” cuando se evalúe el <i>Jn</i> .				
3. Los parámetros <i>Jr</i> y <i>Ja</i> (que representan la resistencia al corte) deberán ser relevantes para los sistemas de juntas significativamente más débiles o discontinuidades con relleno de arcilla, en determinadas zonas. Sin embargo, si el sistema de juntas con el valor mínimo de (<i>Jr/Ja</i>) esta favorablemente orientado, se puede usar sus mayores valores para evaluar el <i>Q</i> . En efecto, el valor de <i>Jr/Ja</i> debe relacionarse a la superficie donde es más probable que se inicie la falla.				
4. Cuando un macizo rocoso contiene arcillas, se debe evaluar el <i>SRF</i> apropiado para las cargas de aflojamiento. En tales casos la resistencia de la roca intacta es de poco interés. Sin embargo, cuando el diaclasamiento es mínimo y no hay presencia de arcilla, la resistencia de la roca intacta puede llegar a ser la ligazón más débil, en este caso la estabilidad dependerá de la relación roca-esfuerzo/roca-resistencia. Un campo de esfuerzo fuertemente anisotrópico no favorece la estabilidad como se refirió genéricamente en la nota 2 de esta tabla (Factor de reducción de esfuerzos).				
5. Las resistencias de la roca intacta s_c y s_t , deben ser evaluadas para condiciones saturadas si es que esto es apropiado para el presente o futuro de las condiciones in-situ. Un estimado muy conservador de la resistencia debe ser efectuado para aquellas rocas que se deterioran cuando están expuestas a la humedad o a condiciones saturadas.				

ANEXO 4 – Diseño de la malla de perforación y voladura.

AVANCE / DISPARO : 2.95 mts
 Fctor de Potencia : 0.31 Kg/Ton Fctor de Voladura. : 1.16 Kg/m3

TIPO DE ROCA : III - II
 Sección de labor estándar 4.0m x 4.0m
 LONGITUD DE BARRENO : 10 pies



tal	ubic	L.tal	Cebo	Cant	Fanel	Long. Vacio	Long. Carg	Detrito	Kg. Anfo	Dinamita	Cart
1	Producción	3.10	Em 3000	1	1R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
2	Producción	3.10	Em 3000	1	3R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
3	Producción	3.10	Em 3000	1	3R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
4	Producción	3.10	Em 3000	1	3R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
5	Hastial	3.10	Em 3000	1	5R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
6	Producción	3.10	Em 3000	1	5R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
7	Producción	3.10	Em 3000	1	5R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
8	Producción	3.10	Em 3000	1	5R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
9	Hastial	3.10	Em 3000	1	5R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
10	Hastial	3.10	Em 3000	1	7R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
11	Producción	3.10	Em 3000	1	7R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
12	Producción	3.10	Em 3000	1	7R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
13	Hastial	3.10	Em 3000	1	7R	1.00	2.10	30cm	2.84	-	0.00
14	Alza	3.10	Em 3000	1	10R	2.28	0.80	30cm	1.08	-	0.00
15	Alza	3.10	Em 3000	1	10R	2.28	0.80	30cm	1.08	-	0.00
16	Alza	3.10	Em 3000	1	10R	2.28	0.80	30cm	1.08	-	0.00
17	Alza	3.10	Em 3000	1	10R	2.28	0.80	30cm	1.08	-	0.00
18	Alza	3.10	Em 3000	1	10R	2.28	0.80	30cm	1.08	-	0.00
19	Alza	3.10	Em 3000	1	10R	2.28	0.80	30cm	1.08	-	0.00
20	Alza	3.10	Em 3000	1	10R	2.28	0.80	30cm	1.08	-	0.00
21	Alza	3.10	Em 3000	1	10R	2.28	0.80	30cm	1.08	-	0.00
		65.10		21					45.56		
-		Metros perforados		65.10	m				152.55	(4 x 3.5)	Ton
-		Dinamita Semgelatina 65 (7/8" x 7")		0.00	cart				0.31		Kg/Ton
-		Emulsión 3000 (1 1/8" x 6")		21	cart				80%		%
-		Kilos de Anfo		45.56	kilos				25		m
-		Total Kilos de explosivo		47.87	kilos				12		pies
-		Avance proyectado		2.95	m				2		Pzas
-		Nro tal. proyectado		21	tal				1181		mm/s

Ø DE TALADRO = 46 mm.

Traz: <i>Platner</i> Dib.: <i>Ing. R. Mega S.</i> Diss.: <i>Ing. Roberto Mega</i> V.B.: <i>Ing. H. Alvarado</i>	COMPAÑÍA MINERA SANTA LUISA S.A. DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN - SMOOTH BLASTING Para tajos de mega roca tipo III - II, Sec: 4m x 4m	Escala: <i>Indicada</i> Fecha: 16/09/2007 Lam. N° 03 Prueba. N° 01
--	--	---

