

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS



TESIS

**“RECUPERACION DE PUENTES DE MINERAL MEDIANTE
TALADROS LARGOS EN LOS TAJEOS DE EXPLOTACION
EN LA MINA HUANZALA – CIA. MINERA SANTA LUISA
S.A.”**

PRESENTADO POR: GROVER CUTTI HUALLPA

PARA OPTAR : TÍTULO DE INGENIERO DE MINAS

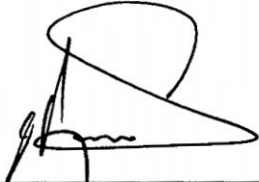
AYACUCHO – PERÚ

2013

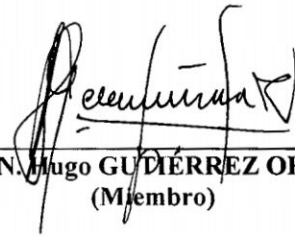
**“RECUPERACIÓN DE PUENTES DE MINERAL MEDIANTE TALADROS LARGOS EN LOS
TAJEOS DE EXPLOTACIÓN EN LA MINA HUANZALA – CIA. MINERA SANTA LUISA S.A.”**

RECOMENDADO : 23 DE AGOSTO DEL 2013

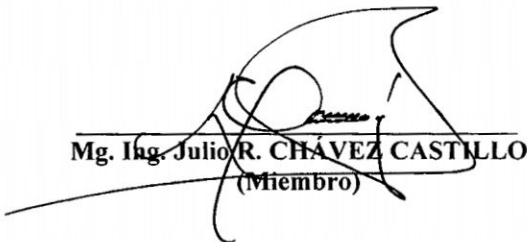
APROBADO : 11 DE SETIEMBRE DEL 2013



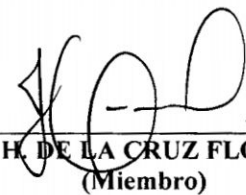
MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO
(Presidente)




Dr. Ing. N. Hugo GUTIÉRREZ OROZCO
(Miembro)



Mg. Ing. Julio R. CHÁVEZ CASTILLO
(Miembro)

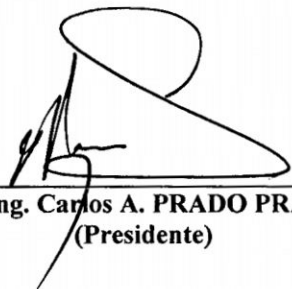


Ing. José H. DE LA CRUZ FLORES
(Miembro)

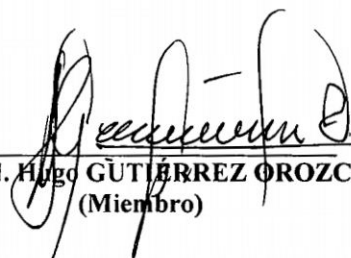


Ing. Jennifer R. PILACA DE LA CRUZ
(Secretaria Docente)

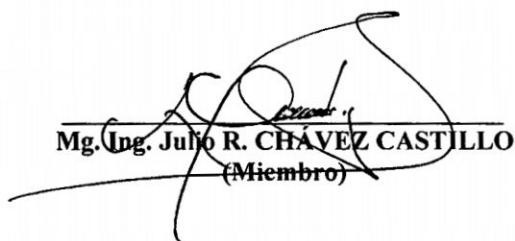
Según el acuerdo constatado en el Acta, levantada el 11 de setiembre del 2013, en la Sustentación de Tesis Profesional presentado por el Bachiller en Ciencias de la Ingeniería de Minas Sr. **Grover CUTTI HUALLPA**, con el Trabajo Titulado “RECUPERACIÓN DE PUENTES DE MINERAL MEDIANTE TALADROS LARGOS EN LOS TAJEOS DE EXPLOTACIÓN EN LA MINA HUANZALA – CIA. MINERA SANTA LUISA S.A.”, fue calificado con la nota de QUINCE (15) por lo que se da la respectiva APROBACIÓN.



MSc. Ing. Carlos A. PRADO PRADO
(Presidente)



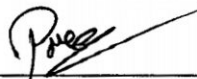
Dr. Ing. N. Hugo GÜTIERREZ OROZCO
(Miembro)



Mg. Ing. Julio R. CHÁVEZ CASTILLO
(Miembro)



Ing. José H. DE LA CRUZ FLORES
(Miembro)



Ing. Jennifer R. PILLACA DE LA CRUZ
(Secretaria Docente)

DEDICATORIA

A mis queridos padres: Eudosio CUTTI y Eliza HUALLPA, con mucho cariño por su enorme sacrificio, a mis hermanos Karina, Ludy, Ivan y familiares.

AGRADECIMIENTO

Mis sinceros y profundos agradecimientos a dios por bendecirme y permitir contemplar la inmensidad de su creación y las bendiciones eternas recibidas.

Deseo expresar y reconocer con profundo sentido de gratitud a la Universidad Nacional de san Cristóbal de Huamanga por haberme brindado una formación profesional.

Mi gratitud, a la Compañía de Minera SANTA LUISA S.A. En la persona del Ing. Luis FERNANDEZ LOPEZ Jefe de Mina de la Unidad Minera Huanzalá, por la oportunidad y apoyo que me brindaron durante mi permanencia en la Unidad Minera, fruto del cual es el presente trabajo.

Asimismo, mi profundo reconocimiento a los distinguidos Catedráticos de la Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de Minas por mi formación profesional y por su apoyo invaluable con sus sabios consejos.

Finalmente, a todas aquellas personas que contribuyeron de una u otra manera en la elaboración del presente trabajo.

Gracias.

INTRODUCCIÓN.

El método de explotación adecuado que se aplica en un yacimiento es de suma importancia, tanto para la producción, seguridad y costos; parámetros cuya interacción determinan la rentabilidad de una empresa.

La Mina Huanzalá ha venido aplicando el método de corte y relleno ascendente en la recuperación de puentes, siendo este método de menor producción. Haciendo que el método sea inseguro tanto para el personal y equipos en el último corte de mineral, ya que el personal y equipo están expuestos.

Para mejorar la producción la Compañía Minera Huanzalá ha visto por conveniente aplicar el método de taladros largos en la recuperación de puentes, que tiene muchas ventajas como es el alto rendimiento, reducción de los costos, alto grado de mecanización y el menor tiempo requerido para explotar las reservas, que se traduce en el menor tiempo de recuperación del capital invertido por la empresa.

La aplicación de taladros largos en la recuperación de puentes se viene implementando en el yacimiento de la zona alta y recuerdo posteriormente se aplicará en los yacimientos de la zona de profundización.

RESUMEN.

El presente trabajo de tesis se ha desarrollado de acuerdo a la estructura del plan de tesis aprobado por la Comisión de Jurados y que a su vez contempla la necesidad de mejorar la explotación, a fin de incrementar la producción con la aplicación de taladros largos en la recuperación de puentes, en razón de que las características geomecánicas del yacimiento son adecuados y su vez debido a que se tiene un proyecto de incrementar la capacidad de la planta de tratamiento en 2000 TMD y así extraer reservas minerales cubicadas actualmente en la Mina Huanzalá. La técnica de taladros largos actualmente aplicados en la recuperación de puentes, se está realizando con equipos de última generación, haciendo que la recuperación sea lo más rápido, evitando posibles subsidencias en los tajos a recuperar, generando mayor grado de seguridad en cuanto al personal y equipos.

INDICE

Dedicatoria	ii
Agradecimiento.	iii
Introducción	iv
Resumen.	v

CAPITULO I GENERALIDADES

1.1. Ubicación y acceso.....	10
1.2. Clima y vegetación.....	12
1.3. Antecedentes.....	12
1.4. Recursos de la zona.....	13
1.5. Objeto del trabajo.....	14
1.5.1. Objetivo principal.....	
1.5.2. Objetivos específicos.....	
1.6. Método de trabajo.....	14
1.7. Geomorfología.....	15
1.8. Organigrama de la empresa.....	16

CAPITULO II GEOLOGÍA

2.1. Geología regional.....	17
2.1.1. Estratigrafía.....	17
2.1.2. Rocas ígneas.....	23
2.2. Geología estructural.....	23
2.2.1. Generalidades.....	23
2.2.2. A nivel regional.....	23
2.2.3. A nivel local.....	24
2.3. Geología local.....	24

2.4.	Geología económica.....	27
2.4.1.	Génesis y paragénesis.....	27
2.4.2.	Mineralización.....	28
2.4.2.1.	Mineralización de plomo y zinc	
2.4.2.2.	Mineralización de cobre	
2.4.2.3.	Mineralización de plata	
2.4.3.	Zoneamiento.....	31
2.4.4.	Alteraciones.....	32
2.4.4.1.	Alteraciones supérgenas	
2.4.4.2.	Alteración hidrotermales hipogenas	
2.4.5.	Estructuras mineralizadas.....	34
2.5.	Reservas minerales.....	37
2.5.1.	Criterios de cubicación.....	37
2.5.2.	Resumen de reservas.....	41

CAPITULO III

ESTUDIO GEOMECANICO DE LOS TAJEOS DE EXPLOTACION

3.1.	Caracterización del macizo rocoso.....	43
3.1.1.	Registro de Datos.....	43
3.1.2.	Aspectos Litológicos.....	44
3.1.3.	Distribución de las Discontinuidades.....	44
3.1.4.	Características estructurales.....	52
3.2.	Clasificación geomecánica del macizo rocoso.....	55
3.3.	Zonificación geomecánica del macizo rocoso.....	59
3.4.	Resistencia de la roca.....	66

3.4.1.	Resistencia de la Roca Intacta.....	66
3.4.2.	Resistencia de las Discontinuidades.....	67
3.4.3.	Resistencia del macizo rocoso.....	68

CAPITULO IV

RECUPERACIÓN DE PUENTES MEDIANTE TALADROS LARGOS EN LOS TAJEOS DE EXPLOTACIÓN.

4.1.	Operaciones unitarias.....	71
4.2.	Criterios empleados para la selección de un método de explotación.....	74
4.2.1.	Condiciones de generales.....	74
4.3.	Aplicación de la técnica de taladros largos en la recuperación de puentes de mineral.....	77
4.3.1.	Condiciones de aplicación.....	77
4.3.2.	Condiciones requeridas por el método.....	78
4.4.	Operaciones unitarias en la técnica de taladros largos.....	78
4.4.1.	Ciclo de minado.....	79
4.4.2.	Perforación y voladura.....	79
4.4.3.	Limpieza.....	100
4.4.4.	Sostenimiento.....	102
4.4.5.	Relleno detrítico.....	102
4.5.	Comparación de costos entre el corte relleno ascendente y taladros largos.	103
4.5.1.	Resumen de productividad entre el método de corte y relleno ascendente y taladros largos	

- 4.5.2. Resumen de costos comparativos entre el corte y relleno ascendente y los taladros largos.

CAPITULO V

PLANTA DE PROCESAMIENTO DE MINERALES

5.1.	Antecedentes históricos de la concentradora de Huanzalá.....	104
5.2.	Descripción de la planta concentradora.....	105
5.2.1.	Sección chancado	
5.2.2.	Sección de molienda	
5.2.3.	sección de flotación	
5.2.4.	Sección de espesado y filtrado.	
	CONCLUSIONES.....	112
	RECOMENDACIONES.....	113
	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICA.....	114
	ANEXOS.....	115

I. ASPECTOS GENERALES.

1.1. Ubicación y acceso.

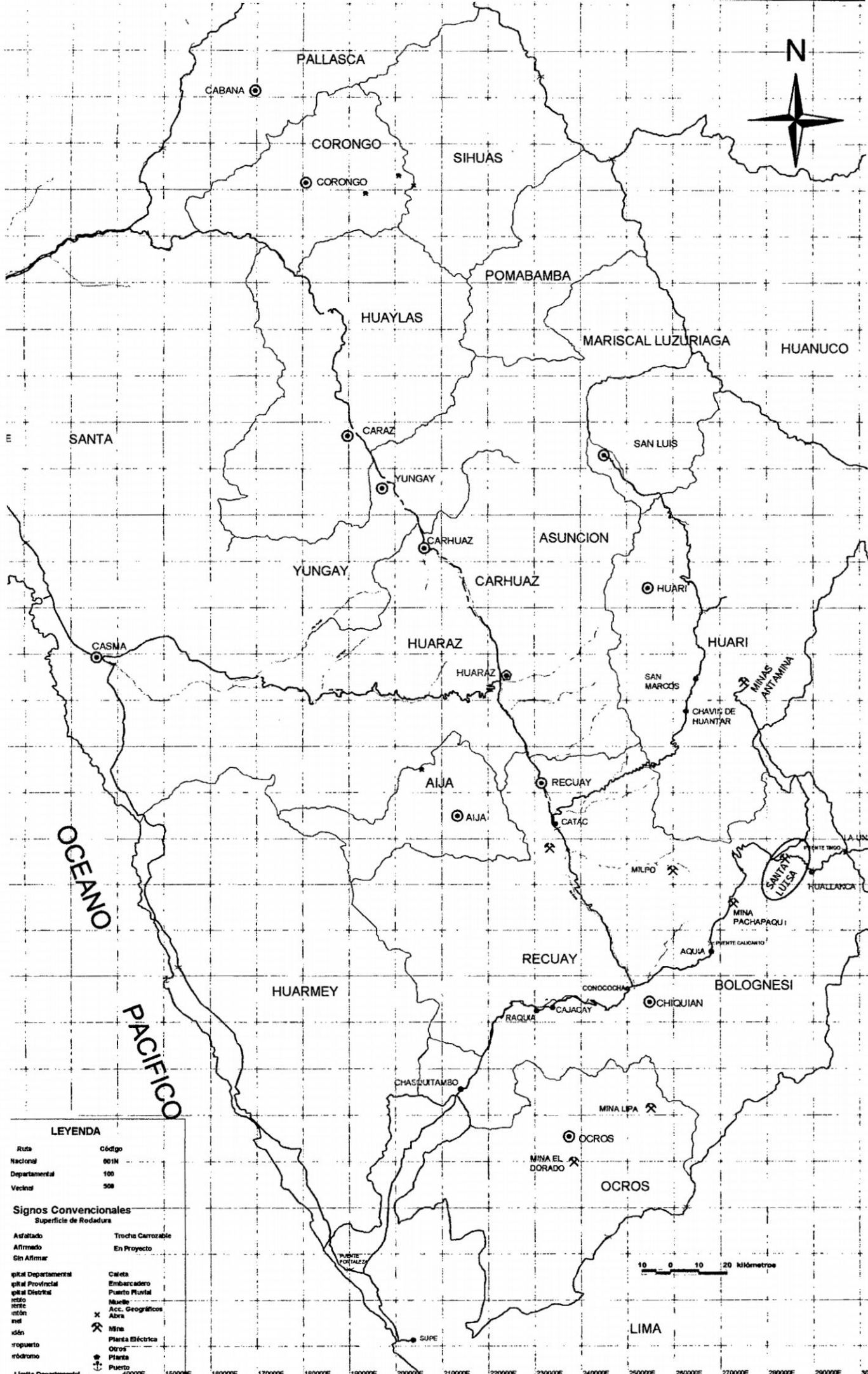
El asiento minero de Huanzalá, de propiedad de la Cía. Minera Santa Luisa S. A., está ubicada en el Distrito de Huallanca Provincia de Bolognesi Departamento de Ancash; a una distancia de 8 Km, en línea recta al NO del pueblo de Huallanca.

La mina se halla entre la prolongación de la cordillera blanca y la cordillera de Huayhuash, al sur del cerro Huanzalá y al Noreste de un valle glacial por donde discurre el Río Torres; a una altitud comprendida entre 3800 y 4300 m.s.n.m. Las coordenadas UTM del campamento son: 8908415 Norte y 280490 Sur, La mina es accesible partiendo de la ciudad de Lima del siguiente modo:

Lima - Pativilca	carretera Asfaltada	204 Km
Pativilca - Conococha	carretera Asfaltada	166 Km
Conococha - Huanzalá	carretera asfaltada	70 Km

Este recorrido se realiza aproximadamente durante 8 horas.

Figura 01: ubicación de la Unidad Minera Santa Luisa S.A.



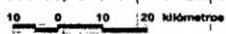
OCEANO
PACIFICO

LEYENDA

Ruta	Código
Nacional	001N
Departamental	100
Vecinal	508

Signos Convencionales

Superficie de Rodadura	
Asfaltado	Trocha Carrozable
Afirmado	En Proyecto
Sin Afirmar	
Capital Departamental	Caleta
Capital Provincial	Embarcadero
Capital Distrital	Puerto Fluvial
Resto	Muelle
Resto	Acc. Geográficos
Resto	Abra
Resto	Mina
Resto	Planta Eléctrica
Resto	Otros
Resto	Planta
Resto	Puerto
Resto	Puerto



Límite Departamental
 140000E 150000E 160000E 170000E 180000E 190000E 200000E 210000E 220000E 230000E 240000E 250000E 260000E 270000E 280000E 290000E 300

1.2. Clima y vegetación.

Debido a la altura en que se encuentra el yacimiento (4000 m.s.n.m. En promedio) posee un típico clima de puna, es decir, clima frío variando de 18 ° C en el día a 0°C o bajo cero en las noches en los meses de Junio - Agosto que son los meses en donde la noche ocurren las llamadas heladas. También son propias de la región las precipitaciones pluviales así como también los de granizo en algunos meses del año llegando a temperaturas hasta de 25 ° C en los meses de Noviembre y Marzo, pero en líneas generales el clima es inestable.

La vegetación es escasa, la principal especie vegetal de la zona es el Ichu que es una especie de paja nativa que crece en toda la zona y es el único espécimen vegetal que cubre los flancos de los cerro, facilitando el desarrollo de la ganadería, crecen también algunos tubérculos y legumbres pero en forma muy limitada la actividad minera constituye la fuente principal de trabajo.

1.3. Antecedentes.

Históricamente, el yacimiento de Huanzalá es conocido desde 1925.

En 1961 se hace cargo del yacimiento la MITSUI MINING SMELTING CO.

En mayo de 1964 la Cía. Minera Santa Luisa S.A. (subsidiaria de la Mitsui Mining Smelting Co.), realiza exploraciones en el yacimiento, consistente en mapeos geológicos detalladas en superficie, perforaciones diamand-drill y construcción de túneles.

En abril de 1968 entra en operación la mina Huanzalá explotándose Pb, Zn, Cu Y Ag con una producción de 500 Ton/día.

Se obtuvo una producción de 270 000 Tn. En 1982 con 900 Ton/día con leyes de cabeza de 10.3 % de Zn, 4.3 % de Pb, 5.1 % Onz/Ton de Ag y 0.4 % de Cu.

En 1996 es de 456 000 Ton con 1520 Tn/día con leyes de cabeza de 9.37 % de Zn, 4.2 % de Pb, 3.81 Onz/Tn de Ag.

La mina inicio sus operaciones en mayo de 1968, produciendo inicialmente 500 TPD, empleando perforadoras neumáticas manuales, tipo Jackleg y Stoper, en ese entonces la limpieza de mineral de los tajeos se hacía con Winches y palas neumáticas sobre llantas siendo el método Corte Relleno Ascendente Convencional.

La aplicación de la minería sin rieles empieza en 1973 con la introducción de Scoopt Diesel de 1 Yd³ de capacidad de cuchara, en 1978 se compra Scoopt de 2 Yd³, en 1983 Scoopt Diesel de 3.5 Yd³, posteriormente en 1984 se inicia la mecanización de la perforación utilizando Jumbos Neumáticos a partir de la década de los noventa se realizan compras de Scoopt de 6 Yd³ y 6.5 Yd³ (ST 1000), como Jumbos Hidráulicos dando así énfasis a la mecanización.

1.4. Recursos de la zona.

Para la operación minera el agua se capta por del deshielos de los nevados (rinconada). La energía eléctrica es generada por una hidroeléctrica que es propiedad de la compañía y además brinda de servicio a la comunidad de Huallanca. En cuanto a la mano de obra, el personal que labora en la Compañía y contratados, mayormente son de los alrededores.

El personal reside en el campamento minero Huanzalá, ubicado en la zona denominada chuspic, en donde se encuentra el comedor de obreros.

1.5. Objeto del trabajo.

1.5.1. Objetivo principal.

Conocer la forma de recuperación de los puentes en los tajeos de explotación de la Unidad Minera Huanzalá.

1.5.2. Objetivos específicos.

- ✓ Determinar la técnica de recuperación de los puentes en los tajeos de explotación de la Unidad Minera Huanzalá.

- ✓ Evaluar qué equipos mineros se utilizarán en la recuperación de los puentes en los tajeos de explotación de la Unidad Minera Huanzalá.

1.6. Método de trabajo.

A. Recopilación de información básica:

Comprenderá la evaluación geomecánica del área donde se aplicará el método de taladros largos, toma de muestras rocosas y otros datos relacionados al tema a desarrollarse.

B. Trabajos de gabinete:

Ensayos de laboratorio de propiedades físicas y mecánicas de las muestras tomadas, procesamiento de los datos obtenidos, elaboración de cuadros geotécnicos, diseño del tajeo, elaboración de planos y finalmente la redacción de la tesis.

C. Universo:

CIA. Minera Santa Luisa S.A.

D. Población:

Unidad de Operación Huanzalá.

E. Muestra:

Tajeos de explotación.

1.7. Geomorfología.

La zona de Huanzalá presenta relieves agrestes propios de la sierra, circundantes a la unidad se encuentran nevados.

1.8. Organigrama de la empresa.

Diagrama N° 01: Organigrama de Huanzalá.

II. GEOLOGÍA.

2.1. Geología regional.

La secuencia estratigráfica del área está constituida fundamentalmente por rocas que tienen una edad que fluctúa entre el Jurásico superior al cuaternario.

2.1.1. Estratigrafía.

En el área de Huanzalá y alrededores afloran mayormente una secuencia sedimentaria mesozoica, la que está representada por las formaciones Chicama, chimú, santa, carhuaz, Farrat, pariahuanca, chulec, Pariatambo, Jumasha y chota (jurásico superior- terciario inferior). Esta secuencia se halla infrayaciendo a los volcánicos tsacra del terciario medio, con pronunciada discordancia angular.

a) Jurásico superior.

✓ Formación Chicama.

La formación Chicama aflora hacia el este del área de Huanzalá, no figurando en el plano geológico regional .Se encuentra constituida litológicamente por lutitas y areniscas finas, con espesores de más de 500 metros. Ubicada en el jurásico superior, en el piso titoniano.

Plano N° 01: Plano geológico regional.

b) Cretáceo Inferior.

✓ **Formación Chimú.**

En el área de Huanzalá el espesor varía de 500 a 700 m y presenta invariablemente en anticlinales y sinclinales hacia el este y oeste de Huanzalá.

Litológicamente el área consiste en ortocuarsitas de grano medio, formadas esencialmente por cuarzo y pequeñas cantidades de feldespatos y micas. Esta formación se presenta en bancos de 3 metros de espesor, con estratificación cruzada y muy fracturada y diaclasada. Debido a su naturaleza masiva, presentan una topografía característicamente abrupta.

Esta formación sobre yace a la formación Chicama del titoniano e infra yace a la formación santa del valengiano superior.

✓ **Formación Santa.**

La formación santa, se presenta tanto en Huanzalá como al oeste de esta, es de origen marino y se encuentra sobre yacimiento concordantemente o con ligera discordancia a la formación chimú e infra yace a la formación carhuaz. Se encuentra constituida por calizas, dolomitas y lutitas oscuras, con su espesor que sobrepasa los 250 m.

Esta formación pertenece al cretáceo inferior por las especies Buchotrignia, que ha sido encontrada hacia el norte del yacimiento, es de edad de valanginiano superior.

✓ **Formación Carhuaz.**

La formación carhuaz está constituida mayormente de facies continentales, siendo incompetente y plástica, dentro de una secuencia muy plegada filarmónicamente. Tiene una marcada tendencia de adelgazamiento a lo largo

de los flancos de los pliegues y a engrosarse en la zona axial, tiene un espesor de menos de 400 m.

Se encuentra constituida por una secuencia de lutitas y lutitas arenosas, que por intemperismo presentan una coloración marrón amarillenta; hacia la parte superior contiene lutitas con intercalación de lutitas arenosas, aunque en Huanzalá se presentan algunos horizontes de calizas.

La formación yace en suave discordancia sobre la formación Santa e infra yace concordantemente a la formación Farrat.

✓ **Formación Farrat.**

Esta formación representa el nivel superior de la parte clástica del cretáceo inferior y del grupo Goyllarisquizga en la zona; está constituida por cuarcitas y areniscas blancas de grano medio grueso con una potencia de 50m como promedio.

La formación sobreyace en aparente concordancia a la formación Carhuaz e infrayace con la misma relación a la formación Pariahuanca.

✓ **Formación Pariahuanca.**

Consiste en calizas intemperizadas de color oscuro a marrón (masivas), con intercalaciones de lutitas que comúnmente conforman una prominencia entre las formaciones más suaves, Chulec arriba y Farrat debajo. Generalmente el grosor es variable pero para la mayor parte del área es posible una potencia promedio es de 150m.

✓ **Formación Chúlec.**

Está constituida por margas con bancos de calizas. Los niveles de margas generalmente tienen aproximadamente 20m de potencia, mientras que las calizas varían de 1 a 5m. Esta alternancia sin embargo no siempre es general, habiendo localidades donde la formación consiste totalmente de calizas masivas.

Tanto las calizas como las lutitas son de color azul grisáceo, interperismo amarillo y crema que es lo que las caracteriza.

✓ **Formación Pariatambo.**

Esta formación tiene una litología muy uniforme, está constituido esencialmente por calizas, calizas dolomíticas, margas y lutitas calcáreas grises a negras con fósiles. Algunos horizontes de calizas son nodulares de color gris oscuro a negro y otras nodulares de chert gris oscuro Esta formación en conjunto con la Chúlec mantiene un grosor aproximado de 150m, susceptible de aumentar tectónicamente en la zona axial de los sinclinales. Edad de albiano medio.

c) Cretáceo Superior.

✓ **Formación Jumasha.**

Esta formación es la mayor unidad calcárea en el Perú central. Consiste de calizas grises claro en superficie interperizadas y azul en fractura fresca.

Se ha observado también que hacia el noreste, la parte inferior es margosa, lo que dificulta su diferenciación de la formación Pariatambo que le infrayace. Presenta una potencia que supera los 400m, cuya edad comprendida entre el Albiano superior al Taconiano.

✓ **Formación Chota.**

Esta formación está conformada por conglomerados y areniscas rojizas, las que yacen sobre la formación Jumasha con pronunciada discordancia angular. Suele encontrarse fuertemente erosionada, tal es así que hacia el oeste de Huanzalá tenemos los volcánicos Tsacra del terciario medio sobre la formación Jumasha en pronunciada discordancia angular. Algunas veces su potencia supera los 500m al NE.

La edad es comprendida entre el campaniano al terciario inferior se correlaciona con la formación casapalca.

d) Terciario Medio.

✓ **Volcánicos Tsacra:**

Esta formación yace en gran discordancia angular sobre la secuencia plegada del cretáceo. En esta zona alcanza una potencia mayor de 700m dentro del área consiste de derrames volcánicos, brechas, tufos y andesitas. Se le correlaciona con los volcánicos Calipuy.

✓ **Rocas intrusivas.**

En diversas áreas de la región afloran rocas intrusivas en forma de stocks y diques – Sill; las cuales cortan y atraviesan la secuencia sedimentaria y son posteriores a las fases principales de deformación.

e) Cuaternario

Formado por depósitos glaciares, fluvio-glaciares y depósitos fluviales. Litológicamente están constituidos por gravas arcillosas, arenas, limos y conglomerados que yacen tanto horizontalmente como sub- horizontales, formando las terrazas y la llanura aluvial

2.1.2. Rocas ígneas

Las rocas ígneas presentes en el área de Huanzalá son la granodiorita y los pórfidos cuarcíferos.

2.2. Geología estructural.

2.2.1 Generalidades:

Los procesos orogénicos, tectónicos y el emplazamiento de la intrusión ígnea han contribuido a la formación de zonas de fallamiento, fracturamiento y plegamiento en las litológicas tanto del área de Huanzalá como regionalmente.

2.2.2 A nivel regional:

A) Plegamiento andino:

En la región se observan los efectos de la llamada orogenia andina, que en sus diferentes fases ha contribuido en la formación de la cadena de los andes, resultando como consecuencia, fajas de rocas mesozoicas y terciarias plegadas; generalmente con ejes NW-SE paralelas a la orientación andina.

B) Estructuras Principales

✓ Pliegues:

El área se encuentra fuertemente plegada observándose la presencia de anticlinales y sinclinales con una distancia de 2 a 3 Km. Entre sus respectivos flancos, los cuales a veces se presentan volcados. Estos pliegues fueron formados por esfuerzos compresionales que actuaron con rumbos NE-SW.

✓ Fallas:

A medida que aumentaban los esfuerzos compresionales, las rocas cedieron por ruptura y se formaron fallas paralelas al rumbo general de la estratificación (NW-SE). Estas fallas generalmente son inversas, tal es el caso de la falla San Marcos, Colla Grande; otras veces son fallas de empuje o de rumbo como lo es la falla Yanash Hallash.

✓ **Discordancias:**

Las formaciones que caracterizan el área presentan suaves discordancias angulares y esosionales, tal es el caso de la formación Carhuaz que sobreyace a la formación Santa en ligera discordancia angular.

2.2.3 A nivel local.

Estructuralmente el yacimiento minero de Huanzalá se encuentra ubicada en el flanco invertido del llamado anticlinal volcado de Huanzalá, que presenta un rumbo de N-35°. Los esfuerzos compresionales que originaron esta estructura originaron una fuerte fracturamiento y fallamiento.

A) Estructuras principales:

✓ **Fracturamiento pre-mineral**

El área de Huanzalá está atravesada por dos sistemas de fallas pre-minerales. El primer sistema NW-SE, consiste en fallas inversas cuyo rumbo es N 60° W, buzando 60° a 70° SW con desplazamiento de 200 a 500 metros; siendo las mayores de ellas las Lower Fault 1 y 2. El segundo sistema NE-SW consiste en fallas subverticales conjugadas, cuyos rumbos son N10° a 20° E con buzamientos de 45° a 80° y con desplazamientos de 30 a 50 metros correspondiendo la falla recuerdo 1 y 2.

Generalmente las grandes desgarramientos van acompañados de fallas menores, algunos de ellos paralelos y otras transversales que estarían representadas por las fallas de menor importancia con rumbo EW, las cuales se habrían producido por esfuerzos de cizalla.

En las labores mineras se puede apreciar sistemas de fracturamiento y diaclasamiento con rumbos N 45° a 60° E y buzamientos de 60° a 80° SW; otro

sistema es de rumbo N 60° W con buzamientos variables que oscilan entre 40 ° a 75 SW.


✓ **Fracturamiento pos-mineral**

Este fracturamiento es de muy baja intensidad, ya que al desplazamiento producido es pequeño; presenta un rumbo y buzamiento semejante al del fracturamiento del pre- mineral.

2.3. Geología local.

La mina Huanzalá se ubica dentro de las Formaciones Chimú, Santa y Carhuaz del Cretáceo Inferior. Estas formaciones se presentan en el flanco invertido de un sinclinal volcado.

Figura N° 02: columna estratigráfica de Huanzalá.

ERA	FORMACION	COLUMNA	LITOLOGIA
CRETACEO	FORMACION PARIATAMBO		270 M. CONSTITUIDO POR CALIZAS DOLOMITICAS, LUTITAS CALCAREAS GRISES A NEGRAS
	FORMACION PARIAHUANCA		250 M. CALIZAS INTEMPERIZADAS DE COLOR OSCURO A MARRON, CON INTERCALACIONES DE LUTITAS.
	F. FARRAT		40M. CUARCITA Y ARENISCAS
	FORMACION CARHUAZ		75M. CONSTITUIDAMENTE POR FACIES CONTINENTALES, SIENDO INCOMPETENTE Y PLASTICO
			1400M. SE ENCUENTRA CONSTITUIDA POR UNA SECUENCIA DE LUTITAS Y LUTITAS ARENOSAS QUE POR INTEMPERISMO PRESENTAN UNA COLORACION MARRON AMARILLENTO
	FORMACION SANTA		100 M. CONSTITUIDO POR CALIZAS, DOLOMITAS Y LUTITAS OSCURAS
	FORMACION CHIMU	400M. CONSISTE EN ORTOCLARCITAS FORMADA POR GRANOS DE CUARZO Y PEQUEÑAS CANTIDADES DE FELDSPATO	

a) Formación Chimú:

Presenta estratos que se encuentran ubicado el NE del cerro Huanzalá, con un rumbo promedio de N35° – 36°W, el tipo de roca que se presenta son las cuarcitas con una potencia que está por encima de los 100m intercalados con lutitas de 1 – 5m de potencia, la misma aflora en las partes elevadas e infra yacentes.

b) Formación Santa:

En esta formación se distinguen dos zonas, una superior constituida de calizas intercaladas con lutitas con una potencia de 80 – 120m y la otra inferior de areniscas, lutitas y capas delgadas de calizas con una potencia de 40m, es necesario aclarar que la mineralización se ha dado en la caliza por efecto del metasomatismo. Las capas poseen rumbo N 42 y buzamiento de 60 -70 NE.

c) Formación Carhuaz:

Esta formación Carhuaz se presenta W del cerro de Huanzalá con rumbo de N 42° y buzamiento de 60° – 70° NE constituida por areniscas y lutitas grises.

Las rocas más representativas de la zona son: Tonalitas, Granitos, Granodioritas, andesitas, riocitas, dacitas, Gneis, cuarcitas y pizarra

d) Rocas intrusivas:

Diques, sills de pórfidos cuarcíferos, posiblemente correspondientes al Mioceno Tardío, edad inferida de los que se presentan en la mina Huanzalá, han intruído en la zona emplazándose casi concordantemente dentro de las capas de las Formaciones Chimú y Santa. Ellos tienen una asociación espacial con la mineralización de Pb-Zn

2.4. Geología económica.**2.4.1. Génesis y paragénesis.**

El yacimiento es de origen hidrotermal, epigenético de tipo meso a epitermal; con zonas metazomáticas en los contactos con el intrusivo.

De las observaciones macroscópicas del zoneamiento y análisis microscópico, se considera que la secuencia del emplazamiento de la mineralización es como sigue:

Formación de los cuerpos de pirita (FeS_2) de gran magnitud y formaciones del skarn, cuyos contornos se emplazó posteriormente la mineralización del zinc y plomo. Posteriormente la mineralización de esfalerita (ZnS) roja que incluyo fierro; todo dentro del cuerpo de pirita (FeS_2) y skarn, después se inició la deposición de la galena (PbS) y la calcopirita ($\text{Cu}_2\text{Fe}_2\text{S}$) e inicio de la mineralización de la plata (Ag).

Inició de la alteración tipo shiroji con la cristalización la esfalerita (ZnS) negra con poco contenido de fierro, luego de esta alteración se produjo la segunda mineralización de cobre (Cu) y cambio la bornita (Cu_2FeS_4) – calcocita (Cu_2S) a tennantita. ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$)

El tipo shiroji se puede considerar como producto de la alteración de minerales piritosos y minerales en skarn, el cual es observado en el microscopio.

Sobre la mineralización de plata (Ag), inicialmente se depositaron minerales de plomo (Pb) – bismuto (Bi) que contienen plata (Ag); seguidamente cristalizó la galena (PbS) argentífera, luego en la última etapa de mineralización de cobre (Cu), cristalizó la tennantita ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$).

2.4.2. Mineralización.

En la mina Huanzalá los minerales más importantes son la galena (PbS), esfalerita (ZnS) y calcopirita (Cu_2S); distinguiéndose los siguientes tipos de mineralización por las características de la ganga y el mineral asociado.

Cuadro N° 01: minerales de mena.

esfalerita	ZnS
galena	PbS
calcopirita	$\text{Cu}_2\text{Fe}_2\text{S}$
bornita	Cu_2FeS

Cuadro N° 02: minerales de ganga.

arsenopirita	FeAsS
pirita	FeS ₂
silice oscuro	
cuarzo	SiO ₂
granate	
epidota	Ca ₂ (Al,Fe) ₃ (SiO ₄) ₃ (OH)
wollastonita	CaSiO ₃ - Ca ₃ [Si ₃ O ₉]
diopsido	MgCaSi ₂ O ₆
sericita	

2.4.2.1. Mineralización de plomo y zinc

Se presentan en tres tipos:

a) Minerales piríticos de plomo y zinc

La pirita se presenta en cuerpos, que es masivo y de grano fino y compacto, constituyendo la matriz de minerales de plomo (Pb) y zinc (Zn).

Estos minerales de plomo (Pb) – zinc (Zn) en pirita (FeS₂) masiva están constituidos de esfalerita (ZnS) roja de grano fino, que se caracteriza por su contenido de fierro entre 5 – 10%, galena (PbS) de grano medio y pequeñas cantidades de calcopirita (Cu₂FeS₄). Como inclusiones se presentan arsenopirita (FeAsS) y cuarzo. Es común observar en este tipo de mineral un bandeamineto de pirita (FeS₂) alternada con esfalerita (ZnS) y galena (PbS).

Este tipo de mineral predomina especialmente hacia el norte de Huanzalá mientras que hacia el sur se presentan cuerpos de pirita (FeS₂) porosa de grano grueso con mineral blando argiláceo, el que se presenta en la periferia de los cuerpos de pirita mineralizada.

b) Minerales en Skarn de plomo y zinc

El Skarn se presenta con una textura fina, de color blanco a verde claro (grosularia); se encuentran principalmente al SE de la línea de sección 2200, siendo muy débil su presencia hacia el NW. Se observa que los silicatos tienen tendencia a reemplazar a los sulfuros de mena (Saito 1983).

Los minerales de plomo (Pb) y zinc (Zn) asociados al skarn están constituidos por esfalerita (ZnS) roja marrón de grano medio que tiene un contenido de hierro entre 3 a 5%, galena (PbS) de grano medio y pequeñas cantidades de calcopirita ($\text{Cu}_2\text{Fe}_2\text{S}$).

Con minerales de ganga se presentan piritas (FeS_2) y silicatos calcicos con diopsida, granates, wollastonita, epidota, etc.

Estos minerales se encuentran 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.

c) Minerales tipo Shiroji de plomo y zinc.

Los minerales denominados tipo shiroji están constituidos por minerales que tienen una matriz que contiene sericita, carbonatos, talco, etc. De color originado por alteración hidrotermal encontrándose mayormente al sur de la línea 1600 (mina huanzala).

Estos minerales de matriz argilacea de color blanco contienen esfalerita (ZnS) de color negro con hierro al 5%. A simple vista o al microscopio, se pueden observar en tres diferentes formas: alteración con skarn, bordeando la periferia de la esfalerita (ZnS) roja y asociado al mineral piritoso alterado; además presenta numerosas y pequeñas inclusiones de calcopirita ($\text{Cu}_2\text{Fe}_2\text{S}_4$). Este tipo de mineral también presenta un bandeamiento al igual que el mineral piritoso.

2.4.2.2. Mineralización de cobre

a) Minerales piritosos de cobre

Los minerales de este tipo están compuestos de calcopirita ($\text{Cu}_2\text{Fe}_2\text{S}_4$), tennantita ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$) asociados todos con pirita (FeS_2), como vetas independientes de la presencia de plomo (Pb) y zinc (Zn) en los cuerpos mineralizados.

b) Minerales tipo Shiroji de cobre

Se compone de calcopirita ($\text{Cu}_2\text{Fe}_2\text{S}_4$), bornita (Cu_2FeS_4), calcosita, tennantita ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$), etc asociados a la pirita (FeS_2) o impregnados con arcilla blanca. Al sur de la línea 1600 se presenta con minerales de plomo (Pb), zinc (Zn) en Shiroji o en cuerpos de pirita (FeS_2) porosa; hacia el norte es muy rara su presencia.

2.4.2.3. Mineralización de plata

La galena (PbS) es el mineral que incluyo en solución solida el mayor porcentaje del total de plata existente en el yacimiento. Los otros minerales en orden a su aporte de plata (Ag) son tennantita ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$), minerales de plomo (Pb)-bismuto (Bi) que contienen plata (Ag), minerales de plata (Ag) propiamente como canfieldita, argentita (Ag_2S), pirargirita (Ag_3SbS_3), estefanita (Ag_5SbS_4), polibasita ($\text{Cu}(\text{AgCu})_6\text{Ag}_9\text{Sb}_2\text{S}_{11}$), electrum, los que suelen presentarse raras veces.

2.4.3. Zoneamiento.

Para considerar el zoneamiento de la mineralización en el yacimiento minero Huanzalá, se ha confeccionado curvas isobáricas de cobre, plomo y zinc; así como cocientes metálicos de plomo/zinc, plomo/cobre y zinc/cobre para la veta 3, usando las leyes de bloques del cálculo de reservas.

Del estudio realizado se puede deducir que el zoneamiento va de plomo a zinc – cobre; con una dirección de los fluidos mineralizantes de SE a NW y con un posible foco de las soluciones en el área de Huanzalá.

2.4.4. Alteraciones.

2.4.4.1. Alteraciones supérgenas

La alteración supergena de minerales es intensa, teniendo como causa principal es la presencia del oxígeno, el clima lluvioso y la mineralogía.

Los efectos de la alteración supergena están representados por la presencia de limonitas, provenientes de la pirita que es la que se presenta mayormente dentro de la mena y es muy inestable lixivándose fácilmente

El plomo aunque es muy resistente a la lixiviación, se ha alterado a anglesita y cerusita que se presentan esporádicamente en profundidad.

Los minerales de zinc y cobre por ser relativamente más solubles que el plomo, sus alteraciones ocurren entremezcladas con la limonita proveniente de la pirita.

En general la zona de oxidación es de corta extensión, mientras que la zona de enriquecimiento supergeno prácticamente es imperceptible, por lo tanto la zona única explotable es la zona de sulfuros primarios.

2.4.4.2. Alteración hidrotermales hipogenas

Se ha observado los siguientes tipos de alteración.

a) Silicificación

Consiste en la introducción de sílice en las rocas, dando como resultado que esta se endurezca y se haga impermeable; es común encontrar lutitas y calizas fuertemente endurecidas. Este tipo de alteración la encontramos en las lutitas

dentro de los cuerpos mineralizados y en las cajas de estos, sobre todo en lugares en que el pórfido está bastante cerca.

b) Piritización

Las rocas contienen fierro en sus minerales, el cual se puede combinar con el azufre aportado por las soluciones produciéndose la formación de pirita. Se presentan frecuentemente asociada a la sericita y en cuerpos de diferentes magnitudes o en forma diseminada dentro de la caliza.

c) Sericitización

Esta alteración se caracteriza por el predominio de sericita, pirita y algo de cuarzo. La sericita se produce debido a la alteración de los feldespatos y constituye una alteración de alta temperatura; está relacionada del tipo Shiroji.

Esta alteración se manifiesta mayormente al SE, mientras que hacia el NW se manifiesta débilmente; se lo observa en las zonas periféricas de los cuerpos mineralizados.

d) Granatización

Caracterizada por la formación de granates de la serie grosularia-andradita, formadas en zonas de contacto caliza-intrusivo. Se presenta al SE en el mineral tipo Skarn, siendo hacia el NW muy débil su presencia.

e) Carbonatación

Con formación de calcita en venas y agregados, observándose claramente en los cuerpos de pirita.

2.4.5. Estructuras mineralizadas.

a) Veta 1

Esta veta se halla cerca del contacto con la formación chimú. Los cuerpos tienen una longitud entre 10 a 200 metros, con anchos que varían entre 1 y 15 metros algunas veces se presentan con intercalaciones de caliza silisificada y ocasionalmente con bandas de pirita, en ciertos lugares se le ha dividido en V1T, V1PA Y V1PB.

b) Veta 2

Ubicada a continuación de la anterior, cerca de una capa de lutita de 1.25 metros de potencia. Se le ha dividido en V2T a V2TB y V2P; frecuentemente se encuentra intercalada con lutitas y calizas silicificadas lo que hace que su ley disminuya.

c) Veta 3

Localizada debajo de un horizonte brechado, se presenta como una gran área mineralizada, arrojando las mejores leyes dentro del yacimiento; su nacho promedio es de 15 metros. La mencionada veta es la que tiene mayor importancia y la que se explota con mayor énfasis. Se le distingue porque se encuentra cerca de una capa de lutita de 1.0 metro de potencia se le subdivide en V3T, V3 Y V3P.

d) Veta 4

Ubicada a unos 10 metros de la V3. Esta veta se encuentra intercalada con algunas capas de lutita, pirita o caliza silisificada, las mismas que hacen que su ley disminuya; la potencia de la veta varía entre 1 a 8 metros. Se le ubica cerca de dos capas de lutita de 0.40 metros de potencia cada una, algunas veces se

le reconoce fácilmente, ya que al piso de la veta 3 suele presentarse pirita localizándosele inmediatamente a continuación

e) Veta 5

Localizada en la formación carhuaz, a unos 8 metros del contacto con la formación santa su ancho es de 1.8 a 2.0 metros tiene como caja techo lutitas bandeadas y como caja piso una capa delgada de roca silisificada.

La mineralización de Zn, Pb, Ag y Cu se presentan en forma estratiforme, lenticular. Inter-digitada y masivamente irregular en las 5 vetas (Vetas 1,2,3 y 4 en la Formación Santa y la Veta 5 en la Formación Carhuaz de rumbo N 30°-50° W y buzamientos entre 50° a 70° NE con anchos variables entre 2 m. y 20 m.(Veta 5 y V1T) respectivamente) con longitudes de hasta 300 metros

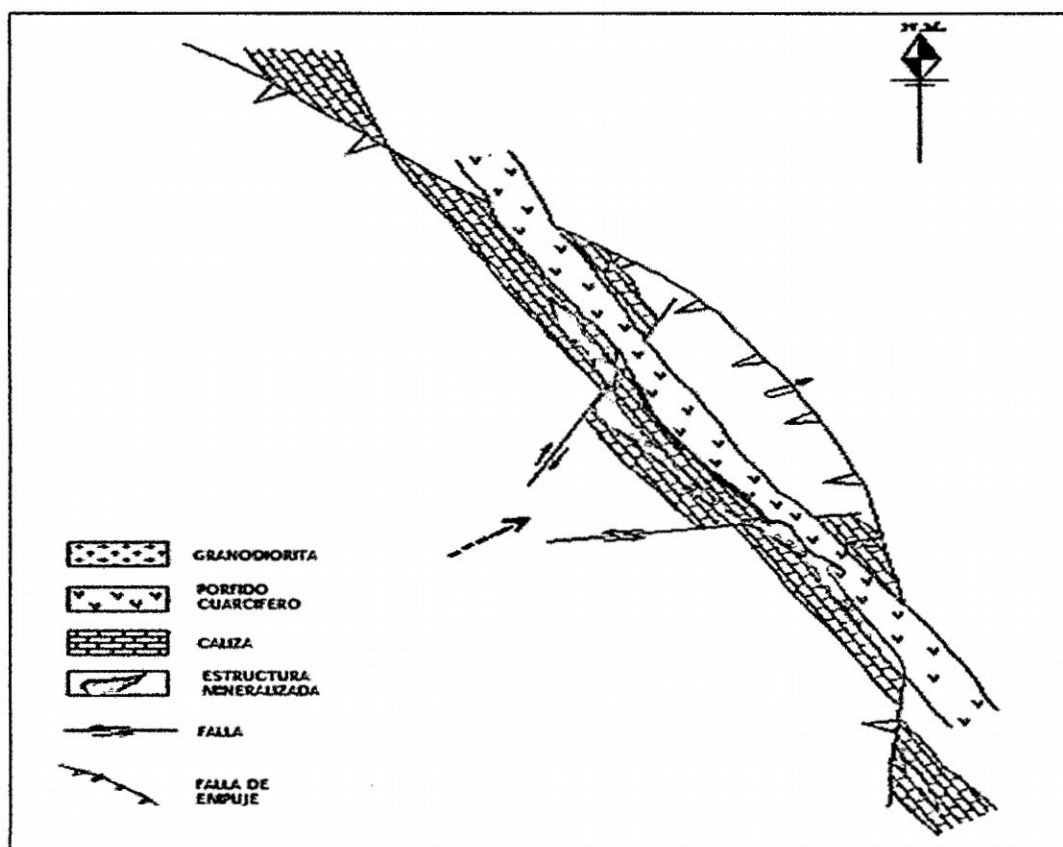
Figura N° 03: Representación de las vetas de la mina Huanzalá.



Existen 2 sistemas de fallas de desplazamiento de rumbo de N 10° a 20° E y otro de N 70° a 80° E. Se tiene una falla de empuje conocida como la " Lower Fault " inversa , con otras fallas paralelas menores en Huanzalá Sur disminuyendo hacia Recuendo las que tienen una buena influencia en la concentración de la mineralización económica ya que han servido de conductos y a la vez de entrampe de la misma.

El Pórfido Cuarcífero al parecer intruye a la Formación Chimú a manera de un Lacolito y en la Formación Santa está presente a manera de Diques y Sills relativamente cortantes y paralelos a la estratificación.

Figura N° 04: Representación de las fallas presentes en la mina Huanzalá.



2.5. Reservas minerales

2.5.1. Criterios de cubicación

Entre los criterios de cubicación se considera: La toma de muestras, Categorías de mineral, Nomenclatura de blocks, Delimitación de blocks, Cálculo de áreas, Cálculo de volumen, Cálculo el peso específico, Cálculo de tonelaje, ley del block, Determinación de la dilución, Ancho de minado, Área minada, Volumen minado, Tonelaje minado, Ley de minado, Ley económica o rentable.

Métodos de muestreo de mineral.

El muestreo se realizara por el método de canal y testigo de sondaje. Cuando el análisis de la ley sea extremadamente no equilibrada, el muestreo se realizará por cada estrato.

a) Método de Canal.

- ✓ En el caso de cruceros hacer la extracción en forma continua de las paredes y muros en el caso de las galerías sobre veta realizar las extracciones siguiendo un ángulo de 90° por un intervalo de 2m. Las longitudes de las extracciones no deben ser mayores a 1m.

- ✓ En el caso de los tajos, continuar con los cortes hacia la parte superior e inferior y hacer la extracción de cada uno de los muros y techos en forma perpendicular con un intervalo de cada 10 m. (correspondiente a 2 subniveles). En el caso de tajos nuevos el intervalo de extracción será de 2m, la longitud de cada extracción será de 4m y el muestreo se realizará con la composición de cada línea de extracción.

- ✓ La dirección de la extracción será con una aproximación a los 90° siguiendo el rumbo del yacimiento. En referencia al crucero normalmente se hará la extracción en forma horizontal. En las galerías sobre veta se harán las extracciones de los muros en forma vertical o del techo. En el caso de los tajos las extracciones se harán de los techos y de las paredes.

b) Método Testigo de Sondaje

- ✓ El personal de geología hará las anotaciones de los lugares de extracción, dividiendo el testigo en partes de un metro.
- ✓ Marcar los testigos dentro de su caja siguiendo las indicaciones dadas y hacer el muestreo de todas las extensiones especificadas.
- ✓ Anotar en el cuaderno de campo el número de la bolsa de muestras, longitud y nombre del taladro, nombre del lugar, año, mes y día del muestreo y probabilidad de ley.
- ✓ De acuerdo a las indicaciones del personal de geología se puede considerar como una sola muestra a una parte de 3m de ley baja.
- ✓ Además, cuando hay una parte de la recuperación que tiene menos del 30%, el testigo considera como una muestra de 3m incluyendo a la parte anterior y posterior.

MEDICION Y CÁLCULO DEL AREA

La medición del área se realizará por el método de triangulación, haciendo uso del planímetro Asumura. Medir tres veces haciendo rotar el planímetro en el

sentido horario y considerar el valor del promedio obtenido. En el caso que se dé la lectura de 5 cifras se tendrá que realizar otra vez la medición.

Redondear las áreas y promedio de áreas menores de 1m².

CALCULO DEL VOLUMEN

Cuando se determina las especificaciones de la extensión de la reserva y referencia a dos planos que estén uno encima de otro, y esto se observa continuamente, el cálculo del volumen se realizará de la siguiente manera:

Superficie superior + Superficie Inferior x Altura = Volumen

2

Plano N° 02: Cubicación de la V3

2.5.2. Resumen de reservas.

Tabla N° 01: Reservas probadas del 2012.

PROBADOS					
ZONA	Reserva	LEYES			
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/mt
		A	B	C	D
CARLOS ALBERTO	426,220.00	0.26	6.2	10.7	3.50
RECUERDO	55,210.00	0.07	5.1	11.6	6.36
HUANZALA SUPERIOR	10,860.00	0.88	5.8	13.1	6.53
HUANZALA PRINCIPAL	440,420.00	1.42	5.6	12.9	3.26
HUANZALA SUR	131,570.00	0.04	6.1	10.1	4.58
TOTAL	1,064,280.00	0.71	5.9	11.6	3.71

Tabla N° 02: Reservas probables del 2012.

PROBABLE					
ZONA	Reserva	LEYES			
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/mt
		A	B	C	D
CARLOS ALBERTO	229,100.00	0.16	4.1	8.1	3.00
RECUERDO	233,310.00	0.30	3.9	8.9	5.15
HUANZALA SUPERIOR	152,450.00	1.09	5.2	10.0	4.08
HUANZALA PRINCIPAL	768,940.00	0.84	4.1	10.7	3.23
HUANZALA SUR	49,970.00	0.04	4.7	10.2	3.17
TOTAL	1,433,770.00	0.64	4.2	9.9	3.59

Tabla N° 03: Reservas posibles del 2012.

POSIBLE					
ZONA	Reserva	LEYES			
		Cu %	Pb %	Zn %	Ag oz/mt
		A	B	C	D
CARLOS ALBERTO	401,960.00	2.13	2.7	5.6	3.87
RECUERDO	166,770.00	0.51	3.4	7.5	4.06
HUANZALA SUPERIOR	468,650.00	1.32	4.7	8.9	5.30
HUANZALA PRINCIPAL	970,750.00	0.99	3.6	9.4	3.12
HUANZALA SUR	106,270.00	0.03	4.7	9.6	3.53
TOTAL	2,114,400.00	1.20	3.7	8.4	3.84

III. ESTUDIO GEOMECANICO DE LOS TAJEOS DE EXPLOTACION:

3.1. Caracterización del macizo rocoso.

Para la caracterización geomecánica del macizo rocoso se ha realizado el levantamiento geomecánica de las diferentes discontinuidades presentes en el macizo rocoso para cada tipo litológico.

3.1.1. Registro de Datos.

El registro de la información geomecánica se efectuó a partir del mapeo geomecánica de la masa rocosa expuesta en las labores subterráneas. El mapeo geomecánica se llevó acabo utilizando el "método directo por celdas de detalle".

Los parámetros de observación y medición fueron obtenidos en formatos de registro diseñado para este propósito, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM), Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua.

Adicionalmente se registraron datos de resistencia de la roca intacta mediante ensayos no destructivos (uso del martillo Schmidt Tipo L) y grado de fracturamiento mediante la estimación del RQD.

3.1.2. Aspectos Litológicos.

En resumen las características litológicas del macizo rocoso en la zona de explotación actual de la Mina Huanzalá, se dan de acuerdo a las formaciones geológicas. Dentro de la Formación Santa se tiene parte de la mineralización representado por las vetas 1T, 1PA, 1PB, 2T, 2P, 3T, de roca encajonante Caliza. En el límite de la formación santa y formación Carhuaz se tiene la veta 4, compuesta hacia la caja techo por caliza y caja piso por lutitas. Finalmente, en la formación Carhuaz tenemos la V5 representado por lutitas. Es importante recalcar los diferentes procesos de alteración que ha sufrido la masa rocosa que han modificado ciertas propiedades de las rocas de manera favorable como desfavorable. La silicificación, en el caso de lutitas y calizas ha actuado favorablemente mejorando las propiedades mecánicas de la roca intacta. En contraposición, se tiene la alteración argílica, conocida en Huanzalá como shiroji, debilitando las propiedades mecánicas de la roca intacta y de las discontinuidades. Es notorio también en las proximidades a la mineralización, la piritización, siendo desfavorable, cuando presenta una estructura porosa y favorable cuando se presenta de forma masiva.

Así mismo en la formación Santa se tienen horizontes de lutitas al piso de la Veta 2T en V3 y 3P. Así mismo, dado que la mineralización ha sido producto de un reemplazamiento metasomático tipo skarn, se tienen horizontes de roca metamórfica Skarn alineadas en la dirección de los estratos. En cuanto a la intrusión ígnea, se tiene el pórfido cuarcífero. Finalmente, puntualmente se tienen zonas de mineral brechado presentado la más baja calidad geomecánica de roca.

3.1.3. Distribución de las Discontinuidades.

Se procesaron los datos de orientación de las discontinuidades mediante técnicas estereográficas, utilizando la versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004),

del programa de cómputo DIPS, elaborado por M.S. Diederichs y E. Hoek del Grupo de Ingeniería de Rocas del Departamento de Ingeniería Civil de la Universidad de Toronto (Canadá).

Los resultados de las características de distribución de las discontinuidades estructurales. Un resumen de estos resultados se presenta en la tabla 04 y 05, el primero relacionado a las estructuras mayores (sistema de fallas) y el segundo relacionado a las estructuras menores (diaclasas y planos de estratificación principalmente). Dichos resultados, fueron analizados estadísticamente mediante técnicas estereográfica. Para el análisis estadístico de polos se ha utilizado la distribución de Fisher.

Tabla N° 04: Sistema de Discontinuidades Estructuras Mayores, Compósito de Fallas.

N° de Sistema	Dirección de Buzamiento / Buzamiento	Rumbo / Buzamiento	Concentración de Polos
1	68°/69°	N22°W/69°NE	8.0 – 9.0 %
2	354°/67°	N84°E/67°NW	7.0 – 8.0 %
3	114°/82°	N34°E/82°SE	7.0 – 8.0 %
4	199°/75°	N71°W/75°SW	6.0 – 7.0 %
5	169°/84°	N79°E/84°SE	7.0 – 8.0 %
6	239°/52°	N31°W/52°SW	6.0 – 7.0 %

Tabla N° 05: Sistema de Discontinuidades Estructuras Menores
(Dirección de Buzamiento/Buzamiento – Rumbo/Buzamiento)

Litología	Sistema 1	Sistema 2	Sistema 3	Sistema 4
Caliza	60°/65° N30°W/65°NE	228°/43° S42°E/ 43°SW		
Lutita	63°/61° N27°W/61°NE	242°/52° S28°E/52°SW	339°/71° S69°W/71°NW	
Arenisca	62°/58° N28°W/58°NE	242°/30° S28°E/30°SW	324°/84° S54°W/84°NW	223°/79° S47°E/79°SW
Mineral	60°/66° N30°W/66°NE		336°/73° S66°W/73°NW	
Skarn	61°/74° N29°W/74°NE		331°/73° S61°W/73°NW	
Pórfido Cuarcífero	63°/64° N27°W/64°NE	267°/35° S3°E/35°SW	329°/73° S59°W/73°NW	145°/80° N55°E/80°SE
Pirita	62°/65° N28°W/65°NE	231°/39° S39°E/39°SW	329°/71° S29°W/71°NW	
Compósito	61°/68° N29°W/68°NE	235°/41° S35°E/41°SW	333°/80° S63°W/80°NW	

Figura N° 05: Ploteo de dispersión de polos del compuesto de Fallas.

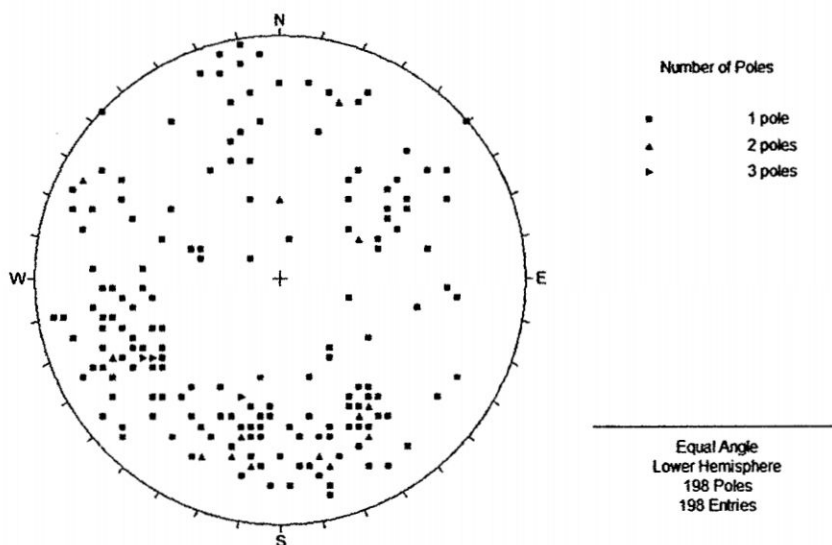


Figura N° 06: Contorneo estadístico de la concentración de polos del compuesto de Fallas (2% del área de la superficie del hemisferio).

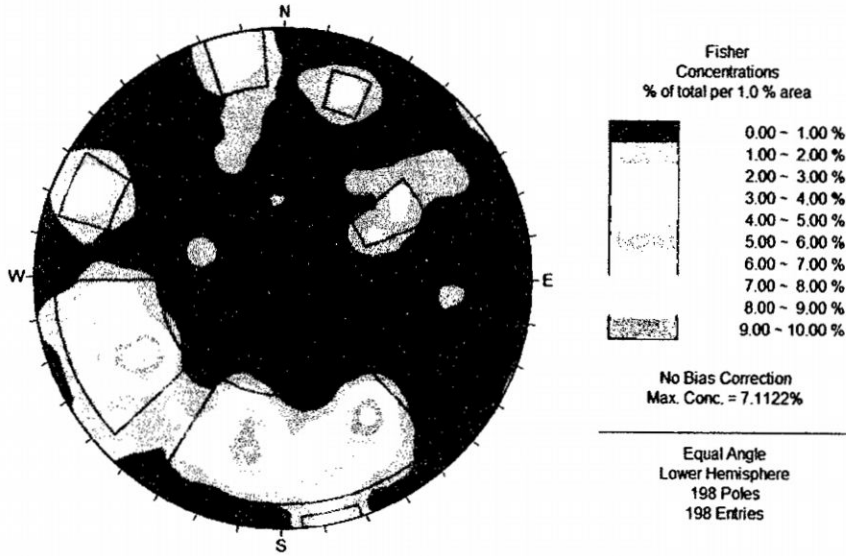


Figura N° 07: Representación de los planos principales del compuesto de Fallas.

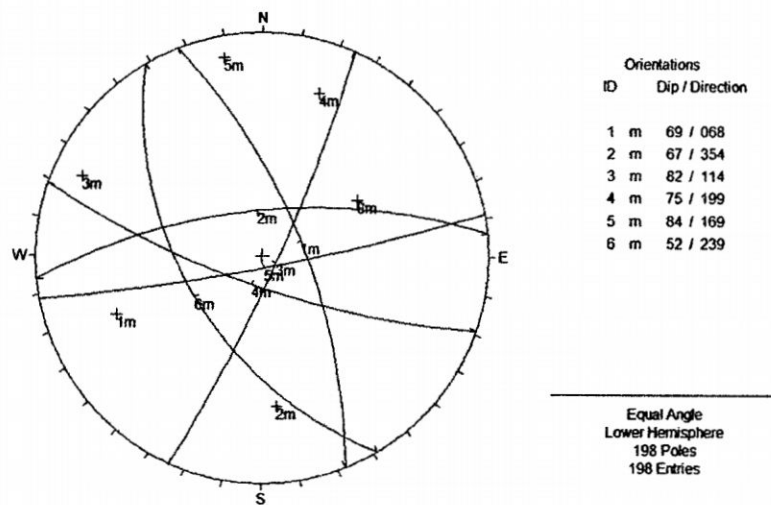


Figura N° 08: Diagramas de Rosetas del compuesto de Fallas Menores.

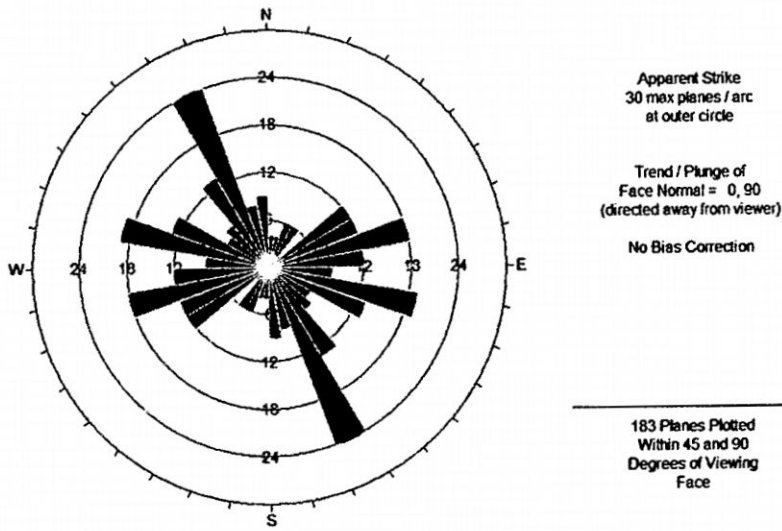


Figura N° 09: Ploteo de dispersión de polos del compuesto de Discontinuidades

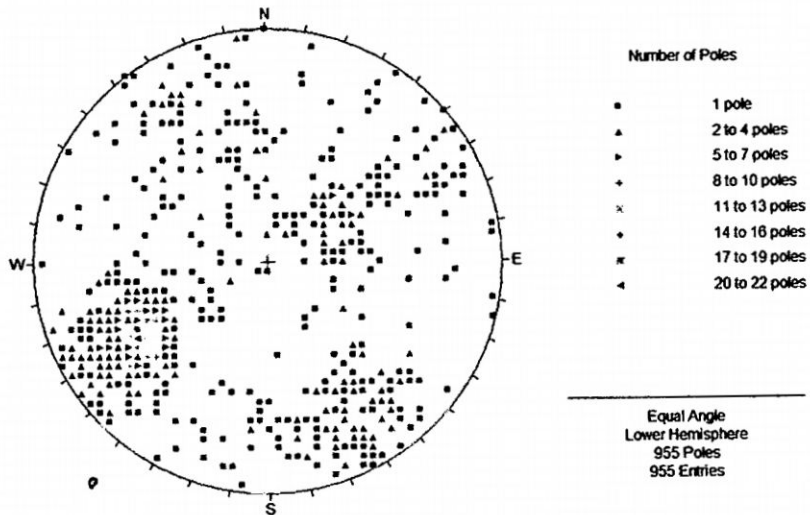


Figura N° 10: Contorneo estadístico de la concentración de polos del compuesto de Discontinuidades menores (5% del área de la superficie del hemisferio).

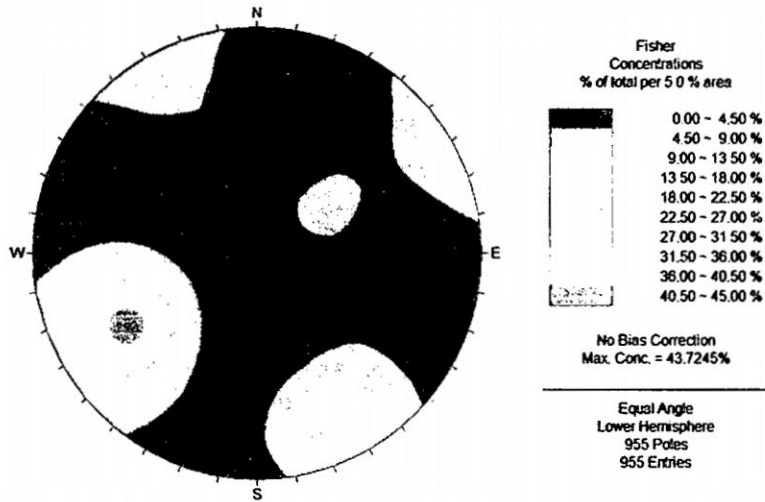


Figura N° 11: Representación de los planos principales del compuesto de discontinuidades menores.

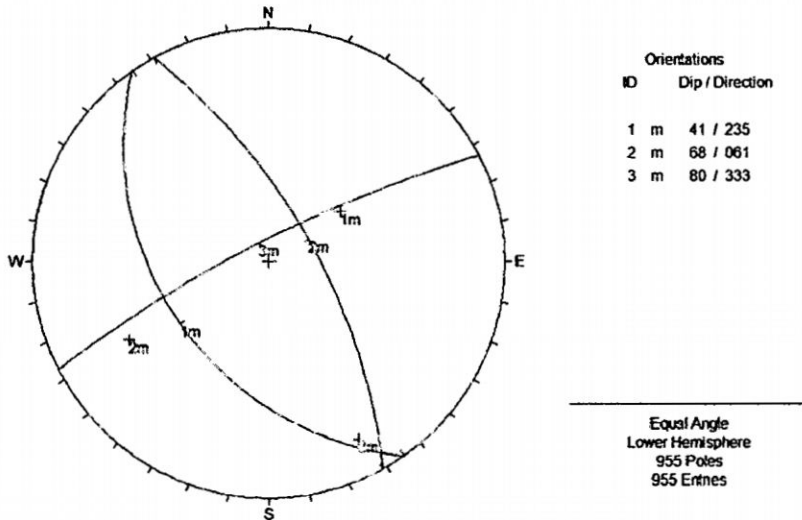
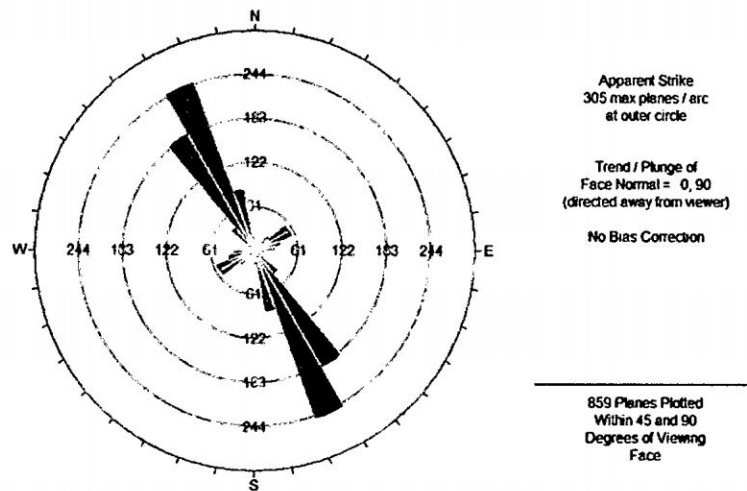


Figura N° 12: Diagramas de Rosetas del Compósito de Discontinuidades

Menores



Se han considerado como discontinuidades (estructuras geológicas) mayores a las Fallas debido a su elevada persistencia y características desfavorables. Como discontinuidades menores, tenemos: los planos de estratificación (propio de las rocas sedimentarias) y las diaclasas (fracturas que no han sufrido ningún desplazamiento o ha sido casi nulo).

El análisis realizado en base a toda la información que se ha tenido disponible ha indicado que el arreglo estructural de la masa rocosa asociada al minado de Huanzalá tiene las siguientes características:

Respecto a las estructuras mayores:

- ✓ Del registro de datos en los afloramientos de las excavaciones subterráneas se han determinado hasta seis sistemas de fallas geológicas. De los cuales, tres de ellos poseen mayor concentración, indicando una mayor representatividad de estas en el Compósito.
- ✓ El Sistema 1, con rumbo aproximadamente paralelo a las estructuras mineralizadas (NW - SE) y buzamientos entre 65° y 70°NE, dichas

- características estructurales hacen inferir movimientos cortantes entre los estratos.
- ✓ El sistema 2, de rumbo NE – SW con buzamiento promedio de 67°NW;y el sistema 2, con rumbo NE – SW con buzamiento promedio 82°SE, ambos perpendiculares al rumbo de las estructuras mineralizadas, dadas estas características, dan indicios de ser fallas conjugadas generada por los esfuerzos compresivos que originaron el plegamiento de los estratos en el yacimiento.
 - ✓ Se han determinado hasta cuatro sistemas de discontinuidades, de los cuales el más representativo y presente en todos los dominios litológicos, de rumbo NW-SE y buzamiento promedio 68° al NE, este sistema correspondiente a los planos de estratificación.
 - ✓ En el dominio litológico de la caliza son representativos dos sistemas de discontinuidades, el principal del sistema de estratificación y un segundo sistema de diaclasamiento SE-NW (sistema 2) con buzamiento aproximado de 45°SW. Así mismo en mineral y skarn, presentes el sistema 1 (dirección planos de estratificación) y un segundo sistema, sistema 3 con rumbo SW-NE y con buzamiento promedio de 80° al NW.
 - ✓ Los dominios litológicos donde se tienen hasta tres sistemas de discontinuidades corresponden a lutitas y piritas masivas, sistemas 1, 2 y 3.
 - ✓ Finalmente, en pórfido cuarcífero y areniscas, se han dispuesto hasta cuatro sistemas de discontinuidades.
 - ✓ De acuerdo al análisis estereográfico y la distribución estadística, son representativos para todo el Compósito los sistemas 1, 2 y 3. Siendo el sistema 1 y 3 los más ocurrentes en el yacimientos de Huanzalá.

3.1.4. Características estructurales.

Las características estructurales de las discontinuidades se establecieron mediante tratamiento estadístico de la información registrada en los mapeos geomecánicos, lo que se trató de compatibilizar con las observaciones in-situ. Según esto, los siguientes son las principales características estructurales de las discontinuidades tanto mayores como menores:

a) Fallas.

De acuerdo a los sistemas presentados en el tabla 04, los sistemas 4, 5, 6 y 7, se presentan como fallamientos puntuales, con persistencia mayor a 20.0m y relleno blando o sin relleno, con aberturas no superiores a 5.0mm. Por otro lado, los fallamientos asociados a los sistemas 1, 2 (perpendicular a la estructura mineralizada) y 3 (en dirección cuasi-paralela a la estructura mineralizada), presentan persistencias de decenas de metros con rellenos blandos (panizo, arcilla y óxidos) en aberturas superiores a 5.0mm inclusive llegando hasta los 10.0 cm. Cabe resaltar, que estas fallas favorecen a la infiltración de agua.

Fotografía N° 01: Ejemplo de Fallamiento puntual Huanzalá



b) Discontinuidades en Mineral.

En la zona de mineral (estructuras mineralizadas), el sistema de discontinuidad predominante es el de los planos de estratificación (sistema 1), dado que, la mineralización ha ocurrido paralelo a la estratificación, además se tiene, un segundo sistema perpendicular (sistema secundario). En cuanto a sus características estructurales se dan de acuerdo a la ocurrencia de la mineralización. En el mineral en shiroji, alterado por argilización, el sistema principal, posee un espaciamiento en entre 6.0 y 20.0 cm, con rellenos blandos y duros entre 1.0 y 5.0 mm, la alteración de las discontinuidades varía de moderada a altamente alterado, son discontinuidades altamente persistentes. El Mineral en Skarn, espaciamiento entre 6.0 y 20.0 cm, altamente persistentes (de acuerdo a la estratificación), la abertura de las discontinuidades varía desde cerrada hasta abiertas de 1.0 a 5.0 mm, con superficies lisas a ligeramente rugosas con rellenos duros y blandos, de sana a ligeramente alterada. En el caso del mineral pirítico, el espaciamiento entre discontinuidades varía de 0.20 a 0.60 m, con aberturas que van de cerradas hasta angostas (0.1 – 1.0 mm), superficies de la discontinuidad, ligeramente rugosas, de una ligera alteración a sana en cuanto a su alteración, la persistencia de acuerdo a los planos de estratificación altamente persistentes.

c) Discontinuidades en Caliza.

El sistema principal en calizas son los planos de estratificación, caracterizados por su alta persistencia, en cuanto a la abertura de dichas discontinuidades en el caso de calizas silicificadas, presentan un relleno semiduro (calcita) que varía de 0.1 a 1.0mm, en algunos casos dichas discontinuidades se presentan cerradas, el espaciamiento varía de 0.20 a 0.60m, con superficies ligeramente rugosas. Para la zona de Huanzalá Sur, las calizas, poseen espaciamientos entre 0.06 y 0.20m, con paredes lisas y rellenos blandos menores a 5.0mm (sericitas). En

cuanto a los sistemas secundarios de discontinuidades, en caliza silicificada son poco persistentes y se presentan de manera aleatoria; por otro lado, en la zona de Huanzalá Sur, es muy frecuente la presencia de discontinuidades secundarias, con espaciamientos reducidos entre 0.06 y 0.20m, con persistencias entre 1.0 y 3.0m, rellenos de calcitas.

d) Discontinuidades en Lutitas.

El sistema principal de discontinuidades (sistema 1), altamente persistente, con relleno angosto de 0.1 a 1.0 mm, paredes de la discontinuidad lisas, con aberturas cerradas y en los casos más desfavorables (Huanzalá Sur), rellenos blandos menor a 5.0mm, superficies sanas a ligeramente alteradas. Los sistemas secundarios, tienen persistencias no mayores a 3.0m, cerradas con paredes lisas, aberturas angostas.

Discontinuidades en areniscas y pórfido cuarcífero:

En ambos dominios litológicos se tienen características estructurales similares con 4 sistemas de discontinuidades. El comportamiento estructural en condiciones normales, presenta discontinuidades con persistencia entre 3.0 y 10.0m sin rellenos, espaciados de 0.20 a 0.60m, con superficies ligeramente rugosas y alteración de sana a ligera. Existen en zonas puntuales, características estructurales contrapuestas por la alteración (oxidación), en esos casos, se tienen aberturas de 1.0 a 5.0mm con rellenos blandos (óxidos) y superficies moderadamente alteradas.

e) Discontinuidades en Skarn.

El sistema principal de discontinuidades, los planos de estratificación, altamente persistentes, con espaciamientos que varían de 0.06m a 0.40m, con aberturas que van desde cerradas a abiertas de 1.0 a 5.0mm con relleno duro, de superficies lisas a rugosas, con paredes sanas a ligeramente rugosas.

f) Discontinuidades en Pirita.

El espaciamiento es variable con familias espaciadas de 0.2m a 0.6m y de 0.6m a 2.0m con persistencias entre 3.0 y 10.0m, aberturas que van de cerradas, con superficies que varían de ligeramente rugosa a rugosa, rellenos blandos menor a 5.0mm de espesor en el caso más desfavorable y sin relleno en mejores condiciones. La alteración de las superficies en discontinuidades para pirita masiva varía de ligera a sana y en pirita porosa de moderada a altamente alterada.

g) Brechas:

Se presentan mayormente en zonas mineralizadas, de acuerdo a la ocurrencia de la mineralización, un ejemplo de ello se tiene en la V1PB del Nivel D Línea 1150, usualmente se presentan alteradas por oxidación y argilización, presentan fragmentos de mineral en una matriz de material arcilloso y óxidos.

Finalmente, se presentan zonas de alteración, principalmente argílica, como horizontes a lo largo de los estratos en SKARN y contactos caja - mineral, pero son muy puntuales.

3.2. Clasificación geomecánica del macizo rocoso.

Para clasificar geomecánicamente el macizo rocoso se ha usado el Sistema de Valoración de la masa rocosa, Rock Mass Rating – RMR (1989), de Z.T. Bieniawski. Los valores de resistencia compresiva fueron estimados mediante índices de campo, con el uso de la picota, y dichos valores fueron corroborados y ajustados con el martillo Schmidt Tipo L como se verá más adelante. Así mismo, los valores del RQD% fueron estimados con la relación de Palmstron mediante el índice volumétrico de bloques en los afloramientos rocosos de las excavaciones subterráneas. Adicionalmente se determinó el GSI (Geological

StrengthIndex) de Hoek& Marinos 2000, en base a la correlación: $GSI=RMR89-5$, ello con el fin de estimar las propiedades del macizo rocoso.

El criterio para clasificar la masa rocosa se presenta en el Cuadro N° 03. Los valores promedio del "RMR BÁSICO" de acuerdo al dominio litológico se consignan en el Cuadro N° 04, no se consideran ajustes por orientación de discontinuidades.

Cuadro N° 03: Rangos de Clasificación RMR y colores establecidos en CMSL.

TIPO DE ROCA		RMR Bieniewski	DESCRIPCION DE ROCA	Q BARTON
TIPO	COLOR			
II	II	61 - 80	BUENA	40 - 100
III	III A	51 - 60	REGULAR/BUENA	10 - 40
	III B	41 - 50	REGULAR/MALA	4 - 10
IV	IV A	31 - 40	MALA/REGULAR	1 - 4
	IV B	21 - 30	MALA/MUY MALA	0.1 - 1
V	V	0 - 20	MUY MALA	0.01 - 0.1

Cuadro N° 04: Resumen de Calidad RMR de la masa rocosa - Mina Huanzalá

Litología	Rango RMR	Valor Promedio	Calidad	Observación
<i>Arenisca</i>	49 - 63	55	REGULAR-BUENA TIPO IIIA	Los valores más bajos en tramos alterados.
<i>Brecha</i>	26 - 47	29	MALA-MUY MALA TIPO IVB	Ninguna
<i>Caliza</i>	27 - 54	48	REGULAR-MALA TIPO IIIB	Valores más bajos en los contactos con mineral, Zona: Huanzalá Sur
<i>Caliza Silicificada</i>	48 - 64	58	REGULAR-BUENA TIPO IIIA	Ninguna
<i>Lutita</i>	40 - 47	43	REGULAR-MALA TIPO IIIB	Ninguna

<i>Lutita Silicificada</i>	46 – 60	51	REGULAR-BUENA TIPO IIIA	Ninguna
<i>Mineral en Shiroji</i>	21 – 49	40	MALA – REGULAR TIPO IVA	Ninguna
<i>Mineral en Skarn</i>	35 – 57	49	REGULAR - MALA TIPO IIIB	Ninguna
<i>Mineral Pirítico</i>	47 - 73	57	REGULAR-BUENA TIPO IIIA	Valores más bajos por presencia de agua y alteración.
<i>Pirita Masiva</i>	53 - 69	61	BUENA - REGULAR TIPO IIB	Ninguna
<i>Pirita Porosa</i>	22 - 50	38	MALA – REGULAR TIPO IVA	Ninguna
<i>Pórfido Cuarzífero</i>	45 - 82	61	BUENA - REGULAR TIPO IIB	Los valores más bajos en tramos alterados.
<i>Skarn</i>	40 – 68	53	REGULAR-BUENA TIPO IIIA	Los valores más bajos en tramos alterados.

- ✓ Se tienen macizos Rocosos de calidad BUENA a REGULAR, en los dominios litológicos del Pórfido Cuarzífero, arenisca-cuarzosa y la Pirita Masiva, cabe resaltar, que existen tramos alterados, puntuales dentro de la mina, que disminuyen la calidad de la roca. Así mismo, las intrusiones ígneas representadas por el pórfido cuarzífero no cuentan con una distribución definida en el espacio.
- ✓ Macizos rocosos de calidad REGULAR a BUENA, representan el mayor porcentaje de ocurrencia en el yacimiento para las zonas de Huanzalá Principal y Superior en los dominios litológicos de Arenisca, caliza silicificada, Lutitasilicificada, mineral pirítico y Skarn, cambiando dichas condiciones por presencia de Agua y/o alteraciones, en zonas puntuales.
- ✓ Macizos rocosos de calidad REGULAR a MALA, presente en los dominios litológicos de Caliza, Lutita y mineral en Skarn. En el caso de caliza, la mayor ocurrencia casi en su totalidad es en la zona de Huanzalá Sur. El dominio de mineral en Skarn en la zona de Huanzalá principal.

- ✓ Macizos rocosos de calidad MALA a REGULAR, se tienen en los dominios litológicos de mineral en shiroji y piritita porosa.
- ✓ Finalmente, macizos rocosos de calidad MALA a MUY MALA, se tiene en los dominios de las brechas mineralizadas y pirititas altamente porosas.
- ✓ El ajuste por orientación de discontinuidades será considerado para determinar los parámetros del diseño de las estructuras subterráneas.
- ✓ Los resultados de la caracterización geomecánica en correlación con el sistema de clasificación geomecánica RMR se consignan en el Cuadro N° 04. Así mismo, determinadas las características estructurales predominantes, para mejor comprensión se ha elaborado un cuadro de reconocimiento rápido para determinar el tipo de macizo rocoso de acuerdo al sistema de clasificación geomecánica empleado, ver Cuadro N° 05.

Cuadro N° 05: Resultados de la Caracterización Geomecánica del Macizo Rocoso relacionado al RMR de Bieniawski

TIPO "RMR"	LITOLOGIA	RESISTENCIA A LA COMPRESION	ESPAC.	DISCONT /METRO	CONDICION DE JUNTAS					PRESEN DE AGI
					PERSIST.	APERTURA	RUGOSIDAD	RELLENO	ALTERACION	
II	PORFIDO CUARCIFERO	100-250 Mpa	0.6-2.0 m	2	10-20 m	0.0 mm	Rugosa	No presenta	No alterada	Goteand
	ARENISCA	100-250 Mpa	200-600 mm	2	3-10 m	0.1-1.0 mm	Lig. Rugosa	Duro < 5 mm	No alterada	Mojado
II-A	CALIZA SILICIFICADA	100-250 Mpa	200-600 mm	2	10-20 m	0.1-1.0 mm	Lig. Rugosa	Duro < 5 mm	No alterada	Húmedo
	PIRITA MASIVA	100-250 Mpa	200-600 mm	2	>20 m	1.0-5.0 mm	Lig. Rugosa	Blando < 5 mm	Lig. Alterada	Húmedo
	MINERAL PIRITICO	100-250 Mpa	200-600 mm	2	3-10 m	0.1-1.0 mm	Lig. Rugosa	No presenta	Lig. Alterada	Húmedo
	SKARN	100-250 Mpa	60-200 mm	2	3-10 m	0.1-1.0 mm	Lig. Rugosa	Duro < 5 mm	Lig. Alterada	Húmedo
III-B	SKARN	50-100 Mpa	200-600 mm	3	10-20 m	1.0-5.0 mm	Lisa	Blando < 5 mm	Lig. Alterada	Húmedo
	LUTITA SILICIFICADA	50-100 Mpa	200-600 mm	3	>20 m	1.0-5.0 mm	Lisa	Blando < 5 mm	Lig. Alterada	Húmedo
	CALIZA	50-100 Mpa	60-200 mm	3	>20 m	1.0-5.0 mm	Lig. Rugosa	Duro < 5 mm	Lig. Alterada	Húmedo
IV	MINERAL EN SHIROJI	25-50 Mpa	60-200 mm	6	>20 m	>5.0 mm	Lig. Rugosa	Blando > 5 mm	Lig. Alterada	Húmedo
	MINERAL EN SKARN	25-50 Mpa	<60 mm	6	>20 m	0.1-1.0 mm	Lisa	Blando < 5 mm	Lig. Alterada	Húmedo
V	PIRITA POROSA	<25 MPa	<60 mm	9	3-10 m	<0.1 mm	Rugosa	Blando > 5 mm	Lig. Alterada	seco
	MINERAL EN SHIROJI	<25 MPa	<60 mm	9	>20 m	1.0-5.0 mm	Lisa	Blando > 5 mm	No alterada	Húmedo
	BRECHA	<25 MPa	<60 mm	9	3-10 m	0.0 mm	Lig. Rugosa	No presenta	No alterada	Húmedo
V	BRECHA	<25 MPa	<60 mm	TRITURADA	10-20 m	0.0 mm	Lig. Rugosa	Blando > 5 mm	Descompuesta	Húmedo

Cuadro N° 06: Criterios de identificación rápida de los diferentes tipos de macizo rocoso asociado al Sistema RMR, Mina Huanzalá.

DESCRIPCIÓN DE LA MASA ROCOSA - SISTEMA DE CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA "RMR" APLICADO A MINA HUANZALA						
MASA ROCOSA		RANGO "RMR"	DESCRIPCIÓN	EJEMPLOS DE LITOLOGIA	CARACTERÍSTICAS PARA LA IDENTIFICACIÓN	
TIPO	COLOR				RESISTENCIA	DISCONTINUIDADES
II		61 - 80	BUENA	PORFIDO CUARCIFERO, ARENISCA, PIRITA MASIVA, CALIZA SILICIFICADA	NO SE ROMPE CON LOS GOLPES DE LA PUNTA DE BARRETILLA. UNA MUESTRA TAMAÑO DE UN LADRILLO SE ROMPRE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA.	DE 2 A 4 DISCONTINUIDADES POR METRO. DISCONTINUIDAD CERRADAS (SIN RELLENO), DE 3 A 5m DE PERSISTENCIA.
		51 - 60	REGULAR "A"	LUTITA SILICIFICADA, PÓRFIDO CUARCÍFERO, MINERAL PIRITICO, SKARN.	NO SE ROMPE CON LOS GOLPES DE LA PUNTA DE BARRETILLA. UNA MUESTRA TAMAÑO DE UN LADRILLO SE ROMPRE CON VARIOS GOLPES DE PICOTA.	DE 5 A 8 DISCONTINUIDADES POR METRO. DISCONTINUIDAD LIGERAMENTE ABIERTAS (MENOS DE 1mm) SIN RELLENO O CON RELLENO DURO. OTROS: MAS DE 10 DISCONTINUIDADES CERRADAS POR METRO, ALTAMENTE PERSISTENTES.
III		41 - 50	REGULAR "B"	MINERAL EN SKARN, PORFIDO ALTERADO, CALIZA, PIRITA POROSA.	SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE LA PUNTA DE LA BARRETILLA. UNA MUESTRA TAMAÑO DE UN LADRILLO SE ROMPRE CON AL MENOS 3 ó 4 GOLPES CON LA PICOTA.	DE 6 A 10 DISCONTINUIDADES POR METRO. DISCONTINUIDAD LIGERAMENTE ABIERTAS (DE 1 A 5 mm) CON RELLENO BLANCO O GRIS. ESTRATOS MUY PERSISTENTES. OTRAS DISCONTINUIDADES CON RELLENO DURO POCO PERSISTENTES.
		31 - 40	MALA "A"	MINERAL EN SHIROJI, PIRITA POROSA, LUTITA.	SE ROMPE CON MAS DE UN GOLPE CON LA PUNTA DE LA BARRETILLA. UNA MUESTRA TAMAÑO DE UN LADRILLO SE ROMPRE CON 1 GOLPE FIRME DE LA PICOTA.	MAS DE 10 DISCONTINUIDADES POR METRO. DISCONTINUIDADES ABIERTAS (> 5mm) CON RELLENO BLANCO (PANIZO ó ARCILLA). ESTRATOS MUY PERSISTENTES Y CON PAREDES LISAS.
IV		21 - 30	MALA "B"	PIRITA POROSA, MINERAL EN SHIROJI, BRECHA.	LA PUNTA DE LA BARRETILLA ROMPE LA ROCA CON UN GOLPE O SE HUNDE LIGERAMENTE. LA PUNTA DE LA PICOTA SE HUNDE SUPERFICIALMENTE.	DISCONTINUIDADES MUY ABIERTAS, CON RELLENOS BLANCOS Y MUY PERSISTENTES. EN OTROS CASOS, NO PRESENTAN DISCONTINUIDADES, MATERIAL ALTERADO.
		0 - 20	MUY MALA	BRECHAS ALTERADAS	LA PUNTA DE LA BARRETILLA O PICOTA SE HUNDE PROFUNDAMENTE.	NO PRESENTAN DISCONTINUIDADES, MATERIAL GRANULADO FACILMENTE DISGREGABLE, MUY ALTERADO, SUELTO.

3.3. Zonificación geomecánica del macizo rocoso.

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas con características estructurales y mecánicas similares, debido a que los criterios de diseño y el análisis de los resultados serán válidos solo dentro de masas rocosas que presenten propiedades físicas y mecánicas similares. Por ello, es práctica común en el diseño de excavaciones subterráneas delimitar el área de estudio en zonas geomecánicas o dominios estructurales.

La zonificación geomecánica, considerando los aspectos litológicos y de calidad de la masa rocosa ha sido definida en el acápite anterior. Es decir, la calidad de la roca está muy relacionada al tipo litológico determinado. Así mismo, se han diferenciado los diferentes dominios estructurales de acuerdo a un color determinado, a continuación se muestran fotografías que ejemplifican a los 13

diferentes dominios estructurales (zonas de características geomecánicas similares) determinados.

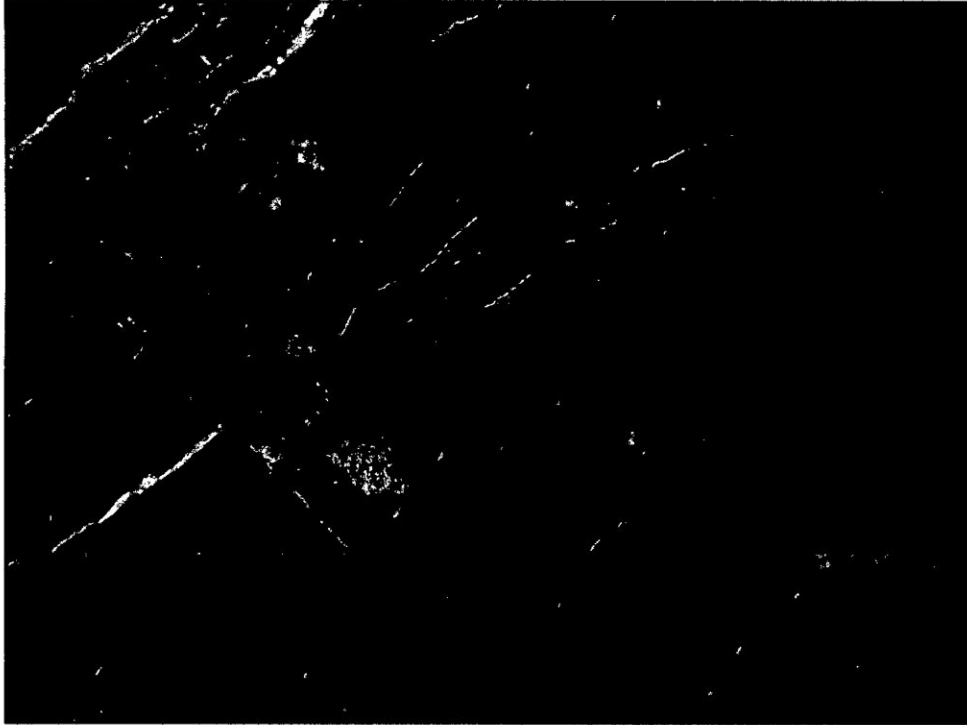
Fotografía N° 02: Arenisca: RMR aprox. 55 (49 – 63)



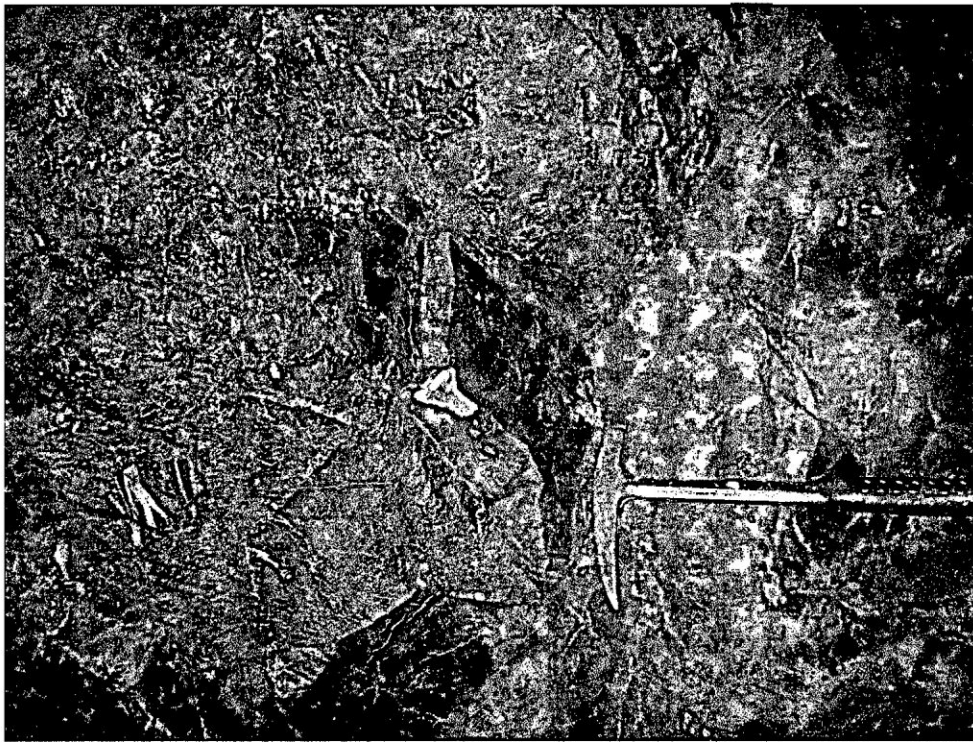
Fotografía N° 03: Brecha mineralizada: RMR aprox. 29 (26 – 47)



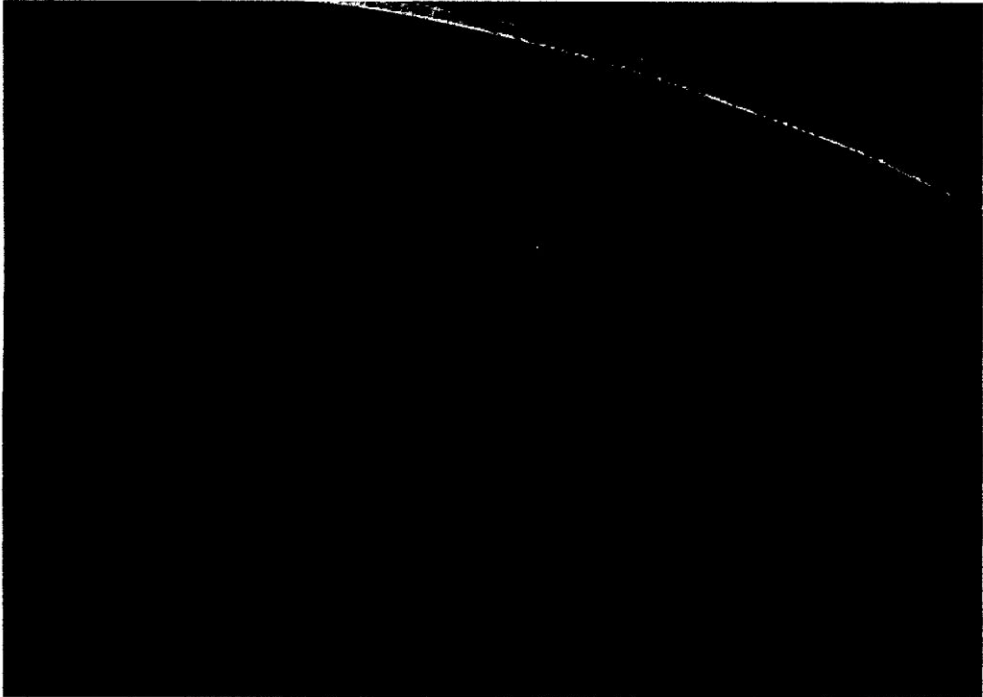
Fotografía N° 04: Caliza: RMR aprox: 48 (27 – 54)



Fotografía N° 05: Caliza silicificada: RMR aprox: 51 (46 – 60)



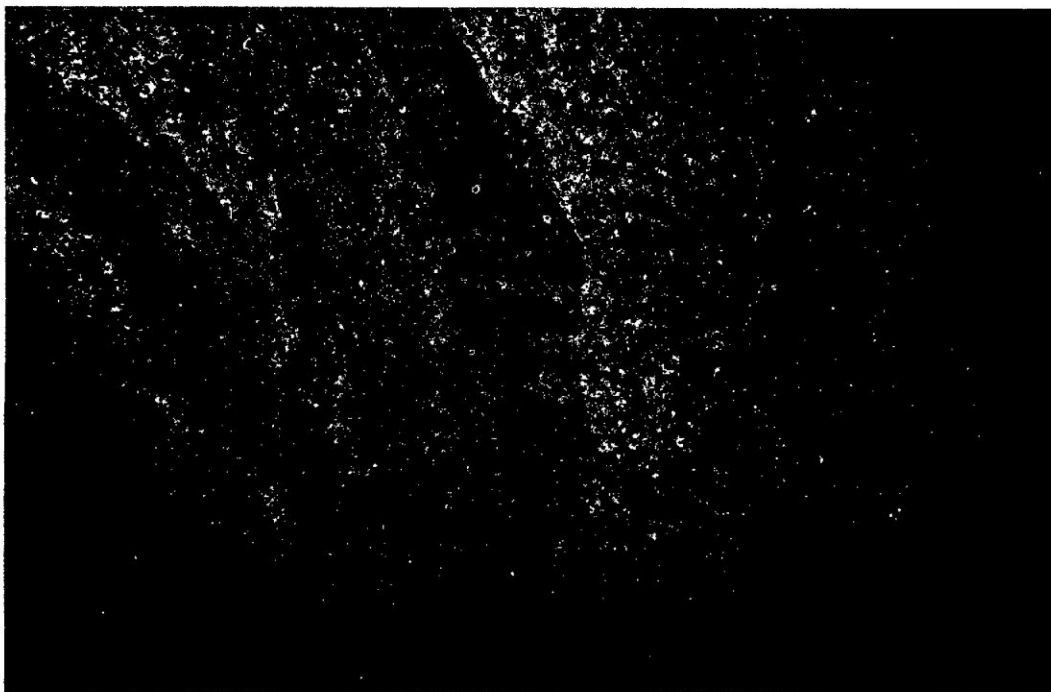
Fotografia N° 06: Lutita: RMR aprox. 43 (40 – 47)



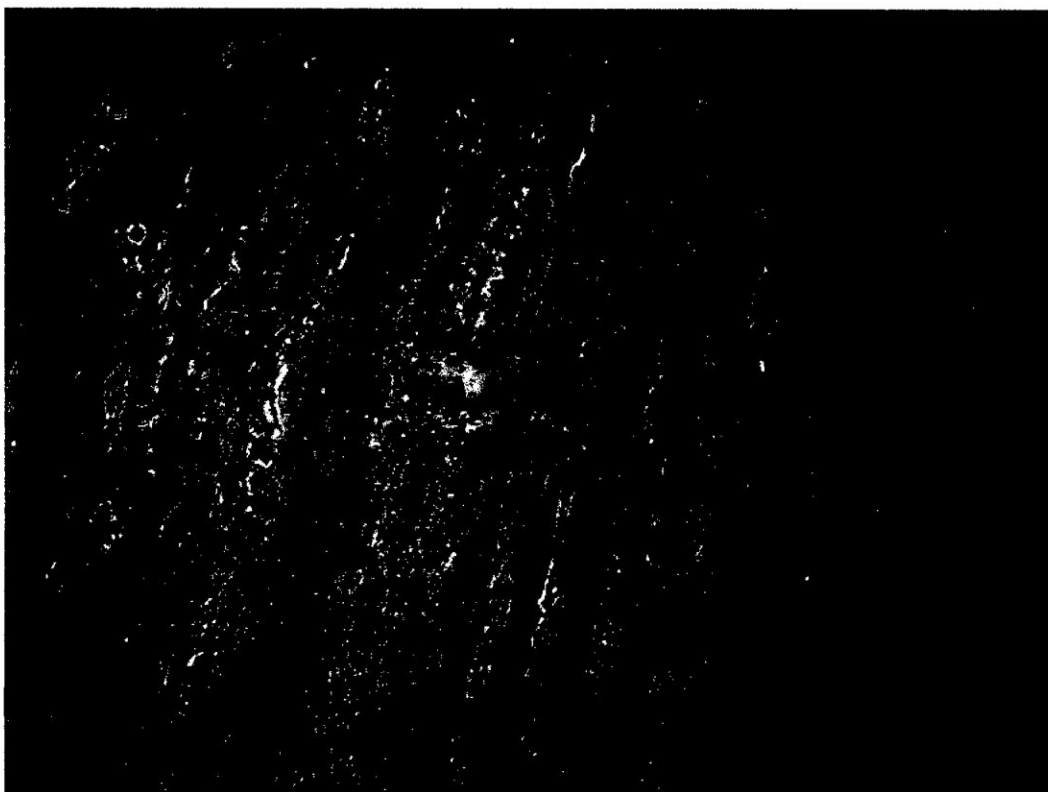
Fotografia N° 07: Lutitasilicificada: RMR aprox. 51 (46 – 60)



Fotografía N° 08: Mineral en Shiroji: RMR aprox. 40 (21 – 49)



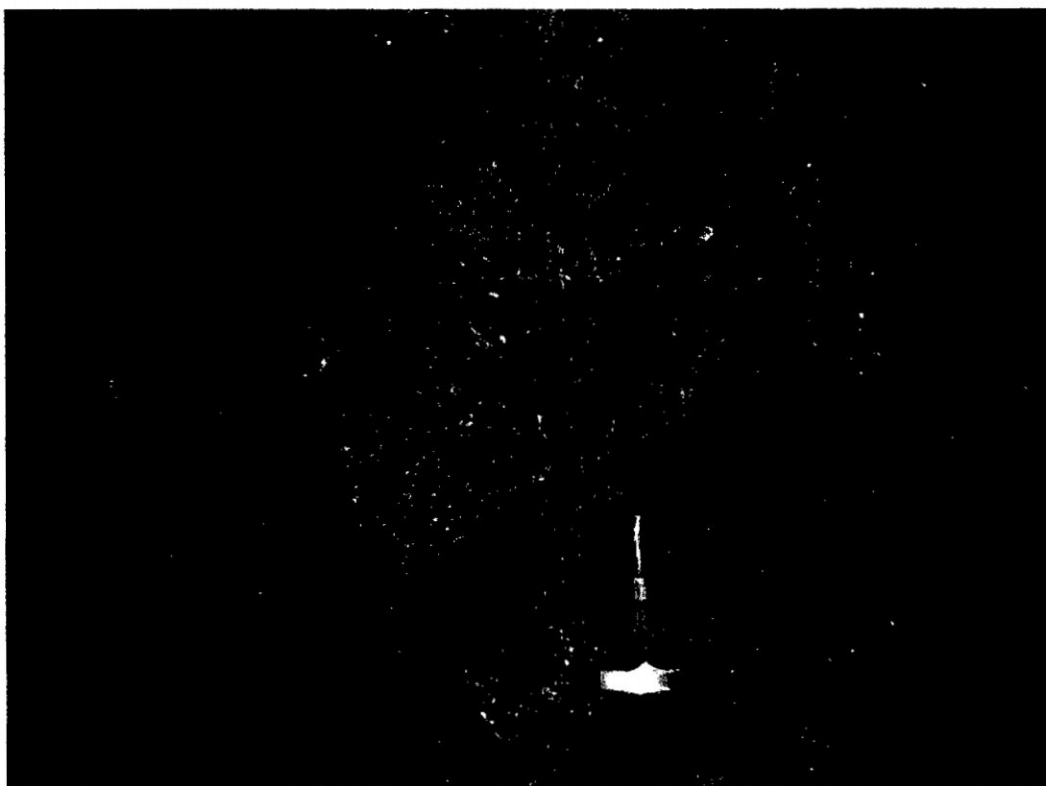
Fotografía N° 09: Mineral en Skarn: RMR aprox. 49 (35 – 57)



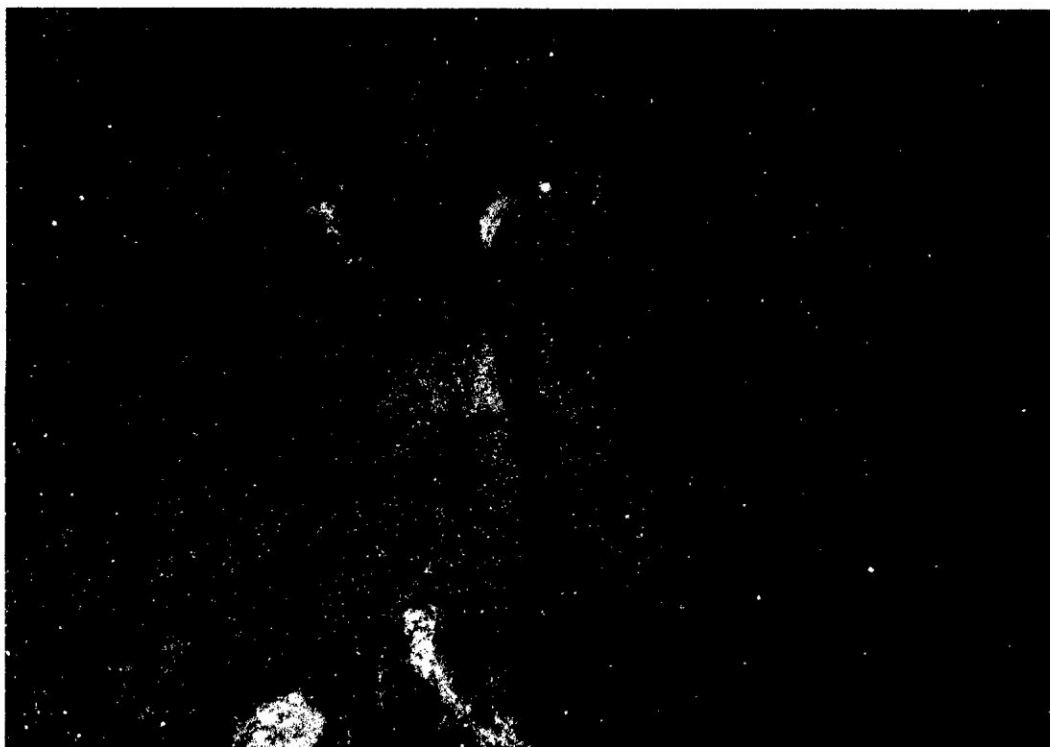
Fotografía N° 10: Mineral Pirítico: RMR aprox. 57 (47 – 73)



Fotografía N° 11: Pirita Masiva: RMR aprox. 61 (53 – 69)



Fotografía N° 12: Pirita Porosa: RMR aprox. 38 (22 – 50)



Fotografía N° 13: Pórfido cuarcífero: RMR aprox. 61 (45 – 82)



Fotografía N° 14: Skarn: RMR aprox. 53 (40 – 68)



3.4. Resistencia de la roca.

3.4.1. Resistencia de la Roca Intacta.

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento mecánico de la masa rocosa es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_{ci}) o denominada también resistencia compresiva simple o uniaxial.

Los valores de σ_{ci} fueron estimados mediante los siguientes procedimientos:

- ✓ Índices de campo, ensayos de golpe con el martillo de geólogo (picota), especificadas según normas de la ISRM, dichos ensayos, fueron efectuados durante el mapeo y caracterización geomecánica de afloramientos rocosos en las labores.
- ✓ Ensayos de impacto no destructivos con el martillo Schmidt (o esclerómetro de Shore) Tipo L, realizados sobre la superficie rocosa en las exposiciones rocosas subterráneas.

- ✓ Los ensayos antes enunciados se realizaron para los diferentes dominios estructurales en la mina.
- ✓ Si bien, los valores obtenidos con el martillo Schmidt son de menor precisión que un ensayo de laboratorio, debido a la gran cantidad de ensayos ejecutados in-situ, en los diferentes tipos de roca de las diferentes zonas de la mina, se obtiene un valor más representativo de toda el área motivo de estudio. Los resultados de la estimación se evidencian en el Tabla N° 06.

Tabla N° 06: resultados de estimación de la resistencia compresiva de la roca intacta mediante el martillo Schmidt.

Litología	Rango σ_{ci} MPa	Promedio σ_{ci} MPa	mi
<i>Arenisca</i>	94.79 – 140	122.26	17
<i>Caliza</i>	34.96 – 107.91	68.55	8
<i>Caliza Silicificada</i>	121	121	12
<i>Lutita</i>	33.99 – 68.64	49.74	6
<i>Lutita Silicificada</i>	87.13 – 145.34	104.63	8
<i>Mineral en Shiroji</i>	13.26	13.26	4
<i>Mineral en Skarn</i>	96.84 – 144.53	116.26	10
<i>Mineral Pirítico</i>	90.25 – 137	113.63	12
<i>Pirita Masiva</i>	86.04 – 178.35	124.35	12
<i>Pirita Porosa</i>	18.58 – 22.62	20.6	4
<i>Pórfido Cuarzifero</i>	98.17 – 193.76	138.91	20
<i>Skarn</i>	68.14 – 126	86.8	12
<i>Brechas</i>	5.0	5.0	4

Los valores m_i , constante de roca de Hoek et al., que indican el grado de cohesión entre partículas.

3.4.2. Resistencia de las Discontinuidades.

También es importante conocer, desde el punto de vista de la estabilidad controlada por el arreglo estructural de la masa rocosa, la resistencia al corte de

las discontinuidades, ya que éstas constituyen superficies de debilidad de la masa rocosa y por tanto planos potenciales de falla.

Tabla N° 07: Resultados del análisis mediante el criterio de Barton-Bandis.

Litología	ϕ_R^1	JRC^2	JCS^3 (MPa)	C^4 (MPa)	ϕ^5 (°)
<i>Arenisca</i>	29	1	122.6	0.025	30.15
<i>Caliza</i>	34.5	1	68.5	0.030	35.38
<i>Lutita</i>	27	1	49.74	0.023	27.77
<i>Lutita Silicificada</i>	27	1	104.63	0.023	28.09
<i>Pirita Masiva</i>	36	1	124.35	0.031	37.13
<i>Pórfido Cuarzifero</i>	31	3	138.91	0.027	32.20

La resistencia al corte en este caso, está regida por los parámetros de fricción y cohesión de los criterios de falla Mohr-Coulomb. Para determinar el valor de estos parámetros es necesario realizar ensayos de resistencia al corte de las discontinuidades para los diferentes dominios litológicos; sin embargo, dichos valores se han estimado mediante el programa Rock Data de Rockscience inc. (2007), utilizando el criterio de Barton-Bandis, de acuerdo a las características de los diferentes tipos de roca en las cuales puede darse la ocurrencia potencial de fallas con control estructural, cabe resaltar que se está aplicando al caso de túneles (excavaciones subterráneas) y se está asumiendo una profundidad de 400.0 m.

3.4.3. Resistencia del macizo rocoso.

Para estimar los parámetros de resistencia de la masa rocosa, se utilizó el criterio de falla Generalizado de Hoek & Brown (2002, 2006), con el programa ROCLAB de Rocscience Inc. (2007). Para ello, se tomaron los valores más representativos de calidad de la masa rocosa reflejados en el valor del índice GSI, resistencia compresiva uniaxial y la constante “mi” de la roca intacta,

¹ ϕ_R = ángulo de fricción residual

² JRC = coeficiente de rugosidad de la discontinuidad

³ JCS = resistencia a la compresión de las paredes de la discontinuidad.

⁴ C = Cohesión (mohr-coulomb)

⁵ ϕ = ángulo de fricción (mohr-coulomb)

estimados en el presente estudio. El módulo de Poisson μ , corresponde a valores típicos para este tipo de rocas y el módulo de deformación E, fue determinado con el criterio de Hoek – Carranza-Torres -Corkum.

Asimismo, el minado involucra el uso de relleno detrítico cuyas propiedades de densidad son 2.0 g/cm³, Módulo de deformación igual 150 MPa, el valor de la cohesiónes cero y el ángulo de fricción de 32°. Estos datos de acuerdo a información recopilada con trabajos de relleno detrítico en otras minas.

En el Tabla N° 08, se presenta un resumen de las características de resistencia y deformabilidad de la masa rocosa para los diferentes dominios estructurales.

Tabla N° 08: Propiedades de la Resistencia de la masa rocosa

ROCA	GSI ⁶	σ_{cmr} MPa	Peso Especifi co Tn/m ³	m_{mr}	s_{mr}	a_{mr}	E_{mr} MPa	μ
<i>Arenisca</i>	56	25.356	2.7	2.384	0.0035	0.504	11300.30	0.34
<i>Caliza</i>	49	8.250	2.7	0.821	0.0014	0.506	6253.08	0.29
<i>Caliza Silicificada</i>	58	22.372	2.7	1.840	0.0046	0.503	12679.15	0.36
<i>Lutita</i>	44	4.550	2.7	0.493	0.0008	0.509	3994.32	0.26
<i>LutitaSilicificada</i>	51	13.280	2.7	0.898	0.0019	0.505	8474.03	0.31
<i>Mineral en Shiroji</i>	41	0.915	3.1	0.287	0.0005	0.511	1735.25	0.23
<i>Mineral en Skam</i>	49	15.588	3.4	1.026	0.0014	0.506	7552.49	0.30
<i>Mineral Pirítico</i>	58	21.009	3.7	1.840	0.0046	0.503	12679.15	0.36
<i>Pirita Masiva</i>	63	26.264	2.8	2.300	0.0087	0.502	16907.91	0.40
<i>Pirita Porosa</i>	38	1.302	2.8	0.251	0.0004	0.513	1819.80	0.23
<i>Pórfido Cuarcífero</i>	61	35.322	2.7	3.507	0.0067	0.503	15069.19	0.38
<i>Skam</i>	53	14.099	2.7	1.472	0.0024	0.505	8858.29	0.32
<i>Brechas</i>	31	0.203	3.1	0.184	0.0001	0.521	535.94	0.21

Plano N° 03: Zonificación geomecánica.

⁶GSI = RMR_{89(SECO)} - 5

IV. RECUPERACIÓN DE PUENTES MEDIANTE TALADROS LARGOS EN LOS TAJEOS DE EXPLOTACIÓN.

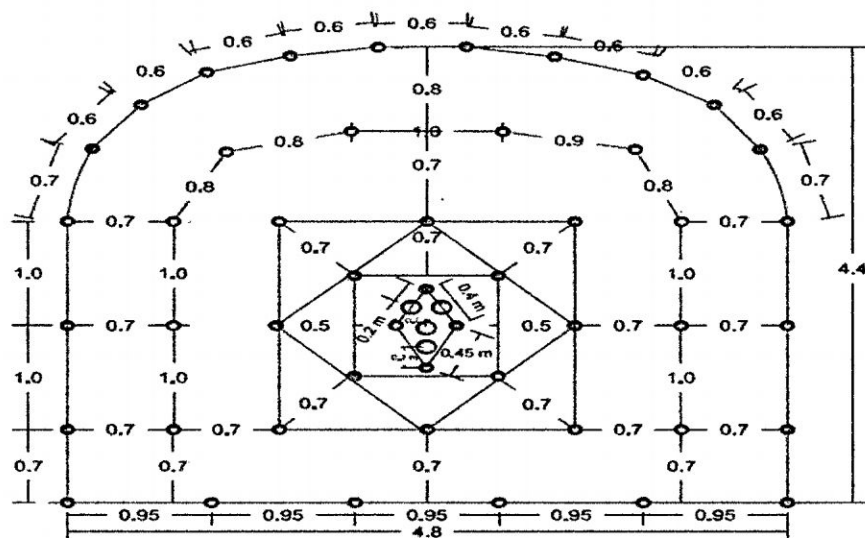
4.1. Operaciones unitarias.

4.1.1. En frentes de desarrollo y preparaciones

- ✓ **Perforación:** La actividad de perforación de avance y de tajeo se realizara con jumbos electrohidráulicos marca Tamrock con barra de 12' y/o Boomer con barras de 14' de longitud y brocas de 45" o 51" de Ø, (Anexo 02).

En rampas principales como son la zona de profundización las secciones de los frentes, son 5.0mt x 4.0mt, en las labores de la zona alta y la zona intermedia las secciones de las labores son de 3.5mt x 4.0mt.

Figura N° 13: Malla de perforación y voladura en frentes de avance.



- ✓ **Voladura:** Para la voladura en tajeos y avances se está usando ANFO, EMULSION y como accesorios de voladura: fulminante FANEL no eléctrico de período corto para tajeos y periodo largo en los avances, guías de seguridad, cordón detonante (pentacord3P).El carguío se realiza con equipo Anfotruck, (Anexo 03) que tiene una capacidad de porongo de 150 Kg de explosivo (ANFO).
- ✓ **La limpieza, acarreo y transporte:** Se realiza mediante equipos Scooptrams (CAT R1600G y Atlas Copco ST 1000 de 6.2 yd³), desde las labores de explotación hasta las cámaras de carguío y chimeneas de transferencia (ore pass). El desmonte de los frentes de avance es depositado en las cámaras de acumulación para luego ser llevados a los tajos para el respectivo relleno. El transporte de mineral se realiza mediante locomotoras (línea trolley) sobre rieles con carros de 12Tn de capacidad, extraídos por el nivel 3810. Así mismo, volquetes de 25 Tn, desde las cámaras de carguío hasta las canchas de acumulación de mineral en planta concentradora.

Tabla N° 09: Rendimiento del Scooptrams CAT R1600G, en el carguío a los volquetes.

RENDIMIENTO DEL SISTEMA LHD (R1600G)- VOLQUETES (Nominal)	
C_b: Capacidad del Balde del LHD (m ³).	4.8
μ: Densidad in situ (ton/m ³)	2.6
ψ: Esponjamiento.	30.00%
F_{II}: Factor de llenado del balde.	80.00%
C_{LHD}: Capacidad del LHD (toneladas) = $C_b \times F_{II} \times \mu / (1 + \psi)$	7.68
C_C: Capacidad del camión (toneladas).	26
NL: Número de ciclos para llenar el Volquete = C_C / C_{LHD}	3.385
NP: Número de paladas para llenar el Volquete = Entero (C_C / C_{LHD})	3
F_{IIIC}: Factor de llenado de la tolva del Volquete = $NP \times C_{LHD} / C_C$	0.89
T₁: Tiempo de carga del LHD (minutos).	2
T₂: Tiempo de descarga del LHD (minutos).	1.2
T₃: Tiempo de viaje total del LHD (minutos) = $(D_i / V_c + D_v / V_v) \times 60$	2.02
T₄: Tiempo de maniobras del LHD (minutos).	1

Tiempo de llenado o carga del Volquete = $T_{C1} = NL \times (T_1 + T_2 + T_3 + T_4)$ (minutos)	21.0547
D_{ci} : Distancia de viaje del volquete cargado hacia el punto de descarga (kilómetros).	2.5
V_{cc} : Velocidad del volquete cargado hacia el punto de descarga (kilómetros por hora).	10
D_{cv} : Distancia de viaje del volquete vacío o hacia la frente de trabajo (kilómetros).	2.5
V_{cc} : Velocidad del volquete vacío (kilómetros por hora).	20
T_{C1} : Tiempo de carga del volquete (minutos).	8
T_{C2} : Tiempo de descarga del volquete (minutos).	1.5
T_{C3} : Tiempo de viaje total del volquete (minutos) = $(D_{ci} / V_{cc} + D_{cv} / V_{cv}) \times 60$	22.5
T_{C4} : Tiempo de maniobras del volquete (minutos).	14
Rendimiento del Volquete = $R_C = NP \times C_{LHD} \times 60 / (T_{C1} + T_{C2} + T_{C3} + T_{C4})$ (Tn/h)	30.05
Rendimiento Por Turno = $RT=RC \times HEF$ (Toneladas/ Turno)	183.305
Rendimiento Por Día = $RD=RT \times TDp$ (Toneladas / Día)	366.61

✓ **Sostenimiento:** Se realiza con equipo electro-hidráulico Robolt, actualmente, en Huanzalá se cuenta con 04 equipos, uno de ellos, con el sistema de inyección neumática de cartuchos de cemento. La instalación de la barra de acero helicoidal, se realiza mediante la confinación en el taladro con lechada o cartuchos de cemento, es un perno que trabaja sin tensionar y únicamente funcionan por adherencia con las paredes del taladro perforado a lo largo de la longitud completa del elemento de refuerzo. La dimensión del taladro para la instalación del perno debe ser:

- Diámetro del Taladro: 34 a 39 mm, en Huanzalá el diámetro es de 38 mm.
- Longitud del Taladro: 2.05 a 2.15 m.
- Los cartuchos de cemento “aguiluc”, poseen un enmallado de alambre dentro de su estructura, que durante la instalación tiene un efecto de resorte evitando de esta manera la caída del cartucho, además de comportarse como una fibra metálica en el mortero.

- ✓ El refuerzo con shotcrete (concreto lanzado) en Huanzalá se realiza mediante Vía Húmeda “mecanizado”. El lanzado con un equipo autónomo “spraymec” y el transporte de la mezcla con mixers.

4.2. Criterios empleados para la selección de un método de explotación.

Diseñar el sistema de explotación de mineral que sea el más adecuado bajo las condiciones reales del yacimiento. El método debe ser factible de aplicar técnica y económicamente, teniendo en cuenta además las normas y consideraciones de seguridad y medio ambientales.

Qué debe garantizar el método de minado.

- ✓ una alta productividad.
- ✓ un alto porcentaje de extracción de mineral.
- ✓ condiciones seguras y ambientales para el personal y todos los recursos que se emplean

- ✓ rentabilidad de acuerdo al interés de los accionistas.

4.2.1. Consideraciones generales.

a) Ritmo de explotación.

Una vez determinado las reservas de mineral, de acuerdo a la política de la empresa y los accionistas se harán escenarios para determinar el ritmo de explotación de la mina, esto influirá en el método de minado a adoptar, a determinar el nivel de inversiones y el costo de operación. Tomada la decisión del ritmo de explotación, será complicado cambiar u adoptar otros métodos de minado, así como hacer cambios sustanciales en el ritmo de explotación.

Para seleccionar un método de minado, se puede recurrir a la experiencia y rápidamente determinar uno o dos posibles métodos de explotación o excluir otros que no se adecuen a las características del yacimiento. Luego se adecua el método a las particularidades del yacimiento.

b) Accesos principales.

Influirán en el acceso de personal, equipamiento y servicios de la mina, así como para el diseño de la extracción principal de mineral. Estos accesos dependerán de las particularidades del yacimiento y su ubicación espacial (rampas principales, inclinados, piques, chimeneas, galerías de extracción, etc.)

c) Estudios para las aberturas y diseño del método.

Es preferible hacer trabajos subterráneos para hacer estudios definitivos geomecánicos para determinar las calidades de roca, las que influirán en la determinación del tamaño de aberturas, tipo de sostenimiento y por consiguiente en la adopción del método de minado. No es recomendable tomar una decisión sólo con un estudio preliminar.

d) Buzamiento.

El buzamiento de un cuerpo mineralizado tiene una fuerte influencia en la selección del método de minado. Dependiendo de este buzamiento podemos clasificar al yacimiento en:

Horizontal: 0 a 20° Cámaras y pilares

Intermedio: 20° a 50° Difícil definir un método

Parado: 50° a 90° Que aprovecha gravedad

Más de 50°, aprovechar el flujo de carga por gravedad. El buzamiento influenciará al tipo de equipo a emplearse en el método de minado.

e) Resistencia de la roca.

Estas caracterizaciones deberán estar bien determinadas: compresión uniaxial, % de recuperación, RQD, RMR, etc., con lo cual se determinará un plano geomecánico del yacimiento a explotar y será un factor fundamental para la selección del método de minado.

f) Límites de abertura.

El estudio de mecánica de rocas determinará las dimensiones máximas de las aberturas a construirse, ya sea con o sin sostenimiento artificial. Este factor tendrá marcada influencia en la productividad del método de minado a seleccionarse. También sirve para determinar las mejores condiciones de seguridad para el personal que trabajará en esas aberturas.

g) Productividad y tecnología.

En los últimos tiempos la productividad se ha incrementado por la mejora tecnológica de los equipos de minería subterránea que han ido reemplazando el trabajo manual.

1) Consideraciones del equipo

Su capacidad se relaciona con el tamaño del equipo (es ventajoso seleccionar el equipo de mayor dimensión. Consideraciones de utilización efectiva del equipo

2) Consideraciones de mina. Factores de utilización. Operar las máquinas con pocas interrupciones y de poco tiempo. Esto estará en función al método de minado a emplearse. Flexibilidad de movilizar el equipo de un taje a otro.

3) Consideraciones de eficiencia. Se medirán en toneladas producidas por hombre-guardia.

4.3. Aplicación de la técnica de taladros largos en la recuperación de puentes de mineral.

La técnica con taladros largos nos va permitir una alta productividad, reduciendo los costos de minado y mejorando los índices de seguridad.

4.3.1. Condiciones de aplicación.

Es una técnica de minado de alta producción, se aplica cuando el mineral y la roca encajonantes son competentes, el ángulo de buzamiento mayor a 60°, generalmente se aplica en yacimientos verticales con formas y dimensiones regulares. Donde el mineral es arrancado a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales.

Ventajas:

- ✓ Método económico (menor costo de operación).
- ✓ Alta productividad (gran volumen de producción).
- ✓ No se requiere sostenimiento (Sostenimiento solo en la construcción del acceso).
- ✓ Las labores de preparación se realizan mayormente en mineral.

Desventajas:

- ✓ Mayor preparación en función a los sub niveles.
- ✓ Dilución debido a las irregularidades de la estructura mineralizada.
- ✓ Voladura secundaria frecuente (10% a 15% de bancos).
- ✓ Grandes cavidades vacías hasta concluir el relleno.

4.3.2. Condiciones requeridas por la técnica

Para que la técnica sea eficiente y satisfactoria debe cumplir ciertas condiciones ya que sin estas condiciones el resultado puede ser de baja eficiencia.

- ✓ Límites del yacimiento claramente definidos.
- ✓ Forma regular del yacimiento
- ✓ Con buzamiento que excedan el Angulo de reposo.
- ✓ Cajas estables.
- ✓ Disponibilidad de relleno.

4.3.3. Limitaciones de la técnica de explotación.

- ✓ Estructuras irregulares.
- ✓ Cajas de la estructura deleznable.

4.3.4. Problemas a controlar.

- ✓ Desviación de los taladros.
- ✓ Dilución.
- ✓ Vibración.
- ✓ Ventilación.

4.4. Operaciones unitarias en la técnica de taladros largos.

La preparación Para este método, consiste en disponer de un acceso principal denominado rampa principal de acceso, diseñar y ejecutar un acceso en venta, con la finalidad de delimitar la veta, con una sección de 4.0 m. x 4.0 m a lo largo de la estructura mineralizada y además construir un acceso por un nivel superior al tajo cuya finalidad es de acceso para rellenar.

- ✓ En la galería de base del tajo a realizar, antes de la perforación se lanza shotcrete, con un espesor de 5 centímetros, para poder minar adecuadamente y no tener inconveniencias en el carguío de los

siguientes paneles, en la tabla 10 se especifica la dosificación de materiales para el shotcrete

Tabla N° 10: dosificación de materiales para Shotcrete.

DISEÑO DE SHOTCRETE - HUANZALÁ, RESISTENCIA FINAL 280 Kg/cm² (28 días)

DISEÑO DE 1.0 METRO CÚBICO DE SHOTCRETE RELACIÓN A/C = 0.45 (10 BOLSAS DE CEMENTO)

COMPONENTES	CANTIDAD AGREGADO SECO	CANTIDAD 5% HUMEDAD	UNIDAD
Cemento	425	425	Kilogramos
Agua	51	43	Galones
Agregado Cantera	820	861	Kilogramos
Agregado Chancado	820	861	Kilogramos
Fibra Metálica	20	20	Kilogramos

4.4.1. Ciclo de minado.

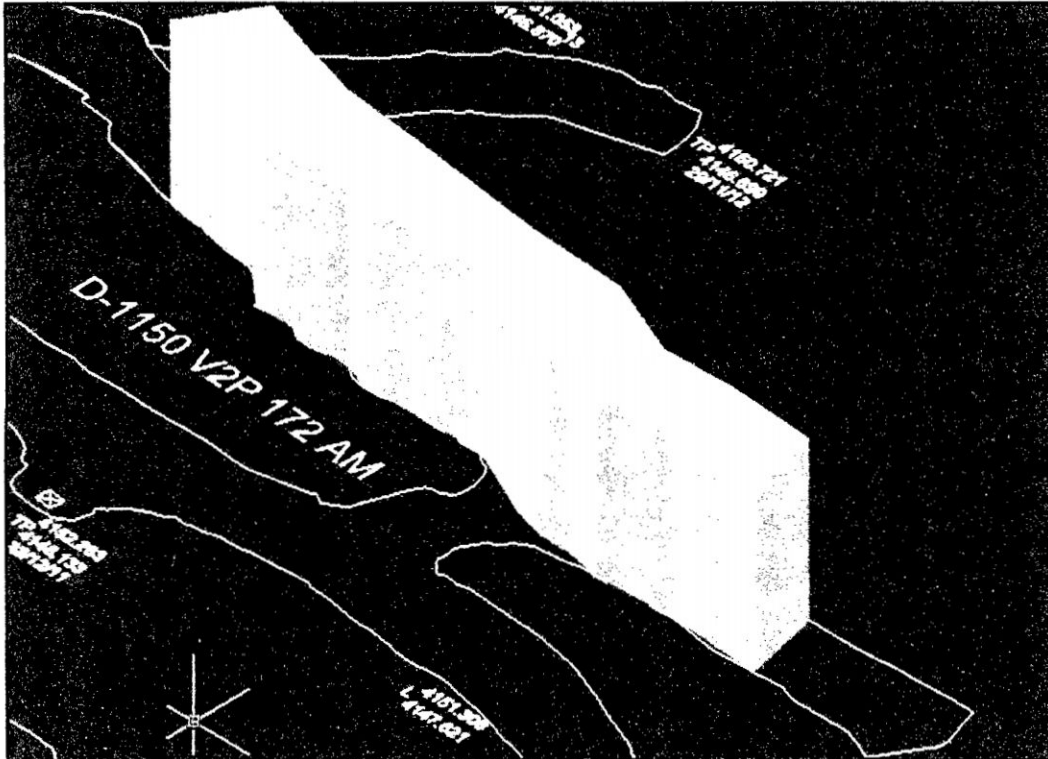
Para el estudio, se ha elegido la labor **D1150 V2T**.

4.4.2. Perforación y voladura.

La perforación se realiza con el Simba S7D, que es un equipo muy versátil para la perforación en ángulos de 0° a 360°, actualmente en la Mina Huanzalá se están perforando taladros verticales positivos (realce), para la recuperación de puentes, los cuales varían desde los 10 metros hasta los 18 metros.

El D1150V2P, tiene como ancho de minado de 5 metros aproximados y una longitud de 53 metros, en el cual se realizara la recuperación por técnica de taladros largos.

Figura N° 14: D1150V2P

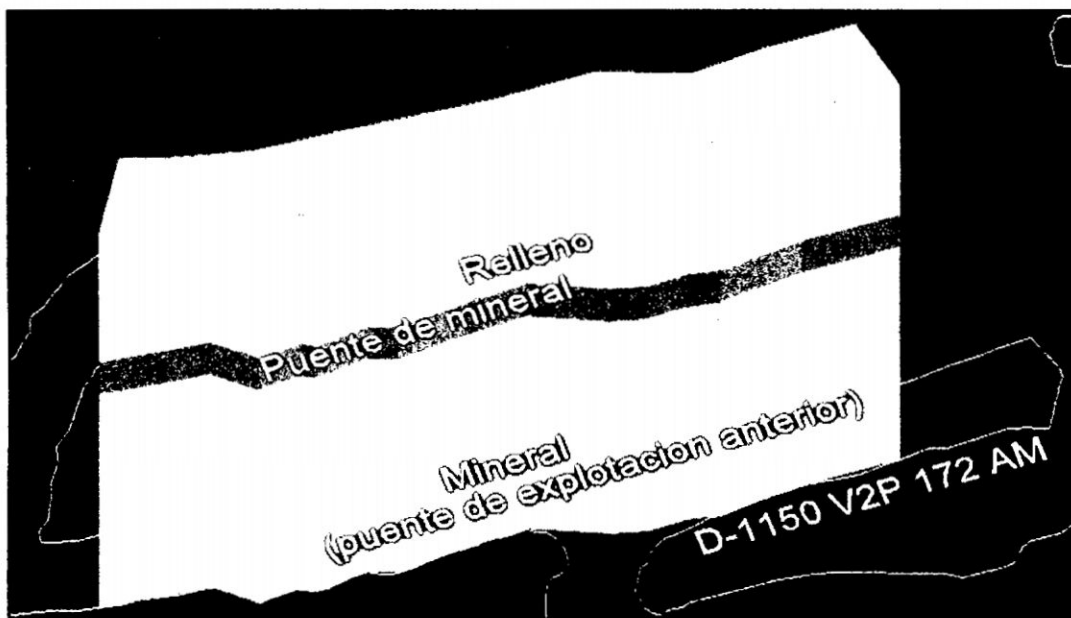


Longitud de mineral es de 53 metros, potencia de 5 metros y una altura de mineral de 13.20 metros.

El mineral a recuperar en la parte alta, generalmente son labores donde se encuentran rellenas, por lo cual es difícil realizar la recuperación, en tal sentido se recupera el mineral solo un 90%, dejando como puente de mineral entre el relleno existente y el mineral, que generalmente es de 2 metros, el cual no se podrá recuperar por otros métodos.

Con el corte y relleno ascendente que se estaba empleando para la recuperación de los minerales, se tenía una recuperación de 60% del mineral debido a que el último corte a realizar, no era factible debido a la inestabilidad de la labor y exponer al personal que realizaba los trabajos.

Figura N° 15: Geometría del diseño de recuperación del mineral.



Características del Simba S7D:

- Modelo: Simba S7D
- Peso del equipo: 7900 kg
- Altura de traslado de equipo: 3.0 m
- Altura de perforación: 3.80 m
- Ancho de galería de transporte: 3.0 m
- Longitud de barra: 1.5 m
- N° de barras de carrusel: 8 barras
- Diámetro de perforación: 64 mm.
- Medidor digital de ángulos : mide todos los ángulos
- Perforadora: COP-1238 ME
- Peso de perforadora: 151 kg

Fotografía N° 15: Equipo de perforación de taladros largos (Simba S1D)



Fotografía N° 16: Simba S1D, en plena perforación.



Fotografía N° 17: Taladros perforados.



Fotografía N° 18: Entubado de taladros perforados.



Para una mejor forma de llevar la perforación se elaboran planos de perforación que son entregados a los operadores de cada guardia, indicando los números de taladros para cada sección, inclinación y longitudes de taladros.

Tabla N° 11: Rendimiento nominal del Simba S7D.

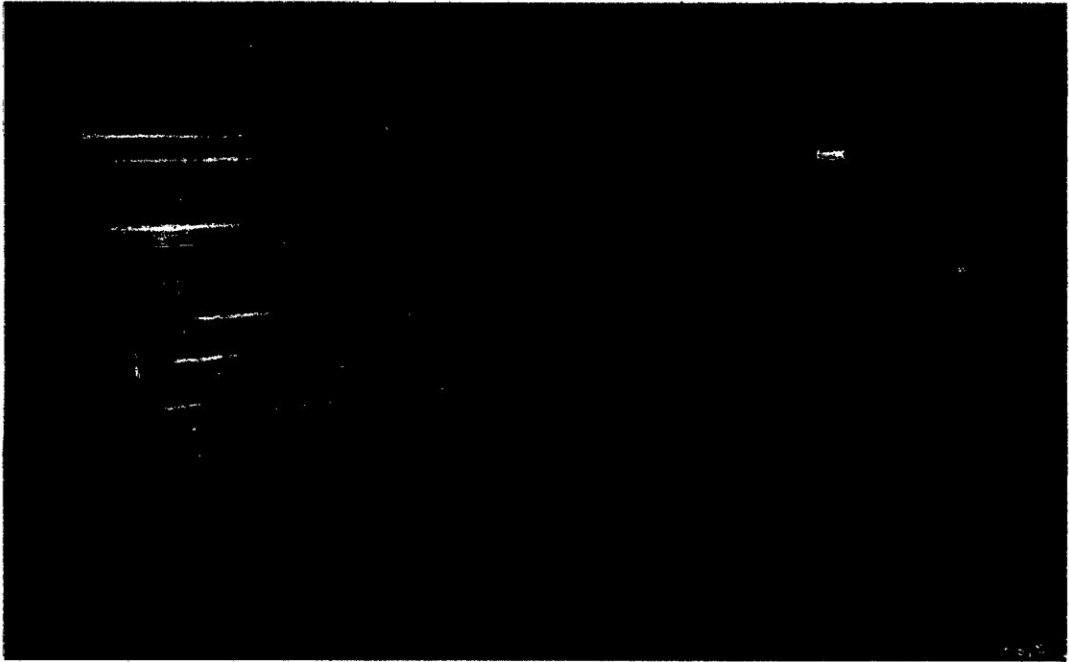
N° de taladros efectivos por guardia	39 Tal./Gd
Eficiencia de Equipo	81.25%
Taladros perforados efectivos por hora	6 Tal/Hr
Rendimiento Horario del Equipo	43.2 m/Hr
Velocidad penetración	141.7 Pies/Hr
Ciclo de perforación por taladro	1.75 m/min.
	10.54 min/Tal.

Para la labor en estudio el rendimiento del Simba es de 5 taladros por hora, realizando un total de 20 taladros por guardia.

Tabla N° 12: Parámetros de perforación.

Longitud de barra	5.0 pies	
Diámetro de broca	64.0 mm	
Diámetro de rimado	102.0mm	
Longitud de taladros de arranque	7.2 m	
Longitud de taladros de producción	7.2 m	
Tipo de Perforación	Realce	
Malla		
Arranque	Burden	0.4m
	Espaciamiento	1.0m
Producción	Burden	1.6m
	Espaciamiento	1.5m
Angulo de inclinación de taladros	87°	

Fotografía N°19: carrusel del Simba S1D.



Diseño de Mallas de Perforación y voladura

Para el diseño de las mallas de perforación en taladros largos se tienen las siguientes consideraciones técnicas:

Tabla N° 13: Indicadores.

Diámetro de perforación (mm)	64
Densidad de explosivo (g/cm ³)	0.85
Peso específico de mineral (g/cm ³)	3.2
Diámetro del explosivo (mm)	64

Cantidad de carga (Kg/m) = densidad del explosivo x $De^2 \times 0.507$

Dónde:

De: diámetro de perforación en pulgadas (64mm = 2.52’’).

$$\text{Carga (Kg/m)} = 0.85 \times 2.522 \times 0.507$$

$$\text{Carga (Kg/m)} = 2.74$$

Para calcular el Burden se empleó la fórmula matemática de Konya

$$B = 0.012 \left(\frac{2 \times S_{Ge}}{S_{Gr}} + 1.5 \right) \times D_e$$

Dónde:

B : Burden (m).

S_{Ge} : densidad del explosivo (g/cm³)

S_{Gr} : densidad de la roca (g/cm³)

D_e : diámetros del explosivo (mm)

Reemplazando en la ecuación se obtiene un Burden de 1.60 metros.

Según Konya E = B.

Entonces se tiene que el espaciamiento es de 1.60 metros.

$$T = 0.7 \times B \text{ (distancia del taco)}$$

$$T = 1.12 \text{ metros}$$

El resultado obtenido con la ecuación de Konya, estos parámetros serán ajustados con las pruebas realizadas.

La longitud de carguío será igual a la diferencia del taco y cebo, resultando:

$$\text{Long. Carguío (m)} = 7.20 - (1.00 + 0.2) = 6.00 \text{m.}$$

Tabla N° 14: Geometría de perforación.

Burden (m)	1.60
Espaciamiento (m)	1.50
Taco (m)	1.00
Carga (Kg/m)	2.74
Carga (Kg/tal.)	16.44

Para la voladura, se emplea el Anfotruck que es un equipo eléctrico que tiene incorporado una compresora, tiene un porongo de capacidad es de 25 Kg de anfo. Los disparos se inician en retirada, efectuando el primer disparo de la cara libre, posteriormente se realizan los disparos por secciones, cada sección tiene 5 filas.

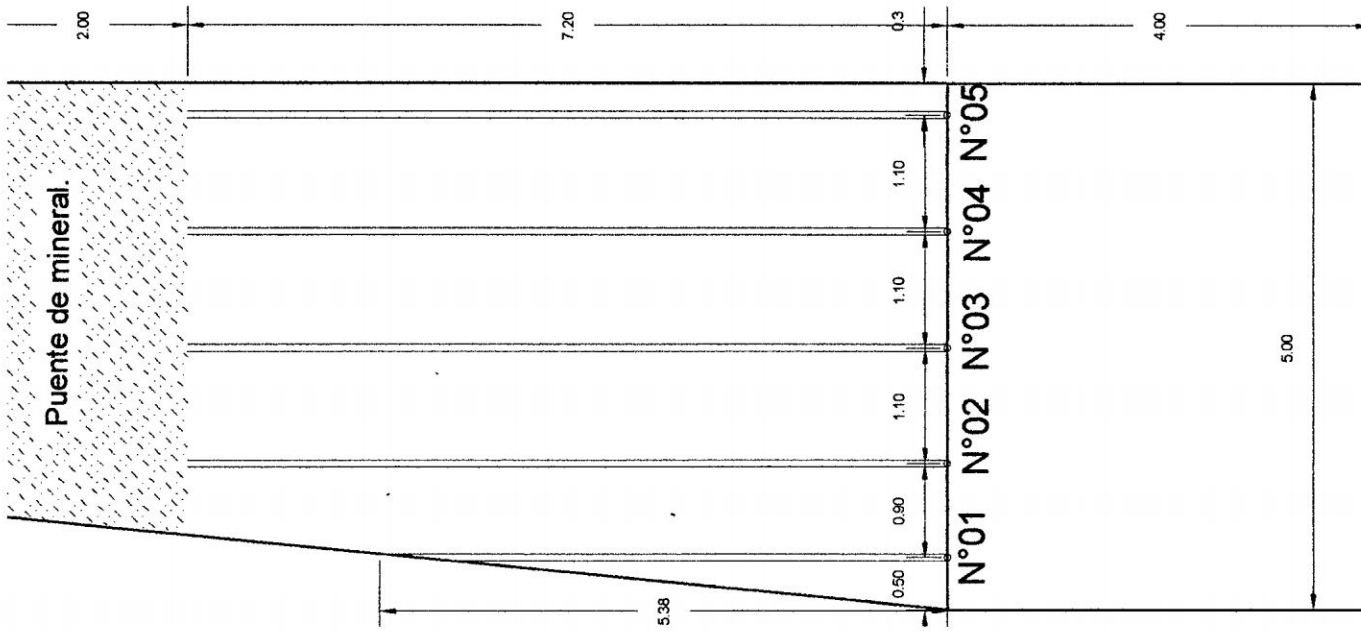
Según la prueba realizada, la malla de perforación y voladura para realce, se ha venido ajustando, hasta llegar a una malla adecuada, donde:

Burden = 1.25 Mt.

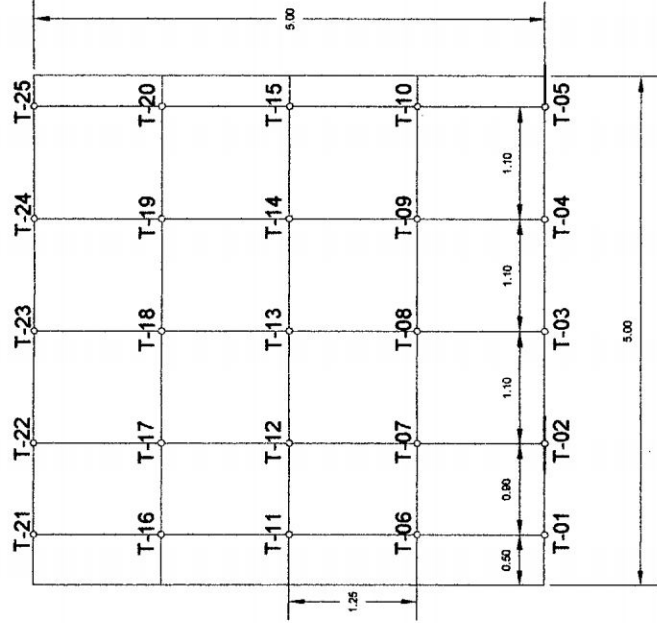
Espaciamiento = 1.25 Mt.

En los planos que a continuación se muestran, se indican las especificaciones de perforación y carguío, como indican los planos:

Planos N° (04,05,06,07,08,09,10,11,12,13,14 y 15) respectivamente.

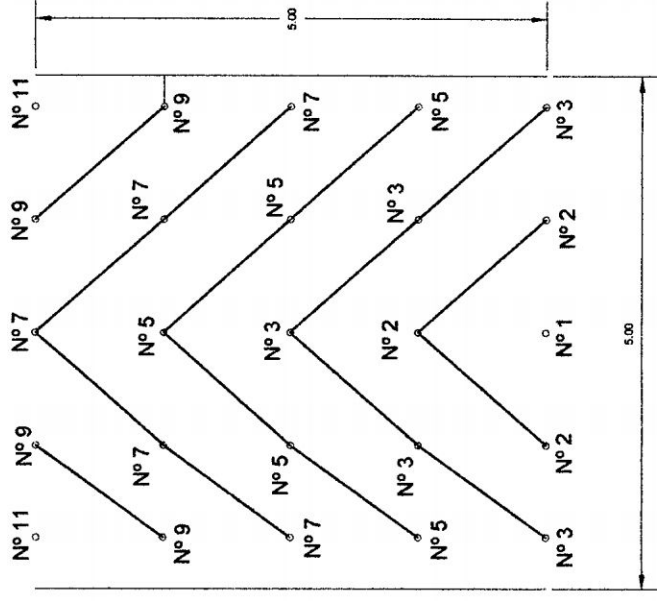


(PERFORACION)



B = 1.25 m
E = 1.10 m

(VOLADURA)



Diseño de malla Perforación y Voladura

Diseño de Perforación

N° Taladro	Angulo (°)	Ø. Tal. (mm)	Longitud. Carga (m)	Fac. Car. (kg/m)	Explo. Anf. (Kg/Tal)	Explo. Emul. Pza/Tal)	Eff. Vol. (%)
N° 01	90	64	5.38	2.74	14.74	1	
N° 02	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 03	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 04	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 05	90	64	6.00	2.74	16.44	1	

La longitud de carga efectiva resulta de la diferencia del, cebo(0.2mt) + la del taco (1.0mt).

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

REGISTRADO: SECCIONAMIENTO DE TALADROS LARGOS
D1150 V2P (LINEA 975)

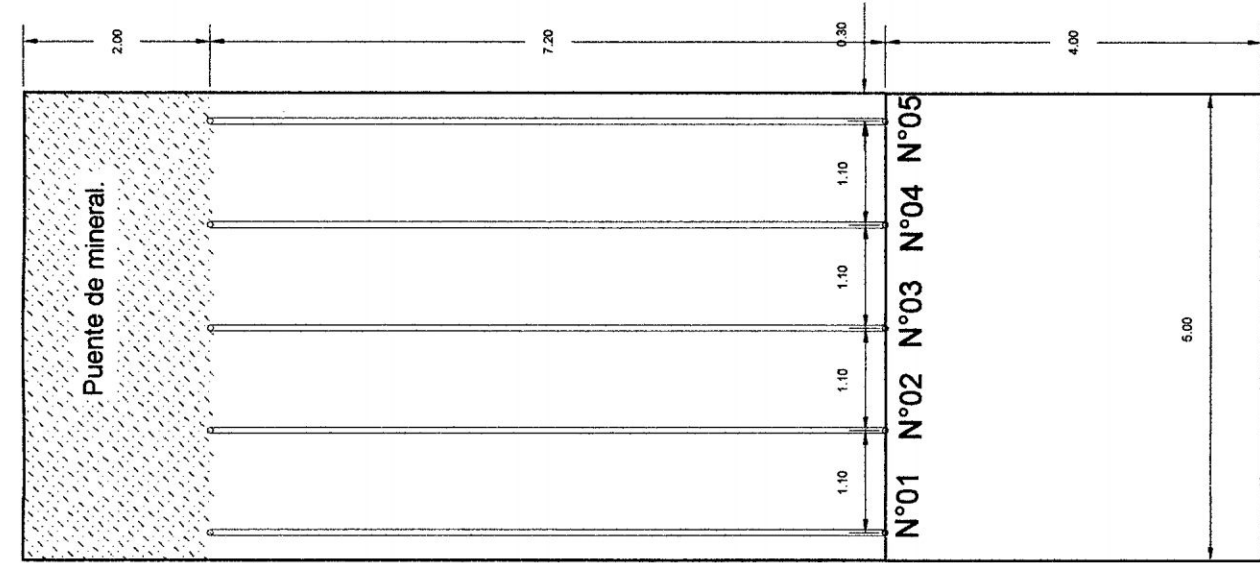
TITULAR: [REDACTED]

PROVINCIA: BOLOGNESI DISTRITO: HUALLANCA LOCALIDAD: HUANZALA
MINA: [REDACTED] REFORMA/PROLONGADO POR: [REDACTED]

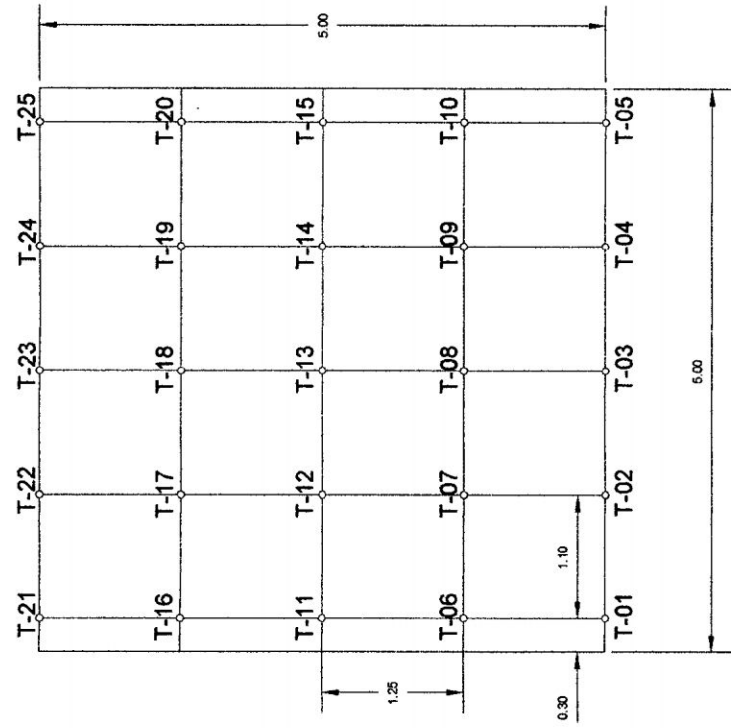
OPERACION MINA: [REDACTED]

REVISOR: G. CUTTI L. FERNANDEZ H. ALVARADO

FECHA DE VIGENCIA: 25/05/2013 PLANO: N° 05

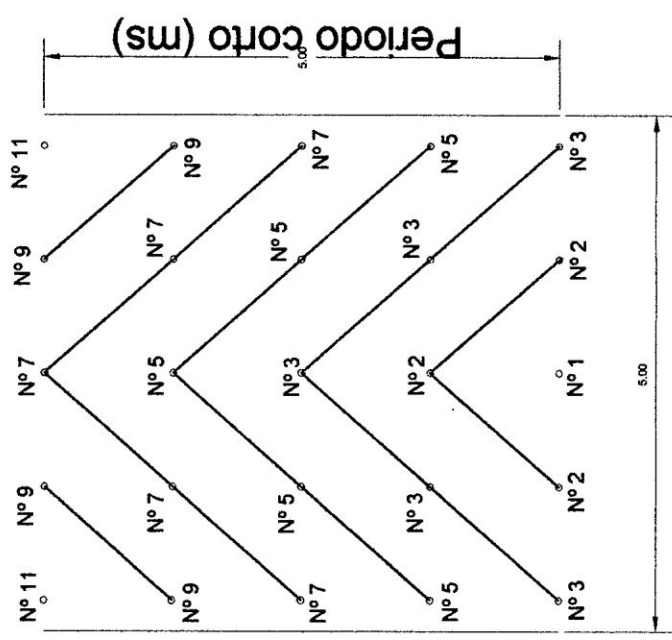


(PERFORACION)



Diseño de malla Perforación y Voladura							
Diseño de Perforación			Diseño de Voladura				
N° Taladro	Angulo (°)	Ø. Tal. (mm)	Longitud Carga (m)	Fac.Car. (kg/m)	Explo. Anf. (Kg/Tal)	Expto. Emul. Pzar/Tal)	Eff. Vol. (%)
N° 01	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 02	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 03	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 04	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 05	90	64	6.00	2.74	16.44	1	

(VOLADURA)



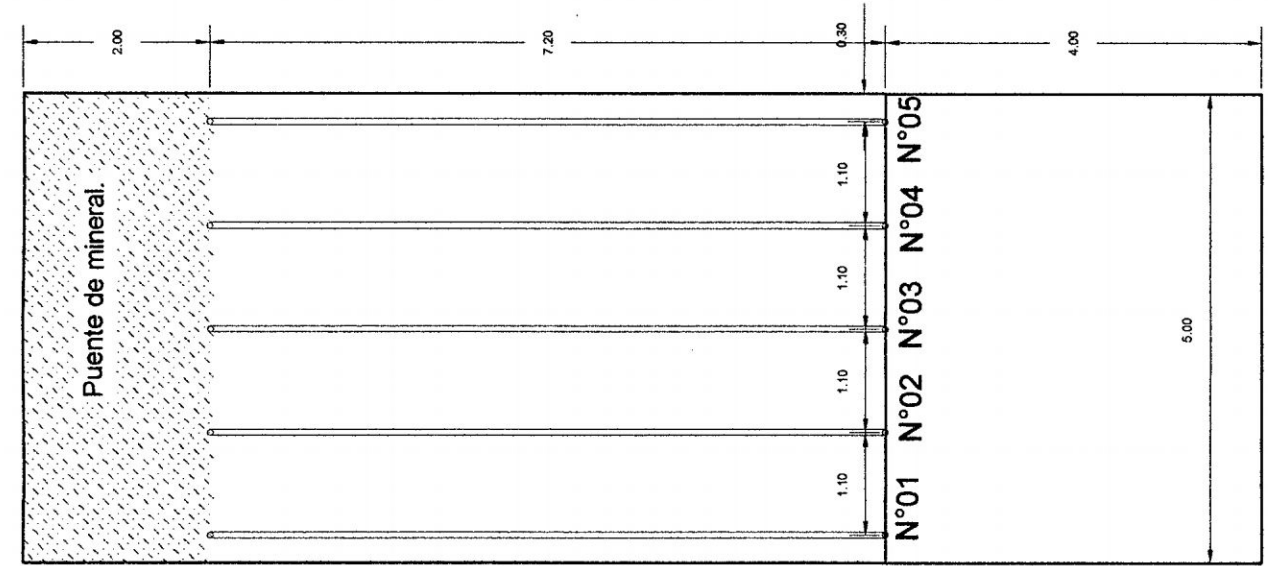
La longitud de carga efectiva resulta de la diferencia del, cebo(0.2mt) + la del taco (1.0mt).

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

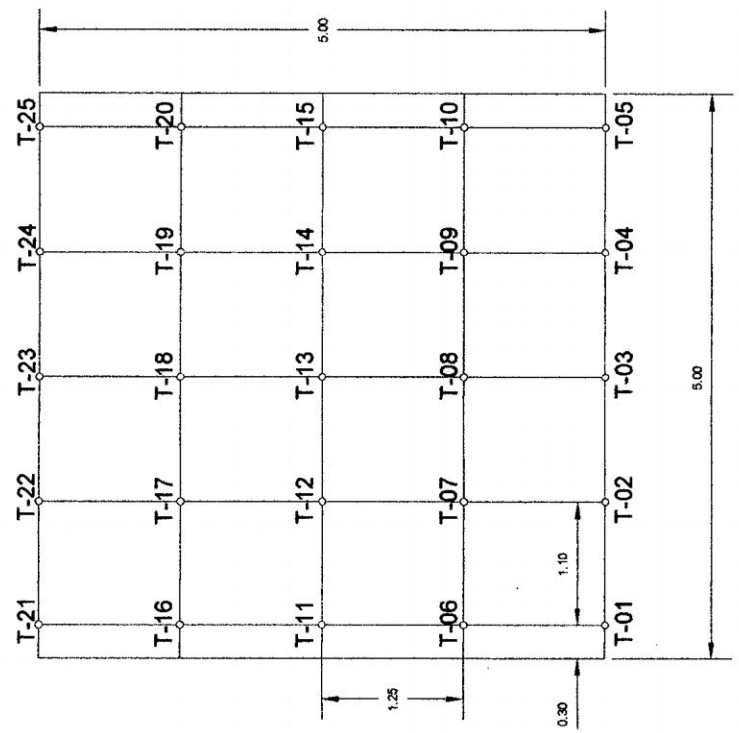
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS
 DEPARTAMENTO: SECCIONAMIENTO DE TALADROS LARGOS
 D1150 Y2P (LINEA 980)

UBICACION: PROVINCIA: BOLOGNESI DISTRITO: HUALLANCA LOCALIDAD: HUANZALA
 DEPARTAMENTO: HUALLANCA LOCALIDAD: HUANZALA
 DIVISION: MINA OPERACION MINA
 CENSO: G. CUTTI L. FERNANDEZ H. ALVARADO
 REVISION N°:
 FECHA DE VERIFICACION: 25/05/2013

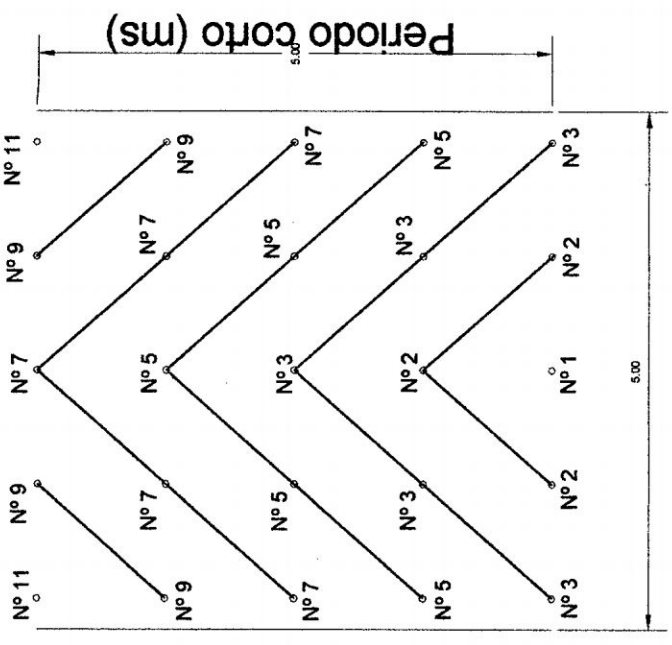
PLANO: N° 06



(PERFORACION)



(VOLADURA)



Diseño de malla Perforación y Voladura							
Diseño de Perforación			Diseño de Voladura				
N° Taladro	Angulo (°)	Ø. Tal. (mm)	Longitud Carga (m)	Fac. Car. (kg/m)	Explo. Anf. (Kg/Tal)	Explo. Emul. Pza/Tal)	Eff. Vol. (%)
N° 01	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 02	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 03	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 04	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 05	90	64	6.00	2.74	16.44	1	

La longitud de carga efectiva resulta de la diferencia del, cebo(0.2mt) + la del taco (1.0mt).

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL

ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

DIRECCION: SECCIONAMIENTO DE TALADROS LARGOS D1150 V2P (LINEA 985)

UBICACION: HUAMANGA

PROVINCIA: BOLOGNESI DISTRITO: HUALLANCA LOCALIDAD: HUALLANCA

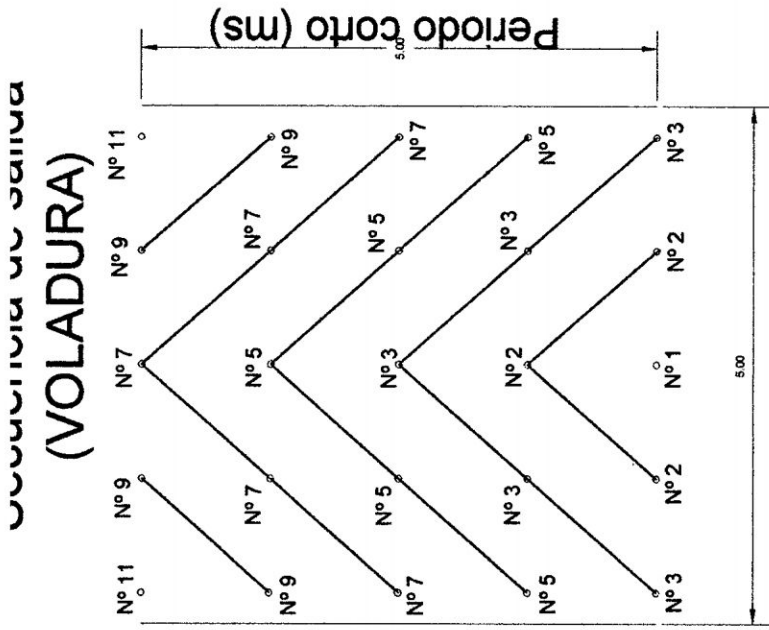
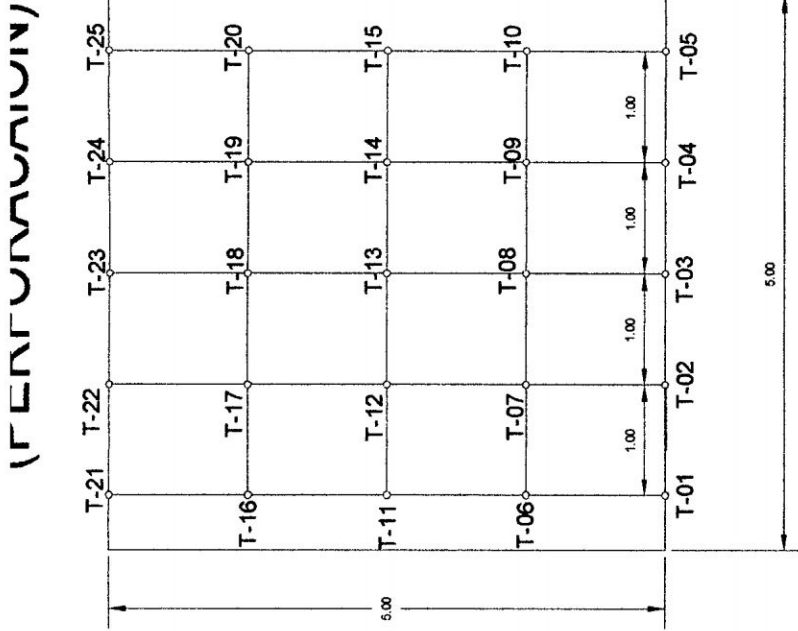
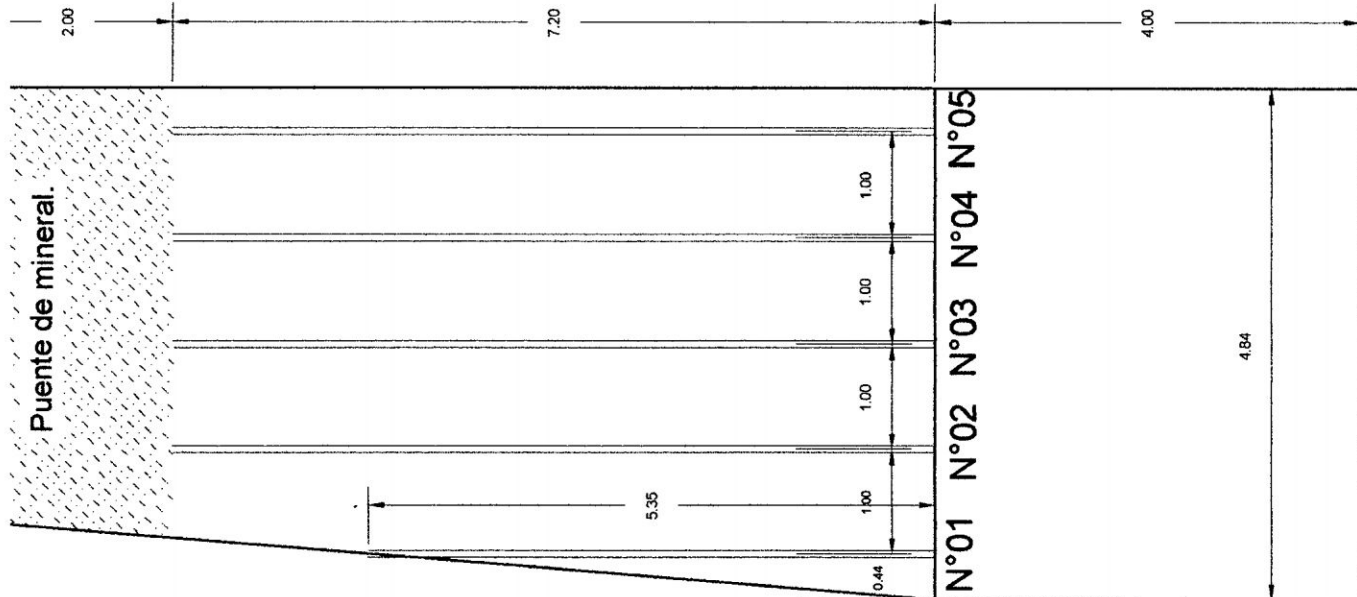
MINA: MINA OPERACION MINA

REVISADO: L. FERNANDEZ H. ALVARADO

REVISOR IN: G. CUTTI

FECHA DE ELABORACION: 25/05/2013

PLANO: N° 07



PERFORACION

VOLADURA (VOLADURA)

Diseño de malla Perforación y Voladura							
Diseño de Perforación			Diseño de Voladura				
N° Taladro	Angulo (°)	Ø. Tal. (mm)	Longitud Carga (m)	Fac. Car. (kg/m)	Explo. Anf. (Kg/Tal)	Explo. Emul. Pza/Tal)	Eff. Vol. (%)
N° 01	90	64	5.35	2.74	14.65	1	
N° 02	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 03	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 04	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 05	90	64	6.00	2.74	16.44	1	

La longitud de carga efectiva resulta de la diferencia del, cebo(0.2mt) + la del taco (1.0mt).

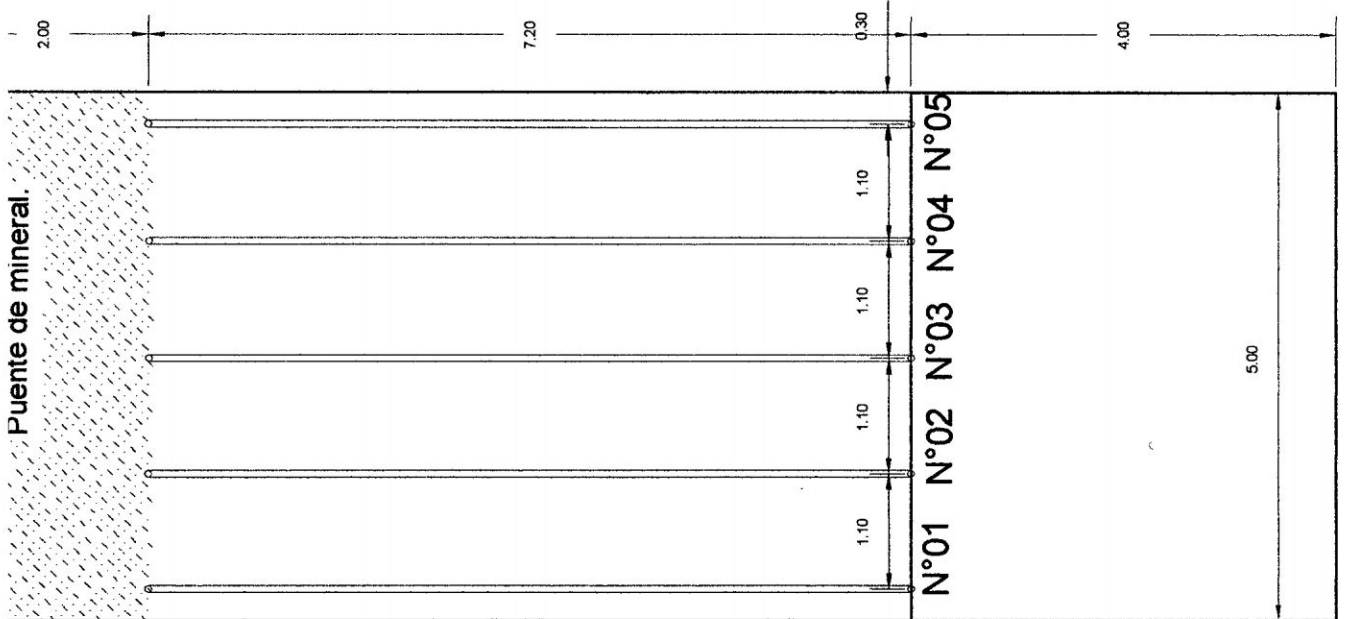
UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS
 DEPARTAMENTO SECCIONAMIENTO DE TALADROS LARGOS
 D1150 Y2P (LINEA 990)

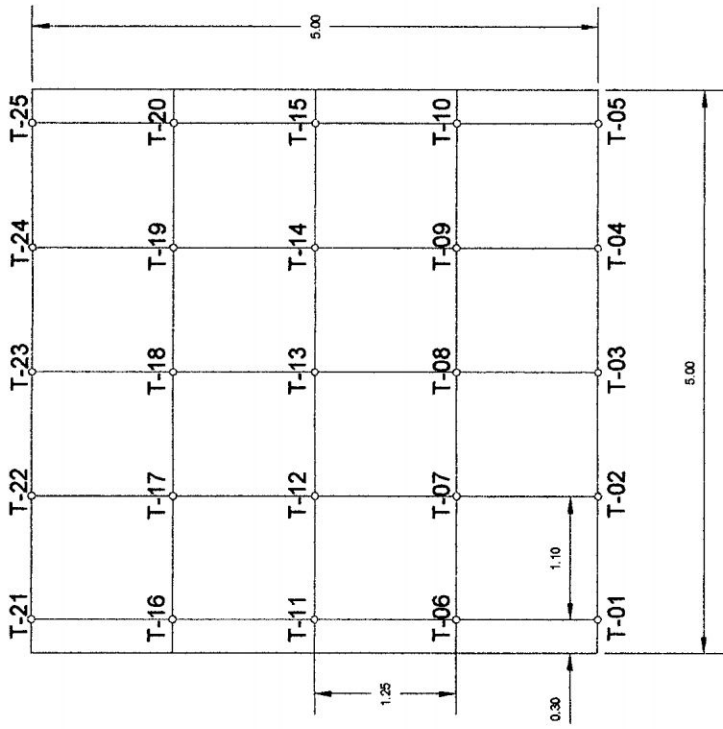
INSTITUCION: UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA
 LOCALIDAD: HUAMANGA
 DEPARTAMENTO: SECCIONAMIENTO DE TALADROS LARGOS
 DIVISION: MINA
 OPERACION: OPERACION MINA
 DISTRITO: MINA
 PERFORADOR: L. FERNANDEZ
 REVISOR: G. CUTTI
 H. ALVARADO

FECHA DE EMISION: 25/05/2013
 PLANO: N° 08

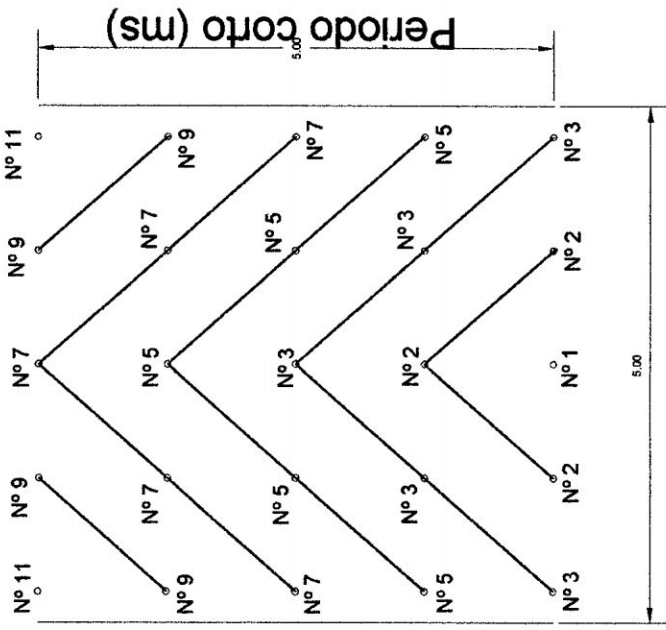
Puente de mineral.



(PERFORACION)



(VOLADURA)



Diseño de malla Perforación y Voladura							
Diseño de Perforación			Diseño de Voladura				
N° Taladro	Angulo (°)	Ø. Tal. (mm)	Longitud Carga (m)	Fac. Car. (kg/m)	Explo. Anf. (Kg/Tal)	Explo. Emul. Pza/Tal)	Eff. Vol. (%)
N° 01	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 02	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 03	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 04	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 05	90	64	6.00	2.74	16.44	1	

La longitud de carga efectiva resulta de la diferencia del, cebo(0.2mt) + la del taco (1.0mt).

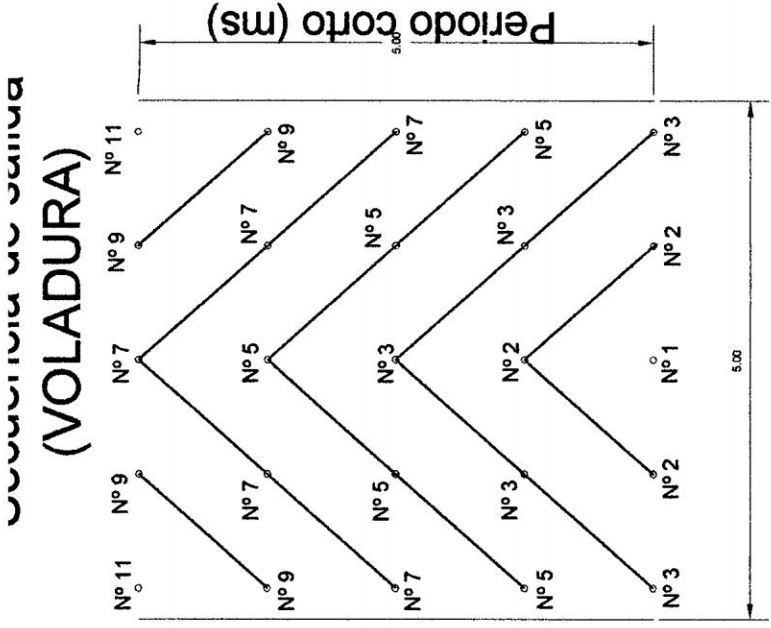
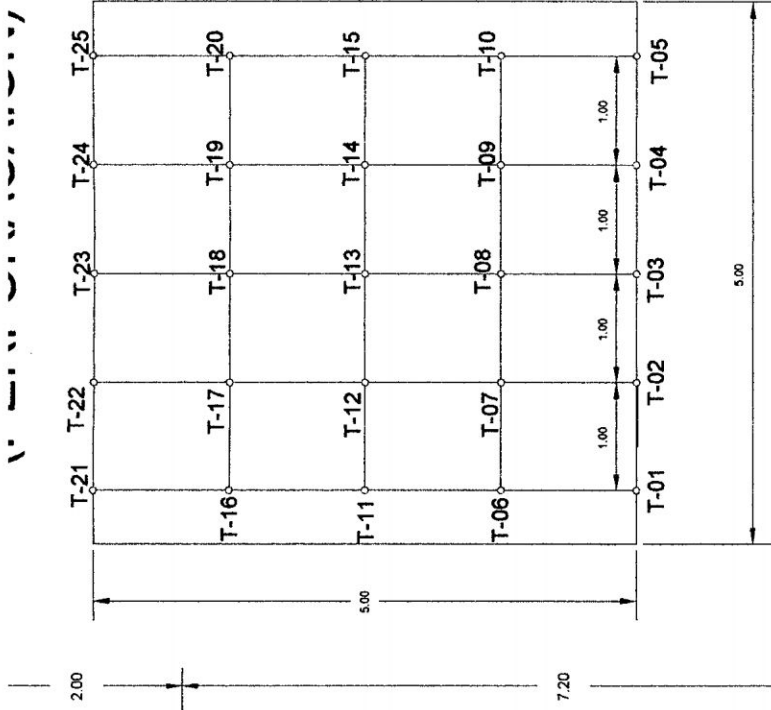
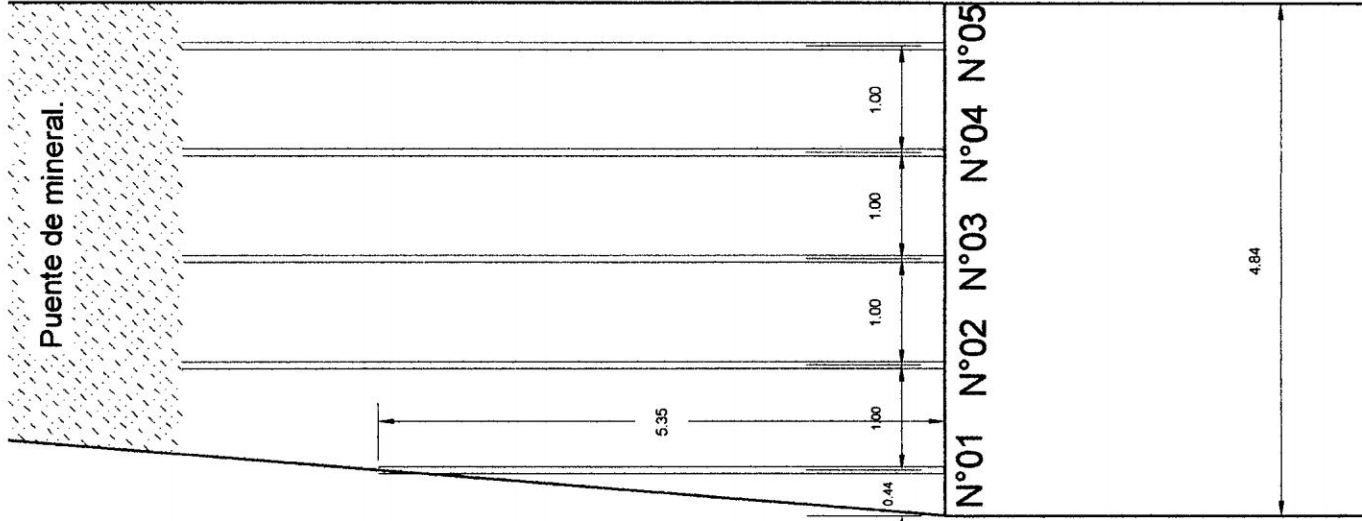
UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS
 DEPARTAMENTO DE SECCIONAMIENTO DE TALADROS LARGOS
 D1150 Y2P (LINEA 1000)

UBICACION: PROVINCIA: BOLOGNESI DISTRITO: HUALLANCA LOCALIDAD: HUANZALA
 DIVISION: OPERACION MINA
 DEPARTAMENTO: SECCIONAMIENTO DE TALADROS LARGOS
 OPERACION MINA
 OFICINA: HUAMANGA

REVISOR: G. CUTTI
 L. FERNANDEZ
 H. ALVARADO

FECHA DE APROBACION: 25/05/2013
 PLANO: N° 09



Diseño de malla Perforación y Voladura		Diseño de Voladura					
N° Taladro	Angulo (°)	Ø. Tal. (mm)	Longitud. Carga (m)	Fac. Car. (kg/m)	Explo. Anf. (Kg/Tal)	Expto. Emul. Pza/Tal)	Eff. Vol. (%)
N° 01	90	64	5.35	2.74	14.65	1	
N° 02	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 03	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 04	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 05	90	64	6.00	2.74	16.44	1	

La longitud de carga efectiva resulta de la diferencia del, cebo(0.2mt) + la del taco (1.0mt).

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL

ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS

DEPARTAMENTO SECCIONAMIENTO DE TALADROS LARGOS

UBICACION: D1150 V2P (LINEA 995)

PROVINCIA: BOLOGNESI DISTRITO: HUALLANCA LOCALIDAD: HUANZALA

OPERACION: OPERACION MINA

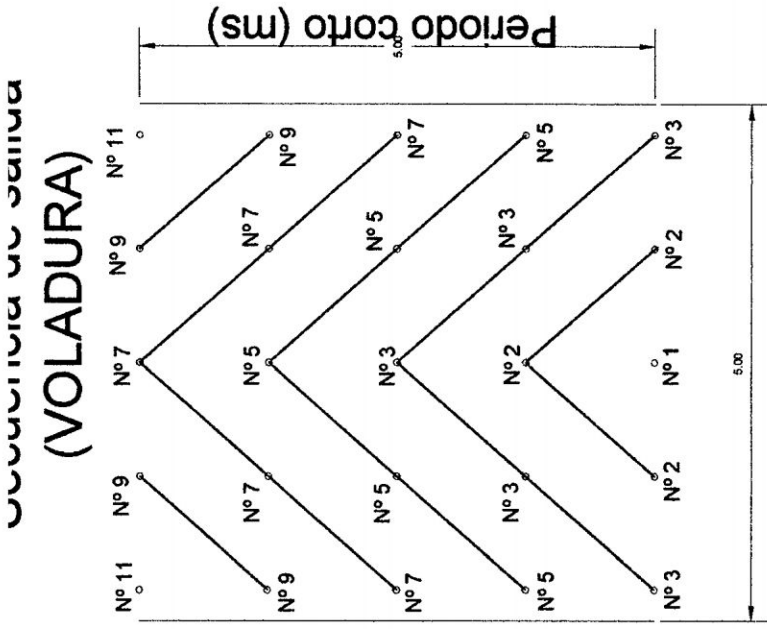
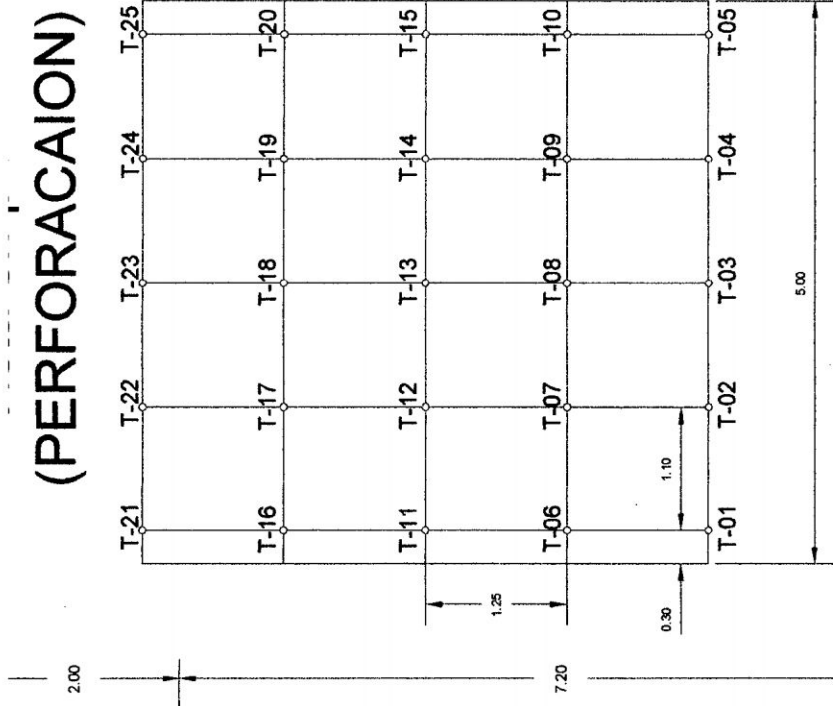
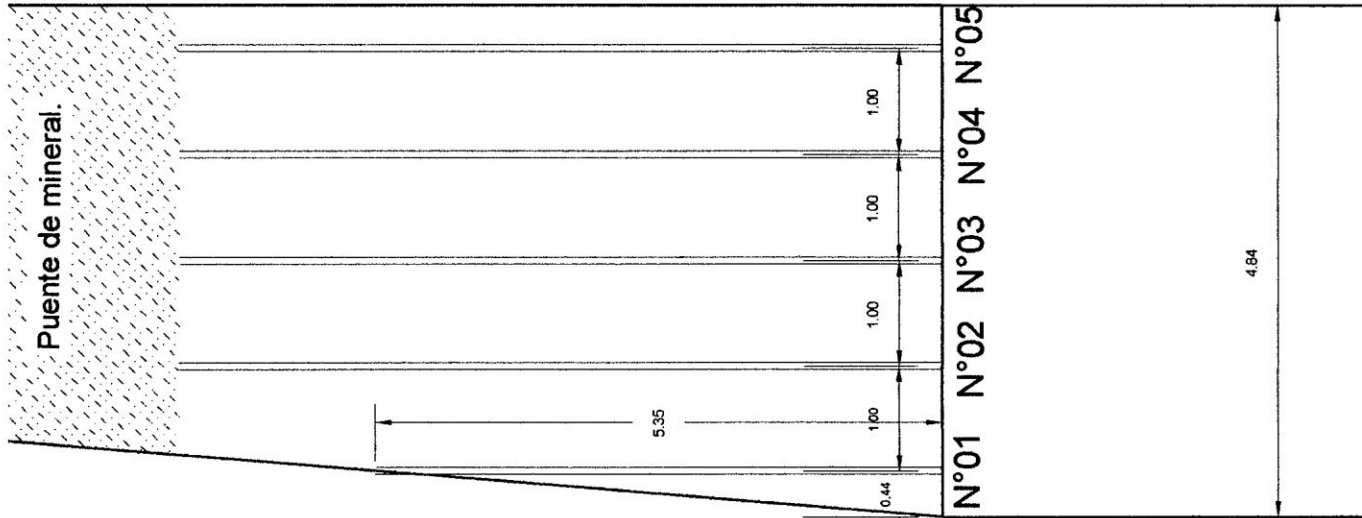
MINA: MINA

REVISADO: L. FERNANDEZ

REVISOR: G. CUTTI

FECHA DE EMISION: 25/05/2013

PLANO: N° 10



Diseño de malla Perforación y Voladura		Diseño de Perforación				Diseño de Voladura	
N° Taladro	Angulo (°)	Ø. Tal. (mm)	Longitud Carga (m)	Fac.Car. (kg/m)	Explo. Anf. (Kg/Tal)	Explo. Emul. Pza/Tal)	Eff. Vol. (%)
N° 01	90	64	5.35	2.74	14.65	1	
N° 02	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 03	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 04	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 05	90	64	6.00	2.74	16.44	1	

La longitud de carga efectiva resulta de la diferencia del, cebo(0.2mt) + la del taco (1.0mt).

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

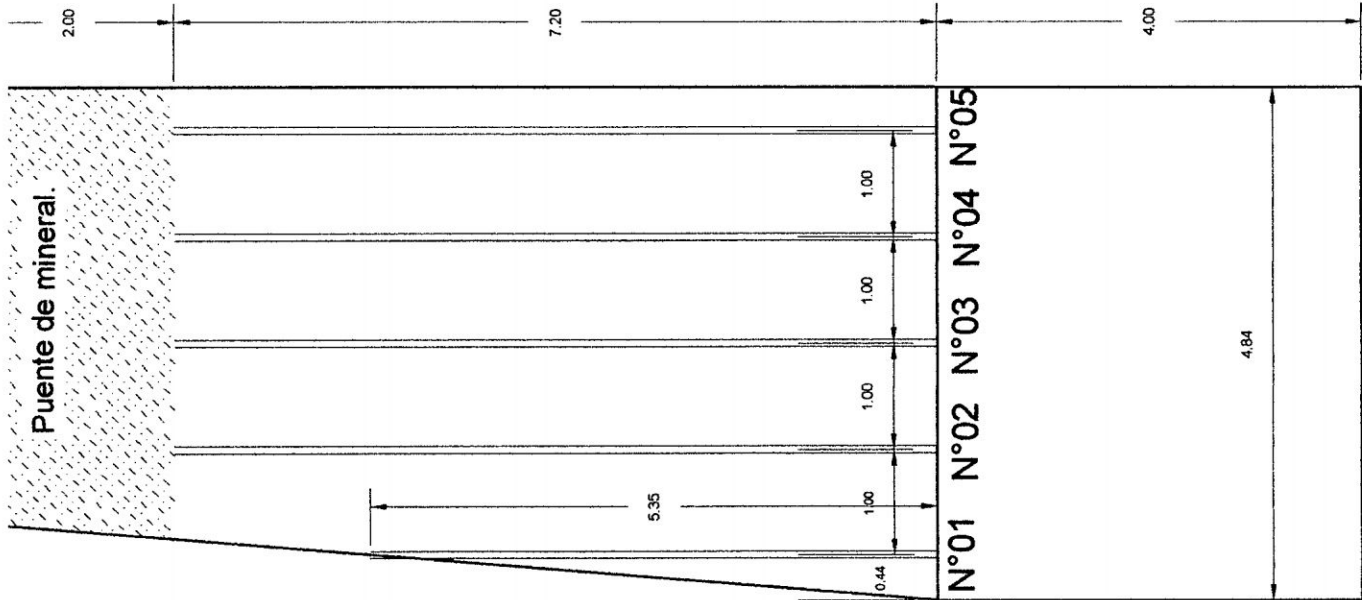
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL.
 ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS
 DEPARTAMENTO: SECCIONAMIENTO DE TALADROS LARGOS
 D1150 Y2F (LINEA 1005)

UBICACION: PROVINCIA: BOLOGNESI DISTRITO: HUALLANCA LOCALIDAD: HUANZALA
 DIVISION: AREA/OBRAS/TIEMPO: REFORMA/RECONSTRUCCION
 OPERACION MINA
 DISEÑO: G. CUTTI MINA ASESORADO
 REVISOR: L. FERNANDEZ ASESORADO
 H. ALVARADO

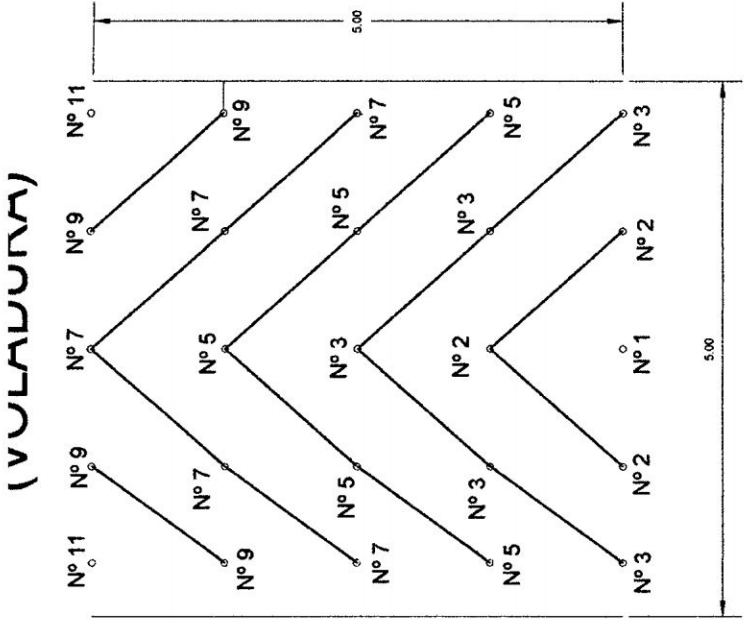
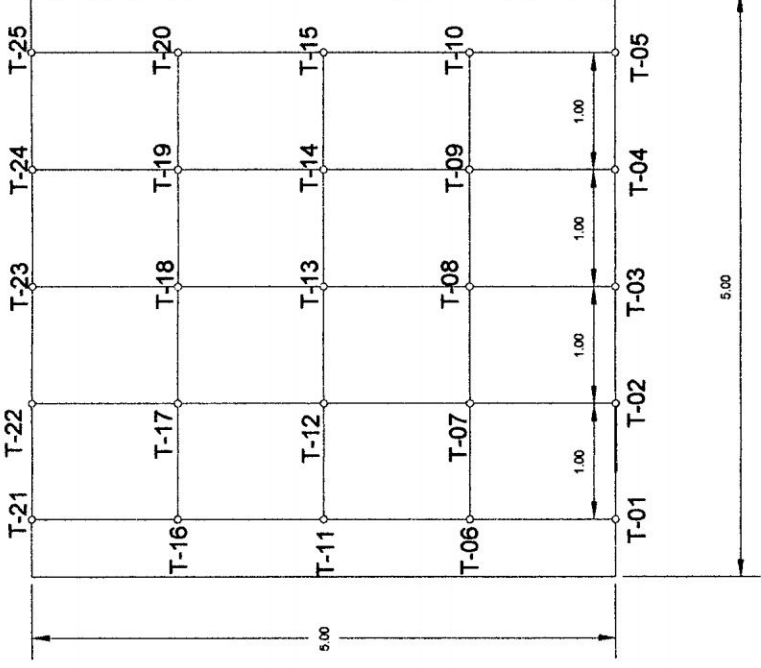
FECHA DE VERSION: 25/05/2013 PLANO: N° 11

(VOLADURA)

(PERFORACION)



(PERFORACION)



Diseño de malla Perforación y Voladura							
Diseño de Perforación			Diseño de Voladura				
N° Taladro	Angulo (°)	Ø. Tal. (mm)	Longitud Carga (m)	Fac. Car. (kg/m)	Explo. Anf. (Kg/Tal)	Explo. Emul. Pza/Tal)	Eff. Vol. (%)
N° 01	90	64	5.35	2.74	14.65	1	
N° 02	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 03	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 04	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 05	90	64	6.00	2.74	16.44	1	

La longitud de carga efectiva resulta de la diferencia del, cebo(0.2mt) + la del taco (1.0mt).

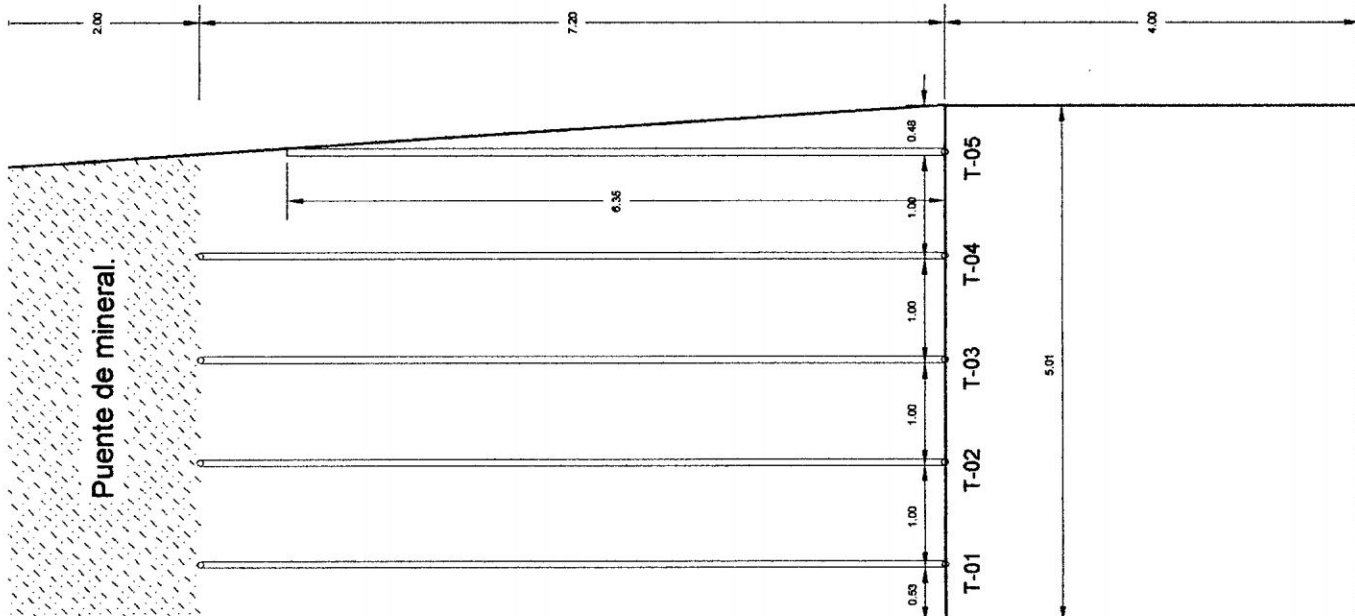
UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS
 DEPARTAMENTO: SECCIONAMIENTO DE TALADROS LARGOS
 D.I.130 V2P (LINEA 1010)

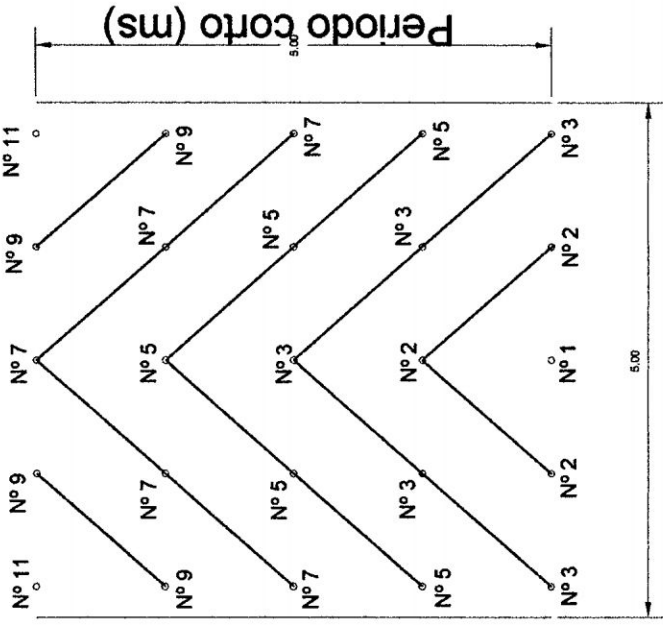
INTEGRADOR: DIVISION: BOLOGNESI. DISTRITO: HUALLANCA. LOCALIDAD: HUANGAZA.
 PROFESOR/AUTODIDACTA: MINA MINA MINA
 DESEMPEÑO: G. CUTTI MINA MINA
 REVISADO: L. FERNANDEZ H. ALVARADO
 REVISOR Nº: MINA MINA

FECHA DE VIGENCIA: 25/05/2013 PLANO: Nº 12

(PERFORACION)



(VOLADURA)



Diseño de malla Perforación y Voladura

Diseño de Perforación		Diseño de Voladura					
N° Taladro	Angulo (°)	Ø. Tal. (mm)	Longitud Carga (m)	Fac. Car. (kg/m)	Explo. Anf. (Kg/Tal)	Explo. Emul. Pza/Tal)	Eff. Vol. (%)
N° 01	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 02	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 03	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 04	90	64	6.00	2.74	16.44	1	
N° 05	90	64	6.00	2.74	16.44	1	

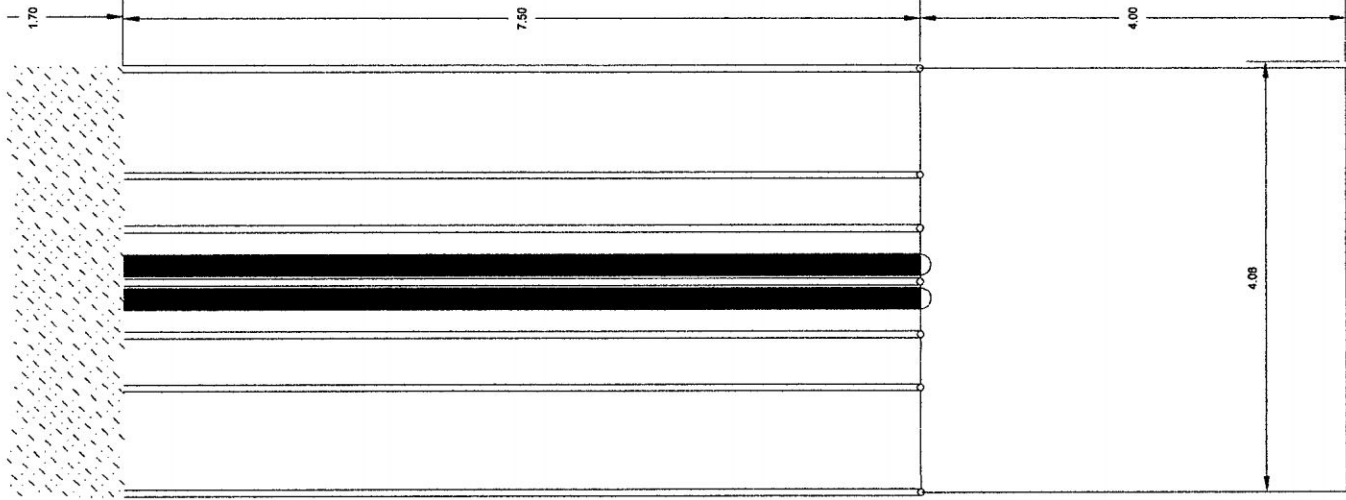
La longitud de carga efectiva resulta de la diferencia del, cebo(0.2mt) + la del taco (1.0mt).

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA

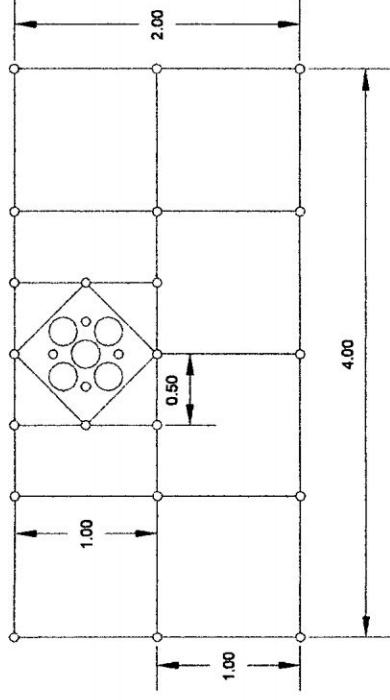
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL
 ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS
 DISEÑO: SECCIONAMIENTO DE TALADROS LARGOS
 DII150 P2P (LINEA 1015)

UBICACION: PROVINCIA: BOLOGNESI. DISTRITO: HUALLANCA. LOCALIDAD: HUANZALA
 DIVISION: PERFORACION MINA RESPONSABLE(S) DISEÑO POR: MINA
 DISEÑO: G. CUTTI REVISOR: L. FERNANDEZ OPERACION MINA
 REVISOR IN: H. ALVARADO

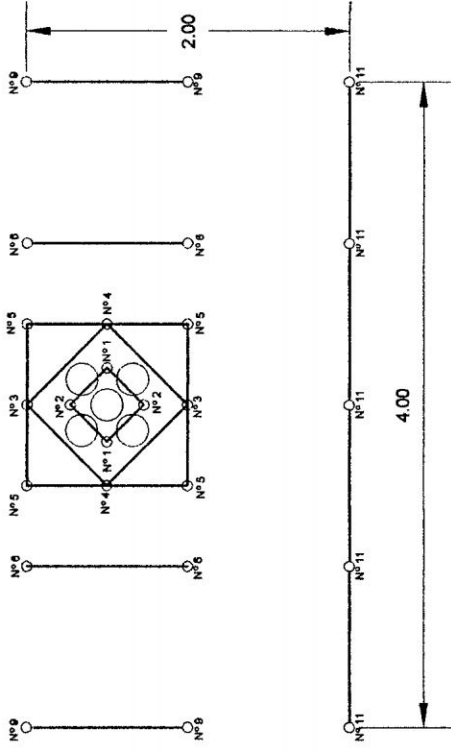
FECHA DE VIGENCIA: 25/05/2013 PLANO: N° 13



Vista en planta (ARRANQUE)



Secuencia de salida (VOLADURA)




 UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTOBAL DE HUAMANGA	
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS, GEOLOGIA Y CIVIL ESCUELA DE FORMACION PROFESIONAL DE INGENIERIA DE MINAS DEPARTAMENTO: SECCIONAMIENTO DE TALADROS LARGOS D11150 Y2P (CARA LIBRE)	
UBICACION:	PROVINCIA: BOLOGNESI DISTRITO: HUALLANCA LOCALIDAD: HUANZALA
DIVISION:	AREA/OBJETO DE ESTUDIO: MINA
DISEÑO:	MINA: MINA OPERACION MINA
REVISOR Nº:	REVISOR: L. FERNANDEZ H. ALVARADO
FECHA DE REVISION:	PLANO: Nº 15
	25/05/2013

Tabla N° 15: Factores de voladura.

N° taladros por sección	25.0
Longitud de perforación (m)	7.2
Ancho de labor (m)	5.0
Longitud por sección (m)	5.0
Densidad de mineral (Kg/m ³)	3.2
Volumen de mineral(m ³)	180.0
Toneladas de mineral(Tn)	576.0
Carga por sección (Kg)	263.04
Factor de carga (Kg/Tn)	0.457

4.3.3 Limpieza

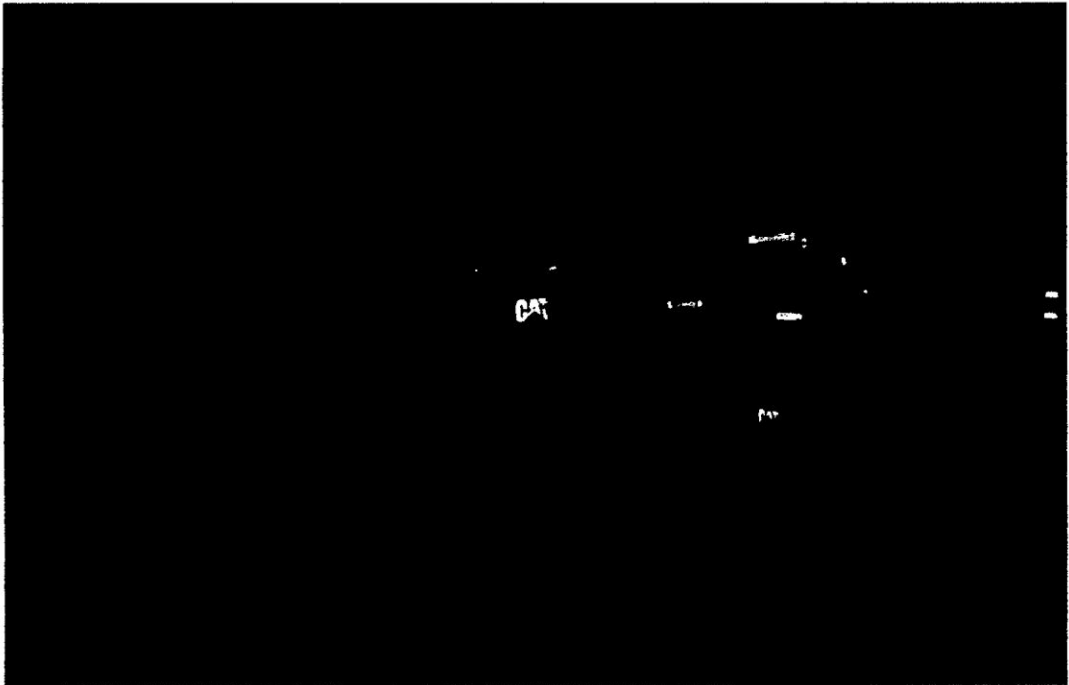
La limpieza en los tajeos se realiza con los equipos CAT R1600G de 6.2 Yd³, accionados a control remoto, el cual es transportado hacia las cámaras de mineral y posteriormente es evacuado por los ore pass, para luego ser recepcionado por chutes y de aquí al convoy. La limpieza se realiza un día después del disparo, esto para prevenir incidentes a la persona y equipo.

Tabla N° 16: Rendimiento del equipo de limpieza, modelo R1600G

C_b: Capacidad del Balde del LHD (m ³).	4.8
μ: Densidad in situ (ton/m ³)	3.2
ψ: Esponjamiento.	30%
F_{II}: Factor de llenado del balde del LHD.	80%
D_i: Distancia de viaje del LHD cargado hacia el punto de descarga (metros).	200
V_c: Velocidad del LHD cargado hacia el punto de descarga (metros por hora).	9900
D_v: Distancia de viaje del LHD vacío o hacia la frente de trabajo (metros).	200
V_v: Velocidad del LHD vacío (metros por hora).	14800
T₁: Tiempo de carga del LHD (minutos).	2
T₂: Tiempo de descarga del LHD (minutos).	1.2
T₃: Tiempo de viaje total del LHD (minutos) = (D _i / V _c + D _v / V _v) × 60	2.02
T₄: Tiempo de maniobras del LHD (minutos).	1
N° de ciclos por hora = NC = 60 / (T₁ + T₂ + T₃ + T₄) [ciclos / hora]	10
Rendimiento Horario = NC × C_b × F_{II} × d / (1 + e) [Toneladas / hora]	76.8
Rendimiento Por Turno = RT=NCx HEF (Toneladas/Turno)	468.48
Rendimiento Por Día = RD=RTx TDp (Toneladas/Día)	936.96

Del estudio de tiempos se obtuvo un tiempo efectivo de trabajo que es de 6.0 horas por guardia. Teniendo como rendimiento horario de 76.8 Ton/hora, de aquí se puede deducir que el equipo CAT R1600G, limpia 460.8 toneladas por guardia, de mineral.

Fotografía N° 20: Aquí se observa el equipo CAT R1600G



Factores que afectan el rendimiento de un scooptram.

- ✓ Visibilidad.
- ✓ Condiciones del área de trabajo.
- ✓ Factor humano.
- ✓ Granulometría.

4.3.4 Sostenimiento

En cuanto al sostenimiento, se realiza en la galería de base con pernos helicoidales y shotcrete, empleando el Robolt (Anexo 04), que es un equipo de empernado, el Spryamec (Anexo 05), que es un equipo para el lanzamiento de shotcrete y los mixeres (Anexo N° 06), para el traslado de la mezcla.

Tabla N° 17: rendimientos del equipo de empernado (sostenimiento)

Rendimiento De Robolt N° 04	
Velocidad de Instalación instantánea del equipo (Pinst/hora), determinada por catálogo. (ROBOLT) (VI)	25
Velocidad Real de Instalación de perno (Pinst./Hr) = $V_{lr} = VI \times FR \times DFp \times UTp \times FOp \times 10^{-7.07}$	13
Rendimiento por Turno = $P_{inst.T} = V_{lr} \times HEF$ (Pernos instalados /turno)	69
Rendimiento por Día = $P_{inst.D} = P_{inst.T} \times TDp$ (Pernos instalados /dia)	138

4.3.5 Relleno detrítico

Una vez terminado de tajar se inicia con el relleno, empleándose material que fueron acumulados de los frentes de avance, los accesos para el relleno se efectúan en los niveles superiores al tajo.

4.4. Comparación de costos entre el corte relleno ascendente y taladros largos.

4.4.1. Resumen de productividad entre el método de corte y relleno ascendente y taladros largos.

Tabla N° 18: productividad empleado en la técnica de taladros largos, en la recuperación de puentes.

Longitud por disparo (m)	6.0
Ancho de minado (m)	5.0
Longitud de perforación (m)	7.2
Numero de taladros por sección	25.0
Metros perforados	180.0
Volumen por sección (m ³)	216.0
Densidad de mineral (Tm/m ³)	3.2
Tm/día	691.2
Tm/hr	43.2

Tabla N° 19: productividad empleado en el método de corte y relleno ascendente.

Numero de taladros perforados	27.0
Longitud de taladros (m)	3.2
Metros perforados por guardia (m)	86.4
Longitud de avance (m)	3.0
Ancho de sección (m)	5.0
Alto de sección (m)	3.5
Volumen roto (m ³)	52.5
Densidad de mineral (Tm/m ³)	3.2
Tonelaje por guardia (Tm/guar.)	168.0
Tm/hr	21.0

4.4.2. Resumen de costos comparativos entre el corte y relleno ascendente y los taladros largos.

Tabla N°20: Resumen de costos operativos.

Operaciones unitarias	Taladros largos	Corte y relleno
Perforación	1.65	3.02
Voladura	0.92	0.87
Sostenimiento	0.10	0.40
Limpieza	3.79	6.27
Preparación	7.15	7.15
Relleno	3.50	3.85
\$/Ton	17.11	21.56

V. PLANTA DE PROCESAMIENTO DE MINERALES.

5.1. Antecedentes históricos de la concentradora de Huanzalá

En el año de 1968 la concentradora Huanzalá (Anexo 07) empieza sus operaciones, con un tratamiento de 500 TMSPD, para posteriormente esta capacidad ser incrementada a 850 TMSPD, procesando en este periodo solamente mineral de la zona de Huanzalá Principal, mineral que es conocido como "Shiroje", y cuya característica principal es el de poseer cristales gruesos de esfalerita y bajo contenido de pirita (15 % Fe). Entonces se obtenían concentrados de Pb, Zn, y Cu; mucho de los valores de cobre como Calcopirita, en forma de pequeñas exsoluciones incrustadas finamente en la Esfalerita, originaban una metalurgia dificultosa.

En el año de 1979 se inicia en la mina de la zona Recuerdo, la que se identifica por tener un mineral con cristales finos de Esfalerita y alto contenido de pirita (25 % Fe). Estas condiciones diferentes en el tipo de mineral, si bien inicialmente dificultaron su tratamiento en planta, de manera global significaron una ventaja, pues disminuyeron los perjuicios causados por la presencia de cobre finamente incrustada en la esfalerita. De allí en adelante los resultados metalúrgicos tienden a ser más eficientes, en razón de que la producción de mineral de la zona de Recuerdo va en gradual incremento. Ante tal situación y dado el tamaño fino de los cristales de esfalerita, se presentó un reto en lo que a

implementación de equipos en planta se refiere , vista la necesidad de alcanzar mayores grados de liberación , para evitar pérdida de valores de Zn en relave (debido a amarres mineralógicos Ef / Ggs) y concentrados de baja calidad (debido a amarres Py / Ef) .

En el periodo 1983 - 1986 se reorganizan las secciones Trituración - molienda - Flotación - Bombeo de Relave, con el objeto de otorgarle a la Concentradora una capacidad de tratamiento promedio de 1100 TMSPD, cambiando para ello minerales de Recuerdo Y Huanzalá.

Actualmente se viene realizando un estudio de incremento de la capacidad de la planta en 2000 TMD, debido a los métodos de explotación rentable como es el método de explotación de taladros largos, además la explotación del tajo abierto de Carlos Alberto (recuerdo),

5.2. Descripción de la planta concentradora

La planta concentradora se divide en cinco secciones:

1. Sección Chancada.
2. Sección Molienda.
3. Sección Flotación.
4. Sección Espesamiento (Filtro de Concentrado).
5. Sección Espesamiento (Bombeo de Relaves).

5.2.1. Sección chancado

El mineral extraído de la mina es transportado por medio de vagones y volquetes hacia la tolva de gruesos cuya capacidad es de 500 TM.

a) Sección Trituración. Se realiza en tres etapas :

Trituración Primaria: Se alimenta el mineral fresco a través de un alimentador de placas Otsuka de 48'' x 15', luego pasa la alimentación del mineral a la chancadora primaria de mandíbulas Otsuka de 40'' x 48'', con una abertura de descarga (setting) de 8''. El producto es conducido a un cedazo de 6' x 12' de dos pisos, el superior con una abertura de 2'' x 2'' y el inferior 1'' x 1''. El mineral de bajo tamaño pasa a través de la faja transportadora a la tolva de finos y el producto grueso pasa a la chancadora secundaria.

Trituración Secundaria: El producto grueso de la trituración secundaria alimenta a la chancadora secundaria cónica Kurimoto de 4.5' (setting 1 ½''). El producto obtenido es conducido a un cedazo de 6' x 12', con una abertura de 1/2'' x 3/4'' y el inferior 1'' x 1''. el mineral de bajo tamaño pasa a través de la faja transportadora a la tolva de finos y el de mayor tamaño sirve de alimento a la chancadora terciaria.

Trituración Terciaria : Se realiza en la chancadora cónica Omnicone de 1560 de 5 ½' (Setting ½''). Esta etapa trabaja en circuito cerrado con el segundo cedazo con el propósito de lograr una buena granulometría para una buena etapa en la molienda.

5.2.2. Sección de molienda

La molienda se divide en tres circuitos, más una remolienda.

Circuito "1"

Circuito "2"

Circuito "3"

Remolienda.

Circuito “1”.- El mineral es descargado a través de la tolva número “1” y pasa a la faja alimentadora del circuito. Esta faja alimenta directamente al molino cónico de bolas Otsuka 8´x 3´, el que trabaja con un clasificador, de tal manera que los finos van a las celdas de flotación y los gruesos retornan al molino.

Circuito “2”.- El mineral es descargado a través de la tolva “2” a la faja alimentadora del Molino cónico 8´x 3´, el que trabaja con un hidrociclón D-10B de tal manera que los gruesos retornan a el molino y los finos pasan a las celdas de flotación.

Circuito “3”.- El mineral es descargado a través de las tolvas “3” y “4” y alimentan al molino Fuller de 9.5´´ x 14´´, trabaja con una serie de hidrociclones D-15B. El producto grueso regresa al molino y el fino pasa las celdas de flotación.

Circuito “4”.- Trabaja con un molino cilíndrico Comesa 8´x 11´, con una batería de hidrociclones D-15B. Este molino recibe alimentación de la tolva número 5, al igual que los otros circuitos el grueso regresan al molino y el fino pasa a las celdas de flotación.

Circuito “Molienda”.- Trabaja con un molino cónico de 8´x 3´, con hidrociclones este recibe la alimentación de las celdas de flotación de Zinc, el cual trabaja en circuito cerrado.

5.2.3. sección de flotacion

Las celdas de flotación reciben la pulpa procedente de los over flow de los circuitos de molienda, estas celdas dan una espuma conteniendo el mineral valioso, las colas pasan a la celda posterior.

Esta sección se divide en dos partes:

- * Flotación Plomo.
- * Flotación Zinc

Flotación de Plomo: Se realiza en tres etapas bien definidas: Flotación Rougher, Flotación Scavenger, Flotación Cleaner.

La Flotación Rougher se efectúa en cuatro celdas de 500 pies³ de capacidad, 2 de ellas WENCO y 2 DR-500, la Flotación Scavenger en una celda DR-500; y, finalmente la limpieza en dos bancos cada uno de los cuales consta de 10 celdas Denver.

La mena molida en los circuitos de molienda tiene un pH de 8.0 hasta 9.5. Para conseguir este pH se emplea la lechada de cal.

La pulpa llega a las celdas con un porcentaje de sólidos de 35-40 % y con una granulometría de 65 - 70 % - M 200.

En este circuito permite obtener concentrados de plomo de 65% mientras la cola, que contiene aproximadamente 0.6 - 0.8 % de Plomo, pasa a la sección de flotación de Zinc.

Flotación Zinc: Se realiza en siete etapas:

- Primer Rougher consta de 2 celdas WENCO de 500 pies³ de capacidad.
- Segundo Rougher consta de 2 celdas WENCO de 500 pies³ de capacidad.
- Primer Scavenger consta de 2 celdas WENCO de 500 pies³ de capacidad.
- Segundo Scavenger consta de 2 celdas WENCO de 500 pies³ de capacidad.
- Tercer Scavenger consta de 2 celdas WENCO de 500 pies³ de capacidad.

- Cuarto Scavenger consta de 2 celdas WENCO de 500 pies³ de capacidad.
- Cleaner consta de 12 celdas COMESA DE 100 pies³ de capacidad, 04 celdas DENVER No. 24 y 04 Kurimoto No. 24.

Las celdas del primer Rougher son alimentadas por el relave del plomo la espuma pasa a los bancos Cleaners y la cola a las celdas de segundo Roughers la espuma de estos bancos va a limpieza y la cola a los bancos de scavenger donde la espuma pasa a los bancos de limpieza y la cola a la cancha de relave .De los bancos de limpieza la pulpa es bombeada al espesador , obteniendo un concentrado de 51 % de ley de Zinc , y la cola es bombeada hacia los hidrociclones de remolienda , los cuales separan los finos que retornan a la flotación de Zinc.

Dosificación de Reactivos:

Los reactivos utilizados en la sección de flotación son los siguientes:

<i>Reactivos</i>	<i>Lugar de Adición</i>
• A-404	Molienda primaria.
• Xantato Z-6	Circuitos Pb/Zn.
• ZnSO ₄	Cleaner de Plomo.
• NaCN	Acond. Zn/Scav. Zn.
• MIBC	Circuito de Pb y Zn.
• Cal	Circuito de Zn y Pb.
• HNO ₃	Filtros CC-6 y CC-30.

5.2.4. Sección de espesado y filtrado.

El espesamiento se basa en la decantación de las partículas sólidas de una pulpa por gravedad donde los sólidos se depositan en el fondo del tanque. Los rastrillos llevan los sedimentos depositados hacia un orificio central que sigue para la evacuación, estos facilitan la descarga asentada del espesado.

ESPESAMIENTO -FILTRADO DE CONCENTRADO DE PLOMO

- Un filtro de 50" de diámetro.
- Una bomba N.W 4" x 3".
- Un disco convencional de Discos de 10' diámetro x 1 Disco.
- Un filtro cerámico CC-6.
- La humedad de despacho de concentrado Plomo es de 11%

ESPESAMIENTO FILTRADO ZINC

- Un espesador de 70 " de diámetro
- Una bomba N.W6" x 4"

Un filtro Cerámico CC-30

Figura N° 16: Flow Sheet de la planta de tratamiento.

CONCLUSIONES

1. Se ha demostrado la factibilidad de aplicación de recuperación del mineral empleando taladros largos.
2. Los estudios geomecánicos realizados en los tajeos de explotación, nos da a conocer que es factible la explotación por taladros largos.
3. Con esta técnica se permitirá recuperar el mineral con alto grado de seguridad.
4. Con la técnica de taladros largos se demostró la reducción de costos operativos mina.
5. El control de sostenimiento son de vital importancia que nos permitirá realizar la extracción con índices de seguridad altas.
6. Con la reducción de costos operativos mina, se tiene avizorado poder dar mayor énfasis en los avances de profundización que más adelante serán la vida de Huanzalá.

RECOMENDACIONES.

1. Cumplir con las recomendaciones y los estándares de explotación.
2. Cumplir con las especificaciones geomecánicas para cada tipo de labor
3. La extracción se debe realizar después de 24 horas, para evitar accidentes.
4. Para poder seguir reduciendo los costos se debe reducir los costos generados por la voladura secundaria.
5. Los diseños de sostenimiento se deben de seguir según los estándares establecidos por el departamento de geomecánica.
6. También en los proyectos de profundización se deben realizar estudios para la aplicación de la técnica de los taladros largos, en las nuevas vetas.

BIBLIOGRAFÍA.

1. AIME. Métodos de explotación subterránea. 3ra. Edición. Edit. Jhon Wiley & Sons. Inc. New York 199.
2. Borquez G.V. ESTIMATING DRILLING AND BLASTING COST – ANALYSIS AND PREDICTION MODEL. EMJ January 2002
3. BUSTILLO REVUELTA. M. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras. Edit. Entorno Gráfico S.L. Madrid 1997
4. HOEK AND BROWN. Excavaciones subterráneas en roca. Editorial Mc Graw Hill. Nueva York 1990.
5. LOPEZ JIMENO. Diseño de Minas y proyectos mineros. España – UPM, 2da. Edición, Madrid 2006
6. LLANQUE MOSQUERA. E. Explotación Subterránea – métodos y casos prácticos. Universidad Nacional del Altiplano, Puno 1995
7. P.MAGUIÑA. estudio geomecánica de la mina Huanzalá Noviembre 2012.
8. CANALES. Apuntes de la geología de Huanzalá Enero 2002.

ANEXOS

NEXO N° 01.
EQUIPO DE PERFORACION HORIZONTAL JUMBO

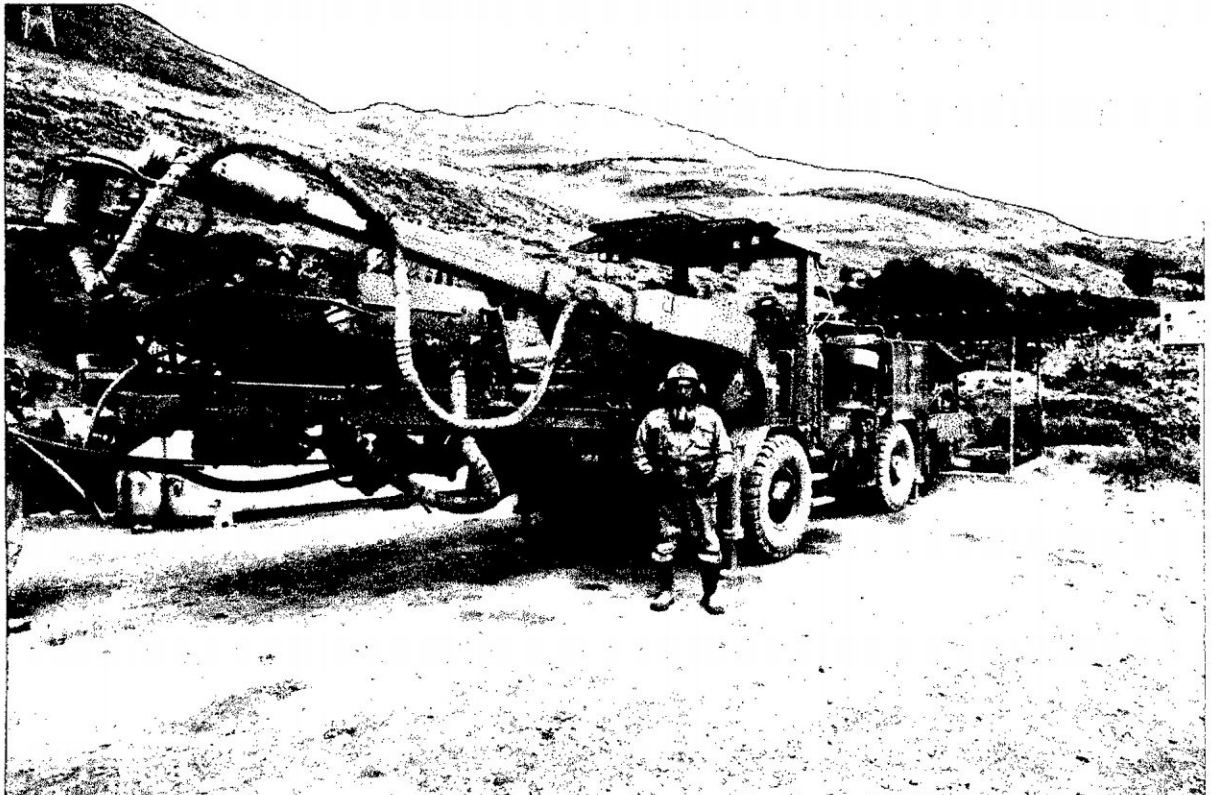
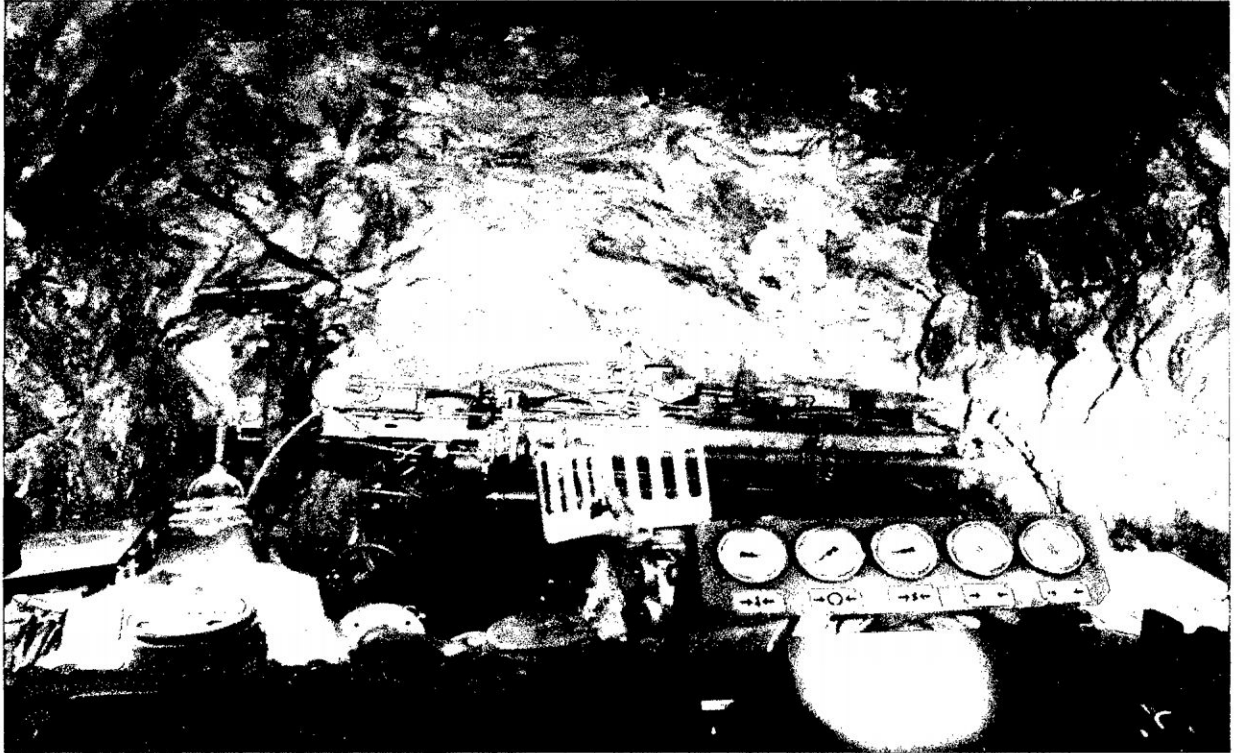


ANEXO N° 02.
EQUIPO DE CARGUI DE LABORES Y TAJOS ANFOTRUCK



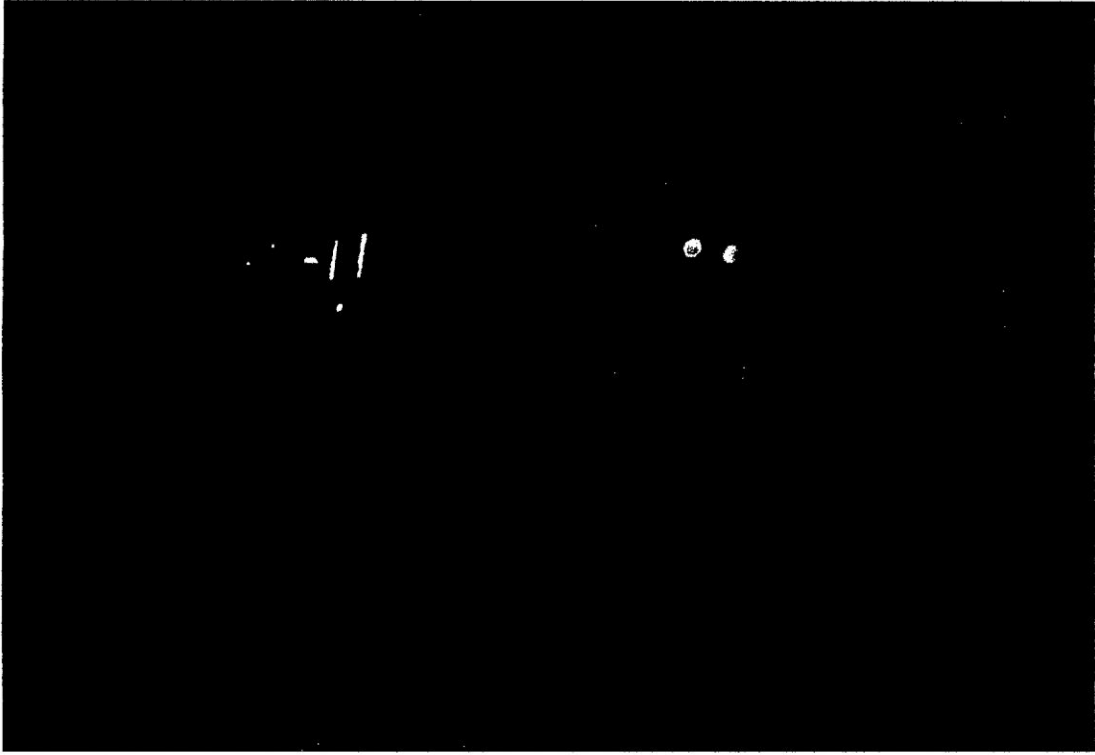
ANEXO N° 03.

EQUIPO EMPERNADOR ROBOLOTT.



ANEXO N° 04.

EQUIPO DE LANZADO DE SHOTCRETE SPRYAMEC.



ANEXO N° 05.

EQUIPO DE TRASLADO DE MEZCLA MIXER



ANEXO N° 06.
PLANTA DE BENEFICIO.

